

CARACTERIZACIÓN DE UNA MENA DE ORO Y ENSAYOS DE CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Victor Ciribeni^a, Roberto Iglesias^a, Germán Escribá^b, Piera Ciribeni^c y Débora Bustos^c

a. Inst. de Invest. Mineras -- Dpto Ing. de Minas – Universidad Nacional de San Juan – Av. Libertador San Martín 1109 (oeste) – 5400 San Juan - Argentina

b. Estudiante de Ing. en Minas – Dpto de Ing. de Minas – Universidad Nacional de San Juan.

c. Estudiante Escuela Industrial Sarmiento, Especialidad Minas – Universidad Nacional de San Juan – Aberastain y Mitre – 5400 San Juan – Argentina

ciribeni@unsj.edu.ar , robertomiglesias@unsj.edu.ar , cirib_p@hotmail.com

RESUMEN

Se trabajó en la caracterización química y mineralógica de una mena de oro y su posterior tratamiento por flotación como una alternativa al proceso de cianuración.

La mena estudiada procede de la mina Virgen de Lourdes, del distrito Gualcamayo al norte de la provincia de San Juan, Argentina. Este distrito se encuentra en la precordillera andina, en un marco geológico consistente en sedimentitas ordovícicas intruídas por pórfidos terciarios.

En la caracterización química se determinó una ley de 5.93 g/t de oro, distribuido principalmente por debajo de la malla 200. En el estudio mineralógico de la muestra se observó la presencia mayoritaria de sílice y menos del 1 % de sulfuros, principalmente pirita.

Los ensayos de flotación permitieron determinar que se pueden obtener recuperaciones superiores al 90 % de oro con leyes óptimas para la posterior recuperación del metal.

PALABRAS CLAVE: flotación, beneficio de oro, mineralogía

1. INTRODUCCIÓN

El yacimiento Virgen de Lourdes fue descubierto en el año 1936. Entre 1942 y 1943 se trabajaron tres vetas y varias guías. Perteneció al distrito Gualcamayo en la Pcia. de San Juan, Argentina y está ubicado a 200 Km. al nor-noroeste de la Capital provincial, a 29°40'19" de latitud sur y 68°37'36" de longitud oeste en el departamento de Jáchal.

El distrito Gualcamayo se ubica en las Sierras de Ayala en ambiente de la Pre-cordillera. El marco geológico consiste en sedimentitas ordovicicas instruidas por pórfidos terciarios. La secuencia ordovicica se compone de areniscas arcillosas intercaladas con lutitas de la formación Gualcamayo; calizas dolomíticas del miembro inferior de la formación San Juan; conglomerados y areniscas de la formación Las Vacas.

Las muestras recibidas en nuestro laboratorio, constituidas principalmente por silicatos y escasos sulfuros a los que se encuentra ligado el oro, tienen buena respuesta a la lixiviación con cianuro como se demostró en estudios anteriores, otras alternativas de lixiviación no convencional, no justifican su estudio dado el tamaño del yacimiento, lo que encarecería los costos innecesariamente. Por su composición mineralógica, se espera una elevada recuperación del metal precioso mediante el proceso de flotación.

Las alternativas a ese proceso se ven reducidas a la flotación espumante ya que el oro se encuentra en las granulometrías más finas, como se ve en los estudios mineralógico y químico. Esto descarta la aplicación de los métodos gravitacionales. Finalmente, el uso del mercurio se elimina por razones ambientales.

2. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA

Se trabajó sobre una muestra de aproximadamente 120 kg., recibida en nuestro laboratorio, que fue cuarteada hasta obtener muestras representativas para los laboratorios químico y mineralógico. El resto se trató con un partidador de muestras rotativo para dividir en fracciones de 1200 gr. a emplear en los ensayos de flotación.

2.1 Caracterización química

Se analizaron las fracciones de tamaño obtenidas mediante clasificación granulométrica según se muestra en la tabla I, donde se observa que en la fracción inferior a 200 mallas, se tiene una ley superior a 38 g/t de Au, representando el 74 % del metal.

Tabla I. Distribución granulométrica del Au contenido en la muestra

Tamaño #	Porcentaje (%)	Ley Au (g/t)	Fino (mg)	Distribución (%)
+ 50	73.4	0.95	0.167	11.7
+ 100	9.1	3.41	0.074	5.2
+ 150	3.9	9.85	0.092	6.5
+ 200	2.0	6.44	0.031	2.2
- 200	11.6	38.16	1.060	74.4
Totales	100.0	5.93	1.424	100.0

También se observa en la tabla I, que las fracciones entre 50 y 200 #, aunque en cantidad escasa, presentan valores de oro importantes.

