



## LIXIVIAÇÃO DE MINÉRIOS DE OURO DE BAIXO TEOR POR ROTA ALTERNATIVA AO PROCESSO DE TANQUES AGITADOS (CIL)

A. G. R. UNDA<sup>1</sup>, C. H. REYES<sup>2</sup>, V. F. C. LINS<sup>3</sup>, S. D.F. ROCHA<sup>4</sup>

<sup>1</sup> Universidade Federal de Minas Gerais, Doutorando Departamento de Engenharia Química

<sup>2</sup> C. Reyes – *Consultor de Procesos Hidrometalúrgico*, Engenheiro Civil Químico - Chile

<sup>3</sup> Universidade Federal de Minas Gerais, Departamento de Engenharia Química

<sup>4</sup> Universidade Federal de Minas Gerais, Departamento de Engenharia de Minas

E-mail: andresprojetos@gmail.com

**RESUMO:** Avaliou-se no presente trabalho uma rota alternativa para a lixiviação de minérios de ouro de baixo teor para se integrar a uma planta industrial no Uruguai que atualmente emprega o processo Carbon in Leaching (CIL). Diversos ensaios de lixiviação utilizando-se a técnica bottle roll test de 20 litros e colunas de 3 metros foram realizados visando-se estabelecer alguns parâmetros, critérios de operação e dimensionamento para avaliar um processo industrial de lixiviação para tratar cerca de 1.000.000 de toneladas de minério contendo cerca de 0,65 g de ouro por tonelada de minério (g/t). Foram concebidas pilhas de 4 metros de altura, minérios com uma granulometria 80% menor que 12,67 mm (D<sub>80</sub> de 12,76mm), tempo de operação de 3 anos e atingindo-se uma produção anual com valores da ordem de 455 quilogramas de ouro.

**PALAVRAS-CHAVE:** Ouro; Lixiviação; Cianeto; Hidrometalúrgia; Minérios de ouro.

### 1. INTRODUÇÃO

Atualmente o norte do Uruguai possui uma planta industrial que produz ouro utilizando o processo Carbon in Leaching (CIL), na cidade de Minas de Corrales, a 455 Km da capital Montevidéu, com várias minas e explorações principalmente na região da Ilha Cristalina de Rivera (ICR), destacando-se Sobresaliente, Santa Tereza, San Gregorio, Laureles, Vaca Dorada, dentre outras. A produção de ouro no período de 2003 a 2014 foi de 1.500 kg a 3.150 kg, com recuperações variando de 92,1% a 95,0% segundo Salazar (2016).

A Ilha Cristalina de Rivera (ICR), de 174.401 hectares, é uma região de grande importância econômica para o Uruguai devido à ocorrência de regiões auríferas que vem sendo exploradas desde antes de 1869 quando foi constituída a primeira empresa de mineração, denominada “Companhia de Minas de Oro de Cunapirú” de acordo com Mac Millan (1931), com o objetivo de trabalhos principalmente nos veios de ouro aflorantes nas encaixantes graníticas e aluviões indicados conforme De Quadros (2000).

Outras empresas também exploraram esses veios desde então, contudo somente em 1888 se instalou a Companhia Goldfields of Uruguay Ltda., com objetivo de explorar a Mina de San Gregorio, maior mina conhecida da Região, trabalhando com o desmonte manual do minério que seguia por 18 Km por “aerocarril” para ser processado. Em janeiro de 1997, a empresa Uruguai Goldfields Inc. (UGI), atualmente Minera Orosur Mining, iniciou o comissionamento de uma planta industrial utilizando o processo CIL para o processamento de minérios de ouro de alto teor (2,5 g/t). Entretanto, esta rota não se adequa ao processamento de minérios de baixo teor, o que requer a avaliação de rotas de processo alternativas. Este é o foco do presente trabalho, que avalia a integração ao processo CIL, de uma rota alternativa de lixiviação em pilhas.

Neste estudo, o agente lixiviante utilizado é o cianeto de sódio, cujo primeiro registro na lixiviação de ouro data de 1889, na Mina de Crown, Nova Zelândia conforme Dorr (1936) e Johnson (2014). Até o final dos anos 90, os métodos de lixiviação utilizando cianeto já se aplicavam em 90% dos processos de produção mundial de ouro segundo Yasar (2001).

A tecnologia de extração de metais preciosos por lixiviação em pilhas bem como otimização, tratamento e remoção do cianeto residual tem sido largamente estudado, conforme indica Zhang et al (2015), Mwase et al (2014), Kuyucak e Akcil (2013) e Syed (2012) além de um grande desenvolvimento nas últimas décadas para o tratamento de minérios de ouro de baixo teor. A lixiviação em pilha tem a grande vantagem de apresentar um baixo custo de capital e operação quando comparado às demais técnicas e com o adicional de apresentar menor tempo de construção e implantação para o início da operação. A lixiviação em pilhas tem sua aplicação com bastante êxito em todo o mundo independente de variações climáticas, altitudes e diferentes tipos de minérios, apesar do fato de usualmente apresentar menor recuperação e uma cinética mais lenta para a extração dos metais de interesse.

Os parâmetros ótimos da dosagem de cianeto de sódio e hidróxido de cálcio adicionados ao minério, razão de aplicação da solução de alimentação e o cálculo da recuperação atingida são questões que foram estudadas em testes pilotos de lixiviação de minérios de ouro de baixo teor realizados por Roenick (2013) e Villas Bôas et al (2002). Entretanto, a realização constante de testes pilotos é necessária para a otimização contínua dos parâmetros envolvidos no processo de lixiviação em pilhas com cianeto, uma vez que cada depósito mineral é único conforme indicado por Marsden e House (2006). Segundo a literatura a granulometria adequada que permite uma rápida lixiviação em pilhas de minério é da ordem de  $-1/4''$  (6,35 mm) até  $-3/4''$  (19mm) indicados por Payano (2011), Guilbert (1986), Murr et al (1981) e Murr (1980).

