

REMOÇÃO E CONCENTRAÇÃO DE URÂNIO DE REJEITO DE MINA

Elizângela Augusta dos Santos*, Ana Cláudia Queiroz Ladeira

Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear – Setor de Tecnologia Mineral e Meio Ambiente, 31270-901, Minas Gerais, Brasil.

*E-mail: elizangelaugusta@gmail.com

Recebido em 01 de junho de 2011.

Aceito em 30 de junho de 2011.

RESUMO

A utilização de agentes lixiviantes como citrato de sódio e carbonato de amônio foram estudados para a recuperação de urânio (U) de um rejeito de mina. Técnicas de concentração como precipitação e troca iônica foram avaliadas. O rejeito estudado apresenta 0,25% de U. Resultados mostraram extração máxima de aproximadamente 40% para ambos os reagentes. 62% de U foram precipitados do licor da lixiviação empregando-se solução a 10 mol L⁻¹ de NaOH. Os carregamentos máximos do metal obtidos a pH 3,9 apontaram uma maior capacidade de remoção empregando-se a resina IRA 910 U cujo valor de carregamento máximo foi de 126,9 mg g⁻¹ e de 148,3 mg g⁻¹ para a DOWEX RPU.

Palavras-chave: urânio, lixiviação alcalina, troca iônica.

1 Introdução

Um dos principais problemas ligados às indústrias minerárias é o gerenciamento adequado dos seus resíduos. A indefinição em relação ao acondicionamento das pilhas de rejeitos resultantes da extração e processamento dos minérios pode causar sérios riscos de poluição ao meio ambiente, principalmente no que se refere aos solos, sedimentos, lençóis freáticos e as demais fontes hídricas.

Este trabalho vai ao encontro da tendência mundial de transformar rejeitos com alto valor econômico agregado em matéria prima. Nesse caso, procurou-se recuperar o urânio presente no precipitado oriundo do processo de neutralização da drenagem ácida uma mina de urânio em processo de descomissionamento em Caldas, Minas Gerais.

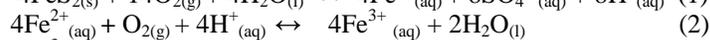
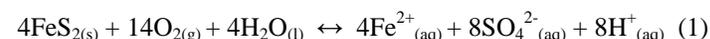
Além do agravante relacionado aos rejeitos gerados há outros fatores de igual importância e que evidenciam, sobretudo, a recuperação do urânio dos mesmos. Cita-se como exemplo o ressurgimento do interesse pela energia nuclear para fins pacíficos em decorrência do efeito estufa, causado, dentre outros fatores, pela queima de combustíveis fósseis. Estudos mostram que a participação de 7,3 gigawatts (GW) de energia nuclear na geração do Sistema Interligado Nacional (SIN) até 2030 reduzirá em 19% as emissões de gás carbônico (CO₂), o que equivale a 437 milhões de toneladas de CO₂ que deixarão de serem lançados na atmosfera [1]. Esse interesse crescente vem reforçar o aumento pela demanda de urânio elevando o seu valor comercial e, conseqüentemente, um melhor aproveitamento das fontes potenciais desse elemento é uma opção a ser considerada, principalmente se levarmos em consideração os problemas ambientais ligados a mineração. O preço do U₃O₈ em 2000 era

cotado a U\$7/libra e em 2011 o seu valor é cotado a U\$55.25/libra [2].

O referido cenário reforça ainda mais a necessidade de se transformar um passivo ambiental de significativo risco em produto comercial, tendo-se em vista as dificuldades em se manter as operações mineiras ambiental e economicamente viáveis devido às crescentes restrições impostas pela legislação ambiental.

Um dos principais problemas ambientais ligados a extração de minérios é a drenagem ácida de mina (DAM), que é um produto da oxidação natural de minerais sulfetados encontrados, por exemplo, nas pilhas de rejeitos. A geração do efluente ácido para uma mineradora é relevante tanto do ponto de vista ambiental quanto econômico. O grande impacto ambiental associado à DAM está relacionado ao seu baixo pH, pois essa condição é favorável a solubilização de vários metais presentes nos solos levando a sua poluição juntamente com a de sedimentos e cursos d'água. Quanto ao fator econômico, o problema está relacionado aos altos custos envolvidos no seu tratamento.

A DAM surge quando minerais sulfetados, notadamente a pirita (FeS₂), oxidam-se em presença de água e oxigênio. Como resultado tem-se a formação de ácido sulfúrico, responsável pelos baixos valores de pH encontrados nos efluentes. O ambiente ácido criado leva a dissolução de metais pesados associados as matrizes rochosas, fato que acarreta graves impactos ambientais. As equações 1, 2 e 3 representam as reações químicas envolvidas no processo de oxidação da pirita:



A equação 1 apresenta a oxidação da pirita em presença do oxigênio. O íon ferroso gerado nessa reação é oxidado ao estado férrico (equação 2) que por sua vez se hidrolisa gerando mais acidez, como apresentado na equação 3.

