



**CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS
UNIDADE ARAXÁ
DEPARTAMENTO DE MINAS E CONSTRUÇÃO CIVIL
GRADUAÇÃO ENGENHARIA DE MINAS**

**AVALIAÇÃO DA DOSAGEM DE COLETOR NA FLOTAÇÃO DO MINÉRIO
FOSFÁTICO DE TAPIRA/MG UTILIZANDO O PLANEJAMENTO FATORIAL**

TALYTHA COIMBRA GONÇALVES

**ARAXÁ
2016**



**CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS
UNIDADE ARAXÁ
DEPARTAMENTO DE MINAS E CONSTRUÇÃO CIVIL
GRADUAÇÃO ENGENHARIA DE MINAS**

**AVALIAÇÃO DA DOSAGEM DE COLETOR NA FLOTAÇÃO DO MINÉRIO
FOSFÁTICO DE TAPIRA/MG UTILIZANDO O PLANEJAMENTO FATORIAL**

TALYTHA COIMBRA GONÇALVES

ORIENTADORA

PROF^a. DR^a. MICHELLY DOS SANTOS OLIVEIRA

COORIENTADOR

PROF^o. ME. LEANDRO HENRIQUE SANTOS

**ARAXÁ
2016**

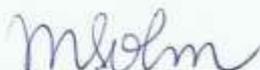
TALYTHA COIMBRA GONÇALVES

AVALIAÇÃO DA DOSAGEM DE COLETOR NA FLOTAÇÃO DO MINÉRIO FOSFÁTICO DE TAPIRA/MG UTILIZANDO O PLANEJAMENTO FATORIAL

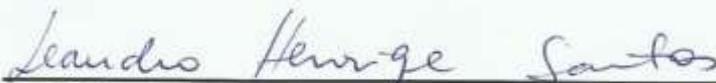
Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais com requisito parcial para obtenção do título de Engenheiro de Minas.

Data de aprovação: 17 / 08 / 2016

Banca Examinadora:



Prof.^a. Dr.^a Michelly dos Santos Oliveira – Presidente da Banca Examinadora
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – Orientadora



Prof.^o. Me. Leandro Henrique Santos
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – Coorientador



Prof. Dr. Natal Junio Pires
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais



Prof.^a Me. Maria Auxiliadora Mendes Aguiar
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais

G635a Gonçalves, Talytha Coimbra.

Avaliação da dosagem de coletor na flotação do minério fosfático de Tapira-MG utilizando planejamento fatorial/ Talytha Coimbra Gonçalves. – 2016. 54 f.:il.

Orientador: Prof.^a Michelly dos Santos Oliveira.

Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas)
– Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, 2016

1. Flotação. 2. Beneficiamento de minérios. I. Oliveira. Michelly dos Santos. II. Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais. III. Avaliação da dosagem de coletor na flotação do minério fosfático de Tapira-MG utilizando planejamento fatorial.

CDU: 622.7

Aos meus pais,
Sônia R. G. Coimbra e Bismark M. Gonçalves
Aos meus padrinhos,
Solange M.G.C. Maciel e Paulo S. O. Maciel

AGRADECIMENTO

Primeiramente, agradeço a Deus, que é sempre fiel e presente em todos os momentos, por me conceder a oportunidade, capacidade e saúde para alcançar mais uma etapa da minha vida.

Agradeço aos meus pais e padrinhos por me apoiarem nos momentos mais importantes e alegres da minha carreira estudantil, ensinando-me a ser humilde e respeitar a todos igualmente, buscando de forma honesta e com muita dedicação todos os meus sonhos. A minha Família, agradeço pelo apoio e motivação nas decisões da minha vida.

Em especial, gostaria de agradecer a minha madrinha Solange M. G. C. Maciel e minha mãe Sônia R. G. Coimbra, que estiveram presente em todas as etapas da minha vida, sendo as minhas melhores amigas e me dando um apoio incondicional em todas as minhas decisões. Obrigada por fazerem esse e outros sonhos se tornarem realidade e por me mostrarem o melhor caminho a seguir. Agradeço por me tranquilizarem, incentivarem e colaborarem para que eu alcançasse este objetivo.

Aos meus amigos, que mesmo distantes me apoiaram e acolheram com muito carinho, nunca me deixando sentir sozinha. Agradeço ao meu namorado Rodrigo, que desde o começo me apoiou nas decisões acadêmicas, incentivando-me a sempre correr atrás dos meus sonhos e por ser um amigo incondicional de todas as horas. Agradeço a minha amiga Fabrícia, por ser sempre confidente, amiga, irmã, sempre me fornecendo palavras de conforto e ânimo em momentos de turbulências. Agradeço a Nathalia, que com seu jeito sincero de ser, me conquistou, tornando-se uma amiga incrível e uma parceira incomparável, enchendo-me de confiança para seguir os meus objetivos. Aos futuros técnicos em mineração Ana Luiza e Luis Fillipi, meu grande agradecimento, por ajudarem na realização de toda a prática laboratorial, sempre com animação e dedicação.

Aos meus professores, a minha gratidão por me concederem a amizade, conhecimento e incentivo nestes 5 anos de curso. À professora Michelly e ao professor Leandro, pela orientação, paciência, confiança e por contribuir para minha formação

profissional. E ao professor Maurício por acompanhar todas as etapas deste projeto, sempre com paciência e dedicação.

Por fim, meus sinceros agradecimentos a todos os funcionários do CEFET-MG Unidade Araxá e da CBMM (Companhia Brasileira de Metalurgia e Mineração) que direta e indiretamente colaboraram e torceram pelo meu sucesso.

“Não é o quanto fazemos, mas quanto amor colocamos naquilo que fazemos. Não é o quanto damos, mas quanto amor colocamos em dar”.
(Madre Teresa de Calcutá)

RESUMO

O fósforo constitui o principal componente da apatita, mineral presente na rocha fosfática. No entanto, por ser um recurso natural não renovável, o fósforo está sujeito ao esgotamento. Tendo em vista a maior recuperação do bem mineral, a flotação é o método mais utilizado nas indústrias minerais. A coluna de flotação tem se mostrado eficiente no beneficiamento de minérios complexos e de baixos teores, caso das reservas brasileiras de fosfato, e também de granulometria mais fina. Desta forma, o estudo das variáveis operacionais deste equipamento é muito importante para o desenvolvimento tecnológico desse processo. Por este motivo, este trabalho busca a otimização de variáveis da flotação em coluna para o minério fosfático ultrafino do Complexo de Mineração de Tapira – MG (CMT), visando a obtenção da máxima recuperação mássica e teores com até 33% de P_2O_5 nos concentrados. Foi realizada uma análise estatística, com o auxílio do *software* Minitab, das variáveis vazão de ar, vazão de reciclo e dosagem de reagente, com o objetivo de obter os melhores níveis dos parâmetros visando a maior recuperação mássica dos concentrados. Os testes foram realizados utilizando dois níveis (máximo e mínimo) de cada variável no qual foram utilizados os níveis de vazão de ar (2,0 l/min e 1,2 l/min), vazão de reciclo (0,95 l/min e 0,48 l/min) e dosagem de coletor (350 g/ton e 250 g/ton). De acordo com os resultados obtidos, concluiu-se que para obter maior recuperação mássica do minério fosfático, deve-se utilizar a vazão de ar no nível máximo (2,0 l/min), e a vazão de reciclo e dosagem de coletor nos níveis mínimos (0,48 l/min e 250 g/ton, respectivamente). Além disso, os teores obtidos nos testes confirmaram a eficiência da coluna de flotação para o minério fosfáticos ultrafino do CMT.

Palavra-chave: Flotação, coluna, minério fosfático, granulometria fina.

ABSTRACT

Phosphorus is the main component of apatite mineral present in the phosphate rock. However, being a non-renewable natural resource, the phosphorus is subject to depletion. Considering the greater recovery of the mineral, flotation is the most commonly used method in the mineral industries. The flotation column has been efficient in the processing of complex ores and low levels in case the Brazilian phosphate reserves, and also finer granulometry. In this way, the study of the operating variables of this equipment is very important for the technological development of this process. For this reason, this paper seeks to optimize flotation column for the variables in ultrathin phosphatic ore Mining Complex Tapira - MG (MCT), in order to obtain the maximum recovery and mass content of up to 33% of P₂O₅ in the concentrates. A statistical analysis was performed with the help of Minitab software, variable airflow, recycle flow and dosing reagent in order to obtain the best levels of variables aiming at the best mass recovery and content of the concentrates. The tests were performed using two levels (maximum and minimum) of each variable in which air flow levels were used (2.0 l / min and 1.2 l / min) of recycle flow rate (0.95 l / min and 0.48 l / min) and sink strength (350 g / ton to 250 g / ton). According to the results obtained, it was concluded that for improved mass recovery of phosphatic ores, one must use the air flow to the maximum level (2,0 L/min), recycle flow and collector dosage levels minimum (0,48 L/min and 250 g/ton, respectively). Moreover, the content obtained in the tests have confirmed the efficiency of the flotation column for ultrathin phosphatic ore MCT.

Keyword: Flotation, column, phosphatic ore, fine grain.

LISTA DE ILUSTRAÇÃO

Figura 2.1 - Cristal de apatita	5
Figura 2.2 - Característica da molécula heteropolar do coletor	9
Figura 2.3 - Adesão partícula-bolha	10
Figura 2.4 - Classificação dos coletores de flotação	11
Figura 2.5 - Desenho esquemático de uma célula de flotação	17
Figura 2.6 - Esquema de bancos de células mecânica	17
Figura 2.7 - Representação esquemática de uma coluna de flotação	19
Figura 2.8 - Efeito da granulometria na recuperação metalúrgica	23
Figura 2.9 - Microdeslamagem do circuito ultrafino	25
Figura 2.10 - Microdeslamagem e condicionamento do circuito ultrafino	26
Figura 2.11 - Flotação do circuito ultrafino	27
Figura 2.12 - Espessamento, filtragem e expedição do concentrado ultrafino	27
Figura 3.1 - Fluxograma simplificado da Usina de Beneficiamento da Vale Fertilizantes de Tapira-MG	30
Figura 3.2 - Conjunto de peneiras utilizadas.	31
Figura 3.3 - Unidade Experimental.	33
Figura 3.4 - Desenho esquemático da coluna de flotação	34
Figura 3.5 - Sistema de agitação da polpa.	35
Figura 4.1 - Curva granulométrica para peneiramento a úmido.	40
Figura 4.2 - Perda de massa.	42
Figura 4.3 - Gráfico Cúbico para Recuperação Mássica	46
Figura 4.4 - Efeitos principais para Recuperação Mássica.....	47
Figura 4.5 - Efeitos de interação para Recuperação Mássica	48

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 - Técnica para concentração de minerais	7
Tabela 3.1 - Matriz do planejamento.....	37
Tabela 3.2: Condições operacionais.....	38
Tabela 4.1 - Composição química das amostras da alimentação.....	39
Tabela 4.2 - Análise granulométrica do peneiramento a úmido.....	40
Tabela 4.3 - Resultados do massa específica de minério.....	41
Tabela 4.4 - Massa dos produtos e perdas de massa por ensaio.....	41
Tabela 4.5 – Resultado dos teores por teste.....	43
Tabela 4.6 - Resultado do Planejamento Fatorial	44
Tabela 4.7 - Coeficientes codificados das variáveis avaliadas.....	44

SUMÁRIO

CAPÍTULO I – INTRODUÇÃO	1
1.1 Apresentação	1
1.2 Justificativa.....	1
1.3 Objetivos	2
1.3.1 Objetivo geral.....	2
1.3.2 Objetivos específicos	2
CAPÍTULO II - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	3
2.1 O Fósforo	3
2.2 Minério Fosfatado	3
2.2.1 Classificação dos depósitos.....	4
2.2.2 O Mineral Apatita	5
2.3 Beneficiamento do Minério.....	6
2.4. Flotação	7
2.4.1 Reagentes de Flotação.....	8
2.4.2. Equipamentos de Flotação	15
2.4.3.Flotação da Apatita	21
2.4.4. Finos e Ultrafinos na flotação.....	23
2.4.5.Flotação de Ultrafinos no CMT	24
2.5 Planejamento Experimental	28
CAPÍTULO III – METODOLOGIA.....	29
3.1. Minério	29
3.2 Caracterização das amostras.....	29
3.2.1 Caracterização química	29
3.2.2 Caracterização granulométrica	31
3.2.3. Determinação da massa específica do minério	32
3.3 Descrição da Unidade Experimental	32
3.4 Condicionamento da Polpa	34
3.4.1 Reagentes	34
3.4.2. Preparação da polpa.....	35
3.5 Testes de Flotação em Coluna	36
3.6 Planejamento Experimental	37
CAPÍTULO IV - RESULTADOS E DISCUSSÕES	39
4.1 Caracterização da Amostra da Alimentação	39
4.1.1 Caracterização Química	39
4.1.2 Caracterização Granulométrica	39
4.1.3. Massa específica do minério.....	41
4.2 Testes de Flotação em Coluna	41
4.2.1. Análise estatística dos testes de flotação	44
CAPÍTULO V – CONCLUSÃO	49
CAPÍTULO VI - REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	50

CAPÍTULO I – INTRODUÇÃO

1.1 Apresentação

O fósforo é o décimo elemento químico mais comum na crosta terrestre, e é ele o grande responsável pelo fornecimento e armazenamento de energia para as células vegetais e/ou animais, responsáveis pela reprodução, crescimento e fotossíntese e, portanto, um elemento vital à vida vegetal e animal. Entretanto o fósforo não é encontrado em seu estado puro na natureza e sim em combinação com os demais elementos formando uma grande variedade de compostos fosfatados (SANTANA, 2007).

Os depósitos fosfatados podem ter uma origem sedimentar (respondendo por 85% das reservas mundiais), ígnea (representando apenas 15% das reservas mundiais) e de origem biogenéticas (menos de 1% das reservas mundiais). No Brasil 80% dos depósitos de fosfato são de origem ígnea em rocha carbonatítica com minerais micáceos (SOUZA & FONSECA, 2009).

1.2 Justificativa

A apatita é o principal mineral da rocha fosfática, porém está associada a um grande grupo de minerais de ganga, como por exemplo, carbonatos, silicatos, óxidos metálicos entre outros, que varia de acordo com o depósito (SANTANA, 2011). Portanto, para melhor aproveitamento das reservas, há a necessidade de estudos no processo de separação do fosfato dos demais minerais. Um dos maiores depósitos de fosfato no Brasil pertence ao município de Tapira no Alto Paranaíba (BEZERRA & BROD, 2011), localizada a 35 km da cidade de Araxá.

O principal processo de separação da apatita dos minerais de ganga é a flotação. A importância do processo de flotação deve-se ao fato de que a superfície das partículas minerais poder se tornar hidrofóbica, quando condicionada adequadamente, em sistemas agitados por um tempo suficiente, com reagentes específicos denominados coletores. Outros reagentes, como depressores e ativadores, são empregados para melhorar a seletividade dos coletores.

Como a demanda por recursos naturais não renováveis tem aumentado, aliada ao esgotamento das jazidas com teores mais elevados de P_2O_5 , a pressão por beneficiamento de minérios mais complexos, visando atender as especificações do mercado de fosfato, tem sido crescente. Entre os avanços obtidos, a coluna de flotação tem-se mostrado cada vez mais eficiente no tratamento desses minérios (SANTANA, 2007).

Em vista disso, este trabalho buscou a otimização de variáveis da flotação em coluna para o minério fosfáticos ultrafino do Complexo de Mineração de Tapira (CMT).

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo geral

Determinar através de testes de bancada, condições ótimas para flotação do minério fosfático ultrafino, com auxílio de um planejamento experimental e levando em consideração trabalhos anteriores das variáveis operacionais de flotação em coluna.

1.3.2 Objetivos específicos

- ✓ Consolidar a metodologia de testes de flotação em coluna para minério fosfático e verificar a reprodutibilidade dos ensaios, considerando que o equipamento foi instalado recentemente.
- ✓ Estabelecer um padrão ótimo de dosagem de coletor, vazão de ar e vazão de reciclo para obtenção de concentrado com até 33% de P_2O_5 e máxima recuperação mássica, por meio de análise estatística dos resultados.

CAPÍTULO II - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 O Fósforo

O fósforo é um elemento químico pertencente ao grupo V da tabela periódica, cujo símbolo é “P”, de número atômico 15 e massa atômica 30,97 u. É um elemento não metal e, por ser fortemente reativo, não se encontra no seu estado puro na natureza (SANTANA, 2011).

O fósforo foi extraído pela primeira vez em 1669, a partir da urina humana evaporada, pelo químico alemão Henning Brand. Seu nome é de origem grega “*Phosphoros*” que significa “portador de luz” por possuir brilho quando exposto ao ar livre e no escuro (OLIVEIRA, 2007; SANTANA 2007). Cem anos depois, o químico sueco Gahn descobriu a presença de fósforo nos ossos e, passados dez anos, encontraram fósforo no mineral piromorfita (fosfato de chumbo). Mas, apenas em 1840, o alemão Justus von Liebig formulou a base científica de produção de ácido fosfórico (LOUREIRO *et al.*, 2008), matéria prima usada na fabricação de fertilizantes.

O fósforo é o décimo elemento mais comum na crosta terrestre, sendo encontrado com certa abundância na natureza. São encontrados cerca de 1.050 ppm na crosta terrestre e teores médios de 8.690 ppm em carbonatito, 650 ppm em granitos e 390 ppm em diabásios (LOUREIRO *et al.*, 2008).