2.2 Caracterización mineralógica

De la muestra principal se cuarteó hasta obtener una fracción de aproximadamente 40 kg, para tratar en mesa de sacudidas y utilizar el concentrado para realizar la caracterización mineralógica.

Con fracciones del concentrado gravitacional, se prepararon briquetas para observar en el microscopio electrónico, donde se determinó la presencia de los minerales que se muestran en la tabla II.

Tabla II. Composición mineralógica aproximada.

Composición	Especies mineralógicas	Porcentaje aproximado
Sulfuros	Pirita	2
	Calcopirita	
	Arsenopirita	
Óxidos de hierro	Magnetita	2
	Analita	
	Goethita	
	Ilmenita	
Silicatos	Cuarzo	95
	Feldespatos	
Otros		1

Se observaron granos de cuarzo con inclusiones de calcopirita y oro (menor a 10 micrones), como se ve en la fotografía de la figura 1.



Figura 1. Grano de cuarzo con inclusión de calcopirita y oro.

Se observaron partículas con alta reflectividad debajo de los 5 micrones. La partícula más grande de oro encontrada, fue de aproximadamente 30 micrones. Se comprobó que el mineral portador es calcopirita y/o pirita. En la fotografía de la figura 2 se muestran granos de cuarzo con pirita.

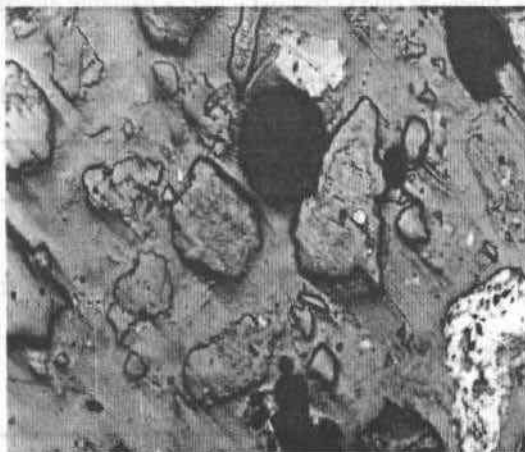


Figura 2. Granos de cuarzo con pirita.

3. PARTE EXPERIMENTAL

Esta parte consistió de ensayos preliminares de flotación en celda de laboratorio, con muestras de 1200g., donde se estudió en primer término el tiempo de molienda en el molino de laboratorio analizando la recuperación de oro obtenida y por último ajustar la concentración de la fórmula de reactivos colectores empleada.

3.1 Ensayos de flotación

Se diseñó un ensayo básico de flotación que consiste en la etapa de molienda previa, en molino de barras de laboratorio con 1200g. muestra y 70 % de sólidos en peso. El tiempo de molienda es motivo de la primera etapa del estudio, realizándose pruebas de 15, 20 y 25 minutos para comparar los resultados obtenidos de los respectivos ensayos de flotación.

Según la constitución de la muestra, se decidió utilizar Amil Xantato de potasio como colector principal, ya que este tiene buena afinidad con los sulfuros portadores de Au como también con el oro nativo a pH neutro, además se reforzó la acción de este colector con igual medida de un ditiofosfato de sodio ya que permite asegurar una completa recuperación del oro en estas condiciones, de acuerdo a lo mencionado por Allan y Woodcock (2001). Como espumante se empleó MIBC como refuerzo de la acción espumante que tienen los ditiofosfatos empleados como colector.

El acondicionamiento se hizo en la celda de flotación, diluyendo la pulpa al 35 % de sólidos en peso y agregando los colectores en su dosis y agitando durante 5 minutos. El espumante se ingresa un minuto antes de finalizar el acondicionamiento.

Los ensayos de flotación se hacen a 900 rpm, con una dilución de la pulpa del 35 % de sólidos en peso, abriendo el aire y extrayendo la espuma durante 15 minutos. Como no se conoce la respuesta a la flotación de esta mena en particular, se estableció un tiempo prolongado, asegurando de esta forma la mayor recuperación, dejando para un estudio posterior, la determinación del tiempo óptimo mediante cinética de flotación.

3.2 Tiempo de molienda

El ensayo de flotación se ejecutó en celda de laboratorio Denver agitando la pulpa a 900 rpm., previa etapa de acondicionamiento de 5 minutos con el pH natural de la pulpa, aproximadamente 7,2 que varió a un valor promedio de 7,4 al final del ensayo. Se emplearon concentraciones de 20 g/t de PAX y 20 g/t de ditiofosfato, como reactivos colectores y se mantuvo un tiempo de flotación de 15 minutos en toda la tanda.

