

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**IMPLEMENTACIÓN DEL CONCENTRADOR
GRAVIMÉTRICO-CENTRÍFUGO “iCON” A PLANTA
DE CIANURACIÓN AURIFERA**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

**PRESENTADO POR:
JUAN CARLOS CERRON JOO**

**ASESOR:
DSC. ING. ORFELINDA AVALO CORTEZ**

**LIMA – PERU
2014**

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado a mis padres,
hermanos, tíos y profesores por el
apoyo constante y abnegado.

RESUMEN

En el presente informe se evalúa la implementación de un concentrador gravimétrico centrífugo icon i350 a una Planta de Cianuración Aurífera. En una primera etapa se evaluaron las recuperaciones a nivel laboratorio con muy buenos resultados, por lo que se procedió a realizar las pruebas en el Circuito de Molienda de la Planta de Beneficio por cianuración directa.

Se realizaron pruebas a nivel laboratorio con un equipo Falcon, modelo L40, para diferentes minerales de óxido, minerales de sulfuro, el blending de planta de ley de 1.488 Oz/TC, otro blending de 0.506 Oz/TC, y del alimento al hidrociclón lográndose recuperaciones de 74.63%, 67.28%, 94.08%, 93.68% y 27.4% respectivamente.

Con la implementación del equipo de concentración gravimétrica centrífuga icon i350 a la planta de cianuración, se logró recuperar por gravimetría hasta el 6 % de la producción total de la Planta. No se logró las recuperaciones obtenidas a nivel laboratorio, pero si se logró aumentar la recuperación total de 93% a 94%.

Se realizaron pruebas en diferentes ubicaciones del circuito de cianuración de molienda – clasificación, observándose mejores resultados en la descarga del primer molino.

ABSTRACT

In the shapeless present it is evaluates The implementation of a gravity concentrator centrifuge icon i350 to a plant of cyanidation, in a first stage the level recuperations evaluated laboratory with very good worked out results themselves, which is why one proceeded to the tests in the circuit milling of the plant of benefit for direct cyanidation .

They prepared you try to level laboratory with a team Falcón, I model L40, for different oxide minerals, minerals of sulfur, the blending of plant of law of 1,488 Oz/TC, another blending of of the 0,506 Oz/TC, and of the food to the hidrociclón turning out well recuperations of 74,63 %, 67,28 %, 94,08 %, 93,68 % and 27,4 % respectively.

With the implementation of the machine of gravity concentration the icon centrifuges i350 to a plant of cyanidation, manages to recover him for gravimetría to 6 % of the in-house total output. Does not achieve him the obtained level recuperations laboratory, but if you manage to increase it to the total recuperation of 93 % 94 %.

They prepared you try in different positions of the circuit of cyanidation of milling – classification, with better results in the unloading of the first mill.

INDICE

| | Pág. |
|--|------|
| INTRODUCCIÓN | 15 |
| | |
| CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES | 17 |
| | |
| 1.1 LA INDUSTRIA MINERA AURIFERA | 17 |
| 1.2 ANTECEDENTES | 18 |
| | |
| CAPITULO II: FUNDAMENTO TEÓRICO | 22 |
| | |
| 2.1 LIXIVIACIÓN CON CIANURO DE ORO Y PLATA | 22 |
| 2.1.1 Termodinámica del proceso | 23 |
| 2.1.2 Solubilidad de oro y plata en soluciones de cianuro | 27 |
| 2.1.3 Cinética de la cianuración | 31 |
| 2.2 LA GEOMETALÚRGIA DE LOS MINERALES DE ORO | 52 |
| 2.3 LA CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA | 56 |
| 2.3.1 Concentradores centrífugos | 58 |
| 2.3.2 La versatilidad de los concentradores centrífugos incluyen | 65 |
| 2.3.3 Uso de concentradores centrífugos | 65 |
| 2.3.4 Donde se usa un concentrador centrifugo | 66 |
| 2.4 MARCAS DE CONCENTRADORES CENTRÍFUGOS | 66 |
| 2.4.1 Concentrador centrifugo Knelson | 66 |
| 2.4.2 Concentrador centrifugo Falcon | 74 |
| 2.4.3 Concentrador centrifugo icon | 83 |

| | | |
|-------|---|-----|
| | CAPITULO III : PLANTA DE BENEFICIO | 85 |
| 3.1 | DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE CIANURACIÓN | 85 |
| 3.1.1 | Sección de acopio | 85 |
| 3.1.2 | Sección de Chancado | 86 |
| 3.1.3 | Muestreo de minerales | 87 |
| 3.1.4 | Blending de minerales | 88 |
| 3.1.5 | Sección de planta | 89 |
| 3.1.6 | Sección de Merrill Crowe | 92 |
| 3.1.7 | Sección de relavera | 92 |
| 3.1.8 | Sección de concentración gravimétrica | 94 |
| | CAPITULO IV: PARTE EXPERIMENTAL | 95 |
| 4.1 | PRUEBAS EN LABORATORIO | 95 |
| 4.1.1 | Características del equipo Falcon | 95 |
| 4.1.2 | Procedimiento | 95 |
| 4.1.3 | Descripción de las muestras | 96 |
| 4.1.4 | Balances metalúrgicos | 97 |
| 4.1.5 | Cinética de cianuración | 100 |
| 4.2 | PRUEBAS EN PLANTA DE CINAURACIÓN PARA EVALUAR EL CONCENTRADOR GRAVIMÉTRICO iCON i350 | 107 |
| 4.2.1 | Características del equipo icon | 107 |
| 4.2.2 | Procedimiento | 108 |

| | | |
|---|-------------------------------|-----|
| 4.2.3 | Toma de muestra | 111 |
| CAPITULO V: ANALISIS DE RESULTADOS | | 117 |
| 5.1.- | DE LAS PRUEBAS DE LABORATORIO | 117 |
| 5.2.- | DE LAS PRUEBAS EN PLANTA | 124 |
| CONCLUSIONES | | 129 |
| BIBLIOGRAFIA | | 131 |
| ANEXOS | | |

INDICE DE FIGURAS

| | Página |
|--|---------------|
| Figura N° 2.1 Potencial-pH para cianuración a 25°C y concentración de CN total de 0.01M | 26 |
| Figura N° 2.2 Avance de la disolución de una esfera de oro con el tiempo | 30 |
| Figura N° 2.3 Efecto de la concentración del cianuro | 33 |
| Figura N° 2.4 Efecto del pH en la velocidad de disolución de Au y Ag en KCN | 35 |
| Figura N° 2.5 Efecto de la temperatura sobre la velocidad de disolución de Au en 0.25% KCN | 36 |
| Figura N° 2.6 Efecto de la concentración de oxígeno | 37 |
| Figura N° 2.7 Representación esquemática de la disolución de Au en solución cianurada | 38 |
| Figura N° 2.8 Efecto del ion plomo en la disolución de oro en una solución de 0.1% NaCN (Fink y Putnam1950) | 46 |
| Figura N° 2.9 Efecto del Na ₂ S en una solución de 0.25% KCN sobre la velocidad de disolución de Au y Ag. | 49 |
| Figura N° 2.10 Efecto retardante del peróxido de calcio (CaOH) , NaOH y KOH | 50 |
| Figura N° 2.11 Cono del concentrado Knelson | 68 |
| Figura N° 2.12 Knelson de laboratorio | 70 |
| Figura N° 2.13 Knelson descarga central | 72 |
| Figura N° 2.14 Circuito tratando mineral duro | 73 |
| Figura N° 2.15 Circuito típico para tratar mineral aluvial | 74 |
| Figura N° 2.16 Falcon serie C y serie SB | 76 |
| Figura N° 2.17 El detalle de la descarga | 77 |

| | | |
|----------------|--|-----|
| Figura N° 2.18 | Funcionamiento de la serie SB | 78 |
| Figura N° 2.19 | Concentrador Falcon serie C | 79 |
| Figura N° 2.20 | Aluvial | 79 |
| Figura N° 2.21 | Molienda tradicional. | 80 |
| Figura N° 2.22 | Flotación de fierro. | 80 |
| Figura N° 2.23 | Limpieza de carbón | 81 |
| Figura N° 2.24 | Tratamiento de relaves | 81 |
| Figura N° 2.25 | Recuperación de Sn y Ta | 82 |
| Figura N° 2.26 | U/F Ciclón | 82 |
| Figura N° 2.27 | Equipo centrifugo icon | 83 |
| Figura N° 2.28 | Esquema del concentrador centrifugo gravimétrico icon | 84 |
| Figura N° 3.1 | Instalación de la sección de gravimetría con el equipo icon i350 | 94 |
| Figura N° 4.1 | Cinética de cianuración del relave Falcon del alimento al ciclón | 101 |
| Figura N° 4.2 | Cinética de cianuración del relave Falcon de la muestra de batch | 102 |
| Figura N° 4.3 | Cinética de cianuración del relave Falcon de la muestra de varios | 103 |
| Figura N° 4.4 | Cinética de cianuración del relave Falcon de la muestra de óxidos | 104 |
| Figura N° 4.5 | Cinética de cianuración del relave Falcon de muestra de sulfuros | 105 |
| Figura N° 4.6 | Balance de materias en planta de beneficio sin icon | 108 |
| Figura N° 4.7 | Balance de materias en planta de beneficio con icon i350 | 109 |
| Figura N° 4.8 | Balance de materia de planta con el icon en la descarga del molino 2 (5'x 8'). | 113 |
| Figura N° 4.9 | Balance de materia de planta con el icon en la descarga del molino 1 (6'x 6'). | 115 |
| Figura N° 5.1 | Radio de concentración por muestra | 117 |

| | | |
|----------------|---|-----|
| Figura N° 5.2 | % de recuperaciones de Au por Falcon | 118 |
| Figura N° 5.3 | % de recuperaciones de Ag por Falcon | 119 |
| Figura N° 5.4 | Recuperación de oro por cianuración del mineral fresco y después al relave Falcon por tipo de muestra | 120 |
| Figura N° 5.5 | Recuperación de plata por cianuración del mineral fresco y después al relave Falcon por tipo de muestra | 121 |
| Figura N° 5.6 | Consumo de NaCN mineral fresco y después al relave Falcon por tipo de muestra | 122 |
| Figura N° 5.7 | Consumo de Cal mineral fresco y después al relave Falcon por tipo de muestra | 123 |
| Figura N° 5.8 | La ley Au en el concentrado vs la ley de cabeza | 124 |
| Figura N° 5.9 | Recuperación de Au de las pruebas con el icon en planta | 125 |
| Figura N° 5.10 | Recuperación de Ag de las pruebas con el icon en planta | 126 |

INDICE DE TABLAS

| | | Página |
|--------------|---|--------|
| Tabla N° 1.1 | Operaciones mineras de lixiviación y flotación de sulfuros con oro, que han incorporado el concentrador centrífugo Knelson. | 21 |
| Tabla N° 2.1 | Pruebas de cianuración con oxígeno y peróxido | 32 |
| Tabla N° 2.2 | pH de soluciones de KCN | 33 |
| Tabla N° 2.3 | Solubilidad de minerales de Cu en soluciones de cianuro | 53 |
| Tabla N° 2.4 | Solubilidad relativa de minerales de hierro en soluciones normales de cianuro | 54 |
| Tabla N° 2.5 | Solubilidad de Minerales de Arsénico y Antimonio en soluciones de cianuro | 54 |
| Tabla N° 2.6 | Solubilidad de minerales de zinc en soluciones de cianuro | 55 |
| Tabla N° 2.7 | Especificaciones de los modelos Falcon C | 75 |
| Tabla N° 2.8 | Especificaciones de los modelos Falcon SB | 76 |
| Tabla N° 4.1 | Parámetros de pruebas realizadas en Falcon L40 | 97 |
| Tabla N° 4.2 | Balance metalúrgico, prueba del alimento al ciclón | 97 |
| Tabla N° 4.3 | Balance metalúrgico, prueba del Batch | 98 |
| Tabla N° 4.4 | Balance metalúrgico, prueba del Varios | 98 |
| Tabla N° 4.5 | Balance metalúrgico, prueba del Oxido | 99 |
| Tabla N° 4.6 | Balance metalúrgico, prueba del Sulfuro | 99 |

| | | |
|---------------|--|-----|
| Tabla N° 4.7 | Pruebas de cianuración a las cabezas de mineral de pruebas (sin pasar por concentrador Falcon). | 100 |
| Tabla N° 4.8 | Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de alimento al ciclón. | 101 |
| Tabla N° 4.9 | Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de batch. | 102 |
| Tabla N° 4.10 | Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de varios. | 103 |
| Tabla N° 4.11 | Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de óxidos. | 104 |
| Tabla N° 4.12 | Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de sulfuros. | 105 |
| Tabla N° 4.13 | Balance de sólidos para Blending de una ley de cabeza de 0.852 Oz/Tc Au para el icon en la descarga del 5'x 8' | 111 |
| Tabla N° 4.14 | Balance de metalúrgico para Blending de una ley de cabeza de 0.852 Oz/Tc Au para el icon en la descarga del 5'x 8' | 111 |
| Tabla N° 4.15 | Balance de sólidos para Blending con un ley de cabeza de 0.978 Oz/Tc Au para el icon en la descarga del 5'x 8' | 112 |
| Tabla N° 4.16 | Balance de metalúrgico para Blending con un ley de cabeza de 0.978 Oz/Tc Au para el icon en la descarga del 5'x 8' | 112 |
| Tabla N° 4.17 | Balance de sólidos para un blending de 1.26 Oz/Tc con el icon en la descarga del molino 6'x 6' | 114 |

| | | |
|---------------|--|-----|
| Tabla N° 4.18 | Balance de metalúrgico para un blending de 1.26 Oz/Tc con el icon en la descarga del molino 6´x 6´ | 114 |
| Tabla N° 5.1 | Radio de concentración por muestra | 116 |
| Tabla N° 5.2 | % de recuperaciones por el equipo Falcon | 117 |
| Tabla N° 5.3 | Recuperaciones por cianuración al mineral fresco y al relave de Falcon por tipo de muestra | 120 |
| Tabla N° 5.4 | Consumo de reactivos de las pruebas de cianuración a los relaves Falcon | 122 |
| Tabla N° 5.5 | Concentrado icon, peso leyes y recuperaciones de las pruebas | 124 |
| Tabla N° 5.6 | Peso de granulometría +m10 de la zaranda | 126 |

NOMENCLATURA

| UNIDAD | SIMBOLO |
|------------------------------|---------------|
| Metro | m |
| Milímetro | Mm |
| Micras | μm |
| Aceleración de la gravedad | G |
| Gramo | gr |
| Toneladas | T |
| Hora | h |
| Minutos | min |
| Segundo | s |
| Litro | L |
| Porcentaje | % |
| Presión | PSI |
| Kilogramo | Kg |
| Hertz | Hz |
| Caballo de fuerza | HP |
| Kilowatts | Kw |
| Toneladas métricas secas día | TMSD |
| Pies | ' |
| Pulgadas | " |
| Onzas por Tonelada corta | Oz /Tc |

INTRODUCCIÓN

La planta de beneficio de minerales auríferos, tiene una tasa de tratamiento de 220 TMSD. El circuito de cianuración empieza desde la molienda, obteniéndose una disolución de hasta 50% del oro por cianuración, y con la implementación del concentrador se logró incrementar hasta un 60% de disolución del oro en la molienda. El circuito consta de 3 molinos, un molino primario de 6'x 6', un secundario de 5'x 6' en circuito directo abierto, y una remolienda en circuito cerrado con un molino 5'x 8', y la clasificación del primer y segundo circuito se realiza con un ciclón D10 cada uno.

La implementación del quipo centrífugo, fue motivada por la posible pérdida de valores de minerales asociados. La operación de los concentradores centrífugos se basa en el principio de aumentar el efecto gravitacional a 200 G, con el propósito de conseguir una mayor eficiencia en la recuperación de las partículas finas que por cianuración no se puedan recuperar. Se realizaron ensayo a los relaves de cianuración

por microscopía electrónica de barrido donde se encontraron que son arsenopiritas incluidas en pirita las que contienen el oro que no llega a disolver.

Los equipos de concentración gravimétrica son usados para decapar los valores y disminuir el tratamiento de la cianuración, esperando disminuir los costos pero debido a la ley de Ag, 5 Oz/TC y recuperaciones de plata de 50%, no se pudo bajar el consumo del cianuro.

Objetivo General

El presente estudio tiene como objetivo evaluar la recuperación de oro, con la implementación del concentrador gravimétrico-centrifugo iCON i350, en una Planta de Beneficio de Minerales con proceso de cianuración.

Justificación

El estudio se justifica por los siguientes criterios económicos, ambientales y tecnológicos.

- a) Económico.- Lo que busca la investigación es mejorar la recuperación y disminuir el consumo de los reactivos.
- b) Ambiental.- Es un equipo con el cual se puede disminuir el consumo de reactivos.
- c) Tecnológico.- Este equipo puede ser usado en la industria extractiva.

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 LA INDUSTRIA MINERA AURIFERA

La industria minera aurífera peruana representa una significativa fuente de divisas para el Perú, por su cantidad de producción en el año 2007 el Perú fue considerado el primer país productor de oro en América Latina y el quinto en el mundo, siendo la producción de los últimos años lo siguiente: 170 toneladas en 2007, 184 toneladas en 2009 y 164 toneladas en el 2011. (Fuente: MEM, 2011).

Hoy el sector minero aurífero peruano se caracteriza por la explotación exitosa de yacimientos de baja ley de minerales de oro, el uso del factor tecnológico, como elemento clave, para determinar la viabilidad de un proyecto, la alta automatización de las operaciones, incorporación de aspectos ambientales en el manejo de las actividades metalúrgicas, la ejecución de acciones en beneficio de las poblaciones vecinas, buscando el desarrollo sostenible.

Los tipos de yacimientos que tenemos en el Perú son:

Yacimientos de segregación magmática, yacimientos relacionados a intrusivos intermedios de oro y plata en areniscas–cuarcitas–pizarras, yacimientos relacionados a volcanismo continental de filoneanos epitermales de Ag-Au y disseminados de oro y plata de baja ley y de alta sulfuración, yacimientos de oro en calizas tipo carlín, yacimientos disseminados de oro en intrusivos de composición intermedia, entre otros (Tumialán, 2003).

La extracción del oro siempre está en un ritmo creciente tanto a nivel formal e informal y en ese contexto es importante desarrollar investigaciones conducentes a mejorar la recuperación del oro, optimizando las variables más relevantes, siendo estas: tamaño de partícula, consumo de cianuro de sodio, flujo de oxígeno, temperatura de lixiviación, gravimetría, entre otros (Gupta, 2000).

1.2 ANTECEDENTES

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 G (Outokumpu, 1992).

Con estos concentradores, 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.

Los concentradores gravimétricos 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 (Brewis, 1995). Su operación consiste en introducir pulpa hasta el fondo de un reactor cónico truncado invertido, el cual gira a una velocidad de 400 rpm, para el caso de un concentrador Knelson de 30 pulgadas de diámetro y capacidad de hasta 40 ton/hora de sólidos.

En el fondo del reactor, este concentrador genera cerca de 45 a 47 Gs, con lo cual se concentran partículas de oro grueso. A medida que la pulpa asciende verticalmente, el valor de G aumenta para tener cerca de 68 Gs en la base del cono.

La pared del cono está acanalada, inyectándose agua en las canaletas para fluidizar las partículas presentes en ella, evitar su compactación y mejorar la eficiencia en la concentración de oro (Knelson, 1988).

La **Tabla 1.1**, enlista varias plantas de procesamiento de minerales con oro, en Australia, Canadá y USA, que emplean concentradores gravimétricos centrífugos tipo Knelson. Esta tabla contiene también la capacidad de las plantas, la calidad de sus minerales, el tipo de proceso (cianuración ó flotación),

la recuperación de oro en los concentradores gravimétricos, la recuperación total de oro que se obtiene de los concentradores gravimétricos.

El comportamiento del oro en circuitos de molienda es de particular interés, dado que, a diferencia de otros minerales, se acumula en los circuitos; lo que puede resultar en una molienda excesiva y en dificultades para estimar el grado de oro en finos de ciclón. Esta diferencia en comportamiento resulta de la alta maleabilidad y peso específico del oro, los cuales afectan de manera importante el rompimiento, la liberación, la clasificación y el tiempo de residencia de partículas de oro en un circuito de molienda. Como resultado, se tienen valores diferentes de funciones de quebrado y de selección, y diferentes curvas de eficiencia en clasificación para partículas de oro y ganga. Comparativamente, se producen menos finos del rompimiento de partículas de oro que de partículas de ganga. En clasificación por hidrociclones, el tamaño de corte es más fino para el oro que para la ganga; es decir, la curva de clasificación para partículas de oro es más fina que la de la ganga y del mineral global.

Por la baja cinética de molienda y el corte más fino en clasificación para partículas de oro, se tiene una alta carga circulante de oro en los circuitos de molienda, que llega a alcanzar valores de hasta 6,700% (Laplante, 1990). Por lo que los concentradores gravimétricos han encontrado su aplicación en el tratamiento de gruesos de ciclones; precisamente, para recuperar el oro y disminuir su carga circulante en el circuito de molienda.

Tabla N° 1.1: Operaciones mineras de lixiviación y flotación de sulfuros con oro, que han incorporado el concentrador centrífugo Knelson.

| | T/día | Proceso | Ley mineral | Instalación del Knelson | Recuperación de Au en Knelson % | Recuperación total de Au % | Producto final de Knelson |
|---------------------------------|--------------------------|--|---|-------------------------|---------------------------------|----------------------------|-------------------------------------|
| Western Mining Co., Australia | 8000 | Lixiviación de Au con NaCN | 3.6 gr. Au/T | Bajo flujo de ciclones | 37.1 | 95 | Dore : 94.5% Au |
| Rosebery Mine, Tasmania | 2000 | Flotación de Cu, Pb, Zn | 2.4 grAu/T 105 grAg/T 0.5% Cu 3.1 % Pb 10.8% Zn | Bajo flujo de ciclones | 30 | - | Dore: 70% Au 25% Ag |
| Boddington Mine Australia | 2000 mineral de óxidos | Lixiviación de Au con NaCN | 58.5 gr Au/T | Bajo flujo de ciclones | 31.9 | 97.3 | Concentrado 75-80% Au |
| Boddington Mine Australia | 1200 mineral de sulfuros | Lixiviación de Au con NaCN | 11.8 gr Au/T | Bajo flujo de ciclones | 68.9 | 98.2 | Concentrado 75-80% Au |
| Golden Giant Mine Canadá | - | Lixiviación de Au con NaCN | 12.4 gr Au/T | Bajo flujo de ciclones | 30-40 | 96.5 | Concentrado 75-80% Au |
| LAC Minerals LTD Canadá | 2500 | Flotación de Cu. Cianuración de colas de flotación | 7 gr Au/T 0.7% Cu | Bajo flujo de ciclones | 40 | - | Concentrado 85% Au |
| Pegasus Gold Mine, Montana, USA | 16000 | Flotación de Pb y de Zn | 0.58 gr Au/T | Bajo flujo de ciclones | 15 | 85.1 | Dore: 55% Au 25% Ag 20% Pb |

Fuente: XXIII Convención AIMMGM, Acapulco.

CAPITULO II

FUNDAMENTO TEÓRICO

2.1 LIXIVIACION DE ORO Y PLATA CON CIANURO

De acuerdo a Mellor (1923), los alquimistas del siglo XVIII, disolvieron oro en una solución acuosa de KCN, también se menciona que Scheele (1783) y después Bagration (1843) notaron la acción solvente de soluciones acuosas de cianuro alcalino sobre el oro.

En 1887 los señores MacArthur y los hermanos Forrest en 1888, observaron y reconocieron todo lo anteriormente expuesto y aplicaron la disolución pero para menas auríferas, proceso que revolucionó la industria minera en cuanto al oro. Estableciendo el proceso de cianuración, el uso de la disolución de cianuro y la precipitación por medio de zinc (Merrill Crowe), y en 1880 Davis la recuperación a partir de soluciones cloradas utilizando carbón vegetal.

Posteriormente los soviéticos (1940-60) descubrieron un reactivo no-toxico (Plaksin y Kozhukhova) como la thiourea ($\text{NH}_2\cdot\text{CS}\cdot\text{NH}_2$) en presencia de oxígeno extraía oro de menas mejor que el cianuro.

El oro y la plata presentan mecanismos de disolución por cianuración que son muy parecidos entre sí, es por tal motivo que la mayoría de estudios se realizan indistintamente con cualquiera de los dos metales, entendiéndose que lo dicho para uno también se aplica para el otro. En efecto, dado que ambos suelen presentarse acompañados entre sí en la naturaleza, no resulta muy extraño que la química de su recuperación sea muy semejante.

2.1.1 Termodinámica del proceso

Para comprobar los mecanismos fisicoquímicos de la lixiviación del oro y la plata, es necesario recurrir a una revisión de sus principales propiedades termodinámicas y en particular de sus estados estables y metaestables, representados clásicamente en los diagramas de Pourbaix, que relacionan el potencial de óxido – reducción (Eh) del metal con el pH del medio.

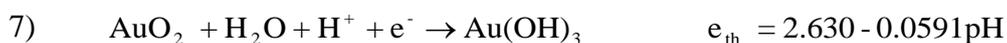
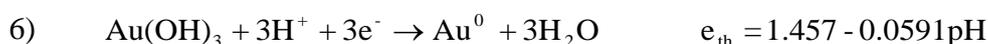
Dada la nobleza de estos metales estos diagramas son simples

Para el caso de la plata tenemos:

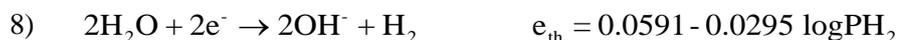
- 1) $\text{Ag}^+ + e^- \rightarrow \text{Ag}^0$ $e_{\text{th}} = 0.78 + 0.06 \log[\text{Ag}^+]$
- 2) $\text{Ag}_2\text{O} + 2\text{H}^+ + 2e^- \rightarrow 2\text{Ag}^0 + \text{H}_2\text{O}$ $e_{\text{th}} = 1.18 - 0.06 \text{ pH}$



Para el oro tenemos que:



y para la zona de estabilidad del agua tenemos:



Ahora veamos lo que sucede a los campos de estabilidad de la plata y del oro en presencia de iones de CN^- .

Si agregamos NaCN al agua tendremos las siguientes relaciones de equilibrio

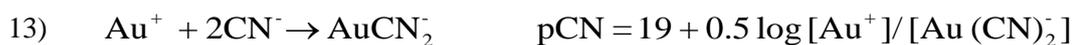
$$10) \quad \log[\text{CN}^-] = \log[\text{NaCN}]_{\text{total}} - \log(1 + 10^{(\text{pH}-9.4)}) + \text{pH} - 9.4$$

Esta relación se usará para construir el diagrama Ag-CN⁻-H₂O, Au-CN⁻-H₂O,

Ahora veamos lo que sucede al reaccionar la plata con los iones CN^-



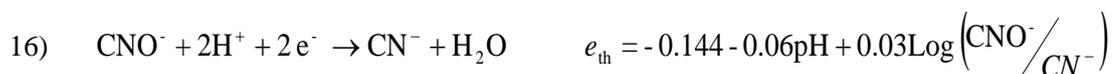
y que es lo que sucede con el oro:



El diagrama es construido para



Además, considerando la siguiente reacción:



En función a estas relaciones tenemos se obtiene el siguiente diagrama

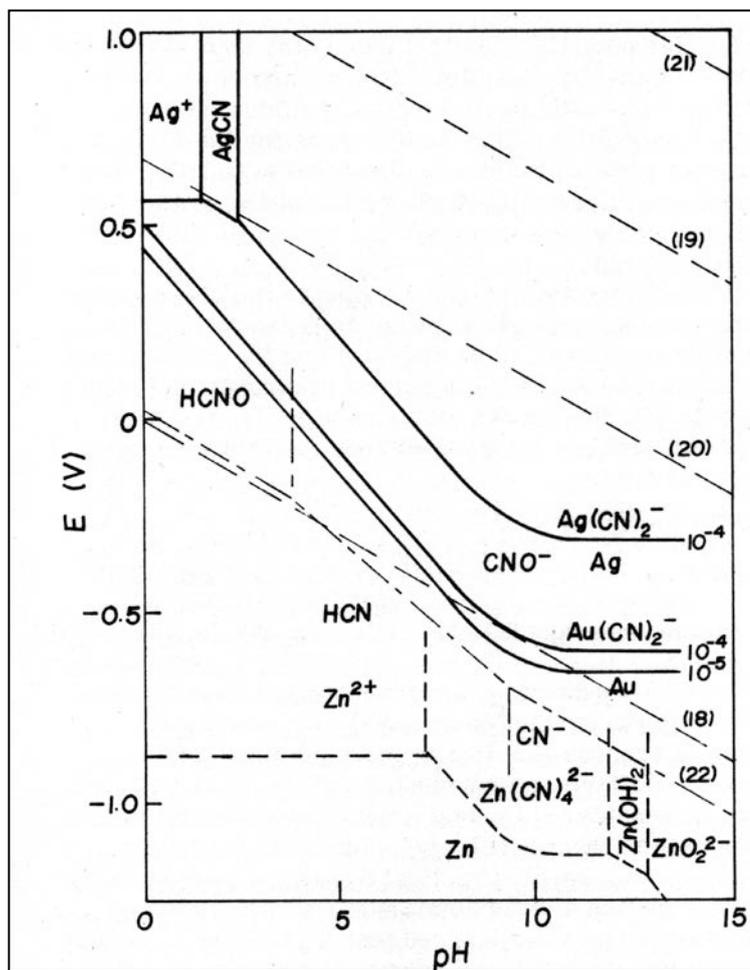


Figura N° 2.1: Potencial-pH para el proceso de cianuración a 25°C y una concentración de CN total de 0.01M.

Estos diagramas muestran que compuestos como Au(OH)_3 ; AuO_2 , HAuO_3^{-2} y también el ión Au^{+3} requieren elevados potenciales redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a causa de su gran estabilidad.

