

Cianurización convencional de concentrados de la mina Echandía, Marmato, Caldas

Javier González O.

Centro de Investigación en
Metalurgia Extractiva - CIMEX
Facultad de Minas, Universidad
Nacional, Medellín.

RESUMEN

Pruebas de cianuración para diferentes fracciones granulométricas de unos medios de mena provenientes de la mina Echandía, dieron como resultado que la máxima extracción de metales preciosos se da para aquella fracción con tamaños entre 150 y 200 mallas. La concentración de cianuro más adecuada resultó ser 1,5 kg de cianuro/ton de mena.

La realización de pruebas de flotación selectiva permitió obtener concentraciones de pirita, galena y esfalerita de una alta pureza. La distribución de los metales preciosos en estos concentrados, muestra que los primeros se encuentran asociados en mayor proporción a los sulfuros de plomo y zinc que el sulfuro de hierro. La cianuración de los concentrados mostró que el oro asociado a la pirita y la esfalerita se extrae hasta en 94,1% y 96% respectivamente. Aquel asociado a la galena sólo puede extraerse hasta un 70,3%. En cuanto a plata, sólo aquella asociada al sulfuro de zinc es extractable en proporciones apreciables.

La cianuración de los medios de mesa procedentes de la mina reportó una extracción de oro de 71,4% y una extracción de plata de 40,6%. Estas extracciones se alcanzaron en un tiempo de 94 y 100 horas respectivamente. Los factores determinantes de este grado de extracción son la composición granulométrica del material y el tipo de asociación de los metales preciosos a los sulfuros.

ABSTRACT

Test of cyanuration for different size fractions of the medium product of Wifley table in the Echandia mine, show as maximum extraction of precious metals is obtaining for that fractions with size between 150 and 200 mesh. Best cyanide concentration is 1,5 kg cyanide/ton mena. Galena, sphalerite and pyrite concentrates of high grade were obtaining for selective flotation. The distribution of precious metals in these concentrates, show as gold and silver are associates in high proportion at lead and zinc sulfides.

Cyanuration show as gold associate at pyrite and sphalerite can be extracting until 94,1% and 96%

respectively. Gold associate at galena can be extracting until 70,3%. Only silver associate with zinc sulfide can be extracting appreciably.

Gold and silver extraction were 71,4% and 40,6% respectively. These extractions correspond to 94 and 104 hours respectively. The decisive factors of this extraction grade are the size composition of material and the association form of precious metals at the sulfides.

PALABRAS CLAVE

Cianuración
Flotación de sulfuros

KEY WORD

Cianuration
Sulfide flotation

1. INTRODUCCION

No obstante la cianuración ser un proceso ampliamente estudiado y empleado para la extracción de metales preciosos desde sus menas (1), el tratamiento de una mena específica exige el estudio de los factores que determinan el grado de disolución.

Los medios obtenidos en la mesa vibratoria de la mina Echandía, son cianurados mediante un proceso de percolación que dura entre 20 y 30 días. La extracción de oro mediante este proceso oscila entre 60% y 70%, en tanto que la de la plata no va más allá de un 40%*. En este proceso de recuperación no se tiene bien establecida la concentración de cianuro que debe emplearse, no se hace un control riguroso del pH de la solución y tampoco se tiene un control de la granulometría del material que entra a los tanques de percolación; todos estos factores afectan marcadamente el grado de disolución de los metales preciosos.

El presente trabajo se desarrolló con miras a establecer las causas que determinan la baja recuperación de oro y plata de los medios de mesa de la mina Echandía, así como las condiciones de operación más adecuadas para mejorar tales recuperaciones. Con este fin se realizaron pruebas

de cianuración a diferentes concentraciones de cianuro y con diferentes tamaños de partículas, pruebas de flotación selectiva y finalmente pruebas de cianuración de los concentrados de flotación.

2. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL, EQUIPOS Y MATERIAL

2.1 Equipos

Los análisis granulométricos del material empleado en el presente estudio fueron realizados con la serie de tamices Tyler patrón, en un rotap Tyler modelo B.

