



CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS
UNIDADE ARAXÁ

AMANDA APARECIDA CARNEIRO

AVALIAÇÃO DE DIFERENTES TIPOS DE AMIDO NA FLOTAÇÃO ANIÔNICA
DIRETA DE MINÉRIO FOSFÁTICO SÍLICO-CARBONATADO

ARAXÁ/MG

2018

AMANDA APARECIDA CARNEIRO

AVALIAÇÃO DE DIFERENTES TIPOS DE AMIDO NA FLOTAÇÃO ANIÔNICA
DIRETA DE MINÉRIO FOSFÁTICO SÍLICO-CARBONATADO

Trabalho de Conclusão de Curso
apresentado ao Curso de Engenharia de
Minas, do Centro Federal de Educação
Tecnológica de Minas Gerais CEFET/MG,
como requisito parcial para obtenção do
grau de Bacharel em Engenharia de Minas.

Orientadora: Prof. Dra. Michelly dos Santos
Oliveira

Coorientador: Prof. Dr. Mario Guimarães
Junior

ARAXÁ/MG

2018

AMANDA APARECIDA CARNEIRO

AVALIAÇÃO DE DIFERENTES TIPOS DE AMIDO NA FLOTAÇÃO ANIÔNICA
DIRETA DE MINÉRIO FOSFÁTICO SÍLICO-CARBONATADO

Trabalho de Conclusão de Curso
apresentado ao Curso de Engenharia de
Minas, do Centro Federal de Educação
Tecnológica de Minas Gerais CEFET/MG,
como requisito parcial para obtenção do
grau de Bacharel em Engenharia de Minas.

Araxá, 04 de dezembro de 2018.



Presidente e Orientadora: Prof.^a Dr.^a Michelly dos Santos Oliveira
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG – Unidade Araxá



Coorientador: Prof. Dr. Mario Guimarães Junior
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG – Unidade Araxá



Membro Titular: Prof. Me. Fabio de São José
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG – Unidade Araxá



Membro Titular: Efg. Minas Especialista João Victor Silva Alves
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG – Unidade Araxá

*Aos meus pais pelo grande incentivo e
batalha para que eu consiga
realizar meus sonhos.*

AGRADECIMENTOS

Primeiramente gostaria de agradecer à Deus, por sempre me dar forças e energia para que eu consiga vencer os passos para atingir os meus sonhos.

À toda minha família, mas principalmente aos meus pais, por sempre me incentivarem e estarem do meu lado, mesmo nos momentos mais difíceis.

Aos meus orientadores pelo imenso apoio, suporte e paciência durante a realização da pesquisa.

A minha amiga e parceira de projeto de iniciação científica, Adriele Mércia, pela imensa ajuda, paciência e conselhos.

Ao técnico e estagiário do laboratório de Tratamento de Minérios, João Victor e João Antônio, pela disponibilidade, paciência e grande apoio.

Aos amigos, Amélia, Francisco, Breno e Vanessa, pela ajuda nas diversas fases da pesquisa.

Ao CEFET e a todos os funcionários e professores que contribuíram tanto na minha formação técnica, como também pessoal, ao longo de todos estes quase 9 anos em que estive na instituição.

RESUMO

No cenário atual, para que se consiga atingir a demanda por fertilizantes, é de grande importância os estudos que visem a descoberta de métodos eficientes para a flotação seletiva da apatita e a depressão dos demais minerais provenientes dos chamados minérios fosfáticos sílico-carbonatados. Neste contexto, o trabalho teve como objetivo avaliar a eficiência de diferentes tipos de amido como depressores na flotação aniônica direta de apatita, derivada do minério fosfático sílico-carbonatado do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro, localizado no município de Araxá (MG). Assim como, obter condições favoráveis de pH e de dosagem de depressor que maximize o enriquecimento. O desenvolvimento da pesquisa englobou as etapas de secagem, peneiramento, britagem, moagem, separação magnética com imã de mão, deslamagem e flotação. Também realizou-se a caracterização química e granulométrica da amostra de minério, bem como a determinação da sua densidade. A etapa final de flotação foi realizada utilizando-se seis espécimes de amidos, doravante denominados A1, A2, A3, A4, A5 e A6, os quais atuaram como agentes depressores. Uma mistura de ácidos graxos (Flotigam 5806) foi utilizada como agente coletor, e o NaOH, com concentração de 10% (p/v), como modulador de pH. Segundo os valores obtidos para a análise química, a amostra da alimentação dos ensaios era composta por cerca de 6,08% de P_2O_5 . Com relação aos ensaios de flotação, de acordo com os resultados obtidos, tanto visual, como provenientes das análises químicas via fluorescência de raio X e recuperações mássicas e metalúrgicas, concluiu-se que nenhum amido apresentou um enriquecimento maior que os demais, já que para todos, os teores de P_2O_5 dos concentrados ficaram abaixo de 10%, bem inferior ao especificado para produção de fertilizantes, 35%. E mesmo após a flotação, as relações CaO/P_2O_5 e Fe_2O_3/P_2O_5 , assim como o teor de MgO permaneceram altos.

Palavras-chave: Fertilizantes. Fosfato. Amido. Flotação.

ABSTRACT

At the moment, to achieve the demand for fertilizers it is important the studies that aim the discovery of efficient methods for the selective flotation of apatite and the depression of the other minerals coming from the called silicate-carbonate ore. Based on this, this work aimed to evaluate the efficiency of different types of starch as depressants in the direct anionic flotation of apatite from the silicate-carbonate phosphate ore, stemming from the Alkaline-Carbonatitic Complex of Barreiro, located in the city of Araxá (MG). As well as obtaining the most appropriate conditions of pH and dosage of the depressor that maximizes the enrichment. The development of the research encompassed the stages of drying, sieving, crushing, grinding, magnetic separation with hand magnet, desliming and flotation. Its chemical and granulometric characterization was also carried out, as well as the determination of its density. The final flotation step was performed using six starch specimens, referred to as A1, A2, A3, A4, A5 and A6, which acted as depressants. A mix of fatty acids (Flotigam 5806) was used as the collecting agent, and NaOH, at a concentration of 10% (w/v), as a pH modulator. According to the values obtained for the chemical analysis, the grade of P_2O_5 of the head sample of the tests was 6.08%. In relation to the flotation tests, according to the results obtained, both visual and chemical analyzes via X ray fluorescence and mass and metallurgical recoveries, it was concluded that no starch presented a greater enrichment than the others, since the grade of P_2O_5 of the concentrates was below 10%, less than the value specified for fertilizer production, 35%. And even after flotation, the CaO/P_2O_5 and Fe_2O_3/P_2O_5 ratios, as well as the grade of MgO remained high.

Keywords: Fertilizers. Phosphate. Starch. Flotation.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Localização do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro (CRUZ <i>et al.</i> , 2011)	3
Figura 2 - Mapa geológico do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro Coordenadas: UTM. Datum: SAD69 (SILVA <i>et al.</i> , 1979 <i>apud</i> RAPOSO; PEREIRA, 2013)	4
Figura 3 - Interação partícula-bolha (SANTOS, 2010)	8
Figura 4 - Estruturas dos monômeros de glicose (NUNES; PERES, 2011)	11
Figura 5 - Estrutura da amilose e amilopectina (NUNES; PERES, 2011).....	12
Figura 6 - (a) Estrutura helicoidal da amilose, (b) Estrutura ramificada da amilopectina (GUIMARÃES JR. <i>et al.</i> , 2015).....	12
Figura 7 - Representação do processo de gelatinização do amido na presença de água e sob aquecimento (a) Grânulos de amido compostos por amilose (hélice) e amilopectina (ramificada), (b) Adição de água causa a quebra da cristalinidade da amilose, e as hélices se rompem. Conseqüentemente, os grânulos sofrem inchaço, (c) Adição de mais água e calor causam um maior inchaço e a amilose começa a se difundir para fora do grânulo, (d) Os grânulos passam a conter principalmente amilopectina e são mantidos em uma matriz de amilose, formando um gel (REMSEN; CLARK, 1978 <i>apud</i> LAI; KOKINI, 1991).....	14
Figura 8 - Flotabilidade da apatita e calcita em função da concentração de amido (MARTINS; LEAL FILHO, 2004).....	16
Figura 9 - Recuperação da ganga em função da dosagem de amido em pH 10 e 50 g/L de oleato de sódio (BARROS <i>et al.</i> , 2008)	17
Figura 10 - Grupo carboxilato (ZHENG; SMITH, 1997)	18
Figura 11 - Banco de células de flotação (CHAVES <i>et al.</i> , 2010).....	20
Figura 12 - Máquinas de flotação, Modelo Wemco e Galigher (CHAVES <i>et al.</i> , 2010).....	21
Figura 13 - Célula de flotação pneumática Flotaire® (CHAVES <i>et al.</i> , 2010).....	21
Figura 14 - Coluna de flotação (CHAVES <i>et al.</i> , 2010).....	23
Figura 15 - Fluxograma da etapa de preparação da amostra	24
Figura 16 - Britador de mandíbulas (a) Vista frontal, (b) Vista superior interna	25
Figura 17 - (a) Partículas retidas na peneira de 3/8", (b) Partículas britadas (menores que 1/2")	25
Figura 18 - (a) Moinho, (b) Carga moedora	26
Figura 19 - Separação magnética com imã de mão	26
Figura 20 - Desenho esquemático do processo de sifonagem (Adaptado de SÓ BIOLOGIA, 2018).....	27

Figura 21 - Quarteamento por pilha alongada	28
Figura 22 - (a) Picnômetro com minério fosfático, (b) Picnômetro com água e minério fosfático, (c) Picnômetro com água	29
Figura 23 - Peneiramento a úmido	30
Figura 24 - Amidos gelatinizados (a) A1, (b) A2, (c) A3, (d) A4, (e) A5, (f) A6.....	31
Figura 25 - Coletor	32
Figura 26 - Condicionamento da polpa	33
Figura 27 - Célula de flotação	33
Figura 28 - Rejeito à esquerda e concentrado à direita.....	34
Figura 29 - Curva granulométrica da amostra deslamada	38
Figura 30 - Resumo dos resultados após flotação	40
Figura 31 - Aspecto da espuma para cada amido utilizado (a) A1, (b) A2, (c) A3, (d) A4, (e) A5 e (f) A6	44

LISTA DE TABELAS E QUADROS

Tabela 1 - Características de amidos de diferentes origens (VALDEJÃO; JANSON, 1996; SWINKELS, 1985; <i>apud</i> TEIXEIRA, 2007)	13
Tabela 2 - Parâmetros dos testes de flotação	34
Tabela 3 - Ensaio de picnometria.....	36
Tabela 4 - Análise granulométrica da amostra após deslamagem.....	37
Quadro 1 - Resultados de recuperação mássica, metalúrgica e razão de enriquecimento.....	39
Quadro 2 - Resultados das análises químicas dos concentrados	42

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

APA	Abertura na posição aberta
CDTN	Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear
CNEN	Comissão Nacional de Energia Nuclear
CEFET	Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais
CMC	Carboximetil celulose
IBRAM	Instituto Brasileiro de Mineração
MIBIC	Metil isobutil carbinol

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	1
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	3
2.1 Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro e o minério fosfático Sílico-Carbonatado..	3
2.2 Flotação	5
2.2.1 Reagentes da flotação.....	7
2.2.1.1 Coletores.....	8
2.2.1.2 Espumantes.....	9
2.2.1.3 Modificadores ou Reguladores.....	10
2.2.2 Equipamentos de flotação	19
2.2.2.1 Células mecânicas	19
2.2.2.2 Células pneumáticas	21
2.2.2.3 Colunas de flotação	22
3. METODOLOGIA	24
3.1 Preparação da amostra	24
3.2 Caracterização da amostra	28
3.2.1 Umidade do minério ROM.....	28
3.2.2 Picnometria.....	29
3.2.3 Análise granulométrica	30
3.3 Ensaio de flotação	30
3.3.1 Preparação dos reagentes	30
3.3.2 Condicionamento e flotação.....	32
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO	36
4.1 Caracterização do minério fosfático sílico-carbonatado	36
4.1.1 Umidade	36
4.1.2 Picnometria.....	36

4.1.3	Análise granulométrica da amostra preparada	37
4.1.4	Caracterização química da alimentação	38
4.2	Ensaio de flotação	38
5.	CONCLUSÃO	45
6.	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	46
7.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	47

1. INTRODUÇÃO

Diante de um cenário de escassez de alimentos, ocasionado pelo crescente aumento da população mundial, associado à redução de terras aráveis, para que haja uma maior produtividade na agricultura e melhor aproveitamento de terras disponíveis, torna-se primordial a necessidade de se produzir mais fertilizantes.

A produção brasileira de fertilizantes frente ao *ranking* mundial é baixa e ainda insuficiente para suprir toda a demanda nacional. Segundo o IBRAM (Instituto Brasileiro de Mineração), em 2011 o Brasil era o sexto maior produtor de fosfato do mundo, com aproximadamente 6,2 milhões de toneladas de concentrado, o que representava 3,25% de toda produção mundial, enquanto a China com 72 milhões de toneladas produzidas, liderava o *ranking*. De acordo com informações fornecidas por Roquetti Filho (2018), a produção brasileira de fertilizantes intermediários (nitrogenados, fosfatados e potássicos) em 2017, apresentou uma redução de 9,47%, quando comparada com o mesmo período em 2016, enquanto as importações apresentaram um crescimento de 7,45%.

Para que haja mudança significativa neste quadro, elevando-se a produção nacional de fertilizantes, assim como garantindo-se alimentos para as gerações futuras, é de grande importância estudos que visem o reaproveitamento de rejeitos, busquem rotas alternativas de beneficiamento para minérios de baixo teor, definam métodos de concentração para partículas consideradas finas e minérios sílico-carbonatados.

Grande parte da produção brasileira de concentrado fosfático é proveniente de depósitos associados a complexos alcalino-carbonatáticos, que possuem baixos teores (expresso em P_2O_5) e complexidade mineralógica, o que os diferem dos demais depósitos mundiais sedimentares. Entretanto, grande parte destes depósitos têm diferentes comportamentos frente as operações de concentração devido à variedade de minerais presentes, cristalinidade, associação mineral, granulometria, entre outros (GUIMARÃES, 2004).

De acordo com Oliveira e Peres (2010), a separação dos minerais constituintes do minério fosfático (apatita/silicatos) é geralmente realizada através da flotação aniônica direta em pH alcalino. Entretanto quando a ganga de minérios fosfáticos sílico-carbonatados é composta essencialmente por minerais do grupo dos carbonatos, além dos silicatos, este método de concentração apresenta baixa eficiência.

O grande desafio para a concentração eficiente deste tipo de minério está na depressão dos minerais de ganga seguida da flotação seletiva da apatita. Entretanto, na flotação aniônica

direta, os teores dos concentrados se apresentam baixos devido a coleta dos carbonatos. Isso ocorre devido à similaridade da composição química superficial da apatita, calcita e dolomita.

Com isso, é de suma importância que se busque reagentes que viabilizem essa seletividade, entre eles, os denominados depressores. Estes devem agir seletivamente na superfície dos minerais de ganga, impedindo sua hidrofobização pela ação do coletor e, conseqüentemente, sua flotação. Por conseguinte, o teor de P_2O_5 no concentrado é elevado.

Perante o exposto, o trabalho teve como principal objetivo avaliar a eficiência de diferentes tipos de amido como depressores na flotação aniônica direta de apatita, proveniente do minério fosfático sílico-carbonatado do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro, localizado em Araxá (MG). E com o amido que apresentasse maior seletividade entre a apatita e os carbonatos, também objetivou-se determinar as condições mais adequadas de pH e dosagem.

Este estudo caracteriza-se por uma pesquisa experimental, apoiada em uma revisão bibliográfica sobre os aspectos fundamentais relacionados ao tema, destacando-se as características do minério fosfático sílico-carbonatado e dos reagentes depressores, assim como estudos realizados dentro da mesma linha de pesquisa.

