

# ESTUDO DE CONCENTRAÇÃO DO REJEITO DA MINERAÇÃO CARAÍBA

Irineu A.S. Brum, Washington Aliaga, Alberto Fronza & Leandro M. de Jesus

Laboratório de Processamento Mineral. Centro de Tecnologia da Escola de Engenharia. UFRGS Av. Bento Gonçalves, 9500, Caixa Postal 15021, 90501-970 - Porto Alegre - RS.  
Tel. 51 3308 7070 Fax. 51 330807116. E-mail: irineu.brum@ufrgs.br

## RESUMO

Neste relatório são apresentados os resultados de um estudo exploratório de alternativas de tratamento do material disposto na barragem de rejeitos da Mineração Caraíba. As técnicas experimentadas foram flotação e lixiviação em escala de laboratório. Os resultados obtidos no processo de flotação mostraram-se encorajadores, onde foram observados valores de recuperação de cobre acima de 65%, em um teste com rejeito remoido e tratado com coletor e sulfeto de sódio. A razão de concentração foi de três vezes e meia, atingindo-se um concentrado com cerca de 0,74% de Cu. Vários outros resultados interessantes também foram obtidos, como por exemplo, um concentrado com teor de cobre de 1,2 % e recuperação de cerca de 55%. Esses resultados mostram a viabilidade real de aumento da recuperação de cobre contido no rejeito. É necessário verificar se esses produtos são viáveis de concentrar até um produto final.

Os testes de lixiviação mostraram que é possível reduzir o conteúdo de cobre da barragem a perto da metade em 24 horas de tratamento com solução de  $H_2SO_4$  3M em um sistema agitado. A velocidade de dissolução aumentou consideravelmente quando se utilizou sulfato férrico e ar como reagentes oxidantes de sulfeto. Esses resultados levam a considerar esse processo viável.

**PALAVRAS-CHAVE:** Flotação, lixiviação, cobre.

## ABSTRACT

In this work, the results of an exploratory mineral processing study to determine alternatives for treating copper waste mineral deposited in the mineração caraíba pond. Flotation and leaching, at laboratory scale, were tested for this aim. Flotation tests gave encouraging results producing Cu recovery around 65%. To get that, a sample was reground and conditioned in a xanthate solution in the presence of sodium sulfide. A concentration ratio between the copper in the concentrate and that in the waste was around 3.5. The concentrate grade was of the order of 0.74% of Cu. Some other interesting results were also obtained. For example, one concentrates which had around 1.2% of Cu was obtained but, 55% of the Cu was recovered only. Those results indicate a real feasibility for increasing recovery in the plant by treating the wastes. It is necessary, though, to demonstrate if the concentrate is susceptible to upgrade to a final product.

On the other hand, leaching tests showed that it is possible to reduce by 50% the copper thrown in the pond by means of leaching in 3M  $H_2SO_4$  during 24 h in a shaken system. The dissolution rate could be improved using ferric sulfate as oxidizing agent. The results indicated that leaching was also an alternative of treating the wastes.

**KEY WORDS:** Flotation, leaching; copper

## 1. INTRODUÇÃO

Este estudo foi realizado com uma amostra identificada como Rejeito da Barragem de Flotação do minério da Empresa Mineração Caraíba S.A. O objetivo era estudar a possibilidade de recuperar o cobre contido na barragem mediante algum processo de tratamento de minérios viável de ser aplicado ao processo da mineradora.

O material presente na barragem de rejeito apresenta um teor médio global de cerca de 0,20 % de Cu, determinado por Difração de Raios X (DRX), no Instituto de Biociências, Instituto de Biologia da UFRGS. Estes resultados confirmaram os teores dos rejeitos reportados num relatório apresentado pelo Laboratório de Caracterização Tecnológica da Escola Politécnica da USP, Departamento de Engenharia e de Petróleo à empresa Caraíba (Tabela 1). Esses valores foram calculados para este relatório a partir dos teores de frações granulométricas reportadas. Segundo esse relatório, a fração +0,105 mm representa o 38,6% da massa total com um teor de Cu de 0,27% (vide Tabela 1). As outras frações apresentam teores de Cu bastante reduzidos com exceção da fração -0,02 mm que aparece com um teor de 0,26%.

