

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**ESTUDIO TECNOLÓGICO PARA LA DEPRESIÓN DEL
ARSENICO EN MINERALES DE COBRE**

TESIS

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

ELABORADO POR:

RONALD AUGUSTO RIOFRÍO ORTIZ

ASESOR:

ING. EDGAR FORTUNATO SEGURA TUMIALAN

LIMA – PERÚ

2016

DEDICATORIA

Gracias a Dios, a mi familia, en especial a mi querida Madre, a mis maestros de La Escuela de Metalurgia UNI por su lucha constante en formar profesionales competentes al servicio de nuestro país. Gracias.

RESUMEN

La enargita es un mineral que contiene 48.4% de Cu con presencia de 19.0% As significativo y de 32.6% de S y en algunas ocasiones esta presente con la calcopirita y es en el proceso de la flotación de minerales donde ambos minerales flotan mutuamente ya que responden bien a los colectores tradicionales. El resultado un concentrado de Cu que tiene elevada presencia de As.

Uno de los objetivos de esta tesis es de mejorar la eficiencia de un reactivo depresor de As con aplicaciones industriales en la flotación rougher Cu que disminuya el desplazamiento del As, a la vez que tenga la propiedad de separar la calcopirita de la enargita mejorando la calidad del concentrado de Cu debido a la menor presencia del As.

Siendo los reactivos la parte tecnológica de la flotación de minerales, se requiere innovar con nuevos colectores, espumantes y depresores que mejoren tanto la recuperación como que tenga leyes o grados aceptables comercialmente. Por lo tanto es de importancia la disminución de los desplazamientos As, Sb, al concentrado, siendo estos contaminantes que le disminuyen su valor económico a la vez que generan polución por refinación de los concentrados.

Debido a las razones expuestas realice estudios metalúrgicos con un mineral de Cu de Marca Punta Norte de la zona Colquijirca que contiene calcopirita y enargita, cumpliendo los objetivos delineados en la presente Tesis. La información contenida en esta Tesis será un aporte que ayude a mejorar el proceso de la flotación de minerales con nuevas tendencias tecnológicas.

ABSTRACT

Enargite is a mineral that contains 48.4% Cu in the presence of 19.0% As significant and 32.6% of S and sometimes is present with the chalcopyrite and is in the process of mineral flotation where both floating mutually as minerals they respond well to traditional collectors. The resulting concentrate Cu having high presence of As.

One goal of this thesis is to improve the efficiency of a reagent depressor As with industrial applications flotation rougher Cu decreases the displacement of As, while having the property of separating chalcopyrite enargite improving quality Cu concentrate due to the lower presence of As.

Being reactive technology of mineral flotation, it is required to innovate with new collectors, frothers and depressants to improve both recovery and have laws or commercially acceptable levels. Therefore it is of importance decreasing As, Sb, shifts the concentrate, and these contaminants will diminish its economic value while pollution generated by refining concentrates.

Because of these reasons make metallurgical studies with Cu ore Brand Point North the Colquijirca zone containing chalcopyrite and enargite, fulfilling the objectives outlined in this thesis. The information contained in this thesis is a contribution to help improve the process of flotation of minerals with new technology trends.

INDICE

	INTRODUCCIÓN	15
	CAPÍTULO I : GENERALIDADES	18
1.1	Antecedentes	18
1.2	Justificación de la investigación	19
1.3	Objetivos	20
1.3.1	Objetivos Generales	20
1.3.2	Objetivos Específicos	21
1.4	Importancia de la investigación	21
1.5	Metodología del trabajo	22
	CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	23
2.1.	Principios de la flotación	23
2.1.1	Circuitos de flotación	25
2.1.2	Clasificación de los reactivos de flotación	26
2.1.2.1	Colectores	26
2.1.2.2	Espumantes	29
2.1.2.3	Modificadores	29
2.1.3	Cinética de flotación	30
2.1.4	Flotación de minerales	31
2.1.4.1	Teoría electroquímica de la adsorción de xantato	31

2.4.4.2	Teoría química de la adsorción de xantato	32
2.1.5	Características de la enargita	32
2.1.5.1	Cristalografía	33
2.1.5.2	Propiedades físicas	34
2.1.5.3	Propiedades químicas	35
2.1.5.4	Origen y localización	35
2.1.5.5	Propiedades superficiales	36
2.1.5.6	Diagrama Eh – pH : $\text{Cu}_3 \text{AsS}_4$ - [Cu-S-H ₂ O] [As-H ₂ O] - Enargita	37
2.1.5.7	Flotación de la enargita	38
2.2	Depresor de enargita	40
	CAPITULO III: CARACTERISTICAS DEL MINERAL DE COBRE	41
3.1	% Humedad del mineral	41
3.2	Caracterización del mineral	42
3.3	Preparación de minerales: Reducción de tamaño, homogenizado y cuarteo	42
3.4	Gravedad específica del mineral	45
3.5	Análisis químico del mineral de cabeza	46
3.6	Equipos del laboratorio metalúrgico	48
3.6.1	Molino de bolas	48
3.6.2	Celda de flotación	49
3.6.3	Equipos auxiliares	49
3.7	Procedimiento de flotación	50

	CAPÍTULO IV: PRUEBAS DE FLOTACIÓN A NIVEL DE LABORATORIO	56
4.1	Introducción	56
4.1.1	Flotaciones rougher Cu para seleccionar el depresor de As	57
4.1.2	Flotaciones rougher Cu de comprobación del depresor seleccionado de As DT-20470	64
4.1.3	Flotación rougher Cu cinética Del Z – 11 Std. versus el depresor de As DT-2040	66
4.1.3.1	Flotación rougher Cu em cinética: % desplazamiento acumulado As, Fe	66
4.1.3.1.1	Modelo matemático de la cinética de flotación del As	67
4.1.3.1.2	Cinética de Flotación por García – Zuñiga, calculo de R_{∞} y k	68
4.1.3.2	Flotación rougher Cu em cinética: % recuperación acumulado Cu, Ag	71
4.1.3.3	Flotación rougher Cu cinética: grados acumulados As, Fe, Cu y Fe	73
4.1.3.4	Resumen de Flotación Rougher Cinética Depresor DT-2040	76
	CAPÍTULO V: PRUEBAS DE SEPARACIÓN DE CALCOPIRITA Y ENARGITA EMPLEANDO EL DEPRESOR DE As DT – 2040	79
5.1	Análisis de las pruebas de flotación separación calcopirita-	79

	enargita com pulpa de planta concentradora en laboratório metalúrgico	
5.2	Aplicación del depresor de As DT – 2040 em Planta Concentradora	85
	CAPITULO VI : ASPECTOS ECONÓMICOS	90
6.1	Consideraciones	90
6.2	Evaluación económica de concentrados de Cu 9.39 %As actual, 4%As y 3%As	90
6.2.1	Análisis de las valorizaciones económicas presentados	94
6.3	Evaluación económica de concentrados de Calcopirita y Enargita	95
6.3.1	Análisis económico de la comercialización de concentrados calcopiritico y enargitico	97
6.4	Comercialización de concentrados enargiticos	98
	CONCLUSIONES	102
	BIBLIOGRAFÍA	104
	ANEXOS	

INDICE DE TABLAS

Tabla 2.1	Politioarseniato de Cu	37
Tabla 3.1	Control de humedad	42
Tabla 3.2	Caracterización mineralógica de muestra para pruebas de flotación rougher Cu	43
Tabla 3.3	Gravedad Específica del Mineral de Cu	46
Tabla 3.4	Análisis Químico de mineral de Cabeza de Cu	47
Tabla 3.5	Distribución de bolas por tamaño, peso y N° de bolas	49
Tabla 3.6	Resultados de Tiempo de Moliendabilidad a 80%-200m	51
Tabla 4.1	Resumen de los Balance Metalúrgicos de las pruebas efectuadas con reactivos Depresores de As	59
Tabla 4.2	Condiciones de Molienda y Flotación de las pruebas efectuadas con reactivos Depresores de As	60
Tabla 4.3	Tabla Resumen: Ensayes, Recuperaciones, % Peso. Promedio de balances triplicados	65
Tabla 4.4	Desplazamiento Experimental As, Desplazamiento Calculado As	68
Tabla 4.5	Tabla Resumen: Ensayes (Ro-Cu1), % Recuperación Acumulado, % Peso Acumulado	76
Tabla 5.1	Condiciones del concentrado Cleaner III de Planta Concentradora	80
Tabla 5.2	Condiciones flotación separación calcopirita-enargita	80

	laboratorio metalúrgico de planta	
Tabla 5.3	Dosificación DT-2040 gr/ton, % Recuperación de Calcopirita	81
Tabla 5.4	Dosificación DT-2040 gr/ton, % Recuperación Enargita	82
Tabla 5.5	Tabla resumen: Ensaye, % Recuperaciones Parciales, % Peso de los reactivos Z- 11 Std y DT-2040Cp, DT-2040 En. Día Operativo: 30/08 – Z-11 Std.; 31/08 –DT-2040	86
Tabla 5.6	Reactivos de Planta Concentradora N° 1 Cu, Puntos de Aplicación, Concentración y Consumo	88
Tabla 6.1	Ley de As Vs Valor Concentrado Cu - Ganancia	94
Tabla 6.2	Valor económico de concentrados calcopirita y enargita	97
Tabla 6.3	Ganancia por comercialización de concentrados	97
Tabla 6.4	Balance Metalurgico de nuevo concentrado de Cu comercial	99
Tabla A.1	Cálculo de la Carga: Bolas Molino 9 "x 9 " – Laboratorio Metalúrgico	
Tabla A.2	Análisis Granulométricos: Tiempo Moliendabilidad	
Tabla A.3	Balance Metalúrgico Flotación Rougher Cu - Pruebas Comparativas	
Tabla A.4	Ensayes Químicos de Pruebas de Flotación Rougher Cu Pruebas Comparativas	
Tabla A.5	Balances Metalúrgicos - Flotación Triplicado: Z-11 Std Vs DT-2040	
Tabla A.6	Balances Metalúrgicos - Flotación Triplicado: Z-11 Std Vs DT-2040 Promedios	

- Tabla A.7** Ensayes Químicos Z-11 Std. DT-2040 – Pruebas Triplicadas
- Tabla A.8** Modelo Cinético de Flotación del Arsénico – Calculo de Constante R_{∞} , k
- Tabla A.9** Balance Metalúrgico Flotación Rougher Cu Cinética: Z-11 Std. Vs DT-2040
- Tabla A.10** Condiciones de las Pruebas en Cinéticas Rougher Cu
- Tabla A.11** Ensayes Químicos de las Pruebas en Cinéticas Rougher Cu
- Tabla A.12** Balance Metalúrgico Flotación Selectiva Calcopirita – Enargita: Dosificación del DT-2040
- Tabla A.13** Ensayes Químicos: Separación Calcopirita - Enargita
- Tabla A.14** Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 26 / 08 / 15
- Tabla A.15** Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 27 / 08 / 15
- Tabla A.16** Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 28 / 08 / 15
- Tabla A.17** Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 29 / 08 / 15
- Tabla A.18** Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 30/ 08 / 15
- Tabla A.19** Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 31/ 08 / 15

INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1	Angulo de contacto (θ)	24
Figura 2.2	Clasificación de colectores	28
Figura 2.3	Cristales de Enargita – Cerro de Pasco	33
Figura 2.4	Estructura cristalina de la enargita	34
Figura 2.5	Diagrama Eh-pH del sistema $\text{Cu}_3\text{AsS}_4\text{-(Cu-S-H}_2\text{O)(As-H}_2\text{O)}$. $[\text{As}]=10^{-6}\text{m}$.25°C.Presión1bar	38
Figura 2.6	Recuperación de la enargita en función de la concentración de colectores a pH 10.5	39
Figura 2.7	Recuperación de enargita en función de la concentración del colector xantato isopropilico de sodio (Z-11)	40
Figura 3.1	Reducción de tamaño	44
Figura 3.2	Homogenización y cuarteo	45
Figura 3.3	Molino de bolas de Laboratorio 9" x 9"	48
Figura 3.4	Celda de flotación automática experimental, controles de paleteo y pesas para el control del nivel de pulpa, manómetro y flujometro de aire, celda de flotación y dispositivo mecánico de paleta	50
Figura 3.5	Curva de Moliendabilidad	51

Figura 3.6	Flotación rougher Cu	54
Figura 3.7	Concentrado rougher Cu	54
Figura 3.8	Plan de trabajo con mineral de cobre	55
Figura 4.1	Esquema flotación rougher Cu y de las pruebas triplicadas	58
Figura 4.2	Desplazamiento As; Recuperaciones Cu, Ag Vs N° Prueba	61
Figura 4.3	Leyes de Cu, Ag y As Vs N° Prueba	62
Figura 4.4	Desplazamiento As y Fe Vs N° Prueba	62
Figura 4.5	Ley, Recuperación de Cu Vs N° Prueba	63
Figura 4.6	Ley, Recuperación de Ag Vs N° Prueba	64
Figura 4.7	% Recuperaciones Ag, Cu; Desplazamiento Fe, As; % Peso Z-11 Std. Vs DT-2040	65
Figura 4.8	Flotación Cinética: % Desplazamiento Acumulado As Vs Tiempo	67
Figura 4.9	% Desplazamiento Acumulado As Vs Tiempo	70
Figura 4.10	Flotación Cinética: % Desplazamiento Acumulado Fe Vs Tiempo	71
Figura 4.11	Flotación Cinética: % Recuperación Acumulado Cu Vs Tiempo	72

Figura 4.12	Flotación Cinética: % Recuperación Acumulado Ag Vs Tiempo	73
Figura 4.13	Flotación Cinética: Grado Acumulado As Vs Tiempo.	74
Figura 4.14	Flotación Cinética: Grado Acumulado Fe Vs Tiempo	74
Figura 4.15	Flotación Cinética: Grado Acumulado Cu Vs Tiempo	75
Figura 4.16	Flotación Cinética: Grado Acumulado Ag Vs Tiempo	75
Figura 4.17	Z-11 Std. Vs DT-2040 – (% Recuperación Acumulado; % Peso Acumulado)	76
Figura 4.18	Esquema de flotación en cinética rougher Cu	78
Figura 5.1	DT-2040 Vs Recuperación de Calcopirita	81
Figura 5.2	DT-2040 Vs Recuperación de Enargita	83
Figura 5.3	Concentrado de calcopirita	84
Figura 5.4	Concentrado de enargita	84
Figura 5.5	Z-11 Std. Vs DT-2040Cp; DT-2040 En – %Recuperación Parcial; %Peso; Días Operativos: 30/08 – Z-11; 31/08 –DT-2040	87
Figura 6.1	Ganancia (\$) Vs % As	94

INTRODUCCIÓN

La presente tesis es un trabajo de investigación que busca la reducción del As en minerales de Cu que contienen enargita siendo su objetivo la aplicación en base a la información experimental actual y la aplicación tecnológica de un reactivo depresor de As en minerales de Cu y en algunos minerales polimetálicos Pb/Cu-Ag. La eficacia metalúrgica de este reactivo se ha comprobado por una serie de pruebas de flotación en los referidos minerales, bajando la presencia del As en la flotación rougher. También se ha demostrado su efectividad en la separación calcopirita-enargita en concentrados de Cu.

Otra razón interesante de este reactivo depresor de As es que mantiene la recuperación y las leyes del Cu y la Ag con leve tendencia a mejorarlos. En cuanto al desplazamiento de Fe no es muy significativo en este mineral sulfuroso de Cu con presencia de enargita

Uno de los objetivos de esta tesis es la de bajar el contenido del As en los concentrados rougher Cu y la separación calcopirita-enargita de los concentrados de Cu, beneficiando al medio ambiente y mejora en la parte económica al obtener un

concentrado de Cu con menos presencia de As. También considero la metodología y otras razones de cómo se efectuaron las referidas pruebas siendo explicadas. Luego presento un marco teórico sobre la flotación de minerales que aporta información de estudios metalúrgicos actuales sobre la flotación de enargita ante colectores tradicionales y finalmente una breve descripción del reactivo depresor de As obtenido por Reactivos Nacionales S.A. para este tipo de minerales sulfurosos de Cu.

Inicio el presente estudio mencionando la preparación del mineral de cabeza humedad, caracterización, reducción de tamaño, gravedad específica, etc. Para luego empezar las pruebas de flotación rougher exploratorias-comparativas ante un grupo de reactivos con cualidades para deprimir el As tratando de mantener en lo posible el performance metalúrgico actual para el Cu. Seleccione el reactivo apropiado para la depresión de As en este mineral de Cu y que mantuvo la recuperación y el grado de Cu y Ag en un nivel aceptable.

Para la elección del referido reactivo tome en cuenta el factor metalúrgico (FM) y la Suma de la Ley/Grado de concentrado más la Recuperación llegando a determinar el depresor de As adecuado para este mineral. Se realizaron la comprobación mediante pruebas triples, los resultados confirman lo efectuado en las pruebas preliminares. Por último, se efectuaron pruebas de flotación aplicando cinética considerando el comportamiento en el tiempo de la flotación del depresor de As comparado con el xantato isopropilico de Na Z-11 que es el estándar para este mineral, resultando y confirmando ser efectivo el depresor de As DT-2040. Estas pruebas mencionadas se efectuaron a nivel de laboratorio metalúrgico.

Considero un capítulo de pruebas con concentrado de Cu tomado de la planta concentradora aplicando el DT-2040 en la separación calcopirita-enargita comprobando el desempeño en el laboratorio metalúrgico del depresor, para estas pruebas se tomo muestras de pulpa fresca de el cajón que alimenta al banco de celdas Cleaner III de la planta concentradora. El resultado es que se obtuvo una separación selectiva de un concentrado de calcopirita con menos As y un relave que es el concentrado de enargita con mayor cantidad de As.

Este procedimiento determinado fue aplicado en forma puntual en la planta concentradora en un día de trabajo los resultados fueron aceptables, puesto que se llevo a obtener una mejora en los grados de Cu, Ag y la efectiva baja en el desplazamiento del As en el concentrado de Cu final llegando hacer este más calcopiritico y también se obtiene un relave que llega a ser el concentrado de enargita.

Finalmente realice una Evaluación Económica ante el buen efecto de este depresor de As DT-2040 en el concentrado de Cu llegando obtener una mejora económica aceptable por la baja de contenido del As, se hicieron tres corridas con el grado actual y las siguientes a menor grado de As. También realice la evaluación económica por separado de los concentrados de calcopirita y enargita. Y último hacer de un concentrado de enargita de alto contenido de As comercializable. Los resultados de estas evaluaciones económicas son interesantes. Espero con este estudio haber iniciado una nueva tendencia la de usar la tecnología adecuada ante cierto tipo de minerales sulfurosos de Cu que tienen que tratarse de manera especial y deseando que sirva como un aporte para los estudios metalúrgicos.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 Antecedentes

Los minerales sulfurados de Cu son la calcopirita (CuFeS_2) que es el principal y más común, luego las siguientes especies mineralógicas de Cu covelita (CuS), calcosita (Cu_2S), bornita (Cu_5FeS_4). En estos minerales es frecuente encontrarlos con otros minerales asociados. También existen otra variedad de minerales de Cu en los cuales además del Cu y el S contenido en su estructura cristalina se presentan elementos como el As y el Sb. Estos minerales son los denominados cobres grises o sulfosales de cobre, enargita Cu_3AsS_4 , tennantita $\text{Cu}_{12}\text{SbS}_{13}$, tetraedrita $\text{Cu}_{12}\text{SbS}_{13}$, etc.

Estos cobres grises tiene propiedades físicas y químicas semejantes a los sulfuros de Cu estos contienen considerables cantidades de los contaminantes mencionados (As, Sb), inclusive responden de igual forma al proceso de flotación. El mineral que más se destaca es la enargita este constituye el principal y más importante especie portador de As. Por lo tanto su presencia en los yacimientos de minerales de Cu reduce el valor de los concentrados obtenidos, debido a la fuerte penalidad económica aplicada por el As. La enargita Cu_3AsS_4 contiene en su molécula cerca de

48.3% de cobre, 19.1% de arsénico y 32.6% de azufre, en cuanto a la calcopirita CuFeS_2 esta contiene cobre 34.6%, hierro 30.4% y azufre 34.6%. Por lo tanto la enargita se convierte en una mena con muy alta ley de Cu pero también con un alto contenido de As, el cual le disminuye el valor comercial significativamente.