No intuito de se atingir os objetivos expostos, o trabalho foi dividido em 6 capítulos. O capítulo 2 apresenta uma revisão bibliográfica do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro, do minério fosfático sílico-carbonatado, bem como dos reagentes e equipamentos de flotação. Estudos relevantes envolvendo o uso de diferentes tipos de depressores na flotação de fosfato, também foram revisados e devidamente apresentados. A metodologia utilizada no experimento está evidenciada no capítulo 3, onde se discorre sobre os materiais utilizados bem como os métodos adotados durante os procedimentos. Após obtenção e tratamentos dos dados, o capítulo 4 mostra os resultados das análises envolvidas e suas discussões. Por fim, são apresentadas nos capítulos 5 e 6, as conclusões e as referências bibliográficas, respectivamente.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Ao longo deste capítulo serão abordados alguns tópicos de grande relevância para o entendimento do presente trabalho. Estes foram divididos entre a geologia do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro, alguns conceitos sobre flotação, com ênfase aos reagentes denominados modificadores ou depressores, e seus equipamentos.

2.1 Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro e o minério fosfático Sílico-Carbonatado

Localizado no oeste do estado de Minas Gerais, na cidade de Araxá, o Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro está inserido nas coordenadas geográficas $19^{\circ} 38'$ e $46^{\circ} 56'$, latitude sul e longitude oeste, respectivamente, como pode ser visto na figura 1 (TORRES; GASPAR, 1995).

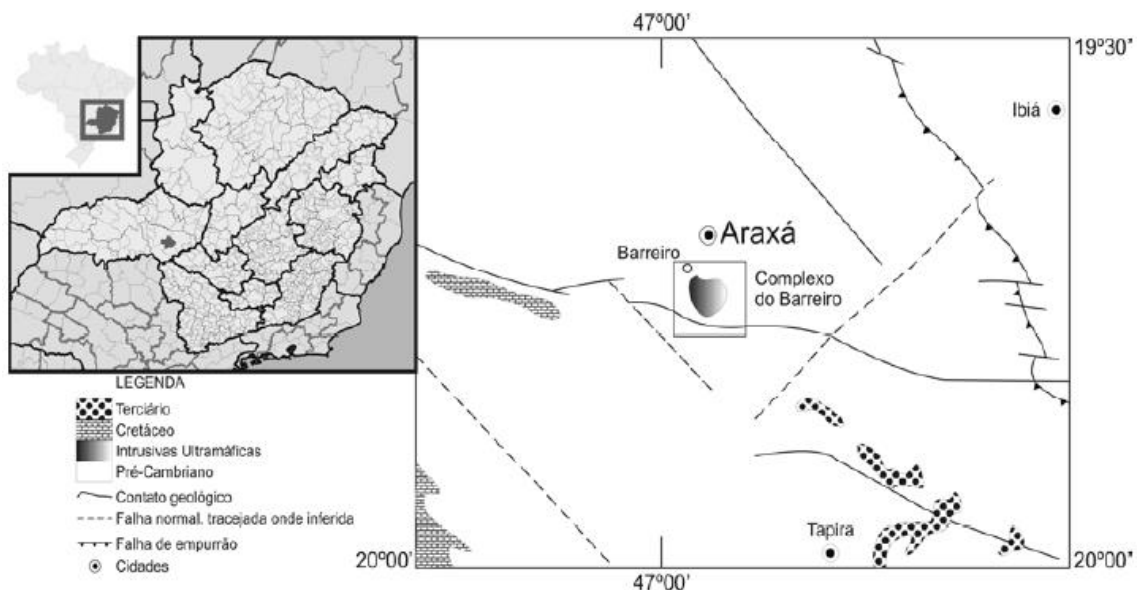


Figura 1 - Localização do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro (CRUZ *et al.*, 2011)

Segundo Raposo e Pereira (2013), com uma estrutura de formato circular de aproximadamente 4,5 km de diâmetro e uma área de 15 km², o complexo se encontra encaixado em quartizitos e xistos do grupo Araxá. As principais rochas são carbonatitos, predominantemente magnesianos; e glimeritos, formados principalmente por flogopita e em alguns pontos por piroxênio e olivina (figura 2). Estas são somente encontradas em profundidade. Em superfície há os produtos da ação intempérica, como, os solos lateríticos,

saprolitos e cangas (cobertura ferruginosa) no interior do domo, cuja espessura pode atingir até 230 metros.

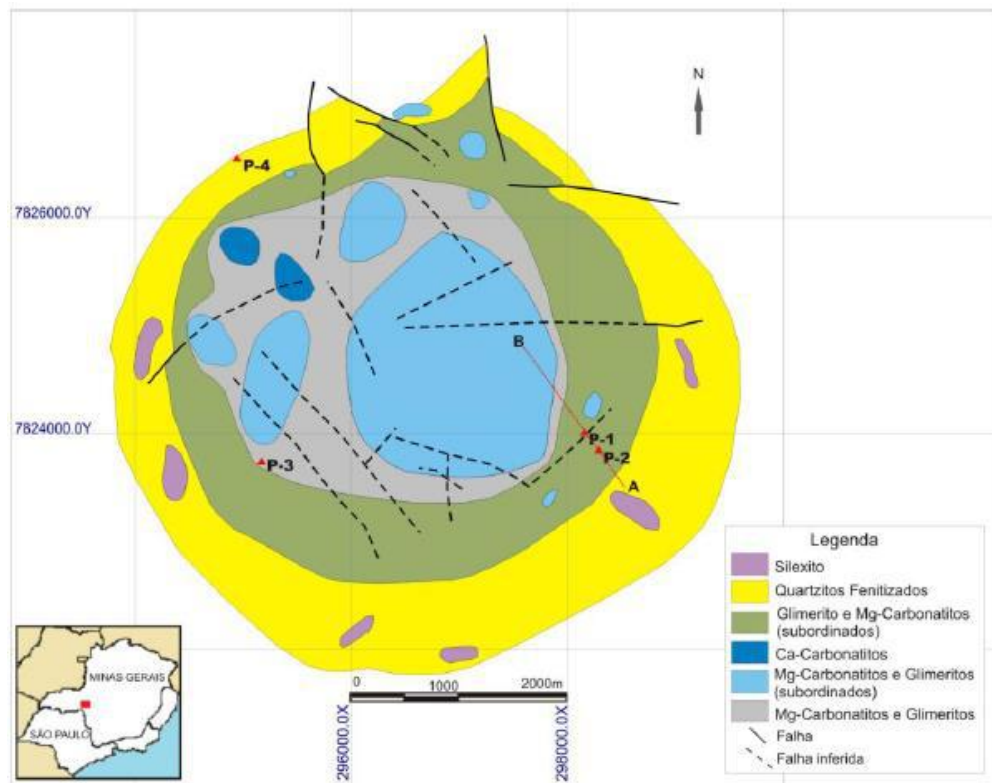


Figura 2 - Mapa geológico do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro
Coordenadas: UTM. Datum: SAD69 (SILVA *et al.*, 1979 *apud* RAPOSO; PEREIRA, 2013)

Em algumas porções do complexo se encontram as concentrações de apatita e pirocloro, minerais-minério de fósforo e nióbio, respectivamente. O minério apatítico é classificado em oxidado, cimentado/bitolado, silicatado e sílico-carbonatado, em relação aos teores de P_2O_5 total e P_2O_5 apatítico, CaO, MgO e a relação CaO/P_2O_5 (RAPOSO; PEREIRA, 2013; CRUZ *et al.*, 2011).

O minério fosfático sílico-carbonatado ocorre no horizonte de rocha alterada e é composto por P_2O_5 com teor acima de 5%, MgO acima de 6% e sua relação CaO/P_2O_5 é maior ou igual a 1,6. Seus minerais constituintes são calcita, dolomita, apatita, flogopita, magnetita, ilmenita, perovskita, vermiculita, óxidos/hidróxidos de ferro e argilominerais (GRASSO, 2015).

Este minério representa 50% da reserva do Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro, e sua formação está associada ao intemperismo químico de rochas de filiação carbonática (OLIVEIRA, 2007; PAIVA *et al.*, 2011). Segundo Kahn *et al.* (2010), pelos baixos teores de fósforo e complexa mineralogia, os depósitos de rocha fosfática associados às rochas

ígneas alcalinas são bastante distintos dos depósitos de origem sedimentar, fonte mundial e principal de fosfato.

2.2 Flotação

De acordo com Peres e Araujo (2006), no tratamento de minérios a concentração corresponde à etapa de separação seletiva do mineral-minério da ganga, cuja viabilidade depende de três condições básicas: liberabilidade, separação dinâmica e a presença de uma propriedade diferenciadora.

A liberação dos minerais, ou seja, a desagregação entre eles, ocorre por meio das operações de fragmentação (britagem e moagem) com operações de classificação inseridas entre elas (peneiramento e classificação em meio fluido).

A propriedade diferenciadora está relacionada com a característica que o mineral-minério ou a ganga apresenta e que o diferencie dos demais minerais, garantindo assim a seletividade do método de concentração. Essa propriedade pode ser a massa específica (densidade), susceptibilidade magnética, condutividade elétrica, radioatividade, reatividade química, reatividade de superfície, cor, forma, entre outras.

A separação dinâmica corresponde a capacidade do próprio equipamento de realizar a separação dos minerais, utilizando a propriedade diferenciadora como parâmetro.

Segundo Oliveira e Souza (2008), dentre os métodos de concentração, a flotação é uma operação que utiliza as diferenças das características de superfície dos minerais (hidrofobicidade/hidrofilicidade) presentes em suspensão aquosa (polpa) como propriedade diferenciadora. Partículas mais hidrofóbicas, cuja superfície é apolar, têm menor afinidade pela água. Já as partículas menos hidrofóbicas, também chamadas de hidrofílicas, cuja superfície é polar, possuem maior afinidade pela água.

Na natureza, quase todas as espécies minerais (sulfetos, carbonatos, óxidos, silicatos e sais) são hidrofílicas. Poucos minerais encontrados são naturalmente hidrofóbicos, como por exemplo, a grafita (C), molibdenita (MoS_2), talco ($\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$), pirofilita ($\text{Al}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$), alguns carvões (C), e ouro nativo (Au) livre de prata. Para separar esses minerais dos hidrofílicos, seria necessário apenas um fluxo de ar incorporado a uma suspensão aquosa, onde os minerais hidrofóbicos passariam a interagir com o ar (constituído por moléculas apolares) sendo arrastados e removidos como concentrado, caso o mineral de interesse fosse o hidrofóbico. Por sua vez, os minerais hidrofílicos permaneceriam em contato com a solução aquosa e seriam removidos como rejeito. Entretanto, este processo não é tão simples, pois a

geração de uma espuma estável e de tamanho adequado se faz necessário para carreamento destes minerais. Sua obtenção se faz com o uso de reagentes conhecidos como espumantes (PERES; ARAUJO, 2006; CHAVES *et al.*, 2010).

Apesar da baixa quantidade de minerais naturalmente hidrofóbicos, a flotação é bastante utilizada na concentração de diversos tipos de minerais (óxidos, silicatos, carbonatos, etc), por tornar suas superfícies hidrofóbicas por meio da adsorção (concentração na interface) de reagentes denominados coletores (OLIVEIRA; SOUZA, 2008).

Segundo Chaves *et al.* (2010), ainda existe outros tipos de reagentes adicionados no sistema de flotação para garantir a seletividade do processo. São os chamados modificadores ou reguladores, cujas funções são: ajuste do pH da polpa mineral, controle da dispersão das partículas na polpa, facilitar a ação do coletor sobre a superfície do mineral que se deseja flotar (função dos reagentes chamados ativadores) e impedir a ação do coletor sobre alguns minerais, tornando-os mais hidrofílicos (função desempenhada pelos chamados depressores).

De acordo com Chaves (2006), além da operação de flotação propriamente dita, algumas operações auxiliares também devem ser realizadas, como: condicionamento; dosagem e adição de reagentes; adensamento das polpas para a realização do condicionamento; atrição (“*scrubbing*”) da superfície dos minerais para a remoção de argila ou óxidos; deslamagem para eliminação dos finos e argilo-minerais prejudiciais à flotação; transporte das polpas e espumas e instrumentação e controle automático do processo. A deslamagem tem como objetivo remover a lama que pode se aderir à superfície das partículas (fenômeno conhecido por “*slime coating*”), impedindo a ação dos reagentes adicionados ao sistema. O condicionamento é realizado a fim de se promover o contato dos reagentes com a superfície dos minerais, sendo favorecido quando a polpa está mais adensada, ou seja, com maior porcentagem de sólidos, já que a probabilidade de colisão é maior. Realizado em tanques cilíndricos com sistema de agitação, denominados de condicionadores, o condicionamento deve ser feito primeiramente com os depressores e ativadores e depois com os coletores. Seu tempo é determinado em laboratório, especificamente para cada tipo de minério e condição operacional.

A flotação é um método criado há pouco mais de 100 anos e tem possibilitado o aproveitamento econômico de minérios de separação complexa ou de baixo teor. É aplicada em uma vasta gama de minérios com diferentes características de granulometria, composição química, mineralógica e propriedades físico-químicas de superfície dos minerais presentes. Extremamente flexível, a flotação pode ser aplicada desde carvões com até 80% de carbono e em magnésitas com mais de 90% de $MgCO_3$, até em minérios de cobre de origem porfirítica, cujo mineral-minério é a molibdenita, com teores de molibdênio que chegam a atingir cerca de

0,02% (OLIVEIRA; SOUZA, 2008; PERES; ARAUJO, 2006). Segundo Souza *et al.* (2014), estima-se que mais de 2 bilhões de toneladas de minério são tratados anualmente via flotação. Para o minério fosfático, este cenário não é diferente. A flotação é o principal meio de concentração. No Brasil, as principais usinas de flotação de apatita estão em Cajati (SP), Tapira (MG), Araxá (MG) e Catalão (GO) (KAHN *et al.*, 2010; CHAVES *et al.*, 2010).

De acordo com Oliveira (2007), independentemente do tipo de minério e de sua origem, o concentrado deve sempre obedecer a critérios de qualidade. No caso do minério fosfático estes critérios visam atender as necessidades da indústria de fertilizantes. Sendo assim, o concentrado deve conter um teor de P_2O_5 maior que 35%, teor de MgO menor que 1%, razão em peso de CaO/P_2O_5 não superior a 1,6 e razão Al_2O_3/P_2O_5 ou Fe_2O_3/P_2O_5 inferior a 0,095. Os carbonatos em alta quantidade promovem um alto consumo de ácido sulfúrico durante a solubilização do fosfato. O magnésio (proveniente da dolomita) tem impacto negativo direto na taxa de filtração e na capacidade do filtro, aumentando a viscosidade do ácido superfosfórico e reduzindo a quantidade de P_2O_5 solúvel durante a acidulação.

Segundo a autora, quando se trata do minério fosfático sílico-carbonatado, estes parâmetros dificilmente são alcançados, uma vez que sua ganga, rica em calcita e dolomita, apresentam similaridades com a química de superfície da apatita (presença dos íons cálcio em suas superfícies). Nesse sentido, a flotação apresenta baixa seletividade, uma vez que estes minerais apresentam semelhantes respostas utilizando-se diferentes reagentes (OLIVEIRA, 2007).

2.2.1 Reagentes da flotação

Conforme a discussão supracitada e segundo Oliveira e Souza (2008), alguns reagentes químicos são imprescindíveis na flotação. Podendo ser compostos orgânicos ou inorgânicos, eles são utilizados com a finalidade de controlar as características das interfaces presentes no sistema. Qualquer um desses reagentes que apresente uma predisposição para se concentrar em uma das cinco interfaces (sólido/líquido, sólido/gás, líquido/gás, sólido/sólido, líquido/líquido) é chamado de “agente ativo na superfície”.