O fósforo, juntamente com o nitrogênio e o potássio, é um dos macronutrientes principais no crescimento, saúde e reprodução das plantas e animais. É um elemento indispensável à vida, e desempenha função chave na fotossíntese, no metabolismo de açúcares, no armazenamento e transferência de energia, na divisão celular, no alargamento das células e na transferência da informação genética (POTAFOS, 2015).

O Brasil é um dos maiores produtores mundiais de alimentos e dentre suas aplicações, o fósforo se destaca na indústria agrícola, com a produção de fertilizantes. Os solos brasileiros, de modo geral, têm baixa disponibilidade natural com elevada deficiência de fósforo. Essa deficiência deve ser suprida por meio da prática de adubação realizada com fertilizantes fosfatados, sendo o fósforo um elemento essencial para o rendimento da agricultura. A indústria de bebidas, de detergentes,

ração animal, tratamento de águas pesadas e indústrias farmacêuticas são também outros exemplos de consumidores de fósforo (SANTANA, 2011; LOUREIRO *et al.*, 2008).

2.2 Minério Fosfatado

Minérios fosfáticos são relativamente abundantes na crosta terrestre e largamente empregados na nutrição de plantas e animais. Loureiro *et al.* (2008) designam rocha fosfática como: rochas ricas em minerais do grupo das apatitas que apresentam teores que oscilam de 5% a 22% de P_2O_5 . Após o beneficiamento, os concentrados fosfáticos atingem teores que variam de 32% a 38% de P_2O_5 .

O Brasil é um dos maiores produtores mundiais de alimentos e insumos, representando um terço da riqueza do país, sendo necessário suprir com a demanda de fertilizantes para essa área. Porém muitos depósitos de rocha fosfática são inviabilizados pela necessidade de obter um concentrado com teor elevado destinado à agricultura.

De acordo com dados do Fonseca (2014), em 2013, foram mineradas 39 Mt de *run of mine* (ROM), em 10 minas brasileiras com o teor médio de 9,6% de P_2O_5 . Já a produção do concentrado apatítico, resultou em aproximadamente 6,7 Mt com teor médio de 37% de P_2O_5 . O estado de Minas Gerais foi responsável por produzir 49% do fosfato nacional, seguido por Goiás, com 36% e São Paulo com 10%. Tapira é o maior produtor de rocha fosfática do Brasil, jazida pertencente à Vale, e é a segunda maior da América Latina, ficando atrás apenas de Boyóvar no Peru.

2.2.1 Classificação dos depósitos

Há aproximadamente 70 milhões de anos formaram-se as jazidas de minério fosfatado que possuem duas origens geológicas: uma sedimentar, geralmente associada a minerais derivados da vida animal, e outra ígnea, decorrente da atividade magmática dos vulcões. Existem também os depósitos originados de dejetos de aves, os chamados biogénéticos, porém, os depósitos sedimentares e ígneos são os mais importantes do ponto de vista econômico (ALBUQUERQUE, 2010).

No Brasil, cerca de 80% das jazidas de fosfatos são de origem magmática, sendo de ambientes geológicos vulcânicos com presenças de carbonatos e minerais

micáceas acentuadas, com baixo teor de P_2O_5 . Esses depósitos são as principais fontes de fósforo, sendo considerados mundialmente de origem rara. Já no Nordeste, principalmente em Pernambuco e Bahia, ocorrem depósitos de origem sedimentar (ALBUQUERQUE, 2010).

Os depósitos de origem ígnea, em associações de rochas carbonatítica, exigem operações de lavra seletiva e processo de concentração da apatita mais sofisticado. As rochas ígneas no território brasileiro apresentam baixo teor de P_2O_5 na mina e alto teor de fluorapatita sendo necessária uma grande eficiência no processo de concentração para atender as especificações do produto final (DIAS & FERNANDES, 2006).

2.2.2 O Mineral Apatita

A apatita é considerada a principal fonte de fósforo, cuja densidade varia entre 3,1 e 3,2 g/cm^3 , sendo diferenciada por seus cristais, sua cor e dureza. Encontram-se no formato de cristais prismáticos, tabulares, granulares ou compactos (SANTOS, 2010), conforme ilustrado na Figura 2.1.



Figura 2.1 - Cristal de apatita

A apatita é o décimo mineral em abundância na crosta terrestre. Sua mineralogia é extremamente diversificada e complexa, geralmente, ocorre em concentrações massivas de importância econômica. A maioria das apatitas brasileiras

é constituída por uma mistura entre fluorapatita e hidroxiapatita, carbonato-fluorapatita e carbonato-apatita (SANTANA, 2007).

É muito difícil estabelecer uma única fórmula satisfatória para os minerais fosfatados, porém, segundo Chula (2004), a fórmula geral utilizada para representar o grupo da apatita é $A_{10}(XO_4)_6Z_2$, onde A, X e Z, podem ser respectivamente:

- I. A: Ca, Pb, Sr, ETR (Elementos terras raras), Na, Ba, Mg, Mn, Zn, Cd, ...;
- II. X: P, Si, S, C, As, V, ...;
- III. Z: F, Cl, OH,

A apatita é um mineral onde as substituições na rede cristalina são bastante comuns, sendo que as apatitas mais comuns observadas são as fluorapatita, cloroapatita e hidroxiapatita, que são classificadas de acordo com a presença de F^- , Cl^- , OH^- , respectivamente (OLIVEIRA, 2007). De acordo com Santana (2011), a composição depende da estrutura mineralógica, do ambiente de formação, clima e topografia, e da necessidade de compensação de carga.

Em função do componente fósforo, a principal aplicação da apatita encontra-se na fabricação do ácido fosfórico para fertilizantes, que consome cerca de 90% da sua produção mundial, os outros 10% é destinado a outras aplicações (LOUREIRO *et al.*, 2008).

Por não se apresentar livre na natureza, para comercialização, a apatita necessita passar por diversos processos de tratamento, com objetivo de aumentar o teor P_2O_5 , reduzindo a quantidade de impurezas da rocha.

2.3 Beneficiamento do Minério

O tratamento de minérios consiste de operações unitárias aplicadas aos bens minerais visando alterar a granulometria, concentração relativa das espécies minerais presentes ou a forma, conservando as características químicas ou físicas dos minerais, sempre com a finalidade econômica (LUZ & LINS, 2010).

Os processos de beneficiamento de minérios compreendem normalmente a cominuição (britagem e moagem), homogeneização, classificação, concentração e separação sólido-líquido (filtragem, espessamento e secagem).

O tratamento tem em vista a separação das partículas minerais de interesse dos minerais de ganga, obtendo um produto concentrado, com elevado e adequado teor do mineral desejado. A separação é baseada nas características físicas, químicas ou físico-químicas das partículas minerais e é realizada por processos de concentração (SANTANA, 2011; OLIVEIRA & SOUZA, 2012).

Vários processos de separação de minérios são utilizados levando em conta as propriedades diferenciadoras físicas das partículas. A diferenciabilidade consiste na característica própria de cada mineral, por exemplo, cor, densidade, forma, tamanho, susceptibilidade magnética e carga elétrica. As principais técnicas de separação são apresentadas por Oliveira (2004) com a Tabela 2.1. Quando a diferença de propriedades físicas diferenciadoras entre os minerais é inexistente ou insuficiente, utilizam-se técnicas baseadas nas propriedades físico-químicas da superfície das partículas. A técnica mais utilizada para esse fim é a flotação (SANTANA, 2011).

Tabela 2.1 - Técnica para concentração de minerais (OLIVEIRA, 2004).

TÉCNICAS PARA CONCENTRAÇÃO DE MINERAIS	
PROPRIEDADES	MÉTODOS
Ópticas	Escolha óptica (manual ou automática)
Densidade	Meio denso, jigues, mesas, espirais, cones, ciclones, ciclones de meio denso
Forma, peso específico	Idem à densidade
Susceptibilidade Magnética	Separação magnética
Condutividade elétrica	Separação eletrostática
Radioatividade	Escolha com contador
Textura-Friabilidade	Cominuição, classificação, hidro separação, peneira
Reatividade química	Hidrometalurgia
Reatividade de Superfície	Flotação, agregação ou dispersão seletiva, eletroforese, aglomeração esfera

2.4. Flotação

A flotação é um método de concentração de minérios, que foi desenvolvido no início do século XIX, com o intuito de melhorar a recuperação metalúrgica de minérios com baixos teores dos minerais de interesse. É um processo que utiliza a diferença

entre as propriedades de superfície das partículas como método de separação, sendo considerada uma das técnicas mais eficientes e seletivas utilizadas nas indústrias de mineração.

Conforme Santana (2007), o processo evolutivo da flotação passou por diferentes etapas, são elas, a flotação em óleo (*bulk oil*) que utiliza a afinidade natural que alguns minerais apresentam por óleo, a flotação pelicular (*skin flotation*) que consiste na separação por meio de água pura, levando em conta as propriedades notoriamente hidrofóbicas das partículas, e a flotação por espuma (*froth flotation*). Entretanto, a flotação em óleo e a flotação pelicular se tornaram obsoletas uma vez que eram aplicadas apenas quando continha uma espécie com a característica desejada. Por esse motivo, o termo flotação é usado para descrever apenas a flotação por espuma.

A flotação por espuma, ou simplesmente flotação, consiste em um método de separação em que o ar é introduzido na polpa gerando bolhas de gás que se aderem às partículas hidrofóbicas. Essas são carregadas pelas bolhas, sendo flotadas, e as demais, hidrofílicas, permanecem em suspensão na fase líquida. A hidrofobicidade de uma partícula está associada à sua molhabilidade pela água, ou seja, partículas mais hidrofóbicas são menos afetadas pela água ou não tem afinidade pela água. Já partículas hidrofílicas têm afinidade pela água, ou seja, as partículas tendem a ficar suspensas no meio aquoso (SANTANA, 2007; NUNES, 2009).

Como poucos minerais são naturalmente hidrofóbicos, a aplicação da flotação seria restrita. Porém, a propriedade diferenciadora da flotação pode ser manipulada através da adsorção¹ de reagentes, conhecidos como coletores, na superfície de minerais hidrofílicos, tornando-os hidrofóbicos.

2.4.1 Reagentes de Flotação

Os reagentes de flotação são compostos orgânicos ou inorgânicos utilizados com o intuito de controlar as propriedades físico-químicas da superfície das partículas. Em geral recebe o nome de acordo com a função exercida no processo. São

¹ Adsorção: adesão de uma determinada espécie química na interface, sendo esta a região limite entre duas fases da matéria. As interfaces podem ser: sólido-sólido, sólido-líquido, sólido-gás, líquido-gás, líquido-líquido e líquido-gás.

tradicionalmente classificados como coletores, depressores, espumantes e modificadores ou reguladores (MAZON, 2006).

A escolha adequada dos reagentes contribui com a eficiência do processo, promovendo uma adsorção seletiva do coletor, estabilidade das bolhas e adesão partícula bolha, sendo essencial na flotação.

2.4.1.1. Coletores

A eficiência da separação por flotação depende fortemente do grau de hidrofobicidade das partículas a serem flotadas. Assim, como dito anteriormente, para induzir o caráter hidrofóbico na superfície das partículas, são adicionados no processo os coletores.

Os coletores são reagentes que atuam na interface sólido/líquido, alterando a superfície mineral que passa de caráter hidrofílico para hidrofóbico (MAZON, 2006). Baltar (2008) demonstra, pela Figura 2.2, que os coletores são surfactantes que se caracterizam por apresentar uma molécula heteropolar, ou seja, uma parte da molécula é inorgânica (polar) e a outra é orgânica (apolar). A parte polar da molécula, solidofílica e hidrofílica, possui afinidade com o sólido e com a água, respectivamente, e tem a função de interagir com a superfície da partícula mineral promovendo a adsorção. Esse grupo polar, é o principal responsável pela seletividade do processo e pela intensidade da ligação com a superfície. Já a parte apolar da molécula é dividida em aerofílica (afinidade pelo ar) e hidrofóbica, aversão à água, sendo constituída por uma cadeia hidrocarbônica cuja função é promover a hidrofobicidade da superfície (BALTA, 2008).

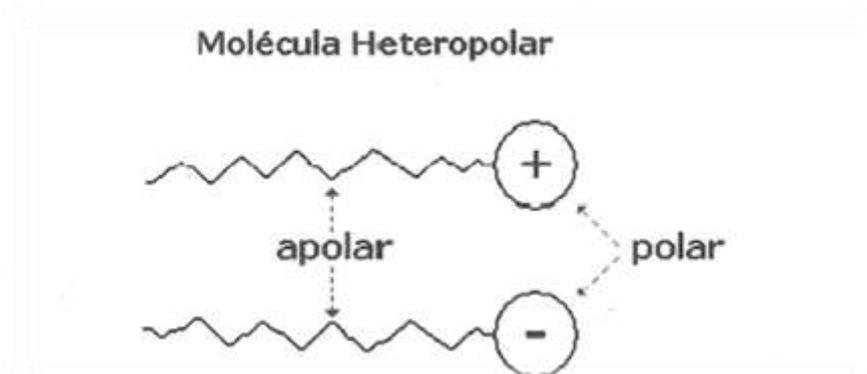


Figura 2.2 - Característica da molécula heteropolar do coletor (BALTA, 2008).

Quando os coletores são adicionados à suspensão (polpa), a superfície da partícula mineral fica recoberta pelas moléculas do coletor, transformando a partícula em hidrofóbica capaz de se aderir à bolha, Figura 2.3.

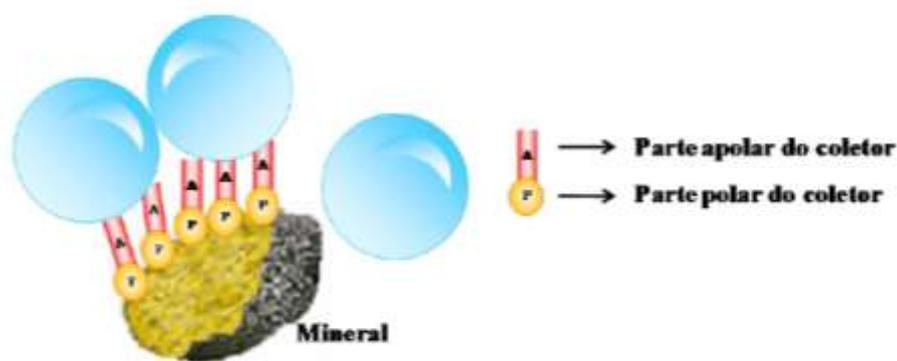


Figura 2.3 - Adesão partícula-bolha (SANTOS, 2010).

Em geral, os coletores podem ser classificados de acordo com a sua carga iônica, podendo ser catiônico ou aniônico, conforme a carga elétrica do grupo polar, resultante da ionização da molécula. Existem ainda, alguns reagentes reforçadores de coleta, que são classificados erroneamente como coletores não ionizáveis. Estes são constituídos em sua maioria por hidrocarbonetos líquidos, por exemplo, querosene, diesel e óleo combustível (CHAVES *et al.*, 2010). Uma classificação geral dos coletores é mostrada na Figura 2.4.

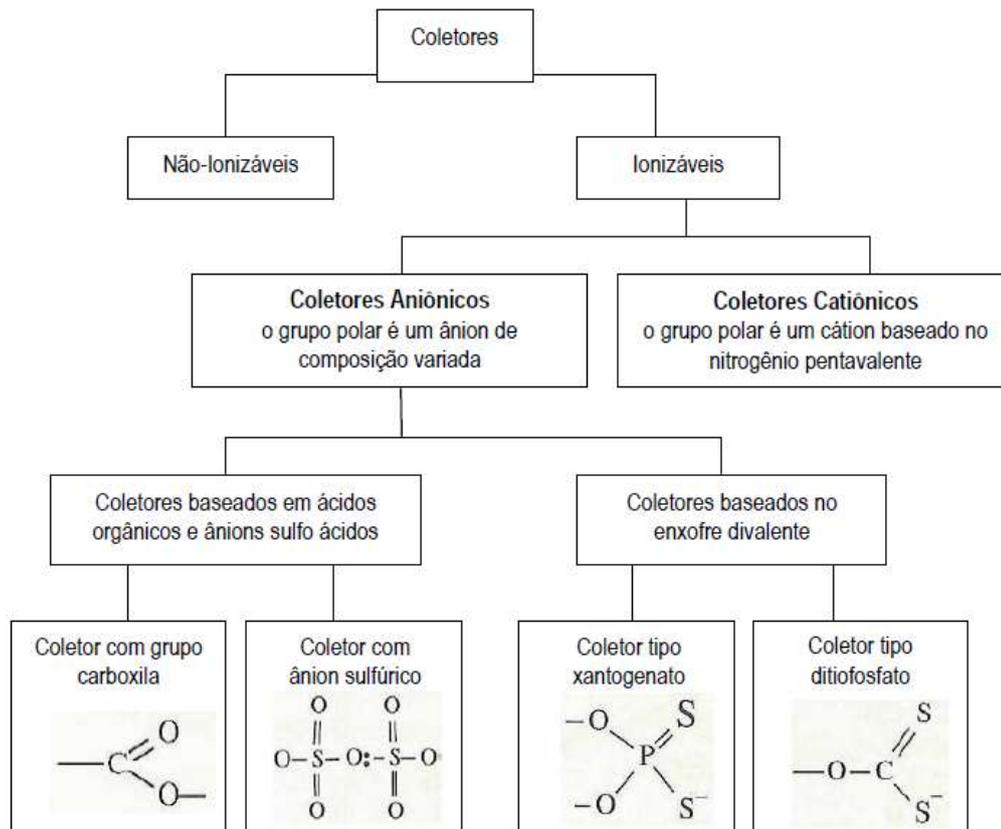


Figura 2.4 - Classificação dos coletores de flotação (CHAVES, et al., 2010).