Segundo esses resultados, a separação por faixas granulométricas não apresentaria qualquer benefício para a recuperação de cobre.

**Tabela 1.** Estudo de Caracterização realizado pela USP

Fração	Massa %	CuO (%)	Cu (%)	Fração Massa
+0,105	38,6	0,34	0,27	51,93
-0,105+0,074	11,7	0,21	0,17	9,72
-0,074+0,044	19,2	0,17	0,14	12,91
-0,044+0,037	4,6	0,13	0,10	2,37
-0,037+0,020	9,0	0,16	0,13	5,70
-0,020	16,9	0,26	0,21	17,39
Total	100,0	Teor Médio	0,20	100,01

O estudo de separação magnética entregue no relatório mencionado acima, foi realizado para cada faixa granulométrica (Tabela 2). Os resultados mostraram que apenas o conteúdo da fração +0,105 mm poderia apresentar uma melhora no conteúdo de cobre de 0,20 % a 0,43%. Mas a massa que representaria essa fração seria apenas de 4% da massa total.

**Tabela 2.** Separações gravimétricas e magnéticas por faixas granulométricas. Relatório USP

Massa		Flutuado Massa		Afundado						Total Afundado
				Magnético		Fracamente Magnético		Não Magn.		
Fração	(%)	%	% Cu	Massa %	Cu %	Massa %	Cu %	Massa %	Cu %	
+0,105	38,6	16,9	0,18	4,0	0,43	12,2	0,26	5,5	0,27	38,6
-0,105+0,074	11,7	4,1	0,14	0,8	0,23	4,4	0,14	2,4	0,14	11,7
-0,074+0,044	19,2	5,9	0,13	1,1	0,09	9,4	0,14	2,7	0,14	19,2
-0,044+0,037	4,6	1,4	0,10	0,2	0,10	2,2	0,13	0,8	0,14	4,6
-0,037+0,020	9,0	3,2	0,11	1,0	0,20	-----	-----	4,8	0,12	9,0
-0,020	16,9	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

Entretanto, o estudo afunda-flutua apresentado no relatório, mostrou que é possível obter um produto melhor só com a fração afundada da faixa granulométrica +0,105. O produto aparece com um teor de Cu de 0,29%. Infelizmente, esse produto representaria apenas 21,6 % da massa total do rejeito.

A partir desse estudo se pode concluir claramente que uma separação magnética não produz qualquer benefício no processamento dos rejeitos.

Num estudo realizado na UFRGS sobre diferentes produtos da flotação (Alimentação, Concentrado e Rejeito) de amostras de mineral marginal e de uma blendagem de mineral marginal com o mineral da mina subterrânea se concluiu que a fração -400 # do rejeito marginal contém cerca de 90 % do cobre total da amostra. Entretanto, uma fração similar quando o minério marginal é blendado com minério da mina subterrânea as

perdas na fração -400# se reduzem a perto de 40%. Não obstante, não é possível saber se nesses 40% se acha a fração fina do mineral marginal.

Dos estudos prévios fica claro que com os processos gravimétricos ou magnéticos não apresentariam, para cobre, resultados significativos.

Com intuito de procurar uma solução mais vantajosa, se realizou um estudo de flotação e outro de lixiviação. Os resultados são apresentados a seguir.

