

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**VICERRECTORADO DE INVESTIGACIÓN**  
**INSTITUTO CENTRAL DE INVESTIGACIÓN**



**TRABAJO DE INVESTIGACIÓN**

Depresión del arsénico en la flotación selectiva de los minerales de cobre enérgico a nivel laboratorio - 2018

**Línea:** Geotecnia, evaluación de riesgos, tratamiento de efluentes

**Sub línea:** Concentración por flotación

**Responsable:** Dr. Eduardo Jesús, MAYORCA BALDOCEDA

**Integrantes:** Mg. Manuel Antonio HUAMAN DE LA CRUZ  
Mg. Rubén Edgar PALOMINO ISIDRO  
Msc. Saturnino Eleuterio FLORES COAGUILA  
Msc. Ing. Marcelino Julián RAMIREZ RIVERA  
Ing. Pedro YARASCA CORDOVA  
Mg. Eusebio ROQUE HUAMAN

**Cerro de Pasco – Perú**

**2018**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**VICERRECTORADO DE INVESTIGACIÓN**  
**INSTITUTO CENTRAL DE INVESTIGACIÓN**



**TRABAJO DE INVESTIGACIÓN**

Depresión del arsénico en la flotación selectiva de los minerales de  
cobre enargítico a nivel laboratorio - 2018

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado de la jornada  
científica**

---

**Dr. Rommel Luis LOPEZ ALVARADO**

**PRESIDENTE**

---

**Mg. Favio Máximo MENA OSORIO**

**MIEMBRO**

## **EQUIPO INVESTIGADOR:**

- RESPONSABLE:** **Dr. Ing. Eduardo Jesús, MAYORCA BALDOCEDA**  
E.P.I. Metalúrgica – Facultad de Ingeniería
- INTEGRANTES:**
- Mg. Ing. Manuel Antonio, HUAMAN DE LA CRUZ**  
E.P. I. Metalúrgica – Facultad de Ingeniería
- Mg. Ing. Rubén Edgar, PALOMINO ISIDRO**  
E.P. I. Metalúrgica – Facultad de Ingeniería
- MSc. Ing. Saturnino Eleuterio, FLORES COAGUILA**  
E.P. I. Geológica – Facultad de Ingeniería
- MSc. Ing. Marcelino Julián, RAMIREZ RIVERA**  
E.P. I. Metalúrgica – Facultad de Ingeniería
- Ing. Pedro, YARASCA CORDOVA**  
E.P. I. Civil – Facultad de Ingeniería
- Mg. Ing. Eusebio, ROQUE HUAMAN**  
E.P. I. Metalúrgica – Facultad de Ingeniería
- COINTEGRANTES:**
- Josepf Rolando, JENES ROJAS**  
Alumno de la EFP de Metalurgia – Facultad de Ingeniería
- Omar Sebastián, ZEVALLOS VALERIO**  
Alumno de la EFP de Metalurgia – Facultad de Ingeniería
- Glenda, CRISOSTOMO CANTALICIO**  
Alumno de la EFP de Metalurgia – Facultad de Ingeniería

## RESUMEN

El objetivo del presente trabajo de investigación, es la determinación de las condiciones operativas óptimas, en la tarea de mejorar la depresión del arsénico en la flotación selectiva del cobre a partir de minerales enargíticos de cobre y con ello reducir en la valorización de los concentrados altos costos de penalidades por el alto contenido de arsénico que imponen los fundidores de concentrados.

Los Materiales y Métodos utilizados son: mineral sulfurado representativo de cobre enargítico de los yacimientos de Colquijirca, mezclas de los reactivos Promotor AEROPHINE 3418 A y Xantato Z-11, colectores, depresores, activadores, modificadores del pH, espumantes y otros. El tipo de estudio es una investigación experimental y de acuerdo al nivel de investigación es aplicativo y correlacional. El diseño empleado es de carácter Causa – efecto. Se utilizó el método científico, donde se da la estrategia que se aplica para la evaluación de la depresión del arsénico de la enargita, teniéndose

en cuenta la mejora del grado de concentrado y recuperación en la flotación selectiva de los minerales de cobre enargítico.

De los resultados obtenidos; de las pruebas N° 5, 6, 7 en promedio se reporta un grado de concentrado de 12.6 % de Cu y una recuperación de 90.44% Cu con 5.02 % de As en el primer cleaner. Un grado de concentrado de 15.46 % de Cu con una recuperación de 84.15 % Cu con 5.90 % de As en el segundo cleaner.

De los Índices metalúrgicos que relacionan la calidad de concentración de las pruebas experimentales en los concentrados de Cu: **Grado Concentrado – Recuperación** se reporta un mejor resultado de 18.04 % Cu en la calidad de concentrado y 81.44 % de

recuperación en la segunda limpieza (prueba N° 5), **Razón de Enriquecimiento** se reporta un resultado bueno de 7.84 en la segunda limpieza (prueba N 5), **Índice de Selectividad** se reporta considerables valores de 2.58, 2.64, 2.99 en la segunda limpieza (pruebas N°5, N°6, N°7 respectivamente). Finalmente, la prueba N°5 fija las condiciones operativas óptimas y la valorización del concentrado de cobre en base a esta prueba es de 840 \$/t.

**Discusión;** consideramos que los resultados obtenidos en los concentrados de cobre con 2 limpiezas y conteniendo alrededor de 6 % de As, contribuye a mejorar el tratamiento industrial en cuanto se refiere a bajar los contenidos de As en los concentrados y con ello las penalidades, además se tiene conocimiento que los beneficios industriales de este tipo de mineral producen concentrados de cobre que oscilan entre 8 -10 % de As.

**Conclusiones;** la dosificación óptima determinada (prueba N°5) en la flotación Rougher de cobre y la depresión del As, es la mezcla de reactivos de Aerophine 3418 A (50 gr/TM) y Xantato Z-11 (10 gr/TM). Se genera ventaja económica al reducir el contenido de As comparando con el resultado industrial de alrededor de 40 \$/t

El tipo de amarre mineralógico complejo entre el cobre y la enargita de estos minerales no permite deprimir más los contenidos de As del concentrado de Cu en estas condiciones y por flotación, entonces se requiere continuar la investigación utilizando los procesos hidrometalúrgicos.

**Recomendación;** Se requiere llevar a cabo las pruebas del nivel laboratorio a un nivel piloto es decir con mayor cantidad de mineral para la respectiva confirmación de los resultados.

**PALABRAS CLAVES:** Minerales de cobre enargíticos, índice de selectividad, razón de enriquecimiento, grado de concentración, recuperación, depresión del arsénico, amarre mineralógico, procesos hidrometalúrgicos.

## ABSTRACT

The objective of the investigation is to determine the degree of determination of the operative condition for the reduction of the arsenic depression and the selective flotation of the cobalt and the reduction of energetic cobalts and the reduction of the concentration of concentrated concentrates costs of penalties for the high content of arsenic that impose the concentrators.

The Materials and Methods used are: mineral sulphur from the quarters of the deposits of Colquijirca, mezzanine of the reagents Promoter AEROPHINE 3418 A and Xantato Z-11, collectors, depressors, activators, pH modifiers, foamers and others. This type of experiment is an experimental study of the level of investigation application and correlation. It is a very difficult task to assess the variability of dependence on independence from independence. The method used is to determine whether the concentration to be applied to the evaluation of the depression of the arsenic of energetic grade is greater than that of the concentration gradient of recovery and recovery from selective flotation by the energetic cobalt.

From the results obtained; was charged with a 12.6% concentrate gradient of 90.44% Cu and a 5.02% by weight primer as a primer cleaner. A concentration of 15.46% of Concentration Recovery Concentration of 84.15% With Concentration of 5.90% by As in the second cleaner.

Decentralized metallurgical activity relative to the concentric concentration of the experiments in the concentric concentration of Cu: Grado Concentrado - Recuperación is reported to have a residual activity of 18.04% With a concentration of 81.44%

recuperation in the segunda limpieza (prueba N (5), Razón de Enriquecimiento carried a resultado bueno of 7.84 en to the segunda limpieza (line N 5), Selectividad indices were carried over to considerable values of 2.58, 2.64, 2.99 en to segunda limpieza (pruebas N ° 5, N ° 6 , N ° 7 respectively). Finally, in the fifth round, the operating conditions are quoted and the value of the cobra en base base at a rate of 840 \$ / t.

Discusión; considering that the loss of resources accrued by the concentration of cobre with 2% of the share of 6% of As contributed to the industrial processing and the recovery of the congestion of Ascentos concentrating and concluding penalties, conocimiento que el beneio industrialo is a type of mineral product concentrate cobre que oscilan entre 8 - 10% de As.

Conclusiones; (50 g / m<sup>2</sup>) and Xantato Z-11 (10 g / TM) were added to the dosing procedure (see Example 5) and the flasks of the cobra and depressant delta as the aerophine 3418 A reagent. An economical air gap is generated, which compares to an average of \$ 40 / t

It is a mineral surplus which is complementary to that of the Estonian minerals, which allows the depression to be contained in the concentrate of Cu and is conditional upon the flotation, which requires the continuation of investigations into the process of hydrometallurgy.

Recomendación; It is required that the cabo las pruebas del laboratorio level and a pilot level that can be used for the mineral canalisation of the confirmed confirmation.



**KEYWORDS:** Enargitic copper ores, selectivity index, enrichment ratio, concentration radius, recovery, arsenic depression, mineralogical mooring, hydrometallurgical processes.

## INTRODUCCIÓN

La presencia de enargita en niveles muy altos en los concentrados finales no es deseable, debido a que se aplican penalizaciones en su comercialización por los subsecuentes problemas de contaminación causadas por los compuestos volátiles de arsénico emitidos desde las fundiciones. Las fundiciones más estrictas están en Japón y Europa, y preferentemente compran concentrados con menos de 2 000 ppm de arsénico.

El arsénico en los concentrados de sulfuros de plomo, cobre zinc y plata, se presentan generalmente como enargita ( $\text{Cu}_3\text{SO}_4$ ), arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ) y otros. Este elemento afecta considerablemente el valor económico de los concentrados, por el alto castigo que le imponen las plantas fundidoras que tratan los concentrados. Para los concentrados de plomo, cobre y plata el castigo es de \$3,00 Dólares por cada 0,1% arsénico que es mayor a 0,4%; mientras que para los concentrados de zinc, este castigo es de \$ 1,00 Dólares por cada 0,1% As que es mayor a 0,1%.

La problemática del arsénico en los concentrados de sulfuros metálicos está asociada fundamentalmente a la toxicidad del arsénico.

Ecológicamente, el arsénico está muy restringido en los efluentes líquidos, emanaciones gaseosas y desechos sólidos de las plantas concentradoras, por su alto nivel de toxicidad al entorno ecológico.

Metalúrgicamente, el arsénico es indeseable en los concentrados porque interfiere en la refinación electrolítica del cobre y del zinc, y en la producción del ácido sulfúrico que se obtiene del tratamiento de los concentrados.

A causa de lo anterior, las Empresas Mineras están interesadas en el estudio de la factibilidad técnica de separar selectivamente las especies minerales que contienen arsénico del resto de los sulfuros de cobre, presentes en los concentrados colectivos generados. Esto porque las mineras explotarán en el futuro el mineral en profundidad, en el cual existen regiones con presencia de arsénico asociado con enargita ( $\text{Cu}_3\text{AsS}_4$ ).

El problema surge porque se espera que cuando se procesen las zonas ricas en arsénico se obtengan aproximadamente 8 000 ppm de arsénico en promedio en los concentrados colectivos.

Ante esta situación se estudia el problema de mejorar la depresión del arsénico de la enargita en la flotación diferenciada y selectiva de los minerales enargíticos sulfurados de Cobre.

Se realizó el trabajo experimental a nivel de laboratorio en el cual se procedió a: la optimización de la dosificación de la Mezcla Xantato Z-11 y El Promotor Aerophine 3418A, determinar las mejores condiciones operativas, la determinación de los indicadores metalúrgicos aplicados a las pruebas, la valorización del concentrado obtenido y el análisis teórico. De esta manera se propone una metodología que permita separar vía flotación la mayor parte del arsénico de la enargita de los minerales de cobre, generando un concentrado de cobre de bajo arsénico. Este último concentrado podría ser tratado por otros métodos, posiblemente hidrometalúrgicos, tema que está fuera del alcance de este estudio.

## ÍNDICE

RESUMEN .....	iv
ABSTRACT .....	vii
INTRODUCCIÓN .....	x
ÍNDICE.....	xii
MARCO TEÓRICO.....	1
1.1 ANTECEDENTES DEL ESTUDIO .....	1
1.2 PRINCIPIOS DE FLOTACIÓN .....	1
1.3 CIRCUITOS DE FLOTACIÓN .....	3
1.4 REACTIVOS DE FLOTACIÓN.....	6
1.4.1 COLECTORES.....	6
1.4.2 MODIFICADORES.....	15
1.4.3 ESPUMANTES .....	18
1.5 FLOTACIÓN DE MINERALES .....	19
1.5.1 TEORÍA ELECTROQUÍMICA DE LA ADSORCIÓN DE XANTATO.....	19
1.5.2 TEORÍA QUÍMICA DE LA ADSORCIÓN DE XANTATO .....	20
1.6 CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS DEL MINERAL DE COBRE ENARGITICO .....	20
1.6.1 MODOS DE OCURRENCIA DEL MINERAL ENARGITA (Figuras 4, 5, 6).....	21
1.6.2 CRISTALOGRAFÍA (Figura 9):.....	26
1.6.3 PROPIEDADES FÍSICAS .....	27
1.6.4 PROPIEDADES QUÍMICAS .....	27
1.6.5 ORIGEN Y LOCALIZACIÓN .....	28
1.6.6 PROPIEDADES SUPERFICIALES.....	28
MATERIALES Y MÉTODOS.....	30
2.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN .....	30
2.2 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN .....	30
2.3 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.....	31
2.4 POBLACIÓN Y MUESTRA.....	32
2.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS .....	35
2.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS .....	35
RESULTADOS Y ANÁLISIS .....	37
3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL Y DE LA PULPA MINERALIZADA DE COBRE ENARGÍTICO .....	37

3.1.1	PORCENTAJE DE HUMEDAD DEL MINERAL .....	37
3.1.2	COMPOSICIÓN MINERALÓGICA DEL MINERAL DE COBRE ENARGÍTICO (Cuadro 1). 38	
3.1.3	ANÁLISIS QUÍMICO DEL MINERAL DE CABEZA .....	38
3.1.4	GRAVEDAD ESPECÍFICA O PESO ESPECÍFICO DEL MINERAL .....	39
3.1.5	MOLIENDABILIDAD DEL MINERAL.....	40
3.2	DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO EXPERIMENTAL .....	42
3.2.1	PROCEDIMIENTO DE LAS PRUEBAS METALÚRGICAS .....	42
3.2.2	DIAGRAMA DE FLUJO DE LA EXPERIMENTACIÓN METALÚRGICA .....	45
3.3	PRESENTACIÓN, ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS.....	46
3.3.1	PROGRAMA DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES.....	46
3.4	EVALUACIÓN DE LOS ÍNDICES METALÚRGICOS .....	64
3.4.1	ÍNDICES METALÚRGICOS QUE RELACIONA LA CALIDAD DE CONCENTRACIÓN EN LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES .....	67
3.4.2	ÍNDICES QUE RELACIONAN LA CAPACIDAD DEL CIRCUITO DE CONCENTRACIÓN CON FINES DE ESCALAMIENTO .....	78
	DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS .....	86
	CONCLUSIONES .....	89
	RECOMENDACIONES .....	90
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	91
	ANEXOS .....	93

## **MARCO TEÓRICO**

### **1.1 ANTECEDENTES DEL ESTUDIO**

No existe trabajo de investigación similar al presente, donde se evalúa principalmente entre otras variables el uso de la mezcla del Promotor AEROPHINE 3418 A y EL COLECTOR Z-11 en la depresión del arsénico de los concentrados de cobre a través de la flotación selectiva.

Revisando la bibliografía se ha encontrado el trabajo de Ronald Augusto RIOFRIO ORTIZ UNI-2016, titulado “Estudio tecnológico para la depresión el As en minerales de cobre” donde se menciona en conclusiones: El depresor de As DT 2040 tiene un buen efecto en la flotación rougher de cobre, de las pruebas efectuadas se llega a bajar el desplazamiento de As en el concentrado Ro-Cu, esto incidirá más adelante en la limpieza de los concentrados de cobre mejorando su calidad.

### **1.2 PRINCIPIOS DE FLOTACIÓN**

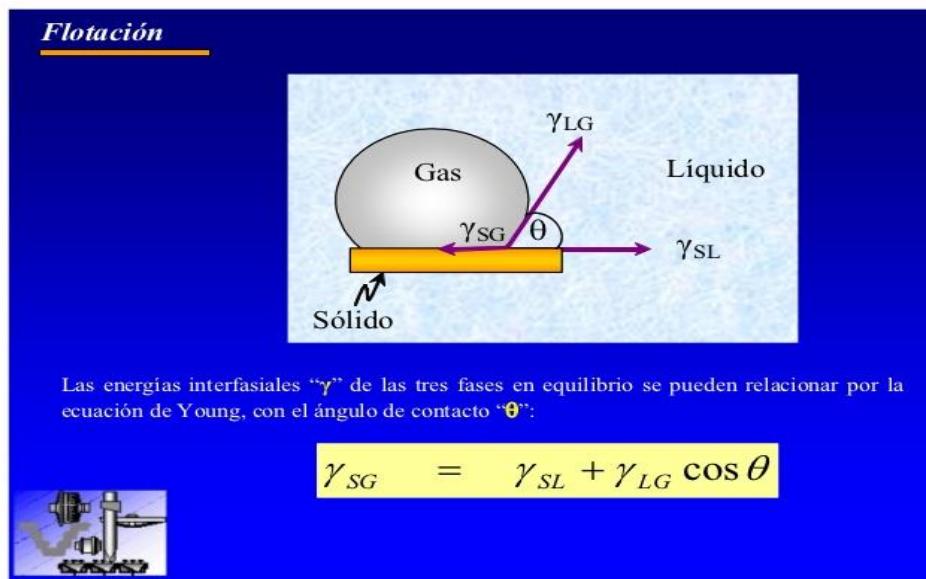
La separación de las especies a través del proceso de flotación se produce gracias a la diferencia en las propiedades fisicoquímicas de la superficie de cada una de ellas. La flotación surgió como alternativa del proceso de separación en medios densos, ya que la dificultad para la obtención de fluido con algunas densidades particulares obligó a la utilización de modificadores de superficie, con el fin de mejorar la selectividad del proceso. Estos modificadores permiten convertir selectivamente en hidrófoba la especie mineralógica a separar, de tal forma que ante la presencia de un medio constituido por agua y aire (burbujas), la especie hidrófoba rechace el

agua y se adhiera a las burbujas de aire que ascienden hacia la superficie del líquido (Wills, 1997).

Las fases que intervienen en este proceso son: sólido (partículas finamente molidas), líquido (agua y reactivos) en la que están inmersas las partículas, y gas (aire) que se introduce dentro de la pulpa formando pequeñas burbujas.

Para que ocurra la flotación, las partículas deben ser capaces de adherirse a las burbujas, sólo si logran desplazar el agua de la superficie del mineral, por lo que es necesario que la especie de interés sea, en alguna medida, repelente al agua o hidrófoba. Siempre y cuando el agregado de partículas - burbujas tenga una densidad global inferior a la del medio de separación, éstas podrán viajar hacia la superficie. No obstante, se requiere que la burbuja tenga la resistencia suficiente para llegar a la superficie sin romperse. Una vez que las burbujas alcanzan la superficie, es necesaria la formación de una espuma que mantenga retenida a las partículas, porque de lo contrario las burbujas se quebrantarán y las partículas flotadas viajarán de nuevo hacia el fondo de la celda de flotación.

Para que sea factible la flotación, es preciso que la adherencia de las partículas a las burbujas sea mayor que la tendencia a establecer un contacto entre las partículas y el líquido. Este contacto entre el sólido y el líquido se determina mediante la medida del ángulo formado por la superficie del sólido y la burbuja. En la Figura 1, se muestran las tensiones superficiales que se producen cuando están en contacto las tres fases.



**FIGURA 1: ANGULO DE CONTACTO.**

El ángulo que se genera entre las tensiones interfaciales gas-líquido y sólido-líquido ( $\gamma_{GL}$  y  $\gamma_{SL}$  respectivamente) se llama ángulo de contacto ( $\theta$ ). Mientras mayor sea el ángulo de contacto mayor será el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja.

### 1.3 CIRCUITOS DE FLOTACIÓN

Los parámetros principales para evaluar los procesos de concentración son los siguientes:

- El concepto de “grado de concentración o calidad del concentrado” viene a ser la ley del componente valioso referido al total de la muestra del concentrado.
- El concepto de “recuperación” de un cierto componente valioso (Cu, Mo, etc.) en un proceso de concentración determinado, se refiere al porcentaje de “contenido de fino” (peso de Cu, Mo, etc. en la muestra) recuperado en dicho proceso (o etapa) en cuestión.



En general, las leyes de los productos y la recuperación metalúrgica son los parámetros más utilizados. En ambos casos se trata de maximizar estos valores, pero en la práctica se debe optar por valores que maximicen el “óptimo económico” del proceso. Lo anterior se debe a que estos parámetros se relacionan de manera inversa.

Este aspecto conduce a especializar diferentes etapas del proceso, destinadas a maximizar uno de los dos factores, con el fin de alcanzar un objetivo global técnico económico de recuperación y ley de concentrado.

Es así como se definen etapas de flotación según su objetivo (Figura 2), de la siguiente manera:

- **FLOTACIÓN PRIMARIA O ROUGHER:**

Flotación basta, destinada a maximizar la recuperación o más estrictamente a producir un relave lo más desprovisto posible de las especies de interés.

- **FLOTACIÓN CLEANER:**

Flotación de limpieza, destinada a maximizar las leyes de concentrado con el fin último de alcanzar la pureza requerida en el producto final de la planta. Puede tenerse más de una de estas etapas, nominadas como 1ª limpieza, 2ª limpieza, etc.

- **FLOTACIÓN SCAVENGER:**

Flotación de recuperación, barrido o de agotamiento, destinada también a maximizar la recuperación. Suele ir a continuación de alguna de las etapas


anteriores retratando sus relaves. Se habla entonces de: scavenger-cleaner o scavenger-rougher, según sea el caso.

### BALANCE METALÚRGICO – CIRCUITOS DE FLOTACIÓN

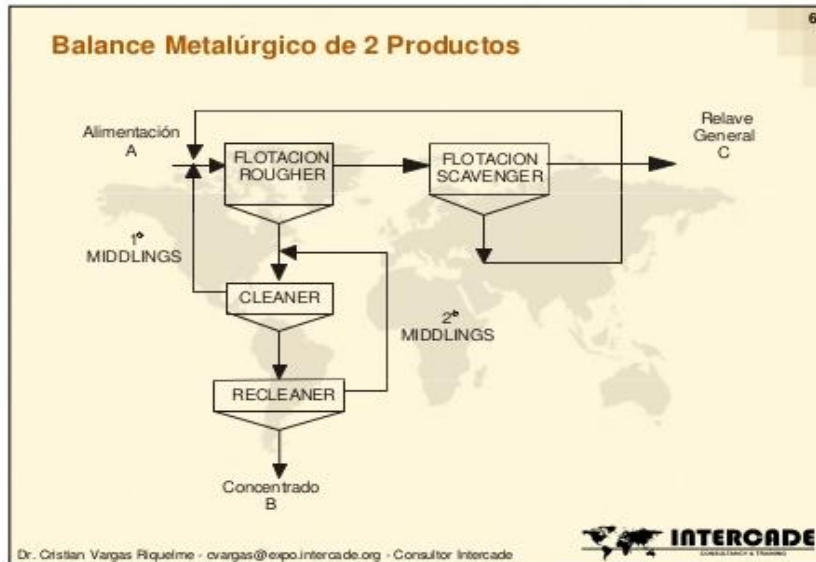
5

## BALANCE METALURGICO

Cualquiera que sea la escala de tratamiento de una Planta Concentradora, sea ésta grande, pequeña, automatizada o rústica, al final de la operación diaria, semanal, mensual, anual, o por campañas, requiere de la presentación de los resultados obtenidos en forma objetiva, en la que se incluye los cálculos para determinar el tonelaje de los productos de la flotación, contenido metálico de los elementos valiosos en cada uno de los productos, la distribución porcentual y los radios de concentración; todos ellos condensado en lo que se denomina el "**Balance Metalúrgico**", que muestra también la eficiencia del proceso.

 **INTERCADE**  
CONSULTANCY & TRAINING

Dr. Cristian Vargas Riquelme - cvargas@expo.intercade.org - Consultor Intercade



**INTERCADE**  
**CONSULTANCY & TRAINING**

[www.intercade.org](http://www.intercade.org)  
[contacto@intercade.org](mailto:contacto@intercade.org)

**FIGURA 2. CIRCUITOS DE FLOTACIÓN DE MINERALES**

Su objetivo es extremar al máximo la recuperación de cualquier partícula residual que quede en los relaves que trata.

Dependiendo de la especie de la que se trate y del tipo de máquinas de flotación involucradas, se tendrán diversas configuraciones de circuitos posibles, los que involucrarán bancos de celdas mecánicas en serie, varios de ellos en paralelos (para dar la capacidad de tratamiento requerida), columnas de flotación e incluso etapas intermedias de remolienda de concentrado.

## **1.4 REACTIVOS DE FLOTACIÓN**

Los reactivos usados en la flotación de minerales pueden ser clasificados principalmente en tres tipos: colectores, espumantes y modificadores.