Las pruebas de cianuración se efectuaron en un recipiente de vidrio de aproximadamente cuatro litros de capacidad. La agitación se suministró mediante un agitador de dos hojas inclinadas. Las pruebas realizadas con pequeña cantidad de material, fueron hechas en un beaker de vidrio de un litro con un motor de velocidad variable y agitador de dos hojas. Las pruebas de flotación se llevaron a cabo en una celda de flotación Denver a nivel de laboratorio.

2.2 Materiales

Se empleó como material de trabajo los medios obtenidos de la mesa de sacudidas de la mina Echandía. El análisis granulométrico de este material se estableció con base en dos muestras de 350 gramos cada una. La composición química se determinó después de llevar una muestra del material, a -325 mallas. el contenido de oro y plata se estableció mediante la técnica de ensayos al fuego.

Los resultados de los análisis granulométrico y químico se reportan en las Tablas 1 y 2 respectivamente. Las composiciones granulométrica y química son muy similares a los reportados por Blandón y Castro (1) para este mismo material.

Asumiendo que todo el azufre se encuentra en la forma de sulfuro, una composición mineralógica probable sería la presentada en la Tabla 3.

En las pruebas de cianuración se empleó cianuro comercial de 83,3% de pureza.

* Comunicado personal con el Ingeniero César Calle U. Mina Echandía. Marmato. 1984.

2.3 Procedimiento Experimental

Las pruebas de cianuración se efectuaron con pulpas a un 34% de sólidos. La cantidad de material empleado en cada prueba fue 1,5 kg.

Inicialmente el material se lavó con agua, con el fin de retirar las sales solubles. Para disminuir el posible efecto de descomposición de la pirita (2), (3), durante la cianuración, la pulpa se ajustó a un pH de 9 y se preaireó durante 15 minutos. Posteriormente se adicionó la cantidad de cianuro requerida en cada caso, se ajustó el pH a un valor de 11, y se suministró agitación a la pulpa a 1400 r.p.m. Para mantener en el transcurso del proceso, la concentración de cianuro y el pH a valores constantes, cada dos horas se analizó una pequeña muestra de la pulpa.

Cuando se presentó alguna variación de los valores establecidos inicialmente se hizo el respectivo ajuste. Para la separación de los sulfuros de hierro, plomo y zinc, se empleó un método basado en uno de los comunmente utilizados.

Inicialmente se flotó el material procedente de la mina, a un pH de 10, con isopropil xantato de sodio. Las colas de esta flotación se acondicionaron con sulfato de cobre a un pH de 11 y se flotó nuevamente con isopropil xantato de sodio. Los concentrados de estas flotaciones se molieron en un molino de bolas por un determinado tiempo. El producto de la molienda se acondicionó a un pH de 9 con carbonato de sodio y sulfato de zinc; luego se adicionó isopropil xantato de sodio.

3. RESULTADOS Y DISCUSION

En la Tabla 4 puede observarse la influencia de la concentración de cianuro en el grado de extracción de oro y plata, para material con tamaño entre 150 y 200 mallas.

Estos resultados indican claramente que la velocidad de disolución del oro aumenta con el aumento de la concentración de cianuro, hasta un valor de 1,5 kg/ton de mena. Para concentraciones superiores a este valor la recuperación permanece constante. El comportamiento de la plata es similar al del oro. En este caso, sin embargo, la máxima

velocidad de disolución se presenta para una concentración de cianuro de 2,5 kg/ton de mena.

En la Tabla 5 se presenta la distribución de oro y plata en las diferentes fracciones granulométricas que componen el material. Como puede apreciarse, el contenido tanto de oro como de plata aumenta con la disminución de tamaño de partícula. Los máximos contenidos se encontraron en el material con tamaño inferior a las 325 mallas.