En la tabla III se muestran los resultados obtenidos utilizando la técnica descripta, previa molienda de 15 minutos. Se observa una ley de 40 g/t en el concentrado que se puede considerar adecuada por tratarse únicamente de la etapa rougher, mientras que la recuperación es bastante elevada.

Tabla III. Ensayos de flotación con 15 minutos de molienda.

Producto	Flotación 1				
	Peso (gr.)	Peso (%)	Ley (gr./t)	Fino (mg.)	Distribución (%)
Concentrado	120.7	10.3	40.14	4.84	80.0
Cola	1052.7	89.7	1.15	1.21	20.0
Recomposición F	1173.4	100.0	5.16	6.06	100.0

El siguiente ensayo de flotación de flotación, con 20 minutos de molienda, muestra una mejor recuperación de Au y una importante caída en la ley del metal en el concentrado, como se puede observar en la tabla IV.

Tabla IV. Ensayo de flotación con 20 minutos de molienda.

Flotación 2					
Producto	Peso (gr.)	Peso (%)	Ley (gr./t)	Fino (mg.)	Distribución (%)
Concentrado	229.9	19.1	30.86	7.09	82.6
Cola	973.8	80.9	1.54	1.50	17.4
Recomposición F	1203.7	100.0	7.14	8.59	100.0

Finalmente, el resultado metalúrgico obtenido previa molienda de 25 minutos, muestra una mayor recuperación y ley de Au con respecto al ensayo anterior, como se puede ver en la tabla V.

Tabla V. Ensayo de flotación con 25 minutos de molienda.

Flotación 3					
Producto	Peso (gr.)	Peso (%)	Ley (gr./t)	Fino (mg.)	Distribución (%)
Concentrado	160.0	13.4	33.68	5.39	86.7
Cola	1033.7	86.6	0.81	0.83	13.3
Recomposición F	1193.7	100.0	5.21	6.21	100.0

En la figura 3 se graficó el porcentaje - 200 # ASTM con respecto al tiempo de molienda. Considerando que el oro se encuentra principalmente por debajo de esa malla, el 85 % por debajo de ese tamiz sería suficiente para la etapa, ya que los incrementos de recuperación con 25 minutos de molienda no justifican el gasto. Además, no se logra mejorar la ley de oro del concentrado

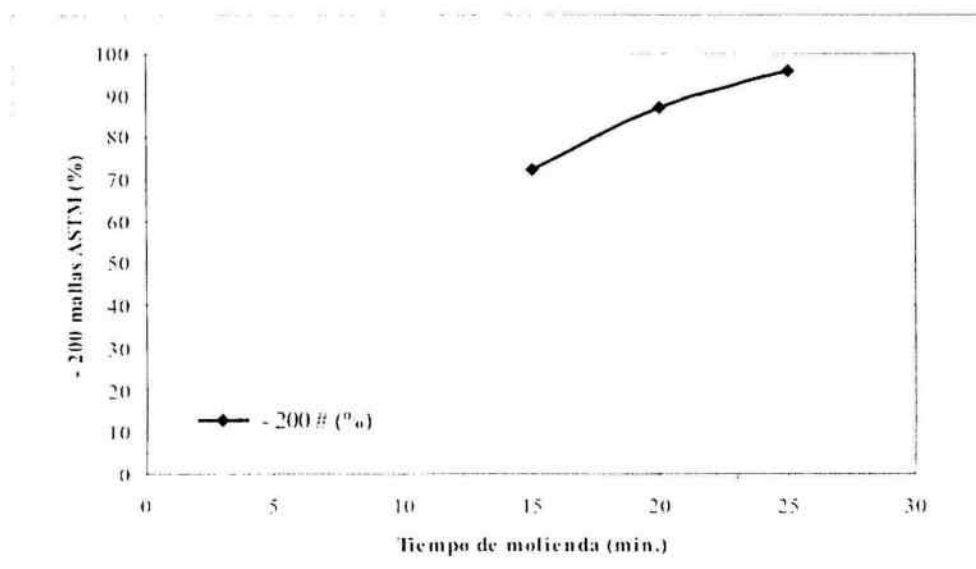


Figura 3. Gráfica de la granubmetría que pasa la malla ASTM 200 en relación al tiempo de molienda.

