

COSTA, F.R.¹, NERY, G.P²., ULSEN, C³., KAHN, H⁴.

¹Universidade de São Paulo – Escola Politécnica - Departamento de Engenharia de Mina e de Petróleo. fab.costa@usp.br

²Universidade de São Paulo – Escola Politécnica - Departamento de Engenharia de Mina e de Petróleo. guilherme@lct.poli.usp.br

³Universidade de São Paulo – Escola Politécnica - Departamento de Engenharia de Mina e de Petróleo. carina@lct.poli.usp.br

⁴Universidade de São Paulo – Escola Politécnica - Departamento de Engenharia de Mina e de Petróleo. henrique@lct.poli.usp.br

RESUMO

Considerado como uma importante etapa nos fluxogramas de beneficiamento e em ensaios de bancada (concentração de um produto para análise), a concentração densitária é definida como uma etapa na qual partículas de diferentes densidades, tamanhos e formas são separadas uma das outras pela ação da força da gravidade ou centrifuga.

Com a finalidade de concentrar o ouro e aumentar o número de partículas possíveis de serem observadas ao microscópio, a amostra estudada (com teor médio de 0,96 g/t Au) foi submetida a separação densitária em líquido denso (2,80 g/cm³). O produto afundado foi objeto de concentração densitária em mesa Mosley e amalgamação do produto concentrado (10,0 g/t Au) com o intuito de avaliar potencial recuperação de ouro gravitico; todos os produtos foram objeto de cianetação (flutuado da separação por líquido denso; rejeito da mesa Mosley e o resíduo sólido resultado da amalgamação do concentrado).

Para a condição de cominuição adotada (<1,68 mm), as recuperações de ouro por amalgamação e cianetação são, respectivamente, de 34 e 35% (total 69%; total +0,037 mm), sendo 31% não recuperáveis. A recuperação por amalgamação variou entre 5 e 16% para as frações acima de 0,84 mm com a aumento significativo abaixo dessa granulometria (34 a 66%).

Dante desses resultados, gerou-se um concentrado na qual é possível recuperar parte significativa do ouro principalmente na fração abaixo de 0,84 mm.

PALAVRAS-CHAVE: Concentração densitária; minério de ouro; extração.

ABSTRACT

Considered in most cases in flowsheet development program, the gravity separation is preferable and separates particles based on specific gravity of constituents where there are sufficient differences between the specific gravity of the valuable and gangue minerals. In gold ore processing units, are increasingly focused towards efficiency seeking routines, leading to a low-cost and maximal financial gain. The gravity separation plus the mineral characterization, inserted into a multidisciplinary approach enables a knowledge adding dynamics that results in optimization alternatives and consequent operating cost reduction.

Therefore, this paper evaluates the efficiency and benefits of density pre-concentration for low grade- sulphide gold ore (0.96 g/t) of a sample from the North of Brazil. The sample was sieved and each fraction was concentrated by density in heavy liquids followed by Mozley table; gold, silver and copper was assessed in each

product to evaluate separation recovery. Float and intermediate products were leached with sodium cyanide; heavy product was amalgamated with mercury and then leached to evaluate metals distribution.

Regarding the pre-concentration efficiency, the finer the particle size, the higher the gold distribution at heavy product due to a higher gold liberation degree; those values vary from 65% to 84% in fraction bellow 0.60 mm and decreases from 40 to 13% towards the coarser fractions. The non-recoverable gold significantly increases at the coarser fractions; it varies from 1 to 9% in the fractions below 0.60 mm and ranges from 21 to 32% in the fractions above. The increasing of gold distribution in residue indicates that gold liberation was not accomplished at coarser fractions and point towards the best particle size for comminution.

Thus, the density pre-concentration may be highly recommended in low-grade gold samples below the liberation particle-size. For non-liberated fractions, pre-concentration must be prior evaluated to verify its applicability.

KEYWORDS: Concentration, gold ore; cyanidation and amalgamation.