Los resultados de las pruebas de cianuración para fracciones de material de diferente tamaño se reportan en la Tabla 6. De estos resultados puede verse que la extracción de oro y plata alcanzada para los tiempos de cianuración establecidos, puede considerarse relativamente baja si se tiene en cuenta que la lixiviación se llevó a cabo con agitación mecánica (8). Este hecho sugiere que probablemente existe una interferencia en la disolución de los metales preciosos.

En el caso del material más grueso (aquel comprendido entre 48 y 100 mallas), la baja recuperación obtenida puede atribuirse al tamaño de partícula; la máxima recuperación se presenta para el material comprendido entre 150 y 200 mallas, la existencia de este máximo puede deberse a que la cantidad de metales preciosos que no es extractable directamente por cianuración, aumenta con la disminución del tamaño de partícula.

El comportamiento descrito con base en los resultados de la Tabla 6, difiere ampliamente de aquel que se deduce de los resultados presentados por Alarcón y otros (9). En la Tabla 7 se dan los resultados de pruebas realizadas con los medios de mesa procedentes de la mina y la fracción de este material entre 150 y 200 mallas, con una concentración de cianuro de 1,5 kg/ton mena. Las extracciones para el tiempo indicado, corresponden a las máximas alcanzables.

Observaciones de los medios de mesa al microscopio indicaron que las fracciones de menor tamaño contenían una mayor cantidad de galena y esfalerita que aquellas de tamaño más grueso. En la Tabla 8 se presenta la distribución de plomo y zinc de acuerdo con la granulometría del material.

Esta distribución se estableció mediante análisis al espectrofotómetro de absorción atómica. Los resultados consignados en la Tabla 8 confirman el análisis cualitativo realizado al microscopio.

De las Tablas 5 y 8 puede deducirse que la esfalerita y la galena se distribuyen en las fracciones de las diferentes granulometrías, de forma análoga a como lo hacen el oro y la plata. Estas circunstancias dan fundamento para sugerir que muy probablemente la proporción de metales preciosos asociado con los sulfuros de plomo y zinc, es mayor que aquella asociada al sulfuro de hierro. En la Tabla 9 se presentan los resultados de la flotación realizada con el material procedente de la mina, con miras a obtener un concentrado de galena, como colector fue necesario emplear además del isopropil xantato de sodio, el aerofloat 242 promotor de la American Cyanamid Company.

El mejor concentrado, desde el punto de vista de la recuperación se dio para dosis de 60 gr/ton. En la Tabla 10 se presentan los resultados de las pruebas realizadas empleando las colas procedentes de la flotación de los medios de mesa con 60 gr/ton de isopropil xantato.

Como el objetivo de estas pruebas era recuperar la máxima cantidad posible de esfalerita, para activar este sulfuro se acondicionó la pulpa con sulfato de cobre durante 15 minutos (5), (10). Los resultados de las Tablas 9 y 10 sugieren que una posible causa de la baja recuperación de galena y alta contaminación del concentrado con esfalerita en las primeras pruebas (Tabla 9), podría ser el bajo grado de liberación de estos sulfuros.

En la Tabla 11 se presentan los resultados obtenidos al flotar el producto de la remolienda de los mejores concentrados de las pruebas anteriores (mejor concentrado de la Tabla 9 y mejor concentrado de la Tabla 10). La remolienda se efectúa en forma tal que el producto pasó un 80% a través de la malla 325. En la misma Tabla 11 se incluye la composición y distribución del concentrado de hierro. Este concentrado corresponde a las colas obtenidas en la prueba realizada con 0,6 kg/ton de CuSO_4 y 60 gr/ton de isopropil xantato.

En el presente trabajo no se dirigieron esfuerzos tendientes a mejorar las distribuciones de plomo y zinc porque el objetivo fundamental de las pruebas de concentración era la consecución de concentrados lo más puro posible de cada uno de los sulfuros presentes. La alta pureza de los concentrados de plomo y zinc, en la Tabla 11, confirma que el factor determinante de la baja recuperación de plomo y alta contaminación de zinc en los concentrados reportados en la Tabla 9, es el bajo grado de liberación de los sulfuros de estos metales.