En el Perú, existen numerosos yacimientos de cobre arsenical donde la enargita es la mena principal portadora de Cu y As. Por lo tanto estos yacimientos representan un serio reto a la metalurgia hoy en día, pues de lograrse su beneficio, importantes yacimientos de cobre arsenical que están asociados a la Ag y el Au cobrarían valor comercial con el consecuente beneficio para el país. Y en este contexto es que se encuentra el yacimiento de Marcapunta Norte en la localidad de Colquijirca en Cerro de Pasco, tiene buen Cu pero con alta presencia de As y es debido a la enargita presente.[4], [18]

Este problema metalúrgico fue considerado por el Consultor Internacional Ing J. Bulatovich, a partir del 2002 se fijó el objetivo de desarrollar un esquema de flotación de un proceso en base a reactivos que disminuyan la presencia del As en los concentrados de Pb y Zn, de la misma forma se proyectó con el mineral de Marcapunta Norte la de obtener un concentrado de Cu con bajo desplazamiento de As, siendo este el motivo principal de la presente tesis.[15]

1.2 Justificación de la investigación

Debido a las exigencias medio ambientales y a las considerables penalidades económicas y hasta muchas veces la imposibilidad de la comercialización del

concentrado de Cu con altos índices de As es que aporsto el presente estudio, tomando como base el mineral de Cu de Marcapunta Norte de Colquijirca. En este caso el As constituye un acompañante fuerte en los concentrados de Cu en especial por el contenido de enargita, ya que se ubica en su estructura cristalina en una proporción significativa de As.

De lo expuesto anteriormente se necesita buscar alternativas de solución usando la flotación y por ende, reactivos amigables con el medio ambiente, que minimicen el desplazamiento del As al concentrado de Cu. Logrado esto se tendrá mejores perspectivas de comercialización del Cu con menos presencia por contaminación del As en la refinación.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivos Generales

El objetivo es el estudio teórico y experimental de reactivos depresores de As que mantengan el grado y la recuperación de Cu y Ag en niveles aceptables, por procedimientos que permitan tratar de disminuir al máximo posible el contenido de As. Esto se efectuará primeramente aplicándose en un concentrado rougher Cu y luego se aplicara en la separación de un concentrado de Cu, obteniéndose un concentrado calcopiritico con menos presencia de enargita que es el aportante del As. El beneficio será un concentrado más limpio y la refinación con menor presencia de As, y otro concentrado enargitico con alto contenido de arsénico, sobre estos se efectuara la corrida económica correspondiente y una

tercera opción será diluir el concentrado enargítico con pirita, reportando evidentemente una mejora económica.

1.3.2 Objetivos Específicos

- Analizar el comportamiento fisicoquímico de reactivos depresores de As presentes en sulfuros de Cu mediante procedimientos que permitan separar vía procesos de flotación de minerales.

- Obtener un método experimental con fundamento que sea posible la separación parcial o completa del As de un concentrado de Cu.

- Llegar a un estudio factible con la posibilidad técnica de realizar una separación calcopirita-enargita industrialmente, con el beneficio económico correspondiente.

1.4. Importancia de la investigación

Debido a que se exige el cuidado del medio ambiente se ha vuelto exigente en la comercialización de minerales el costo elevado por las penalidades en especial con contenido alto de As ya que este llega a contaminar el ambiente cuando se volatiliza en las fundiciones. También el As constituye un acompañante fuerte en los concentrados de Cu en especial con contenido de enargita considerable, ya que este se ubica en su estructura cristalina en una proporción significativa de As.

Por ultimo en el Perú tenemos bastantes yacimientos cupríferos pero con presencia significativa de enargita, otra razón justificada para realizar investigación en este aspecto.

1.5 Metodología del trabajo

Para la resolución de este problema metalúrgico se hicieron pruebas de flotación de minerales sulfurados de Cu. Primeramente se efectuó pruebas experimentales en el laboratorio metalúrgico de flotación de rougher Cu seleccionando un reactivo específico que disminuya el As presente en el referido concentrado, para esta pruebas se uso la celda de flotación de laboratorio automatizada Denver D-12.

Seguidamente en el laboratorio metalúrgico se aplico el reactivo depresor de As seleccionado para la separación calcopirita-enargita del concentrado final de Cu, muestreado de la sección flotación de Cu en el banco de celdas de flotación Cleaner III de la planta concentradora. Y último la aplicación industrial puntual en la planta concentradora del reactivo depresor de As específicamente en el banco de celdas de flotación Cleaner III, obteniendo un concentrado de Cu más calcopiritico con menos presencia de As y un "relave" que es el concentrado de enargita de alto contenido de As.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1 Principios de la flotación

Este proceso es quizás el más importante de los desarrollados para el procesamiento de minerales y que hacen posible la recuperación de baja ley. Consiste en lograr que una partícula se vuelva hidrofóbica, se junte a una burbuja de aire formando un conjunto de menor densidad que el agua y flote hacia la superficie. [10]

Modificando la superficie de un mineral haciéndolo más hidrófoba este pueda conformar un sistema agua y aire, el resultado será la formación de burbujas. En esta etapa el mineral se vuelve hidrófoba rechazando el agua y adhiriéndose a las burbujas de aire que ascenderán hacia la superficie del agua.

En este proceso se formaran fases, la primera son las partículas sólidas molidas finamente. La segunda es el líquido constituido por el agua y los reactivos en las que están inmersas las partículas y junto con el aire introducido en la pulpa llegaran a formar burbujas pequeñas.

Durante el proceso de la flotación, las partículas deben ser capaces de adherirse a las burbujas, esto se logra al desplazar el agua de la superficie del mineral. La partícula de interés se vuelve repelente al agua o hidrófoba. El conjunto partículas-burbujas debe tener una densidad global menor al del medio de separación que es el agua, recién éstos podrán ir hacia la superficie como burbujas. [11]

Por lo tanto la flotación se dará cuando se adhieran las partículas a las burbujas y sean mayores 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. Esto se genera por las tensiones superficiales que se producen cuando están en contacto las tres fases.

Figura 2.1

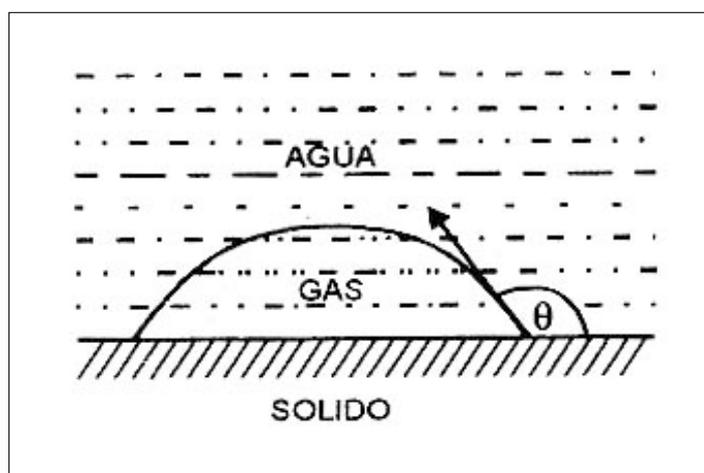


Figura 2.1 Angulo de contacto (θ)

El ángulo que se genera entre las tensiones interfacial es gas-líquido y sólido-líquido se llama ángulo de contacto (θ). Mientras mayor sea el ángulo de contacto más difícil será la adhesión entre la partícula y la burbuja.

Se debe de tener en cuenta que el ángulo de contacto (θ) es una medición en equilibrio de las fases, mientras que la flotación es un sistema en el cual la superficie del mineral y las burbujas de aire dentro de una pulpa conforman un sistema dinámico que no está en equilibrio.

2.1.1 Circuitos de flotación

Es importante tomar en cuenta inicialmente los siguientes términos al evaluar los procesos de concentración.

- “Ley” a este término también se le denomina grado, es el porcentaje en peso del elemento valioso y es sobre el total de la muestra.
- “Recuperación” se refiere al elemento valioso en un proceso de concentración determinado. Tiene que ver con el porcentaje en peso del “contenido de fino”, ejemplo porcentaje en peso de Cu, Ag, Au, etc. en la muestra recuperado en dicho proceso.

Las leyes y la recuperación metalúrgica son parámetros muy importantes en la flotación. El objetivo será de obtener los más altos valores posibles, pero en la práctica se opta por valores que lleguen a obtener el mejor “óptimo económico” del proceso. Lo anterior se debe a que estos parámetros se relacionan de manera inversa.

Según las razones expuestas es importante optimizar las diferentes etapas del proceso de flotación, siendo el objetivo técnico-económico de mejorar la recuperación y la ley de concentrado.

Se definen las siguientes etapas de flotación:

- Flotación rougher o primaria: El objetivo de esta flotación es la de obtener un concentrado con la mejor la recuperación de elementos valiosos.
- Flotación scavenger o barrido: Su objetivo es la de mejorar más la recuperación de cualquier partícula residual ultimo antes que quede en el relave. Según sea el caso se presenta como scavenger-rougher o scavenger-cleaner, inclusive se puede llegar a remolienda.
- Flotación cleaner o limpieza: El objetivo en esta flotación es la obtener la mejor ley comercial del concentrado como producto final de la planta concentradora. Para llegar a obtener un concentrado con la mejor ley se procesa en etapas denominadas 1ª limpieza, 2ª limpieza, etc.

Según el mineral que se procese y del tipo de máquinas de flotación será necesario el diseño del circuito de flotación, esto tiene que ver con los bancos de celdas mecánicas(o celdas celdas columnas de flotación) dispuestas en serie o paralelo con la capacidad suficiente de tratamiento requerido.[2], [17]

2.1.2 Clasificación de los reactivos de flotación

Los reactivos usados en la flotación de minerales se clasifican principalmente en tres tipos, que son los siguientes:

2.1.2.1 Colectores

Estos son compuestos orgánicos usualmente heteropolares que son solubles en agua. El grupo polar que es la parte del colector que se

adsorbe en la superficie del mineral, mientras que la cadena hidrocarbonada que es no-iónica, este provee la hidrofobicidad en la superficie del mineral después de la adsorción del colector.

Su clasificación es según el grupo funcional o en el tipo de mineral que es colectado. En la figura 2.2 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 C, S y Mo.

Los colectores polares o iónicos contienen un grupo funcional polar hidrófilo y es el ión colector que se orienta y se adsorbe en la superficie del mineral unido a una cadena de hidrocarburos que es la parte no polar hidrófoba que se orienta hacia la fase gaseosa. Al disociarse en agua, el ión puede llegar a ser un anión o catión, dependiendo de lo anterior se presentaran dos tipos de colectores catiónicos o aniónicos, siendo este último el tipo de colector más común en la flotación de minerales.

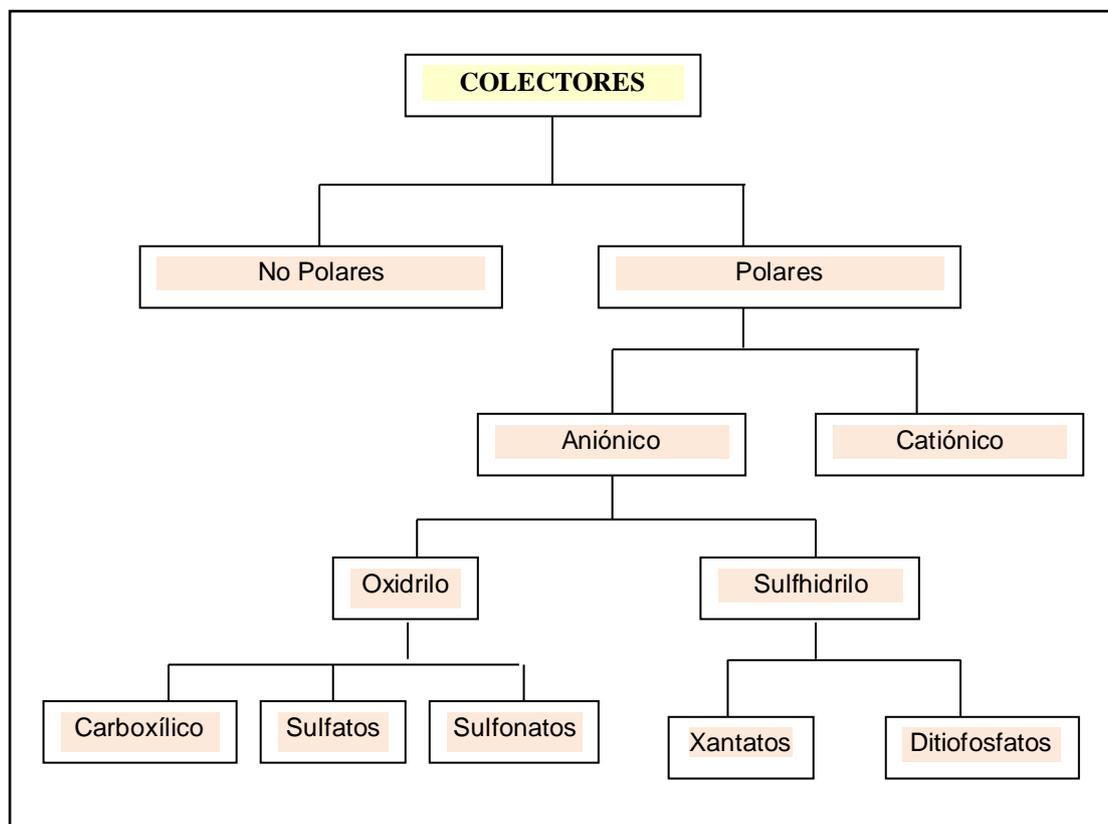


Figura 2.2 Clasificación de colectores

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. Estos colectores se están descontinuando por ser contaminantes al medio ambiente.

En cuanto a los colectores aniónicos estos 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, sulfatos y sulfonatos, y en sulfhídricos, como xantatos, tionocarbamatos y ditiófosfatos[16], [5]

2.1.2.2 Espumantes

Se trata de compuestos orgánicos heteropolares que tienen afinidad con el agua. Estos son tensoactivos que es la adsorción selectiva en la interfase gas-líquido, reduciéndose la tensión superficial. Con esta condición se forma una espuma estable y se genera burbujas pequeñas. Comúnmente los espumantes los conforman alcoholes, ácidos y poliglicoles.

2.1.2.3 Modificadores

Los modificadores son reactivos que mejoran las condiciones del colector. Son tres tipos: activadores, depresores y modificadores.

Los activadores son reactivos que ayudan a aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales. Ejemplos el sulfato de Cu, sulfato de Zn, el sulfhidrato de Na y bisulfito de Na.

En cuanto a los depresores, estos reactivos se utilizan para disminuir la flotabilidad de un mineral permitiendo que su superficie sea hidrófila reduciendo la adsorción de colectores. Los más comunes son el sulfuro de Na y el cianuro de Na.

Los modificadores son aquellos que mejoran el pH en la flotación de minerales. Estos son el ácido sulfúrico, óxido de Ca, hidróxido de Ca, carbonato de Na y soda caústica.[9], [2]

2.1.3 Cinética de flotación

La ecuación cinética de flotación batch propuesto por García y Zúñiga, es el siguiente:

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt})$$

Donde:

R = Recuperación acumulada para el tiempo t de flotación (%)

k = constante cinética (1/min)

R_{∞} = Recuperación a tiempo infinito (%) es la máxima recuperación obtenido del elemento objetivo, según las condiciones presentes

t = Tiempo de flotación (min)

Los parámetros R y k son característicos de cada elemento flotable (por ejemplo Cu, Mo, Fe) dependera también de la etapa de flotación (rougher, cleaner, recleaner, scavenger, etc.) de las características propias del mineral (granulometría, grado de liberación), condiciones de operación (pH, tipo y dosis de reactivos de flotación, velocidad de agitación, flujo de aire, diseño de la celda, etc.) por lo tanto se determinara para cada situación en particular para cada componente del mineral. Este concepto es importante en especial para estudiar el comportamiento de los reactivos durante el tiempo de flotación hasta el agotamiento de la especie valiosa.

2.1.4 Flotación de minerales

Para que se inicie el proceso de la flotación primeramente el mineral tienen 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 necesario 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.

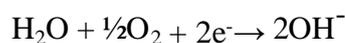
2.1.4.1 Teoría electroquímica de la adsorción de xantato

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:



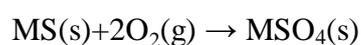
La reacción de reducción (catódico):



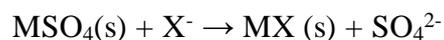
Los sulfuros son semi-conductores estos permiten que los electrones se transfieran a través del sólido. El oxígeno es el que recibe los electrones, este tomara los electrones libres de las capas superficiales de la red cristalografica. Permitiendo la adsorción de los aniones xantatos y su oxidación a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

2.1.4.2 Teoría química de la adsorción de xantato

Para que la adsorción química del xantato en la superficie del mineral, los sulfuros primero reaccionaran 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 reducen el Eh, mientras que aumento en el oxígeno disuelto aumentan el Eh. [10], [14]

2.1.5 Características de la enargita

La enargita es un sulfuro de cobre y de arsénico, su fórmula química es:



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. La siguiente figura 2.3 presenta dos muestras la primera

de enargita cristalizada asociada con pirita sobre roca y la otra muestra 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 2.3 Cristales de Enargita – Cerro de Pasco

2.1.5.1 Cristalografía

Sistema y clase	Ortorrómbico, mm2
Grupo espacial	Pnm2 ₁
Líneas de Difracción de Rayos X (DRX) por intensidad (I/Lo):	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)

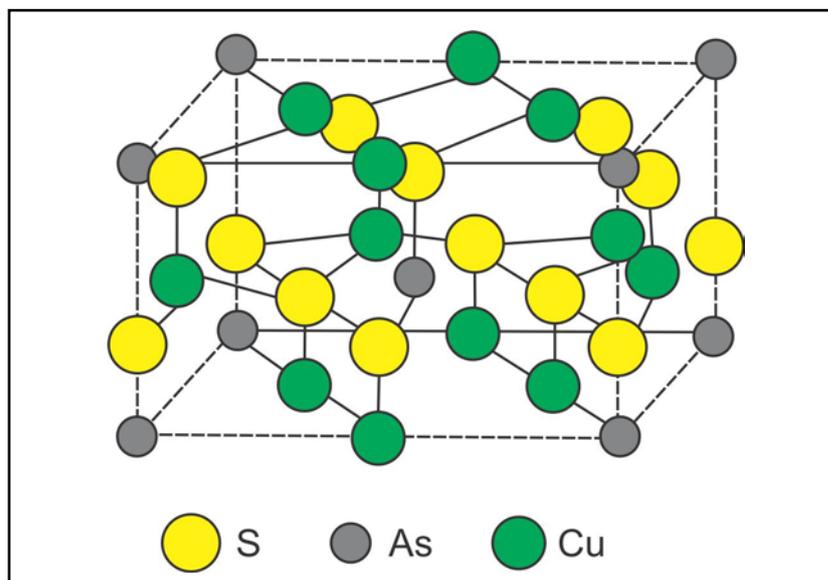


Figura 2.4 Estructura cristalina de la enargita

2.1.5.2 Propiedades físicas

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

Raya : Negra grisácea

Brillo : Metálico

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

Dureza : 3 (Escala de Mohs)

Densidad : 4.45 t/m^3

Propiedades ópticas: Anisotropismo fuerte

Fractura : Desigual

Diafanidad : Opaca

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

2.1.5.3 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 (Cu_3SbS_4)

La luzonita es su polimorfo tetragonal ($\underline{4}2m$) 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],[5]

2.1.5.4 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 Morocha, 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). [6]

2.1.5.5 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 2. [11]

Según los estudios realizados sobre la enargita se le puede considerar como un tetratioarseniato de Cu.