2.2.1.1 Coletores

Os coletores, também chamados de surfactantes, são moléculas que possuem um caráter anfipático do tipo R-Z. O grupo Z corresponde a parte polar (iônica) e é formado por dois ou mais átomos ligados covalentemente, possuindo um momento de dipolo permanente. Este grupo é o responsável por interagir com os íons presentes na superfície do mineral. Já o radical R corresponde a parte apolar, formado por uma cadeia hidrocarbônica que não possui um dipolo permanente, ou seja, é a porção hidrofóbica responsável pela adesão partícula/bolha, como pode ser visto na figura 3 (OLIVEIRA; SOUZA, 2008).

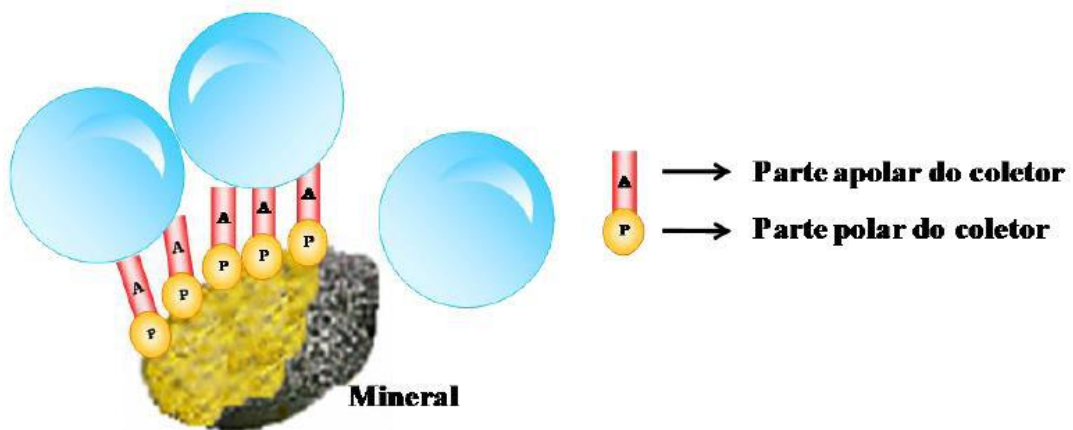


Figura 3 - Interação partícula-bolha (SANTOS, 2010)

Ainda segundo Oliveira e Souza (2008), os coletores podem ser classificados em tio-compostos, utilizados na flotação de sulfetos, e compostos ionizáveis não tio, aplicados na flotação das demais classes de minerais.

Como o presente trabalho abordará a flotação de minério fosfático, os compostos ionizáveis não tio aplicados neste tipo de flotação serão melhores descritos. Na concentração de apatita, os sabões provenientes de ácidos graxos (ácidos carboxílicos) são os coletores utilizados. Estes ácidos graxos são de origem vegetal e são chamados de “óleos” (proveniente de casca de arroz, casca de soja geralmente hidrogenado, “*tall oil*”, extraído de um tipo de pinus). Sua saponificação é feita utilizando-se soda cáustica. Se adsorvem na superfície da apatita através de quimissorção, ou seja, ocorre a precipitação de um sal de ácido carboxílico na superfície mineral (PERES; ARAUJO, 2006; BARROS, 2006).

De acordo com BARROS (2006), os ácidos graxos e seus sais (carboxilatos) têm alta capacidade de coleta, são baratos no mercado brasileiro e apresentam grande disponibilidade

de uso pela indústria. Porém, possuem baixa seletividade e necessitam de modificadores para aumentar a sua eficiência. Um exemplo deste tipo de coletor é o Flotigam 5806, utilizado neste trabalho durante os testes de flotação.

2.2.1.2 Espumantes

Constituídos por uma estrutura parecida com a dos coletores, os espumantes são reagentes tensoativos de caráter heteropolar e compostos não iônicos, cujos principais representantes são os álcoois e os éteres. Adsorvendo-se na interface gás-líquido, são responsáveis por proporcionar estabilidade às bolhas de ar, assegurando que não estourem e percam as partículas coletadas (MONTE; PERES, 2010; OLIVEIRA, 2004).

De acordo com Oliveira (2004), os líquidos polares ou não polares quando puros, não são capazes de gerar bolhas estáveis na presença de ar; elas se formam, mas não duram muito tempo e logo estouram, e também se coalescem formando bolhas maiores e com menor estabilidade. Porém, quando adicionados os espumantes à polpa, que está em agitação e na presença de ar, a espuma formada se torna estável devido à redução da tensão superficial. As moléculas do reagente tendem a se concentrar na superfície da bolha, com a sua parte apolar voltada para o ar e a parte polar voltada para a fase líquida do sistema.

Em diferentes condições, um mesmo reagente pode exercer funções distintas. Por isso, para classificar um reagente deve-se considerar a sua função mais importante. No caso dos ácidos graxos e aminas, eles podem atuar tanto como coletores quanto espumantes. Os ácidos graxos em sua forma solúvel (sabões de sódio) utilizados na flotação de apatita, na faixa de pH alcalino são predominantemente iônicos, prevalecendo assim a sua ação coletora. Apesar de esta ser uma característica positiva do ponto de vista econômico, já que há uma redução do uso de reagentes, em alguns sistemas de flotação esta característica pode ser prejudicial. Utilizando-se o reagente que age primeiramente como coletor, mas que também atua como espumante, é impossível se controlar a quantidade de espuma gerada, podendo ocorrer uma redução do teor do concentrado devido ao arraste de minerais de ganga. Assim, para evitar que isto ocorra é necessária a adição de antiespumantes (OLIVEIRA, 2004; SANTOS, 2010).

2.2.1.3 Modificadores ou Reguladores

Os modificadores, também chamados de reguladores, são os reagentes responsáveis por criar condições favoráveis a ação seletiva do coletor na superfície das partículas. Podem reagir com os minerais, com os próprios coletores e com os íons presentes na solução (OLIVEIRA, 2004).

Segundo Peres e Araujo (2006), diferente dos coletores e espumantes, que possuem funções bem definidas, os modificadores atuam em diversos papéis, como:

- Modulação de pH. Efetuada através da adição de bases ou ácidos, e de grande importância prática. Deve ser levado em consideração que o ânion do ácido ou o cátion da base possa, em alguns casos, se adsorver especificamente e modificar as características das interfaces do sistema;
- Ativação. Por meio da adição de reagentes que tornam a ação do coletor mais eficiente e/ou seletiva. Os que mais se destacam são os cátions metálicos como cúprico, ativador da esfalerita e de sulfetos contendo ouro associado e chumbo, ativador da estibnita;
- Depressão. Por meio da adição de reagentes inibidores da ação do coletor e capazes de tornar a superfície da ganga mais hidrofílica. Podem ser inorgânicos, como o CaO (depressor de pirita), NaSH (depressor de sulfetos de cobre e ferro), ZnSO₄ (depressor de esfalerita), ferrocianeto e ferricianeto (ambos depressores de sulfetos de cobre e de ferro em faixa de pH de 6,5 a 8,5) e o dicromato (depressor de galena) e orgânicos, sendo os polissacarídeos os principais depressores desta classe, em especial o amido de milho. Entretanto, também estão enquadrados nesta categoria os taninos e seus derivados, como o quebracho, os derivados da celulose, como a carboximetil celulose (CMC) e os lignossulfonatos.

Dentre os métodos de concentração, para o minério fosfático rico em ganga carbonatada a flotação é o mais promissor. Entretanto, a seletividade é prejudicada pela semelhança da composição química superficial dos carbonatos e fosfatos, pela elevada atividade superficial dos coletores usados e devido a interação entre as espécies iônicas dissolvidas de um mineral sobre o outro, interação entre estas espécies iônicas dissolvidas com os reagentes adicionados ao sistema e também entre si (NUNES; PERES, 2011).

Segundo Barros (2006), a apatita e os minerais do grupo dos carbonatos apresentam comportamentos muito semelhantes frente aos vários processos de concentração, por possuírem o cátion Ca^{2+} em suas superfícies, sendo esse o responsável por interagir com o coletor. Assim, é de extrema importância o uso de agentes modificadores para garantir a seletividade da separação entre estas espécies minerais.

Entre os reagentes modificadores citados, os amidos merecem destaque devido a sua aplicação nas principais usinas de beneficiamento que utilizam a operação de flotação no Brasil, principalmente nas de flotação de fosfato de origem ígnea. Segundo Guimarães *et al.* (2005), as minas de fosfato de Araxá e Tapira (MG), Cajati (SP) e Catalão (GO), utilizam esses depressores como os principais agentes modificadores.

Performance superior à de outros polissacarídeos, custo relativamente baixo, biodegradabilidade e atoxicidade são os principais fatores responsáveis pelo amido ser utilizado como depressor na flotação (NUNES; PERES, 2011; SOUZA *et al.*, 2014).

De acordo com Nunes e Peres (2011), o amido é um polissacarídeo natural, ou seja, um polímero orgânico formado através da fotossíntese, pela condensação de moléculas de glicose (monômeros) que se ligam de diversas formas. Os dois tipos de monômeros de glicose existentes são a α -D-glicose e a β -D-glicose, que se diferem pela posição do grupo hidroxila ligado ao átomo de carbono C1 (figura 4).

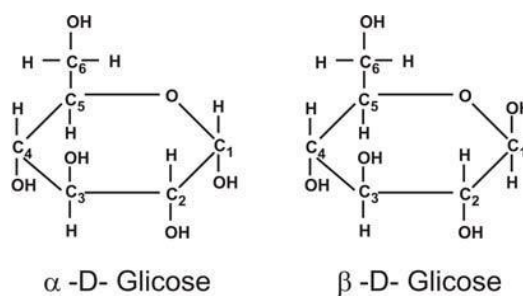


Figura 4 - Estruturas dos monômeros de glicose (NUNES; PERES, 2011)

O amido é composto principalmente por dois polímeros de glicose e moléculas de amilose e amilopectina (figura 5). A amilose é um polímero linear, insolúvel, cujo peso molecular está na faixa de 10 000 a 50 000, e que contém de 200 a 1000 unidades de D-glicose que se ligam pelas posições 1 e 4 através de pontes de hidrogênio, formando uma estrutura helicoidal. Enquanto a amilopectina é um polímero ramificado de alta solubilidade, cujo peso molecular pode chegar a vários milhões, e que possui mais de 1500 unidades de D-glicose ligadas nas posições 1-4 e 1-6 e de tamanho muito superior ao da amilose (figura 6) (NUNES; PERES, 2011; MARTINS *et al.*, 2012; BARROS, 2006; GUIMARÃES JR., 2015).

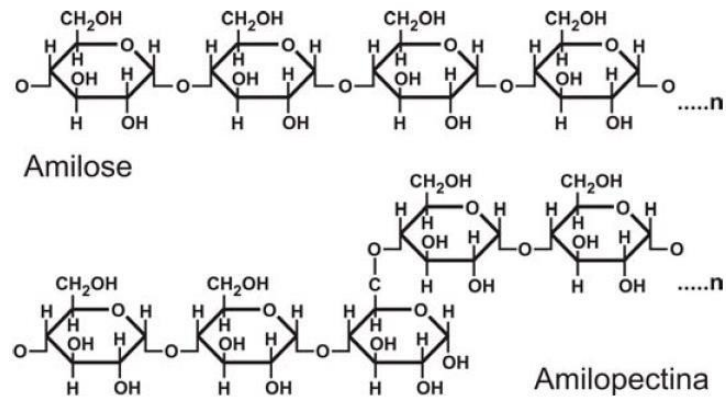


Figura 5 - Estrutura da amilose e amilopectina (NUNES; PERES, 2011)

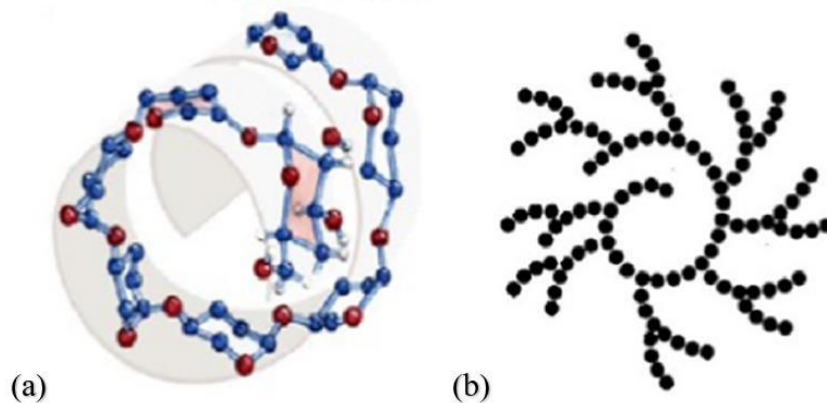


Figura 6 - (a) Estrutura helicoidal da amilose, (b) Estrutura ramificada da amilopectina (GUIMARÃES JR. *et al.*, 2015)

A presença dos grupos de hidroxila e o alto peso molecular da amilose e da amilopectina são os grandes responsáveis pela ação depressora do amido. De modo geral, os amidos possuem de 10 a 25% de amilose e de 75 a 90% de amilopectina. Esta relação juntamente com a natureza das impurezas presentes no amido são as responsáveis por influenciar a quantidade de amido que consegue ser adsorvida nas superfícies dos minerais. De um modo geral, quanto maior a quantidade de amilopectina, maior é o poder depressor do amido (NUNES; PERES, 2011; BARROS, 2006; OLIVEIRA, 2007). A tabela 1 mostra as características de alguns amidos de diferentes fontes vegetais, indicando a porcentagem de amilose e amilopectina presente em cada um deles.

Tabela 1 - Características de amidos de diferentes origens (VALDEJÃO; JANSON, 1996; SWINKELS, 1985; *apud* TEIXEIRA, 2007)

Fonte	Tipo de amido	Forma do grânulo	Diâmetro (µm)	Amilose (%)	Amilopectina (%)
milho	cereal	redondo, poligonal	5-26	28	72
trigo	cereal	redondo,	2-10; 20-35	28	72
arroz	cereal	poligonal, angular	3-8	30	70
mandioca	tubérculo	redondo, oval	5-30	14-18	86-82
batata	tubérculo	redondo, oval	15-100	18-20	82-80

Além das substâncias amiláceas já citadas (amilose e amilopectina), os amidos não modificados contêm óleo, proteínas, fósforo, umidade, fibras e matéria mineral. O óleo é capaz de inibir a espuma do sistema de flotação, sendo recomendado que o seu teor não seja superior a 4% quando utilizado na flotação de minérios fosfáticos. Em comparação com o amido de milho, o amido de mandioca possui um teor de óleo desprezível, o que reduz a inibição da ação espumante (PERES; ARAUJO, 2006; GUIMARÃES *et al.*, 2005).

Dos dois componentes do amido, a amilopectina é estrutural e funcionalmente a mais importante, pois sozinha é capaz de formá-lo, como ocorre em alguns tipos de amido mutantes que não possuem amilose (DENARDIN; SILVA; 2008).

Devido às fortes ligações de hidrogênio que fazem com que as suas cadeias permaneçam unidas, os amidos convencionais não são solúveis em água fria. Quando colocados em contato com a água em menores temperaturas, os grânulos se incham levemente, cerca de 10 a 20%. Entretanto este processo é reversível através da secagem. Porém, por conter vários grupos hidroxilas na molécula da D-glicose (figura 5), o amido tem natureza altamente hidrofílica, necessitando de hidrólise básica ou aquecimento para ser solubilizado, pois sua matéria ativa (amilose e amilopectina) encontra-se aprisionada dentro dos grãos. O processo responsável pela sua liberação é chamado de gelatinização (TEIXEIRA, 2007; DENARDIN; SILVA, 2008; NUNES; PERES, 2011; MARTINS *et al.*, 2012).

