



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

**FLOTAÇÃO DO MINÉRIO SULFETADO DE OURO, DA ANGLOGOLD ASHANTI,**  
**UNIDADE DE SABARÁ - MG**

**MARIANA DE MENEZES ALVES FERREIRA**

**ORIENTADOR**

**DOUGLAS GERALDO MAGALHÃES**

**ARAXÁ**  
**2016**

F383c Ferreira, Mariana de Menezes Alves.

Concentração do minério sulfetado de ouro, da AngloGold Ashanti, unidade de Sabará – MG / Mariana de Menezes Alves Ferreira. - 2016.

61 f.: il.

Orientador: Prof. Douglas Geraldo Magalhães.

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

1. Flotação. 2. Beneficiamento de minério. I. Magalhães, Douglas Geraldo. II. Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais. III. Título.

CDD 622.7

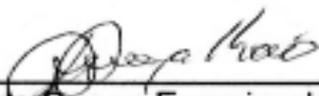
MARIANA DE MENEZES ALVES FERREIRA

FLOTAÇÃO DO MINÉRIO SULFETADO DE OURO, DA ANGLOGOLD ASHANTI,  
UNIDADE SABARÁ - MG

Trabalho de conclusão de curso  
apresentado ao Centro de Educação  
tecnológica de Minas Gerais, Unidade  
Araxá, como requisito parcial para obtenção  
do título de Engenheiro de Minas.

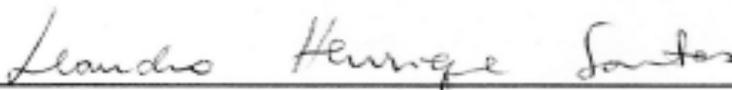
Data de aprovação: 03 / 03 / 2016

Banca Examinadora:



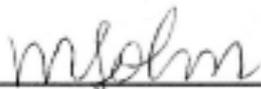
---

Presidente da Banca Examinadora – Orientador  
Prof. MSc. Douglas Geraldo Magalhães – CEFET/MG



---

Prof. MSc. Leandro Henrique Santos – CEFET/MG



---

Prof. Dra. Michelly dos Santos Oliveira – CEFET/MG

Dedico este trabalho aos meus pais, Romário e Sirlane e a minha dindinha Anízia, pelo incentivo e apoio que sempre me deram durante toda a minha vida.

## **AGRADECIMENTOS**

Quero agradecer a todos, que direta ou indiretamente, contribuíram para realização deste trabalho e em especial:

À DEUS pela vida, pela força, pela fé e por estar sempre presente nos momentos difíceis e por ter me dado a sabedoria para ter alcançado mais uma vitória.

Aos meus pais, por estarem sempre ao meu lado me incentivando e orientando durante toda a vida. Por ter me ensinado a nunca desistir dos meus sonhos e ir de encontro aos meus objetivos.

Ao Professor Douglas Geraldo Magalhães, pela orientação, amizade, paciência e dedicação que teve durante todo o período em que trabalhos juntos.

Ao Técnico João Vitor por todo auxílio e sugestões que fizeram possível a realização deste trabalho.

Ao Engenheiro Lucas Gomes, da Anglo Gold Ashanti, por ter me fornecido as amostras, os reagentes e por todo o suporte.

Ao Professor Michel Melo Oliveira, pelo incentivo e confiança ao entrar em contato com a Anglo Gold Ashanti.

Ao professor Dr. Maurício Carneiro pela orientação, dedicação e revisão do texto.

Á Professora Dra. Michelly dos Santos Oliveira e ao Professor Dr. Hildor Seer por sempre estarem buscando o melhor para o curso e por terem contribuído para o meu conhecimento e minha formação.

Aos meus colegas de classe por toda a experiência e pela convivência durante esses cinco anos. Agradeço, em especial, as minhas amigas Bianca Alves,

Rafaela Gonçalo e Valéria Bananal, pelo companheirismo, amizade, paciência, apoio, enfim, por tudo durante esses anos.

Ao CEFET/MG – Unidade IV/Araxá por ter disponibilizado o laboratório e equipamentos necessários aos testes.

Talvez não tenha conseguido fazer o melhor, mas lutei para que o melhor fosse feito. Não sou o que deveria ser, mas Graças a Deus, não sou o que era antes. Marthin Luther King

## RESUMO

O objetivo do trabalho foi investigar a recuperação metalúrgica da flotação de sulfeto de ouro, utilizando tamanho de partículas menores do que as empregadas pela empresa, a partir de ensaios de moagem e flotação de bancada. O minério estudado é proveniente da Anglo Gold Ashanti Mineração - unidade Cuiabá situada em Sabará – MG, apresentando um teor médio de ouro de 5,68 g/t e 7,06% de enxofre. Foram avaliados nos testes correlações entre o espumante e a recuperação mássica, além da relação entre o coletor e a recuperação metalúrgica, em que ambos apresentaram uma relação diretamente proporcional. Dentre as dosagens testadas, os melhores resultados para o sulfeto foram 30 g/t para o espumante e 180 g/t para o coletor, já os melhores resultados para o ouro foram 60g/t para o espumante e 180 g/t para o coletor. Avaliando os dois resultados, determina-se como melhor dosagem a combinação de 180g/t para o coletor e 30g/t para o espumante, por se tratar de uma flotação de sulfeto e ponderando o gasto excessivo e desnecessário de reagente espumante.

**Palavras Chaves:** Minério sulfetado de ouro, Flotação, Granulometria, Espumante, Coletor.

## ABSTRACT

The aim of this study was to investigate the performance of sulphide gold ores flotation, using particles smaller than those used in the company, from milling and bench flotation tests. The ore comes from AngloGold Ashanti Mining, unit Cuiabá located in Sabará - MG, with an average gold content of 5.68 g/t and 7.06% of sulfur. They were evaluated in the test correlations between sparkling wine and the mass recovery, and the relationship between the collector and the metallurgical recovery, which both showed a directly proportional correlation. Among the tested dosages, the best results for the sulfide were 30 g/t for sparkling and 180 g/t for the collector, yet the best results for gold were 60g/t for sparkling and 180 g/t for the collector. Evaluating the two results, the 180/30 it is determined the best dose combination, considering the fact that it is a flotation of sulfide and also the excessive and unnecessary expense of sparkling reagent.

**Keywords:** Sulphide gold ores, Flotation, Particle size, Sparkling, Collector.

## ILUSTRAÇÕES

Figura 2.1 - Minério de Ouro (Santos 2014).....	3
Figura 2.2 - Contato partícula-bolha (1) Partícula Hidrofóbica e (2) .....	10
Figura 2.3 - Ângulo de contato formado por uma bolha de ar.....	10
Figura 2.4 - Arranjo de células de flotação (Chaves <i>et al.</i> 2010).....	12
Figura 2.5 - "Cell to Cell" (Alquino 1998).....	13
Figura 2.6 - "Open flow" (Alquino 1998).....	13
Figura 2.7 - Célula Pneumática (Chaves & Leal-Filho 2004). .....	14
Figura 2.8 - Esquema básico da coluna de flotação (Alquino <i>et al.</i> 2010).....	16
Figura 2.9 - Problemas associados ao tratamento de partículas finas.....	22
Figura 3.1 - Fluxograma elaborado para os testes.....	25
Figura 3.2 - a) Pilha em cone achatada; b) Pilha dividida em 4 setores.....	26
Figura 3.3 - Pilha alongada. ....	27
Figura 3.4 - Pilha Alongada segmentada. ....	27
Figura 3.5 - a) Moinho de bolas; b) interior do moinho com bolas; .....	28
Figura 3.6 - Picnômetro limpo e seco.....	31
Figura 3.7 - Picnômetro com amostra. ....	31
Figura 3.8 - Picnômetro com amostra e água. ....	32
Figura 3.9 - Picnômetro com água. ....	32
Figura 3.10 - Peneiramento a seco nas faixas entre 9,50mm e 1,18mm. ....	34
Figura 3.11 - Peneiramento a úmido na malha de 0,038 mm.....	34
Figura 3.12- Célula de flotação. ....	35
Figura 3.13 - Reagentes: espumante; ativador; coletores respectivamente.....	36
Figura 4.1 - Distribuição granulométrica da amostra.....	38
Figura 4.2 - Tempo de moagem versus passante em 44µm. <b>Erro! Indicador não definido.</b>	
Figura 4.3 - Distribuição granulométrica do produto da moagem.....	39
Figura 4.4 - Resultados da análise para S. ....	40
Figura 4.5 - Resultados da análise para Au. .... <b>Erro! Indicador não definido.</b>	

## TABELAS

Tabela 2.1 - Reserva e produção mundial de ouro (Heider & Andrade 2014).....	6
Tabela 2.2 - Principais estatísticas – Brasil (Heider & Andrade 2014). ....	6
Tabela 3.1 - Parâmetros referente a moagem.....	28
Tabela 3.2 - Abertura das peneiras. ....	29
Tabela 3.3 - Abertura das peneiras. ....	33
Tabela 3.4 - Dosagem de reagentes por teste. ....	35
Tabela 4.1 - Medidas das massas dos picnômetros e densidades. ....	37
Tabela 4.2 – Densidade média do minério estudado. ....	37

## ABREVIATURAS E SIGLAS

Ag – prata  
As – arsênio  
Au – ouro  
Bi - bismuto  
C – carbono  
CAI - condicionamento em alta intensidade  
CDTN - Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear  
CEFET-MG - Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais  
Cm<sup>3</sup>-centímetro cúbico  
Cu – cobre  
D<sub>80</sub> - 80 % do material é passante em uma determinada malha  
EUA – Estados Unidos da América  
Fe – ferro  
G - gramas  
K - quilates  
kg – quilograma  
Mg – magnésio  
MG- Minas Gerais  
ml – mililitro  
mm – milímetro  
Mn – manganês  
O – oxigênio  
P<sub>80</sub> - 80% passante numa determinada malha  
Pb – chumbo  
pH - potencial hidrogeniônico  
Picn – picnômetro  
Rpm – rotação por minuto  
S – enxofre  
Sb – antimônio  
Se – selênio  
Si – Silício  
T – toneladas  
Te – telúrio  
U – unidade de massa atômica  
Zn – zinco

## SÍMBOLOS

" – polegadas

# - mesh

% -porcento

°C – graus Celsius

μm – micrômetro

ps – densidade do sólido

## Sumário

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO.....</b>	<b>1</b>
	1.1 <i>Apresentação .....</i>	<i>1</i>
	1.2 <i>Justificativa .....</i>	<i>1</i>
	1.3 <i>Objetivos .....</i>	<i>2</i>
<b>2</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....</b>	<b>3</b>
	2.1 <i>Mineralogia e composição básica do minério de Ouro .....</i>	<i>3</i>
	2.2 <i>Histórico e aplicação do minério de ouro .....</i>	<i>4</i>
	2.3 <i>Produção de ouro no Brasil .....</i>	<i>5</i>
	2.4 <i>Aspectos Gerais da Flotação .....</i>	<i>7</i>
	2.5 <i>Equipamentos de flotação .....</i>	<i>11</i>
	2.5.1 <i>Células Mecânicas .....</i>	<i>11</i>
	2.5.2 <i>Células Pneumáticas.....</i>	<i>14</i>
	2.5.3 <i>Colunas de Flotação .....</i>	<i>15</i>
	2.6 <i>Flotação de Sulfeto - Ouro.....</i>	<i>18</i>
	2.7 <i>Flotabilidade de partículas finas e ultrafinas .....</i>	<i>20</i>
<b>3</b>	<b>METODOLOGIA .....</b>	<b>25</b>
	3.1 <i>Preparação da amostra.....</i>	<i>25</i>
	3.1.1 <i>Amostragem .....</i>	<i>26</i>
	3.1.2 <i>Determinação do tempo de moagem .....</i>	<i>27</i>
	3.1.3 <i>Análise granulométrica do produto da moagem .....</i>	<i>29</i>
	3.1.4 <i>Moagem .....</i>	<i>29</i>
	3.2 <i>Caracterização da amostra .....</i>	<i>30</i>
	3.2.1 <i>Picnometria .....</i>	<i>30</i>
	3.2.2 <i>Caracterização granulométrica .....</i>	<i>33</i>
	3.3 <i>Procedimento Experimental .....</i>	<i>34</i>
<b>4</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÕES.....</b>	<b>37</b>
	4.1 <i>Caracterização das amostras .....</i>	<i>37</i>
	4.1.1 <i>Picnometria .....</i>	<i>37</i>
	4.1.2 <i>Caracterização granulométrica .....</i>	<i>38</i>
	4.2 <i>Determinação do tempo de moagem .....</i>	<i>38</i>
	4.3 <i>Análise granulométrica do produto da moagem .....</i>	<i>39</i>
	4.4 <i>Flotação.....</i>	<i>40</i>
<b>5</b>	<b>CONCLUSÕES .....</b>	<b>43</b>
<b>6</b>	<b>SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS .....</b>	<b>44</b>
<b>7</b>	<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>45</b>



# **1 INTRODUÇÃO**

## **1.1 Apresentação**

Este é o Trabalho de Conclusão de Curso de Engenharia de Minas do CEFET/ARAXA da aluna Mariana de Menezes Alves Ferreira sob a orientação do Prof. MSc. Douglas Geraldo Magalhães, desenvolvido no Departamento de Minas e Construção Civil, no âmbito das disciplinas TTC I e II, ministrada pelo Prof. Dr. Maurício Antônio Carneiro. O material de estudo da pesquisa realizada é o minério de ouro proveniente unidade Cuiabá, de propriedade da Anglo Gold Ashanti, situada em Sabará – MG.

## **1.2 Justificativa**

A grande maioria dos depósitos de ouro desenvolvidos e lavrados na atualidade são totalmente ou parcialmente refratários (Berezowsky & Weir 1984), uma vez que o metal se encontra encapsulado ou finamente disseminado em uma matriz de sulfetos. Dessa forma, somente a moagem não é capaz de abrir caminhos diretos à cianetação, sendo necessária a oxidação do enxofre a fim de favorecer a liberação do ouro para sua posterior extração na etapa de lixiviação.

No processo de oxidação sob pressão, o minério refratário de ouro deve ser antes pré-concentrado por flotação para remover parte da ganga carbonática (Fraser *et al.* 1991). A flotação “bulk” de sulfetos é realizada, em larga escala, principalmente com o uso dos reagentes coletores xantato e ditiofosfatos (Oliveira *et al.* 2016). Estima-se que 44 % da produção industrial de ouro no país provêm do tratamento de minérios via flotação, evidenciando a relevância deste processo para o segmento (Lins & Monte 2006).

Uma das principais dificuldades encontradas em grande parte das usinas de beneficiamento é a flotação convencional de frações finas e ultrafinas. A elevada área superficial específica aliada à pequena massa (Lange *et al.* 1997), contribui para a falta seletividade e, conseqüentemente, para a baixa recuperação e

significativas perdas metálicas. Essas partículas apresentam comportamentos diferentes no processo de flotação com relação á adsorção de reagentes, adesão às bolhas de ar, transporte do agregado partícula-bolha e descoleta das partículas.