Tabla 2.1 Polioarseniato de Cu

Compuesto	Razón S/O	Ión	Compuestos de cobre	
			Cu(I)	Cu(II)
Monotioarseniato	1/3	AsO ₃ S ³⁻	Cu ₃ AsO ₃ S	Cu ₃ (AsO ₃ S) ₂
Ditioarseniato	2/2	AsO ₂ S ₂ ³⁻	Cu ₃ AsO ₂ S ₂	Cu ₃ (AsO ₂ S ₂) ₂
Tritioarseniato	3/1	AsOS ₃ ³⁻	Cu ₃ AsOS ₃	Cu ₃ (AsOS ₃) ₂
Tetratioarseniato	4/0	AsS ₄ ³⁻	Cu ₃ AsS ₄	Cu ₃ (AsS ₄) ₂

2.1.5.6 Diagrama Eh-pH: Cu₃AsS₄ - [Cu-S-H₂O] [As-H₂O] - Enargita

Según el diagrama Eh-pH el sistema Cu₃AsS₄ – (Cu-S-H₂O), figura 2.5 se observa que la enargita es estable a potenciales reductores que a oxidantes en una zona amplia, llegando hasta 10 de pH.

Del diagrama también se observa que al oxidar la enargita en medio alcalino se forman posibles especies iónicas HAsO₄²⁻ y AsO₄³⁻, pero en ningún caso se podrían formar óxidos y/o hidróxidos. En medio alcalino, pero a potenciales reductores, se formaría HAsO₃²⁻ y AsO₃³⁻, reduciéndose el As de valencia V a III. En cambio en medio ácido a potenciales muy reductores el As se encuentra en estado elemental.

La enargita es una especie atípica si se compara con un sulfuro metálico, ya que presenta una tendencia termodinámica a formar una capa de óxido en medio ácido y que se disuelve en medio alcalino. Esto es lo contrario que le caracteriza a otros sulfuros metálicos. Según el diagrama desde la perspectiva del Cu, la descomposición de la enargita (Cu₃AsS₄) en calcosina (Cu₂S) es termodinámicamente posible en un amplio rango.[13]

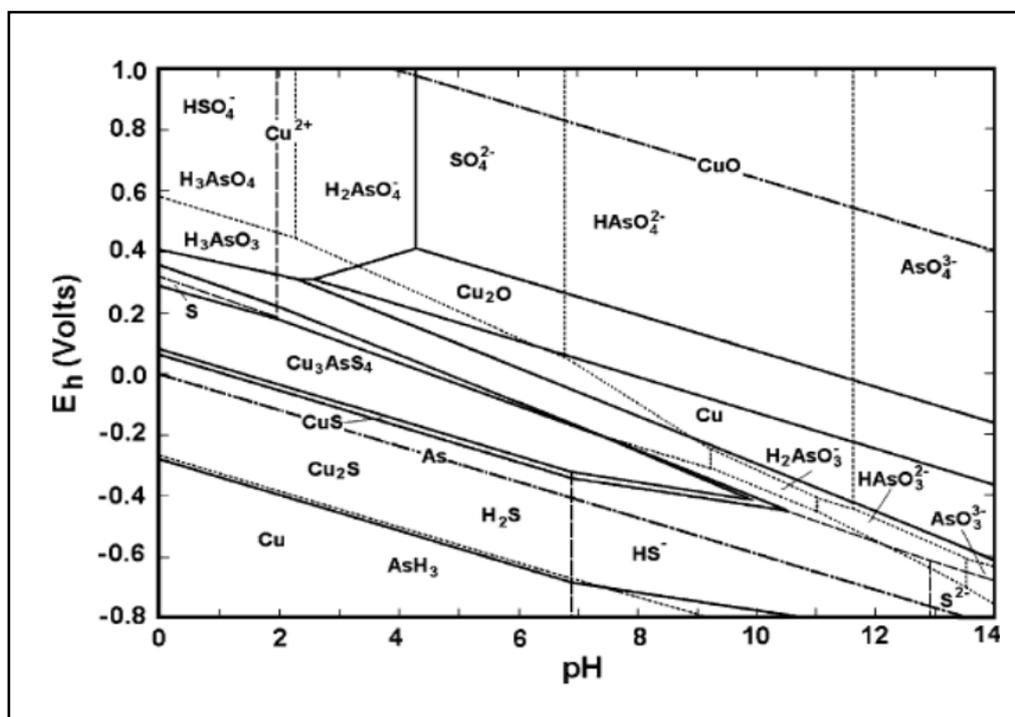


Figura 2.5 Diagrama Eh-pH del sistema $\text{Cu}_3\text{AsS}_4\text{-(Cu-S-H}_2\text{O)-(As-H}_2\text{O)}$. $[\text{As}] = 10^{-6}$ m. 25°C . Presión 1 bar

2.1.5.7 Flotación de la enargita

Estudios recientes sobre la flotación de la enargita pura a escala del tubo de Hallimond, concluyen que la enargita puede ser flotada fácilmente y con dosis muy bajas de colector. Se trabajó con xantato isopropilico de sodio (Z-11), etil isopropilico xantoforniato (EIPXF), etil isopropilico tionocarbamato (EIPTC) y di isobutilico ditiofosfato de sodio (DIBDTNA).

Según este estudio las recuperaciones obtenidas con etil isopropilico tionocarbamato (EIPTC) fueron las mejores, figura 2.7. Se concluye

que es debido a la longitud del radical presente en la cadena hidrocarbonada, siendo más selectiva su adsorción y poseer átomos para donar S, O, N, los cuales estén interactuando fuertemente con los átomos de cobre. Por lo tanto es posible afirmar en general, que las familias de colectores que tienen átomos de S y P son reactivos que darán resultados positivos ya que estos le permitirán ordenamientos espaciales, confiriendo una estructura más ordenada al compuesto.[3]

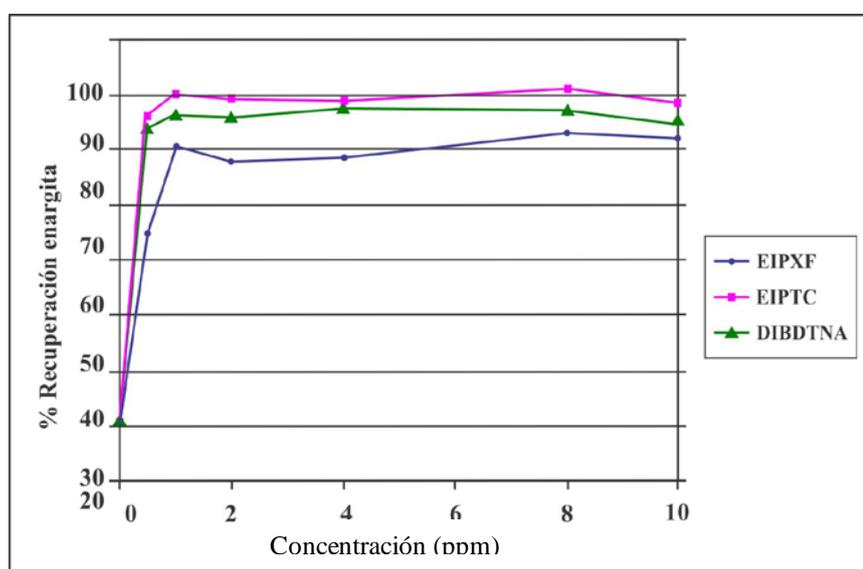


Figura 2.6 Recuperación de la enargita en función de la concentración de colectores a pH 10.5

También se ha observado en estos estudios que ante el incremento en el largo de la cadena alquílica este llega a disminuir el número de capas de xantato sobre la superficie del mineral al incrementar el pH. Esto es una razón por qué usando xantato isopropílico de sodio (Z-11) como colector, la recuperación de la enargita disminuye al llegar a pH 12, inclusive llegando a usar altas dosis, figura 2.8. [12], [19]

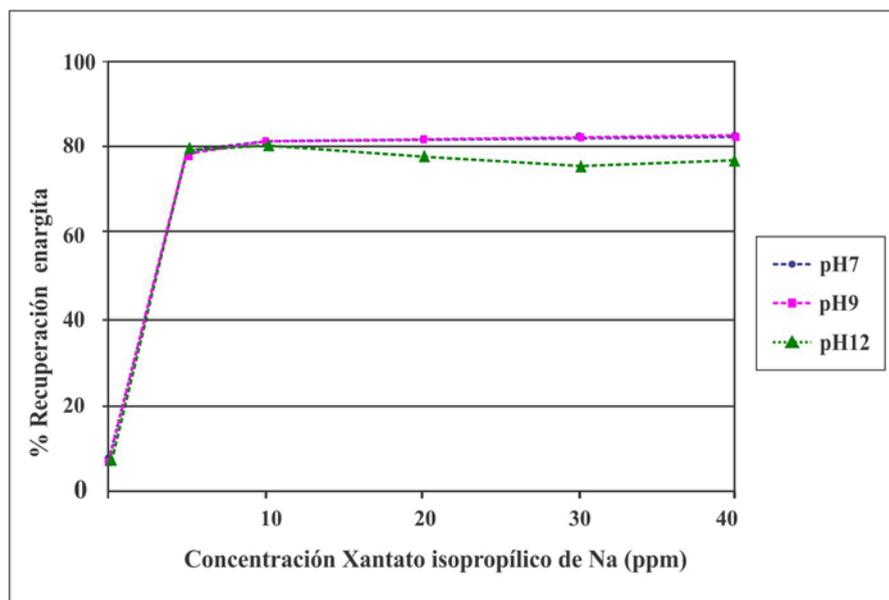


Figura 2.7 Recuperación de enargita en función de la concentración de colector xantato isopropilico de sodio (Z-11)

2.2 Depresor de enargita

En base los estudios efectuados es necesario obtener un reactivo Modificador que actúe como depresor sobre la Enargita pero que no afecte la flotabilidad de la Calcopirita. El objetivo de este depresor será bajar la presencia del As en los concentrados de Cu. El DT-2040 es un depresor de As, este reactivo de aplicación en minerales sulfurosos de Cu y en algunos polimetálicos Pb/Cu, Ag con presencia de As. Su efectividad en la depresión de As dependerá de la complejidad del mineral. [15] Otra bondad de este reactivo es que tiene cierta afinidad con el Cu, Ag y Au se ha notado que mejora el grado de concentrado de estos elementos en los concentrados, trabaja en pHs básicos 7-10. Este reactivo corresponde a la familia de los Monotiofosfatos. [9], [5].

CAPITULO III

CARACTERISTICAS DEL MINERAL DE COBRE

3.1 % Humedad del mineral

Se muestrea para humedad el mineral ingresado, tomándose cuatro muestras pesándose y llevados inmediatamente a una estufa para el secado, la fórmula de humedad es la siguiente:

Calculo del % Humedad

$$\%H = \frac{(W_{\text{humedad}} - W_{\text{seco}})}{W_{\text{humedad}}} * 100$$

Donde:

% Humedad = Porcentaje de humedad

W_{humedod} = Peso muestra humedo

W_{seco} = Peso muestra seco

En la tabla 3.1, los resultados son los siguientes:

Tabla 3.1 Control de humedad

MUESTRAS	Peso Inicial (gr)	Peso Final (gr)	Variación (gr)	Humedad (%)
1	58.00	57.70	0.30	0.52
2	81.30	80.90	0.40	0.50
3	76.30	75.90	0.40	0.50
4	90.00	89.60	0.40	0.44
HUMEDAD PROMEDIO				0.49

3.2 Caracterización del mineral

El mineral para este estudio fue proporcionado por el Departamento de Geología de la mina. La muestra representativa fue tomado de la zona norte del yacimiento Marcapunta de Colquijirca, Cerro de Pasco han sido 150 kg. Este mineral se caracteriza principalmente por calcopirita, enargita, pirita y otros, la tabla 3.2 describe la caracterización mineralógica de esta muestra.[4]

3.3 Preparación de minerales: Reducción de tamaño, homogenizado y cuarteo

La muestra de mineral inicialmente llego al área de preparación de minerales con un tamaño de 2.5 pulgadas siendo pasadas por la Chancadora Blake de Laboratorio, reduciéndose a 0.5 pulgadas de tamaño para llegar a ser reducida a -10m con una Chancadora de Rodillo de Laboratorio, figura 3.1.

Tabla 3.2 Caracterización mineralógica de muestra para pruebas de flotación rougher Cu

MINERALES PRIMARIOS	
Calcopirita (CuFeS ₂)	Se encuentra masiva, asociada a la pirita, esfalerita, galena y Cobres Grises.
Enargita (Cu ₃ AsS ₄)	Se presenta masiva y en cristales prismáticos formando agregados granulares a manera de drusas, probablemente de origen hidrotermal.
Cobres Grises	Se presentan masivos, como tetraedrita, se conoce que también existe freibergita de donde se extrae la Ag.
MINERALES SECUNDARIOS	
Marcasita (FeS ₂)	Se encuentra en agregados radiales de manera de cresta de gallo.
Bornita (Cu ₅ FeS ₄)	Formada por la alteración de la calcopirita.
Calcosita (CuS)	Se presenta de color gris claro, de difícil sectibilidad. Probablemente formada a partir de algunos sulfuros primarios.
Plata Nativa (Ag)	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.
MINERALES GANGA	
Pirita (FeS ₂)	Este mineral se presenta mayormente en cristales diseminados menores a 1 mm de forma octagonal.
Hematita (Fe ₂ O ₃)	Se puede apreciar en forma masiva, como terrosa (ocre rojo). De origen hidrotermal, también se puede apreciar en forma de oligisto micáceo.
Calcita (CaCO ₃)	Se presenta en venillas y rellenado en fracturas y a manera de drusas en las calizas y dolomías entre arcillitas se han encontrado en forma de capas.
Caolín Al ₄ (Si ₄ O ₁₀) (OH) ₈	Masivo de color blanco y muchas veces con matriz verdosa, asociado íntimamente a la galena argentífera, intercrecida en manera de Stock Works.

Obtenido todo el mineral a -10m este es homogenizado mediante lampadas conteniendo mineral con un peso aproximadamente 2.5 kg, luego es soltada a una altura de 60 cm, formando una pila cónica homogénea, de esta forma se minimiza el riesgo de la segregación por tamaño de partícula. Finalizada este proceso y ya con nuestro cono bien homogenizado aplicamos la cruceta que son dos planchas de acero inoxidable que se cruzan por el centro. Las medidas de esta herramienta son de largo 150 cm y ancho 30 cm. Esta cruceta divide nuestro cono en cuatro partes iguales de 37 kgrs cada uno, de estos tres

partes se guardan y una parte se toma, este se homogeniza y se cuartea y se aplica nuevamente la cruceta obteniéndose cuatro partes de 9 kg, dos partes se guardan y las otras dos partes se sigue reduciendo pero ahora con el Cuarteador Jones, a partir de aquí se llega a obtener muestras representativas de un kg, que se usaran para la caracterización mineralógica, gravedad específica, pruebas de moliendabilidad, ensaye de cabeza, y para las pruebas de flotación rougher Cu, figura 3.2. El work index (wi) que es el consumo de energía para la molienda de este mineral duro es de 12.7 kwh/Tc.



Figura 3.1 Reducción de tamaño



Figura 3.2 Homogenización y cuarteo

3.4 Gravedad específica del mineral

Mediante el Método del Picnómetro, se determinó la gravedad específica, a continuación la fórmula:

Formula de la gravedad específica:

$$\rho_p = \left[\frac{w_3 - w_1}{(w_2 - w_1) - (w_4 - w_3)} \right] \hat{\rho}_{agua}$$

Donde:

ρ_p = gravedad específica

ρ_{agua} = densidad del agua

W_1 = peso del picnómetro vacío

W_2 = peso del picnómetro con mineral

W_3 = peso del picnómetro con mineral y agua

W_4 = peso del picnómetro con agua

Los resultados correspondientes son presentados en la tabla 3.3, [15].

Tabla 3.3 Gravedad Específica del Mineral de Cobre

PRUEBA	PESOS (gr)				PARCIAL
	W1	W2	W3	W4	
P1	33.33	60.11	46.98	66.97	2.01031
P2	33.33	60.10	48.71	69.01	2.37713
P3	33.32	60.11	42.33	65.51	2.49584
G.E. (gr/cc) Promedio					2.29443

3.5 Análisis químico del mineral de cabeza

El análisis químico del mineral de cabeza lo proporciono la mina, los resultados son los siguientes:

Tabla 3.4 Análisis Químico de mineral de Cabeza de Cu

RESULTADO ANALISIS QUIMICO			
ELEMENTO	(%)	ELEMENTO	(%)
Al	0.03418	Mn	0.02105
Sb	0.12131	Mg	0.05100
As	0.37498	Mo	0.00008
Ag onz/tm	1.46124	Pb	0.24114
Be	0.00011	S	41.3000
B	0.00567	K	0.04152
Bi	0.01012	Se	0.00510
Cd	0.00295	Si	0.00997
Ca	0.02530	Li	0.00007
Co	0.00037	Na	0.14031
Cu	1.281357	Tl	0.00035
Cr	0.00541	Ti	0.00068
Es	0.11491	V	0.00939
Fe	16.74281	Zn	0.29102
Hg	0.00450		

3.6 Equipos del laboratorio metalúrgico

3.6.1 Molino de bolas

Se uso un molino de bolas 9"x 9" de 60 RPM de velocidad, para muestras de un kilogramo, el peso total de la carga de bolas es de 11.0 kg. El cálculo de la Carga de de Bolas se presenta en la sección del Anexo tabla A.1. La distribución de bolas por tamaño, peso y N° de bolas en la tabla 3.5.



Figura 3.3 Molino de Bolas de Laboratorio 9" x 9"

Tiempo de moliendabilidad para este mineral de Cu es de 16.6 minutos, la curva de moliendabilidad figura 3.5 y cálculo del tiempo de moliendabilidad a 80% a -200m tabla 3.6.

Tabla 3.5 Distribución de bolas por tamaño, peso y N° de bolas

ϕ	W bola unitario	W parcial de carga de bola	N° de bolas
1 ½"	292.1	4,900	17
1"	221.4	4,800	22
¾"	28.3	900	32
½"	8.4	300	36
	Peso total de bolas	11,000gr	

3.6.2 Celda de flotación

La celda de flotación es una Denver modelo D-12 de laboratorio automatizada, figura 3.4. Este ha sido acondicionado para paleteo automático siendo controlado por un motor regulador de velocidad evitando el manipuleo manual, en cuanto a la altura de espuma este es regulado mediante una boya, reduciendo el ingreso de agua al pulpa al mínimo ya que este diluye a la pulpa y cambia las condiciones de flotación.

