

Evaluación sistematizada y proceso metalúrgico para minerales sulfurados complejos de oro

SYSTEMATIC EVALUATION AND METALLURGICAL PROCESS FOR COMPLEX SULPHIDE ORES OF GOLD

Luis A. Sánchez Quispe¹, Edwar W. Villavicencio Jaimes¹, Vladimir Arias A.², Daniel Lovera D.², Vidal S. Aramburú Rojas²

RECIBIDO: 14/10/2013 – APROBADO: 20/12/2013

RESUMEN

El Perú, país rico en minerales y reservas de oro en cantidades apreciables, tiene un sector minero metalúrgico atractivo al mundo y de gran importancia en el desarrollo económico nacional. Sin embargo, en la metalurgia del oro existen minerales llamados refractarios o complejos donde el oro fino libre se encuentra atrapado o asociado a los sulfuros (pirita y arsenopirita), problemas presentes en la planta concentradora Tamboraque, el cual utiliza procesos metalúrgicos convencionales poco eficientes y de altos costos operativos. En este sentido, el presente trabajo de investigación encontró una alternativa para el tratamiento de este tipo de minerales complejos que consiste en una flotación total en una primera etapa y luego una flotación diferencial especial en la segunda etapa, obteniendo como resultados una reducción de 76.82 % del volumen de tratamiento, 78.31 % del consumo de reactivos, 63.64 % de presencia de reactivos tóxicos en el relave general, 55.85 % del volumen de agua utilizado para los circuitos de flotación y 55.04 % en gastos operativos de los mismos. Además se determinó que con una inversión mínima de 406,160.73 US\$ se podrá implementar esta propuesta utilizando sus mismas instalaciones y recursos, con ventajas significativas en el aspecto ambiental, técnico y económico.

Palabras clave: Minerales refractarios, cianuración, flotación, arsenopirita.

ABSTRACT

Peru, which is a rich country in amount of ores and gold reserves, moreover; it has an attractive minerals sector to the world and of great importance in national economic development. However, in the metallurgy of gold ores, there are minerals called refractory or complex, where free fine gold is trapped or associated with sulfides (pyrite and arsenopyrite), this problem can be seen in the concentrator Tamboraque, which uses inefficient conventional metallurgical processes and of high operating costs. Hence, the present research found an alternative treatment for this type of complex mineral, consisting in a total flotation in a first stage and then a special differential flotation in the second stage, obtaining as a result a reduction of 76.82 % treatment volume, 78.31 % the consumption of reagents, 63.64 % presence of toxic reactive in general tailings, 55.85 % and 55.04 % the volume of water and operating expenses used in flotation circuits in thereof. Furthermore, it was determined that a minimum investment of U.S. \$ 406,160.73, this proposal can be implemented using only their own facilities and resource, and significant advantages in the environmental, technical and economic aspect.

Keywords: Refractory ores, cyanidation, flotation, arsenopyrite.

1 Egresados de la EAP Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Correo electrónico: luis.sanchez.quispe@gmail.com

2 Docentes de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Correo electrónico: dlovera@unmsm.edu.pe; varios@unmsm.edu.pe

I. INTRODUCCIÓN

Desde tiempos remotos el oro ha sido valorado por sus principales propiedades físicas, bello color amarillo intenso, lustre, ductilidad y estabilidad a condiciones ambientales (Zhang, 2004). A causa del agotamiento de las reservas de minerales de oro y debido al incremento en el precio de este elemento precioso, el tratamiento de minerales auríferos de baja ley, está recibiendo considerable atención en la actualidad. Algunos son tratados por procesos metalúrgicos convencionales, a los que los denominaremos PMC's, sin embargo otros requieren de seguimientos complejos; lo que nos lleva a desarrollar procesos metalúrgicos alternativos, los cuales les denominamos PMA's para recuperar el metal valioso (Sánchez Quispe Luis A., 2013).

En la metalurgia del oro, especial atención merecen aquellos minerales llamados refractarios o minerales problema. Estos incluyen al oro combinado químicamente (teluros), el oro libre atrapado o asociado en los sulfuros refractarios (pirita y especialmente arsenopirita) y el oro lixiviable que es readsorbido sobre materiales carbonáceos en el mineral. Por lo general el tratamiento de este tipo de minerales complejos requieren la aplicación de técnicas de pretratamiento o combinación de estas; sin embargo hay minerales que no responden satisfactoriamente inclusive a este tipo de tratamientos previos, lo que una mayor investigación en este tema es necesario (Misari Chuquipoma, 2010).

II. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

La investigación sigue un método diagnóstico, ya que presenta como objetivo principal el recopilar datos e informaciones sobre las características, propiedades, aspectos o dimensiones, agentes e instituciones de los procesos que influyen; con la finalidad de generar propuestas para mejorar el funcionamiento del tratamiento (Ñaupas Paitán, Mejía Mejía, Novova Ramírez, & Villagómez Paucar, 2011). En este sentido, a partir de mineral de cabeza y concentrado de arsenopirita de la mina Coricancha y la Planta Concentradora Tamboraque, distrito San Mateo de Huanchor, provincia Huarochirí, región Lima, se realizó una evaluación sistematizada de los principales procesos y operaciones metalúrgicas para el tratamiento de este tipo de minerales complejos, así como también la propuesta de un PMA para el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro, obteniendo resultados importantes y de aplicación en la industria. Se realizaron las siguientes actividades:

2.1 Muestreo de cabeza

- a) Compósito del mineral de cabeza: procedente de la mina Coricancha, con un peso aproximado de 30 kg.
- b) Compósito del concentrado de Arsenopirita: procedente de la Planta Concentradora de Tamboraque, con un peso aproximado de 15 kg.

2.2 Preparación mecánica y muestreos dependientes

Ver Figuras N.º 1 y 2.

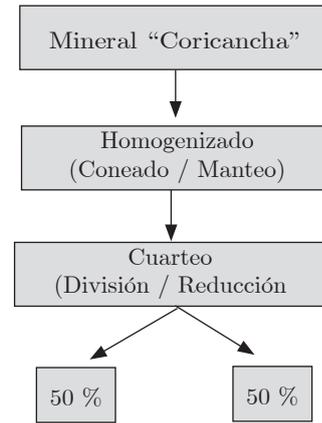


Figura N.º 1. Segundo muestreo del mineral.

2.3 Caracterización

- a) **Caracterización mineralógica**, esta fase consistió en realizar pruebas de difracción de rayos X y de secciones delgadas pulidas a la muestra de cabeza. Mediante este tipo de caracterización se logró determinar la composición mineralógica, la ocurrencia y distribución de los minerales y gangas en el mineral.
- b) **Caracterización fisicoquímica**, esta fase consistió en realizar pruebas fisicoquímicas a la muestra de cabeza como: análisis químico, porcentaje de humedad, gravedad específica y acidez.
- c) **Caracterización metalúrgica**, esta fase consistió en realizar pruebas de respuesta a los procesos de beneficio y extracción a la muestra de cabeza, permitiendo de esta manera predecir su comportamiento metalúrgico del

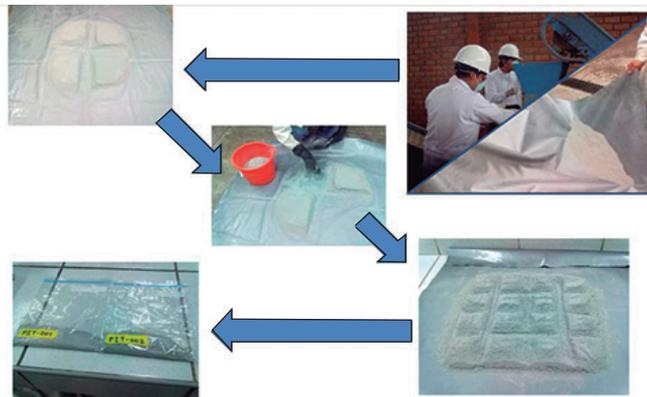


Figura N.º 2. Preparación mecánica y muestreos dependientes.

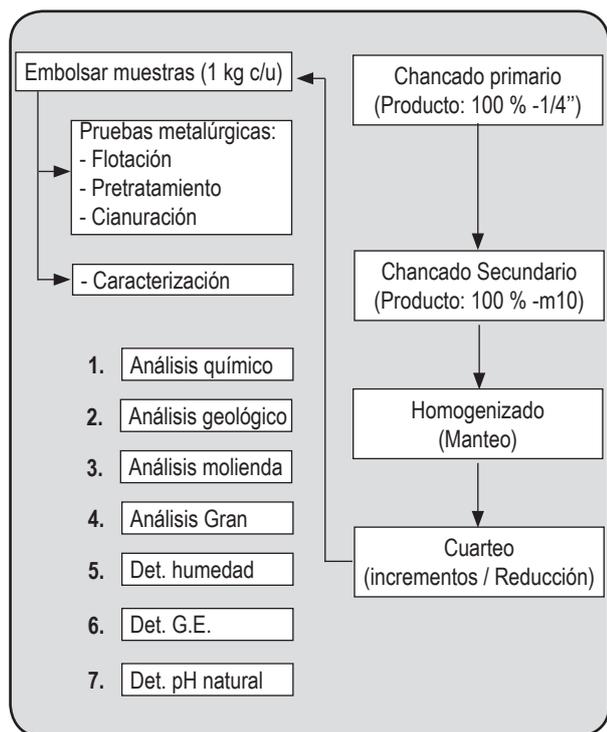


Figura N.º 3. Esquema de la metodología para caracterización y pruebas experimentales.

mineral, algunas de estas fueron análisis granulométrico, análisis de moliendabilidad y cianuración directa.