O sistema de tratamento ativo do efluente ácido gerado baseia-se na elevação do pH da água adicionando-se produtos químicos alcalinos, geralmente o hidróxido de cálcio (Ca(OH)_2) comumente conhecido como cal hidratada. No caso de Caldas, o resultado final do tratamento é uma água com pH entre 10 e 11 e a geração de um resíduo sólido designado lama alcalina. Especula-se que o urânio encontrado na lama encontra-se sob a forma de diuranato de cálcio (CaU_2O_7) devido ao processo de neutralização com a cal. A equação 4 representa a precipitação do urânio sob a forma de CaU_2O_7 .



O resíduo em estudo contém uma mistura de hidróxidos metálicos, gesso e, eventualmente, outros sulfatos. Não há, até a presente data, qualquer sistema implementado para o tratamento desse rejeito que foi classificado como Classe II – não perigosos e não inerte de acordo com a norma ABNT NBR 10004:2004 ANEXO F [3]. Segundo o mesmo autor o principal parâmetro que confere essa classificação é a alta concentração de íons fluoreto (F^-) e sulfato (SO_4^{2-}), sendo os valores médios de 5,60 mg L^{-1} para o F^- e 1692 mg L^{-1} para o SO_4^{2-} , enquanto a norma ABNT NBR 10004:2004 ANEXO G estabelece limites máximos de 1,5 mg L^{-1} para o F^- e de 250 mg L^{-1} para o SO_4^{2-} . Contudo essas lamas representam potenciais matérias primas, por conterem elementos que se encontram em concentrações que se tornam viáveis economicamente a sua recuperação, como é o caso do urânio.

Tendo-se em vista a situação descrita acima é apresentado, neste trabalho, um estudo para recuperar o urânio presente no precipitado oriundo de um processo de neutralização da drenagem ácida de mina. Para tal, foi avaliada a utilização de técnicas hidrometalúrgicas como lixiviação alcalina, troca iônica e precipitação. O estudo é parte de um projeto maior que servirá também como suporte para o descomissionamento da mina que está em fase de implementação.

2 Parte Experimental

2.1 Coleta e preparo da amostra

A amostra de lama empregada nesse estudo foi coletada na cava da mina onde o material é disposto atualmente. O material foi submetido à secagem a uma temperatura de 50°C por 24 horas, moído a seco em moinho de bolas durante 30 minutos, homogeneizado e passado em peneira com malha de 0,21 mm de abertura.

2.2 Ensaio de lixiviação alcalina

As soluções extratoras estudadas foram: citrato de sódio ($\text{Na}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7$) cujas concentrações variaram de 0,10 a 1,00 mol L^{-1} e carbonato de amônio ($(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$) cuja variação foi de 0,25 a 1,25 mol L^{-1} . Todos os ensaios foram realizados em reatores de vidro com capacidade de 400 mL devidamente fechados com tampa de acrílico e sob agitação mecânica cuja velocidade foi de aproximadamente 160 rotações por minuto, o suficiente para manter a polpa em suspensão e eliminar a formação de vórtice. Os testes decorreram durante um período de 48 horas sob temperatura ambiente e 10% de sólidos na polpa, determinada através de estudos feitos por Santos et al. [4]. Alíquotas de 15 mL da polpa foram retiradas após os tempos estabelecidos que variaram de 1 a 48 horas. A separação sólido/líquido foi realizada através de centrifugação a 4000 rotações por minuto durante um período de 15 minutos. Amostras de cada lixívia coletada foram encaminhadas para análise de U_3O_8 por meio de fluorescência de raios-X; sistema KEVEX-RAY, modelo SIGMAX-9050, quando o teor do metal estava maior que 10 mg L^{-1} e em concentrações inferiores a essa empregou-se o reator nuclear Triga IPR – R1 com potência de 100 Kw [5].

2.3 Precipitação do urânio com hidróxido de sódio (NaOH)

Para a realização desse estudo adicionou-se gradativamente solução a 10 mol L^{-1} de NaOH a 500 mL do licor até que o pH da mistura chegasse a 12, conforme sugerido por Singh e colaboradores [6]. Em seguida a solução permaneceu sob leve agitação por 48 horas. Ao final do tempo estabelecido a mistura foi filtrada em cadinho de vidro com placa porosa fina (10 a 16 micras) número 4 da marca Deltex. O precipitado foi seco em estufa de circulação de ar forçado a 100°C por 4 horas, pesado e enviado para análise no KEVEX.