1. INTRODUÇÃO

Os minérios auríferos são comumente classificados no processo metalúrgico em duas categorias principais: “*free-milling*” e minérios refratários. Minérios *free-milling* são definidos como aqueles onde mais 90% de ouro pode ser recuperado por lixiviação via cianetação convencional. Minérios refratários são aqueles que tem baixa recuperação de ouro ou recuperação aceitável com a utilização significativa de reagentes ou processos mais complexos de tratamento (ustulação, etc.) (ZHOU et al., 2004 ; LORENZEN, 1995; GOODALL et al, 2005).

Desde o início dos anos 1980, uma grande quantidade de trabalhos tem sido publicada a respeito da caracterização de minérios de ouro, particularmente minérios refratários (HENLEY, 1989; CHRYSSOULIS et al., 1990; KOJONEN et al., 1999). Por outro lado, os minérios de ouro tidos como “*free-milling*” vêm sendo cada vez mais explorados e, consequentemente, mais raros, ao passo que os refratários vêm recebendo mais atenção à sua complexidade no processo de beneficiamento.

Em relação aos métodos de concentração, a separação gravítica age nas partículas com base na gravidade específica dos constituintes e secundariamente no tamanho e na sua forma (JORDENS et al., 2014; BURT, 1984). Os principais mecanismos são aceleração diferencial, fluxo laminar e ação de forças de cisalhamento. As técnicas mais utilizadas são a separação de líquidos pesados (especialmente em estudos de laboratório), mesa Mozley, jigs e concentrador espiral. Para partículas finas, o tipo de separador de gravidade mais utilizado é o concentrador centrífugo (FALCONER, 2003).

O objetivo deste estudo é a concentração de um produto por meio da concentração densitária em minério de ouro. Determinou-se a recuperação do ouro por lixiviação com cianeto de sódio e amalgamação do produto da mesa Mozley.

2. MATERIAS E MÉTODOS

A preparação da amostra compreendeu britagem, homogeneização e quarteamento conforme descrito abaixo:

- Britagem primária e secundária em britador de mandíbulas em material passante em 1" e confecção de pilha de homogeneização alongada para amostragem de 100 kg de amostra;
- Moagem em moinho de rolos em circuito fechado com peneira de 1,68 mm e quarteamento cruzado em amostrador Jones de abertura ½" para retirada de alíquotas de 10-13 kg;

O procedimento experimental adotado compreendeu as seguintes atividades:

- Análise granulométrica por peneiramento a úmido em peneiras de abertura 1,2; 0,84; 0,59; 0,297; 0,15 e 0,037 mm;
- Separação mineral em líquidos densos (bromofórmio d: 2,80 g/cm³) para as frações acima de 0,037 mm, obtenção dos produtos flutuado e afundado; separação mineral em mesa Mozley do produto afundado, obtendo os produtos leve (rejeito) e pesado (concentrado);
- Amalgamação do produto pesado (concentrado) da mesa Mozley;
- Cianetação do flutuado, do rejeito leve da mesa Mozley e do resíduo sólido da amalgamação, obtendo-se uma solução e um resíduo sólido de cada produto, para cada fração granulométrica;
- Análises químicas com determinações de ouro em todos os produtos obtidos.

A amalgamação foi realizada na proporção 1:20 (Hg/amostra, em massa), sob agitação de 150 rpm durante 15 horas ininterruptas; em seguida o mercúrio foi removido da amostra através de elutriação/bateamento.

A lixiviação foi feita em uma polpa de 50% (em massa) de amostra e água, com concentração de 2.000 ppm de cianeto de sódio e pH entre 10 e 11 balanceados com soda cáustica. A polpa foi mantida sob agitação por 48 horas e ao término deste período a mesma foi filtrada para obtenção da solução final e do resíduo sólido.

A busca de partículas portadoras de ouro foi efetuada de forma automatizada através do software Feature/Inca e composição química por EDS.