Como alternativa para extração de ouro de minérios de baixo teor montou-se um programa de testes para a avaliação do comportamento dos minérios de diferentes minas no processo de lixiviação com cianeto de sódio, determinando-se as condições ótimas de operação. Portanto, o objetivo desse trabalho foi avaliar uma rota alternativa de produção de ouro no norte do Uruguai utilizando lixiviação em pilhas de minérios de baixo teor de forma inédita para a região e incorporando parte das instalações existentes, com reengenharia, para o processo de adsorção e dessorção bem como determinar as condições de operação para uma unidade industrial para a produção de ouro aumento da vida útil da planta industrial existente.

## 2. MATERIAIS E MÉTODOS

Os ensaios de lixiviação foram divididos em duas etapas: a primeira aplicou-se a técnica bottle roll test para o estabelecimento de parâmetros de operação de lixiviação para os diferentes tipos de minérios, aqui denominados como **A**, **B**, **C** e **D**, segundo a sua origem, e a escolha do minério para a etapa dos ensaios em colunas de 3 metros de altura. As mineralizações dos minérios são respectivamente: **minério A** zonas de fratura + Quartzo (intrusivo), **minérios B e C** Zonas de Cisalhamento (Embasamento) e por último **minério D** zona de fratura + Quartzo (Embasamento).

Lima (2005) indica a presença de grãos de ouro e prata nativos disseminados na matriz com tamanhos médios de 2,5  $\mu\text{m}$  para o ouro e de 6  $\mu\text{m}$  para a prata. Também indica a presença de ouro Electrum (Elc) disseminado na rocha como inclusão na pirita e/ou preenchendo fraturas de pirita com tamanho médio variando entre 5  $\mu\text{m}$  a 0,1 mm (Figura 1) em minérios dessa região.

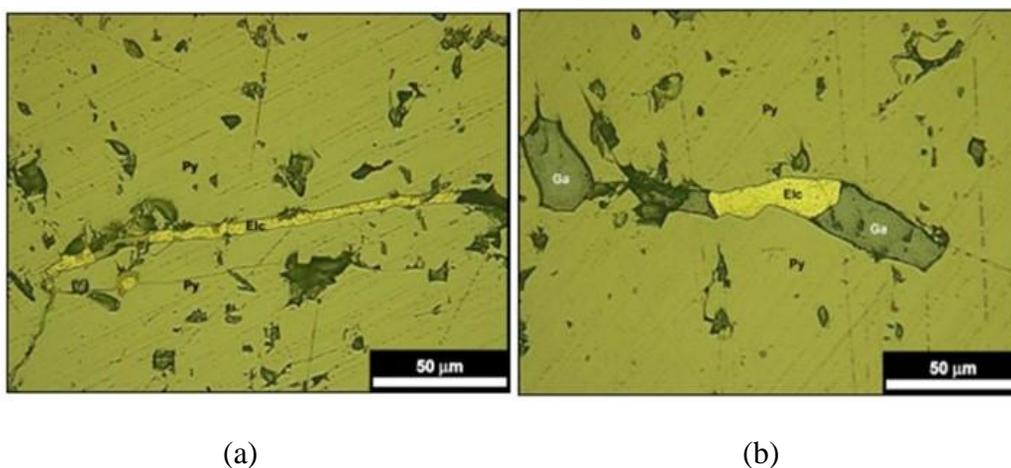


Figura 1 – (a) Fotomicrográfica (N//) mostrando o ouro electrum (Elc) preenchendo fratura em pirita (Py). (b) Fotomicrográfica (N//) com inclusões de galena (Ga) junto ao ouro electrum (Elc) em grãos de pirita (Py). Fonte: Lima (2005).

A Figura 2 indica resultados de análise por microscopia eletrônica de varredura (MEV) e espectroscopia de energia dispersiva (EDS) evidenciando a presença de grãos de electrum e este possui conteúdo de ouro na faixa de 34% a 40% (em massa) e prata de 55% a 66% (em massa) mostrados por Cagnone (2014).