2.4 Retirada do excesso de íons carbonato para realização dos ensaios em resina

Tendo-se em vista que os íons carbonato competem com o tricarbonatouranilato (VI), $[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]^{4-}$, pelos sítios de adsorção das resinas, foram realizados ensaios de diluição para que a concentração de carbonato decrescesse a níveis aceitáveis, ou seja, $< 5 \text{g L}^{-1}$ [7]. Os testes foram realizados misturando-se o licor a uma solução de drenagem ácida de mina de pH igual a 2,7, até que o pH final da solução estivesse entre 3,3 e 4,2 [8]. As soluções produzidas foram submetidas a análises através do sistema KEVEX para quantificar o teor de urânio e posteriormente foram submetidas a testes de adsorção em resina para a concentração do metal.

2.5 Ensaios com as resinas de troca iônica

Utilizou-se as resinas de troca aniônica de base forte Amberlite IRA 910 U e DOWEX RPU para concentrar o urânio presente no licor gerado na etapa de lixiviação [7]. O condicionamento envolveu a agitação de 1 g de cada resina com 100 mL de solução de cloreto de sódio, NaCl, 1,00 mol L⁻¹, durante 24 horas em mesa agitadora tipo shaker da marca JK IKA LABORTECHNIK, modelo HS 250 basic. O estudo com as resinas foi realizado utilizando mistura licor/drenagem ácida a pH 3,9. Os ensaios foram feitos adicionando-se diferentes massas de cada resina em 500 mL da solução. As massas das resinas variaram de 0,01 a 0,40 g. Os ensaios foram conduzidos em erlenmeyers vedados, agitados em mesa agitadora tipo shaker a 140 rotações por minuto sob temperatura ambiente por 24 horas. Ao final de cada experimento as amostras foram filtradas e o filtrado obtido foi enviado para análise do teor de urânio.

3 Resultados e discussões

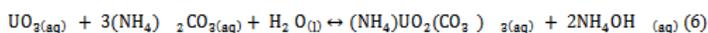
3.1 Ensaios de lixiviação alcalina

A escolha pela utilização da lixiviação alcalina baseou-se no fato do pH final da polpa de precipitado na estação de tratamento de Caldas estar na faixa básica. Essa condição é favorável a esse tipo de lixiviação, pois dispensa o uso de reagentes ácidos para a redução do pH em valores próximos a 2 necessário para a execução da técnica. Ensaios anteriores mostraram que para a realização da lixiviação ácida neste material necessitava-se de aproximadamente 2,4 toneladas de ácido/tonelada de precipitado para reduzir o pH até 1 (dados não apresentados). O consumo de ácido estimado para a lixiviação do minério de urânio encontra-se na faixa de 18 a 54 kg/tonelada de minério sendo que para minérios carbonatados este consumo pode ser maior que 181 kg de ácido/tonelada de minério. Desta forma o consumo de ácido apresentado pela lama é excessivo quando comparado aos valores necessários para o tratamento de minérios [9].

A dissolução do urânio em soluções alcalinas, assim como em soluções ácidas, acontece devido a enorme facilidade que o metal apresenta em formar complexos com vários ânions, dentre os quais, o carbonato [10]. A equação 5 representa a reação de complexação do urânio sob a forma de ion uranila, UO₂²⁺, com o íon carbonato, CO₃²⁻, formando o ânion complexo tricarbonatouranilato (VI), [UO₂(CO₃)₃]⁴⁻ [9].



A formação do ânion complexo permite, além do uso de carbonatos de metais alcalinos, carbonato de amônio. Apesar do carbonato/bicarbonato de sódio serem os extratores mais comumente utilizados, o emprego do carbonato de amônio é descrito na literatura em trabalhos de laboratório [9, 11-15]. A Equação 6 representa a formação do complexo em presença de carbonato de amônio



O teor de urânio presente na lama, verificado por meio de fluorescência de raios-X, foi de 0,25%. Os resultados obtidos do processo de lixiviação do metal utilizando-se solução extratora de (NH₄)₂CO₃ com concentrações variando de 0,25 a 1,25 mol L⁻¹ estão apresentados na Fig. 1.

