

ESTUDO DE ROTA DE PROCESSO PARA MINÉRIO AURÍFERO DA REGIÃO DE ALTA FLORESTA

J. M. de Souza¹, S. C. Martins¹, R. M. Papini², B. A. C. Goes³

¹Estudantes do curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais.

E-mail: josue.engminas@hotmail.com; silviaengminas@yahoo.com.br

²Professora do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais
Av. Antônio Carlos, 6627 - Pampulha, Belo Horizonte, MG, 31270-630. E-mail: risia@demin.ufmg.br

³Consultor da Companhia Matogrossense de Mineração
Av. Gonçalo Antunes Barros, 3245 - São Roque, Cuiabá, MT, 78050-000. E-mail:
brunoagoes@gmail.com

RESUMO

Este trabalho tem como objetivo otimizar a recuperação do ouro sulfetado proveniente de um garimpo da região de Alta Floresta, no estado do Mato Grosso. O processo como é realizado atualmente gera danos para as regiões vizinhas das áreas de garimpo e para os trabalhadores envolvidos no empreendimento, devido principalmente, ao uso sem controle de reagentes tóxicos e ao mau planejamento dos processos de lavra e beneficiamento do minério, além é claro, da falta de informação a cerca do mesmo. Diante de tal fato, buscou-se melhorar o desempenho deste garimpo através do estudo de uma rota alternativa para tratamento do material que é enviado para as pilhas de lixiviação após passar por uma “placa azogada” (placa de cobre recoberta com mercúrio) para a retirada do ouro livre. O objetivo é concentrar este material de forma que a etapa seguinte (lixiviação em pilhas) apresente resultados melhores com o uso de uma menor quantidade de reagentes. Para tanto, após a caracterização do minério e passagem pelas etapas de fragmentação, buscou-se obter um pré-concentrado através de uma etapa realizada na mesa vibratória. O produto concentrado na mesa foi utilizado como alimentação na flotação, na qual, o amil-xantato foi escolhido como reagente coletor e o sulfato de cobre como reagente ativador. Como o foco principal do trabalho é a etapa de flotação, um estudo do melhor pH e da melhor concentração do coletor para a flotação da pirita foi realizado visto que o ouro está associado a este mineral. Demonstrou-se a possibilidade de um beneficiamento mais técnico e ambientalmente correto do minério enviado às pilhas de lixiviação, promovendo uma recuperação de ouro da ordem de 93% e atingindo-se teores próximos a 120g/t de ouro.

PALAVRAS-CHAVE: ouro; processo; flotação.

1. INTRODUÇÃO

A crescente alta no preço do ouro no decorrer dos últimos anos tem aumentado o interesse de pequenos produtores em relação à exploração do metal em garimpos. O material estudado neste trabalho advém da região de Peixoto de Azevedo localizada na província aurífera de Alta Floresta, no estado de Mato Grosso. Segundo Barros *et al.* (2011) a região possui atualmente cinco empreendimentos mineiros funcionando, sendo que os mesmos trabalham basicamente em veios mineralizados (filões) de 30cm a 3m de espessura, hospedados em rocha sã com diferentes estados de alteração, subverticalizados, com presença marcante de Au.

Este material é tratado de forma rudimentar e desorganizada o que gera inúmeros problemas dentro dos garimpos e nas regiões próximas aos mesmos. A lavra é realizada através da construção de poços que dão acesso aos veios mineralizados, através dos quais são desenvolvidas galerias ao longo do “*Ore-Shoot*”, determinando-se assim, o comprimento total do realce a ser trabalhado. Após esta determinação inicia-se o abatimento do teto concomitantemente com a retirada do material desmontado, mantendo-se uma diluição praticamente nula (retira-se apenas o material de interesse). O beneficiamento do minério é constituído unicamente pela moagem do mesmo em moinhos de martelo H2 ou Universal 2 e pelo uso de placas de cobre revestidas com mercúrio para recuperação do ouro livre (em alguns casos utiliza-se também uma mesa vibratória para retirada de materiais finos). O rejeito desta operação é tratado utilizando-se pilhas de lixiviação, sem qualquer beneficiamento prévio, seguidas de adsorção do licor em carvão ativado e eletroposição do ouro.

