

ESTUDO DE LIXIVIAÇÃO DE URÂNIO DE RESÍDUOS GERADOS A PARTIR DO BENEFICIAMENTO DO MINÉRIO DE LAGOA REAL – BA

Thiago S. Formiga¹, Carlos A. Morais¹ e Luiz A. Gomiero².

¹Serviço de Tecnologia Mineral, Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear - CDTN/CNEN
Av. Presidente Antônio Carlos, 6627 – Pampulha - 30.123-970 - Belo Horizonte, MG - Brasil
cmorais@cdtn.br – tsformiga@gmail.com

²Indústrias Nucleares do Brasil S/A – INB/Caetité
Fazenda Cachoeira, s/n, Distrito de Maniaçu, Zona Rural. Caetité/BA, CEP 46400-000, Brasil
gomiero@inb.gov.br

RESUMO

O processo de beneficiamento do minério de urânio utilizado na Unidade de Concentração de Urânio, de Lagoa Real no estado da Bahia, é a lixiviação em pilhas, um processo estático em que o minério é britado, disposto em pilhas e irrigado com solução de ácido sulfúrico para retirada do urânio. Essa técnica tem custo de implantação relativamente baixo, mas em contrapartida, o rendimento de extração do urânio contido é mais baixo, apresentando teores de urânio no resíduo lixiviado de até 700 µg/g U₃O₈ para minérios com teor inicial da ordem de 2.700 µg/g U₃O₈.

Este trabalho apresenta o estudo de desenvolvimento do processo de lixiviação dinâmica para a recuperação do urânio presente no minério lixiviado em pilhas e no rejeito carbonatado proveniente da flotação do minério da anomalia 13. As variáveis de processo investigadas foram: tempo de lixiviação, relação ácido/minério, relação oxidante/minério, porcentagem de sólidos, temperatura e granulometria. Os resultados indicaram a praticabilidade de se tratar o resíduo da lixiviação em pilhas pela técnica de lixiviação dinâmica. O estudo de lixiviação do urânio a partir do rejeito da flotação do minério pela técnica de lixiviação ácida indicou um rendimento de 97% do urânio contido, porém com elevado consumo de ácido, em torno de 450 Kg/t. Para o rejeito da lixiviação foram obtidos rendimentos de até 90%, dependendo da granulometria a ser adotada.

PALAVRAS-CHAVE: Urânio, lixiviação de urânio, Recuperação de urânio.

1. INTRODUÇÃO

A lixiviação consiste na dissolução seletiva de um componente presente em uma matriz sólida. A lixiviação pode ser efetuada em soluções básicas, ácidas ou neutras, às quais também pode se adicionar sais, agentes complexantes, oxidantes e redutores (Ciminelli, 1996). Existem várias técnicas de lixiviação; a escolha de uma delas depende das características do minério (teor, composição, solubilidade e associação dos minérios, possibilidade de concentração prévia), além de outros fatores, como preço do produto e escala de operação (Habashi, 1993).

A produção de concentrado de urânio no Brasil é de responsabilidade da empresa estatal Indústrias Nucleares do Brasil S.A - INB. Atualmente essa operação é realizada no complexo de processamento, denominado Unidade de Concentrado de Urânio – URA, localizado no município de Caetité, estado da Bahia (Morais et al., 2008). O processo de dissolução do urânio utilizado em Caetité é a lixiviação em pilhas estáticas compostas do minério britado e apresenta uma recuperação da ordem de 75%, permanecendo cerca de 700 $\mu\text{g/g}$ de U_3O_8 no rejeito da lixiviação. (Morais et al., 2009). Com o aprofundamento da cava da mina, observou-se um aumento no teor de carbonato no minério, demandando um maior consumo de ácido na lixiviação. Para reduzir essa concentração de carbonatos, foi realizado um estudo de concentração do minério por flotação no Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear (Aquino et al., 2009), onde se obteve uma fração do minério rica em urânio e pobre em carbonato e o rejeito rico em carbonato, também contendo urânio. O teor de urânio no rejeito da flotação obtido foi de cerca de 2300 $\mu\text{g/g}$ de U_3O_8 para flotação em uma coluna e 1100 $\mu\text{g/g}$ para flotação em duas colunas, considerados altos para um rejeito.