## 2. TRABALHO EXPERIMENTAL

### 2.1 Flotação

Os ensaios de flotação foram realizados numa máquina de flotação Denver equipada com uma célula de 2,78 litros de capacidade. Nos ensaios de flotação foi utilizada uma amostra de 1,042 kg de minério. A polpa resultante tinha 30% de sólido que se condicionava a 1000 RPM. Inicialmente se ajustava a pH 10. Em seguida, se adicionava 40 g/t de Amidex o qual se condicionava por 5 minutos. A seguir era adicionado sulfeto de sódio, para aqueles ensaios que consideravam esse reagente, e se condicionava por 3 minutos. Após, se agregava o coletor numa concentração que variou entre 30 e 60 g/t com um tempo de acondicionamento de 5 minutos. Por último era adicionado o espumante (MIBC) numa dosagem de 25 g/t que se deixava por 3 minutos antes de começar a flotação. Completadas todas as etapas do condicionamento, se abria o registro de ar e se controlava a vazão em 2 l/s com um rotâmetro.

A espuma se retirava da superfície com uma espátula em movimentos constantes durante 5 minutos, após do qual se repunha a quantidade de água que saía com a espuma. Posteriormente, se continuava a recuperar a espuma por mais 5 minutos. O tempo total da flotação foi de 10 minutos.

O número total ensaios de flotação foram 16, os quais foram divididos em quatro grupos:

1. No primeiro grupo se determinou a concentração de coletor entre 30 e 60 g/t enquanto se mantinham as outras variáveis fixas.
2. No segundo grupo se procedeu de forma similar só que o minério tinha sido submetido por 10 minutos a uma remoagem em um moinho de bolas.
3. O terceiro grupo de ensaios foi com uma concentração de coletor fixa de 50 g/t, mas com a adição de  $\text{Na}_2\text{S}$  em concentrações variáveis.
4. O quarto grupo de ensaios foi similar ao terceiro, sendo que minério foi submetido por 10 minutos a uma remoagem no moinho de bolas.

### 2.2 Ensaios de Lixiviação

Um total de 10 ensaios de lixiviação foi realizado com as amostras da barragem de rejeitos. O método consistia em submeter uma amostra de 100 g a uma solução de 300 ml de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  em um recipiente de vidro de boca ampla durante um tempo variável à temperatura ambiente. Após períodos de tempo, pré-determinados, se retirava uma alíquota de 20 ml que se filtrava sobre um papel filtro fino para retirar qualquer arraste de mineral sólido. A amostra se lavava sobre o filtro com a quantidade de água destilada suficiente para completar uma amostra de 50 ml. Em seguida, as amostras eram enviadas para análise química para determinação de cobre pelo método de absorção atômica (AA). O volume de amostra retirada era restituído com 20 ml de ácido sulfúrico para realizar toda a lixiviação a volume constante.

Os quatro primeiros ensaios foram realizados num agitador giratório vertical. A diferença estava nos intervalos de tempos de coleta de cada grupo de amostras. A separação de testes por intervalos de tempos diferentes tinha como objetivo determinar a solubilidade numa longa faixa de tempos. Além disso, a realização de testes diferentes permitia estabelecer a reprodutibilidade das provas.

As outras lixiviações foram realizadas num reator de vidro agitado por um agitador de pás. Nestas provas se experimentou a adição de ar sobre a lixiviação, assim como a adição de  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  com e sem ar.

### 2.3 Análises Química

As amostras líquidas foram analisadas por meio de Absorção Atômica, sendo as amostras sólidas analisadas por Difração de Raios X.

Tomaram-se quatro amostras do material de alimentação e se analisou o conteúdo de cobre. Os resultados são apresentados na Tabela 3.

