



**Centro de Tecnologia Mineral  
Ministério da Ciência e Tecnologia**

**Coordenação de Inovação Tecnológica – CTEC**

**Serviço de Desenvolvimento de Novos Produtos Minerais - SDPM**

## **ESTUDO DO BENEFICIAMENTO DE UM MINÉRIO SULFETADO DE OURO DE BAIXO TEOR**

Mauricio Luis Torem

Achilles J. Bourdot Dutra

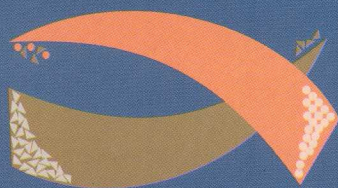
Marisa Bezerra de Mello Monte

Luís Albano Tondo

**Rio de Janeiro  
Julho / 2004**

**CT2004-026-00 Comunicação Técnica elaborada para o Anais de Evento  
XXENTMME/2004, realizado em Florianópolis-SC. Volume 02,  
pags. 03 – 10.**





**XX ENTMME**  
**ENCONTRO NACIONAL**  
**DE TRATAMENTO DE**  
**MINERIOS E METALURGIA**  
**EXTRATIVA**

**15 a 18 de junho de 2004 - Florianópolis - SC**

Volume 2



# ESTUDO DO BENEFICIAMENTO DE UM MINÉRIO SULFETADO DE OURO DE BAIXO TEOR

Bravo, C.S.V. (*In memoriam*) ; Torem, M. L.<sup>1</sup>; Monte, M.B.M.<sup>2</sup>; Dutra, A.J.B.<sup>3</sup>; Tondo, L.A.<sup>4</sup>

1. Departamento de Ciência dos Materiais e Metalurgia, Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro.  
Avenida Marquês de São Vicente, Gávea, Rio de Janeiro –RJ  
[torem@dcmm.puc-rio.br](mailto:torem@dcmm.puc-rio.br)
- 2 – Laboratório de Química de Superfície, Serviço de Desenvolvimento de Novos Produtos Minerais. Centro de Tecnologia Mineral. Avenida Ipê, 900. Ilha do Fundão. CEP 21941-590. Rio de Janeiro – RJ  
[mmonte@cetem.gov.br](mailto:mmonte@cetem.gov.br)
- 3 – Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais – Universidade Federal do Rio de Janeiro. Centro de Tecnologia, bloco F sala 210. Ilha do Fundão. CEP 21949-900. Rio de Janeiro – RJ  
[adutra@metalmat.ufri.br](mailto:adutra@metalmat.ufri.br)
- 4- Gerência de Desenvolvimento, Rio Paracatu Mineração RPM S.A, Estrada do Machado S/N Morro do Ouro,. CEP 38600-000, Paracatu, Minas Gerais  
[luís.tondo@rpm.riotinto.com.br](mailto:luís.tondo@rpm.riotinto.com.br)