Coletores Catiônicos

Os coletores catiônicos são compostos orgânicos do grupo das aminas e seus acetatos, que desenvolvem carga positiva quando colocado em meio aquoso. Em geral a carga positiva é obtida pela presença de nitrogênio que pode formar ligações de hidrogênio com seu par de elétrons não ligantes, apresentando assim, um déficit de carga negativa. São reagentes adsorvidos e desorvidos fácil e rapidamente, por esse motivo são menos seletivos que os coletores aniônicos e são mais afetados por modificadores de coleta. Por ser um coletor menos seletivo, deve ser evitado na flotação de minérios com quantidades consideráveis de finos (SANTANA, 2007; BARBOSA & BALTAR, 2012; LOPES, 2013).

Esses coletores possuem como principal aplicação a flotação de não metálicos tais como quartzo (no beneficiamento de itabirito), silicatos, aluminossilicatos vários óxidos, talco, micas, etc. (CHAVES *et al.*, 2010).

De acordo com Baltar (2008), a capacidade do reagente de atuar como coletor aumenta com o comprimento da cadeia, porém a solubilidade diminui com o número

de átomos de carbono na cadeia. Na flotação, costuma-se usar aminas com 8 a 12 átomos de carbono.

As aminas são derivadas da amônia (NH₃) e é o maior representante do grupo catiônico, podendo ser classificadas em primárias, secundárias, terciárias e até quaternárias em função da quantidade de números de radicais hidrocarbonetos ligados ao átomo de nitrogênio (BALTAR, 2008; LOPES, 2013).

Dentre os coletores catiônicos com potencial para uso, as aminas primárias tem sido as mais utilizadas na flotação, por serem bases fracas e ionizarem em função do pH (BALTAR, 2008). Com esse tipo de coletor a adsorção acontece fisicamente à superfície mineral por meio de atração eletrostática, ou seja, para viabilizar a adsorção necessita-se que a superfície mineral apresente um excesso de carga negativa. Com o aumento do pH, conseqüentemente, aumenta o excesso de carga negativa na superfície mineral, melhorando a eficiência da flotação (BARBOSA & BALTAR, 2012).

Coletores Aniônicos

Os coletores aniônicos podem ser classificados em oxidrílicos ou sulfídricos conforme a função química. Os principais coletores do grupo aniônicos oxidrílicos são os ácidos graxos e seus sabões, sulfatos e sulfonatos de alquila ou arila. Já no grupo dos aniônicos sulfidrílicos, também conhecidos como tíóis, os principais coletores são os xantatos, mercaptans, ditiofosfatos e tiocarbamatos (BALTAR, 2008; CHAVES *et al.*, 2010).

Os tipos mais usados desses coletores são as longas cadeias de ácidos graxos e seus sabões. Os óleos vegetais são compostos essencialmente por triacilglicerol² que por meio da reação de saponificação, é possível obter os ácidos graxos livres. Em solução aquosas, estes sabões são os coletores aniônicos mais utilizados na flotação de minerais salinos, oxidados e não metais, entre eles o fosfato. Por possuir uma cadeia extensa, os ácidos graxos conseguem coletar em uma faixa mais ampla de pH, tornando-se um coletor pouco seletivo (SIS & CHANDER, 2003; BRANDÃO *et al.*, 1994).

² Triacilglicerol: são lipídios formados pela ligação de 3 moléculas de ácidos graxos com o glicerol, um triálcool de 3 carbonos, através de ligações do tipo éster.

Um dos ácidos graxos usado na flotação de apatita é derivado do *tall oil*, sendo seu principal constituinte o ácido oleico, que é encontrado em óleos vegetais como óleo de arroz ou óleo de mamona. Esses coletores trabalham em meio alcalino ou saponificado. A temperatura deve ser elevada ou a solubilidade diminui bastante (CHAVES *et al.*, 2010).

2.4.1.2. Espumantes

Em geral, uma simples passagem de ar sob a polpa não é suficiente para transportar as partículas hidrofóbicas. Portanto, é necessária a formação de uma espuma estável que é obtida pela adição de reagentes conhecidos como espumantes, que também atuam na cinética partícula-bolha, fazendo com que sua ruptura ocorra apenas na superfície de coleta.

Os espumantes são reagentes tensoativos não iônicos, heteropolar e surfactantes, geralmente pertencentes à classe dos álcoois, éteres e seus derivados. São compostos que contêm um grupo polar e uma cadeia hidrocarbônica, que adsorvem seletivamente na interface líquido-gás para reduzir a tensão superficial da bolha. É adicionado ao processo de flotação para formar uma bolha estável sob a polpa ou ainda controlar o tamanho da bolha, de maneira que a partícula de interesse possa ser arrastada mais facilmente para zona de coleta (OLIVEIRA, 2004; WILLS, 2006; CHAVES *et al.*, 2010).

Sua estrutura é semelhante à dos coletores, porém distinguem no caráter funcional do grupo polar. Nos coletores, o radical polar reage física e quimicamente fazendo uma interação eletrostática com a superfície do mineral a ser coletado, ou seja, se depositam na interface sólido-gás. Já os espumantes têm um caráter lipofílico³ de grande afinidade pela água e se posicionam na interface líquido-gás (OLIVEIRA, 2004).

Alguns reagentes utilizados como coletores possuem também poder espumante, como é o caso dos ácidos graxos, amins e oleatos. O ácido graxo interage tanto na interface líquido-gás, como na interface sólido-líquido, porém, esta interação pode afetar no consumo de reagentes, prejudicando a seletividade e o

³ Lipofílico: refere-se à habilidade de um composto químico dissolver-se em gorduras, óleos vegetais, lipídios em geral.

controle do processo (OLIVEIRA, 2004; SILVA, 2005; WILLS, 2006; CHAVES *et al.*, 2010).

As propriedades espumantes aumentam com o comprimento da cadeia apolar, até 7-8 carbonos, depois decaem devido à queda da solubilidade do reagente. A solubilidade é determinada através da porção polar da molécula, assim, procuram-se radicais que não tenham afinidade pela superfície mineral, para evitar sua atuação como coletor. Por essa razão, espumantes carboxílicos e amínicos são evitados (SILVA, 2005; CHAVES *et al.*, 2010).

Segundo Baltar (2008), os espumantes devem apresentar as seguintes funções básicas:

- ✓ Reduzir a tensão superficial – a adsorção de um surfactante na interface líquido gás diminui a tensão superficial, aumentando a estabilidade da bolha, o que é essencial para a formação da espuma;
- ✓ Evitar a coalescência – a adsorção do espumante na interface líquido gás reduz a permeabilidade da membrana interfacial, dificultando o fenômeno da coalescência. Esse fato contribui para manter a probabilidade de colisão com as partículas hidrofóbicas.
- ✓ Favorecer a adesão partícula bolha – aumenta o tempo de contato da partícula com a bolha, após o choque, favorecendo a probabilidade adesão.

Além dos espumantes produzidos quimicamente em laboratórios, por exemplo, metilisobutilcarbinol (MIBC), e os éteres poliglicólicos, existem os espumantes naturais que também são utilizados nas plantas industriais de flotação, são eles: o óleo de pinho, óleo de eucalipto e o ácido cresílico. Entretanto, o MIBC é o mais utilizado na indústria mineral, produzindo uma espuma frágil com textura fina, sendo considerado um espumante bastante seletivo (BALSTAR, 2008).

2.4.1.3. Modificadores ou reguladores

Em geral, em grande parte dos sistemas de flotação a seletividade do processo requer a participação de substâncias orgânicas ou inorgânicas, conhecidas como modificadores ou reguladores. São utilizados com o objetivo de melhorar a seletividade ou recuperação do processo, podendo ter diversas funções como, por

exemplo, favorecer ou inibir a adsorção do coletor, promover a dispersão das partículas minerais e ajustar o pH da polpa (BALTAR, 2008; SILVA, 2005).

Os modificadores recebem diferentes denominações de acordo com a função que exercem (BALTAR, 2008; OLIVEIRA, 2004), tais como:

- Depressores: sua função consiste em inibir a adsorção do coletor em determinados minerais, evitando a hidrofobização das superfícies dos minerais que não devem se flotados. Podem ser de origem inorgânica ou orgânica. Entre os depressores orgânicos destacam-se o amido de milho, utilizados na flotação de apatita, deprimindo carbonatos e minerais portadores de ferro. Já os inorgânicos, são mais utilizados os silicatos de sódio e o sulfeto de sódio. Os depressores devem ser adicionados antes do coletor, visto que sua função é inibir a ação do coletor.
- Ativadores: são adicionados com o objetivo de intensificar a adsorção do coletor sobre o mineral que se deseja flotar. São usados onde se necessita aumentar a recuperação do mineral. Os ativadores são de origem inorgânica e solúveis em água, sendo o sulfato de cobre um exemplo de ativador utilizado na indústria mineral para ativar a blenda (ZnS) em flotação com xantato.
- Reguladores de pH: são reagentes inorgânicos utilizados para controle de pH do sistema, com o objetivo de aumentar a eficiência do processo. Podem ser ácidos, em geral, sulfúrico e/ou clorídrico ou bases, como hidróxidos de cálcio, magnésio, sódio, etc. Os reguladores de pH além de contribuírem na dissociação dos reagentes, agem na hidratação da superfície das partículas.

2.4.2. Equipamentos de Flotação

Além das propriedades e características do minério e dos reagentes, a escolha do tipo de equipamento a ser utilizado também é muito importante para atingir bons resultados. Por isso, atualmente a importância da flotação tem provocado um desenvolvimento e aprimoramento dos equipamentos destinados a este fim (SILVA, 2005; SANTOS, 2010).

A eficiência do equipamento de flotação é determinada de acordo com a qualidade do produto final, a recuperação do mineral, o consumo de energia e de

reagente e com o gasto com operação e manutenção necessário por tonelada de minério (SANTOS, 2010).

De acordo com Oliveira & Souza (2012), as máquinas de flotação devem ser capazes de realizar uma série de funções, tais como:

- ✓ Manter as partículas em suspensão: é necessário que a polpa esteja submetida a uma agitação, de tal forma que a velocidade ascendente das partículas na polpa seja maior que sua velocidade de sedimentação.
- ✓ Gerar e dispersar as bolhas de ar: devem gerar bolhas com tamanhos adequados à coleta de partículas de diferentes tamanhos. Além disso, devem promover uma boa dispersão das bolhas de ar em toda a polpa, favorecendo o contato partícula bolha.
- ✓ Coletar seletivamente e transportar o mineral que será flotado: promover a colisão eficiente das partículas-bolhas para que ocorra a adesão seletiva das partículas hidrofóbicas às bolhas e o movimento ascendente do agregado partícula-bolha para camada de espuma.

Os equipamentos de flotação podem ser divididos em três classes principais, sendo elas, as células mecânicas, células pneumáticas e as células de coluna.

2.4.2.1. Células mecânicas convencionais

As células mecânicas foram um dos primeiros equipamentos desenvolvidos para o processo de concentração de minérios por flotação e hoje são os equipamentos mais utilizados nas indústrias mineiras (OLIVEIRA & SOUZA, 2012).

A máquina de flotação é instalada dentro da célula que consiste em um rotor (impelidor), na parte inferior, responsável por manter as partículas em suspensão através da agitação da polpa e um rotor, responsável por quebrar as bolhas de ar injetado na polpa, como está ilustrado na Figura 2.5. As linhas de fluxo decorrentes da ação do impelidor encontram-se em uma região da célula denominada zona de coleta, região onde ocorrem as interações partícula-bolha, ou seja, colisão e adesão (SANTANA, 2007; LIMA *et al.*, 2006).

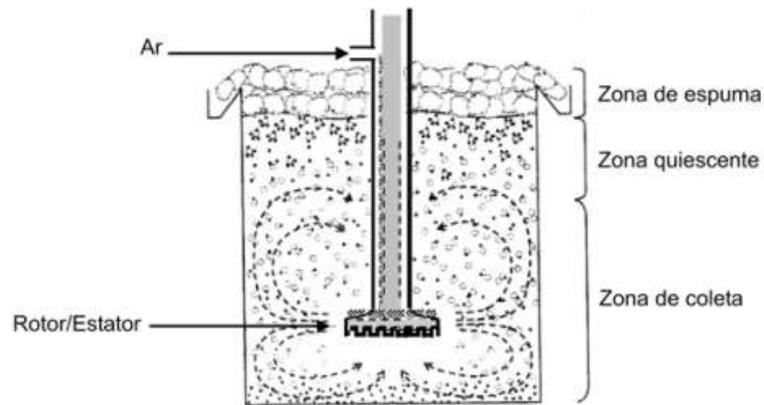


Figura 2.5 - Desenho esquemático de uma célula de flotação (LIMA et al., 2006).

As células são tanques projetados para receber a polpa continuamente, alimentada por uma das suas faces laterais, sendo o rejeito descarregado pelo lado oposto e o concentrado pela parte superior da célula (OLIVEIRA, 2004). Geralmente, são bancos de células mecânica (Figura 2.6) que operam em regime turbulento na região inferior, facilitando a adesão partícula bolha, e em regime laminar na parte superior, para não afetar a integridade das bolhas (BALTAR, 2008).

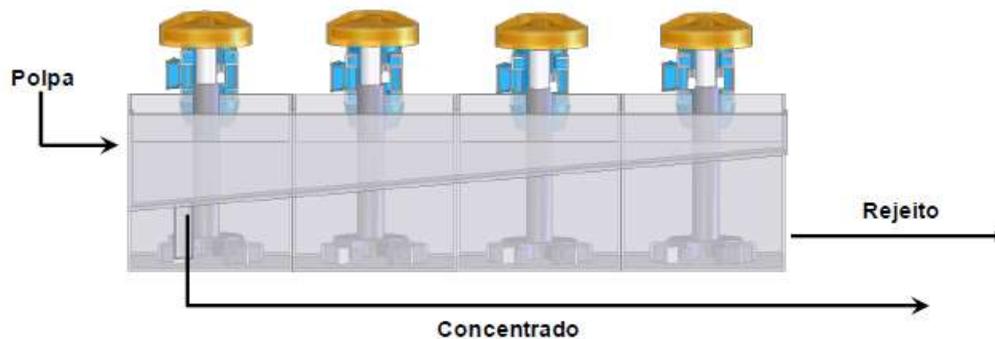


Figura 2.6 - Esquema de bancos de células mecânica (SANTOS, 2010).

Oliveira e Souza (2012) citam que as células mecânicas podem ser diferenciadas quanto ao fluxo de polpa e quanto à aeração. Quanto ao fluxo são separadas em células “cell to cell” que possuem vertedouro entre cada compartimento, e “open flow” com passagem livre da polpa. Já quanto à aeração, as células são divididas em “supercharged” onde o ar é fornecido de compressores e

injetado sob pressão, e “*self aerating*” que usa a depressão criada pelo impelidor para sucção do ar e aeração da polpa.

2.4.2.2. *Células pneumáticas*

As células pneumáticas se caracterizam pela inexistência de rotor para agitação e aeração da polpa. Neste caso, essa função é realizada pela injeção de ar comprimido. Estes equipamentos foram desenvolvidos para suprir algumas dificuldades encontradas nas células mecânicas (OLIVEIRA & SOUZA, 2012).

Em consequência da injeção de ar, tem-se um maior consumo de energia, mas em contrapartida, as funções de aeração da polpa e separação de espuma não são afetadas pela agitação mecânica, sendo uma das condições favoráveis. Outra vantagem significativa é a possibilidade de operar melhor na flotação de minério com granulometria mais ampla (SANTOS, 2010).

2.4.2.3. *Coluna de Flotação*

A coluna de flotação foi patenteada em 1961 pelos canadenses Pierre Boutin e Remy Trembly, porém apenas nos anos 90 essa tecnologia chegou ao Brasil, com a implantação das primeiras colunas de flotação na Mina de Germano em Mariana, pertencente à Samarco Mineração.

É um equipamento que utiliza o sistema de fluxo contracorrente de polpa e bolhas de gás em um regime próximo ao laminar. Sua alimentação se faz há uma altura $2/3$ da altura total da coluna. As bolhas de ar coletam as partículas hidrofóbicas, sendo carregadas até a parte superior da coluna. As partículas hidrofílicas continuam em suspensão e deixam o equipamento pela parte inferior (CARVALHO, 2003).

As colunas de flotação apresentam uma grande diversidade de modelos, entretanto o modelo mais aplicado nas indústrias é conhecido como coluna canadense, cujo esquema é apresentado na Figura 2.7.