### **1.4.1 COLECTORES**

Es un grupo grande de reactivos orgánicos de composiciones diversas. Su misión es la hidrofobización selectiva de las superficies minerales, creando condiciones favorables a su adherencia a las burbujas de aire, disminuyendo la humectación, aumentando el ángulo de contacto con las burbujas. Separación por flotación-reactivos.

Por su capacidad de disociación en la pulpa, los colectores se dividen en dos importantes grupos (Figura 3):

- Ionizables - ionógenos: Se disocian en iones
- No ionizables - no ionógenos: Actúan de forma molecular.

Además, dependiendo de si la parte activa es anión o catión, los colectores ionógenos se subdividen en:

- Colectores Aniónicos
- Colectores Catiónicos.

Los cationes están representados por las aminas y los derivados amínicos.

Los colectores son compuestos orgánicos usualmente heteropolares solubles en agua. En general, el grupo polar es la parte del colector que se adsorbe en la superficie del mineral mientras que la cadena de hidrocarburos, siendo no-iónica por naturaleza, provee hidrofobicidad a la superficie del mineral después de la adsorción del colector.

Los colectores se clasifican según el grupo funcional o en el tipo de mineral colectados. En la Figura 3, se presenta un esquema con los subgrupos de colectores.

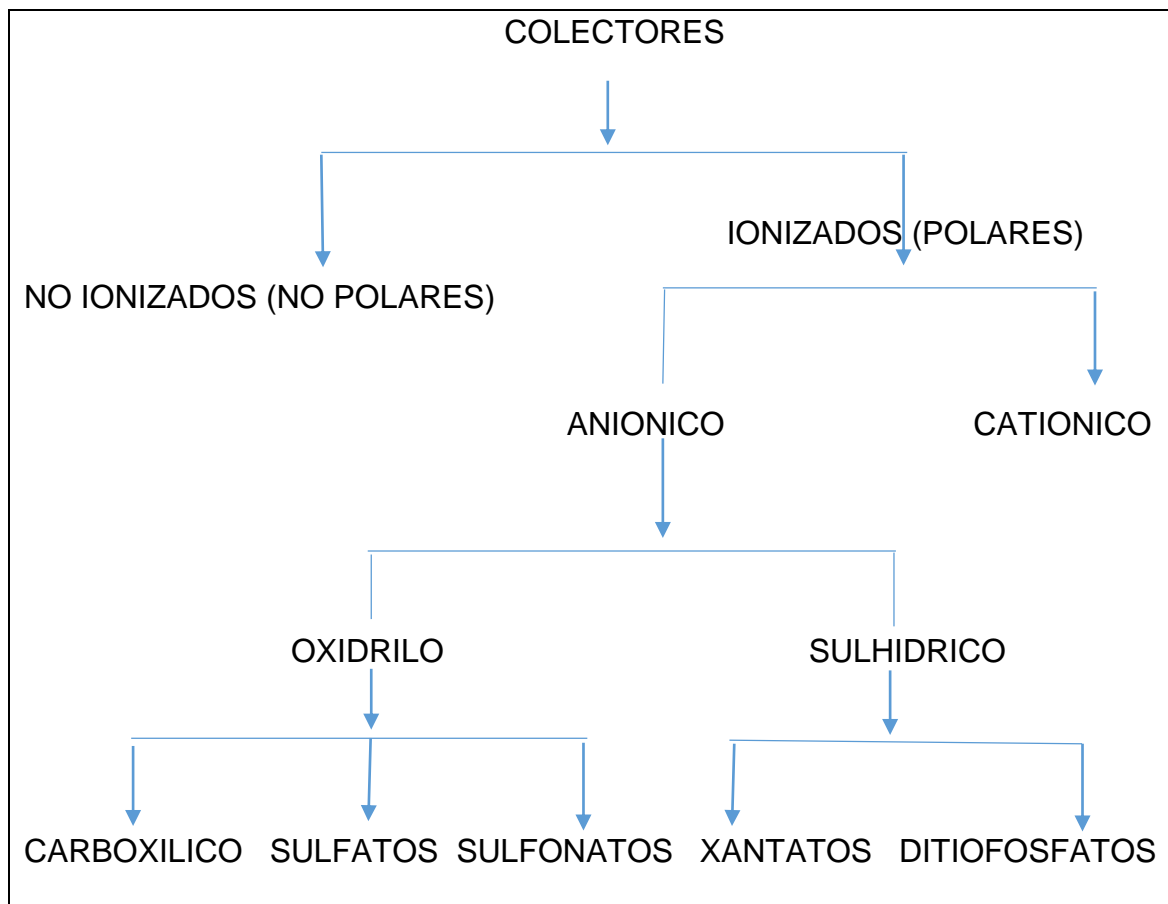
Los colectores no polares o no ionizados son reactivos que no poseen grupos polares. Son fuertemente hidrófobos y se utilizan en la flotación de minerales con características pronunciadas de hidrofobicidad, como carbón, grafito, azufre y molibdenita.

En tanto, los colectores iónicos contienen un grupo funcional polar hidrófilo (ión colector que se orienta y adsorbe en la superficie del mineral) unido a una cadena de hidrocarburos (parte no polar hidrófoba que se orienta hacia la fase gaseosa). Al disociarse en agua, el ión puede ser un anión o catión,

distinguiéndose entonces dos tipos de colectores iónicos: catiónicos y aniónicos.

Los colectores catiónicos más usados en la industria son las aminas. En solución, estos reactivos se disocian de modo que sus radicales con nitrógeno forman el catión, mientras el anión es un hidroxilo.

Los colectores aniónicos se disocian de modo que sus radicales junto con el grupo polar constituyen un anión, dejando en solución un catión. Estos se dividen en oxidrilos, tales como carboxilos (ácidos grasos), sulfatos y sulfonatos, y en sulfhídricos, como xantatos, tiofosfatos y tiocarbamatos.



**FIGURA 3** CLASIFICACIÓN DE COLECTORES.

### **1.4.1.1 IONIZABLES (POLARES)**

#### **A. COLECTORES ANIONICOS**

Son los que más se usan en la flotación de minerales por su notable selectividad y su fuerte adherencia a la superficie mineral

##### **A.1 TIPO SULFHÍDRILO**

- **XANTATO**

Los xantatos son sales sódicas o potásicas del ácido xántico o xantogénico. Este grupo de reactivos tiene una gran difusión debido a su bajo costo, sus fuertes propiedades colectoras y su alta selectividad. Son apropiados para la colección de sulfuros, minerales nativos y minerales oxidados previamente sulfurados.

Se deben emplear en circuitos neutros o alcalinos ya que en medio ácido sufren hidrólisis. Se ha comprobado que las propiedades hidrofobizantes de los xantatos aumentan con la longitud de la cadena hidrocarbonada y con la ramificación. En la práctica se emplean en dosis que van desde los 5 a los 100 g/l.

- **DITIOFOSFATOS (AEROFLOATS)**

Son ésteres secundarios del ácido ditionofosfórico y se obtienen al hacer reaccionar pentasulfuro de fósforo con alcoholes. Estos compuestos fueron desarrollados inicialmente por American

Cyanamid que les dio el nombre comercial de Aerofloats que es como habitualmente se les conoce.

Estos presentan un radical hidrocarburo aromático R o alifático y H, Na, K es el átomo de hidrógeno o metal alcalino. Los ditiofosfatos se obtienen por vía de la interacción del pentasulfuro de fósforo con fenoles y alcoholes

Los ditiofosfatos son colectores de menor poder que los xantatos por lo que se deben emplear dosis mayores que en el caso de los xantatos.

Son más solubles en agua que los xantatos por lo que los depresores les afectan en mayor grado que a aquellos, lo que explica su difusión en la flotación global.

Son menos susceptibles a la hidrólisis que los xantatos, lo que permite su actuación en medio ligeramente ácido.

## **OTROS COLECTORES SULFIHIDRICOS**

- **TIOLES**

Los tioles son los análogos sulfurados de los alcoholes, en los que el átomo de oxígeno se ha sustituido por un átomo de azufre.

Los tioles son semejantes a alcoholes, pero en lugar de oxígeno contienen azufre. Cuando el grupo – SH es la función principal, la molécula se nombra con la terminación -tiol; cuando actúa como

sustituyente, se utiliza el prefijo mercapto-Dos cadenas hidrocarbonadas pueden estar unidas por un puente de azufre, una función tioéter (o sulfuro). A veces, este puente puede estar formado por dos azufres (R-S-S-R), formando lo que se llama un puente disulfuro. R-SH. Donde:

R = radical alifático o aromático. El grupo SH se conoce como: MERCAPTANO o SULFHIDRILO. Son útiles para la flotación de sulfuros de cobre y de Zinc, así como para especies oxidadas. Su utilización está restringida por su desagradable olor.

- **DITIOCARBAMATOS**

Compiten con los xantatos en cuanto a sus propiedades colectoras, pero su precio más elevado les hace perder competitividad con aquellos.

- **DIFENIL TIOUREA O TIOCARBANILIDA**

Su propiedad OXIDRILO más destacable es la de ser un excelente colector para la galena y no hidrofobizar la superficie de la pirita.

## **A.2 TIPO OXIDRILO**

En este grupo se encuentran los ácidos grasos y sus sales, los jabones. Históricamente han jugado un papel importante en flotación debido a sus fuertes propiedades colectoras, pero su poca selectividad impide una eficaz separación, lo que ha ocasionado un



gradual y casi absoluto reemplazo por los colectores sulfhídricos, quedando su utilización reducida para el caso de minerales oxidados y no metálicos.

Los colectores carboxílicos se pueden obtener por oxidación de parafinas o a partir de productos naturales tales como grasa de animales y aceites vegetales. Los tipos de ácidos son saturados y no saturados, con y sin doble enlace en la cadena de hidrocarburos. Los no saturados son los mejores colectores que a diferencia de los saturados.

Para que sus propiedades colectoras sean satisfactorias, el número de carbonos no tiene que ser ni muy alto ni muy bajo. Los resultados óptimos se obtienen con cadena entre 8 y 12 carbonos. Los colectores con menor número de carbonos en la pulpa, forman fácilmente, con los iones alcalinos, jabones muy solubles, lo que es causa de un alto consumo de colector. Los ácidos grasos con mayor número de carbonos por otra parte son muy insolubles, lo que causa dificultad en su aplicación.

- **SULFATOS Y SULFONATOS**

Son reactivos obtenidos de la sulfonación de ácidos grasos con ácido sulfúrico, pueden ser líquidos y se emplean en cantidades de 250 a 1500 g/t, se preparan soluciones de 5 al 30%.

Se alimentan en el acondicionamiento o en el circuito de flotación. El efecto colector mejora con el largo de cadena, C14 – C17 da excelentes resultados. Se caracterizan por su propiedad humectante y sirven como colectores para minerales no-sulfurados, especialmente óxidos de Fe. También se pueden flotar silicatos como la garnierita, cromita, kainita en turbias ácidas; mientras que baritina en turbias alcalinas. Es también posible flotar menas carbonatadas de Cu. Este grupo de reactivos se obtiene por sulfonación o sulfatación de alcoholes. Se emplean para la flotación selectiva de óxidos y sales.

Conviene destacar que estos reactivos tienen propiedades espumantes, lo que supone una ventaja por una parte y un inconveniente por otra.

- **COLECTORES CARBOXILICOS**

Este numeroso grupo de colectores contiene todos los ácidos grasos y sus sales, los jabones. Históricamente estos colectores han desempeñado un importante papel en la flotación de metales y sales debido a sus fuertes propiedades colectoras. Sin embargo, su relativa poca selectividad impide una eficiente separación de los sulfuros de sus gangas, lo que ha causado su gradual y casi absoluto reemplazo por los colectores sulfhídricos. Hoy día estos colectores se usan solamente en algunos casos de flotación de minerales oxidados y no metálicos.

## **B. COLECTORES CATIONICOS**

Caracterizado por el único grupo de las aminas, derivadas del amonio,  $\text{NH}_4\text{OH}$ , en que los átomos de H son reemplazados por radicales hidrocarburos alquílicos y arílicos.

De acuerdo al número de H reemplazados por radicales hidrocarburos forman las aminas primarias, secundarias, terciarias o cuaternarias, siendo las aminas primarias las más empleadas en la flotación de colectores. Este grupo de reactivos está constituido por aminas y derivados amínicos. Estos colectores se caracterizan por su fácil adsorción y desorción, como consecuencia de una actuación debida a un mecanismo de atracción electrostático.

En general son menos selectivos que los aniónicos, aunque en ciertas flotaciones específicas como la flotación de cuarzo, silicatos y algunos minerales oxidados son mucho más efectivos que los aniónicos.

Presentan además la ventaja de no ser muy sensibles a la presencia de iones extraños en la pulpa, por lo que son válidos en tratamientos con agua excesivamente dura. Por otra parte, tampoco son muy sensibles a las variaciones de pH.

#### **1.4.1.2 NO IONIZABLES (NO POLARES)**

En la flotación de minerales hidrofóbicos como el carbón, grafito, azufre o molibdenita tienen importancia los colectores no ionizables como el keroseno, hidrocarburos o aceites hidrocarbonados que no posean grupos polares.

Estos reactivos son fuertemente hidrofóbicos y debido a la ausencia de grupos polares no tienen medios propios para adsorberse sobre las superficies minerales por lo que deben ser adicionados en combinación con otros compuestos orgánicos de carácter heteropolar. Utilizan por tanto un mecanismo que podríamos definir como de coadsorción. Debido a su insolubilidad en agua, la distribución de estos colectores ofrece dificultades, por lo que precisan medios mecánicos para su mejor distribución

Por último, conviene resaltar que debido a su efecto negativo sobre la espuma hay que tener especial cuidado con la presencia incontrolada de los mismos ya que pueden ocasionar trastornos graves en la espumación.

#### **1.4.2 MODIFICADORES**

La función específica de los reactivos modificadores es preparar las superficies minerales para la adsorción o desorción de un determinado reactivo sobre ellas y crear en la pulpa las condiciones propicias para

realizar una buena flotación. Tradicionalmente los modificadores se clasifican en:

- Modificadores del medio o de pH, que controlan la concentración iónica de las pulpas y sus reacciones a través de la acidez o basicidad.
- Activantes, que fomentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales y aumentan su flotabilidad.
- Depresores, que hidrofilizan las superficies minerales e impiden su flotación.

#### **1.4.2.1 MODIFICADORES DEL MEDIO O DE pH**

El pH de una pulpa tiene gran importancia en la flotación, ya que los iones  $H^+$  y  $OH^-$  compiten con otros iones en alcanzar las superficies de los minerales, y además, su concentración influye en la disociación de las sales y en los intercambios iónicos.

Es importante además tener en cuenta los efectos de hidrólisis que pueden sufrir algunos reactivos en función de la acidez del medio, por ejemplo, los xantatos pierden afectividad en circuitos ácidos.

Las aminas dan los mejores resultados en circuitos medianamente alcalinos y en circuitos de alta alcalinidad su poder colector disminuye notablemente. En el caso de los ácidos grasos, su actividad se favorece en pulpas alcalinas ya que de este modo se favorece la formación de jabones en la superficie mineral.

De forma general debemos reconocer que el circuito alcalino es más empleado que el ácido, entre otros motivos porque los reactivos suelen ser más estables y las sales de los iones pesados precipitan eliminándose de la pulpa.

Para producir el pH necesario en los circuitos industriales se recurre a ácidos y bases de bajo coste, por lo que habitualmente se utilizan: Cal, Hidróxido de sodio, carbonato de sodio y Ácido sulfúrico

#### **1.4.2.2 ACTIVADORES**

Los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores o para fortalecer el enlace entre el colector y la superficie mineral. Hay distintas maneras de actuar sobre una superficie: Renovando o limpiando la superficie del mineral afectada por un proceso secundario como es la oxidación o la adhesión de lamas.

Formando en la superficie una capa particularmente favorable para la adsorción del colector. Reemplazando en la red cristalina algunos iones metálicos por otros que forman uniones más firmes con los colectores.

Ejemplos:

- Limpieza de las superficies de sulfuros de Fe, Cu y Zn con ácido sulfúrico.
- Sulfidización de las superficies de los óxidos.

- Activación de la superficie de la esfalerita por ion Cu.

### **1.4.2.3 DEPRESORES**

La función específica de los depresores es la de disminuir la flotabilidad del mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que pueden hidrofobizarla.

Hay varias maneras de llegar a este objetivo. Uno de ellos es introducir en la pulpa un ion que compite con el ion del colector por la superficie del colector por la superficie del mineral. En este caso, naturalmente, si el colector es de tipo aniónico el ion del depresor en cuestión también tiene que ser un anión y viceversa. El mecanismo de depresión es completamente análogo al mecanismo de colección, pues en ambos casos se trata de una fijación por intercambio iónico o adsorción física, con la diferencia de que en un caso la fijación de un ion hace la superficie hidrofílica y en otro caso, hidrofóbica.

### **1.4.3 ESPUMANTES**

Son compuestos orgánicos heteropolares, con gran afinidad con el agua. Son tenso activos, es decir, son reactivos que se adsorben selectivamente en la interface gas-líquido, reduciendo la tensión superficial. Permiten la formación de una espuma estable y la generación de burbujas pequeñas. Los más usados son los alcoholes, ácidos, poliglicoles y aminas.

## 1.5 FLOTACIÓN DE MINERALES

Para que se inicie el proceso de la flotación primeramente el mineral tiene que ser un sulfuro, estos tienen comportamiento hidrofóbicos ante el agua, lo cual permite que tengan una buena flotabilidad. Este comportamiento se afecta negativamente cuando existe una oxidación superficial o hay presencia de finos.

Para que la flotación de sulfuros se dé es necesaria la presencia del oxígeno con colectores sulfhídricos de tal manera que ocurra la adsorción de este reactivo en el mineral. Esto se explica por las siguientes teorías.

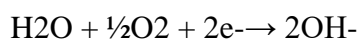
### 1.5.1 TEORÍA ELECTROQUÍMICA DE LA ADSORCIÓN DE XANTATO

Sobre la superficie del mineral se produce la oxidación de algunos colectores sulfhídricos siendo luego adsorbidos.

La reacción de oxidación (anódico) del xantato formara dixantógeno:



La reacción de reducción (catódico):

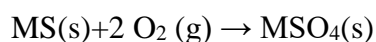


Los sulfuros son semi-conductores estos permiten que los electrones se transfieran a través del sólido. El oxígeno es el que recibe los electrones, este tomara los electrones libres de las capas superficiales de la red cristalográfica. Permitiendo la adsorción de los aniones xantatos y su oxidación a dixantógeno.

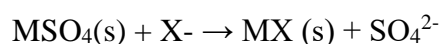


### 1.5.2 TEORÍA QUÍMICA DE LA ADSORCIÓN DE XANTATO

Para que la adsorción química del xantato en la superficie del mineral, los sulfuros primero reaccionara con el oxígeno presente en el medio acuoso alcalino, formándose especies oxidadas superficiales.



Luego, estos óxidos superficiales reaccionan con los iones colectores, generando sales metálicas de menor solubilidad que las especies oxidadas.



Por lo tanto la adsorción del xantato es Eh dependiente. Bajos potenciales previenen la adsorción tanto en el pH como el oxígeno disuelto que afectarían el potencial de la pulpa. El aumento en el pH reduce el Eh, mientras que aumento en el oxígeno disuelto aumentan el Eh.

## 1.6 CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS DEL MINERAL DE COBRE

### ENARGITICO

Es un sulfoarseniuro de cobre que contiene 48.3% de cobre, 19.1% de arsénico y el 32.6% de azufre. Existe una sustitución de arsénico por antimonio (hasta un 6%) y en menor medida de hierro y zinc. En solución sólida con la famatinita  $\text{Cu}_3\text{SbS}_4$ . La luzonita es su polimorfo tetragonal de baja temperatura (<320° C).

Es un mineral relativamente raro, que se encuentra en filones y depósitos de reemplazamiento, asociado a la pirita, blenda, bornita, galena, tetraedrita, covelina, calcocita.

Usualmente es hipogénica, pero puede ser supergénica. Se encuentra principalmente en depósitos hidrotermales de Cu y As pobres en Fe.

#### **1.6.1 MODOS DE OCURRENCIA DEL MINERAL ENARGITA (Figuras 4, 5, 6)**

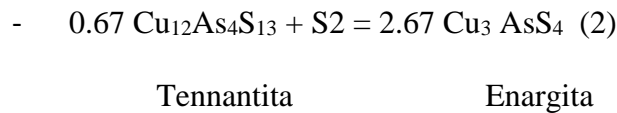
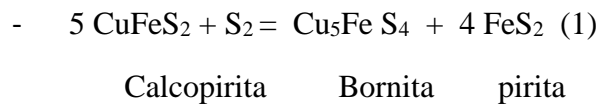
La mayoría de los depósitos de cobre pórfido contienen magnetita, ya sea sin sulfuros o como parte de ensambles de grado mineral que contienen bornita y / o calcopirita sin pirita. En algunos depósitos, la pirita + calcopirita domina la zona mineral. Todos estos ensambles tienen un estado de sulfuración intermedio. Las fumarolas volcánicas de alta temperatura se trazan en gran medida en el campo de la bornita + magnetita, lo que concuerda con la opinión de que los conjuntos de pórfido de cobre precipitan a partir de volátiles magmáticos que se enfrían a lo largo del tampón de azufre-gas. Las vetas de metal base asociadas con los depósitos de cobre pórfido, extienden esta tendencia de enfriamiento y muestran un rango de estados de sulfuración desde zonas muy altas (pirita + digenita + covellita + enargita) hasta zonas intermedias y bajas en las zonas periféricas o últimas (pirita + tenantina y calcopirita).

En los depósitos epitermales de alta sulfuración (HS), el estado de sulfuración varía desde alto para ensambles que contienen enargita ricos en

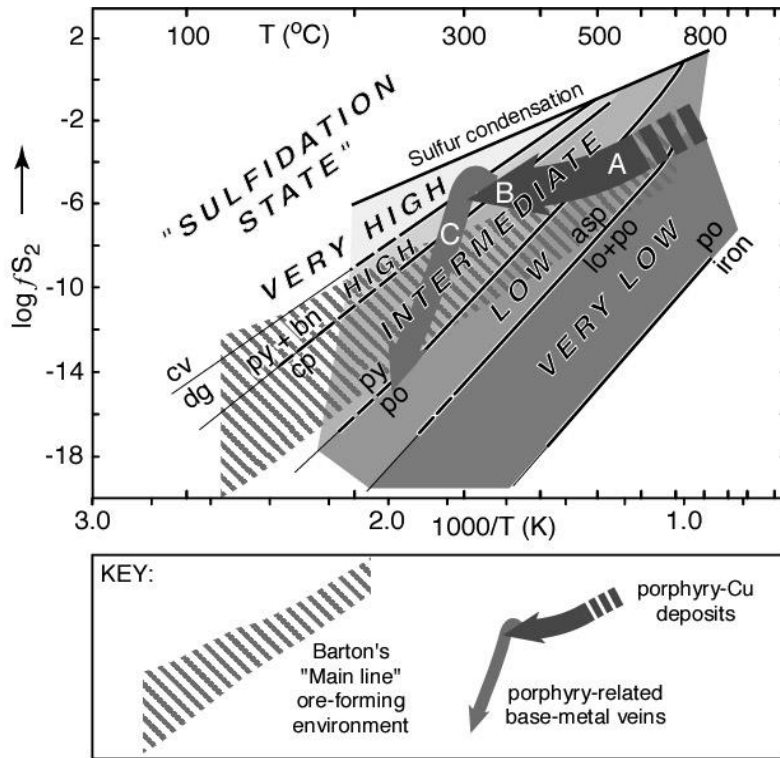
cobre hasta intermedios para los posteriores conjuntos de tetraedrita + pirita ricos en oro, con similitudes y superposiciones con las venas del metal base.

En depósitos epitermales de sulfuración intermedia (IS), todo el rango de estados de sulfuración intermedios está representado por el conjunto pirita + calcopirita + tetraedrita. La similitud general de las asociaciones asociadas con el oro en los depósitos del SA y de IS sugiere una afiliación más estrecha entre estos dos tipos de lo que comúnmente se piensa.

El límite entre los estados de sulfuración intermedia y alta está definida por las reacciones de sulfuración.



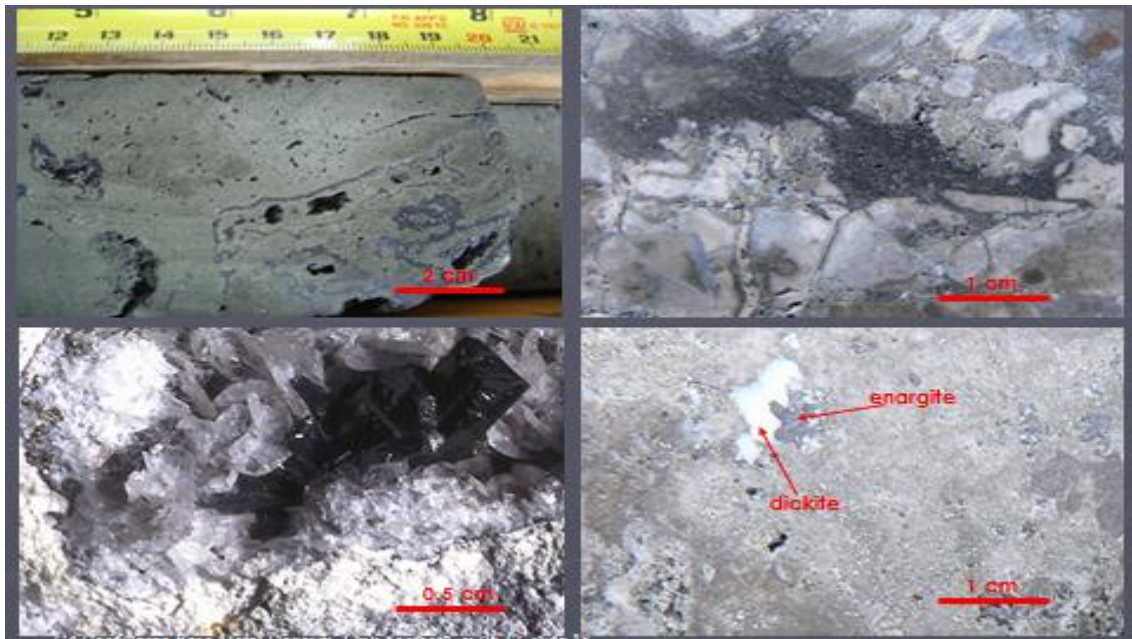
Representa un límite inferior al estado de sulfuración en los depósitos epitermales IS, coincide efectivamente con el límite inferior de los estados intermedios de sulfuración definidos por la reacción (2).