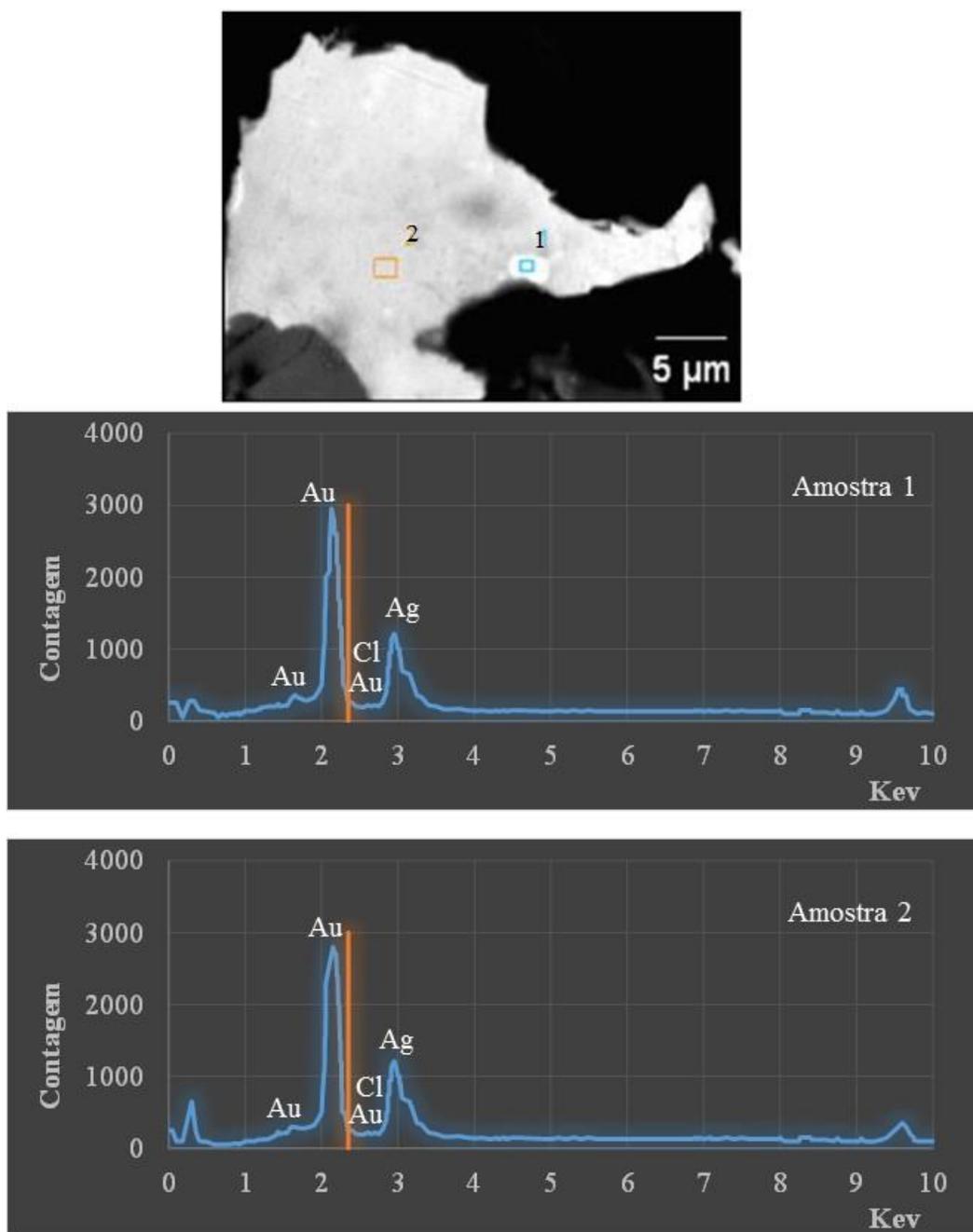


Figura 2 – Micrografia obtida por MEV com elétrons retro espalhados em grão electrum, com análise semi-quantitativa por EDS, sendo os teores: na porção branca (1) Ag com 56,70% e Au com 42,77%; na porção cinza clara (2) Ag com 61,04% y Au com 38,01%.  
Fonte: LIMA, 2005 [14].

O ouro electrum presente nas fotomicrografias, possui teores de prata superiores a 30%, podendo chegar a 55%, sendo constituído basicamente de ouro e prata segundo Cagnone (2014), Feliu (2007) e Allan e Woodcock (2001). O diagrama ternário encontra-se indicado conforme Figura 3.

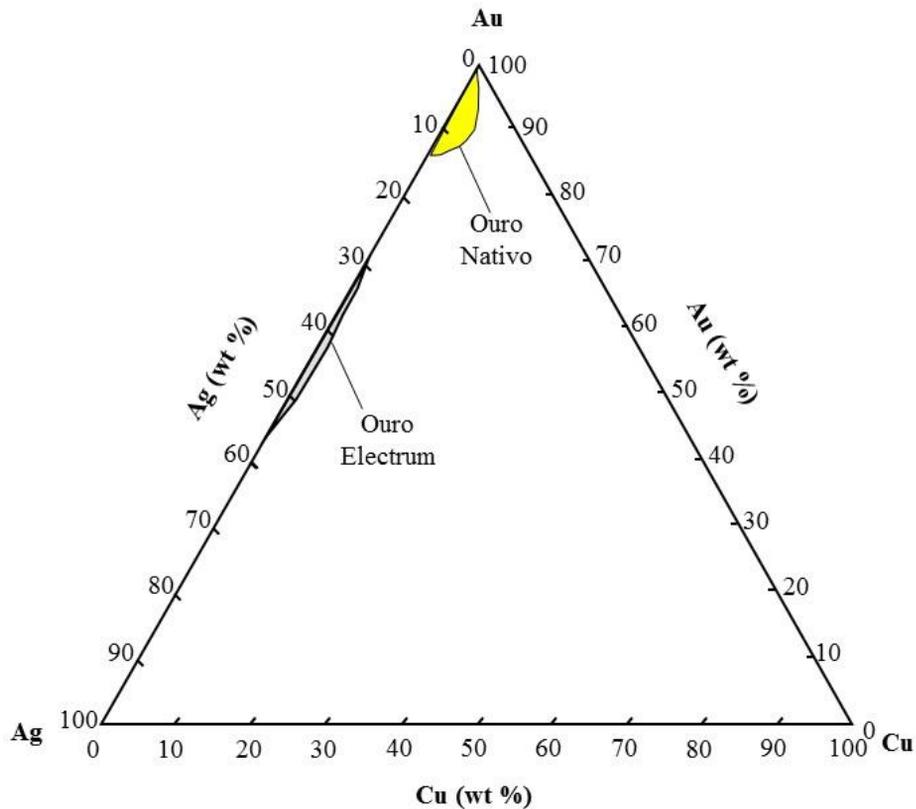


Figura 3 – Diagrama ternário para os elementos Ouro-Prata-Cobre (wt%) indicando o ouro nativo e o ouro electrum. Fonte: Autor.

As amostras dos **minérios A, B, C e D** recebidas foram secas em estufa marca ESSA em bandejas de aproximadamente 5 kg. Após a secagem foram submetidas a moagem em moinho de mandíbulas ESSA/ JC2500 (para produtos <math>< 1/4''</math>) e no moinho de barras (para produtos <math>< 1,18\text{mm}</math>) até atingir a granulometria de trabalho, seja para lixiviação em bottle roll test ou colunas. O produto obtido foi amostrado em um quarteador tipo rifle para gerar as amostras para análises do teor de Au e Ag por espectrofotometria de absorção atômica em equipamento Varian / SpectAA 240FE, e ensaios de lixiviação. O pH das soluções monitorado e ajustado através da adição de hidróxido de cálcio/cal ao preparar as soluções dos testes pilotos e utilizando-se um medidor de pH marca Quimis modelo Q400AS.

## 2.1 Ensaios em bottle roll test

Os ensaios realizados nos bottle roll test de 20 litros foram executados para minérios de granulometrias de  $D_{80} = 75 \mu\text{m}$ ,  $100 \mu\text{m}$  e  $150 \mu\text{m}$ , segundo Coetzee (2011) para testes de cianetação, em um período de 36 horas com concentração de cianeto de 1.000 mg/L, massa de sólidos de 3,21 a 6,83 kg, concentração de sólidos de 44 a 61%, rotação de 40 rpm.