**Tabela3.** Análise da alimentação

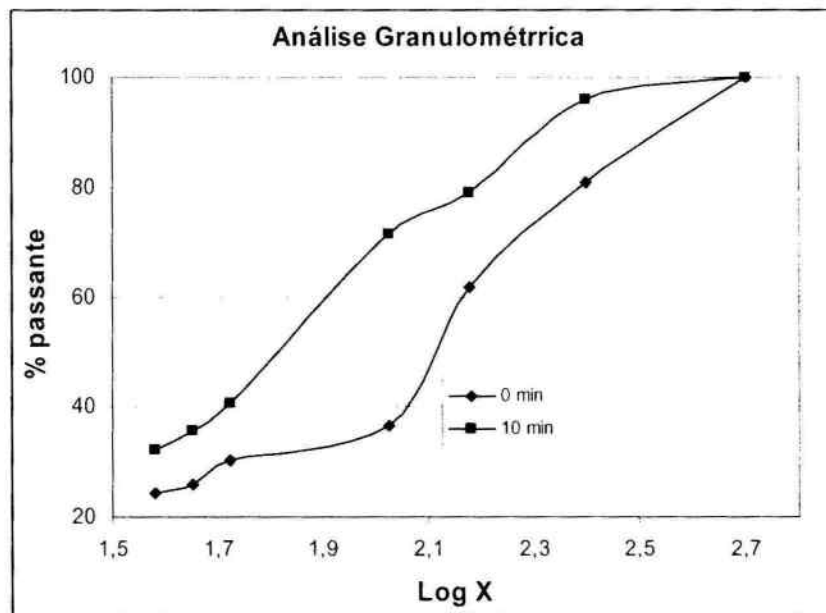
Alimentação	
Amostra	%
1	0,19
2	0,20
3	0,21
4	0,20
<b>Média</b>	0,20
<b>Dev. Padrão</b>	0,007

Pode-se perceber que os resultados são bastante consistentes apresentando um desvio padrão de 0,007.

#### 2.4 Análises Granulométricas.

Foram determinadas as distribuições granulométricas da amostra original e da amostra após uma moagem de 10 minutos em moinho de bolas. Os resultados são apresentados na Figura 1, onde se gráfica o percentual passante em um determinado tamanho em função do logaritmo do tamanho.

A série de tamanhos, em micrometros, foi a seguinte: 38 – 45 – 53 – 106 – 150 – 250 e 500  $\mu\text{m}$ . Comparando as duas curvas se pode perceber que a remoagem produz um material mais fino em todas as faixas de tamanhos. Conseqüentemente se produz um aumento do material fino (lado esquerdo da figura).



**Figura 1.** Porcentagem de material menor que um determinado tamanho em função do logaritmo do tamanho

### 3. RESULTADOS

#### 3.1 Flotação

As condições de flotação assim como os teores e as recuperações obtidos são apresentados na Tabela 4. Essa tabela mostra que é possível obter um concentrado com as características de uma alimentação à flotação. Com a amostra original, por exemplo, (ensaios Cu1.1 a Cu1.4), com 30 g/t de coletor se obtém um concentrado com 1,69% de Cu e uma recuperação de 44 % (ensaio Cu1.1). A maior recuperação se observa com 50 g/t de coletor, onde alcança um valor superior a 54% (ensaio Cu1.3).

Tabela 4. Testes de flotação da Barragem de rejeito da flotação

Ensaio	moagem	Concentrado (g)			Na <sub>2</sub> S	Coletor	Teor	Recupe- ração
		0 a 5 min	5 a 10 min	Total	ml	g/t	% Cu	%
Cu 1.1	Não	35,6	18,5	54,1	0,0	30	1,69	44,1
Cu 1.2		47,7	27,3	75,0	0,0	40	1,29	46,8
Cu 1.3		57,3	39,4	96,7	0,0	50	1,17	54,4
Cu 1.4		58,3	32,0	90,3	0,0	60	1,20	52,2
Cu 2.1	sim	46,4	18,0	64,4	0,0	30	1,50	46,5
Cu 2.2		46,0	26,6	72,6	0,0	40	1,38	48,3
Cu 2.3		54,6	30,6	85,2	0,0	50	1,32	54,1
Cu 2.4		62,0	29,5	91,5	0,0	60	1,24	54,6
Cu 3.1	não	98,6	54,1	152,7	2,4	50	0,68	49,7
Cu 3.2		94,1	50,1	144,2	6,0	50	0,33	22,6
Cu 3.3		87,7	45,0	132,7	12,0	50	0,29	18,3
Cu 3.4		74,5	50,3	124,8	24,0	50	0,28	17,0
Cu4.1	sim	116,0	68,0	184,0	2,4	50	0,74	65,3
Cu4.2		128,2	86,0	214,2	6,0	50	0,50	52,0
Cu4.3		129,6	60,6	190,2	12,0	50	0,28	26,1
Cu4.4		112,2	54,4	166,6	24,0	50	0,28	22,8