Com o intuito de recuperar o urânio presente no minério previamente lixiviado em pilhas e no rejeito da flotação, foi proposto um estudo de otimização dos parâmetros operacionais da lixiviação dinâmica dos mesmos.

2. PROCEDIMENTOS EXPERIMENTAIS

As amostras do minério lixiviado e do rejeito da flotação utilizando apenas uma coluna foram preparadas através de secagem, homogeneização e quarteamento em frações de 40 gramas para caracterização e realização dos experimentos de bancada. A caracterização química das mesmas, realizada pelas técnicas de fluorescência de Raios-X e nêutrons retardados está representada na Tabela I. A difração de Raios-X foi utilizada na caracterização mineralógica. Os minerais predominantes no rejeito da lixiviação em pilhas são albita ($\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$), moscovita ($\text{KAl}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH},\text{F})_2$), quartzo (SiO_2) e cordierita ($\text{Mg}_2\text{Al}_4\text{Si}_5\text{O}_{10}$). Para o rejeito da flotação, os minerais predominantes são flogopita ($\text{KMg}_3(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH})_2$), calcita (CaCO_3), albita ($\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$) e cordierita ($\text{Mg}_2\text{Al}_4\text{Si}_5\text{O}_{10}$). O mineral de urânio presente em ambos é a uraninita (UO_2).

Os experimentos de lixiviação foram realizados em béquer de 250 mL, com agitação mecânica e temperatura controlada por meio de banho maria. A separação sólido/líquido foi feita em sistema a vácuo, utilizando funil de Büchner e kitasato. O minério foi pesado e adicionado ao béquer com água para formar uma polpa, em seguida foi adicionado o ácido (H_2SO_4) e o oxidante (NaClO_3). Após a lixiviação, a

polpa foi filtrada e o resíduo foi secado, pesado e encaminhado para análise. A representação esquemática do processo utilizado está apresentada na Figura 1.

Tabela I. Composição das amostras

Amostra/ Espécies (%)	Rejeito da lixiviação	Rejeito de Flotação
U_3O_8	0,07	0,23
SiO_2	54,60	20,80
Al_2O_3	19,82	9,70
CaO	6,87	5,14
Na_2O	5,87	0,28
Fe_2O_3	5,31	8,01
SO_3	3,43	0,14
MgO	2,14	7,67
K_2O	1,24	3,04
TiO_2	0,51	0,52
V_2O_5	0,08	0,16
ZrO_2	0,06	N.D.
MnO	0,06	0,20
SrO	0,03	0,03
Cr_2O_3	0,21	< 0,001
ZnO	0,007	0,013
$CaCO_3$	1,50	43,00

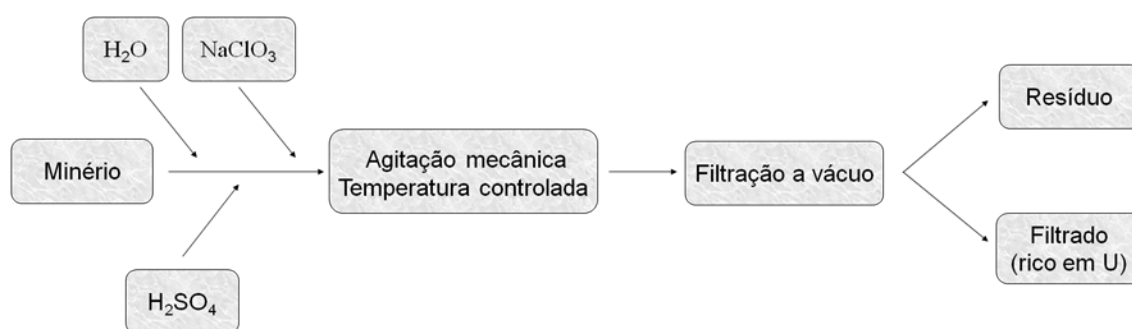


Figura 1. Representação esquemática do processo utilizado nos experimentos de bancada

As variáveis de processo investigadas foram: relação ácido/minério (RAM), relação oxidante/minério (ROM), tempo de reação, porcentagem de sólidos, granulometria e temperatura. A recuperação de urânio foi obtida pela análise dos resíduos pelo método de nêutrons retardados e pela espectrometria de energia dispersiva de raios-X (sistema Kevex).