No presente trabalho são avaliados alguns fatores físicos e químicos que influenciam o processamento do minério sulfetado de mais baixo teor de ouro conhecido no mundo. Alguns circuitos de processamento de minérios auríferos incluem processos gravíticos e de flotação visando atingir máximas recuperações de ouro e, consequentemente elevada produção a menores custos. Neste trabalho é apresentada uma avaliação dos processos gravíticos e de flotação bem como a combinação destes na recuperação do ouro e sulfetos. O processamento adotado depende da granulometria e distribuição das partículas do metal no minério. Quando a maior parte do ouro se distribui em uma faixa de tamanhos entre 150 e 100  $\mu\text{m}$ , o minério é normalmente processado por métodos gravíticos. No caso de granulometria mais fina, é prática usual a concentração do metal por flotação, seguida da cianetação do concentrado. Neste estudo de caso, observou-se que a maior distribuição de teor de ouro (80,48%) apresenta-se nas frações granulométricas do minério acima de 104  $\mu\text{m}$  enquanto que 25% do teor de ouro é distribuído nas frações abaixo de 28 $\mu\text{m}$ . As distribuições de ouro na faixa entre -295 +208  $\mu\text{m}$  e nas frações acima de 53  $\mu\text{m}$  estão muito próximas daquelas verificadas para o arsênio e enxofre. Isto denota que nas granulometrias mencionadas acima há uma associação entre o ouro e os sulfetos. Nos ensaios de flotação direta do minério, a maior recuperação do ouro (87%) foi obtida para o minério cominuído a uma granulometria de alimentação com  $P_{80} = 86 \mu\text{m}$ , na presença do coletor amil xantato de potássio (30 g/t) e do espumante metil isobutil carbinol (20 g/t), em pH=6,3. A recuperação total de ouro, enxofre e arsênio obtida nos ensaios de concentração gravítica, no concentrador centrífugo Knelson e subsequente flotação do rejeito do processo de concentração gravítica foram 80,44%, 64,90% e 58,22% respectivamente. Por meio dos processos de jigagem e flotação do rejeito, foram obtidas recuperações de ouro, enxofre e arsênio de 93,73%, 88,82 e 49,29%, respectivamente. Os concentrados obtidos na jigagem apresentaram maiores teores de ouro e ainda, foram obtidas maiores recuperações do metal (81%) , um maior percentual de arsênio e enxofre pôde ser também recuperado. Isto refletiu a maior capacidade do jigage em recuperar as partículas grossas e mistas, isto é, a parte do ouro associado à arsenopirita e pirita.

**Palavras-chave:** ouro, sulfetos, flotação e processos gravíticos

**Área Temática:** tratamento de minérios

## INTRODUÇÃO E OBJETIVO

A exaustão de reservas de alto teor de ouro e de fácil processamento aliada à descoberta de reservas de teor mais baixo e associações mineralógicas complexas, motivaram o desenvolvimento e/ou aperfeiçoamento de processos de concentração. O processamento de minérios complexos está ligado, entre outros fatores, à mineralogia, à associação e/ou à disseminação do ouro nos minerais presentes no minério, em particular os sulfetos.

A empresa Rio Paracatu Mineração S.A (RPM) possui uma jazida contendo o minério com mais baixo teor de ouro explotado comercialmente no mundo. Para operar 18 milhões de toneladas anuais de minério sulfetado bruto, em 1997 foram acrescentadas uma quarta linha de britagem e uma etapa de britagem terciária na usina de processamento. Cada linha de moagem teve sua capacidade de cominuição ampliada, de 400 para 650 t/h e novas células de flotação foram incorporadas ao antigo circuito, ampliando a capacidade da usina de flotação. No entanto, para atender ao novo desafio, faz-se necessário aumentar a recuperação do ouro, se possível aumentando-se a granulometria de moagem, para permitir também um aumento da alimentação da planta.

O presente trabalho objetiva o estudo dos fatores físicos e químicos que afetam a recuperação das partículas de ouro livre e dos minerais de sulfeto portadores de ouro de diversas classes de tamanho, durante o processo de flotação do minério sulfetado de ouro de baixo teor. A granulometria de alimentação do minério sulfetado na recuperação total do ouro, pela combinação dos circuitos gravíticos/flotação, foi também avaliada, comparando-se com o processo de flotação direta do minério.

## PARTE EXPERIMENTAL

Os trabalhos de amostragem foram realizados pela própria companhia de mineração RPM, que coletou uma amostra representativa do Banco 716, bloco 508-B da mina de Paracatu, identificada como minério Tipo Calha Cl-4, de aproximadamente 380 Kg a qual, foi britada abaixo de 1,4 mm. A amostra foi distribuída em uma pilha longitudinal, de seção triangular e o quarteamento foi realizado formando-se seis pilhas menores de cerca de 90 kg. Pilhas menores foram ainda divididas e quarteadas até se obter sub-amostras de 1,4 kg, as quais foram usadas nos ensaios de moagem, adequando-as a granulometria de alimentação dos ensaios de concentração gravítica e de flotação da usina da RPM.

