

CONCENTRAÇÃO DO MINÉRIO CARBONOSO DE FAZENDA MARIA PRETA

Fabiana Tavares Nogueira¹
Virgínia Sampaio T. Ciminelli²

*Departamento de Engenharia Metalúrgica da EEUFMG
Rua Espírito Santo, 35/s. 217, Belo Horizonte-MG- 30160-030
Fax: (031) 222-3433*

SUMÁRIO

Avaliou-se a possibilidade de concentração por flotação da matéria carbonosa presente no minério de Maria Preta, de forma a se obter um rejeito não ativo e, portanto, que pudesse ser submetido à cianetação direta. A atividade do rejeito com relação à adsorção do cianocomplexo de ouro foi avaliada através de ensaios de atividade e de cianetação-CIL. A concentração de ouro no rejeito da lixiviação manteve-se na faixa de 0,11 a 0,16 g/t. Essas perdas correspondem a apenas 4,1 % do metal contido no minério original. A moagem mais fina do minério, o aumento da concentração do coletor ou da porcentagem de sólidos, na etapa de flotação, não influenciaram significativamente a porcentagem de ouro não lixiviável.

ABSTRACT

The flotation of carbonaceous matter from Fazenda Maria Preta gold ore has been investigated. The studies were aimed at (i) concentrating the organic carbon and (ii) producing a non-reactive flotation tailings for direct cyanidation. The tailings activity, with respect to adsorption of the aurocyanide complex, has been evaluated through activity and cyanidation experiments. The cyanidation tailings assayed 0.11-0.16 g/t, that corresponds to 4.1% of the original gold concentration in the ore. Finer grinding, increase of collector concentration and pulp density, in the flotation stage, did not significantly affected gold losses in the cyanidation tailings.

Palavras-chave: matéria carbonosa, minério refratário de ouro, flotação de ouro e carbono, efeito "preg-robbing".

INTRODUÇÃO

O estudo dos minérios refratários de ouro tem sido uma prioridade, em nível internacional e nacional, pela sua participação crescente na produção do metal. Esses minérios são tipicamente piriticos, arsenopiriticos e carbonosos e sua refratariedade está diretamente relacionada com a forma de ocorrência do ouro e com a presença de constituintes que interferem no processo de lixiviação.

Dentre os fatores responsáveis pela refratariedade dos minérios de ouro destacam-se a ocorrência de ouro submicroscópico ocluso em sulfetos, a presença de partículas de ouro finamente disseminadas em silicatos e a presença de matéria carbonosa ativa, que pode atuar durante a cianetação adsorvendo o ouro solúvel (efeito "preg-robbing"). A seleção da melhor rota de processo para o tratamento desses minérios é ditada por suas características específicas tais como: mineralização, comportamento metalúrgico, teor e custos de produção.

Quando a natureza refratária do minério é causada pela presença de matéria carbonosa, o processo extrativo irá envolver, em geral, uma etapa anterior à cianetação visando a desativação do constituinte contendo carbono ativo. Várias alternativas de pré-tratamento têm sido apresentadas: a ustulação, a flotação, a cloração, o uso de aditivos orgânicos, a oxidação química e a oxidação bacteriana [1-8]. Dentre estes, a ustulação é aquele que apresenta o maior número de aplicações industriais.

Nos últimos 5 anos, 6 novas usinas foram colocadas em operação, com destaque para Newmont Gold Co. que utilizará um ustulador com capacidade de 8000 t/d para tratar minérios de diferentes minas localizadas no estado de Nevada, EUA [5-8]. As principais vantagens atribuídas à ustulação são: o menor custo de operação e a possibilidade de tratar tanto minérios sulfetados como carbonosos, o que não acontece com os processos concorrentes.

A presença de minérios carbonosos na Mina de Maria Preta e em outras províncias auríferas do Estado da Bahia, motivou a condução de um projeto visando a caracterização, a concentração e a desativação do constituinte ativo. O presente trabalho analisa a possibilidade de pré-concentração da matéria carbonosa e do ouro presente no minério através da flotação, dando origem a um rejeito não ativo e a um concentrado que poderia ser posteriormente desativado através da ustulação.