Observa-se através da Fig 1 que os melhores resultados foram obtidos com soluções cujas concentrações foram iguais ou superiores a 1,0 mol L⁻¹ e durante 24 horas de lixiviação. Todavia a maior porcentagem de recuperação, ou seja, 37,6% utilizando 1,25 mol L⁻¹, é considerada um valor insatisfatório de extração quando comparado aos 100% de recuperação que Santos e Ladeira [4] conseguiram com 20 horas de lixiviação trabalhando com solução de Na₂CO₃/NaHCO₃ na extração do urânio do mesmo material empregado neste trabalho. Apesar do carbonato de amônio e o carbonato de sódio formarem o mesmo ânion complexo, [UO₂(CO₃)₃]⁴⁻, o comportamento de ambos os reagentes são bem diferentes. Khorfan et al. [16] mencionam que a recuperação de urânio em soluções alcalinas segue a seguinte ordem: Na₂CO₃ > (NH₄)₂CO₃ > NH₄HCO₃ devido, provavelmente a solubilidade dos complexos formados com os respectivos reagentes.

As porcentagens de recuperação do urânio para as curvas de 1,00 e 1,25 mol L⁻¹ mostram, de forma geral, um declínio após 24 horas de processo. Especula-se que esse fato pode ter ocorrido devido à precipitação do diuranato de amônio com o passar do tempo. Hurst e Crouse [17] afirmam que a solubilidade do urânio decresce em concentrações de carbonato de amônio que variam entre 0,75 a 1,95 mol L⁻¹.

Além dos carbonatos, muitos ácidos orgânicos ou seus sais também podem ser empregados como agentes complexantes. O ácido cítrico ou o sal correspondente, por exemplo, é um ligante multidentado e pode formar várias espécies de complexos estáveis com o urânio, dentre as quais se encontram as formas bidentadas, tridentadas, binuclear ou polinuclear [18].

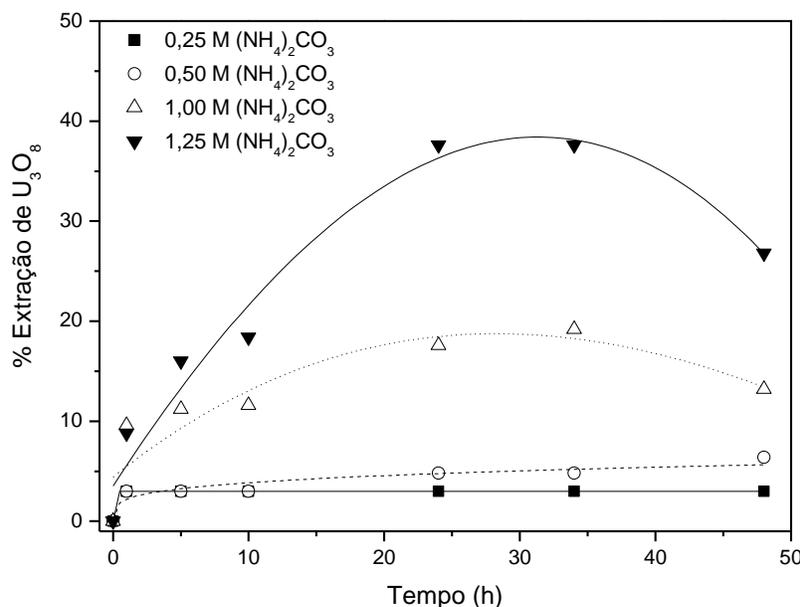


Figura 1 - Extração de urânio em função do tempo variando-se a concentração de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$; $T = 25^\circ\text{C}$ e % Sólidos = 10

A Equação 7 representa de forma genérica a formação do complexo urânio-citrato em presença de citrato de sódio.



Onde Na_3Cit e UO_2Cit^- representam o citrato de sódio e o complexo urânio-citrato, respectivamente. A literatura mostra que recuperações de urânio de até 99% podem ser alcançadas empregando-se ácido cítrico com pH abaixo de 5 [16, 19].

Os resultados da extração do urânio empregando-se o $\text{Na}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7$ como agente lixiviante estão representados na Fig. 2.

Percebe-se através da Fig. 2 que a porcentagem de urânio extraído aumenta com o incremento da concentração da solução de citrato. A maior recuperação foi de 41,6% ao final de 48 horas empregando-se solução a $1,00 \text{ mol L}^{-1}$ de citrato de sódio cujo pH final foi 12,3. Essa recuperação é baixa quando comparada aos valores de extração reportados por Choy et al. [12] e Francis e colaboradores [20]. Esses autores conseguiram extrações próximas a 70% trabalhando com solução de ácido cítrico a $0,10 \text{ mol L}^{-1}$ em pH 10 na recuperação de urânio de solos contaminados. De forma similar, Gavrilescu [15] mostrou, em um estudo sobre as técnicas utilizadas para descontaminar solos com urânio, que a eficiência da extração do metal aumenta

com a concentração do citrato, especialmente sob condições ácidas ou moderadamente básicas, sendo que as remoções podem variar de 85 a 99% em soluções de citrato com pH inferior a 5. Francis e colaboradores [21] citam extrações de até 100% do metal de solos contaminados empregando-se solução a 0,25 e $0,50 \text{ mol L}^{-1}$ de ácido cítrico a pH 3. Os autores fizeram testes com as mesmas concentrações de citrato em outros valores superiores de pH e verificaram que em pH 10 as extrações reduziam a valores próximos de 80%.