**FIGURA 4.** Modos de ocurrencia de los minerales de cobre enérgico



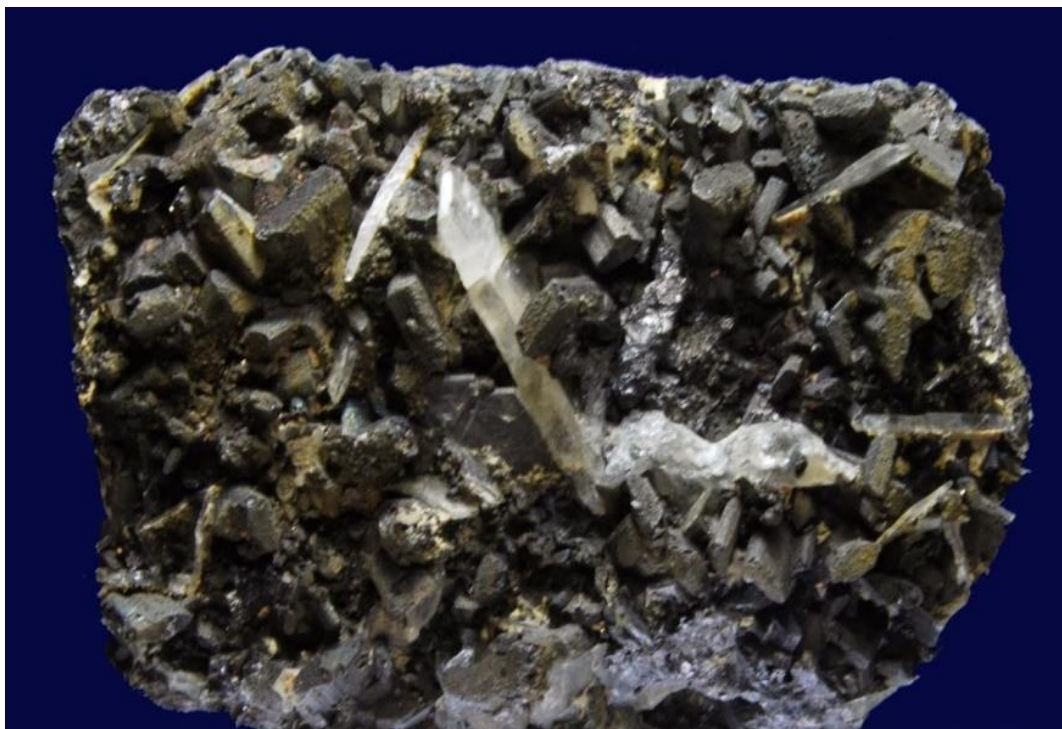
**FIGURA 5.** Vetas de enargita pirita: Controlado por fracturas con alteración de cuarzo alunita en el centro y sericita pirita en los bordes. Ensamblajes de alta a intermedia sulfuración



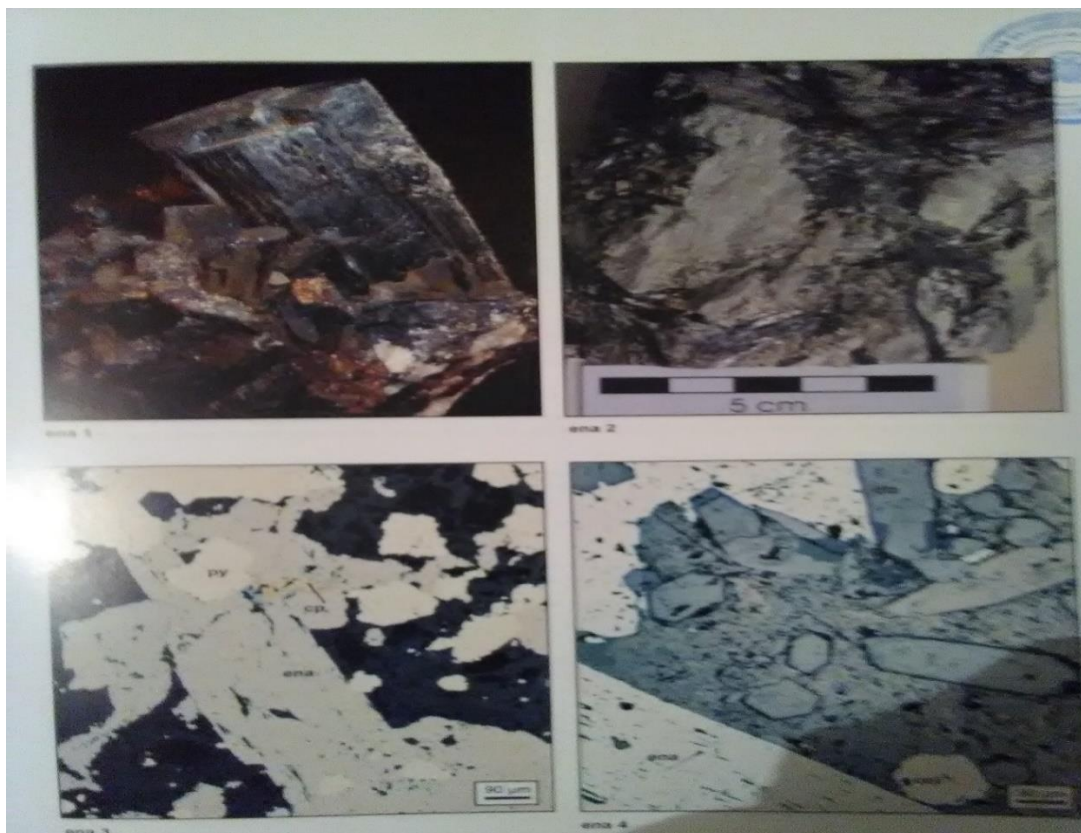
**FIGURA 6.** Cuerpos de reemplazamiento de enargita pirita.

La enargita es un sulfuro de cobre y de arsénico, su fórmula química es:  $\text{Cu}_3\text{AsS}_4$ .

Su nombre proviene del griego “enarge”, que significa “distinto”, haciendo su referencia a su exfoliación. Fue descrito por primera vez en 1850 en el Perú. En la Figura 7, se presentan en las primeras muestras enargita cristalizada asociada con pirita sobre roca y en las otras muestras enargita intercrecida con pirita siguiendo direcciones cristalográficas de la enargita, estos provienen de Cerro de Pasco. Muestras del Museo Mineralógico de la Universidad Nacional de Ingeniería.



**FIGURA 7. CRISTALES DE ENARGITA – CERRO DE PASCO**



**FIGURA 8. CRISTALES DE ENARGITA – CERRO DE PASCO**

**Fig. 4.1** Cristales de enargita. Cerro de Pasco, PERU

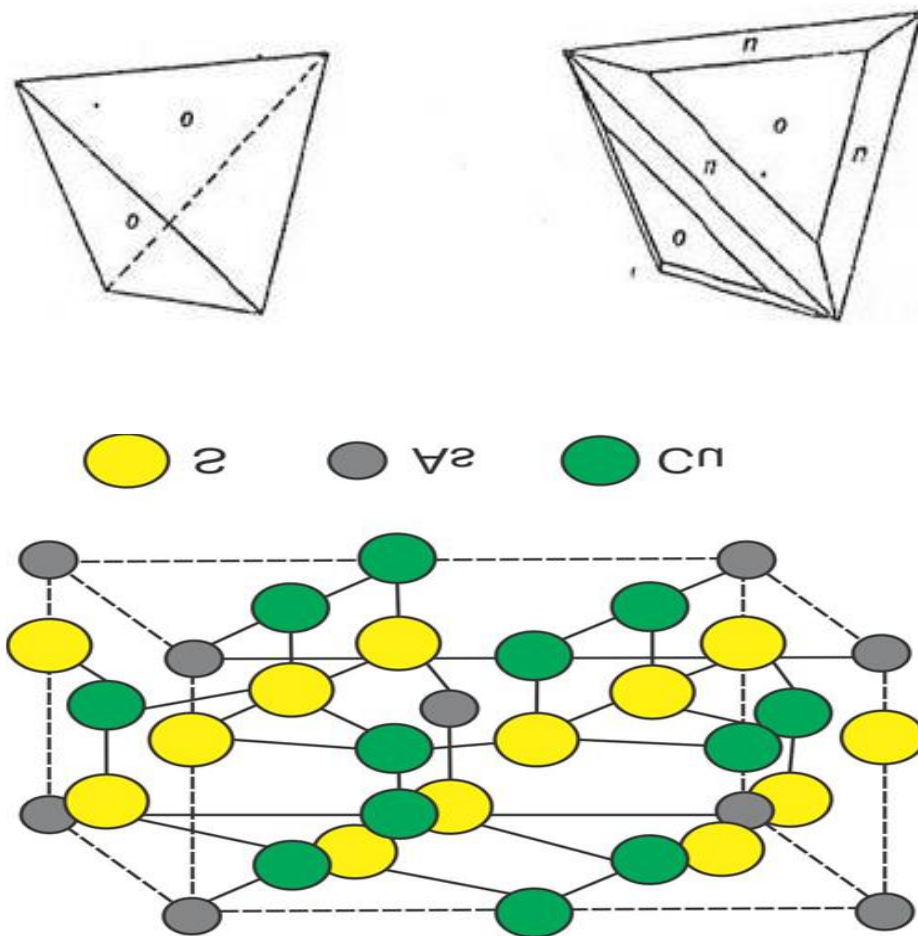
**Fig. 4.2** Enargita con pirita del depósito de Marcapunta. El Brocal – PERU

**Fig. 4.3** Enargita prismática con pirita, calcopirita e inclusiones de Marcapunta. El Brocal – PERU

**Fig. 4.4** Enargita prismática y granos redondeados de colusite y granos finos de alunita con cuarzo. Marcapunta. El Brocal – PERU

### 1.6.2 CRISTALOGRAFÍA (Figura 9):

Sistema y clase	: Ortorrómbico, mm2
Grupo espacial	: Pnm21
Líneas de Difracción de Rayos (DRX) por intensidad (I/Lo)	: X a=6.41 Å, b=7.42, c=6.15 Å, Z=2 3.22 (10), 2.87 (8), 1.859 (9), 1.731(6), 1.590(5)



**FIGURA 9.** ESTRUCTURA CRISTALINA DE LA ENARGITA

### 1.6.3 PROPIEDADES FÍSICAS

Color : Negro grisáceo o negro hierro, de ligero tinte violeta

Opaco.

Raya y Brillo : Negra grisácea, Metálico

Clivaje : Perfecto (110), Distancia (100) y (010)

Dureza y Densidad: 3 (Escala de Mohs), 4.45 t/m<sup>3</sup>

Propiedades ópticas: Anisotropismo fuerte

Fractura y Diafanidad: Desigual, Opaca.

Hábito : Cristales alargados tabulares con rayado vertical, columnar, granular, masivo.

### 1.6.4 PROPIEDADES QUÍMICAS

- Contiene 48,4% de cobre, 19,0% de arsénico y 32,6% de azufre.
- Impurezas: Sb (hasta el 6,5%), Fe (hasta el 5,7%), en cantidades insignificantes Pb, Zn y Ag (posiblemente a cuenta de inclusiones de otros minerales).
- Presenta solución sólida con la famatinita ( $\text{Cu}_3\text{SbS}_4$ )
- La luzonita es su polimorfo tetragonal (I42m) de baja temperatura (menos de 320°C) muy semejante a la enargita la diferencia está en el sistema de cristalización.
- Soluble en ácido nítrico y agua regia.
- Posee propiedades semiconductoras del tipo p es debido a un leve exceso estequiométrico de azufre.



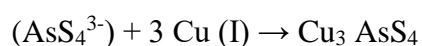
### 1.6.5 ORIGEN Y LOCALIZACIÓN

La enargita se le ubica en yacimientos hidrotermales de temperatura media. Este mineral es muy común y difundido en este tipo de yacimientos, las muestras bien cristalizadas no son abundantes. Se encuentra asociado con minerales como cuarzo, bornita, galena, esfalerita, tenantita, calcosina, calcopirita, covelina, pirita y otros sulfuros.

Aparecen en yacimientos de Morococha, Quiruvilca y Cerro de Pasco (Perú). Montana, Colorado y Utah (EEUU). Sonora (México). Sierra de Famatima (Argentina). Chuquicamata, La Rioja (Chile), en la isla de Luzón (Filipinas) y en Europa en Brixlegg, Tirol (Hungría).

### 1.6.6 PROPIEDADES SUPERFICIALES

La enargita es un tetratioarseniato de Cu.



Químicamente se define como un compuesto donde la valencia de los átomos de Cu y As varía entre I - II y III - V, respectivamente. Las propiedades superficiales de la enargita están sometidas al comportamiento químico de sus componentes y a las condiciones redox del sistema.

Según las proporciones S/O en su superficie se asume un comportamiento superficial anisotrópico. Al presentarse un mayor porcentaje de S que de O sobre la superficie se favorece el proceso de flotación. Debido a estas razones es posible la formación superficial de compuestos iónicos de As, O

y S. Estos compuestos se pueden clasificar según el grado de reemplazo de los átomos de O por los de S. Sobre los compuestos que se pueden formar en la superficie de la enargita se muestran en la Tabla 1. Según los estudios realizados sobre la enargita se le puede considerar como un tetratioarseniato de Cu.

COMPUESTOS	Razón S/O	Ión	Compuestos de cobre	
			Cu(I)	Cu(II)
Monotioarseniato	1/3	AsO <sub>3</sub> S <sup>3-</sup>	Cu <sub>3</sub> AsO <sub>3</sub> S	Cu <sub>3</sub> (AsO <sub>3</sub>
Ditioarseniato	2/2	AsO <sub>2</sub> S <sub>2</sub> <sup>3-</sup>	Cu <sub>3</sub> AsO <sub>2</sub> S <sub>2</sub>	S) <sub>2</sub>
Tritioarseniato	3/1	AsOS <sub>3</sub> <sup>3-</sup>	Cu <sub>3</sub> AsOS <sub>3</sub>	Cu <sub>3</sub>
Tetratioarseniato	4/0	AsS <sub>4</sub> <sup>3-</sup>	Cu <sub>3</sub> AsS <sub>4</sub>	(AsO <sub>2</sub> S <sub>2</sub> ) <sub>2</sub> Cu <sub>3</sub> (AsOS <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> Cu <sub>3</sub> (AsS <sub>4</sub> ) <sub>2</sub>

**TABLA 1. POLITIOARSENIATOS DE Cu**

## MATERIALES Y MÉTODOS

### 2.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

Por ser una investigación que plantea soluciones concretas (bajar los contenidos de arsénico en los concentrados de Cu de los minerales de cobre-enargítico), partiendo de principios fundamentales (tecnología, físico-química, termodinámica, cinética, reacciones químicas, etc.) de acuerdo al tipo, el presente es una **investigación experimental y de acuerdo al nivel de investigación es aplicativo y correlacional**, ya que se busca definir las condiciones óptimas del proceso de depresión del arsénico en la flotación selectiva de los sulfuros de cobre a nivel laboratorio.

Mediante este diseño se planificó las pruebas experimentales, para evaluar los efectos de las condiciones operativas principales, así como la aplicación de la combinación del reactivo Promotor AEROPHINE 3418 con el Colector Z-11 y otros, en la flotación selectiva de minerales de cobre enargítico y la depresión del arsénico. Evaluándose simultáneamente el grado de concentración (calidad) y la recuperación del cobre en el concentrado.

### 2.2 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El diseño empleado en la presente investigación es el de carácter Causa – efecto; metodología que permite establecer la relación existente entre la aplicación de la variable independiente en el proceso y el resultado obtenido, considerado como variable dependiente, teniendo en cuenta para ello el problema principal planteado,

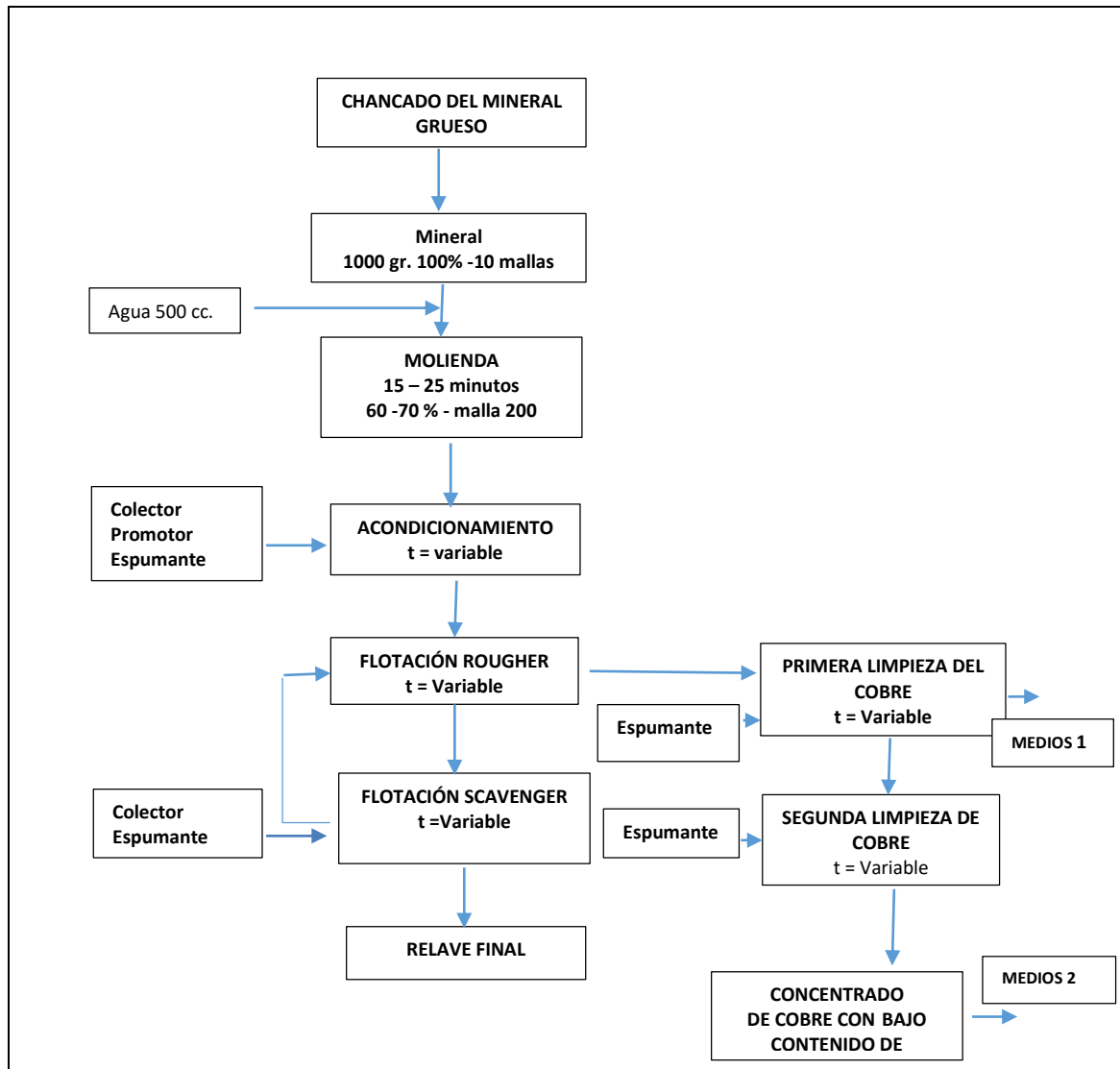
y que será desarrollado dentro el contexto de la investigación como Experimental condicionada.

Para cumplir con la metodología y diseño de la investigación, el control de las pruebas experimentales se llevó a cabo mediante la observación controlada de la variable independiente y de aquellas que intervinieron circunstancialmente y que han afectado o favorecido en los resultados de la variable dependiente.

El diseño de investigación definido como una estructura (organización esquematizada) adoptada para relacionar y controlar las variables de estudio a través de las pruebas experimentales a nivel laboratorio, se planificó según se muestra en la figura 10.

### **2.3 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN**

Se utilizó el método científico, donde se da la estrategia que se aplica para la evaluación de la depresión del arsénico de la enargita, para tomar en cuenta la mejora del grado de concentrado y recuperación en la flotación selectiva de los minerales de cobre enargítico.



**FIGURA 10.** Plan de Trabajo experimental con el mineral de Cobre - enargítico.

## 2.4 POBLACIÓN Y MUESTRA

La población del presente trabajo de investigación, está conformado por los minerales sulfurado de cobre enargítico existente en el Yacimiento de Colquijirca - Cerro de Pasco.

La población del mineral de cobre enargítico depositado en la cancha es de alrededor de 300 TMH.

Este mineral que constituye la alimentación a la molienda y al proceso de flotación, tiene las siguientes características:

- Tamaño de alimentación a la liberación (d) : 90 % passing ¾"
- Análisis químico de la alimentación : 2.30 % de cobre como enargita y (4.92% enargita)
- Gravedad específica de la enargita : 4.4
- Gravedad específica de la ganga : 3.0
- Tamaño de liberación de la enargita (L) : 100 mallas = 0.0149 cm.
- Análisis del error aceptable : 5 %, Confiabilidad de 95%
  - 2.30% +/- 0.05%
  - 2 S = 0.05%
  - $S^2 = 6.25 \times 10^{-4}$

El método de muestreo que se usó fue ideado por Pirre Gy's, este procedimiento se utiliza con frecuencia para calcular el tamaño de la muestra necesaria con el grado requerido de exactitud.

El tamaño de muestra requerido para obtener la muestra representativa de este producto, se obtiene de la siguiente manera:

#### CÁLCULO DEL FACTOR DE LIBERACIÓN.

$$\frac{d}{L} = \frac{0.75" \times 2.54 \text{ cm/pulg.}}{0.0149 \text{ cm}} = 127.85$$

G'y ideó una tabla basada sobre d (Tamaño de mena que se va a muestrear) y L (Tamaño en el cual el mineral estará casi todo libre).

d/L	< a 1	1 - 4	4 - 10	10 - 40	40 - 100	100-400	>400	
I	1	0.8	0.4	0.2	0.1	0.05	0.02	
MATERIAL COMPLETAMENTE HOMOGÉNEO				→	MATERIAL COMPLETAMENTE HETEROGÉNEO.			

Luego I = 0.05

CÁLCULO DEL FACTOR DE COMPOSICION MINERALÓGICA (m).

$$m = \frac{1-a}{a} [(1 - a) r + a. t]$$

a = Contenido mineral promedio del material muestreado = 0.0492

r = Densidad del mineral valioso = 4.4

t = densidad de la ganga = 3.0

$$m = \frac{1-0.0492}{0.0492} [(1 - 0.0492) 4.4 + 0.049(3.0)] = 83.70$$

CÁLCULO DE LOS VALORES DE S, C Y d.

- DESVIACIÓN ESTANDAR (S).

Es la medida de la exactitud del análisis de la muestra comparada con el verdadero análisis en una base estadística o al azar. Si un error de análisis del 5% es aceptable (ej. 2,30% Cu +/- 0,05%) con una confianza de 95%) 2 desviaciones estándar), luego:

$$2S = 0.05$$

$$S = 0.025$$

$$S^2 = 6.25 \times 10^{-4}$$

- CONSTANTE DE MUESTREO PARA EL MINERAL.

$$C = f \times g$$

f = factor de forma = 0.5

g = factor de distribución de partícula = 0.25

d = Tamaño de alimentación a la liberación =  $0.75 \times 2.54 = 1.905$  mm.

Entonces, reemplazando valores en:

$$M = \frac{C \cdot I \cdot m \cdot d^3}{S^2} = \frac{(0.125)(0.05)(83.70)(1.905)^3}{6.25 \times 10^{-4}} = 58 \text{ Kg.}$$

Por lo tanto; para este mineral, una muestra que pesa 58 Kg. Contendría las suficientes partículas para representar el alimento a la liberación y flotación de la especie valiosa.

El tipo de muestreo se realizó al azar del tiempo y lugar, se pudo notar que este tipo de muestreo, aunque muy rudimentario, nos permitió resultados satisfactorios.

## 2.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Como técnica e instrumento de recolección de datos; se usó el registro de la observación y la recolección de la muestra de mineral sulfurado de cobre enérgico que fue evaluado en el laboratorio en cada uno de sus variables independientes.

Los resultados de la evaluación de los comportamientos metalúrgicos se reportaron en cuadros y/o gráficos para mayor comprensión del trabajo realizado.

## 2.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

La información recopilada fue procesada estadísticamente según las siguientes etapas: **Depuración** (se desechó datos encontrados no confiables), **Clasificación** (se agrupó adecuadamente los datos confiables de las variables involucradas en la



investigación), **Codificación-Tabulación** (Se codifico las variables mediante símbolos a fin de facilitar su tabulación computarizada),

**Presentación de datos** (Los datos procesados se presentaron en forma tabular y mediante gráficos).

**El análisis e interpretación de datos** (procesados) se efectuaron de acuerdo a los resultados que arrojaron los estadígrafos de la estadística descriptiva e inferencial estudiados.