PROCEDIMENTO EXPERIMENTAL

Utilizou-se uma amostra proveniente do corpo mineralizado de Antas I. Este é o mais importante da Mina de Maria Preta, de propriedade da Companhia Vale do Rio Doce, sendo responsável pela maior parte das reservas lavráveis a céu aberto [9,10].

Os ensaios de flotação em bancada avaliaram o efeito da granulometria, da concentração do coletor e da porcentagem de sólidos na polpa na recuperação do ouro e do carbono orgânico. Parte do minério foi moído a 96,5 % < 75 µm e o restante a 90,5 % < 75 µm. As porcentagens de sólidos utilizadas foram de 15, 20, 25 30 e 35 %. Aero-Xantato 350 (Amil Xantato de Potássio - Cyanamid) foi usado como coletor, nas dosagens de 40 e 50 g/t, além de óleo de pinho(200 g/t) como espumante e de querosene, 250 g/t. A adição dos reagentes foi feita em 3 estágios. O tempo de retenção total utilizado foi de 26 minutos (flotação até a exaustão). O pH do ensaio foi o natural da polpa (8,0-8,5). As condições iniciais foram determinadas através de estudos preliminares realizados pela CVRD [9,10] e da literatura [11,12]. Os ensaios foram realizados em célula Denver, utilizando-se uma cuba de 4,0 litros. A velocidade do rotor foi mantida em 1400 RPM.

Os ensaios de atividade e de cianetação CIL tiveram como objetivo verificar se o rejeito da flotação apresentava matéria carbonosa ativa capaz de adsorver o Au e, em caso positivo, em que grau esse constituinte estava atuando.

Os ensaios de atividade foram realizados com 37,5, 28,6 e 16,7 % de sólidos, de acordo com a metodologia descrita por Diniz [13]. A concentração inicial da solução de cianeto de ouro foi de 2 mg/l. Esta foi preparada a partir de pequenas limalhas de ouro, que foram lavadas com ácido clorídrico para remover os possíveis óxidos presentes na superfície do metal. Posteriormente foi feita a dissolução do ouro em solução contendo cianeto, em presença de oxigênio. O pH dos ensaios foi corrigido para 10,0-10,5 no princípio do ensaio e medido nas condições estabelecidas logo após o contato com o minério. O tempo de contato dos ensaios de atividade foi de 2,0 horas. A avaliação do nível de atividade do material foi feita através da análise da concentração final de ouro na solução. Rejeitos ativos adsorvem o complexo de ouro e, com isto, as concentrações encontradas ao final do ensaio são inferiores àquela da solução inicial. Ao contrário, rejeitos que não apresentam atividade não adsorvem o ouro e, sendo assim, a concentração da solução permanece inalterada.

Para a realização dos ensaios de cianetação foram utilizadas condições bastante favoráveis à dissolução do metal: solução de cianeto em concentração de 1000 mg/l, 25 % de sólidos, 20 g/l de solução de Carvão Ativado (Calgon GRC22) e pH 12. Durante o ensaio, o pH, o Eh, o

peso do sistema e a concentração de cianeto foram monitorados e os abaixamentos do pH, corrigidos através da adição de cal comercial. Terminado o ensaio, a polpa era peneirada, para a retirada do carvão carregado, filtrada e os sólidos colocados para secar. Os sólidos secos eram amostrados e enviados para análise de ouro juntamente com o carvão carregado.

As análises de Au em amostras sólidas foram feitas por fusão-copelação e na fase aquosa, através de espectrofotometria de absorção atômica. O carbono foi dosado em aparelho LECO modelos CS244 (UFMG) e 400 (CVRD).