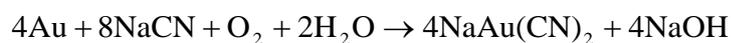
En el diagrama Au-H₂O-CN, no obstante, la reacción, $\text{Au(CN)}_2^- + e = \text{Au} + 2\text{CN}^-$ se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que

inicialmente, muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor de 9, tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros. En el mismo gráfico se puede observar que los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{3+} y HAuO_3^{2-} son reducidos por la introducción del cianuro.

2.1.2 Solubilidad de oro y plata en soluciones de cianuro

Hay muchas teorías que tratan de explicar los mecanismos de disolución de oro y plata en soluciones de cianuro, pero las más aceptadas son las siguientes:

Teoría de Elsner's (1846). Es el primero en reconocer que el oxígeno es necesario para la disolución de oro en soluciones de cianuro:



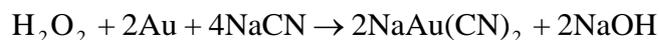
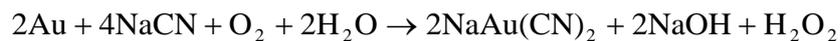
La disolución de la plata puede ser representada por una reacción similar.

Teoría de Janin (1882, 1892). No acepta el hecho de que el oxígeno es esencial para la disolución y es un convencido de que el hidrogeno está involucrado durante el proceso de acuerdo a la reacción siguiente:



Posteriormente Maclaurin (1893) y Christy (1896) concluyeron que la teoría de Janin es termodinámicamente imposible y ratificaron la teoría de Elsner's experimentalmente.

Teoría de Bodlander (1896). Sugiere que la disolución del oro tiene lugar en dos etapas de acuerdo a las reacciones siguientes:



Como se puede observar el Sr., Bodlander propone la presencia de un producto intermedio que es el peróxido de hidrogeno. La reacción total de estas dos etapas es la reacción de Elsner's.

Teoría del Cianógeno. Christy (1896) sugiere que el oxígeno necesario para la disolución, libera gas cianógeno y consideró que este gas es el agente lixivante del oro:



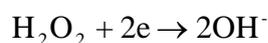
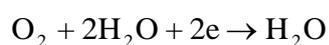
Al año siguiente Skey y Park (1898) llegaron a la conclusión de que las soluciones acuosas de cianógeno no ejercían la mínima acción solvente sobre el oro y la plata.

Teoría del Cianato (CNO^-) MacArthur (1905) sugiere que si el oxígeno es necesario para la disolución, este oxidaría el cianuro a cianato y que este era el agente lixivante del oro. Esta asunción es refutada por Green (1913), quien demostró que el cianato no tiene ninguna acción sobre el oro.

Evidencia termodinámica: Barsky, determinó la energía libre de formación de los complejos iónicos auro y argentocianuro. Estos cálculos favorecieron la teoría de Elsner's y Bodlander, en el caso de la teoría de Janin se refutó termodinámicamente.

Teoría de la Corrosión: Boonstra (1943) es el primero en reconocer que la disolución de oro en soluciones de cianuro es similar a un proceso de corrosión metálica, en que el oxígeno disuelto en la solución es reducida por peróxido de hidrogeno e ión hidroxilo. Éste al igual que Bodandler sugiere que el proceso ocurre en varias etapas tal como se indica a continuación:

Reducción Catódica:



Oxidación Anódica:



Esto fue posteriormente demostrado experimentalmente por Thompson (1947), quien demostró este hecho utilizando para ello pequeñas esferas de oro y una solución solidificada como soporte de éstas. Haciendo circular una corriente de KCN libre de aire, constató al cabo de 3 días, una ligera corrosión en el lado opuesto al de la incidencia del flujo; después de otros 3 días, la partícula de oro había sido reducida a la mitad, tal como se puede observar en el siguiente esquema (**Figura N°2.2**):

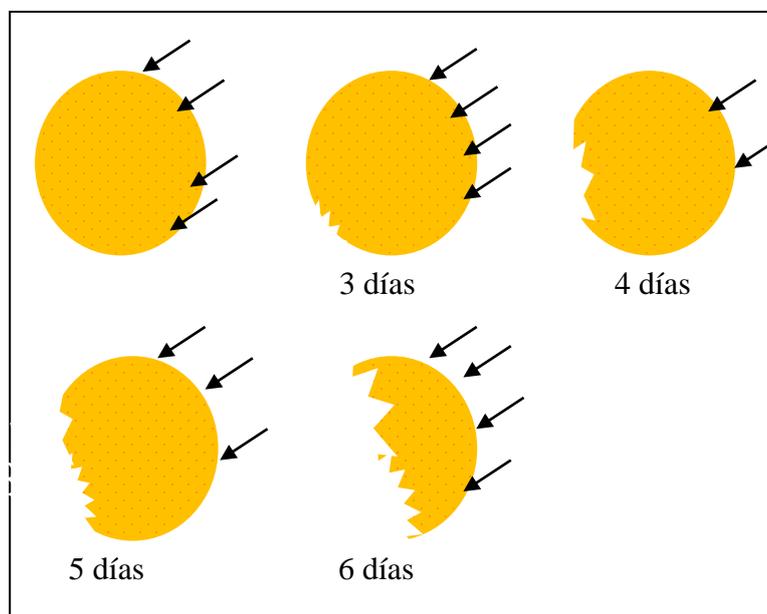


Figura N° 2.2: Avance de la disolución de una esfera de oro con el tiempo

2.1.3 Cinética de la cianuración

F. Habashi (1966-67), demostró que el proceso de disolución de oro en soluciones de cianuro es de naturaleza electroquímica de acuerdo a la reacción total siguiente:



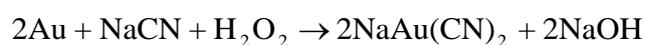
Esta conclusión es basada sobre los siguientes hechos:

Por cada 2 equivalentes de metal disuelto 1 mol de oxígeno es consumido.

Por cada equivalente de oro disuelto, 2 moles de cianuro son consumidos.

El peróxido de hidrógeno es formado durante la disolución de Au y Ag y por cada 2 equivalentes de metal disuelto 1 mol de peróxido de hidrógeno es formado.

Experimentos demostraron que la disolución de Au y Ag en NaCN + H₂O₂ en ausencia de oxígeno es un proceso demasiado lento de acuerdo a la siguiente reacción:



Es un hecho que la disolución de oro y plata es inhibida si grandes cantidades de peróxido de hidrogeno están presentes, esto debido a que el ión cianuro es oxidado a ión cianato y sabemos que el ión cianato no tiene acción solvente sobre el oro y la plata, tal como se muestra en la siguiente **tabla N° 2.1**.

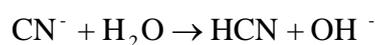
Tabla N° 2.1: Pruebas de cianuración con oxígeno y peróxido

| Elemento | Peso disuelto(mg) | Tiempo requerido, min | | Investigador |
|----------|-------------------|---------------------------------|--|----------------|
| | | CN ⁻ +O ₂ | CN ⁻ +H ₂ O ₂ | |
| Au | 10 | 5-10 | 30-90 | Boonstra(1943) |
| Ag | 5 | 15 | 180 | Luna(1951) |

A. Efecto de la concentración de cianuro.

La velocidad de disolución de oro y plata se incrementa linealmente con la concentración de cianuro hasta un cierto valor, si se incrementa fuertemente la concentración, la velocidad de disolución tiende a decrecer tal como se muestra en la siguiente **Figura N° 2.3**.

El decrecimiento en el rate a altas concentraciones de cianuro es debido al incremento en pH de la solución. El ion cianuro experimenta hidrólisis, según:



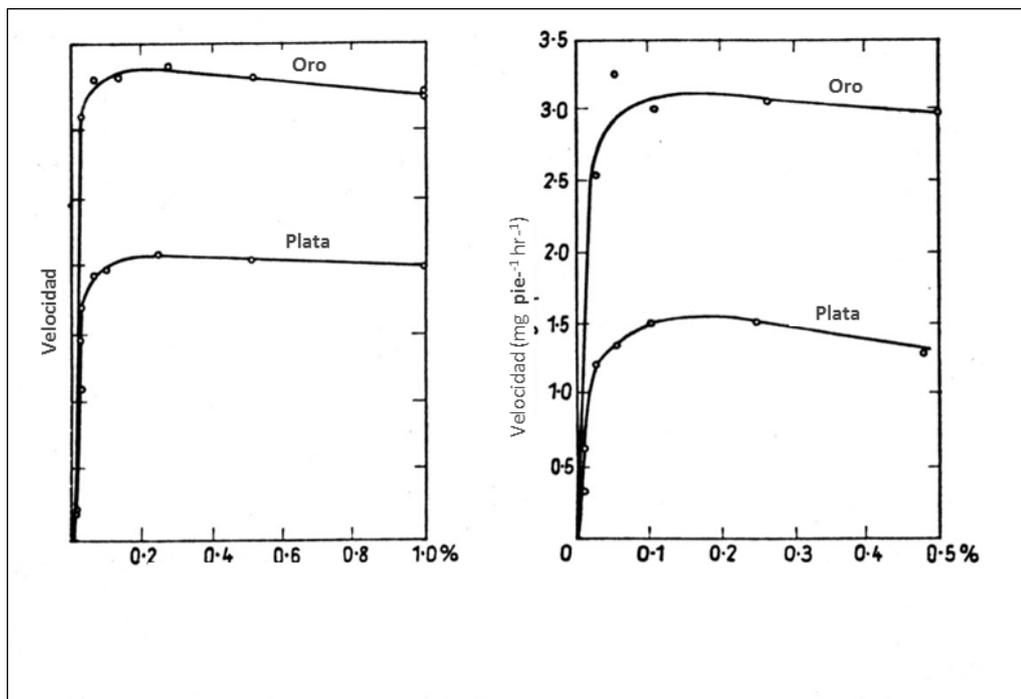


Figura N°2.3: Efecto de la concentración del cianuro

Los valores de pH de las soluciones de cianuro a diferentes concentraciones son mostrados en la siguiente **Tabla N° 2.2:**

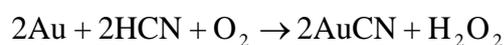
Tabla N° 2.2: pH de soluciones de KCN

| KCN (%) | pH |
|---------|-------|
| 0.01 | 10.16 |
| 0.02 | 10.31 |
| 0.05 | 10.40 |
| 0.10 | 10.51 |
| 0.15 | 10.66 |
| 0.20 | 10.81 |

Como será visto más adelante, la velocidad de disolución decrece aumentando el pH de la solución.

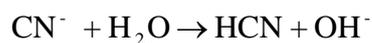
B. Efecto de la concentración de los iones hidrógeno

Agua saturada con gas HCN y oxígeno ataca al oro con la formación de AuCN, que es insoluble, produciéndose peróxido de hidrogeno, de acuerdo a la siguiente reacción:

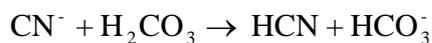


Es esencial que las soluciones de cianuro se mantengan alcalinas durante la lixiviación por las siguientes razones:

- Para prevenir la hidrólisis del ión cianuro



- Para prevenir la descomposición por el CO₂ atmosférico,



Ya que el CO₂ del aire mas H₂O → H₂CO₃

En ambos casos el HCN es liberado y no tiene acción disolvente sobre el oro.

La alta alcalinidad, sin embargo, hace decrecer la velocidad de disolución, como se muestra en la siguiente **Figura N°2.4**.

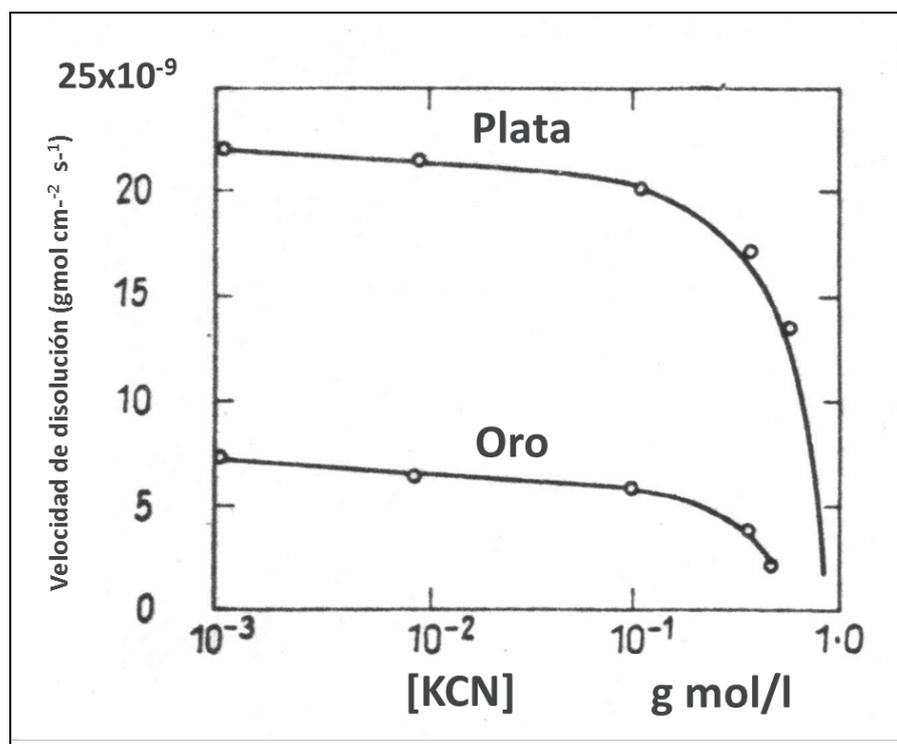


Figura N° 2.4: Efecto del pH sobre la velocidad de disolución de Au y Ag en KCN.

La disminución en la velocidad es lineal en un rango de pH de 11 – 13, cuando no se adiciona el álcali protector, la solución de cianuro no obstante sea alcalina, tiende a hidrolizarse.

La alcalinidad de las soluciones de cianuro puede, por lo tanto, ser controlada para obtener una alta velocidad de disolución de Au y Ag. En la práctica los rangos de pH usuales son de 10 a 11.

C. Efecto de la temperatura

Si nosotros incrementamos la temperatura, se incrementa la velocidad de disolución, pero uno de los inconvenientes es que a mayor temperatura, la solubilidad del O_2 disminuye.

Luego tenemos que encontrar una temperatura óptima para una velocidad de disolución máxima; se encontró que ésta es de alrededor de $85^\circ C$ como se muestra en la siguiente **Figura N° 2.5**.

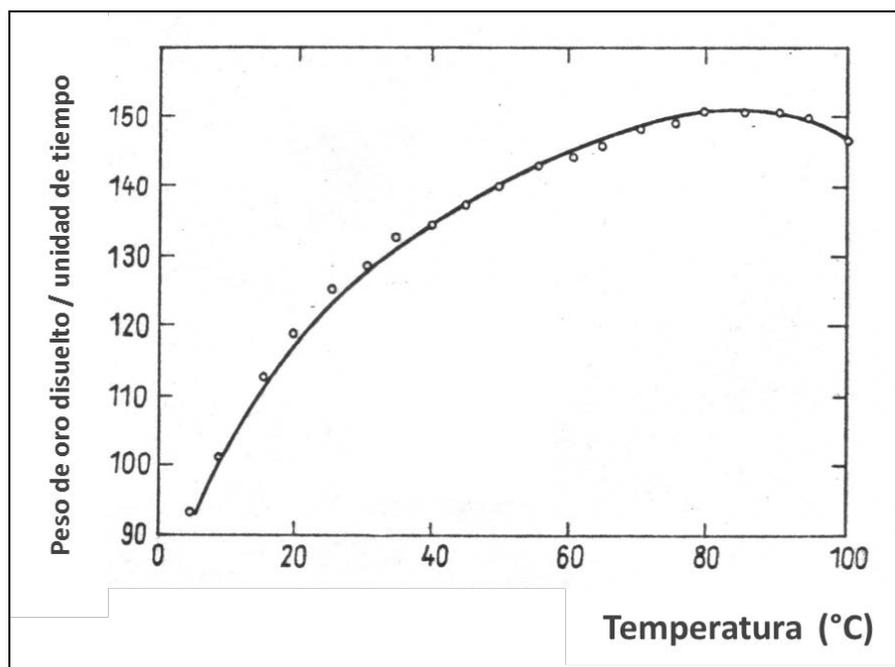


Figura N° 2.5: Efecto de la temperatura sobre la velocidad de disolución de Au en 0.25% KCN

La energía de activación de la disolución de Au, Ag y Cu está en el rango de 2 – 5 Kcal/mol, que es típica para un proceso controlado por difusión (O_2).

D. Efecto de la concentración de oxígeno

A bajas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de cianuro, como se muestra en la siguiente **Figura N° 2.6.**

Velocidad de disolución de Ag a diferentes presiones de O₂ y diferentes concentraciones de NaCN a 24°C

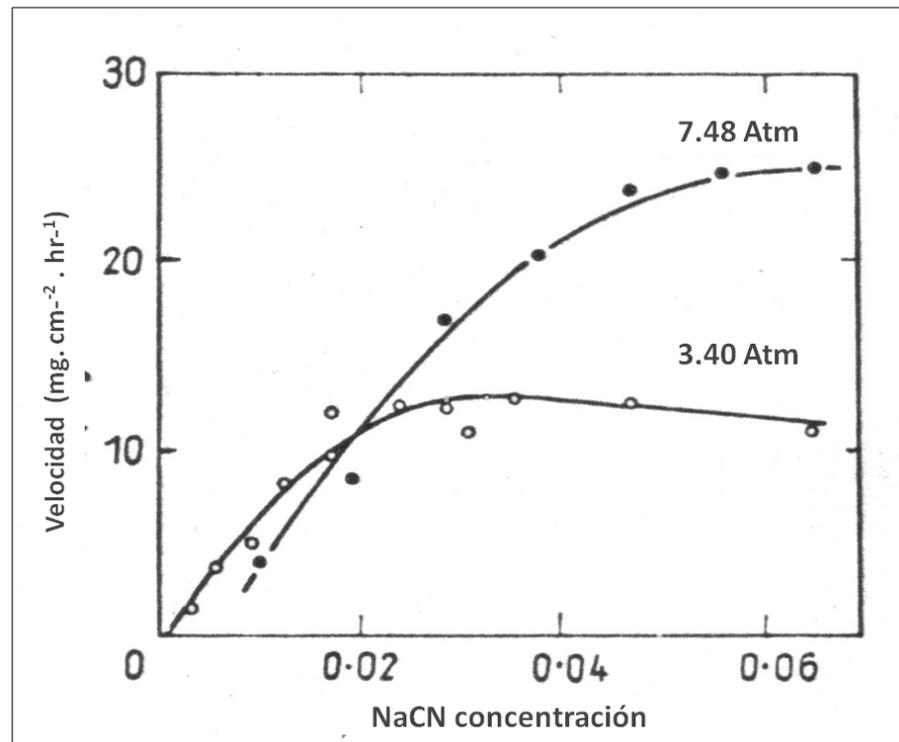


Figura N° 2.6: Efecto de la concentración de oxígeno

A altas concentraciones de cianuro, la velocidad es independiente de la concentración de cianuro y depende solamente de la presión de O₂.

Mecanismos

Las curvas cinéticas muestran (figura anterior) que son típicas de una reacción sólido-líquido, donde una disolución electroquímica tomó lugar; como se puede ver en forma gráfica en la **Figura N° 2.7**:

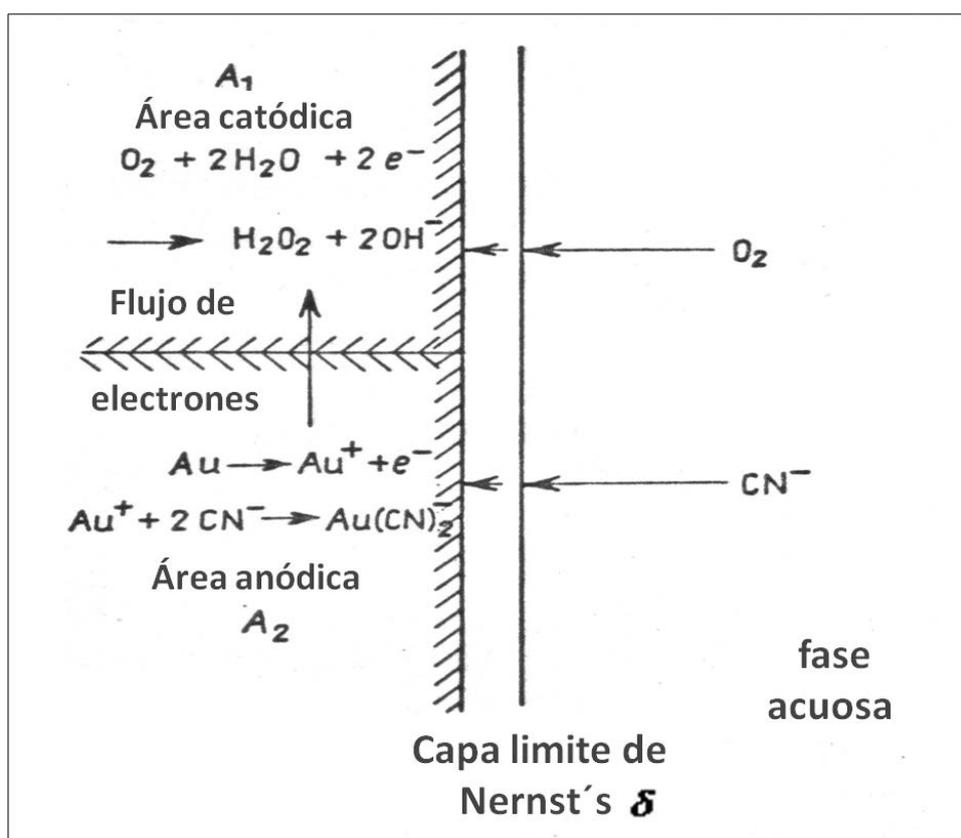
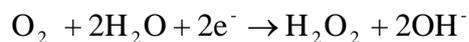


Figura N° 2.7: Representación esquemática de la disolución de Au en solución cianurada

En este caso la reacción anódica es:



Y la reacción catódica es:



Para el desarrollo de esta ecuación se parte de la aplicación de la ley de Fick para la difusión del oxígeno y el cianuro hacia la superficie del oro - interface – bajo condiciones de estado estacionario y según lo descrito en la figura anterior, lo que nos da:

$$\frac{d(\text{O}_2)}{dt} = \frac{D_{\text{O}_2}}{\delta} A_1 ([\text{O}_2] - [\text{O}_2]_i)$$

$$\frac{d(\text{CN}^-)}{dt} = \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 ([\text{CN}^-] - [\text{CN}^-]_i)$$

Donde:

D_{O_2} y D_{CN^-} son los coeficientes de difusión del O_2 y CN^- , respectivamente.

$\frac{d(\text{O}_2)}{dt}$ y $\frac{d(\text{CN}^-)}{dt}$ son las velocidades de difusión de O_2 disuelto y CN^- ,

respectivamente.

$[\text{O}_2]$ y $[\text{O}_2]_i$ son las concentraciones de O_2 disuelto en el seno de la solución, y la interface de reacción, respectivamente en moles/litro.

$[CN^-]$ y $[CN^-]_i$ son las concentraciones del ión CN^- en el seno de la solución y la interface de reacción, respectivamente en moles /litro

A_1 y A_2 son las áreas superficiales en las cuales ocurren las reacciones catódicas y anódicas, respectivamente.

δ es el espesor de la capa limite, en cm.

Para el caso de control difusional (en que la difusión es el mecanismo limitante o el paso más lento), es posible asumir que las reacciones químicas en la superficie del oro son muy rápidas comparadas con las velocidades de las cuales los iones oxígeno y cianuro difunden a través de la capa limite. De esta forma, las concentraciones de la interface del sólido pueden ser consideradas como cero.

$$[O_2]_i = 0 \quad [CN^-]_i = 0$$

Por lo tanto, tenemos:

$$\frac{d(O_2)}{dt} = \frac{D_{O_2}}{\delta} A_1 [O_2]$$

$$\frac{d(\text{CN}^-)}{dt} = \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 [\text{CN}^-]$$

Más aun, inspeccionando las reacciones catódicas y anódicas y la consecuente reacción global, se puede ver que se requieren 4 moles del ión cianuro y un mol de oxígeno para disolver 2 moles de oro. Entonces la velocidad de disolución del oro estará dada por:

$$\text{Rate de disolución} = 2 \frac{d(\text{O}_2)}{dt} = 2 \frac{D_{\text{O}_2}}{\delta} A_1 [\text{O}_2]$$

$$\text{Rate de disolución} = \frac{1}{2} \frac{d(\text{CN}^-)}{dt} = \frac{1}{2} \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 [\text{CN}^-]$$

Además, en condiciones de estado estacionario la velocidad de la reacción catódica debe ser igual a la velocidad de la reacción anódica, por lo tanto:

$$2 \frac{D_{\text{O}_2}}{\delta} A_1 [\text{O}_2] = \frac{1}{2} \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 [\text{CN}^-]$$

Si consideramos que el área de interface total relevante para la disolución de oro, es $A=A_1+A_2$. Reemplazando en la expresión de la velocidad de disolución, finalmente resulta:

$$\text{Rate de disolución} = \frac{2 A D_{\text{O}_2} D_{\text{CN}^-} [\text{O}_2] [\text{CN}^-]}{\delta (D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-] + 4 D_{\text{O}_2} [\text{O}_2])}$$

Esta es la ecuación cinética general de la cianuración y la que hay que saber interpretar

Cuando la concentración de cianuro es muy baja, en la ecuación general el primer término del denominador puede ser desechado, por lo tanto la ecuación de disolución se simplifica:

$$\text{Rate de disolución} = \frac{1}{2} \frac{D_{CN^-}}{\delta} [CN^-]$$

$$\text{Rate de disolución} = k_1 [CN^-]$$

Esta última relación nos indica que a bajas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solo de la concentración de cianuro, lo cual es apoyado por datos experimentales.

Por otro lado; si la concentración de cianuro es alta, el término de la derecha del denominador de la ecuación general se elimina quedando por lo tanto.

$$\text{Velocidad de disolución} = 2 \frac{D_{O_2}}{\delta} [O_2]$$

$$\text{Velocidad de disolución} = k_2 [O_2]$$

De acuerdo a esto a altas concentraciones de cianuro la velocidad de disolución depende de la concentración de oxígeno, el cual también coincide con la experiencia.

También se puede deducir para que ocurra una máxima velocidad de disolución se tiene que cumplir que:

$$\frac{1}{2} \frac{A D_{CN^-}}{\delta} [CN^-] = 2 \frac{D_{O_2}}{\delta} [O_2]$$

$$D_{CN^-} [CN^-] = 4 D_{O_2} [O_2]$$

Entonces, la velocidad limite máxima para la disolución del oro ocurre cuando:

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 4 \frac{D_{O_2}}{D_{CN}}$$

Ahora bien, se ha determinado que la difusión de la molécula de cianuro hacia la interface es más dificultosa, primero, ya que al tener carga negativa tiende a asociarse en su movimiento con los protones presentes y, segundo, por ser de un tamaño, mayor que la del oxígeno. Entonces, no es extraño descubrir que la molécula de oxígeno, al ser un gas disuelto, presente una movilidad mayor, cerca de 1.5 veces más rápida que la del cianuro. Por lo tanto, al medir experimentalmente los coeficientes de difusión respectivos, para 25°C, se tiene aproximadamente los siguientes valores:

$$D_{O_2} = 2.76 \times 10^{-5} \text{ cm}^2 \text{ s}^{-1}$$

$$D_{CN^-} = 1.83 \times 10^{-5} \text{ cm}^2 \text{ s}^{-1}$$

Es decir, se mantiene la relación $\frac{D_{O_2}}{D_{CN^-}} = 1.5$. Reemplazando estos valores

resulta que: la mayor velocidad para la disolución del oro ocurre cuando se cumple que las concentraciones del cianuro y del oxígeno disuelto se encuentran en una razón molar de aproximadamente seis.

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 6$$

Por otra parte, a temperatura ambiente y presión atmosférica, en un litro de agua hay unos 8.2 mg de O_2 disuelto en el agua. Esto corresponde a unos 0.27×10^{-3} moles/litro de concentración de O_2 de acuerdo con esto la velocidad máxima de disolución del oro, con O_2 del aire a 1atm ($P_{O_2}=0.21\text{atm}$), estará dada por una concentración de KCN de 0.079g/l o de 1.62×10^{-3} moles/litro (0.01%), aproximadamente, que es justamente lo que se observa en la práctica.

E. Efecto de iones extraños

El oro ocurre con frecuencia como metal nativo y casi siempre aleado con Ag y Cu, ciertos minerales característicos se encuentran asociados con el oro y los

más importantes son la pirita, galena, blenda, arsenopirita, estibina, pirrotita y calcopirita; minerales de selenio y magnetita pueden estar presentes.

En el caso de la mina Witwatersrand, South África, uraninita están asociados con la mena de oro; el uranio es recuperado como un sub-producto de la molienda del oro. Material carbonáceo es algunas veces asociado con el oro. Lo más común de ganga mineral son el cuarzo, feldespatos, micas, granate y calcita

La ganga mineral es insoluble en soluciones de cianuro, algunos minerales metálicos son solubles, tal como el cobre etc., el material carbonáceo si está presente perturba la cianuración ya que los complejos de cianuro de oro se adsorben sobre el carbón.