Da mesma Tabela se observa que a reamoagem da amostra original durante 10 minutos em moinho de bolas produz uma pequena melhora na recuperação e no teor comparado com o teste sem a remoagem (comparar testes Cu1.x com Cu2.x). Além disso é possível observar que o uso de Na<sub>2</sub>S, na mínima dosagem usada, produz um aumento na recuperação, mas se observa um efeito negativo no teor (comparar ensaios Cu1.x com Cu3.x). Melhor efeito se observou no minério remoido e com adição de Na<sub>2</sub>S (testes Cu4.x). A mínima dosagem usada produz quase 20 % a mais que a flotação sem Na<sub>2</sub>S com o sem remoagem.

Daqui se conclui que é possível melhorar a eficiência metalúrgica do processo da flotação da barragem de rejeito. Entretanto são necessários outros testes visando verificar se o concentrado é susceptível de produzir um concentrado final. Uma alternativa é verificar se o uso de um dispersante nessa etapa melhora consideravelmente o teor sem detrimento da recuperação.

### 3.2 Lixiviação

Os resultados de lixiviação mostram uma recuperação máxima de cobre de cerca de 50%, e um rejeito com apenas 0,11 % de Cu.

Na Figura 2 são apresentados os resultados dos ensaios de lixiviação. Os símbolos sólidos representam os testes realizados em agitador giratório vertical com ácido sulfúrico 3 Molar. Pode-se notar que a solubilidade atinge um patamar ao redor de 75 ppm e em 20 horas (Teste 1). Entretanto, na presença de sulfato férrico (quadrados e diamantes abertos), especialmente na presença de ar (diamantes abertos), a lixiviação apresenta-se bastante mais rápida, alcançando uma concentração de cerca de 80 ppm em menos de 10 horas. Cabe ressaltar que todas as provas se realizaram a temperatura ambiente dado que o baixo teor de cobre das amostras não justificaria o uso de energia calórica, em função do custo associado.

O incremento de ácido a 5 molar não produziu qualquer melhora na lixiviação (teste 8, triângulos abertos). Entretanto, a diminuição de ácido a 1 molar, deteriora a cinética de lixiviação (Teste 9, símbolo estrelas).

Os resíduos da lixiviação foram deixados de 1 a 3 semanas no ambiente ácido para observar se acontecia um aumento da lixiviação. Não se verificou qualquer efeito conclusivo nos resíduos deixados por longo tempo.