3.6.3 Equipos auxiliares

Los equipos que se usaron en estas pruebas de flotación han sido los siguientes:

- Medidor de pH y Potencial HANNA HI3131, con electrolito de referencia Ag/AgCl.
- Balanza de precisión Marca Sartorius de ± 4 decimales.
- Compresor de aire Ingersoll Rand, modelo 7515, De capacidad 175 PSI

3.7 Procedimiento de flotación



Figura 3.4 Celda de flotación automática experimental, controles de paletado y pesas para el control del nivel de pulpa, manómetro y flujómetro de aire, celda de flotación y dispositivo mecánico de paleta

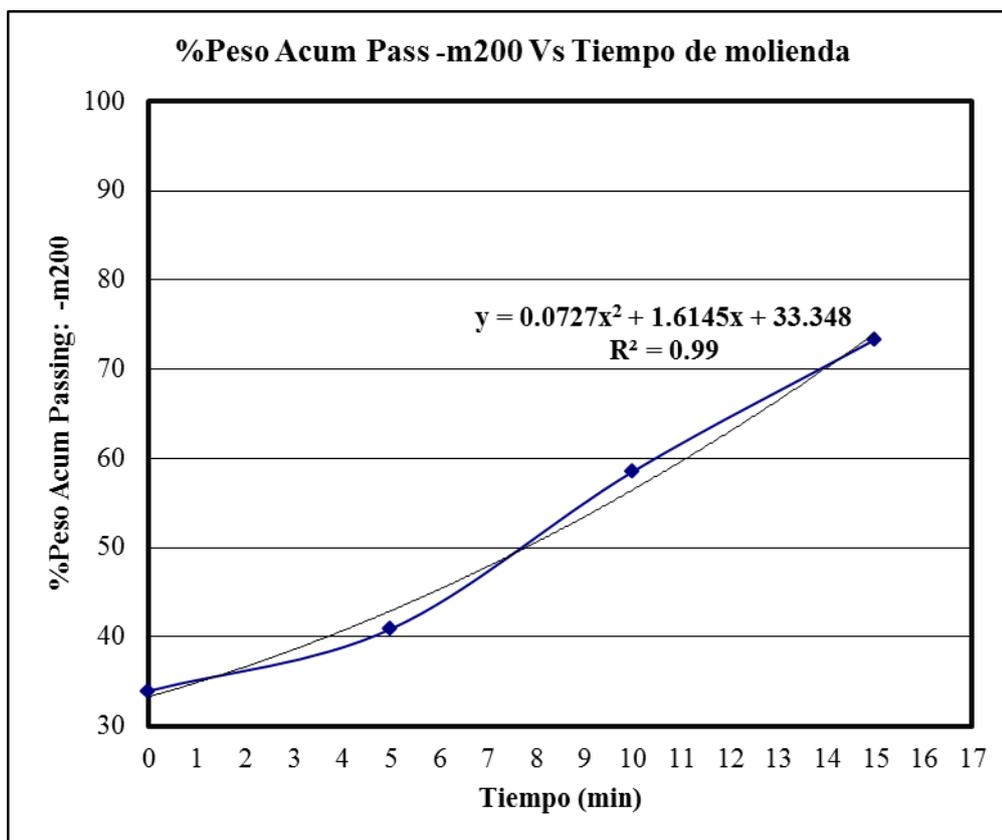


Figura 3.5 Curva de moliendabilidad

Tabla 3.6 Resultado de tiempo de moliendabilidad a 80%-200m

Para $y = 80$, obtenemos $t = 16.6$ min. (aproximadamente)

X	Y
13	66.623
14	70.200
15	73.923
16	77.791
16.6	80.182
17	81.805
18	85.964

Los siguientes procedimientos efectuados para las pruebas de flotación ro Cu:

1. Se molió el mineral de Cu en un molino de bolas de 9" x 9" por el tiempo determinado de 16.6 minutos.
2. La dilución es de 2:1 con 66% de sólidos. En la molienda se agrega NaCN al 1% 16 cc, un peso de cal 2.0 gr para llegar al pH 10.8 adecuado de flotación.
3. Se vacía el mineral molido a la celda de flotación de capacidad de 2.4 l, luego se comienza a agitar y se mide si esta 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.
4. Una vez alcanzado el pH se agrega los reactivos colectores, espumantes y reguladores. Hecho esto se comienza a medir el tiempo de acondicionamiento 2 minutos. Coloca la bandeja para recoger el concentrado rougher Cu.
5. Después del tiempo de acondicionamiento de 2 min, 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 retirada por la paleta automática. Tomar en cuenta la medición del tiempo de flotación cuando la espuma comience a caer a la fuente.

6. Durante el transcurso del tiempo de flotación que es de 8 minutos, el retiro de la espuma mineralizada se realiza por un paleteo automático este minimiza la intervención manual como consecuencia se disminuye el error humano. Mantener la frecuencia del paleteo a 15 por minuto durante toda la prueba de flotación. En Anexos manual de operatividad de la celda de flotación automática experimental.
7. El nivel de la pulpa debe ser mantenido agregando agua adicional pero con el mismo pH(lechada de cal) lo mínimo necesario y con el mismo pH de la pulpa, figura 3.6 y 3.7.
8. Terminado el tiempo de flotación, cerrar el paso del aire. Finalmente, cortar la agitación y limpiar adecuadamente el equipo.
9. Filtrar los concentrados rougher Cu y relave rougher Cu en el filtro de vacío, debidamente identificados.
10. Secar los productos filtrados en estufa a una temperatura entre 100° - 110°C.
11. Pesar cada producto de la prueba de flotación y pulverizar para enviar a análisis químico (100% -180# ASTM).
12. Enviar a análisis químico cada producto por Cu, Fe, Ag y As.

La figura 3.8 muestra el Plan de Trabajo con mineral de Cu

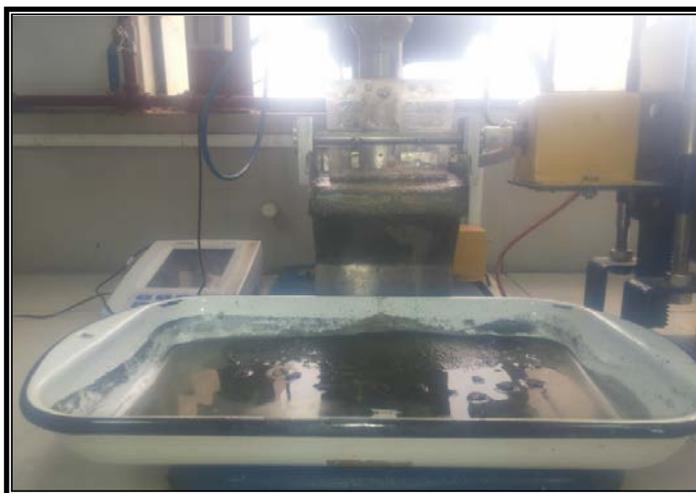


Figura 3.6 Flotación rougher Cu

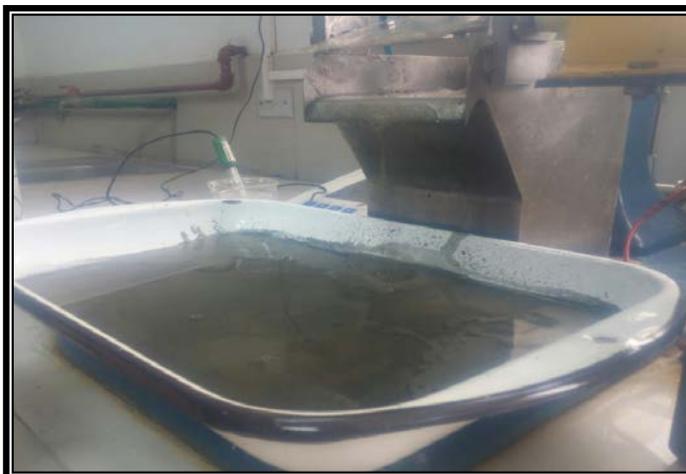


Figura 3.7 Concentrado rougher Cu

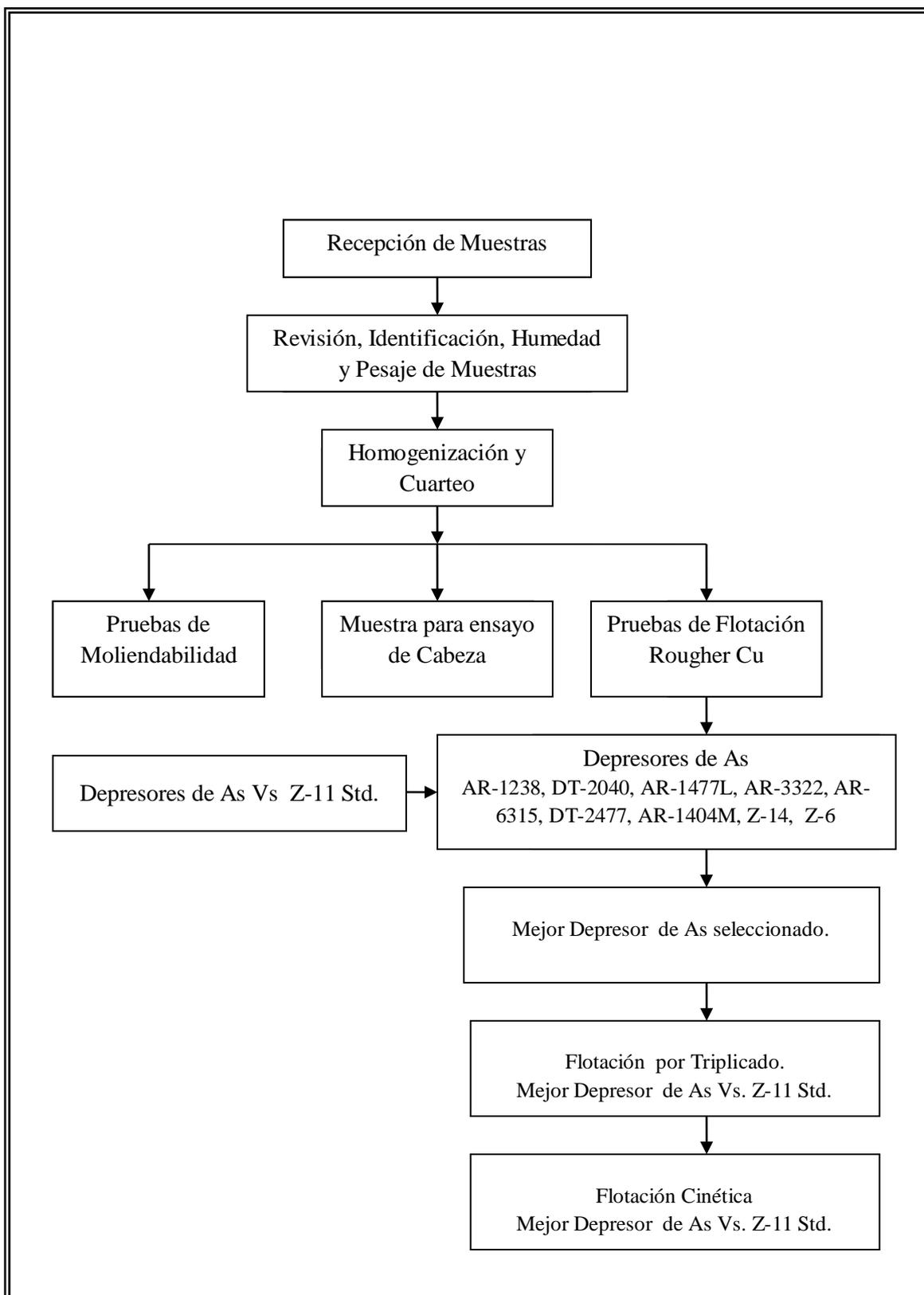


Figura 3.8 Plan de trabajo con mineral de cobre

CAPÍTULO IV

PRUEBAS DE FLOTACIÓN A NIVEL DE LABORATORIO

4.1 Introducción

Al realizar las pruebas de flotación rougher Cu a nivel de laboratorio se analiza la función respuesta que frecuentemente son las recuperaciones y los desplazamientos. Algunas veces ocurre que se dan altas recuperaciones pero con un grado de concentrado muy bajo, en este aspecto hay que tener cuidado. Por lo tanto en metalurgia lo más importante es lograr las mejores recuperaciones pero con el mejor grado de concentrado. El Factor Metalúrgico (FM) que es un número adimensional y que resulta la multiplicación del Ley del Concentrado por la Recuperación y dividido entre la Ley de Cabeza ayuda en la elección del reactivo depresor de As. A mayor FM será la mejor flotación. Aunado a este concepto del FM, también se considera la alternativa de la Suma Ley del concentrado más la Recuperación/Desplazamiento que resulta un número adimensional importante en la evaluación. Los resultados numéricos de ambos conceptos indicaran el mejor Depresor del As. En cuanto los elementos valiosos las recuperaciones y leyes deberán estar aceptables debido al mínimo efecto de este depresor en la flotación del rougher Cu. Por lo tanto estos

resultados son importantes para la toma de decisiones. Estos conceptos mencionados se aplicaron y se comprobaron por las pruebas efectuadas. El desarrollo de estas pruebas es la de adicionar un depresor de As al Z-11 Std. que no afecte la performance metalúrgica actual, manteniendo o mejorando la recuperación y ley del Cu y la Ag comparado con el Z-11 Std.. Con este fin se realizó pruebas con reactivos depresores seleccionando el más adecuado, este es el primer paso. El segundo paso es realizar por triplicado pruebas confirmatorias con las mismas condiciones de las primeras pruebas preliminares. Y el tercer y último paso es la de realizar pruebas de flotación en cinética cuyo objetivo es de observar el comportamiento del referido depresor de As en el tiempo comparado con el Z-11 Std.

4.1.1 Flotaciones rougher Cu para seleccionar el depresor de As

Los reactivos que tienen cualidades depresoras de As seleccionados para estas pruebas fueron los siguientes: AR-1238, DT-2040, AR-1477L, AR-3322, AR-G315, DT-2477, AR-1404M, Z-14, Z-6. La figura 4.1 presenta el esquema de flotación rougher Cu y pruebas triples y la tabla 4.1, vienen a ser el resumen de los Balances Metalúrgicos de las pruebas efectuadas con los diversos reactivos depresores de As, y la tabla 4.2 vienen a ser las condiciones de flotación rougher Cu.[15] Los Balances Metalúrgicos y Análisis Químicos de estas pruebas se encuentran en el capítulo de Anexo tabla A3 y tabla A4 respectivamente.

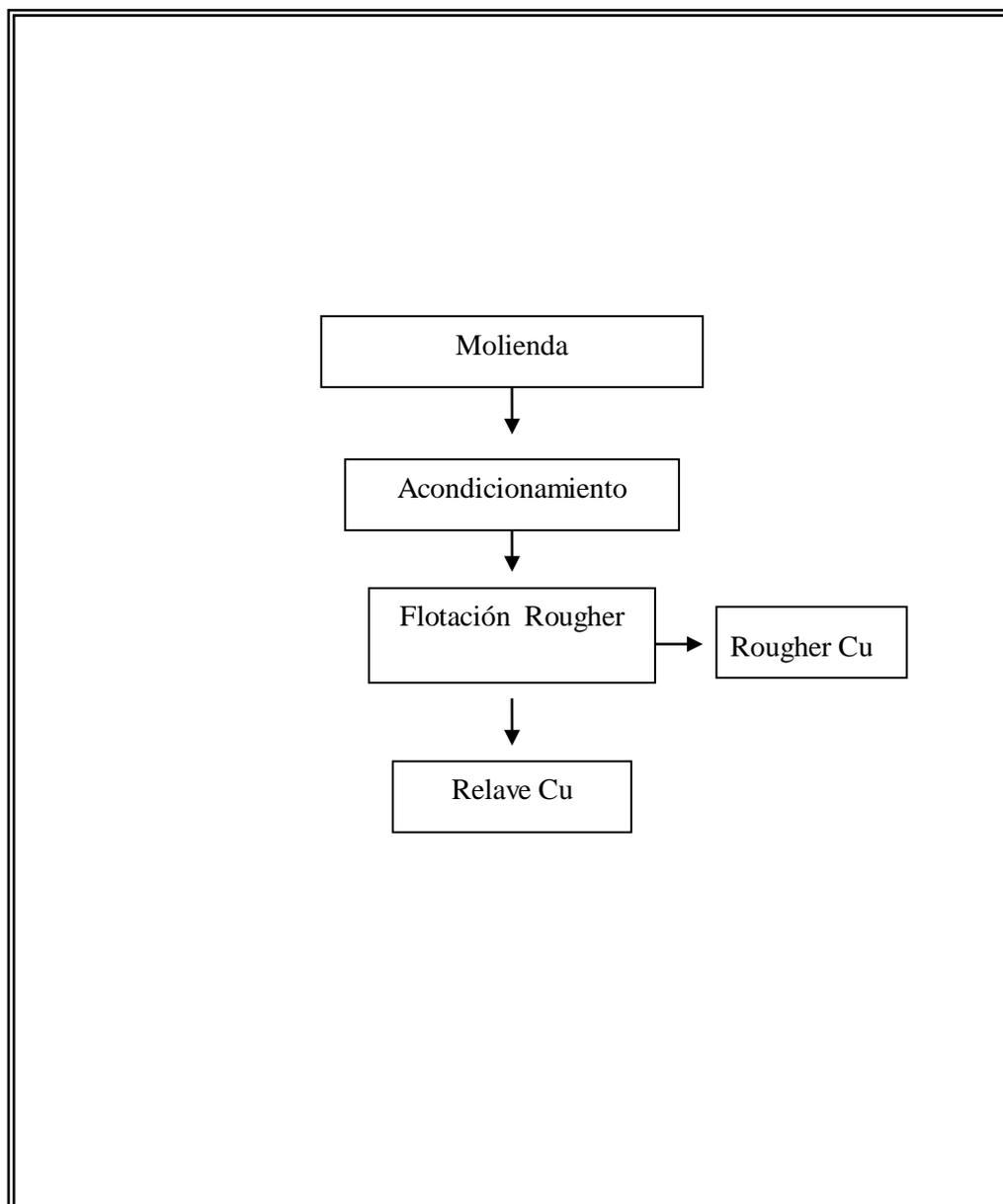


Figura 4.1 Esquema flotación rougher Cu y de las pruebas triplicadas

Tabla 4.1 Resumen de los Balance Metalúrgicos de las pruebas efectuadas con reactivos Depresores de As

Prueba N°	Reactivos	N°	% Peso	ENSAYES				% RECUPERACIONES				Sum As	Sum Cu	FM Cu	Calificación
				Ag Oz/TM	Cu %	Fe %	As %	R.Ag	R.Cu	D.Fe	D.As				
				Prueba STD	Z-11 STD	0	23.69	5.02	4.73	6.95	1.37				
Prueba No 01	Z-11	1	23.69	5.02	4.73	7.06	1.37	83.0	90.2	10.1	91.40	92.77	94.91	343.2	Estandar
Prueba No 02	AR-1238	2	22.11	5.11	4.84	9.42	1.40	80.6	88.4	12.9	92.98	94.38	93.25	353.6	No
Prueba No 03	DT-2040	3	22.68	5.63	5.04	8.11	1.40	82.5	90.8	11.1	87.25	88.65	95.83	363.4	Primero
Prueba No 04	AR-1477L	4	20.26	5.69	5.78	9.10	1.68	78.8	89.1	11.2	91.43	93.11	94.86	391.7	Tercero
Prueba No 05	AR-3322	5	20.60	5.63	5.66	8.70	1.66	78.9	90.2	11.4	93.49	95.15	95.83	394.7	Segundo
Prueba No 06	AR-G315	6	17.61	6.01	6.36	7.30	1.95	75.4	88.3	7.6	91.24	93.19	94.67	442.8	Cuarto
Prueba No 07	DT-2477	7	17.55	6.04	6.30	9.32	1.88	74.1	88.2	10.0	90.91	92.79	94.47	442.9	No
Prueba No 08	AR-1404M	8	15.26	7.29	7.00	9.00	2.12	72.0	86.3	8.5	88.42	90.54	93.31	488.1	Verificar
Prueba No 09	Z-14	9	15.23	6.04	6.50	14.54	1.92	68.0	84.2	13.3	87.3	89.26	90.65	464.9	Debil
Prueba No 10	Z-6	10	13.85	6.72	7.86	17.54	2.28	67.9	86.9	14.9	90.2	92.44	94.79	545.6	Verificar

Tabla 4.2 Condiciones de Molienda y Flotación de las pruebas efectuadas con reactivos Depresores de As

REACTIVOS		Z-11 STD		Z-11		AR-1238		DT-2040		AR-1477L		AR-3322		AR-G315		DT-2477		AR-1404M		Z-14		Z-6	
Etapa	Parámetros	STD		Test 1		Test 2		Test 3		Test 4		Test 5		Test 6		Test 7		Test 8		Test 9		Test 10	
		gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc	gr/t	cc
MOLIENDA																							
80% m-200	Mineral (kg)	1000		1000		1000		1000		1000		1000		1000		1000		1000		1000		1000	
	H ₂ O (ml)	500		500		500		500		500		500		500		500		500		500		500	
	Cal gr / pH	2	gr	2	gr	2	gr	2	gr	2	gr	2	gr	2	gr	2	gr	2	gr	2	gr	2	gr
	NaCN (g/t)	160	16	160	16	160	16	160	16	160	16	160	16	160	16	160	16	160	16	160	16	160	16
	pH	10.80		10.80		10.80		10.80		10.80		10.80		10.80		10.80		10.80		10.80		10.80	
	Tiempo (min)	18		18		18		18		18		18		18		18		18		18		18	
ROUGHER Cu																							
	Cal (g)	2		2		2		2		2		2		2		2		2		2		2	
	Z-11 (g/T)	40	4.0	40	4.0	40	4.0	40	4.0	40	4.0	40	4.0	40	4.0	40	4.0	40	4.0	0	0.0	0	0.0
	Colector	0	0.0	0	0.0	0	0.0	0	0.0	0	0.0	0	0.0	0	0.0	0	0.0	0	0.0	40	4.0	40	4.0
	MIBC	6	gotas	6	gotas	6	gotas	6	gotas	6	gotas	6	gotas	6	gotas	6	gotas	6	gotas	6	gotas	6	gotas
	pH																						
	Depresores As	0		0		3gotas																	
	Tiempo Acon. (min)	2		2		2		2		2		2		2		2		2		2		2	
	Tiempo Flot. (min)	8		8		8		8		8		8		8		8		8		8		8	

