

Recuperación de oro en minerales sulfurados de baja ley en la región Casma

Gold recovery of low grade sulfide ore in the Casma region

Vidal Aramburú R.¹, Ángel Azañero O.¹, Julia Calderón de Alvarado¹, Pedro Gagliuffi E.¹, Pilar Avilés M.¹, Diego Julca V.², Jorge Ortiz B.², Joel Rivera C.², Luis Arauzo G.³, Luis Gutiérrez F.³

RECIBIDO: 10/11/2016 - APROBADO: 30/11/2016

RESUMEN

La muestra representativa del mineral sulfurado de baja ley de oro, para el presente estudio de investigación, proviene de la provincia de Casma, departamento de Áncash. La caracterización de la muestra se realizó en el microscopio óptico polarizado, de la EAP Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos (UNMSM). Los resultados de esta caracterización indicaron la presencia de las siguientes especies mineralógicas: electrum, esfalerita, ilmenita, pirita, hematita, goethita y gangas. Además, en la muestra encontramos partículas entrelazadas referidas al oro, las cuales son: electrum-goethita, electrum-gangas, electrum-goethita-gangas. Según los resultados de la caracterización, se realizaron pruebas metalúrgicas de preconcentración a la muestra, con el equipo de concentración Falcon; los resultados de la prueba más representativa obtenida a una granulometría de 67.80 % - 200 malla, obteniéndose una calidad del concentrado de 16.20 g/t, con una recuperación de 57.04 %; además de 41.60 como radio de concentración para la muestra analizada. Por último, se obtuvo una cabeza calculada de 0.68 g/t. Con el relave de la prueba más representativa de la preconcentración, se realizaron varias pruebas metalúrgicas de flotación. La prueba más representativa se obtuvo utilizando 74.10 g/t de colector (AR1208), obteniéndose una calidad del concentrado de 11.36 g/t, con una recuperación de 92.27 % y 88.11 como radio de concentración. Los concentrados de la preconcentración y de la flotación se juntaron y pasaron a remolienda, obteniéndose una granulometría final de 80.27 % -200 malla con una ley de cabeza de 15.78 g/t y con ello se realizaron pruebas metalúrgicas de cianuración en botella, a diferentes tiempos; la prueba más representativa es a 72 h de cianuración, obteniéndose 87.94 % de recuperación de oro y con un consumo de cianuro de sodio de 1.65 kg/t.

Palabras clave: Recuperación, electrum, sulfurado, gravimetría- centrifugación, flotación, cianuración.

ABSTRACT

The representative sample of low grade sulphide ore gold for this research study comes from the province of Casma Ancash department. The characterization of the sample was analyzed in the polarized light microscope, in the EAP. Geological Engineering at the National University of San Marcos (UNMSM), the results indicated the presence of the following mineralogical species such as Electrum, sphalerite, ilmenite, pyrite, hematite, goethite and bargains. Furthermore we found particles referred to gold, which are: Electrum-goethite, Electrum-Gangas, Electrum-goethite-Gangas. Based on the results of the characterization we realized metallurgical process like preconcentration Falcon performed in the concentrator, the results of the most representative process is 67.80%, obtaining in a granulometry of -200mesh, obtaining a concentrate grade of 16.20 g / TM, 57.04% of 41.60 radio recovery and concentration. With the tailing of the most representative test preconcentration, several metallurgical flotation tests were conducted, the most representative test was obtained, using 74.10 g / TM collector (AR1208), obtaining a concentrate grade of 11.36 g / TM, 92.27 and 88.11% recovery of concentration radio. Preconcentration and flotation, the concentrate of those process were joined and passed by remolienda, obtaining the Last granulometry of 80.27% -200 mesh with a head grade of 15.78 g / TM and with those results were realized metallurgical cyanidation process in bottled, but in different times, the most representative test is 72 hrs. cyanidation, yielding 87.94% gold recovery and a sodium cyanide consumption of 1.65 kg / TM.