Os trabalhos são executados sem condições mínimas de segurança e higiene, o que representa um grave problema, pois existe o manuseio de materiais extremamente perigosos como mercúrio e cianeto por parte dos garimpeiros. Além de representar um risco para a vida dos trabalhadores envolvidos, o tratamento do material como é realizado atualmente gera inúmeros impactos ambientais na região, pois, devido à baixa eficiência do processo (recuperação de ouro insatisfatória), a quantidade de cianeto é superestimada o que culmina na deposição do excesso do mesmo no meio ambiente. É válido salientar que, dependendo do local onde é descartada, a solução contendo cianeto pode gerar um gás letal para os seres vivos (HCN) (Ciminelli, 2011).

O objetivo deste trabalho é propor uma rota que torne o material em questão mais adequado para a etapa de lixiviação, permitindo assim, que o processo apresente resultados mais satisfatórios com emprego planejado de menores quantidades de cianeto e conseqüente redução deste reagente no rejeito final. Além disto, visa-se divulgar informações sobre as características do material estudado para que os garimpeiros e empresas possam desenvolver melhorias em seus processos.

2. METODOLOGIA

O material utilizado no trabalho foi obtido por meio da amostragem das pilhas de alimentação da lixiviação, provenientes da rota de beneficiamento de um dos cinco garimpos de corpo primário da região de Peixoto de Azevedo, denominado Filão do Buriti. O fluxograma das atividades realizadas é apresentado na Figura 1.

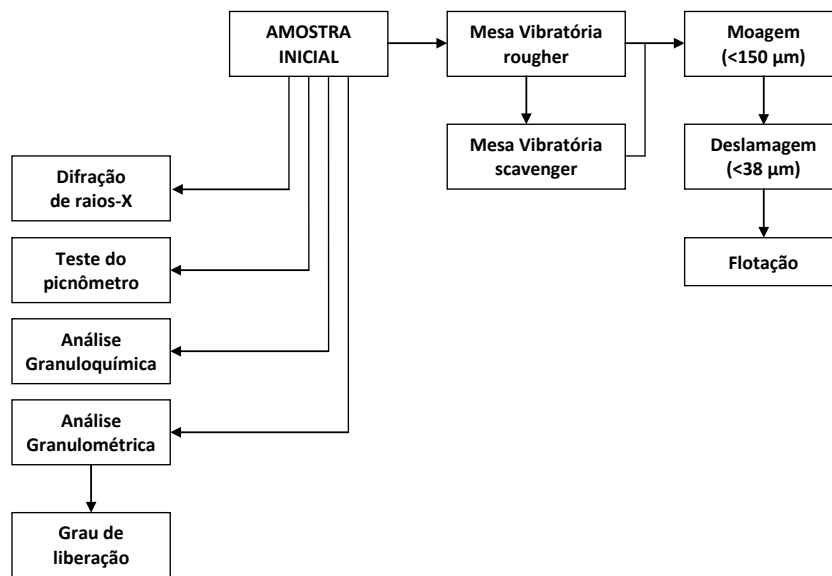


Figura 3. Fluxograma de atividades realizadas.

Realizou-se primeiramente a caracterização do material através da difração de raios-X. Em seguida foi feita uma análise granulométrica e outra granuloquímica da amostra. O grau de liberação do material foi obtido através do método de Gaudin (Gaudin, 1939) e através do teste do picnômetro determinou-se a densidade média da amostra cabeça.

Após a caracterização do material passou-se para os processos de concentração. A mesa concentradora modelo Wilfley foi utilizada como método de pré-concentração em estágios rougher e scavenger. Na etapa rougher utilizou-se 2,14L/min de água na alimentação, 3,00L/min de água de lavagem e 2,5° de inclinação horizontal. Na etapa scavenger, 2,86L/min de água na alimentação, 4,00 L/min de água de lavagem e 2,3° de inclinação horizontal. Além disto, utilizou-se 0,6° de inclinação longitudinal, frequência de 50 Hz e vazão de sólidos de 435,28g/min em ambas as etapas.