3. RESULTADOS E DISCUSSÃO

3.1. Rejeito da lixiviação em pilhas

Para a amostra do rejeito da lixiviação em pilhas variou-se o tempo de reação, a relação ácido/minério, a relação oxidante/minério, a porcentagem de sólidos, a granulometria e a temperatura.

Relação oxidante/minério: O urânio pode ser encontrado na natureza nos estados de oxidação +2,+3, +4, +5 e +6, normalmente representados por UO , U^{3+} , U^{4+} , UO_2^+ e UO_2^{2+} respectivamente. O urânio no estado de oxidação hexavalente é mais solúvel que nos demais (Merritt, 1971). Como na amostra estudada o urânio está presente na forma de UO_2 (+4), para se obter um melhor rendimento de dissolução, torna-se necessário o uso de um agente oxidante.

Os principais oxidantes usados em circuitos ácidos são o dióxido de manganês (MnO_2) e o clorato de sódio ($NaClO_3$). A oxidação pelo ar é praticável, porém na pressão atmosférica é relativamente lenta devido à baixa solubilidade do oxigênio na solução. Tanto o MnO_2 como o $NaClO_3$ tem a função de oxidar o ferro divalente (Fe^{2+}) ao estado trivalente (Fe^{3+}) que por sua vez, oxida o urânio. Neste trabalho, a oxidação do U foi investigada usando o $NaClO_3$ como agente oxidante. As reações que oxidação com o $NaClO_3$ estão representadas pelas Eq. 1 e 2 apresentadas a seguir (Merritt, 1971):



A relação oxidante/minério foi investigada no intervalo de 0 a 7,5 kg de clorato de sódio por tonelada de minério. Conforme apresentado na Figura 2, a razão de 2,5 kg/t é suficiente para se obter o máximo de recuperação nas condições empregadas, ou seja, temperatura de 65 °C, a relação ácido/minério de 40 kg/t, o tempo de reação de 4 horas, porcentagem de sólidos de 40% e granulometria de 590 μ .

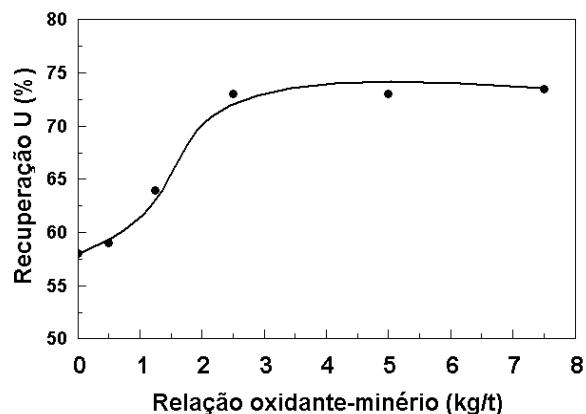


Figura 2. Influência da relação oxidante/minério na dissolução do urânio – Temperatura 65°C, RAM: 40 kg/t, %Sólidos: 40, tempo: 4h, tamanho máx. de partícula: 590 μ .

Tempo de reação: O tempo de reação é um parâmetro importante na etapa de lixiviação dinâmica, pois está diretamente relacionado ao dimensionamento dos reatores de lixiviação, ou seja quanto maior o tempo, maior a dimensão dos equipamentos a serem usados. A influência do tempo de reação na recuperação de urânio foi investigada no intervalo de 1 a 4 horas. Os resultados estão representados na Figura 3. A recuperação máxima obtida para o rejeito da lixiviação foi de 73,4% para o tempo de 4 h de lixiviação. Neste caso o teor de urânio não solubilizado foi de 130 $\mu\text{g/g}$. O tempo de 4 horas é considerado razoável em um processo de lixiviação.