Keywords: Recovery, electrum, sulfurized, gravimetría- centrifugation, flotation, cyanidation.

1 Docentes de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos. E.mail: vidalaramburu@hotmail.com / varamburur@unmsm.edu.pe

2 Alumnos de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

3 Colaboradores externos.

I. INTRODUCCIÓN

En el país existen muchos yacimientos de minerales sulfurados tipo diseminado, de baja ley en oro, que no son explotados debido a las características del yacimiento; algunos estudios realizados a este tipo de yacimiento presentan recuperaciones bajas (Zabaleta, 2000) (Marsden, 1960) (Villas, 2006).

Los procesos convencionales de recuperación de oro, tales como amalgamación y lixiviación, no son aplicables directamente a este tipo de yacimientos porque los resultados metalúrgicos no son alentadores debido a la baja ley de oro que presentan. Por esto, se requieren realizar estudios previos de investigación, como los procesos metalúrgicos de gravimetría, flotación y cianuración.

El presente trabajo surge por el interés de desarrollar procedimientos de preconcentración (concentración gravimétrica-centrífuga previa a la flotación), que puedan servir para recuperar el oro en minerales de baja ley, con recuperaciones y concentrados comerciables.

II. MARCO CONCEPTUAL

La concentración gravimétrica es esencialmente un método para separar partículas de minerales de diferentes pesos específicos, por las diferencias en movimiento en respuesta a las acciones que ejercen sobre ellas simultáneamente la gravedad u otras fuerzas, como la hidráulica y de fricción. Es uno de los métodos más sencillos de concentración gravimétrica (Smith, 2005).

Su aplicación se recomienda en el tratamiento de minerales a distintas granulometrías, porque permite la recuperación de minerales a tamaños relativamente gruesos, reduciendo costos en trituración, molienda y concentración, y disminuyendo pérdidas en los finos que generalmente se forman en las operaciones de reducción de tamaños (Misari, 1993) (Dominic, 2006).

A tamaños finos, las fuerzas hidráulicas y de fricción rebasan a la de gravedad, por lo cual la eficiencia de separación de los concentradores gravimétricos disminuye drásticamente. Para superar esto, se han diseñado concentradores que intensifican las fuerzas gravitacionales para que la separación se lleve a cabo a un valor de varias veces la fuerza de gravedad. Con estos concentradores centrífugos, se han resuelto muchos de los problemas para la aplicación de la concentración gravimétrica en la recuperación de oro libre en circuitos de molienda; como son la recuperación de oro de tamaño fino (< 150 micras), el balance de agua, la capacidad, el mantenimiento y el control de la operación de los concentradores en los circuitos (Luna, 2016).

Los concentradores centrífugos de este tipo operan con un campo centrífugo de hasta 300 Gs. Son fabricados actualmente por Falcon Concentrators Inc. y Knelson Gold Concentrators Inc., en Canadá. Todos los concentradores centrífugos operan con el mismo principio; básicamente, un recipiente que rota efectúa la separación gravitacional de la carga en un campo centrífugo (Álvarez, 2006).

III. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

La investigación realizada se basa en el diseño de pruebas experimentales a nivel del laboratorio, para esto se utilizaron los ambientes de la EAP Ingeniería Metalúrgica

y EAP Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos (UNMSM).

3.1. Equipamiento

Equipos empleados en la investigación de los procesos metalúrgicos:

- Chancadora primaria y secundaria.
- Molino de bolas.
- Celdas de flotación.
- Rodillos de lixiviación en botella.
- Concentrador centrífugo Falcon.
- Potenciómetro digital.
- Ro-tap y mallas
- Horno mufla.
- Balanza analítica.

3.2. Análisis mineralógico de la investigación

En la muestra correspondiente al mineral de oro, se observó mediante el método de microscopía polarizante de luz reflejada, para lo cual se confeccionó una briqueta pulida y sobre la cual se realizó previamente la caracterización mineralógica y, a partir de ello, se llevó a cabo el análisis modal. En la siguiente Tabla N° 1 se insertan los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal.