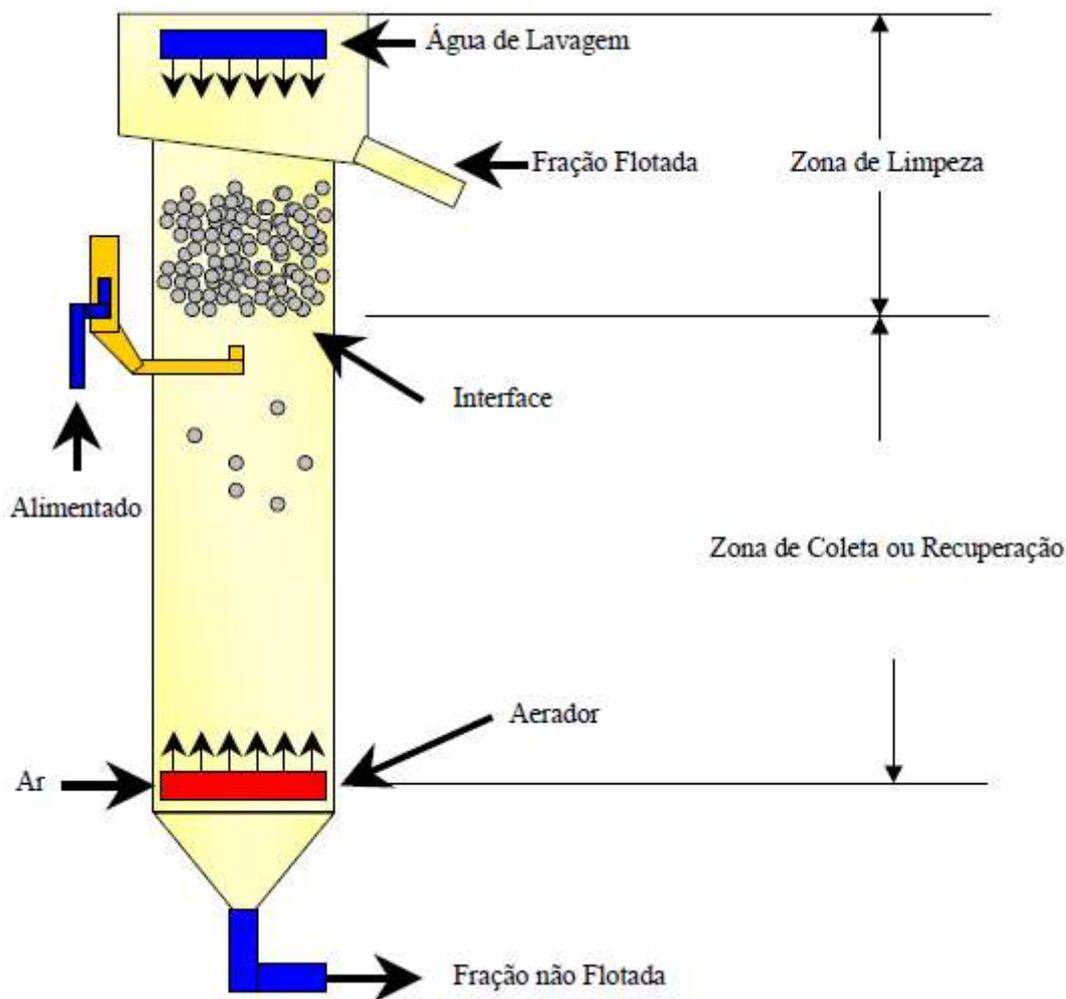


Figura 2.7 - Representação esquemática de uma coluna de flotação (MAZON, 2006).

Na Figura 2.7 é possível identificar duas regiões diferentes, a zona de coleta e a zona de limpeza. A zona de coleta ou zona de recuperação situa-se entre a interface polpa/espuma e o sistema de aeração e tem como principal função a coleta das partículas hidrofóbicas. Já a zona de limpeza ou camada de espuma situa-se entre a interface polpa/espuma e o transbordo. Nesta zona pode ter ou não a presença da água de lavagem, a qual promove a seletividade do processo (TAKATA & VALLE, 2013).

Existem alguns parâmetros que podem controlar o processo de flotação em colunas. Essas variáveis podem interferir significativamente no teor e/ou na recuperação do mineral minério no processo. Dentre os parâmetros podemos citar o *bias*, vazão de água de lavagem, vazão de ar, *hold up* do gás e o tempo de residência.

Segundo Oliveira (2004), o *bias* representa a fração residual de água de lavagem que flui através da coluna e é o responsável pela ação de limpeza. Considera-se o *bias* positivo, quando este fluxo residual se desloca para baixo, ou seja, a vazão da água de lavagem será suficiente para substituir a água de alimentação no concentrado e promover o deslocamento de uma fração de água nova para a base da coluna.

A água de lavagem é uma das grandes modificações da coluna em relação às células mecânicas. É introduzida na camada de espuma com o objetivo de: substituir a água de alimentação na fração flotada, minimizando o arraste hidráulico das partículas hidrofílicas, aumentar a altura e a estabilidade da camada de espuma e reduzir a coalescência das bolhas (ALVES, 2015).

A vazão de ar é uma das variáveis que mais influencia a recuperação do mineral flotado em uma coluna de flotação. Dentro dos limites de estabilidade da coluna, em geral, a recuperação do mineral cresce com o aumento da vazão de ar, até atingir o seu valor máximo. Este acréscimo na recuperação, deve-se ao aumento da área superficial total de bolhas introduzidas na coluna. Porém, o aumento significativo da vazão de ar pode prejudicar o processo de flotação devido à turbulência ou à formação de uma espuma na zona de recuperação da coluna (BATISTELLA, 2009).

O *hold up* do gás é a fração volumétrica ocupada pelo ar na zona de coleta da coluna. Representa uma medida da quantidade de ar, expressa em porcentagem, em relação ao volume total. Normalmente, o *hold up* é influenciado pela vazão de gás, tamanho das bolhas, densidade da polpa, carregamento de sólido nas bolhas e velocidade descendente da polpa (CARVALHO, 2003).

O tempo de residência é um dos fatores que afetam tanto o teor como a recuperação, influenciando significativamente na recuperação do material flotado. Considera-se o tempo de residência ideal aquele capaz de permitir o contato efetivo entre as partículas minerais hidrofóbicas e as bolhas de ar. Quando o tempo de residência é muito grande partículas menos hidrofóbicas conseguem se aderir às bolhas sendo flotadas, porém a qualidade do concentrado é diminuída. Por outro lado, com o tempo de residência pequeno, muitas partículas hidrofóbicas não conseguem

aderir às bolhas, diminuindo a recuperação do mineral-minério (OLIVEIRA & SOUZA, 2012).

As colunas de flotação possuem algumas vantagens em relação às células mecânicas como: possibilita um melhor controle do processo, possui baixo consumo de ar, custo operacional baixo, requer menor espaço físico e são de simples operação, permitindo conhecer melhor o mecanismo de coleta e de separação dos minerais (CHAVES *et al.*,2010).

Em geral, o monitoramento das variáveis operacionais de uma coluna de flotação industrial é realizado em células mecânicas de escala laboratório, por ser de fácil manuseio e pela rapidez dos testes, entretanto, estes testes apresentam algumas discrepâncias em relação à prática industrial.

Guimarães & Peres (1999) compararam o comportamento das plantas industriais de flotação do Complexo de Araxá, baseado em testes realizados em células mecânicas e colunas de flotação em escala laboratorial. Assim, os autores verificaram que os resultados obtidos na coluna de flotação em escala laboratorial apresentaram melhor confiabilidade à escala industrial, em relação às células mecânicas.

Assim, mesmo que as colunas de flotação laboratorial apresentem maiores dificuldades de manuseio, seus resultados mostram melhor produtividade e confiabilidade do processo industrial, sendo uma alternativa significativa para o controle do processo.

2.4.3.Flotação da Apatita

Guimarães *et al.* (2004), afirmam que os minérios fosfatados brasileiros requerem um tratamento complexo e de difícil beneficiamento por apresentarem uma mineralogia complexa, baixo grau de uniformidade, baixo teor de apatita e elevado teor de carbonatos, o que implica sérios problemas no seu aproveitamento industrial.

Um grande marco da década de 60 na indústria de mineração foi o desenvolvimento de reagentes químicos capazes de separar o mineral apatita dos minerais de ganga, principalmente os minerais carbonatíticos. O professor Paulo Abib Andery desenvolveu o processo de concentração da apatita utilizando o ácido graxo

como coletor de apatita e o amido de milho como depressor da ganga (BARROS, 2013).

A partir dessa época, diferentes pesquisadores têm dedicado à pesquisa de desenvolvimento dos reagentes para esse fim, visto que a complexa mineralogia deste tipo de rocha dificulta a eficiência do processo.

Cada jazida de minério fosfático tem uma mineralogia própria, sendo umas mais simples, por exemplo, o minério fosfático de Cajati, e outras com composições mais complexas, como é o caso do depósito de Tapira (MG) e Catalão (GO). Segundo Barros (2013), o minério fosfatado de Tapira contém uma presença de contaminantes de Fe, Si, Ti na superfície das partículas de apatita, reduzindo assim, a flotabilidade desse mineral para uma mesma concentração de coletor.

O processo de flotação da apatita tem o objetivo de obter o produto com teores adequados para o uso como matéria-prima para fabricação de fertilizantes. Em geral, o produto final do processo de concentração deve apresentar um teor aproximado de 35% P_2O_5 e com baixos teores de impureza ($SiO_2 < 3\%$ e $Fe_2O_3 < 7\%$) e para concentração de finos, o teor mínimo de P_2O_5 é aproximadamente 33,5% (TESTA, 2008).

Existem diversos reagentes empregados na flotação de fosfato e sua escolha é dependente do jazimento e dos minerais em que nele apresentam. Em relação aos coletores, os ácidos graxos (derivados de óleos vegetais) e seus sais têm sido largamente utilizados na flotação de apatita, por apresentar um alto poder de coleta, um baixo preço de venda e uma grande disponibilidade para utilização industrial. Entretanto, esse tipo de coletor apresenta baixa seletividade e, geralmente, necessita do uso de agentes modificadores (BARROS, 2013).

Como depressor dos minerais de ganga, Testa (2008) cita, o amido de milho gelatinizado como o reagente depressor mais utilizado na flotação aniônica direta de apatita e como modificadores de pH, Barros (2013) menciona a soda cáustica como a mais utilizada nesse processo.

2.4.4. Finos e Ultrafinos na flotação

Um dos grandes problemas na indústria mineral é a presença de partículas finas (40 até 13 μ m) e ultrafinas (menor que 13 μ m) no processo de concentração. Em geral, no processo de concentração por flotação, as partículas que possuem a granulometria entre 10 μ m e 100 μ m apresentam maiores recuperações. A Figura 2.8 evidencia a influência do tamanho das partículas na recuperação metalúrgica do processo de flotação. Este efeito é encontrado na flotação de qualquer mineral, incluindo a apatita, porém, a granulometria que possui maior flotabilidade depende da espécie mineral (TESTA, 2008; CAPPONI, 2005; MATIOLO, 2005).

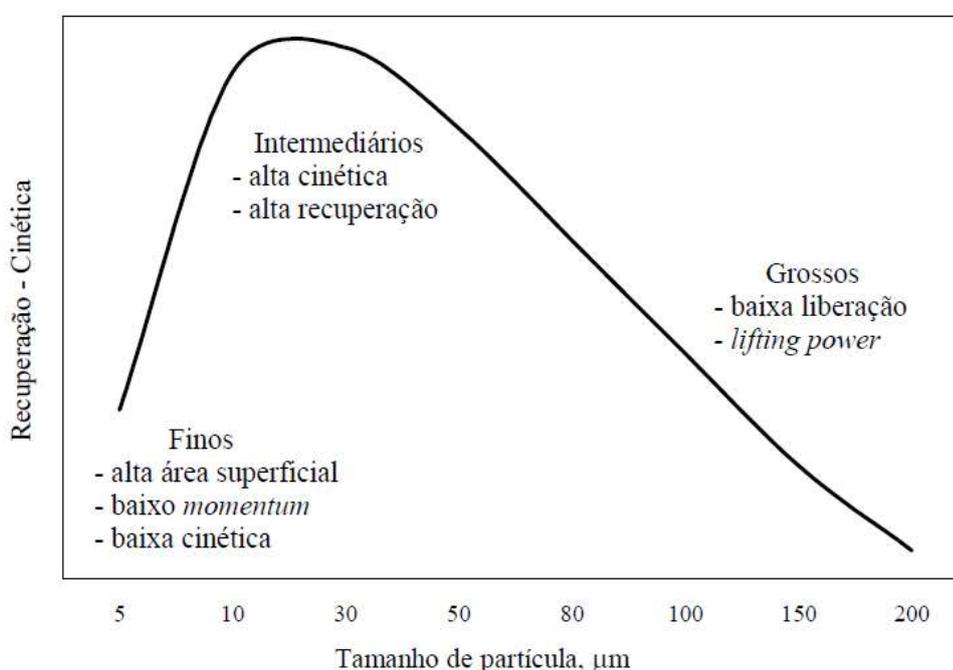


Figura 2.8 - Efeito da granulometria na recuperação metalúrgica (MATIOLO, 2005).

Pela Figura 2.8 percebe-se que, tanto as partículas grossas quanto as partículas muito finas apresentam uma baixa eficiência na flotação, entretanto, as partículas com tamanhos intermediários apresentam uma ótima eficiência. Segundo Tabosa (2007), no intervalo de partículas grossas a ineficiência é explicada pela capacidade de transporte das bolhas, já na fração fina (F) e ultrafina (UF), a ineficiência da flotação ocorre em função de uma série de microfenômenos que diminuem a captura de partículas por bolhas.

Pease *et.al.* (2005) afirma alguns problemas característicos observados na flotação:

- Partículas F-UF possuem superfície de contato grande por unidade de massa, o que acarreta um maior consumo de reagentes;
- Essas partículas possuem baixo *momentum*⁴, o que facilita o arraste hidrodinâmico pelas linhas de fluxo da água, e leva a uma menor energia de colisão com as bolhas de ar;
- Essas frações são mais passíveis ao mecanismo de *slime coating* (recobrimento por lamas), ou devido à sua alta área superficial fazendo-as assim mais reativas; ou talvez pelo baixo *momentum*, significando uma diminuição na limpeza superficial pelo mecanismo de atrição com outras partículas;
- As partículas F-UF tendem a serem mais afetadas por íons em solução presentes na água de processo do que as partículas grossas, em função da maior reatividade superficial (maior energia livre superficial);
- A alta área superficial leva à formação de espumas mais resistentes (estáveis) tornando a etapa de filtração mais difícil;
- A cinética de flotação para as frações F-UF é menor do que das partículas de tamanho médio. Essas frações podem flotar com bolhas grandes, porém o uso de bolhas pequenas aumenta a sua cinética de flotação (adesão efetiva), pelo maior tempo de residência das bolhas menores.

Silva (2015) e Alves (2015) realizaram estudaram as variáveis da coluna de flotação onde, através de testes de bancada, determinou-se um padrão ótimo para a dosagem de reagentes para o minério ultrafinos do CMT no qual foram utilizados neste trabalho.

2.4.5. Flotação de Ultrafinos no CMT (Complexo de Mineração de Tapira)

A usina de concentração do CMT possui três circuitos de minério, sendo eles: granulado, friável e ultrafino. Para entender melhor onde se retirou a amostra utilizada

⁴ Momentum: relação entre a distância (Δx) e o tempo (Δt) percorrido por uma partícula com massa (m).

no trabalho, a seguir será apresentado o circuito ultrafino do Complexo, de acordo com Silva (2016).

A alimentação do circuito ultrafino vem do *overflow* da 4ª e 6ª deslamagem do circuito friável e primeiramente passa por uma peneira (*cush-cush*), cuja finalidade é retirar os materiais orgânicos. O passante dessa peneira alimenta as baterias de hidrociclones da 1ª microdeslamagem que possuem hidrociclones de 2 polegadas. O *overflow* dessa etapa é descartado e o *underflow* alimenta a 2ª microdeslamagem.

O *overflow* da 2ª microdeslamagem é descartado e o *underflow* alimenta a última e 3ª microdeslamagem. O *overflow* da 3ª microdeslamagem retorna para alimentação da 2ª microdeslamagem, juntamente com o *underflow* da 1ª microdeslamagem.

O *underflow* da 3ª deslamagem passa pelo processo de condicionamento com o depressor, soda caustica e coletor (óleo vegetal), e é encaminhado à alimentação do processo de flotação do circuito ultrafino.

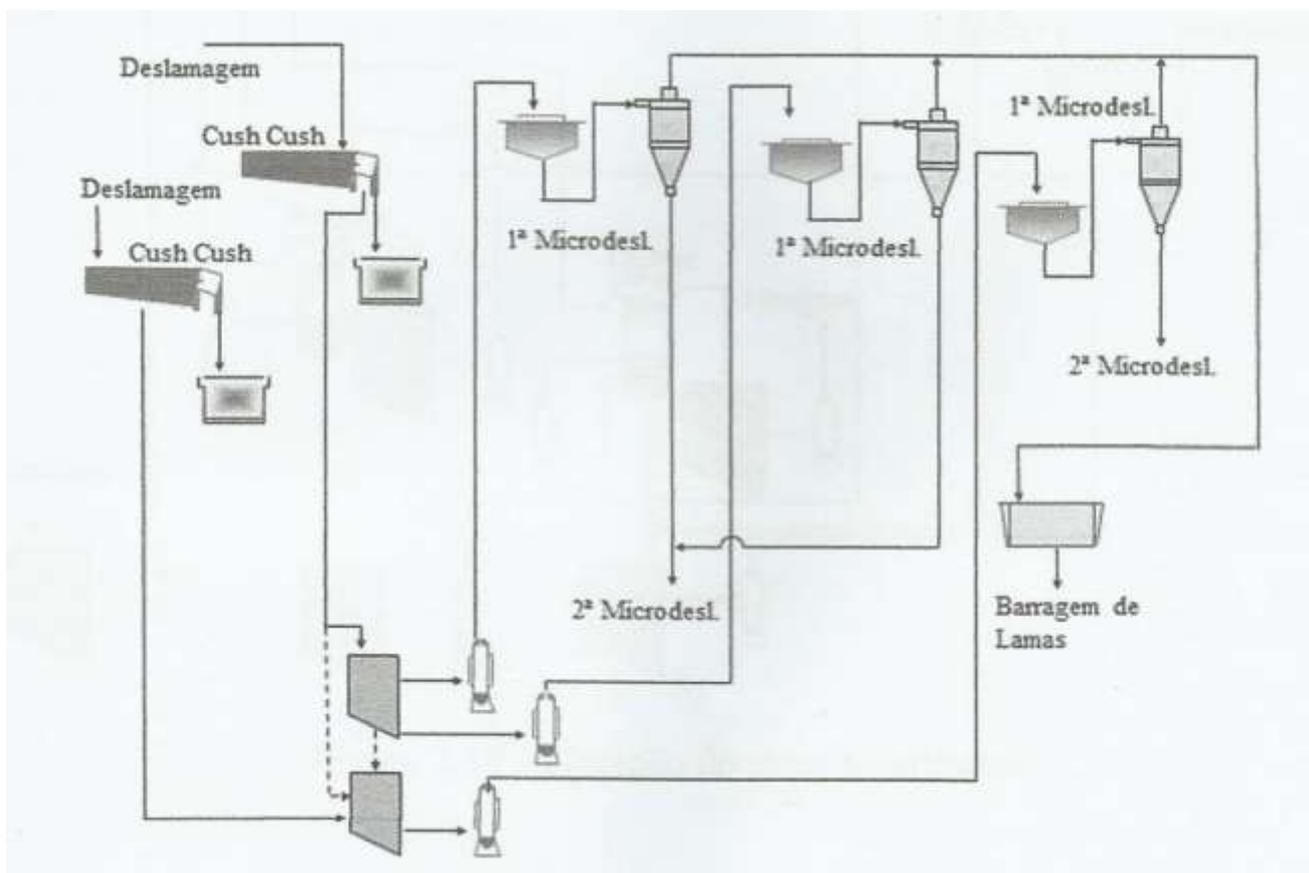


Figura 2.9 - Microdeslamagem do circuito ultrafino (SILVA, 2016).