Foram retiradas amostras das soluções para determinação da concentração de ouro, prata e cianeto após 30 minutos e após 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 12, 15, 18, 24,30, e 36 horas de lixiviação. Uma amostra de 15 mL foi centrifugada e filtrada, mediu-se o volume do líquido e foram analisados os elementos Au, Ag e os íons  $\text{CN}^-$  com retorno do sólido para o garrafão. Após 36 horas, a solução foi filtrada, os sólidos secos em estufa e determinação dos teores de Au, Ag e  $\text{CN}^-$  nas soluções e sólidos residuais. Todos os líquidos e sólidos foram destinados de forma ambientalmente correta segundo os procedimentos da empresa.

## 2.2 Ensaios em colunas

Para os ensaios em colunas foi escolhido o **minério A** pois apresentou melhor desempenho e também pela sua disponibilidade. Os ensaios em escala piloto foram realizados em colunas com um minério apresentando granulometrias  $D_{80}$  (12,7); (9,52) e (6,35) mm por um período de 27 a 45 dias, com razão de aplicação de solução de alimentação de 10 ( $\text{L}/(\text{m}^2.\text{h})$ ) e concentração de cianeto de sódio de 1000 ppm, massa de sólido de 90 kg a 160 kg, umidade de 5%, consumo de cal de 1,9 quilogramas por tonelada de minério, pH superior a 10,5 e altura de coluna de 3 m. As granulometrias dos minérios nas colunas foram de: 12,7 mm para as colunas 1, 2, 4 e 5, coluna 3 com 9,5 mm e coluna 6 com 6,35 mm com as colunas 3 e 6 operando por 26 dias e as colunas 4 e 5 por 27 dias por razões estratégicas da empresa enquanto que as colunas 1 e 2 operaram durante 45 dias.

Amostras foram retiradas para análise de ouro conforme programa de coleta de amostra que foi estabelecido conforme a Tabela 1, a seguir, que indica o intervalo para a coleta de amostra até o fim do experimento. Para cada amostra retirada para análise tomou-se uma amostra de 100 mL, que foi centrifugada e filtrada e posteriormente analisada quanto à concentração de Au, Ag e  $\text{CN}^-$ .

Tabela 1 – Intervalo de coleta da amostra para análise de ouro, prata e cianeto.

<b>Tempo (Horas)</b>	<b>Intervalo de Coleta da amostra (Horas)</b>	<b>Volume da amostra (mL)</b>
0 – 36	2	100
36-52	4	100
52-76	6	100
76-90	12	100
90- ....	24	100

Antes de iniciar os testes em coluna foi realizada a verificação de estanqueidade das colunas para garantir a integridade das mesmas. Cada coluna recebeu volume de água, até o seu enchimento e permaneceu assim por dois dias, somente então foi liberada para início do enchimento com minério.

O preenchimento com minério foi realizado preparando bateladas de minério de massa aproximada de 12Kg até alcançar a massa desejada. Cada batelada de minério foi aglomerada com cal a 5 % de umidade, operação está realizada em betoneira com tempo de homogeneização de aproximadamente 2 minutos. Posteriormente a coluna foi preenchida com este material aglomerado. Feito isto iniciou-se a alimentação da solução de cianeto, início da contagem do tempo e aguardou-se até que a solução começasse a sair na base da coluna (esse foi o tempo zero). A partir daí iniciou-se a retirada de amostras conforme procedimento descrito até o final do experimento. Ao final dos ensaios, as colunas foram lavadas com solução de soda cáustica e água industrial até que a concentração de cianeto fosse inferior a 5 ppm. O material sólido remanescente foi deixado em repouso por 2 dias para somente então ser realizada a descarga de sólidos e a determinação dos teores residuais de Au, Ag e CN<sup>-</sup>. A Figura 4 indica as estruturas utilizadas para os testes de lixiviação em colunas.

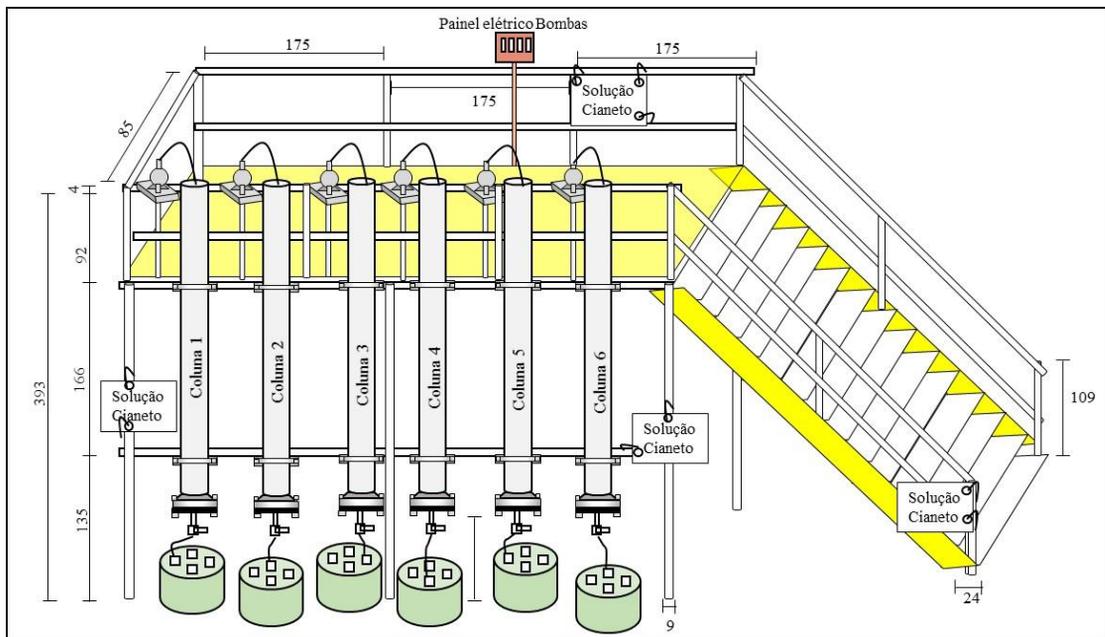


Figura 4 – Instalações utilizadas para os testes em colunas de 3 metros. Fonte: Autor.

