

CONCENTRAÇÃO FÍSICA DE URÂNIO PROVENIENTE DE REJEITO DE MINÉRIO DE ESTANHO

Gildeon Luiz dos Santos Filho

Bolsista de Inic. Científica, Eng. Química, UFRJ

Marisa Bezerra de Mello Monte

Orientadora, Eng.^a Química, D.Sc.

Adriano Maciel Tavares

Co-Orientador, Eng Industrial, INB.

RESUMO

Neste trabalho é apresentado um estudo preliminar de concentração física de urânio proveniente do beneficiamento da cassiterita. Os melhores resultados de concentração de urânio foram obtidos por método de concentração gravítica e apresentaram recuperação de urânio de 66%. Partindo do rejeito de teor médio de 300 ppm,

obteve-se um concentrado de 900 ppm. O rejeito descartado, representando neste caso, 74% em peso da amostra original apresentou um teor de 106 ppm, considerado de baixo teor residual. Os maiores teores no concentrado magnético (1660 ppm) foram obtidos em alta intensidade de campo (10 000 Gauss).

1. INTRODUÇÃO

O urânio é um elemento radioativo amplamente disseminado na crosta terrestre. Esse elemento ocorre na forma de pequenas partículas de minerais de urânio, podendo também estar incluso ou associado aos óxidos de nióbio, tântalo e titânio. Neste último caso, são em geral minérios de composição mineralógica complexa e com raras exceções, o U e Th aparecem substituindo outros elementos [1]. O urânio pode ser extraído como produto principal ou como subproduto da industrialização de outro metal. As jazidas de ouro na África do Sul, contêm cerca de 180g/t de U_3O_8 no minério aurífero, sendo o urânio economicamente recuperado como subproduto [2]. A

concentração de urânio proveniente de rejeitos é um caso específico, porém, pode ser aplicável industrialmente. Foram obtidos resultados promissores de aproveitamento de urânio contido nos rejeitos de lixiviação do ouro. Nas minas de Witwatersrand, África do Sul, por exemplo, já foi utilizado o método de concentração magnética de alta intensidade na recuperação de urânio contido nos rejeitos de cianetação, recuperando 58% do U_3O_8 [3].

No caso do Brasil, existe uma grande possibilidade de aplicação dessa técnica em rejeitos provenientes da extração da cassiterita para produção de estanho, bem como da columbita, mineral de nióbio e tântalo. Alguns projetos já estão em desenvolvimento, como a remoção do urânio contido no concentrado de columbita de Pitinga, projeto desenvolvido pelas Indústrias Nucleares do Brasil e o Grupo Paranapanema [4].

A demanda de energia elétrica, que deve aumentar em 80% até o ano 2000, é o principal indicador para a utilização de urânio como combustível. Ao mesmo tempo, elimina-se a radiação que esse elemento pode conferir aos rejeitos descartados para o meio ambiente. O reaquecimento da mineração de urânio no Brasil acontece justamente no momento em que o setor mundial reavalia o seu futuro[4]. Na produção primária do urânio duas tendências mundiais são claras: i) a produção está aumentando, mas restrita a um pequeno número de grandes minas, concentradas em poucos países (Austrália e Canadá) e ii) a concentração da produção nas mãos de poucas empresas mineradoras (Cameco, Cogema e Uranerz).

2. OBJETIVO

O presente trabalho tem por objetivo a avaliação de métodos de tratamento físico e físico-químico para concentração de urânio contido em um rejeito, proveniente da concentração do minério de estanho da mina de Pitinga. O objetivo final do trabalho é a obtenção de um concentrado de U_3O_8 , para posterior utilização no processo hidrometalúrgico até a fabricação de elemento combustível para centrais termo-nucleares.

3. MATERIAIS E MÉTODOS

Os trabalhos de preparação da amostra do rejeito da cassiterita (cerca de 200 kg) foram iniciados com a secagem, homogeneização onde foram

retiradas alíquotas de 2 kg para a análise química, ensaios de moagem e estudos de concentração.