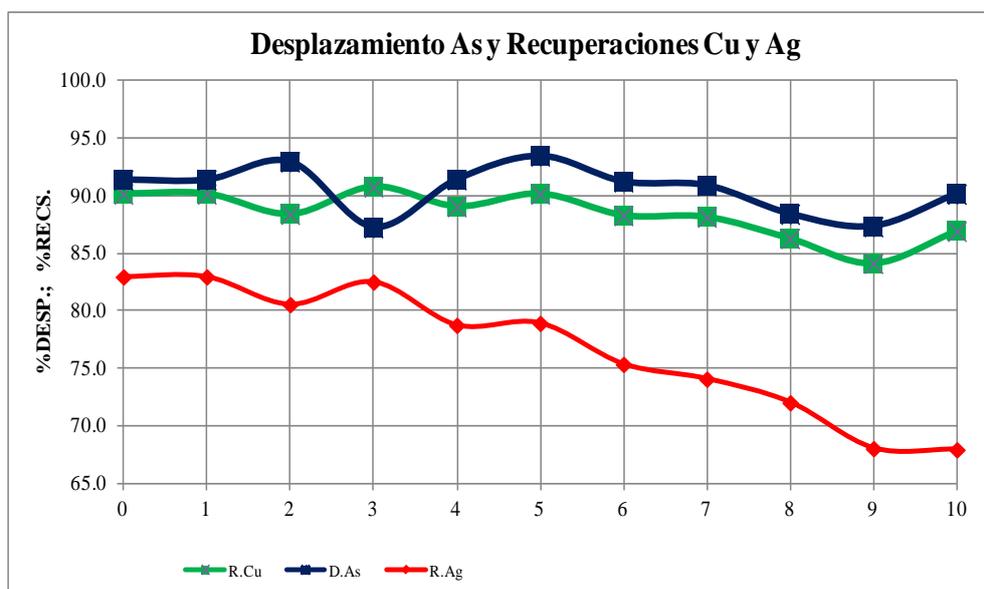


Figura 4.2 Desplazamiento As; Recuperaciones Cu, Ag Vs N° Prueba

Según la figura 4.2 se observa que el reactivo depresor DT-2040 que es la Prueba N° 3 es el que presenta la más notable baja en el desplazamiento de As. Comparado con el Z-11 Std. el DT-2040 resulta menor al 90% de desplazamiento de As. El DT-2040 es igualado en el As por el Z-14, prueba N° 9 sin embargo la performance metalúrgica del Cu y la Ag bajan marcadamente comparado con el Z-11 Std. como se observara en las siguientes figuras, lo mismo se afirma con respecto a los otros reactivos.

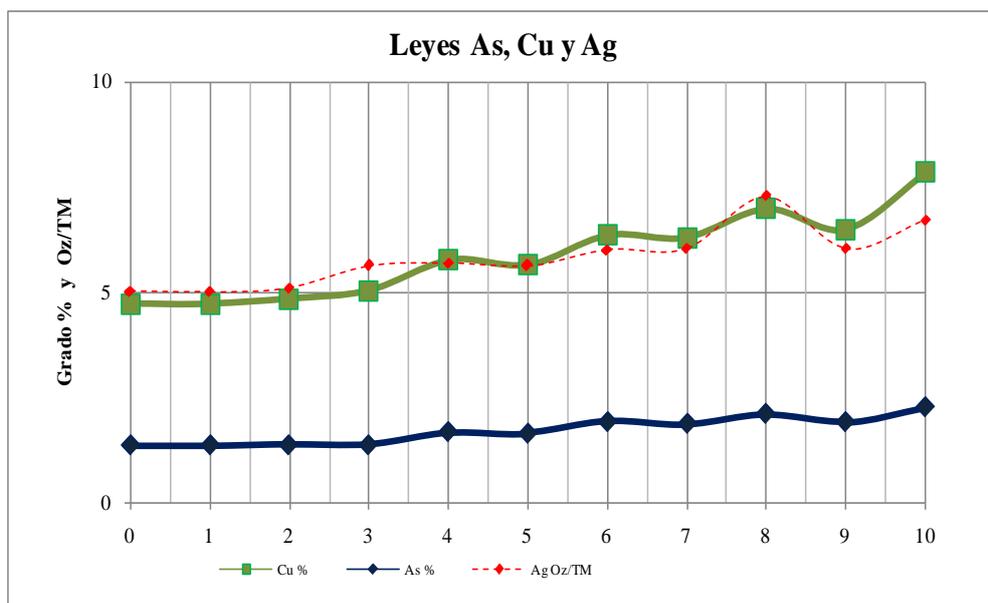


Figura 4.3 Leyes de Cu, Ag y As Vs Nº Prueba

De la figura 4.3 claramente se nota que la Ag y el Cu presentan un grado aceptable con este depresor DT-2040 comparado con el Std. Z-11 y está dentro de los objetivos del depresor de As para este mineral de Cu que tanto la ley y la recuperación deberían mantenerse o de mejorarse en el Cu y la Ag.

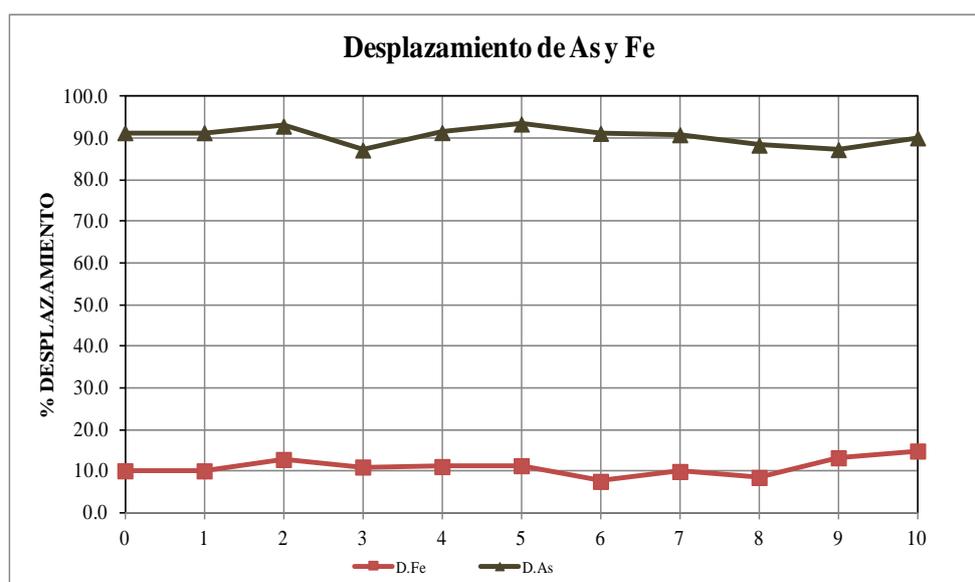


Figura 4.4 Desplazamiento As y Fe Vs Nº Prueba

En esta figura 4.4 se aprecia que la prueba N° 3 que es el DT-2040 es el de menor desplazamiento de As y de igual de Fe en comparación con el Z-11 que es el Std. Con respecto a los otros reactivos evaluados se presentan igual o mayor desplazamiento de As y Fe con respecto al Z-11 Std.

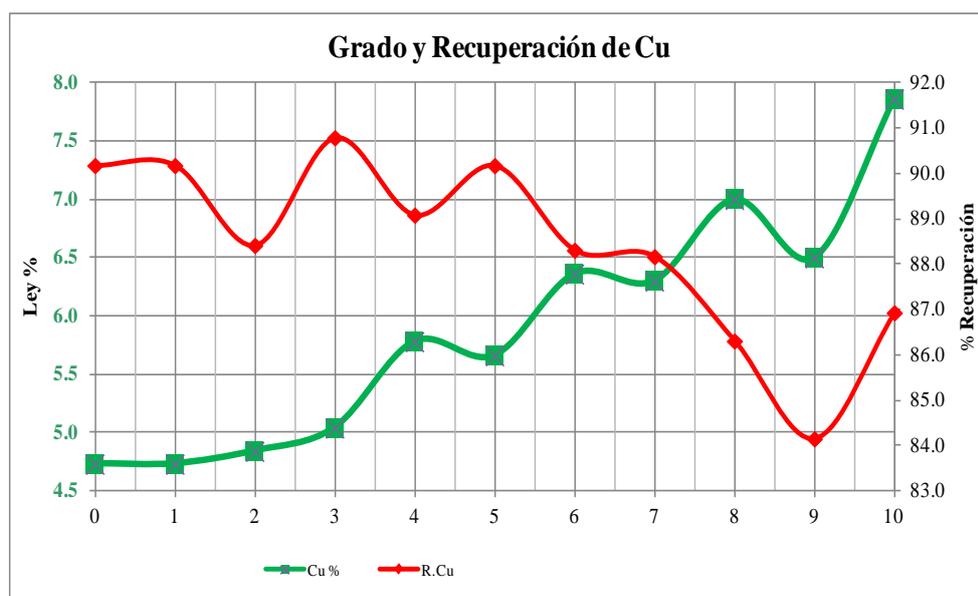


Figura 4.5 Ley, Recuperación de Cu Vs Nº Prueba

De esta figura 4.5 resulta claro que el DT-2040 de la prueba N° 3 presenta ley o grado de concentrado y recuperación de Cu aceptables comparado con el Z-11 Std., resultando el depresor adecuado. Comparado el Z-11 Std. con las otras pruebas (reactivos) evaluados se observa que a medida que la ley aumenta la recuperación de Cu va decayendo lo cual resulta desfavorable en estas pruebas.

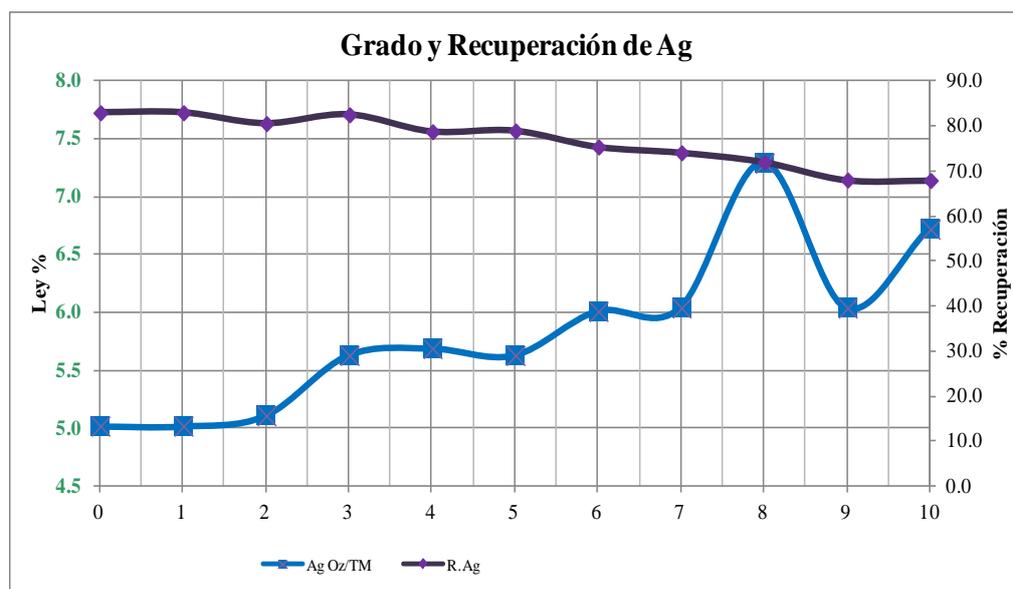


Figura 4.6 Ley, Recuperación de Ag Vs N° Prueba

Los resultados demuestran que la ley o grado de concentrado y la recuperación de Ag son aceptables comparado con el Z-11 Std para la prueba N° 3 correspondiente al DT-2040. Con respecto a las otras pruebas efectuadas en la mayoría de los referidos mejoran la ley de Ag pero la recuperación de Ag decae comparado con el Z-11 Std. según se observa en la figura 4.6.

Por lo tanto antes los resultados mostrados en la tabla 4.1 y las figuras analizadas hasta este momento se concluye que el DT-2040 es un Depresor de As adecuado para este mineral sulfuroso de Cu en base a las pruebas efectuadas.

4.1.2 Flotaciones rougher Cu de comprobación del depresor seleccionado de As DT-2040

La razón de realizar de esta prueba por triplicado de la flotación rougher de Cu es la de confirmar si efectivamente el DT-2040 presenta menor

desplazamiento de As comparado con el Std. Z-11, con respecto a las pruebas evaluadas inicialmente.

Tabla 4.3 Tabla Resumen: Ensayes, Recuperaciones, % Peso.

Promedio de balances triplicados

REACTIVOS	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				% PESO
	Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Z-11 Std	5.52	4.61	6.91	1.49	85.8	89.9	9.8	90.8	23.6
DT-2040	5.77	4.96	7.85	1.39	87.2	91.8	10.6	88.0	23.0

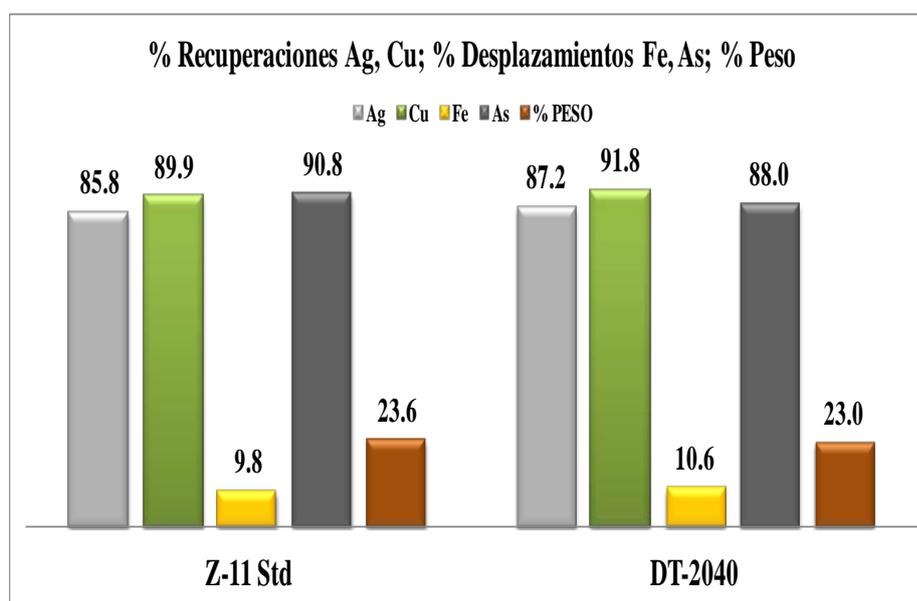


Figura 4.7 % Recuperaciones Ag, Cu; Desplazamiento Fe, As; % Peso
Z-11 Std. Vs DT-2040

Los resultados promediados de estas tres flotaciones muestran afirmativamente que el DT-2040 es de menor desplazamiento de As, la misma tendencia se observa en el desplazamiento de Fe además presenta recuperaciones aceptables de Cu y Ag, a la evaluación previa. Según la tabla 4.3, y la figura 4.7 correspondiente de las pruebas efectuadas. Los balances metalúrgicos de la flotación por triplicado y sus promedios ver tablas A.5 y

A.6, los análisis químicos de estas pruebas en la tabla A.7 se encuentran en el capítulo de Anexos.

4.1.3 Flotación rougher Cu cinética del Z-11 Std. versus el depresor de As DT-2040

La flotación cinética del rougher de Cu tiene como objetivo observar el comportamiento de la performance metalúrgica en la flotación tomando en cuenta especialmente el desplazamiento correspondiente al As y el Fe y el grado o ley y recuperación a través del tiempo de los elementos presentes en el concentrado rougher Cu, llegando hasta el punto del agotamiento de la espuma de flotación. En vista de los buenos resultados del depresor de As DT-2040 en las pruebas exploratorias-comparativas y las pruebas por triplicados comprobatorias, se procede a desarrollar la flotación rougher-Cu en cinética. Esquema de flotación cinética rougher Cu, fig. 4.18

4.1.3.1 Flotación rougher Cu en cinética: % desplazamiento acumulado

As, Fe

Las siguientes figuras muestran el comportamiento de la flotación en cinética del desplazamiento del As y el Fe en el rougher Cu del depresor de As DT-2040 versus el Z-11 Std.

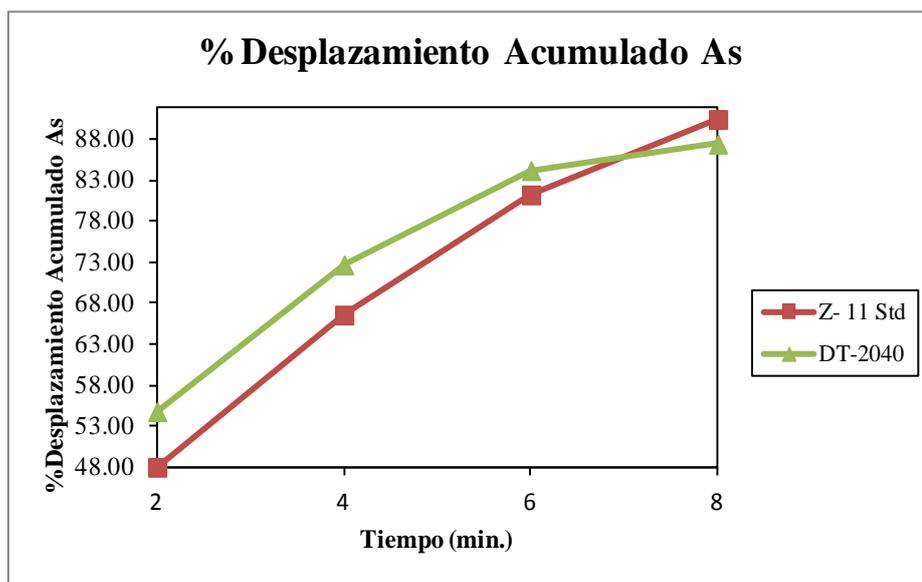


Figura 4.8 Flotación Cinética: % Desplazamiento Acumulado As Vs Tiempo

De esta figura 4.8 claramente se nota que en los dos primeros minutos hay un marcado desplazamiento de As, pero a medida que transcurre el tiempo hasta el tramo de 6-8 minutos la curva del desplazamiento tiende a linearse horizontalmente el depresor DT- 2040, desplazando hasta más de 83% de As en el rougher Cu. En cuanto al Z-11 Std. la curva de desplazamiento tiende a seguir creciendo con más de 88% de As presente en la flotación del rougher Cu. Comparando el Z-11 Std. y el depresor de As DT-2040, se observa de la figura que este último es el de menor desplazamiento de As con respecto al Std.

4.1.3.1.1 Modelo matemático de la cinética de flotación del As

Se aplica el modelo matemático desarrollado por García Zúñiga según la ecuación para la Flotación Batch en Cinética para el depresor de As

DT-2040 que está en función al desplazamiento acumulado del As versus el tiempo.

4.1.3.1.2 Cinética de Flotación por Garcia-Zuñiga, calculo de R_{∞} y k

Determinación de los valores de R_{∞} y k

$$R = R_{\infty} (1 - e^{-k.t})$$

Donde:

R : Recuperación acumulativa a tiempo t

R_{∞} : Recuperación de equilibrio a tiempo prolongado

k : Constante de velocidad de primer orden (min^{-1})

t : Tiempo de flotación acumulada (min)

Tabla 4.4 Desplazamiento Experimental As, Desplazamiento Calculado As

T min.	Desplazamiento Experimental As	Desplazamiento Calculado As	REACTIVO
2	54.80	74.52	
4	72.71	85.60	DT-2040
6	84.22	87.25	
8	87.45	87.50	

De acuerdo a la tabla 4.4 se determina la curva, la ecuación respectiva y el coeficiente de correlación de los datos del desplazamiento experimental del As usando la hoja de cálculo Excel. Se halla el R_{∞} máximo, según la ecuación del desplazamiento del As dada en el

gráfico de Excel de la figura 4.8 y tabla 4.4. También ver tabla completa de modelo de flotación del As, en Anexos en tabla A.8.