Ao final de cada experimento as colunas foram lavadas com solução de soda cáustica ( $\text{pH} > 10,5$ ) até que o líquido recolhido na saída possuísse concentração de cianeto inferior a 5 ppm, seguida de adição de água durante 2 dias e drenagem por 2 dias para então realizar a descarga e destinação dos sólidos e líquidos segundo padrões ambientais e de segurança do trabalho da empresa.

### 3. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os resultados dos ensaios de lixiviação para o **minério A** em concentração de sólidos variando entre 44,5% a 63,1% são apresentados na Figura 5. Observa-se que as extrações de ouro para os testes variaram entre 71,0% a 93,5% (em massa) para o **minério A**, no qual as maiores extrações ocorreram com granulometria de 150  $\mu\text{m}$ , situando-se em valores entre 84,0% e 94,0%. Extrações de ouro superiores a 91,0% foram alcançadas com concentração de sólidos da ordem de  $(47,40 \pm 2,90) \%$ .

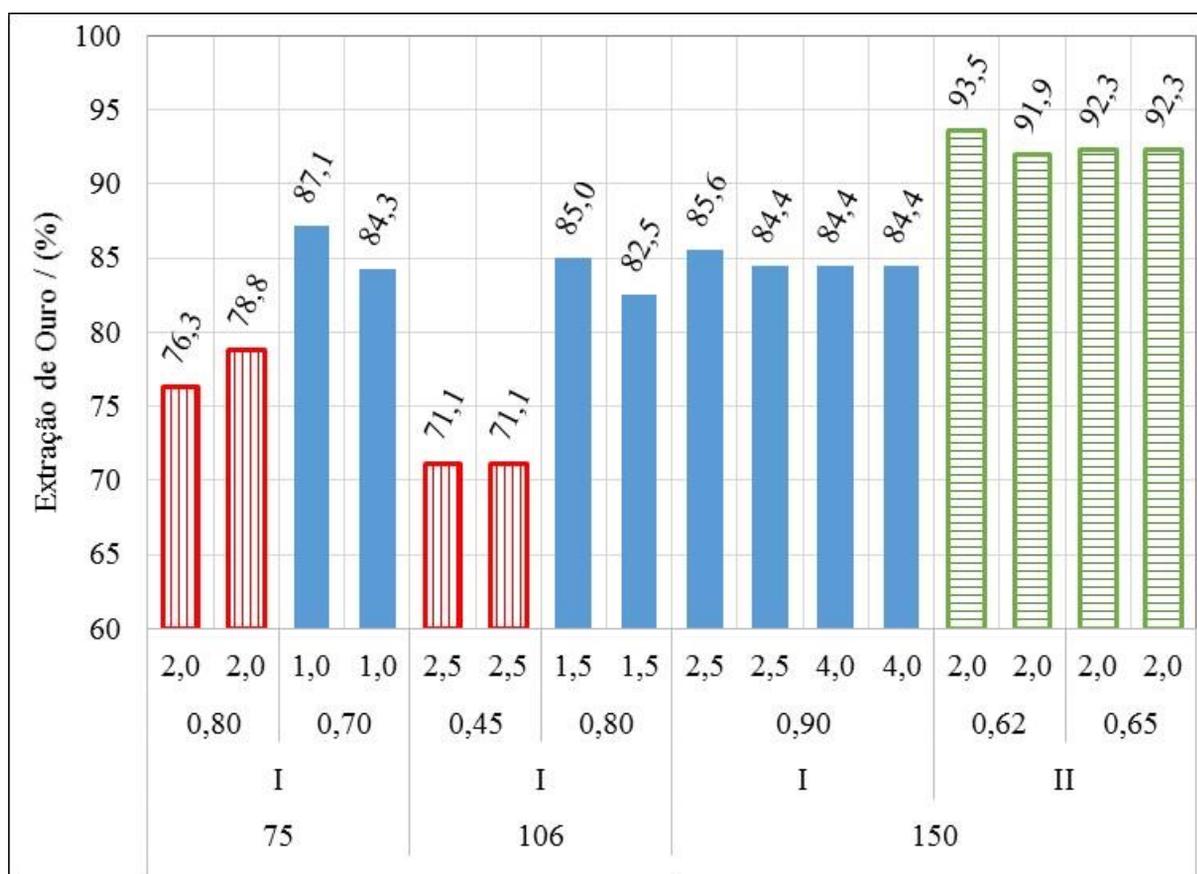


Figura 5 - Extração de ouro para o **minério A** em função da granulometria do minério, 75  $\mu\text{m}$ , 106  $\mu\text{m}$  e 150  $\mu\text{m}$ , concentração de sólidos nos testes com valores na faixa de (I-61,7%  $\pm$  1,40% e II-47,40%  $\pm$  2,90%), teor de Au no minério variando de (0,45-0,90) g/t e teor de prata no minério variando de (1-4) g/t.

Os resultados dos ensaios de lixiviação para os **minérios B, C e D**, com concentração de sólido na faixa de 60,3% a 63,1%, são indicados na Figura 6. O **minério B** apresentou extrações entre 78,0% a 83,0%, sem desenvolver grandes alterações devido à diferença de granulometria. Observaram-se extrações de 84,0% a 92,0% em que a maior extração ocorreu para a granulometria de 150  $\mu\text{m}$  para o **minério C**, enquanto que o **minério D** apresentou extrações entre 78,0% a 83,0% o que indica que o ouro está liberado para tais granulometrias e poderia ser utilizada como tamanho de corte para futuros processos industriais.