Tabla N° 1. Minerales observados.

Composición de la muestra		
Minerales	Fórmula	Abreviatura
Electrum	(Au,Ag)	el
Esfalerita	ZnS	ef
Ilmenita	FeTiO ₃	il
Pirita	FeS ₂	py
Hematita	Fe ₂ O ₃	hm
Goethita	FeO.OH	gt
Gangas		GGs

3.3. Interpretación mineralógica

- Mineral aurífero
Se han observado minerales auríferos, tales como electrum. Asimismo, tenemos pirita, que por lo común presentan oro, en estado submicroscópico.
- Minerales argentíferos
No se han observado minerales de plata.
- Minerales ferríferos
Como minerales ferríferos se han observado a la ilmenita, pirita, hematita y goethita.
- Minerales cupríferos
No se han observado minerales de cobre.

- **Minerales zincíferos**
Como mineral de zinc se ha observado a la esfalerita.
- **Otros minerales**
En este grupo se encuentran las gangas (dentro de estas están los silicatos y carbonatos).

3.4. Distribución volumétrica y grados de liberación

La distribución volumétrica en este reporte es en término porcentual, del mismo modo con respecto a los grados de liberación; los cuales se proporcionan para todos los minerales que han intervenido en el análisis modal y se pueden observar en la Tabla N° 2 y los tipos geométricos de entrelazamiento de los minerales en la Tabla N° 3:

Tabla N° 2. Volúmenes y grados de liberación.

Minerales	Volumen (%)	Grado de liberación (%)
Electrum	0.86	7.41
Esfalerita	0.06	100.00
Ilmenita	2.93	32.57
Pirita	0.02	0.00
Hematita	0.46	68.97
Goethita	2.12	15.04
Gangas	93.56	92.81
Total	100.00	

Tabla N° 3. Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa.

Minerales entrelazados	Tipo entr.	Num. part.	Dist. porc.	Posibilidades de liberación completa
Partículas Libres		1392	88.55	
el-gt	1bl	5	0.32	Moderadamente fácil
	2bl	5	0.32	Muy difícil
	3dll	5	0.32	Muy difícil a imposible
el-GGs	1bl	2	0.13	Moderadamente fácil
	2blll	3	0.19	Muy difícil
il-GGs	1al	5	0.32	Fácil
	1bIV	10	0.64	Moderadamente fácil
	1cIII	35	2.23	Imposible
	1dll	10	0.64	Imposible
	1el	10	0.64	Muy difícil a imposible
	3dll	35	2.23	Muy difícil a imposible
py-GGs	1ell	5	0.32	Muy difícil a imposible
hm-gt	1alll	5	0.32	Fácil
	1al	10	0.64	Fácil
gt-GGs	1el	5	0.32	Muy difícil a imposible
	2al	5	0.32	Muy difícil a imposible
	2blll	5	0.32	Muy difícil
	2cIII	5	0.32	Muy difícil a imposible
el-gt-GGs	2dll	5	0.32	Muy difícil a imposible
	2blll	5	0.32	Muy difícil
hm-gt-GGs	3dll	5	0.32	Muy difícil a imposible
	Total	1572	100.00	

3.5. Pruebas experimentales

3.5.1. Pruebas de concentración Falcon

En esta etapa se realizó la preconcentración, en el concentrador Falcon, de la pulpa producida en la molienda. Consiste básicamente en recuperar el oro por diferencia de gravedad específica global del mineral que contiene al oro, ya que en este caso no se reporta oro libre. Para ello, es importante que la muestra sea representativa. Además debemos tener como variable independiente la granulometría y que la variable dependiente sea el porcentaje de recuperación del oro (Tablas N° 4, 5, 6, 7, 8 y Figura N° 1).

Condiciones de la prueba

Tabla N° 4. Condiciones en la preconcentración.