### **1.3 Objetivos**

Assim, esse trabalho de conclusão de curso teve por objetivo investigar o desempenho da flotação convencional de um minério sulfetado de ouro, proveniente da Mina de Cuiabá, numa faixa granulométrica menor do que a usualmente praticada na usina de concentração da Anglo Gold Ashanti. Buscou-se ainda caracterizar granulometricamente a amostra, a fim de conhecer as propriedades físicas do minério, além de avaliar a influência da dosagem dos reagentes coletor e espumante nas recuperações mássica e metalúrgica da planta.

## 2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo serão abordadas informações importantes para o entendimento do estudo proposto. Em função dos objetivos, será realizada uma revisão bibliográfica sobre o minério de ouro, os aspectos gerais da flotação, assim como os equipamentos usados no processo. Sendo abordados, dentro desse contexto, outros tópicos pertinentes ao entendimento do estudo.

### 2.1 Mineralogia e composição básica do minério de Ouro

O ouro (Au), como ilustra a figura 2.1, é um elemento químico de número atômico 79, massa atômica 197u, densidade  $19,32 \text{ g/cm}^3$ , ponto de fusão  $1.063 \text{ }^\circ\text{C}$ , ponto de ebulição  $2.970 \text{ }^\circ\text{C}$  e na natureza é um dos poucos metais que se encontra na forma nativa (Nery & Silva 2001).



Figura 3.1 - Minério de Ouro (Santos 2014).

Ainda segundo esses autores, o ouro em seu estado puro é denominado ouro 1.000 ou 24 quilates (24K), no entanto sua pureza mais elevada chega ao máximo a 999 pontos, assim o ouro 24K considerado 100% puro apresenta 999 pontos na escala europeia. Já o ouro 18K que tem uma pureza de 75%, apresenta 750 pontos.

Além de seu estado nativo, o ouro pode estar associado a prata e, também, ocorre como teluretos: Calaverita:  $\text{AuTe}_2$ , Silvanita:  $(\text{Au}, \text{Ag})\text{Te}$ , Crennerita:  $(\text{Au}, \text{Ag})$

Te, Aurostibita ( $\text{AuSb}_2$ ), Fischesserita ( $\text{Ag}_3\text{AuSe}_2$ ) e Maudanita ( $\text{Au}_2\text{Bi}$ ) completam o conjunto de minerais de ouro (Araújo-Neto 2009).

De acordo com Nery & Silva (2001), a cor comum do ouro é amarela, mas ao formar ligas com outros metais pode exibir uma coloração branca, quando combinado com o zinco, níquel, paládio ou prata. Existem outras tonalidades, como roxas e azuis, se misturado com alumínio e ferro, respectivamente, e verdes quando combinado com cádmio.

A classificação do minério de ouro pode ser em três tipos: placers, ouro livre e minérios complexos, embora frequentemente o minério possa estar relacionado a mais de uma categoria (Lins & Monte 2006).

Os minérios de “placers” são aqueles encontrados principalmente em depósitos aluvionares e apresentam como característica principal a liberação da partícula de ouro e seu teor baixo, menor que 1 g/t (Lins & Monte 2006).

Segundo os autores citados acima, os minérios de ouro livre são aqueles que estão livres dos sulfetos, ou seja, não estão associados e nem inclusos neles, entretanto podem apresentar partículas mistas de quartzo ou silicatos, o que requer a fragmentação do minério para a liberação das partículas de ouro.

Nos minérios complexos, o ouro encontra-se incluso ou disseminado em outros minérios, como em sulfetos. Para que haja a liberação das partículas de ouro, há a necessidade do tratamento do minério por cianetação, porém alguns minerais não se adequam a esse processo, o que requer um tratamento prévio. Existe também a possibilidade dos minérios complexos se encontrarem em soluções sólidas com minerais sulfetados ou apresentando-se livre (Lins & Monte 2006).

## **2.2 Histórico e aplicação do minério de ouro**

O ouro vem sendo usado pela civilização há mais de 6.000 anos, sendo considerado como um dos metais mais preciosos. Segundo Fausto (1930), no

século XVIII, cerca de 600 mil pessoas, desde pequenos proprietários, padres, comerciantes e aventureiros, chegaram ao Brasil em busca de ouro.

A exploração de ouro no Brasil teve um importante efeito na Metrópole e na Colônia. A economia mineradora aliviou momentaneamente os problemas financeiros de Portugal e deu origem à relativa riqueza da região de Minas Gerais (Fausto 1930).

Após o período colonial, no qual o Brasil foi o maior produtor de ouro do mundo, houve um declínio na sua produção. Somente no período de 1970-1990, o Brasil retomou há uma posição de destaque e tornou-se o quarto produtor de ouro do mundo (Araújo-Neto 2009).

O ouro é utilizado como moeda de troca desde épocas passadas e a maior parte da sua produção foi absorvida pelos próprios estados, para fabricação de moedas e reservas nacionais. As aplicações não monetárias deste elemento são decorativas e de adornos pessoais. Na joalheira seu uso se dá não somente por sua beleza e valor, como também por suas características físicas. As aplicações do ouro na indústria eletrônica e aeroespacial existem por suas propriedades lubrificantes e por ser um bom condutor de calor, respectivamente (Nery & Silva 2001).

O ouro pode ser ainda utilizado nas indústrias de impressão de papel, produtos alimentícios, plásticos, têxteis, laminação de vidro, equipamentos especiais, devido às suas propriedades físicas, químicas e bioquímicas que garantem essa série de aplicações. Na construção civil, são usados como revestimento brilhoso, pilastras e cúpulas de edifícios, já na medicina o metal vem sendo aplicado à experiência no tratamento anticancerígeno (Nery & Silva 2001).

### **2.3 Produção de ouro no Brasil**

Segundo Heider & Andrade (2014), o Brasil encontra-se em décimo primeiro como maior produtor de ouro. A China é a maior produtora (Tabela 2.1), com 420 toneladas (15,2% da produção mundial), seguida pela Austrália com 9,2%, pelos EUA (8,2%) e pela África do Sul (5,2%).

**Tabela 3.1 - Reserva e produção mundial de ouro (Heider & Andrade 2014).**

Discriminação Países	Reservas ( t )		Produção ( t )		%
	2013 <sup>(p)</sup> (1)	2012 <sup>(r)</sup>	2013 <sup>(p)</sup>		
Brasil	2.400	68	80		2,9
China	1.900	403	420		15,2
Austrália	9.900	250	255		9,2
Estados Unidos da América	3.000	235	227		8,2
África do Sul	6.000	160	145		5,2
Chile	3.900	50	55		2,0
México	1.400	97	100		3,6
Rússia	5.000	218	220		7,9
Peru	1.900	161	150		5,4
Canadá	920	104	120		4,3
Gana	2.000	87	85		3,1
Indonésia	3.000	59	60		2,2
Uzbequistão	1.700	93	93		3,4
Outros países	11.200	708	762		27,5
<b>TOTAL</b>	<b>54.220</b>	<b>2.693</b>	<b>2.772</b>		<b>100,0</b>

Fonte: DNPM/DIPLAM; GFMS USGS: *Mineral Commodity Summaries* 2013; (1) dado USGS – nova metodologia; (r) revisado; (p) dado preliminar.

As principais empresas produtoras no Brasil são: Anglo Gold, Kinross, Yamana, VALE, Beadell, Apoema/Aura, Jaguar, Luna/Aurizona, Troy e Caraíba. Em relação aos principais estados produtores, Minas Gerais continua em destaque na produção nacional, com 45,6 %, seguido por Goiás (12,3%), Mato Grosso (11%), Pará (11%), Amapá (7,6%), Bahia (7,4%) e Maranhão (3,6%) (Heider & Andrade 2014).

Ainda de acordo com o Heider & Andrade (2014), em 2013 o Brasil produziu 79,6 toneladas de ouro. As exportações de ouro em 2013 ficaram semelhantes a 2012 e o mercado consumidor no Brasil, demandou um total estimado de 32 toneladas de ouro já considerando a reciclagem (Tabela 2.2).

**Tabela 3.2 - Principais estatísticas – Brasil (Heider & Andrade 2014).**

Discriminação	Unidade	2011 <sup>(r)</sup>	2012 <sup>(r)</sup>	2013 <sup>(p)</sup>	
Produção	Total	(kg)	65.209	66.773	79.563
	Minas (Empresas)	(kg)	56.969	56.670	67.964
	Garimpos <sup>(1)</sup>	(kg)	8.240	10.103	11.609
Importação <sup>(2)</sup>	Semimanufaturados	Kg	595	524	338
		(10 <sup>3</sup> US\$ FOB)	3.700	3.901	4.159
	Manufaturados	Kg	0	124	301
		(10 <sup>3</sup> US\$ FOB)	0	2	0
	Compostos Químicos	Kg	91	81	85
Exportação <sup>(2)</sup>		(10 <sup>3</sup> US\$ FOB)	525	585	427
	Semimanufaturados	t	48	52	62
		(10 <sup>3</sup> US\$ FOB)	2.324.987	2.663.774	2.668.136
	Manufaturados	(kg)	127	0	0
		(10 <sup>3</sup> US\$ FOB)	170	0	0
Consumo <sup>(3)</sup>	Compostos Químicos	(kg)	1108	692	490
		(10 <sup>3</sup> US\$ FOB)	38.661	24.980	15.417
	Dados (Estimados)	(kg)	26.000	27.000	32.000
Preço	London Gold PM FIX <sup>(4)</sup> (5)	(US\$/oz)	1571,50	1.668,98	1.411,23
	Bolsa de Mercadorias & Futuros - BM&F	(R\$/g)	84,65	104,15	98,00

Fonte: DNPM/DIPLAM; SECEX/MDIC; GFMS; WMC, BM&F; USGS; BACEN.

(1) calculado a partir dos dados STN com base no IOF (2) dados disponíveis na base Aliceweb (MDIC); (3) inclui reciclagem. Dados compilados com base nas informações sobre mercado consumidor declarados no Relatório Anual de Lavra (RAL) e estimativa do IBGM; (4) *KITCO BullionDealers* - (<http://www.kitco.com/>); (5) cotação referente à média aritmética do fim de período mensal dos respectivos exercícios; (r) revisado; (p) dado preliminar.

## 2.4 Aspectos Gerais da Flotação

A flotação, segundo Baltar (2008), é uma técnica versátil e eficiente, porém mais complexa em relação às outras técnicas. O processo é de natureza físico-química e se baseia nas diferenças superficiais das partículas, enquanto a concentração gravítica e magnética dependem apenas das características físicas dos minerais.

De acordo com Chaves & Leal-Filho (2004), a palavra "flotação" é um anglicismo que já está consagrado pela falta de um termo melhor em português. A palavra "flutuação", que seria um termo mais preciso, não é usada, aparentemente por induzir uma possível confusão com os processos de meio denso, onde a espécie mineral mais leve "flutua".

O método se desenvolve em um meio na qual estão presentes três fases. A fase sólida que é caracterizada pela mistura de minerais, os quais apresentam superfícies polares e apolares, a fase líquida que é a água, com natureza polar e o ar que são bolhas formadas no processo e que são apolares (Baltar 2008).

Para que ocorra a concentração dos minerais é necessário que três condições estejam presentes: liberalidade, diferenciabilidade e separabilidade dinâmica. A liberalidade é o grau de liberdade das partículas, obtido na etapa de cominuição, a separabilidade relaciona-se com as máquinas de flotação e a diferenciabilidade é a propriedade diferenciadora das partículas envolvidas no processo (Peres *et al.* 2012)

A propriedade diferenciadora do processo de flotação baseia-se no grau de hidrofobicidade das partículas. Partículas hidrofóbicas são menos susceptíveis a água e apresentam uma superfície apolar, tendo mais afinidade com o ar do que com a água. O conceito oposto a hidrofobicidade é a hidrofiliabilidade, cuja superfície é polar e tem mais afinidade com a água do que o ar (Peres & Araújo 2006).

De acordo com Peres & Araújo (2006), a separação natural das partículas hidrofóbicas das hidrofílicas acontece por meio de um fluxo de ar, que carrega as

partículas hidrofóbicas, mantendo as hidrofílicas em suspensão. Porém poucos minerais encontrados na natureza apresentam uma superfície naturalmente hidrofóbica (grafita – C; molibdenita –  $\text{MnS}_2$ ; talco –  $\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$ ; alguns carvões – C; e ouro livre de prata – Au).

Assim, segundo esses autores, a flotação seria uma técnica extremamente restrita, devido ao baixo número de minerais com superfícies hidrofóbicas, porém a possibilidade de manipular a superfície dos minerais, através da adição criteriosa de reagentes, permitiu que tal técnica fosse usada para qualquer mineral.

O uso de reagente no processo de flotação tem como função aumentar as diferenças superficiais entre as partículas hidrofóbicas e hidrofílicas. Assim, os reagentes são denominados de acordo com seu objetivo, sendo eles: espumantes cuja função é reduzir a tensão superficial da interface água-ar de modo a proporcionar um maior “tempo de vida” à bolha, depressores que modificam seletivamente a superfície de determinados minerais, coletores cuja função principal é proporcionar propriedades hidrofóbicas às superfícies dos minerais, reguladores de pH usados para controlar o pH visando a maior eficiência do processo, ativadores cujo objetivo é intensificar a adsorção do coletor sobre o mineral que se deseja flotar e dispersantes usados para “individualizar” as partículas de modo a possibilitar a posterior concentração. A escolha do reagente deve ser adequada para que ocorra 4 eventos bem-sucedidos: (1) dispersão das partículas na polpa; (2) adsorção do coletor nas partículas; (3) estabilidade da bolha; (4) adesão da partícula à bolha (Baltar 2008).

Segundo Baltar (2008), o processo de flotação ocorre em três etapas bem definidas: colisão, adesão e transporte. A primeira etapa relaciona-se com as interações hidrodinâmicas, a adesão depende das interações interfaciais entre a partícula e a bolha de ar e o transporte, terceira etapa, da estabilidade da adesão.

Ainda de acordo com Baltar (2008), a flotação convencional é realizada em células mecânicas, que opera de modo a proporcionar um regime turbulento na parte inferior do equipamento, onde deve ocorrer um choque entre as bolhas e as

partículas, e um regime laminar na parte superior, para que não haja perturbações que ameace a estabilidade da bolha.

Para Alexander *et al.* (2006), na flotação direta as partículas minerais de interesse são carregadas para a espuma, ou fração flutuante, deixando a ganga na polpa. O conceito oposto desse processo é denominado flotação reversa, no qual a ganga é carregada para a espuma.

A flotação para Oliveira (2007) é um processo que começa com a colisão e adesão das partículas hidrofóbicas às bolhas na parte inferior da célula, para que então ocorra o transporte do agregado até a zona de espuma. Porém cada uma dessas etapas ocorre em vários estágios.

A probabilidade de flotação para um determinado mineral segue a seguinte expressão:

$$P_f = P_c \cdot P_a \cdot P_t \quad (1)$$

$P_c$  é a probabilidade de colisão;  $P_a$  é a probabilidade de adesão e  $P_t$  é a probabilidade de transportes.