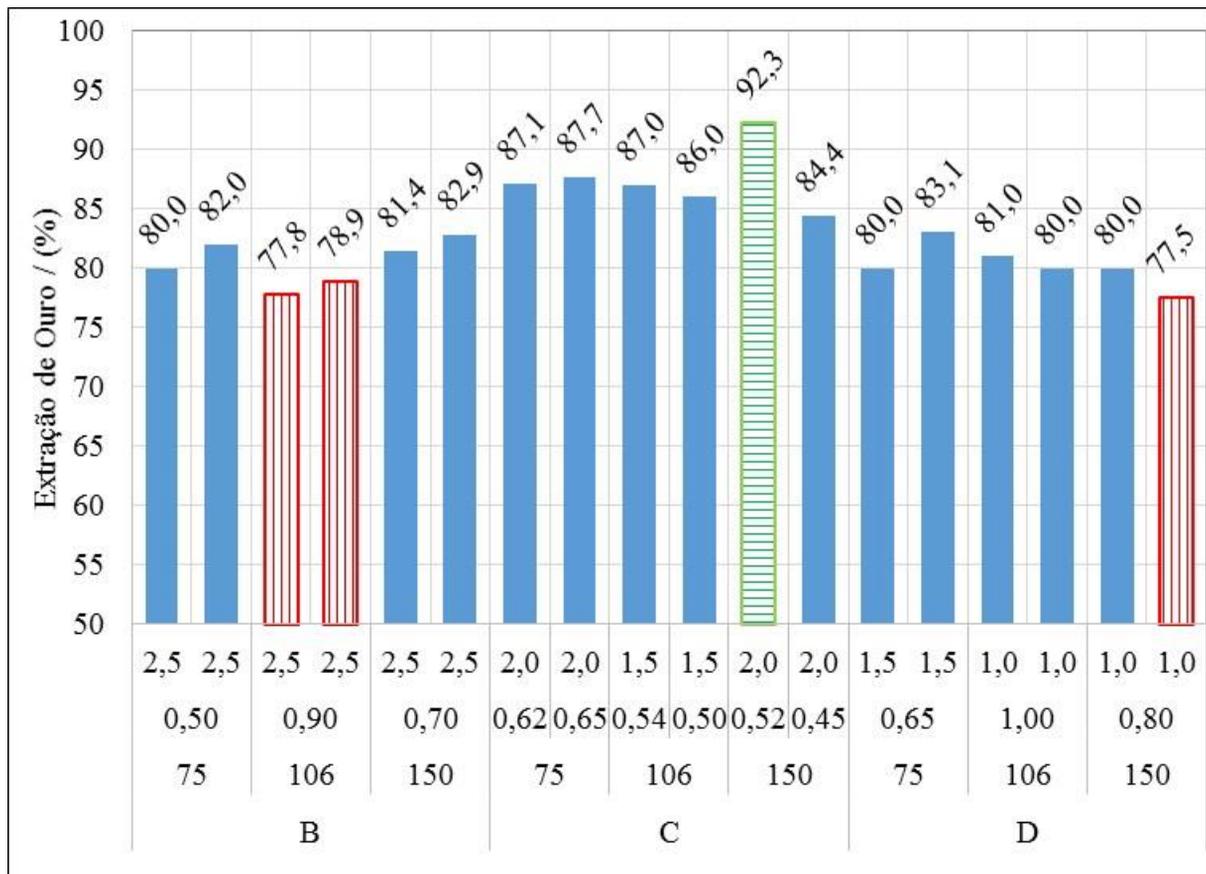


Figura 6 –Extração de ouro para os **minérios B, C e D** para diversas granulometrias 75 µm, 106 µm e 150 µm, teor de Au no minério variando entre 0,45-1,00 g/t, teor de Ag no minério variando entre 1-2,5 g/t e concentração de sólidos nos testes de  $61,7 \pm 1,40$  %.

A extração de prata apresentou uma grande variação, desde 14% a 70% para todos os minérios e está se incorpora ao produto final que é uma barra de metal composta de ouro e prata.

Durante todo o experimento, o pH das soluções foi mantido superior a 10,5 e a concentração de cianeto de sódio, em 1000ppm, fornecendo um consumo de cianeto da ordem de 0,5 a 1,0 kg/t. Todas as soluções utilizadas para análise química foram devidamente armazenadas, para contraprova ou reanálise, e posteriormente descartadas conforme normas da empresa.

Os maiores níveis de extração de ouro (92,0% a 94,0%) e extração de prata (superiores a 55%) foram obtidos para o minério de granulometria mais grosseira ( $D_{80}$  de 150µm e porcentagem de sólidos de  $47,40\% \pm 2,90$ ). Os resultados promissores para o **minério A** foram decisivos para a continuidade dos testes de lixiviação em coluna.

Já para os testes em colunas são apresentados os seis resultados realizados em duas etapas, primeiramente 4 testes com teor de ouro de 0,43-0,63 g/t apresentaram extrações de ouro variando entre 56,6% a 77,5% para as colunas 1, 2, 3 e 6. Posteriormente, os ensaios realizados com minério A nas colunas 4 e 5 e com teor de ouro entre 0,62g/t a 0,64 g/t, apresentou extrações de ouro variando de 48,6% a 57,1%. O volume drenado de solução para os seis testes variou de 1,7 m<sup>3</sup>/t a 3,01 m<sup>3</sup>/t, enquanto que as taxas dos fluxos de alimentação para os seis sistemas variaram entre 9,15 L/h/m<sup>2</sup> a 11,07 L/h/m<sup>2</sup>.

A Figura 7 indica a evolução da extração de ouro para o **minério A** realizado nos testes nas colunas de 1 a 6. Como indicado na Figura 7 após o sexto dia já se havia extraído pelo menos 40% a 50% nas colunas 1, 4,5 e 6 enquanto que as colunas 2 e 3 já contavam com extrações superiores a 50%. As colunas 2 e 3 mantem um perfil similar o que pode ser visto também nas colunas 1 e 6. As colunas 1,2 e 3 atingiram extrações de ouro superiores a 65% no tempo de teste. Os testes 1,2,4 e 5 foram realizados com granulometria D<sub>80</sub> do minério de 12,65mm (1/2”) e os resultados foram superiores a 57 %, confirmado por Dhawan et al (2013) que indica valores de extração de ouro da ordem de 50% a 87% para minério com teores de 0,55g/t a 1,5 g/t em processos de lixiviação com cianeto.