RESULTADOS E DISCUSSÃO

A amostra do minério de Maria Preta possuía um teor médio de ouro de $3,86 \pm 0,23$ g/t e de $1,55 \pm 0,01\%$ de carbono. A difração de raios-X mostrou que este é constituído, predominantemente, por minerais transparentes: quartzo, micas (muscovita, ilita), feldspatos (albita, oligoclásio) e clorita. A limonita/goethita, pirita, "material grafitoso" e carbonatos (dolomita e calcita) aparecem como minerais secundários. Traços de ouro e arsenopirita também foram detectados. O material grafitoso aparece como finos grãos distribuídos de forma irregular na matriz de silicatos [9,13]. Estudos de caracterização da matéria carbonosa do minério de Maria Preta indicaram que esta é composta por carbono elementar e ácido húmico, não tendo sido detectada a presença de hidrocarbonetos [13].

A flotação em bancada com minério moído a $96,5\% < 75 \mu\text{m}$ foi de difícil controle, uma vez que a polpa mostrou-se extremamente viscosa, prejudicando a passagem das bolhas e a agitação e, com isso, o contato partícula-bolha. Devido a essa dificuldade, a granulometria de $90,5\% < 75 \mu\text{m}$ foi mais explorada.

A figura 1 mostra as recuperações mássicas, para as duas concentrações de coletor utilizadas, em função da porcentagem de sólidos, para o minério moído a $90,5\% < 75 \mu\text{m}$. As curvas sugerem a tendência, conforme o esperado, de aumento da recuperação mássica com o aumento da porcentagem de sólidos, em especial para os ensaios realizados com 50 g/t de coletor e maiores porcentagens de sólidos. A figura 2 apresenta os teores dos concentrados desses ensaios. As curvas mostram o decréscimo do teor com a elevação da porcentagem de sólidos para as duas concentrações de Aero-Xantato. Esses resultados estão associados à maior recuperação de ganga no concentrado.

É evidente o efeito da porcentagem de sólidos na recuperação mássica, no teor do concentrado e na recuperação de ouro. Os ganhos na recuperação do ouro foram da ordem de 2 a 8%, o

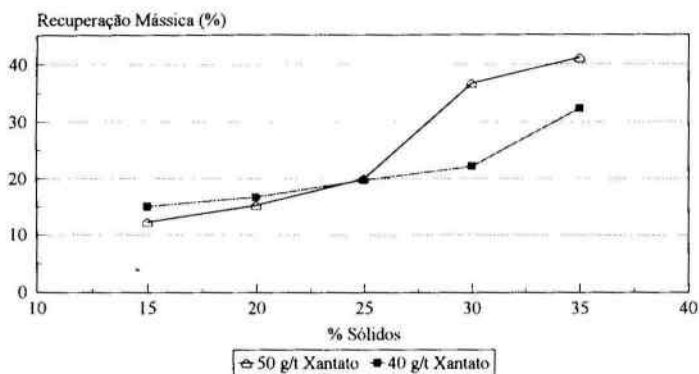


Figura 1 - Efeito da porcentagem de sólidos e da concentração do coletor, na flotação, na recuperação mássica. Amostra moída a 90,5 % < 75 μ m.

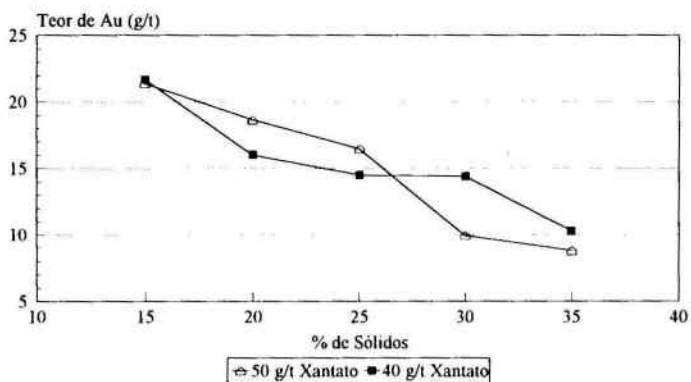


Figura 2- Efeito da porcentagem de sólidos e da concentração do coletor, na flotação, no Teor de Au (g/t) do concentrado. Amostra moída a 90,5 % < 75 μ m.

que, em se tratando de minérios de ouro não podem ser negligenciados. É portanto, importante avaliar as recuperações de ouro na cianetação dos rejeitos da flotação obtidos nas diferentes condições experimentais.

