

# PROCESO METALÚRGICO ALTERNATIVO PARA LA MINERÍA AURÍFERA ARTESANAL

## ALTERNATIVE PROCESS FOR METALLURGICAL ARTISANAL GOLD MINING

*Vidal S. Aramburú R.<sup>1</sup>; Pablo A. Núñez J.<sup>1</sup> Ángel Azañero O.<sup>1</sup>; Pedro M. Gagliuffi E.<sup>2</sup>; Luis A. Sánchez Quispe<sup>3</sup>; Julián Pérez Falcón<sup>4</sup>.*

### RESUMEN

La muestra de estudio es un mineral refractario con una ley promedio de 19.31 g/TM proporcionado por los mineros artesanales de la zona y procedente de Yangas, provincia de Canta, departamento de Lima.

La caracterización mineralógica de la muestra arroja la presencia de los siguientes minerales: Oro, Calcopirita, Covelita, Calcosita, Esfalerita, Piritita, Arsenopirita, Magnetita, Hematita, Goethita, Rutilo y Gangas como indican las fotos N° 1, 2, 3, 4, 5 y 6. Los minerales que se encuentran en mayor volumen son las Gangas, Piritita y Calcopirita, en la foto N° 6 encontramos partículas entrelazadas de oro con calcopirita y piritita, siendo el tamaño más grande de oro de 17 micras.

En la primera etapa se efectuaron pruebas metalúrgicas con el concentrador centrífugo Knelson con 5 Kgs. de muestra, fuerza de gravedad de 60 G's y presión de agua de 3 psi, para distintas granulometrías como: 52.25%, 60.66%, 67.13% y 74.64% - 200 malla. Los balances metalúrgicos indican que la mejor prueba seleccionada es con una granulometría de 67.13% - 200 malla, obteniéndose 300.20 g/TM de concentrado, 33.66% de recuperación y 51.59 de radio de concentración (tabla N° 5).

En la segunda etapa se realizaron pruebas de Cianuración de los relaves del concentrador Knelson, para las distintas granulometrías mencionadas en la primera etapa, para 24 horas de cianuración y 300 RPM de agitación. Relativamente la mejor prueba obtenida fue con una granulometría de 74.64% - 200 malla, para obtener una recuperación de oro de 70.02% con consumo de 1.62 y 9.76 Kg/TM de cianuro y cal respectivamente (tabla N° 10)

Remoliendo el relave del concentrador Knelson a una granulometría de 87.25% - 200 malla, aumentando el tiempo de cianuración a 48 horas y la agitación a 500 RPM. El resultado obtenido es una recuperación de oro de 81.06% con consumos de 2.52 y 11.05 Kg/TM de cianuro y cal respectivamente (tabla N° 11).

**Palabras clave:** Refractario, Cianuración, Mercurio, Knelson

### ABSTRACT

The study sample is a refractory ore with an average grade of 19.31 g/TM provided by artisanal miners in the area and Yanga from the province of Canta, Lima.

The mineralogy of the sample showed the presence of the following minerals: Gold, Chalcopirite, covellite, chalcocite, sphalerite, pyrite, arsenopyrite, magnetite, hematite, goethite, rutilo and bargains as photos indicate N° 1, 2, 3, 4, 5 and 6. The minerals found in larger volumes are bargains, Pyrite and Chalcopirite in photo N°. 6 are interlaced with gold particles chalcopirite and pyrite, with the larger size of 17 microns of gold.

In the first phase were carried out metallurgical testing with the hub centrifugal Knelson with 5 kg of sample, gravitational force of 60 G's and water pressure of 3 psi, for different particle sizes as 52.25%, 60.66%, 67.13% and 74.64% - 200 mesh. The metallurgical balances indicate that the best test is selected with a particle size of 67.13% - 200 mesh, yielding 300.20 g/TM of concentrate, 33.66 and 51.59% recovery of radio concentration (Table No. 3).