## RESULTADOS Y ANÁLISIS

### 3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL Y DE LA PULPA

#### MINERALIZADA DE COBRE ENARGÍTICO

##### 3.1.1 PORCENTAJE DE HUMEDAD DEL MINERAL

Se muestrea el mineral para la determinación del porcentaje de humedad; para esto se tomó cinco muestras y se sometieron a la acción del calor en la estufa y/o horno de secado de muestras a la temperatura de 105 °C y tiempo adecuado de 4 horas para evaporar el agua. La fórmula utilizada es el siguiente:

$$\% \text{ de humedad} = \frac{B - C}{B - A} \times 100$$

Peso de A = Peso en gr. de la bandeja inoxidable, limpia y seca = 890.0 gr

Peso de B = 5 Kg. muestra húmeda (- 10 mallas) + peso de bandeja = 5786.0 gr

Peso de C = 5 Kg. de muestra seca y fría + peso de bandeja = 5515.0 gr.

$$\% \text{ de humedad} = \frac{5786.0 - 5515.0}{5786.0 - 890.0} \times 100 = 5.54 \%$$

El cálculo de la segunda muestra, tercera, cuarta y quinta, es 5.60, 5.74, 5.35 y 5.25 respectivamente; el promedio de la humedad es:

$$\% \text{ de humedad promedio} = \frac{5.54 + 5.60 + 5.74 + 5.35 + 5.25}{5} = 5.50 \%$$

### 3.1.2 COMPOSICIÓN MINERALÓGICA DEL MINERAL DE COBRE

#### ENARGÍTICO (Cuadro 1).

<b>MINERALES PRIMARIOS</b>	
<b>Calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>)</b>	Se encuentra masiva, asociada a la pirita, esfalerita, galena y Cobres Grises
<b>Enargita (Cu<sub>3</sub>AsS<sub>4</sub>)</b>	Se presenta masiva y en cristales prismáticos formando agregados granulares a manera de drusas, probablemente de origen hidrotermal.
<b>Cobres Grises</b>	Se presentan masivos, como tetraedrita, se conoce que también existe freibergita de donde se extrae la Ag.
<b>MINERALES SECUNDARIOS</b>	
<b>Marcasita (FeS<sub>2</sub>)</b>	Se encuentra en agregados radiales de manera de cresta de gallo
<b>Bornita (Cu<sub>5</sub>FeS<sub>4</sub>)</b>	Formada por la alteración de la calcopirita
<b>Calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>)</b>	Se encuentra masiva, asociada a la pirita, esfalerita, galena y Cobres Grises
<b>Plata Nativa (Ag)</b>	Se puede apreciar no comúnmente en forma de cabellos enrollados, de color rojo de bronce claro, está asociada a la pirita, esfalerita, galena, caolín y hematita.
<b>MINERALES DE LA GANGA</b>	
<b>Pirita (FeS<sub>2</sub>)</b>	Este mineral se presenta mayormente en cristales diseminados menores a 1 mm de forma octagonal
<b>Hematita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)</b>	Se puede apreciar en forma masiva, como terrosa (ocre rojo). De origen hidrotermal, también se puede apreciar en forma de oligisto micáceo.
<b>Calcita (CaCO<sub>3</sub>)</b>	Se presenta en venillas y relleno en fracturas y a manera de drusas en las calizas y dolomías entre arcillitas se han encontrado en forma de capas
<b>Caolín Al<sub>4</sub> (SiO<sub>4</sub>O<sub>10</sub>) (OH)<sub>8</sub></b>	Masivo de color blanco y muchas veces con matriz verdosa, asociado íntimamente a la galena argentífera, intercrecida en manera de Stock Works

**CUADRO 1. CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DE MUESTRA PARA PRUEBAS DE FLOTACIÓN DEL COBRE.**

### 3.1.3 ANÁLISIS QUÍMICO DEL MINERAL DE CABEZA

El análisis químico del mineral de cabeza, los resultados son los siguientes

(Cuadro 2):

Ag Oz/TM.	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	% As
0.45	2.32	0.06	0.03	6.20	1.0

**CUADRO 2. ENSAYES QUÍMICOS DEL MINERAL DE CABEZA DE Cu – ENARGÍTICO**

### 3.1.4 GRAVEDAD ESPECÍFICA O PESO ESPECÍFICO DEL MINERAL

El método usado fue del Picnómetro, para determinar la gravedad específica del mineral seca y fina de tamaño de -100 mallas se utilizó la fórmula y se procedió de la siguiente manera (tabla 3.2):

$$\text{Gravedad específica} = \left( \frac{W_3 - W_1}{(W_2 - W_1) - (W_4 - W_3)} \right) \cdot \partial \text{ agua}$$

G.e = Gravedad específica

$\partial$  agua = Densidad del agua

W1 = Peso del picnómetro vacío

W2 = Peso del picnómetro con mineral

W3 = Peso del picnómetro con mineral y agua

W4 = Peso del picnómetro con agua

PRUEBAS	PESOS (gr)				PARCIAL
	W1	W2	W3	W4	
01	32.30	58.70	42.25	64.98	2.71
02	32.30	58.70	43.10	64.73	2.26
03	32.30	58.70	42.35	64.70	2.48
		G.e. mineral promedio			2.48

**CUADRO 3. GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL EN ESTUDIO**

### 3.1.5 MOLIENDABILIDAD DEL MINERAL

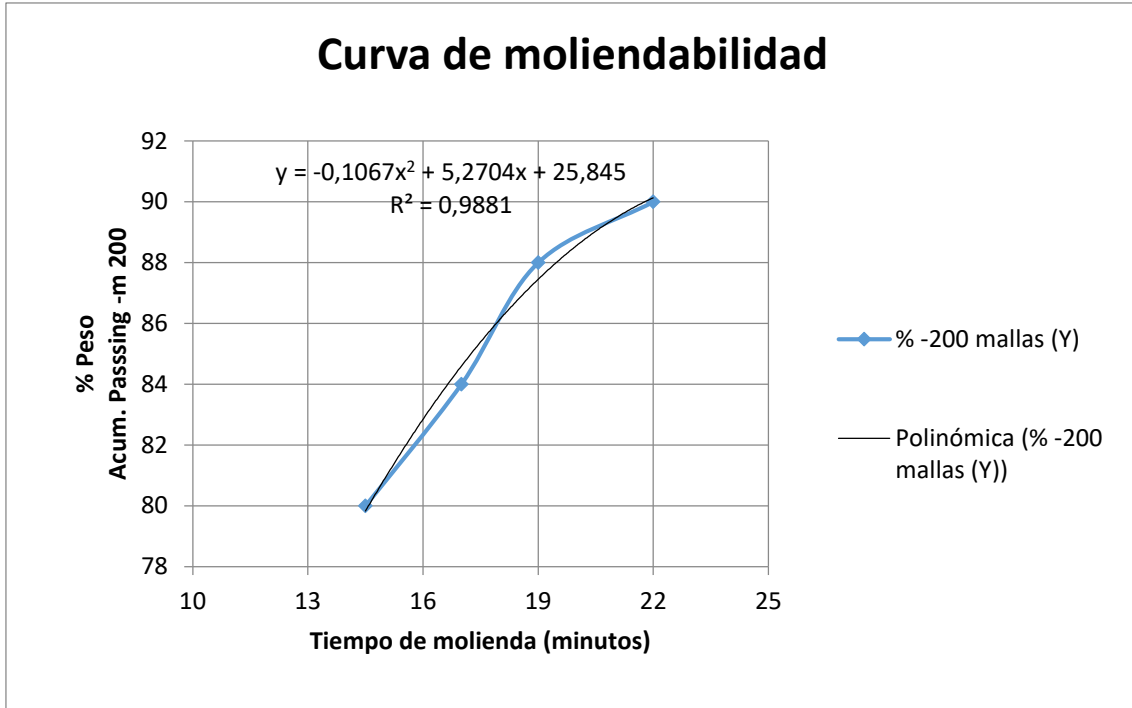
La granulometría del mineral es una de las variables importantes de la molienda, para obtener la liberación de las partículas valiosas y estériles, asegurando las posteriores etapas de concentración y recuperación como: la flotación, lixiviación de la parte valiosa.

La curva de moliendabilidad, determina el tiempo de molienda, para una granulometría (tamaño óptimo de partícula conocida) y/o grado de liberación (% -200 mallas) para cualquier muestra.

En el Gráfico 1, nos muestra el grado de exposición de las especies valiosas para la flotación del mineral en estudio.

<b>TIEMPO DE MOLIENDA</b>	<b>% -200 MALLAS</b>
22 minutos	90
19 minutos	88
14.5 minutos	80

CUADRO 4. GRADOS DE LIBERACIÓN O MOLIENDA



**GRAFICO 1. CURVA DE MOLIENDABILIDAD DEL MINERAL**

### 3.1.6 PORCENTAJE DE SÓLIDOS EN LA PULPA – PR. EXP. DE FLOTACIÓN

$$\% S = \frac{W-1000}{W \times K} \times 100$$

$$D = \frac{100-\% S}{\% S} = \frac{\text{Peso del agua}}{\text{Peso del mineral}} = \frac{500 \text{ cc} \times 1 \text{ gr/cc}}{1000 \text{ gr.}} = 0.5$$

Dónde:

W = Densidad de la pulpa (gr/lt)

$$K = \text{Constante de sólidos} = \frac{G.e - 1}{G.e} = \frac{2.48-1}{2.48} = 0.60$$

D = Dilución de la pulpa

Entonces:

El porcentaje de la pulpa es:

$$\frac{100 - \% S}{\% S} = 0.5$$

$$\% S = 66.67$$

La densidad de la pulpa es:

$$W = \frac{100000}{100 - \% S \times K} = \frac{100000}{100 - 66.67 \times 0.60} = 1667 \text{ gr/lt}$$

## **3.2 DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO EXPERIMENTAL**

### **3.2.1 PROCEDIMIENTO DE LAS PRUEBAS METALÚRGICAS**

Los siguientes ítems constituyen el procedimiento efectuado, para realizar las flotaciones Rougher, Scavenger y Cleaner del mineral de cobre enérgico.

1. Se tritura toda la muestra del mineral, a través del chancado primario y chancado secundario. La descarga del chancado secundario se tamiza en la malla 10, el producto malla +10 se vuelve a pasar por la chancadora secundaria.
2. El mineral -10 mallas se rolea y se homogeniza para obtener una muestra representativa. Luego con el cuarteador Jones partimos la muestra para las pruebas metalúrgicas (molienda y flotación, análisis mineralógico, análisis químico y otros).
3. Se realiza la molienda en húmedo del mineral de cobre enérgico en un molino de bolas de 8" x 8" por varios tiempos determinados en minutos.

4. La dilución es de 0.5 con 66% de sólidos. En la molienda se agrega NaCN al 1%, un peso de cal para llegar al pH 10 - 11 adecuado de flotación.
5. La pulpa descargada del molino (mineral molido) se alimenta a la celda de flotación de capacidad de 2.4 litros, luego se comienza agitar y se mide si está el pH de flotación de lo contrario se agrega el regulador de pH que es la cal correspondiente para llegar al pH de operación o flotación.
6. Una vez alcanzado el pH se agrega los reactivos colectores, espumantes y reguladores. Hecho esto se comienza a medir el tiempo de acondicionamiento en minutos y luego se proceder a colocar la bandeja para recoger el concentrado Rougher Cu.
7. Después del tiempo de acondicionamiento en minutos, se abre lentamente el paso del aire hasta alcanzar el valor requerido para la prueba que es una presión de aire de 50 psi y un flujo de aire de 4.0 ml/min, la velocidad de la celda de flotación es de 900 rpm. Si es necesario se agrega agua con el mismo pH (lechada de cal) de tal manera que se alcance un nivel o altura de espuma mineralizada y este sea retirado por la paleta mecánicamente. Se toma en cuenta la medición del tiempo de flotación cuando la espuma comience a caer a la fuente.
8. Durante el transcurso del tiempo de flotación en minutos, el retiro de la espuma mineralizada se realiza por un paleteo manual. Se mantuvo la



frecuencia del paleteo a 15 por minuto durante todas las prueba de flotación.

9. El nivel de la pulpa se mantuvo agregando agua adicional pero con el mismo pH (lechada de cal) lo mínimo necesario y con el mismo pH de la pulpa.
10. Terminado el tiempo de flotación, se cierra el paso del aire. Finalmente, se cortó la agitación y se limpia adecuadamente el equipo.
11. Se filtra los concentrados obtenidos de cobre y relaves en el filtro de vacío, debidamente identificados.
12. Se secan los productos filtrados en estufa a una temperatura entre 100° - 110°C.
13. Se pesan cada producto de la prueba de flotación y pulverizar para enviar a análisis químico (100% -180# ASTM).
14. Se realizó el análisis químico a cada producto por Cu, Fe, Ag y As.

### 3.2.2 DIAGRAMA DE FLUJO DE LA EXPERIMENTACIÓN METALÚRGICA

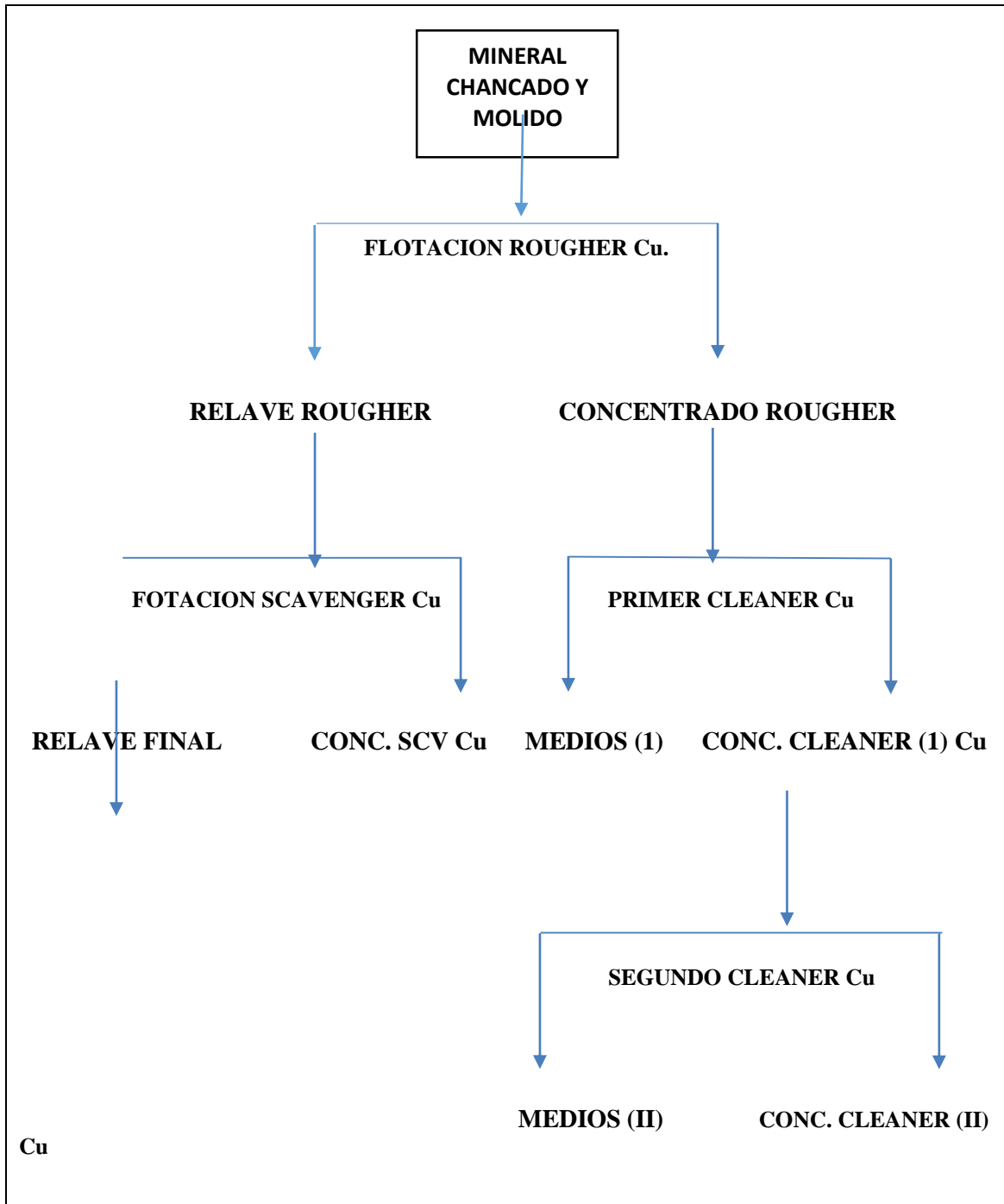


GRAFICO 2. FLOWSHEET DEL TRBAJO EXPERIMENTAL

### **3.3 PRESENTACIÓN, ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS**

#### **3.3.1 PROGRAMA DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES**

Con el fin de conocer el comportamiento metalúrgico del mineral frente al proceso de flotación y con las condiciones operativas dadas, inicialmente se corrieron pruebas preliminares y en base a los resultados obtenidos se estableció la prueba estándar.

Esta prueba estándar permitió variar las condiciones operativas (las dosificaciones de los reactivos y otros) en función a las observaciones y los resultados metalúrgicos parciales obtenidos de las pruebas, con el objetivo de encontrar las condiciones óptimas del proceso de flotación por espuma referido a aumentar la depresión del arsénico en la flotación del cobre. En el Cuadro 5, se presenta la programación de las variaciones de las condiciones operativas en función de observaciones y los resultados de las pruebas experimentales con fines de encontrar las condiciones óptimas.

<b>PRUEBA DE FLOTACIÓN</b>	<b>VARIACIONES DE LAS CONDICIONES OPERATIVAS EN FUNCIÓN DE OBSERVACIONES Y LOS RESULTADOS DE LAS PRUEBAS CON FINES DE ENCONTRAR LAS CONDICIONES ÓPTIMAS.</b>
<b>P.F-01</b>	Establecimiento de la prueba estándar.
<b>P.F-02</b>	Molienda: Aumento de cal (5 Kg/TM), Aumento del NaCN (80 gr/TM) F. Ro : Sin Xantato Z-11, Aumento de Aerophine 3418 A (70 gr/TM) F. Scv : Uso del Aerophine 3418 A (15 gr/TM), Sin Xantato Z-11.
<b>P.F-03</b>	Molienda: Bajar la cal (2 Kgr/TM). F. Ro : Aumento de cal (11.80 Kg/TM). Uso del Xantato Z-11 (50 gr/TM). Bajar el Aerophine 3418 A (10 gr/TM) F. Scv. : Aumento del Aerophine 3418 A (25 gr/TM)
<b>P.F-04</b>	F. Ro : Bajar la cal (8.0 Kgr/TM) F. Scv : Bajar el Aerophine 3418 A (20 gr/TM) Uso del Xantato Z-11 (25 gr/TM) 1ra L.Cu : Uso del NaCN (20 gr/TM) 2da L.Cu : Uso del NaCN (20 gr/TM)
<b>P.F-05</b>	Molienda: Aumento del NaCN (80 gr/TM) Aumento de cal (5 Kg/TM) F. Ro : Aumento de cal (10 Kg/TM), Aumento del NaCN (20 gr/TM) F. Scv. : Sin Aerophinee 3418 A 1ra L.Cu : Bajar el NaCN (10 gr/TM) 2da L.Cu : Bajar el NaCN (10 gr/TM)
<b>P.F-06</b>	Molienda: Aumento del mineral (1100 gr), Aumento del agua (550 cc) Uso del complejo $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ (50 % - 50 %) (182 gr/TM) Aumento de cal (7.27 Kg/TM) Bajar el tiempo de molienda (19 min.) Bajar el grado de molienda % - 200 mallas (88%) F. Ro-Scv: Sin NaCN Aumento de cal(14.5 Kg/TM) Aumento de Xantato Z-11 (55 gr/TM) Aumento de Aerophine 3418 A (28 gr/TM) Aumento del Espumante MIBC (55 gr/TM) Bajar tiempo de acondicionamiento (10 min.) Aumento del tiempo de flotación (10 min.) 1ra L. Cu : Uso del complejo $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ (50 % - 50 %) (45 gr/TM) Uso de cal (11.8 Kg/TM), Uso del Xantato Z-11 (5 gr/TM) Aumento del Espumante MIBC (6 gr/TM) 2da L. Cu: Uso complejo $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ (50 % - 50 %) (45 gr/TM) Uso de la cal(11.8 Kg/TM)
<b>P.F-07</b>	Molienda: Bajar tiempo de molienda (14.5 min.), 80 % -200 mallas. F. Ro-Scv: Aumento de Xantato Z-11 (73gr/TM) 1ra L. Cu : Bajar la cal(0.54gr/TM) Uso del Xantato Z-11 (9 gr/TM) 2da L. Cu :Bajar la cal (0.54 gr/TM) Aumento Espumante MIBC (17 gr/TM)

**CUADRO 5. VARIACION DE LAS CONDICIONES OPERATIVAS DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES.**

### 3.3.1.1 PRUEBAS EXPERIMENTALES

#### PRUEBA DE FLOTACION N° 01

**OBJETIVO:** Prueba estándar

##### **MOLIENDA**

- Mineral : 1000 g.
- Agua : 500 cc.
- Cianuro de Sodio : 20 gr/TM
- Cal : 2 kg/TM
- Tiempo de Molienda : 21 '46"
- %-200 Mallas : 90%
- pH : 6.25

##### **FLOTACIÓN ROUGHER**

- pH : 10.30
- Cal : 8.0 kg/TM
- Xantato Z-11 : 50 gr/TM
- Aerophine 3418 A : 20 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 40 gr/TM (5 gotas)
- Acondicionamiento : 3 minutos
- Tiempo de Flotación : 5 minutos

##### **FLOTACIÓN SCAVENGER**

- Xantato Z-11 : 25 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 16 gr/TM (2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 6 minutos

##### **PRIMERA LIMPIEZA DE COBRE**

- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 4 minutos

##### **SEGUNDA LIMPIEZA DE COBRE**

- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 3 minutos

**CUADRO 6: BALANCE METALÚRGICO – PRUEBA DE FLOTACIÓN PR-01: MINERAL DE COBRE ARSENICAL**

**FLOTACION CON 2 LIMPIEZAS DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.2ª Lim Cu	100.5	10.05	1.67	14.40	28.04	5.38	167.8350	14.4720	28.1802	5.4069	39.90	66.95	43.91	64.25
Relv.2ª Lim Cu	40.3	4.03	1.22	3.86	22.84	1.19	49.1660	1.5556	9.2045	0.4796	11.69	7.20	14.34	5.70
Relv.1ª Lim Cu	175.0	17.50	0.35	0.77	5.86	0.36	61.2500	1.3475	10.2550	0.6300	14.56	6.23	15.98	7.49
Conc. Scav Cu	112.6	11.26	0.96	3.26	6.36	1.28	108.0960	3.6708	7.1614	1.4413	25.70	16.98	11.16	17.13
Relave Final	571.6	57.16	0.06	0.10	1.64	0.08	34.2960	0.5716	9.3742	0.4573	8.15	2.64	14.61	5.43
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.42	2.16	6.42	0.84	420.6430	21.6174	64.1753	8.4150	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								

**FLOTACION CON 1 LIMPIEZA DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.1ª Lim Cu	140.8	14.08	1.54	11.38	26.55	4.18	217.8320	16.0230	37.3824	5.8854	51.55	74.12	58.25	69.94
Relv.1ª Lim Cu	175.0	17.50	0.35	0.77	5.86	0.36	61.2500	1.3475	10.2550	0.6300	14.56	6.23	15.98	7.49
Conc. Scav Cu	112.6	11.26	0.96	3.26	6.36	1.28	108.0960	3.6708	7.1614	1.4413	25.70	16.98	11.16	17.13
Relave Final	571.5	57.15	0.06	0.10	1.64	0.08	34.2900	0.5715	9.3726	0.4572	8.15	2.64	14.60	5.43
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.42	2.16	6.42	0.84	420.6430	21.6174	64.1753	8.4150	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								

## **PRUEBA DE FLOTACIÓN N° 02**

**OBJETIVO:** Variación de las condiciones operativas, Cuadro N° 5.

### **MOLIENDA**

- Mineral : 1000 g.
- Agua : 500 cc.
- Cianuro de Sodio : 80 gr/TM
- Cal : 5 kg/TM
- Tiempo de Molienda : 21'46''
- %-200 Mallas : 90%
- pH : 6.80

### **FLOTACIÓN ROUGHER**

- pH : 10.30
- Cal : 6.8 kg/TM
- Xantato Z-11 : -°-
- Aerophine 3418 A : 70 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 40 gr/TM (5 gotas)
- Acondicionamiento : 3 minutos
- Tiempo de Flotación : 5 minutos

### **FLOTACIÓN SCAVENGER**

- Aerophine 3418 A : 15 gr/TM
- Xantato Z-11 : -°-
- Espumante Frother MT-70 : 16 gr/TM (2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 6 minutos