Em temperaturas mais elevadas, na presença de água, esta penetra na estrutura dos grânulos e os componentes mais solúveis, como, a amilose, sofrem dissociação e expandem para fora do grânulo, rompendo as ligações de hidrogênio entre elas e as moléculas de amilopectina. Assim as hidroxilas passam a interagir com a água, através de ligações de

hidrogênio. Os grânulos, compostos em grande parte de amilopectina sofrem colapso e permanecem em uma matriz de amilose formando um gel. Este processo ocorre quando a temperatura de gelatinização é atingida, variando entre 60 e 75 °C, dependendo da origem botânica do amido (TEIXEIRA, 2007; GUIMARÃES JR., 2015; REMSEN; CLARK, 1978 *apud* LAI; KOKINI, 1991). A figura 7 ilustra o processo descrito.

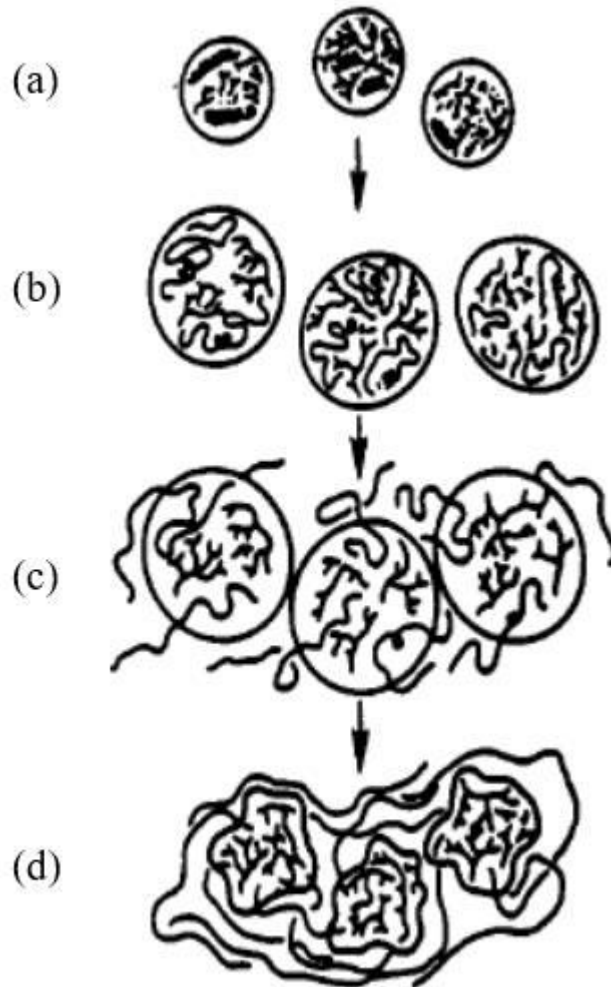


Figura 7 - Representação do processo de gelatinização do amido na presença de água e sob aquecimento (a) Grânulos de amido compostos por amilose (hélice) e amilopectina (ramificada), (b) Adição de água causa a quebra da cristalinidade da amilose, e as hélices se rompem. Consequentemente, os grânulos sofrem inchaço, (c) Adição de mais água e calor causam um maior inchaço e a amilose começa a se difundir para fora do grânulo, (d) Os grânulos passam a conter principalmente amilopectina e são mantidos em uma matriz de amilose, formando um gel (REMSSEN; CLARK, 1978 *apud* LAI; KOKINI, 1991)

A ionização dos grupos -OH da estrutura do amido ocorre, principalmente, nas posições 2 e 6 (figura 4). Este fenômeno gera o desenvolvimento de cargas negativas na estrutura molecular do amido, em valores de pH acima de 10,5 (CORREIA; LEAL FILHO, 2001).

Para cada amido gelatinizado, o gel obtido apresenta características diferentes, como, a viscosidade. Segundo Guimarães *et al.* (2005), a viscosidade da goma produzida está

relacionada com o peso molecular do amido em solução e é um bom indicativo da habilidade depressora do reagente. Comparando os amidos de mandioca e de milho, a viscosidade da goma produzida pela gelatinização do amido de mandioca é muito mais alta que a produzida pela gelatinização do amido de milho. Alguns estudos realizados já comprovaram a diferença de eficiência depressora entre estes dois amidos.

Souza *et al.* (2014), realizaram um estudo para testar 8 depressores diferentes, orgânicos e inorgânicos, na flotação direta de um minério fosfático sílico-carbonatado proveniente do Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear (CDTN/CNEN) de Belo Horizonte (MG). Os testes foram realizados em uma célula mecânica Darma com óleo de coco como coletor e espumante Flotanol D25 em pH 10, variando-se as dosagens dos depressores. Estes foram: hexametáfosfato de sódio, silicato de sódio, amido de milho, amido de mandioca, amido modificado I e II, dextrina e CMC (carboximetil celulose). Segundo os autores, o amido de mandioca e o amido de milho contêm respectivamente, 83 e 74% de amilopectina. Analisando os resultados, os autores concluíram que os amidos de mandioca e de milho foram os melhores agentes depressores, principalmente sobre a calcita. Entretanto, possivelmente, por possuir uma maior quantidade de amilopectina em sua estrutura, o amido de mandioca se mostrou mais eficiente que o amido de milho.

Além da relação entre amilopectina e amilose presente no amido, outros fatores também influenciam na atuação do amido sobre a superfície do mineral. Com relação à ação depressora em função do pH, Irannajad *et al.* (2009), em seus estudos sobre os efeitos dos reagentes na flotação seletiva de smithsonita, calcita e quartzo, mostraram que em pH elevado o amido não foi capaz de deprimir eficientemente a calcita.

A compatibilidade estérica entre o mineral e o depressor também é um fator contribuinte na adsorção, já que a posição dos átomos na estrutura do amido é mais compatível com os cátions Ca^{2+} da estrutura cristalina da calcita do que da apatita ou dolomita. A dolomita por também conter cálcio em sua estrutura, deveria ser deprimida indistintamente, entretanto, devido a menor compatibilidade estérica dos grupos hidroxilas do amido e grupos MOH (M=metal) proveniente do mineral, sua depressão foi menos efetiva (OLIVEIRA, 2007).

Correia e Leal Filho (2001) utilizaram uma técnica computacional chamada modelagem molecular para avaliar a compatibilidade estérica entre os minerais que ocorrem em minérios de fosfato (apatita e calcita) com as estruturas poliméricas de polissacarídeos (amido e etilcelulose). O parâmetro de compatibilidade estérica utilizado foi o *Fitting Number* (Ft). Quanto maior for este parâmetro, maior é a compatibilidade estérica entre o polímero e uma orientação cristalográfica possivelmente exibida pela superfície mineral. A avaliação da

compatibilidade estérica consiste na análise da distância entre os grupos polares -OH existentes na estrutura dos depressores *versus* a distância entre os sítios metálicos Ca^{2+} provenientes da estrutura dos minerais analisados.

Os autores concluíram que para a depressão da calcita, o amido é mais indicado que a etilcelulose, já que os valores obtidos de Ft foram superiores em todas as orientações cristalográficas analisadas. E que o amido age mais seletivamente sobre a calcita do que sobre a apatita.

Para validação do modelo foram realizados testes de microflotação em tubos de Hallimond modificados. Realizando a flotação em pH 10,5, fixando a concentração do oleato (coletor) em 75 mg/L e variando a concentração de amido, Martins e Leal Filho (2004) obtiveram as curvas de flotabilidade para a apatita e calcita em função da concentração do amido (figura 8).

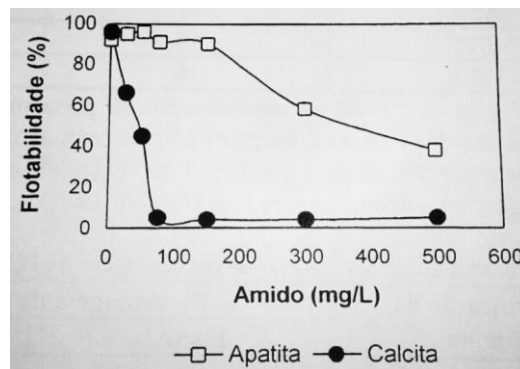


Figura 8 - Flotabilidade da apatita e calcita em função da concentração de amido (MARTINS; LEAL FILHO, 2004)

A figura 8 confirmou e reforçou o estudo de Correia e Leal Filho (2001), mostrando que a depressão é muito mais efetiva sobre a calcita do que sobre a apatita. Na concentração de 75 mg/L de amido, a calcita foi praticamente toda deprimida, enquanto a apatita apresentou alta recuperação (maior que 90%).

Os autores também concluíram que até a concentração de cerca de 150 mg/L de amido, a compatibilidade estérica é um fator decisório para a depressão da calcita e não da apatita. Já em concentrações mais elevadas, a ação depressora é influenciada por condições desfavoráveis à flotação dos minerais como, por exemplo, tamanho da partícula, tamanho da bolha, velocidade de agitação, viscosidade da polpa entre outros.

Barros *et al.* (2008) realizaram um estudo sobre a flotabilidade de apatitas (primárias e secundárias) e gangas (quartzo, calcita, dolomita, piroxênio e três tipos de mica alterada – vermiculita) provenientes de um minério fosfático de origem ígnea localizado em Salitre

(Patrocínio, MG). Ensaios de microflotação foram realizados em um tubo de Hallimond modificado com oleato de sódio, como coletor, e amido de milho, como depressor, em que as suas dosagens, assim como os valores de pH, sofreram variações. Os testes constataram a preferência do amido pela calcita. Mesmo em baixas dosagens de depressor, a recuperação deste mineral foi reduzida drasticamente. Entretanto, para uma redução efetiva da recuperação da dolomita, foi necessária uma alta dosagem de amido de milho (figura 9).

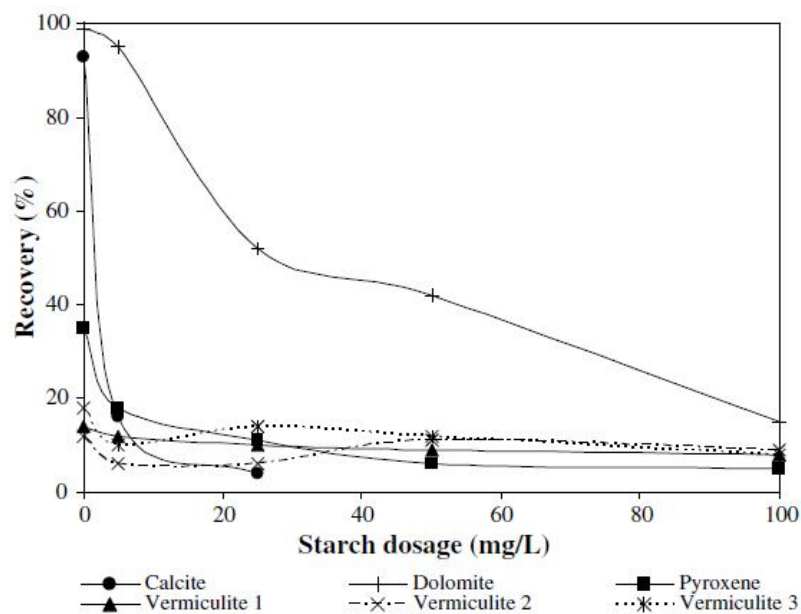


Figura 9 - Recuperação da ganga em função da dosagem de amido em pH 10 e 50 g/L de oleato de sódio (BARROS *et al.*, 2008)

O amido tem se mostrado um depressor tão eficiente nos processos de flotação, que na jazida do Morro da Mina em Jacupiranga (Distrito de Cajati – SP) tem sido empregado desde a década de 60, mesmo com a troca do coletor de ácido graxo de *tall-oil* pelo berol (sarcosinato de alquila de fabricação da Akzo Nobel). Para avaliar o papel do amido de milho na flotação aniônica direta de minério fosfático na presença de ácidos graxos de *tall-oil*, Leal Filho e Chaves (1992) realizaram testes em uma célula Denver, utilizando um minério calcítico padrão, predominante na jazida do Morro da Mina.

Nos testes em que avaliaram a recuperação dos minerais (%) por tempo de flotação (min), variando a dosagem de amido em 0, 50 e 100 g/t usando 75g/t de *tall-oil* em pH 10,3, os autores concluíram que a maior recuperação de apatita ocorreu com 50 g/t de amido, assim como para a dolomita. Na dosagem de 100 g/t, houve uma redução da recuperação para ambos os minerais. Já na flotação da calcita não se observou efeito sobre a sua recuperação, na verdade quanto maior a concentração do amido, menor foi a sua recuperação.

Como já discorrido anteriormente e segundo Nunes e Peres (2011) o amido apresenta melhor desempenho na depressão de calcita. Enquanto que para a depressão de dolomita, segundo os autores, a CMC (carboximetil celulose) é mais eficiente.

Segundo Zheng e Smith (1997) a CMC é uma celulose solúvel contendo componentes macromoleculares. É produzida de cana e palha de arroz e tem sido estudada para a depressão de minerais contendo cálcio e magnésio. Estes estudiosos comprovaram a preferência da CMC pela dolomita. Segundo eles, isto ocorre devido ao fato de a CMC possuir numerosos grupos funcionais de carboxilato (figura 10) que se ligam fortemente com o metal presente na superfície do mineral, e também por possuir um grande volume molecular. Ainda segundo os autores, a interação da CMC com a apatita é reduzida devido à falta de grupos carbonatos significativos na estrutura desse mineral.

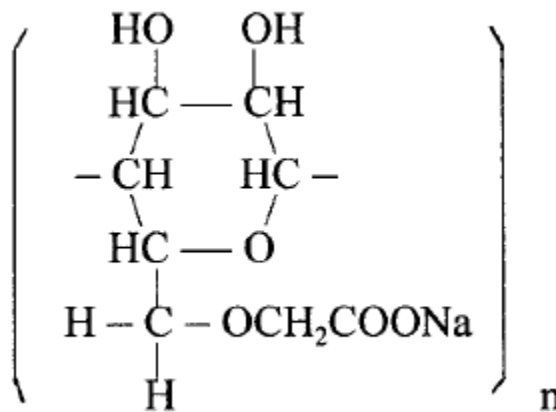


Figura 10 - Grupo carboxilato (ZHENG; SMITH, 1997)

Oliveira (2007) estudou a adsorção e coadsorção de coletores aniônicos e anfotéricos assim como a dos depressores amido de milho não-modificado e carboximetil celulose (CMC) na superfície dos minerais apatita, calcita, dolomita e vermiculita, provenientes do minério fosfático sílico-carbonatado do Complexo Alcalino-Carbonatítico de Catalão (GO), através de testes de microflotação. Testando os coletores que apresentaram os melhores resultados quando avaliados individualmente (oleato de sódio, MC711[®], flotinor V3900-1, aniônicos, MD20156[®], MD20359[®] e berol 867A[®], anfotéricos) juntamente com os depressores, a CMC foi o depressor mais eficiente para o conjunto apatita/carbonato quando comparada ao amido, ou seja, a CMC não reduziu tanto a recuperação da apatita, quanto o amido. Também foi mostrado nos testes a maior afinidade do amido pela calcita que pela dolomita e apatita.

2.2.2 Equipamentos de flotação

Como citado no tópico 2.2, um dos requisitos básicos para que haja concentração do mineral-minério é a separabilidade dinâmica. Com base na propriedade diferenciadora, o equipamento deve ser capaz de criar um jogo de forças, cuja resultante confere trajetórias diferentes ao mineral-minério e a ganga (OLIVEIRA; SOUZA, 2008).

Segundo Guimarães e Peres (1995) as máquinas de flotação são equipamentos que devem possuir as seguintes funções simultâneas:

- Manter a polpa em suspensão evitando o aterramento das partículas;
- Possuir sistemas de aeração da polpa;
- Promover a colisão e adesão da partícula-bolha, assim como o seu transporte até a espuma;
- Evitar excesso de turbulência da polpa próximo à camada de espuma;
- Proporcionar boas condições de transporte da polpa, seja para a alimentação, concentrado ou rejeito;
- Controlar o nível da interface polpa-espuma.