3. RESULTADOS E DISCUSSÃO

3.1. Distribuição granulométrica e composição química

Este estudo foi realizado em uma amostra de minério de ouro coletada na região norte do Brasil contendo 0,93 g/t de ouro. A composição química da amostra é apresentada na Tabela 1.

Tabela 1 – Composição química da amostra (XRF para óxidos e fire assay para ouro)

Teores (%)	Au (g/t)	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	K ₂ O	S	MgO	CuO	TiO ₂	LOI
0,93	84,3	5,02	4,21	1,27	1,16	0,78	0,24	0,13	2,80	

Os resultados de distribuição granulométrica, bem como a composição química de cada fração e as respectivas recuperações é apresentada na Tabela 2.

Tabela 2 - Distribuição granulométrica e de ouro para a amostra britada abaixo de 1,68 mm

Fração (mm)	% em massa		Teores (g/t)			Distr. amostra (%) Au
	fração	acumulada	Au	Ag	Cu	
-1,68+1,2	16,4	16,4	0,55	2,87	589	9,8
-1,2+0,84	23,9	40,2	0,54	3,17	621	14,0
-0,84+0,60	16,1	56,3	0,65	3,33	644	11,3
-0,59+0,297	15,4	71,7	0,89	3,25	641	14,9
-0,297+0,15	9,56	81,3	1,42	3,15	650	14,7
-0,15+0,037	9,05	90,3	1,69	3,81	734	16,5
-0,037	9,67	100,0	1,81	16,1	2600	18,8
Total -1,68 mm	100,0		0,93	4,47	827	100,0
Total -1,68+0,30	71,7		0,65	3,16	623	50,0
Total -0,30	28,3		1,64	7,79	1344	50,0

A amostra apresenta um enriquecimento significativo de ouro nas frações abaixo de 0,30 mm, sendo que as frações acima dessa granulometria representam 71,7% da massa da amostra, com teor médio de 0,65 ppm e recuperação 50,0% do ouro presente. As frações passantes em 0,30 mm apresentam teor médio de 1,64 ppm, com recuperações em massa e de ouro de 28,3 e 50,0%, respectivamente.

3.2. Separações Minerais

Os resultados das separações minerais em líquidos densos e mesa Mozley são apresentados na forma de distribuição (em massa) nos produtos flutuado, leve e pesado (Figura 1) e as recuperações de ouro na Figura 2.

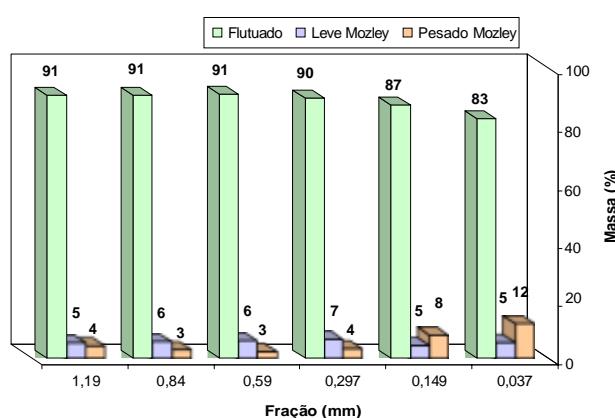


Figura 1 - Distribuição em massa por fração granulométrica para os produtos de separações minerais (% no ensaio).

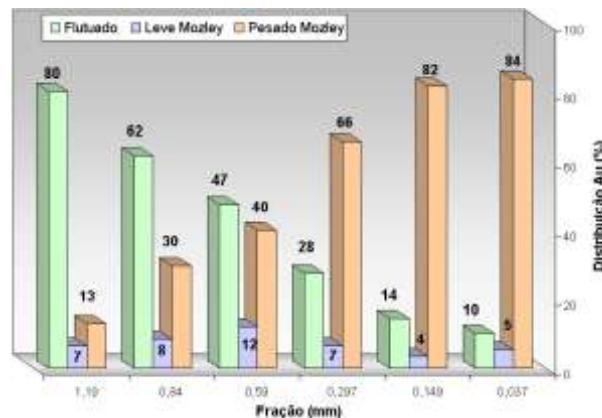


Figura 2 - Distribuição de ouro por fração granulométrica para os produtos de separações minerais (% no ensaio).