Los minerales metálicos que se disuelven en la solución de cianuración tienen influencia en la disolución del oro y la plata. Ellos pueden acelerar o retardar el proceso

Efecto Acelerante

Existen algunos casos de sustancias que en pequeñas cantidades influyen favorablemente en la disolución de minerales de oro y plata por cianuración. Estos iones son: el plomo (Pb), el mercurio (Hg) y el bismuto (Bi), que cuando no están presentes en forma natural en el mineral, se suelen agregar externamente. En esos casos se usa alguna sal soluble como por ejemplo, el

acetato o nitrato de plomo que se dosifica en mínimas cantidades, tal como se observa en la siguiente **Figura N° 2.8**:

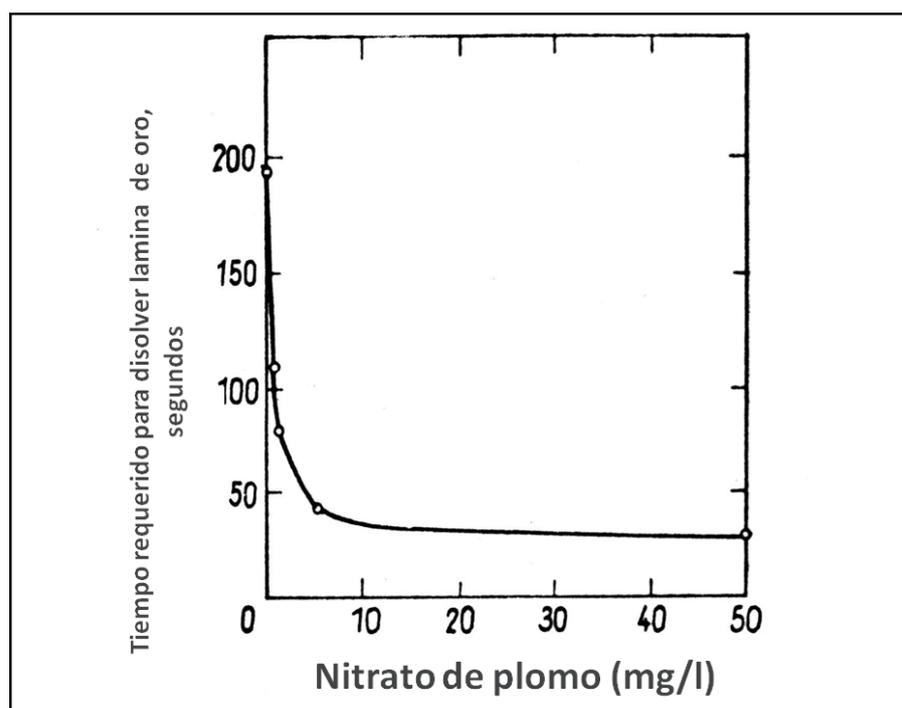


Figura N° 2.8: Efecto del ion plomo en la disolución de oro en una solución de 0.1% NaCN (Fink y Putnam 1950).

Se cree que en estos casos se cambia algunas características físicas de la superficie del oro, pasando a comportarse como una pseudo-aleación Au-Pb. Con lo que disminuiría el espesor de la capa límite de Nernst, facilitando el acceso de los reactivos al metal.

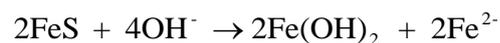
Efecto Retardante

El efecto retardante puede ser debido a uno o más de las siguientes razones:

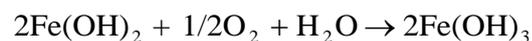
a) Consumo de oxígeno de la solución

El oxígeno es fundamental para la disolución de oro y plata en soluciones cianuradas, cualquier reacción que cause la desoxigenación de la solución, tiende a disminuir la velocidad de disolución del oro y la plata.

Por ejemplo la pirrotita actúa consumiendo oxígeno doblemente vía la oxidación del Fe y vía la oxidación del sulfuro (S^{-2}) formando thiosulfatos, ambos sin utilidad en la lixiviación.



En la presencia de oxígeno el $Fe(OH)_2$ es fácilmente oxidado a $Fe(OH)_3$:



El ion sulfuroso es parcialmente oxidado a thiosulfato:

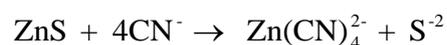


b) Consumo de cianuro libre de la solución.

b.1 Formación de cianuros complejos

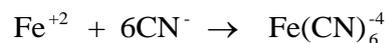
Los minerales sulfurados de cobre, Zinc, Arsénico, Antimonio, que pueden estar asociados a los minerales de oro, son disueltos en soluciones de cianuro,

por lo tanto disminuyen en la solución el contenido de cianuro libre, tal como se puede observar en la siguiente reacción:



b.2 El Hierro disuelto

En la forma de iones o complejos los cuales se comportan como inhibidores desde débiles hasta muy fuertes ya que con el cianuro forman otros complejos y sales, comportándose como ferrocianicidas en soluciones alcalinas. Esto ocurre por ejemplo con el ion ferroso



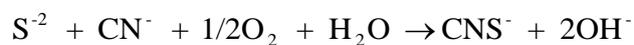
b.3 Los iones cúpricos

En soluciones cianuradas alcalinas pueden comportarse de la siguiente manera.



b.4 Formación de tiocianatos

El ion sulfuroso liberado reacciona con el cianuro y oxígeno y forma el ion tiocianato, el cual no tiene acción solvente sobre el oro.



b.5 Adsorción sobre la ganga material

Menas auríferas y concentrados conteniendo cuarzo o aluminosilicatos u otros silicatos, cuando son finamente divididos en un medio acuoso alcalino, forma sílica y alúmina coloidal. Cuando los sulfuros de hierro están presentes en la mena, también se forma hidróxido férrico. Tales materiales tienen una capacidad de adsorción fuerte para el cianuro de sodio.

c) Formación de capas sobre la superficie del metal

c.1 Sulfuros

El efecto retardante de la presencia del ión sulfuro en soluciones de cianuro se muestra en la siguiente **Figura N°2.9**:

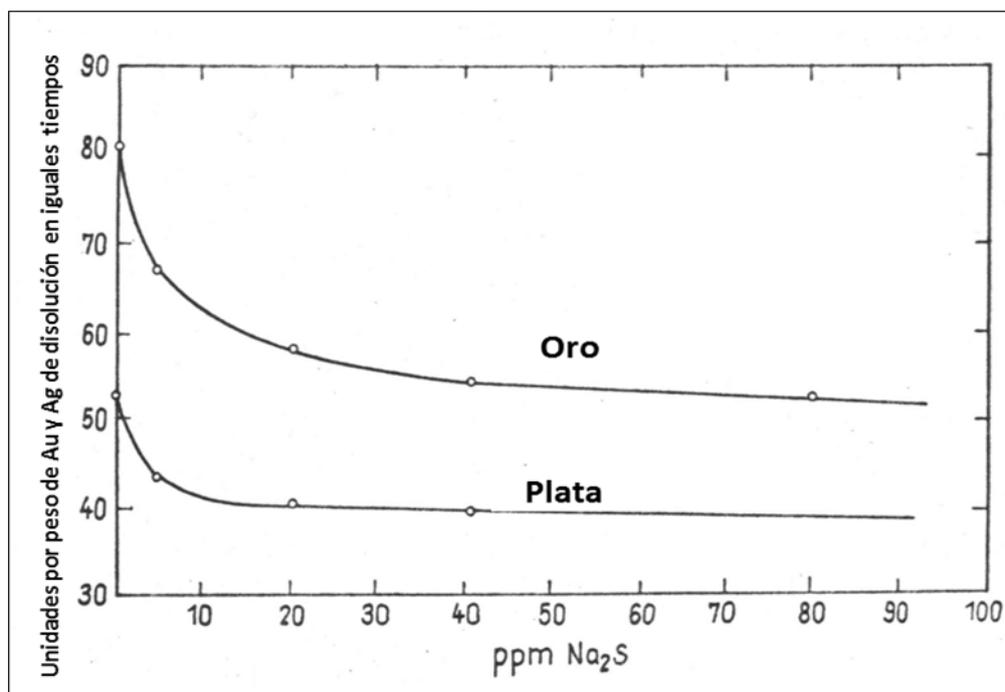


Figura N° 2.9: Efecto del Na₂S en una solución de 0.25% KCN sobre la velocidad de disolución de Au y Ag

En esta figura puede verse que a baja concentración del ión sulfuro (0.5 ppm) retarda notablemente la disolución. Esto no puede ser estimado por la depleción de la solución en contenido de cianuro y oxígeno; desde que la solución de lixiviación usualmente contiene exceso de oxígeno y cianuro, se cree que una capa de sulfuro auroso insoluble es formado sobre el oro que lo protege de la disolución.

c.2 Peróxidos

El ión calcio no tiene ningún efecto sobre la disolución de oro, pero a $\text{pH} > 11.5$ tiene efecto retardado; soluciones que tienen como alcalinizador al $\text{Ca}(\text{OH})_2$, cuando se comparan con otros a igual pH y que tienen como alcalinizador al KOH, muestra un efecto retardado remarcable en el caso de la cal, como se muestra en las siguientes **Figuras N°2.10**:

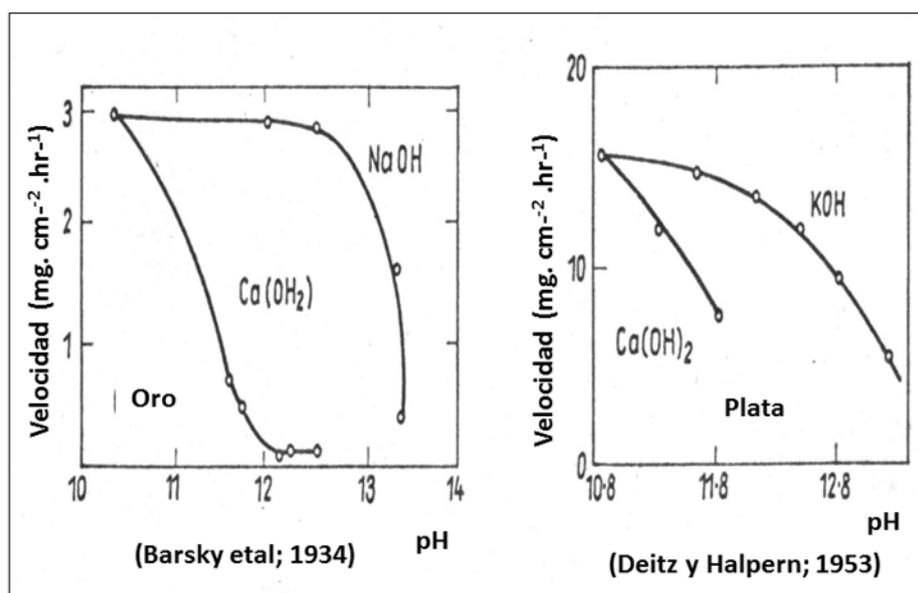
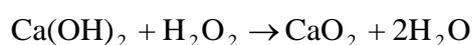


Figura N° 2.10: Efecto retardante del peróxido de calcio ($\text{Ca}(\text{OH})_2$), NaOH y KOH

La disminución es presumiblemente debido a la formación de peróxido de calcio sobre la superficie del metal que previene la reacción con el cianuro. El peróxido de calcio se considera formado por la reacción de cal con el H_2O_2 acumulado en la solución de acuerdo a:



La cal es uno de los reactivos comúnmente usados en la lixiviación con cianuro, ajustando el pH de la pulpa y ayuda a la sedimentación; su uso por lo tanto, debe ser cuidadosamente considerado.

c.3 Óxidos

El ozono, cuando se adiciona a la solución de cianuro, disminuye la velocidad de disolución del oro; aparentemente una capa de óxido de oro, que causa un cambio visual del oro a un color rojo ladrillo, es responsable por el efecto retardante, y también es posible que el KCN sea oxidado por el ozono a cianato.

c.4 Cianuros insolubles

El Pb^{2+} aparentemente juega un único rol. Cuando está presente en pequeñas cantidades se observa un efecto acelerante, mientras que en cantidades grandes causa un efecto retardante. El efecto retardante del Pb^{2+} se piensa que es debido a la formación de una capa insoluble de Pb(CN)_2 que se deposita sobre la superficie del oro.

c.5 Otros tipos de capas

La velocidad de disolución disminuye con la adición de una pequeña cantidad de xantato etílico de potasio (0.4 ppm). Esto va de acuerdo con el hecho que cuando la flotación es usada para concentrar los sulfuros que se encuentran asociados con el oro, previa a la cianuración, se encuentran frecuentemente dificultades.

También se aprecia que la superficie del oro se torna rojiza, sugiriendo esto que se forma una capa de xantato de oro. Esta presunción fue confirmada por el uso de xantato de potasio.

2.2 LA GEOMETALURGIA DE LOS MINERALES DE ORO.

Un aspecto importante en la cianuración es conocer la mineralogía del mineral que contiene oro y plata, de acuerdo a este análisis es factible conocer a priori la factibilidad técnica de recuperar los elementos valiosos de estas menas.

En la **Tabla N° 2.3** se da la disolución de los diferentes minerales de cobre en medio cianuro.

Cuando existen altas concentraciones de minerales consumidores de cianuro (particularmente minerales del Cu), la cianuración puede llegar a ser poco económica.

Tabla N° 2.3: Solubilidad de minerales de Cu en soluciones de cianuro
(0.99 g/L, S:L = 1:10, 23°C, 24 h)

| Mineral | Fórmula | Cu disuelto (%) |
|--------------|--|-----------------|
| Azurita | $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ | 95 |
| Malaquita | $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ | 90 |
| Calcocita | Cu_2S | 90 |
| Cobre nativo | Cu | 90 |
| Cuprita | Cu_2O | 86 |
| Bornita | $\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$ | 70 |
| Enargita | $3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$ | 66 |
| Tetrahedrita | $4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$ | 22 |
| Crisocola | CuSiO_3 | 12 |
| Calcopirita | CuFeS_2 | 6 |

El sistema de lixiviación amoníaco-cianuro es un acercamiento alternativo a lixiviar este tipo de mineral; ya que es sabido que este sistema mejora perceptiblemente la selectividad del oro con respecto al cobre, reduciendo la extracción de cobre.

Se ha propuesto que el amoníaco estabiliza al complejo cobre (II)- amoníaco-cianuro, como $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4(\text{CN})_2$ que es el responsable de la disolución del oro.

La selectividad para lixiviación del oro parece resultar de la precipitación de los compuestos de cobre tales como $\text{Cu}(\text{CN})$ o $\text{Cu}(\text{OH})_2$. Este proceso se puede aplicar a lixiviación de concentrados de flotación.

En el caso de los minerales de hierro, las solubilidades son las siguientes:

Tabla N° 2.4: Solubilidad relativa de minerales de hierro en soluciones normales de cianuro

| Mineral | Fórmula | Comportamiento en NaCN (24h) |
|-----------|-------------------------|------------------------------|
| Pirrotita | FeS | Fácilmente Soluble |
| Pirita | FeS_2 | Escasamente Soluble |
| Hematita | Fe_2O_3 | Escasamente Soluble |
| Magnetita | Fe_3O_4 | Prácticamente Insoluble |
| Siderita | FeCO_3 | Prácticamente Insoluble |

Las solubilidades de los minerales que contienen arsénico y antimonio:

Tabla N° 2.5: Solubilidad de Minerales de Arsénico y Antimonio en soluciones de cianuro (0.5 g/L, pH=12.2, 24 h)

| Mineral | Fórmula | Disolución (%) |
|--------------|-------------------------|----------------|
| Oropimente | As_2S_3 | 73 |
| Estibinita | Sb_2S_3 | 21 |
| Rejalgar | As_2S_2 | 9 |
| Arsenopirita | FeAsS | 1 |

Tabla N° 2.6: La Solubilidad de minerales de zinc en soluciones de cianuro (1.97 g/L, 24h, 45 °C)

| Mineral | Fórmula | Disolución (%) |
|-------------|---|----------------|
| Willmenita | Zn ₂ SiO ₄ | 13.1 |
| Hemimorfita | H ₂ Zn ₂ SiO ₅ | 13.4 |
| Esfalerita | ZnS | 18.4 |
| Zincita | ZnO | 35.2 |
| Smithsonita | ZnCO ₃ | 40.2 |

Preg-robbing

El oro en solución puede también ser adsorbido por algunos componentes mineralógicos de la mena. Estos son conocidos como sustancias “preg-robbing”.

Dentro de ellos tenemos las arcillas especialmente la montmorillonita sódica y la más común sustancia preg-robbing son los materiales carbonáceos que son sustancias orgánicas con alta superficie específica.

Hay muchos caminos para eliminar este efecto. En casos más suaves, el diesel o el kerosene se puede agregar a la lixiviación para desactivar la materia carbonosa, pero esto se tiene que hacer con mucha precaución ya que el proceso posterior de la adsorción en carbón-en-pulpa (CIP) (adsorción del oro en el carbón activado) podría ser afectado.

La adición de kerosene pasiva con eficacia al material carbonáceo, cubriéndolo. Este proceso es conveniente para menas con menos de 1% material carbonoso.

En otras circunstancias el material orgánico necesita ser eliminado previa a la cianuración. Esto puede realizarse por flotación o por oxidación / tostado. Este proceso desactiva al carbón adsorbente del oro por oxidación de las superficies activas, previniendo de este modo el preg-robbing. Este proceso es necesario para menas con más de 1% de material carbonáceo. En los EE.UU se está utilizando la clorinación relámpago para desactivar las menas de Carlin.

El procedimiento más común usado para superar el efecto del preg-robbing es el proceso CIL (carbón-en-lixivación). El carbón activado se introduce en la lixivación del proceso y el oro soluble es fijado por adsorción inmediatamente por carbón activado. Este proceso se basa en el hecho de que la cinética de adsorción del oro en el carbón activado es más rápida que en la especie material carbonáceo (preg-robbing).

2.3 LA CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

Se basa en las diferencias de densidad para llevar a cabo la separación que se da en un fluido por lo que la dinámica de fluidos vuelve a tener un aspecto importante. Como consecuencia, las separaciones están fluidizadas por un término de diferencia de densidad $(\rho_s - \rho_f)$ y un término de tamaño de

partícula, y como el significado de la densidad de la partícula puede hacerse resaltar mejor por una ρ_f alta, se emplea el agua con presencia sobre el aire.

Debido a la interrelación que existe entre la diferencia de densidad y el tamaño de partícula, los concentradores gravimétricos se utilizan óptimamente con un intervalo restringido del tamaño de alimentación, justamente como los clasificadores que realizan mejor la separación en mejor forma en un intervalo estrecho de densidades.

Es una característica de todos los dispositivos de concentración por gravedad que las partículas se mantengan ligeramente apartadas, de manera que puedan moverse unas con relación a las otras, para que así puedan separarse idealmente en capas de minerales densos y ligeros. La forma en que se logra esta separación entre partículas proporciona un medio conveniente para clasificar los concentradores por gravedad.

La concentración gravimétrica es esencialmente un método para separar partículas minerales por su diferencia de peso específico, por las diferencias en movimiento en respuesta a las acciones que ejercen sobre ellas simultáneamente la gravedad y/u otras fuerzas, como la hidráulica y de fricción. Es el método más sencillo y más económico de todos los métodos de concentración. Su aplicación se recomienda cuando sea practicable, porque permite la recuperación de minerales en tamaños tan gruesos como sea posible, reduciendo costos en trituración, molienda y concentración, y

disminuyendo pérdidas en los finos que generalmente se forman en las operaciones de reducción de tamaños.

Los métodos de concentración gravimétrica se agrupan en tres categorías:

- **Separación por medio pesado**, en la cual las partículas se introducen en un fluido de densidad intermedia, de tal manera que partículas de bajo peso específico flotan y las de alto peso específico se hunden.
- **Separación por corrientes verticales**, en la que se aprovechan las diferencias en velocidades de sedimentación, como en el caso de los Jigs.
- **Separación en corrientes superficiales**, como en el caso de las mesas concentradoras y los espirales (Brewis, 1995).

2.3.1 Concentradores centrífugos

Los concentradores centrífugos constituyen la principal innovación realizada a los implementos de concentración gravimétrica de oro. En un tiempo muy corto, han ganado gran aceptación para la recuperación gravimétrica de oro en minas grandes; frecuentemente en los circuitos de molienda para separar oro libre y evitar sobre molienda y antes de plantas de cianuración o flotación para recuperar el oro grueso. También existen muchas aplicaciones en plantas industriales en la minería aurífera aluvial. Otra aplicación especial para los concentradores centrífugos es la recuperación del oro como un producto

secundario, por ejemplo en canteras de grava. 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.

Los tipos de concentradores centrífugos más utilizados están basados en el mismo principio pero difieren en su diseño técnico. Se encuentran los concentradores Knelson, Knudsen y Falcon y algunos de fabricación local (especialmente en Brasil).

Existen dos tipos principales de centrífugas:

- Centrífugas sin inyección de agua en contracorriente (Knudsen, algunos modelos de Falcon)
- Centrífugas con inyección de agua en contracorriente (Knelson, algunos modelos de Falcon).

Como promedio, el tamaño de las partículas aptas para este proceso varía entre 30 mm y 1-4 mm, dependiendo del tipo y modelo de centrifugadora utilizada.

La recuperación de oro libre puede ser buena bajo las siguientes condiciones:

Cuando la alimentación está clasificada en rangos de tamaño bien delimitados presencia de pocos minerales pesados acompañantes gruesos.

Las centrífugas ofrecen buena seguridad contra robos y ahorran fuerza de trabajo significativamente (lo cual puede ser una desventaja en la pequeña minería). Con las centrífugas se pueden lograr altos radios de enriquecimiento. Para la posibilidad de fundición directa, pero a menudo se necesita otro equipo más (por ejemplo una mesa concentradora). En los circuitos de molienda, los concentradores centrífugos son utilizados efectivamente para recuperar el oro liberado.

Una desventaja de las centrífugas actuales es que este equipo por lo general no trabaja verdaderamente de manera continua, es decir, la operación debe ser periódicamente interrumpida para descargar el concentrado retenido en el lecho del cono del concentrador. Esto implica una paralización en las actividades de aproximadamente 5 minutos y es posible solamente cuando la planta dispone de otra máquina de apoyo. De otra manera, esto causaría pérdidas significativas, debido a que el material tendría que ser desviado durante la descarga del concentrado o se tendría que utilizar otra centrifugadora como "stand-by".

Los intervalos de tiempo para la descarga deben ser determinados experimentalmente. Incrementar el tiempo de operación implica una elevación del factor de enriquecimiento en el concentrado, pero disminuye la recuperación total, porque las partículas de oro fino también se pierden progresivamente durante el lavado.

Recientemente han sido desarrollados los concentradores centrífugos de efusión semi-continua o continua (los nuevos equipos de Falcon y Knelson) pero, hasta el momento, no se encuentran disponibles muchos datos sobre su rendimiento en la práctica.

Ventajas:

- Buena recuperación (en ciertas condiciones)
- Alta capacidad
- Equipo muy compacto
- Alto factor de enriquecimiento
- Alta seguridad contra robo

Una desventaja de las centrífugas con agua a inyección es su alta demanda de agua limpia (el agua de inyección en contracorriente).

En las instalaciones de diferentes plantas de beneficio de pequeña minería se demostró que muchas veces resulta muy difícil proveer agua en la cantidad y con la presión necesaria.

Especialmente para alcanzar la presión de agua requerida, muchas veces se tiene que utilizar una bomba, lo cual implica una inversión adicional. Es posible reciclar agua, pero esto requiere de instalaciones adicionales para su purificación.

Otros problemas con las centrífugas son los siguientes:

Posibilidad mínima de recuperar minerales pesados acompañantes: Si el concentrador centrífugo es utilizado para la pre concentración (como equipo único), todos o casi todos los minerales acompañantes valiosos se perderían. Este es el caso de las minas primarias, donde se encuentran presentes sulfuros valiosos. Aquí disminuye la recuperación total de oro utilizando centrífugas en la pre concentración, ya que cierta cantidad de oro se presenta diseminada en los sulfuros.

Operación sin posibilidades de supervisión: La mayoría de las centrífugas en operación están completamente cerradas, y los disturbios en su interior son difíciles de detectar (en contraste con la mesa concentradora y las espirales). Un ajuste incorrecto del concentrador centrífugo (presión de agua inyectada irregular o modificada debido a una falla en el bombeo) puede llevar a una recuperación nula (igual a cero), sin que el operador lo note. En la mayoría de los casos, sólo en el momento en que el recipiente de concentrado es vaciado se puede observar qué tan exitosa ha sido la operación con la centrífuga.

Propensión a alteraciones en la operación: A causa de alteraciones en la operación, como un corte de luz, el concentrado reunido durante horas de operación podría perderse en segundos. Esto no ocurre en artefactos donde el concentrado se obtiene continuamente (mesas, espirales), ya que el concentrado producido es seguro, es decir, se lo encuentra en un recipiente

externo de recolección. Este riesgo podría ser reducido, condicionalmente, con la operación de sistemas de emergencia (generador, válvulas automáticas que cortan el agua y la alimentación, etc.). En cuanto a otros factores, a través de una interrupción en la inyección de agua debido a fuertes fluctuaciones de la misma, pueden llevarse a cabo grandes pérdidas en la recuperación del mineral por la anulación del efecto de separación.

En la minería aluvial, la alimentación a la centrífuga tiene que ser bien fina (p.ej. $< 1\text{mm}$) para recuperar bien el oro fino. Una alimentación p.ej. con material $< 6\text{mm}$ (como está descrito en el manual del concentrador Knelson) con la presencia de minerales pesados gruesos requiere una alta presión del agua de inyección en contracorriente, para que no se compacten los minerales pesados acompañantes en el cono. Esto causa altas pérdidas de oro fino. La alta exigencia de clasificación requerida es difícil de realizar en la pequeña minería aluvial. Problemas similares se presentan en la minería primaria con la presencia de muchos sulfuros o sulfuros pesados (por ejemplo galena).

Los concentradores centrífugos, debido a razones tecnológicas y a derechos de patentes, no pueden ser fabricados en los países en desarrollo en versiones de buena calidad. Esto genera, entre otras cosas, su alto precio y causa dificultades en su reparación y adquisición de repuestos.

Estos puntos de vista deberían ser tomados en cuenta antes de comprar e introducir el concentrador centrífugo. En Sudamérica, debido a las desventajas

arriba señaladas, las centrífugas han encontrado poca aplicación en la pequeña minería aurífera de la región como equipo para la concentración gravimétrica. Lamentablemente, se encuentra frecuentemente concentradores centrífugos de fabricación local usados como amalgamador en flujo abierto.

El uso de la fuerza centrífuga para mejorar la eficiencia de la concentración gravitacional de finos sería, de modo análogo, teóricamente posible, y fue motivada por la pérdida elevada de valores minerales asociados a las fracciones finas. La operación de los concentradores centrífugos se basa en el principio de aumentar el efecto gravitacional con el propósito de conseguir una mayor eficiencia en la recuperación de las partículas finas.

Separadores centrífugos fueron desarrollados en la Unión Soviética en los años 50 y también fueron empleados en la China por veinte años para el tratamiento de relaves de menas de estaño y tungsteno. Solo después se prestó mayor atención al potencial de estos equipos en el Occidente.

La utilización de concentradores centrífugos para el beneficio de menas auríferas fue una novedad tecnológica introducida en la década del 80 en el Occidente.

Fueron empleados inicialmente con menas aluvionares, posteriormente tuvieron su aplicación extendida a menas primarias.

2.3.2 La versatilidad de los concentradores centrífugos incluye:

- Modelos de capacidad variable.
- Porcentaje de sólidos en peso de la alimentación que varía de 20% a 40%.
- Mayor posibilidad de recuperación de finos, si se comparan con equipamientos convencionales de concentración gravitacional.
- Tienen un costo relativamente bajo de operación y de mantención.

Estas características asociadas al costo relativamente bajo de la operación y de la mantención, pueden explicar la larga diseminación de ese tipo de concentradores en la industria minera a nivel mundial. Merecen destaque los concentradores centrífugos Knelson, Falcon, el Jig, centrífugo Kelsey y el concentrador Multi-Gravity Separator.

2.3.3 Uso de concentradores centrífugos

- Cuando los muestreos de un depósito aluvial indican presencia de oro libre.
- Cuando las pruebas metalúrgicas han confirmado la presencia de oro libre en circuitos de roca dura.
- Cuando se ha detectado la presencia de oro en las colas de los procesos de molienda.
- Cuando se ha detectado una alta cantidad de oro en la carga circulante.

2.3.4 Donde se usa un concentrador centrífugo

- En un placer con oro aluvial.
- En el circuito primario de molienda de roca dura.
- En la recuperación de oro como subproducto en circuitos de molienda de minerales metálicos.
- En la recuperación de oro de concentrados de flotación.
- En la recuperación de oro en retratamiento de colas.
- En la recuperación de oro para elevar la ley del concentrado.
- En la recuperación secundaria de oro y metales de alta gravedad específica como plata, mercurio y platino.

2.4 MARCAS DE CONCENTRADORES CENTRÍFUGOS

2.4.1 Concentrador centrífugo Knelson

En la década del 80 aparecieron una serie de equipamientos para el beneficio de minerales que utilizan la fuerza centrífuga para efectuar la separación de los minerales valiosos. El más conocido de ellos fue el concentrador Knelson, que en poco tiempo obtuvo gran aceptación en la industria minera.

En el año 1998 había más de 2500 concentradores Knelson operando en recuperación de oro en el mundo.

2.4.1.1 Características generales

Los concentradores Knelson se fabrican desde tamaños de laboratorio hasta unidades de alta producción.

El concentrador recupera partículas de oro de tamaños que van desde ¼” hasta aproximadamente 1 micrón.

En estos concentradores el problema de compactación del mineral que pudiese originar la fuerza centrífuga, fue solucionado introduciendo agua a presión en el sistema, contrabalanceando la fuerza centrífuga en el cono de concentración.

Durante la operación de estos concentradores todas las partículas están sujetas a una fuerza equivalente a 60 G, que es lo que permite que el concentrador pueda recuperar partículas finas.

2.4.1.2 Descripción del proceso

El concentrador centrífugo Knelson consiste de un cono perforado con anillos internos y que gira a alta velocidad. La alimentación, que en general debe ser inferior a 1/4”, es introducida como pulpa (20-40% sólidos en peso) por un conducto localizado en la parte central de la base del cono. Las partículas, al alcanzar la base del cono, son impulsadas para las paredes laterales por la acción de la fuerza centrífuga generada por la rotación del cono. Se forma un lecho de volumen constante en los anillos, los cuales retienen las partículas más pesadas, mientras que, las más livianas son expulsadas del lecho y arrastradas por arriba de los anillos para el área de descarga de relaves en la parte superior del cono.