Huang et al. [22] afirmam que em uma faixa de pH de 2 a 9 é possível o equilíbrio entre todas as espécies de urânio complexadas pelo citrato. Francis e colaboradores [20] afirmam que em valores de pH superiores a 4 o quelato binuclear tende a reagir com os íons hidroxila formando polímeros. Essas moléculas possuem maiores dimensões e geralmente são menos solúveis em água. Diante desse fato há grande possibilidade dos polímeros gerados terem permanecido insolúveis no licor, fato que levou a diminuição da concentração de urânio em solução tendo-se como consequência uma extração máxima de 41,6%. No presente trabalho os valores de pH variaram de 9,8 a 12,3 em 48 de lixiviação, conforme apresentado na Fig. 2

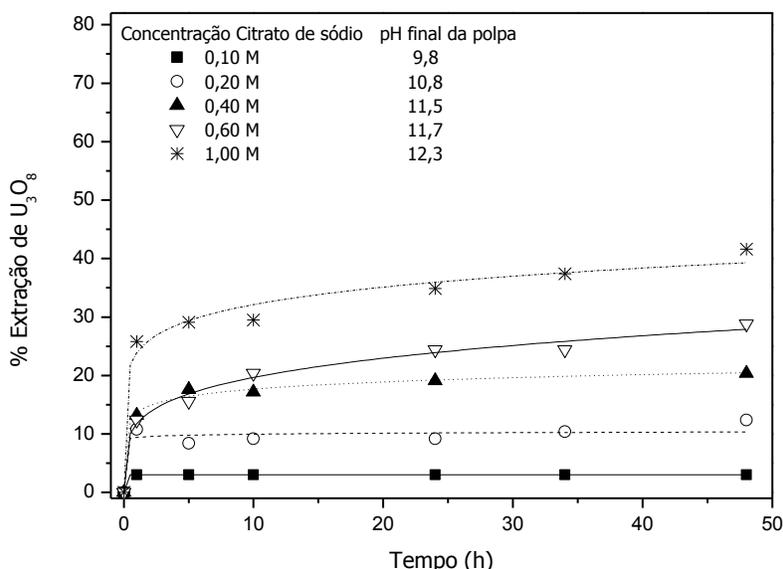


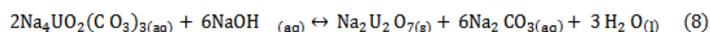
Figura 2 - Extração de urânio em função do tempo variando-se a concentração de $\text{Na}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7$; $T = 25^\circ\text{C}$ e % Sólidos = 10

3.2 Estudo da recuperação do urânio do licor da lixiviação

3.2.1 Precipitação do urânio como diuranato de sódio ou yellow cake

Tendo-se em vista que os valores de recuperação do urânio utilizando-se soluções de citrato de sódio e carbonato de amônio, $\text{Na}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7$ e $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ respectivamente, foram insatisfatórios para o presente trabalho, o licor utilizado na etapa de concentração do metal foi baseado em trabalho realizado por Santos e Ladeira [4] que empregaram solução extratora constituída por Na_2CO_3 a $0,50 \text{ mol L}^{-1}$ e NaHCO_3 a $1,00 \text{ mol L}^{-1}$ conseguindo-se 100% de extração do urânio.

A precipitação do urânio, na forma de diuranato de sódio ($\text{Na}_2\text{U}_2\text{O}_7$), foi realizada diretamente do licor e a equação 8 representa a reação de precipitação.



O licor produzido foi analisado e as principais espécies detectadas com suas respectivas concentrações estão apresentadas na TAB. 1.

A análise do precipitado revelou um teor de 6,5% de urânio, na forma de diuranato de sódio ($\text{Na}_2\text{U}_2\text{O}_7$), o que equivale a aproximadamente 62% de precipitação do metal presente no licor, valor considerado baixo quando comparado à literatura que reporta valores próximos a 100% de precipitação do metal [6]. A

baixa recuperação do urânio é explicada pela influência da alta concentração de íons carbonato no licor. Segundo Merrit [9] esses íons interferem no processo dificultando a desestabilização dos complexos do metal formados com o carbonato, dentre os quais se encontra o tricarbonatouranilato (VI), $[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]^{4-}$, pelos íons hidroxila. Junto a esse fato houve também o inconveniente da precipitação concomitante de outros carbonatos, dentre os quais carbonatos de cálcio e de algumas terras raras, obtendo um precipitado final ou yellow cake fora das especificações. Devido ao fato da precipitação direta não ter apresentado resultados satisfatórios, optou-se por uma pré-concentração utilizando-se resinas de troca iônica.