A colisão ocorre quando uma partícula e uma bolha se aproximam à uma distância mínima. A sua eficiência está relacionada com a hidrodinâmica do sistema mecânico, diâmetro e o tamanho da partícula. Assim, a probabilidade de colisão entre a partícula e a bolha aumenta se o sistema estiver turbulento, se as partículas estiverem grandes e as bolhas pequenas (Baltar 2008).

Segundo Baltar (2008), a segunda etapa do processo de flotação refere-se à adesão da partícula a bolha, conforme mostrado na figura 2.2, e para que essa fase ocorra é necessário cumprir requisitos termodinâmicos e cinéticos. O primeiro requisito está relacionado com a formação de interface gás-sólido. Essa nova interface irá substituir as interfaces sólido-líquido e líquido-gás existentes no momento anterior da colisão bolha-partícula. Já o segundo requisito é a necessidade

de que o tempo de indução<sup>1</sup> seja menor ou igual ao tempo de contato bolha e partícula.

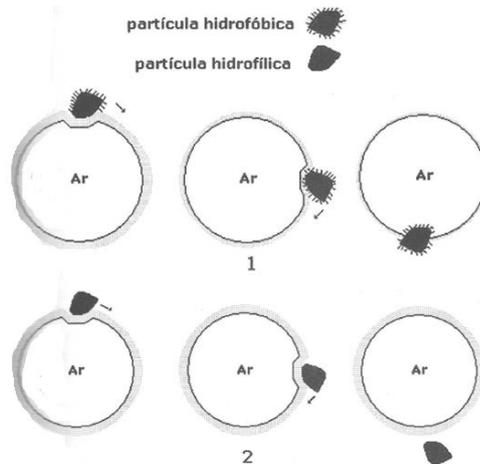


Figura 3.2 - Contato partícula-bolha (1) Partícula Hidrofóbica e (2) Partícula Hidrofílica (Baltar 2008).

De acordo com o autor citado acima, existe um deslocamento da água sobre a superfície do sólido causado pela bolha. O deslocamento só prossegue até que um determinado ângulo seja alcançado. Esse ângulo é chamado de ângulo de contato e reflete o grau de afinidade do sólido com o ar, ou seja, sua rejeição com a água, conforme a figura 2.3.

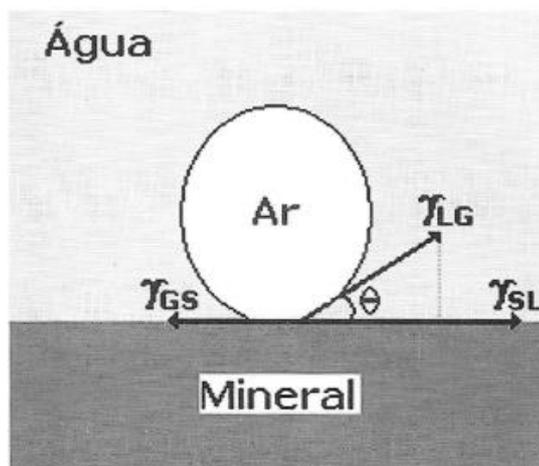


Figura 3.3 - Ângulo de contato formado por uma bolha de ar e a superfície do mineral (Baltar 2008).

<sup>1</sup> Tempo de indução é o tempo necessário para que ocorra o afinamento de película de água e a ruptura espontânea da película, no momento em que atinge uma espessura crítica.

A probabilidade de adesão aumenta se as partículas forem menores, com uma velocidade de agitação maior, com bolhas pequenas e com a hidrofobicidade da superfície mineral (Baltar 2008).

Para que o transporte ocorra é necessário que a bolha-partícula não se rompa, assim é preciso que as forças de adesão sejam suficientes e que o empuxo do conjunto partícula-bolha seja maior do que o peso da partícula. A probabilidade de transporte aumenta com a diminuição da turbulência, pois essa pode provocar a destruição do agregado partícula-bolha, com o aumento do tamanho da bolha e com a diminuição do tamanho da partícula (Baltar 2008).

## **2.5 Equipamentos de flotação**

Segundo Aquino (1998), com o objetivo de aumentar a eficiência e reduzir os custos do processo de flotação foram desenvolvidos e aperfeiçoados ao longo dos anos diferentes tipos de máquinas. Estas podem ser divididas em três classes principais:

- ✓ Células mecânicas;
- ✓ Células pneumáticas;
- ✓ Células de coluna.

A seguir é feita uma descrição sobre estes tipos de máquinas de flotação.

### **2.5.1 Células Mecânicas**

As células mecânicas são tanques projetados para receber continuamente a polpa a ser flotada por uma das faces laterais, descarregar a espuma pela parte superior e descarregar o restante da polpa com o deprimido pela face oposta (Chaves 2006).

Segundo Alquino (1998), estas células apresentam como características uma seção retangular e a presença de um impelidor central. Esse dispositivo tem como objetivo manter em suspensão as partículas minerais por meio da agitação da polpa na parte inferior da célula, promovendo a geração de bolhas e o contato da bolha

com a partícula. Para que não ocorra o arraste hidráulico das partículas hidrofílicas e a descoleta das partículas hidrofóbicas existe uma região de baixa turbulência na parte superior da célula.

As células mecânicas podem ser utilizadas individualmente, mas o comum é agrupar conjuntos de duas ou mais, como mostrado na figura 2.4, e embora existam modelos de células fechadas, a tendência é não colocar divisão entre uma célula e outra. A espuma sobe e é descarregada pela frente, transbordando pelas calhas colocadas ao longo das células. O material deprimido é arrastado pela corrente de água e sai pelo fundo da célula passando para célula seguinte, até que finalmente é descarregado pela caixa de descarga (Chaves *et al.* 2010).

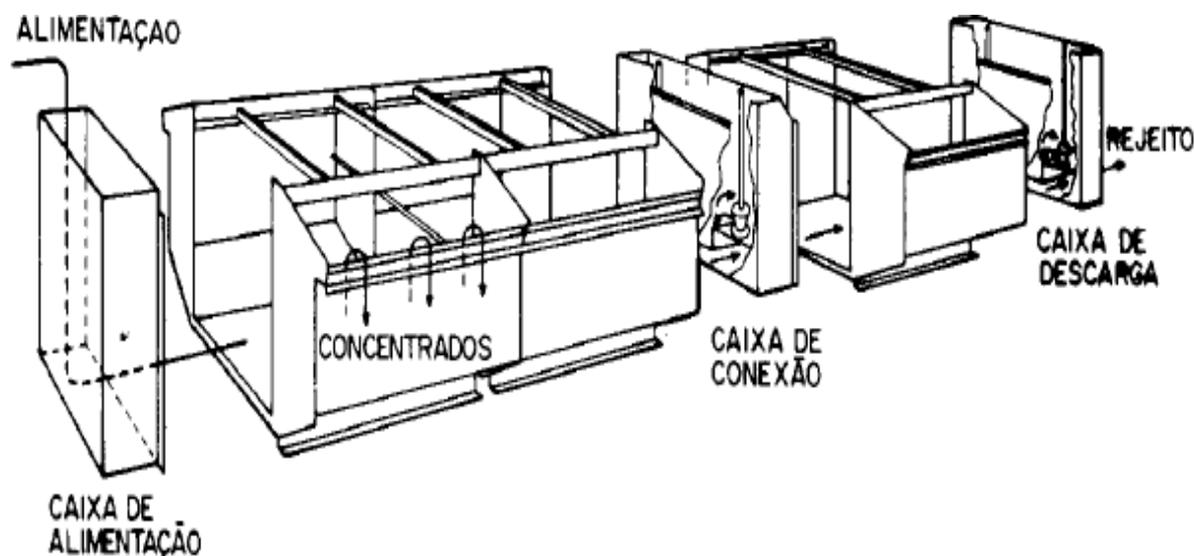


Figura 3.4 - Arranjo de células de flotação (Chaves *et al.* 2010).

As células mecânicas são classificadas quanto ao fluxo da polpa em “cell to cell” e “open flow”. De acordo com Aquino (1998), as primeiras células desenvolvidas foram a “cell to cell”, porém devido ao elevado custo de construção e a complexidade do projeto, foram construídas as “open flow”. Na célula do tipo “cell to cell” a polpa flui de uma célula para a outra por meio da sucção do impelidor da célula seguinte, o que permite um controle individual do nível de polpa, a figura 2.5 mostra o vertedouro. Uma característica desse sistema é que toda polpa passa pelo menos uma vez pelo impelidor garantindo um menor curto-circuito das partículas para a espuma.

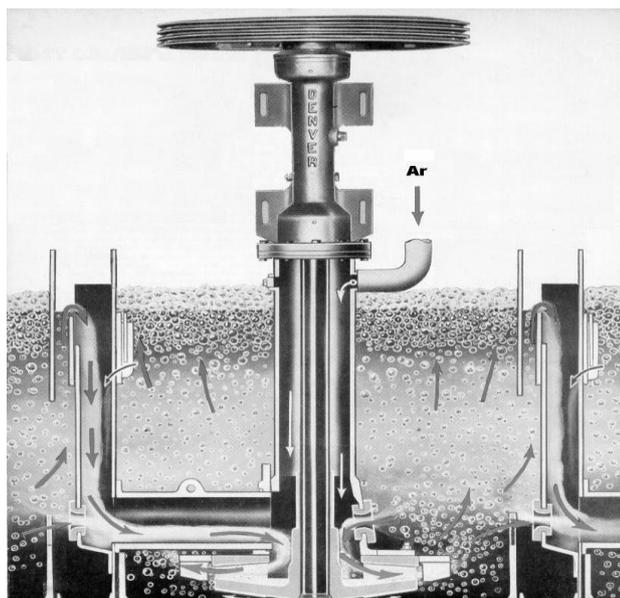


Figura 3.5 - "Cell to Cell" (Alquino 1998).

Ainda segundo o autor citado acima, as células do tipo "Open flow", mostrado na figura 2.6, são tanques abertos, o que simplifica o controle e a operação, porém aumenta a possibilidade de mistura na polpa. Esse tipo de célula mantém uma mistura de polpa homogênea e uma boa distribuição de ar. A utilização das células "open flow" deve-se principalmente aos fatores, como: maior capacidade; melhor suspensão de partículas grossas; maior facilidade de operação; construção mais simples e de baixo custo.

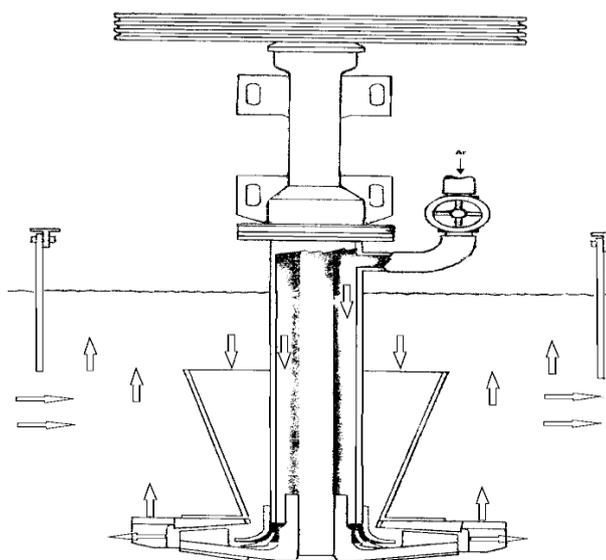


Figura 3.6 - "Open flow" (Alquino 1998).

## 2.5.2 Células Pneumáticas

De acordo com Aquino (1998), as células pneumáticas foram desenvolvidas com o objetivo de suprir algumas deficiências das células mecânicas. A principal diferença das células pneumáticas com relação às células mecânicas deve-se à inexistência de impelidores para agitação da polpa, geração e dispersão das bolhas de ar.

Segundo Chaves & Leal-Filho (2004), nas células pneumáticas o ar é injetado para dentro da célula através de uma peça chamada aerador. Trata-se de um tubo ou placa porosa feita de bronze, vidro ou plástico sinterizado, de modo a resultarem em canais de diâmetros controlados. A célula corresponde a um tanque cilíndrico ou de seção quadrada, onde é feita a separação. A figura 2.7 mostra um exemplo de célula pneumática.

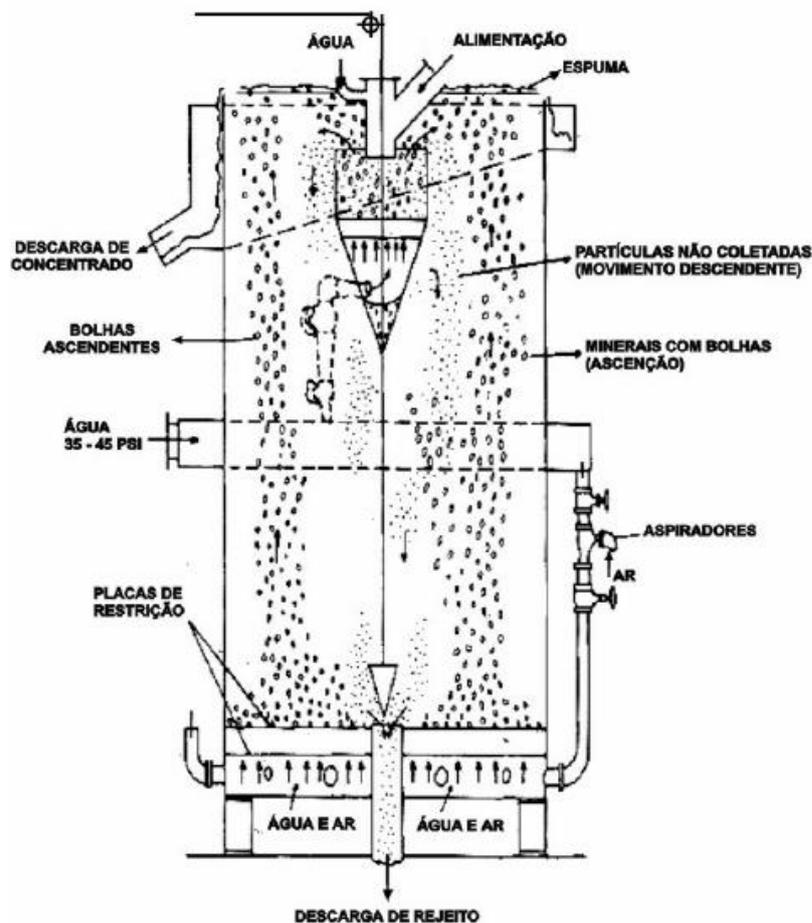


Figura 3.7 - Célula Pneumática (Chaves & Leal-Filho 2004).

Ainda segundo esses autores, toda a agitação deve ser feita pela ação do ar injetado. Em consequência, é de se esperar maior consumo energético. Em contrapartida, as funções de aeração da polpa e separação de espuma não são afetadas pela agitação mecânica, havendo, portanto, condições mais favoráveis.