Figura N° 2.11: Cono del concentrador Knelson

Hay una variación del campo centrífugo con la altura del cono. Así, en los anillos inferiores, hay una tendencia a recuperar las partículas mayores del mineral de mayor densidad, en cuanto a los anillos superiores, donde el radio del cono es mayor (es decir, mayor fuerza centrífuga), allí los minerales más finos aún pueden ser recuperados.

La compactación del material del lecho se evita por la inyección de agua a través de los hoyos en los anillos. El agua es alimentada a partir de una camisa de agua fija externa al cono. Esta agua fluidiza el lecho de concentrado permitiendo que las partículas más densas, inclusive finas, penetren en el lecho bajo la acción de la fuerza centrífuga, varias veces superior a la fuerza de gravedad.

Al final de un periodo de operación (en torno de 8-10 minutos) el concentrado que queda en los anillos es colectado y se retira por el fondo del cono.

2.4.1.3 Espacios inter-riffles y agua de contrapresión

La eficiencia del proceso es posible, si se evita la compactación del lecho de partículas de ganga dentro de los espacios inter-riffles, es decir, solamente si este lecho es mantenido dentro de un estado de fluidización apropiado.

El agua es inyectada dentro del cono a través de un ensamble de perforaciones, de aproximadamente 800 μm de diámetro, los cuales son practicados en forma tangencial en la pared del cono y a la misma altura dentro de cada espacio inter-riffles. Esta agua de contrapresión desarrolla una fuerza que una vez ajustada, permite contrarrestar la fuerza resultante, a la cual están sometidas las partículas del lecho dentro del cono que está girando, de ese modo se asegura la fluidización del lecho.

El agua se inyecta en dirección opuesta a la rotación del cono, lo cual hace que las partículas continúen en movimiento y se concentren las partículas pesadas.

2.4.1.4 Ciclo de concentración

La duración del ciclo de concentración varía dependiendo de la aplicación.

Típicamente los tiempos de duración de un ciclo de concentración serían los siguientes:

- a. Material aluvial: 8 a 24 minutos.
- b. Roca dura: 1 a 6 minutos.

2.4.1.5 Parámetros operacionales

Los parámetros operacionales generalmente más manipulados son el porcentaje de sólidos y la presión de agua de fluidización. La granulometría de la mena también es un factor importante a ser considerado; el límite es de 6 mm, no habiendo límite inferior especificado (de acuerdo con los fabricantes). La razón másica obviamente debe ser también tomada en cuenta.

2.4.1.6 Series de modelos Knelson

Hay tres series de modelos Knelson:

A. Serie de descarga manual (MD)

Son equipos de escala piloto y de laboratorio. Los modelos disponibles son los siguientes:

- KC-MD 3 (50 kg/h; 1/6 HP).
- KC-MD 7.5 (1000 kg/h; 3/4HP).



Figura N° 2.12: Knelson de laboratorio

B. Serie de descarga central (CD)

Estas fueron las primeras unidades diseñadas para extraer el concentrado rápidamente, no en forma manual, y en un ambiente de completa seguridad.

Los modelos disponibles son los siguientes:

- KC-CD 10 MS (2,5 ton/h; 1,5 HP)
- KC-CD 12 MS (6 ton/h; 2 HP)
- KC-CD 20 MS (25 ton/h; 7,5 HP)
- KC-CD 30 MS (60 ton/h; 15 HP)

Los modelos CD10MS y CD12MS son apropiados para concentración primaria, para operaciones de bajo tonelaje, para trabajos de pruebas a escala piloto, y para reconcentrar concentrados primarios.

Los modelos CD20MS y CD30MS son apropiados para usos de producción, generalmente en operaciones aluviales, pero puede usarse en operaciones de molienda de roca dura en donde hay limitaciones de presupuesto y un ambiente de baja corrosión.

Los requerimientos típicos de agua de fluidización en la serie CD utilizando los conos de concentración de la Generación-5 (G 5) son los siguientes:

- CD10 : 3,4-4,5 m³/h
- CD12 : 4,1-5,7 m³/h
- CD20 : 7,9-13,6 m³/h

- CD30 : 17,0-25,0 m³/h

Los tamaños máximos de alimentación son los siguientes:

- Roca dura: -10 mallas (-1,7 mm)
- Placeres: -1/4 pulgadas (-6,4 mm)



Figura N° 2.13: Knelson descarga central (CD)

C. Serie de servicio pesado (XD)

Incorporado en 1997, el concentrador Knelson de la serie XD representa uno de los últimos avances en concentración centrífuga.

La serie XD incorpora varias características nuevas de diseño ofreciendo mayor capacidad y mejor recuperación en un modelo fuerte y compacto.

C1.- Los modelos disponibles son los siguientes:

- KC-XD20 (25 ton/h; 7,5 HP)
- KC-XD30 (60 ton/h; 15 HP)
- KC-XD48 (150 ton/h; 40 HP)

Los modelos XD son especialmente diseñados para cubrir la demanda en los ambientes de circuitos de molienda de roca dura. Sin embargo son también apropiados para operaciones aluviales o para proyectos de retratamiento de relaves donde se presentan condiciones de acidez.

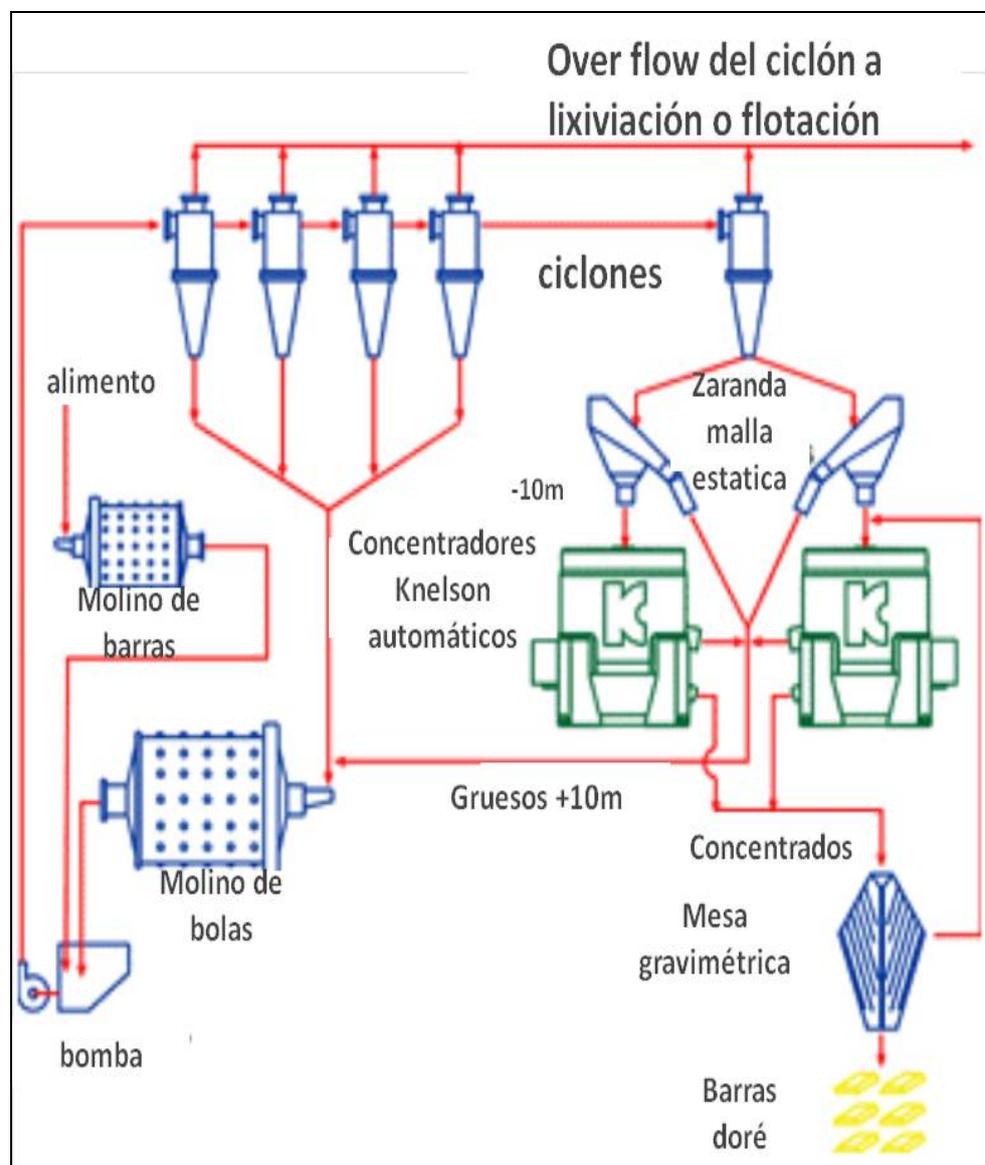


Figura N° 2.14: Circuito tratando material duro

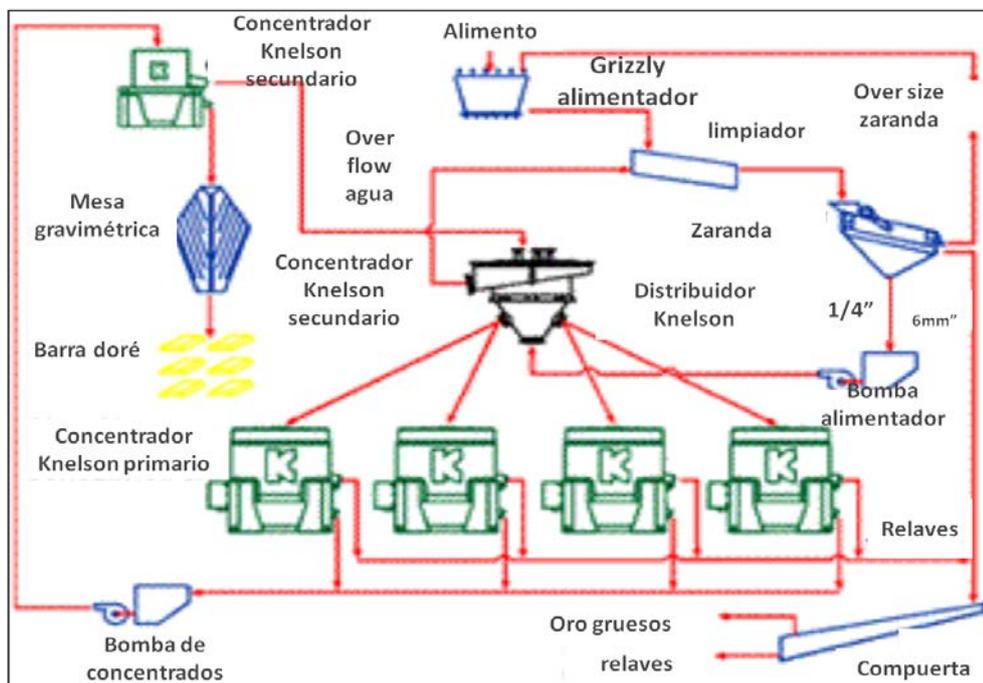


Figura N° 2.15: Circuito típico para tratar material aluvial

2.4.2 Concentrador centrífugo Falcon

El concentrador Falcon, al igual que el Knelson, es de origen canadiense. Este equipo presenta diferencias en relación al Knelson, principalmente en lo que se refiere a la velocidad de rotación. En el concentrador Falcón, el campo centrífugo es cerca de 5 veces mayor que el del concentrador Knelson.

El concentrador Falcón consiste de un bolo cilíndrico cónico que gira a alta velocidad en el interior de una camisa fija cuya función es colectar el relave.

La pulpa se alimenta en el fondo del cono, es acelerada y se va estratificando a medida que asciende en el rotor. Dependiendo del tipo de modelos de serie del concentrador que se trate (Serie SB o Serie C), las partículas serán sometidas a

200 G o 300 G, y el proceso de concentración en el bolo se realizará de acuerdo a un procedimiento diferente, en forma discontinua o continua.

El concentrador se utiliza en la separación de un gran número de materiales: minerales de hierro, sulfuros, carbón, tantalio, metales nativos como oro, plata, níquel, cobre, cinc, estaño, etc.

2.4.2.1 Parámetros operacionales de diseño

En el concentrador Falcon, los parámetros operacionales son el porcentaje de sólidos en la alimentación, granulometría de la mena y el tiempo de operación.

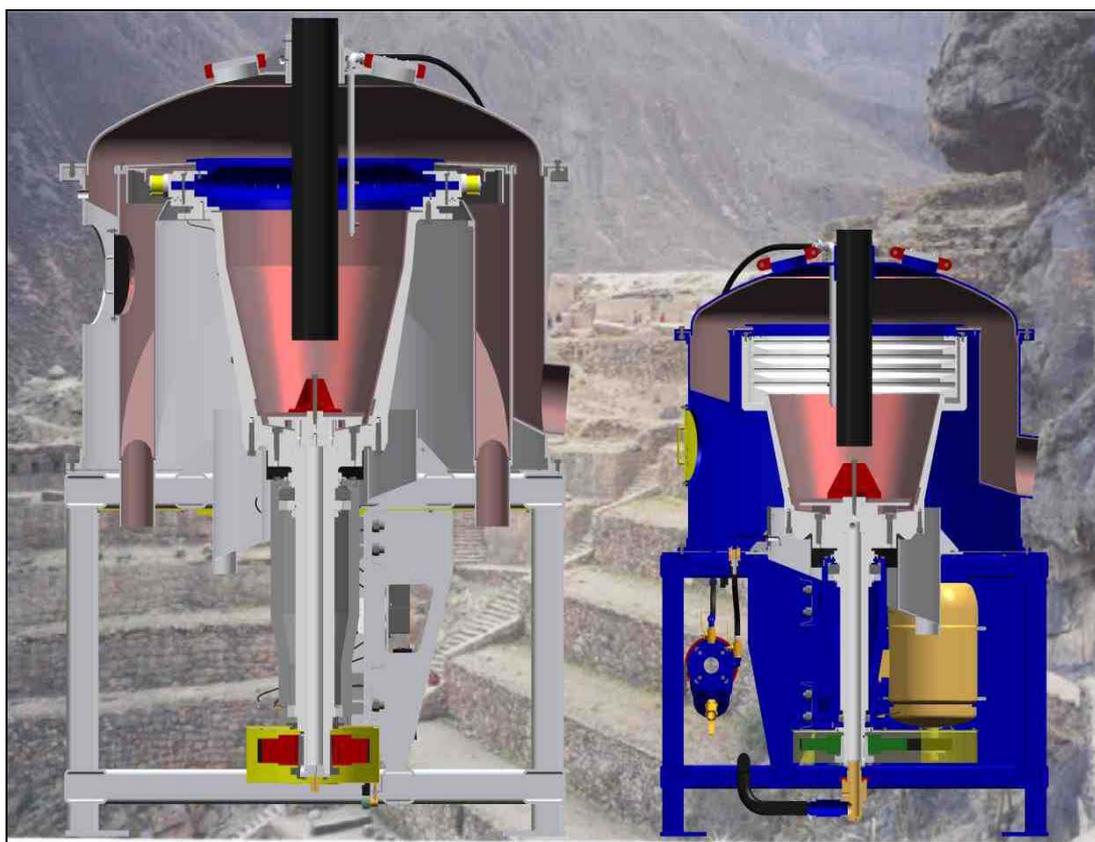
La geometría del rotor es un factor crítico en el desempeño del equipamiento; dependiendo del tipo de mena (con mayor o menor densidad, por ejemplo), habría un rotor con geometría apropiada.

Tabla N° 2.7: Especificaciones de modelos Falcon C

| Modelo | Capacidad de tratamiento de sólidos (t/h) | Motor (hp) |
|--------|---|------------|
| c 400 | 1-4.5 | 10 |
| c 1000 | 5-27 | 20 |
| c 2000 | 20-60 | 40 |
| c 4000 | 45-100 | 100 |

Tabla N° 2.8: especificaciones de modelos Falcón SB

| Modelo | Capacidad de tratamiento de sólidos (T/h) | Motor (HP) | Agua de proceso (m ³ /h) |
|---------|---|------------|-------------------------------------|
| SB 40 | 0-0.25 | 0.5 | 0.24-1.2 |
| SB 250 | 1-8 | 3 | 1.8-2.7 |
| SB 750 | 5-47 | 10 | 6-9 |
| SB 1350 | 23-114 | 20 | 8-15 |
| SB 2500 | 42-206 | 40 | 15-24 |
| SB 5200 | 105-392 | 100 | 30-42 |

**Figura N° 2.16:** Falcón serie C y Falcón serie SB

2.4.2.3 Equipos Falcon “Serie SB”

El Falcón SB es un concentrador discontinuo.

Utiliza agua de fluidización..

Con este equipo se obtienen concentrados de alta ley

Se logran recuperaciones en peso de concentrado de cerca del 1%.

2.4.2.4 Falcón serie C

El Falcón C funciona en continuo

No utiliza agua de fluidización

Este equipo es utilizado cuando se requieren recuperaciones (Rougher, Scavenger)

Se logran recuperaciones en peso de concentrado de cerca del 40%.

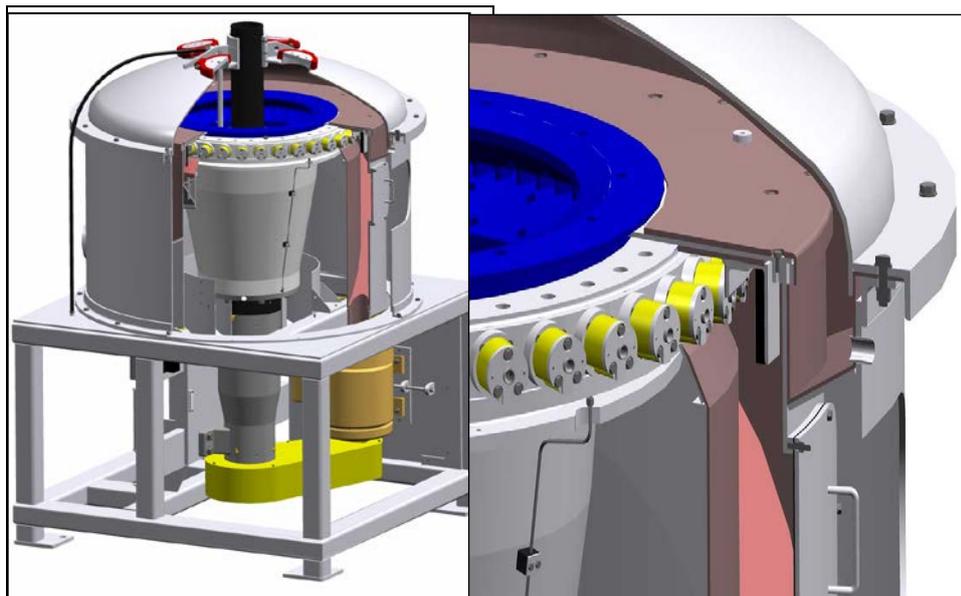


Figura N° 2.17: El detalle de la descarga

2.4.2.5 Funcionamiento de concentrador falcón Serie SB

Las partículas alimentadas son sometidas a una fuerza centrífuga de 200G

El material asciende por la pared interna del bolo que gira a gran velocidad.

El concentrado es retenido en los rifles de la parte superior del bolo.

Las colas son eliminadas en forma continua durante el proceso.

La alimentación se detiene, baja la velocidad del bolo y el concentrado es descargado.

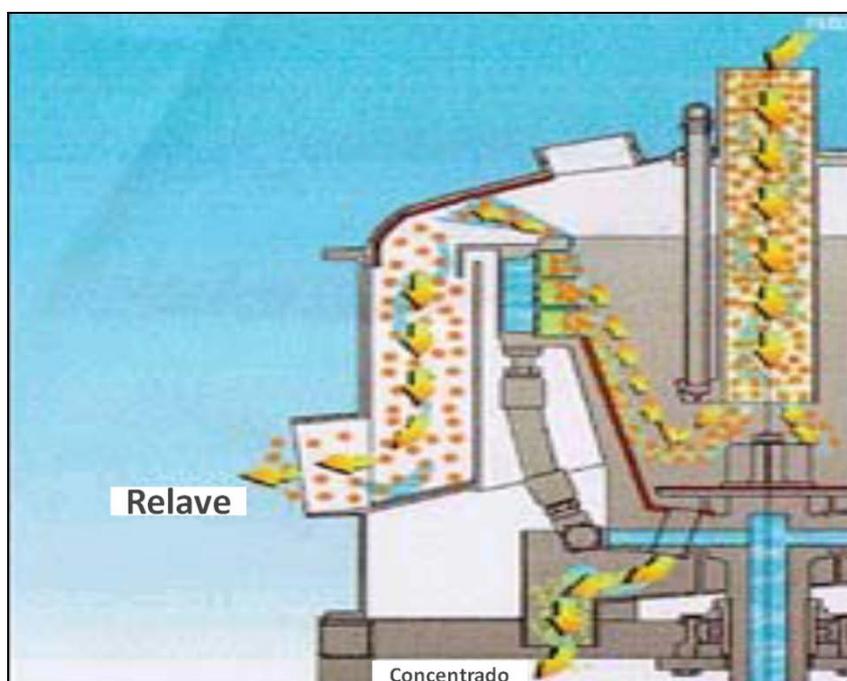


Figura N° 2.18: Funcionamiento de la Serie SB

2.4.2.6 Funcionamiento de concentrador falcón Serie C

Las partículas alimentadas son sometidas a una fuerza centrífuga de 300G.

El material asciende por la pared interna del bolo que gira a gran velocidad.

El concentrado es descargado en forma continua a través de una serie de tolvas en la parte superior del bolo.

Las colas son eliminadas en forma continua durante el proceso.



Figura N° 2.19: Concentrador Flacón Serie C

2.4.2.7 Aplicaciones del concentrador Falcón

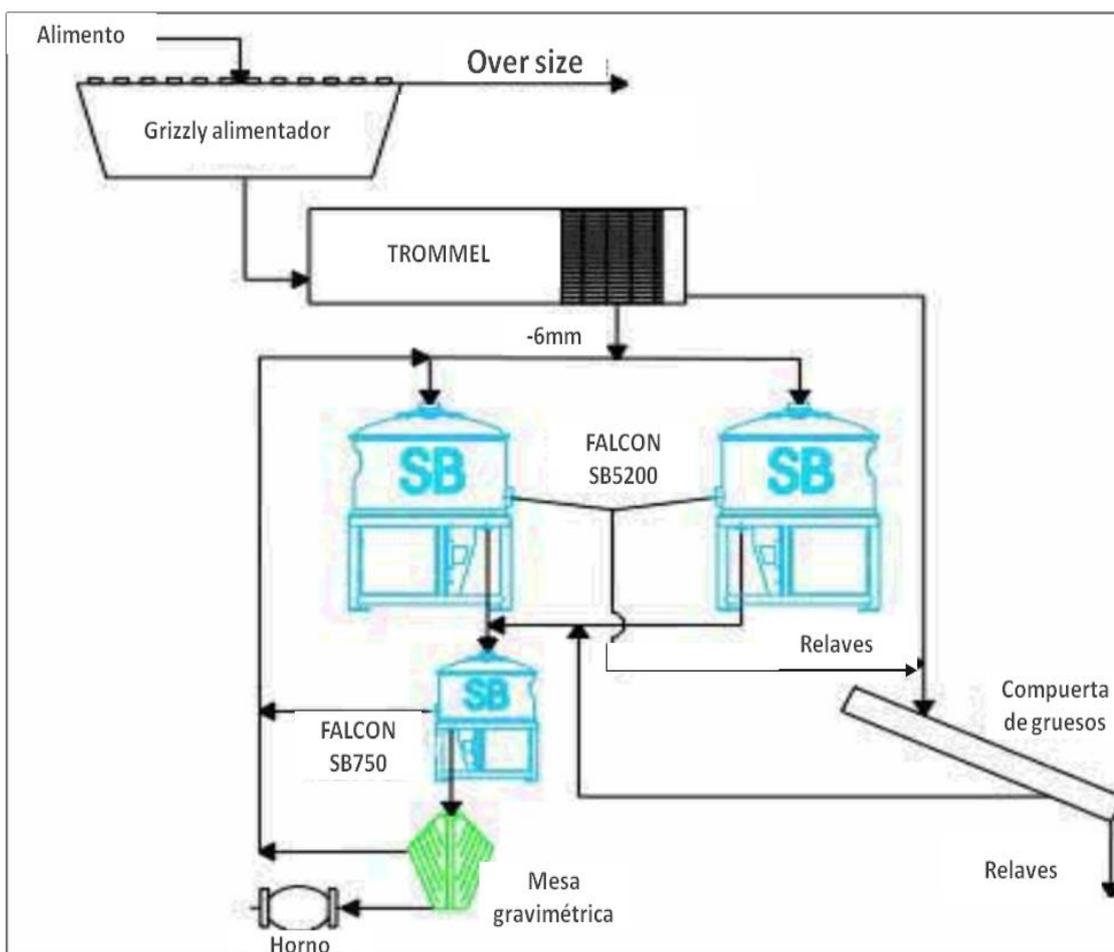


Figura N° 2.20: Aluvial.

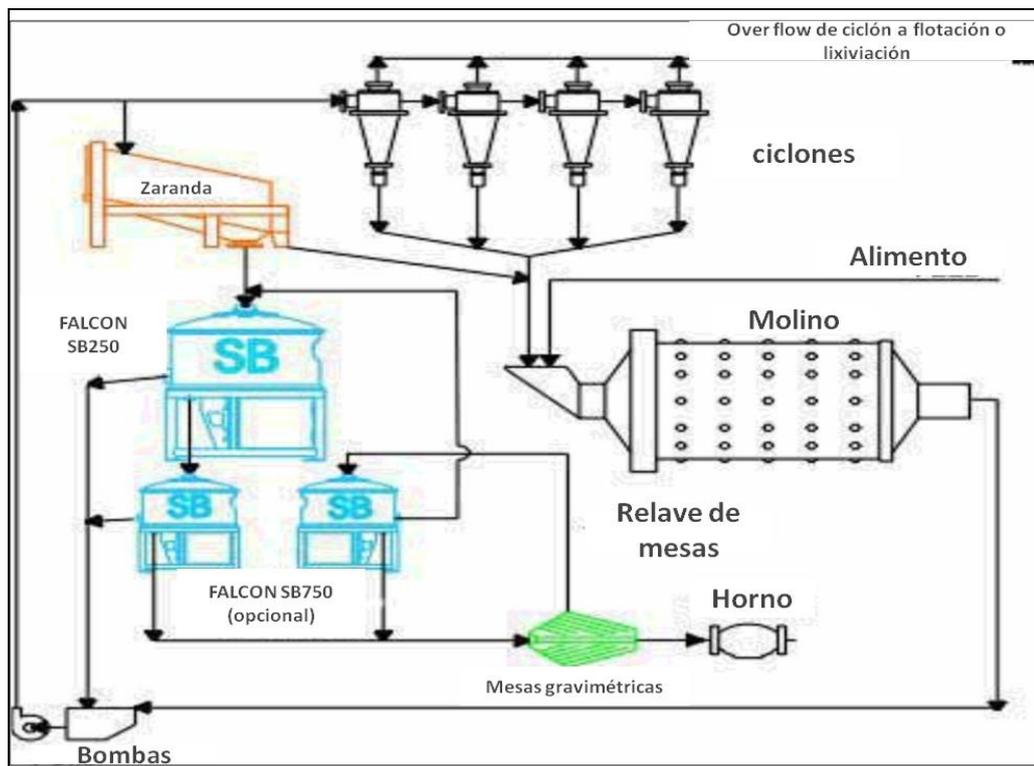


Figura N° 2.21: Molienda tradicional

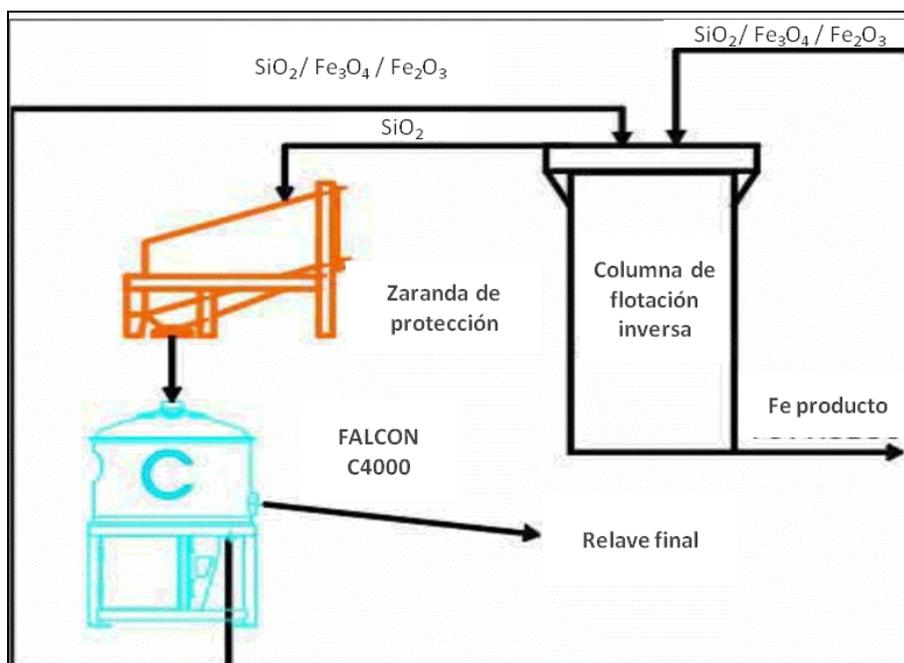


Figura N° 2.22: Flotación de hierro.