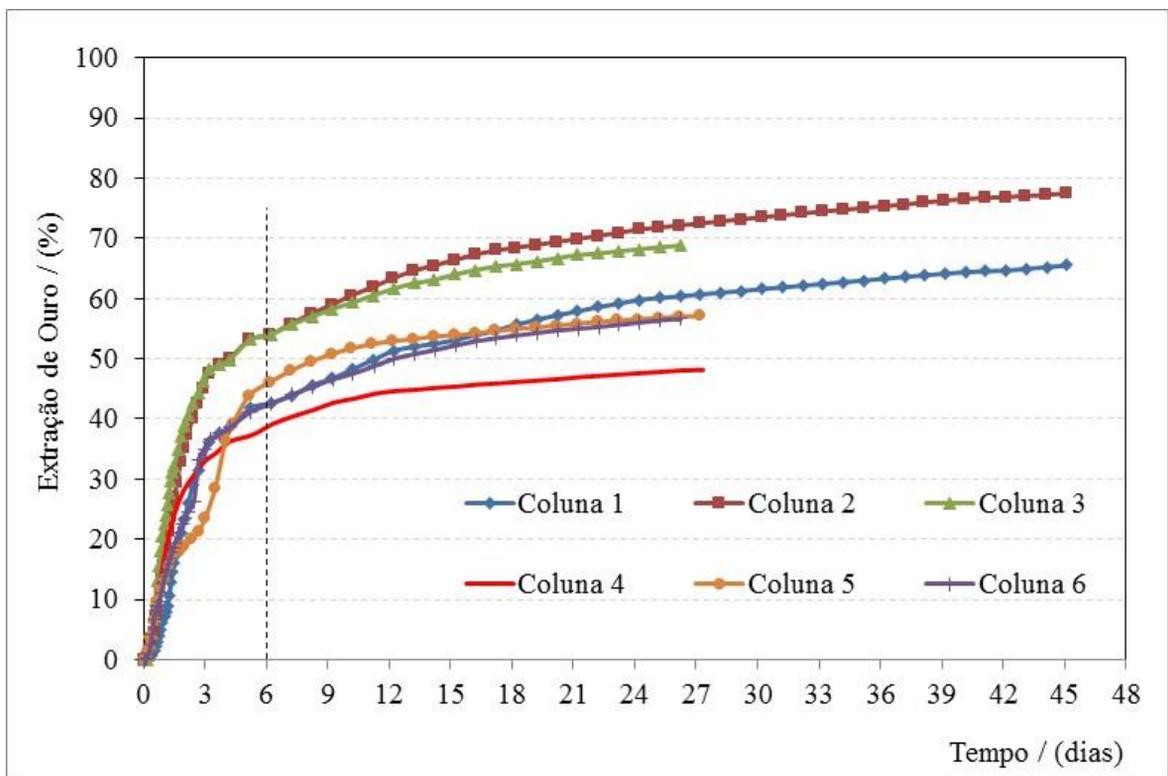


Figura 7 – Perfil da evolução da extração de ouro versus tempo para os testes realizados nas colunas 1, 2, 3, 4, 5 e 6 com minério de ouro de baixo teor (0,45-0,60) g/t.

## 4. CONCLUSÕES

Nos ensaios de lixiviação segundo a técnica bottle roll test, os **minérios A, B e C** apresentaram maiores extrações de ouro, da ordem de 82,5% a 93,5 %, para partículas de tamanho inferiores a 150  $\mu\text{m}$  indicando não ser necessário maiores reduções de tamanho.

Para o **minério A**, que apresentou recuperações consideráveis, tanto nos testes em bottle roll test, recuperações atingido os 93,5%, quanto em colunas, com recuperações atingindo 77,5%, os resultados indicam a possibilidade de se utilizar este minério para a elaboração de um projeto de planta industrial utilizando-se a lixiviação em pilhas o que aumentaria a vida útil da planta existente além de incorporar-se ao processo atual existente.

Como parâmetro inicial de segregação de minérios de baixo teor pode-se utilizar teores de ouro da ordem de 0,43g/t a 0,64g/t para estimar-se a tonagem de material para a planta de lixiviação em pilhas bem como a formação de um estoque que viabiliza-se tal processo.

A aglomeração simples do minério com água e cal indica ser operação unitária suficiente para a formação e homogeneização do material que conformaria a pilha de minério além da cal ser insumo que contribuiria para a manutenção do pH superior ou igual a 10,5.

As taxas de aplicação da solução de cianeto começariam com valores da ordem de 10L/h/m<sup>2</sup>, utilizado para os ensaios de lixiviação em colunas e poderia ser aprimorado com a planta industrial, reduzindo assim o consumo de cianeto que foi da ordem de 0,5 Kg/t a 1,0Kg/t de minério.

Os resultados promissores dos testes realizados em colunas indicam que o tamanho de partícula de 12,67 mm poderia ser utilizado como o D<sub>80</sub> de alimentação das pilhas de lixiviação e posteriormente reavaliado no intuito de redução de custo e ou aumento de recuperação de ouro.

Sendo assim de maneira geral, todos os ensaios apresentaram valores satisfatórios e indicam que para uma próxima etapa pode-se elaborar uma proposta de lixiviação em pilhas a partir do processamento de minério de baixo teor que viabilize sua implantação e operação considerando-se que a planta industrial para as etapas posteriores a lixiviação do metal ouro tais sejam: adsorção, dessorção, eletrolise e fundição já estão instaladas e operando para o atual processo CIL e seriam incorporadas ao novo processo.