A flotação pode ser realizada em três tipos de máquinas: células mecânicas, células pneumáticas e colunas de flotação.

2.2.2.1 Células mecânicas

Sendo os primeiros equipamentos desenvolvidos para a concentração de minérios via flotação, as células mecânicas são tanques, cuja alimentação é feita em uma das suas laterais. A espuma é descarregada na parte superior e a descarga das partículas não flotadas ocorre na lateral oposta. A fim de garantir que todas as partículas hidrofobizadas tenham a oportunidade de serem flotadas, em escala industrial são utilizados conjuntos de células para reduzir a possibilidade das partículas coletadas serem arrastadas pelo fluxo deprimido, diferentemente dos ensaios feitos por batelada em escala laboratorial, onde a partícula hidrofobizada pode sair apenas pela espuma (CHAVES, 2006; OLIVEIRA; SOUZA, 2008).

De acordo com Guimarães e Peres (1995) as células de flotação podem ser fechadas, denominadas “*cell-to-cell*” ou com passagem livre, denominadas “*open-flow*”. Nas células com passagem livre, as partículas deprimidas se deslocam continuamente de uma célula para outra. Em uma das extremidades do conjunto de células é instalada uma caixa de alimentação e na

outra, uma caixa de descarga, por onde é removido o rejeito final (figura 11). Estas caixas controlam a diferença de nível entre a alimentação e a descarga do banco de células. Nas células fechadas há dispositivos responsáveis por controlar o nível em cada célula. Apesar de existir este modelo, existe uma atual tendência de utilização das células *open-flow* (CHAVES *et al.*, 2010).

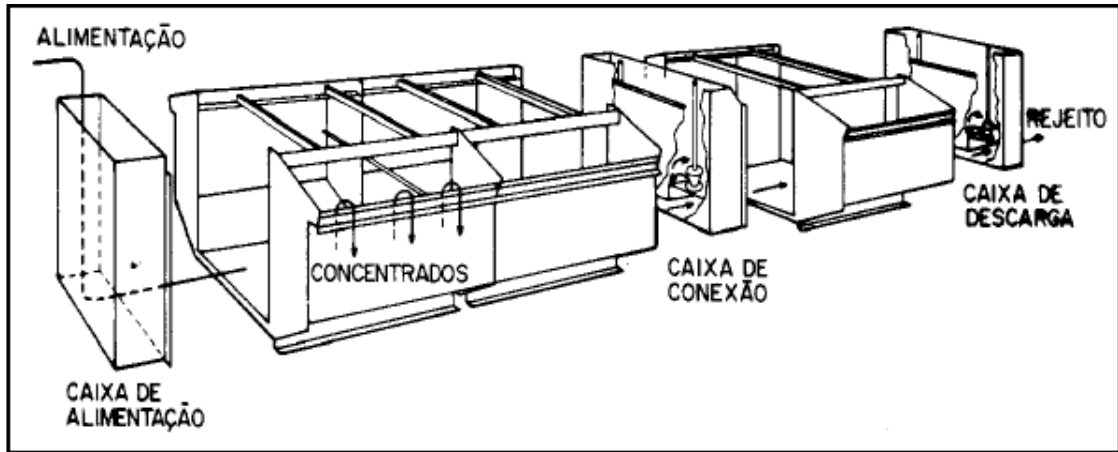


Figura 11 - Banco de células de flotação (CHAVES *et al.*, 2010)

Segundo Chaves *et al.* (2010) a máquina de flotação é instalada no interior da célula (figura 12), a qual é constituída por um rotor localizado no fundo, que gira dentro de um tubo e é suspenso por um eixo conectado a um acionamento (localizado acima e fora da célula). O rotor mantém a polpa em suspensão e seu movimento promove uma região de pressão negativa no interior do equipamento. Este efeito em muitas células já é o necessário para gerar o ar que a operação de flotação necessita (células classificadas como “*self-aerating*”), entretanto em outros casos é necessário injetar ar comprimido para o interior da máquina, através de sopradores ou compressores (células classificadas como “*supercharged*”). Em torno do rotor existe um estator, responsável por reduzir o tamanho das bolhas, pois para que um maior número de partículas hidrofobizadas sejam carregadas para a espuma, necessita-se de um grande número de bolhas de menor tamanho. A figura 12 ilustra dois modelos diferentes de máquina de flotação.

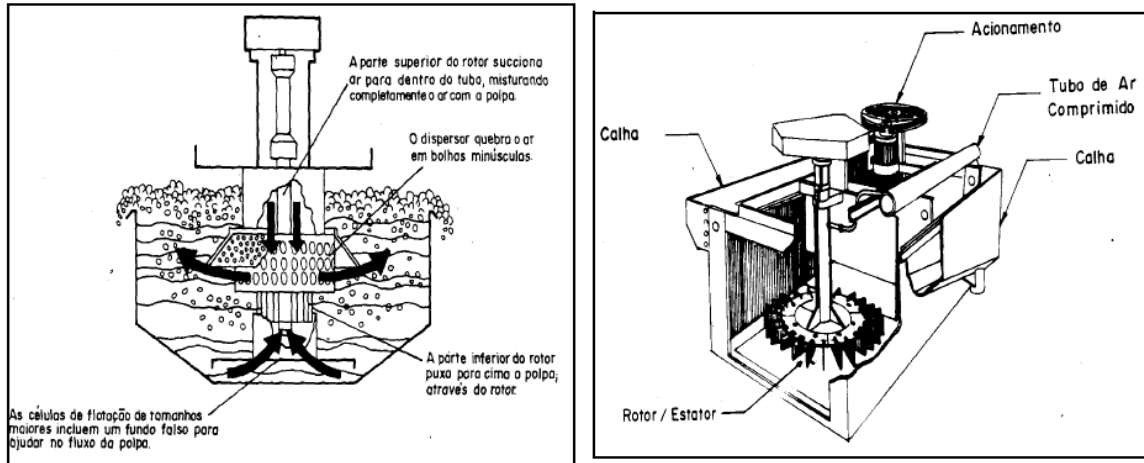


Figura 12 - Máquinas de flotação, Modelo Wemco e Galigher (CHAVES *et al.*, 2010)

2.2.2.2 Células pneumáticas

Células pneumáticas são máquinas de flotação desenvolvidas para compensar algumas deficiências das células mecânicas. Constituídas por um tanque cilíndrico ou de seção quadrada, não possuem peças móveis e o ar é injetado no sistema através de um injetor (aerador) no fundo da célula, sendo este o responsável pela agitação da polpa, ou seja, diferentemente das células mecânicas, não dispõe de rotor. Este fator eleva o consumo de energia, entretanto, pela ausência da agitação mecânica, a turbulência é reduzida e, com isto, a flotação é favorecida. A ilustração da célula é mostrada na figura 13. Esta é a célula Flotaire® desenvolvida pela Deister (OLIVEIRA; SOUZA, 2008; CHAVES, 2006; CHAVES *et al.*, 2010).

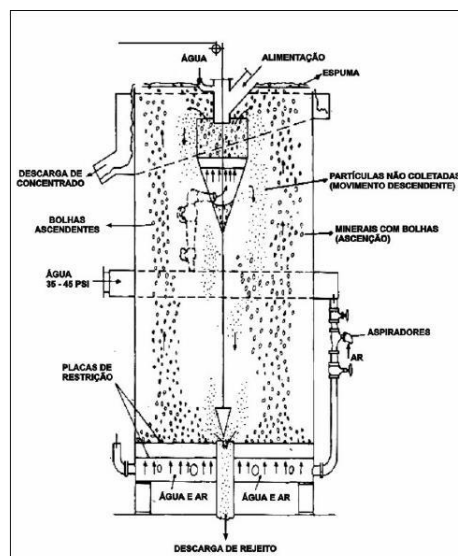


Figura 13 - Célula de flotação pneumática Flotaire® (CHAVES *et al.*, 2010)

Segundo Chaves *et al.* (2010) a utilização da célula é recomendada para minérios com ampla faixa granulométrica e minerais frágeis com densidade elevada.

2.2.2.3 Colunas de flotação

Apesar de ter sido patenteada pela primeira vez durante o início do século passado, a concepção da coluna, como é utilizada nos dias atuais, foi somente desenvolvida em 1961, pelos canadenses Pierre Boutin e Remy Trembly. Com várias tentativas frustradas de sua utilização, somente em 1981 a sua primeira implantação foi realizada na Mines Gaspé Division da Noranda Mines, na província de Quebec no Canadá (OLIVEIRA; SOUZA, 2008; TAKATA, 2006).

Na área de concentração de apatita, as primeiras colunas industriais começaram a operar em 1993, na antiga Bunge Fertilizantes de Araxá (MG), hoje Mosaic Fertilizantes (AQUINO *et al.*, 2010).

Segundo Takata (2006), apesar da grande variedade de desenhos de coluna, o modelo chamado de coluna canadense é o mais aplicado no Brasil e no mundo. Seu desenho esquemático pode ser visto na figura 14.

A polpa é alimentada a cerca de 2/3 da altura da coluna e o ar é injetado na sua base. As partículas em contracorrente com as bolhas de ar se chocam na chamada zona de coleta ou de recuperação. As partículas hidrofobizadas são transportadas para a espuma, localizada na zona de limpeza, onde a água é gotejada sobre as bolhas mineralizadas, fazendo com que as partículas minerais, que foram arrastadas mecanicamente, se desprendam das bolhas e afundem. As partículas hidrofílicas seguem o seu percurso descendente e são removidas no fundo da coluna (CHAVES, 2006).

Assim como as células pneumáticas, as colunas possuem maiores vantagens que as células mecânicas por apresentarem um sistema de agitação mais brando e executarem uma boa flotação de partículas grossas e finas. Também são vantajosas por aumentarem a seletividade devido a diminuição do arraste de minerais de ganga, presença de água de lavagem e controle da altura da camada de espuma; são capazes de substituírem bancos completos de células mecânicas, dado o seu maior rendimento metalúrgico; e requererem uma área menor para ser instalada (CHAVES, 2006; GUIMARÃES; PERES, 1995).

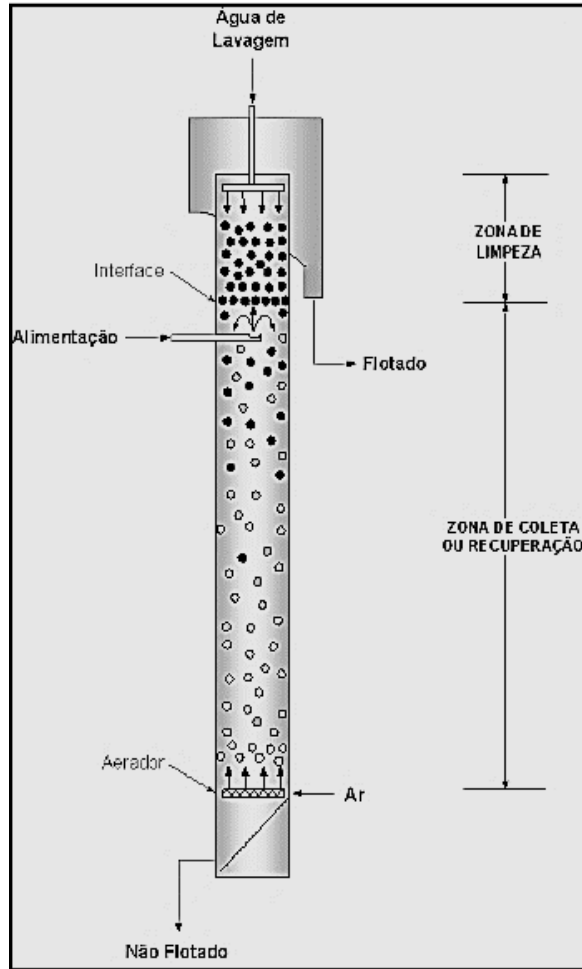


Figura 14 - Coluna de flotação (CHAVES *et al.*, 2010)

Entretanto, segundo Guimarães e Peres (1995), em comparação com as células mecânicas de mesmo volume, possuem baixa área específica de superfície livre em que o concentrado possa transbordar; e menor valor de borda para transbordo do concentrado, sobretudo quando é comparada somente uma coluna com um circuito de células mecânicas.

3. METODOLOGIA

Todas as fases do trabalho foram realizadas no laboratório de Tratamento de Minérios do CEFET/MG (Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais) Unidade Araxá, com exceção das análises químicas da amostra inicial e concentrado que foram analisadas na empresa Bioética Ambiental, localizada em Araxá (MG), e no laboratório de Engenharia de Produção Civil do CEFET/MG, em Belo Horizonte, respectivamente. Para facilitar o entendimento do desenvolvimento da pesquisa, a figura 15 mostra um resumo de todos os procedimentos realizados com o minério fosfático sílico-carbonatado.

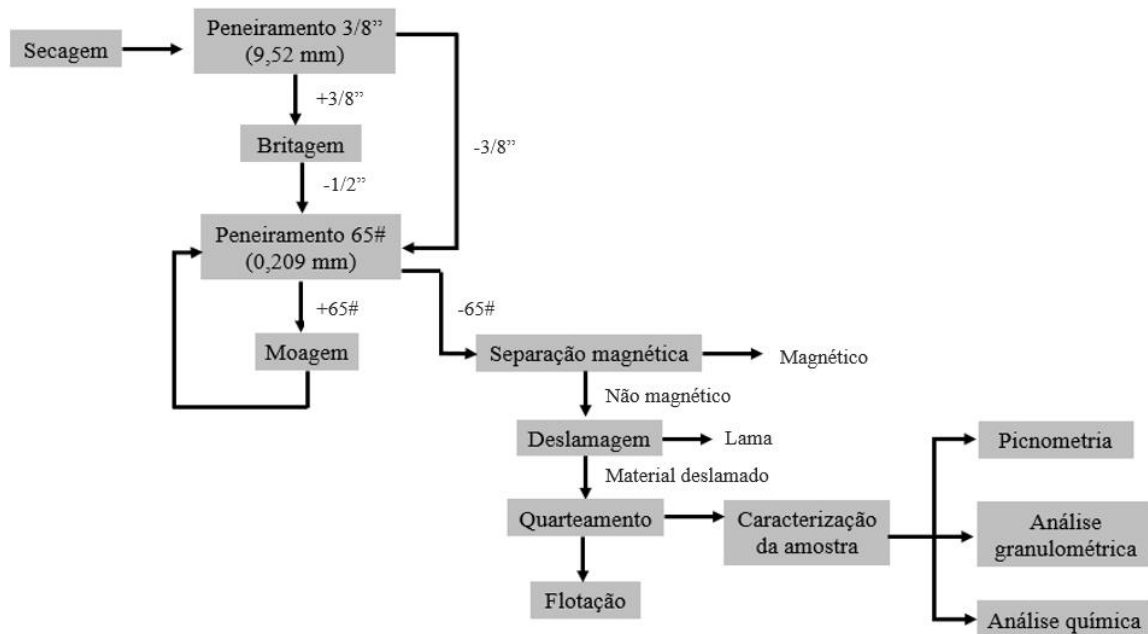


Figura 15 - Fluxograma da etapa de preparação da amostra

3.1 Preparação da amostra

O minério utilizado, proveniente da mina do Barreiro e cedido pela empresa Vale Fertilizantes (atual Mosaic), em Araxá (MG), foi submetido inicialmente à pesagem e secagem em estufa a 100 °C durante dois dias, para a determinação da sua umidade natural.

Devido à grande quantidade de fragmentos grosseiros presentes na amostra, a realização dos processos de peneiramento seguido de britagem, se fez necessário. O APA (abertura na posição aberta) do britador de mandíbulas utilizado foi de 1/2", porém, como o Laboratório de Tratamento de Minérios não dispõe de peneiras com esta abertura, optou-se por fazer o escalpe

do material com uma peneira 3/8" (9,52 mm) da série Tyler, já que esta é a peneira com abertura mais próxima da requerida. O material retido foi britado duas vezes (figura 16 e 17).