### **PRIMERA LIMPIEZA DE COBRE**

- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 4 minutos

### **SEGUNDA LIMPIEZA DE COBRE**

- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 3 minutos

**CUADRO 7: BALANCE METALURGICO – PRUEBA DE FLOTACIÓN PR-02: MINERAL DE COBRE ARSENICAL**

**FLOTACION CON 2 LIMPIEZAS DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.2ª Lim Cu	111.9	11.19	2.06	14.06	28.82	5.00	230.5140	15.7331	32.2496	5.5950	49.80	70.60	51.36	67.26
Relv.2ª Lim Cu	28.1	2.81	1.74	7.00	20.20	2.46	48.8940	1.9670	5.6762	0.6913	10.56	8.83	9.04	8.31
Relv.1ª Lim Cu	133.4	13.34	0.32	0.35	3.54	0.15	42.6880	0.4669	4.7224	0.2001	9.22	2.109	7.52	2.41
Conc. Scav Cu	111.7	11.17	0.71	2.86	5.70	1.09	79.3070	3.1946	6.3669	1.2175	17.134	14.34	10.14	14.64
Relave Final	614.9	61.49	0.10	0.15	2.24	0.10	61.4900	0.9224	13.7738	0.6149	13.28	4.14	21.94	7.39
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.46	2.23	6.28	0.83	462.8930	22.2840	62.7888	8.3188	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								

**FLOTACION CON 1 LIMPIEZA DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.1ª Lim Cu	140.0	14.00	2.00	12.64	27.09	4.49	281.6000	17.7971	38.1427	6.3219	60.36	79.43	60.40	75.57
Relv.1ª Lim Cu	133.4	13.34	0.32	0.35	3.54	0.15	42.6880	0.4669	4.7224	0.2001	9.22	2.10	7.52	2.41
Conc. Scav Cu	111.7	11.17	0.71	2.86	5.70	1.09	79.3070	3.1946	6.3669	1.2175	17.13	14.34	10.14	14.64
Relave Final	614.9	61.49	0.10	0.15	2.24	0.10	61.4900	0.9224	13.7738	0.6149	13.28	4.14	21.94	7.39
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.46	2.23	6.28	0.83	462.8930	22.2840	62.7888	8.3188	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								



### **PRUEBA DE FLOTACION N° 03**

**OBJETIVO:** Variación de las pruebas experimentales, Cuadro N° 5.

#### **MOLIENDA**

- Mineral : 1000 g.
- Agua : 500 cc.
- Cianuro de Sodio : 20 gr/TM
- Cal : 2 kg/TM
- Tiempo de Molienda : 20'09"
- %-200 Mallas : 90%
- pH : 6.35

#### **FLOTACIÓN ROUGHER**

- pH : 10.30
- Cal : 11.80 kg/TM
- Xantato Z-11 : 50 gr/TM
- Aerophine 3418 A : 10 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 40 gr/TM (5 gotas)
- Acondicionamiento : 3 minutos
- Tiempo de Flotación : 5 minutos

#### **FLOTACIÓN SCAVENGER**

- Aerophine 3418 A : 25 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 16 gr/TM (2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 6 minutos

#### **PRIMERA LIMPIEZA DE COBRE**

- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 4 minutos

#### **SEGUNDA LIMPIEZA DE COBRE**

- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 3 minutos

**CUADRO 8: BALANCE METALÚRGICO – PRUEBA DE FLOTACIÓN PR-03: MINERAL DE COBRE ARSENICAL**

**FLOTACION CON 2 LIMPIEZAS DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.2ª Lim Cu	113.0	11.30	1.54	12.74	30.40	4.52	174.0200	14.3962	34.3520	5.1076	49.37	72.76	54.72	70.50
Relv.2ª Lim Cu	122.6	12.26	0.51	1.84	9.20	0.42	62.5260	2.2558	11.2792	0.5149	17.74	11.40	17.97	7.11
Relv.1ª Lim Cu	226.3	22.63	0.29	0.71	3.62	0.31	65.6270	1.6067	8.1921	0.7015	18.62	8.12	13.06	9.68
Conc. Scav Cu	58.8	5.88	0.04	1.78	5.12	0.67	2.3520	1.0466	3.0106	0.3940	0.67	5.29	4.80	5.44
Relave Final	479.3	47.93	0.10	0.10	1.24	0.11	47.9300	0.4793	5.9433	0.5272	13.80	2.42	9.47	7.28
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.35	1.98	6.28	0.72	352.4550	19.7847	62.7771	7.2452	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.42	2.06	6.26	0.87								

**FLOTACION CON 1 LIMPIEZA DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.1ª Lim Cu	235.6	23.56	1.00	7.07	19.37	2.39	235.6000	16.6569	45.6357	5.6308	67.31	84.17	72.89	77.60
Relv.1ª Lim Cu	226.3	22.63	0.29	0.71	3.62	0.31	65.6270	1.6067	8.1921	0.7015	18.62	8.12	13.05	9.68
Conc. Scav Cu	58.8	5.88	0.04	1.78	5.12	0.67	2.3520	1.0466	3.0106	0.3940	0.67	5.29	4.80	5.44
Relave Final	479.3	47.93	0.10	0.10	1.24	0.11	47.9300	0.4793	5.9433	0.5272	13.60	2.42	9.47	7.28
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.35	1.98	6.28	0.72	352.4550	19.7847	62.7771	7.2452	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.42	2.06	6.26	0.87								

## **PRUEBA DE FLOTACION N° 04**

**OBJETIVO:** Variación de las condiciones operativas, Cuadro N° 5.

### **MOLIENDA**

- Mineral : 1000 g.
- Agua : 500 cc.
- Cianuro de Sodio : 20 gr/TM
- Cal : 2 kg/TM
- Tiempo de Molienda : 20´40’’
- %-200 Mallas : 90%
- pH : 6.30

### **FLOTACIÓN ROUGHER**

- pH : 10.30
- Cal : 8.0 kg/TM
- Xantato Z-11 : 50 gr/TM
- Aerophine 3418 A : 10 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 40 gr/TM (5 gotas)
- Acondicionamiento : 3 minutos
- Tiempo de Flotación : 5 minutos

### **FLOTACIÓN SCAVENGER**

- Aerophine 3418 A : 20 gr/TM
- Xantato Z-11 : 25 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 16 gr/TM (2 gotas)
- Tiempo de Flotación : 6 minutos

### **PRIMERA LIMPIEZA DE COBRE**

- Cianuro de Sodio : 20 gr/TM
- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotación : 4 minutos

### **SEGUNDA LIMPIEZA DE COBRE**

- Cianuro de Sodio : 20 gr/TM
- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotación : 3 minutos

**CUADRO 9: BALANCE METALÚRGICO – PRUEBA DE FLOTACIÓN PR-04: MINERAL DE COBRE ARSENICAL**

**FLOTACION CON 2 LIMPIEZAS DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.2ª Lim Cu	63.2	6.32	1.22	11.08	31.12	4.04	77.1040	7.0026	19.6678	2.5533	15.85	25.50	30.67	24.24
Relv.2ª Lim Cu	42.7	4.27	1.16	9.16	30.38	3.36	49.5320	3.9113	12.9723	1.4347	10.18	14.24	20.23	13.62
Relv.1ª Lim Cu	92.1	9.21	0.48	1.31	10.24	0.50	44.2080	1.2065	9.4310	0.4605	9.09	4.39	14.71	4.37
Conc. Scav Cu	143.5	14.35	1.74	10.00	9.86	3.78	249.6900	14.3500	14.1491	5.4243	51.34	52.26	22.07	51.51
Relave Final	658.5	65.85	0.10	0.15	1.20	0.10	65.8500	0.9878	7.9020	0.6585	13.54	3.60	12.32	6.25
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.49	2.75	6.41	1.05	486.3840	27.4581	64.1222	10.5313	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.51	2.76	6.24	1.10								

**FLOTACION CON 1 LIMPIEZA DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.1ª Lim Cu	105.9	10.59	1.20	10.31	30.82	3.77	127.0800	10.9183	32.6384	3.9924	26.04	39.75	50.90	37.87
Relv.1ª Lim Cu	92.1	9.21	0.48	1.31	10.24	0.50	44.2080	1.2065	9.4310	0.4605	9.09	4.39	14.71	4.37
Conc. Scav Cu	143.5	14.35	1.74	10.00	9.86	3.78	249.6900	14.3500	14.1491	5.4243	51.34	52.26	22.07	51.51
Relave Final	658.5	65.85	0.10	0.15	1.20	0.10	65.8500	0.9878	7.9020	0.6585	13.54	3.60	12.32	6.25
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.49	2.75	6.41	1.05	486.3840	27.4581	64.1222	10.5313	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.51	2.76	6.24	1.10								

## **PRUEBA DE FLOTACION N° 05**

**OBJETIVO:** Variación de las condiciones operativas, Cuadro N° 5.

### **MOLIENDA**

- Mineral : 1000 g.
- Agua : 500 cc.
- Cianuro de Sodio : 80 gr/TM
- Cal : 5 kg/TM
- Tiempo de Molienda : 21 '46''
- %-200 Mallas : 90%
- pH : 6.70

### **FLOTACIÓN ROUGHER**

- Cianuro de Sodio : 20 gr/TM
- pH : 10.30
- Cal : 10.0 kg/TM
- Xantato Z-11 : 50 gr/TM
- Aerophine 3418 A : 10 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 40 gr/TM (5 gotas)
- Acondicionamiento : 15 minutos
- Tiempo de Flotación : 5 minutos

### **FLOTACIÓN SCAVENGER**

- Xantato Z-11 : 25 gr/TM
- Espumante Frother MT-70 : 16 gr/TM (2 gotas)
- Tiempo de Flotación : 6 minutos

### **PRIMERA LIMPIEZA DE COBRE**

- Cianuro de Sodio : 10 gr/TM
- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotación : 4 minutos

### **SEGUNDA LIMPIEZA DE COBRE**

- Cianuro de Sodio : 10 gr/TM
- pH : 11.0
- Espumante Frother MT-70 : 4 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotación : 3 minutos

**CUADRO 10: BALANCE METALURGICO PRUEBA DE FLOTACIÓN PR-05: MINERAL DE COBRE ARSENICAL**

**FLOTACION CON 2 LIMPIEZAS DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.2ª Lim Cu	103.8	10.38	2.38	18.04	24.60	6.05	247.0440	18.7255	25.5348	6.7470	52.56	81.44	39.80	76.02
Relv.2ª Lim Cu	34.9	3.49	1.29	4.60	23.68	1.86	45.0210	1.6054	8.2643	0.6491	9.58	6.98	12.88	7.31
Relv.1ª Lim Cu	161.5	16.15	0.39	0.53	6.98	0.25	62.9850	0.8560	11.2727	0.4038	13.40	3.72	17.57	4.55
Conc. Scav Cu	73.7	7.37	0.71	1.77	11.62	0.78	52.3270	1.3045	8.5639	0.5749	11.13	5.67	13.35	6.48
Relave Final	626.1	62.61	0.10	0.08	1.68	0.08	62.6100	0.5009	10.5185	0.5009	13.32	2.18	16.408	5.64
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.47	2.30	6.42	0.89	469.9870	22.9922	64.1542	8.8756	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								

**FLOTACION CON 1 LIMPIEZA DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.1ª Lim Cu	138.7	13.87	2.11	14.66	24.37	5.33	166.4400	14.3000	42.7473	5.2290	62.14	88.43	52.68	83.33
Relv.1ª Lim Cu	161.5	16.15	0.39	0.53	6.98	0.25	62.9850	0.8560	11.2727	0.4038	13.40	3.72	17.57	4.55
Conc. Scav Cu	73.7	7.37	0.71	1.77	11.62	0.78	52.3270	1.3045	8.5639	0.5749	11.13	5.67	13.35	6.48
Relave Final	626.1	62.61	0.10	0.08	1.68	0.08	62.6100	0.5009	10.5185	0.5009	13.32	2.18	16.40	5.64
Cab. Calculada	1000.0	100.00	0.47	2.30	6.42	0.89	469.9870	22.9922	64.1542	8.8756	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1000.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								

## **PRUEBA DE FLOTACION N° 06**

**OBJETIVO:** Variación de las condiciones operativas, Cuadro N° 5.

### **MOLIENDA**

- Mineral : 1100 g.
- Agua : 550 cc.
- Complejo  $\text{NA}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$   
(50%-50%) : 182 gr/TM
- Cal : 7.273 kg/TM
- Tiempo de Molienda : 19 min.
- %-200 Mallas : 88%
- pH : 6.30

### **FLOTACIÓN ROUGHER – SCAVENGER**

- pH : 11.0
- Cal : 14.5 kg/TM
- Xantato Z-11 : 55 gr/TM
- Aerophine 3418 A : 28 gr/TM
- Espumante MIBC : 55 gr/TM (5 gotas)
- Acondicionamiento : 10 minutos
- Tiempo de Flotación : 10 minutos

### **PRIMERA LIMPIEZA DE COBRE**

- pH : 11.0
- Cal : 1.81 kg/TM
- Acondicionamiento : 2 minutos
- Tiempo de Flotación : 4 minutos

### **PRIMERA LIMPIEZA CLEANER DE COBRE**

- Complejo  $\text{NA}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$   
(50%-50%) : 45 gr /TM
- pH : 11.0
- Cal : 11.8 kg/TM
- Xantato Z-11 : 9 gr/TM
- Espumante MIBC : 6 gr/TM (5 gotas)
- Tiempo de Flotación : 3 minutos

### **SEGUNDA LIMPIEZA DE COBRE**

- Complejo  $\text{NA}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$   
(50%-50%) : 45 gr /TM
- pH : 11.0
- Cal : 11.8 kg/TM
- Espumante MIBC : 6 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotacion : 4 minutos

**CUADRO 11: BALANCE METALURGICO PRUEBA DE FLOTACIÓN PR-06: MINERAL DE COBRE ARSENICAL**

**FLOTACION CON 2 LIMPIEZAS DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.2ª Lim Cu	166.0	15.09	2.06	12.98	26.94	4.84	341.9600	21.5468	44.7204	8.0344	70.71	91.51	67.77	90.58
Relv.2ª Lim Cu	47.7	4.34	0.74	1.76	9.76	0.30	35.2980	0.8395	4.6555	0.1431	7.30	3.57	7.06	1.61
Relv.1ª Lim Cu	399.1	36.28	0.13	0.11	2.08	0.09	51.8830	0.4390	8.3013	0.3592	10.73	1.86	12.58	4.05
Conc. Scav Cu	40.7	3.70	0.68	0.89	4.40	0.16	27.6760	0.3622	1.7908	0.0651	5,72	1.54	2.71	0.73
Relave Final	446.5	40.59	0.06	0.08	1.46	0.06	26.7900	0.3572	6.5189	0.2679	5.54	1.52	9.88	3.02
Cab. Calculada	1100.0	100.00	0.44	2.14	6.00	0.81	483.6070	23.5448	65.9869	8.8697	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1100.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								

**FLOTACION CON 1 LIMPIEZA DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.1ª Lim Cu	213.7	19.43	1.77	10.48	23.11	3.83	378.2490	22.3958	49.3861	8.1847	52.72	95.08	74.83	92.20
Relv.1ª Lim Cu	399.1	36.28	0.13	0.11	2.08	0.09	51.8830	0.4390	8.3013	0.3592	10.32	1.88	12.58	4.05
Conc. Scav Cu	40.7	3.70	0.68	0.89	4.40	0.16	27.6760	0.3622	1.7908	0.0651	5.72	7.48	2.71	0.73
Relave Final	446.5	40.59	0.06	0.08	1.48	0.06	26.7900	0.3572	6.5189	0.2679	5.54	7.38	9.88	3.02
Cab. Calculada	1100.0	100.00	0.44	2.14	6.00	0.81	483.6070	23.5448	65.9869	8.8697	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1100.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								



## **PRUEBA DE FLOTACION N° 07**

**OBJETIVO:** Variación de las condiciones operativas, Cuadro N° 5.

### **MOLIENDA**

- Mineral : 1100 g.
- Agua : 550 cc.
- Complejo  $NA_2Zn(CN)_4$   
(50%-50%) : 182 gr/TM
- Cal : 7.273 kg/TM
- A – 407 : 86 g /TM
- Tiempo de Molienda : 14.5 min.
- %-200 Mallas : 80%
- pH : 6.30

### **FLOTACIÓN ROUGHER – SCAVENGER**

- pH : 11.0
- Cal : 14.30 kg/TM
- Xantato Z-11 : 73 gr/TM
- Aerophine 3418 A : 28 gr/TM
- Espumante MIBC : 55 gr/TM (5 gotas)
- Acondicionamiento : 10 minutos
- Tiempo de Flotación : 10 minutos

### **REMOLIENDA ESPUMAS ROUGHER – SCAVENGER**

- Cal : 0.909 kg/TM
- Tiempo : 10 minutos

### **PRIMERA LIMPIEZA DE COBRE**

- pH : 11.3
- Cal : 6.0 kg/TM
- Acondicionamiento : 2 minutos
- Tiempo de Flotacion : 4 minutos

### **PRIMERA LIMPIEZA CLEANER DE COBRE**

- Complejo  $NA_2Zn(CN)_4$   
(50%-50%) : 45 gr /TM
- pH : 11.0
- Cal : 0.54 kg/TM
- Xantato Z-11 : 9 gr/TM
- Espumante MIBC : 6 gr/TM (5 gotas)
- Tiempo de Flotación : 3 minutos

## SEGUNDA LIMPIEZA DE COBRE

- Complejo  $\text{NA}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$   
(50%-50%) : 45 gr /TM
- pH : 11.20
- Cal : 0.54 kg/TM
- Espumante MIBC : 17 gr/TM (1/2 gotas)
- Tiempo de Flotación : 4 minutos

**CUADRO 12: BALANCE METALURGICO PRUEBA DE FLOTACIÓN PR-07: MINERAL DE COBRE ARSENICAL**

**FLOTACION CON 2 LIMPIEZAS DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.2ª Lim Cu	121.2	11.02	2.12	15.36	25.60	5.88	256.9440	18.6163	31.0272	7.1266	52.72	79.51	49.56	78.17
Relv.2ª Lim Cu	38.1	3.46	1.32	4.98	14.32	1.68	50.2920	1.8974	5.4559	0.6401	10.32	8.10	8.72	7.02
Relv.1ª Lim Cu	426.3	38.75	0.16	0.19	3.82	0.09	68.2080	0.8100	16.2847	0.3837	13.09	3.46	26.02	4.21
Conc. Scav Cu	93.2	8.47	0.93	1.97	6.82	0.72	86.6760	1.8360	6.3562	0.6710	17.78	7.84	10.16	7.36
Relave Final	421.2	38.29	0.06	0.06	0.82	0.07	25.2720	0.2527	3.4538	0.2948	5.19	1.08	5.52	3.23
Cab. Calculada	1100.0	100.00	0.44	2.13	5.69	0.83	487.3920	23.4124	62.5779	9.1162	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1100.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								

**FLOTACION CON 1 LIMPIEZA DEL CONCENTRADO DE COBRE**

PRODUCTO	PESO Gr	PESO %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCIÓN %			
			AgOz/TM	Cu%	Fe%	As%	Ag	Cu	Fe	As	Ag%	Cu%	Fe%	As%
Conc.1ª Lim Cu	159.3	14.48	1.93	12.88	22.90	4.88	307.4490	20.5178	36.4797	7.7738	63.04	87.62	58.30	85.20
Relv.1ª Lim Cu	426.3	38.75	0.16	0.19	3.82	0.09	68.2080	0.8100	16.2847	0.3837	13.99	3.46	26.02	4.21
Conc. Scav Cu	93.2	8.47	0.93	1.97	6.82	0.72	86.6760	1.8360	6.3562	0.6710	17.78	7.84	10.16	7.36
Relave Final	421.2	38.29	0.06	0.06	0.82	0.07	25.2720	0.2527	3.4538	0.2948	5.19	1.08	5.52	3.23
Cab. Calculada	1100.0	100.00	0.44	2.13	5.69	0.83	487.3920	23.4124	62.5779	9.1162	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab. Ensayada	1100.0	100.00	0.45	2.32	6.20	1.00								

### 3.3.1.2 ANÁLISIS DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES

Inicialmente se puede mencionar de las pruebas experimentales realizadas, las pruebas N° 5, 6 y 7 reportan los mejores resultados metalúrgicos y condiciones operativas referidos al grado de concentración (calidad de concentración) y la recuperación del cobre y del arsénico con respecto a la depresión del arsénico en los concentrados con una y dos limpiezas (flotaciones cleaners). Ver los cuadros 13, 14. Pero lo mencionado; no es lo suficiente, se requiere la evaluación de los índices metalúrgicos en las pruebas experimentales para poder definir los mejores resultados metalúrgicos y las condiciones óptimas del proceso de depresión del arsénico en la flotación del cobre enérgico.

PRUEBA DE FLOT.C.	ALIM	LEYES QUIMICAS (% Cu)			RECUPERACIONES (% Cu)		
		1ra L.	2 da L.	Relave	1ra L.	2 da L.	Relave
P.F 05	2.30	14.56	18.04	0.08	88.43	81.44	2.18
P.F 06	2.14	10.48	12.98	0.08	95.08	91.51	7.38
P.F 07	2.13	12.88	15.36	0.06	87.82	79.51	1.08

**CUADRO 13: GRADO DE CONCENTRADO Y RECUPERACION DEL COBRE**

PRUEBA DE FLOT.C.	ALIM	LEYES QUIMICAS (% As)			RECUPERACIONES (% As)		
		1ra L.	2da L.	Relave	1ra L.	2da L.	Relave
P.F 05	0.89	5.33	6.05	0.08	83.33	76.02	5.84

P.F 06	0.81	4.84	5.33	0.08	92.20	90.58	3.02
P.F 07	0.83	4.88	5.88	0.07	85.20	78.17	3.23

**CUADRO 14: GRADO DE CONCENTRADO Y RECUPERACIÓN DEL ARSENICO**

### **3.4 EVALUACIÓN DE LOS ÍNDICES METALÚRGICOS**

Los índices metalúrgicos son números adimensionales que precisan la calidad de la separación efectuada en una o varias etapas de concentración, y además proporcionan información para el escalamiento en el dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración.

Teniéndose en cuenta lo mencionado; se determina en base a los balances metalúrgico los índices que relacionan la **calidad de concentración** es decir, la depresión de arsénico en la flotación del cobre (Recuperación R, Razón de enriquecimiento RE, Índice de selectividad I.S.) y los índices que relacionan la **capacidad del circuito de concentración** con fines de escalamiento (Razón de concentración RC, Rendimiento de concentración V, Eficiencia de separación E). Los cuadros N° 15 y 16 reúnen los datos de los resultados de las diferentes pruebas experimentales realizadas y en base a estos se determinan a continuación los índices metalúrgicos.