In the second stage cyanidation tests were carried out of the Knelson concentrator tailings, for different particle sizes mentioned in the first stage cyanidation for 24 hours and 300 RPM agitation. Relatively the best evidence was obtained with a particle size of 74.64% - 200 mesh to obtain a gold recovery of 70.02% with 1.62 intake and 9.76 Kg/TM of cyanide and lime, respectively (Table No. 8)

Regrind the Knelson concentrator tailings to a particle size of 87.25% - 200 mesh, increasing the time to 48 hours cyanidation and agitation at 500 RPM. The result is a gold recovery of 81.06% with consumption of 2.52 and 11.05 kg /TM of cyanide and lime, respectively (Table N° 9).

**Keywords:** Refractory, Cyanidation, Mercury, Knelson

<sup>1</sup>EAP Ingeniería Metalúrgica –FIGMMG – UNMSM. E-mail: [vidalaramburu@hotmail.com](mailto:vidalaramburu@hotmail.com)

<sup>2</sup>EAP Ingeniería Geológica –FIGMMG – UNMSM. Email: [gagliuffi@hotmail.com](mailto:gagliuffi@hotmail.com)

<sup>3</sup>Estudiante de la EAP Ingeniería Metalúrgica – FIGMMG – UNMSM. Email: [sanchez@hotmail.com](mailto:sanchez@hotmail.com)

<sup>4</sup>FIMGM - Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo – Ancash Email: [julian@hotmail.com](mailto:julian@hotmail.com)

## I-INTRODUCCIÓN

La minería artesanal empieza su desarrollo antes de 1988, explotando minerales de oro y cobre principalmente en las provincias de Palpa y Nazca (Ica), Lucanas y Parinacochas (Ayacucho), Caravelí, Condesuyos y Camaná (Arequipa). Donde existían pequeños grupos de mineros informales, que en forma itinerante se desplazaban por diversos lugares del batolito costanero; en la denominada "faja aurífera Nazca- Ocoña"

A partir de 1989, como consecuencia de una serie de problemas sociales y económicos; se generó en la zona y en muchas partes del país una actividad minera de naturaleza artesanal en su mayor parte informal. A la fecha, no habiéndose superado totalmente el problema de empleo y dada la coyuntura de los altos precios internacionales del oro, la actividad minero artesanal se ha incrementado con una informalidad igualmente no superada, pero con pocos avances en el proceso de formalización [3]

En la minería artesanal las vetas que se explotan, son del tipo "Rosario", en forma de lentes inconexos tanto verticalmente como horizontalmente de poca potencia. En la explotación se utiliza el minado selectivo ("circado" de vetas), que consiste en perforación, voladura y extracción de la roca que se encuentra debajo de la veta. El contenido mineral se extrae con sumo cuidado con punta, sin utilizar explosivos para evitar su dilución [10]

El "pallaqueo" o selección constituye una técnica complementaria al minado selectivo y lo realizan generalmente mujeres [13]

En cuanto al procesamiento el mineral extraído es molido y amalgamado en quimbaletes (molinos de piedra). Concluida la molienda y amalgamación se separa la "amalgama" del resto del material (relave) y se procede a "refogar" para obtener el oro refogado. Los relaves de este proceso constituyen cabeza para las plantas de cianuración [10]

En los aspectos ambientales, las áreas de operación de la minería artesanal se desarrollan mayormente en zonas desérticas con escasa agua, flora y fauna por lo que las actividades extractivas (explotación) no originan impactos ambientales de importancia al contrario del procesamiento o beneficio de los minerales en los quimbaletes en cual se da por el uso del mercurio en el proceso de molienda-amalgamación y la posterior quema o refoqueo de la amalgama. También se dan por el procesamiento, en pozas de cianuración que en su mayoría se han implementado sin ningún criterio técnico ambiental y sin autorización por las autoridades pertinentes [3,10,12]

## II.METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación se basa en el diseño de pruebas experimentales a nivel de laboratorio, se realizó en los laboratorios de Ingeniería Metalúrgica e Ingeniería Geológica de la UNMSM.

### Objetivos

El objetivo que plantea es sustituir el proceso de amalgamación que usa mercurio, por un proceso

metalúrgico alternativo gravimétrico-centrifugación y cianuración, que evite el uso del mercurio para reducir la contaminación ambiental y mejorar la recuperación de oro.