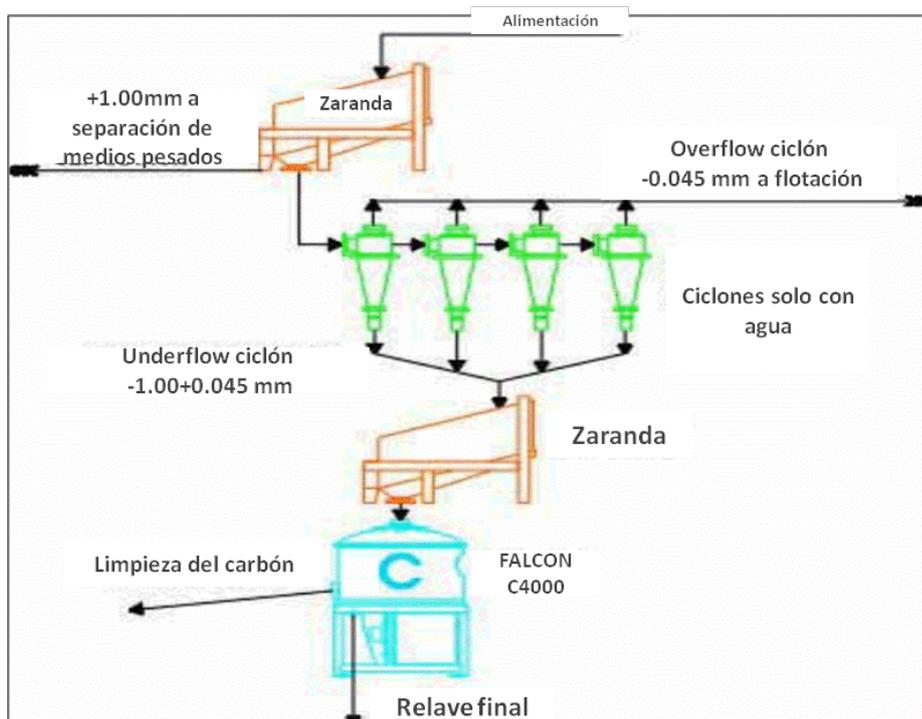


Figura 2.23: Limpieza de carbón.

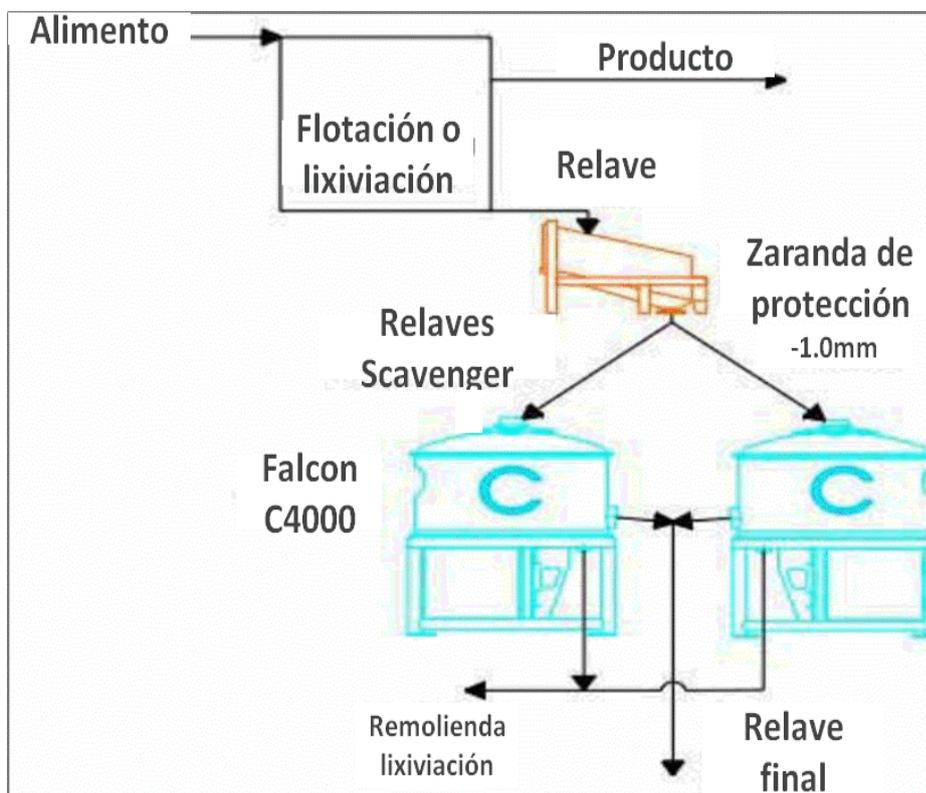


Figura N° 2.24: Tratamiento de relaves

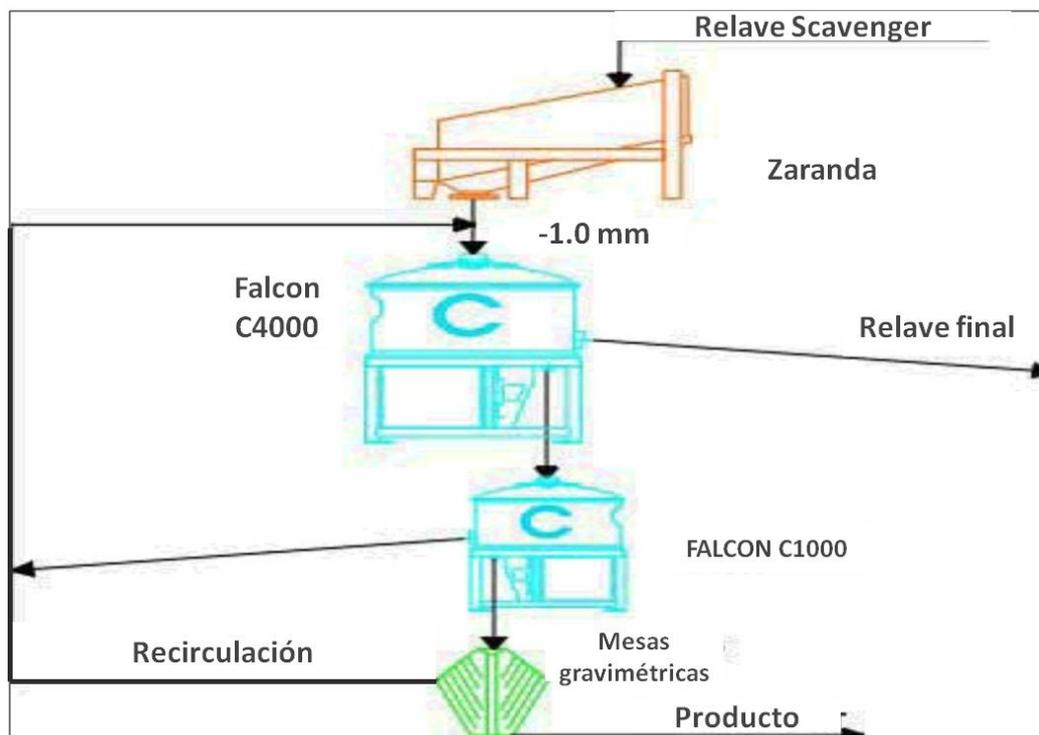


Figura N° 2.25: Recuperación de Sn y Ta.

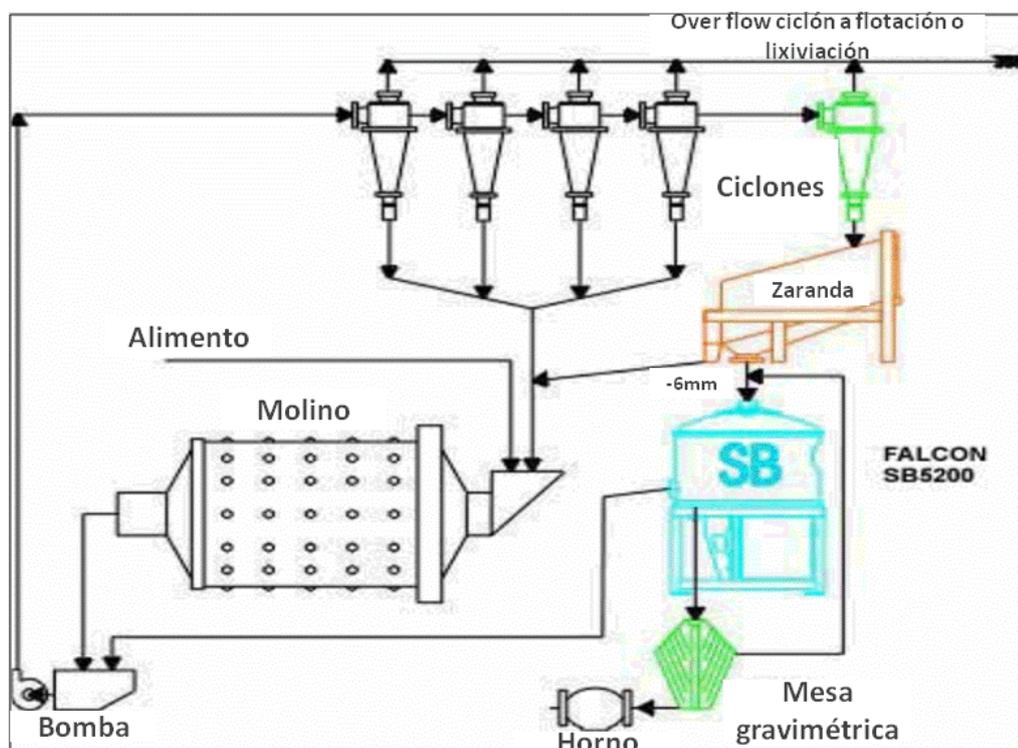


Figura N° 2.26: U/F ciclón.

2.4.3 Concentrador centrifugo icon

Desarrollado por Falcon Concentrators (Canadá), el icon es un equipo sencillo y robusto amigable con el medio ambiente, especialmente diseñado para la pequeña minería y minería artesanal.

Es un equipo que no contamina debido a que no emplea insumos químicos para realizar la separación del oro, utiliza la fuerza de la gravedad y agua para el proceso de concentración del mineral.



Figura N° 2.27: Equipo centrifugo icon

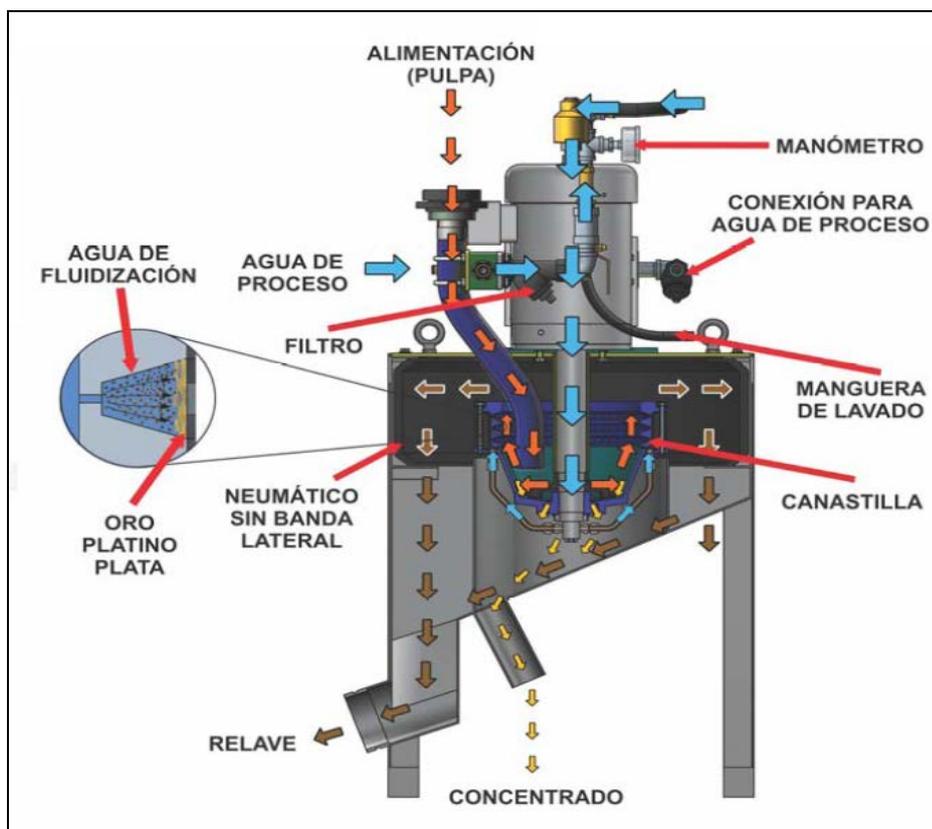


Figura N° 2.28: Esquema del concentrador centrífugo gravimétrico icon

2.4.3.1 Aplicaciones

Recuperación de Oro libre, Plata, Platino de circuitos de molienda en plantas de flotación y/o de cianuración.

Recuperación de oro aluvial.

Retratamiento de relaves de flotación.

Retratamiento de relaves de amalgamación.

Recuperación de Oro de escorias de fundición

Limpieza de Concentrados.

Recuperación de oro de concentrados de Cobre, zinc, plomo, etc.

CAPITULO III

PLANTA DE BENEFICIO

3.1. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE CIANURACIÓN

El diagrama de flujo de la planta de cianuración se puede ver en el **Anexo 01**.

3.1.1 Sección de acopio

Los lotes de minerales, que son acopiados en diferentes zonas del Perú, llegan a la planta donde se realiza el pesado en una balanza electrónica Mettler Toledo de 60 TM de capacidad, después estos minerales son chancados y muestreados, estas muestras son enviadas al laboratorio químico para determinar la ley para su respectiva comercialización.

Según la mineralogía la mayor parte del mineral procesado son óxidos, pero también entran minerales sulfurados como: piritas, calcopiritas, bornitas y algo de pirrotitas.

3.1.2 Sección de chancado

La planta tiene dos circuitos de chancado:

A. Primer circuito de chancado tiene una tolva de gruesos de 60 TM de capacidad, que descarga a una chancadora de quijadas primaria 10" x 16" marca COMESA, cuyo producto es transportado por una faja transportadora hacia una zaranda vibratoria 3' x 6', con malla 1/2", cuyos minerales gruesos (over size) son conminados a malla 100% -1/2", en una chancadora cónica de 2' de diámetro, marca Symons.

El chancado auxiliar cuenta con tres tolvas, de 15 T de capacidad cada una, que descargan a otra chancadora de quijada 10" x 16" y el producto es transportado por una faja a la misma zaranda vibratoria 3' x 6', el over size son derivados a la chancadora Symons antes mencionada, este circuito tiene una capacidad de 20 T/h, y la exigencia de chancado es a granulometría de 80% m -1/2".

B. Segundo circuito de chancado tiene dos tolvas, de 15 T de capacidad cada una, que descargan a una faja transportadora, trasladando el mineral a una chancadora de quijadas 8" x 10", cuyo producto es descargado a una zaranda vibratoria 3' x 5' con malla de 1/2", y su over size alimenta a una chancadora cónica de 2' de diámetro marca Symons, este circuito tiene una capacidad de 20 T/hora con un producto de granulometría de 100%

3.1.3 Muestreo de minerales

Actualmente es común realizar un método de muestreo que sigue los siguientes pasos:

El mineral producto del chancado secundario $-m\frac{1}{2}$ es mezclado con lampa y extendido en una zona de la losa de minerales formando un lote de 0.35 a 0.4 m de altura es cuadrículado de 0.5m x 0.5m aproximadamente, en el centro de cada cuadrícula se hace un hoyo.

Toda la muestra obtenida (2 carretillas) forma un cono y se procede a “voltear” una vez, a mitad de cono se obtienen 7 puntos de muestras, se efectúa lo mismo al terminar de “voltear” el cono.

Tomando aprox. el 5% del lote y después se cuartea hasta tener una muestra de mineral representativa de aproximadamente 70 Kg.

La muestra se lleva a uno de los tres molinos de molienda en seco de $2\frac{1}{2}$ x 2', pero antes es “limpiado” esto con un poco del mismo mineral, para evitar contaminación con el mineral anterior.

Se retira la tapa del molino y se echa el mineral para ser molidos de 40 a 60 minutos (dependiendo de su dureza) y después se extrae una muestra por medio de una “pluma”.

Esta muestra es llevada en un saco nuevo con la codificación respectiva a la sección de preparación de muestras para su análisis químico y metalúrgico.

3.1.4 Blending de minerales

Es la mezcla de minerales, que se realiza según las leyes reportadas y el comportamiento de estos en la molienda y cianuración, con el objeto de tener la mejor recuperación y el menor consumo de reactivos, de cal y cianuro, de manera que se adecuen a los parámetros de planta, con una recuperación mayor a 90%.

La mezcla de estos minerales se hace con el siguiente criterio:

Se hacen pasar solo óxidos o solamente sulfuros, no se mezclan, porque los óxidos siempre recuperan más de 90%, en la mayoría de sulfuros el consumo de cianuro y cal, y dureza de mineral, son mayores.

Normalmente se llega a una ley de 0.5-0.4 Oz/TC.

Se realiza un batch (alta ley) en un tanque con minerales que llegan a 1.2-1.5 Oz/TC. Reteniendo en agitación por 15 horas.

Con una fuerza de cianuro de:

Ley alta 0.1% en el over del ciclón.

Ley baja 0.075% en el over del ciclón y de 0.04 en las colas.

El Cut off de tratamiento de mineral es 0.38 gr. Au / T.

Tolva de finos

Realizado el blending, se carga una tolva de paso de 2 T, que descarga por medio de una Faja N° 1 de 18" x 15m, llenando la tolva de finos de de 60 de capacidad.

Esta tolva se descarga por medio de una Faja N° 2 de 18 x 7m. y esta a la Faja N°3 de 18" x 21m, alimentando al molino primario 6' x 6'.

3.1.5. Sección de planta

La planta tiene una tasa de tratamiento actual de 180 TMSD (toneladas métricas secas día), con una ley de cabeza que varía de 0.5 - 0.9 Oz/TC, los valores son recuperados por el proceso de Merrill Crowe y proceso CIL (carbón en lixiviación).

3.1.5.1 Secciones de molienda y clasificación

A. Molienda primaria: El circuito de molienda se inicia cargando el mineral del blending (de granulometría de $-1/2''$ m), a una tolva de paso de 5 TM, este es descargado por una faja transportadora de 18" x 22 m, que alimenta a la tolva de finos de 60 TM, descargado por otra faja transportadora al molino de bolas 6' x 6' (Molino N° 1), descarga una la pulpa de 1.580 kg/L, son impulsados por una bomba SRL 3" x 3" Denver, a un hidrociclón D-10 (ciclón N° 1), cuyo over flow sale con una densidad de pulpa de 1.370 Kg/L y el under flow con una densidad de 1.960 kg/L, que alimenta al molino de

bolas 5' x 6' (Molino N° 2), la carga circulante en el sistema ciclón molino 2 es de 156%.

B. La remolienda se realiza con un tercer molino de bolas 5' x 6'.

Las pulpas del over flow del D-10 (ciclón N° 1) y la descarga al molino 5' x 6' (Molino N° 3) son bombeadas por otra bomba 3" x 3" DENVER a otro hidrociclón D-10 (ciclón N° 2), donde el under flow alimenta al molino 5' x 6' y el over flow descarga a los tanques de agitación a una densidad de pulpa de 1.300 Kg/L, con 36.66% de sólidos, con una granulometría de 90% -m 200 (74 micras).

C. Características de los molinos de bolas

Molino N° 1 de 6'x6', marca Denver, con motor de 150 HP, con una carga de bolas de 6.5 TM, y con una capacidad de procesar 80 TMSD para mezcla relave mineral.

Molino N° 2 de 5'x8', marca Funcal, con motor de 100 HP, con una carga de bolas de 6.4 T, y con una capacidad de procesar 80 TMSD para minerales y 60 TMSD en el caso de mezcla relave mineral.

Molino N° 3 de 5'x6', marca Comesa, con motor de 100 HP, con una carga de bolas de 5.4 T, con una capacidad de procesar 60 TMSD para minerales y 60 TMSD en la mezcla relave mineral

3.1.5.2 Circuito de tanques de cianuración y adsorción

A. Tanques de cianuración

La cianuración se inicia en la molienda, manteniendo como parámetros de trabajo un pH 11 y la fuerza del cianuro a 0.08% (0.8 gr/L), la disolución obtenida en molienda y remolienda es de 60 - 70%, y la del sistema molienda-tanques a 93% (sin el iCON).

La pulpa de over flow del ciclón D10 N° 2, ingresa a los tanques de agitación (24' x 24') N° 1, 2, y la descarga de este es bombeado por una bomba N° 3 horizontal tipo Denver 3" x 3" a un cajón distribuidor y el 50% ingresa al espesador 30' x 10', la pulpa del under flow del espesador descarga al tanque 6 (20'x20'), y continua la descarga por gravedad al tanque N° 3 (20'x20'), donde se juntan con el restante 50% de la pulpa del tanque N° 2, la descarga del tanque N° 3 cae por gravedad al los tanques (20'x20') N° 4, 5 y 6, y la descarga del tanque 6 retorna con una bomba N° 4 horizontal tipo Denver 3" x 3" al tanque (16'x 16') N° 8, continuando la descarga por gravedad a los tanques (16'x 16') N° 9 ,10 y 11, en donde se genera el relave.

El consumo de reactivos es: 8 - 10 Kg de Cal/T y de 4 - 6 Kg de NaCN/T.

En la planta funcionan 2 tanques 24'x24', 5 tanques de 16'x16', a partir del tanque N°3 los tanques son cargados con carbón activado (C*) a una granulometría (100% +m16), los que adsorben el $\text{Au}(\text{CN})_2$.

El tiempo de retención en los tanques es 72 horas.

3.1.6 Sección de Merrill Crowe

La solución rica del over flow del espesador descarga a un tanque clarificador 10' x 10' deslamador, y este a un par de filtros clarificadores. La solución clara, a 0 NTU (unidad nefelométrica de turbidez), es descargada a la torre de vacío donde es desoxigenada a 0,5 ppm de oxígeno disuelto, a esta solución se añade el polvo de zinc y acetato de plomo, para obtener un precipitado de Au, Ag, Cu, Zn; es atrapado en dos filtros de precipitados de mangas, la solución de salida de estos filtros es enviada a la poza de solución barren.

3.1.7 Sección de la relavera

El relave es la pulpa agotada que descarga el tanque N° 11, con una densidad de 1.34 Kg/L, que equivale a 40.3% de sólidos, y con un caudal de pulpa de 328 m³/día que contiene de 177 a 180 TMSD de mineral y 263 m³ /DIA.

Este relave cae por gravedad mediante una tubería a un cajón de relaves de ahí es bombeado con una bomba N° 5 horizontal tipo Denver 3" x 3" a un extremo más alto de la cancha de relaves, de esta manera la solución es recuperada por decantación mediante un sistema de quenas con un canal, instalados previamente, ya que esta solución es recirculada al proceso por su contenido de cianuro, y valores que escapasen de la absorción con el carbón, (solución barren).

La solución del relave queda con una fuerza de cianuro de 0.035% (350ppm), que es recirculada al proceso de cianuración.

Recuperación de solución barren

En la cancha de relaves se cuenta con una pendiente que ayuda a precipitar los sólidos en las partes delanteras de esta, llegando la solución a las partes posteriores y en cuyo trayecto serán captadas por tubos de PVC de 4" con agujeros de 1cm, forrados con yute para evitar el ingreso de sólidos pues estos trabajan como filtros. La solución barren recuperada es llevada por un canal de concreto con inclinación, ubicado debajo de toda la relavera, siendo almacenada en un poso para posteriormente ser bombeada al tanque (verde) que se encuentra en la parte superior de la planta para ser introducida al circuito.

Esta solución barren es rica en CN⁻ y contiene un PH alto, es por ello que al emplearse se disminuye el consumo de agua fresca y de reactivos (cal y NaCN)

3.1.8 Sección de concentración gravimétrica

Consiste en un concentrador icon i350 que es alimentado de la descarga del primer molino a una granulometría 100%-m10 clasificado por una zaranda vibratoria 3'x5' de malla m10, desde una bomba horizontal 3"x 3".

También el equipo se suministra de solución con una presión de 10-30 PSI, generado por una bomba 1.5" x1" de 3HP.

El relave del icon y el under size +m10 continúan con el circuito de molienda.

Para alimentar la pulpa al icon 100% -m10 (de la serie Tyler), se implementó una zaranda de alta frecuencia 3'x 5'.

La instalación de la sección de concentración gravimétrica, se realizó considerando las diferencias de alturas de las instalaciones en molienda por lo que se tuvo que usar una bomba, también se tenía que considerar que el relave icon y el over size de la zaranda tienen que continuar con el circuito de proceso, según la siguiente **Figura N° 3.1**.

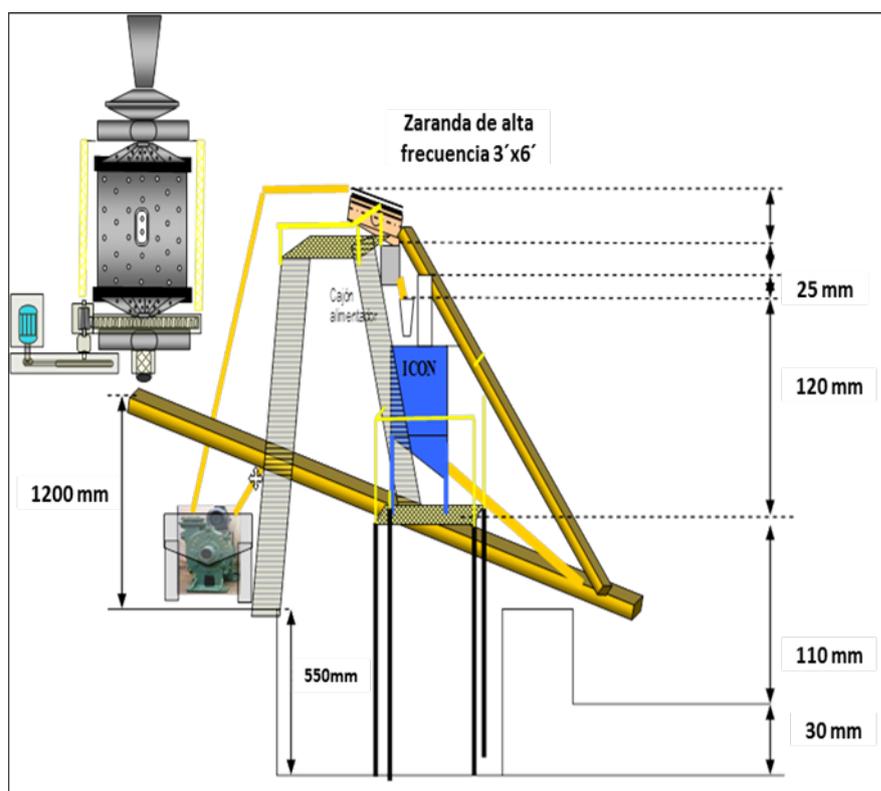


Figura N° 3.1: Instalación de la sección de gravimetría con el equipo iCON i350.

CAPITULO IV

PARTE EXPERIMENTAL

4.1 PRUEBAS EN LABORATORIO

4.1.1 Características del equipo Falcon

Concentrador de laboratorio marca Falcon, modelo L40

Aceleración máxima: 200 veces la aceleración de la gravedad (200G)

Motor:

Potencia: 0.5 HP.

Frecuencia: 60 Hz (Hertz).

4.1.2 Procedimiento

Las muestras fueron tomadas y preparadas, a las cuales se realizaron pruebas de concentración gravimétrica, en un equipo Falcon L40, las muestras secas de 10 Kg, se tamizaron en una malla m 8 (2 mm aproximadamente)

4.1.3 Descripción de las muestras

Alimento al ciclón: Es una muestra de la descarga de los molinos de planta N° 1 y 2 (**ver anexo**), la que se lavó (para eliminar el cianuro de la solución) y se secó.

Batch: Es un blending (mezcla de minerales oxidados, de sulfuros y relaves), de alta ley. Los que fueron tomados en faja de alimento al molino y después fueron molidas (sin reactivos).

Varios: Es un blending (mezcla de minerales oxidados, de sulfuros y relaves), de mediana ley. Los que fueron tomados en faja de alimento al molino y después fueron molidas (sin reactivos).

Oxido: Es un blending de minerales de óxidos de la zona de Casma y Barranca, las que fueron molidas y maestreadas sin reactivos.

Sulfuro: Es un blending de minerales de sulfuros de la zona de Trujillo y Piura las que fueron molidas y muestradas sin reactivos.

A las muestras se les paso por el equipo añadiendo, de a pocos, agua 160 litros aproximadamente en cada prueba. A una frecuencia en el motor de 65 Hz, que nos da una aceleración centrifuga de 180 G (aceleración de la gravedad), y una presión de agua de 2 a 3 PSI (la que depende del material que

se va a pasar), las pruebas demora 7 minutos en promedio. Tal como se detallan en la tabla siguiente:

Tabla N° 4.1: Parámetros de las pruebas realizadas en Falcon L40

| Nombre de muestra | Tiempo de molienda (minutos) | % -200m | Peso Alimento seco gr | frecuencia Hz | gravedad (G) | Presión de agua PSI |
|-------------------|------------------------------|---------|-----------------------|---------------|--------------|---------------------|
| Alimento ciclón | | 41.78 | 10000 | 65 | 180 | 3.2 |
| Batch | 90 | 97.12 | 10000 | 65 | 180 | 3.2 |
| Varios | 90 | 98.31 | 10000 | 65 | 180 | 3.2 |
| Oxido | 90 | 99.43 | 10000 | 65 | 180 | 3.2 |
| Sulfuro | 90 | 99.05 | 10000 | 65 | 180 | 2 |

4.1.4 Balances metalúrgicos

En las siguientes tablas se muestran los balances metalúrgicos obtenidos de las pruebas realizadas en laboratorio con el equipo Falcon.