PRB. DE FLOT. N°	PESO ALIMENTC. (gr)	PESO CONCENTD. (gr)		PESO RELAVE FINAL (gr)	LEYES QUIMICAS (% Cu)			RECUPERACION (% Cu)			RAZON DE ENRIQCMT. (RE)		RAZON DE CONC.(RC)		RENDMT. DE CONC. (V)		
		1 <sup>RA</sup> LIMPZ.	2 <sup>DA</sup> LIMPZ.		ALM	CONCENTRADO		RELAVE FINAL	CONCENTRADO		RELAVE FINAL	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP
						1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP		1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP							
01	1000.00	140.8	100.5	571.6	2.16	11.38	14.40	0.10	74.14	66.95	2.64	5.27	6.67	7.10	9.95	0.14	0.10
02	1000.00	140.8	111.9	614.9	2.23	12.64	14.06	0.15	79.43	70.60	4.14	5.67	6.30	7.10	8.94	0.14	0.11
03	1000.00	235.6	113.0	479.3	1.98	7.07	12.74	0.10	84.17	72.78	2.42	3.57	6.43	4.24	8.85	0.24	0.11
04	1000.00	105.9	63.2	658.5	2.75	10.31	11.08	0.15	39.75	25.50	3.59	3.75	4.03	9.44	15.82	0.11	0.06
05	1000.00	138.7	103.8	626.1	2.30	14.56	18.04	0.08	88.43	81.44	2.18	6.33	7.84	7.21	9.63	0.14	0.10
06	1100.00	213.7	166.0	446.5	2.14	10.48	12.98	0.08	95.08	91.51	7.38	4.90	6.07	5.15	6.23	0.19	0.16
07	1100.00	159.3	121.2	421.2	2.13	12.88	15.36	0.06	87.82	79.51	1.08	6.05	7.21	6.90	9.08	0.14	0.11

**CUADRO 15. DATOS OBTENIDOS DE LOS BALANCES METALURGICO REALIZADOS CON RESPECTO AL COBRE**

PRB. DE FLOT. N°	PESO ALIMENTC. (gr)	PESO CONCENTD. (gr)	PESO RELAVE	LEYES QUIMICAS (% As)	RECUPERACION (% As)	RAZON DE ENRIQCMT. (RE)	RAZON DE CONC.(RC)	RENDMT. DE CONC. (V)
------------------	---------------------	---------------------	-------------	-----------------------	---------------------	-------------------------	--------------------	----------------------

		1 <sup>RA</sup>	2 <sup>DA</sup>	FINAL (gr)	ALM	CONCENTRADO		RELAVE FINAL	CONCENTRADO		RELAVE FINAL	1 <sup>RA</sup>	2 <sup>DA</sup>	1 <sup>RA</sup>	2 <sup>DA</sup>	1 <sup>RA</sup>	2 <sup>DA</sup>
		LIMPZ.	LIMPZ.			1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP		1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP		LIMP	LIMP	LIMP	LIMP		
01	1000.00	140.8	100.5	571.6	0.84	4.18	5.38	0.08	69.95	64.25	5.43	4.98	6.40	7.10	9.95	0.14	0.10
02	1000.00	140.8	111.9	614.9	0.83	4.49	5.00	0.10	75.57	67.28	7.39	5.41	6.02	7.10	8.93	0.14	0.11
03	1000.00	235.6	113.0	479.3	0.72	2.39	4.52	0.11	77.60	70.50	7.28	3.32	6.28	4.24	8.85	0.24	0.11
04	1000.00	105.9	63.2	658.5	1.05	3.77	4.04	0.10	37.87	24.24	6.25	3.59	3.85	9.44	15.82	0.11	0.06
05	1000.0	138.7	103.8	626.1	0.89	5.33	6.05	0.08	83.33	76.02	5.84	5.99	7.30	7.21	9.63	0.14	0.10
06	1100.00	213.7	166.0	446.5	0.81	4.84	5.33	0.08	92.20	90.58	3.02	5.98	6.58	5.15	6.63	0.19	0.15
07	1100.0	159.3	121.2	421.2	0.83	4.88	5.88	0.07	85.20	78.17	3.23	5.89	7.08	6.90	9.08	0.14	0.11

**CUADRO 16. DATOS OBTENIDOS DE LOS BALANES METALURGICO REALIZADOS CON RESPECTO AL ARSENICO**

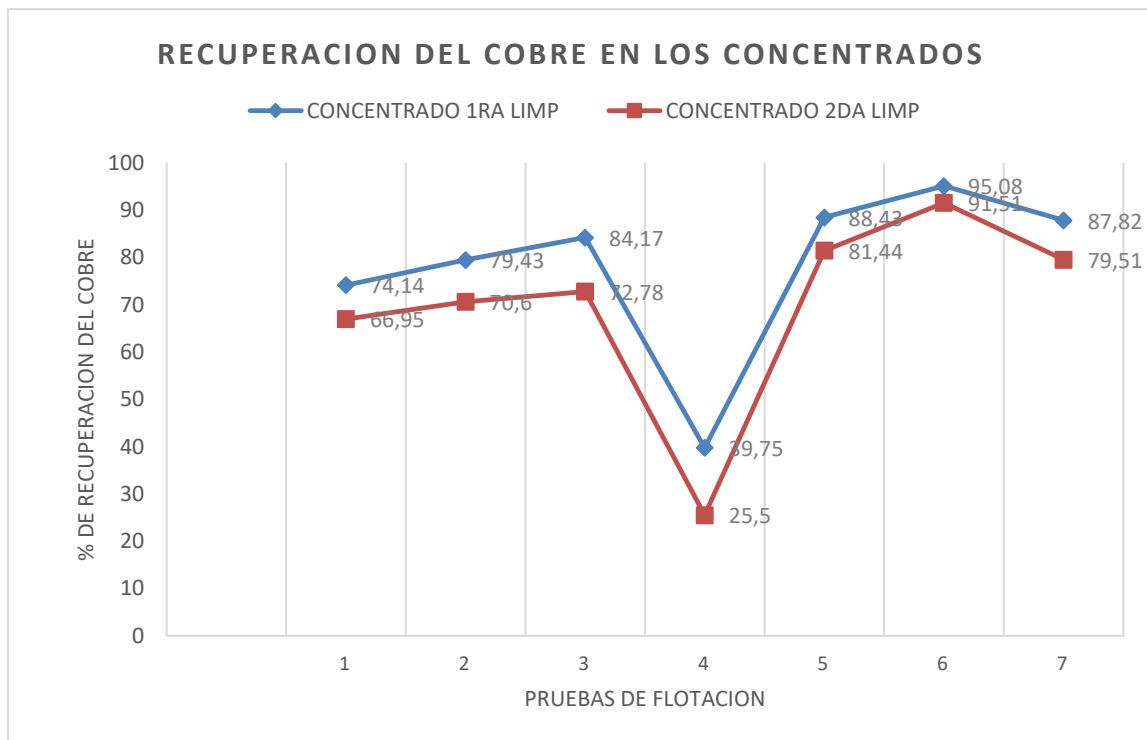
### 3.4.1 ÍNDICES METALÚRGICOS QUE RELACIONA LA CALIDAD DE CONCENTRACIÓN EN LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES.

#### 1. RECUPERACIÓN Y GRADO DE CONCENTRACIÓN

$$R = \frac{\text{Peso del mineral de interes en el concentrado}}{\text{Peso del mineral de interes en el alimento}} = \frac{(\text{Pesodel conc.Cu})(\text{ley Cu en el conc.})}{(\text{Peso del alim.})(\text{ley Cu en el alim.})} \times 100$$

#### A. RESPECTO AL COBRE EN LOS CONCENTRADOS DE COBRE

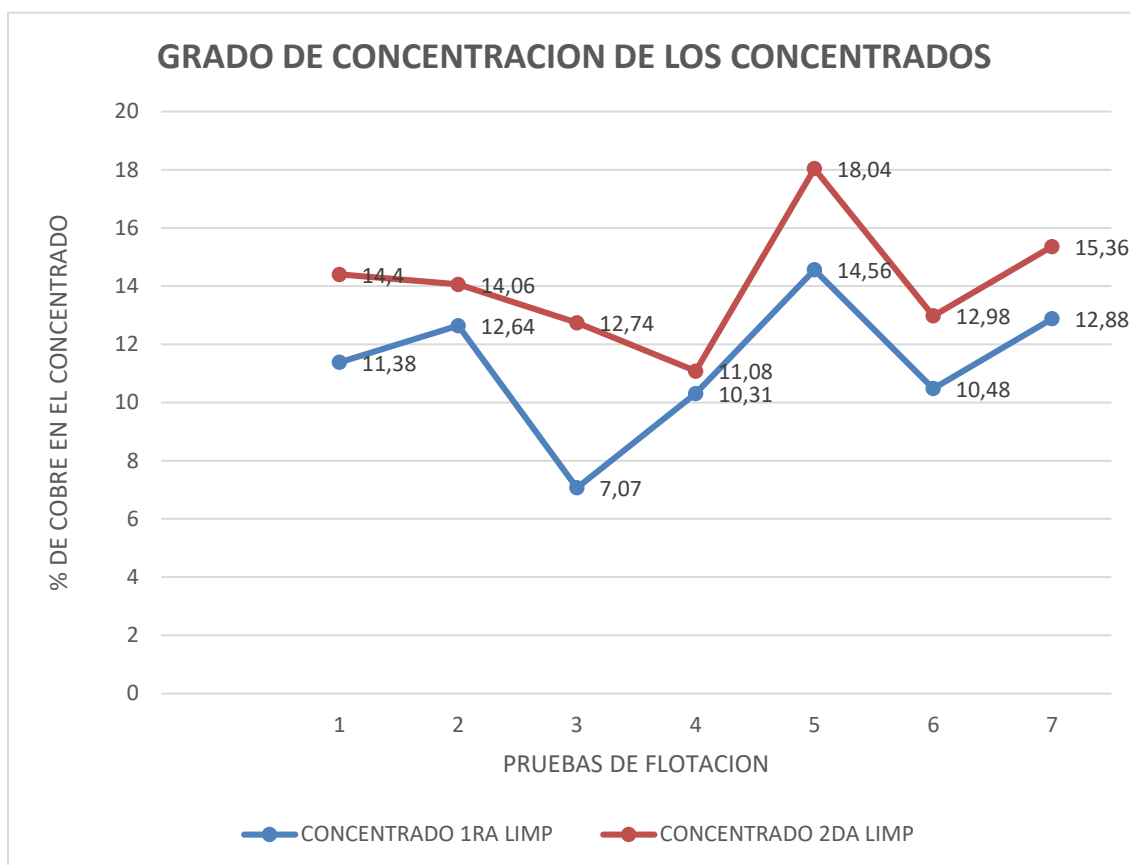
PRB. DE FLOT. N°	RECUPERACION DEL COBRE- CONCENTRADOS DE COBRE	
	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP
1	74.14	66.95
2	79.43	70.6
3	84.17	72.78
4	39.75	25.5
5	88.43	81.44
6	95.08	91.51
7	87.82	79.51



**GRAFICO 3. RECUPERACIONES DEL COBRE EN LA 1ra y 2da LIMPIEZA**

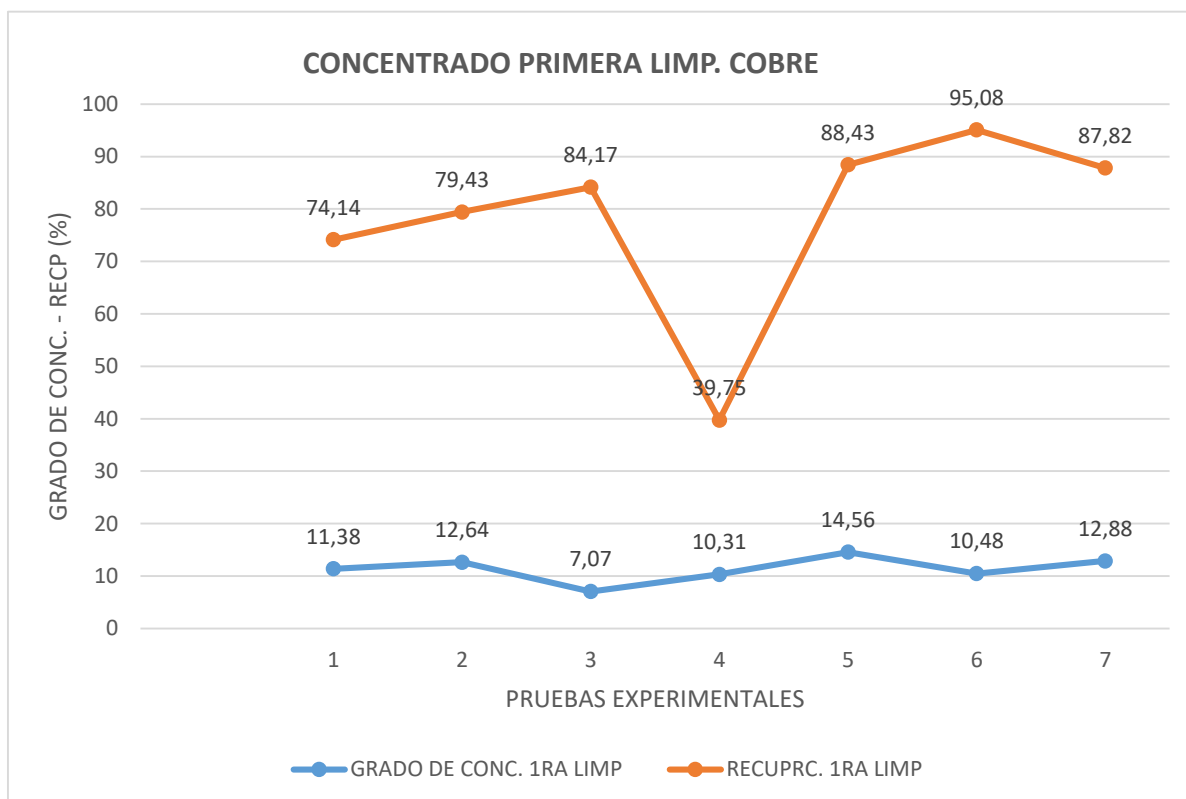


PRB. DE FLOT. N°	GRADO DE CONCENTRACION DEL COBRE-CONCENTRADOS COBRE	
	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP
1	11.38	14.4
2	12.64	14.06
3	7.07	12.74
4	10.31	11.08
5	14.56	18.04
6	10.48	12.98
7	12.88	15.36



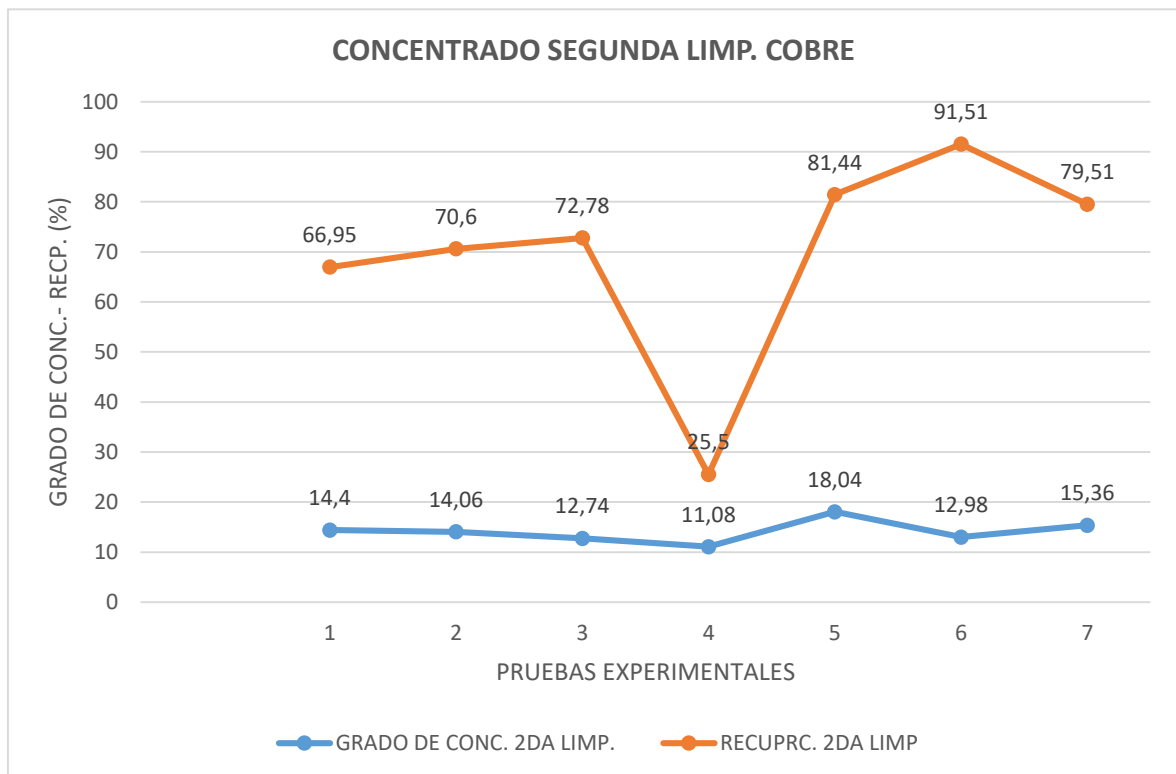
**GRAFICO 4.** GRADO DE CONCENTRADO DEL COBRE EN LA 1ra y 2da LIMPIEZA

<b>PRB. DE FLOT. N°</b>	<b>GRADO DE CONC. 1ra LIMP. (% Cu)</b>	<b>RECUPRC. 1ra LIMP. (% Cu)</b>
1	11.38	74.14
2	12.64	79.43
3	7.07	84.17
4	10.31	39.75
5	14.56	88.43
6	10.48	95.08
7	12.88	87.82



**GRAFICO 5. GRADO DE CONCENTRADO Y RECUPERACION DEL COBRE EN LA 1ra LIMPIEZA**

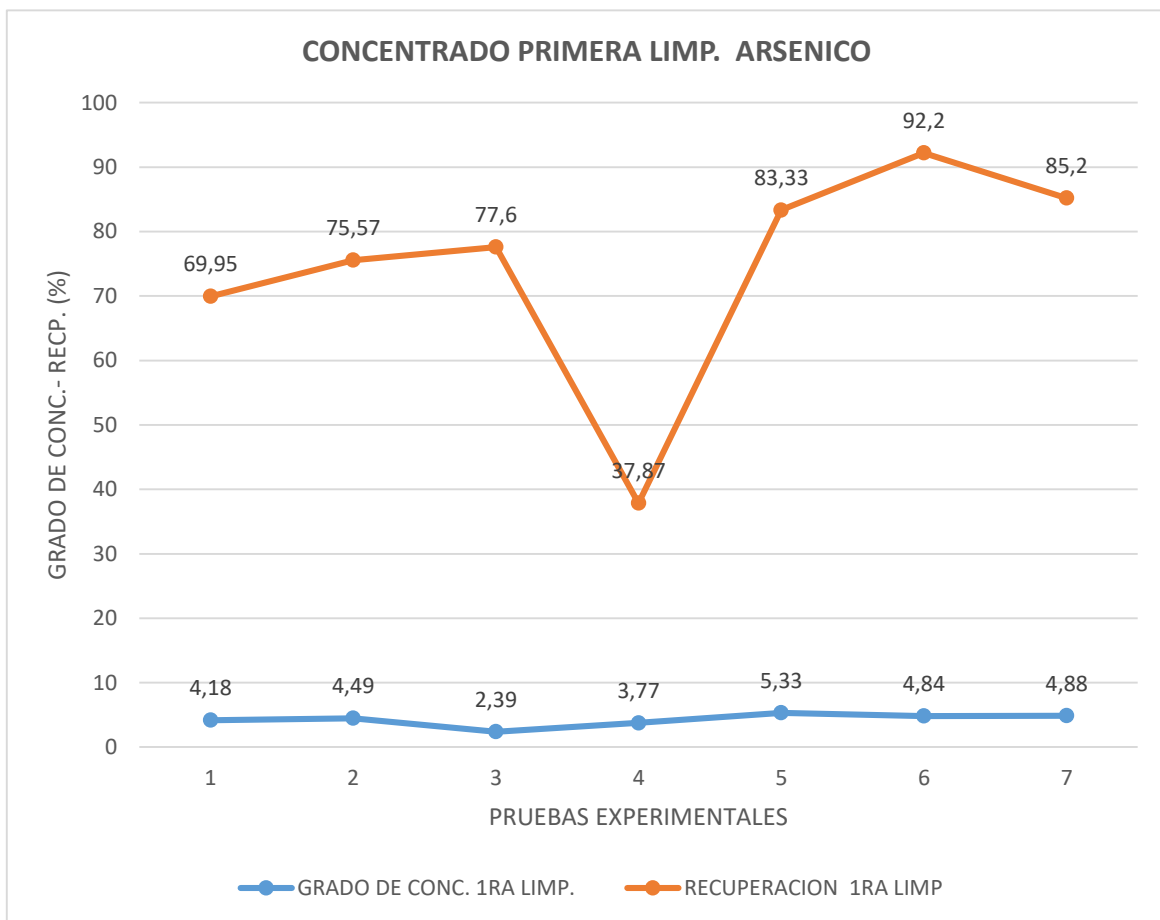
<b>PRB. DE FLOT. N°</b>	<b>GRADO DE CONC. 2da LIMP. (% Cu)</b>	<b>RECUPRC. 2da LIMP. (% Cu)</b>
1	14.4	66.95
2	14.06	70.6
3	12.74	72.78
4	11.08	25.5
5	18.04	81.44
6	12.98	91.51
7	15.36	79.51



**GRAFICO 6.** GRADO DE CONCENTRADO Y RECUPERACION DEL COBRE EN LA 2da LIMPIEZA

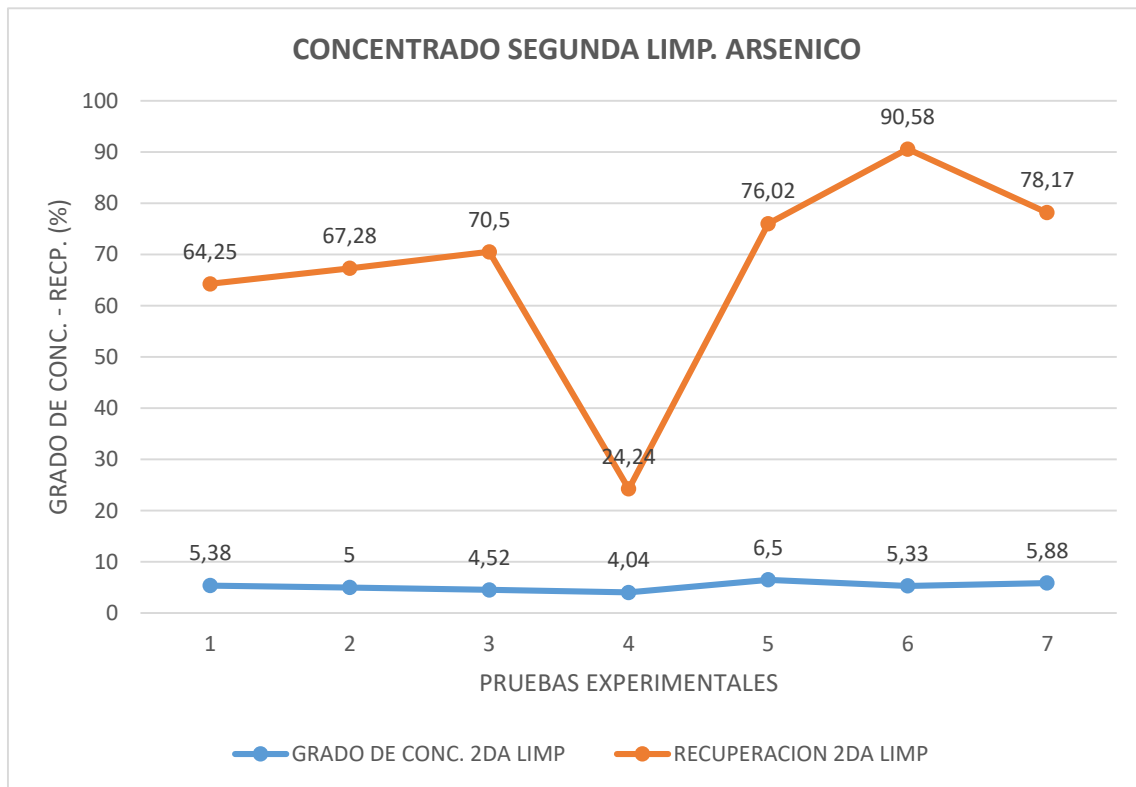
**B. RESPECTO AL ARSENICO EN LOS CONCENTRADOS DE COBRE**

<b>PRBA DE FLOT.C.</b>	<b>GRADO DE CONC. 1ra LIMP. (%As)</b>	<b>RECUPERACION 1ra LIMP (%As)</b>
1	4.18	69.95
2	4.49	75.57
3	2.39	77.6
4	3.77	37.87
5	5.33	83.33
6	4.84	92.2
7	4.88	85.2



**GRAFICO 7. GRADO DE CONCENTRADO Y RECUPERACION EN LA 1ra LIMPIEZA ARSENICO**

	<b>GRADO DE CONC. 2da LIMP (% As)</b>	<b>RECUPERACION 2da LIMP (%As)</b>
1	5.38	64.25
2	5	67.28
3	4.52	70.5
4	4.04	24.24
5	6.5	76.02
6	5.33	90.58
7	5.88	78.17

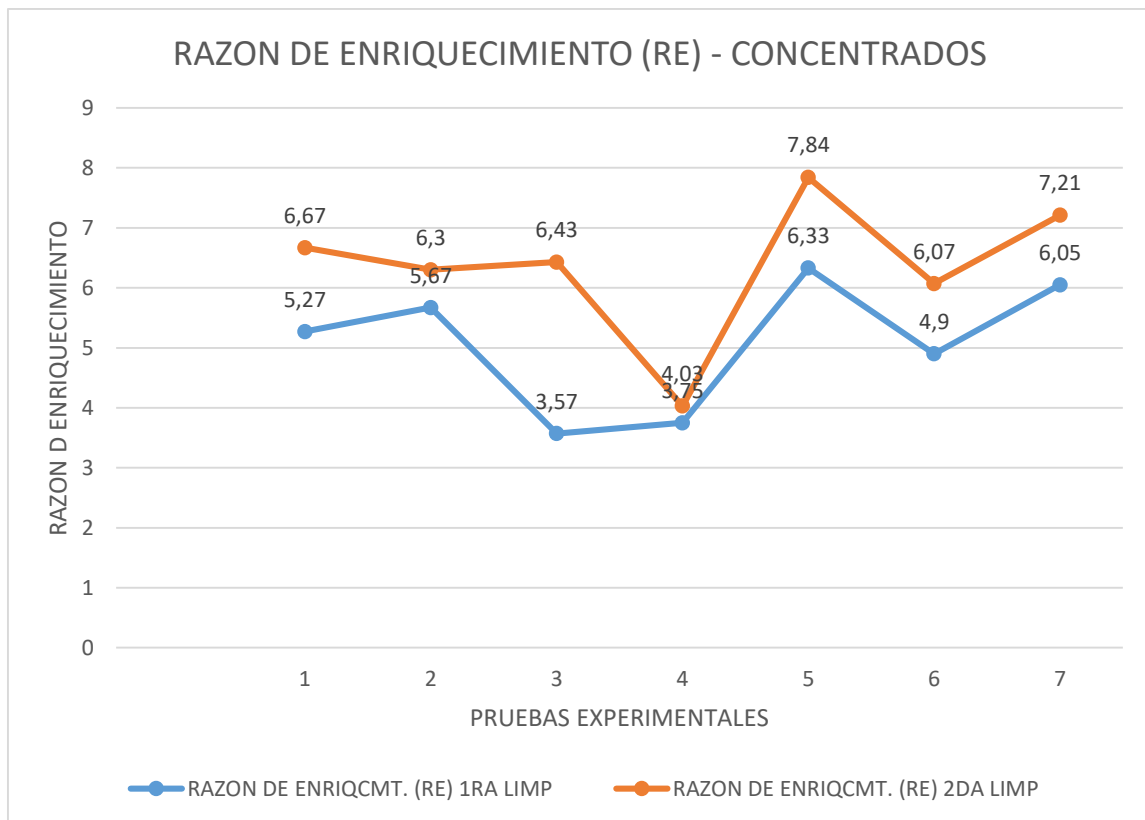


**GRAFICO 8. GRADO DE CONCENTRADO Y RECUPERACION EN LA 2da LIMPIEZA ARSENICO**

## 2. RAZON DE ENRIQUECIMIENTO (RE) – CONCENTRADOS DE COBRE

$$RE = \frac{\% \text{ Cu en el concentrado}}{\% \text{ Cu en la alimentacion}} = \frac{tc}{ta}$$

PRB. DE FLOT. N°	RAZON DE ENRIQCMT. (RE)	
	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP
1	5.27	6.67
2	5.67	6.3
3	3.57	6.43
4	3.75	4.03
5	6.33	7.84
6	4.9	6.07
7	6.05	7.21



**GRAFICO 9.** INDICE DE RAZON DE ENRIQUECIMIENTO CONCENTRADOS DE COBRE

### 3. ÍNDICE DE SELECTIVIDAD

$$I. S. = \sqrt{\frac{ta(A) \times tt(B)}{ta(B) \times tt(A)}} = \sqrt{\frac{\% Cu (alimentacion) \times \% As (relave)}{\% As (alimentacion) \times \% Cu (relave)}}$$

Parámetro que nos indica la separación de dos elementos; en otras palabras, mide el grado de desplazamiento o contaminación de un producto.