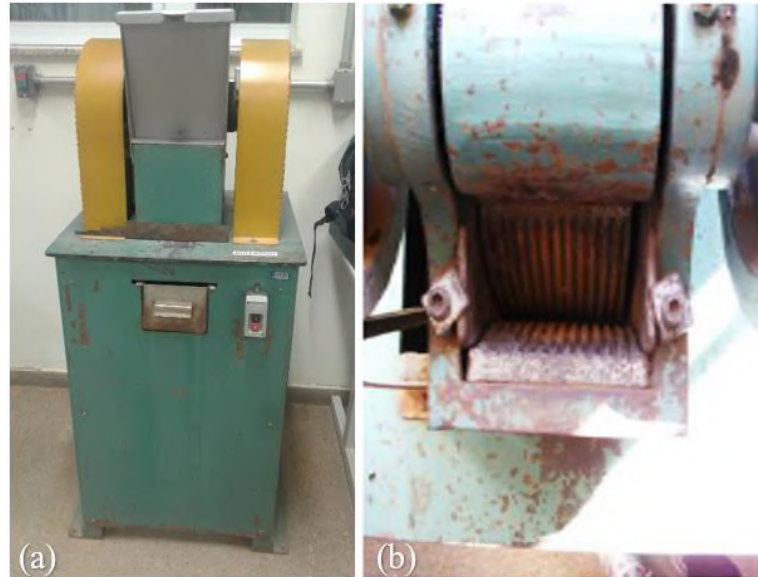


Figura 16 - Britador de mandíbulas (a) Vista frontal, (b) Vista superior interna



Figura 17 - (a) Partículas retidas na peneira de 3/8", (b) Partículas britadas (menores que 1/2")

Segundo Coutinho (2016), a granulometria das partículas de apatita contidas no minério fosfático sílico-carbonatado, quando liberadas, está abaixo da malha de 65# (0,209 mm). Assim, a fim de separar as partículas da amostra que já estavam liberadas foi feito o peneiramento na peneira de 0,209 mm de abertura. O material retido foi moído no moinho de bolas (figura 18) segundo as condições adotadas por Santos (2017), que utilizou o mesmo minério em seus

experimentos. Estas foram, moagem a seco utilizando-se 8 kg de minério durante 15 minutos, com velocidade de 60% da velocidade crítica ($V_c = 56$ rpm), ou seja, 33,6 rpm.



Figura 18 - (a) Moinho, (b) Carga moedora

Após cada moagem, efetuou-se o escalpe do material na peneira de malha de 65#. O retido retornou à moagem e o passante foi armazenado em sacos plásticos. Entretanto, mesmo após a repetição dessa operação, algumas partículas não foram fragmentadas pelo moinho de bolas.

Em seguida, as partículas que foram liberadas a partir do processo de moagem foram submetidas à separação magnética. Esse procedimento foi realizado com imã de mão e a úmido, objetivando-se remover a magnetita presente no minério, já que esta é fortemente atraída pelo campo magnético (figura 19).



Figura 19 - Separação magnética com imã de mão

Posteriormente o minério foi submetido à deslamagem, objetivando-se remover as partículas finas presentes no minério, visto que estas são prejudiciais à operação de concentração por recobrirem a superfície dos minerais, fenômeno conhecido como *slime coating*, que causa prejuízos a ação dos reagentes sobre os minerais. Além disso, as partículas de fina granulometria aumentam o consumo dos reagentes devido à sua grande área superficial.

Com uma polpa de 30% de sólidos em um balde (5,74 kg de sólido para 13,39 L de água), realizou-se a agitação manual da mesma. Este valor foi estipulado esperando-se um processo de deslamagem mais eficiente e rápido, visto que uma menor porcentagem acarretaria em um processo demorado e uma maior porcentagem não levaria a uma separação eficiente da lama. Em seguida, esperou-se 5 minutos e realizou-se a sifonagem da lama, assim como ilustra a figura 20. Devido à grande quantidade de finos, repetiu-se o procedimento por 3 vezes. O material decantado foi levado à estufa a 100°C onde permaneceu por 24 horas.

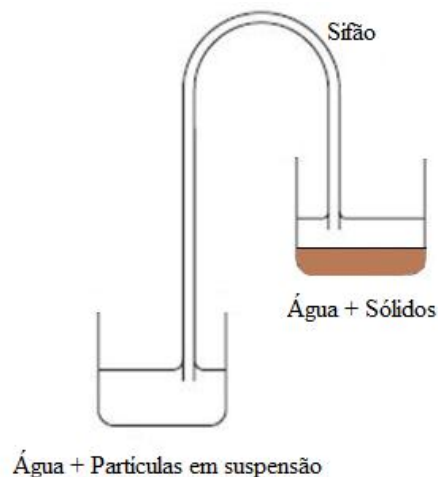


Figura 20 - Desenho esquemático do processo de sifonagem (Adaptado de SÓ BIOLOGIA, 2018)

Para finalizar, o quarteamento da amostra através da formação de uma pilha alongada por uma empilhadeira, foi realizado, para a separação das alíquotas com massa adequada para os testes de flotação, como mostra a figura 21. Também foram coletadas 80 g de amostra para ser analisada quimicamente, por meio de análise via úmida, e cerca de 200 g para a realização de análise granulométrica e ensaios de picnometria.



Figura 21 - Quarteamento por pilha alongada

3.2 Caracterização da amostra

Para determinação da umidade natural em que se encontrava a amostra de minério proveniente da mina (ROM), utilizou-se a metodologia descrita no item 3.2.1. Enquanto que com as alíquotas destinadas à caracterização da alimentação dos testes de flotação, realizou-se os procedimentos descritos nos itens 3.2.2 e 3.2.3 para determinação da sua densidade e granulometria, respectivamente.

3.2.1 Umidade do minério ROM

Com os dados de massa úmida e massa seca da amostra, pôde-se determinar a umidade natural da mesma em base seca e base úmida, utilizando-se as equações I e II, respectivamente.

$$UBS = \frac{mu - ms}{ms} * 100 \text{ (I)}$$

$$UBU = \frac{mu - ms}{mu} * 100 \text{ (II)}$$

Em que,

UBS umidade base seca (%);

UBU umidade base úmida (%);

mu massa úmida (kg);

ms massa seca (kg).

3.2.2 Picnometria

Para a determinação da densidade dos sólidos, foi utilizado o método da picnometria, conforme Oliveira (2017). Inicialmente, após a pesagem do picnômetro de 50 mL limpo e seco, amostras de minério foram inseridas em seu interior, de modo que cobrisse o seu fundo, e o conjunto foi pesado (figura 22a). Uma certa quantidade de água foi adicionada ao conjunto com bastante cuidado para se evitar a formação de bolhas. O recipiente foi então fechado de modo que o capilar da tampa se enchesse de água. O excesso de água foi então eliminado e o conjunto novamente pesado (figura 22b). Todo o conteúdo foi então removido do picnômetro e, após sua correta higienização, o mesmo foi totalmente preenchido com água e o conjunto pesado em uma balança (figura 22c).

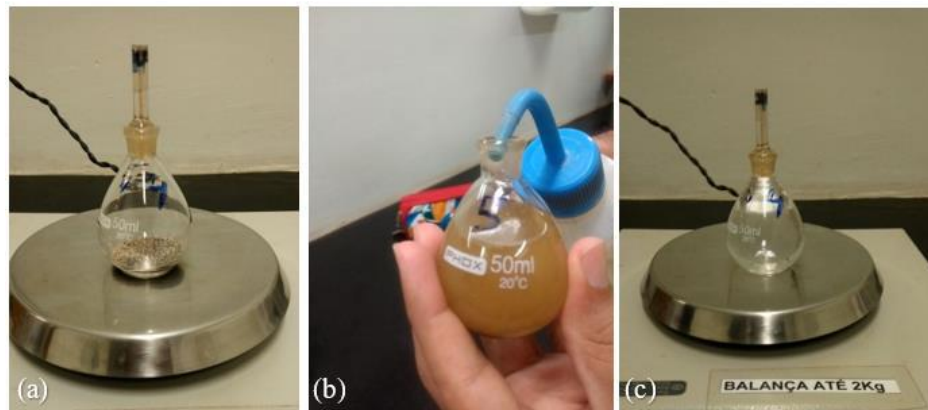


Figura 22 - (a) Picnômetro com minério fosfático, (b) Picnômetro com água e minério fosfático, (c) Picnômetro com água

Todas as pesagens foram realizadas na balança da marca Gehaka modelo BG2000.

O procedimento foi realizado em triplicata.

Para a determinação da densidade foi utilizada a equação III.

$$d_s = \frac{(A2) - (A1)}{(A4 + A2) - (A1 + A3)} \quad (\text{III})$$

Em que:

- d_s densidade dos sólidos (g/cm^3);
- $A1$ massa do picnômetro (g);
- $A2$ massa do picnômetro + amostra (g);
- $A3$ massa do picnômetro + amostra + água (g);
- $A4$ massa do picnômetro + água (g).

3.2.3 Análise granulométrica

A análise granulométrica da alimentação dos testes de flotação para a avaliação da eficiência da deslamagem foi realizada por meio de um peneiramento a úmido em peneirador suspenso. As peneiras adotadas foram, 65#, 100#, 150#, 200#, 270#, 325# e 400#, como pode ser visto na figura 23. O peneiramento foi realizado até que a água saísse clarificada do conjunto de peneiras.



Figura 23 - Peneiramento a úmido

3.3 Ensaios de flotação

Toda as etapas descritas neste tópico, desde a preparação dos reagentes até a flotação, foram realizadas seguindo a metodologia dos trabalhos realizados por Santos (2017) e Coutinho (2016) desenvolvidos no CEFET/MG Unidade Araxá. Assim como a metodologia padrão utilizada nos ensaios industriais.

3.3.1 Preparação dos reagentes

Os reagentes utilizados ao longo dos testes de flotação foram:

- Coletor aniônico: mistura de ácidos graxos (Flotigan 5806 – Clariant);

- Depressor: diferentes espécimes de amidos denominados A1, A2, A3, A4, A5 e A6. Sendo o amido A1 atualmente utilizado na indústria mineral e o A5, proveniente de resíduo de polissacarídeo;
- Regulador de pH: NaOH com uma concentração de 10%, previamente preparada em laboratório.

3.3.1.1 Gelatinização dos amidos

A preparação dos depressores utilizados foi a seguinte:

- I. Pesou-se 5 g de amostra de amido; 45 g de água; 12,5 g de NaOH e 104,16 g de água (para diluição);
- II. Misturou-se o amido, a água e o NaOH durante 10 minutos. As amostras foram agitadas em um agitador mecânico da marca IKA modelo RW20DS32 com rotação de 500 rpm. Logo após este período, adicionou-se água de diluição e voltou-se a agitar por mais 10 minutos. Durante todo o tempo, tomou-se o cuidado para que não houvesse a formação de espuma.

Todas as soluções foram preparadas na concentração de 3% (p/p), relação amido-soda de 4:1, e a dosagem adotada para os testes foi de 300 g/t. A figura 24 ilustra o aspecto dos seis amidos testados já gelatinizados, denominados A1, A2, A3, A4, A5 e A6.

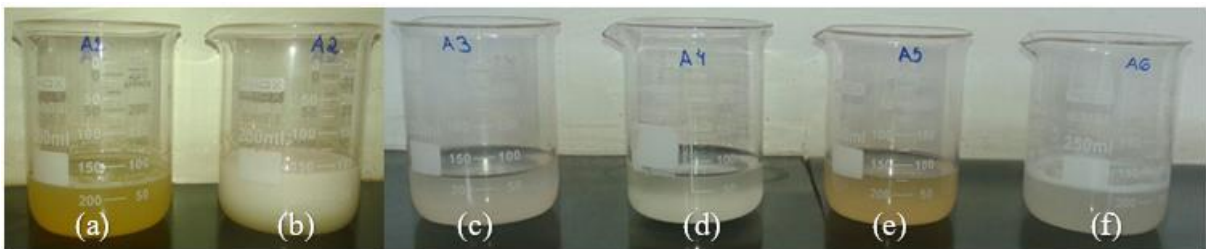


Figura 24 - Amidos gelatinizados (a) A1, (b) A2, (c) A3, (d) A4, (e) A5, (f) A6

3.3.1.2 Saponificação do coletor

A preparação do coletor seguiu os seguintes passos:

- I. Pesou-se 5 g de óleo; 7,85 g de água; 7,15 g de NaOH e 180 g de água (para diluição);

- II. Misturou-se o óleo, a água e o NaOH durante 10 minutos em agitador magnético. Após este tempo, adicionou-se água de diluição e voltou-se a agitar por mais 10 minutos. Durante todo o tempo, tomou-se o cuidado para não formar espuma.

A solução preparada de coletor (figura 25) possui uma concentração de 2,5% (p/p) de óleo, relação óleo-soda de 7:1, e a dosagem utilizada para o mesmo ao longo dos testes foi de 150 g/t.



Figura 25 - Coletor

Para a pesagem das massas dos reagentes utilizou-se a balança da marca Gehaka, modelo BG2000.

3.3.2 Condicionamento e flotação

A fim de promover o contato dos reagentes com as partículas minerais, realizou-se o condicionamento da polpa. Primeiro adicionou-se o minério e a água de condicionamento na cuba e então o rotor foi ligado. Adicionou-se o depressor e condicionou-se durante 5 minutos. Em seguida acrescentou-se o coletor e condicionou-se também por 5 minutos. Água para flotação foi acrescentada à polpa e abriu-se a válvula para injeção do ar.

Ao longo de todo condicionamento até a adição de água para a flotação, o pH foi regulado utilizando o pHmetro da marca Hanna modelo Edge através da adição de NaOH para mantê-lo em 9,5, como pode ser visto na figura 26.



Figura 26 - Condicionamento da polpa

Para a realização dos testes de flotação, utilizou-se a célula Denver com cuba de 1,5 L (volume útil de 1,25 L), devido ao grande número de testes que iriam ser realizados e a quantidade de amostra disponível (figura 27). No condicionamento considerou-se 50% de sólidos para a polpa, enquanto na flotação a mesma deveria ter 25%.



Figura 27 - Célula de flotação

A espuma foi raspada durante 7 minutos e 30 segundos, pois depois deste tempo as bolhas já se apresentavam desmineralizadas e em pequena quantidade. No final de cada teste, os concentrados e rejeitos foram levados à estufa a 100 °C onde permaneceram durante 24 horas (figura 28) e posteriormente foram pesados. As amostras de concentrado foram então enviadas para o Laboratório de Engenharia de Materiais do CEFET/MG, em Belo Horizonte, para serem feitas as análises químicas.



Figura 28 - Rejeito à esquerda e concentrado à direita

Em resumo, segue na tabela 2 as condições das variáveis operacionais utilizadas nos testes de flotação.

Tabela 2 - Parâmetros dos testes de flotação
Parâmetros para os testes de flotação

% Sólidos no condicionamento	50
% Sólidos na flotação	25
Massa de sólidos (g)	374,11
Volume de água para condicionamento (ml)	374,11
Volume de água para flotação (ml)	748,22
Dosagem de coletor (g/t)	150
Dosagem de depressor (g/t)	300

3.4 Análise dos resultados

A fim de analisar os resultados obtidos através dos testes de flotação, utilizou-se as fórmulas de recuperação mássica, metalúrgica, balanço metalúrgico e razão de enriquecimento, correspondentes as equações IV V, VI e VII, respectivamente.

Utilizando-se as massas de concentrado e alimentação de cada teste, a recuperação mássica foi calculada através da seguinte equação (Equação IV):

$$R_{m\acute{a}s} = \frac{C}{A} * 100 \text{ (IV)}$$

Onde,

R_{más} recuperação mássica (%);

C massa do concentrado (g);

A massa da alimentação (g).