TABELA 1- Principais espécies químicas presentes no licor a pH 9,6

Espécie	CO_3^{2-}	U_3O_8	CaO	Y_2O_3	CeO ₂
Concentração (g L ⁻¹)	25,10	0,25*	16,46	0,05	0,65

* 100% de extração do urânio do resíduo

3.2.2 Isotermas de troca iônica

O primeiro passo para o estudo da recuperação do urânio com as resinas constituiu em um experimento sem a remoção parcial dos íons carbonato do licor. Neste experimento, a concentração de íons CO_3^{2-} no licor era de $25,1 \text{ g L}^{-1}$ e, portanto, considerada muito elevada. Os resultados mostram uma recuperação máxima de 60% do metal o que equivale a um carregamento de 19,0 e 15,0 mg U g⁻¹ empregando as resinas

IRA 910 U e DOWEX RPU, respectivamente. Gonçalves e Ladeira [23] conseguiram recuperações de urânio que chegaram a 99%, que corresponde a um carregamento máximo de 108 mg U g⁻¹ calculado a partir dos ajustes de Langmuir, usando a resina IRA 910 U e utilizando-se o efluente ácido gerado em Caldas como solução de alimentação.

Uma explicação para as baixas recuperações é a presença do íon carbonato. A alta concentração desses íons em solução compete com o complexo aniônico tricarbonatouranilato (VI) pelos sítios de troca aniônica da resina. Merrit [9] afirma que para se conseguir adsorver quantidades maiores que 90% de urânio do licor é necessário que a concentração de íons carbonato esteja entre 6,0 e 17,0 g L⁻¹. Ladeira e Moraes [7] citam concentrações menores que 5 g L⁻¹ de íons carbonato como sendo ideal para alcançar quantidades superiores a 96% de adsorção do urânio em resinas do tipo IRA 910 U.

Com o objetivo de diminuir a concentração de íons carbonato presentes no licor e levando-se em consideração que a DAM produzida em Caldas possui urânio (14 mg L⁻¹), misturou-se as duas soluções de forma a se obter uma mistura adequada para ser submetida aos ensaios com as resinas. Desta forma gerou-se três soluções com valores de pH diferentes. A TAB. 2 mostra os valores de pH de todas as soluções envolvidas nessa fase, bem como os valores de pH e as concentrações de urânio.

TABELA 2 - Concentrações de urânio (U₃O₈) presente na drenagem ácida de mina, no licor e nas soluções geradas após diluição do licor no efluente ácido.

Solução	pH	Concentração U ₃ O ₈ (g L ⁻¹)
Licor	9,4	0,25 ± 10
Drenagem ácida	3,1	0,014 ± 2
	3,3	0,015 ± 2
Licor + drenagem ácida	3,9	0,014 ± 2
	4,2	0,013 ± 2

Percebe-se que praticamente não houve diferenças entre as concentrações de urânio obtidas nas faixas de pH estudadas, desta forma optou-se por trabalhar em pH 3,9 devido a maior velocidade de estabilização do valor de pH e a possibilidade de precipitação do urânio em valores de pH superiores a 4 [9, 23].

A quantidade máxima de urânio removido, $Q_{Máx}$, dada em miligrama de urânio por grama de resina (mg g⁻¹), foi calculada a partir do ajuste da equação de Langmuir (Equação 9) que é amplamente empregada para modelamento de dados de equilíbrio de adsorção.

$$Q_e = \frac{QMáx \times K \times C_f}{1 + Kf} \quad (9)$$

Onde Q_e = massa de íon adsorvida no equilíbrio por massa de adsorvente, C_f é a concentração do íon em equilíbrio com a fase aquosa e K é uma constante.

A quantidade de urânio adsorvido, Q_e , foi determinada através do balanço de massa apresentado na Equação 10.

$$Q_e = \frac{(C_o - C_e)V}{W} \quad (10)$$

Onde, C_o é a concentração inicial na fase líquida, C_e é a concentração na fase líquida no equilíbrio (mg L⁻¹), V o volume da solução (L) e W a massa de resina (mg) em cada recipiente. A Fig. 3 apresenta os carregamentos de urânio obtidos pelas resinas.