### Hipótesis

El proceso metalúrgico de pre-concentración gravimétrico-centrifugación y cianuración, sin el uso del mercurio propuesto para la minería aurífera artesanal, mejora la recuperación de oro y reduce la contaminación ambiental.

### Equipamiento

Entre los equipos, reactivos empleados podemos mencionar:

Molino de bolas

Concentrador Knelson

Agitador con hélice

Balanza analítica

Estufa eléctrica

Mallas

Cianuro de sodio

Nitrato de plata

Ácido oxálico

Cal

### Caracterización de la Muestra mediante Análisis Microscópico

El análisis realizado sobre la muestra, ha permitido determinar sus constituyentes mineralógicos, las distribuciones volumétricas de aquellos minerales que han intervenido en el análisis modal, sus respectivos grados de liberación y la interpretación de los grados de liberación para los minerales que han intervenido en el análisis modal.

En el siguiente cuadro se insertan los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal:

**Tabla Nº 1**

| Minerales    | Formula                        | Abreviatura |
|--------------|--------------------------------|-------------|
| Oro          | Au                             | Au          |
| Calcopirita  | CuFeS <sub>2</sub>             | cp          |
| Covelita     | CuS                            | cv          |
| Calcosita    | Cu <sub>2</sub> S              | cc          |
| Esfalerita   | ZnS                            | ef          |
| Pirita       | FeS <sub>2</sub>               | py          |
| Arsenopirita | FeAsS                          | apy         |
| Magnetita    | Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> | mt          |
| Hematita     | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | hm          |
| Goethita     | FeO.OH                         | gt          |
| Rutilo       | TiO <sub>2</sub>               | rt          |
| Gangas       |                                | GGs         |

### Distribución Volumétrica y Grados de Liberación

Las distribuciones volumétricas son reportadas en términos porcentuales, 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 el cuadro siguiente:

**Tabla Nº 2**

| Minerales   | Volumen (%) | Grado de Liberación (%) |
|-------------|-------------|-------------------------|
| Oro         | Trz         | 0.00                    |
| Calcopirita | 4.30        | 94.70                   |
| Covelita    | 0.31        | 92.81                   |
| Calcosita   | 0.06        | 0.00                    |
| Esfalerita  | Trz         | 0.00                    |
| Pirita      | 15.86       | 97.20                   |
| Hematita    | 0.01        | 0.00                    |
| Rutilo      | 0.01        | 0.00                    |
| Gangas      | 79.45       | 98.12                   |
| TOTAL       | 100.00      |                         |

### Interpretación de los Grados de Liberación

Observando el cuadro anterior, se hará la siguiente interpretación de los grados de liberación de los

minerales que han intervenido en el análisis modal .

El oro se halla en el orden de trazas, presentando 0,00% de grado de liberación, es decir, que todos se hallan ocluidos.

La calcopirita ocupa el 4,30% del volumen total de la muestra, de ese volumen el 94,70% se halla libre, mientras que el 5,30% restante se encuentra entrelazado, cuya explicación se encuentra en la tabla N° 2.

La covelita ocupa el 0,31% del volumen total de la muestra, de este volumen el 92,81% se halla libre, permaneciendo aun entrelazado el 7,19% restante .

La calcosita ocupa el 0,06% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0,00% se halla libre, mientras que el 100,00% restante están entrelazados.

La esfalerita se halla en el orden de trazas, presentando 0,00% de grado de liberación, es decir, que todas están entrelazadas. La pirita ocupa el 15,86% del volumen total de la muestra, de este volumen el 97,20% se halla libre, mientras que 2,80% restantes esta entrelazado.

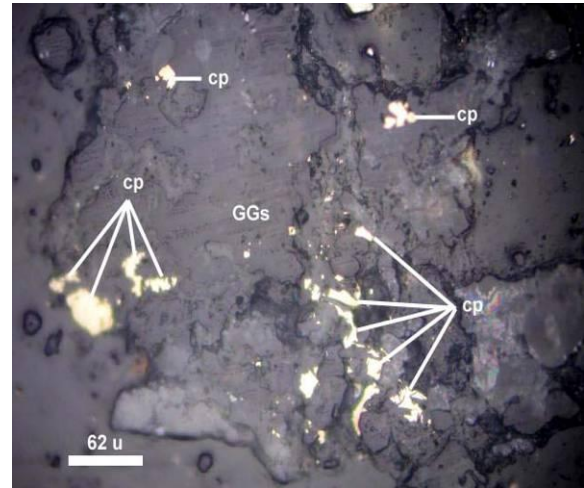
La hematita ocupa en 0,01% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0,00% se halla libre, mientras que el 100,00% restante se mantienen aun entrelazados.