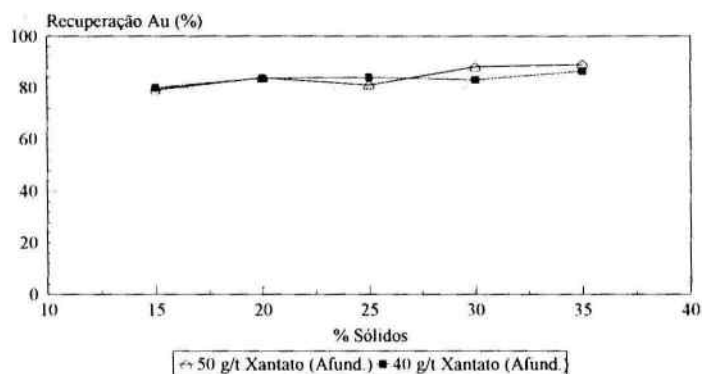


Figura 3- Efeito da porcentagem de sólidos e da concentração do coletor, na flotação, na recuperação de Au (%). Amostra moída a 90,5% < 75 μ m.

As figuras 4. e 5 mostram a distribuição do carbono nos produtos da flotação para os ensaios realizados, respectivamente, com 50 e 40 g/t de Xantato. Observa-se que o carbono presente no flotado é quase todo orgânico; a presença de carbonatos somente é verificada, quando se trabalha com elevadas porcentagens de sólidos, devido à perda de seletividade do processo.

A figura 6 mostra o aumento na recuperação de C total e de C orgânico com o aumento da porcentagem de sólidos e da concentração do coletor, para a amostra moída a 90,5% < 75 μ m, acompanhando, dessa forma, a tendência apresentada pelo ouro.

As figuras 7 e 8 mostram as diferentes recuperações de Au e de C total em função da porcentagem de sólidos, para as duas granulometrias estudadas, mantendo-se fixa a concentração de Xantato em 40 g/t. Esperava-se que a flotação do material mais fino levaria a maiores recuperações, já que o Au e o C estariam mais liberados. Entretanto, verificou-se uma queda acentuada das recuperações de Au para o ensaio realizado com 30% de sólidos e uma ligeira queda para a recuperação de C para os ensaios com 30 e 35% de sólidos (polpas mais densas). A flotação com 25% de sólidos forneceu boas recuperações Au e de C. Como já foi dito, a flotação com material na granulometria de 96,5% < 75 μ m mostrou-se de difícil

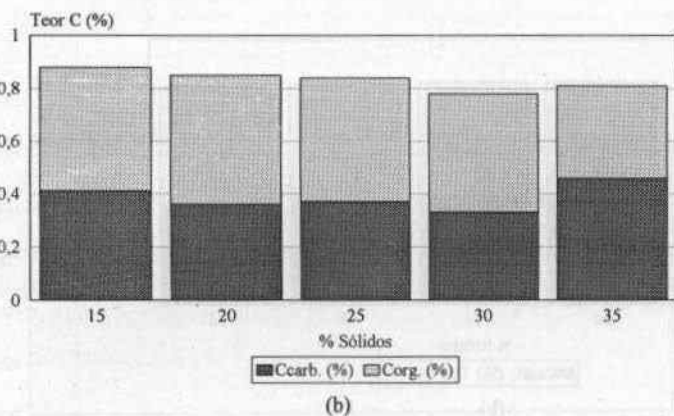
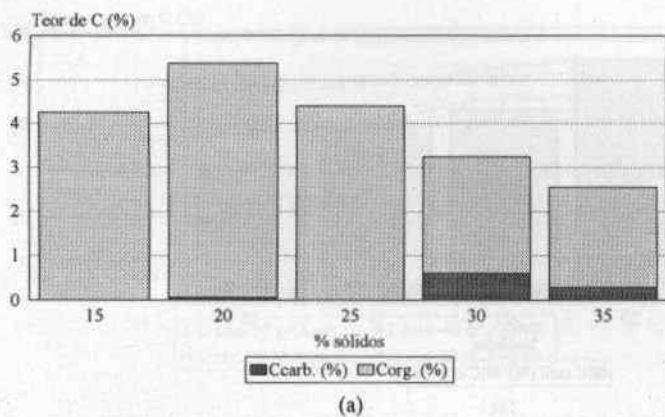