Os ensaios de moagem foram conduzidos em moinho de bolas *DECO* com amostras de 2 kg e percentual de sólidos em peso na polpa de moagem de 50%. Foram utilizadas amostras obtidas a partir dos seguintes tempos de moagem: 30, 45, 60 e 75 minutos; e amostras sem moagem.

Os estudos de concentração consistiram de ensaios de flotação, separação magnética e mesagem. Para a realização dos estudos de flotação em bancada utilizou-se uma célula de flotação subaerada *Denver Mod D12*. A adição do modificador, ácido fluorsilícico (750g/t), precedeu à do coletor (acetato de amina) (750g/t) e teve um tempo de condicionamento de 3 min. O tempo de condicionamento adicional do coletor foi de 2 min. O valor do pH da polpa era ajustado em 3,5 com uma solução de ácido clorídrico 10% e o mesmo era monitorado por meio do pH-metro com o eletrodo imerso na polpa. Os produtos coletados foram filtrados em filtro de vácuo, secados a 70°C e pesados.

Os ensaios de separação magnética foram realizados em um separador magnético a úmido, modelo *Boxmag Rapid*, variando-se a intensidade de campo magnético. Para tal finalidade foram utilizadas amostras de rejeitos bem como produtos provenientes dos ensaios de moagem.

Os ensaios de concentração gravítica em mesa *Mozley* foram realizados tendo-se como alimentação amostras de rejeito de cerca de 2 kg e os produtos provenientes dos ensaios de moagem. A vazão de alimentação foi de 250 g/min e as frações leve, pesada e mista foram coletadas após um período de 8 min de operação da mesa. A vazão de alimentação da água foi de 7l/min.

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

A Tabela 1 apresenta a distribuição de massa e de teores de U_3O_8 e ThO_2 em função da granulometria do minério. Conforme pode ser observado, as frações acima de 0,105 e 0,074 mm, correspondem a 51,6 e 62,5% do urânio contido na amostra original e representam cerca de 73,7 e 82% do peso da amostra, respectivamente. A fração mais fina <0,020 mm (cerca de 2% do peso da amostra original) apresenta um teor médio de urânio de 860 ppm, o

que equivale a 5% do urânio contido na amostra. Os teores de U_3O_8 e ThO_2 determinados a partir das diversas frações granulométricas, apresentaram valores de 325 ppm e 549 ppm, respectivamente.

A Figura 1 apresenta as curvas de peso e urânio retido acumulado para a amostra em estudo. Constatou-se que o urânio apresenta uma distribuição uniforme em função das diversas granulometrias do rejeito. As frações granulométricas $<0,037$ mm apresentaram uma distribuição de teor de urânio de cerca de 20% . As frações mais grossas $>0,210$ mm representam 29% do urânio contido na amostra.

A Figura 2 apresenta a influência do tempo de moagem na recuperação de urânio por flotação. Conforme pode ser observado, as recuperações de urânio foram muito baixas e nenhuma correlação foi obtida entre o tempo de moagem e o teor de urânio no concentrado. Para as amostras cominuídas a granulometria $75\% <104 \mu m$, obteve-se recuperações da ordem de 10% do urânio total contido na amostra, sendo o teor do concentrado em torno de 300 ppm, próximo ao teor da amostra original do rejeito. De um modo geral, esse sistema de reagentes não se mostrou eficiente, embora apresente um bom desempenho na flotação seletiva de pirocloro [5].

Tabela 1 - Distribuição de massa e teor de U_3O_8 e Th_2O na amostra de rejeito.

Fração (mm)	Dist.Massa (%)		U_3O_8 (%)		Th_2O (%)	
	Retido	Teor	Dist.	Teor	Dist.	Teor
+0,295	28,89	0,021	18,64	0,033	17,17	
-0,295 +0,208	17,96	0,019	10,49	0,025	8,28	
-0,208+0,147	15,83	0,024	11,67	0,033	9,47	
-0,147+0,104	11,11	0,032	10,93	0,068	13,69	
-0,104 +0,074	8,82	0,040	10,84	0,070	11,29	
-0,074+0,053	6,47	0,055	10,94	0,087	10,21	
-0,053+0,044	3,95	0,070	8,50	0,112	9,88	
-0,044+0,037	1,55	0,082	3,91	0,113	8,06	
-0,037+0,020	3,58	0,084	9,22	0,118	7,69	
-0,020	1,84	0,086	4,86	0,127	4,25	