Tabla N° 4.2: Balance metalúrgico, prueba del alimento al ciclón

| DESCRIPCION | PESO | LEYES | | CONTENIDO METALICO | | DISTRIBUCION | |
|------------------------|--------|-------|--------|--------------------|-------|--------------|-------|
| | | Oz/TC | | gr. | | % | |
| Alimentación al ciclón | gr | Au | Ag | Au | Ag | Au | Ag |
| Alimentación Falcon | 10000 | 0,487 | 4,454 | 0,167 | 1,527 | 100,0 | 100,0 |
| Concentrado Falcon | 138 | 9,677 | 13,360 | 0,046 | 0,063 | 27,4 | 4,1 |
| Relave de falcón | 9862 | 0,359 | 4,33 | 0,121 | 1,464 | 72,6 | 95,9 |
| Radio Concentración. | 72,548 | | | | | | |

Tabla N° 4.3: Balance metalúrgico, prueba del Batch

| DESCRIPCION BATCH | PESO gr | LEYES, Oz/TC | | CONTENIDO METALICO gr. | | DISTRIBUCION % | |
|-------------------------|------------|--------------|--------|---------------------------|-------|-------------------|-------|
| | | Au | Ag | Au | Ag | Au | Ag |
| Alimentación Falcon | 10000 | 1,488 | 5,262 | 0,506 | 1,804 | 100,0 | 100,0 |
| Concentrado Falcon | 89 | 83,722 | 61,961 | 0,255 | 0,189 | 50,5 | 10,5 |
| Relave de falcón | 9911 | 0,736 | 4,753 | 0,250 | 1,615 | 49,5 | 89,5 |
| Radio Concentración. | 112,347 | | | | | | |

Tabla N° 4.4: Balance metalúrgico, prueba de la muestra de Varios

| DESCRIPCION Varios | PESO gr | LEYES, Oz/TC | | CONTENIDO METALICO gr. | | DISTRIBUCION % | |
|-------------------------|------------|--------------|--------|---------------------------|-------|-------------------|-------|
| | | Au | Ag | Au | Ag | Au | Ag |
| Alimentación Falcon | 10000 | 0.506 | 2.375 | 0.158 | 0.814 | 100.0 | 100.0 |
| Concentrado Falcon | 85 | 22.930 | 17.831 | 0.067 | 0.052 | 42.2 | 6.4 |
| Relave de falcón | 9915 | 0.268 | 2.243 | 0.091 | 0.762 | 57.8 | 93.6 |
| Radio Concentración. | 117.966 | | | | | | |

Tabla N° 4.5: Balance metalúrgico, prueba del Oxido

| DESCRIPCION | PESO gr | LEYES, Oz/TC | | CONTENIDO METALICO gr. | | DISTRIBUCION % | |
|-------------------------|------------|--------------|--------|---------------------------|-------|-------------------|-------|
| | | Au | Ag | Au | Ag | Au | Ag |
| Alimentación Falcon | 10000 | 1,139 | 4,150 | 0,230 | 1,423 | 100,0 | 100,0 |
| Concentrado Falcon | 103 | 22,133 | 19,033 | 0,078 | 0,067 | 33,9 | 4,7 |
| Relave de falcón | 9897 | 0,449 | 3,995 | 0,152 | 1,356 | 66,1 | 95,3 |
| Radio Concentración. | 97,29 | | | | | | |

Tabla N° 4.6: Balance metalúrgico, prueba del Sulfuro

| DESCRIPCION | PESO gr | LEYES, Oz/TC | | CONTENIDO METALICO gr. | | DISTRIBUCION % | |
|-------------------------|------------|--------------|--------|---------------------------|-------|----------------|-------|
| | | Au | Ag | Au | Ag | Au | Ag |
| Alimentación Falcon | 10000 | 1,308 | 7,036 | 0,574 | 2,412 | 100,0 | 100,0 |
| Concentrado Falcon | 76 | 95,979 | 15,167 | 0,249 | 0,039 | 43,5 | 1,6 |
| Relave de falcón | 9924 | 0,953 | 6,974 | 0,324 | 2,373 | 56,5 | 98,4 |
| Radio Concentración. | 131,98 | | | | | | |

4.1.5 Cinética de cianuración

En las siguientes tablas se muestran las pruebas de cianuración en botellas a diferentes tiempos a mineral fresco y a los relaves de Falcon para cada tipo de muestra y su respectivas graficas de cinética de cianuración.

Se pueden ver la recuperación en función del tiempo de agitación para ver la cinética se construyen sus respectivos gráficos.

También se detalla el consumo de cianuro y de cal en cada prueba

Tabla N° 4.7: Pruebas de cianuración a las cabezas de mineral de pruebas (sin pasar por concentrador Falcon).

| Nombre de muestra | tiempo de cianuración (hr) | Cabeza de cianuración | | | residuo | | Consumo de reactivos | | Recuperación % | |
|-------------------|----------------------------|-----------------------|------------|-------|----------|-----------|----------------------|------------|----------------|-------|
| | | Au (Oz /TC) | Ag (Oz/TC) | % Cu | Au Oz/TC | Ag Oz /TC | NaCN (Kg /T) | Cal (Kg/T) | Au | Ag |
| Batch | 48 | 1,488 | 5,262 | 0,077 | 0,088 | 3,996 | 5,55 | 5 | 94,08 | 24,06 |
| Varios | 48 | 0,506 | 5,088 | 0,033 | 0,032 | 1,9 | 5,64 | 3,3 | 93,68 | 62,66 |
| Oxido | 48 | 1,139 | 4,150 | 0,045 | 0,026 | 3,416 | 10,8 | 4,7 | 97,72 | 17,68 |
| Sulfuro | 48 | 1,308 | 7,036 | 0,018 | 0,428 | 3,473 | 3,42 | 2,3 | 67,28 | 50,64 |

Tabla N° 4.8: Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de alimento al ciclón.

| Nombre de muestra | tiempo de cianuración (hr) | Cabeza | | residuo | | Consumo de reactivos | | Recuperación % | |
|---------------------------|----------------------------|-------------|------------|----------|-----------|----------------------|------------|----------------|-------|
| | | Au (Oz /TC) | Ag (Oz/TC) | Au Oz/TC | Ag Oz /TC | NaCN (Kg /T) | Cal (Kg/T) | Au | Ag |
| Alimento al ciclón | 0 | | | | | | | 0.00 | 0.00 |
| Relave alimento al ciclón | 12 | 0.359 | 4.33 | 0.12 | 3.52 | 2.5 | 4.7 | 66.57 | 18.71 |
| Relave alimento al ciclón | 24 | 0.359 | 4.33 | 0.045 | 2.908 | 2.91 | 4.7 | 87.47 | 32.84 |
| Relave alimento al ciclón | 36 | 0.359 | 4.33 | 0.036 | 2.319 | 5.67 | 4.7 | 89.97 | 46.44 |
| Relave alimento al ciclón | 48 | 0.359 | 4.33 | 0.03 | 2.017 | 5.91 | 4.7 | 91.64 | 53.42 |

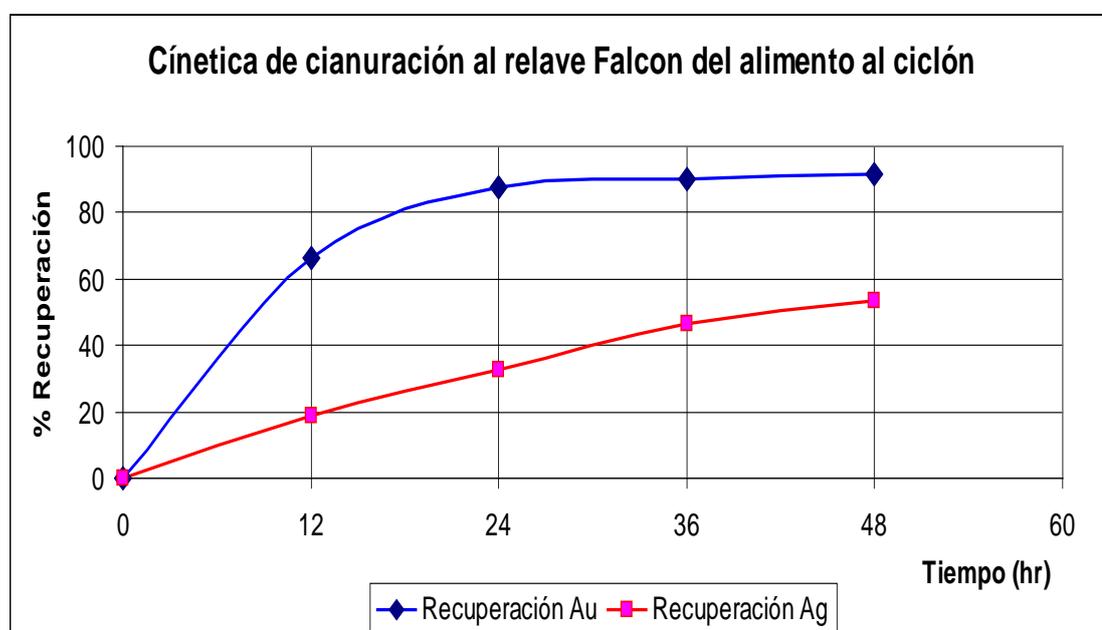


Figura N° 4.1: Cinética de cianuración del relave Falcon de la muestra alimento al ciclón

Tabla N° 4.9: Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de batch.

| Nombre de muestra | tiempo de cianuración (hr) | Cabeza | | | residuo | | Consumo de reactivos | | Recuperación % | | Recuperación Acumulada (Falcon + lixiviación) % | |
|---------------------|----------------------------|-----------|----------|-------|----------|-----------|----------------------|----------|----------------|-------|---|-------|
| | | Au Oz /TC | Ag Oz/TC | % Cu | Au Oz/TC | Ag Oz /TC | NaCN Kg /T | Cal Kg/T | Au | Ag | Au | Ag |
| Batch | 48 | 1.488 | 5.262 | 0.077 | 0.088 | 3.996 | 5.55 | 5 | 94.08 | 24.06 | | |
| Relave Falcon Batch | 0 | | | | | | | | 0.00 | 0.00 | 0 | 0 |
| Relave Falcon Batch | 12 | 0.736 | 4.753 | | 0.08 | 3.837 | 3.78 | 3.3 | 89.13 | 19.27 | 94.62 | 27.08 |
| Relave Falcon Batch | 24 | 0.736 | 4.753 | | 0.066 | 2.294 | 4.38 | 3.3 | 91.03 | 51.74 | 95.56 | 56.41 |
| Relave Falcon Batch | 36 | 0.736 | 4.753 | | 0.054 | 1.994 | 5.58 | 3.3 | 92.66 | 58.05 | 96.37 | 62.11 |
| Relave Falcon Batch | 48 | 0.736 | 4.753 | | 0.017 | 1.68 | 6 | 3.3 | 97.69 | 64.65 | 98.86 | 68.07 |

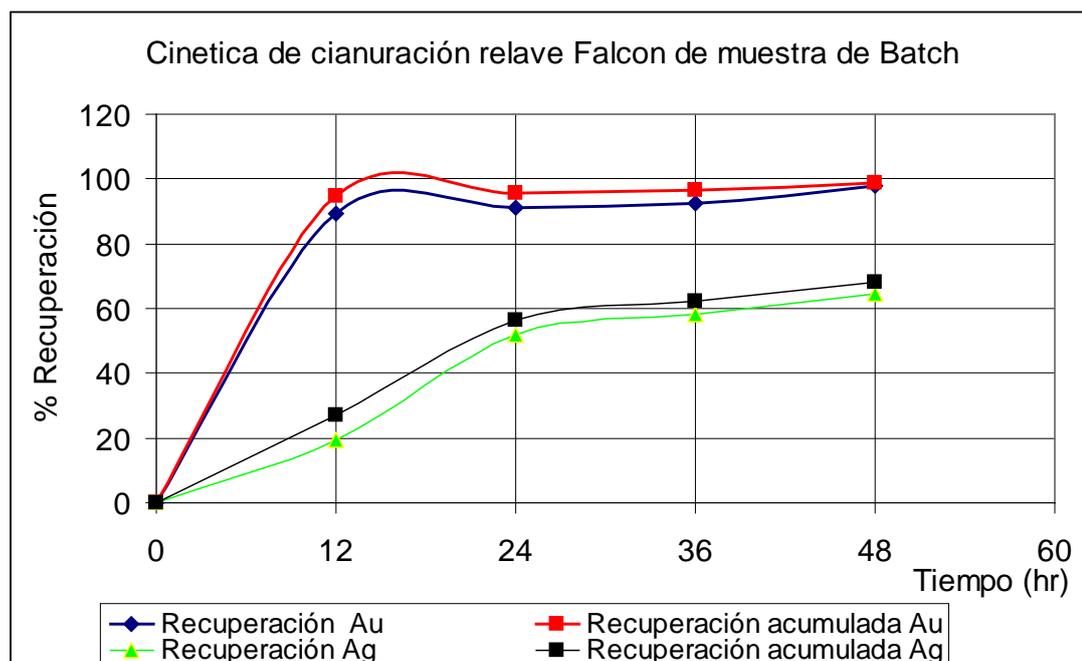


Figura N° 4.2: Cinética de cianuración del relave Falcon de la muestra de batch

Tabla N° 4.10: Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de varios.

| Nombre de muestra | tiempo de (hr) | Cabeza | | | residuo | | Consumo de reactivos | | Recuperación % | | Recuperación Acumulada (Falcon + lixiviación) % | |
|----------------------|----------------|-----------|-----------|-------|-----------|-----------|----------------------|----------|----------------|-------|---|-------|
| | | Au Oz /TC | Ag Oz/T C | % Cu | Au Oz/T C | Ag Oz /TC | NaC N Kg/T | Cal Kg/T | Au | Ag | Au | Ag |
| Varios | 48 | 0.506 | 5.088 | 0.033 | 0.032 | 2.9 | 5.64 | 6.7 | 93.68 | 43.00 | | |
| Relave Falcon Varios | 0 | 0.268 | 3.121 | | | | | | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Relave Falcon Varios | 12 | 0.268 | 4.121 | | 0.068 | 3.361 | 2.76 | 6.7 | 74.63 | 18.44 | 86.56 | 33.94 |
| Relave Falcon Varios | 24 | 0.268 | 4.121 | | 0.035 | 3.27 | 3.66 | 6.7 | 86.94 | 20.65 | 93.08 | 35.73 |
| Relave Falcon Varios | 36 | 0.268 | 4.121 | | 0.034 | 2.991 | 4.2 | 6.7 | 87.31 | 27.42 | 93.28 | 41.21 |
| Relave Falcon Varios | 48 | 0.268 | 4.121 | | 0.025 | 2.85 | 4.5 | 6.7 | 90.67 | 30.84 | 95.06 | 43.99 |

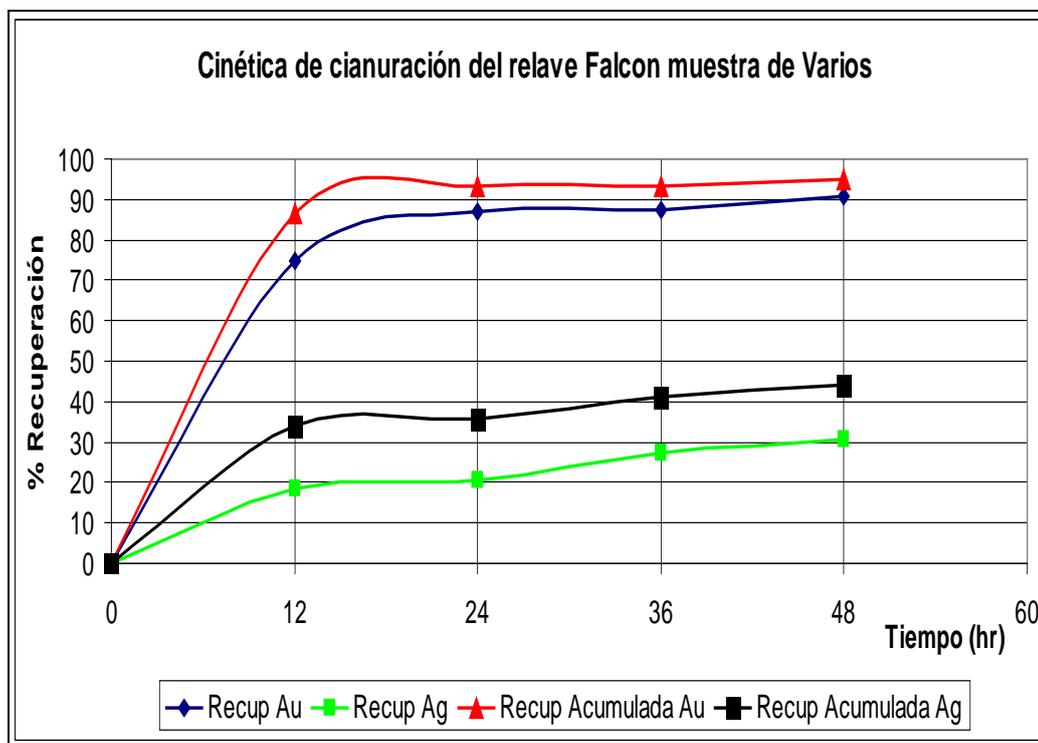


Figura N° 4.3: Cinética de cianuración del relave Falcon de la muestra de varios

Tabla N° 4.11: Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de óxidos.

| Nombre de muestra | tiempo de (hr) | Cabeza | | | residuo | | Consumo de reactivos | | Recuperación % | | Recuperación Acumulada (Falcon + lixiviación) % | |
|----------------------|----------------|----------|----------|-------|-----------|-----------|----------------------|----------|----------------|-------|---|-------|
| | | Au Oz/TC | Ag Oz/TC | % Cu | Au Oz/T C | Ag Oz/T C | NaCN Kg/T | Cal Kg/T | Au | Ag | Au | Ag |
| Oxido | 48 | 1.139 | 4.150 | 0.045 | 0.026 | 3.416 | 10.8 | 4.7 | 97.72 | 17.68 | | |
| Relave Falcon Oxidos | 0 | 0.449 | 3.995 | | | | | | 0.00 | 0.00 | 0 | 0 |
| Relave Falcon Oxidos | 12 | 0.449 | 3.995 | | 0.09 | 3.377 | 3 | 3.3 | 79.96 | 15.47 | 92.10 | 18.62 |
| Relave Falcon Oxidos | 24 | 0.449 | 3.995 | | 0.025 | 3.215 | 8.3 | 3.3 | 94.43 | 19.52 | 97.81 | 22.52 |
| Relave Falcon Oxidos | 36 | 0.449 | 3.995 | | 0.016 | 2.174 | 9.45 | 3.3 | 96.44 | 45.58 | 98.60 | 47.61 |
| Relave Falcon Oxidos | 48 | 0.449 | 3.995 | | 0.007 | 2.094 | 11.64 | 3.3 | 98.44 | 47.58 | 99.39 | 49.54 |

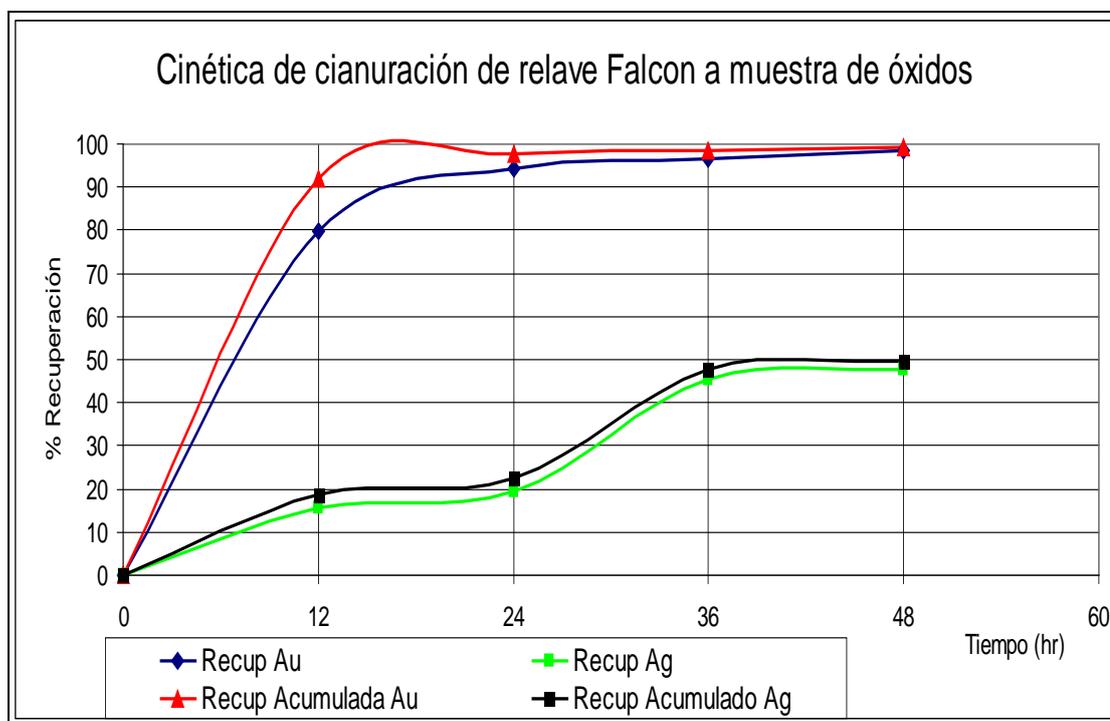


Figura N° 4.4: Cinética de cianuración del relave Falcon de la muestra de óxidos

Tabla N° 4.12: Pruebas de cianuración a 12, 24, 36 y 48 horas, a los relaves de Falcon de la muestra de sulfuros.

| Nombre de muestra | tiempo de cianuración (hr) | Cabeza | | | residuo | | Consumo de reactivos | | Recuperación % | | Recuperación Acumulada (Falcon + lixiviación) % | |
|------------------------|----------------------------|-----------|----------|-------|----------|----------|----------------------|----------|----------------|-------|---|-------|
| | | Au Oz /TC | Ag Oz/TC | % Cu | Au Oz/TC | Ag Oz/TC | NaCN Kg /T | Cal Kg/T | Au | Ag | Au | Ag |
| Sulfuro | 48 | 1.308 | 7.036 | 0.018 | 0.428 | 3.473 | 3.42 | 2.7 | 67.28 | 50.64 | | |
| Relave Falcon Sulfuros | 0 | 0.953 | 6.974 | | | | | | 0.00 | 0.00 | 0 | 0 |
| Relave Falcon Sulfuros | 12 | 0.953 | 6.974 | | 0.33 | 3.625 | 1.88 | 2.7 | 65.37 | 48.02 | 74.77 | 48.48 |
| Relave Falcon Sulfuros | 24 | 0.953 | 6.974 | | 0.319 | 3.383 | 2.04 | 2.7 | 66.53 | 51.49 | 75.61 | 51.92 |
| Relave Falcon Sulfuros | 36 | 0.953 | 6.974 | | 0.312 | 3.256 | 2.88 | 2.7 | 67.26 | 53.31 | 76.15 | 53.72 |
| Relave Falcon Sulfuros | 48 | 0.953 | 6.974 | | 0.276 | 2.998 | 3.84 | 2.7 | 71.04 | 57.01 | 78.90 | 57.39 |

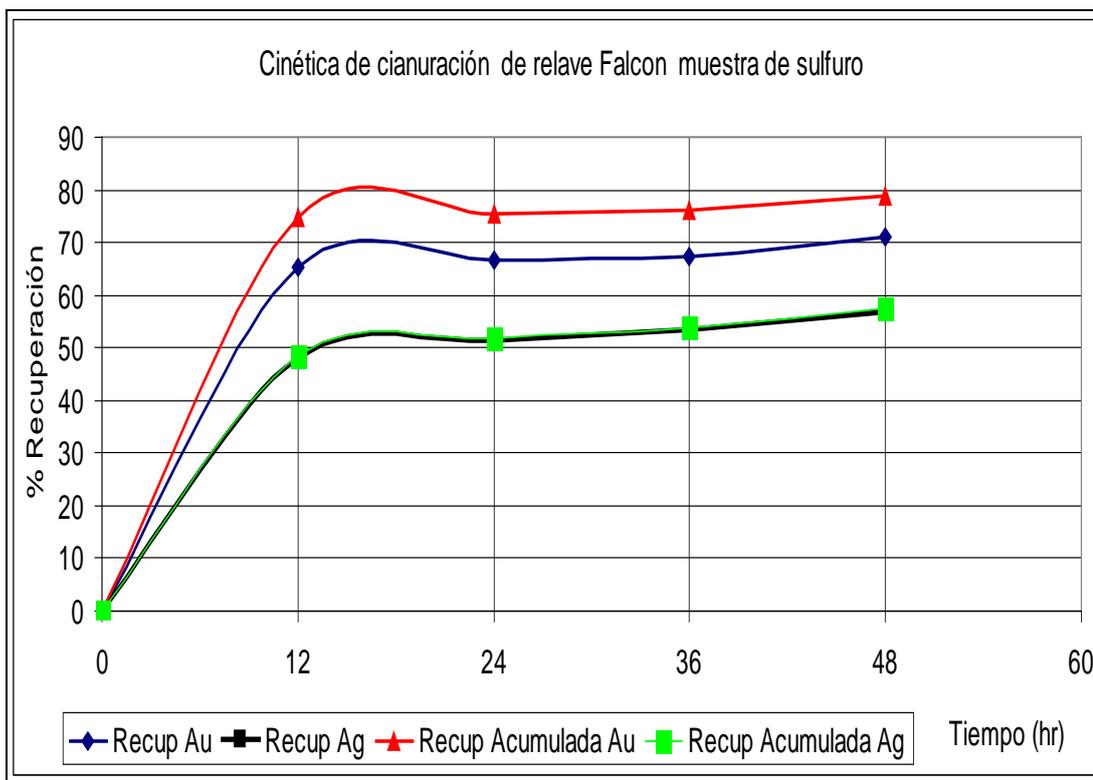


Figura N° 4.5: Cinética de cianuración del relave Falcon de la muestra de sulfuros

4.2 PRUEBAS EN PLANTA DE CIANURACIÓN PARA EVALUAR EL CONCENTRADOR GRAVIMÉTRICO iCON I350.

La evaluación del concentrador centrífugo icon i350, tiene como finalidad la de poder captar valores liberados desde el circuito de molienda, de manera que podamos ayudar para incrementar nuestra recuperación, disminuir el consumo de reactivos y obtener un concentrado limpio de fácil tratamiento.

Esta evaluación preliminar nos podrá indicar la correcta posición para la alimentación de pulpa al concentrador centrífugo y poder comparar con cuál de ellas se obtiene mejores resultados en cuanto a la calidad y cantidad del concentrado.

Existen dos puntos de alimentación a considerar:

- A. Descarga del Molino 6'x6', Molino N°1.
- B. Descarga del Molino 5'x8', Molino N°2.

4.2.1 Características del equipo icon

- Concentrador icon i350
- Capacidad de sólidos: 15 toneladas / hora.
- Capacidad de pulpa: 30 m³ / hora
- Densidad de Pulpa: 5% a 65% de sólidos
- Tamaño máximo de partículas: 2.5 mm

- Área de concentración: 0.23 m²
- Potencia del motor: 3.7 Kw (5HP)
- Especificaciones eléctricas: 208 a 230v, trifásico, 50-60Hz
- Consumo de agua de proceso: 3 a 5 m³ / hora
- Presión de agua de proceso: 10 a 20 psi.
- Tiempo de lavado: 60 - 90 segundos
- Capacidad de concentración por lote de 4 a 6 Kg

4.2.2 Procedimiento

4.2.2.1 Balances de materia

Los concentradores gravimétricos requieren de agua o solución, para su operación, por lo que se tienen que hacer el balance de materia en el circuito de molienda- clasificación y que la solución que requiere el icon no desbalance o diluya la pulpa en este circuito de molienda – clasificación.

Después se ubica el icon en la descarga del primer molino 6'x6' y se realiza 2 pruebas en la descarga del segundo molino 5'x8'.