2.4 Pruebas experimentales

Consistió en pruebas metalúrgicas experimentales de Concentración por flotación, pretratamiento y cianuración por agitación en botellas (ver Figura N.º 2).

2.5 Análisis de resultados

Consistió en una serie de análisis de los datos de las diferentes actividades experimentales por balances metalúrgicos, consumo de reactivos, gráficas estadísticas, otros.

III. RESULTADOS

3.1 Cianuración directa del concentrado AsPy

Tabla N.º 1. Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	600.00	0.30	0.18	1.97
Relave (g)	300.00	29.83	8.95	98.03
Cabeza calculada (g)	300.00	30.43	9.13	100.00

Fuente: Propia

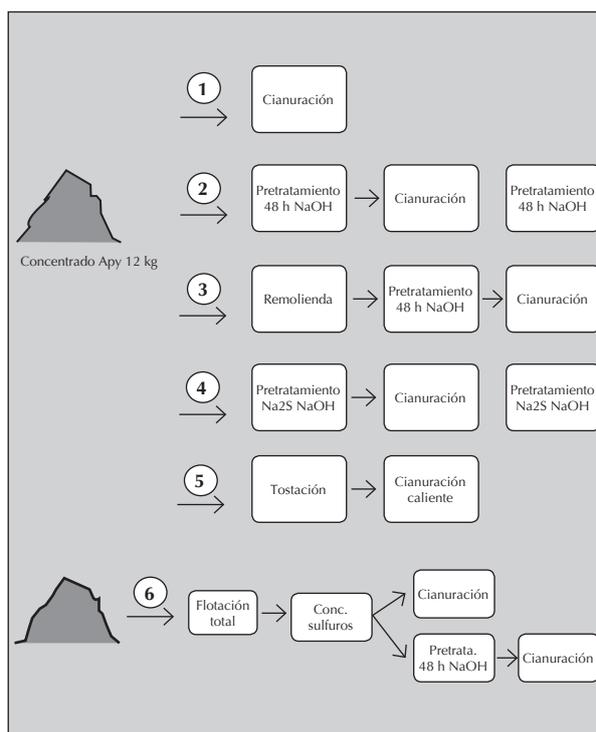


Figura N.º 4. Esquema de las pruebas metalúrgicas experimentales realizadas.

3.2 Pretratamiento con NaOH del Concentrado AsPy + Cianuración

Tabla N.º 2. Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	583.00	1.67	0.97	10.70
Relave (g)	280.50	28.97	8.13	89.30
Cabeza calculada (g)	280.50	32.44	9.10	100.00

Fuente: Propia

3.3 Remolienda + pretratamiento NaOH + cianuración

Tabla N.º 3. Balance metalúrgico de cianuración del producto de pretratamiento-remolienda.

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	598.00	1.36	0.81	8.71
Relave (g)	298.90	28.53	8.53	91.29
Cabeza calculada (g)	298.90	31.25	9.34	100.00

Fuente: Propia

3.4 Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy + cianuración

Tabla N.º 4. Balance metalúrgico de cianuración del producto de pretratamiento mezcla

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	582.00	0.46	0.27	3.03
Relave (g)	290.60	29.49	8.57	96.97
Cabeza calculada (g)	290.60	30.41	8.84	100.00

Fuente: Propia

3.5 Oxidación a baja temperatura + cianuración en caliente

Tabla N.º 5. Balance metalúrgico de cianuración al producto oxidado.

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	300.00	0.63	0.19	5.09
Relave (g)	150.00	23.49	3.52	94.91
Cabeza calculada (g)	150.00	24.75	3.71	100.00

Fuente: Propia

3.6 Flotación total

Tabla N.º 6. Leyes obtenidas de la flotación total.

Productos	LEYES								
	% Peso	Ratio	Au (g/Tm)	Ag (g/Tm)	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	% As
Cabeza	100.00	1.00	3.66	145.40	0.52	2.18	3.80	8.16	1.75
Conc. BULK	20.5	4.88	14.19	599.62	2.17	8.86	16.20	30.92	6.98
Medios BULK	5.22	19.16	8.98	319.77	0.87	3.77	6.61	15.44	4.35
Relave	74.28	1.35	0.38	7.79	0.04	0.23	0.18	1.37	0.12

Fuente: Propia

Tabla N.º 7. Recuperaciones obtenidas de la flotación total.