El rutilo ocupa el 0,01% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0,00% se halla libre, permaneciendo el 100,00% restante aun entrelazada. Las gangas ocupan el 79,45% del volumen total de la muestra, de este volumen el 98,12% se halla libre, mientras que el 1,88% restante se encuentra aun

entrelazada.

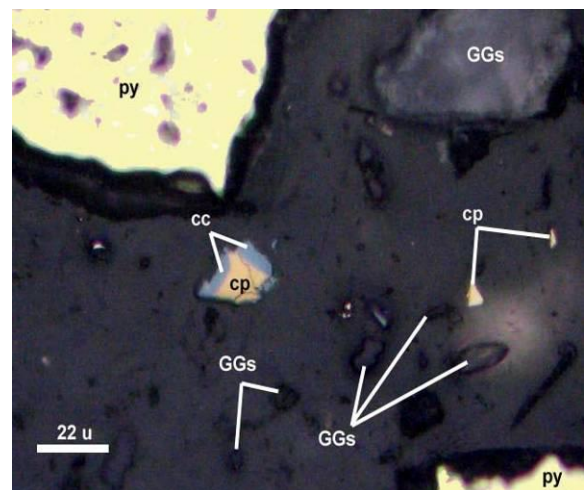
**Figura N° 1**

Entrelazamiento de calcopirita (cp) con la ganga (GGs). 200X.



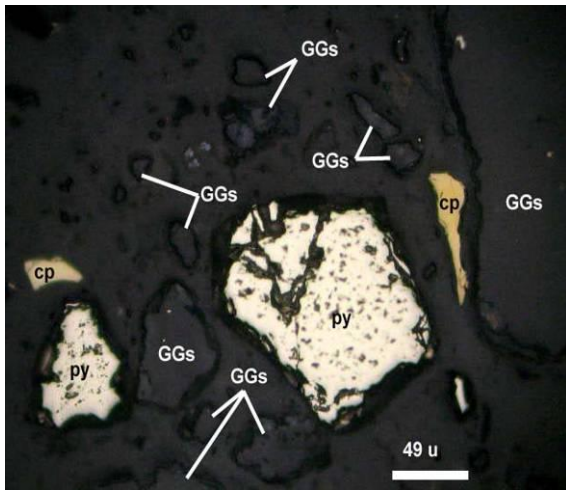
**Figura N° 2**

Partículas libres de calcopirita (cp), pirita (py) y gangas (GGs); al centro de la vista una partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la calcosita (cc). 200X.



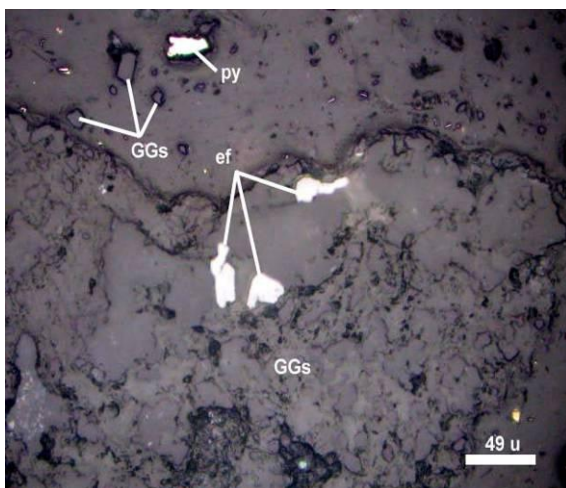
**Figura N° 3**

Partículas libres de calcopirita (cp), pirita (py) y gangas (GGs). 200X.