### 2.5.3 Colunas de Flotação

O termo flotação em coluna foi originalmente desenvolvido no Canadá, no início dos anos 60, após ser patenteada por Boutin & Tremblay, que criaram “The Column Flotation Company of Canada”. Os sucessos das colunas ajudaram a estimular a geração de vários modelos de tanque (Finch *et al.* 2007).

No Brasil, os primeiros testes em escala piloto realizados com a coluna aconteceram no Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear (CDTN), em 1985, a implantação industrial ocorreu apenas em 1991. Desde então vários projetos industriais passaram a utilizar as colunas (Aquino *et al.* 2010).

Vários fatores têm sido decisivos para que a coluna seja aplicada em vários processos de concentração. As melhorias na qualidade dos concentrados, somados aos ganhos no desempenho metalúrgico e a economia dos custos de operação, justificam a importância desse equipamento para a indústria mineral (Oliveira & Aquino 2005).

Takata (2006), afirma que a grande vantagem da flotação em colunas em relação a outros processos é o fato delas serem mais seletivas, produzindo concentrados equivalentes ao das células, em circuitos muito mais simplificados e menos estágios de limpeza. Além disso, não apresentam sistemas de agitação, o que faz os custos com energia elétrica e manutenção serem menores.

Segundo Oliveira & Aquino (2005), um aspecto importante das colunas consiste na sua forma de operação, que é bastante diferente das células mecânicas convencionais, principalmente em relação a sua geometria, a ausência de agitação mecânica, à adição de água de lavagem e ao sistema de geração de bolha.

A figura 2.8 mostra o desenho esquemático da coluna, com ênfase nas principais variáveis do processo.

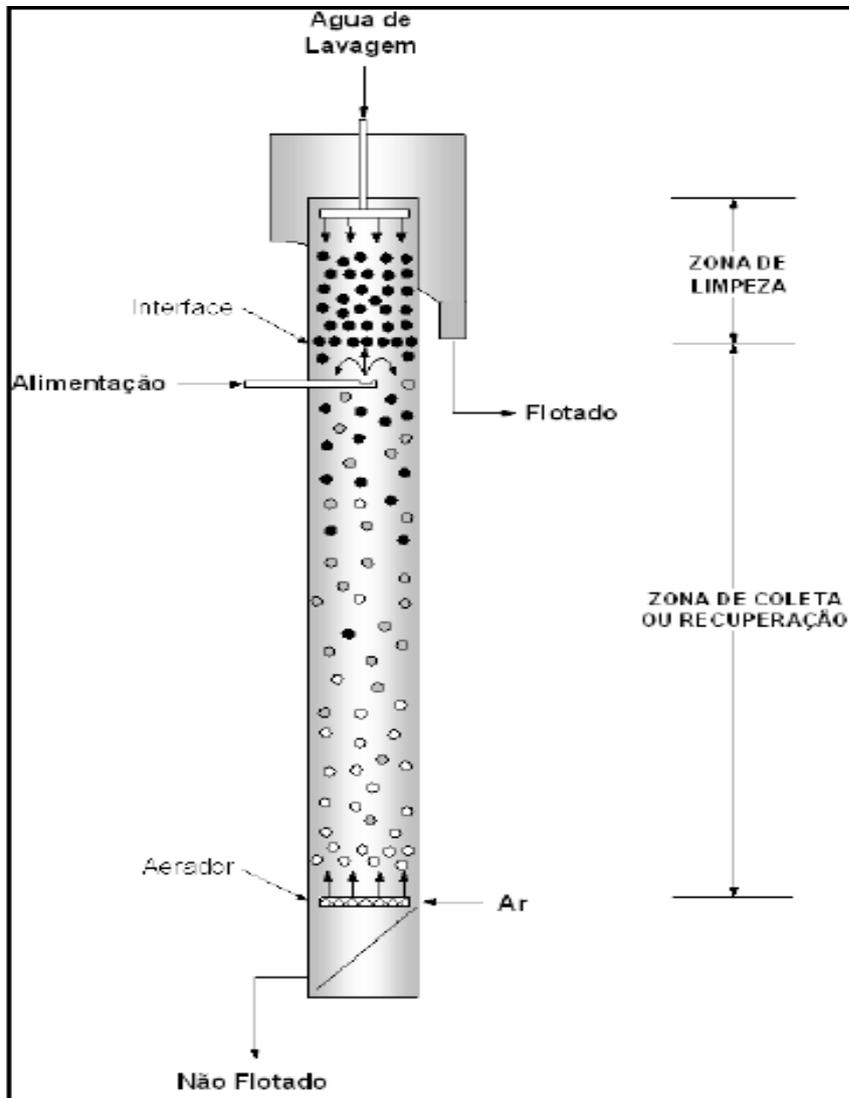


Figura 3.8 - Esquema básico da coluna de flotação (Alquino *et al.* 2010).

Segundo Peres *et al.* (2012), a alimentação da polpa já condicionada é realizada no terço superior da coluna. A polpa segue a direção descendente, em contracorrente com o fluxo de ar, que é alimentado pela parte inferior através de *spargers*<sup>2</sup>. Na zona de coleta<sup>3</sup>, também chamado de recuperação, as partículas

---

<sup>2</sup>“Spargers” são aeradores externos onde a água e o ar sob pressão ou polpa e ar são misturados e injetados na coluna.

aderem às bolhas e seguem para a zona de limpeza<sup>4</sup>, onde está presente a água de lavagem, que tem a função de remover as partículas contaminantes.

As variáveis de processo das colunas de acordo com o Caldara & Correia (2010) são: vazão de ar, vazão de água de lavagem, altura da camada de espuma, tamanho das bolhas, tamanho das partículas, bias<sup>5</sup> e tempo de residência<sup>6</sup>.

A vazão de ar de acordo com Oliveira & Aquino (2005) é a variável de maior relevância no processo de flotação em coluna e tem um grande efeito na recuperação das partículas. Normalmente com o aumento da vazão de ar aumenta a recuperação do mineral flotado até um valor máximo.

A flotação em coluna apesar de ser um processo mais seletivo em relação a célula, apresenta um tempo de residência maior para alcançar a mesma recuperação do mineral de interesse. Devido a isso, em escala industrial torna-se necessário tanto o uso de células como colunas. Em novos projetos é comum encontrar as células atuando na etapa de recuperação e as colunas na etapa de limpeza (Takata 2006).

Oliveira & Aquino (2005), ainda afirma que a principal desvantagem da coluna de flotação com relação às células mecânicas convencionais é a variação dos resultados obtidos, principalmente no que se refere à recuperação. Essa variação pode ser atribuída à menor flexibilidade da coluna em relação à absorção de variações inerentes ao processo.

---

<sup>3</sup> Zona de coleta: Compreendida entre a interface polpa-espuma e ponto de injeção de ar. Essa zona tem a função de coletar as partículas de interesse, através das bolhas de ar.

<sup>4</sup> Zona de limpeza: Compreendida entre a interface polpa-espuma e o transbordo do material. Nesta zona a espuma é lavada através de fluxo de água, que tem a função de eliminar as partículas hidrofílicas.

<sup>5</sup> Bias é a fração residual da água de lavagem que flui pela zona de recuperação sendo o principal responsável pela ação de limpeza nas colunas.

<sup>6</sup> Tempo de residência é o tempo médio que uma determinada partícula de uma substância demora a sair do sistema.

## 2.6 Flotação de Sulfeto - Ouro

O beneficiamento de minérios de ouro é diferente dos demais minérios, devido as suas peculiaridades. O ouro é caracterizado por apresentar uma elevada densidade e maleabilidade, além de ter um valor maior em relação a maiorias dos outros minerais (Peres *et al.* 2002).

Oliveira-Junior (2011) ressalta que o tratamento de minérios sulfetados é uma técnica muito conhecida, porém cada minério apresenta particularidades que devem ser conhecidas e o processo de concentração mais adequado deve ser escolhido por meio de teste em escala de laboratório, posteriormente em escala piloto, para que então passe para escala industrial, se viável.

Peres *et al.* (2002), comenta que a superfície do ouro quando está pura e limpa é naturalmente hidrofílica, porém quando ela apresenta uma camada de contaminante carbonáceo, depositado pela solução ou pelo ar, passa a ser hidrofóbica.

Ainda segundo os autores acima, as rotas de processamento podem se restringir a uma mera adequação granulométrica do minério às etapas hidrometalúrgicas subsequentes ou envolver, além da preparação, estágios de concentração. Nesse último caso, as propriedades diferenciadoras exploradas são a diferença de densidade e a hidrofobicidade (natural ou induzida) entre o ouro e os minerais de ganga.

Ainda de acordo com Oliveira-Junior (2011), o ouro na maioria das vezes é encontrado livre ou agregado aos sulfetos, como arsenopirita (FeAsS), pirita (FeS<sub>2</sub>), galena (PbS), esfalerita (ZnS) e calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>). Assim, para os minérios os quais o ouro encontra-se associado a sulfetos, a concentração por flotação é o método mais empregado (Lins & Monte 2006).

Peres *et al.* (2002) cita que, o mecanismo de flotação de sulfetos contendo ouro associado pode ser explicado simplificadaamente a partir da formação de pontos

de “ancoragem” constituídos por um sal em que o cátion<sup>7</sup> pertence ao retículo cristalino do mineral e o ânion<sup>8</sup> é proveniente do tio-composto empregado como coletor. A ação ativadora dos cátions cúpricos fica explicada pela substituição parcial do cátion superficial do retículo cristalino por  $\text{Cu}^{+2}$ , capaz de formar tiolatos de baixíssima qualidade. Esses pontos de ancoragem, pouco significativos em termos de percentagem de cobertura superficial, são suficientes para a nuclearem a adsorção do produto de oxidação do tiolato.

De acordo com Alexander *et al.* (2006), coletores são compostos orgânicos que tornam os minerais hidrofóbicos, por adsorção de moléculas ou íons na superfície do mineral, para que possa ocorrer o contato entre a partícula e a bolha.

Os autores citados acima afirmam que os coletores podem ser compostos ionizáveis e se dissociarem em íons na água, ou compostos não ionizantes, que são praticamente insolúveis, e tornar o mineral repelente a água, cobrindo sua superfície com uma fina película hidrofóbica.

Baltar (2008), ainda ressalta que a parte polar do coletor, solidofílica<sup>9</sup> ou hidrofílica, tem a função de interagir com a superfície do mineral promovendo a adsorção. Então a parte polar da molécula é responsável pela intensidade da ligação com a superfície e pela seletividade, já a parte apolar é constituída por uma cadeia hidrocarbônica cuja função é tornar a superfície do mineral hidrofóbica.

Uma característica importante dos coletores é a relação entre seu preço e o seu custo no processo de flotação. Normalmente os coletores são manufacturados de produtos naturais ou produzidos a partir de processos químicos. Raramente sua composição química aproxima 100 % da substância ativa. A presença de impurezas

---

<sup>7</sup> Cátion é um íon, normalmente formados por metais alcalinos (família IA) e metais alcalinos terrosos (família IIA) da tabela periódica, apresentam carga positiva, na medida em que perdem um ou mais elétrons (ionização), resultando, assim, num número de prótons superior em relação ao número de elétrons.

<sup>8</sup> Ânion é um íon, que possui carga negativa, pois recebe um ou mais elétrons, resultando num maior número de elétrons em relação ao número de prótons.

<sup>9</sup> Uma substância solidofílica é aquela que tem afinidade com o sólido.

muitas vezes é constante aos processos, o que provoca reações incompletas (Peres *et al.* 2012).

Os coletores mais empregados na flotação de ouro agregado a sulfeto são os pertencentes à família dos tio-compostos ou compostos sulfidrílicos. Os tio-compostos são normalmente comercializados sob forma de sais de sódio ou potássio (Peres *et al.* 2002).

Segundo Baltar (2008), os tio-compostos são compostos orgânicos onde há o enxofre ligado a um átomo de carbono ou fosforo. Esses coletores são ácidos fracos, portanto a ionização depende do pH. As principais características dos tio-compostos segundo Peres *et al.* (2012), são:

- ✓ Diminuição da solubilidade com o aumento da cadeia hidrocarbônica;
- ✓ Baixa ou nenhuma atividade na interface líquido/ar, o que caracteriza ação somente coletora;
- ✓ Alta atividade química com relação a ácidos, agentes oxidantes e íons metálicos.

## **2.7 Flotabilidade de partículas finas e ultrafinas**

O esgotamento de depósitos minerais aumenta a preocupação em conservar os recursos não renováveis de baixo teor e disseminados. Essa disseminação gera a necessidade de concentrar partículas finas e ultrafinas causado pelo excesso de moagem para que haja a liberação do mineral (Santos *et al.* (2011),

Peres (2004), classifica como partículas finas aquelas com 100 $\mu$ m e 10 $\mu$ m, as ultrafinas entre 10 $\mu$ m e 1 $\mu$ m e “coloides” abaixo de 1 $\mu$ m, sendo que as ultrafinas e coloides são consideradas lamas.

Ainda segundo Peres (2004), a deslamagem não é feita necessariamente a 10 $\mu$ m, o corte depende do consumo de reagentes e da seletividade no processo. Um

fenômeno comum, conhecido como *slimes coating*<sup>10</sup>, pode inibir a flotação. Na flotação, partículas finas menores que o tamanho crítico seguem a partição da água.

Já para Baltar (2008), não existem granulometria para identificar partículas finas e ultrafinas, mas em geral consideram-se partículas finas aquelas que dificultam o processo de flotação das outras partículas. Partículas finas podem variar de 37 $\mu$ m a 10 $\mu$ m dependendo do grau de dificuldade para a seletividade do processo e da tolerância do coletor para a “lama”.

Segundo Baltar (2008), a dificuldade para a flotação de partículas finas deve-se:

- ✓ Ao pequeno tamanho da partícula: a dificuldade de colisão entre a bolha de ar e a partícula aumenta a medida que diminui o tamanho das partículas, como resultado a velocidade de flotação das partículas finas é bastante lenta.
- ✓ À pequena massa da partícula: devido à pouca quantidade de movimento, as partículas finas tendem a seguir as linhas de fluxo do líquido o que evita a colisão com a bolha, sendo o primeiro passo para que a flotação ocorra.

Santos & Dutra (2011) reforçam dizendo que frequentemente partículas menores que 10 $\mu$ m, denominadas ultrafinas, têm baixa eficiência de colisão com as bolhas de ar e acabam sofrendo arraste hidrodinâmico. Este mecanismo não difere as partículas hidrofílicas das hidrofóbicas e está relacionado com a recuperação de água.

Capponi (2005) cita outros problemas que contribuem para dificultar a flotação de partículas finas e ultrafinas como: elevada adsorção de reagentes, rigidez da espuma e uma baixa seletividade na adsorção de reagentes. Todos esses fatores contribuem para uma diminuição da cinética de flotação, uma menor

---

<sup>10</sup> *Slime coating* ocorre quando as partículas finas recobrem as partículas do mineral de interesse dificultando a seletividade do coletor.

recuperação e uma pior seletividade dos reagentes. A figura 2.9 mostra os principais problemas envolvendo a flotação de partículas finas e ultrafinas (Subrahmanyam & Forssberg 1990 *Apud* Rodrigues 2004).