Os ensaios de concentração em centrífuga tipo Knelson (descarga central de 3,81 cm) tiveram como alimentação amostras moídas a  $P_{80} = 90 \mu\text{m}$  e a polpa obtida apresentou um teor de sólidos de 25%. A água de fluidização foi injetada no Knelson a uma pressão de alimentação de 20,7 kPa, que correspondeu a uma vazão de alimentação de água de 10 L/min. O tempo de operação contínua foi de 20 min. Os concentrados foram secados e analisados em função dos teores de Au, S, Fe e As.

Os ensaios de jigagem foram realizados com amostras de 1,4 kg oriundas das amostras cominuídas a  $P_{80} = 90 \mu\text{m}$ . Para tal finalidade, a polpa com 25% de sólidos foi bombeada para o jigge de diafragma simples tipo Denver, modelo H469A, operando a uma amplitude de 3,5 mm. A vazão de alimentação da água foi mantida constante em 15 L/min. O período total de operação do jigge foi de 45 min, durante o qual se fez quatro coletas de concentrado. Os concentrados obtidos foram secados e enviados para análises químicas para determinação dos teores de As, Fe, Au e S. O leito do jigge era constituído por partículas de quartzo com a seguinte distribuição granulométrica: 56% acima de 6,68 mm; 26% entre a faixa 6,68 e 4,48 mm; 18% abaixo de 4,48 mm. Os rejeitos obtidos na etapa de concentração centrífugas e jigagem foram reprocessados por flotação. A Tabela 1

apresenta as condições usadas nos ensaios de flotação dos rejeitos provenientes da etapa de concentração gravítica.

Tabela - Condições usadas nos ensaios de flotação do rejeito da concentração gravítica.

Flotação do rejeito da concentração gravítica do minério Tipo Calha Cl-4	
Granulometria inicial da amostra: <-1,4 mm, +38 $\mu$ m>	
Granulometria de alimentação na célula de flotação $P_{80}$ = 86 $\mu$ m	
Isobutil xantato de potássio (IBXP)	10 g/t
Mercaptobenzotiazol (MBT)	
Metil isobutil carbinol (MIBC)	
PH	
Porcentagem de sólidos	
Velocidade do rotor da célula de flotação	1400 rpm

Os ensaios de flotação direta foram realizados em célula de laboratório Denver, sub-aerada, modelo D12, rotação de 1400 rpm, com cerca de 1,4 kg de amostras cominuídas a diferentes granulometrias de cominuição:  $P_{80}$  = 68, 86, 90, 114 e 130  $\mu$ m e a um teor de sólidos de 20%. Os coletores utilizados foram: amil xantato de potássio (AXP) e mercaptobenzotiazol de sódio (MBT) e como espumante, o metil isobutil carbinol (MIBC). O pH foi controlado com suspensões de CaO. Após a adição dos coletores e do espumante, era introduzido ar na célula e o tempo de flotação total foi de 6 min. O concentrado e o rejeito foram filtrados, secos a 60°C, pesados e analisados em termos dos teores de As, S, Au e Fe. Nos ensaios de flotação direta os seguintes parâmetros foram avaliados: granulometria de alimentação do minério, tipo e concentração de coletores.

## RESULTADOS E DISCUSSÃO

A Figura 1a apresenta as curvas de distribuição de massa e ouro retido acumulado para o minério (*head sample*) por faixa granulométrica. Constatou-se que as frações mais grossas (acima de 208  $\mu$ m) apresentam um distribuição de ouro uniforme, ou seja, a distribuição em massa coincide com a metalúrgica. Por exemplo, a fração mais grossa, +48 malhas (>295  $\mu$ m), representa 57% do ouro contido na amostra, em mais de 50% da massa total. Por outro lado, a concentração do ouro não é expressiva na fração abaixo de 28  $\mu$ m, onde o teor analisado ficou muito abaixo do valor calculado para a amostra total de 0,334 g/t. As distribuições dos elementos, enxofre, ouro e arsênio das diferentes frações granulométricas do minério (*head sample*) são apresentadas na Figura 1 b. Conforme pode ser observado, as distribuições de ouro na fração < 270 malhas (< 53  $\mu$ m) e na faixa entre -48 e +65 malhas (-295+208  $\mu$ m) estão muito próximas daquelas verificadas para o arsênio e enxofre. Isto denota que para essas faixas há uma associação de sulfeto com ouro. Por outro lado, o aumento da distribuição do ouro nas faixas -65+100 malhas e -150+200 malhas poderia ser indicativo da presença de ouro livre. Na amostra em estudo, o ouro pode ser encontrada sob diferentes formas (Vieira e Oliveira, 1988; Costa, 1997) : i) ouro livre disseminado na rocha e concentrado em *boudins* de quartzo; ii) ouro