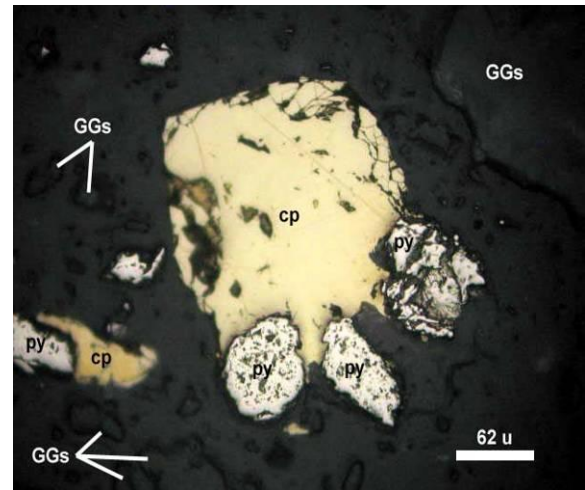
**Figura N° 4**

Partículas libres de pirita (py) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de esfalerita (ef) con la ganga (GGs). 200X.



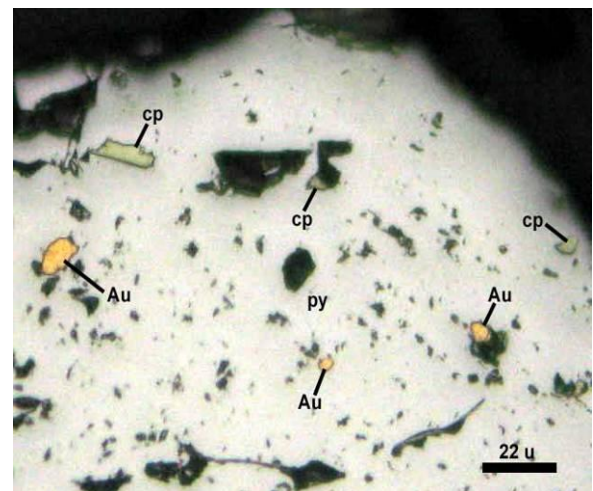
**Figura N° 5**

Partículas entrelazadas de calcopirita (cp) con la pirita (py), además partículas libres de gangas (GGs). 200X.



**Figura N° 6**

Partículas entrelazadas de oro (Au.) con la calcopirita (cp) y la pirita (py); nótese los tamaños de los granos de oro (Au), el más grande tiene una dimensión de 17 micras (es decir, 0.017 mm) de longitud. 400X.



### III. PRUEBAS METALÚRGICAS EXPERIMENTALES

#### Pruebas Metalúrgicas con el Concentrador Knelson [5, 14, 15]

Para realizar las pruebas metalúrgicas con el concentrador Knelson, es importante que la muestra sea representativa [5].

**Condiciones de la Prueba:**

|                    |   |  |
|--------------------|---|--|
| Peso muestra       | : | 5000 g                                     |
| Fuerza de Gravedad | : | 60 G's                                     |
| Granulometrías     | : | 52.25 %, 60.66%, 67.13%,74.64% - 200 malla |
| Presión agua       | : | 3 psi                                      |

**Resultados de la Prueba con 52.25% -200 malla****TABLA N° 3**

| Componentes      | Peso (g) | % Peso | Leyes de Lab. | Contenido Fino | % Recuperación | Rc.   |
|------------------|----------|--------|---------------|----------------|----------------|-------|
|                  |          |        | Au (g/TM)     | Au             | Au             |       |
| Cabeza           | 5000.00  | 100.00 | 16.20         | 16.20          | 100.00         |       |
| Concentrado      | 105.22   | 2.10   | <b>76.80</b>  | 1.61           | <b>8.24</b>    | 47.52 |
| Relave           | 4894.78  | 97.90  | 18.30         | 17.92          | 91.76          |       |
| Cabeza Calculada |          |        | <b>19.53</b>  |                |                |       |

**Resultados de la Prueba con 60.66%-200 malla****TABLA N° 4**

| Componentes      | Peso (g) | % Peso | Leyes de Lab. | Contenido Fino | % Recuperación | Rc.   |
|------------------|----------|--------|---------------|----------------|----------------|-------|
|                  |          |        | Au (g/TM)     | Au             | Au             |       |
| Cabeza           | 5000.00  | 100.00 | 16.20         | 16.20          | 100.00         |       |
| Concentrado      | 76.70    | 1.53   | <b>234.29</b> | 3.58           | <b>18.34</b>   | 65.19 |
| Relave           | 4923.33  | 98.47  | 16.19         | 15.94          | 81.66          |       |
| Cabeza Calculada |          |        | <b>19.52</b>  |                |                |       |