Figura 4 - Distribuição do carbono nos produtos da flotação - (a) concentrado (b) rejeito. Amostra moída a 90,5% < 75 μ m. Concentração de Xantato de 50 g/t

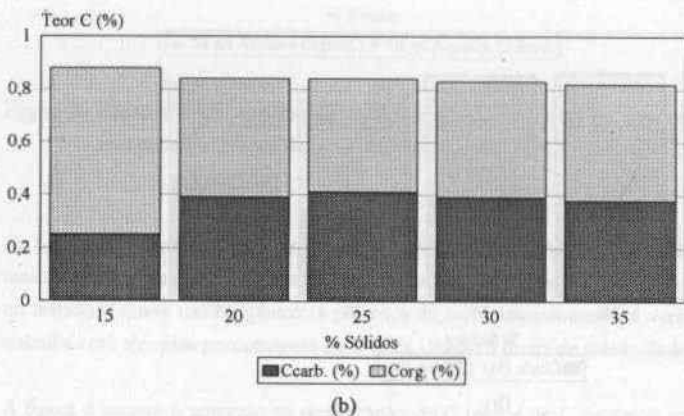
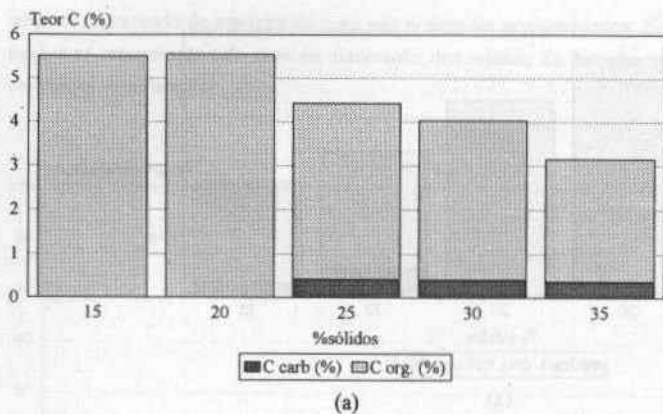


Figura 5 - Distribuição do carbono nos produtos da flotação - (a) concentrado (b) rejeito
 Amostra moída a 90,5 % < 75 μ m. Concentração de Xantato de 40 g/t

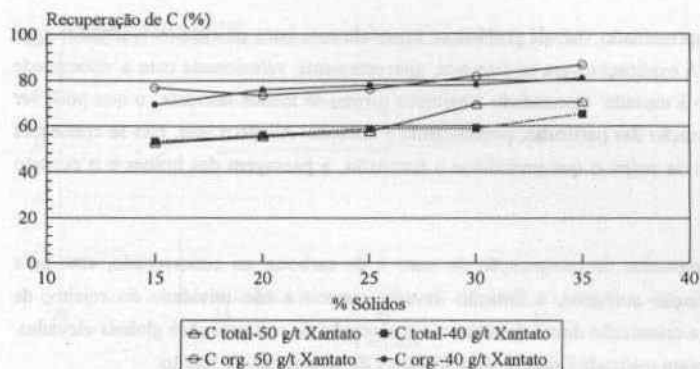


Figura 6- Efeito da porcentagem de sólidos e da concentração do coletor na flotação, na recuperação de C total (%) e de C orgânico (%). Amostra moída a 90,5 % < 75 μ m