Peso de la muestra	5000 g
Fuerza de gravedad	60 G's
Granulometrías	50.33%, 59.45%, 67.80%, 73.58% - 200 malla
Presión de agua	3 psi
Densidad de Pulpa	1400 g/lt

PRUEBA N° 1

Tabla N° 5. Balance metalúrgico del concentrador Falcon a 50.33% - 200 m.

Componentes	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido finos	% Recuperación	Ratio
			Au (g/tm)	Au	Au	
Cabeza	5000.00	100.00	0.62	62.00	100.00	
Concentrado	141.10	2.82	6.60	18.61	33.51	35.44
Relave	4858.90	97.18	0.38	36.93	66.49	
Cabeza calculada			0.56			

PRUEBA N° 2

Tabla N° 6. Balance metalúrgico del concentrador Falcon a 59.45% -200 m.

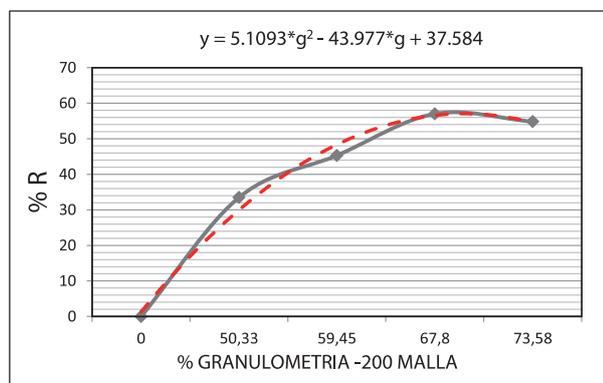
Componentes	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido finos	% Recuperación	Ratio
			Au (g/tm)	Au	Au	
Cabeza	5000.00	100.00	0.62	62.00	100.00	
Concentrado	133.20	2.66	10.01	26.63	45.33	37.54
Relave	4866.80	97.34	0.33	32.12	54.67	
Cabeza calculada			0.59			

PRUEBA N° 3
Tabla N° 7. Balance metalúrgico del concentrador Falcon a 67.80% -200 m.

Componentes	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido finos	% Recuperación	Ratio
			Au (g/tm)	Au	Au	
Cabeza	5000.00	100.00	0.62	62.00	100.00	
Concentrado	120.20	2.40	16.20	38.88	57.04	41.60
Relave	4879.80	97.60	0.30	29.28	42.96	
Cabeza calculada			0.68			

PRUEBA N° 4
Tabla N° 8. Balance metalúrgico del concentrador Falcon a 73.58% -200 m.

Componentes	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido finos	% Recuperación	Ratio
			Au (g/tm)	Au	Au	
Cabeza	5000.00	100.00	0.62	62.00	100.00	
Concentrado	123.45	2.47	14.20	35.07	51.40	40.50
Relave	4876.55	97.53	0.34	33.16	48.60	
Cabeza calculada			0.68			


Figura N° 1. Porcentaje de recuperación en función de la granulometría.

3.5.2. Pruebas de flotación

En esta etapa se realizó la flotación del relave de la preconcentración, de la mejor prueba que se obtuvo en el concentrador Falcón (ver tabla 7). Esta etapa consiste básicamente en la flotación Rougher, seguida por una flotación cleaner o de limpieza. La finalidad que tiene esta etapa es recuperar al máximo el oro de los relaves de la preconcentración y así elevar la recuperación global del proceso. Para ello se consideró como variable indepen-

diente la dosificación del colector AR-1208 y como variable dependiente el porcentaje de recuperación del oro (Tablas 9, 10, 11, 12, 13 y Figura 2).

3.5.2.1. Condiciones de la prueba
Tabla N° 9. Condiciones de la prueba en flotación.

Peso de la muestra	1000 g
Granulometría	67.80 %-200 malla
pH	Natural
Tiempo de acondicionamiento	8 min
Tiempo de flotación	15 min
AR- 1242 (colector)	72.5 g/t
AR- 1208 (colector)	24.70; 49.40; 74.10; 98.80 g/t
Z-11 (colector)	36.36 g/t
MIBC (espumante)	45.60 g/t

PRUEBA N° 1
Tabla N° 10. Balance metalúrgico en flotación consumo de 24.70 g/t de AR-1208.