**Resultados de la Prueba con 67.13% - 200 malla****TABLA N° 5**

| Componentes      | Peso (g) | % Peso | Leyes de Lab. | Contenido Fino | % Recuperación | Rc.   |
|------------------|----------|--------|---------------|----------------|----------------|-------|
|                  |          |        | Au (g/TM)     | Au             | Au             |       |
| Cabeza           | 5000.00  | 100.00 | 16.20         | 16.20          | 100.00         |       |
| Concentrado      | 96.91    | 1.94   | <b>300.20</b> | 5.84           | <b>33.66</b>   | 51.59 |
| Relave           | 4903.09  | 98.06  | 11.70         | 11.47          | 66.34          |       |
| Cabeza Calculada |          |        | <b>17.29</b>  |                |                |       |

**Resultados de la Prueba con 74.64% - 200 malla**



**TABLA N° 6**

| Componentes      | Peso (g) | % Peso | Leyes de Lab. | Contenido Fino | % Recuperación | Rc.   |
|------------------|----------|--------|---------------|----------------|----------------|-------|
|                  |          |        | Au (g/TM)     | Au             | Au             |       |
| Cabeza           | 5000.00  | 100.00 | 16.20         | 16.20          | 100.00         |       |
| Concentrado      | 99.07    | 1.98   | <b>312.01</b> | 6.18           | <b>29.60</b>   | 50.47 |
| Relave           | 4900.93  | 98.02  | 15.00         | 14.70          | 70.40          |       |
| Cabeza Calculada |          |        | <b>20.88</b>  |                |                |       |

**Figura N° 7**

Operación con el concentrador Knelson



**Figura N° 8**

Interior del cono del concentrador knelson



**Pruebas Metalúrgicas de Cianuración de los Relaves del Concentrador Knelson [1, 2, 6, 7, 9]**

**Condiciones de la Prueba:**

Peso muestra : 500 g  
 Relación L/S : 2/1  
 Granulometrías : 52.25%, 60.66%, 67.13%, 74.64% - 200 malla  
 Tiempo de Cianuración : 24 hrs  
 pH : 10.5  
 Agitación : 300 RPM

**Resultados de la Cianuración con 52.25% - 200 malla**

**Tabla N° 7**

| Componentes | Peso (g) o Volumen (ml) | Leyes de Lab. | Contenido Fino | % Recuperación |
|-------------|-------------------------|---------------|----------------|----------------|
|             |                         | Au (g/TC)     | Au             | Au             |
| Cabeza      | 500.00                  | 18.30         | 91.50          | 100.00         |
| Sol. Rica   | 1000.00                 | 7.90          | 79.00          | <b>75.96</b>   |
| Relave      | 500.00                  | 5.00          | 25.00          | 24.04          |
| Cab. Cal.   |                         | <b>20.80</b>  |                |                |

Consumo NaCN : 1.16 Kg/TM

Consumo CaO : 9.28 Kg/TM

### Resultados de la Cianuración con 60.66% - 200 malla

**Tabla N° 8**

| Componentes | Peso (g) o Volumen (ml) | Leyes de Lab. | Contenido Fino | % Recuperación |
|-------------|-------------------------|---------------|----------------|----------------|
|             |                         | Au (g/TM)     | Au             | Au             |
| Cabeza      | 500.00                  | 16.19         | 80.95          | 100.00         |
| Sol. Rica   | 1000.00                 | 4.93          | 49.30          | <b>62.88</b>   |
| Relave      | 500.00                  | 5.82          | 29.10          | 37.12          |
| Cab. Cal.   |                         | <b>15.68</b>  |                |                |