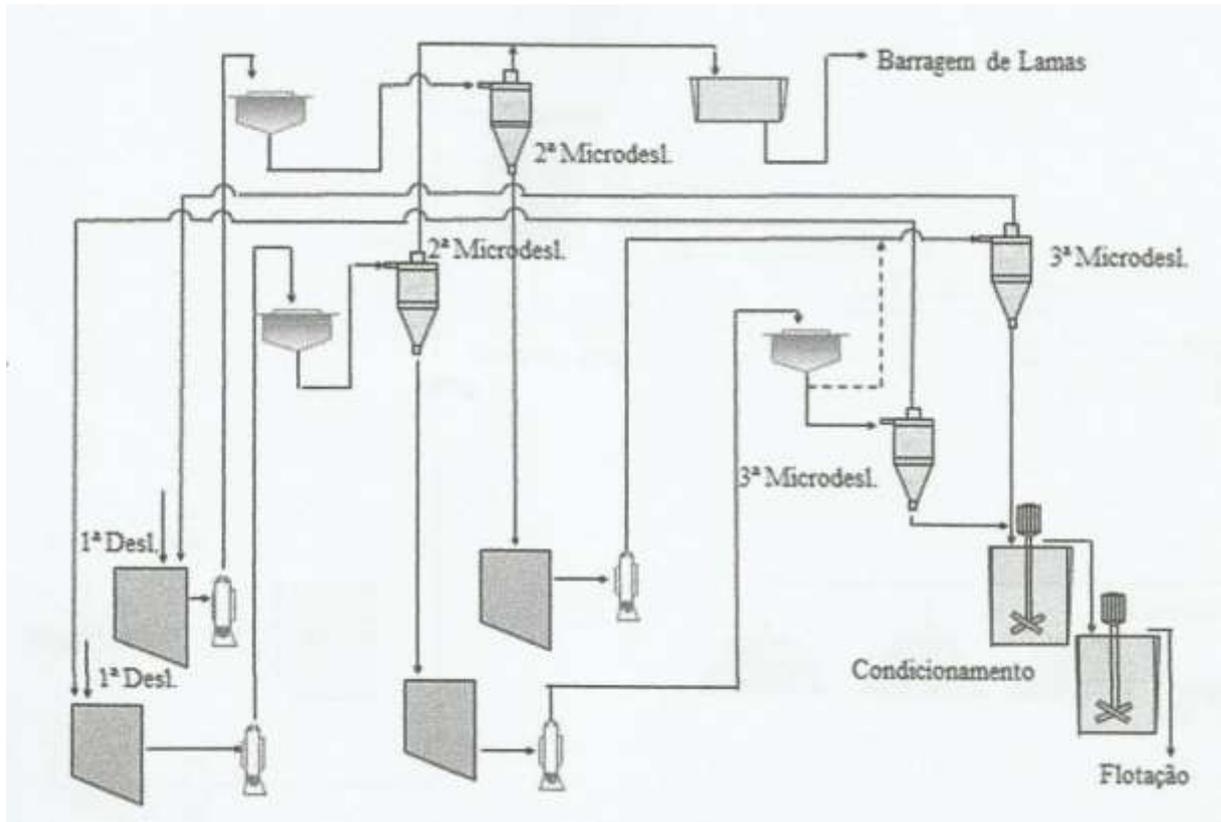


Figura 2.10 - Microdeslamagem e condicionamento do circuito ultrafino (SILVA, 2016).

A etapa de flotação são compostas por três estágios: *rougher*, *cleaner* e *scavenger*, sendo que os dois primeiros são realizados em colunas e o último estágio de flotação é realizado em células mecânicas. O flotado no estágio *cleaner* é o concentrado final e o rejeito do *scavenger* é o rejeito final do processo.

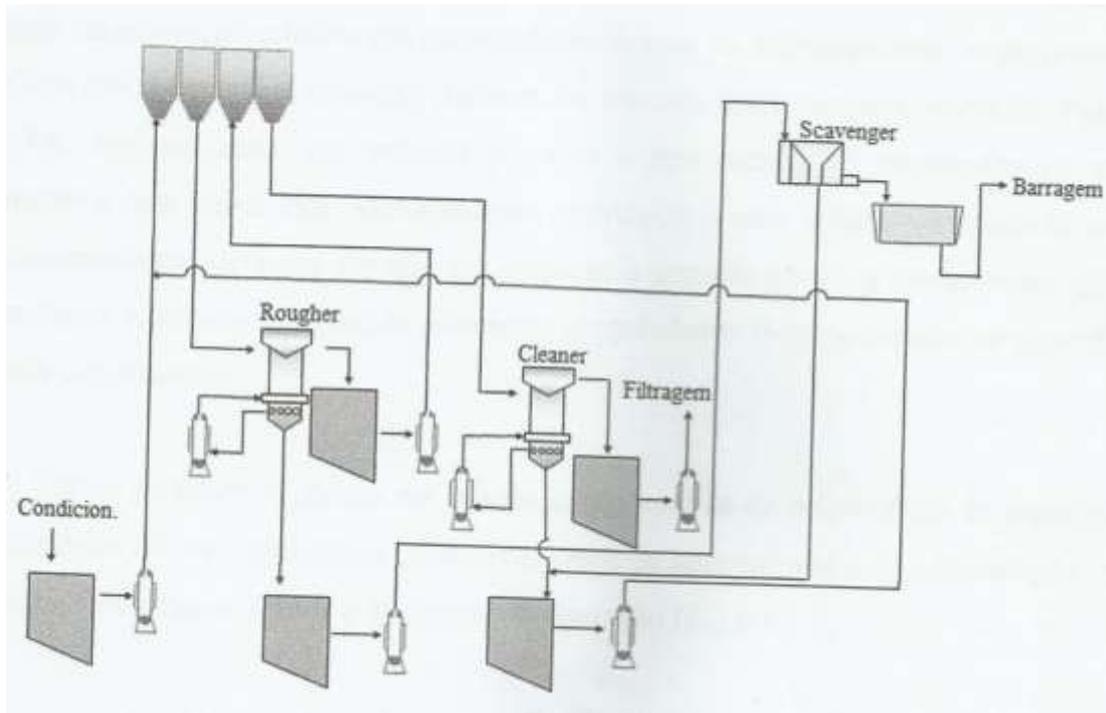


Figura 2.11 - Flotação do circuito ultrafino (SILVA, 2016).

O concentrado final é encaminhado para um espessador para adensamento e, em seguida, é filtrado e estocado em pilhas para posterior expedição via transporte rodoviário.

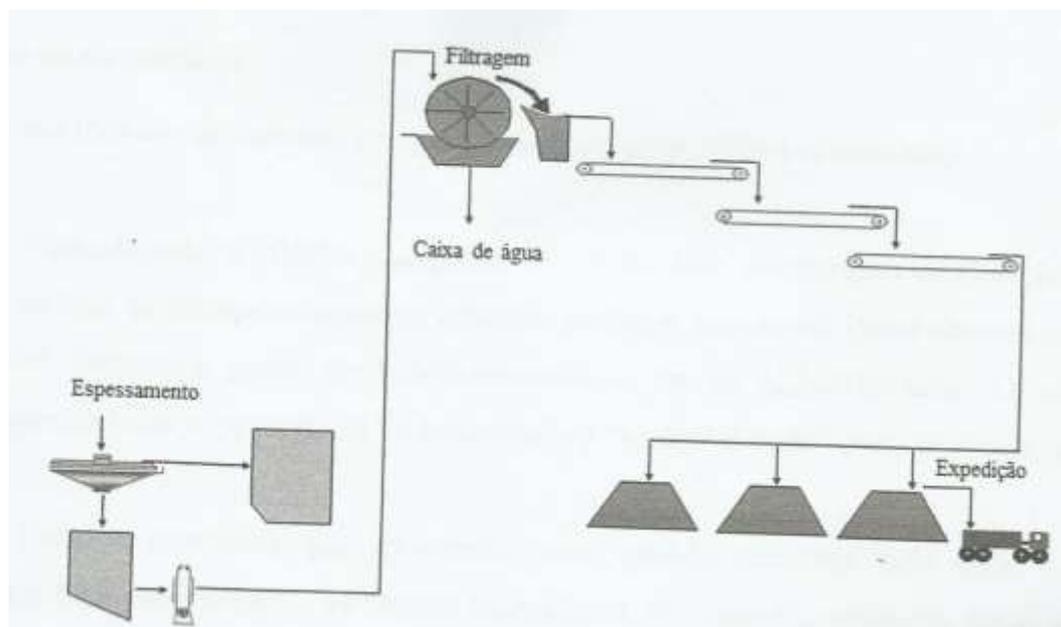


Figura 2.12 - Espessamento, filtragem e expedição do concentrado ultrafino (SILVA, 2016).

2.5 Planejamento Experimental

Um dos problemas mais comuns no estudo de processos com várias variáveis é a determinação da influência entre elas. Ou seja, essa ferramenta é utilizada quando deseja-se saber a influencia de cada parâmetro estudado na resposta final. O objetivo do planejamento experimental é obter uma resposta satisfatória variando todos os fatores ao mesmo tempo.

Primeiramente, para iniciar qualquer planejamento, deve-se decidir quais são os fatores e as respostas que serão analisadas. Os fatores, em geral, são variáveis controláveis na realização do experimento. Já as respostas são as variáveis de saída do sistema, nas quais se tem interesse e que serão ou não afetada pelos fatores. Tendo identificado os fatores e as respostas deve-se definir o objetivo que se necessita alcançar com os experimentos.

O planejamento dos experimentos é a especificação detalhada de todas as operações experimentais que devem ser realizadas, com base no objetivo particular que se dever atingir (NETO *et al.*, 2010).

O planejamento fatorial com dois níveis (2^k) é o mais utilizado e mais simples para identificar as influências entre as variáveis de um experimento. O planejamento fatorial 2^k utiliza k fatores analisados em 2 níveis. Esse tipo de planejamento é particularmente útil nos estágios iniciais de um trabalho experimental, quando se tem muitas variáveis a se investigar. Esse procedimento fornece o menor número de corridas com os quais os k fatores podem ser estudados em um planejamento fatorial completo.

CAPÍTULO III – METODOLOGIA

3.1. Minério

O minério utilizado para realização deste trabalho foi fornecido pela Unidade Industrial de Beneficiamento de Minérios da empresa Vale Fertilizantes, situada no município de Tapira, MG. O complexo industrial instalado junto à jazida tem como objetivo a lavra e o beneficiamento da rocha fosfática que é destinada à fabricação de alguns tipos de fertilizantes. A amostra passou através dos processos de cominuição, separação magnética de baixo campo, atrição e deslamagem, na própria unidade de beneficiamento de minérios da Vale.

As amostras do minério fosfático coletadas correspondiam à alimentação do circuito de flotação de ultrafinos. A Figura 3.1 apresenta um fluxograma simplificado da usina de concentração da Vale Fertilizante do Complexo de Tapira e a posição da coleta do minério. A alimentação é composta pela junções da 4ª e 6ª etapas de deslamagens do circuito friável dessa unidade.

Após a coleta, a amostra foi encaminhada para o Laboratório de Tratamento de Minérios do CEFET-MG, Unidade Araxá, onde foi realizado o estudo. Realizou-se a homogeneização e o quarteamento da amostra através de uma pilha alongada, as alíquotas para os testes foram separadas e realizou-se o ensacamento de amostras de 1 Kg.

3.2 Caracterização das amostras

3.2.1 Caracterização química

As análises de teores das espécies químicas presentes nas amostras do concentrado e rejeito foram identificadas por Espectrômetro de Fluorescência de Raios X (FRX) pertencentes ao Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, unidade Belo Horizonte. A alimentação também foi determinada por FRX, porém, através do Laboratório de Análises da Vale Fertilizantes em Tapira, MG.

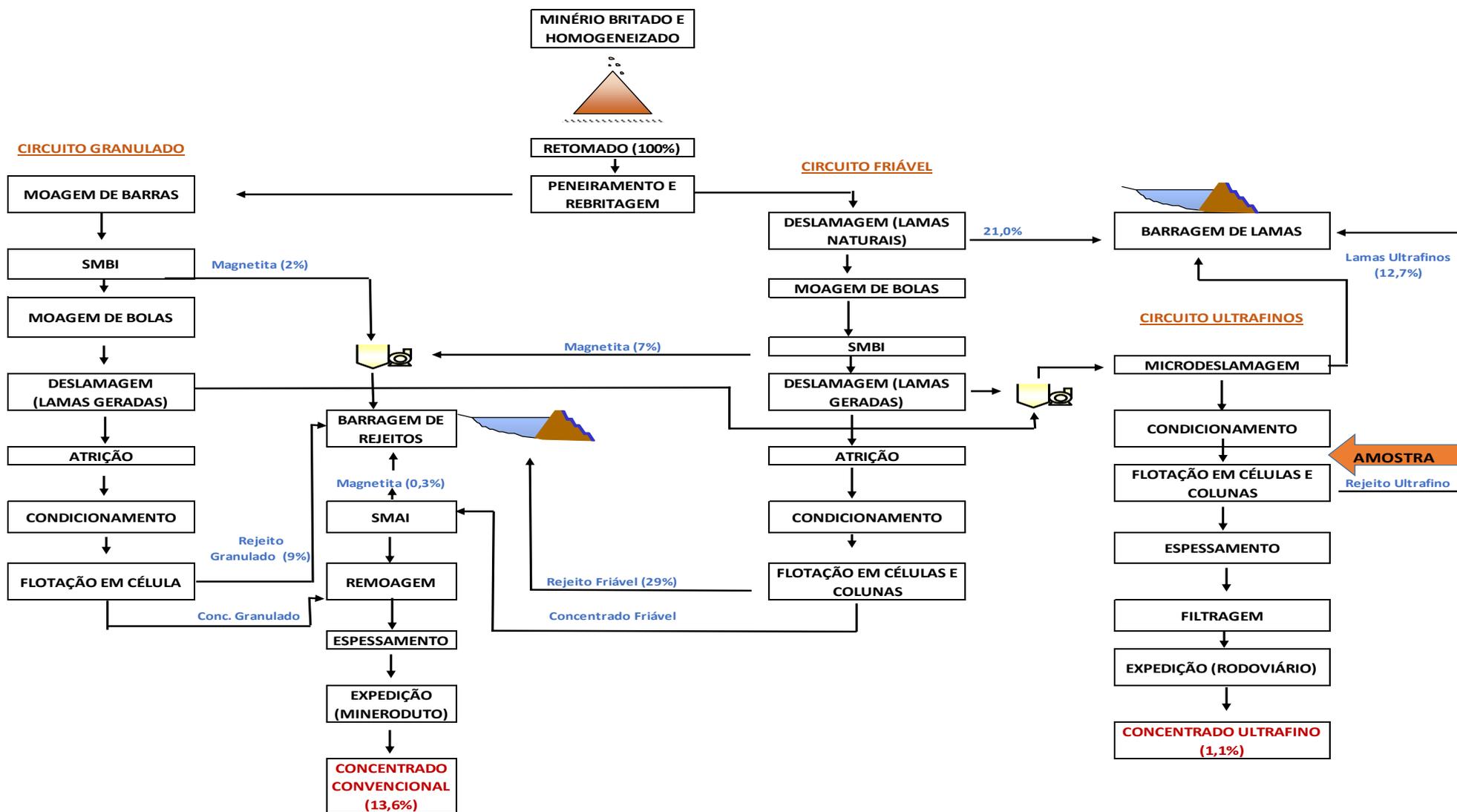


Figura 3.1 - Fluxograma simplificado da Usina de Beneficiamento da Vale Fertilizantes de Tapira-MG (SANTOS, 2012).