Componentes	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido finos	% Recuperación	Ratio
			Au (g/tm)	Au	Au	
Cabeza	1000.00	100.00	0.30	30.00	100.00	
Concentrado cleaner	11.10	1.11	9.59	10.64	37.68	90.09
Medios	43.20	4.32	3.20	13.82	48.93	23.15
Relave	945.70	94.57	0.04	3.78	13.39	
Cabeza calculada			0.28			

PRUEBA N° 2
Tabla N° 11. Balance metalúrgico en flotación p consumo de 49.40 g/t de AR-1208.

Componentes	Peso (g)	%Peso	Ley	Contenido finos	% Recuperación	Ratio
			Au (g/tm)	Au	Au	
Cabeza	1000.00	100.00	0.30	30.00	100.00	
Concentrado cleaner	11.00	1.10	10.58	11.64	44.24	90.91
Medios	28.90	2.89	4.08	11.79	44.81	34.60
Relave	960.10	96.01	0.03	2.88	10.95	
Cabeza calculada			0.26			

PRUEBA N° 3

Tabla N° 12. Balance metalúrgico en flotación consumo de 74.10 g/t de AR-1208.

Componentes	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido finos	% Recuperación	Ratio
			Au (g/tm)	Au	Au	
Cabeza	1000.00	100.00	0.30	30.00	100.00	
Concentrado cleaner	11.40	1.14	11.36	12.95	52.13	88.11
Medios	27.40	2.74	3.64	9.97	40.14	36.50
Relave	961.20	96.12	0.02	1.92	7.73	
Cabeza calculada			0.25			

PRUEBA N° 4

Tabla N° 13. Balance metalúrgico en flotación consumo de 98.80 g/t de AR-1208.

Componentes	Peso (g)	%Peso	Ley	Contenido finos	% Recuperación	Ratio
			Au (g/tm)	Au	Au	
Cabeza	1000.00	100.00	0.30	30.00	100.00	
Concentrado cleaner	10.90	1.09	10.15	11.06	40.28	91.74
Medios	44.50	4.45	3.05	13.57	49.41	22.47
Relave	944.60	94.46	0.03	2.83	10.31	
Cabeza calculada			0.27			

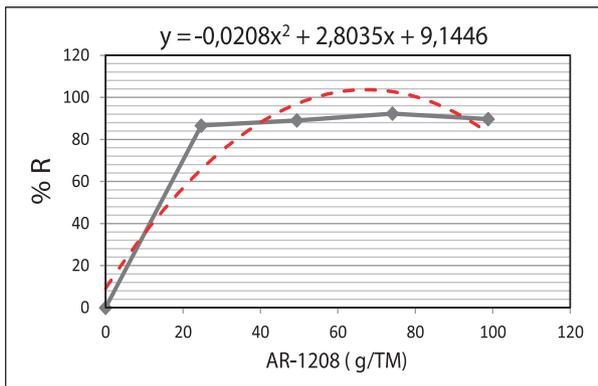


Figura N° 2. Porcentaje de recuperación en función de la dosificación del colector.

3.5.3. Pruebas de cianuración

En esta etapa se juntan los concentrados de la mejor prueba que se obtuvo en la preconcentración y la flotación de los relaves de preconcentración (ver tabla 7, 12). Se realizó la remolienda de estos concentrados y, con ello,

se procedió a efectuar pruebas de cianuración en botella a diferentes tiempos (12, 24, 36 y 72 h); para ello, se trabajó como variable independiente el tiempo de cianuración y como variable dependiente el porcentaje de recuperación de oro (Tabla N° 14, 15, 16, 17, 18 y Figura 3).

3.5.3.1. Condiciones de la prueba

Tabla N°14. Condiciones de la prueba en cianuración.