Consumo NaCN : 1.22 Kg/TM

Consumo CaO : 9.23 Kg/TM

### Resultados de la Cianuración con 67.13% - 200 malla

**Tabla N° 9**



| Componentes | Peso (g) o Volumen (ml) | Leyes de Lab.    | Contenido Fino | % Recuperación |
|-------------|-------------------------|------------------|----------------|----------------|
|             |                         | <b>Au (g/TM)</b> | <b>Au</b>      | <b>Au</b>      |
| Cabeza      | 500.00                  | 11.70            | 58.50          | 100.00         |
| Sol. Rica   | 1000.00                 | 4.17             | 41.70          | <b>63.47</b>   |
| Relave      | 500.00                  | 4.80             | 24.00          | 36.53          |
| Cab. Cal.   |                         | <b>13.14</b>     |                |                |

Consumo NaCN : 1.30 Kg/TM

Consumo CaO : 9.28 Kg/TM

### Resultados de la Cianuración con 74.64% - 200 malla

**Tabla Nº 10**

| Componentes | Peso (g) o Volumen (ml) | Leyes de Lab.    | Contenido Fino | % Recuperación |
|-------------|-------------------------|------------------|----------------|----------------|
|             |                         | <b>Au (g/TM)</b> | <b>Au</b>      | <b>Au</b>      |
| Cabeza      | 500.00                  | 15.00            | 75.00          | 100.00         |
| Sol. Rica   | 1000.00                 | 4.46             | 44.60          | <b>70.02</b>   |
| Relave      | 500.00                  | 3.82             | 19.10          | 29.98          |
| Cab. Cal.   |                         | <b>12.74</b>     |                |                |

Consumo NaCN : 1.62 Kg/TM

Consumo CaO : 9.76 Kg/TM

### Pruebas Metalúrgicas de Cianuración de los Relaves del Concentrador Knelson Remolido, incrementando el Tiempo y Agitación

#### Condiciones de la Prueba:

Peso muestra : 500 g  
 Relación L/S : 2/1  
 Granulometría : 87.25% - 200 malla  
 Tiempo de Cianuración : 48 hrs  
 pH : 10.5  
 Agitación : 500 RPM

### Resultados de la Cianuración del Relave Remolido

**Tabla Nº 11**

| Componentes | Peso (g) o Volumen (ml) | Leyes de Lab. | Contenido Fino | % Recuperación |
|-------------|-------------------------|---------------|----------------|----------------|
|             |                         | Au (g/TC)     | Au             | Au             |
| Cabeza      | 500.00                  | 15.00         | 75.00          | 100.00         |
| Sol. Rica   | 1000.00                 | 5.07          | 50.70          | <b>81.06</b>   |
| Relave      | 500.00                  | 2.37          | 11.85          | 18.94          |
| Cab. Cal.   |                         | <b>12.51</b>  |                |                |

Consumo NaCN : 2.52 Kg/TM

Consumo CaO : 11.05 Kg/TM

### Figura N° 9

Proceso de Cianuración en el agitador



- La caracterización de la muestra nos indica la presencia de los siguientes minerales: oro, calcopirita, covelita, calcosita, esfalerita, pirita, arsenopirita, magnetita, hematita, goethita, rutilo y gangas. Como podemos observar en la figuras N° 1, 2, 3, 4, 5 y 6.
- En figura N° 6, encontramos partículas entrelazadas de oro con calcopirita y pirita, el tamaño más grande de oro es 17 micras, el resto del oro debe estar dentro de las especies mineralógicas de los minerales sulfurados. Esto hace que el mineral sea refractario.

### IV. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN

- La muestra de mineral estudiado procede de la minería artesanal y es refractario, porque no pueden comercializar ni procesar con la amalgamación, por obtener bajas recuperaciones de oro.
- La ley promedio del mineral de cabeza es 19.31 g/TM, teniendo en cuenta la cabeza calculada.
- La mejor prueba seleccionada con el concentrador Knelson es con granulometría de 67.13% - 200 malla, obteniéndose 300.20 g/TM de concentrado, 33.66% de recuperación y 51.59 de radio de concentración (Tabla N° 5).