3.3. Recuperação de ouro por amalgamação e cianetação

A cianetação do produto flutuado foi realizada a fim de se avaliar a possível recuperação de ouro associado a minerais “leves” como silicatos. A Figura 3 apresenta as recuperações de ouro e na Figura 4, o resultado para o produto leve da mesa Mozley.

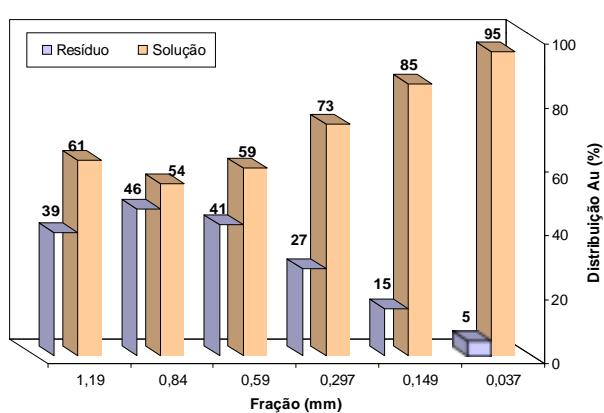


Figura 3 - Distribuição do ouro na solução e no resíduo sólido resultante da cianetação do produto flutuado (% no ensaio).

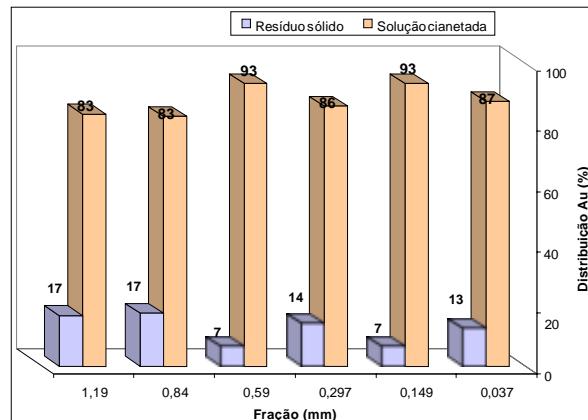


Figura 4 - Distribuição do ouro na solução e no resíduo sólido resultante da cianetação do produto leve da mesa Mozley (% no ensaio).

A recuperação de Au por cianeto no produto flutuado aumenta progressivamente para as frações mais finas, sendo que abaixo de 0,59 mm tem-se uma alternância de comportamento. Nas frações entre 0,59 e 0,037 mm as recuperações aumentam para 73 a 95%. O ouro associado ao produto leve da mesa Mozley corresponde a 5,6% do total de ouro da amostra, sendo que destes 4,9% podem ser recuperados por cianetação. As perdas de ouro associadas ao resíduo da cianetação variam de 7 a 17% no ensaio (até 0,2% na amostra), com discreta tendência a aumentar para as frações acima de 0,84 mm.

A amalgamação foi conduzida a fim de se avaliar a porção de ouro passível de recuperação por associação do ouro ao mercúrio. A cianetação do resíduo de amalgamação, por sua vez, visa quantificar a parcela de ouro remanescente nas partículas minerais e que podem ser acessíveis à solução de cianeto através de micro fraturas e/ou interfaces de grãos de minerais.