O concentrado rougher da mesa foi blendado com o concentrado scavenger. Cominuiu-se esta mistura em um circuito fechado de moagem, utilizando-se um moinho de bolas com volume igual a 6,6L, enchimento de 50%, porcentagem de sólidos de 45% e tempo de moagem de 2,5 minutos com 70rpm. Como malha de controle utilizou-se a peneira de 150µm e, concomitante a ela, uma peneira de 38µm para a retirada de finos.

Após a adequação da granulometria do material para a etapa de flotação, iniciaram-se os testes em célula mecânica Denver. Em todos os ensaios realizados utilizou-se 30% de sólidos na polpa, 100g/t de sulfato de cobre (reagente ativador da pirita), 6L/min de aeração da polpa e 1200rpm.

Na etapa de flotação testou-se a influência do pH e da concentração de reagente coletor no processo. Para tanto, primeiramente realizou-se a flotação com 70g/t de amil-xantato (reagente coletor) e pH variando de 5 a 9. A influência da concentração do reagente coletor foi avaliada através de três testes com diferentes concentrações de amil-xantato (50g/t, 70g,t e 100g/t).

3. RESULTADOS E DISCUSSÕES

Na etapa de caracterização realizou-se a difração de raios-X para identificar os minerais constituintes e a representatividade de cada um na amostra inicial. A tabela 1 apresenta os resultados obtidos.

Tabela 1. Resultados da difração de raios-X.

Minerais principais (+++)	Minerais secundários (++)	Minerais em pequena quantidade (+)
Quartzo	Pirita Hematita	Albita Muscovita

Através do teste do picnômetro obteve-se uma densidade média de 2,77g/cm³ para a amostra inicial. Isto indica que a maior parte do material é constituída por quartzo, o que era esperado, visto que os garimpeiros extraem justamente o veio de quartzo mineralizado.

A Figura 2 e a Tabela 2 correspondem respectivamente à distribuição granulométrica e à distribuição granuloquímica da amostra inicial.

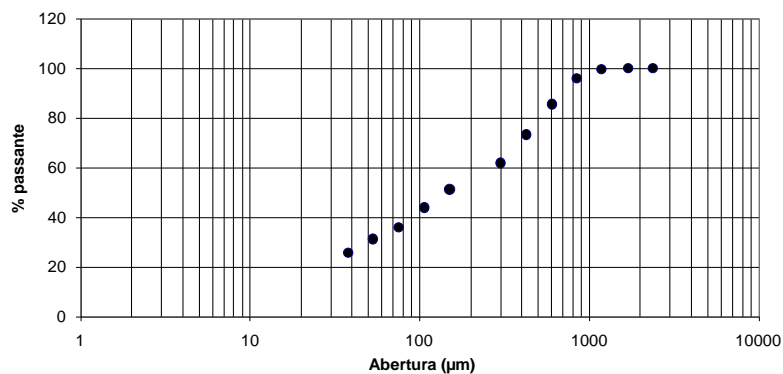


Figura 4. Distribuição granulométrica do material.

Tabela 2. Distribuição granuloquímica do material.

Faixa granulométrica (μm)	Teor de ouro (g/t)
>840	8,46
<840 >600	12,26
<600 >425	27,03
<425 >300	23,12
<300 >212	25,42
<212 >150	29,28
<150 >106	28,39
<106 >75	22,9
<75 >53	21,12
<53 >38	18,92
<38	9,26
Alimentação	26,39

Os resultados mostram que mais de 20 % do rejeito proveniente da etapa de amalgamação realizada pelos garimpeiros apresenta granulometria menor do que 38 μm com teor significativo de ouro. Portanto, faz-se necessário um estudo da moagem deste material, já que esta granulometria não é indicada para a etapa de lixiviação.