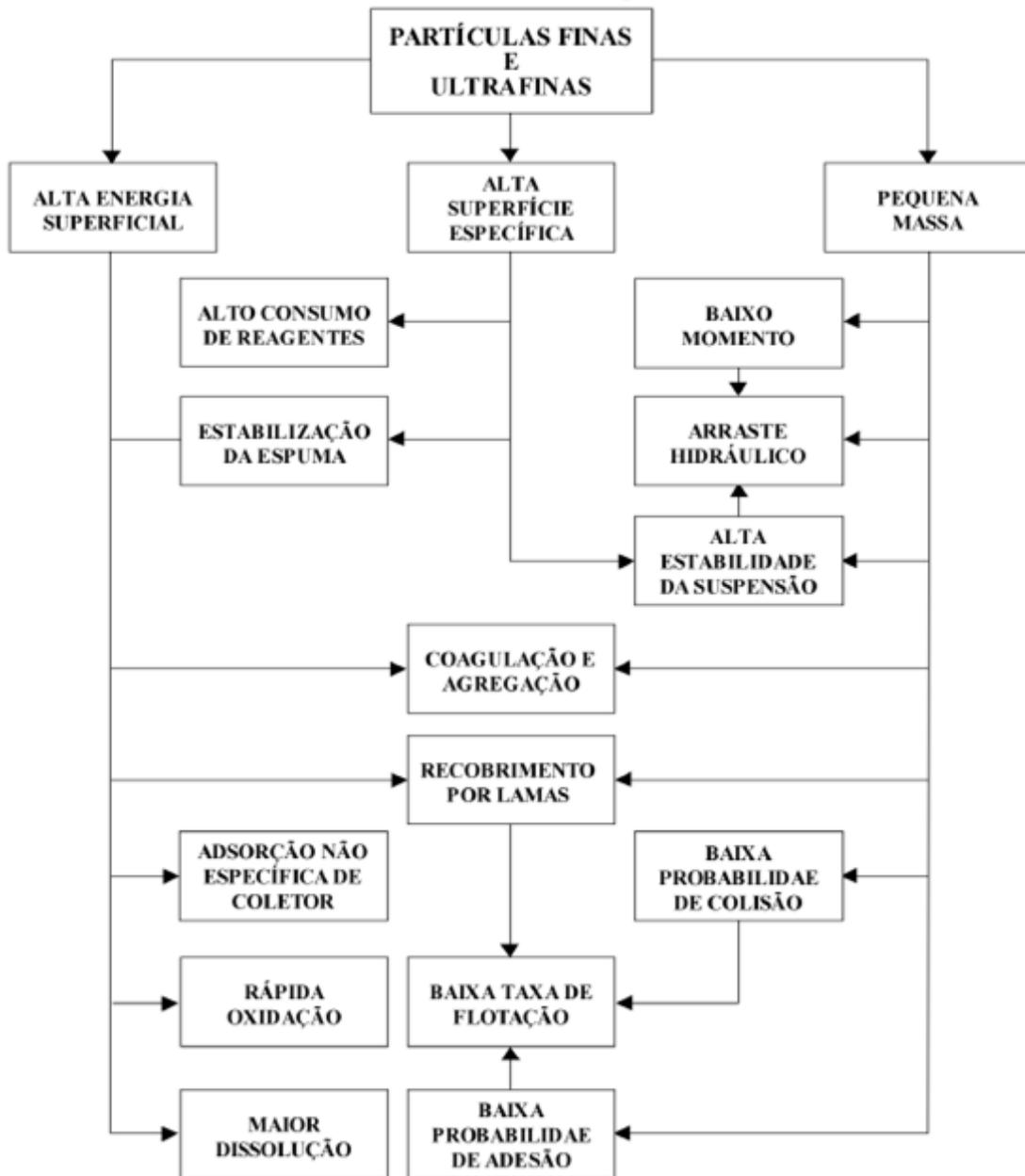


Figura 3.9 - Problemas associados ao tratamento de partículas finas (Subrahmanyam & Forssberg 1990 *Apud* Rodrigues 2004).

Oliveira (2007) cita que é bastante difundida na literatura técnica a concepção de que o consumo rápido e desproporcional de coletor pelas partículas finas, devido

à sua maior superfície específica, acarreta uma menor cobertura superficial das partículas grosseiras que seriam, por esta razão, menos flotáveis.

Oliveira (2007) ainda afirma que a dificuldade para recuperar partículas finas pode ser atribuída a fatores hidrodinâmicos e ao efeito da carga elétrica das partículas e bolhas. A dimensão da bolha é um parâmetro importante, que, no entanto, tem sido difícil exercer um controle efetivo e que continua sendo um campo para grandes pesquisas e perspectivas.

De acordo com Rao & Mallikarjunan (1981), o tratamento de partículas finas e ultrafinas ainda é um problema crítico. Embora existam várias técnicas para a concentração de tais finos, um grande número de problemas ainda terá que ser resolvidos antes que possam tornar comercialmente bem-sucedido a recuperação dessas partículas. É importante reconhecer que a solução desse problema depende, em grande parte, do entendimento completo do comportamento fundamental das partículas finas e ultrafinas, o que pode ser alcançado pelo trabalho colaborativo de cientistas e engenheiros.

Já Rubio *et al.* (2004), cita em seu trabalho que as alternativas para o aumento de recuperação de partículas finas e ultrafinas são diversas e apresentam um grau diferenciado de eficiência. As existentes são baseadas em novos conceitos de diminuição da geração, em planta, de finos e ultrafinos, da otimização da "captura" de partículas por bolhas e do aumento do tamanho das partículas problema. As técnicas com maior potencial são as que empregam CAI<sup>11</sup> seguida de flotação transportadora e/ou auto transportadora, tratamento fracionado por tamanhos, flotação "rougher flash" ou "unit", flotação com maior "hold up" de ar, flotação "estender" otimizada (com óleos emulsificados), com uso de bolhas (com ou sem modificação de carga) de menor tamanho em células convencionais.

O autor ainda cita que a redução da geração de finos e ultrafinos é possível pelo controle da etapa de cominuição, ou seja, britagem, moagem e estágios de

---

<sup>11</sup> CAI – Condicionamento em Alta Intensidade.

rebritagem, classificação da alimentação separando as partículas finas e ultrafinas das frações mais grosseiras e o uso de flotação rápida "Unit" ou "Rougher-Flash", com colunas de flotação de "alto teor" (enriquecedoras).

Segundo Baltar (2008), por questões econômicas o aproveitamento de finos e ultrafinos é necessário. Assim para os casos que o aproveitamento de finos é importante, o autor recomenda minimizar os seus efeitos:

- ✓ Aumentando a concentração do coletor – considerando que os finos têm maior superfície específica e, assim, há a necessidade de se aumentar a disponibilidade de moléculas do reagente;
- ✓ Evitando o uso de coletores que se adsorvem fisicamente <sup>12</sup> para contrabalancear a tendência da adsorção não seletiva nos finos;
- ✓ Realizando o condicionamento e flotação dos finos separados dos grossos;
- ✓ Adotando um maior tempo de flotação – tendo em vista a baixa cinética de flotação dos finos;
- ✓ Usando um reagente dispersante para evitar a agregação dos finos e recobrimento superficial.

Baltar (2008) ainda menciona que para contornar a dificuldade de flotar partículas finas e ultrafinas e aumentar a recuperação dessas partículas deve-se aumentar a intensidade de agitação e gerar bolhas de pequeno tamanho, pois para um determinado fluxo de ar, a colisão aumenta com a redução do tamanho da bolha.

---

<sup>12</sup> Adsorção é definida como a concentração de uma determinada espécie química na superfície, podendo ser física ou química. Na adsorção física ocorre uma atração puramente eletrostática já na adsorção química ocorre uma afinidade entre um íon da superfície e um íon da fase líquida.

### 3 METODOLOGIA

O trabalho proposto envolve preparação das amostras, caracterização granulométrica e ensaios de flotação em bancada. Todo estudo experimental foi realizado no laboratório tratamento de minérios do CEFET-MG, campus Araxá. As análises químicas foram realizadas pelo laboratório químico da AngloGold Ashanti, complexo Cuiabá. A figura 3.1 ilustra o fluxograma esquemático das etapas.

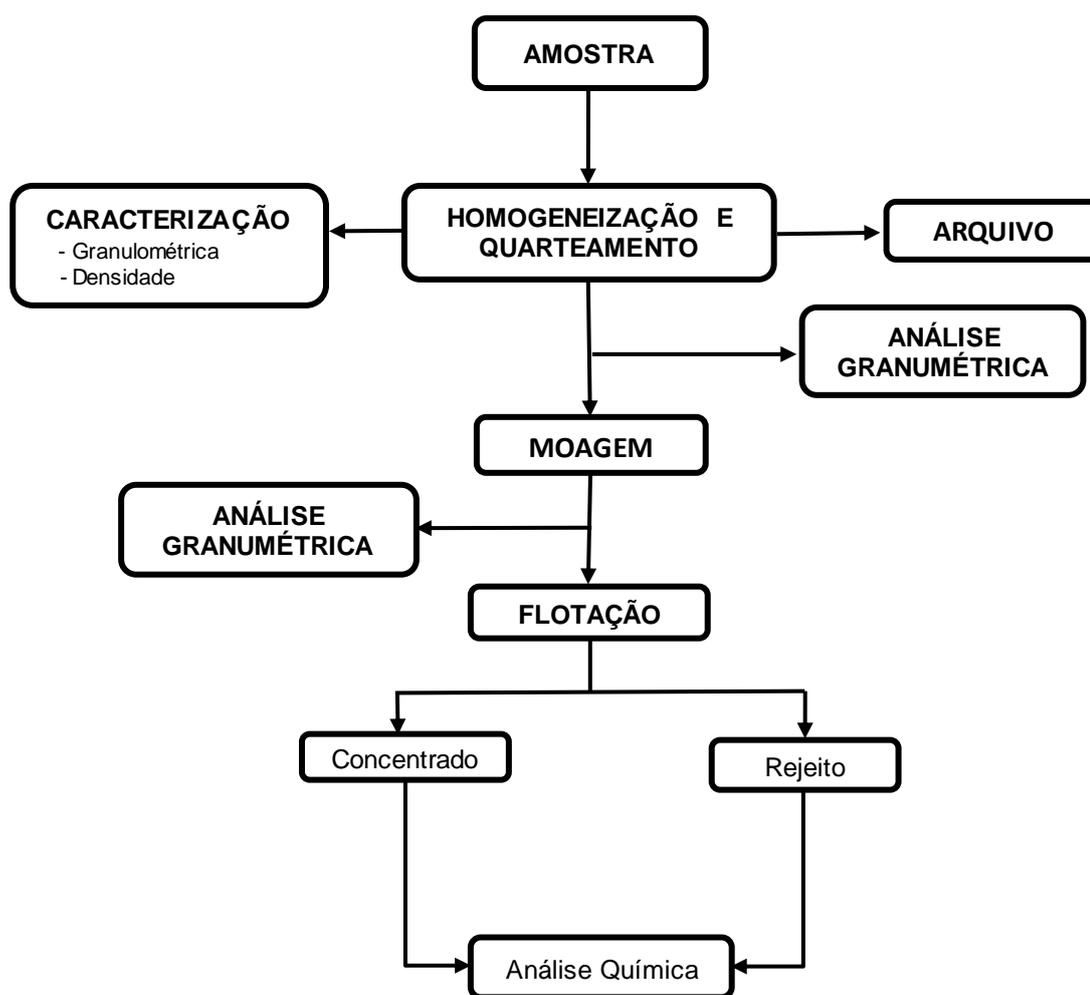


Figura 3.1 - Fluxograma elaborado para os testes.

#### 3.1 Preparação da amostra

Este tópico irá abordar a amostragem, a determinação do tempo de moagem, a análise granulométrica do produto da moagem bem como a moagem propriamente dita.

### 3.1.1 Amostragem

O estudo partiu de uma amostra primária de aproximadamente 75 kg, que inicialmente foi homogeneizada e quarteada a fim de obter alíquotas representativas para a análise granulométrica e pycnometria, conforme descrito abaixo.

Primeiramente, o minério foi homogeneizado pelo método de pilha cônica que consiste em levantar os vértices da lona, de maneira alternada, fazendo que o material da base da pilha seja transferido para o topo, em cada passada. Após o sétimo tombamento, o topo do cone foi achatado e o material dividido em quatro porções, conforme a figura 3.2.

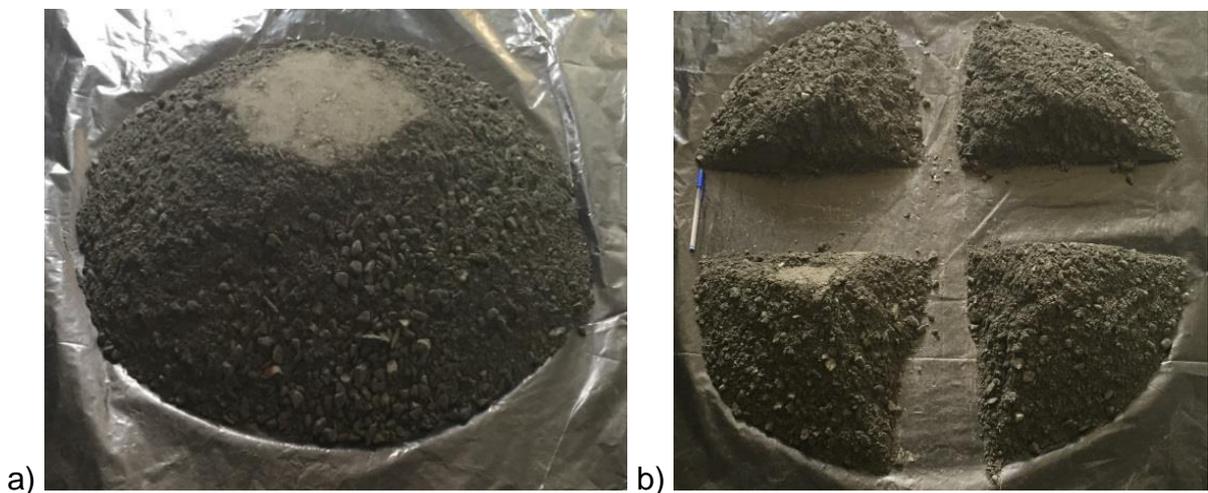


Figura 3.2 - a) Pilha em cone achatada; b) Pilha dividida em 4 setores.

Os dois setores em diagonal foram reunidos, obtendo duas alíquotas, de modo que uma delas, com aproximadamente 50% da amostra inicial, foi arquivada enquanto a outra foi novamente homogeneizada. Este procedimento foi realizado mais duas vezes, até que se obteve uma alíquota com aproximadamente um quarto da massa inicial.

Após essa etapa, realizou-se novo quarteamento pelo método de pilha alongada que consiste em distribuir o minério sobre a lona com velocidade constante, como apresentado na figura 3.3. Após a distribuição, as pontas da pilha são retiradas e redistribuídas e o material dividido em segmentos, como mostrado na figura 3.4. O quarteamento é feito formando duas novas alíquotas com seções

alternadas. Assim, arquivou-se uma das alíquotas enquanto a outra foi novamente quarteada até que se obteve uma alíquota final com aproximadamente 1 kg.