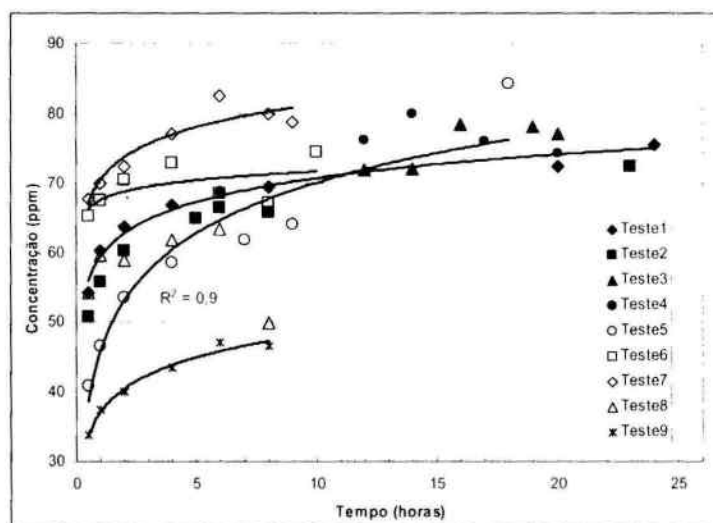


Fig. 2. Lixiviação do material de barragem de rejeito da flotação

#### 4. CONCLUSÕES

Neste estudo se determinou a viabilidade de obter um produto de flotação que tivesse as características de um material de alimentação para uma flotação normal. Também se determinou o efeito ativador do sulfeto de sódio se administrado corretamente. Quando o reagente era usado sobre a amostra original, se apreciava uma leve melhora na recuperação, mas com detrimento do teor de cobre. Entretanto, se a adição se fazia sobre a amostra moída, se obtém um considerável aumento na recuperação. Estes resultados devem ser explorados de forma mais extensiva para conseguir sua aplicação na planta de tratamento.

O rejeito mostrou uma tendência à solubilização em  $H_2SO_4$  3M. Os rejeitos das lixiviações mostraram um conteúdo de cobre que indicaria uma solubilização de perto de 50% do cobre. A velocidade de dissolução na presença de  $H_2SO_4$  3M seria de 20 a 24 horas. Entretanto, uma maior velocidade de dissolução se obteve quando se adicionava sulfato férrico e se injetava ar à solução. Em menos de 10 horas a solução atingia uma concentração equivalente à que se obtinha em mais de 20 horas sem esses reagentes. A lixiviação por agitação é um processo que apresenta determinados custos e esse fator deveria ser analisado. Uma alternativa seria avaliar a possibilidade de se reproduzir resultados semelhantes, ou melhores, em um sistema que atue por percolação.

#### 5. BIBLIOGRAFIA

- BRUM, I.A.S. Efeito da forma de condicionamento na flotação de minérios sulfetados de cobre e molibdênio. Dissertação de Mestrado. PPGEM/UFRGS, 1993.
- CABRAL, S.A. Desenvolvimento de um processo de Beneficiamento para o minério sulfetado de chumbo e zinco da Companhia. Brasileira do Cobre. Dissertação de Mestrado. PPGEM/UFRGS, 1995.
- CHANDER, S. Recent developments in floatability of very fine particles - A Review. Transactions of the Indian Inst. of Metals, 1979, Vol. 31, pp 12-19.
- FUERSTENAU, D.W.; CHANDER, S.; ABOUZEID, A.M. The recovery of fine particles by physical separation methods. In: Beneficiation of minerals fines: Problems and research needs, 1978, Sterling Forest, N.Y. Workshop Report, Ann Arbor, AIME, 1979. pp. 3-59.
- FUERSTENAU, D.W. Flotation science and engineering: Advances and challenges. In: International mineral processing, 16., 1988. Stockholm. Congress... Amsterdam: Elsevier Science Publishing Co., 1988. v.10<sup>A</sup>, p.63-80.
- GAUDIN, A.M.; GROH, J.O.; HENDERSON, H.B. Effect of particle size on flotation. American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1931, Vol. 414, pp 3-23.
- SHANNON, L.K. and TRAHAR, W.J. The role of collector in sulphide ore flotation. Advances in mineral processing. 1986. SME, Littleton, Colorado, pp. 408-425.
- TRAHAR, W.J.; WARREN, L.J. The flotability of very fine particles - A review. International Journal of Mineral Processing, 1976, Vol. 3, pp 103-131.
- TRAHAR, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. International Journal of Mineral Processing, 1981, Vol. 8, pp 289-327.
- J. PETERSEN AND D.G. DIXON GEOCOAT® Heap Leaching of Copper Sulphide Concentrates Using Thermophile Bacteria Biohydrometallurgy Research Group, Department of Metals and Materials Engineering, University of British Columbia, 6350 Stores Road, Vancouver, B.C. Canada V6T 1Z4
- D.G.DIXON: Hydrometallurgy 58 (2000) 27-41.