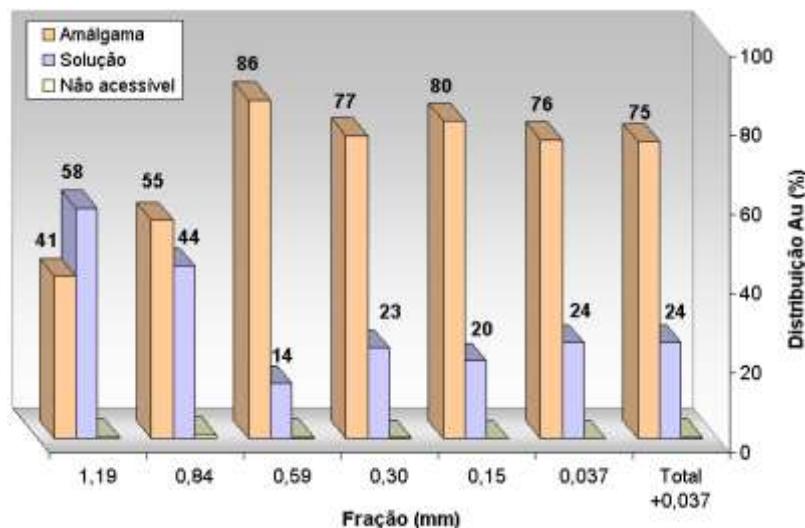


Figura 5 - Distribuição de ouro nos produtos da amalgamação e cianetação dos pesados da mesa Mozley (% no ensaio)

Conforme observado na Figura 5, a recuperação de ouro por amalgamação tende a ser menor nas frações mais grossas, da ordem de 40-50% nas frações acima de 0,84 mm, aumentando para 75-85% abaixo dessa granulometria; já a parcela cianetável decresce para os finos (aumento da parcela almagamável). A recuperação média de Au para a amalgamação + cianetação nos produtos pesados da Mozley é superior a 99,0% no ensaio (45,5% sobre o total de Au contido na amostra).

A Tabela 3 sumariza as recuperações de ouro na amostra para os produtos gerados no estudo de caracterização e a Figura 6 as recuperações de ouro por fração granulométrica.

Tabela 3 Sumário dos resultados da caracterização tecnológica

Fração (mm) (mm)	Distrib. (%)		Ouro recuperável (total na amostra, %)					Rec. Au (%) Ensaio	
	Massa	Au	Amalg.	Flutuado	Leve	Pesado	Total		
-1,68 +1,19	16,4	9,8	0,52	4,81	0,53	0,74	6,08	6,6	68
-1,19 +0,84	23,9	14,0	2,31	4,68	0,98	1,83	7,49	9,8	70
-0,84 +0,59	16,1	11,3	3,90	3,16	1,30	0,64	5,10	9,0	79
-0,59 +0,297	15,4	14,9	7,51	2,99	0,83	2,26	6,08	13,6	91
-0,297 +0,149	9,56	14,7	9,64	1,80	0,49	2,36	4,65	14,3	98
-0,149 +0,037	9,05	16,5	10,5	1,61	0,79	3,39	5,79	16,3	99
-0,037	9,67	18,9	-	-	-	-	-	-	99*
Total +0,037	90,3	81,1	34,4	19,1	4,92	11,2	35,2	69,9	86
Total amostra	100,0	100,0	-	-	-	-	-	-	88