Es la media geométrica de la recuperación relativa y del rechazo relativo de dos sustancias minerales o metálicas. En nuestro caso, evaluamos la separación del Cu y el As en los diferentes concentrados obtenidos en las pruebas experimentales y según los cuadros N° y

#### A. ÍNDICE DE SELECTIVIDAD DEL CONCENTRADO (ROUGHER + SCAVENGER)

##### **PE-01. I.S. DEL Cu/As EN EL CONCENTRADO (Ro + Scv)**

$$CM. Cu (Ro + Scv) = 2104.59 = 428.4 (\% Cu) \quad \% Cu = 4.91$$

$$CM. As (Ro + Scv) = 795.78 = 428.4 (\% As) \quad \% As = 1.86$$

$$I.S._{Cu/As} = \sqrt{\frac{tCu \times tAs}{tAs \times tCu}} = \sqrt{\frac{4.91 \times 0.08}{1.86 \times 0.10}} = 1.45$$

##### **PE-02. I.S. DEL Cu/As EN EL CONCENTRADO (Ro + Scv)**

$$CM. Cu (Ro + Scv) = 2136.16 = 385.1 (\% Cu) \quad \% Cu = 5.54$$

$$CM. As (Ro + Scv) = 770.39 = 385.10 (\% As) \quad \% As = 2.00$$

$$I.S._{Cu/As} = \sqrt{\frac{tCu \times tAs}{tAs \times tCu}} = \sqrt{\frac{5.54 \times 0.10}{2.00 \times 0.15}} = 1.36$$

##### **PE-03. I.S. DEL Cu/As EN EL CONCENTRADO (Ro + Scv)**

$$CM. Cu (Ro + Scv) = 1930.53 = 520.70 (\% Cu) \quad \% Cu = 3.71$$

$$CM. As (Ro + Scv) = 671.80 = 520.70 (\% As) \quad \% As = 1.29$$

$$I.S._{Cu/As} = \sqrt{\frac{tCu \times tAs}{tAs \times tCu}} = \sqrt{\frac{3.71 \times 0.11}{1.29 \times 0.10}} = 1.78$$

**PE-04. I.S. DEL Cu/As EN EL CONCENTRADO (Ro + Scv)**

$$\text{CM. Cu (Ro + Scv)} = 2647.04 = 341.50 (\% \text{ Cu}) \quad \% \text{ Cu} = 7.75$$

$$\text{CM. As (Ro + Scv)} = 987.28 = 341.50 (\% \text{ As}) \quad \% \text{ As} = 2.89$$

$$\text{I.S}_{\text{Cu/As}} = \sqrt{\frac{t\text{Cu} \times t\text{As}}{t\text{As} \times t\text{Cu}}} = \sqrt{\frac{7.75 \times 0.10}{2.89 \times 0.15}} = 1.34$$

**PE-05. I.S. DEL Cu/As EN EL CONCENTRADO (Ro + Scv)**

$$\text{CM. Cu (Ro + Scv)} = 2249.14 = 373.9 (\% \text{ Cu}) \quad \% \text{ Cu} = 6.02$$

$$\text{CM. As (Ro + Scv)} = 837.48 = 373.90 (\% \text{ As}) \quad \% \text{ As} = 2.24$$

$$\text{I.S}_{\text{Cu/As}} = \sqrt{\frac{t\text{Cu} \times t\text{As}}{t\text{As} \times t\text{Cu}}} = \sqrt{\frac{6.02 \times 0.08}{2.24 \times 0.08}} = 1.64$$

**PE-06. I.S. DEL Cu/As EN EL CONCENTRADO (Ro + Scv)**

$$\text{CM. Cu (Ro + Scv)} = 2318.75 = 673.5 (\% \text{ Cu}) \quad \% \text{ Cu} = 3.44$$

$$\text{CM. As (Ro + Scv)} = 860.18 = 673.50 (\% \text{ As}) \quad \% \text{ As} = 1.28$$

$$\text{I.S}_{\text{Cu/As}} = \sqrt{\frac{t\text{Cu} \times t\text{As}}{t\text{As} \times t\text{Cu}}} = \sqrt{\frac{3.44 \times 0.08}{1.28 \times 0.08}} = 1.64$$

**PE-07. I.S. DEL Cu/As EN EL CONCENTRADO (Ro + Scv)**

$$\text{CM. Cu (Ro + Scv)} = 2316.17 = 678.80 (\% \text{ Cu}) \quad \% \text{ Cu} = 3.41$$

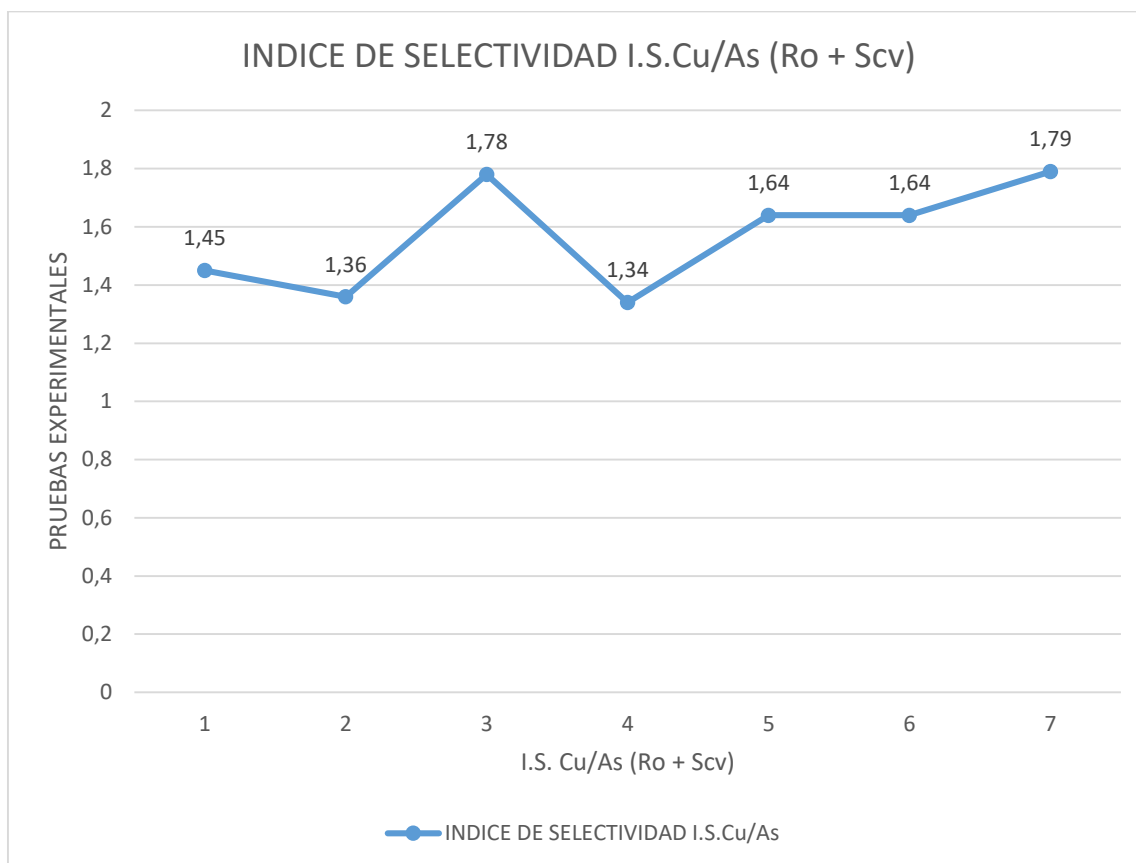
$$\text{CM. As (Ro + Scv)} = 882.14 = 678.80 (\% \text{ As}) \quad \% \text{ As} = 1.23$$

$$\text{I.S}_{\text{Cu/As}} = \sqrt{\frac{t\text{Cu} \times t\text{As}}{t\text{As} \times t\text{Cu}}} = \sqrt{\frac{3.41 \times 0.07}{1.23 \times 0.06}} = 1.79$$

Graficando tenemos las gráficas N° 10 y 11.



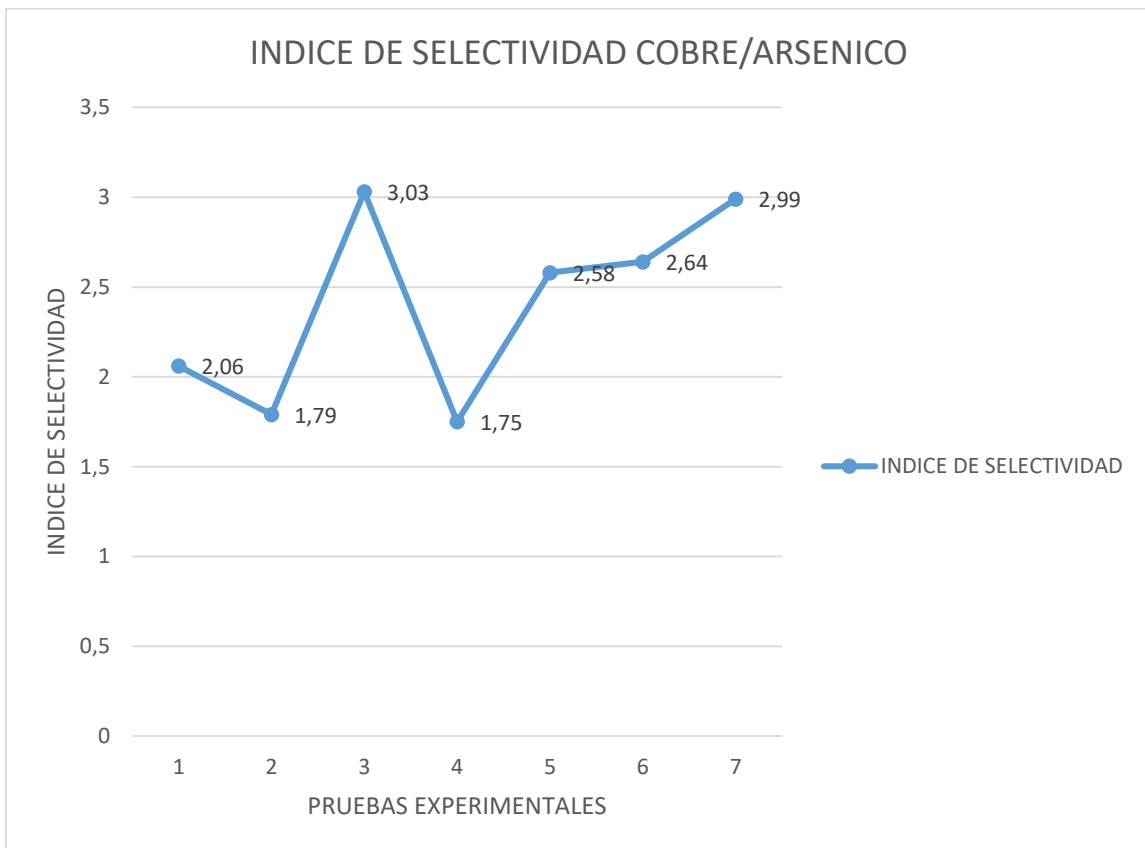
PRUEBAS EXPERIMENTALES	LEYES QUIMICAS		INDICE DE SELECTIVIDAD
	% Cu	% As	I.S. Cu/As
01	4.91	1.86	1.45
02	5.54	2.00	1.36
03	3.71	1.29	1.78
04	7.75	2.89	1.34
05	6.02	2.24	1.64
06	3.44	1.28	1.64
07	3,41	1.23	1.79



**GRAFICO 10.** INDICE DE SELECTIVIDAD Cu/As (Ro + Scv)

**B. ÍNDICE DE SELECTIVIDAD CONC. 2da LIMPIEZA Cu/As.**

PRB. DE FLOTC.	ARSENICO		COBRE		ÍNDICE DE SELECTIVIDAD
	ALM	RELAVE FINAL	ALM	RELAVE FINAL	
1	0.84	0.08	2.16	0.10	2.06
2	0.83	0.1	2.23	0.15	1.79
3	0.72	0.11	1.98	0.10	3.03
4	1.05	0.1	2.75	0.15	1.75
5	0.89	0.08	2.3	0.08	2.58
6	0.81	0.08	2.14	0.08	2.64
7	0.83	0.07	2.13	0.06	2.99



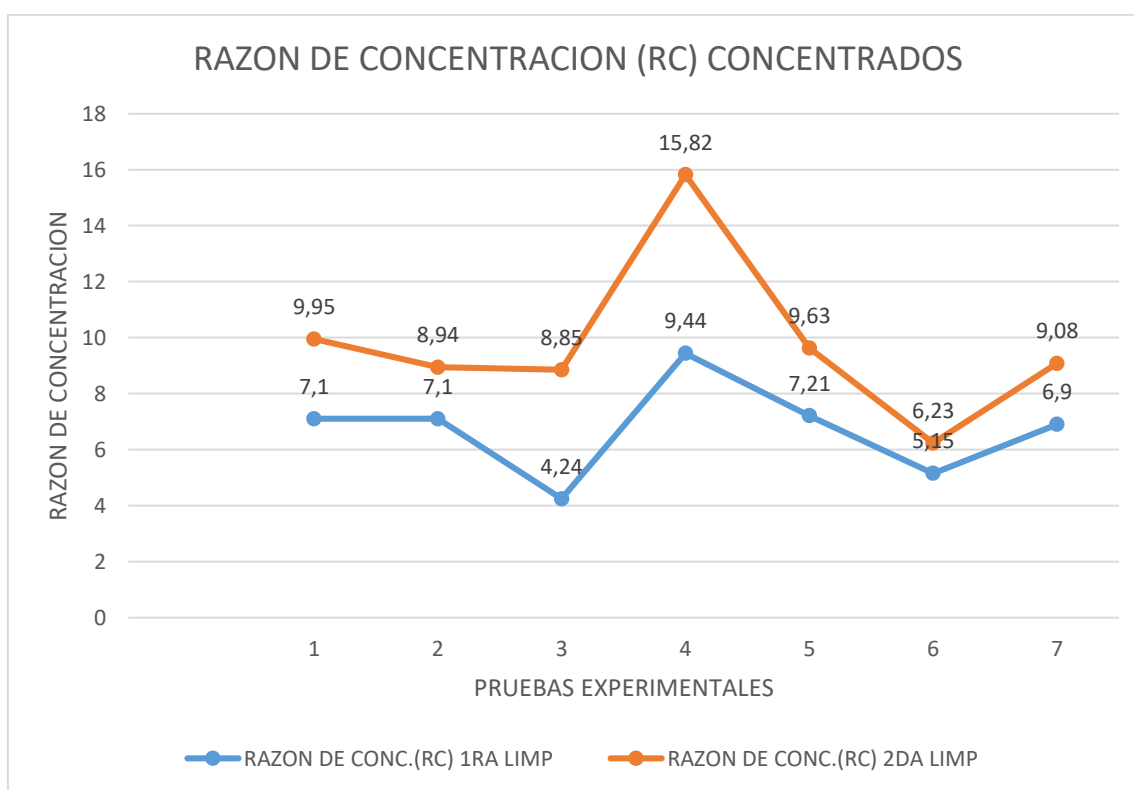
**GRAFICO 11. INDICE DE SELECTIVIDAD CONC. 2da LIMPIEZA Cu/As.**

### 3.4.2 ÍNDICES QUE RELACIONAN LA CAPACIDAD DEL CIRCUITO DE CONCENTRACIÓN CON FINES DE ESCALAMIENTO

#### 1 RAZÓN DE CONCENTRACIÓN (RC)

$$RC = \frac{A}{C} = \frac{\text{Peso de la alimentacion}}{\text{Peso del concentrado}}$$

PRB. DE FLOT. N°	RAZON DE CONC.(RC)	
	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP
1	7.1	9.95
2	7.1	8.94
3	4.24	8.85
4	9.44	15.82
5	7.21	9.63
6	5.15	6.23
7	6.9	9.08

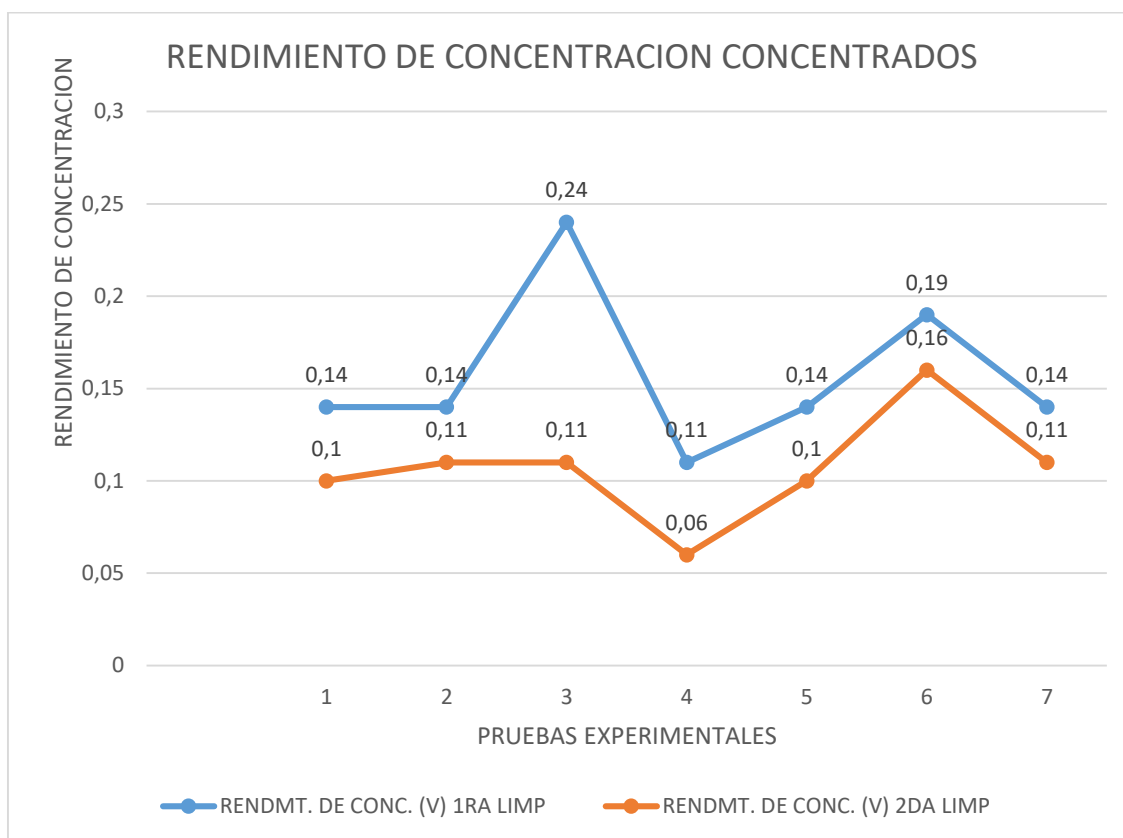


**GRAFICO 12.** INDICE DE LA RAZON DE CONCENTRACION DE LA 1ra y 2da LIMPIEZA CONCENTRADOS DE COBRE

## 2 RENDIMIENTO DE CONCENTRACIÓN (V)

$$V = \frac{\text{Peso del concentrado}}{\text{Peso de alimentacion}} = \frac{C}{F} = \frac{1}{RC} = \frac{1}{\text{Razon de concentracion}}$$

PRB. DE FLOT. N°	RENDMT. DE CONC. (V)	
	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP
01	0.14	0.1
02	0.14	0.11
03	0.24	0.11
04	0.11	0.06
05	0.14	0.1
06	0.19	0.16
07	0.14	0.11



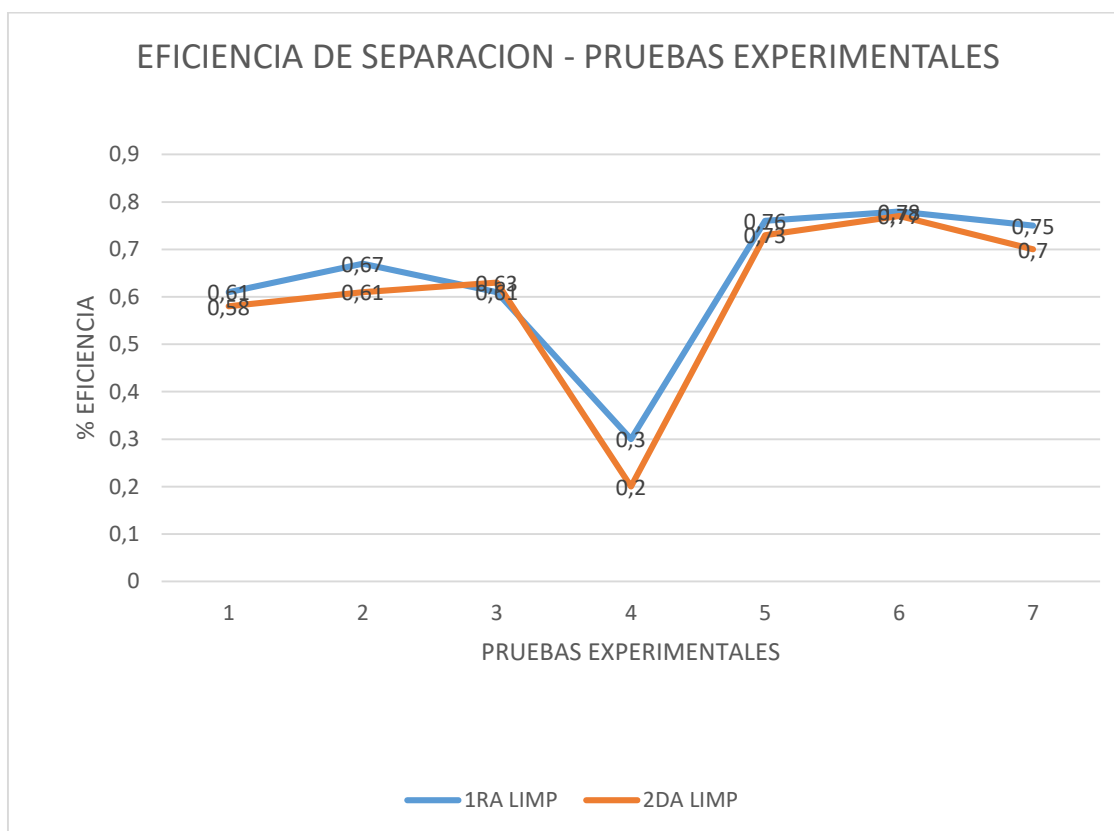
**GRAFICO 13. ÍNDICE DE RENDIMIENTO DE CONCENTRACIÓN CONCENTRADOS DE COBRE**

### 3 EFICIENCIA DE SEPARACIÓN (E) – CONCENTRADOS

$$E = \frac{R-V}{1-V_{ideal}}V$$

$$= \frac{\text{Recuperacion} - \text{Rendim.de concentracion}}{1 - \text{Rendim. ideal de la concentracion}}$$

ALIM.	RECUPERACION (% Cu)		RENDIMIENTO DE CONC. (V)		EFICIENCIA DE SEPARACION (E)	
	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP	1 <sup>RA</sup> LIMP	2 <sup>DA</sup> LIMP
2.16	74.14	66.95	0.14	0.1	0.61	0.58
2.23	79.43	70.6	0.14	0.11	0.67	0.61
1.98	84.17	72.78	0.24	0.11	0.61	0.63
2.75	39.75	25.5	0.11	0.06	0.3	0.2
2.3	88.43	81.44	0.14	0.1	0.76	0.73
2.14	95.08	91.51	0.19	0.16	0.78	0.77
2.13	87.82.	79.51	0.14	0.11	0.75	0.7



**GRAFICO 14.** INDICE DE EFICIENCIA DE SEPARACIÓN 1ra y 2da LIMPIEZA CONCENTRADO DE COBRE

## 4. VALORIZACIÓN DEL CONCENTRADO OBTENIDO

### 4.1 CONTRATO DE COMPRA-VENTA DE CONCENTRADOS

Como complemento de los parámetros principales que definen la valoración de un concentrado, el contrato de compra-venta entre minero y fundidor debe prever todas las contingencias posibles. De hecho, se suelen definir los términos siguientes:

- **Declaración de las partes contratantes.**
- **Bases:** términos usados sobre pesos, paridades, etc.
- **Duración y periodo:** fechas de aplicación del contrato.
- **Cantidad:** tonelajes mensuales máximos y mínimos. alternativamente se puede hablar de la producción total de la mina o de tal porcentaje de la misma, o a veces, de embarques o cargamentos.
- **Calidad:** Análisis básicos de referencia, con definición de las desviaciones máximas admisibles, sobre los valores básicos y, en tal caso, condiciones de penalización o de rechazo.
- **Entrega:** Forma de transporte y condiciones de entrega (FOB, CIF, etc.). Características de vehículos o buques a utilizar.
- **Valoración:** Definición de cada uno de los términos de la formula ya analizada, deducciones por perdidas metalúrgicas, precios, gastos de tratamiento, créditos y penalizaciones.
- **Condiciones de pago:** Plazo y tipo de moneda a utilizar.
- **Control de pesos y análisis:** Formas de hacerlo y establecimiento de contratos y arbitraje.
- **Seguros:** Los que se decidan.