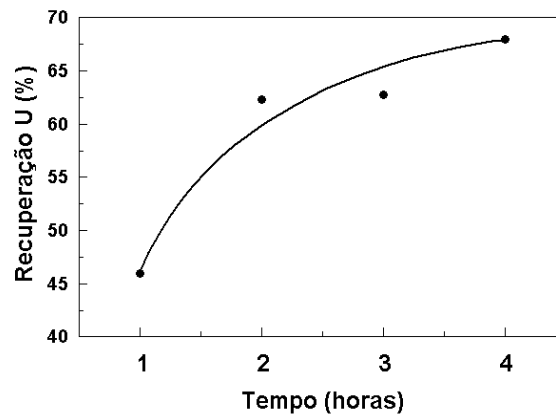


Figura 3: Influência do tempo de lixiviação na dissolução de urânio - Temperatura: 65°C, RAM: 40 kg/t, ROM: 3,5 kg/t, %Sólidos: 40, tamanho máx. de partícula: 590 μ .

Porcentagem de sólidos: No processo de lixiviação dinâmica, quanto maior a porcentagem de sólidos a ser utilizada, melhor será o rendimento do processo. A influência da porcentagem de sólidos na polpa foi investigada no intervalo de 40% a 65%. Não foi observado efeito significativo desta variável no intervalo estudado, onde a recuperação de urânio variou de 73% a 75,6%. As demais variáveis de processo foram investigadas utilizando 65% de sólidos, considerada satisfatória para a lixiviação de urânio (Merritt, 1971).

Relação ácido-minério: Ao analisar a influência da relação ácido/minério na faixa de 20 kg/t a 50 kg/t de ácido sulfúrico, manteve-se constante a porcentagem de sólidos em 65%, a temperatura em 65°C, a relação oxidante/minério em 3,5 kg/t e o tempo de reação de 4 horas. Conforme apresentado na Figura 4, nas condições experimentais, a relação ácido/minério ideal é 40 kg/t.

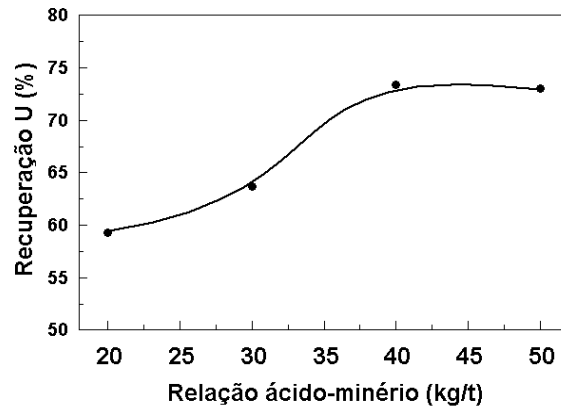


Figura 4: Influência da relação ácido-minério na dissolução de urânio - Temperatura: 65°C, ROM: 3,5 kg/t, %Sólidos: 65, tempo: 4h, tamanho máx. de partícula: 590 μ .

Granulometria: Foram analisados 4 faixas de granulometria; o tamanho máximo das partículas do minério em cada amostra foi de 590 μ (28 mesh Tyler), 210 μ (65 mesh Tyler), 105 μ (150 mesh Tyler) e 74 μ (200 mesh Tyler). A análise granulométrica das amostras está apresentada na Tabela II. Os parâmetros fixados foram porcentagem de sólidos de 65%, temperatura de 65°C, relação oxidante-minério de 3 kg/t, relação ácido-minério de 40 kg/t e tempo de reação de 4 horas. Os resultados estão graficamente representados na Figura 5. Nas amostras com o tamanho máximo de partículas de 105 μ e 74 μ o teor de urânio residual foi inferior ao limite de detecção do equipamento – KEVEX - (50 $\mu\text{g/g}$ de U), indicando recuperações superiores a 90%. O aumento da extração do urânio com a redução do tamanho de partícula é esperado, pois quanto menor o tamanho do grão, mais liberado estará o mineral de urânio. A escolha da granulometria depende de estudo de viabilidade econômica, pois está diretamente relacionada ao custo operacional de moagem.