La ecuación determinada del desplazamiento experimental del As es:

$$Y = -3.6729X^2 + 29.31X + 29.065$$

Maximizando la ecuación

$$dX/dY = -7.35X + 29.31$$

$X_{\text{maximizando}} = 3.99$, reemplazando en la ecuación de la curva.

$$Y_{\text{maximizando}} = R_{\text{max}} = R_{\infty} = 87.54$$

El coeficiente de correlación es k este es la constante de velocidad de primer orden = 0.952719212.

Reemplazando el R_{∞} y k en la ecuación de la cinética de flotación por García Zúñiga obteniéndose el modelo cinético para la flotación del As.

Modelo Matemático de la Cinética de Flotación del As:

$$R = 87.54 (1 - e^{-0.95t})$$

Donde:

R = Desplazamiento acumulado en el tiempo t del As

$$R_{\infty} = 87.54$$

$$k = 0.95$$

t = Tiempo de flotación acumulado en minutos

La siguiente figura 4.9 se presenta primeramente la curva del desplazamiento experimental del As que resulta ser los puntos del desplazamiento acumulado obtenidos de la flotación cinética rougher Cu. Y la segunda curva cuyos puntos son determinados por el modelo matemático cinético de la flotación del rougher Cu para el As.

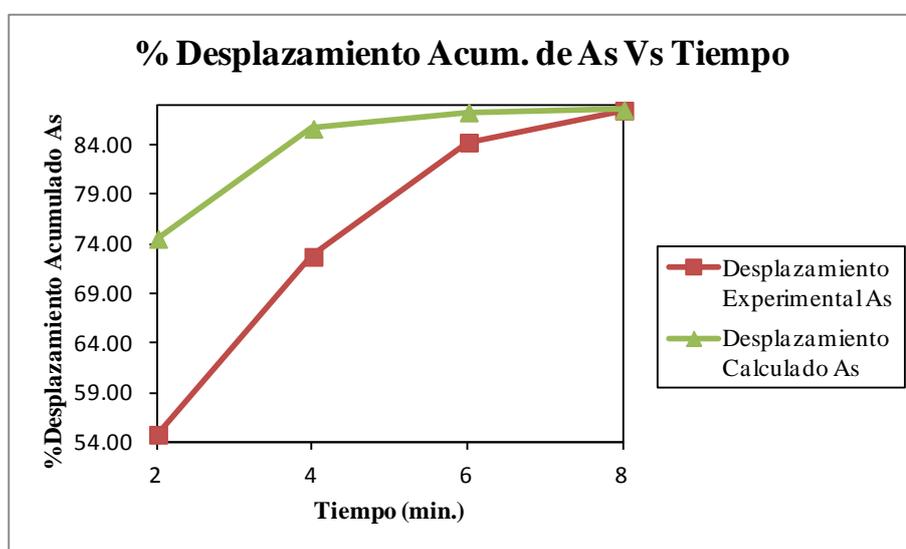


Figura 4.9 % Desplazamiento Acumulado As Vs Tiempo

El comportamiento de la curva por el modelo matemático está evidenciando que esta de acorde con la curva del desplazamiento experimental, ambas curvas tienen cierto paralelismo inicialmente llegándose a unir al octavo minuto según se observa en la figura.

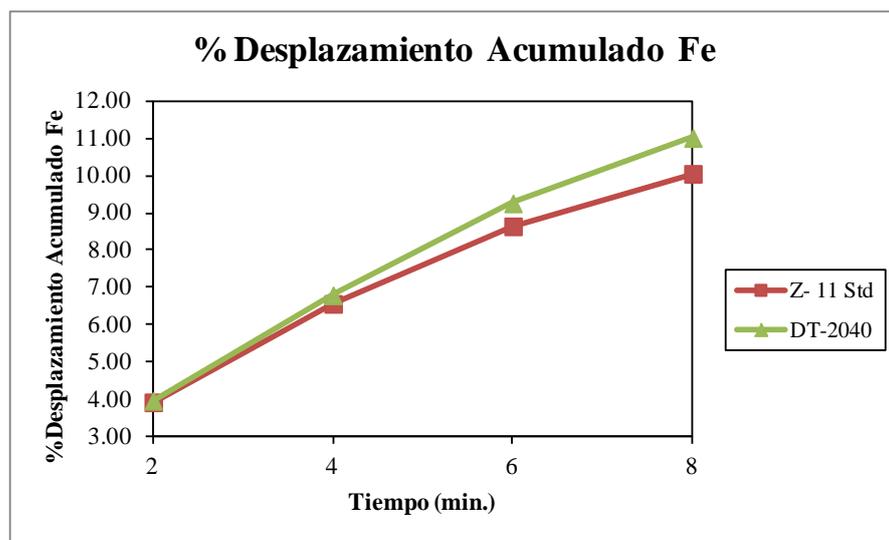


Figura 4.10 Flotación Cinética: % Desplazamiento Acumulado Fe Vs Tiempo

De la figura 4.10 se observa el desplazamiento de Fe del depresor de As DT-2040, que se mantiene en constante crecimiento hasta finalizar el tiempo de flotación en más del 11% de Fe comparado con el Std. Z-11. En cuanto la curva de desplazamiento del Z-11 Std. este tiende a linearse horizontalmente para los últimos minutos de flotación, resultando ser de menor desplazamiento de Fe en alrededor del 10%, tal como se aprecia en la figura.

4.1.3.2 Flotación rougher Cu en cinética: % recuperación

acumulado Cu, Ag

Las siguientes figuras muestran el comportamiento de la recuperación acumulado del Cu y la Ag de la flotación del rougher Cu en cinética

en función del tiempo del depresor de As DT-2040 comparado con el Z-11 Std.

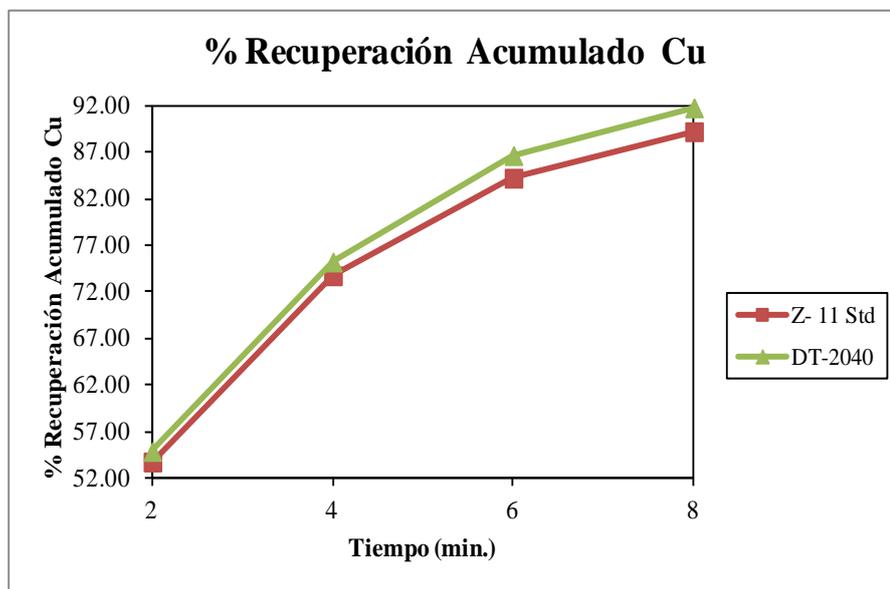


Figura 4.11 Flotación Cinética: % Recuperación Acumulado Cu Vs Tiempo

Se observa de la figura 4.11 que el DT-2040 a medida que va transcurriendo el tiempo de la flotación del rougher Cu va mejorando la curva de la recuperación llegando obtenerse más del 91% de Cu. En comparación con el Z-11 Std esta curva tiene la misma forma de la curva de recuperación del DT-2040 pero es inferior en la recuperación de Cu llegando a menos del 90% de Cu.

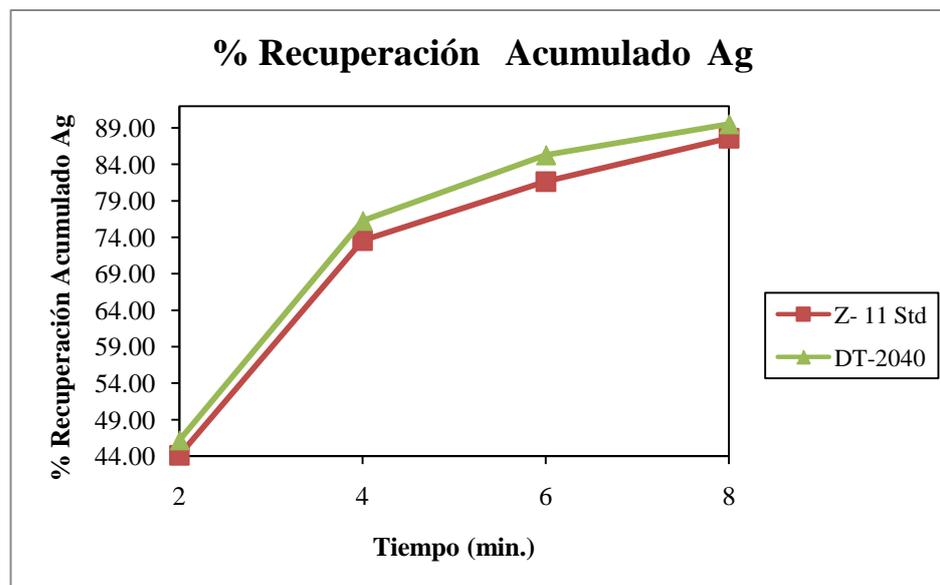


Figura 4.12 Flotación Cinética: % Recuperación Acumulado Ag Vs Tiempo

Según la figura 4.12 se observa de la curva recuperación acumulada de la Ag en el depresor de As DT-2040 que en el transcurso del tiempo de flotación llega a recuperar 89% de Ag. En cuanto a la curva de recuperación del Z-11 Std. se aprecia que a medida que pasa el tiempo de flotación tiende a recuperar un poco más del 84% de Ag, resultando este inferior al DT-2040.

4.1.3.3 Flotación rougher Cu cinética: grados acumulados As, Fe, Cu y Fe

Los siguientes gráficos muestran la cinética de flotación comparativa de los grados o leyes de As, Fe, Cu y Ag en la flotación de rougher Cu

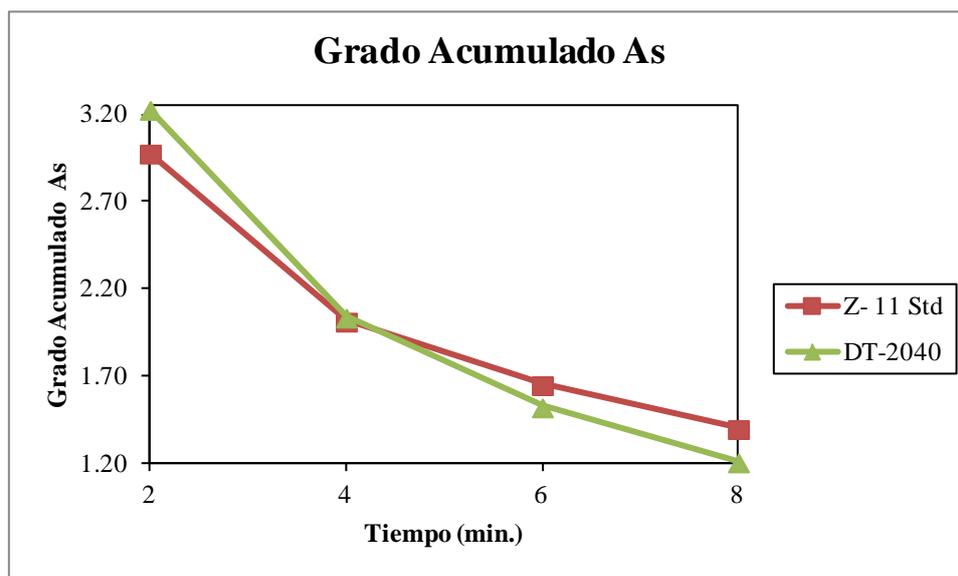


Figura 4.13 Flotación Cinética: Grado Acumulado As Vs Tiempo

El depresor de As DT-2040 obtiene mejor grado de As inicialmente, para el último minuto de flotación este llega a ser el de menor grado de 1.21% de As comparado con el Std. Z-11 que llega a 1.40 mayor, según se observa en la figura 4.13.

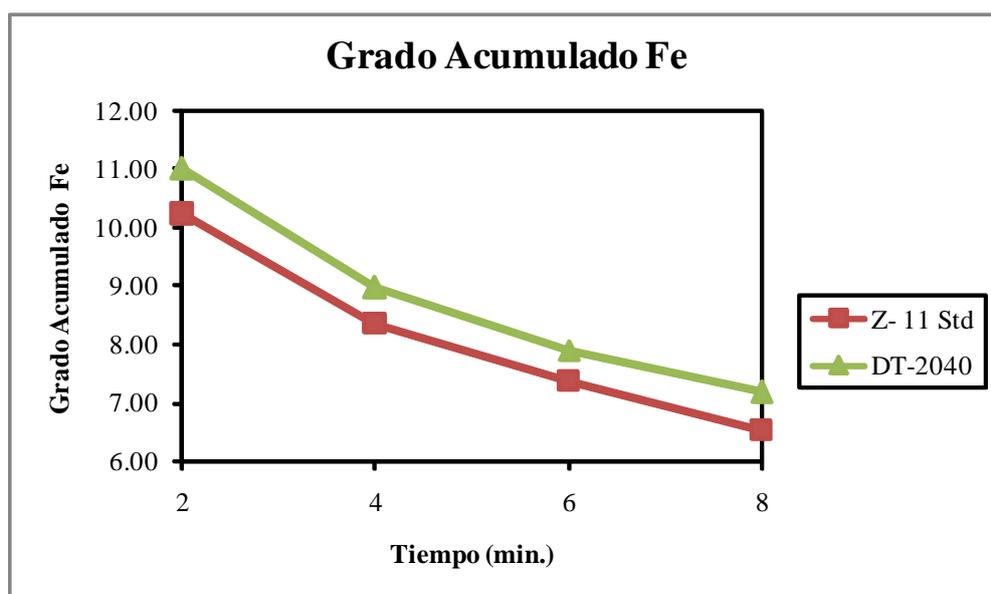


Figura 4.14 Flotación Cinética: Grado Acumulado Fe Vs Tiempo

El comportamiento del depresor de As DT-2040 muestra mejor grado de Fe con respecto al Z-11 Std., ambas curvas se notan muy semejantes siendo este último de menor grado de Fe, según la figura 4.14.

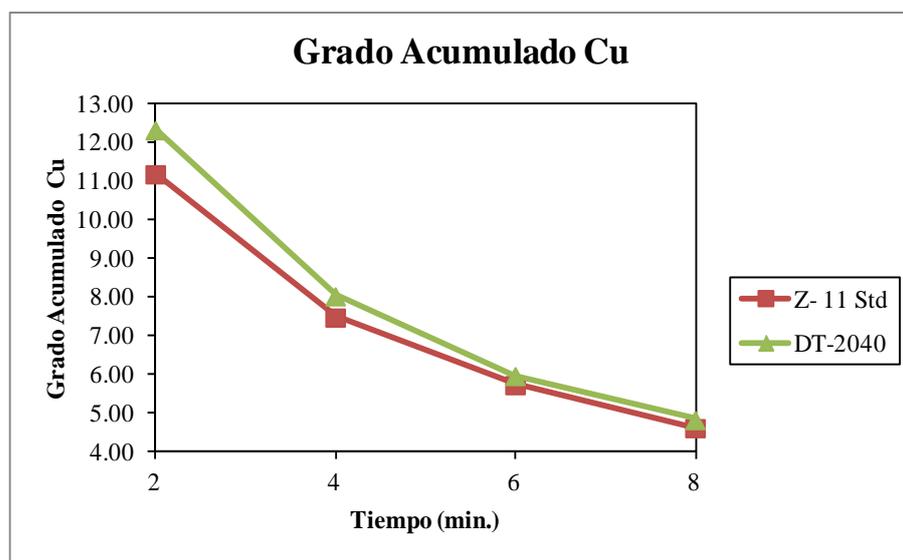


Figura 4.15 Flotación Cinética: Grado Acumulado Cu Vs Tiempo

Según la figura 4.15 el DT-2040 se obtiene un buen grado de Cu durante los dos primeros minutos para luego ser alcanzado cercanamente por el Z-11 Std. al final del tiempo de flotación.

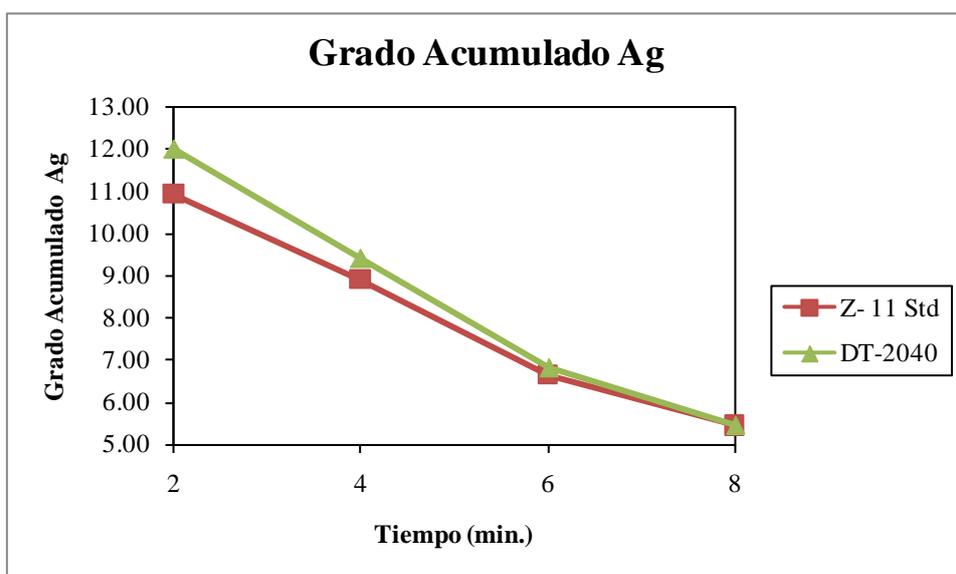


Figura 4.16 Flotación Cinética: Grado Acumulado Ag Vs Tiempo

El DT-2040 empieza con un buen grado de Ag manteniéndose hasta el final de la flotación, en cuanto al Std. Z-11 llega al final pero cercanamente al DT-2040, figura 4.16.

4.1.3.4 Resumen de Flotación Rougher Cinética Depresor DT-2040

De las pruebas en cinéticas efectuadas el DT-2040 deprime el As efectivamente en la flotación rougher Cu, manteniendo en niveles aceptables las recuperaciones y leyes de Cu y Ag comparado con el Std. Z-11 Std.