Productos	RECUPERACIONES								
	% Peso	% Au	% Ag	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	% As	
Cabeza	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
Conc. + Med. (Flot. tot.)	25.72	92.34	96.02	94.4	92.33	96.5	87.55	94.77	
Relave	74.28	7.66	3.98	5.6	7.67	3.5	12.45	5.23	

Fuente: Propia

3.7 Flotación total + cianuración directa

Tabla N.º 8. Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	300.00	1.20	0.36	15.59
Relave (g)	150.00	12.99	1.95	84.41
Cabeza calculada (g)	150.00	14.19	2.31	100.00

Fuente: Propia

3.8 Flotación total + pretratamiento NaOH + cianuración

Tabla N.º 9. Balance metalúrgico de la cianuración del pretratamiento - Conc. Bulk

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	300.00	1.71	0.51	21.59
Relave (g)	150.00	12.48	1.87	78.41
Cabeza calculada (g)	150.00	14.19	2.38	100.00

Fuente: Propia

IV. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1 Cianuración directa del concentrado AsPy

De los resultados obtenidos en la Tabla N.º 1 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, se llegó a confirmar que estamos ante un mineral refractario, con una recuperación de 1.97 % por el proceso de cianuración directa. Esto confirma la necesidad de un pretratamiento de oxidación previo a la cianuración para este tipo de mineral sulfurado refractario.

4.2 Pretratamiento con NaOH del concentrado AsPy + Cianuración

De los resultados obtenidos en la Tabla N.º 2 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, se obtuvo una recuperación de oro de 10.70 %. Esto nos demostró que el NaOH tuvo mejores resultados que la cianuración directa incrementando aproximadamente 5 veces su recuperación inicial. En ese sentido podemos notar que la matriz de arsenopirita presenta cierta docilidad a este tipo de pretratamiento químico, generando así una alternativa tentativa frente al uso de otros procesos de oxidación inestables y de altos costos operativos. Además, se puede acotar que en esta prueba no se utilizó equipos sofisticados como inyectores de aire, molino de molienda ultra fina, entre otros; que estamos seguros, mejorarían notablemente la recuperación por encima de un 50 a 60 % fácilmente (Meng, Wu, Su, & Wang, 2003).

4.3 Remolienda + pretratamiento NaOH + cianuración

De los resultados obtenidos en la Tabla N.º 3 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, se obtuvo una recuperación de oro de 8.71 %. Esto nos demostró que con una remolienda simple de 20 min. Se redujo el tiempo de cianuración de 48 a 24 horas, a diferencia de la prueba anterior mejorando así la cinética de cianuración. En ese sentido pudimos notar que la matriz de arsenopirita al tener mayor área superficial de contacto con el cianuro generó una mayor extracción de oro cuando esta se encuentra en una granulometría fina. Esto nos da una alternativa tentativa de poder aplicar tecnologías actuales de molienda ultra fina complementado con equipos sofisticados como inyectores de aire, otros; que estamos seguros, mejorarían notablemente la recuperación por encima de un 60 a 70 % fácilmente.

4.4 Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy + cianuración

De los resultados obtenidos en la Tabla N.º 4 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, se obtuvo una recuperación baja de oro de tan solo 3.03 %. Esto nos demostró que la mezcla de NaOH y Na₂S, aun a las mejores condiciones, no genera un agente lo suficientemente oxidante para realizar un pretratamiento óptimo de oxidación a minerales sulfurados complejos o refractarios a las condiciones del mineral en estudio. Además, notamos que el hidróxido de sodio actúa mejor sin la presencia del sulfuro de sodio.

4.5 Oxidación a baja temperatura + cianuración en caliente

De los resultados obtenidos en la Tabla N.º 5 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, la oxidación a baja temperatura solo tuvo una recuperación de oro de 5.09 %. Esto nos llevó a concluir que se puede mejorar la oxidación del mineral, pero se necesitaría optimizar los parámetros de tostación. Además, debemos tener en cuenta que a niveles elevados de temperatura, según Marsden (2006), pueden causar oclusión del oro y volver el mineral aún más refractario al proceso de cianuración.

4.6 Flotación total + cianuración directa

De los resultados obtenidos en la Tabla N.º 8 de la prueba realizada a la muestra representativa del mineral de cabeza, se obtuvo una recuperación de oro de 15.59 %. Esto nos demostró que una preconcentración de los sulfuros mediante la flotación total también mejora la docilidad de extracción de oro por el proceso de cianuración, el cual muestra un incremento de aproximadamente 0.5 veces el porcentaje de recuperación obtenida por cianuración; proporciona una alternativa tentativa de poder aplicar tecnologías complementarias, mejorando notablemente la recuperación por encima de un 40 a 50 %.

4.7 Flotación total + pretratamiento NaOH + cianuración

De los resultados obtenidos en la Tabla N.º 9 de la prueba realizada a la muestra representativa del mineral de cabeza, se obtuvo una recuperación de oro de 21.55 %. Esto nos demostró que una preconcentración de los sulfuros y su pretratamiento con NaOH, mejora considerablemente la docilidad de extracción de oro por el proceso de cianuración, el cual muestra un incremento de más del doble en su recuperación obtenida por cianuración directa al mineral de cabeza, el cual se encuentra alrededor de 10 %. Este resultado también nos proporciona una alternativa tentativa de poder aplicar tecnologías actuales de molienda ultra fina complementado con equipos sofisticados como inyectores de aire, otros; que estamos seguros, mejorarían notablemente la recuperación por encima del 50 a 60 %.