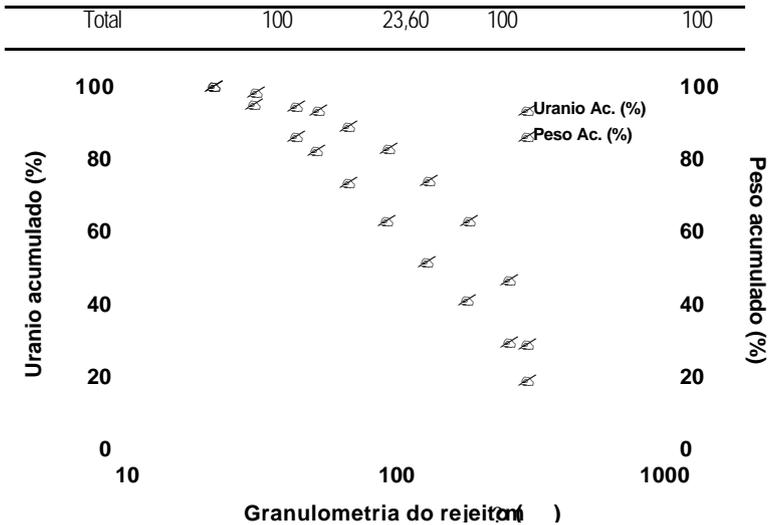


Figura 1 - Curvas de peso e urânio retido acumulado para a amostra de rejeito proveniente da Mina de Pitinga.

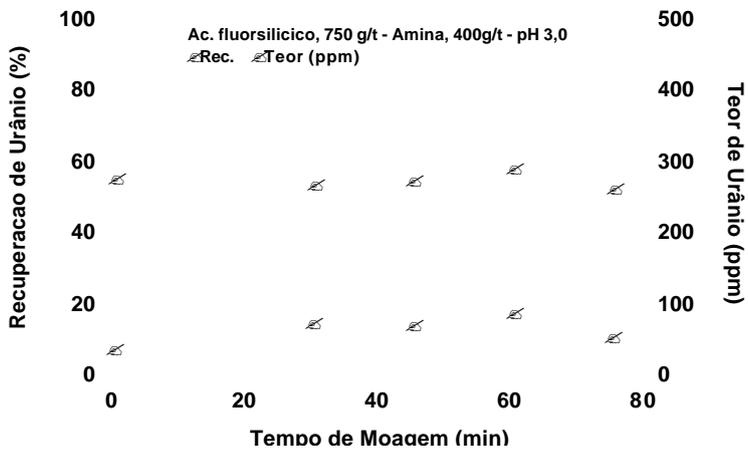


Figura 2 - Influência do tempo de moagem na recuperação e teor de urânio dos concentrados obtidos nos ensaios de flotação

De acordo com os resultados de caracterização e identificação das fases carreadoras de urânio no rejeito, o urânio está frequentemente associado aos minerais columbita e tantalita, que em sua maioria apresentam-se recobertos por pirocloro, ou seja, óxidos de nióbio com Fe e Mn (com traços de Ti e Ca). Por causa da íntima associação entre o mineral de nióbio e o urânio, a superfície do pirocloro poderia estar alterada, modificando substancialmente as propriedades de superfície desse mineral.

A Figura 3 apresenta a influência do tempo de moagem e da intensidade de campo magnético na recuperação de urânio. Observa-se que o aumento da intensidade de campo magnético de 600 para 14 000 Gauss resultou em aumento da recuperação de urânio no concentrado magnético. Com relação ao efeito do tempo de moagem, a recuperação de urânio permaneceu praticamente inalterada, em torno de 52%, a partir de um tempo de cominuição de 45 min. (granulometria <0,295 mm).