A análise por FRX se baseia na medição das intensidades dos raios-x característicos emitidos pelos elementos que constituem a amostra. O processo de excitação da amostra ocorre devido à irradiação por um feixe primário de raio-x, que resulta na produção de uma radiação secundária de acordo com as características dos elementos químicos presentes. A quantificação dos elementos é identificada conforme o ângulo de reflexão e das intensidades da radiação emitida pela amostra.

3.2.2 Caracterização granulométrica

Para a identificação do tamanho da amostra foi realizado um peneiramento a úmido. Foram utilizadas as peneiras das marcas Granutest e Brozinox que mais adequaram-se a granulometria da amostra. As peneiras utilizadas foram 30# (0,595 mm), 45# (0,354 mm), 65# (0,212), 80# (0,177 mm), 100# (0,149 mm), 120# (0,125 mm), 150# (0,104 mm), 170# (0,09 mm), 200# (0,074 mm), 230# (0,063), 270# (0,053), 325# (0,045 mm) e 400# (0,037 mm). As peneiras podem ser visualizadas pela Figura 3.2.



Figura 3.2 - Conjunto de peneiras utilizadas.

Para análise foi utilizado um peneirador suspenso da marca CDC, modelo PV-08 e após o término do peneiramento, as massas retidas nas peneiras foram submetidas à secagem em uma estufa a mais ou menos 100°C. Através da aferição

das massas retidas em cada peneira, calculou-se a perda mássica, a massa retida simples, a % retida acumulada e a % passante acumulada para a construção da curva granulométrica. Através dessa, conseguiu-se identificar o D_{50} que corresponde ao diâmetro ou abertura da peneira na qual 50% das partículas passaram.

Utilizou-se uma amostra com 100 gramas que foi empalpada, com auxílio de um misturador denominado “mixer”, à 50% de sólido. Após 5 minutos de atrição, transferiu-se para a série de peneiras selecionadas.

O peneiramento encerrou quando se observou simultaneamente as seguintes condições (SAMPAIO & SILVA, 2007):

- ✓ A água coletada na saída, através de um balde, encontrava-se tão limpa quanto a água adicionada na entrada;
- ✓ Quando não mais encontrava-se partículas de minério na fração passante da peneira de menor abertura.

3.2.3. Determinação da massa específica do minério

A determinação da massa específica do minério foi realizada pela empresa ACIL & Weber, especialista na caracterização física de materiais, localizada em São Paulo.

A densidade foi determinada através do equipamento “ULTRAPYC 1200E / MICRO-ULTRAPYC 1200E” que é um picnômetro a gás que possui uma estação para fazer medidas de volume e densidade de sólidos porosos e pós.

3.3 Descrição da Unidade Experimental

A unidade experimental é composta basicamente por uma coluna de flotação, uma bomba de polpa, a caixa de alimentação e rotâmetros, como mostra a Figura 4.3. A coluna é constituída por dois tubos cilíndricos de 1 m cada e um tudo de 0,5 m, com o diâmetro externo de 50 mm e diâmetro interno de 42 mm. A seção de aeração possui diâmetros externo de 100 mm e diâmetro interno de 90 mm, com 150 mm de altura. Uma calha de 250 mm de altura foi instalada no topo da coluna, contendo 100 mm de diâmetro externo e 90 mm de diâmetro interno, possuindo uma base inclinada para a

coleta do transbordo. Toda essa estrutura foi construída em acrílico para facilitar a visualização do processo de flotação (ALVES, 2015).

A água de lavagem, que atua na lavagem da espuma, é alimentada em um gotejador e tem vazão controlada por um Rotâmetro 1P50302V01 $\frac{1}{4}$ NPTF ALUMÍNIO. A vazão de ar comprimido é controlada por um Rotâmetro 4T70903X12 $\frac{1}{2}$ NPTF POLIPROPILENO. A polpa para alimentação da coluna é depositada em uma caixa plástica ligada por mangueira a uma bomba peristáltica, que alimenta a coluna. Esta mesma bomba capta o rejeito presente na base da coluna e recircula-o pela mesma abertura de alimentação (ALVES, 2015). A Figura 3.4 mostra um desenho esquemático da unidade experimental.



Figura 3.3 - Unidade Experimental.

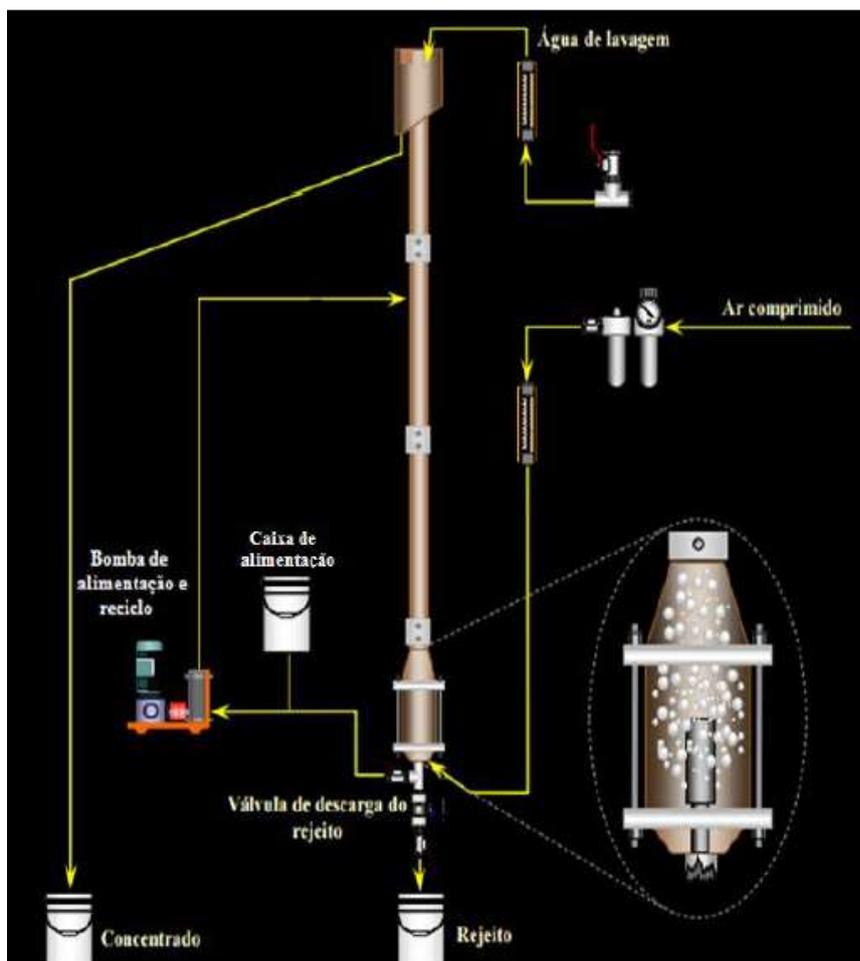


Figura 3.4 - Desenho esquemático da coluna de flotação (ALVES, 2015).

3.4 Condicionamento da Polpa

Antes da realização dos testes é necessário que a polpa passe por uma etapa de condicionamento onde as partículas minerais entram em contato com os reagentes. O procedimento do condicionamento do minério e os reagentes utilizados nos testes foram definidos de acordo com trabalhos realizados por Alves (2015) e Silva (2015).

3.4.1 Reagentes

Os reagentes utilizados foram o fubá de milho gelatinizado como depressor, óleo vegetal Flotigam 5806 da marca Clariant como coletor e solução de NaOH a 10% (m/v) como regulador de pH. Para a preparação dos reagentes (coletor e depressor) foram adotados os seguintes procedimentos:

- Coletor: pesou-se em uma balança digital calibrada 5,00 g do óleo vegetal Flotigam 5806 da marca Clariant, 7,85 g de água, 7,15 g de NaOH (concentração 10%) e misturou-se a solução em um agitador magnético. Após esse tempo, adicionou-se 180 g de água para diluir o produto, em seguida misturou-se por mais 10 minutos.
- Depressor: pesou-se em uma balança digital calibrada 5,00 g de fubá de milho da marca Sinhá, 45,00 g de água, 12,50 g de NaOH (concentração de 10%) e misturou-se a solução durante 10 minutos em um agitador magnético. Após esse tempo adicionou-se 104,16 g de água para diluição, e misturou-se o produto por mais 10 minutos.

3.4.2. Preparação da polpa

A polpa foi preparada a 60% de sólidos sob sistema de agitação (Figura 3.5). Durante o preparo da polpa adicionou-se primeiro o depressor e depois o coletor, ambos sob agitação. O controle do pH foi realizado mantendo-o em torno de 9,5 ao final da etapa de condicionamento da polpa. Após o condicionamento, a polpa foi alimentada em uma caixa destinada à alimentação da coluna.

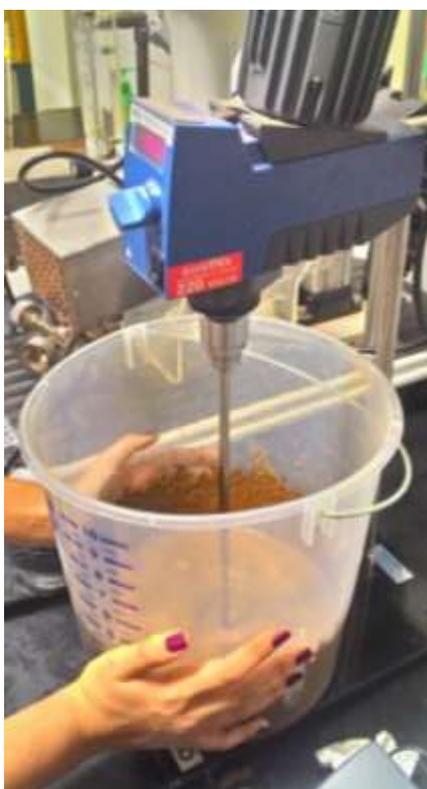


Figura 3.5 - Sistema de agitação da polpa.

Pesou-se 1000 g de minério fosfático seco e mediu-se 666,7 ml de água, em uma proveta de 1000 ml, para etapa de condicionamento que foi realizada em um recipiente com o volume de 10 l. Para a diluição da polpa, mediu-se aproximadamente 6600 ml sendo transferido 500 ml para uma pisseta, destinado a lavagem dos recipientes.

A agitação foi realizada pelo agitador da marca IKA modelo RW20DS32 a 1200 rpm. O minério e a água foram adicionados formando uma suspensão com 60% de sólidos. Após isso, ajustou-se o pH até aproximadamente 9,5, sendo monitorado, com auxílio do *pHmetro* durante todo o período de condicionamento.

Após a homogeneização da polpa, adicionou-se o depressor a uma concentração de 500 g/t, sendo a polpa mantida em agitação durante 5 minutos. Decorrido esse tempo, adicionou-se o coletor variando a concentração do mesmo (250 g/t ou 350 g/t) de acordo com o planejamento do teste, sendo condicionado por 1 minuto. Durante esse processo, o pH da polpa foi monitorado e mantido em 9,5.

Por fim, a água de diluição foi adicionada à polpa, atingindo uma suspensão com 12% de sólidos. Após este procedimento a polpa estava pronta para ser alimentada na coluna de flotação.

3.5 Testes de Flotação em Coluna

Alguns procedimentos preliminares foram feitos antes do início dos testes tais como: verificação do suprimento de ar, vazamentos na coluna e funcionamento da bomba de reciclo. Os ensaios foram realizados em bateladas, seguindo os procedimentos previstos.

A polpa previamente condicionada foi alimentada no recipiente destinado a tal, sendo mantida em agitação para as partículas não sedimentarem. Após a alimentação de todo o minério, a velocidade da bomba peristáltica do reciclo e a vazão de ar foram elevados aos valores pré-estabelecidos. A água de lavagem foi ligada a uma vazão de 0,1 l/min (valor fixado em todos os ensaios), promovendo a limpeza da espuma.

O material flotado era removido por transbordo e coletado em um recipiente apropriado. Quando a interface polpa-espuma atingiu o topo da coluna, a água de lavagem e a bomba de reciclo eram desligados, e a válvula de descarga do rejeito era aberta encerrando-se o teste, sendo coletado em um recipiente destinado ao rejeito.

Todo material coletado foi identificado e levado à estufa para secagem sob temperatura em torno de 70°C. A água de lavagem a uma vazão maior foi utilizada no processo de limpeza da coluna, mantendo-se aberta a válvula de descarga do rejeito.

3.6 Planejamento Experimental

O planejamento das condições experimentais deste estudo foi realizado através de técnicas do planejamento fatorial a dois níveis onde as variáveis e os níveis estudados estão apresentados na Tabela 3.1.

Os testes de flotação em coluna foram realizados com objetivo de analisar algumas variáveis da coluna, buscando condições ótimas de operação, com uma redução de perda de massa e um teor de P₂O₅ máximo. Foram alteradas as seguintes variáveis: vazão de ar, vazão de reciclo e dosagem de coletor.

Tabela 3.1 - Matriz do planejamento.

PLANEJAMENTO EXPERIMENTAL						
TESTES	X1- AR (L/min)	X2- RECICLO (L/min)	X3- COLETOR (g/t)	X1	X2	X3
1	1,2	0,48	250	-1	-1	-1
2	2,0	0,48	250	1	-1	-1
3	1,2	0,95	250	-1	1	-1
4	2,0	0,95	250	1	1	-1
5	1,2	0,48	350	-1	-1	1
6	2,0	0,48	350	1	-1	1
7	1,2	0,95	350	-1	1	1
8	2,0	0,95	350	1	1	1

As condições operacionais utilizadas neste estudo foram selecionadas de acordo com os estudos anteriores realizados por Silva (2015) e Alves (2015). Estas condições foram fixadas durante a realização dos testes e podem ser observadas na Tabela 3.2.

Após os ensaios, os concentrados e os rejeitos foram levados à estufa para o processo de secagem. Pesaram-se as massas secas para posteriores cálculos das recuperações mássicas, depois encaminhado ao laboratório do CEFET-MG Unidade Belo Horizonte para obtenção dos teores de P₂O₅ e cálculo da recuperação metalúrgica.

Tabela 3.2: Condições operacionais.

CONDIÇÕES	VALOR
% sólidos na flotação	12%
% sólido no condicionamento	60%
Dosagem de depressor	500 g/t
Tempo de condicionamento do depressor	5 min
Tempo de condicionamento do coletor	1 min
Vazão de água de lavagem	0,1 l/min

A recuperação mássica (R_{mas}) é expressa pela razão entre a massa do concentrado e a massa da alimentação.

$$R_{mas} = \frac{C}{A} \times 100 \quad (1)$$

Onde “C” e “A” representam a massa contida no concentrado e alimentação respectivamente.

CAPÍTULO IV - RESULTADOS E DISCUSSÕES

4.1 Caracterização da Amostra da Alimentação

4.1.1 Caracterização Química

A composição química da amostra de alimentação utilizada nos experimentos de flotação foi determinada por espectrometria de Raio X no laboratório de Análises da Vale Fertilizantes em Tapira, e é apresentada na Tabela 4.1.

Tabela 4.1 - Composição química das amostras da alimentação.

Espécie Química	Composição (%)
P ₂ O ₅	10,78
Fe ₂ O ₃	20,21
MgO	5,25
CaO	17,44
Al ₂ O ₃	4,42
SiO ₂	20,49
TiO ₂	7,57
BaO	0,58
SrO	0,41
MnO	0,30
Nb ₂ O ₅	0,16

4.1.2 Caracterização Granulométrica

Realizou-se o peneiramento a úmido com 100 g de amostra e o resultado encontra-se observado na Tabela 4.2. Nota-se uma perda de 2,77 g de massa, o que equivale uma perda mássica de 2,77% do montante. Observou-se também que aproximadamente 32,3% das partículas estão com a granulometria abaixo 400# (0,037 mm).

Tabela 4.2 - Análise granulométrica do peneiramento a úmido.

ABERTURA		MASSA (g)	PORCENTAGENS		
MESH (#)	MICROMETROS (μm)		RETIDA	ACUMULADA	PASSANTE
30	595	0,11	0,11	0,11	99,89
45	354	0,72	0,74	0,85	99,15
65	212	3,37	3,47	4,32	95,68
80	177	4,08	4,20	8,52	91,48
100	149	2,38	2,45	10,96	89,04
120	125	3,18	3,27	14,23	85,77
150	104	3,70	3,81	18,04	81,96
170	90	10,50	10,80	28,84	71,16
200	74	6,40	6,58	35,42	64,58
230	63	7,43	7,64	43,06	56,94
270	53	3,65	3,75	46,82	53,18
325	45	9,89	10,17	56,99	43,01
400	37	10,40	10,70	67,68	32,32
-400	-	31,42	32,32	100,00	0,00
TOTAL		97,23	100	-	-

A partir dos dados obtidos pelo peneiramento, construiu-se uma curva granulométrica, apresentada na Figura 4.1.