Peso de la muestra	300 g
Relación L/S	2/1
Granulometría	80.27% -200 malla
Tiempo de cianuración	12, 24, 48, 72 h
pH de cianuración	10.5

PRUEBA N° I

Tabla N° 15. Balance metalúrgico cianuración a 12 horas.

Componentes	Peso (g) o volumen (ml)	Ley	Contenido finos	% Recuperación
		Au (g/t) o (mgr/t)	Au	Au
Cabeza	300.00	15.78	47.34	100.00
Solución rica	600.00	4.80	28.80	71.97
Relave	300.00	3.75	11.25	28.03
Cabeza calculada		13.35		

Consumo NaCN: 1.14 kg/t

Consumo CaO: 9.24 kg/t

PRUEBA N° 2

Tabla N° 16. Balance metalúrgico cianuración a 24 horas.

Componentes	Peso (g) o volumen(ml)	Ley	Contenido finos	% Recuperación
		Au (g/t) o (mgr/t)	Au	Au
Cabeza	300.00	15.78	47.34	100.00
Solución rica	600.00	5.90	35.40	81.94
Relave	300.00	2.60	7.80	18.06
Cabeza calculada		14.40		

Consumo NaCN: 1.24 kg/t

Consumo CaO: 9.33 kg/t

PRUEBA N° 3

Tabla N° 17. Balance metalúrgico cianuración a 48 horas.

Componentes	Peso (g) o volumen (ml)	Ley	Contenido finos	% Recuperación
		Au (g/t) o (mgr/t)	Au	Au
Cabeza	300.00	15.78	47.34	100.00
Solución rica	600.00	6.13	36.78	86.95
Relave	300.00	1.84	5.52	13.05
Cabeza calculada		14.15		

Consumo NaCN: 1.45 kg/t

Consumo CaO: 9.25 kg/t

PRUEBA N° 4

Tabla N° 18. Balance metalúrgico en cianuración a 72 horas.

Componentes	Peso (g) o volumen (ml)	Ley	Contenido finos	% Recuperación
		Au (g/t) o (mg/t)	Au	Au
Cabeza	300.00	15.78	47.34	100.00
Solución rica	600.00	6.20	37.20	87.94
Relave	300.00	1.70	5.10	12.06
Cabeza calculada		14.10		