Outro ponto a se destacar é o alto teor de ouro obtido na alimentação da mesa (26,39 g/t). Tal fato é explicado pelo tipo de lavra aplicada no garimpo (variação do Shrinkagem stopping), na qual, retira-se apenas o veio mineralizado com grande quantidade de ouro contido. Apesar disto, os rendimentos de produção encontrados (da ordem de 3t/homem/dia) estão muito aquém dos resultados obtidos na indústria mineral aurífera, o que justifica o esforço de concentrar-se este material antes do mesmo ser tratado nas etapas de lixiviação para que não ocorra uma perda excessiva do ouro contido.

Através do método de Gaudin obteve-se o grau de liberação do material, o qual foi considerado igual a 150 μm já que abaixo desta faixa mais de 90% das partículas de sulfeto encontravam-se livres. Esta foi a granulometria utilizada para os testes de flotação.

Na etapa de pré-concentração realizada na mesa vibratória, através de circuitos rougher e scavenger (do misto da etapa rougher), foram obtidas as recuperações metalúrgicas e os teores de ouro apresentados na Tabela 3 e Tabela 4.

Tabela 3. Resultados da mesa concentradora rougher.

	Mesa Rougher			
	Massa (g)	Teor de ouro (g/t)	Rec. Mássica (%)	Rec. Metalúrgica (%)
Alimentação	19800,00	26,39	-	-
Concentrado	2467,84	93,18	12,46	44,00
Misto	5431,92	15,72	27,43	16,34
Rejeito	9050,00	9,10	-	-

Tabela 4. Resultados da mesa concentradora scavenger e do concentrado final.

	Mesa Scavenger			
	Massa (g)	Teor de ouro (g/t)	Rec. mássica (%)	Rec. metalúrgica (%)
Alimentação	5336,95	15,72	-	-
Concentrado	1005,43	61,11	18,84	73,24
Misto	3638,04	9,18	68,17	39,80
Rejeito	530,07	8,20	-	-
Concentrado final	3473,27	83,90	17,54	55,76

A etapa de pré-concentração na mesa vibratória apresentou resultados satisfatórios em relação à separação da pirita dos demais minerais, com recuperações elevadas. Tal fato mostra que estudos futuros em direção ao uso de mesas concentradoras no lugar das atuais placas amalgamadoras para a retirada do ouro livre podem ser de grande valia para o desempenho técnico-ambiental dos garimpos da região.

A moagem do concentrado final da mesa foi realizada visando à adequação da granulometria do material para a flotação, como mostra a Tabela 5.

Tabela 5. Resultados da etapa de moagem.

Faixa (μm)	Massa (g)	Distribuição (%)	Teor de ouro (g/t)
< 150 > 38	2746,86	83,53	77,84
< 38	541,66	16,47	46,50

Em relação à etapa de flotação, os resultados referentes aos testes são apresentados nas Tabelas 6 e 7 e nas figuras 3 e 4.

Tabela 6. Resultados dos testes de flotação com variação de pH.

Teste	pH	Teor de ouro (g/t)			Rec. Mássica (%)	Rec. Metalúrgica (%)
		Alimentação	Concentrado	Rejeito		
1	5,49	59,22	130,74	12,87	48,23	90,53
2	6,34	54,79	126,21	15,17	49,51	89,10
3	7,56	50,09	121,16	19,65	49,42	85,91
4	8,32	48,32	121,81	20,34	50,12	85,96
5	9,05	61,07	119,85	9,35	54,48	93,88

Como pode ser observado na tabela acima, o teste cinco (pH 9,05) apresentou as maiores recuperações, mássica e metalúrgica, e o menor teor de ouro no rejeito. Desta forma, concluiu-se que este é o pH ótimo para a realização da flotação do material. Tais fatos podem ser melhor visualizados na Figura 3.