4.8 Flotación total

De los datos recogidos en las pruebas metalúrgicas definitivas realizadas al mineral de cabeza y concentrado de arsenopirita, se obtuvo el PMA con mejores resultados, comparado con el PMC que presenta la planta concentradora Tamboraque, el cual consta de una Flotación Total como primera etapa comprobada y una Flotación Diferencia Especial como segunda etapa propuesta. Los resultados importantes y de beneficio fueron analizados bajo tres impactos relevantes:

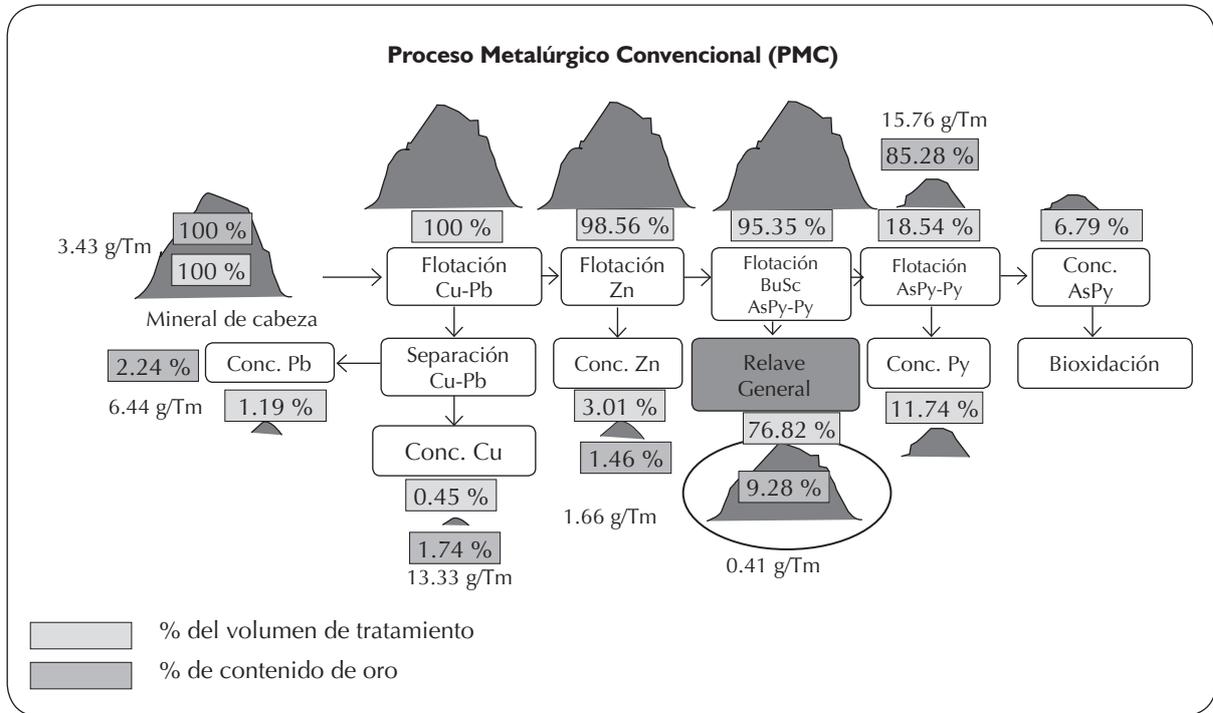
4.8.1 Impacto ambiental

4.8.1.1 PRESENCIA DE REACTIVOS PELIGROSOS

Analizando el esquema general de la planta concentradora Tamboraque y el esquema propuesto por la investigación, como se muestra en las Figuras N.º 5 y 6, se observa que