Además, se prevén, por lo común, otras cláusulas, tales como las de fuerza mayor, legislación aplicable, arbitrajes, impuestos, etc.

#### 4.2 CONCENTRADOS DE COBRE

La aplicación de la fórmula general se hace de acuerdo con los criterios siguientes:

**Metal pagable:** los concentrados de cobre tienen una ley que oscila entre 18 y 40 por 100, siendo lo más frecuente deducir una unidad.

**Precio:** No se aplica ningún coeficiente de reducción.

**Gastos:** En el cobre se aplica algunos gastos de fusión por tonelada de concentrado y otros de afino, referidos al metal pagable. se utiliza la fórmula de escalación, conocida como de "participación", y cuya expresión es:

$$e = \frac{Z \cdot (P - P_B)}{100}$$

Donde:

- "e" es el incremento de los gastos de tratamiento.
- "Z" es un porcentaje fijado de antemano.
- "P" es el precio actual.
- "P<sub>B</sub>" es el precio de referencia o base.

Esta fórmula de escalación se aplica solo a favor del fundidor, es decir cuando  $P > P_B$ .

**Créditos:** los créditos que normalmente se pagan en los concentrados de cobre son por oro y plata. Del primero se paga entre el 90 y el 100 por 100 del contenido por encima de 1 g/l de concentrado. Igual coeficiente se aplica a la plata, que se paga por encima de 30 o 50 g/l de concentrado.

**Penalizaciones:** No hay normas fijas, pero, a título de referencia, pueden aceptarse como límites sobre los que habrá que negociar penalizaciones los que se dan en la **Tabla 33**.

Como resumen, la fórmula para valorización de concentrados de cobre sería:

$$V_N = \frac{L-1}{100} \cdot P - \left[ G - r \frac{L-1}{100} \right] \cdot \left[ 1 + \frac{Z(P - P_B)}{100} \right] + \delta_o \cdot P_o(L_o - 1) + \delta_p \cdot P_p \left( L_p - \frac{30}{50} \right) - Y$$

**TABLA 2. Límites de elementos penalizables en concentrados de Cu, Pb y Zn**

Concentrado	As	Sb	Pb	Zn	Bi	Ni+Co	Hg	Cl	Fe	S
Cobre	0.2-1	0.2-1	2-7	5-13	0.05-0.25	0.5-2.3	0.2	0.5	-	-
Plomo	0.1	0.5	2	5.7	0,01	-	-	0.1	-	20
Cinc	0.1	0.1	-	-	-	-	0.1	0.1	9-10	-

Fuente: P.J. LEWIS y C.G. STREETS. Unidades en %

Donde:

- L = Ley en Cu del concentrado
- G = Gastos de tratamiento por tonelada de concentrado
- r = Gastos de afino, referidos al metal pagable
- Po – Pp = Cotizaciones del oro y plata
- δo – δp = Coeficientes de reducción del precio para el oro y la plata
- Lo – Lp = Leyes de oro y plata en g/t de concentrado
- Y = Penalizaciones

**Ejemplo:** Par nuestro concentrado de cobre.



**CONCENTRADO:**

$$\text{Cu} = 18.04\%; \text{Ag} = 2.38 \frac{\text{onzAg}}{\text{t}}; \text{Au} = 1.50 \text{ g/t}; \text{As} = 6 \%; \text{Sb} = 1\%; \text{Hg} = 20 \text{ ppm}$$

**COTIZACIONES (2017)**

$$\text{Cu} = 280 \text{ ctvs} \frac{\text{US\$}}{\text{lb}}; \quad \text{Ag} = \frac{17.06 \text{ US\$}}{\text{onza troy}}; \quad \text{Au} = 1257.23 \text{ US\$/onza troy}$$

**GASTOS DE TRATAMIENTO:**

Fusión = 80 \$/t; Refino = 0.12 \$/libra de metal pagable ; No hay coeficiente de reducción para el oro ni para la plata.

**ESCALACION:**

5 %/libra a partir de  $P_B = 1000 \text{ €}$ ; EURO = 1.41 \$

**PENALIZACIONES (Por unidad porcentual):**

Pb 2.0 \$ a partir del 2%

As 2.0 \$ a partir del 0,2%

Sb 2.0 \$ a partir del 0,2%

Hg 2.5 \$ a partir del 20 ppm

En estas condiciones se tendrá:

**PAGOS AL MINERO:**

Por Pb : No se tiene

$$\text{Por Cu} : \frac{18.04-1}{100} \times 280 \times 2204.6/100 = 1051.86 \text{ \$/t}$$

$$\text{Por Ag} : \frac{2.38 \times 31.1 - 30}{31.1} \times 17.06 = 24.15 \text{ \$/t}$$

$$\text{Por Au} : \frac{1.50-1}{31.1} \times 1257.23 = 20.21 \text{ \$/t}$$

**TOTAL PAGO**

**1096.22 \\$/t**

## DEDUCCIONES

Gasto de fusión = 80 \$ / t

Gastos de refinó =  $\frac{18.04 - 1}{100} \times 2204.6 \times 0.10 = 37.57 \text{ \$/t}$

Escalación  $(1096.22 - 1000) \times 0.05 = 4.81 \text{ \$/t}$

**TOTAL DE DEDUCCIONES 122.38 \\$/t**

## PENALIZACIONES:

Por Pb = no tiene

Por As  $\frac{6.0 - 0.2}{0.1} \times 2.0 = 116 \text{ \$/t}$

Por Sb  $\frac{1.0 - 0.2}{0.1} \times 2.0 = 16 \text{ \$/t}$

Por Hg  $\frac{30 - 20}{10} \times 2.5 = 2.5 \text{ \$/t}$

**TOTAL DE PENALIZACIONES 134.5 \\$/t**

El valor de la tonelada seca será:

Pagos: 1096.22 \\$/t

Deducciones 122.38 \\$/t

Penalizaciones 134.50 \\$/t

**PRECIO DEL CONCENTRADO 839.34 \\$/t**

## **DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS**

1. Según los cuadros 13 y 14.

El grado de concentración de los concentrados de cobre con respecto a la depresión del arsénico, reportan en las tres últimas pruebas un promedio de 12.61 % de Cu con 5.02 % de arsénico en la primera limpieza y mejora aún en la segunda limpieza a un promedio de 15.46 % de Cu.

En cuanto se refiere a las recuperaciones, se tiene un promedio de 90.44% de Cu en la primera limpieza y bajando el promedio a 84.15 % de Cu en la y sube la ley del arsénico, en cambio la recuperación del cobre baja. Segunda limpieza.

Entonces; a mayor limpieza del concentrado de cobre sube la ley del cobre así como del arsénico.

2. Con respecto a los índices metalúrgicos que relacionan la calidad de concentración en las pruebas experimentales, podemos mencionar:

### **2.1 RECUPERACIÓN – GRADO DE CONCENTRADO.**

De los cuadros 15 y 16 y gráficos 3 y 4.

El mejor resultado obtenido en la recuperación corresponde a la prueba N° 6, que reporta 95.08 % Cu (calidad de concentrado 10.48 % Cu) en la primera limpieza y 91.51 % Cu (Calidad de concentrado 12.98 % Cu) en la segunda limpieza.

El mejor resultado obtenido en el grado de concentrado corresponde a la prueba N° 5, que reporta 14.56 %Cu (recuperación 88.43 % Cu) en la primera limpieza y 18.04 % Cu (recuperación 81.44 % Cu) en la segunda limpieza.

Entonces; no se trata de obtener un buen grado de concentrado de cobre a costa de una recuperación baja, sino de cumplir con el contrato de venta del concentrado. Es decir; obtener 18 % Cu como mínimo y la recuperación la más alta posible, en este sentido la prueba experimental N° 5 cumple con lo mencionado.

## 2.2 RAZÓN DE ENRIQUECIMIENTO DEL CONCENTRADO DE COBRE.

Grafico N° 9.

Los mejores resultados se reportan en la prueba N° 05 en la primera limpieza de 6.33 y en la segunda limpieza 7.84.

## 2.3 ÍNDICE DE SELECTIVIDAD DEL CONCENTRADO DE COBRE

Grafico 10 y 11.

La prueba N° 7 reporta el mejor índice de selectividad de Cu/As, es decir el mejor grado de desplazamiento de Cu con respecto al As en el concentrado ( $R_o + S_{cv}$ ) de 1.79.

La prueba N° 5 reporta un considerable índice de selectividad Cu/As en el concentrado ( $R_o + S_{cv}$ ) de 1.64 y cuando se realiza las 2 limpiezas al concentrado de cobre la separación del Cu y el As reportan en las pruebas N°5, N°6, N°7 considerables índices de 2.58, 2.64 y 2.99 respectivamente.

3. Con respecto a los índices que relacionan la capacidad del circuito de concentración con fines de escalamiento metalúrgico, podemos mencionar:

### 3.1 RAZÓN DE CONCENTRACIÓN

Según el grafico 12; en la prueba N°6 se reporta una mejor relación de concentración de 5.15 en la primera limpieza y 6.23 en la segunda limpieza, en la prueba N° 5 se obtiene una considerable razón de 7.21 en la primera limpieza y 9.63 en la segunda limpieza.

### 3.2 RENDIMIENTO DE CONCENTRACIÓN

Según el grafico 13; en la prueba N°6 se reporta un mejor rendimiento de concentración de 0.19 en la primera limpieza y 0.16 en la segunda limpieza, en la prueba N° 5 se obtiene un considerable rendimiento de 0.14 en la primera limpieza y 0.10 en la segunda limpieza.

### 3.3 EFICIENCIA DE SEPARACIÓN

Según el grafico 14; en las pruebas N°5, N°6 y N°7 en la primera limpieza se reporta un considerable promedio de eficiencia de separación de 0.76 y de 0.70 en la segunda limpieza.

4. La prueba experimental de la depresión del arsénico y la flotación selectiva del cobre N° 05, reportan y fijan las condiciones operativas óptimas cuyos resultados de los balances metalúrgico del mineral arsenical se dan el cuadro 10, de la flotación con 2 limpiezas y con 1 limpieza del concentrado de cobre.

## CONCLUSIONES

1. De las referencias del tratamiento industrial de estos tipos de minerales de cobre arsenical se reportan que las comercializaciones del concentrado de cobre se realizan con un contenido de arsénico que oscilan de 8 a 10% de As utilizando lógicamente otros reactivos como el Depresor de As DT 2040, etc; como consecuencia se tiene castigos y/o penalidades al concentrado por haber sobrepasado el límite del contenido de Arsénico. En nuestro caso habiendo utilizado la mezcla Xantato Z-11 y el promotor Aerophine 3418 A y según la prueba N° 5 concentrados con alrededor de 5 % de arsénico. Lo mencionado se prevé una mejora económica en la comercialización de estos concentrados.
2. De los resultados experimentales técnicos reportados líneas arriba se puede concluir que la prueba de flotación experimental realizadas a nivel laboratorio N° 05, reportan y fijan las condiciones operativas óptimas pruebas de flotación
3. Valorizando los concentrados se establece que se genera ventaja económica de 40 US\$/t de concentrado de cobre al haberse bajado el contenido de arsénico en el concentrado de cobre.
4. El contenido promedio de arsénico en los concentrados de cobre obtenido en la investigación es de 6% de As, comparando con los resultados industriales que van de 8 – 10 % de As, indica que se ha obtenido una mejora de 2% de As en los concentrados de cobre.

## **RECOMENDACIONES**

1. Se requiere llevar a cabo las pruebas del nivel laboratorio a un nivel piloto es decir con mayor cantidad de mineral para la respectiva confirmación de los resultados.
2. Para el uso de los reactivos de última generación, se requiere de mayor recurso económico para su adquisición y de reportarse buenos resultados técnicos es necesario contrastar los beneficios frente al costo de estos reactivos.
3. Se requiere de los estudios de ensayos mineralógicos mineragráficos al microscopio de muestras representativas de estos minerales, para ampliar la investigación y con ello el respectivo apoyo económico.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. **BALTIERRA, L.**, Flotación selectiva de enargita desde calcocita, calcopirita y piritita por oxidación diferencial y formación superficial del complejo  $MgNH_4AsO_4$ , Memoria de título para optar al título de Ingeniero civil metalúrgico, Universidad de Concepción, 2001.
2. **BARONA, F.**, Influencia de la distribución de tamaño de burbujas en la recuperación de flotación para minerales de cobre, Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas, Universidad de Chile, 2007.
3. **CASTRO, S.H. Y HECKER, C.**, Arsenic abatement from copper concentrates by selective flotation: I. A voltammetric study of the surface properties of enargite and its interactions with isopropyl xanthate, Proc. 5th Southern Hemisphere Meeting on Mineral Technology, Buenos Aires, 1997, pp. 105-108.
4. **CHRIS P, ANH, V, N, WARREN J, B**, A Critical Review of Surface Properties and Selective Flotation of Enargite in Sulphide Systems Edición 2012 Minerals Engineering.
5. **CÍA. MINERA EL BROCAL**. Gestión de Reservas Geológicas Edición 2014.
6. **FORNASIERO, D., FULLSTON, D., LI, C. Y RALSTON, J.**, SEPARATION of enargite and tennantite from non-arsenic copper sulfide minerals by selective oxidation or dissolution, International Journal of Mineral Processing, 2001, 61(2), 109-119.
7. **GRAHAM, L, YONG JUN P, DEE B**, A review of copper arsenic mineral removal from copper concentrates. Edición 2012 Minerals Engineering Volume 30 P 179-186.



8. **HERNÁNDEZ, C.**, Flotación y depresión de enargita por control redox de sus propiedades superficiales, Memoria de título para optar al título de Ingeniero civil metalúrgico, Universidad de Concepción, 2003.
9. **KANTAR, C.**, Solution and flotation chemistry of enargite, *Colloids and Surfaces, A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 2002, 210(1), 23-31.
10. **SENIOR, G.D., GUY, P.J. Y BRUCKARD, W.J.**, The selective flotation of enargite from other copper minerals – a single study in relation to beneficiation of the Tampakan deposit in the Philippines, *International Journal of Mineral Processing*, 2006, 81(1), 15.
11. **SEPÚLVEDA, J. Y GUTIÉRREZ, L.**, Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática, CIMM, 1986.
12. **TAJADOD, J. Y YEN, W.T.**, A comparison of surface properties and flotation characteristics of enargite and chalcopyrite, *Proceedings of the XX International Mineral Processing Congress*, Aachen, Germany, 1997, Vol. 3, pp. 409–418.
13. **ZEGARRA, W., J.**, *Nuevas Tecnologías en la Flotación de Minerales*. Edición 2008. Instituto de Capacitación Minera.

## **ANEXOS**

## **ANEXO 1. AEROPHINE 3418 A PROMOTER**

### **1. IDENTIFICACIÓN DEL PRODUCTO**

Nombre del producto: AEROPHINE 3418 A Promoter Diti fosfinato Modificado

Composición Diisobutil - diti fosfato de sodio 50-52 %

### **2. DESCRIPCIÓN**

EL PROMOTOR AEROPHINE 3418A es altamente selectivo contra el hierro y minerales arsénicos (tal como piritita y arsenopiritita) y minerales no activos en zinc.

Una práctica reciente en plantas benéficas mexicanas es usar este promotor para seleccionar minerales flotantes de plomo en la presencia de hierro, arsénico y minerales no activos en zinc. Los circuitos de flotación operan con un PH neutro o ligeramente alcalino. El consumo de cianuro de sodio es bajo a cero dependiendo del contenido de arsénico en el encabezado.

### **3. ESPECIFICACIONES TÉCNICAS**

Apariencia : Líquido amarillento

TIBPS : 0.1%

Color : (APHA) 100

PH : 10

### **4. PROPIEDADES**

Composición : 50% - 52% Diisobutil -diti fosfinato de Sodio

Color : Amarillento

Aspecto : Líquido

Olor : Inodoro

Solubilidad en agua : Completa

Gravedad específica a 24 °C : 1,14

Punto ebullición : 106 °C

## ANEXO 2

### MÉTODO VOLUMÉTRICO PARA LA TITULACIÓN DEL COBRE CON TIOSULFATO DE SODIO (DETERMINACIÓN DE COBRE EN CONCENTRADOS Y MINERALES DE COBRE)

#### I. OBJETIVO

Establecer un método de ensayo para realizar la determinación del cobre en concentrados y minerales de cobre. Entender la función de cada reactivo en el procedimiento y la aplicación técnica de cada procedimiento

Llevar a cabo la preparación de las soluciones de los reactivos, la estandarización o la valorización del titulante Tiosulfato de sodio y procedimiento del método.

#### II. PRINCIPIO DEL METODO

El cobre es determinado volumétricamente por yodometría, basado en la medición del yodo liberado por la reacción del cobre (+2) y el yoduro en una solución ligeramente ácida usando como agente el tiosulfato de sodio.



#### III. EQUIPOS Y MATERIALES

- Balanza analítica, precisión 0.1 mg., Balanza eléctrica
- Buretas de 50 cc; +/- 0.05 ml., Matrices de 250 cc, 300 cc.
- Vasos de precipitados de 300 cc, 500 cc., Probetas graduadas 20 cc, 50 cc, 100 cc.
- Pissetas, goteros, espátulas y guantes.

#### IV. REACTIVOS Y SOLUCIONES

- Cu metálico Q.P. (Pureza mínima de 99.999 %), Ácido nítrico (HNO<sub>3</sub>, aprox. 65 % pureza)
- Hidróxido de Amonio (NH<sub>4</sub>OH, 28 - 30 %), Bifloruro de amonio y/o fluoruro de amonio (NH<sub>4</sub>F)
- Solución Ácido Nítrico diluido (1/2), Solución Nitrato de plata (AgNO<sub>3</sub>), Solución de Ioduro de Potasio (IK).

- Solución de almidón
- Solución fuerte de tiosulfato de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ )
- Agua destilada.

## **V. PROCEDIMIENTOS EXPERIMENTALES Y CALCULOS**

### **V.1. PREPARACION DE SOLUCIONES**

#### **A. SOLUCION DE NITRATO DE PLATA**

Disolver: 100 gr. de  $\text{AgNO}_3$  en 1000 cc. Agua destilada.

5 gr. de  $\text{AgNO}_3$  en 50 cc. Agua destilada.

#### **B. SOLUCION DE YODURO DE POTASIO**

Disolver: 500 gr. De IK en 1000 cc. de Agua destilada

5 gr. de IK en 10 cc. Agua destilada

#### **C. SOLUCION DE ALMIDON**

Disolver: 5 gr. de Almidón, 10 gr. IK, 2.5 gr.  $\text{ZnCl}_2$  en 1000 cc. de Agua destilada.

1gr. de Almidón, 2 gr. IK, 0.5 gr.  $\text{ZnCl}_2$  en 200 cc. de Agua destilada.

Calentar en la plancha +/- 10 minutos.

#### **D. SOLUCION FUERTE DE TIOSULFATO DE SODIO**

Disolver: 19.53 de  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$  en 1000 cc. de Agua destilada.

19.53 gr. De  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$  en 100 cc. de Agua destilada

Calentar en la plancha +/- 10 minutos.

#### **NOTA:**

Al determinar las concentraciones físicas de A, B, C (con respecto al almidón); se deben dar en porcentajes en peso (%) y teniéndose en cuenta las siguientes relaciones:

1%.....0.01 gr/cc.

5%.....0.05 gr/cc.

10%.....0.10 gr/cc.

30%.....0.30 gr/cc.

Con respecto a la concentración química; en D, se debe dar e Normalidad (N).

## **V.2. VALORACION DE LA SOLUCION FUERTE DE TIOSULFATO DE SODIO**

### **PESAR:**

- +/- 0.078 gramos de Cu químicamente puro (triplicado) en la balanza analítica.
- Depositar en matraces de 250 cc y/o 300 cc.

### **AGREGAR:**

### **DIGESTION**

- 15 cc de Ácido nítrico diluido 1:2. Calentar (sobre asbesto) hasta completa disolución (+/- 20 minutos, hasta obtener 5 cc).
- 20 cc de Agua destilada. Hervir +/- 10 minutos.

### **ACONDICIONAMIENTO**

- Hidróxido de amonio en forma de gotas y con agitación continua hasta cambio de viraje de verde a azul.
- Floruro de amonio en forma de cristales hasta cambio de viraje de azul a verde claro. Añadir un ligero exceso.

- Lavar con chisguete de agua los bordes interiores del matraz.
- Enfriar completamente.

## TITULACION

### AGREGAR:

- 1 gotas de solución de Nitrato de plata
- 2 5 cc. disolución de Yoduro de potasio (viraje a verde azul oscuro)

- Titular con agitación continua, con la solución fuerte de tiosulfato de sodio hasta cambio de viraje de azul oscuro a blanco amarillento.
- Anotar lo centímetros cúbicos gastados.

### CALCULO DEL FACTOR

Suponiendo que:

Peso del Cu (QP). = 0.07922 gr

Titulación = 15.8 cc.

Deduciendo que:

Si: 0.07922 gramos Cu.....15.8 cc solución

X..... 1 cc.

$$X = 0.00501$$

Generalizando:

F = Factor

P = Peso = 0.07922

$$n = \text{cc gastados} = 15.8 \text{ cc.}$$

$$F = P/n = 0.07922/ 15.8 = 0.00501$$

### **V.3. PROCEDIMIENTO – MODO DE OPERAR EL METODO**

#### **PESADA:**

- Pesar 0.25 gr de muestra
- Depositar en matraces de 300 cc.

#### **ATAQUE:**

Agregar:

#### **DIGESTION**

- 2 cc de bromuro puro o agua de bromo y/o clorato de potasio (+/- 0.1 gr)
- cc de ácido nítrico concentrado. Calentar a calor suave para eliminar lentamente los vapores de bromo y/o cloro y nitroso. Continuar a estado pastoso.
- 20 cc de agua caliente. Hervir 2 minutos a calor suave.

#### **ACONDICIONAMIENTO**

- Hidróxido de amonio en forma de gotas con agitación continua hasta precipitación del fierro (color azul verdoso)
- Bifloruro de amonio y/o fluoruro de amonio en forma de cristales hasta disolución del precipitado de fierro (color verde claro). Agregar un ligero exceso de esta sal.
- Lavar las paredes del matraz con un chisguete de agua caliente.
- Enfriar completamente.

#### **TITULACION**



- 3 gotas de solución de nitrato de plata
- 5 cc de solución de yoduro de potasio
- 5 cc de solución de almidón
- Titular con agitación continua, con la solución fuerte de tiosulfato de sodio valorada, hasta cambio de viraje de azul a amarillo canario.
- Anotar los centímetros cúbicos de solución gastada.

### CALCULO DEL PORCENTAJE DE COBRE

$$F = \text{Factor} = 0.0051$$

$$P = \text{Peso} = 0.25 \text{ gr.}$$

$$T = \text{Titulación} = 14 \text{ cc.}$$

#### **POR DEDUCCION**

$$\text{Si } 1 \text{ cc} \dots\dots\dots 0.00501$$

$$14 \text{ cc} \dots\dots\dots x$$

$$x = 0.070 \text{ gr de cobre}$$

$$\text{Si } 0.25 \text{ gr} \dots\dots\dots 0.070$$

$$100 \text{ gr} \dots\dots\dots x$$

$$x = 28.06 \%$$

#### **POR FORMULA**

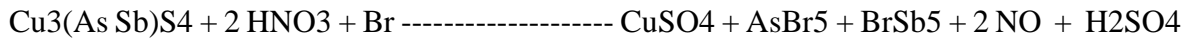
$$\% \text{ Cu} = \frac{F \times T \times x \times 100}{P} = \frac{0.00501 \times 14 \times x \times 100}{0.25} = 28.06\%$$

#### **EN LA PRÁCTICA**

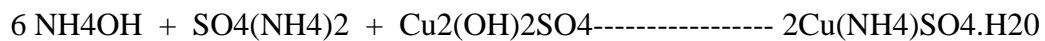
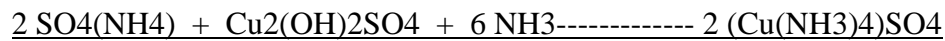
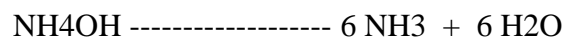
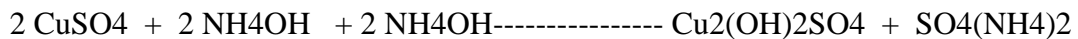
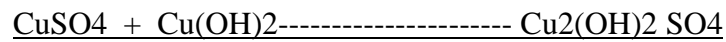
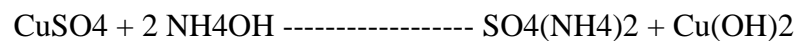
$$\% \text{ Cu} = (\text{F} \times 4) \text{ T} \times 100 = (0.00501 \times 4) 14 \times 100 = 28.06\%$$

## VI. REACCIONES DEL METODO

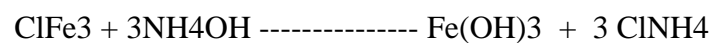
### ATAQUE



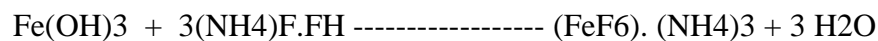
### PRECIPITACION: REACCIONES DEL COBRE



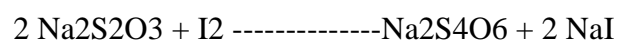
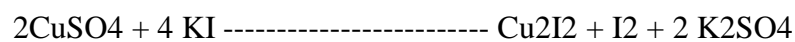
### REACCIONES DEL FIERRO



Enmascaramiento del fierro



### TITULACION



**ANEXO 3 FOTOS DEL GRUPO INVESTIGADOR**