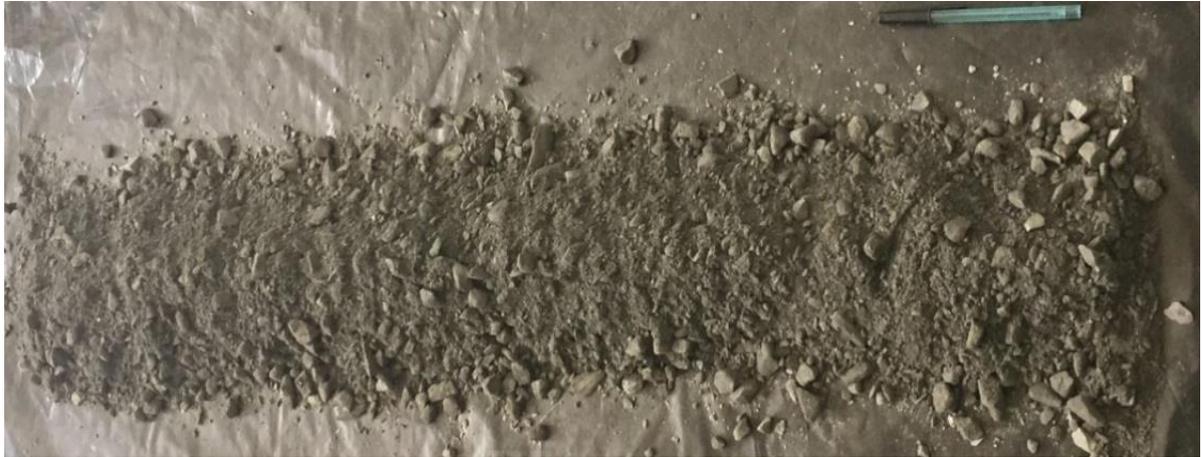


Figura 3.3 - Pilha alongada.



Figura 3.4 - Pilha Alongada segmentada.

### 3.1.2 Determinação do tempo de moagem

Para a realização deste trabalho foi necessário determinar um tempo de moagem em que, a princípio, 80% do material fosse passante na peneira de 0,044mm (325#). Dessa forma, realizou-se a moagem a úmido, em um moinho de bolas, com o grau de enchimento igual a 36% do volume útil e com uma velocidade obedecendo às limitações técnicas do equipamento. A tabela 3.1 mostra as informações sobre os parâmetros da moagem.

Tabela 3.1 - Parâmetros referente a moagem.

Dimensões do moinho (m)	0,190 x 0,115
Grau de enchimento (%)	36
Densidade real do minério (kg/m <sup>3</sup> )	2800
Densidade do líquido (kg/m <sup>3</sup> )	1000
Densidade aparente das bolas (kg/m <sup>3</sup> )	3800
Densidade real das bolas (kg/m <sup>3</sup> )	7700
Carga de bolas (kg)	2,773
% sólidos	64,25
Volume de líquido (ml)	217
Massa de minério (g)	390

Depois de determinar todos os parâmetros para os testes de moagem, realizaram-se 04 testes com diferentes tempos, sendo estes 90, 120, 135 e 195 minutos, no moinho ilustrado pela figura 3.5.

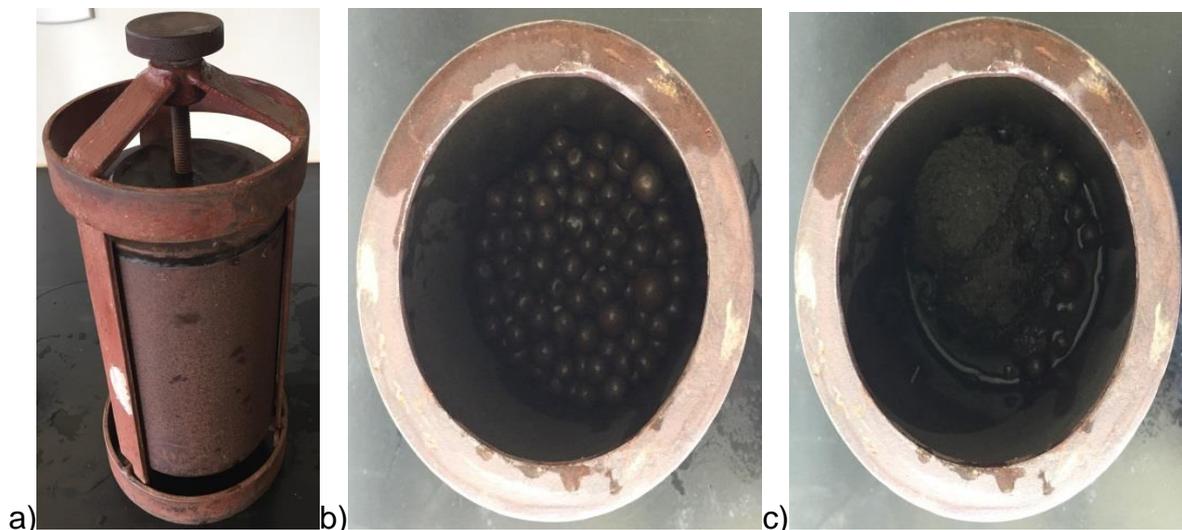


Figura 3.5 - -a) Moinho de bolas; b) interior do moinho com bolas; c) interior do moinho com as bolas, a água e a amostra.

Após a moagem, o material foi peneirado a úmido na malha com abertura de 0,044mm. A fração retida e a fração passante foram levadas para a estufa para posteriormente suas massas serem pesadas e analisadas.

### 3.1.3 Análise granulométrica do produto da moagem

O produto da moagem foi classificado a úmido em um peneirador vibratório nas malhas compreendidas entre 1,18mm e 0,038mm. As aberturas das peneiras estão indicadas nas tabelas 3.2.

Tabela 3.2 - Abertura das peneiras.

<b>Mesh</b>	<b>Milímetros</b>
14	1,18
28	0,600
35	0,425
65	0,212
100	0,150
150	0,106
200	0,075
270	0,053
325	0,045
400	0,038

A fração retida e a fração passante foram levadas a estufa, após secarem, suas massas foram pesadas e analisadas. Na fração abaixo de 0,038mm foi realizada a análise no granulômetro a *laser* CILAS 1064 no laboratório do departamento de engenharia de minas, da Universidade Federal de Ouro Preto.

### 3.1.4 Moagem

O material foi moído a úmido no moinho de bolas, no tempo ótimo determinado na etapa anterior, com uma massa de alimentação de 390 g, porcentagem de sólidos de 64,25% e carga de bolas de 2773 gramas.

Os ensaios de flotação foram realizados logo após a moagem, repolpando o material para 25% de sólidos. Este procedimento foi adotado para prevenir a oxidação do sulfeto, já que o enxofre, mineral presente no minério pode apresentar diversos estados de oxidação, permitindo a formação de diversos compostos orgânicos e inorgânicos.

## 3.2 Caracterização da amostra

A caracterização da amostra do minério de ouro consistiu basicamente na determinação da densidade pelo método do picnômetro e na caracterização granulométrica.

### 3.2.1 Picnometria

A caracterização de um material é de extrema relevância para os estudos de interações entre fluidos e partículas. Para obtenção da massa específica de partículas sólidas pode-se utilizar um método simples e rápido denominado picnometria. Esse método consiste em determinar a densidade real de materiais sólidos utilizando um balão de fundo chato, o sólido e a água.

A equação (1) é utilizada nos cálculos para estimar a massa específica dos sólidos:

$$\rho_s = \frac{M2 - M1}{(M4 + M2) - (M1 + M3)} \quad (1)$$

Sendo:

$\rho_s$  = densidade do sólido;

M1 = peso do picnômetro seco;

M2 = peso do picnômetro + amostra;

M3 = peso do picnômetro + amostra + água;

M4 = peso do picnômetro + água.

Dessa forma, com o objetivo de determinar a densidade do material foram realizados cinco testes utilizando o método picnometria, como forma de assegurar a confiabilidade do experimento.

O procedimento adotado para determinar a densidade do minério consistiu em pesar o picnômetro vazio, previamente limpo e seco, de acordo com a figura 3.6.

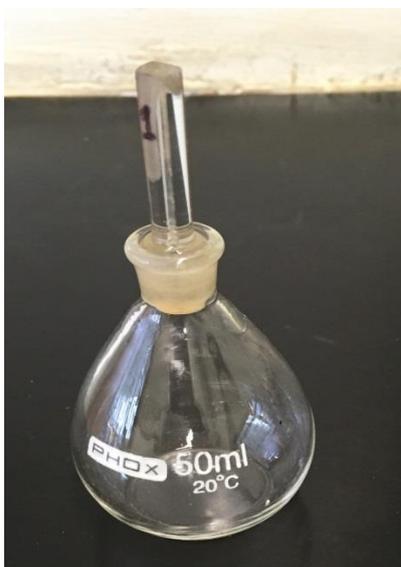


Figura 3.6 - Picnômetro limpo e seco.

Após isso, foi adicionada certa quantidade de massa do material no picnômetro, como mostra a figura 3.7, o conjunto foi então pesado.

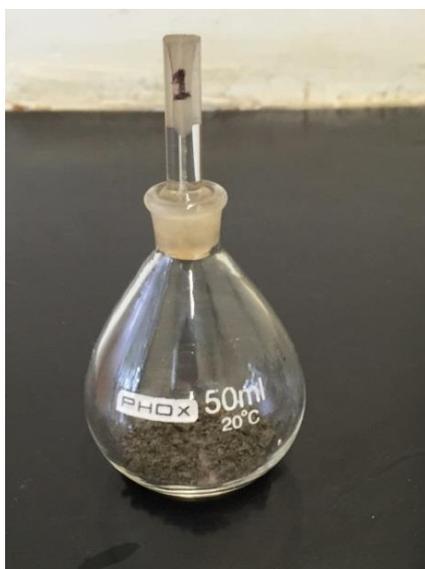


Figura 3.7 - Picnômetro com amostra.

Em seguida, o picnômetro foi totalmente preenchido com água, de maneira a não permitir o surgimento de bolhas no interior do recipiente, conforme ilustra a figura 3.8. Pesou-se o conjunto picnômetro, água e amostra.



Figura 3.8 - Pícnômetro com amostra e água.

Por fim, o pícnômetro foi completamente esvaziado e limpo. Adicionou-se 50 ml de água, enchendo totalmente o recipiente, conforme a figura 3.9. Feito isto, pesou-se o conjunto pícnômetro e água.

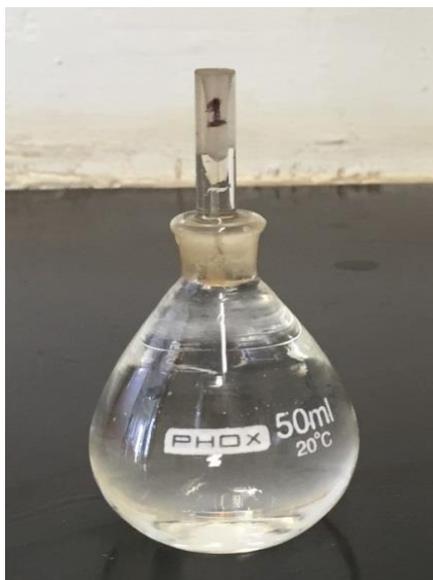


Figura 3.9 - Pícnômetro com água.

O mesmo procedimento foi repetido para os outros quatro pícnômetros.

### 3.2.2 Caracterização granulométrica

A caracterização granulométrica das amostras foi realizada utilizando peneiras com as aberturas indicadas na tabela 3.3. Para realização das análises granulométricas foram utilizadas quantidades adequadas da amostra, aproximadamente 1 kg, determinadas em função da granulometria do minério, do número de peneiras e da abertura da tela.

Dessa forma, o procedimento adotado para realização das análises granulométricas constituiu em um peneiramento combinado (dois peneiramentos a seco e um peneiramento a úmido).

Tabela 3.3 - Abertura das peneiras.

<b>Mesh ou "</b>	<b>Milímetros</b>
3/8"	9,50
4	4,75
6	3,35
8	2,36
10	1,70
14	1,18
28	0,600
65	0,212
100	0,150
150	0,106
200	0,075
270	0,053
325	0,045
400	0,038

O primeiro peneiramento a seco, foi realizado com uma fração mais grosseira do material na faixa compreendida entre 9,50mm e 1,18 mm, por 10 minutos, conforme ilustra a figura 3.10. O passante na malha 1,18mm novamente homogeneizado, quarteado e uma alíquota foi lavada na peneira com abertura de 0,038mm, como mostra a figura 3.11, sendo a fração retida e a fração passante, identificadas e levadas à estufa. Após a secagem do material retido, realizou-se o segundo peneiramento a seco nas faixas entre 1,18mm e 0,038mm, por 25 minutos, feito isto, a fração retida em cada malha foi pesada e identificada. Este procedimento foi repetido mais duas vezes.



Figura 3.10 - Peneiramento a seco nas faixas entre 9,50mm e 1,18mm.



Figura 3.11 - Peneiramento a úmido na malha de 0,038 mm.

### 3.3 Procedimento Experimental

Os ensaios foram realizados em uma célula de flotação Denver, como mostra a figura 3.12, com uma cuba de volume de 1500 ml. A velocidade do impelidor foi ajustada para 1100 rpm com a vazão de ar ajustada ao máximo. O pH foi medido através do pHmetro.



Figura 3.12- Célula de flotação.

Foram realizados 6 testes de flotação, variando as dosagens dos coletores e espumante, todos em duplicatas. Os reagentes e as dosagens utilizados estão detalhados na tabela 3.4.

Tabela 3.4 - Dosagem de reagentes por teste.

Testes	Ativador	Coletores		Espumante
	Sulfato de cobre (g/t)	Danafloat <sup>13</sup> D245 – 67% <sup>14</sup> (g/t)	Flomin <sup>15</sup> C3430 –33% (g/t)	INT 102 (álcool) (g/t)
1	190	45		30
2	190	45		60
3	190	90		30
4	190	90		60
5	190	180		30
6	190	180		60

<sup>13</sup> Ditiofosfato de sódio.

<sup>14</sup> As proporções dos coletores utilizadas nos testes são as mesmas usadas na usina de beneficiamento da Mina de Cuiabá.

<sup>15</sup> Isobutil xantato de sódio

Todos os reagentes foram preparados diariamente, diluídos na proporção de 0,1% para o coletor e 1% para o espumante e ativador, de modo a não perde a qualidade dos mesmos, como ilustra a figura 3.13. Os testes de flotação foram realizados conforme o seguinte procedimento:

- i. Preparação da polpa, adequando para 25% de sólidos;
- ii. Medição do pH inicial;
- iii. Adição de 75% do ativador e condicionamento por 5 minutos;
- iv. Adição de 33% da solução coletora e 60% do espumante e inicia-se a flotação;
- v. Após 4 minutos adição de mais 33% da solução coletora e mais 25% do ativador;
- vi. Após 5 minutos adição de mais 33% da solução coletora e mais 40% de espumante;
- vii. Medição do pH final;
- viii. Remoção da espuma da cuba até a exaustão;
- ix. Colocaram-se os concentrados e o rejeito na estufa;
- x. Os produtos foram pesados, identificados, homogeneizados, quarteados e levados para a análise química.