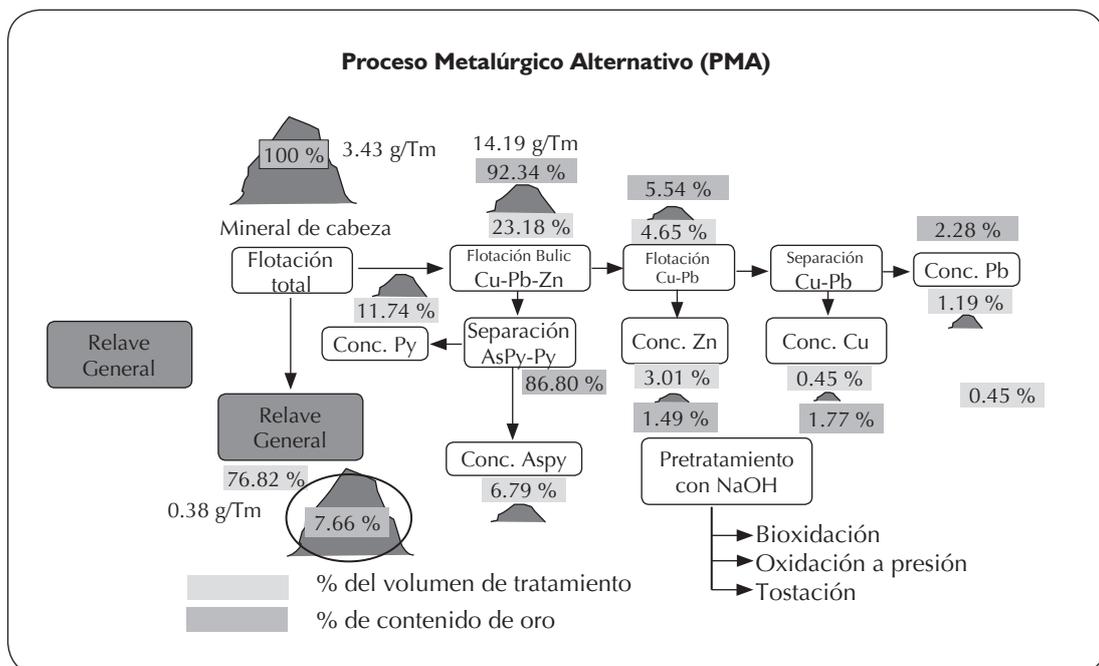
el PMC tiene mayor presencia de reactivos contaminantes en el uso de la flotación diferencial convencional de todos los circuitos a diferencia del PMA que genera una preconcentración de todos los sulfuros y separando el relave general desde la primera etapa.

Analizando los resultados obtenidos de los consumos de reactivos tóxicos usados en flotación para el PMC y PMA, como se muestra en la Tabla N.º 10, se observa una gran disminución en el uso de los mismos.



Fuente: Propia

Figura N.º 5. Esquema general del PMC en la planta concentradora Tamboraque.



Fuente: Propia

Figura N.º 6. Esquema general del PMA propuesto.

Tabla N.º 10. Consumo de reactivos tóxicos comparativo del PMC y PMA

Reactivos	PMC	PMA
	Kg/mes	Kg/mes
Cal (90 %)	24321.32	2954.53
Espumante	501.38	—
Frother 70	1161.99	160.28
Metabisulfato de sodio	375.59	104.53
NaCN	1111.75	257.70
CuSO4	5360.71	203.99
Sulfuro de sodio	1111.75	—
Thiourea	315.50	73.13
Ácido Sulfúrico 90 %	18450.74	—
ZnSO4	5814.18	270.36
MIBC	—	300.47
AR-242	—	1502.37
AR-3418	—	3004.74
XZ-11	—	4957.82
XZ-6	706.84	58.56
Total	59231.76	13848.49

Fuente: Propia

Además se observa que hay una reducción del consumo de reactivos tóxicos usados en el PMC y PMA, de 59,231.76 a 12,848.49 Kg/mes respectivamente generando una reducción del 78.31 %. La variación del consumo de reactivos se puede observar de manera clara y comparativa en la Figura N.º 7, donde la línea azul corresponde al consumo de reactivos en el PMC de la planta concentradora Tamboraque y la línea roja el PMA propuesta por la investigación.

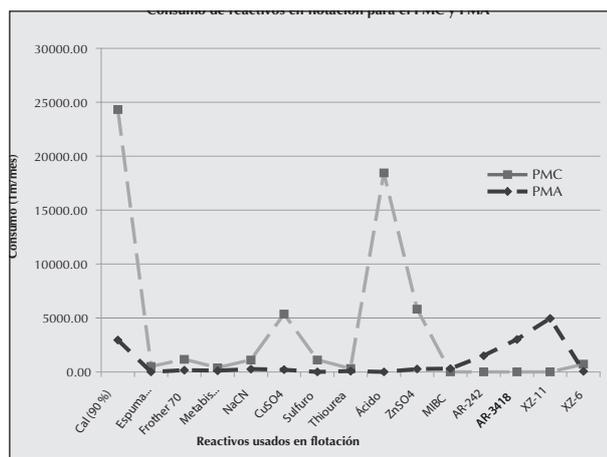


Figura N.º 7. Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA.

También se pudo inferir que de los reactivos contaminantes del relave producto del PMA solo contiene la presencia de 4 de ellos en su relave general, a diferencia del PMC que presenta un total de 11 reactivos tóxicos como se muestra claramente en la Figura N.º 8.

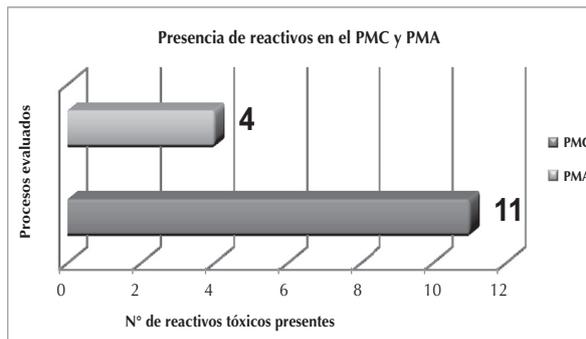


Figura N.º 8. Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA.