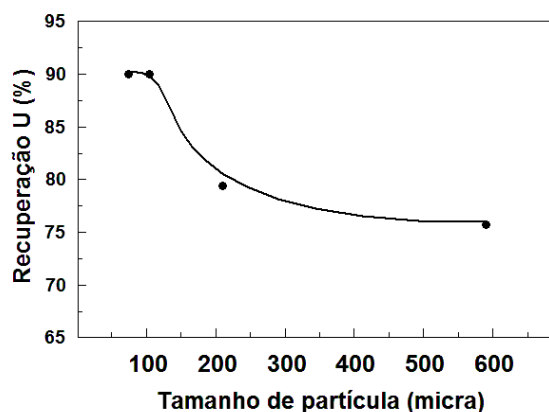


Figura 5: Influência da granulometria na dissolução de urânio - Temperatura: 65°C, RAM: 40 kg/t, ROM: 3,0 kg/t, %Sólidos: 65, tempo: 4h.

Tabela II. Distribuição granulométrica das amostras originais

Amostras	Massa acumulada acima (%)										
	590 μ	420 μ	297 μ	210 μ	149 μ	105 μ	74 μ	53 μ	44 μ	37 μ	<37 μ
590 μ	0,1	14,6	32,4	48,5	64,9	74,9	82,4	86,4	88,3	90,3	100
210 μ	0	0	0	0,1	4,0	24,0	44,5	59,4	67,1	72,5	100
105 μ	0	0	0	0	0	0,9	12,9	34,4	48,1	55,8	100
74 μ	0	0	0	0	0	0	2,1	14,0	29,1	40,5	100

Temperatura: Analisou-se a influência da temperatura no intervalo de 25 °C (temperatura ambiente) a 75 °C para duas amostras de granulometrias diferentes: as de tamanho máximo de partícula de 590 μ e 105 μ . As condições experimentais foram: 4 horas de reação, relação ácido minério de 40 kg/t, relação oxidante minério de 3 kg/t e 65% de sólidos. Como demonstrado na Tabela III a seguir, a dissolução de urânio varia menos significativamente para as amostras de menor granulometria, conseguindo recuperações elevadas até na temperatura ambiente. Foi observado que 45°C é suficiente para se obter uma boa recuperação em ambas as faixas granulométricas investigadas.

Tabela III: Recuperação de urânio para as granulometrias de 590 μ e 105 μ em diferentes temperaturas

Granulometria	Temperatura / Recuperação de U			
	25 °C	45 °C	65 °C	75 °C
590 μ	45%	78%	76%	77%
105 μ	82%	86%	90%	89%

3.2. Rejeito de Flotação

Para a amostra do rejeito da flotação variou-se o tempo de reação, a relação ácido/minério, a relação oxidante/minério e a temperatura. A amostra foi investigada na granulometria utilizada na flotação (<210 μ).

Relação ácido-minério: Os parâmetros fixados na análise da influência da relação ácido-minério na recuperação de urânio foram a temperatura em 65°C, o tempo de reação 4 horas, a relação oxidante minério de 5 kg/t e 40% de sólidos. Variou-se a relação ácido minério de 120 kg/t a 450 kg/t. De acordo com os resultados experimentais, pode-se notar que apenas a partir da relação ácido minério de 400 kg/t houve uma completa neutralização do carbonato presente no rejeito, com consequente solubilização do urânio, com uma dissolução de 90%. Para a relação de 450 kg/t a recuperação de urânio foi de 96%, e para 120 kg/t a 360 kg/t a recuperação de urânio não ultrapassou 5%. O elevado consumo de ácido sugere a utilização da técnica de lixiviação alcalina, porém o estudo de lixiviação ácida foi concluído, com a investigação das demais variáveis de processo para uma comparação futura entre as duas técnicas.

Tempo de reação: Variou-se o tempo de reação no intervalo de 1 a 4 horas. A influência do tempo de reação na recuperação do urânio está representada na Figura 6.

A temperatura foi mantida em 65°C, a relação ácido minério em 450 kg/t, a relação oxidante minério em 5 kg/t e 40% de sólidos.