Los resultados obtenidos con el proceso empleado en el presente trabajo sugieren que la separación de sulfuros se puede llevar a cabo efectuando una flotación bulk de los sulfuros de plomo y zinc. Luego el concentrado de esta flotación se remueve y se flota el plomo deprimiendo la esfalerita.

En la Tabla 12 se muestra los contenidos de oro y plata de los concentrados de hierro, plomo y zinc obtenidos. Como puede apreciarse, la proporción de oro y plata asociada con los sulfuros de plomo y zinc, es mucho mejor que aquella asociada a la pirita. Avila y Bustamante (11) trabajando con una mena de la misma región concluyeron que el oro se encontraba asociado principalmente a la pirita, conclusión contraria a la obtenida en este trabajo.

En la Tabla 13 se muestran las máximas extracciones logradas de oro y plata, obtenidas a partir de los concentrados de hierro, plomo y zinc. De acuerdo con esta tabla el oro asociado a la pirita puede extraerse casi en su totalidad. Estos resultados discrepan con lo sugerido por Alarcón y otros (9). El oro asociado a la galena solo puede extraerse hasta en un 70,3%. El alto tiempo de residencia y excesivo consumo de cianuro, necesarios para lograr la disolución casi total de los metales preciosos asociados a la esfalerita, puede explicarse con base en el tipo de asociación de estos metales con el sulfuro, y al hecho de presentarse la disolución de este último.

De la Tabla 13 se deduce que la extracción relativamente baja de oro obtenida con el material entre 150 y 200 mallas, puede deberse únicamente a la oclusión del oro en el sulfuro de plomo.

Pruebas de cianuración con el concentrado de pirita a un tamaño de -400 mallas reportaron un grado de extracción de plata muy similar al dado en la Tabla 13. Por tanto baja recuperación de la plata, puede deberse a la oclusión de este metal en los sulfuros de plomo y hierro.

4. CONCLUSIONES

- De las fracciones granulométricas que componen los medios de mesa procedentes de la mina, aquella cuyo tamaño se encuentra entre 150 y 200 mallas fue la que reportó las máximas extracciones de oro y plata.
- La concentración de cianuro más adecuada para la extracción de los metales preciosos fue de 1,5 kg de cianuro/ton de mena.
- Los metales preciosos se encuentran asociados a los sulfuros de plomo y zinc en una mayor proporción que al sulfuro de hierro.
- Tanto el oro como la plata asociados a la esfalerita, muy probablemente, se encuentran finalmente diseminados en este sulfuro. La disolución de los metales preciosos se da gracias a que el sulfuro también se disuelve en las soluciones de cianuro. Estas circunstancias hacen que el tiempo de residencia y consumo de cianuro, necesarios para alcanzar las máximas extracciones, sean elevados.
- El oro asociado al sulfuro de hierro se extrae prácticamente en su totalidad (un 95%).
- El grado de extracción del oro asociado al sulfuro de plomo solo llega a un 70,3%. Este grado de extracción debe estar determinado por la oclusión de una fracción del oro en el sulfuro.
- Una gran proporción de la plata asociada con los sulfuros de plomo y hierro debe encontrarse ocluida en la forma de partículas de tamaño submicroscópico, dado las bajas extracciones del metal de estos sulfuros.
- La máxima extracción de oro de los medios de mesa procedentes de la mina fue de 73,4%. Este grado de extracción parece estar determinado por dos factores. De un lado, el material contiene fracciones granulométricas entre 48 y 100 mallas. La extracción de estas fracciones es bastante baja, dado su tamaño de partícula relativa-

mente grueso. De otro lado, parte del oro asociado a la galena no puede extraerse por cianuración directa debido a causas ya expuestas.

- La recuperación de plata de los medios de mesa solo llegó a un 40,6%. La causa de esta baja extracción debe ser algún tipo de asociación del metal a los sulfuros de hierro y plomo.