A Figura 4 apresenta o teor de urânio dos concentrados magnéticos em função do tempo de moagem. Conforme pode ser observado, teores de U_3O_8 mais elevados (1660 e 1620 ppm) são obtidos com a separação magnética de alta intensidade (10.000 e 12.000 Gauss) e para um tempo de moagem de 60 min.

A seguir, são apresentados os resultados dos ensaios de concentração gravítica. Os ensaios realizados em mesa *Mozley* representam uma tentativa de concentração do urânio associado aos minerais pesados, ainda presentes no rejeito, descartando praticamente 94% da massa, de acordo com os resultados obtidos na caracterização tecnológica e identificação de urânio contido no rejeito.

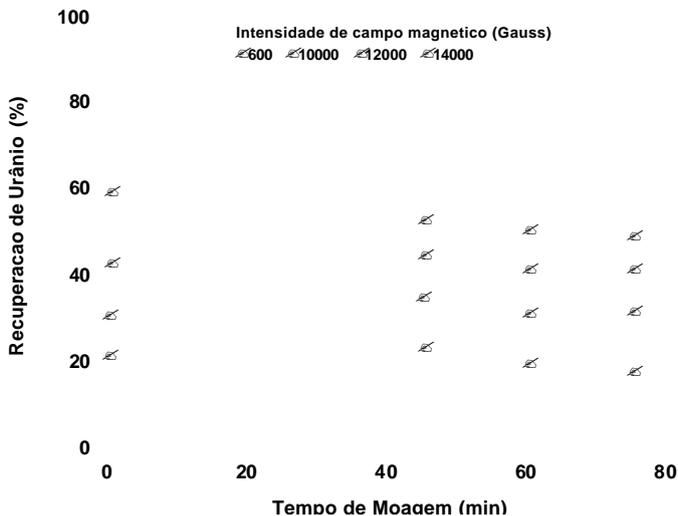


Figura 3 - Influência do tempo de moagem e da intensidade de campo magnético na recuperação de urânio nos concentrados magnéticos.

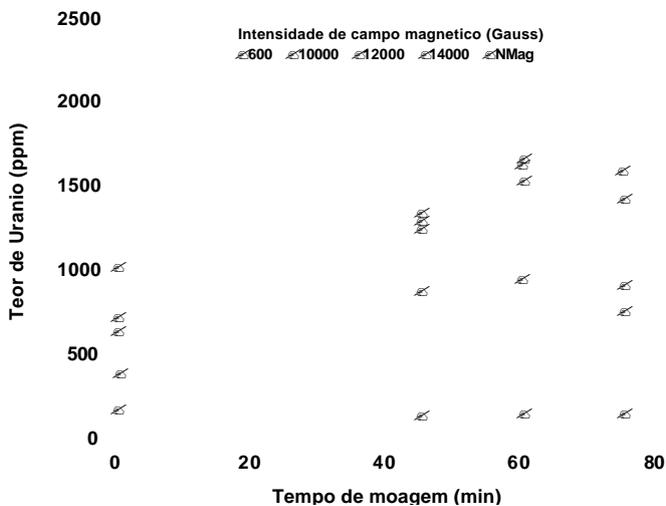


Figura 4 - Influência do tempo de moagem e da intensidade de campo magnético no teor de urânio nos concentrados magnéticos.

As Tabelas 2 e 3 apresentam os resultados de concentração gravítica realizados com a amostra original de rejeito bem como a que foi cominuída a uma granulometria de 80% < 0,147 mm (tempo de moagem 30 min), respectivamente. Os resultados obtidos com a amostra original do rejeito, em um tempo de 8 min, mostraram uma recuperação de urânio de 66%, considerando as frações mista e pesada. A fração leve apresentou um teor de urânio de apenas 160 ppm. As frações mista e pesada apresentaram teores de urânio de 560 e 6.900 ppm, respectivamente. Conforme pode ser observado na Tabela 3, os produtos obtidos com a amostra com granulometria $P_{80}=0,147$ mm apresentaram teores de urânio de 2 510 ppm e 11 000 ppm nas frações mista e pesada, respectivamente. A recuperação de urânio nas frações mista e pesada foram da ordem de 39% e 27%, respectivamente.