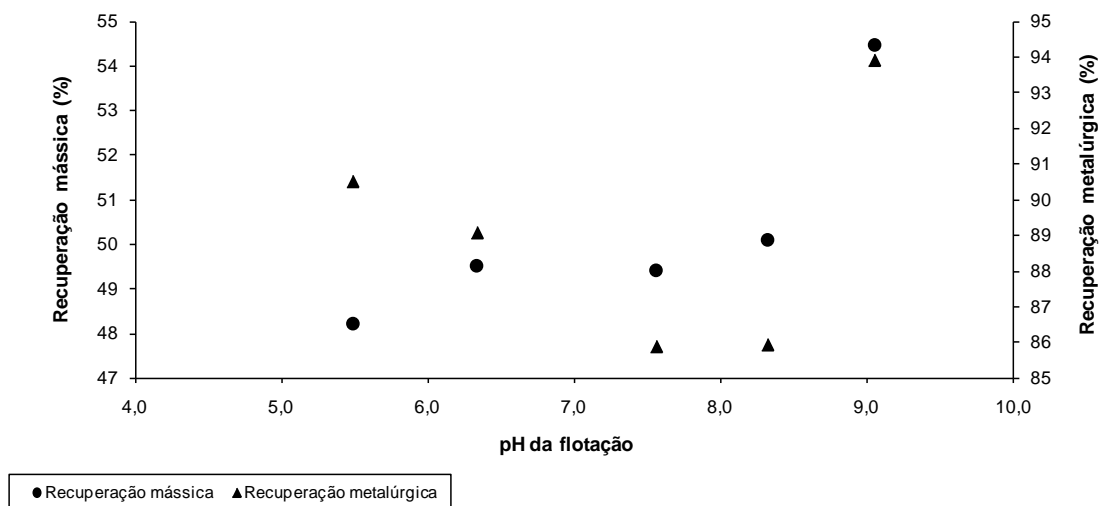


Figura 5. Recuperação mássica e recuperação metalúrgica em função do pH de flotação.

Pode-se afirmar também que o valor adotado para a concentração do reagente coletor (70g/t) foi efetiva se comparado aos valores obtidos para a recuperação mássica e metalúrgica das outras concentrações testadas (50 g/t e 100 g/t). A tabela 7 e a Figura 4 apresentam os resultados obtidos para esses testes.

Tabela 7. Resultados dos testes de flotação com variação da dosagem de coletor.

Teste	pH	Coletor (g/t)	Teor de ouro (g/t)			Rec. mássica (%)	Rec. Metalúrgica (%)
			Alimentação	Concentrado	Rejeito		
1	8,88	50	71,0	118,91	14,68	54,11	90,50
2	9,05	70	69,5	119,85	9,35	54,48	93,87
3	8,87	100	66,5	110,98	11,34	55,42	92,39