4.8.1.2 Volumen de agua utilizado

El agua utilizada en la planta concentradora Tamboraque que es captada del río Rímac para sus operaciones, tomando como base para este estudio únicamente el circuito de flotación del PMC, se observa que hay una reducción del volumen de agua captada del río Rímac por el PMA, de 408 a 180 m³/día respectivamente generando una reducción del 55.85 %. Esta variación se puede observar de manera clara y comparativa en la Figura N.º 9.

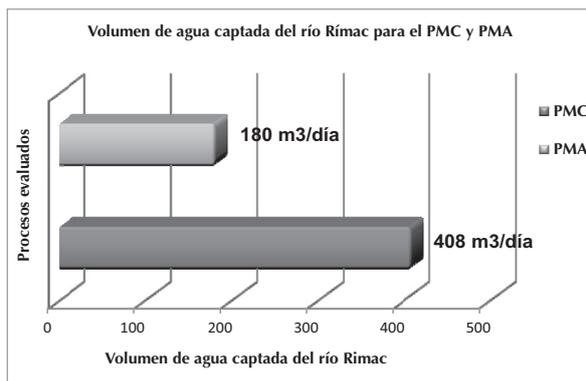


Figura N.º 9. Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA.

4.8.2 Impacto técnico metalúrgico

Comparando las recuperaciones obtenidas en la Tabla N.º 11 en base a los concentrados generales del PMC y PMA propuesto, se observa un ligero aumento por encima del 1 % al 2 % en las recuperaciones de los valores metálicos.

Tabla N.º 11. Comparación de recuperaciones en un PMC y PMA.

Recuperación (%)	PMC	PMA
Cu	93.42	94.4
Pb	91.30	92.33
Zn	96.14	96.5
Au	90.72	92.34
Ag	95.22	96.02
Fe	86.88	87.55
As	92.99	94.77

Fuente: Propia

En este sentido, vemos una reducción de la pérdida de valores en el relave general de 2 % aproximadamente. Otra ventaja técnica encontrada en la investigación es la eliminación de la operación metalúrgica de Flotación Bulk de Py/AsPy, comparando los esquemas de las Figuras N.º 2 y 3, ya que este se obtiene como producto de la Flotación Bulk Cu/Pb/Zn. Además, al reducir el volumen de tratamiento del mineral desde la etapa inicial, como se muestra en la Figura N.º 3, simplifica el proceso y reduce grandemente el espacio que ocupa la operación con respecto al PMC en el circuito de flotación diferencial.

4.8.3 Impacto económico

El PMA propuesto por la investigación posee muchas ventajas económicas, una de ellas es que no se requiere mayor espacio ni instalar una nueva planta en dicha zona, ya que se pueden utilizar la mayoría de los equipos existentes en la planta concentradora Tamboraque como: a) celdas del circuito de flotación Cu/Pb, utilizadas para el circuito de Flotación Total, b) celdas de separación Pb/Cu y las celdas de separación Py/AsPy seguirán cumpliendo su función. Sin embargo, es necesario adquirir celdas para dos circuitos que son: a) el circuito de flotación Cu/Pb/Zn y b) circuito de flotación Cu/Pb, pero que son de dimensiones pequeños ya que su volumen de tratamiento es de 23.18 y 4.65 % respectivamente.

Además, ya no se requerirá las celdas de gran tamaño utilizadas actualmente como: a) celdas para el circuito de flotación de Zn y b) el circuito de flotación de Py/AsPy, los cuales pueden ser comercializados con el fin de poder recuperar parte del valor de mis mismos. En la Tabla N.º 12 se muestran los subprocesos de flotación del PMC y PMA, con letra verde los circuitos que necesitan ser añadidos al proceso y con letra roja se muestran los circuitos que se tendrán que retirar, comparándolos con su volumen de tratamiento.

Tabla N.º 12. Comparación de subproceso y volumen de tratamiento del PMC y PMA.

Equipos en el PMC	Equipos en el PMA	Volumen de tratamiento aproximado
Circuito flotación Cu/Pb	Circuito flotación total	100.00 %
—	Circuito flotación Cu/Pb/Zn	23.18 %
—	Circuito Flotación Cu/Pb	4.65 %
Separación Cu-Pb	Separación Cu-Pb	1.64 %
Circuito Flotación Zn	—	98.36 %
Circuito Flotación Py/AsPy	—	95.35 %
Separación Py/AsPy	Separación Py/AsPy	18.54 %