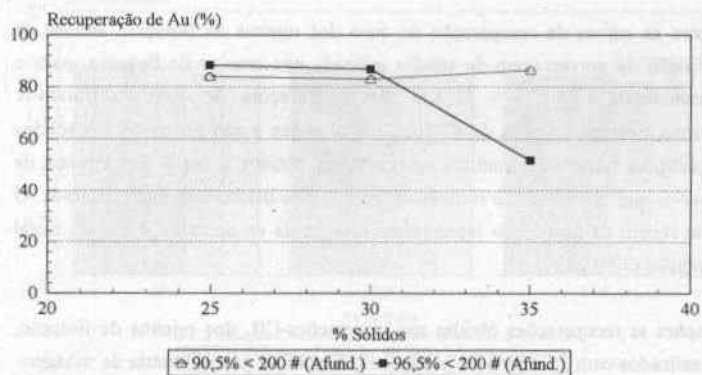


Figura 7- Efeito da porcentagem da sólidos e da granulometria, na flotação, na recuperação de Au (%). Concentração de Xantato de 40 g/t.

controle, tendo apresentado visíveis problemas, especialmente para os ensaios realizados com 35% de sólidos. A explicação para tal fato está, aparentemente, relacionada com a viscosidade da polpa. Devido à elevada viscosidade a agitação tornou-se menos eficiente, o que pode ter levado à sedimentação das partículas, prejudicando a flotação. Aliado a isso, não se conseguiu uma boa aeração da polpa o que prejudicou a formação, a passagem das bolhas e o contato partícula-bolha.

Além de níveis elevados de recuperação de ouro e de carbono no concentrado, este para favorecer a ustulação autógena, a flotação deveria garantir a não atividade do rejeito, de forma a permitir a cianetação direta do mesmo e a obtenção de recuperações globais elevadas. Nesse sentido, foram realizados ensaios de atividade e de cianetação do rejeito.

Os resultados dos ensaios de atividade dos rejeitos da flotação são mostrados na figura 9. Esta figura mostra os teores finais de Au das soluções de cianeto, em função da porcentagem de sólidos nos ensaios de atividade. Pode-se observar que não houve adsorção nas condições testadas, o que indica que a matéria carbonosa presente nestes rejeitos não apresentava atividade "preg-robbing" significativa.

A figura 10 mostra as curvas de recuperação de ouro dos rejeitos da flotação, através da cianetação, em função da porcentagem de sólidos utilizada nos ensaios de flotação, para o material na granulometria a 90,5% < 75 μm . As recuperações de ouro mostraram-se distribuídas de forma aleatória na faixa de 82-86%, o que indica a não atividade dos sólidos nas diferentes condições testadas e confirma os resultados obtidos a partir dos ensaios de atividade. Acredita-se que esse ouro não recuperado encontre-se ocluído na ganga silicatada. O teor de ouro no rejeito da cianetação representam uma perda de cerca de 4,1% do metal contido na alimentação (3,86 g/t)

A figura 11 compara as recuperações obtidas nas cianetações-CIL dos rejeitos de flotação, para os ensaios realizados com 25 e 30% de sólidos, em função da granulometria de moagem. Pode-se observar que não houveram variações significativas nas recuperações de Au com a diminuição da granulometria dos sólidos.

Supondo recuperações de Au da ordem de 86% na etapa de flotação, o que os ensaios de bancada mostraram ser possível, de 95% na ustulação/cianetação-CIL do concentrado e de 83% na cianetação-CIL do rejeito, a recuperação global do processo estaria na faixa de 94%. Esse valor representaria um aumento considerável da extração do ouro, considerando-se que algumas amostras do minério de Maria Preta chegaram a apresentar recuperações inferiores a 10% na cianetação industrial.

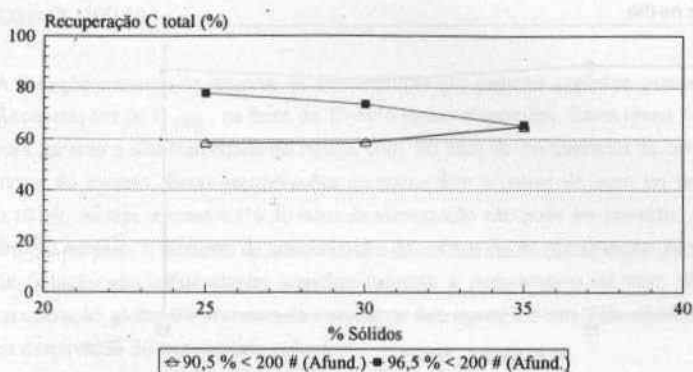


Figura 8- Efeito da porcentagem da sólidos e da granulometria, na flotação, na recuperação de C (%). Concentração de Xantato de 40 g/t.