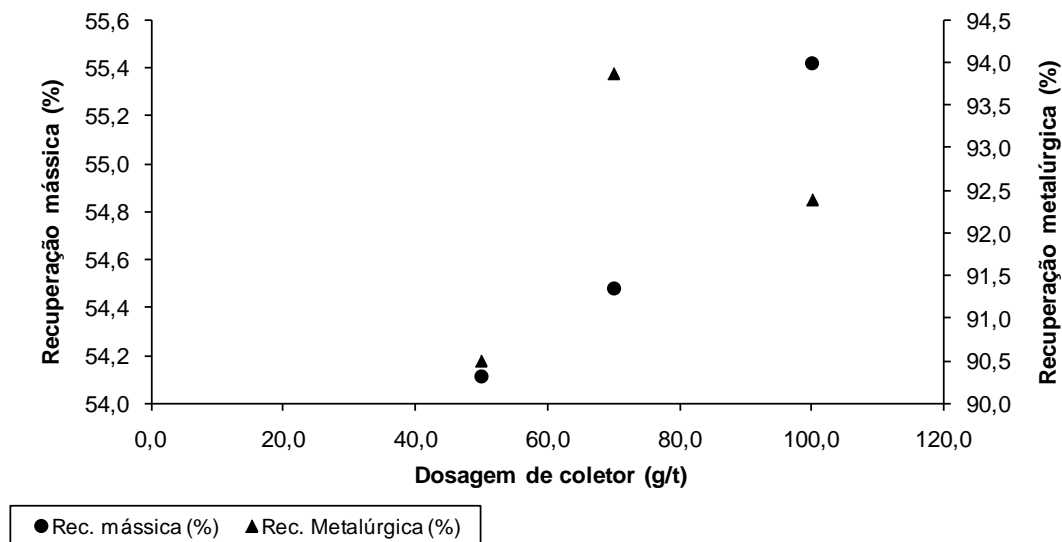


Figura 6. Recuperação mássica e recuperação metalúrgica em função da dosagem de coletor.

4. CONCLUSÕES

O material proveniente da alimentação das pilhas de lixiviação do Filão do Buriti apresentou resultados significativos de recuperação mássica e metalúrgica em relação aos métodos de concentração testados durante este trabalho.

A mesa concentradora foi utilizada como método de pré-concentração para a flotação gerando um produto com teor de ouro igual a 83,90 g/t. A etapa apresentou recuperações, mássica e metalúrgica, iguais a 17,54% e 55,76%, respectivamente. Tais resultados indicam que a realização desta etapa foi benéfica para o processo, uma vez que, através dela retirou-se uma boa parte da massa dos minerais de ganga.

Na etapa de flotação, concluiu-se que o processo deve ser realizado em pH próximo a 9, isto porque, próximo a este valor (pH 9,05) obteve-se maiores recuperações, mássica (54,48%) e metalúrgica (93,88%), com teor de ouro igual a 119,85 g/t. Além disto, os testes realizados variando-se a concentração de coletor indicaram que a melhor resultado é alcançado com 70 g/t de amil-xantato.

Os resultados deste trabalho mostram que através de um circuito de beneficiamento relativamente simples (moagem – classificação – mesa vibratória – flotação), partindo-se de um material (rejeito da amalgamação) com teor igual a 26,39 g/t de ouro, consegue-se chegar a um concentrado final de teor igual a 119,85 g/t, com altos valores de recuperação mássica e

metalúrgica. Desta forma, gera-se um material mais adequado para o tratamento nas etapas de hidrometalurgia, o que tende a aumentar a eficiência do processo.

Apontam-se como possibilidades a serem estudadas, a troca da placa amalgamadora por uma mesa concentradora, excluindo-se assim o uso de mercúrio existente na rota atual, e o uso de células piloto de flotação para o beneficiamento do minério de ouro em questão, dada a baixa produção 2 t/h (máxima).

A exploração destes depósitos tem potencial econômico bastante elevado o que justifica maiores investimentos na área. Porém, cuidados com o meio ambiente devem ser tomados, pois o uso de reagentes tóxicos como o cianeto e o mercúrio podem causar danos irreversíveis à natureza. Além disto, a lavra desordenada e sem cuidados técnicos agrava o problema.

Pretende-se, portanto, chamar a atenção de pesquisadores para a região, gerando assim um maior número de estudos relacionados ao tema e maior qualidade de aproveitamento do ouro nos garimpos de Peixoto de Azevedo.

5. AGRADECIMENTOS

Gostaríamos de agradecer a Fundação de Amparo à Pesquisa do Estado de Mato Grosso (FAPEMAT) pelo apoio dado durante a execução deste trabalho.

6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Barros, A.J.P., et al. Avaliação das Unidades Produtoras de Ouro da Região Aurífera de Peixoto de Azevedo. Relatório Técnico. METAMAT, Mato Grosso, 26 p., 2011.

Ciminelli, V.S.T. Introdução ao processo aquoso. In.: Processos Hidrometalúrgicos. Apostila da Disciplina Hidro e Eletrometalurgia. Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, p. 6-18, 2011.

Ferreira, G.G., et al. Projeto Filão do Buriti. Trabalho de conclusão de curso - Tratamento de minérios II. Escola de Engenharia - Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais. 33 p., 2010.

Gaudin, A.M. Principles of Mineral Dressing, : McGraw-Hill, New York, X p., 1939.