Fuente: Propia

V. CONCLUSIONES

- Una evaluación sistematizada de los procesos alternativos aplicables y operaciones actuales de la planta concentradora Tamboraque, logró identificar un proceso metalúrgico alternativo que mejoró las condiciones ambientales técnicas y económicas para el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro de la mina Coricancha, este PMA consistió de una flotación total de sulfuros en una primera etapa y luego una flotación diferencial en la segunda etapa, obteniendo una reducción del volumen de tratamiento de 76.82% sin minimizar la producción y la calidad de los concentrados obtenidos por el PMC.
- El análisis de caracterización, cianuración directa del concentrado de arsenopirita (1.97 % de recuperación de oro) y estudios previos realizados a minerales sulfurados refractarios de oro, pudimos concluir claramente que el mineral en estudio, de la mina Coricancha, es complejo o también denominado refractario a los procesos convencionales. Es decir, el oro se encuentra finamente diseminado en la matriz sulfurada de arsénico en su gran mayoría y probablemente parte de esta se encuentre formando parte de la estructura mineralógica.
- El proceso metalúrgico alternativo propuesto logró reducir el consumo de reactivos químicos tóxicos usados en las operaciones de los circuitos de flotación de 59,231.76 a 12,848.49 Kg/mes que presentan el PMC y PMA respectivamente, generando así una reducción del 78.31 %. Además, el relave general producto del PMA solo contiene la presencia mínima de 4 reactivos tóxicos en su relave general, a diferencia del relave general del PMC que presenta un total de 11 reactivos tóxicos, haciendo una reducción del impacto ambiental en un 63.64%.
- Respecto al volumen de agua que es captada del río Rímac para las operaciones metalúrgicas de flotación (etapa de mayor consumo en la planta concentradora Tamboraque) por el PMC y PMA son de 408 m³/día y 180 m³/día respectivamente, generando una reducción del 55.85 %, siendo una alternativa muy atractiva y amigable al ambiente.
- En cuanto al aspecto técnico podemos notar que al aplicar el PMA propuesto por la investigación logró eliminar una de las operaciones metalúrgicas, para el tratamiento de minerales sulfurados complejos de oro, el circuito de flotación de Py/AsPy obteniéndose directamente como producto de la flotación bulk de Cu/Pb/Zn. Además, analizando la ley de oro presente en el relave se logró recuperar alrededor del 2% del contenido de oro del relave del PMC al utilizar el PMA propuesto.
- Finalmente podemos concluir que según el análisis económico realizado al PMC propuesto del costo de capital la inversión realizada en la adquisición de equipos de los circuitos de flotación para el PMC y PMA ascienden a una suma total de 2'031,160.73 US\$ y 406,160.73 US\$ respectivamente obteniendo un ahorro del 80 % en inversión realizada. Así mismo,

según el análisis del costo operativo se logró obtener un ahorro global anual de 222,486.01 US\$, en función a los gastos de energía en los circuitos de flotación, mantenimiento de los mismos y valorización de concentrados generales, generando una reducción de 55.04% en dichos gastos.

VI. AGRADECIMIENTOS

Los autores expresan gratitud especial y en primer lugar a Dios por el privilegio de poder tener la salud y sabiduría para poder llevar a cabo el presente trabajo de investigación. A la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, y su equipo docente y administrativo, quienes por su amplia experiencia en la industria e investigación básica y aplicada, nos brindaron orientación y facilidades para el uso de los Laboratorios y Equipos. Así mismo nuestro más profundo agradecimiento al Ing. Wilmer Villavicencio Espinoza, Metalurgista Senior de la planta concentradora Tamboraque en el año 2012, quien nos brindó las facilidades para la obtención de las muestras correspondientes al mineral en estudio y soporte técnico metalúrgico necesario. A las autoridades del Instituto de Investigación de la FIGMMG de la UNMSM por la publicación de este artículo.

VII. BIBLIOGRAFÍA

1. Marsden, H. (2006). *The chemistry of gold extraction*. London, Ellis Horwood Ltd.
2. Meng, Y., Wu, M., Su, S., & Wang, L. (2013). Intensified alkaline leaching pretreatment of refractory gold concentrates at common temperature and pressure. Shenyang, China: Chinese Academy of Sciences. Metso Perú S.A.
3. Misari Chuquipoma, F. S. (2010). Metalurgia del oro. En F. S. Misari Chuquipoma, Metalurgia del oro (pp. 297-407). Lima, Perú, Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
4. Nyrstar, M. S. (2012). *Memoria descriptiva de operaciones*. Lima, Perú.
5. Ñaupas Paitán, H., Mejía Mejía, E., Novova Ramírez, E., & Villagómez Paucar, A. (2011). *Metodología de la Investigación Científica y Asesoramiento de Tesis*. (H. Ñaupas Paitán, Ed.) Lima, Perú: CEPREDIM.
6. Sánchez Quispe L. A., & Villavicencio Jaimés E. W. (2013). *Evaluación sistematizada y proceso metalúrgico para minerales sulfurados complejos de oro de la mina Coricancha*. Lima, Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos
7. Zhang, S. (2004). *Oxidation of refractory gold concentrates and simultaneous dissolution of gold in aerated alkaline solutions*. Western Australia, Australia.