3.3 Dosis de colector

En el siguiente ensayo se llevó la dosis de colector a 30 g/t de PAX y 30 g/t de ditiofosfato, obteniéndose una mejora en la recuperación y manteniéndose la ley de oro en el concentrado. Los resultados se pueden ver en la tabla VI para el ensayo realizado manteniendo el tiempo de molienda en 20 minutos, donde se destaca 0,69 g/t la ley de colas.

Tabla VI. Ensayo con 30 g/t de PAX y 30 g/t de ditiofosfato

Flotación 4					
Producto	Peso (gr.)	Peso (%)	Ley (gr./t)	Fino (mg.)	Distribución (%)
Concentrado	194.8	16.3	30.06	5.86	89.3
Cola	1003.2	83.7	0.69	0.70	10.7
Recomposición F	1098.0	100.0	5.47	6.56	100.0

3.4 Limpieza del concentrado

Finalmente, en el ensayo de flotación 5 que se muestra en la tabla VII, se aplicaron las mejores condiciones determinadas en los ensayos anteriores: 20 minutos de molienda y 30 g/t de PAX + 30 de ditiofosfato, con tiempos de acondicionamiento de 5 minutos y de flotación de 15 minutos, practicándose dos limpiezas del concentrado para obtener una ley adecuada para su posterior tratamiento.

En la primera etapa de flotación de limpieza se empleó un tiempo de 5 minutos y se redujo a 2 en la limpieza final, no se agregaron reactivos de flotación y la dilución de la pulpa se aproximó al 12 % en la primera y al 5 % de sólidos en peso en la última limpieza.

Tabla VII. Ensayo de flotación con dos limpiezas.

Flotación 5					
Producto	Peso (gr.)	Peso (%)	Ley (gr./t)	Fino (mg.)	Distribución (%)
Concentrado	3.2	0.3	1374.69	4.40	67.2
Medianía 1	144.7	12.2	2.52	0.37	5.6
Medianía 2	26.8	2.3	52.43	1.41	21.5
Cola	1011.0	85.3	0.37	0.37	5.7
Recomposición F	1185.7	100.0	5.52	6.54	100.0

Si se considera la recuperación global mediante la aplicación de la regla de los tres productos esta es de 93.3 % lo que representa un resultado excelente, mientras que si consideramos que del fino de las medianías se recupera el 50 %, el resultado sería de 83,7 %, óptimo para este proceso.

4. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

En la gráfica de la figura 4, se puede ver que a partir de 20 minutos de molienda, los incrementos de ley y recuperación de oro no justifican una mayor molienda del mineral. Por el aspecto de la espuma observado

durante los ensayos, la presencia de lamas podrían estar bloqueando la superficie de las partículas flotables, según Taggart (1945).

La granulometría observada en la gráfica de la figura 3, muestra que con 20 minutos se tiene el 85 % del mineral por debajo de la malla 200 ASTM, lo que se considera suficiente ya que la proporción mayor de material grueso contiene escasa cantidad de metal precioso.

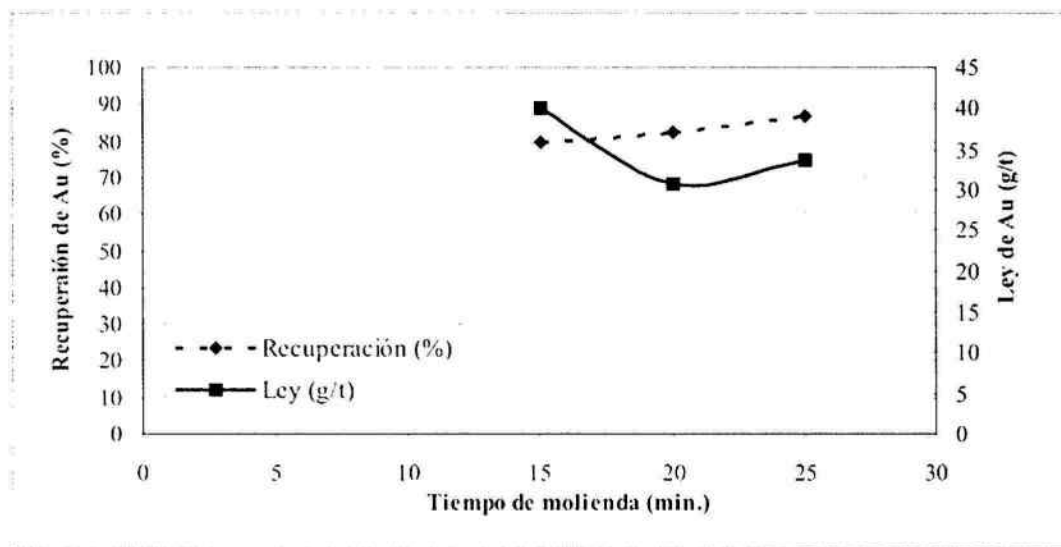


Figura 4. Variación de la ley y la recuperación de oro con el tiempo de molienda.