residual resultante da decomposição dos sulfetos e carbonatos; iii) ouro associado aos sulfetos e carbonatos e iv) ouro reconcentrado por processo lateríticos.

Os resultados de flotação direta obtidos com o minério Tipo Calha, cominuído a uma granulometria 80% abaixo de 86  $\mu\text{m}$ , mostraram uma recuperação de ouro de 70,9% e recuperação em massa de 12% (Tabela 2). Com relação à recuperação de arsênio, foram obtidas recuperações do metal em torno de 30%, usando o sistema de reagentes em vigor na usina de beneficiamento.

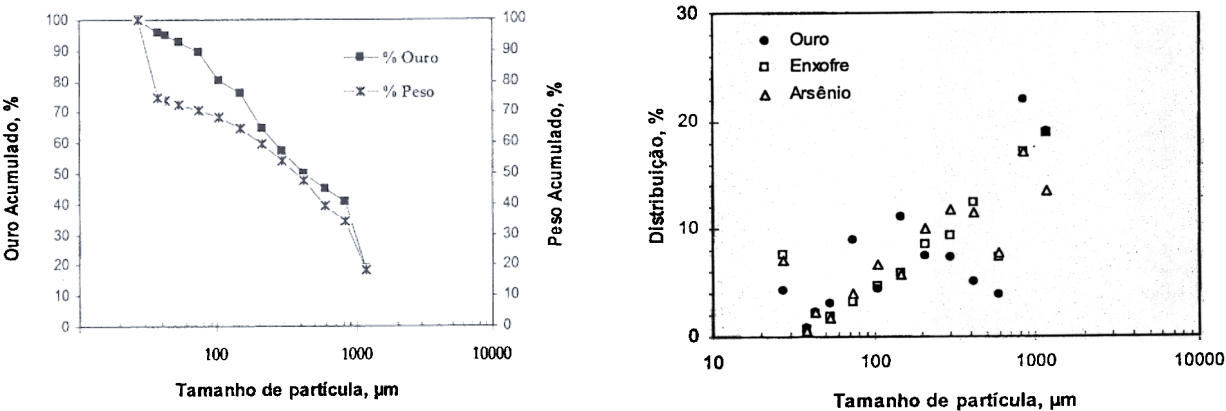


Figura 1 .(a) Curvas de peso e ouro retido acumulado e (b) distribuição de ouro, enxofre e arsênio em função da granulometria da amostra do minério Tipo Calha Cl-4 (head sample).

Os ensaios realizados com a centrífuga Knelson geraram inicialmente concentrados com teores de Au, As e S de 3,9 g/t, 3,6% e 10,20%, respectivamente. A recuperação em massa dessa etapa foi de 7%. Os resultados obtidos nos ensaios de flotação com o rejeito da centrífuga mostraram uma recuperação de apenas 4,5%, evidenciando a necessidade de otimizar os sistemas de reagentes usados para aumentar a recuperação por flotação das partículas não recuperadas por concentração gravítica centrífuga. Conforme pode ser observado na Tabela 2, os concentrados obtidos na jigagem apresentaram maiores teores de ouro (4,15 g/t) e ainda, foram obtidas maiores recuperações do metal (81%).

Com o aumento do teor de ouro no concentrado, uma maior percentual de arsênio e enxofre pôde ser também recuperada. Isto reflete a maior capacidade do jigue em recuperar partículas mistas, isto é, à parte do ouro associado a arsenopirita e pirita. Da mesma forma, o reprocessamento do rejeito de jigagem por flotação apresentou melhor desempenho (recuperações de ouro e arsênio de 12,33% e 7,84%, respectivamente), para o mesmo sistema de reagentes (Tabela 1).