Os valores de carregamentos obtidos apontam uma maior capacidade de remoção de urânio empregando-se a resina RPU, porém ambas as resinas apresentaram carregamentos muito satisfatórios para o metal sendo esses valores de 148,3 e 126,9 mg g⁻¹ para as resinas DOWEX RPU e IRA 910 U, respectivamente. Gonçalves e Ladeira [23] conseguiram carregamento máximo de 108 mg g⁻¹ trabalhando com a resina IRA 910 U e 500 mL do efluente ácido gerado em Caldas com teor de 12 mg L⁻¹ do metal a pH 3,9. Tendo-se em vista esses valores de carregamentos e levando em consideração que as adsorções aconteceram sob uma mesma condição, pode-se dizer que o grupo benziletildimetilamina responsável pela capacidade de troca iônica da resina IRA 910 U apresenta menor seletividade pelos íons uranila do que o grupo benziltrimetilamina da resina DOWEX RPU.

4 Conclusões

O presente trabalho mostrou que soluções constituídas de carbonato de amônio e citrato de sódio não se mostraram eficientes na lixiviação do urânio, pois a maior porcentagem de extração para ambas as soluções foi de, aproximadamente, 40% com 48 horas de lixiviação. Essa porcentagem é considerada insatisfatória se comparada às extrações obtidas com o carbonato de sódio. Em relação a etapa de precipitação do urânio do licor da lixiviação com carbonato de sódio, pode dizer que a alta concentração de íons carbonato dificultaram o processo, fato que levou a uma recuperação de apenas 62% de urânio do licor gerando um precipitado com 6,5% de U. Esse valor é considerado baixo quando comparado à literatura que cita até 100% de precipitação nas mesmas condições analisadas, ou seja, utilizando-se solução NaOH 10,0 mol L⁻¹. A baixa concentração de urânio no precipitado é devido à precipitação de carbonatos de cálcio e de algumas terras raras.

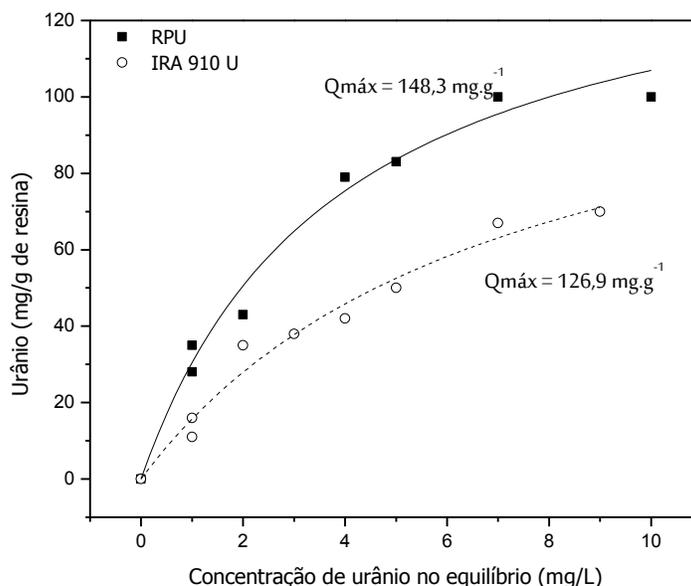


Figura 3 - Curva de adsorção para o urânio utilizando-se resinas IRA 910 U e DOWEX RPU com massas variadas. Solução de alimentação: drenagem ácida + licor, pH: 3,9, T: 25°C.

Em relação à etapa de concentração do urânio do licor utilizando resinas de troca iônica, pode-se afirmar que a mistura das soluções da drenagem ácida de mina com o licor produzido na etapa de lixiviação evidenciou a possibilidade de se recuperar conjuntamente o urânio presente nas duas soluções. Os resultados obtidos com as resinas são promissores, pois os valores de carregamento máximo foram de 148,3 e 126,9 mg g⁻¹ para as resinas RPU e IRA 910 U, respectivamente.

Agradecimentos

Os autores agradecem a FAPEMIG e ao CNPq pelo suporte financeiro para a realização deste trabalho, a CAPES pela concessão da bolsa de mestrado, a INB (Indústrias Nucleares do Brasil) Caldas pelo fornecimento das amostras.

REMOVAL AND CONCENTRATION OF URANIUM FROM WASTE MINE

ABSTRACT: The use of leaching agents, such as sodium citrate and ammonium carbonate, were assessed for the extraction of uranium from one mining residue containing 0.25% U. Concentration techniques such as precipitation and ion exchange were employed to recover the uranium from the leaching liquor. Leaching results showed maximum uranium extraction of about

40% for both reagents. The use 10 mol L⁻¹ NaOH to precipitate the uranium from the leach liquor leads to a recovery of 62%; what was considered not satisfactory. In view of this, resins were used to concentrate the uranium from the liquor and the metal loading obtained at pH 3.9 was higher for the resin DOWEX RPU, whose maximum loading maximum capacity was 148,3 mg g⁻¹, compared to 126,9 mg g⁻¹ presented by the resin IRA 910 U.