Com os dados de massa de concentrado e alimentação e os seus respectivos teores, pôde-se calcular a recuperação metalúrgica de cada teste, ou seja, o quanto de apatita conseguiu-se obter no concentrado (Equação V).

$$R_{met} = \frac{C_c}{A_a} * 100 \quad (V)$$

Sendo,

- R_{met} recuperação metalúrgica (%);
- c teor de P_2O_5 no concentrado (%);
- a teor de P_2O_5 na alimentação (%).

Para estimar os teores de P_2O_5 dos rejeitos obtidos em cada teste, aplicou-se a equação VI de balanço metalúrgico, visto que todas as demais informações eram conhecidas.

$$A_a = C_c + R_r \quad (VI)$$

Na qual,

- A massa da alimentação (g);
- a teor de P_2O_5 da alimentação (%);
- C massa do concentrado (g);
- c teor de P_2O_5 do concentrado (%);
- R massa do rejeito (g);
- r teor de P_2O_5 do rejeito (%).

A fim de se determinar a razão de enriquecimento dos testes de flotação realizados, ou seja, o quanto do teor de P_2O_5 conseguiu-se aumentar a partir do teor da alimentação, utilizou-se a equação VII.

$$Re = c/a \quad (VII)$$

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Após a realização de toda a etapa de caracterização da amostra e realização dos ensaios de flotação, compilou-se os resultados que foram dispostos nos próximos itens.

4.1 Caracterização do minério fosfático sílico-carbonatado

Através da caracterização física do minério, realizada no laboratório de Tratamento de Minérios do CEFET/MG Unidade Araxá, e caracterização química, realizada pela empresa Bioética Ambiental, obteve-se os resultados dispostos a seguir.

4.1.1 Umidade

A fim de determinar a umidade natural em que se encontrava a amostra do minério fosfático sílico-carbonatado, esta foi pesada antes e depois de seca na estufa. Utilizando as equações I e II obteve-se 9,16% de umidade em base seca e 8,39% de umidade em base úmida. Assim, é de grande probabilidade que as amostras tenham sido coletadas em um período não chuvoso, já que estes valores de umidade são baixos.

4.1.2 Picnometria

Seguindo a metodologia descrita no item 3.2.2, os ensaios de picnometria foram realizados em triplicata. As massas obtidas para cada parâmetro, assim como as densidades dos sólidos calculadas de cada teste estão dispostas na tabela 3.

Tabela 3 - Ensaios de picnometria

Teste	A1 (g)	A2 (g)	A3 (g)	A4 (g)	ds (g/cm³)
1	32,45	36,44	85,71	83,09	2,91
2	30,82	35,74	83,96	80,72	2,93
3	30,29	37,75	85,96	81,04	2,94

A densidade média obtida para os testes foi de 2,93 g/cm³ com um desvio padrão de 0,02 g/cm³, o que indica uma boa reprodutibilidade dos testes.

4.1.3 Análise granulométrica da amostra preparada

Através do quartejamento realizado e descrito no item 3.1 obteve-se cerca de 157 g de amostra para execução do peneiramento a úmido. Com as massas retidas em cada peneira, construiu-se a e tabela 4 de análise granulométrica.

Tabela 4 - Análise granulométrica da amostra após deslamagem

Mesh (#)	Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	%Passante Acumulada
65	0,209	0,36	0,23	0,23	99,77
100	0,148	29,87	19,07	19,30	80,70
150	0,105	29,17	18,62	37,92	62,08
200	0,074	27,53	17,58	55,50	44,50
270	0,052	17,12	10,93	66,43	33,57
325	0,044	4,7	3,00	69,43	30,57
400	0,037	1,33	0,85	70,28	29,72
-400	0,037	46,56	29,72	100,00	0,00
Massa Total:		156,64			

De acordo com a tabela 4, observa-se que somente 0,23% da amostra é maior que 0,209 mm (malha de 65#), indicando que praticamente todas as partículas já se encontravam liberadas. Também nota-se que 29,72% das partículas são menores que 0,037 mm (400#). Valor este abaixo do obtido por Coutinho (2016), cujo minério deslamado ainda apresentava 44,33% das partículas menores que 0,037 mm. O que mostra que conseguiu-se reduzir cerca de 15% na geração de finos ao longo da moagem, em relação ao obtido por Coutinho (2016).

Com os dados da tabela 4, construiu-se a curva granulométrica da amostra, mostrada na figura 29.

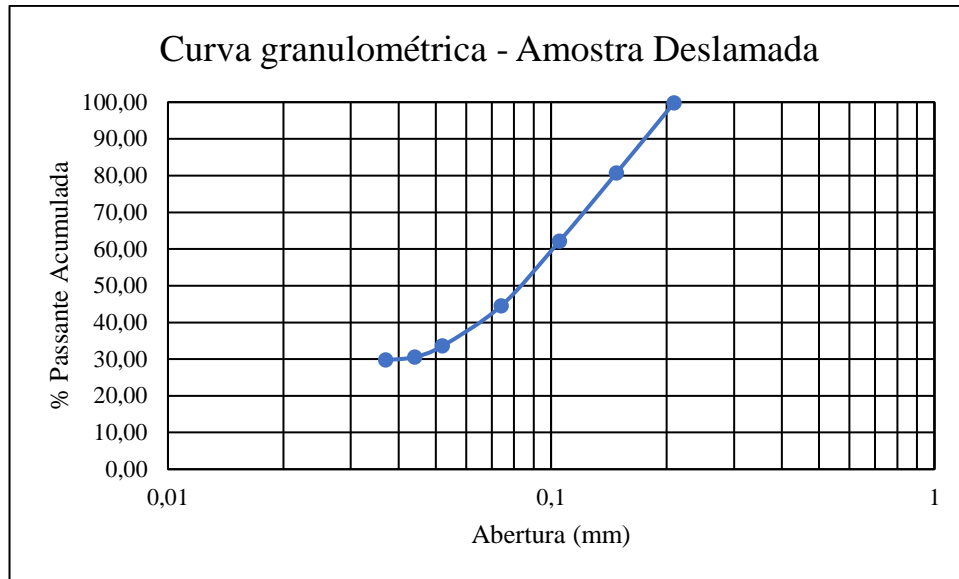


Figura 29 - Curva granulométrica da amostra deslamada

Analisando a figura 29 e a tabela 4, pode-se deduzir que 80% das partículas (d_{80}) são menores que a malha de 100# (0,148 mm), ou seja, grande parte já se enquadrava na granulometria adequada para realização dos testes de flotação.

4.1.4 Caracterização química da alimentação

Através da análise química por via úmida realizada pela empresa Bioética Ambiental, localizada em Araxá (MG), para determinação do teor de fósforo presente na amostra, encontrou-se 6,08% de P_2O_5 . Portanto, a amostra fornecida pela empresa Vale Fertilizantes (atual Mosaic) é ligeiramente mais rica que aquelas utilizadas por Santos (2017) e Coutinho (2016), cujos teores eram de 5,69% e 5% de P_2O_5 , respectivamente.

4.2 Ensaios de flotação

Através das massas obtidas e dos resultados das análises químicas dos produtos da flotação, pôde-se calcular as suas recuperações mássicas, assim como as recuperações metalúrgicas e razões de enriquecimento, utilizando-se as equações IV, V e VII, respectivamente (quadro 1).

Devido aos baixos valores de recuperação mássica obtidos em cada teste, optou-se por enviar para a análise química somente as amostras de concentrado. Assim, para estimar os teores de P_2O_5 presentes em cada rejeito, utilizou-se a equação VI.

Quadro 1 - Resultados de recuperação mássica, metalúrgica e razão de enriquecimento

Amido	Alimentação (g)	P ₂ O ₅ (%)	Amostra	Massa (g)	P ₂ O ₅ (%)	P ₂ O ₅ Médio Conc. (%)	P ₂ O ₅ Médio Rej. (%)	Rec. Más. (%)	Rec. Más. Média (%)	Rec. Met. (%)	Rec. Met. Média (%)	Razão de enriquecimento
A1	372,87	6,08	C1	34,69	8,88	9,02	5,79	9,30	8,96	13,59	13,29	1,48
			R1	338,18	5,79							
	373,05		C2	32,12	9,17			8,61		12,98		
			R2	340,93	5,79							
A2	373,35	C1	36,93	9,00	9,16	5,73	9,89	10,30	14,63	15,52	1,51	
		R1	336,42	5,76								
	372,79	C2	39,91	9,31			10,71		16,40			
		R2	332,88	5,69								
A3	372,73	C1	34,93	9,22	9,16	5,76	9,37	9,33	14,22	14,07	1,51	
		R1	337,8	5,76								
	371,5	C2	34,54	9,10			9,30		13,92			
		R2	336,96	5,77								
A4	372,64	C1	34,03	9,73	9,57	5,71	9,13	9,70	14,62	15,27	1,57	
		R1	338,61	5,71								
	372,91	C2	38,26	9,43			10,26		15,91			
		R2	334,65	5,70								
A5	372,76	C1	41,53	9,25	9,31	5,67	11,14	11,19	16,96	17,13	1,53	
		R1	331,23	5,68								
	372,49	C2	41,88	9,36			11,24		17,31			
		R2	330,61	5,67								
A6	372,61	C1	42,53	9,93	9,87	5,62	11,41	10,77	18,64	17,47	1,62	
		R1	330,08	5,58								
	372,27	C2	37,67	9,80			10,12		16,31			
		R2	334,6	5,66								

Analisando-se o quadro 1, nota-se que o amido A6 foi o responsável por produzir um concentrado com maior teor de P_2O_5 , igual a 9,87%, enquanto o amido A4 ficou em segunda posição, com 9,57% de P_2O_5 e o A5 em terceiro, com 9,31%. Como consequência, a razão de enriquecimento seguiu a mesma ordem, o amido A6, A4 e A5 geraram respectivamente, 1,62, 1,57 e 1,53. Enquanto isso, os piores resultados foram produzidos pelo amido A1, cujo teor do concentrado foi igual a 9,02% e sua razão de enriquecimento foi de 1,48. Mas apesar da oscilação dos teores, todos os amidos acarretaram em concentrados com uma porcentagem de P_2O_5 bastante inferior aos 35% estipulados como ideal pela indústria de fertilizantes.

Quanto à recuperação mássica, o amido A5 e A6 ficaram em primeiro e segundo lugar, respectivamente, com 11,19% e 10,77%. A utilização do amido A1 acarretou na menor recuperação, igual a 8,96%.

Em relação à recuperação metalúrgica, os amidos A5 e A6 ficaram mais uma vez nas primeiras posições. O amido A6 obteve uma recuperação metalúrgica de 17,47%, enquanto o A5, 17,13%. No que se refere ao pior resultado, novamente o amido A1 se encaixou nesta categoria, gerando 13,29%.

Em resumo, todos estes dados discutidos podem ser melhor visualizados na figura 30.

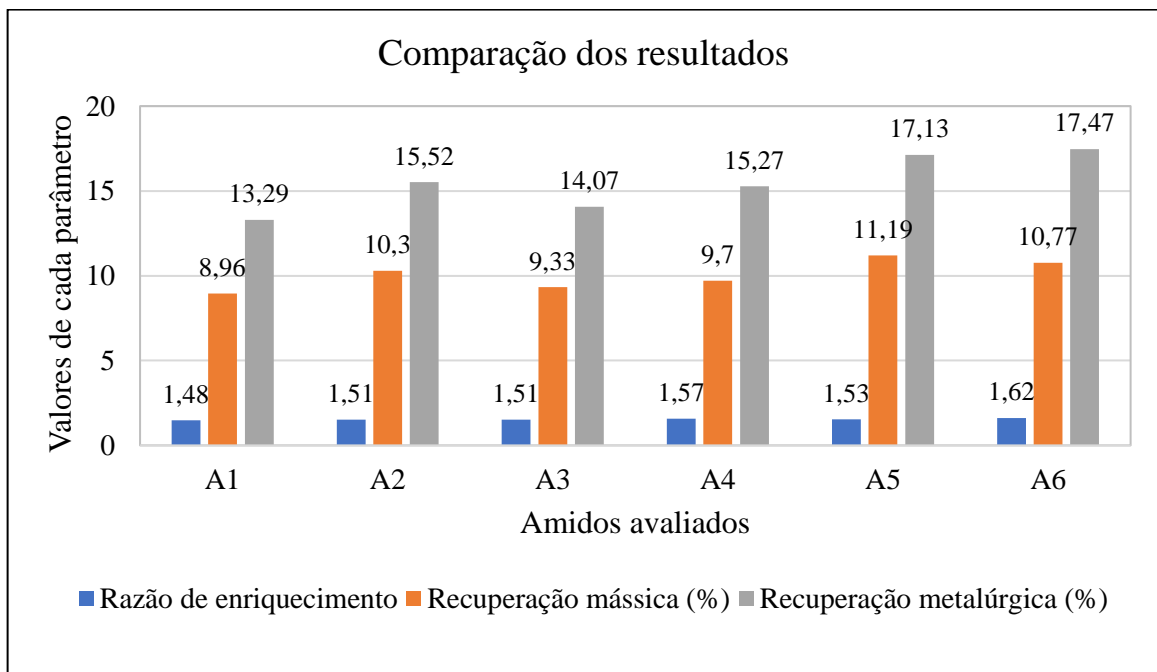


Figura 30 - Resumo dos resultados após flotação

Sendo o amido A1, um polissacarídeo já utilizado pela indústria mineral como depressor, os resultados apresentados são expressivos, já que com o amido A6 obteve-se um aumento de 24% na recuperação metalúrgica, ao passo que o amido A5 gerou um acréscimo de cerca de 22%. Além de tudo, os resultados obtidos com o amido A5 são bastante interessantes, visto que ele é um resíduo amiláceo, atualmente descartado pela indústria. Além dos bons resultados obtidos, este fator também indica forte potencial para a sua utilização.

No quadro 2 estão organizados os resultados das análises químicas de cada concentrado para os teores de P_2O_5 , MgO, CaO, Al_2O_3 e Fe_2O_3 .

Quadro 2 - Resultados das análises químicas dos concentrados

Amido	Amostra	P₂O₅ (%)	MgO (%)	MgO Média (%)	CaO (%)	CaO/ P₂O₅	CaO/ P₂O₅ Média	Al₂O₃ (%)	Al₂O₃/ P₂O₅	Al₂O₃/ P₂O₅ Média	Fe₂O₃ (%)	Fe₂O₃/ P₂O₅	Fe₂O₃/ P₂O₅ Média
A1	C1	8,880	4,462	4,543	28,866	3,251	3,279	0,651	0,073	0,067	30,945	3,485	3,396
	C2	9,169	4,624		30,313	3,306		0,553	0,060		30,332	3,308	
A2	C1	8,995	4,885	5,068	31,939	3,551	3,531	SEM ANÁLISE	-	0,058	28,160	3,131	2,943
	C2	9,313	5,250		32,692	3,510		0,536	0,058		25,665	2,756	
A3	C1	9,224	4,9	4,725	33,157	3,595	3,398	0,565	0,061	0,062	26,133	2,833	3,141
	C2	9,103	4,549		29,131	3,200		0,580	0,064		31,396	3,449	
A4	C1	9,731	4,454	4,508	32,106	3,299	3,409	0,612	0,063	0,060	27,370	2,813	2,845
	C2	9,431	4,562		33,180	3,518		0,534	0,057		27,144	2,878	
A5	C1	9,253	4,916	4,864	32,559	3,519	3,420	0,656	0,071	0,071	26,983	2,916	2,989
	C2	9,359	4,812		31,082	3,321		SEM ANÁLISE	-		28,650	3,061	
A6	C1	9,929	4,881	5,184	33,819	3,406	3,577	0,597	0,060	0,055	25,314	2,550	2,378
	C2	9,799	5,486		36,719	3,747		0,491	0,050		21,619	2,206	

Observando os dados do quadro 2, nota-se que a relação $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ para todos os amidos ficou bastante acima daquela estipulada por Oliveira (2007) como ideal (menor ou igual a 1,6). Assim como a relação $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{P}_2\text{O}_5$ e teor de MgO , que deveriam ser abaixo de 0,095 e de 1%, respectivamente. A única relação que atingiu o valor ideal foi de $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{P}_2\text{O}_5$, já que todos os amidos atingiram valores abaixo de 0,095.