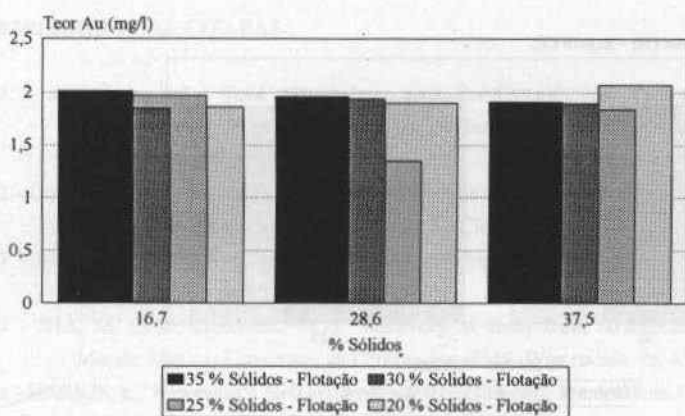


Figura 9 - Efeito da porcentagem de sólidos na atividade do rejeito da flotação. Solução de 2 mg/l de $Au(CN)_2^-$, pH 10,5, T = 27 °C, após 2 horas. Amostra moída a 90,5 % < 75 μm ,

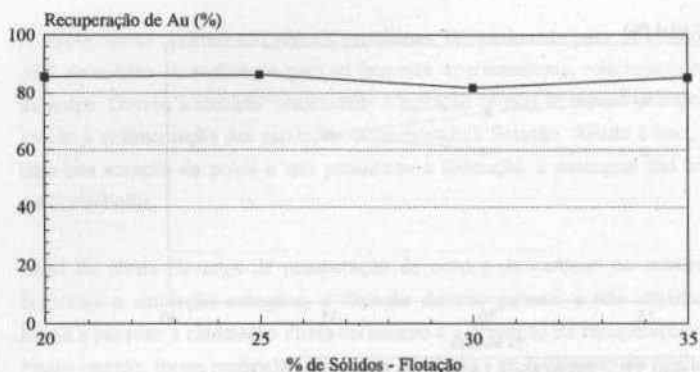


Figura 10 - Recuperações de Au na cianetação dos rejeitos da flotação. Solução de Cianeto de 1000 mg/l, pH - 12, T = 27 °C, após 48 horas, 20 g/l de carvão ativado. Amostra moída a 90,5 % < 75 µm. Porcentagens de sólidos na flotação de 20 a 35%.

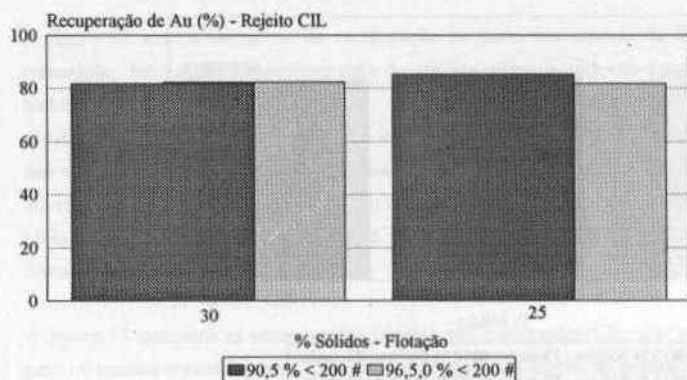


Figura 11 - Efeito da granulometria e da porcentagem de sólidos na flotação na recuperação do Au na cianetação CIL do rejeito. Solução de Cianeto de 1000 mg/l, pH - 12, T = 27 °C, após 48 horas, 20 g/l de carvão ativado.