As Figuras 2 a e b apresentam o efeito da granulometria de alimentação do minério Tipo Calha Cl-4, na recuperação e nos teores de ouro, enxofre e água, na presença de 30 g/t do coletor AXP. Com base nos resultados apresentados na Figura 2a, observa-se uma maior recuperação de ouro (87%), para uma granulometria de alimentação do minério intermediária ( $P_{80} = 86 \mu\text{m}$ ). A recuperação de água na flotação, no entanto, permaneceu praticamente inalterada e independente das diversas classes de tamanho de partículas que foram analisadas. Conforme observado na Figura 2 b, nas condições físico-químicas de flotação apresentadas, verificou-se uma variação nos teores de ouro e enxofre dos concentrados obtidos em função da granulometria do minério processado. Os concentrados obtidos a partir do minério na granulometria com  $P_{80} = 86 \mu\text{m}$  apresentaram teores de ouro e sulfetos de 6,39 g/t e 15,60% S, respectivamente, para uma recuperação máxima de ouro de 87%.



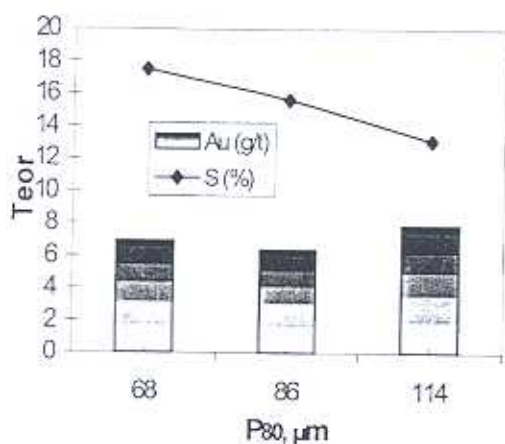
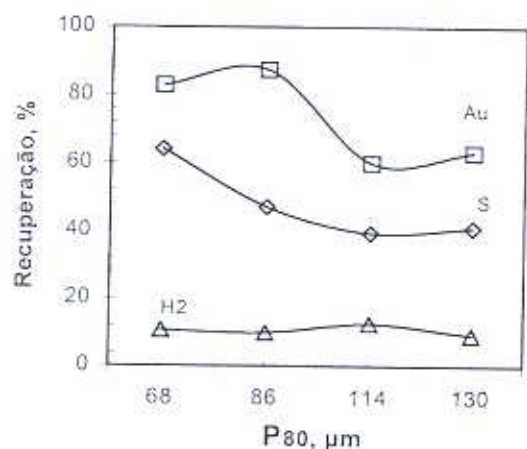
A moagem fina ( $P_{80} = 68 \mu\text{m}$ ), por outro lado, favoreceu o aumento da recuperação dos sulfetos na presença do coletor AXP, na concentração de 30 g/t. Obtiveram-se recuperações da ordem de 82% de ouro e 64% de enxofre, respectivamente e o concentrado apresentou um teor de ouro de (6,91 g/t) e maior teor de enxofre (17,5% S). Para uma granulometria de alimentação com  $P_{80} = 114 \mu\text{m}$ , foram obtidos concentrados com o maior teor de ouro (7,90 g/t Au) e menor teor de sulfetos (13,10% S) porém para uma menor recuperação do ouro contido no minério (60%).

Em recentes estudos, Bazin e Proulx (2001) evidenciaram a necessidade de um incremento na concentração do coletor para uma flotação eficiente das partículas grossas. Lins (1987) verificou que a utilização de apenas 30 g/t de AXP proporcionava uma recuperação satisfatória das partículas de ouro (cerca de 90%) para tamanhos até  $147 \mu\text{m}$ , no entanto, para faixas de tamanho maiores, um aumento na concentração do coletor é necessário. No estudo do efeito do tamanho de partícula no desempenho da flotação de um minério complexo de sulfetos, Feng e Aldrich (1999) constataram que o limite de tamanho para uma recuperação satisfatória dos sulfetos (entre 80 e 60%) era de  $75 \mu\text{m}$ .