BIBLIOGRAFIA

1. BLANDON, M. Irma, CASTRO, V. Jorge. Tiourea-ción de Concentrados Auroargentíferos de la Mina Echandía - Marmato, Caldas. Tesis Facultad de Minas, Universidad Nacional. Medellín. 1984.
2. NAGY, F. MRKUSIC, P., CULLOCH, H. W. Chemical Treatment of Refractory Gold Ores. National Institute for Metallurgy. Johannesburg, South Africa. 1966
3. POTTER, George M., BHAPPU, Roshan B. Process and Fundamental Considerations of Selected Hydrometallurgical Systems. Soc. of Min. Eng. of AIME. New York. 1981, p. 27-35.
4. DOW CHEMICAL COMPANY. Flotation Fundamentals and Mining Chemicals. 1976. 80 p.
5. SUTULOV, Alexander. Flotación de Minerales. Universidad de Concepción, Chile. 1963. 329 p.
6. CUYPER DE, Jacques, PERALTA, Edgar. Seminario sobre la Flotación de Minerales Tipo Sulfuros Complejos de Cobre, Plomo y Zinc. Escuela Politécnica Nacional. Instituto de Investigaciones Tecnológicas. Quito, Ecuador. 1982.
7. TVETER, E.C., Mc QUINSTON Jr., F.W. Plant Practice in Sulfide Mineral Flotation. Froth Flotation. 50th Anniversary Volumen. AIME. 1962. p. 382-426.
8. MEQUISTON, J.R., FRANK, W., SHIOEMAKER, R.S. Gold and Silver Cyanidation Plant Practice. Vol. 2. Soc. of Min. Engrs. AIME. 1981. 263 p.
9. ALARCÓN, H. Walter, GARCIA, O. Oscar, HENAO, G. Jorge. Tratamiento Hidrometalúrgico de las Colas Auríferas de la Mina Echandía. Tesis Facultad de Minas, Universidad Nacional. Medellín. 1983.
10. FINKEBTEIN, N.P., ALLISON, S.A. The Chemistry of Activation, Deactivation and Depression in the Flotation of Zinc Sulfide. Flotation A.M. Gaudin Memorial. Vol. 1. AIME. 1976. p. 41-455.
11. AVILA, L.E., BUSTAMANTE, O. Plinio. Tratamiento Hidrometalúrgico del Mineral Auroargentífero del Filón La Maruja (Marmato) por Cianuración. Tesis Facultad de Minas, Universidad Nacional. 1984.
12. MEZA, S. Luis A. Aspectos Fundamentales de los Procesos Hidrometalúrgicos e Hidrometalurgia de los Metales Preciosos. Pasto. 1981. 99 p.

ANEXO 1

TABLA 1. Análisis granulométrico de los medios de mesa de la Mina Echandía.

Malla	Porcentaje retenido	
	Parcial	Acumulado
20	0,1	0,1
28	0,1	0,2
35	2,6	2,8
48	5,8	8,6
65	8,6	17,2
100	10,6	27,8
150	20,0	47,8
200	21,6	69,4
325	18,8	88,2
-325	11,4	99,6

TABLA 2. Composición química de los medios de mesa de la Mina Echandía

Elemento	Porcentaje
Cobre	Nulo
Hierro	37,90
Zinc	3,80
Plomo	3,00
Azufre	46,20
Sílice como SiO ₂	5,21
Insolubles (no incluye sílice)	4,29
Antimonio	Nulo
Aluminio	Nulo
Material carbonoso	Nulo
	gr/ton
Oro	35
Plata	408

TABLA 3. Composición mineralógica probable de los medios de mesa de la Mina Echandía

Especie mineral	Porcentaje
Pirita	81,10
Galena	3,46
Esfalerita	5,66
Cuarzo	5,21
Insolubles	4,29

TABLA 4. Variación de la extracción de oro y plata con la concentración de cianuro de sodio

Concentración de NaCN (kg/ton mena)	% extracción oro	% extracción plata	Tiempo (hora)
0,5	57,7	22,8	48
1,0	68,0	40,0	48
1,5	72,0	44,6	48
2,0	72,0	47,3	48
2,5	71,8	50,4	48
3,0	71,9	50,4	48