CONCLUSÕES

A flotação mostrou-se seletiva na concentração do carbono orgânico presente no minério. Recuperações de C_{org} , na faixa de 70-86% foram observadas. Esses níveis foram suficientes para garantir a não reatividade do rejeito, com 80-88% de recuperação de ouro na cianetação direta do mesmo. Essas recuperações correspondem a teores de ouro no rejeito de 0,11 a 0,16 g/t, ou seja, apenas 4,1% do ouro da alimentação não pode ser extraído. A moagem mais fina do minério, o aumento da concentração do coletor ou da porcentagem de sólidos na etapa de flotação não influenciaram significativamente a porcentagem de ouro não lixiviável. A recuperação global do processo de tratamento fica agora limitada pela eficiência da ustulação na desativação do concentrado refratário.

AGRADECIMENTOS

Ao CNPq, pelo apoio, e à Companhia Vale do Rio Doce, pela cessão das amostras e pela colaboração nos ensaios realizados e nas análises químicas.

BIBLIOGRAFIAS CITADAS

- 1 - AFENYA, R.S. **Gold Mineralogy and Pré-Cyanidation Treatment Methods- Lecture Notes**. Department of Mining Engineering, PNG University of Technology, LAE. December, 1992. Papua, New Guinea.
- 2 - CIMINELLI, V.S.T. **Princípios da Extração do Ouro**. Hidrometalurgia do ouro, pp.1.2-1.20. Curso de Extensão, Fundação Christiano Ottoni. Agosto, 1992.
- 3 - MARSDEN, J.O. & HOUSE, L. **The Chemistry of Gold Extraction**. Ellis Horwood Limited, 1992, England.
- 4 - JHA, M. C. & KRAMER, M. J. **Recovery of Gold from Arsenical Ores**. Precious Metals: Mining, Extraction, and Processing. TMS, Warrendale, Pa, USA, 1985.
- 5 - HARRIS, L. **Newmont's Refractory Gold Ore Program**. Randol Gold Forum pp. 149 - 150. Vancouver, 1992.
- 6 - MARSDEN, J.O., MANSANTI, J.G. & SASS, S.A. **Inovative Methods For Precious Metals Recover In North America**. Mining Engineering, september, 1993 pp.1144-1151.
- 7 - ANON., **Refractory Gold. Float, Roast, Leach, Autoclave... Pick your process to suit your ore**. Engineering & Mining Journal, june 1993.
- 8 - DOWNEY, P. et al. **Roasting at Golden Bear**. Randol Gold Forum, pp. 437 - 445. Vancouver, 1992.

- 9 - SUTEC. **Projeto Maria Preta - Estudo de Beneficiamento dos Minérios Carbonosos.** Dezembro, 1992.
- 10 - SUTEC. **Consolidação dos Estudos de Beneficiamento dos Minérios Carbonosos de Fazenda Maria Preta.** Novembro, 1993.
- 11 - LINS, F.F. & ADAMIAN,R.. **Influência de Algumas Variáveis Físicas na Flotação de Partículas de Ouro.** CETEM/CNPq Série Tecnologia Mineral, 47. Rio de Janeiro, 1991.
- 12 - OLIVEIRA, M.L.M.. **Flotação de Carvão em Coluna: Um Caso Brasileiro.** Belo Horizonte, UFMG, maio 1992 - Dissertação de Mestrado - Escola de Engenharia. Universidade Federal de Minas Gerais.
- 13 - DINIZ, C. V.. **Caracterização da Matéria Carbonosa do Minério de Maria Preta.** Belo Horizonte, UFMG, dezembro 1995 - Dissertação de Mestrado - Escola de Engenharia. Universidade Federal de Minas Gerais.
- 14 - CIMINELLI, V.S.T.; SALAS, H.T.; CALDEIRA, C.L.. **Caracterização Tecnológica do Minério de Maria Preta.** Belo Horizonte, UFMG, janeiro 1995. Relatório Técnico.
- 15 - SIBRELL, S. P.. **The Characterization and Treatment of Carlin Trend Carbonaceous Gold Ores.** Department of Metallurgical Engineering, The University of Utha. December, 1991.