## 5. REFERÊNCIAS

- ALLAN, G. G.; WOODCOCK, J. T. A review of the flotation of native gold and Electrum. **Minerals Engineer**, v. 14, n. 9, p. 931-962, 2001.
- CAGNONE, I. F. **Rasgos y principios geológicos del yacimiento “Arenal Deeps” como base para um modelo de estimación de recursos y reservas a mediano plazo**. 2014. Monografía (Licenciatura em geologia. Faculdade de Ciências). Universidad de la Republica, Montevideo, Uruguai, p. 136, 2014.
- COETZEE, L. L.; THERON, S. J.; MARTIN, G. J.; MERWE, J. D. V.; STANEK, T. A. Modern gold deoprtments and its application to industry. **Minerals Engineering**, South Africa, v.24, p. 565-575, 2011.
- DE QUADROS, T.F.P. **Integração de dados em ambiente SIG para Mapeamento de Favorabilidade Mineral de Ouro na Ilha Cristalina de Riveira (Uruguai)**. Tese (Doutorado em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais – PPGEM). Escola de Engenharia, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2000, p. 258, 2000.
- DORR, J. V. N. **Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores**. Mc Graw Hill, New York, p. 141, 1936.
- FELIU, O.; TUBIO, G.; SALAMANCA, O.; RESPALDIZA, M. A.; DE LA BANDERA, M. L.; ZAPPINO, G. O. Gold and Electrum jewellery in the strategic area of gadis in phoenician period. **Nuclear Instruments and methods in physics Research**, v B 260, p. 329-335, 2007.
- GUILBERT, J. M.; PARK, Ch. F. **The geology of oro deposits**. Freeman, 1986, 985p.
- JOHNSON, C. A. “The fate of cyanide in leach wastes at gold mines: An environmental perspective”. **Applied Geochemistry**, p. 12, 2014.
- KUYUCAK, N.; AKCIL, A. Cyanide and removal options from effluents in gold Mining and metallurgical processes. **Minerals Engineering**, Canada, v. 50-51, p. 13-29, 2013.
- LIMA, F. E. **Análise Petrográfica**. Uruguay Mineral Exploration Inc. Reporte interno Minera San Gregorio. 2005.
- MAC MILLAN, J.G. “**Regiones mineras de Cunapirú, Corrales, Zapucay y Curtume**. Instituto de Geologia y Perforaciones”. Uruguai. Boletim n. 14, p. 43. 1931.
- MARSDEN, J. O.; HOUSE, C. I. **The Chemistry of Gold Extraction**. 2ed. Littleton, Colorado, Estados Unidos. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), p. 651. 2006.
- MURR, L. E.; SCHLITT, W. J.; CATHLES, L.M. **Experimental observations of solution flow in the leaching of copper-bearing waste**. **Interfacing Technologies in Solution Mining**. Proceedings of the Second SME-SPE International Solution Mining Symposium, W.J. Schlitt and J.B. Hiskey, Denver, CO, p. 271-290.
- MURR, L.E. Theory and practice of copper sulphide leaching in dumps and in situ. **Revista Minerals Science and Engineering**, v. 12, n.3, p.121-189. 1980.

- MWASE, J. M.; PETERSEN, J.; EKSTEEN, J, J. A novel sequential Heap Leach process for treating crushed platreef ore. **Hydrometallurgy**. South Africa, v.141, p 97-104. 2014.
- PAYANO, J.T. **Caracterización, Influencia y Tratamiento de Arcillas em Procesos de Cianuración en Pilas**". Oviedo. Universidad de Oviedo, Departamento de Explotación y Prospección de Minas, 2011. p. 15-16. Tese (Doctorado, Minería, Obra Civil y Medio Ambiente).
- ROENICK, F. S. F. **“Extração de Ouro Contido em Minério de Baixo Teor empregando Pilhas de Lixiviação com Cianeto”**. Belo Horizonte. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. Dissertação (Mestrado, Programa de Pós-graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas), p. 138, 2013.
- SALAZAR, I. **“South American Producer, Developer and Explorer”**. “ Corporate Presentation – JAN’16, 2016. Disponível em: <http://www.orosur.ca/files/2016-01-21-Share-Issuance-and-Options-Grant-PR-FINAL-1.pdf>. Acesso em: 20 fev 2016.
- SYED, S. Recovery of gold from secondary sources – A review. **Revista Hydrometallurgy**. Saudi Arabia, v. 115-116, p. 30-51, 2012.
- VILLAS BÔAS, R.C.; LIMA, L.R.P.A.; KOHLER, H.M. **Modelagem e Simulação do Processo de Lixiviação em Pilhas de Minérios Auríferos Voltados ao Desenvolvimento de Critérios de Sustentabilidade**. In: VILLAS BÔAS, R.C.; BEINHOFF, C. Indicadores de Sostenibilidad para La Industria Extractiva Mineral. Rio de Janeiro. CNPq/CYTED, p. 241 – 261, 2002.
- ZHANG, J.; ZHI-ZHONG, M.; RUN-DA, J.; DA-KUO, H. Real time optimization based on a serial hybrid model for gold cyanidation leaching process. **Minerals Engineering**. China, v.70, p. 250-263, 2015.
- YARAR, B. **Cyanides in the environment and their long-term fate**. In Unal, E., Unver, B., Tercan, E. (Eds.), Proceedings of the Seventeenth International Mining Congress and Exhibition of Turkey: Kozan Ofset Malbaacilik San Vetic Ltd., Ankara, p. 85–92, 2001.

## **LEACHING OF LOW GRADE GOLD ORES BY ALTERNATIVE ROUTE TO CARBON IN LEACHING**

**ABSTRACT:** This research work was carried out with the aim of obtaining an alternative route for the leaching of low grade gold ores for an industrial plant which currently employs the Carbon in Leaching process in Uruguay. Bottle roll tests were performed in bottlers of 20 liters and columns of 3 meters to set some parameters, operating criteria and design that enables up the implementation of an industrial plant of leaching using dynamic stacks of up to 4 meters high to treat about 1,000,000 tons of low grade gold ore per year with an average gold content of 0.65 grams per ton of ore and operating with a particle size of 80 percent less than 12.67 mm. The operation time is 3 years reaching an annual output of 455 kilograms of gold.

**KEYWORDS:** Gold, Leaching, Cyanide, Hidrometallurgy, Gold ores.