As Figuras 3 a e b apresentam o efeito do aumento da concentração do coletor AXP na recuperação e teor do ouro do concentrado. Para as partículas com granulometria mais fina ( $P_{80} = 68 \mu\text{m}$ ), o aumento da concentração do coletor não influenciou significativamente a recuperação e o teor do ouro, evidenciando que as partículas mais finas não requerem uma quantidade excessiva de reagente, conforme demonstrado nos experimentos de Bazin e Proulx (2001). Além disso, observou-se uma diminuição do teor de ouro do concentrado obtido, que passou de 6,91 para 3,25 g/t (Ver Figura 3 b).

Tabela 2. Resultados obtidos nos ensaios de concentração gravítica e flotação realizados com o minério Tipo Calha Cl-4. Condições dos ensaios de flotação: teor de sólidos de 20%, concentração de MBT 20 g/t, de IBXP 10 g/t e de MIBC de 20 g/t e pH = 6,3.

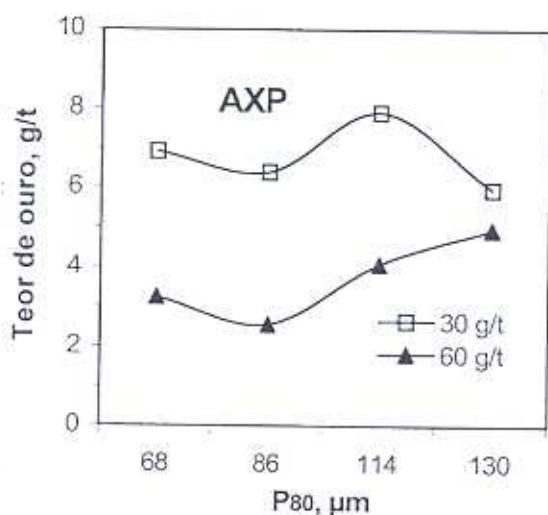
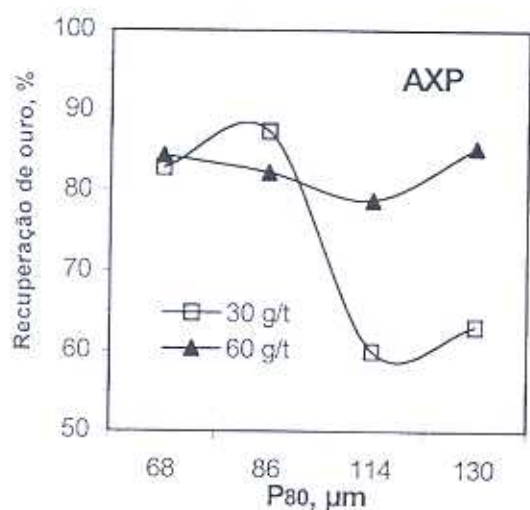
Flotação direta							
Minério Calha Brava Cl-4 na granulometria: 80% < $86 \mu\text{m}$							
	Massa	Teor			Distribuição (%)		
Produtos	(%)	Au (g/t)	As (ppm)	S (%)	Au	As	S
Concentrado	12,09	2,306	10749,00	4,15	70,92	30,20	38,33
Rejeito	87,91	0,130	3417,00	0,92	29,08	69,80	61,67
Alimentação	100,00	0,393	4303,35	1,31	100,00	100,00	100,00
Alimentação da flotação:							
Rejeito proveniente do processo de concentração centrífuga Knelson (Balanço Global)							
	Massa	Teor			Distribuição (%)		
Produtos	(%)	Au (g/t)	As (ppm)	S (%)	Au	As	S
Conc. Flotaç.	3,22	0,502	4226,28	2,29	4,57	3,35	5,50
Conc. Centrif.	6,93	3,875	36110,00	10,20	75,87	61,55	52,72
Rejeito	89,85	0,077	1587,50	0,62	19,56	35,11	41,78
Alim.	100,00	0,354	4063,28	1,34	100,00	100,00	100,00
Alimentação da flotação:							
Rejeito proveniente do processo de jigagem (Balanço Global)							
	Massa	Teor			Distribuição (%)		
Produtos	(%)	Au (g/t)	As (ppm)	S (%)	Au	As	S
Conc. Flotaç.	10,27	0,703	3312,00	2,66	12,33	7,84	5,85
Conc. Jigue	11,50	4,147	15640,79	33,72	81,40	41,45	82,97
Rejeito	78,23	0,047	2812,50	0,67	6,28	50,71	11,18
Alimentação	100,00	0,586	4338,74	4,67	100,00	100,00	100,00



a)

b)