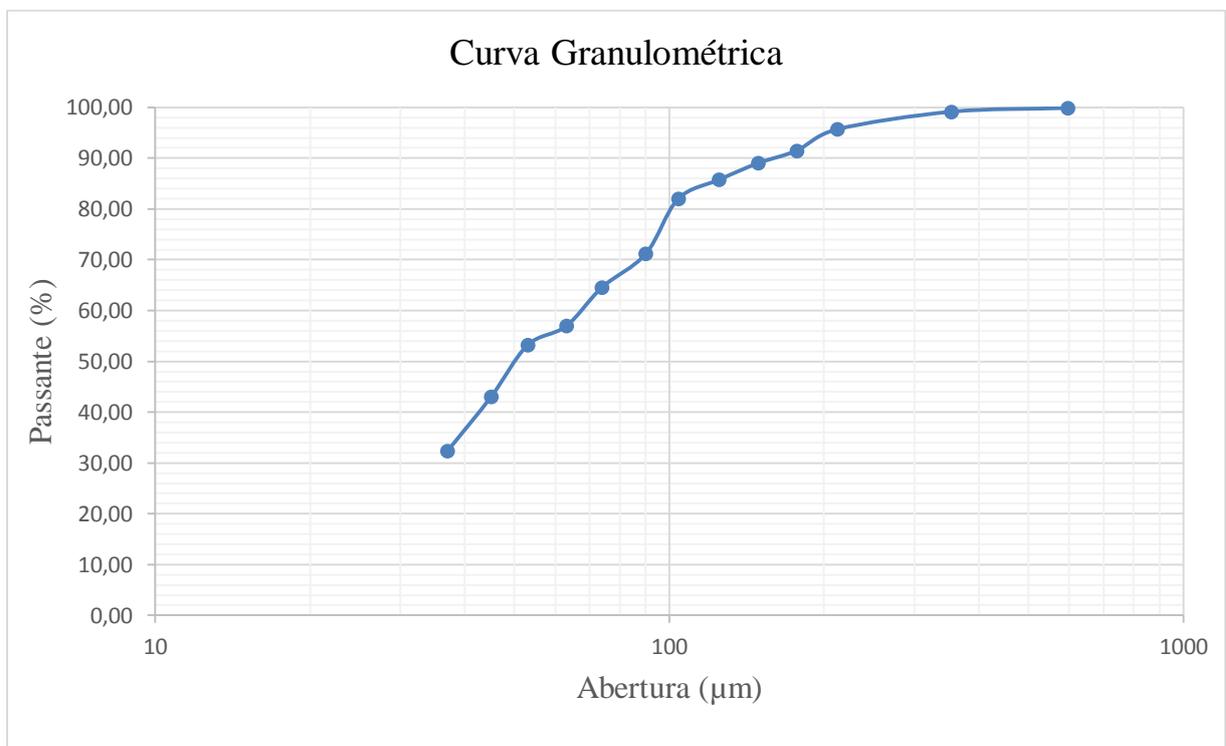


Figura 4.1- Curva granulométrica para peneiramento a úmido.

Observando-se a curva granulométrica, nota-se que o d_{50} , abertura a qual 50% das partículas atravessam a malha, é de 0,050 mm.

4.1.3. Massa específica do minério

Foram realizados cinco testes para especificação da densidade do minério cujos resultados encontram-se apresentados na Tabela 5.3. Através dos testes, foi adotado a densidade média do minério de 3,2612 g/cm³.

Tabela 4.3 - Resultados do massa específica de minério.

TESTES	VOLUME (m ³)	DENSIDADE (g/cm ³)
1	5,2418	3,2520
2	5,2404	3,2529
3	5,2191	3,2662
4	5,2210	3,2650
5	5,2136	3,2697

4.2 Testes de Flotação em Coluna

Os testes foram realizados com 1000 g de minério de acordo com o planejamento apresentado na Tabela 3.1. A Tabela 4.4 apresenta as massas de sólidos de rejeito e do concentrado e as perdas de massa obtidas em cada teste.

Tabela 4.4 - Massa dos produtos e perdas de massa por ensaio.

TESTES	ALIMENTAÇÃO RECALCULADA (g)	CONCENTRADO (g)	REJEITO (g)	PERDA	
				(g)	(%)
1	728,52	127,38	601,14	271,48	27,15
2	981,92	116,96	864,96	18,08	1,81
	952,4	237,19	715,21	47,60	4,76
3	838,48	94,15	744,33	161,52	16,15
4	953,44	210,3	743,14	46,56	4,66
	969,64	180,72	788,92	30,36	3,04
5	839,21	169,21	670,00	160,79	16,08
	939,34	143,34	796,00	60,66	6,07
6	975,93	150,29	825,64	24,07	2,41
7	935,38	133,38	802,00	64,62	6,46
	981,42	125,42	856,00	18,58	1,86
8	990,63	191,00	799,63	9,37	0,94

Em geral, define-se que a massa da alimentação (A) é a soma entre as massas do rejeito (R) e a massa do concentrado (C). Por esse motivo, observa-se pela Tabela 4.4 que houveram perdas significativas da massa da alimentação durante os testes. Visando adequar o equipamento para os teste algumas modificações foram realizadas após os primeiros trabalhos, porém ainda foram observados alguns problemas como:

- Alimentação da coluna: observou-se que o tempo de bombeamento da polpa da caixa de alimentação até a coluna é alto, aproximadamente de 7 minutos, fator que favorece a sedimentação das partículas no fundo da zona de aeração e na mangueira de reciclo, propiciando o seu entupimento. Para diminuir esse tempo, a alimentação poderia ser realizada no topo da coluna, com auxílio de um funil, diminuindo as perdas referente a este impasse.
- Vazamentos durante os ensaios: no término de cada teste, era necessário desparafusar a mangueira de reciclo para a retirada do material ali depositado. Porém, com essa prática, o lacre utilizado na vedação entre a mangueira e a bomba peristáltica era desgastado, havendo o vazamento da polpa durante os ensaios, Figura 4.2.



Figura 4.2 - Perda de massa no lacre entre a mangueira de reciclo e a bomba peristáltica.

- Material na mangueira de reciclo: como dito anteriormente, no término dos testes havia a retirada da polpa depositada na mangueira de reciclo para diminuir a perda de material. Entretanto, há uma dificuldade na coleta dessa

polpa que, ao desparafusar o lacre de vedação da mangueira, acaba escapando material que estava sob pressão dentro da mangueira.

Os teores de P_2O_5 , do concentrado e do rejeito, foram obtidos por análise química através do Espectrômetro de Fluorescência de Raio X. Os ensaios foram separados em duas baterias, a primeira, teste 1 a 4, foi realizada no 2º semestre de 2015 sendo os resultados de teores apresentados na Tabela 4.5, a segunda bateria, teste 5 a 8, foi realizada no 1º semestre de 2016, entretanto, seus resultados não foram entregues a tempo de serem apresentados neste trabalho.

Tabela 4.5 – Resultado dos teores por teste.

TESTES	X1- AR (L/min)	X2- RECICLO (L/min)	X3- COLETOR (g/t)	X1	X2	X3	TEOR (%)	
							CONCENTRADO	REJEITO
1	1,2	0,48	250	-1	-1	-1	32,96	7,75
2	2,0	0,48	250	1	-1	-1	26,48	7,27
							25,01	8,99
3	1,2	0,95	250	-1	1	-1	33,61	8,38
4	2,0	0,95	250	1	1	-1	27,77	6,74
							26,9	7,94
5	1,2	0,48	350	-1	-1	1	-	-
							-	-
6	2,0	0,48	350	1	-1	1	-	-
7	1,2	0,95	350	-1	1	1	-	-
							-	-
8	2,0	0,95	350	1	1	1	-	-

A fim de avaliar a adequação dos testes, foram realizadas réplicas de quatro ensaios escolhidos aleatoriamente, são eles 2, 4, 5 e 7. Conforme o esperado, nas réplicas dos testes 2 e 4 obteve-se resultados de teores semelhantes aos anteriores, com uma diferença porcentual de apenas 1,47% e 0,87% respectivamente, sendo considerada adequada a reprodutibilidade dos ensaios.

Através dos testes realizados, observa-se que, apenas com uma etapa foram atingidos teores próximos à 33% de P_2O_5 conforme o esperado nos objetivos do trabalho, validando a eficiência do equipamento de flotação para tal minério.

4.2.1. Análise estatística dos testes de flotação

Como um dos objetivos era maximizar a recuperação mássica, para o planejamento, foram escolhidos os testes com maiores recuperações mássica como mostrado na Tabela 4.6.

Tabela 4.6 - Resultado do Planejamento Fatorial

TESTES	X1	X2	X3	RECUPERAÇÃO MÁSSICA
1	-1	-1	-1	17,48
2	1	-1	-1	24,90
3	-1	1	-1	11,23
4	1	1	-1	22,06
5	-1	-1	1	20,16
6	1	-1	1	15,40
7	-1	1	1	14,26
8	1	1	1	19,28

Utilizando o Minitab 17 foi realizada a análise do planejamento experimental na qual as influências das variáveis podem ser visualizadas através da Tabela 4.7 dos coeficientes codificados.

Tabela 4.7 - Coeficientes codificados das variáveis avaliadas.

COEFICIENTES CODIFICADOS			
TERMO	EFEITO	COEF.	VIF
CONSTANTE		18,10	-
AR (L/min)	4,63	2,31	1,00
RECICLO (L/min)	-2,78	-1,39	1,00
COLETOR (g/ton)	-1,64	-0,82	1,00
AR (L/min) X RECICLO (L/min)	3,30	1,65	1,00
AR (L/min) X COLETOR (g/ton)	-4,50	-2,25	1,00
RECICLO (L/min) X COLETOR (g/ton)	1,77	0,88	1,00
AR (L/min) X RECICLO (L/min) X COLETOR (g/ton)	1,59	0,80	1,00

Os efeitos são estatisticamente significativos quando seus “Valores-P” na Tabela Coeficientes Codificados são menores do que 0,05, que é o nível de significância do teste (α). Entretanto, como não foi possível a realização de réplicas

de todos os ensaios, não podemos identificar qual variável é ou não significativa no processo, sendo avaliado apenas os efeitos de cada variável na resposta. Por isso, de acordo com a Tabela 4.7, observa-se que o efeito da vazão do ar e da interação entre a vazão do ar e a dosagem de coletor são variáveis que influenciam fortemente a resposta, ou seja, na recuperação mássica do minério.

Além da identificação das variáveis que influenciam no processo, foi gerada a equação de regressão em unidade codificadas:

$$\begin{aligned}
 R_{m\acute{a}s} = & 18,10 + 2,314 \text{ Ar} \left(\frac{L}{min} \right) - 1,389 \text{ Reciclo} \left(\frac{L}{min} \right) - 0,8212 \text{ Coletor} \left(\frac{g}{ton} \right) + \\
 & 1,649 \left[\text{Ar} \left(\frac{L}{min} \right) * \text{Reciclo} \left(\frac{L}{min} \right) \right] - 2,249 \left[\text{Ar} \left(\frac{L}{min} \right) * \text{Coletor} \left(\frac{g}{ton} \right) \right] + \\
 & 0,8838 \left[\text{Reciclo} \left(\frac{L}{min} \right) * \text{Coletor} \left(\frac{g}{ton} \right) \right] + 0,7963 \left[\text{Ar} \left(\frac{L}{min} \right) * \text{Reciclo} \left(\frac{L}{min} \right) * \right. \\
 & \left. \text{Coletor} \left(\frac{g}{ton} \right) \right] \tag{2}
 \end{aligned}$$

Tanto pela equação de regressão (2) quanto pela tabela de coeficientes codificados (Tabela 4.7) pode-se analisar se as variáveis influenciam positivamente ou negativamente na resposta. Observa-se que, isoladamente, apenas a vazão de ar influencia positivamente na resposta, ou seja, quando utilizada em seu nível máximo aumenta a recuperação mássica do minério. Já as demais variáveis (reciclo e dosagem de coletor), recomenda-se utilizar em níveis mínimos para a faixa experimental estudada.

Como dito anteriormente, a interação da vazão de ar e dosagem de coletor é um fator influente na recuperação, porém, nota-se que se utilizar ambas as variáveis em seus níveis máximos, torna-se prejudicial na recuperação. Ou seja, para aumentar a recuperação mássica do teste, recomenda-se utilizar o ar no seu nível máximo e a dosagem mínima de coletor. Espera-se que quando aumenta a dosagem de coletor haja um incremento na recuperação, entretanto, por trabalhar em uma faixa estreita da variação de coletor, o efeito da variável isolada (dosagem de coletor) foi sobreposto pela interação do mesmo com a vazão de ar.

O gráfico do cubo é utilizado para mostrar a organização geométrica do experimentos e correlacionar as respostas a cada uma das condições estabelecidas.

Como no planejamento analisado existem três fatores, foi gerado um gráfico cúbico com oito experimento conforme apresentado na Figura 4.3.

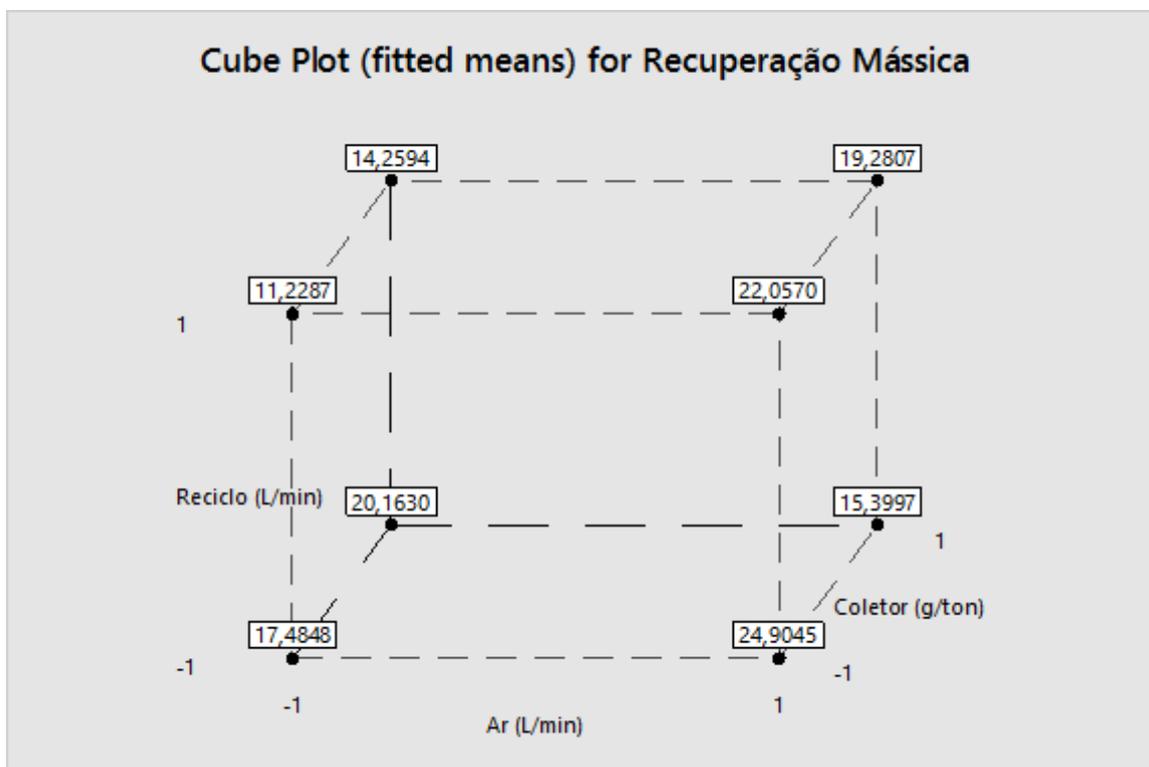


Figura 4.3 - Gráfico Cúbico para Recuperação Mássica

Conforme pode-se observar este gráfico, mostra as interações entre os fatores. Pode-se observar que o maior valor apresentado é o 24,90% de recuperação que é obtido quando se utiliza a vazão máxima de ar (2,0 L/min), vazão mínima de reciclo (0,48 L/min) e a dosagem mínima de coletor (250 g/ton).

Os gráficos fatoriais incluem o gráfico de efeitos principais e o gráfico de interações. O gráfico de efeitos principais (Figura 4.4) mostra as médias das recuperações mássicas de acordo com cada variável utilizada.

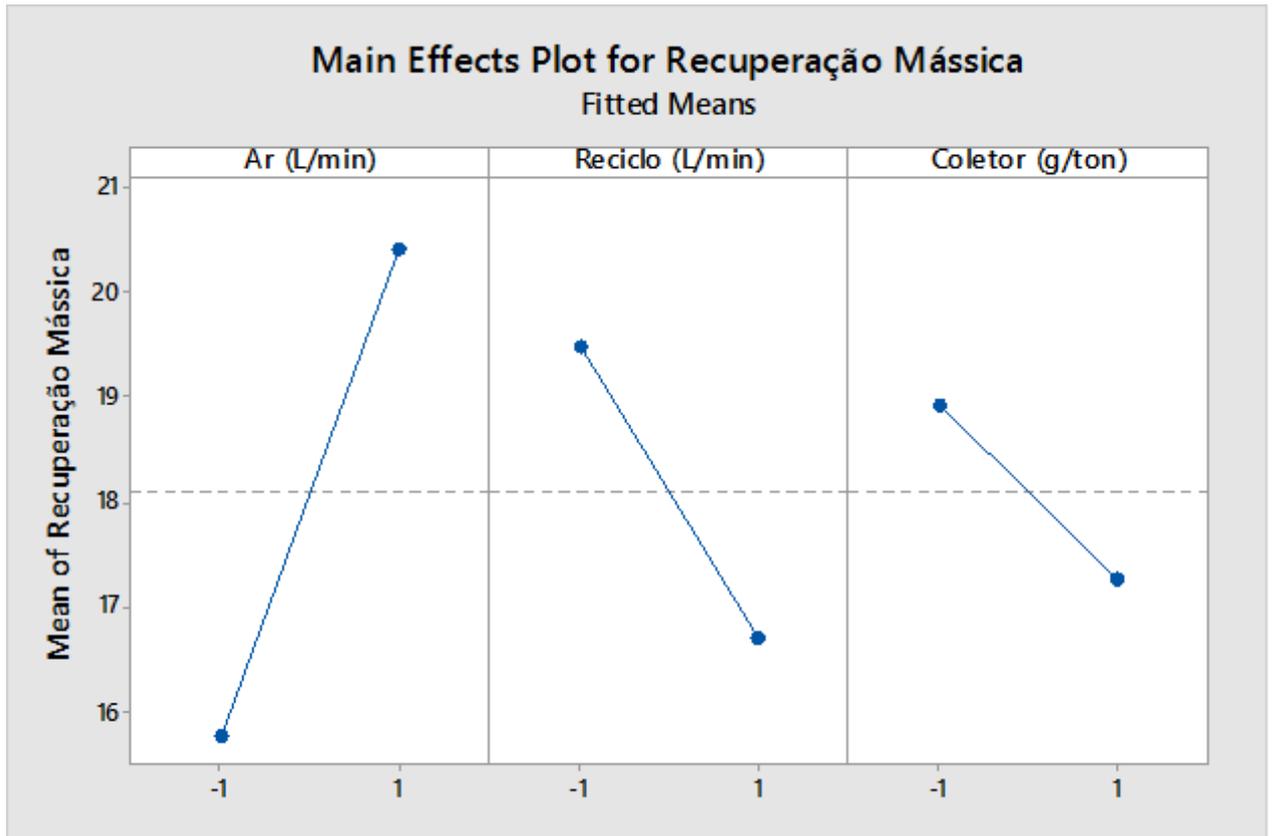


Figura 4.4 - Efeitos principais para Recuperação Mássica

Através da Figura 4.4, pode-se observar que a vazão de ar tem o maior efeito principal, pois, a linha que conecta as respostas médias do nível baixo para o nível alto tem maior inclinação comparada aos demais efeitos principais. A inclinação positiva do gráfico de efeitos principais indica que quando muda do nível “menos” para o nível “mais” aumenta em média a recuperação. Já a inclinação negativa indica que quando muda do nível “menos” para o nível “mais” diminui em média a recuperação.