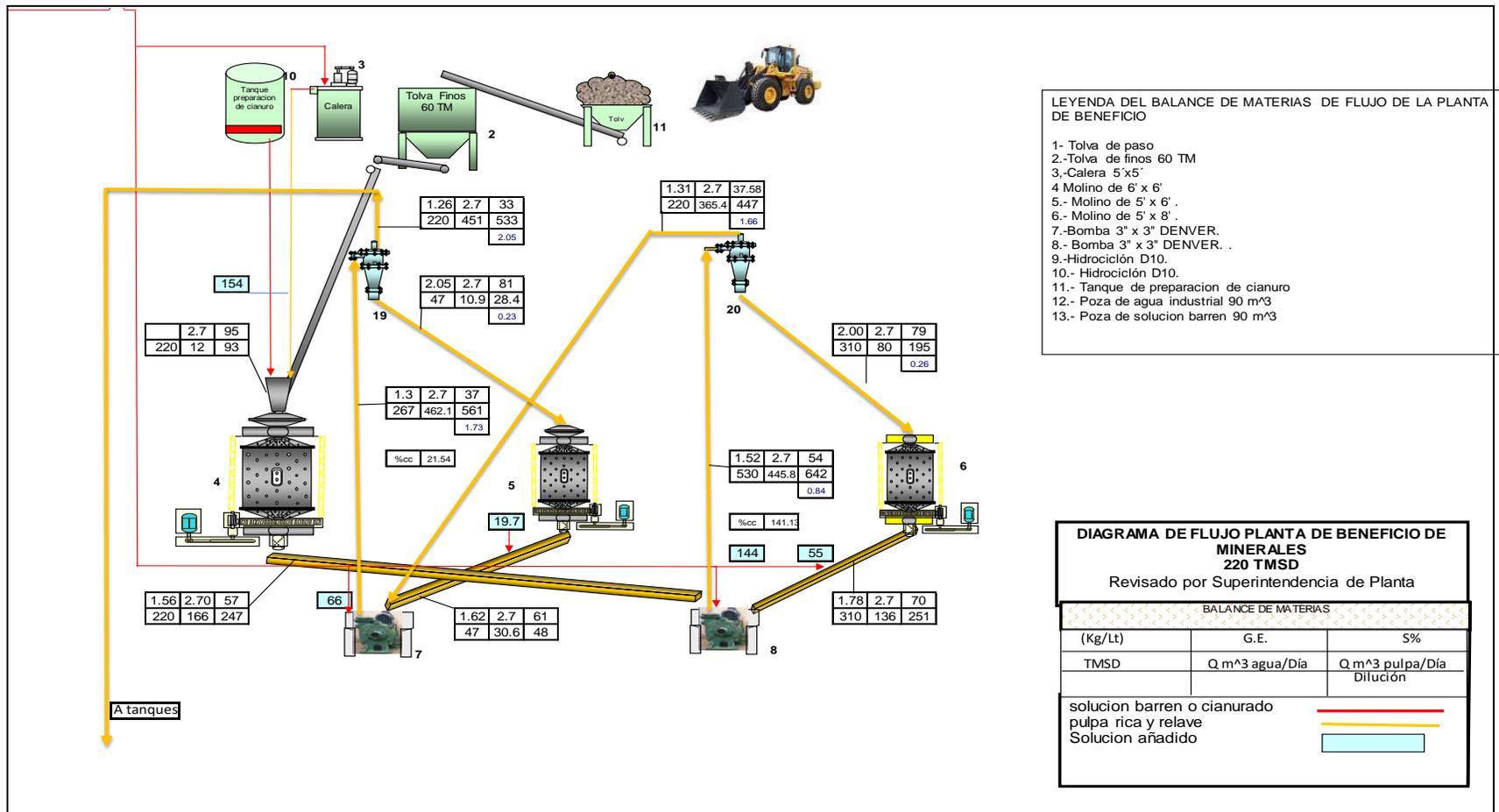


Figura N° 4.6: Balance de materias en planta de beneficio sin icon

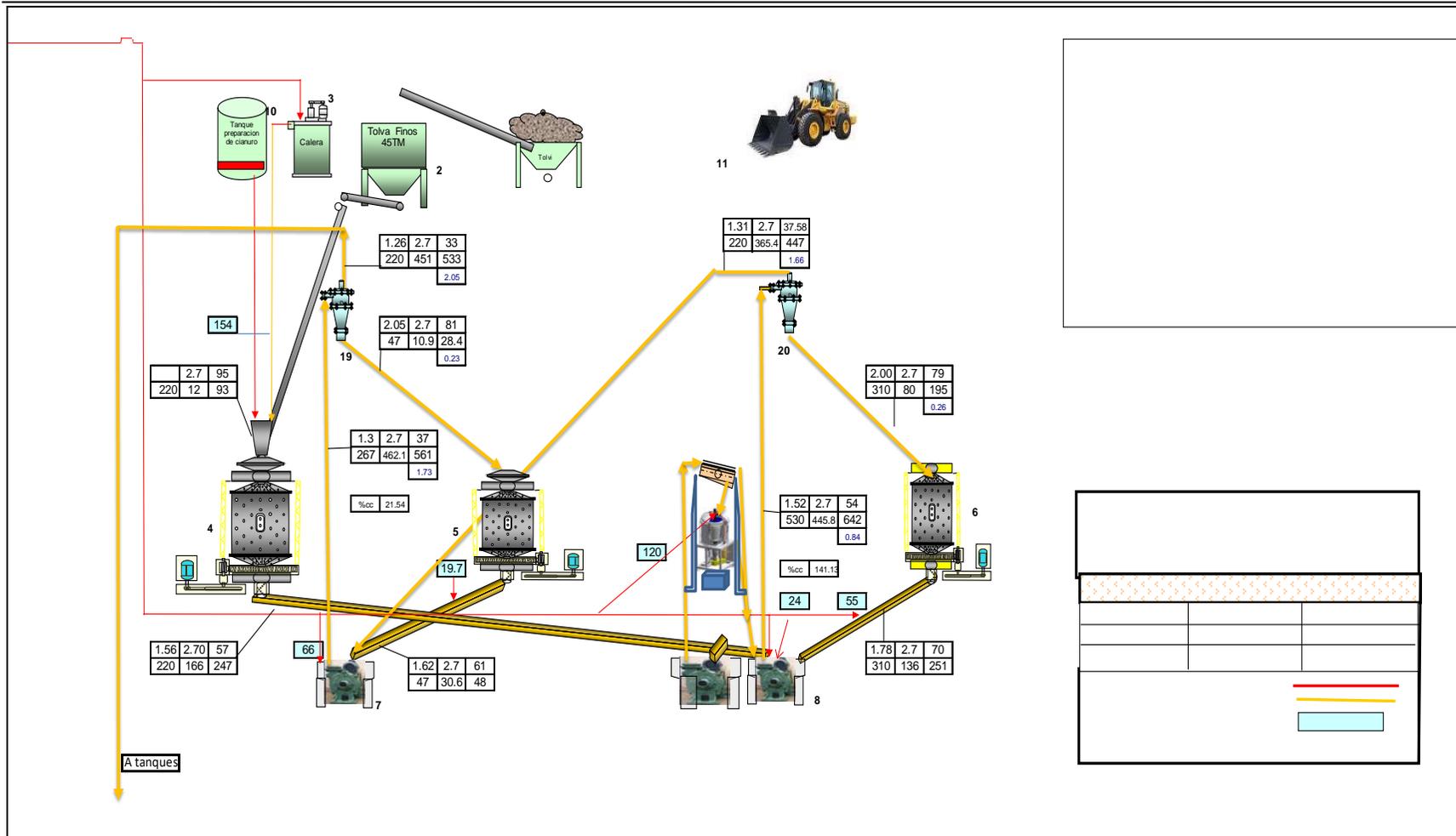


Figura N° 4.7: Balance de materias en planta de beneficio con icon i350

4.2.3 La toma de muestra

Se realizó durante una guardia completa (toma de muestras cada hora en los diversos puntos que se consideraron) para poder tener una muestra bastante representativa y poder determinar en cada punto de muestreo, densidades, porcentajes de sólidos, gravedad específica, volúmenes, pesos y realizar la preparación de las muestras para análisis químico. Se realizaron muestreos tanto para material Varios como para Batch.

Datos de operación al momento de la prueba: Frecuencia: 37 Hz, Presión de agua: 15 PSI.

Se tomaron muestras en la descarga de los molinos N° 1; 6'x 6'y en la descarga del Molino N°2; 5'x 8' del circuito de molienda.

4.2.3.1 Los resultados, para la descarga del molino N°2, 5'x8', se dan a continuación.

Las pruebas se realizaron para dos blending de mineral procesados en planta una de 0.852 Au Oz/Tc y otra para un blending de mineral de 0.987 Au Oz/Tc

A. Blending de minerales de una ley de cabeza de 0.852 Oz/Tc Au con una granulometría de 85.42% - m200.

Tabla N° 4.13: Balance de sólidos para Blending de una ley de cabeza de 0.852 Oz/Tc Au para el icon en la descarga del 5'x 8'

| | T/h | T/cosecha | T/día | Caudal (m ³ /h) | densidad (g/L) | % solidos |
|-------------|-------|-----------|---------|-------------------------------|-------------------|-----------|
| Alimento | 8.671 | 104.05 | 208.101 | 11.77 | 1495.81 | 65.65 |
| Concentrado | 0.007 | 0.079 | 0.158 | 0.68 | 1033.10 | 21.30 |
| Grueso +m10 | 0.24 | 2.88 | 5.76 | 0.20 | 2010.20 | 80.60 |
| Relave | 8.424 | 101.088 | 202.177 | 12.34 | 1531.10 | 60.16 |

Tabla N° 4.14: Balance de metalúrgico para Blending de una ley de cabeza de 0.852 Oz/Tc Au para el icon en la descarga del 5'x 8'

| | Peso TMSD | Leyes | | Contenido metálico | | Distribución % | |
|-------------------------|--------------|-----------------|-----------------|--------------------|---------|----------------|--------|
| | | Au (Oz / TC) | Ag (Oz / TC) | Au (Oz) | Ag (Oz) | Au | Ag |
| Cabeza Ensayada icon | 208.101 | 0.80 | 4.97 | 1.667 | 10.34 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado icon | 0.158 | 21.31 | 19.42 | 0.034 | 0.03 | 2.38 | 0.55 |
| Grueso +m10 | 5.76 | 0.55 | 3.30 | 0.032 | 0.19 | 2.24 | 3.39 |
| Relave icon | 202.177 | 0.67 | 2.67 | 1.349 | 5.39 | 95.37 | 96.06 |
| Cabeza calculada | 208.095 | 0.68 | 2.70 | 1.414 | 5.61 | 100.00 | 100.00 |

B. Blending con un ley de cabeza de 0.978 Oz/Tc Au con una granulometría de 88.60% - m200.

Tabla N° 4.15: Balance de sólidos para Blending con un ley de cabeza de 0.978 Oz/Tc Au para el iCON en la descarga del 5' x 8'

| | T/h | T/cosecha | T/día | Caudal (m ³ /h) | densidad (g/L) | % solidos |
|-------------|--------|-----------|---------|-------------------------------|-------------------|-----------|
| Alimento | 10.284 | 123.403 | 246.807 | 12.01 | 1880.50 | 68.30 |
| Concentrado | 0.008 | 0.1 | 0.199 | 0.57 | 1036.20 | 21.20 |
| Grueso +m10 | 0.222 | 2.665 | 5.33 | 0.20 | 2060.40 | 81.65 |
| Relave | 10.053 | 120.638 | 241.276 | 12.54 | 1846.92 | 65.11 |

Tabla N° 4.16: Balance de metalúrgico para Blending con un ley de cabeza de 0.978 Oz/Tc Au para el icon en la descarga del 5' x 8'.

| | Peso TMSD | Leyes | | Contenido metálico | | Distribución % | |
|-------------------------|--------------|-----------------|-----------------|-----------------------|---------|----------------|--------|
| | | Au (Oz / TC) | Ag (Oz / TC) | Au (Oz) | Ag (Oz) | Au | Ag |
| Cabeza Ensayada icon | 246.807 | 2.70 | 4.97 | 6.656 | 12.27 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado icon | 0.199 | 41.16 | 19.42 | 0.082 | 0.04 | 2.11 | 0.58 |
| Grueso +m10 | 5.33 | 1.25 | 3.30 | 0.067 | 0.18 | 1.72 | 2.65 |
| Relave icon | 241.276 | 1.55 | 2.67 | 3.73 | 6.43 | 96.17 | 96.77 |
| Cabeza calculada | 246.805 | 1.57 | 2.67 | 3.879 | 6.64 | 100.00 | 100.00 |

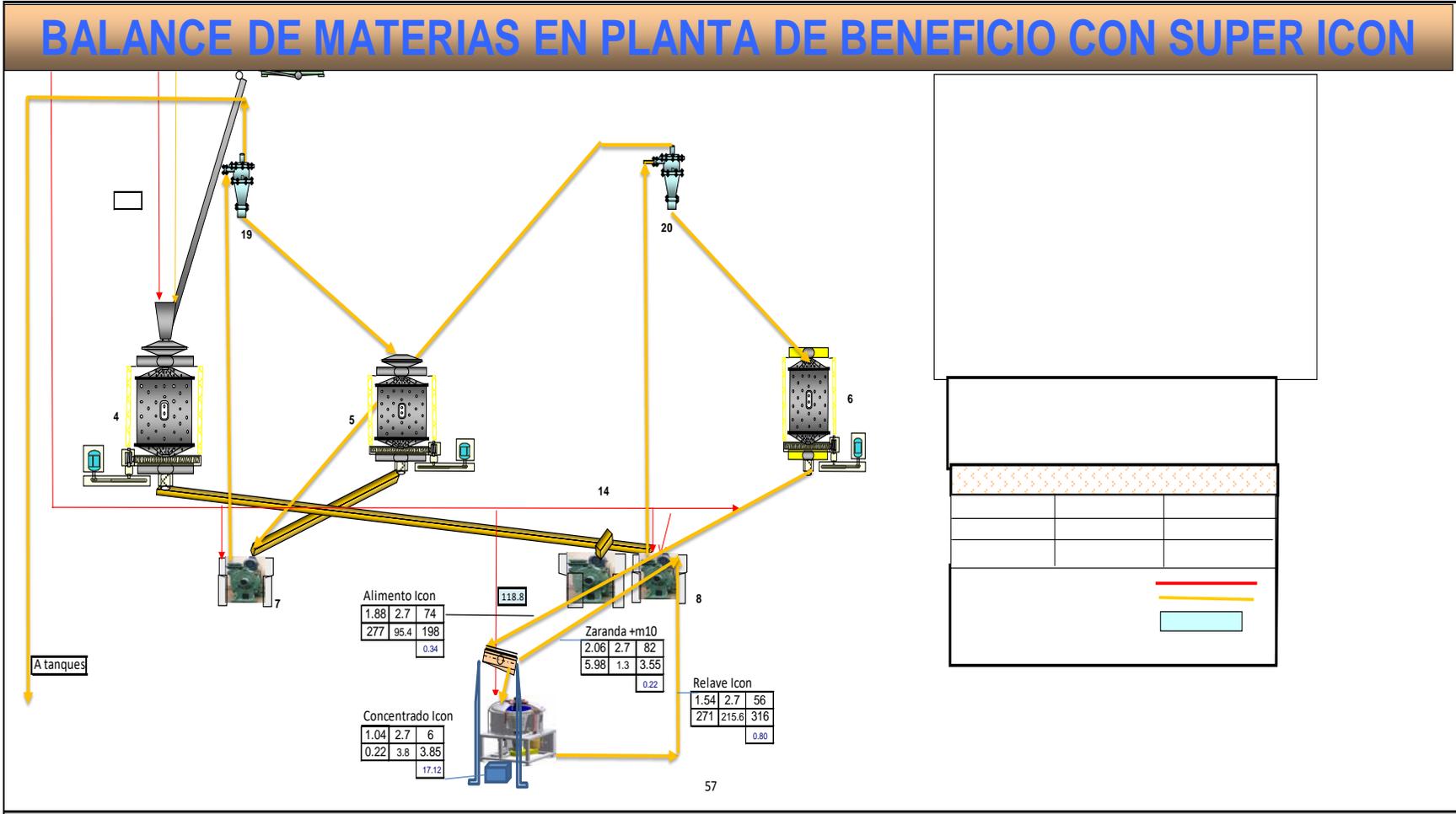


Figura N° 4.8: Balance de materia de planta con el icon en la descarga del molino 2 (5' x 8')

4.2.3.2. Los resultados, para la descarga del molino N°1, 6'x 6', se dan a continuación:

A. Tratamiento de batch con un ley de cabeza de 1.26 Oz/Tc Au con una granulometría de 87.20% - m200.

Tabla N° 4.17: Balance de sólidos para un blending de 1.26 Oz/Tc con el icon en la descarga del molino 6'x 6'

| | T/h | T/cosecha | T/día | Caudal (m ³ /h) | densidad (g/L) | % sólidos |
|-------------|-------|-----------|---------|----------------------------|----------------|-----------|
| Alimento | 9.574 | 114.886 | 229.771 | 11.98 | 1754.50 | 68.30 |
| Concentrado | 0.011 | 0.128 | 0.256 | 0.60 | 1167.62 | 22.80 |
| Grueso +m10 | 0.106 | 1.269 | 2.538 | 0.09 | 2060.06 | 81.65 |
| Relave | 9.457 | 113.489 | 226.978 | 12.86 | 1697.77 | 65.11 |

Tabla N° 4.18: Balance de metalúrgico para un blending de 1.26 Oz/Tc con el icon en la descarga del molino 6'x 6'

| | Peso TMSD | Leyes | | Contenido metálico | | Distribución % | |
|----------------------|-----------|--------------|--------------|--------------------|---------|----------------|--------|
| | | Au (Oz / TC) | Ag (Oz / TC) | Au (Oz) | Ag (Oz) | Au | Ag |
| Cabeza Ensayada icon | 229.771 | 2.36 | 2.15 | 5.416 | 4.93 | 100.00 | 100.00 |
| Concentrado icon | 0.256 | 38.23 | 20.80 | 0.098 | 0.05 | 6.01 | 1.09 |
| Grueso +m10 | 2.538 | 0.55 | 5.44 | 0.014 | 0.14 | 0.86 | 2.84 |
| Relave ICON | 226.978 | 0.67 | 2.06 | 1.514 | 4.67 | 93.13 | 96.07 |
| Cabeza calculada | 229.772 | 0.71 | 2.12 | 1.626 | 4.86 | 100.00 | 100.00 |

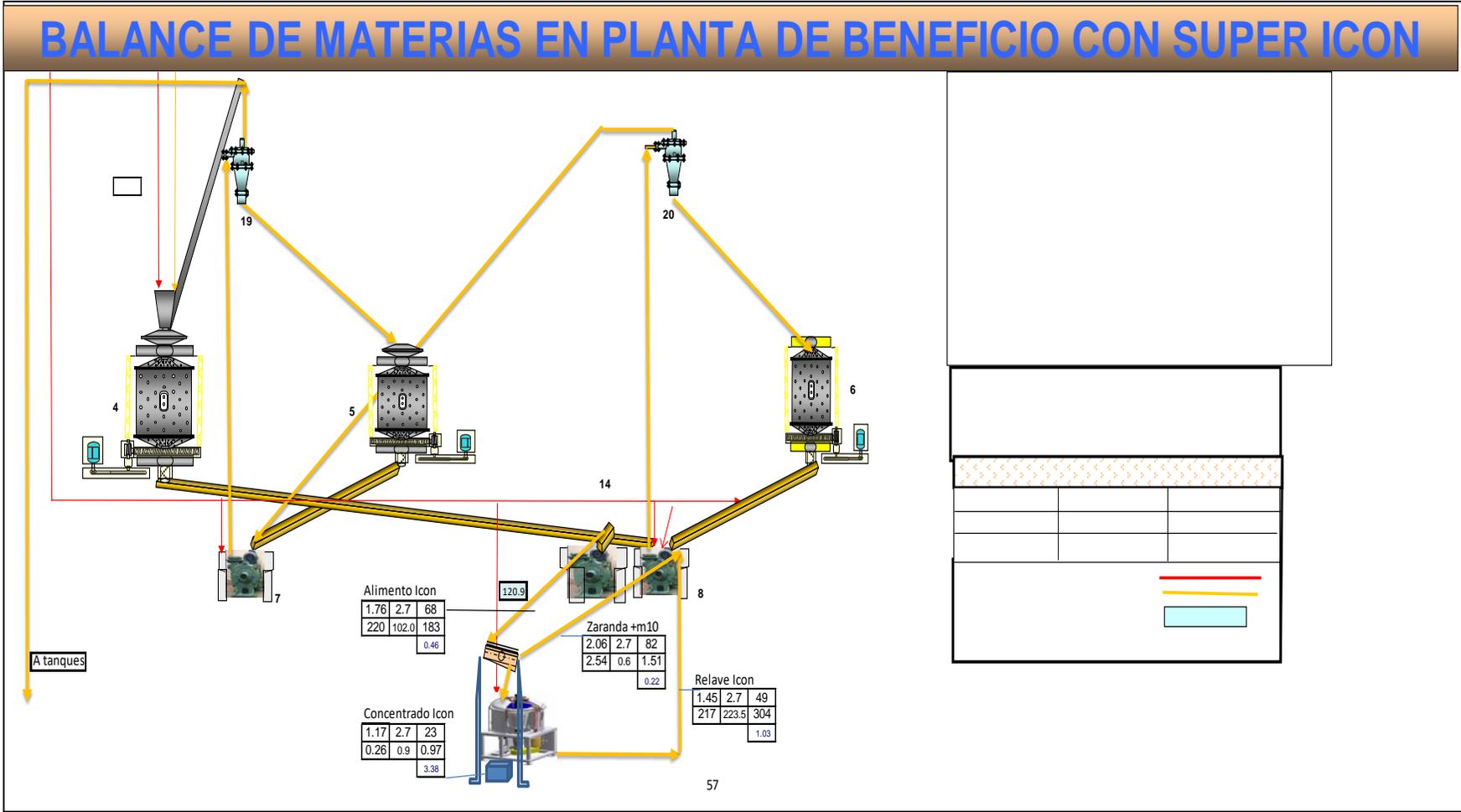


Figura N° 4.9: Balance de materia de planta con el icon en la descarga del molino 1 (6'x 6')

CAPITULO V

ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1.- DE LAS PRUEBAS DE LABORATORIO

- Se puede observar de la **Tablas N° 5.1** que el radio de concentración promedio del equipo es de 106.
- De la **Figura N° 5.1** se puede observar que el radio de concentración de un oxido (97.29) es menor a un sulfuro (131.98), porque tiene mayor gravedad especifica.

Tabla N° 5.1: Radio de concentración por muestra

| Muestra | Radio de Concentración. |
|------------------------|-------------------------|
| Alimentación al ciclon | 72.548 |
| Batch | 112.347 |
| Varios | 117.966 |
| Oxido | 97.29 |
| Sulfuro | 131.98 |
| Promedio | 106 |

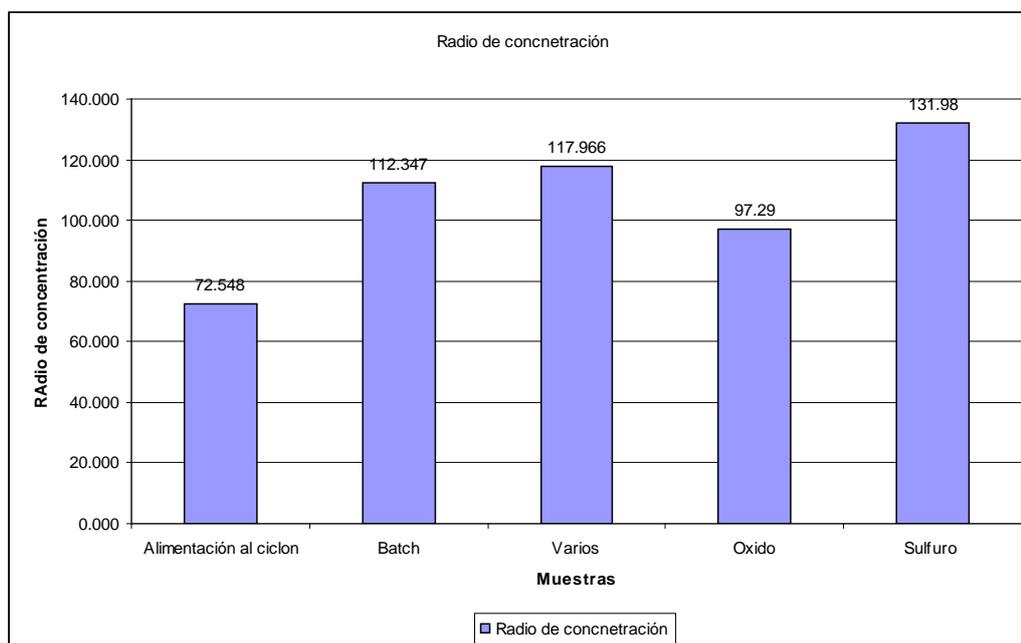


Figura N° 5.1: Radio de concentración por muestra

- De la **Tabla N° 5.2** La recuperación en oro varía desde 27.4%, en el alimento al ciclón, a 50.5% en la prueba del batch (ver **Tablas N° 3.2 y 3.3**).

Tabla N° 5.2: % de recuperaciones por el equipo Falcon

| Muestra | Recuperaciones % | |
|------------------------|------------------|------|
| | Au | Ag |
| Alimentación al ciclón | 27.4 | 4.1 |
| Batch | 50.5 | 10.5 |
| Varios | 42.2 | 6.4 |
| Oxido | 33.9 | 4.7 |
| Sulfuro | 43.5 | 1.6 |

- De la **Figura N° 5.2**, se observa que la recuperación en oro máximo llega a 50.5%, en el caso de la prueba del Batch, cuya granulometría es de 97%-m200, puede ser por su contenido de oro grueso.

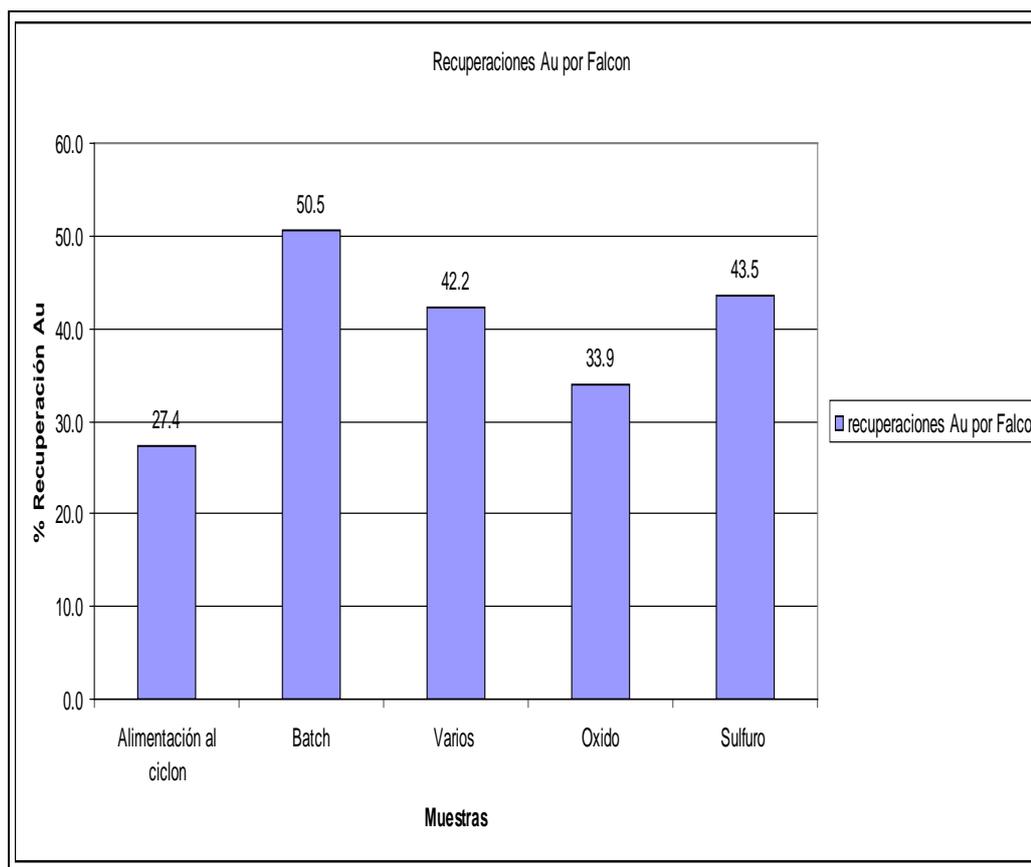


Figura N° 5.2: % de recuperaciones de Au por Falcon

- La recuperación de la plata son bien bajas desde 1.6% para la prueba del sulfuro y máximo de 10.5% en la prueba de batch. (ver **Tabla N° 5.2**), y asumimos que el cobre se comporte igual, por lo que deducimos que no baje mucho el consumo de cianuro.

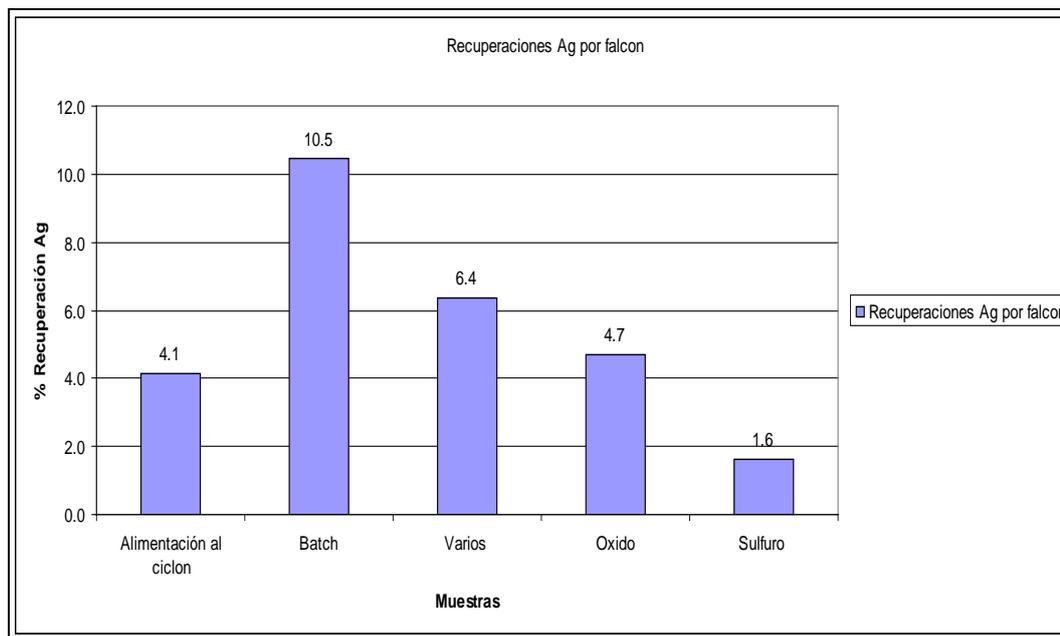


Figura N° 5.3: % de recuperaciones de Ag por Falcon

- De la **Tabla N° 5.3** la muestra de mineral de sulfuro recupera 67.28% por cianuración, y 43.5% con el Falcon, por lo que en este caso se espera que se incremente la recuperación total pasando por Falcon más cianuración del relave del Falcon. Por lo que serviría de mucho en la recuperación de minerales que no recuperan por cianuración (refractarios a la cianuración).
- De las **Figuras N° 5.4 y 5.5** así como en la **Tabla N° 5.3** se pueden observar el aumento en la disolución acumulado a 48 horas de oro y plata de los relaves de Falcon, con respecto a la disolución del mineral fresco. Por lo que se espera un aumento en la disolución.