Keywords: uranium, alkaline leaching, ion exchange, residue.

Referências

- [1] Energia nuclear reduz em 19% emissão de gases de efeito estufa, diz estudo. 2011. Disponível em: <http://www.brasil.gov.br>. Acesso em: 07/05/ 2011.
- [2] Uranium prices. Disponível em: http://www.uxc.com/uxc_uranium-prices.html. Acesso em: 07/05/2011.
- [3] GOMES, Abda Florência da Silva. Avaliação do potencial poluidor de lamas radioativas como subsídio para ações futuras de mitigação. 2009. 80 f. Dissertação (Mestrado em Ciência e Tecnologia das Radiações, Minerais e Materiais). Setor de Tecnologia Mineral e Meio Ambiente, Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear, Belo Horizonte, 2009.
- [4] SANTOS, E. A.; LADEIRA, A. C. Q. Environ. Sci. Technol., Vol. 45, p.3591–3597, 2011.

- [5] BROWN, C. F.; SERNE, R. J.; CATALANO, J. G.; KRUPA, K. M. Appl. Geochem., Vol. 25, p.97-104, 2010.
- [6] SINGH, H.; MISHRA, R.; VIJAYALAKSHMI, R. Hydrometallurgy, Vol. 73, p.63-70, 2004.
- [7] LADEIRA, A. C. Q.; MORAIS, C. A. Miner. Eng., Vol. 18, p.1337-1340, 2005.
- [8] NASCIMENTO, M.R.L., FILHO, O. F.; TEIXEIRA, L.A. Mineral Processing & Extrative Metall., Vol. 25, p.129-142, 2004.
- [9] MERRIT, R.C. The Extractive Metallurgy of Uranium. Colorado School of Mines Research Institute, United States Atomic Energy Commission, 1971.
- [10] GRENTHE, I.; FUGER, J.; KONINGS, R. J. M.; LEMIRE, R. J.; MULLER, A. B.; CREGU, C. N.; WANNER, H. Chemical thermodynamics of uranium. OECD Nuclear Energy Agency. France, 2004.
- [11] ALY, M.; REHIM, A. Hydrometallurgy, Vol. 67, p.9-17, 2002.
- [12] CHOY, C.C.; KORFIATIS, G.P.; MENG, X. Journal Hazardous Materials, Vol. 136, p. 53-60, 2006.
- [13] EL-NADI, Y.A.; DAOUD, J.A.; ALY, H.F. International Journal of Mineral Processing, Vol. 76, p.101-110, 2005.
- [14] GARNOV, A. Y.; RAO, L.; NASH, K.L.; BOND, A. H. Separation Science and Technology, Vol. 38, p.359-374, 2003.
- [15] GAVRILESCU, M.; PAVEL, L. V.; CRETESCU, I. Journal of Hazardous Materials. Vol. 163, p. 475-510, 2009.
- [16] KHORFAN, S.; SHINO, O.; WAHOUD, A.; DAHDOUN, A. Period. Polytech. Chem., Vol. 44, p.123-132, 2000.
- [17] HURST, F. J.; CROUSE, D. J. Recovery of uranium from DI(2-ETHYLHEYL)PHOSPHORIC ACID (DAPEX) extractant with ammonium carbonate. Central research library document collection. ORNL-2952 UC 10 Chemistry – Separation processes for plutonium and uranium, 1960.
- [18] FRANCIS, A.J., DODGE, C.J. Environ. Sci. Technol., Vol. 32, p.3993-3998, 1998.
- [19] KANTAR, C.; HONEYMAN, B. D. J. Envir. Eng., Vol. 132, p.247-255, 2006.
- [20] FRANCIS, C.W.; MATTUS, A.J.; FARR, L.L; ELLES, M.P.; LEE, S.Y. Environmental Sciences Division Oak Ridge National Laboratory, n. 3980, 1993.
- [21] FRANCIS, C.W.; TIMPSON, M.E.; WILSON, J.H. Journal Hazardous Materials. Vol. 66, p.67-87, 1999.
- [22] HUANG, F. Y. C.; BRADY, P. V.; LINDGREN, E. R.; GUERRA, P. Environ. Sci. Technol., Vol. 32, p.379-382, 1998.
- [23] GONÇALVES, C. R.; LADEIRA, A. C. Q. Remoção de manganês e recuperação de urânio de águas ácidas de mina. In: XXI ENCONTRO NACIONAL DE TECNOLOGIA MINERAL E METALURGIA EXTRATIVA, 2005, Natal. Anais do XXI Encontro Nacional de tratamento de minérios e metalurgia extrativa. Natal, 2005, Vol. 2, p.57-63.