Los resultados obtenidos con un incremento de la dosis de reactivos colectores demostró que la incidencia de estos es mayor que una molienda fina, como se observa en la gráfica de la figura 5, donde se ve que la recuperación se incrementa hasta casi hasta 90 %. Coincidiendo con lo manifestado por Bravo y otros (2005), se estaría recuperando las fracciones más gruesas e intermedias de oro, debido al mayor recubrimiento de la superficie de las partículas.

Finalmente, se observó que es posible obtener un concentrado apto para su posterior tratamiento metalúrgico, con dos etapas de limpieza sin el agregado de reactivos, controlando solamente el tiempo de flotación y la dilución de la pulpa.

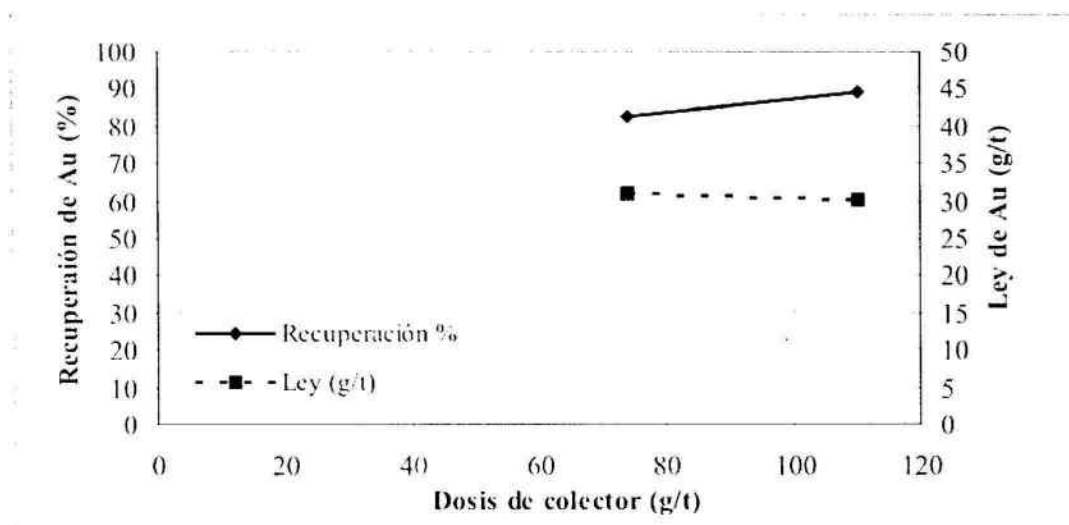


Figura 5. Variación de la ley y la recuperación de oro con la dosis total de los reactivos colectores.

5. CONCLUSIONES

Las conclusiones parciales que se deducen de los resultados experimentales obtenidos del presente trabajo preliminar son:

Una granulometría del 85 % - 200 mallas ASTM permiten obtener una recuperación del 83 % de oro con una ley del concentrado de 30 g/t de Au.

La dosis de 60 g/t de mezcla colectora 1:1 de PAX y ditiofosfato demostró que puede alcanzar una recuperación del 89 % con ley de Au en el concentrado de 30 g/t.

Dos etapas de limpieza con tiempos de flotación de 10 y 2 minutos respectivamente, permiten obtener una ley de concentrado de 1374 g/t con recuperación global de 93 % y 83 % suponiendo pérdidas del 50 % en las medianías.

Por estas conclusiones parciales se puede considerar que es posible obtener buenas recuperaciones y leyes aptas para su posterior tratamiento metalúrgico y se recomienda pasar a la etapa de optimización de variables.

6. REFERENCIAS

Allan, G.C y Woodcock, J.T. A Review of the Flotation of Native Gold and Electrum. In: Minerals Engineering. Vol 14 N° 9. pp 931-962. Pergamon. Elsevier Science Ltd. 2001

Taggart, A.F, Handbook of Mineral Dressing. Section 12 Flotation. Pp 117-118. John Wiley and Sons. 1945.

Bravo S.V.C., Torem M.L., Monte M.B.M., Dutra A.J.B., Tondo L.A. The influence of particle size and collector on the flotation of a very low grade auriferous ore. Minerals Engineering Vol. 18. pp 459 – 461. Elsevier. 2005.