- Los concentradores Knelson son capaces de recuperar partículas liberadas ultrafinas y hacer separaciones de alta calidad utilizando grandes campos centrífugos y trabajan solamente con agua, pero mucho depende de las características del mineral.
- La mejor prueba de cianuración de los relaves del concentrador Knelson, con la muestra sin remoler, con 24 horas de cianuración y 300 RPM de agitación, es 70.02% de recuperación de oro (Tabla N° 10).
- Remoliendo a una granulometría de 87.25% - 200 malla, 48 horas de cianuración y 500 RPM de agitación, se llega a una recuperación de oro de 81.06% con consumo de cianuro de 2.52 Kg /TM (Tabla N° 11).

## V. CONCLUSIONES

- Por los resultados obtenidos de la investigación, se concluye que el concentrador gravimétrico-centrífugo Kelson puede trabajar como una pre-concentración, para recuperar oro libre y grueso para este tipo mineral. Estos equipos solamente trabajan con agua.
- Los relaves del concentrador Knelson, tienen que ser remolido, aumentar el tiempo de lixiviación y agitación, para obtener una recuperación de

## VII. REFERENCIAS

### BIBLIOGRÁFICAS

81.06%.

- El proceso metalúrgico estudiado es una alternativa para la minería aurífera artesanal, porque reemplaza al proceso convencional de amalgamación, mejorando la recuperación de oro y evitando el uso del mercurio.
- El proceso estudiado sirve también, para que los mineros artesanales se agrupen y puedan procesar su mineral directamente, mejorando su rentabilidad y puedan formalizarse legalmente.
- Las variables obtenidas en el presente trabajo de investigación, sirven como base para los estudios a nivel planta piloto.

## VI. AGRADECIMIENTO

Agradecer al Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica; al Consejo Superior de Investigación; a la Dirección y Coordinación de la Escuela Académica Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM. También a la Empresa Goldex S.A, finalmente a los profesores y alumnos que han colaborado en el desarrollo del Proyecto de Investigación 2010 Con-Con N° 101601061.

1. MISARI, CH.F. Metalurgia del oro, Vol I y II, Centros estudios y promoción en ciencias de la tierra, Cepect, Lima - Perú. 1994.

2. CANSECO, D.E, Metalurgia del oro y plata, Editorial UNI, Lima-Perù, 1978. pp 44-147.
3. VILLACHICA, C - PASCÓ FONT, A.-Minería informal aurífera y medio ambiente en Ica y Arequipa. Proyecto realizado por Grade para el AID-MEN - Lima. 1994.
4. JAMBEIRO, A.C.-Tecnología de recuperación de finos y ultrafinos de oro. Centro de de estudios y promoción de ciencias de la tierra. El oro. Cepect, Lima, p. 279-292.
5. BREWIS, T. Gravity separation. Mining Magazine-1995.172(5)279-292.
6. SOBRAL, S., L.G. Curso: Tecnología actual de los procesos de recuperación de oro y plata, U.I.S. Colombia, Septiembre, 1994.
7. Habashi F. (1970) Extractive Metallurgy, Vol.2: Hydrometallurgy, Gordon and Breach, New Cork.
8. ESPÍ, J. A (Editor) -2001. El libro de la Minería de oro en Iberoamérica, Monterreina, Madrid, pp.130-132.
9. RUBIO, J.- Metalurgia del oro; Editorial Vicente Rico, México, 1991, p: 138.
10. Bioalejandria-La minería artesanal en el Perú. Fuente: [http://bioalejandria.blogspot.com/2009/06/ la minería-artesanal-en-el-peru.html](http://bioalejandria.blogspot.com/2009/06/la-mineria-artesanal-en-el-peru.html).
11. Estudio de Investigación realizado el 2009-Consejo Superior de Investigación UNMSM. Fuente: Elaboración propia.
12. El Proyecto Gama.  
Fuente:  
<http://esmiperu.blogspot.com/2008/02/pequeña-minera-y-minera-artesanal-en-per.html>
13. Trabajo infantil en minas y canteras:  
Fuente:  
<http://white.oit.org.pe/ipecc/pagina.pho?seccion=6&pagina=170>.
14. Knelson, B.e Jones, R, A new generation of Knelson concentrators: a totally secure system goes on line Minerals Engineering, 1994, 7(2/3), 201-207
15. Burt, R. O. Gravity Concentration Technology. Developments in Mineral Processing 5, Elsevier, Amsterdam, the Netherlands 1984, 605 p.