O gráfico de interações (Figura 4.5) mostra o impacto simultâneo entre os fatores, vazão de ar, vazão de reciclo e dosagem de coletor, na resposta. Como uma interação significa que o efeito de um fator depende do nível do outro fator, avaliar as interações é de grande importância.

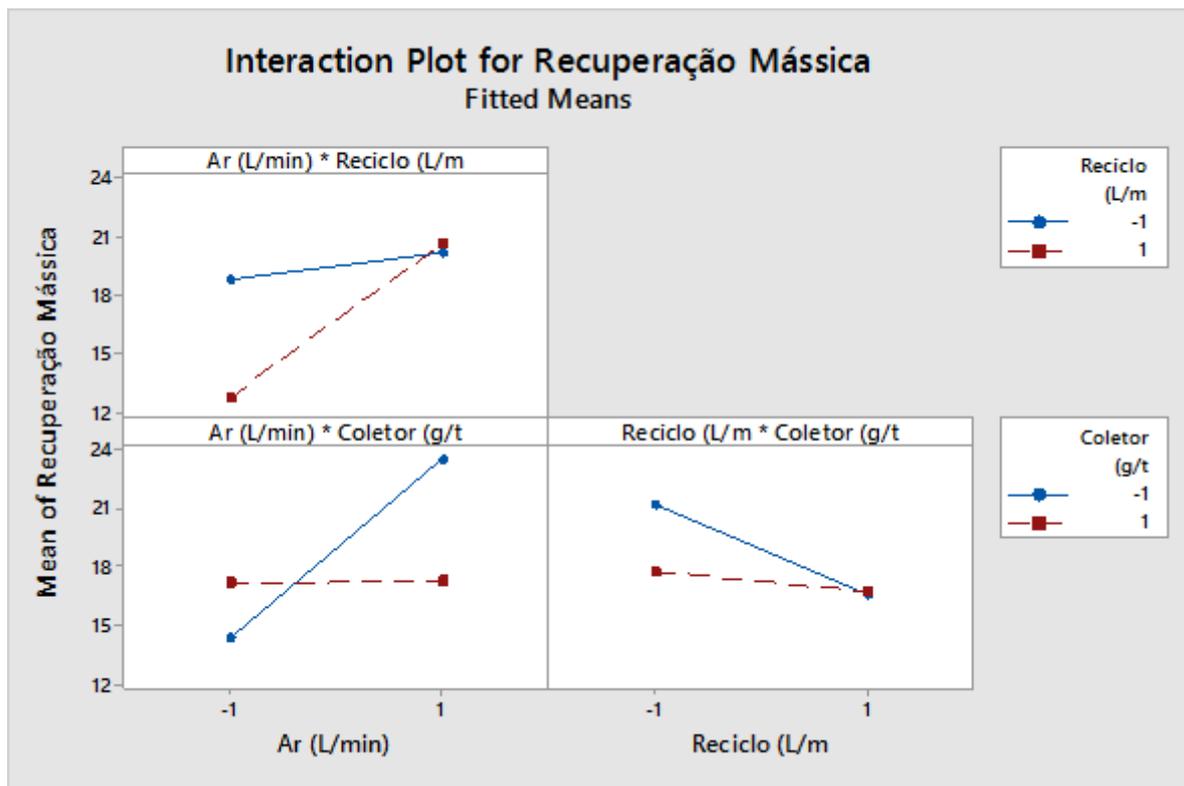


Figura 4.5 - Efeitos de interação para Recuperação Mássica

Cada ponto no gráfico de interações mostra a recuperação mássica média em diferentes combinações de níveis de fator. Como as linhas não são paralelas, o gráfico indica que há uma interação entre os dois fatores. O gráfico de interação confirma todas as afirmações anteriores que citam que combinação entre o ar e a dosagem de coletor influencia na maximização dos resultados, ou seja, recuperação mássica.

Enfim, concluímos que a utilização da maior vazão de ar (2,0 L/min) nos ensaios, em combinação com os menores níveis de vazão de reciclo (0,48 L/min) e dosagem de coletor (250 g/ton), favorece uma recuperação mássica do minério relativamente maior. O fato da vazão de ar ser o maior influente no processo, deve-se que, com a maior geração de bolhas, aumenta a probabilidade de colisão bolha-partícula, maior número partículas são coletadas, além disso, maior arraste, e conseqüentemente, haverá maior recuperação das partículas.

CAPÍTULO V – CONCLUSÃO

De acordo com os resultados obtidos no estudo das variáveis operacionais da coluna, pode-se concluir que:

- Através da análise estatística realizada com o auxílio do *software* Minitab 17 observou-se que apenas a variação da dosagem de coletor não influencia na recuperação mássica do minério para a faixa experimental testada. Porém, a interação as demais variáveis (vazão de ar e vazão de reciclo) apresenta um efeito significativo para a maximização do resultado. Esse fato é justificado por utilizar uma faixa estreita entre os níveis da dosagem de coletor.
- A vazão de ar é variável com maior efeito no processo, sendo que quando utilizada em nível máximo aumenta a recuperação mássica. Com a maior geração de bolhas na coluna, mais partículas serão coletadas, aumentando recuperação mássica, entretanto, pode minimizar o teor final do concentrado.
- Para obter a maior recuperação das partículas minerais recomenda-se utilizar a maior vazão de ar (2,0 L/min), em combinação com os menores níveis de vazão de reciclo (0,48 L/min) e dosagem de coletor (250 g/ton).
- Pela primeira bateria dos testes de flotação, observa-se que os teores foram próximos a 33% conforme descrito nos objetivos do trabalho, validando a eficiência do equipamento de flotação para o minério fosfáticos ultrafino do Complexo de Mineração de Tapira.
- Através dos resultados obtidos pela primeira bateria dos testes e comparados com os resultados obtidos pelos estudos realizados por Alves (2015) e Silva (2015), foi possível consolidar a eficiência da coluna de flotação do laboratório de tratamento de minérios do CEFET-MG, unidade Araxá.

CAPÍTULO VI - REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALBUQUERQUE, R. O. Alternativas de Processo para Concentração do Minério Fósforo-Uranífero de Itataia. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2010. 200 p. (Tese, Doutorado, Tecnologia Mineral).

ALVES, L. P. Implantação de coluna de flotação no laboratório de tratamento de minérios do CEFET/MG, Unidade Araxá e realização de estudo exploratório. Araxá: Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, 2015. 46 p. (TCC, Graduação, Tecnologia Mineral).

ANDA, Anuário Estatístico do Setor de Fertilizantes. Associação Nacional para Difusão de Adubos 2014, São Paulo.

BALTAR, C. A. M. Flotação no Tratamento de Minério. Recife: [s.n.], 2008. 209 p.

BARBOSA, J. L. O.; BALTAR, C. A. M., Influência do Tamanho da Partícula na Flotação com Amina. Pernambuco: Universidade Federal de Pernambuco. HOLOS, v. 5, p. 93-100, 2012.

BARROS, L. A. F. Flotação de Minérios Fosfáticos. In: CHAVES, A. P. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: A Flotação no Brasil. 3 ed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. v.4, Cap. 5, p. 116-157.

BATISTELLA, M. A. Flotação em coluna sem adição de água de limpeza: fundamentos e aplicações. Porto Alegre: Escola de Engenharia da UFRGS, 2009. 59p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

BEZERRA, M. A.; BROD, J. A. Mineralogia da Apatita do Complexo Alcalino-Carbonatítico de Tapira. Catalão, 2011.

BRANDAO, P.R.G.; CAIRES, L.G.; QUEIROZ, D.S.B. Vegetable lipid oil-based collectors in the flotation of apatite ores. Belo Horizonte: Minerals Engineering, p.917-925, nov. 1994.

CAPPONI, F. Avanços na recuperação de finos de minério pelos processo de flotação "extensora", o caso da mina de Chuquicamata. Porto Alegre: Escola de Engenharia da UFRGS, 2005. 93p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

CARVALHO, W. R. Flotação Colunar Reversa de Minério de Ferro: O Efeito da Granulometria da Sílica. Ouro Preto: Escola de Minas de Ouro Preto, 2003. 80p. (Dissertação, Mestrado, Tratamento de Minérios).

CHAVES, A. P.; FILHO, L. S. L.; BRAGA, P. F. A. Flotação. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. Tratamento de Minérios. 5 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. Cap. 11, p. 465-513.

CHULA, A. M. D. Caracterização Mineralógica do Minério Fosfático da Mina de Tapira – MG. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2004. 322 p. (Tese, Doutorado, Tratamento de Minério).

DIAS, V. P.; FERNANDES, E. Fertilizantes: Uma Visão Global Sintética. Rio de Janeiro: BNDES Setorial, n.24, p. 97-138, 2006.

FONSECA, D. S. Sumário Mineral 2014. V. 34. Departamento Nacional de Produção Mineral, 2015. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2014/view>>. Acesso em 15 fev. 2016.

GUIMARÃES, G. C.; LIMA, R. M. F.; OLIVEIRA, M. L. M. Flotação de Diferentes Tipologias de Minério Fosfático de Tapira/MG, usando o Coletor Óleo de Soja Hidrogenado. Ouro Preto: Revista da Escola de Minas (REM). 2004. p. 203-207.

GUIMARÃES, R.C.; PERES, A.E.C. Interfering ions in the flotation of a phosphate ore in a batch column. Araxá: Minerals Engineering, p.757-768, fev. 1999.

LIMA, O. A.; LEAL FILHO, L. S.; BARBOSA, F. S. Caracterização hidrodinâmica de células mecânicas de flotação: capacidade de bombeamento de célula Denver de laboratório. Ouro Preto: Revista Escola de Minas, p.415-419, out. 2006.

LOPES, G. M. Coletores potencialmente seletivos na separação de apatita, calcita e dolomita. Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2013. 162p. (Tese, Doutorado, Tecnologia Mineral).

LOUREIRO, F. E. L.; MONTE, M. B. M.; NASCIMENTO, M. Agrominerais – Fosfato. In: LUZ, A. B.; LINS, F. A. F. Rochas e Minerais Industriais: Usos e Especificações. 2 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2008. Cap. 7, p. 141-174.

LUZ, A. B.; LINS, F. F. Introdução ao Tratamento de Minérios. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. Tratamento de Minérios. 5 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. Cap. 1, p. 3-20.

MATIOLO, E. Recuperação otimizada de finos de minérios de cobre e molibdênio por flotação não convencional. Porto Alegre: Escola de Engenharia da UFRGS, 2005. 84p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

MAZON, R. Efeito do Tempo de Residência sobre a Recuperação Metálica da Flotação Colunar Reversa de Minério de Ferro. Ouro Preto: Escola de Minas de Ouro Preto, 2006. 112p. (Dissertação, Mestrado, Tratamento de Minério).

NETO, B. D. B.; SCARMINIO, I. S.; BRUNS, R. E. Como fazer experimentos. 4 ed. ARTMED, 2010. 413p.

NUNES, A. P. L. Flotação de fosfatos presentes em minérios de ferro brasileiros. Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2009. 171p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

OLIVEIRA, M. S. Flotação em Coluna do Rejeito Remoído do Processo de Concentração da Apatita. Uberlândia: Faculdade de Engenharia Química da UFU, 2004. 131p. (Dissertação, Mestrado, Concentração e Desenvolvimento de Processos).

OLIVEIRA, M. S. Minério Fosfático Sílico-Carbonatado: Estudo Fundamental. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2007. 207p. (Tese, Doutorado, Tecnologia Mineral).

OLIVEIRA, Michelly dos Santos; SOUZA, Marlúcio Dias de. Tratamento de Minérios. Araxá: [s.n.], Revisado: 2012. 219 p.

PEASE, J. D.; CURRY, D. C.; YOUNG, M. F. Designing flotation circuits for high fines recovery. Austrália: Minerals Engineering, p.1-10, set. 2005.

POTAFOS. Arquivo do Agrônomo nº 10. Nutrifatos. 24p. 2015. Disponível em: <[http://brasil.ipni.net/ipniweb/region/brasil.nsf/0/AB7CA2719FEC206683257AA0003BE92A/\\$FILE/Nutrifatos.pdf](http://brasil.ipni.net/ipniweb/region/brasil.nsf/0/AB7CA2719FEC206683257AA0003BE92A/$FILE/Nutrifatos.pdf)>. Acesso 16 fev. 2016.

SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A.; BRAGA, P. F. A. Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais. In: SAMPAIO, J. A.; SILVA, F. A. N. G. Análise granulométrica por peneiramento. Rio de Janeiro: CETEM-MCT, 2007, Cap. 3, p. 55-74.

SANTANA, R. C. Análise da Influência do Tamanho da Partícula na Flotação da Apatita em Coluna. Uberlândia: Faculdade de Engenharia Química da UFU, 2007. 166p. (Dissertação, Mestrado, Concentração e Desenvolvimento de Processos Químicos).

SANTANA, R. C. Efeito da Altura da Coluna na Flotação de Minério Fosfático em Diferentes Granulometrias. Uberlândia: Faculdade de Engenharia Química da UFU, 2011. 169p. (Tese, Doutorado, Concentração e Desenvolvimento de Processos Químicos).

SANTOS, L. H. Avaliação dos efeitos da dosagem de depressor e do pH da polpa na flotação de minério fosfático: Um estudo experimental de caso. Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2012. 90p. (TCC, Graduação, Tratamento de Minérios).

SANTOS, M. A. Estudo da Influência de Íons Contaminantes na Flotação de Apatita em Coluna. Uberlândia: Faculdade de Engenharia Química da UFU, 2010. 149p. (Dissertação, Mestrado, Concentração e Desenvolvimento de Processos Químicos).

SILVA, A. A. M. S. Estudo sobre a Flotação de Silicatos em Coluna para o Processo de Concentração da Apatita. Uberlândia: Faculdade de Engenharia Química da UFU, 2005. 121p. (Dissertação, Mestrado, Concentração e Desenvolvimento de Processos Químicos).

SILVA, F. B. R. Análise das principais variáveis na flotação industrial da Vale Fertilizantes de Tapira-MG. Uberlândia: Faculdade de Engenharia Química da UFU,

2016. 177p. (Dissertação, Mestrado, Concentração e Desenvolvimento de Processos Químicos).

SILVA, L. A. Avaliação do tempo de condicionamento, dosagem de reagentes e granulometria para flotação de fosfato em coluna. Araxá: Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, 2015. 70 p. (TCC, Graduação, Tratamento de Minérios).

SIS, H.; CHANDER, S; Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review. Minerals Engineering, v. 16, p. 199-204, 2003.

SOUZA, A. E.; FONCECA, D. S. Fosfato. In: NERY, M. A. C. Sumário Mineral 2009. V. 29. Departamento Nacional de Produção Mineral, 2009. Disponível em: <https://sistemas.dnpm.gov.br/publicacao/mostra_imagem.asp?IDBancoArquivoArquivo=4003>. Acesso em 15 fev. 2016.

TABOSA, É. O. Flotação com reciclo de concentrados (FRC) para recuperação de finos de minérios: fundamentos e aplicações. Porto Alegre: Escola de Engenharia da UFRGS, 2007. 117p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

TAKATA, L. A.; VALLE, T. Flotação em Coluna. In: CHAVES, A. P. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: A Flotação no Brasil. 3 ed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. v.4, Cap. 3, p. 65-104.

TESTA, F. G. Avanços na Flotação de Finos de Minério com Condicionamento em Alta Intensidade. Porto Alegre: Escola de Engenharia da UFRGS, 2008. 82p. (Dissertação, Mestrado, Metalurgia Extrativa e Tecnologia Mineral).

WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN, T. J. Wills' Mineral Processing Technology. An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. Ed. Butterworth-Heinemann, 2006. 7ed. 444p.