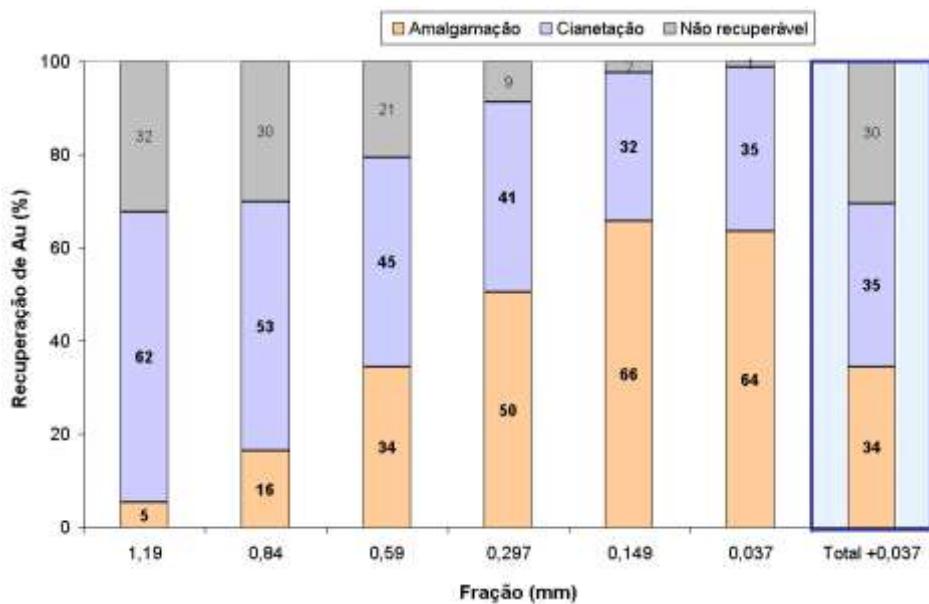


Figura 6 - Recuperação de ouro por fração granulométrica

4. CONCLUSÕES

Uma amostra de minério de ouro (teor de 0,93 g/t) foi submetida a separação densitária e para cada fração determinou-se a recuperação de ouro. O produto flutuado representa em média, 81% em massa da amostra e 30% do ouro contido; destes 64% são recuperáveis por cianetação (19% sobre a amostra, sendo que 11% não estão acessíveis à lixiviação). Considerando-se exclusivamente as frações abaixo de 0,59 mm, a recuperação do ouro no ensaio aumenta para 81%. O produto leve da mesa Mozley apresenta 88% de recuperação por cianetação (4,9% da amostra, não estando acessíveis 0,7%). O produto pesado, por sua vez, representa 4,3% em massa da amostra e 46% do ouro da amostra, sendo as recuperações na amostra da ordem de 34% na amalgamação e de 11% na cianetação (não estando acessíveis apenas 0,2% do ouro contido). A recuperação de ouro por amalgamação aumenta significativamente abaixo de 0,84 mm dessa granulometria; 34 a 66%. A parcela de ouro não recuperável aumenta significativamente nas frações mais grossas, variando de 1 a 9% nas frações abaixo de 0,59 mm e de 21 a 32% nas frações acima de 0,59 mm, fato que se deve a baixa recuperação de ouro por cianetação nos produtos flutuados. Os resultados apresentados mostraram que foi possível gerar concentrado onde parte significava do ouro principalmente na fração abaixo de 0,84 mm foi analisado e submetidos aos processos de extração.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BURT, R. O. **Gravity concentration technology**. Chapter 28 ed. Amsterdam: In Developments in Mineral Processing, 1984.
- CHRYSSOULIS, S. L.; CABRI, L. J. Significance of Gold Mineralogical Balances in Mineral Processing. **Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C**, v. 99, p. C1–C10, 1990.
- GOODALL, W. R.; SCALES, P. J.; BUTCHER, A. R. The use of QEMSCAN and diagnostic leaching in the characterisation of visible gold in complex ores. **Minerals Engineering**, v. 18, n. 8, p. 877–886, 2005.
- HENLEY, K. J. A combined mineralogical/metallurgical approach to determining the nature and locating of gold in ores and mill products. **Minerals Engineering**, v. 2, n. 4, p. 459–470, 1989.
- JORDENS, A. et al. Processing a rare earth mineral deposit using gravity and magnetic separation. **Minerals Engineering**, v. 62, n. 0, p. 9–18, 2014.
- KOJONEN, K.; JOHANSON, B. Mineralogy and Petrology Determination of refractory gold distribution by microanalysis, diagnostic leaching and image analysis. **Mineralogy and Petrology**, v. 67, p. 1–19, 1999.
- LORENZEN, L. Some guidelines to the design of a diagnostic leaching experiment. **Minerals Engineering**, v. 8, n. 3, p. 247–256, 1995.
- ZHOU, J. et al. Establishing the Process Mineralogy of Gold Ores. **SGS Minerals - Technical Bulletin 2004**, v. 3, 2004.