Tabla N° 5.3: Recuperaciones por cianuración al mineral fresco y al relave de Falcon por tipo de muestra

| | Recuperaciones % | | Recuperación Acumulada (Falcon + lixiviación) % | |
|---------|------------------|-------|---|-------|
| | Au | Ag | Au | Ag |
| Batch | 94.08 | 24.06 | 98.86 | 68.07 |
| Varios | 93.68 | 43.00 | 95.06 | 43.99 |
| Oxido | 97.72 | 17.68 | 99.39 | 49.54 |
| Sulfuro | 67.28 | 50.64 | 78.90 | 57.39 |

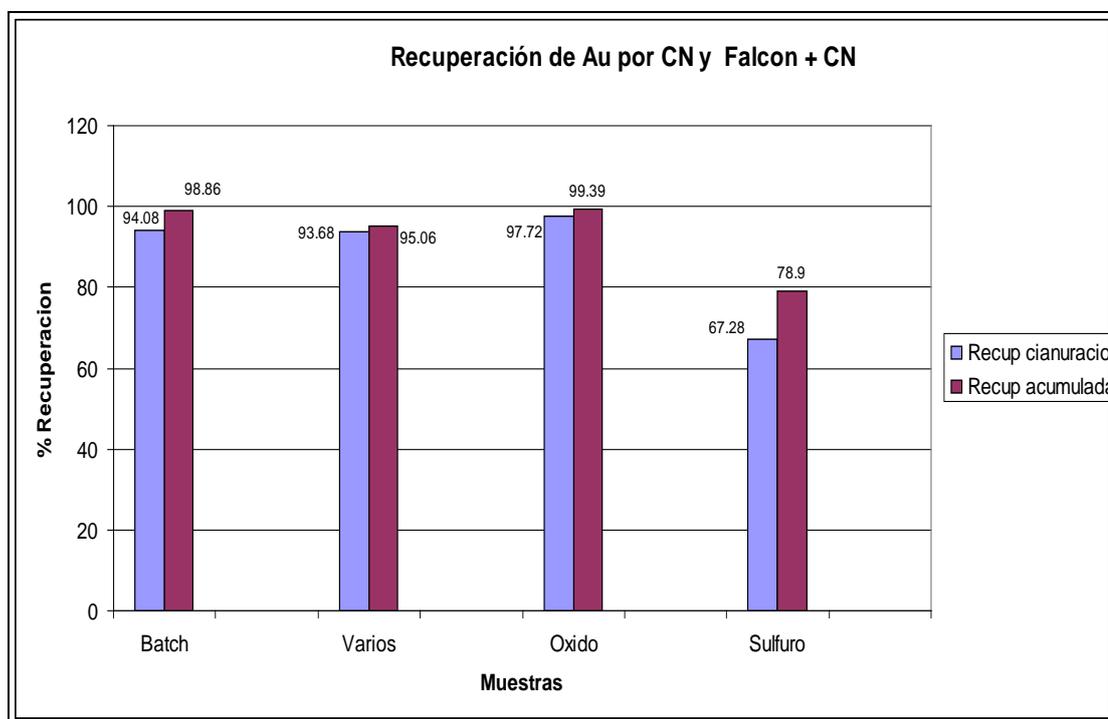


Figura N° 5.4: Recuperación de oro por cianuración del mineral fresco y después al relave Falcon por tipo de muestra

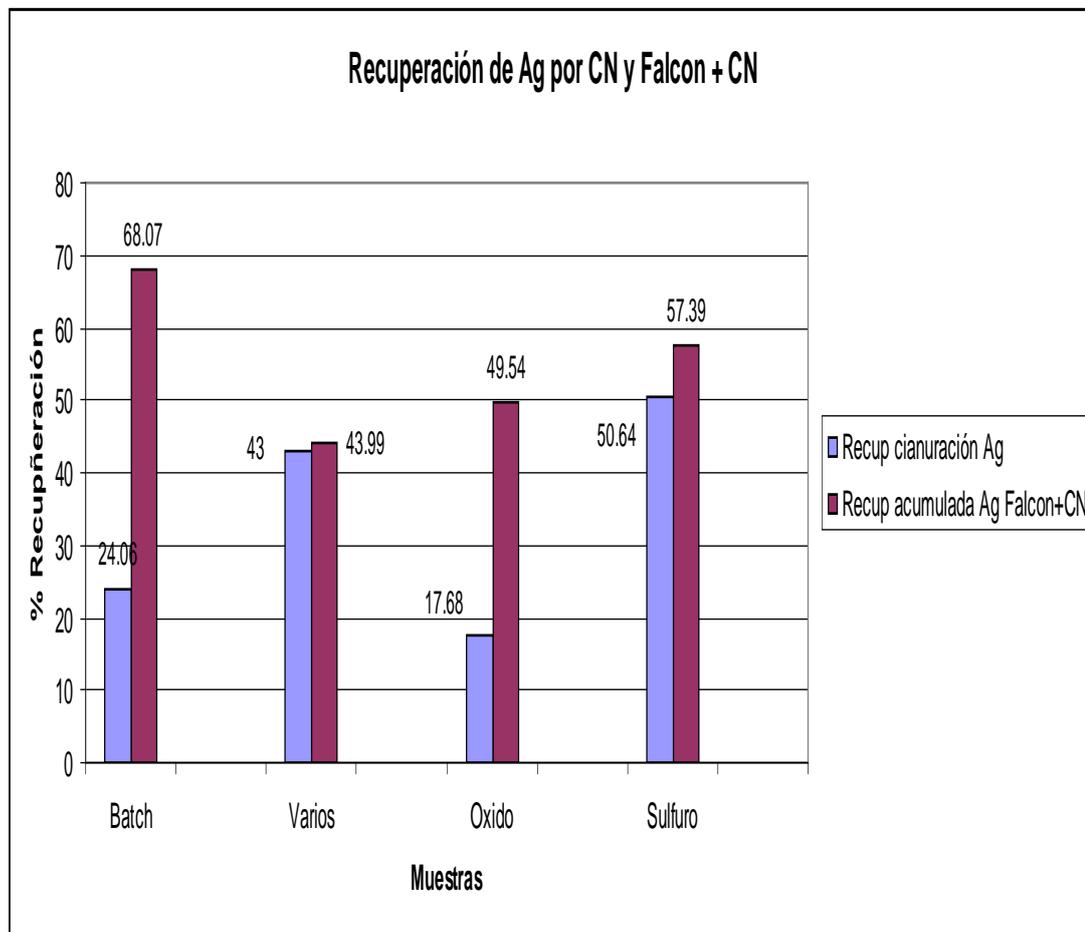


Figura N° 5.5: Recuperación de plata por cianuración del mineral fresco y después al relave Falcon por tipo de muestra

- En la **Tabla N° 5.4** se puede observar que es común que disminuya el consumo de cianuro solo en la muestra de varios en los demás aumenta un poco se puede considerar que se mantiene este consumo.
- En la **Tabla N° 5.4** se observa que el consumo de cal disminuye después de la concentración Falcon, esto se explica a que los sulfuros que generan acidez con concentrados con el iCON.

Tabla N° 5.4: Consumo de reactivos de las pruebas de cianuración a los relaves Falcon

| | Consumo de reactivos | |
|------------------------|----------------------|-------------|
| | NaCN (Kg /T) | Cal (Kg /T) |
| Batch | 5.55 | 5 |
| Relave Falcon Batch | 6 | 3.3 |
| Varios | 5.64 | 6.7 |
| Relave Falcon Varios | 4.5 | 6.7 |
| Oxido | 10.8 | 4.7 |
| Relave Falcon Óxidos | 11.64 | 3.3 |
| Sulfuro | 3.42 | 2.7 |
| Relave Falcon Sulfuros | 3.84 | 2.7 |

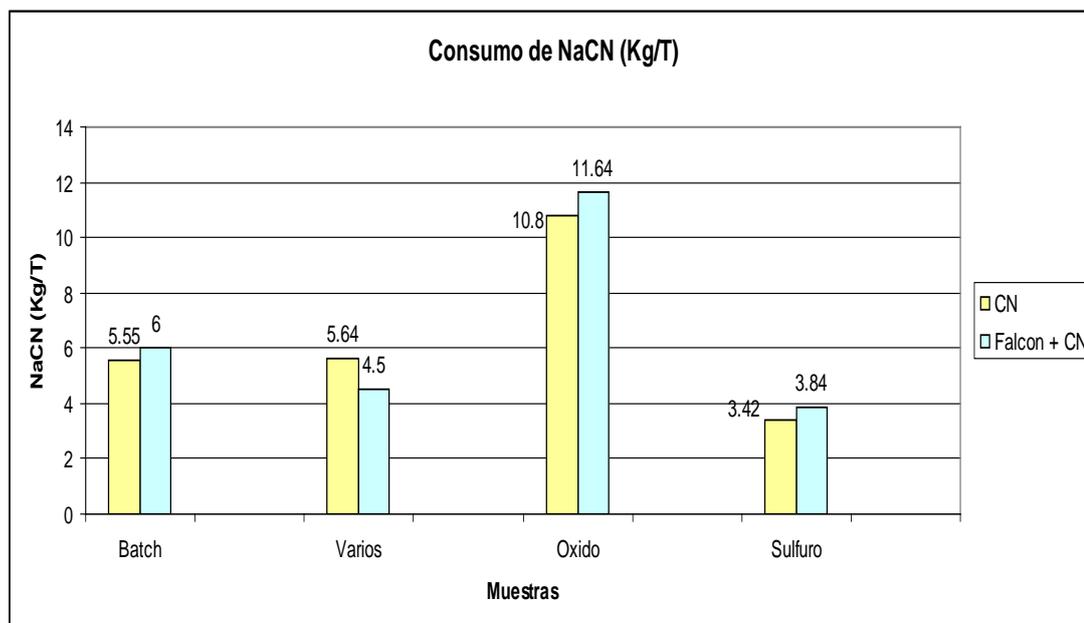


Figura N° 5.6: Consumo de NaCN mineral fresco y después al relave Falcon por tipo de muestra.

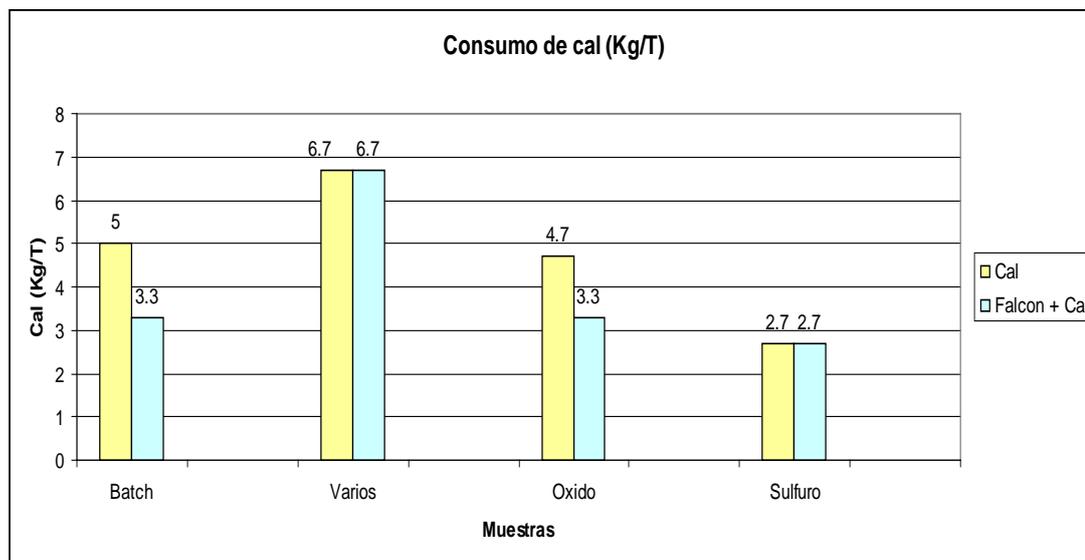


Figura N° 5.7: Consumo de Cal mineral fresco y después al relave Falcon por tipo de muestra

- En la **Tabla N° 5.2** se puede proyectar que el oro físico que se puede obtener con una recuperación en promedio es de 27.4%, de todo el oro que ingrese, esto depende inversamente de la granulometría, y sería menor si la granulometría es gruesa como la descarga del molino N°1.

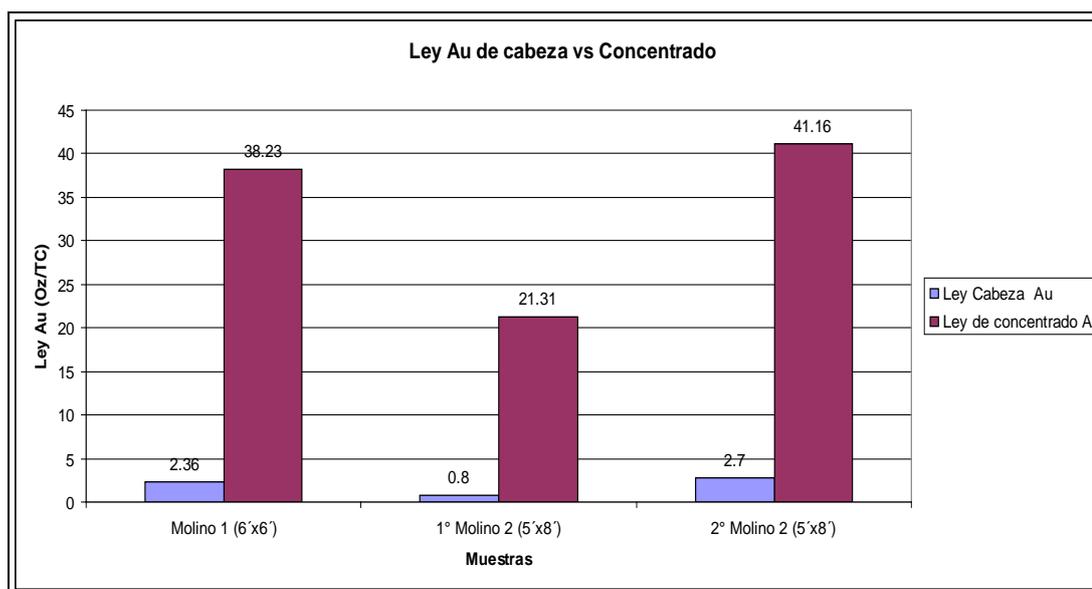
5.2.- DE LAS PRUEBAS EN PLANTA

- De la **Tabla N° 5.5**, nos determinan que en la ubicación del cajón y la bomba que alimentan a la zaranda de alta frecuencia, es, a la descarga del molino N°1; 6'x6', donde se puede notar que se obtiene menor cantidad de material concentrado, pero de más alta calidad en leyes, que la ubicación a la descarga del molino N°2, 5'x8', donde se obtiene mayor cantidad de concentrados y de menor calidad. Cabe mencionar que en el cuadro del balance podemos ver que la distribución de concentrados en el molino N°1 es mayor 6.01%, a comparación de la ubicación a la descarga del molino N°2 que es menor 2.11%.

Tabla N° 5.5: Concentrado iCON, peso leyes y recuperaciones de las pruebas

| Concentrado | TMSD | Ley de cabeza | | Leyes | | Recuperación % | |
|------------------------|-------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|----------------|------|
| | | Au (Oz / TC) | Ag (Oz / TC) | Au (Oz / TC) | Ag (Oz / TC) | Au | Ag |
| Molino 1 (6'x6') | 0.256 | 2.36 | 2.15 | 38.23 | 20.8 | 6.01 | 1.09 |
| 1° Molino 2 (5'x8') | 0.158 | 0.8 | 4.97 | 21.31 | 19.42 | 2.38 | 0.55 |
| 2° Molino 2 (5'x8') | 0.199 | 2.7 | 4.97 | 41.16 | 19.42 | 2.11 | 0.58 |

- De la **Figura N° 5.8** comparamos la ley de Au en concentrado es proporcional ley de cabeza.

**Figura N° 5.8:** La ley Au en el concentrado Vs la ley de cabeza

- De la **Figura N° 5.9** se observa que la mejor recuperación es en la ubicación descarga del molino primario N°1 con 6% de recuperación de Au, esto se explica a que el oro grueso todavía no está disuelto como en lo que sigue del circuito (molino N°2). También el icon no concentra bien el oro fino por lo que llega a recuperar 2.11% en esta ubicación.

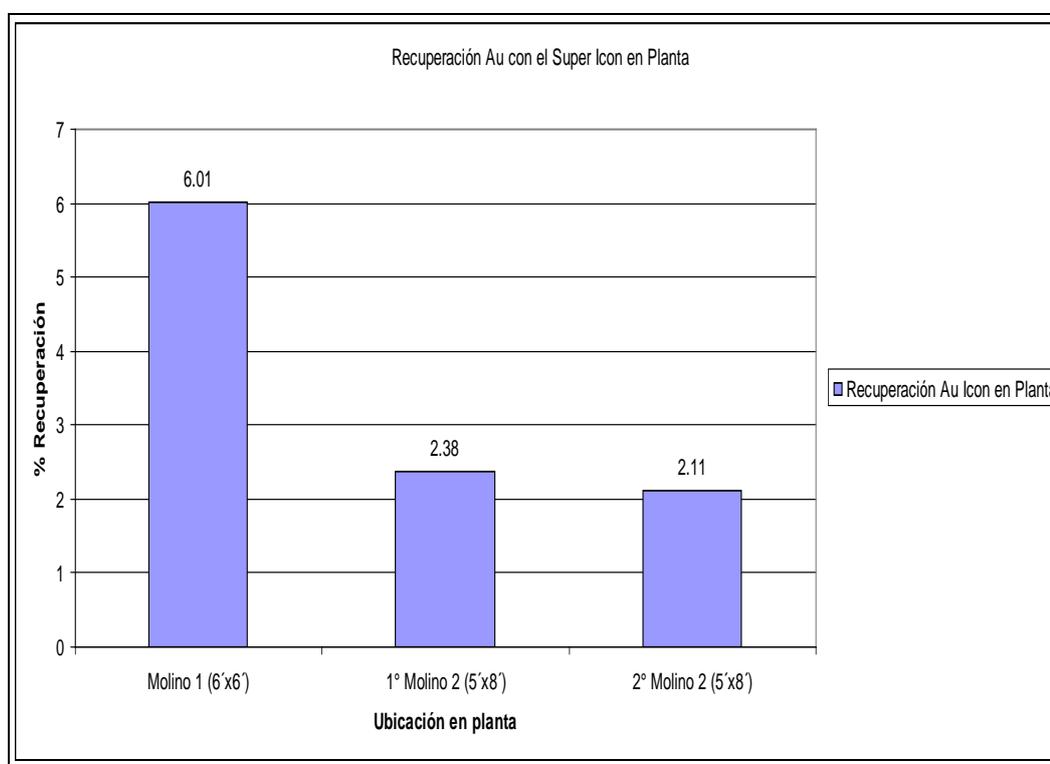


Figura N° 5.9: Recuperación de Au de las pruebas con el icon en planta

- De la **Figura N° 5.10** se observa que la recuperación de plata es mínima pero se logra mejor resultado en la ubicación descarga del molino N° 1 con 1.09 % Ag.

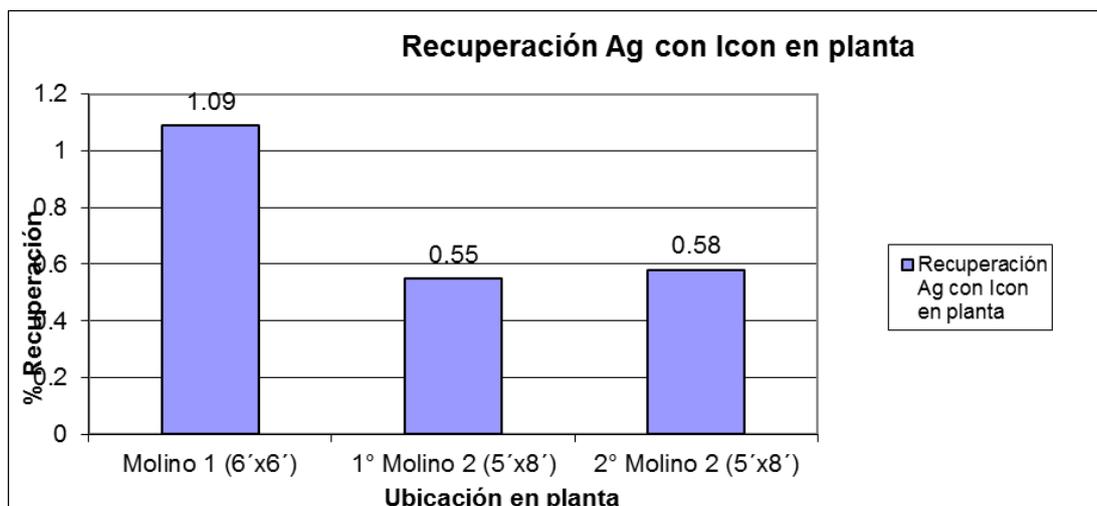


Figura N° 5.10: Recuperación de Ag de las pruebas con el icon en planta

- En la descarga del molino N°1 (6'x6') el concentrado tiene mayor granulometría, mientras que la descarga del molino N°2 (5'x8') y la cantidad de pulpa en el concentrado es mayor (menor granulometría), observándose también que a partículas de oro muy finas por debajo de la malla 270 no se pueden captar en el concentrador.

Tabla N° 5.6: Peso de granulometría +m10 de la zaranda

| Concentrado | TMSD Grueso +m10 |
|---------------------|---------------------|
| Molino 1 (6'x6') | 2.538 |
| 1° Molino 2 (5'x8') | 0.24 |
| 2° Molino 2 (5'x8') | 0.222 |

- En el concentrado de la descarga del molino N°2 (5'x8') el oro libre es menor debido a que en este proceso los valores sufren una remolienda y disolución en la parte interna del molino.
- Debemos tener en cuenta que en los cálculos de los concentrados obtenidos, el sistema no es continuo, es intermitente, de tal manera que en una hora de trabajo normal (dependiendo si el material es batch o varios) solo se lava de 3 o 4 veces el concentrado acumulado en la canastilla del icon.
- La presencia de oro libre en el concentrado del icon, dependerá de las características mineralógicas del mineral en tratamiento o proceso (mineral – relaves; contenidos en el blending), debido a que ambos contienen diferentes calidades y tonelajes por cada lote de los cuales se compone, tales como; granulometría del oro libre, amarre mineralógico con los acompañantes en la matriz del mineral y de las características físicas y composición con óxidos o sulfuros.
- La idea de un concentrador centrífugo, es poder captar el oro libre que se encuentra en la mena o pulpa, para no enviarlo a los tanques (donde la lixiviación de estas partículas requeriría de mayor tiempo de disolución) y ayudar a mejorar la recuperación final.

CONCLUSIONES

1. En la práctica industrial con el equipo centrífugo iCON i350 en una planta de cianuración, se logra recuperar por gravimetría hasta el 6 % de la producción total de planta de cianuración, pero no alcanza las recuperaciones obtenidas a nivel laboratorio donde no se usó cianuro.
2. Con la implementación del concentrador gravimétrico centrífugo se logra aumentar la recuperación total de 92% a 94%. Esto es debido a que la cianuración comienza desde que el mineral ingresa al molino.
3. No se llegó a reducir el consumo de cianuro debido a que se procesa minerales de plata con recuperaciones de 50%. Además se concluye que los relaves Falcon no bajan el consumo de cianuro.
4. Se concluye que a nivel industrial no disminuye el consumo de cal, pero si se da a nivel laboratorio, debido a que concentra casi todo el sulfuro que generan la acidez, ya que a nivel industrial el concentrado es muy poco significativo 0.256 TMSD con respecto a una alimentación de 220 TMSD.
5. La mejor ubicación es la descarga del molino primario porque se logra la mayor recuperación de Au a 6% donde todavía el oro grueso no está disuelto

ni muy fino para ser concentrado por el equipo como es el caso del molino secundario.

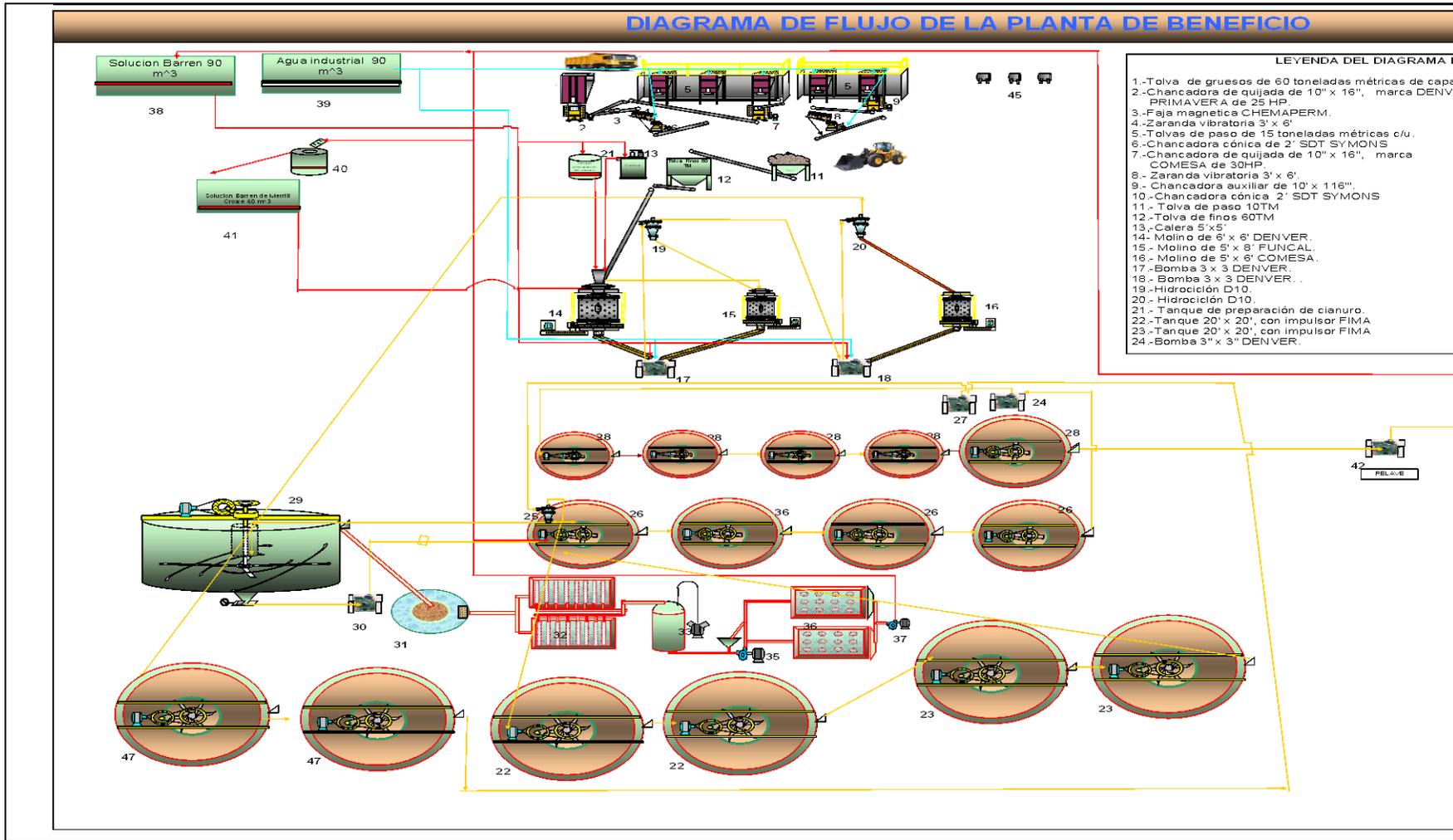
6. Este equipo consume de 5 m³/h, pudiéndose trabajar con solución barren sin problema de encalichamiento usando anti incrustante y filtros.
7. Las ubicaciones para la prueba se dieron por que no afectan el balance de materias en el circuito de molienda clasificación.
8. Con la implementación de un concentrador centrífugo colocado en la descarga del primer molino, se logra disminuir el oro retenido en el circuito de molienda, ya que el oro por su maleabilidad queda laminado por las bolas y forros en el interior de los molinos.
9. La recuperación de plata por el concentrador icon se da por la presencia de mixtos de plata en los minerales de oro, ero se refleja porque en el molino N° 1 cuando el mineral es más grueso menores a -m10, se logra una recuperación de plata del 1.09%, y en el segundo molino cuando las partículas están más finas menores a -m270 se logra hasta 0.58% de recuperación de la plata.
10. La forma cónica de la canasta del concentrador centrifugo icon hace el rango de la fuerza centrífuga a gravedad varié de 60 a 150 G, lo que permite la concentración de partículas finas de oro. Los rifles se encuentran en la parte alta del cono invertido de manera que capte partículas finas y gruesas.

BIBLIOGRAFIA

1. BARZOLA E. EDWIN, “Efecto de la moliendabilidad en la cinética de la cianuración de un preconcentrado de Au-Cu”, Revista del Instituto de Investigación, UNMSM, Lima 2011.
2. ERROL G. KELLY, “Introducción al procesamiento de Minerales”, Noriega ediciones, EE UU. 1978.
3. JULIUS B. RUBINSTEIN “Flotación en Columna Proceso Diseño y Práctica”, Rocas y Minerales, 1º Edición, Madrid 1997.
4. LAPLANTE ANDRÉ, “Concentración gravimétrica para depósitos auríferos”, Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima 1996.
5. MANZANEDA CÁBALA JOSÉ, "Procesamiento de Minerales ", UNI, Lima Perú 1990.
6. MARREROS PAREDES VICTOR HUGO, “Incremento de extracción de oro en el circuito de molienda, gravimetría y remolienda en planta Maraón”, Informe de suficiencia UNI, Lima 2007.
7. PORRAS CASTILLO, DAVID - "Procesamiento de Minerales”, Lima 1995

8. QUIROZ NÚÑEZ IVÁN, "Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales", UNI, Lima Perú.
9. TAGGART A. F., " Elementos de Procesamiento de Minerales".
10. TUMIALÁN DE LA CRUZ PEDRO HUGO; "Compendio de yacimientos minerales del Perú", INGEMET, Perú 2003.

ANEXOS



Anexo N°01: Diagrama de flujo de planta de cianuración sin el icon



Anexo N° 02: El ICON



Anexo N° 03: La canasta del ICON



Anexo N°04: El ingreso del agua al ICON



Anexo N°05: Filtro del agua al ICON



Anexo N°06: Tubería de alimentación de pulpa al Icon