Foram realizadas as análises químicas para todos os produtos, rejeitos e concentrados, e para a alimentação. As análises foram realizadas no laboratório químico da Anglo Gold, por meio da técnica “fireassay”.



Figura 3.13 - Espumante; ativador; coletores – da esquerda para direita.

## 4 RESULTADOS E DISCUSSÕES

Neste tópico será apresentado o estudo da caracterização das amostras, a determinação da curva de moagem e os testes de flotação realizados.

### 4.1 Caracterização das amostras

A partir dos ensaios realizados foram obtidos os resultados a seguir.

#### 4.1.1 Picnometria

Através da equação (1) e com os dados obtidos, a densidade do minério foi calculada. A tabela 4.1 mostra os resultados.

Tabela 4.1 - Medidas das massas dos picnômetros e densidades.

<b>Picnômetro</b>	<b>Picn.vazio (g)</b>	<b>Picn.minério (g)</b>	<b>Picn.água+minério (g)</b>	<b>Picn.água (g)</b>	<b>Densidade (g/cm<sup>3</sup>)</b>
01	30,70	34,86	82,88	80,20	2,81
02	30,90	35,48	84,46	81,51	2,81
03	30,36	34,14	83,59	81,09	2,95
04	31,05	34,43	83,64	81,47	2,79
05	32,84	36,18	84,82	82,70	2,74

Excluindo os valores extremos, foi encontrado um valor médio para a densidade do minério estudado, conforme apresentado na tabela 4.2.

Tabela 4.2 – Densidade média do minério estudado.

<b>Identificação do picnômetro</b>	<b>Densidade (g/cm<sup>3</sup>)</b>
01	2,81
02	2,81
04	2,79
<b>Média</b>	<b>2,80</b>

#### 4.1.2 Caracterização granulométrica

A distribuição granulométrica da amostra é apresentada na figura 4.1.

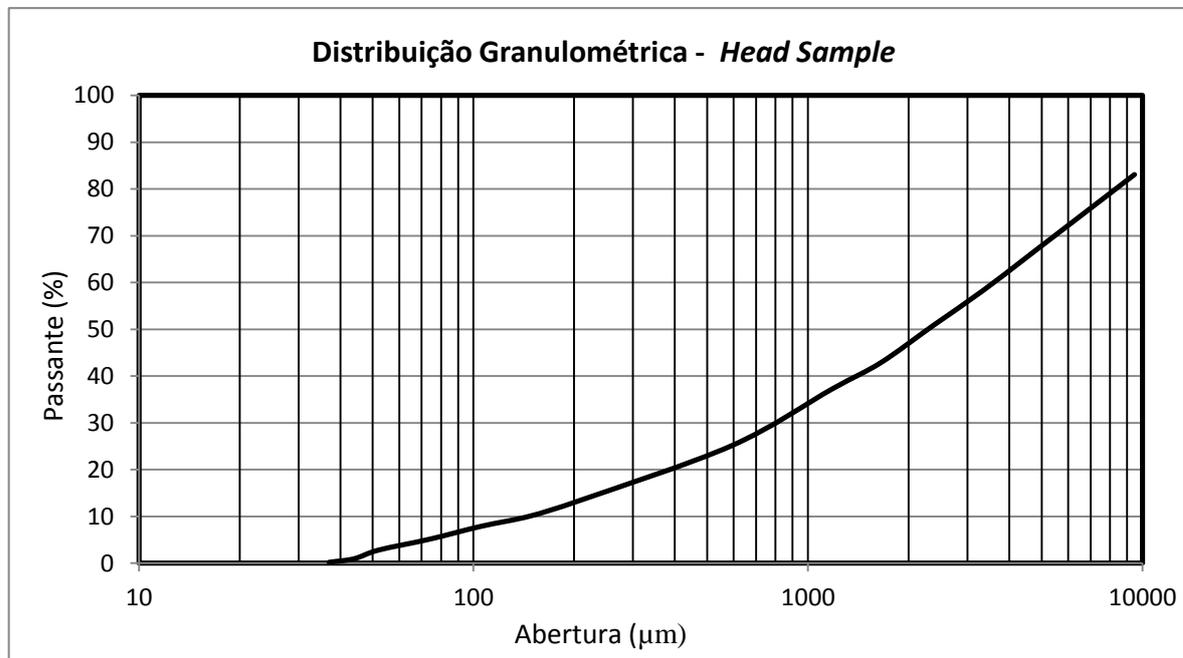


Figura 4.1 - Distribuição granulométrica da amostra.

Os resultados mostram que o minério apresenta uma ampla faixa granulométrica, ou seja, trata-se de uma amostra bastante heterogênea evidenciando um  $d_{80}$  de aproximadamente 8,0 mm. Esse resultado era esperado já que a amostra é produto de uma britagem terciária. Nota-se também que cerca de 60% da amostra já está enquadrada na granulometria de alimentação da moagem em 3 mm.

#### 4.2 **Determinação do tempo de moagem**

Devido às limitações técnicas, já mencionadas, em princípio determinaram-se dois valores de tempos extremos, 90 e 195 minutos, e a partir dos resultados oriundos desses tempos, apuraram-se os valores até a obtenção do tempo ótimo.

O tempo de moagem que mais se adequou ao objetivo do trabalho foi o de 120 minutos, em que 80,37% da amostra é passante na peneira de 0,044mm, conforme mostra a figura 4.2.

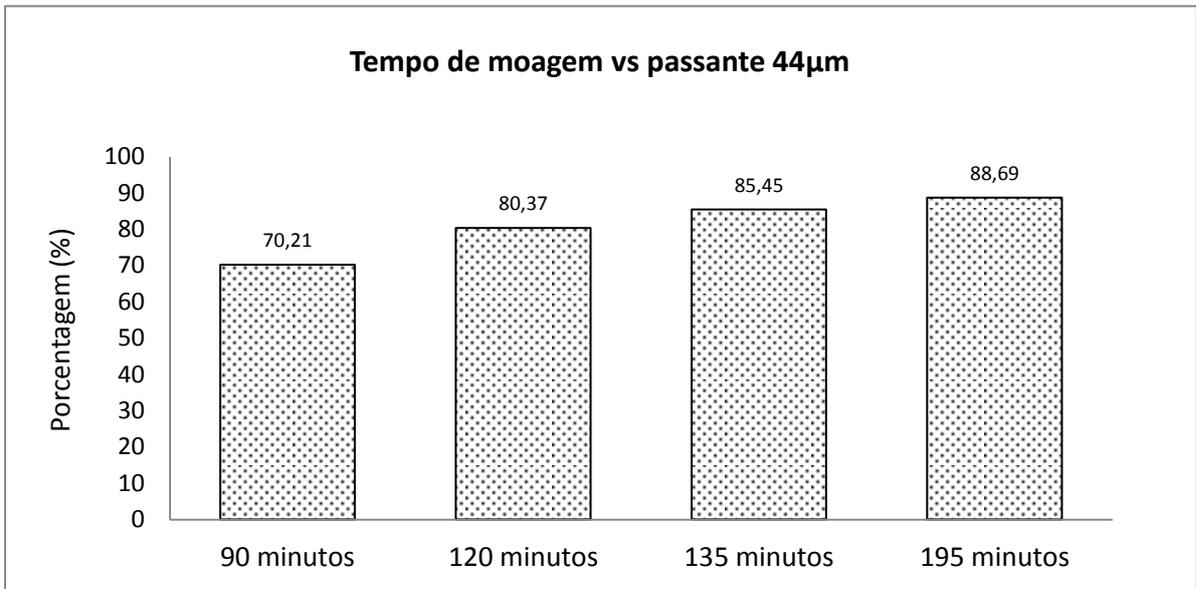


Figura 4.2 - Tempo de moagem versus passante em 44µm.

### 4.3 Análise granulométrica do produto da moagem

A figura 4.3 apresenta a análise granulométrica do produto da moagem obtida pela combinação das técnicas de peneiramento e difração a *laser*.

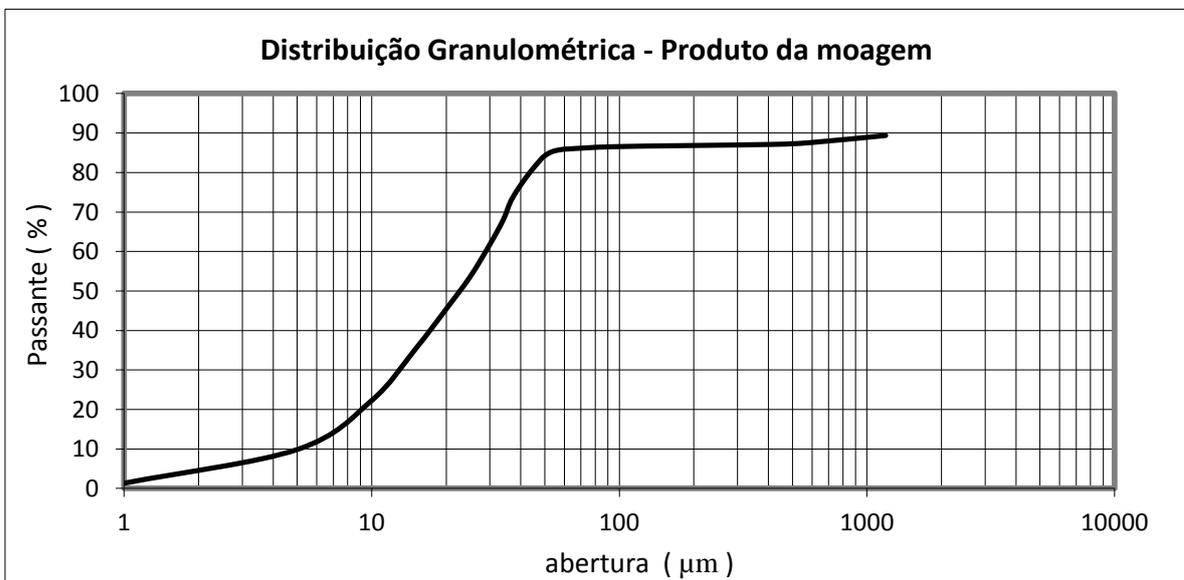


Figura 4.3 - Distribuição granulométrica do produto da moagem.

O resultado confirma o valor de 80% passante na malha de 44 $\mu$ m no tempo estabelecido de 120 minutos, que era o objetivo proposto no trabalho. A distribuição ainda revela a geração de 22% de lama, ou seja, abaixo de 10 $\mu$ m e devido à ausência do uso da deslamagem, essas partículas irão compor a alimentação da flotação.

#### 4.4 Flotação

O minério em estudo apresenta um teor médio de ouro de 5,68 g/t e 7,06% de enxofre. Nas figuras 4.4 e 4.5 são apresentados e discutidos os resultados da flotação, tanto para o enxofre (S) quanto para o ouro (Au).

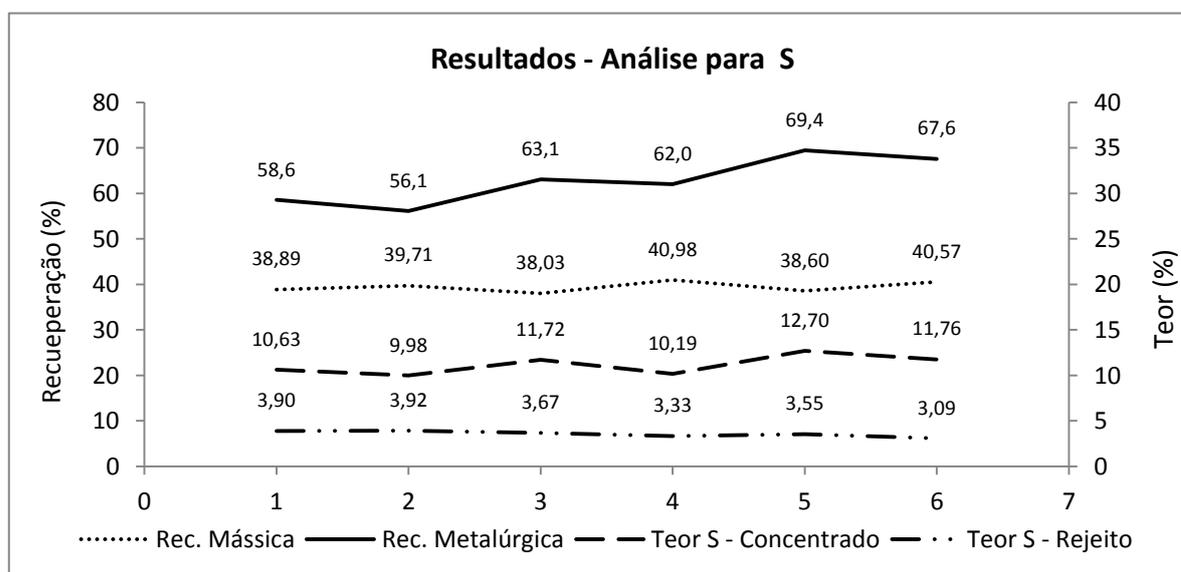


Figura 4.4 - Resultados da análise para S.

Percebe-se que com o aumento da dosagem do espumante, de 30g/t (testes 1,3,5) para 60g/t (testes 2,4,6), houve queda do teor de S no concentrado e um pequeno aumento da recuperação mássica. Essa correlação provavelmente está associada a uma excessiva estabilidade da espuma que, conforme descrito por Dippenaar (1982) e Baltar (2008), proporcionam ganhos nos índices de recuperação mássica, já que as partículas hidrofílicas ficam aprisionadas na película de líquido resultando na diminuição do teor no concentrado.

Durante a realização dos testes com dosagem elevada de espumante (testes 2,4,6), foi possível observar a formação de bolhas grandes e resistentes. Essas condições, segundo Harris (1982) e Ata *et al.* (2003) denunciam a presença de partículas finas, que por sua vez aumentam a viscosidade da polpa e obstruem os canais de drenagem tornando a espuma excessivamente estável. Logo, conclui-se que a menor dosagem de espumante, foi suficiente para manter a estabilidade do agregado partícula-bolha e garantir a etapa de transporte.

Ainda na figura 4.4, verifica-se que com o aumento na dosagem de coletor, de 45g/t para 180g/t, a recuperação metalúrgica e o teor de S no concentrado também aumentaram, já o teor de S no rejeito diminuiu. Os melhores resultados podem ser observados nas dosagens de 180 g/t de coletor, porém mesmo assim a dosagem não foi suficiente para garantir uma recuperação metalúrgica aceitável, chegando a apenas 69,4%. Algumas peculiaridades para o ocorrido são: elevada área superficial específica que provoca excessivo consumo de reagente; Dificuldade no contato partícula-bolha, já que as partículas de menor área tendem a acompanhar as linhas de fluxo diminuindo assim a probabilidade de colisão e dificuldade de adesão às bolhas de ar provocado pela excessiva hidratação da superfície. Todos esses problemas citados acima podem explicar o alto teor de S no rejeito.