Tabela 2 - Resultados dos ensaios de concentração gravítica em mesa Mozley com a amostra original do rejeito - Mina de Pitinga.

	Peso (%)	U ₃ O ₈ (%)		ThO ₂ (%)	
		Teor	Dist.	Teor	Dist.
Alimentação	100	0,035	100	0,049	100
Fração Leve	74,24	0,016	33,83	0,019	28,93
Fração Mista	24,37	0,056	38,81	0,076	37,99
Fração Pesada	1,39	0,690	27,36	1,16	33,08

Tabela 3 - Resultados dos ensaios de concentração gravítica em mesa Mosley com a amostra do rejeito ($P_{80} = 0,147$ mm) - Mina de Pitinga.

	Peso (%)	U ₃ O ₈ (%)		ThO ₂ (%)	
		Teor	Dist.	Teor	Dist.
Alimentação	100	0,035	100	0,050	100
Fração Leve	94,30	0,021	56,78	0,033	62,65
Fração Mista	5,61	0,251	40,38	0,316	35,69
Fração Pesada	0,09	1,10	2,84	0,914	1,66

5. CONCLUSÕES

Os melhores resultados de concentração de urânio foram obtidos em mesa Mozley com a amostra original do rejeito e apresentaram recuperação de urânio de 66%. O concentrado apresentou um teor de cerca de 900 ppm. O rejeito, representando, neste caso, 74% em peso da amostra original, apresentou um teor de 106 ppm. Quando a amostra foi cominuída abaixo de 0,147 mm, obteve-se o maior teor no concentrado (em torno de 2666 ppm de urânio), equivalendo a uma recuperação de 43,2%. O rejeito, neste caso, representa cerca de 94% da amostra apresentando um teor de 210 ppm de urânio.

A melhor recuperação do urânio por separação magnética foi de 60%. Por outro lado, os melhores teores nos concentrados foram obtidos quando a amostra foi cominuída 80% abaixo de 0,074 mm, equivalendo a 51% do urânio contido na amostra original. A separação magnética de alta intensidade poderia ser utilizada, embora haja uma recuperação substancial dos minerais de ferro presentes no rejeito, que aumentam o consumo de ácido na posterior lixiviação do concentrado.

A utilização da concentração gravítica poderia ser utilizada para a amostra em estudo, principalmente, após a remoagem do rejeito. Para tal finalidade, seria necessário avaliar o desempenho de concentradores gravíticos de alta vazão, particularmente para o tratamento do rejeito com granulometria mais fina. O concentrado, assim obtido, poderia ser processado posteriormente em equipamentos magnéticos de intensidade de campo magnético variada. Isto serviria para aumentar o teor de urânio no concentrado e obter um produto adequado à lixiviação do urânio.

6. AGRADECIMENTOS

Ao Conselho Nacional de Pesquisa e Desenvolvimento, pela bolsa concedida, e à equipe do Laboratório de Química de Superfície do CETEM: pesquisadores, técnicos e bolsistas, que em momento algum mediram esforços no sentido da realização desse trabalho.

BIBLIOGRAFIA

- [1] MACIEL, A.C. E CRUZ, P.R. "PERFIL ANALÍTICO DO URÂNIO" RIO DE JANEIRO, DNPM, BOLETIM N27 DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL, 1973.
- [2] WENDEL, G. 'RADIOACTIVITY IN MINES AND MINE WATER - SOURCES AND MECHANISMS. JOURNAL OF THE SOUTH AFRICAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY, VOL98, N2,, p.87-92. ,1998.
- [3] SVOBODA, J.; CORRANS, I.J. E SPITZE, M.H.E. "THE EFFECT OF pH ON THE RECOVERY OF URANIUM AND GOLD BY HIGH -GRADIENT MAGNETIC SEPARATION. INTERNATIONAL JOURNAL MINERAL PROCESSING, v.17, p.83-98, 1986
- [4] "Novo Fôlego" In: Minérios/ Minerales - Extração & Processamento, edição 237, ano18, 1999.