Tabla 4.5 Tabla Resumen: Ensayes (Ro-Cu1), % Recuperación Acumulado, % Peso Acumulado

REACTIVO	ENSAYES(Ro-Cu1), %, * Onz/TM				% RECUPERACIÓN ACUMULADO				% PESO ACUM.
	Ag *	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Z- 11 Std	10.95	11.21	10.23	2.98	87.61	89.22	10.05	90.47	25.28
DT-2040	12.01	12.35	11.01	3.23	89.56	91.77	11.01	87.45	25.63

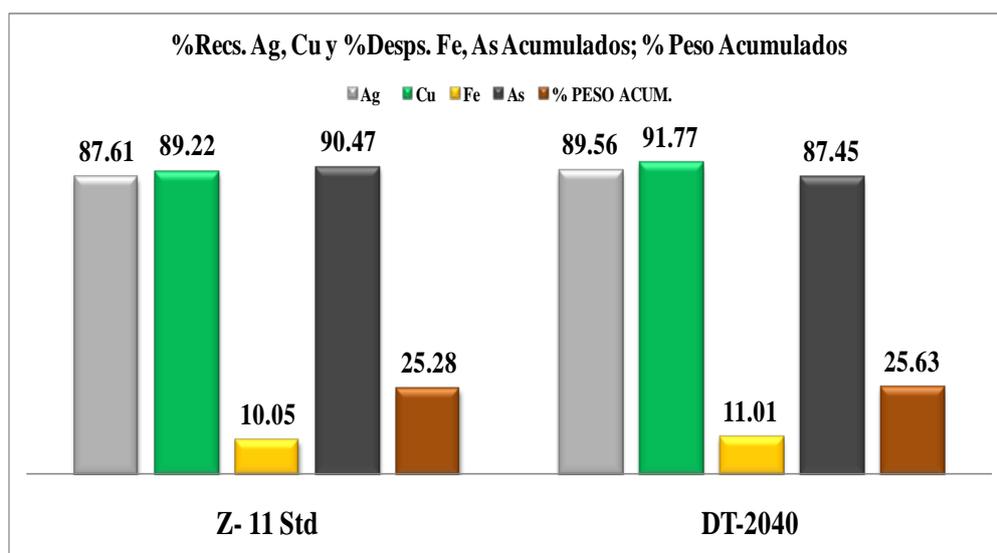


Figura 4.17 Z-11 Std. Vs DT-2040 – (% Recuperación Acumulado; % Peso Acumulado)

De todas las pruebas efectuadas en el Laboratorio Metalúrgico en la flotación rougher Cu se comprueba efectivamente que el depresor de As DT-2040 cumple con los objetivos de la performance metalúrgica de disminuir la presencia del As. Observándose también recuperaciones y leyes de Cu y Ag aceptables y de mínimo desplazamiento de Fe en el rougher Cu, esto repercutirá en las etapas de limpiezas del concentrado de Cu que dará como resultado la buena calidad y menor presencia de As recibiendo el beneficio económico por esta mejora. En la tabla 4.5 se aprecia el resumen de los balances metalúrgicos y en la figura 4.17 el comparativo de barras de la recuperación acumulado del referido rougher Cu. El balance metalúrgico, las condiciones de flotación y los ensayos químicos correspondientes de las pruebas en cinéticas se encuentra en Anexos tablas A9, A10 y A11.

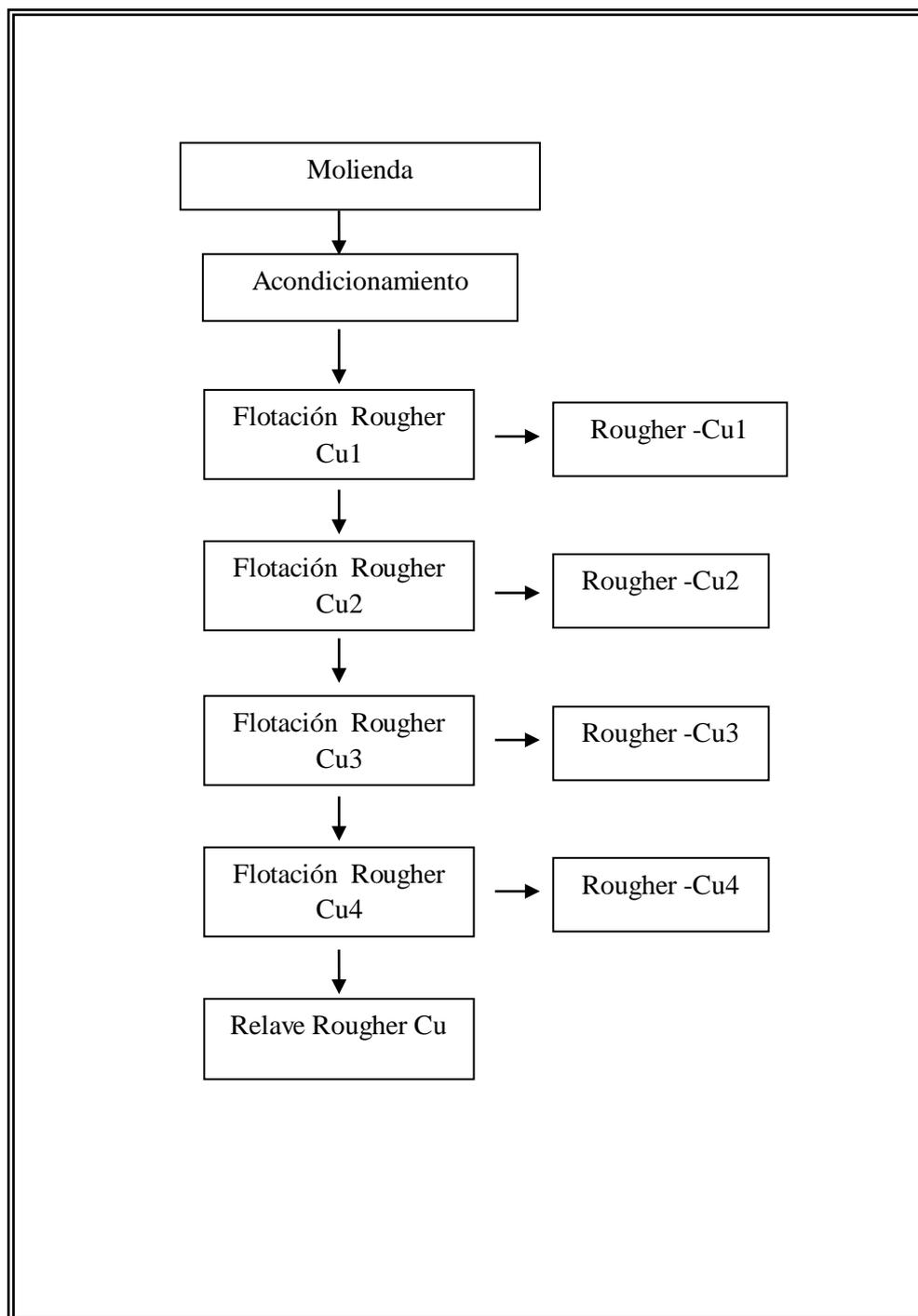


Figura 4.18 Esquema de flotación en cinética rougher Cu

CAPITULO V

PRUEBAS DE SEPARACIÓN DE CALCOPIRITA Y ENARGITA

EMPLEANDO EL DEPRESOR DE As DT-2040

5.1 Análisis de las pruebas de flotación separación calcopirita-enargita con pulpa de planta concentradora en laboratorio metalúrgico

Habiendo demostrado con las evaluaciones metalúrgicas anteriores sobre la flotación rougher Cu la buena performance metalúrgica del DT-2040 como depresor de As y con recuperaciones de Cu y Ag aceptables. Se procedió hacer un set de pruebas con diferentes dosificaciones del depresor de As DT-2040. Las pruebas consisten en realizar Separación Calcopirita-Enargita y para esto se tomó muestras de concentrado en pulpa de la planta concentradora específicamente en la sección Cleaner IA-IB-III directamente en el cajón de ingreso de la pulpa al banco de celdas Cleaner III, es de este banco que sale el Concentrado Final de Cu, estando operativa la planta normal, ver Flow Sheet de planta concentradora. Las condiciones de planta

concentradora de esta pulpa que ingresa al banco de celda Cleaner III, se presentan en la tabla 5.1 condiciones de concentrado Cleaner III de planta y en la tabla 5.2 las condiciones de flotación separación calcopirita-enargita en Celda de Flotación de Laboratorio Denver D-12, del laboratorio de la planta concentradora..

Tabla 5.1 Condiciones del concentrado Cleaner III de Planta Concentradora

Densidad de pulpa(gr/lit)	% Sólidos
1170	24

Tabla 5.2 Condiciones flotación separación calcopirita-enargita laboratorio metalúrgico de planta

Nº	Capacidad Celda(lit)	C.A.(gr)	Tiempo(min.)	Dosificaciones DT-2040 (gr/lit)
1	2.4	0.3	6	5
2	2.4	0.3	6	10
3	2.4	0.3	6	20
4	2.4	0.3	6	30
5	2.4	0.3	6	40
6	2.4	0.3	6	50

La pulpa fresca muestreada se le agregó 0.03grs de carbón activado acondicionándolo y luego se procede a flotar. Se usa el carbón activado para neutralizar reactivos presentes colectores, espumantes o sales solubles que sean posibles interferentes en la flotación de separación. Los resultados de las pruebas flotación separación calcopirita-enargita se muestran a continuación los balances metalúrgicos en las tablas 5.3 el DT-2040 Vs recuperación de calcopirita y la figura 5.1 respectivos.

Según el Balance Metalúrgico correspondiente a la Prueba N° 5 resulta ser la de mejor dosificación del DT-2040 a 40gr/ton manteniendo un desplazamiento de As en 19.7% con recuperaciones de Cu y Ag aceptables obteniéndose un buen concentrado de Cu calcopirítico, lográndose una aceptable separación Calcopirita-Enargita.

Tabla 5.3 Dosificación DT-2040 gr/ton, % Recuperación de Calcopirita

Prueba N°	DOSIFICACIÓN DT-2040 (gr/tm)	% RECUPERACIÓN CALCOPIRITA		
		Ag	Cu	As
1	5	90.8	83.1	79.4
2	10	89.2	80.1	67.8
3	20	87.9	77.3	46.2
4	30	87.0	75	29.3
5	40	86.7	73	19.7
6	50	86.0	71.5	19.3

Como se observa en la Tabla 5.3 a medida que se incrementa la dosis del DT-2040 va disminuyendo el desplazamiento de As. Llegando al óptimo a 40 gr/ton, pasada esa dosificación empieza a decaer el Cu y la Ag junto con el As.

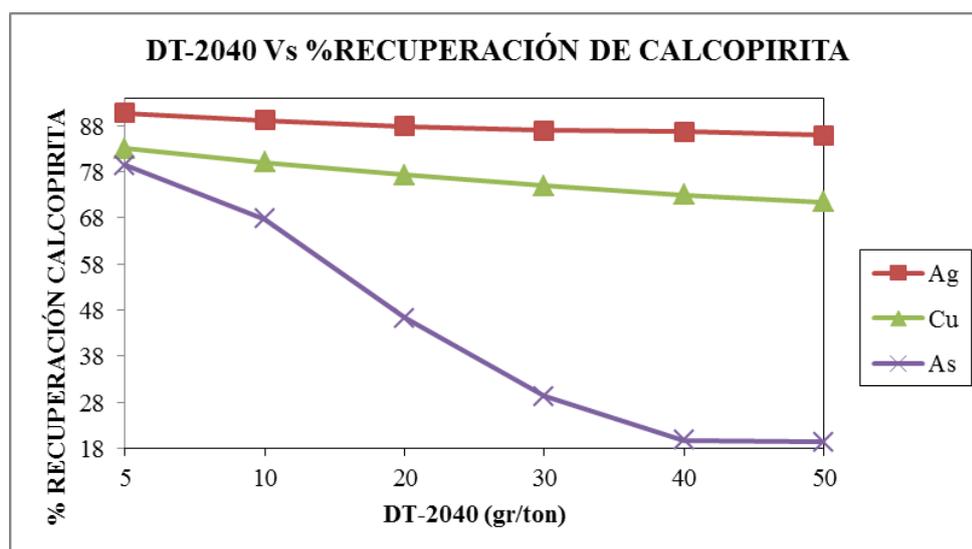


Figura 5.1 DT-2040 Vs Recuperación de Calcopirita

De esta figura 5.1 se observa el comportamiento del incremento de la dosis del DT-2040, en el tiempo inicialmente la recuperación del Cu y Ag es significativo para luego empezar a decaer llegándose a obtener una curva de horizontalidad para ambos elementos, por otro lado el desplazamiento del As tiende a ser constante a la dosificación de 40 gr/ton alrededor del 19%.

El concentrado de enargita con esta dosificación contiene alrededor del 80% de As. Llegando a obtener un buen grado de Cu y As en este último el desplazamiento es significativo comparado con el concentrado de calcopirita. A más dosis del DT- 2040 tiene la tendencia a decaer el Cu y la Ag pero con el desplazamiento de As este se incrementa. A continuación nótese los siguientes resultados de la tabla 5.4 y la figura 5.2 del concentrado enargita ante el efecto de la dosificación del DT-2040.

Tabla 5.4 Dosificación DT-2040 gr/ton, % Recuperación Enargita

Prueba N°	DOSIFICACIÓN DT-2040 (gr/tm)	% RECUPERACIÓN ENARGITA		
		Ag	Cu	As
1	5	9.2	16.9	20.6
2	10	10.8	19.9	32.2
3	20	12.1	22.7	53.8
4	30	13.0	25.0	70.7
5	40	13.3	27.0	80.3
6	50	14.0	28.5	80.7

De la tabla 5.4 se nota que al incrementar la dosis del DT-2040 decae la recuperación de la Ag y el Cu, pero aumentado el As en el concentrado de enargita.

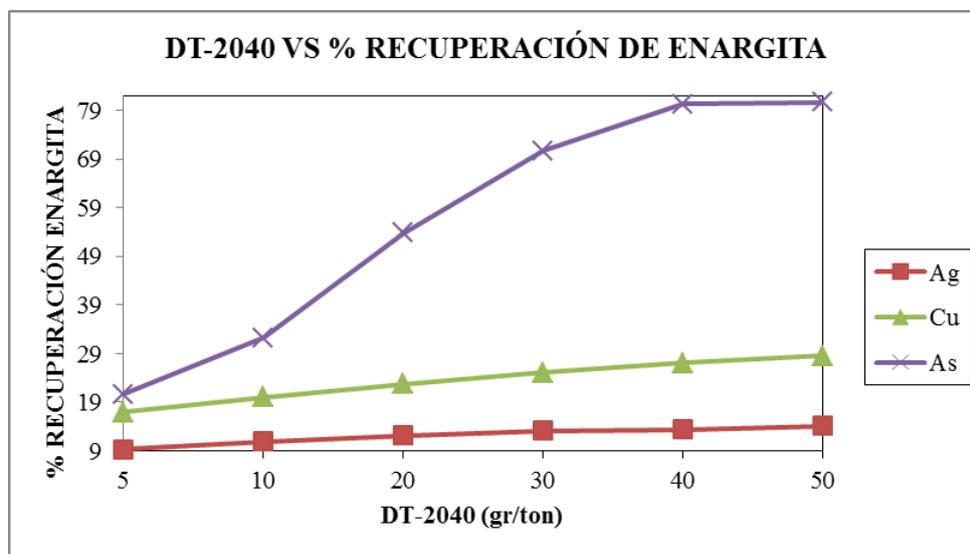


Figura 5.2 DT-2040 Vs Recuperación de Enargita

La figura 5.2 muestra que a medida que se incrementa la dosis del DT-2040 se eleva el desplazamiento del As hasta la dosificación de 40 gr/ton donde la curva tiene a ser constante. En cuanto a las recuperaciones de Cu y Ag estos no son mayores al 30, 15% respectivamente, también la curva en ambos elementos tiende a ser constante a 40 gr/ton. Ver los concentrados figuras 5.3 y 5.4.

De estas pruebas últimas se nota el buen efecto del DT-2040 en la mejora de la calidad del concentrado de Cu haciéndolo más Calcopiritico minimizando la presencia de As debido a la enargita con la dosificación adecuada. Los balances metalúrgicos de la flotación selectiva calcopirita-enargita dosificación y los ensayos químicos en Anexos tablas A12 y A13. Estos factores fueron motivo para que en Planta Metalúrgica se aplicara el DT-2040 y observar el comportamiento metalúrgico en el proceso. [8], [7]



Figura 5.3 Concentrado de calcopirita



Figura 5.4 Concentrado de enargita

5.2 Aplicación del depresor de As DT-2040 en Planta Concentradora

De los resultados obtenidos en las pruebas del DT-2040 en el Laboratorio Metalúrgico en la separación del concentrado Cu calcopirita-enargita, Superintendencia de Planta decidió realizar una corrida preliminar puntual aplicando el depresor de As DT-2040 en Planta Concentradora. Los resultados comparativos por día de esta corrida se muestran en la tabla 5.5 y la figura 5.5 respectivamente. El consumo y la concentración de los reactivos en planta se presentan en la tabla 5.6.

El balance metalúrgico en resumen mostrado en la tabla 5.5 indica claramente la diferencia en el concentrado de Cu con el Z-11 Std. y el depresor de As DT-2040 obteniéndose un concentrado de Cu calcopiritico limpio de muy bajo desplazamiento de As y Fe comparado con el Std.de planta que es con el Z-11 obtenido del día anterior. Con respecto al concentrado Cu enargitico, debido a la presencia de este mineral es que el desplazamiento de As es elevado. En ambos concentrados calcopiritico y enargitico los grados de Cu son significativos comparado con el concentrado Cu Std.

El concentrado de Cu calcopiritico con DT-2040 llega a obtener un buen grado de Cu y Ag debido a que este reactivo presenta cierta selectividad a los mencionados, en cuanto a las recuperación aparentemente este tiende a bajar el Cu y la Ag sin embargo es un concentrado más limpio de Cu ya que es notable la baja del desplazamiento de As que estando con 91.7% llega a bajar alrededor del 18.4% de As para este concentrado, una diferencia de 73% de As, comparado con el concentrado de Cu Std. del día anterior.

Tabla 5.5 Tabla resumen: Ensaye, % Recuperaciones Parciales, % Peso de los reactivos Z- 11 Std y DT-2040Cp, DT-2040 En.

Día Operativo: 30/08 – Z-11 Std.; 31/08 –DT-2040

CONCENTRADO	REACTIVOS/DIA	ENSAYES, %, *oz/tm				% RECUPERACIONES PARCIALES				% PESO
		*Ag	Cu	As	Fe	Ag	Cu	As	Fe	
Conc. Cu Std	Z-11 Std. (30/08)	4.31	26.17	8.27	20.69	60.18	88.94	91.76	7.52	5.52
Conc. Cu Calcop.	DT-2040 Cp. (31/08)	5.02	28.85	3.61	19.56	46.33	62.54	18.40	5.15	4.00
Conc. Cu Enargi.	DT-2040 En. (31/08)	2.80	32.32	26.93	12.63	8.54	23.11	45.28	1.10	1.32

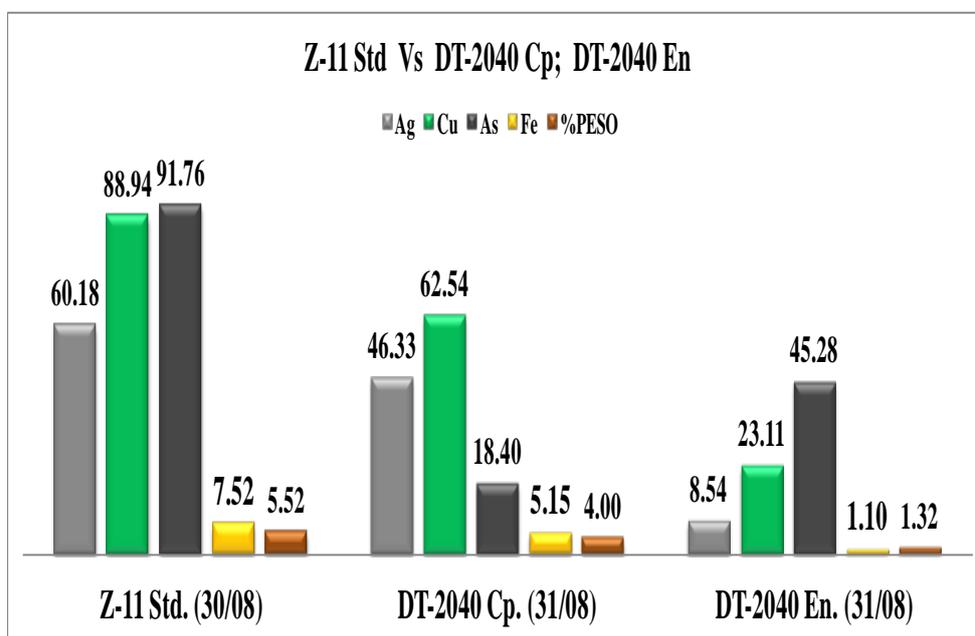


Figura 5.5 Z-11 Std. Vs DT-2040Cp; DT-2040 En – %Recuperación

Parcial; %Peso; Días Operativos: 30/08 – Z-11; 31/08 –DT-2040

Obsérvese también en la tabla 5.5 y la figura 5.5, el concentrado de Cu enérgico de buen grado de Cu, pero de baja recuperación de Cu, en cuanto al As este presenta grado y desplazamiento de elevados si lo comparamos con el concentrado de Cu calcopirítico y el concentrado de Cu estándar con el Z-11 en el grado del As.