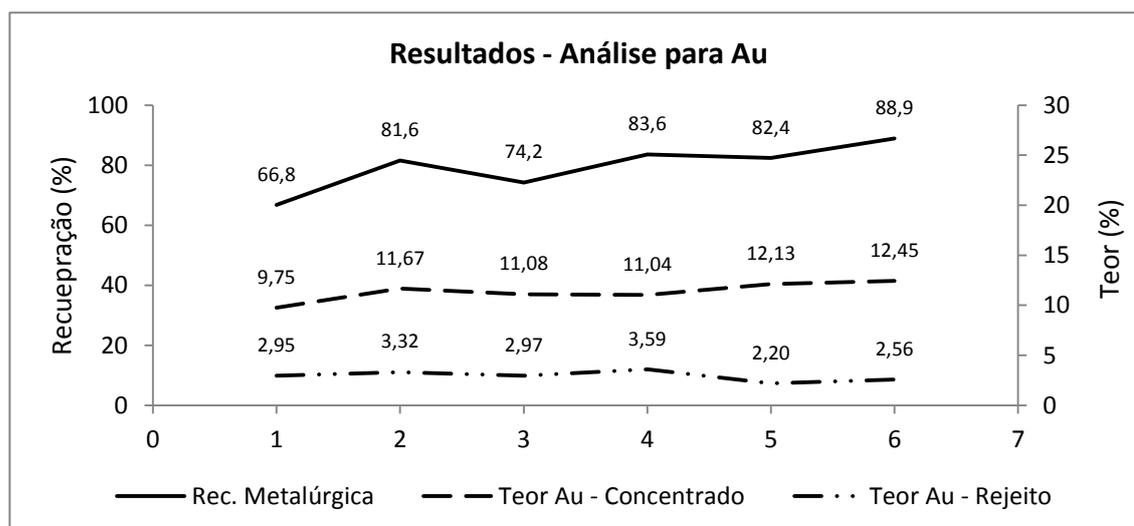


Figura 4.5 – Resultados da análise para Au.

Assim como mostrado nos resultados de S, o aumento da dosagem de coletor proporcionou elevação na recuperação metalúrgica e no teor de Au no concentrado. Esse comportamento já era esperado visto que parte do Au está disseminado na matriz arsenopirítica. Da mesma forma, a recuperação metalúrgica e o teor de Au no concentrado não atingiram valores aceitáveis, apesar dos testes serem realizados apenas em etapa *rougher*.

O efeito da dosagem de espumante na recuperação metalúrgica de Au foi inversamente proporcional para aqueles encontrados no S. Considerando que a recuperação mássica se manteve basicamente constante, o impulso da recuperação metalúrgica certamente foi provocado pelo aumento de teor de Au no concentrado. Apesar de se tratar de um minério sulfetado complexo, frequentemente encontra-se certa quantidade de ouro livre. Para Lins & Monte (2006) o ouro é mais difícil de flotar se comparado ao sulfeto e dentre as condições que viabilizam esta operação, está o maior consumo de espumante. Para este caso, a elevação da recuperação metalúrgica em altas dosagens de espumante foi proporcionada pela coleta de partículas de ouro livre.

Avaliando os dois resultados, os melhores índices para S sugerem a dosagem 180g/t de coletor e 30g/t de espumante, já para o Au os melhores índices se encontram em 180/60. Por se tratar de uma flotação de sulfetos e considerando um gasto excessivo e desnecessário de espumante, escolhe-se como melhor dosagem a de 180/30 que proporcionará maior recuperação metalúrgica para o S, 69,4% e menor teor de Au no rejeito, 2,2%.

Os resultados não atingiram os objetivos iniciais e reforçam a dificuldade de flotar em maneira convencional partículas abaixo de 44 $\mu$ m. Atualmente, a planta da Anglo Gold alcança índices de 91% de recuperação de S, operando com um P<sub>80</sub> de 74 $\mu$ m. Como alternativas para aperfeiçoar os índices, sugerem-se o uso de reagentes dispersantes, o aumento da dosagem de coletor e a flotação em colunas nas etapas *rougher*, *cleaner* e *scavanger*.

## 5 CONCLUSÕES

Como conclusão do trabalho, temos que:

- ✓ Através dos ensaios de picnometria foi encontrado um valor médio para a densidade do minério de  $2,8 \text{ g/cm}^3$ .
- ✓ Os resultados da análise granulométrica da *head sample* mostram que se trata de uma amostra bastante heterogênea, revelando um  $d_{80}$  em 8,00 mm.
- ✓ Os resultados da análise granulométrica da alimentação da flotação evidenciam um  $d_{80}$  em  $44\mu\text{m}$  e geração de 22% de lama.
- ✓ Segundo análise de S, os melhores resultados foram os obtidos para as dosagens de 30g/t de espumante e 180g/t de coletor, alcançando recuperação metalúrgica de 69,4%, teores no concentrado de 12,70% e no rejeito de 3,55%.
- ✓ Segundo análise de Au, os melhores resultados foram os obtidos para as dosagens de 60g/t de espumante e 180g/t de coletor, alcançando recuperação metalúrgica de 88,93%, teores no concentrado de 12,45% e no rejeito de 2,56%.
- ✓ Por se tratar de uma flotação de sulfetos e considerando um gasto excessivo e desnecessário de reagente espumante, determina-se como melhor dosagem a combinação 180g/t de coletor e 30g/t de espumante.

Chegando assim a conclusão de que não foi possível superar, numa faixa granulométrica menor, os índices hoje alcançados na Usina da Mina de Cuiabá, para uma faixa granulometria mais grosseira.

## **6 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS**

Realizar teste em escalas cleaner, buscando obtenção de um concentrado com as especificações de mercado.

Investigar outras rotas de processo empregando flotação convencional por colunas.

Avaliar novas dosagens de espumante e coletores a fim de aumentar a eficiência do processo de flotação.

## 7 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alexander D., Manlapig E., Bradshaw D., Harbort G. 2006. Froth flotation *In: Wills B. A. & Napier-Munn T (Ed.). Mineral Processing Technology - An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral, Froth flotation, p.267-344.*
- Aquino J. A. D. 1998. *Estudo de flotação em coluna convencional, agitada e de recheio.* (Tese). Faculdade de Engenharia Química, Universidade Estadual de Campina, Campinas, 397p.
- Aquino J. A. D., Oliveira M. L. M. D., Fernandes M. D. 2010. Flotação em Coluna *In: Luz A. B. D., Sampaio J. A., França S. C. A (Ed.) Tratamento de Minérios.* Rio de Janeiro Centro de Tecnologia Mineral – CETEM, Flotação em Coluna, p.517-555.
- Araújo-Neto H. D. 2009. *Secretaria de geologia, mineração e transformação mineral - SGM.* MME, M. D. M. E. E. 50 p.
- Ata S., Ahmed N., Jamerson G. J. 2003. A study of bubble coalescence in flotation froths. *International Journal of Mineral Processing*, **72**:255-266.
- Baltar C. A. M. 2008. *Flotação no Tratamento de Minério.* Departamento de Engenharia de Minas – UFPE, Recife. 209p.
- Berezowsky R.M.G. S. & Weir D. R. 1984. *Pressure Oxidation Pretreatment of Refractory Gold.* *Minerals and Metallurgy Processing*,**1**(1):1–4.
- Caldara J. A. & Correia J. C. G. 2010. *Abordagem sobre a aplicação da flotação em coluna em beneficiamento mineral.* CETEM/MCTI.
- Capponi F. 2005. *Avanços na recuperação de finos de minérios pelo processo de flotação "extensora", o caso da mina de Chuquicamata.* (Dissertação). Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 110 p.
- Chaves A. P. & Leal-Filho L. D. S. 2004. *Flotação.* *In: Luz A. B. D., Sampaio, J. A., Almeida S. L. M. D. (Ed.). Tratamento de Minérios.* Rio de Janeiro: CETEM-MCT - Centro de Tecnologia Mineral Ministério da Ciência e Tecnologia, Flotação, p.411-453.
- Chaves A. P. 2006. Máquinas de Flotação. *In: Chaves A. P. (Ed.). Flotação o estado da arte no Brasil.* São Paulo, Máquinas de Flotação, p.31-45.
- Chaves A. P., Leal-Filho L. D. S., Braga P. F. A. 2010. Flotação. *In: Luz A. B. D., Sampaio J. A., França S. C. A. (Ed.). Tratamento de Minérios.* Rio de Janeiro: CETEM, Flotação, p.465-513.
- Dippenaar A. 1982. *The destabilization of froth by solids. I. The mechanism of film rupture.* *International Journal of Mineral Processing*, **9**:1-14.
- Fausto B.1930. *História do Brasil.* São Paulo. 649p.
- Finch J. A., Cilliers J., Yianatos J. 2007. Column Flotation. *In: Fuerstenau M. C., Jameson G., Yoon, R.-H (Ed.). Froth Flotation: A Century of Innovation*

*Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.*, v.1, Column Flotation, p.681-789.

- Fraser K. S., Walton R. H., Wells J. A. 1991. Processing of Refractory Gold Ores. *Minerals Engineering*, **4**:1029-1041.
- Harris P. J. 1982. Frothing Phenomena and Frothers. *In: King R. P. (Ed.). Principles of Flotation*. South African Institute of Mining and Metallurgy, Frothing Phenomena and Frothers, p.237-250.
- Heider M. & Andrade R. H. P. D. 2014. *Ouro*. DNPM. Disponível em: <http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/ouro-sumario-mineral-2014>.
- Lange A. G., Skinner W. M., Smart R. St. C. 1997. Fine: Coarse Particle Interactions and Aggregation in Spharelite Flotation. *Minerals Engineering*, **10**(7):681-693.
- Lins F. A. F. & Monte M. B. M. 2006. Flotação de Ouro. *In: Chaves A. P (Ed.). Teoria e prática de tratamento de minérios*. Rio de Janeiro: CETEM - Centro de Tecnologia Mineral, v.4, Flotação de Ouro, p.123-155.
- Nery M. A. C. & Silva E. A. D. 2001. *Ouro*. *In: Balanço Mineral Brasileiro*. Bahia, Ouro p.1-40.
- Oliveira J. F. D. 2007. Flotação. *In: Fernandes F. R. C., Matos G. M. M. D., Castilhos Z. C., Luz A. B. D (Ed.). Tendências Tecnológicas Brasil 2015 - Geociências e Tecnologia Mineral*. Rio de Janeiro CETEM - Centro de Tecnologia Mineral, Flotação, p.133-156.
- Oliveira M. L. M. D. & Aquino J. A. D. 2005. *Aspectos Relevantes das Colunas de Flotação*. XXI ENTMME, p.243-250.
- Oliveira W. S., Neves M. F., Brito M. M. B., Mesquita R. M. M., Costa D. S. 2016. *Uso Da Flotação Para O Aproveitamento De Um Rejeito Fino De Minério De Ouro*. XXVI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. 9p.
- Oliveira-Junior G. G. D. 2011. *Desenvolvimento de uma rota de processo de dessulfurização de rejeitos de um minério aurífero sulfetado*. (Dissertação). Universidade Federal de Minas de Gerais, Belo-Horizonte, 71 p.
- Peres A. E. C. & Araujo A. C. 2006. A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. *In: Chaves A. P (Ed.). Teoria e Prática do Tratamento de Minérios*. São Paulo, v.4, A flotação como operação unitária no tratamento de minérios, p.1-31.
- Peres A. E. C. 2004. *Flotação*. Apostila do Curso de Flotação – Pós Graduação UFMG.
- Peres A. E. C., Chaves A. P., Lins F. A. F., Torem M. L. 2002. Beneficiamento de Minérios de Ouro. *In: Trindade R. D. B. E. & Filho O. B (Ed.). Extração de Ouro: Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente*. Rio de Janeiro CETEM/MCT, Beneficiamento de Minérios de Ouro, p.23-58.

- Peres A. E. C., Salum M. J. G., Valadão G. E. S., Araujo A. C. D. 2012. Métodos de Concentração. *In: Valadão G. E. S. & Araujo A. C. D (Ed.). Introdução ao Tratamento de Minérios.* Belo Horizonte UFMG, Métodos de Concentração, p.105-139.
- Porto C. G., Palermo N., Pires F. R. M. 2002. Panorama da exploração e produção do Ouro no Brasil. *In: Trindade R. D. B. E. & Filho O. B. (Ed.). Extração de Ouro: Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente.* Rio de Janeiro: CETEM/MCT, Panorama da exploração e produção do Ouro no Brasil, p.1-16.
- Rao A. P. & Mallikarjunan R. 1981. Fine particles processing. *Indo-US Workshop on Mineral Processing & Chemical Metallurgy*, p.62-66.
- Rodrigues R. T. 2004. *Desenvolvimento da técnica LTM-BSizer para a caracterização de bolhas e avaliação de parâmetros no processo de flotação.* (Tese). Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 132p.
- Rubio J., Capponi F., Matiolo E., Rosa J. 2004. Avanços na flotação de finos de minérios sulfetados de cobre e molibdênio. *XX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa*, p.69-77.
- Santos E. P. & Dutra A. J. B. 2011. Concentração de partículas minerais finas e ultrafinas por eletroflotação. *HOLOS*, p.20-29.
- Santos E. P., Lemos F. A., Dutra A. J. B. 2011. Tratamento de partículas minerais finas e ultrafinas por eletroflotação. *XXIV ENTMME*, p.367-374.
- Santos T. 2014. *Ministério das Minas e Energia concede outorga para lavra de ouro em Santa Luz. Santa Luz. A voz do campo.* Disponível em: <http://www.avozdocampo.com/cidades/santaluz/ministerio-das-minas-e-energia-concede-outorga-para-lavra-de-ouro-em-santa-luz>.
- Subrahmanyam T. V. & Fossberg E. F. S. 1990. Fine particle processing: Shear flocculation and carrier flotation - A review. *International Journal of Mineral Processing*, **30**:265-286. *apud Rodrigues R. T. 2004. Desenvolvimento da técnica LTM-BSizer para a caracterização de bolhas e avaliação de parâmetros no processo de flotação.* (Tese). Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 132p.
- Tabosa E. O. 2007. *Flotação com reciclo de concentrados (FRC) para recuperação de finos de minérios: fundamentos e aplicações.* (Dissertação). Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 117p.
- Takara L. A. 2006. Flotação em coluna. *In: Chaves A. P (Ed.). Teoria e Prática do Tratamento de Minérios.* São Paulo v.4, Flotação em coluna, p.45-73.
- Vale E. & Herrmann H. 2002. Economia mineral do ouro no Brasil. *In: Trindade R. D. B. E. & Filho O. B. (Ed.). Extração de ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente.* Rio de Janeiro, Economia mineral do ouro no Brasil, p.307-322.