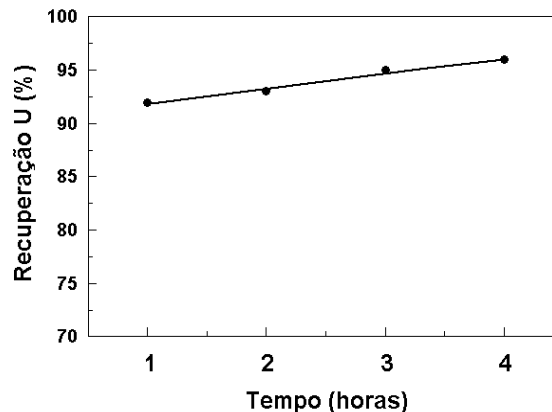


Figura 6: Influência do tempo de lixiviação na dissolução de urânio - Temperatura: 65°C, RAM: 450 kg/t, ROM: 5 kg/t, %Sólidos: 40.

Relação oxidante-minério: Na análise da influência da relação oxidante-minério na dissolução de urânio, percebeu-se que a relação de 3,5 kg/t foi o suficiente para oxidar todo o urânio presente no rejeito.

Temperatura: A influência da temperatura na dissolução do urânio foi investigada a partir da temperatura ambiente até 75°C. Os testes foram realizados com uma relação ácido-minério de 450 kg/t, relação oxidante-minério de 3,5 kg/t, tempo de reação de 4 horas e 40% de sólidos. A recuperação de urânio no intervalo investigado variou de 89% (temperatura ambiente) a 93% (75°C). Ressalta-se que a temperatura de reação atinge a temperatura próxima de 50°C.

4. CONCLUSÃO

Os resultados obtidos experimentalmente indicaram a viabilidade técnica de se tratar os rejeitos estudados pela técnica de lixiviação dinâmica. Para o rejeito da lixiviação em pilhas as variáveis de processo que mais influenciam o rendimento são a granulometria do minério, a relação oxidante-minério e o tempo de reação, obtendo rendimento de 90% para o minério abaixo de 105 μ e 77% para o minério abaixo de 590 μ . Para o rejeito de flotação a principal variável de processo foi à relação ácido/minério. Neste caso, a recuperação máxima de urânio foi de 97% para a relação ácido/minério de 450 kg de H₂SO₄ por tonelada de minério. O elevado consumo de ácido indica que a lixiviação alcalina é mais recomendada para o rejeito da flotação.

5. AGRADECIMENTOS

Os autores agradecem a FAPEMIG, CNPq e CAPES pelo apoio financeiro e aos técnicos do CDTN que participaram da execução deste trabalho, em especial a José dos Santos Jorge Pereira e Wagner de Souza.

6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Aquino, J.A., Albuquerque, R.O. & Paula Junior, W.E., Estudo piloto de flotação de carbonatos com o minério de urânio de Lagoa Real, Relatório final, RC-SETEM-04/2009, 2009, 82 pag.

Ciminelli, V.S.T.(1996) Introdução aos Processos Hidrometalúrgicos. Universidade Federal de Minas Gerais, Departamento de Engenharia Metalúrgica, pp. 9-29.

Habashi, F. (1993) A Textbook of Hydrometallurgy. Métallurgie Extractive Québec, Enr., Canada, pp. 66-72.

Merritt, R.C., (1971) The Extractive Metallurgy of Uranium. Colorado School of Mines Research Institute, United States Atomic Energy Commission, pp. 59-72.

Morais, C.A., Gomiero, L.A., Scassiotti Filho, W., Veras, A. & Rangel Junior., H. Avaliação de novo fluxograma de processo para o tratamento do minério de urânio de caetité, BA, Brasil – estudo em planta piloto. XXIII ENTMMME – Gramado, Brasil, 2009.

Morais, C. A., Gomiero L.A. & Scassiotti Filho, W. Leaching of uranium ore from Caetité's facilities, Bahia State, Brasil. In: Hydrometallurgy 2008 - Phoenix, Arizona, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc, v. único, p. 1119-1122, 2008.