Figura 2. Efeito da granulometria de alimentação do minério Tipo Calha CI-4 na (a) recuperação e (b) nos teores de ouro, enxofre e água, na flotação conduzida na presença de 30 g/t de AXP.



a)

b)

Figura 3. (a) Recuperação e (b) teor de ouro de ouro em função da granulometria de alimentação do minério Tipo Calha CI-4 na flotação conduzida com o coletor AXP, nas concentrações de 30 e 60 g/t.

Em geral, a menor flotabilidade dessas partículas está relacionada à diminuição da probabilidade de colisão partícula bolha, além de serem mais sujeitas ao arraste mecânico. As partículas menores possuem superfícies específicas maiores, o que acarreta na adsorção excessiva do coletor e a outros efeitos associados às partículas finas quimicamente ativas presentes na polpa. Esses fatores podem levar a um impacto considerável na recuperação e no teor, dependendo dos efeitos dominantes na operação industrial.

Por outro lado, observou-se um aumento significativo da recuperação de ouro com o aumento da concentração do coletor AXP, para uma granulometria de alimentação do minério com  $P_{80} = 130 \mu m$ . Nesse caso, o aumento da recuperação do ouro devido ao acréscimo da concentração do coletor não resultou em uma diminuição significativa nos teores do concentrado.



A recuperação de partículas mais grossas ( $> 100 \mu\text{m}$ ) na espuma de flotação é influenciada pelo rompimento do agregado partícula-bolha na zona de turbulência. Com o aumento do tamanho das partículas, a densidade do agregado (partícula-bolha) aproxima-se do valor da densidade da polpa, o que contribui para a diminuição de sua flotabilidade (Subrahmanyam e Forssberg, 1988). Dessa forma, o aumento do tamanho das partículas pode resultar em tempos de indução maiores, necessitando de maior percentual de cobertura hidrofóbica na superfície das mesmas aumentando assim, a estabilidade do agregado partícula-bolha. Já as partículas finas e intermediárias necessitam de menores concentrações. Os resultados apresentados neste estudo confirmam estas premissas.

A relação entre as recuperações de ouro e enxofre obtidas nos concentrados de flotação, para o minério cominuído a granulometria  $80\% < 130 \mu\text{m}$ , é apresentada na Figura 4. As recuperações de ouro e enxofre obtidas podem ser atribuídas à maior probabilidade do processo físico-químico em recuperar partículas mistas, a partir de uma boa adequação do sistema de reagentes.

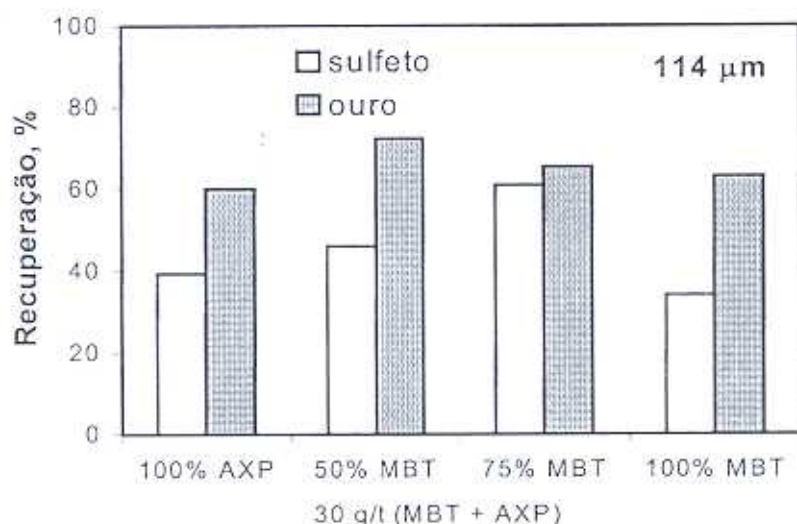


Figura 4. Influência do sistema de coletores na recuperação do ouro e enxofre para uma granulometria de alimentação com  $P_{80} = 114 \mu\text{m}$ .