Consumo NaCN: 1.65 kg/t

Consumo CaO: 9.40 kg/t

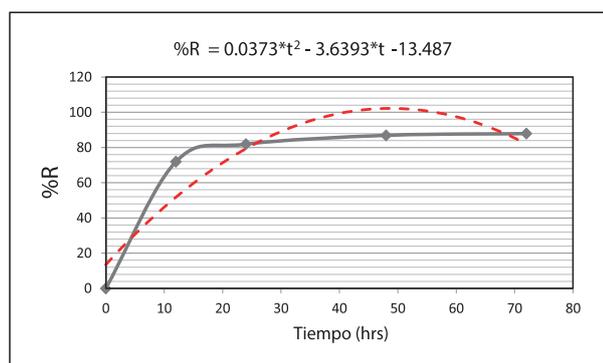


Figura N° 3. Porcentaje de recuperación en función del tiempo de cianuración

IV. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

- En la primera etapa de la preconcentración con el concentrador Falcon, la mejor prueba metalúrgica seleccionada es la Tabla N° 3, donde se obtiene una calidad del concentrado de 16.20 g/t, recuperación de 57.04%, radio de concentración de 41.60 y una cabeza calculada de 0.68 g/t.
- Los concentradores Falcon mayormente trabajan como preconcentración; por eso las recuperaciones son bajas, pero los concentrados son bastante aceptables. Esto indica que el oro se encuentra como partículas muy finas, asociado a otros minerales sulfurados, como se ha observado en la microscopía óptica.
- En la segunda etapa, que es la flotación del relave de la Tabla N° 7, la mejor prueba metalúrgica seleccionada es la Tabla N° 12, donde se obtiene una calidad del concentrado de 11.36 g/t, recuperación total de 92.27 % y un radio de concentración de 88.11, para un consumo de 74.10 g/t de colector AR-1208. Para mayores dosificaciones de colector AR-1208, las recuperaciones de oro y calidad del concentrado disminuyen, lo que demuestra que a mayor dosificación del colector AR-1208, genera un efecto negativo en la flotación, ya que desplaza la parte valiosa al relave; esto puede ser a causa del exceso del colector, que hace flotar en cantidades excesivas a los materiales indeseables.
- Por último, la tercera etapa, que es la cianuración de los concentrados de la Tabla N° 7 y Tabla N° 12, previamente remolidos a una granulometría de 80.27 % - 200 malla. Se puede apreciar que la cinética de extracción es rápida dentro de las 48 h para el oro, llegando a 86.95 % de recuperación, después de las 48 h la cinética de extracción es casi constante, presentando la mayor recuperación, para esta investigación, a las 72 h con 87.94% de recuperación, con un consumo de cianuro de 1.65 kg/t.

V. CONCLUSIONES

- La mejor prueba seleccionada en la preconcentración, con el concentrador Falcon, es con una granulometría de 67.80 % - 200 malla, como variable independiente, obteniéndose una calidad de concentrado de 16.20 g/t, y 57.04 % de recuperación que es la variable dependiente.
- En la flotación del relave de la preconcentración, la mejor prueba seleccionada es a una granulometría de 67.80 % - 200 malla, calidad de concentrado de 11.36 g/t y una dosificación del colector AR-1208 de 74.10 g/t, que es la variable independiente, obteniéndose una recuperación óptica de 92.27%, como variable dependiente.

3. Remoliendo los concentrados de la preconcentración y de flotación a una granulometría de 80.27 % -200 malla, con 72 horas de cianuración, como variable independiente, se llega a una recuperación de oro de 87.94 %, siendo este el tiempo en el cual la recuperación se mantiene constante.
4. El proceso metalúrgico adecuado, de acuerdo a los resultados de la investigación, para la recuperación de oro de minerales sulfurados de baja ley en la región de Casma, es una preconcentración con el concentrador Falcon, seguido de una flotación de los relaves de la preconcentración y, por último, remoler los concentrados de la preconcentración y de la flotación y realizar el proceso de cianuración, para obtener una recuperación total de 87.94 % de oro como variable dependiente.

VI. AGRADECIMIENTO

Al Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica; al Consejo Superior de Investigaciones; a la Dirección y Coordinación de la Escuela Académica Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM. Finalmente, a los profesores y alumnos que han colaborado en el desarrollo del Proyecto de Investigación N° 141601061.

VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] Guillermo Zabaleta, A. (2000). *El oro: comercio, obtención y aplicaciones* (2da ed). Madrid: Sociedad Española de Metales Preciosos.
- [2] Marsden, J. y House, L. (1960). *The Chemistry of Gold Extraction* (2da ed.). Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- [3] Villas C., R. y Sánchez, M. (2006). *Tecnologías Limpias en las Industrias Extractivas Minero-Metalúrgicas y Petrolera* (2da ed.) Santa Cruz de la Sierra: CYTED-CETEM.
- [4] Ken Smith (2005). *Manual del Falcon Concentrators*. Australia.
- [5] Misari Ch., F. y Franco Jiménez, J. A. (1993). *Metalurgia del Oro*. Lima: Centros de Estudios y Promoción en Ciencias de la Tierra. Vol. 2.
- [6] Dominic Mihovilovic, E., Sánchez F., M., Correa C., H. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*. Santiago: Portal Minero Ediciones.
- [7] Luna Córdova, H. (2016). Desarrollo de la Minería Aurífera y Argentífera en el Perú. Desde Adentro, 152. pp.41-50.
- [8] Álvarez Q., A. (2006). *Tecnología de la concentración centrífuga*. La Paz: Universidad Mayor de San Andrés.