TABLA 5. Distribución de oro y plata en las fracciones granulométricas de los medios de mesa

Malla	Oro (gr/ton)	Plata (gr/ton)
48/65	28	320
65/100	32	350
100/150	35	390
150/200	40	508
200/325	45	600
-325	52	670

TABLA 6. Extracción de oro y plata para diferentes tamaños de partícula

Malla	Tiempo (hora)	% extracción oro	% extracción plata
46/65	18	32,9	14,0
	22	32,9	14,1
	28	32,9	14,1
65/100	24	44,5	20,0
	28	44,9	20,0
	34	44,9	20,0
100/150	42	62,5	38,0
	46	63,4	38,4
	52	63,0	39,0
150/200	42	71,0	43,0
	46	72,0	44,2
	52	72,6	45,0
200/325	42	59,0	41,0
	46	60,0	41,4
	52	60,8	42,0
Medios de mesa procedentes de mina	42	62,8	34,5
	46	63,6	37,6
	52	64,7	38,7

**TABLA 7. Extracción de oro y plata de los medios de mesa de la mina
y la fracción de este material a 200 mallas**

Material	% extracción oro	% extracción plata	Tiempo (hora)
Medios de mesa	71,4		94
		40,6	104
Fracción 150/200	83,2		80
Mallas		49,1	108

TABLA 8. Distribución de plomo y zinc de acuerdo con la granulometría de los medios de mesa

Malla	% Plomo	% Zinc
48/65	0,00	2,32
65/100	0,12	3,22
100/150	1,00	3,45
150/200	1,25	4,72
200/325	3,62	5,22

TABLA 9. Composición y distribución del concentrado de flotación obtenido a partir del material procedente de mina, con isopropil xantato de sodio y aerofloat 242 promoter. pH 11

(gr/ton)	Composición (%)			Distribución (%)		
	Fe	Pb	Zn	Fe	Pb	Zn
20,0	15,6	40,5	13,4	0,28	9,4	2,5
40,0	10,8	40,4	18,7	0,27	13,0	4,8
60,0	5,6	40,7	26,1	0,28	26,0	12,9
80,0	3,8	39,1	31,0	0,28	23,4	14,7

TABLA 10. Composición y distribución del concentrado de flotación obtenido empleando sulfato de cobre como activador

CuSO ₄ (gr/ton)	Isopropil xantato sodio (kg/ton)	Composición (%)			Distribución (%)		
		Fe	Pb	Zn	Fe	Pb	Zn
0,4	60	3,0	23,8	44,3	0,22	21,7	31,9
0,5	60	1,8	16,7	51,5	0,22	26,2	63,7
0,6	60	1,5	22,8	46,2	0,22	42,6	68,1
0,7	80	1,6	25,6	44,5	0,23	45,9	63,0

TABLA 11. Composición y distribución de los concentrados de galena, esfalerita y pirita. Concentración de isopropil xantato de sodio: 20 gr/ton

Concentrado	Composición (%)			Distribución (%)		
	Fe	Pb	Zn	Fe	Pb	Zn
Plomo	4,1	71,5	5,30	0,24	52,3	3,1
Zinc	1,4	7,4	57,60	0,20	12,6	77,4
Hierro	40,9	1,0	0,65	99,60	30,8	15,8

TABLA 12. Contenido de oro y plata de los concentrados de hierro plomo y zinc

Concentrado	Oro (gr/ton)	Plata (gr/ton)
Hierro	30	390
Plomo	60	2570
Zinc	140	1780

TABLA 13. Extracción de oro y plata de los concentrados de hierro, plomo y zinc

Concentrado	Tiempo (hora)	% Extracción			Consumo de cianuro (kg/ton mineral)
		oro	plata	zinc	
Hierro	32	94,1			2,6
	40		48,0		
Plomo	30	70,3			3,8
	48		26,1		
Zinc	150	97,0		80,2	10,3
	210	98,1		98,3	