Devido ao melhor resultado ocasionado pelo amido A6 para o teor de P_2O_5 , acreditava-se que a relação $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ para o seu concentrado seria a menor. Contrariando este pensamento, este amido foi o responsável por ocasionar a maior relação (3,58), enquanto o A1 acarretou na menor (3,28). Ou seja, com relação aos carbonatos, o amido A1 se mostrou mais seletivo. Entretanto, no que concerne aos teores de Fe_2O_3 , o amido A6 produziu a menor relação $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{P}_2\text{O}_5$ e o amido A1, a maior. Sendo assim, conclui-se que para os minerais de ferro, a seletividade do amido A6 é bastante superior.

Com relação aos resultados como um todo, já se esperava que os mesmos não fossem altamente significativos, devido à complexidade do minério adotado no estudo. Como já discutido na revisão bibliográfica, devido a presença de três minerais portadores de cálcio (apatita, calcita e dolomita), os reagentes utilizados na flotação possuem baixa seletividade.

Outros trabalhos desenvolvidos no CEFET já utilizaram o mesmo minério e todos apresentaram resultados insatisfatórios para os padrões estabelecidos pela indústria de fertilizantes. Santos (2017) realizou um estudo avaliando os parâmetros pH, temperatura de condicionamento da polpa e dosagem do coletor na flotação do minério fosfático-sílico carbonatado utilizando coluna de flotação. Mesmo após a realização da etapa *cleaner*, Santos (2017) obteve um concentrado com teor de 14,22% de P_2O_5 , para uma alimentação com 5,69%. Já Coutinho (2016) trabalhou na otimização do processo de flotação do minério, e seu objetivo foi avaliar duas rotas de beneficiamento, a convencional (flotação seguida da separação magnética de alto campo) e a testada (separação magnética de alto campo seguida da flotação). Para ambas as rotas, as recuperações mássicas apresentaram baixos valores, 12,17% e 7% na rota tradicional e testada, respectivamente. Com relação as recuperações metalúrgicas, estas também se apresentaram baixas, 17,5% para a rota convencional e 22,5% para a rota avaliada. Quanto aos teores obtidos nos concentrados, com uma alimentação de 5% de P_2O_5 , Coutinho (2016) obteve 6,31% através da rota convencional e 5,36% para a rota alternativa.

Ao longo dos testes foram fotografadas as bolhas geradas no início da flotação, como podem ser vistas na figura 31. Analisando-se o seu aspecto não se consegue notar uma diferença significativa para cada amido utilizado. De forma geral, todas apresentaram pequeno diâmetro e pouca mineralização. Esta análise somente reforçou os resultados quantitativos apresentados.



Figura 31 - Aspecto da espuma para cada amido utilizado (a) A1, (b) A2, (c) A3, (d) A4, (e) A5 e (f) A6

5. CONCLUSÃO

A partir dos dados discutidos, conclui-se que o objetivo do trabalho de testar diferentes tipos de amido na flotação do minério fosfático sílico-carbonatado foi atingido. Entretanto, devido à natureza complexa deste minério, nenhum deles apresentou uma seletividade significativa entre os minerais apatita, calcita e dolomita. Assim não foi possível selecionar aquele de maior eficiência para então avaliar as suas melhores condições de pH e dosagem.

Na parte de caracterização do minério, encontrou-se uma umidade natural em base seca de 9,16%, e de 8,39% em base úmida. A densidade do mesmo, determinada via picnometria, foi de 2,93 g/cm³. E com relação a sua granulometria, concluiu-se que 80% das suas partículas encontravam-se abaixo de 0,148 mm após a realização da moagem, ou seja, já se encontravam liberadas.

Segundo a análise química por via úmida, a amostra fornecida pela Vale Fertilizantes (atual Mosaic) continha 6,08% de P₂O₅, pouco superior aos teores de alimentação dos outros trabalhos realizados no CEFET com o mesmo minério.

Com relação aos testes de flotação, visualmente não notou-se diferenças significativas entre o aspecto das bolhas geradas pelo uso de cada amido. Todas apresentaram pequenos diâmetros e com pouca mineralização. Percepção esta que foi um reflexo dos resultados obtidos para recuperação mássica, metalúrgica e de teor. Para todos os testes, os teores de P₂O₅ dos concentrados ficaram abaixo de 10%, ou seja, bastantes inferiores aos 35%, a relação CaO/P₂O₅ ficou acima de 3, sendo ideal quando menor que 1,6, estipulada como parâmetro da indústria de fertilizantes, de acordo com Oliveira (2007). As recuperações mássicas ficaram entre 9 e 11%, ao passo que as recuperações metalúrgicas foram de 13,29% a 17,47%.

De modo geral, os amidos A6 e A5 acarretaram nos melhores resultados de teor de P₂O₅, recuperação mássica e metalúrgica, superiores até mesmo ao amido A1, já utilizado na indústria mineral. No que concerne à ganga presente, o amido A6 foi o mais seletivo para os minerais de ferro, enquanto o amido A1 apresentou maior seletividade para os carbonatos.

6. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- Realizar testes de flotação na coluna para comparação dos resultados com aqueles obtidos utilizando-se a célula. A partir dos resultados de recuperação mássica, avaliar a viabilidade de acréscimo das etapas *cleaner* e *re-cleaner*
- Testar o amido A6 na flotação de minério de ferro, visto a sua maior seletividade para o Fe_2O_3 .
- Avaliar o desempenho da carboximetil celulose (CMC) como depressor;
- Realizar testes de flotação com o minério “lavado”, submetendo-o ao peneiramento a úmido na malha de 400# (0,037 mm), assim como caracterizar a lama removida;
- Realizar os mesmos testes de flotação realizados no presente trabalho com a adição do espumante Flotanol D25.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AQUINO, J. A.; OLIVEIRA, M. L. M. FERNADES, M. D. Flotação em coluna. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. (Ed(s)). *Tratamento de Minérios*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. p. 515-556.
- BARROS, L. A. F. Concentração de minérios fosfáticos. In: CHAVES, A. P. (Org.). *A flotação no Brasil*. São Paulo: Signus, 2006. p. 83-122.
- BARROS, L. A. F.; FERREIRA, E. E.; PERES, A. E. C. Floatability of apatites and gangue minerals of an igneous phosphate ore. *Minerals Engineering*, v. 21, p. 994-999. 2008.
- CHAVES, A. P.; LEAL FILHO, L. S.; BRAGA, P. F. A. Flotação. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. (Ed(s)). *Tratamento de Minérios*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. p. 465-513.
- CHAVES, A. P. Máquinas de flotação. In: CHAVES, A. P. (Org.). *A flotação no Brasil*. São Paulo: Signus, 2006. p. 31-44.
- CORREIA, J. C. G.; LEAL FILHO, L. S. Estereoquímica de polissacarídeos e sua influência na seletividade da separação apatita/calcita por flotação aniônica direta. *Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP*, São Paulo. 2001.
- COUTINHO, N. A. F. S. *Otimização do Processo de Flotação do Minério Fosfático Sílico-carbonatado de Araxá-MG*. 2016. Trabalho de Conclusão de Curso (Bacharelado em Engenharia de Minas) - Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, Araxá.
- CRUZ, J. R.; SOUZA FILHO, C. R.; ABRAM, M. B.; MARCON, R. Caracterização espectral do depósito de fosfato de Araxá (MG). In: Simpósio Brasileiro de Sensoriamento Remoto, 15., 2011, Paraná. *Anais...* Paraná: 2011. P. 3530-3537.
- DENARDIN, C. C.; SILVA, L. P. Estrutura dos grânulos de amido e sua relação com propriedades físico-química. *Ciência Rural*, Santa Maria, v. 39, n. 3, p. 945-954, mai/jun. 2008.
- GRASSO, C. B. *Geologia e Geometalurgia dos Minérios de Fosfato na Base do Manto de Intemperismo da Mina do Barreiro, Araxá*. 2015. Tese (Doutorado, Geologia Econômica e Prospecção) – Instituto Geociências, Universidade de Brasília, Brasília.
- GUIMARÃES, G. C. *Flotação de diferentes tipologias de minério fosfático de Tapira /MG*. 2004. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto.
- GUIMARÃES Jr., M.; BOTARO, V. R.; NOVACK, K. M.; TEIXEIRA, F. G.; TONOLI, G. H. D. High moisture strength of cassava starch/polyvinyl alcohol-compatible blends for the packaging and agricultural sectors. *Journal of Polymer Research*, v. 22, n. 192, p. 1-18. 2015.
- GUIMARÃES Jr., M. *Desenvolvimento de Bionanocompósitos Utilizando Nanofibras Celulósicas de Bambu como Agente de Reforço em Matriz de Amido e Álcool Polivinílico*. 2015. Tese (Doutorado em Engenharia de Materiais) – Rede Temática em Engenharia de Materiais, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto.

GUIMARÃES, R. C.; ARAUJO, A. C.; PERES, A. E. C. Reagents in igneous phosphate ores flotation. *Minerals Engineering*, v. 18, p. 199–204. 2005.

GUIMARÃES, R. C.; PERES, A. E. C. Máquina de flotação. *Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP*, São Paulo. 1995.

IRANNAJAD, M.; EJTEMAEI, M; GHARABAGHI, M. The effect of reagents on selective flotation of smithsonite–calcite–quartz. *Minerals Engineering*, v. 22, p. 766–771. 2009.

KAHN, H.; SANT'AGOSTINI, L. M.; TASSINARI, M. M. M. L.; ULSEN, C.; BRAZ, A. B. Apatite from Alkaline Complexes—Behavior in Mineral Processing and Characterization Techniques. In: ZHANG, P.; SWAGER, K.; LEAL FILHO, L. EL-SHALL, H. (Ed(s)). Beneficiation of phosphates Technology Advance and Adoption. United States of America: SME, 2010, p. 53-63.

LAI, L. S.; KOKINI, J. L. Physicochemical Changes and Rheological Properties of Starch during Extrusion (A Review). *Biotechnology Progress*, v. 7, n. 3, p. 251-266. 1991.

LEAL FILHO, L. S.; CHAVES, A. P. C.A influência do amido de milho na eficiência de separação apatita/minerais de ganga via processo Serrana. *Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP*, São Paulo. 1992.

MARTINS, M.; LEAL FILHO, L. S. Aspectos estereoquímicos da interação entre apatita e moléculas de amido e sua influência na flotação. *Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP*, São Paulo. 2004.

MARTINS, M.; LIMA, N. P.; LEAL FILHO, L. S. Depressão de minerais de ferro: influência da mineralogia, morfologia e pH de condicionamento. *Revista Escola de Minas*, Ouro Preto, v. 65, n. 3, p. 393-399, jul./set. 2012.

MONTE, M. B. M.; PERES, A. E. C. Química de superfície na flotação. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. (Ed(s)). *Tratamento de Minérios*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. p. 397-461.

NUNES, A. P. L.; PERES, A. E. C. *Reagentes depressores de carbonatos: uma revisão*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2011.

OLIVEIRA, M. S. *Minério Fosfático Sílico-Carbonatado: Estudo Fundamental*. 2007. Tese (Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) - Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte.

OLIVEIRA, M. S.; PERES, A. E. C. Flotabilidade da apatita e minerais de ganga provenientes de minério sílico-carbonatado com oleato de sódio. *Revista Escola de Minas*, Ouro Preto, v. 63, n. 3, p. 551-557, jul./set. 2010.

OLIVEIRA, M.S. *Apostila de Prática Experimental de Tratamento de Minérios*. Curso de Engenharia de Minas. 2017. Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais.

OLIVEIRA, M. S.; SOUZA, M. D. *Tratamento de Minérios*. CEFET/MG. Araxá, 2008.

PAIVA, P. R. P.; MONTE, M. B. M.; GASPAR, J. C. Concentração por flotação da apatita proveniente de rochas de filiação carbonatítica. *Revista Escola de Minas*, Ouro Preto, v. 64, n. 1, p. 111-116, jan./mar. 2011.

PERES, A. E. C.; ARAUJO, A. C. A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. In: CHAVES, A. P. (Org.). *A flotação no Brasil*. São Paulo: Signus, 2006. p. 1-29.

RAPOSO, D. B.; PEREIRA, S. Y. Caracterização litológica e hidrodinâmica do aquífero associado ao Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro, Oeste de Minas Gerais. *Revista Geociências*, São Paulo, v. 32, n.1, p. 33-50, 2013.

REMSEN, C. H.; CLARK, J. P. A viscosity model for a cooking dough. *J. Food Process. Eng.* 1978, 2, 39-64.

ROQUETTI FILHO, D. *Fertilizantes*. 2018. Disponível em: <http://www.agricultura.gov.br/assuntos/camaras-setoriais-tematicas/documentos/camaras-tematicas/insumos-agropecuarios/2018/94aro/94a_ctia_19_02_2018.pdf> Acesso em: 14 maio 2018.

SANTOS, K. F. *Flotação de minério fosfático sílico-carbonatado*. 2017. Trabalho de Conclusão de Curso (Bacharelado em Engenharia de Minas) - Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, Araxá.

SANTOS, M. A. *Estudo da Influência de Íons Contaminantes na Flotação de Apatita em Coluna*. 2010. Dissertação (Mestrado, Concentração e Desenvolvimento de Processos Químicos) - Faculdade de Engenharia Química, Universidade Federal de Uberlândia, Uberlândia.

OLIVEIRA, M. S. *Flotação em Coluna do Rejeito Remoído do Processo de Concentração da Apatita*. 2004. Dissertação (Mestrado, Concentração e Desenvolvimento de Processos Químicos) - Faculdade de Engenharia Química, Universidade Federal de Uberlândia, Uberlândia.

SILVA, A. B., MARCHETTO, M., SOUZA, O. M. 1979. Geologia do Complexo Carbonatítico de Araxá (Barreiro), MG. *Mineração e Metalurgia*, v. 415, p. 14-18.

SOUZA, A. L.; ALBUQUERQUE, R. O.; LAMEIRAS, F. S. PRAES, P. E. PERES, A. E. C. Use of depressants in the direct flotation of a silicate-carbonate phosphate ore. *Revista Escola de Minas*, Ouro Preto, v. 67, n. 2, p. 191-196, abr./jun. 2014.

SWINKELS, J., J., M. Composition and properties of commercial native starches. *Starch/Starke*, v. 37, p. 1-5, 1985.

TAKATA, L. A. Flotação em coluna. In: CHAVES, A. P. (Org.). *A flotação no Brasil*. São Paulo: Signus, 2006. p. 45-71.

TEIXEIRA, E. M. *Utilização de amido de mandioca na preparação de materiais termoplásticos*. 2007. Tese (Doutorado em Ciência (Físico-Química)) – Instituto de Química de São Carlos, Universidade de São Paulo, São Carlos.

TORRES, M. G.; GASPAR, J. C. Geoquímica do manto de intemperismo da mina de fosfato do Complexo Alcalino-Carbonatítico do Barreiro Araxá-MG. In: Congresso Brasileiro de Geoquímica, 5., Congresso de Geoquímica dos países de Língua Portuguesa, 3., 1995, Niterói.

VALDEJÃO, R. G.; JANSON, J. A. Propriedades dos amidos e suas aplicações básicas na indústria papelera. *O papel*, agosto, p. 50-61, 1996.

ZHENG, X.; SMITH, R. W. Dolomite depressants in the flotation of apatite and collophane from dolomite. *Minerals Engineering*, Great Britain, v. 10, n. 5, p. 537-545, 1997.

Disponível em: <<http://www.ibram.org.br/sites/1300/1382/00002791.pdf>> Acesso em: jul, 2018.

Disponível em: <https://www.sobiologia.com.br/conteudos/Oitava_quimica/materia14.php> Acesso em: jun, 2018.