## CONCLUSÕES

Os concentrados obtidos na jigagem apresentaram maiores recuperações do metal (81%). Com o aumento do teor de ouro no concentrado, um maior percentual de arsênio e enxofre pôde ser também recuperado. Isto reflete a maior capacidade do jigue em recuperar partículas grossas e mistas, isto é, a parte do ouro associado à arsenopirita e pirita. Da mesma forma, o reprocessamento do rejeito de jigagem por flotação apresentou maior desempenho (recuperações de ouro e arsênio de 12,33% e 7,84%, respectivamente), perfazendo um total de 92,33% para a recuperação do ouro e 58,22 % de enxofre.

A moagem fina ( $P_{80} = 68 \mu\text{m}$ ) favoreceu o aumento da recuperação dos sulfetos por flotação direta na presença do coletor AXP, na concentração de 30 g/t. Obtiveram-se recuperações da ordem de 82% de ouro e 64% de enxofre, respectivamente.

Para uma maior eficiência de coleta das partículas mistas e grossas do minério, constatou-se a necessidade de maiores concentrações do coletor, pois uma maior cobertura hidrofóbica na superfície das

mesmas, confere estabilidade ao agregado partícula bolha. O melhor resultado de concentração de ouro e sulfetos obtido, apresentou recuperação de 85,33 e 56,64% de Au e S, na presença do coletor AXP, na concentração de 60 g/t e para uma granulometria de alimentação 80% < 130 µm. A análise dos resultados revelou que com o aumento da recuperação dos sulfetos, uma maior proporção de ouro é recuperada, para o minério alimentado a uma granulometria com  $P_{80}$  = 114 e 130 µm.

## AGRADECIMENTOS

À CAPES pela bolsa de pesquisa de mestrado concedida a um dos autores deste trabalho. À Empresa Rio Paracatu Mineração S.A. pelo financiamento da pesquisa desenvolvida neste trabalho. À pesquisadora Sara Chumpitaz Bravo (*In memoriam*). O entusiasmo e a alegria de Sara estarão sempre no nosso espírito, o que presenciamos durante sua breve permanência entre nós, e, em particular, pela dedicação emprestada ao desenvolvimento desta pesquisa.

## BIBLIOGRAFIA

BAZIN, C.; PROULX, M. Distribution of reagents down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles. *International Journal of Mineral Processing*, v. 61, p. 1-12, 2001.

COSTA J., N.C. Caracterização mineralógica dos diferentes tipos de minérios e concentrado de flotação da Mina Morro do Ouro, Paracatu. Minas Gerais, UnB, Brasil, 1997. (Dissertação de Mestrado).

FENG, D.; ALDRICH, C. Effect of particle size on flotation performance of complex sulphide ores. *Minerals Engineering*, v. 12, nº 7, p. 721-731, 1999.

LINS, F.F. Aspectos químicos, físicos e cinéticos da flotação de partículas de ouro. Rio de Janeiro: COPPE/UFRJ, 1987. (Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Materiais).

SUBRAHMANYAM, T.V.; FORSSBERG E. Froth stability, particle entrainment and drainage in flotation – A review. *International Journal of Mineral Processing*, v. 23, p. 33-53, 1988.

VIEIRA, F.W.R.; OLIVEIRA, G.A.I. Principais depósitos minerais brasileiros. Vol III p. 378-391. DNPM, 1988

Rio de Janeiro, 27 de julho de 2004.

Marisa Bezerra de Mello Monte  
Serviço de Desenvolvimento de Novos Produtos Minerais - SDPM

Adão Benvindo da Luz  
Coordenação de Inovação Tecnológica - CTEC

Fernando Antonio Freitas Lins  
Diretor Substituto