La tabla 5.6 presenta los reactivos en uso en planta concentradora puntos de aplicación, concentración y consumo/dosificación.

Tabla 5.6 Reactivos de Planta Concentradora N° 1 Cu, Puntos de Aplicación, Concentración y Consumo

Flotacion Cu	Reactivo	Concentración	Consumo gt/ton
Molino de barras 7' x 12' - II	Bisulfito	25%	30.0
Molino de barras 7' x 12' - III	Bisulfito	25%	63.0
Molino de barras 7' x 12' - I	Bisulfito	25%	179.0
Molino de barras 7 x 12' - IV	Bisulfito	25%	130.0
Descarga Molino de Barras	Cianuro	10%	52.0
Acondicionador 20' x 20' - I	Z-11	10%	20.0
Acondicionador 20' x 20' - II	Z-11	10%	11.0
Acondicionador 20' x 20' - III	Z-11	10%	15.0
Rougher N° 2	Z-11	10%	10.0
Rougher N° 4	Z-11	10%	10.0
Rougher N° 5	Z-11	10%	13.0
Acondicionador 20' x 20' - I	MIBC	100%	8.0
Acondicionador 20' x 20' - II	MIBC	100%	29.0
Acondicionador 20' x 20' - II	MIBC	100%	17.0
Rougher N° 2	MIBC	100%	27.0
Rougher N° 4	MIBC	100%	6.0
Cajon de Bomba N° 8	C.A.	100%	30.0
Acondicionador 10' x 10'	DT-2040	100%	40.0

Con respecto a la aplicación del depresor de As DT-2040 en la Planta Concentradora se efectuó de la siguiente forma, primeramente se agregó carbón en pulpa en la descarga de espumas del banco de celda Cleaner II, esta espuma se recibe en el cajón de la bomba 8 para ser conducido a un tanque acondicionador 10' x 10' provisional preparado para esta ocasión. Es en este acondicionador que se agregó el depresor de As DT-2040, luego esta pulpa ya acondicionada ingresa al banco de celda Cleaner III las espumas de este banco de celda constituye el concentrado de Cu calcopiritico mientras que el “relave” llega a ser el concentrado de Cu enargitico. Ver el flow-sheet de la Planta Concentradora. Los resultados son concluyentes tanto por la

condiciones operativas de Planta que es posible, el beneficio económico de un concentrado de Cu más calcopirítico y por último este concentrado tiene menos contaminante de As.

Los balances metalúrgicos Std. normal operativo de planta para efecto comparativo desde el día 26/08, tabla A.14 hasta el día 30/08, tabla A.18. Por último la flotación de separación calcopirita-enargita del concentrado final Cu, efectuado en planta concentradora el día 31/08 tabla A.19 por la aplicación del depresor de As DT-2040. Los balances metalúrgicos mencionados ver en el capítulo correspondiente a Anexos

CAPITULO VI

ASPECTOS ECONÓMICOS

6.1. Consideraciones

Los aspectos económicos de un proceso constituyen una variable fundamental en la evaluación de su factibilidad y rentabilidad económica. En esta sección presentare la valorización de un concentrado de Cu con escenarios actual de 8% As, luego con 4% As y 3%As en el concentrado, hallando las ganancias respectivas en estos dos últimos. Luego analizo la valorización de los concentrados de calcopirita y enargita considerando la prueba de separación de los referidos efectuado en planta por efecto del DT-2040 en planta el día 31 de agosto del 2015 obteniendo la ganancia por comercialización por separado de los referidos concentrados. Y ultimo la posibilidad de la comercialización de un concentrado enargitico.

6.2 Evaluación económica de concentrados de Cu 9.39%As actual, 4%As y 3%As

Se presentan tres valorizaciones económicas:

1. Estado actual de 9.39%As
2. Reducción de As en concentrado de Cu a 4%
3. Reducción de As en concentrado de Cu a 3%

El desarrollo de las evaluaciones a continuación:

EVALUACIÓN ECONÓMICA MINA SIMULADA						
CIRCUITO DE COBRE PLANTA 01			ESTADO ACTUAL: 9.39 %As			
DATOS GENERALES						
PRODUCCION						
CABEZA						
		MENSUAL	ANUAL			
ALIMENTACION TMS		180000	2160000			
LEYES						
	Ag Oz/TMS	0.43	0.43			
	Cu %	1.85	1.85			
	As %	0.79	0.79			
	Fe %	15.21	15.21			
	Bi %	0.01	0.01			
	Au g/t	0.38	0.38			
CONCENTRADO DE CU						
		MENSUAL	ANUAL			
VOLUMEN	TMS	10221.46508	122657.5809			
LEYES						
	Ag Oz/TMS	4.47	4.53			
	Cu %	29.71	27.66			
	As %	9.39	8.47			
	Fe %	17.84	19.47			
	Bi %	0.19	0.23			
	Au g/t	3.57	2.85			
Precios						
Cu	300.00 c/lb					
Ag	15.00 \$/Oz					
Au	1100.00 \$/Oz					
Equivalencia						
TMS	2204.62262 lbs					
Oz	31.1034768 gramos					
VALORIZACION						
		Deducciones		Contenido		Valor
	LEY	FINO	FINO	PAGABLE		
Cu: -1.1@ LME Sett	1.10%	24.25084882	654.9933804	630.7425316		\$ 1,892.23
Ag: 95% MD 50grs	5%	50	139.0325413	2.862462672		\$ 42.94
Au: 95% MD 1gr LF	5%	1	3.57	2.57		\$ 90.89
						\$ 2,026.05
Deductions						
Treatment Charge						
US\$200 CIP Buyer warehouse						-\$ 200.00
Refining Charge						
Cu: US\$9.4/lb						-\$ 0.094
Ag: US\$ 0.80/oz						-\$ 111.23
Au: US\$ 6.50/oz						-\$ 23.21
Penalties						
Penalizable						
As: \$5.0 for each 0.1 above 0.5%						8.89
Sb: \$5.0 for each 0.1 above 0.50%						88.9
Pb+Zn: \$2.5 for each 1.0 above 8.0%						-
Bi: \$1.5 for each 0.01 above 0.1%						0.18
						18
						-\$ 444.50
						-\$ 27.00
Valor TMS						\$ 1,158.55 TM

EVALUACIÓN ECONÓMICA MINA SIMULADA

CIRCUITO DE COBRE PLANTA 01

Reduccion de As en concentrados a 4%

DATOS GENERALES

		PRODUCCION	
		CABEZA	
		MENSUAL	ANUAL
ALIMENTACION	TMS	180000	2160000
LEYES			
Ag	Oz/TMS	0.43	0.43
Cu	%	1.85	1.85
As	%	0.79	0.79
Fe	%	15.21	15.21
Bi	%	0.01	0.01
Au	g/t	0.38	0.38

		CONCENTRADO DE CU	
		MENSUAL	ANUAL
VOLUMEN	TMS	10221.46508	122657.5809
LEYES			
Ag	Oz/TMS	4.47	4.53
Cu	%	29.71	27.66
As	%	4.00	8.47
Fe	%	17.84	19.47
Bi	%	0.19	0.23
Au	g/t	3.57	2.85

Precios	
Cu	300.00 c/lb
Ag	15.00 \$/Oz
Au	1100.00 \$/Oz
Equivalencias	
TMS	2204.62262 lbs
Oz	31.1034768 gramos

VALORIZACION

	Deducciones		Contenido		Valor
	LEY	FINO	FINO	PAGABLE	
Cu: -1.1@ LME Sett	1.10%	24.25084882	654.9933804	630.7425316	\$ 1,892.23
Ag: 95% MD 50grs	5%	50	139.0325413	2.862462672	\$ 42.94
Au: 95% MD 1gr LF	5%	1	3.57	2.57	\$ 90.89
					\$ 2,026.05
Deductions					
Treatment Charge					
US\$200 CIP Buyer warehouse					-\$ 200.00
Refining Charge					
Cu: US¢9.4/lb				-\$ 0.094	-\$ 61.57
Ag: US\$ 0.80/oz				-\$ 0.800	-\$ 111.23
Au: US\$ 6.50/oz				-\$ 6.500	-\$ 23.21
Penalties					
			Penalizabile		
As: \$5.0 for each 0.1 above 0.5%			3.50	35	-\$ 175.00
Sb: \$5.0 for each 0.1 above 0.50%					
Pb+Zn: \$2.5 for each 1.0 above 8.0%					
Bi: \$1.5 for each 0.01 above 0.1%			0.18	18	-\$ 27.00
					Valor TMS \$ 1,428.05 TM

EVALUACIÓN ECONÓMICA MINA SIMULADA

CIRCUITO DE COBRE PLANTA 01 Reduccion de As en concentrados a 3%

DATOS GENERALES

PRODUCCION				
CABEZA				
		MENSUAL	ANUAL	
ALIMENTACION TMS		180000	2160000	
LEYES				
	Ag Oz/TMS	0.43	0.43	
	Cu %	1.85	1.85	
	As %	0.79	0.79	
	Fe %	15.21	15.21	
	Bi %	0.01	0.01	
	Au g/t	0.38	0.38	

CONCENTRADO DE CU				
		MENSUAL	ANUAL	
VOLUMEN TMS		10221.46508	122657.5809	
LEYES				
	Ag Oz/TMS	4.47	4.53	
	Cu %	29.71	27.66	
	As %	3.00	8.47	
	Fe %	17.84	19.47	
	Bi %	0.19	0.23	
	Au g/t	3.57	2.85	

Precios	
Cu	300.00 c/lb
Ag	15.00 \$/Oz
Au	1100.00 \$/Oz

Equivalencias	
TMS	2204.62262 lbs
Oz	31.1034768 gramos

VALORIZACION

	Deducciones		Contenido		Valor
	LEY	FINO	FINO	PAGABLE	
Cu: -1.1@ LME Sett	1.10%	24.25084882	654.9933804	630.7425316	\$ 1,892.23
Ag: 95% MD 50grs	5%	50	139.0325413	2.862462672	\$ 42.94
Au: 95% MD 1gr LF	5%	1	3.57	2.57	\$ 90.89
					\$ 2,026.05

Deductions

Treatment Charge

US\$200 CIP Buyer warehouse					-\$ 200.00
-----------------------------	--	--	--	--	------------

Refining Charge

Cu: US\$9.4/lb				-\$ 0.094	-\$ 61.57
Ag: US\$ 0.80/oz				-\$ 0.800	-\$ 111.23
Au: US\$ 6.50/oz				-\$ 6.500	-\$ 23.21

Penalties

	Penalizables				
As: \$5.0 for each 0.1 above 0.5%			2.50	25	-\$ 125.00
Sb: \$5.0 for each 0.1 above 0.50%					
Pb+Zn: \$2.5 for each 1.0 above 8.0%					
Bi: \$1.5 for each 0.01 above 0.1%			0.18	18	-\$ 27.00

Valor TMS	\$ 1,478.05 TM
------------------	-----------------------

6.2.1 Análisis de las valorizaciones económicas presentados

Tal como se observa en la tabla 6.1 y las figura 6.1, analizando los escenarios inicialmente con la Ley actual del 9.39% As y estableciendo una diferencia con el segundo escenario de 4% As, se obtiene una ganancia de \$ 269.50 Igualmente con el tercer escenario de 3% As se llega a una ganancia de \$ 319.55.

Las ganancia de los escenarios 4 y 3 % de As son positivas económicamente a medida que baja el contenido de As en el concentrado de Cu, tal como se aprecia en la figura 6.1.

Tabla 6.1 Ley de As Vs Valor Concentrado Cu – Ganancia

Ley As Conc.	Valor Conc. Cu\$ Tm	Ganancia \$ Tm
9.39% As actual	\$ 1,158.55	-
4% As	\$ 1,428.05	\$ 269.50
3% As	\$ 1,478.05	\$ 319.55

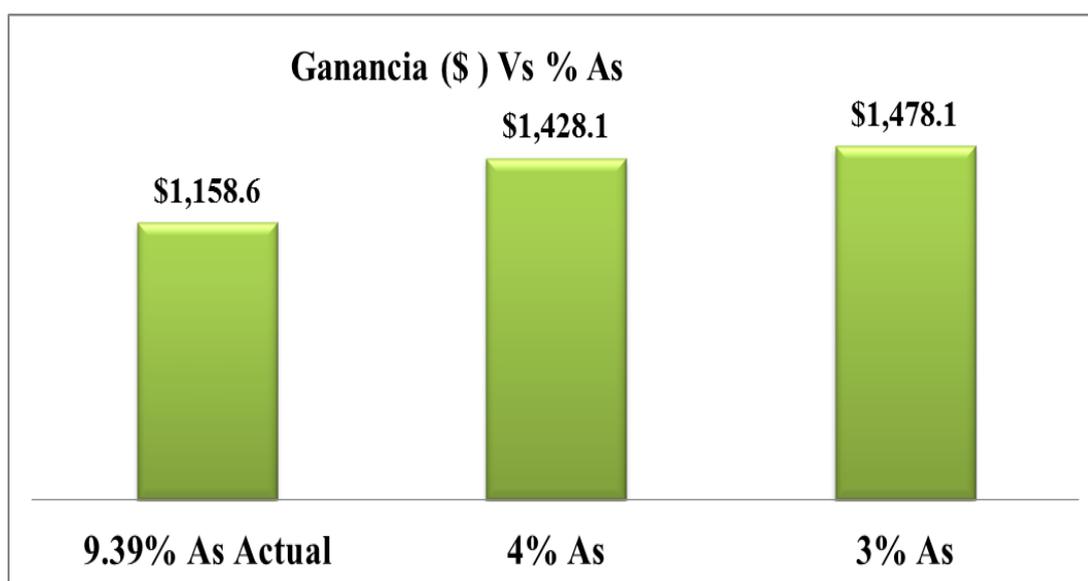


Figura 6.1 Ganancia (\$) Vs % As

6.3 Evaluación económica de concentrados de Calcopirita y Enargita.

EVALUACIÓN ECONÓMICA MINA SIMULADA					
CIRCUITO DE COBRE PLANTA 01		Concentrado Calcopirítico As = 3.61%			
DATOS GENERALES					
PRODUCCION					
		CABEZA			
		MENSUAL	ANUAL		
ALIMENTACION TMS		180000	2160000		
LEYES					
	Ag Oz/TMS	0.43	0.43		
	Cu %	1.85	1.85		
	As %	0.79	0.79		
	Fe %	15.21	15.21		
	Bi %	0.01	0.01		
	Au g/t	0.38	0.38		
CONCENTRADO DE Cu					
		MENSUAL	ANUAL		
VOLUMEN TMS		10221.46508	122657.5809		
LEYES					
	Ag Oz/TMS	5.02	4.53		
	Cu %	28.85	27.66		
	As %	3.61	8.47		
	Fe %	19.56	19.47		
	Bi %	0.21	0.23		
	Au g/t	3.87	2.85		
Precios					
	Cu			300.00 c/lb	
	Ag			15.00 \$/Oz	
	Au			1100.00 \$/Oz	
Equivalencias					
	TMS			2204.62262 lbs	
	Oz			31.1034768 gramos	
VALORIZACION					
		Deducciones		Contenido	
		LEY	FINO	FINO	PAGABLE
	Cu: -1.1@ LME Sett	1.10%	24.25084882	636.0336259	611.7827771
	Ag: 95% MD 50grs	5%	50	156.1394535	3.412462672
	Au: 95% MD 1gr LF	5%	1	3.87	2.87
					\$ 1,988.04
Deductions					
Treatment Charge					
	US\$200 CIP Buyer warehouse				-\$ 200.00
Refining Charge					
	Cu: US\$9.4/lb			-\$ 0.094	-\$ 59.79
	Ag: US\$ 0.80/oz			-\$ 0.800	-\$ 124.91
	Au: US\$ 6.50/oz			-\$ 6.500	-\$ 25.16
Penalties					
				Penalizable	
	As: \$5.0 for each 0.1 above 0.5%			3.11	31.1
	Sb: \$5.0 for each 0.1 above 0.50%				-\$ 155.50
	Pb+Zn: \$2.5 for each 1.0 above 8.0%				
	Bi: \$1.5 for each 0.01 above 0.1%			0.2	20
					-\$ 30.00
Valor TMS					\$ 1,392.68 TM

EVALUACIÓN ECONÓMICA MINA SIMULADA
CIRCUITO DE COBRE PLANTA 01 Concentrado Enargitico As = 26.93%

DATOS GENERALES

		PRODUCCION	
		CABEZA	
ALIMENTACION	TMS	MENSUAL 180000	ANUAL 2160000
LEYES			
Ag	Oz/TMS	0.43	0.43
Cu	%	1.85	1.85
As	%	0.79	0.79
Fe	%	15.21	15.21
Bi	%	0.01	0.01
Au	g/t	0.38	0.38

		CONCENTRADO DE CU	
		MENSUAL	ANUAL
VOLUMEN	TMS	10221.46508	122657.5809
LEYES			
Ag	Oz/TMS	2.8	4.53
Cu	%	32.32	27.66
As	%	26.93	8.47
Fe	%	12.63	19.47
Bi	%	0.14	0.23
Au	g/t	2.65	2.85

Precios	
Cu	300.00 c/lb
Ag	15.00 \$/Oz
Au	1100.00 \$/Oz

Equivalencias	
TMS	2204.62262 lbs
Oz	31.1034768 gramos

VALORIZACION

	Deducciones		Contenido		Valor
	LEY	FINO	FINO	PAGABLE	
Cu: -1.1@ LME Sett	1.10%	24.25084882	712.5340308	688.283182	\$ 2,064.85
Ag: 95% MD 50grs	5%	50	87.08973504	1.192462672	\$ 17.89
Au: 95% MD 1gr LF	5%	1	2.65	1.65	\$ 58.35
					\$ 2,141.09

Deductions

Treatment Charge

US\$200 CIP Buyer warehouse	-\$ 200.00
-----------------------------	------------

Refining Charge

Cu: US\$9.4/lb	-\$ 0.094	-\$ 66.98
Ag: US\$ 0.80/oz	-\$ 0.800	-\$ 69.67
Au: US\$ 6.50/oz	-\$ 6.500	-\$ 17.23

Penalties

	Penalizable		
As: \$5.0 for each 0.1 above 0.5%	26.43	264.3	-\$ 1,321.50
Sb: \$5.0 for each 0.1 above 0.50%			
Pb+Zn: \$2.5 for each 1.0 above 8.0%			
Bi: \$1.5 for each 0.01 above 0.1%	0.13	13	-\$ 19.50

Valor TMS \$ 446.22 TM

6.3.1 Análisis económico de la comercialización de concentradas calcopiritico y enargitico

En la siguiente tabla 6.2 se aprecia en resumen la valorización de los concentrados de calcopirita y enargita. El valor de comercialización de la calcopirita es más de tres veces el valor comercial de la enargita

Tabla 6.2 Valor económico de concentrados calcopirita y enargita

Concentrados	Valor \$ Tms
Concentrado Calcopiritico	\$ 1,392.68
Concentrado Enargita	\$ 446.22
Ganancia Total	\$ 1,838.90

La tabla 6.2 muestra la ganancia total cuando se comercializa por separado los concentrados de calcopirita y enargita. La siguiente tabla 6.3 establece la ganancia total, obtenido de la suma de concentrados de calcopirita y enargita menos el concentrado de Cu.

Tabla 6.3 Ganancia por comercialización de concentrados

Concentrados	Valor \$ Tms
Conc. Calco. + Enarg.	\$ 1,838.90
Concentrado Cu	\$ 1,158.55
Ganancia Total	\$ 680.35

Resulta positivo la ganancia de más \$ 680.35Tms por la comercialización por separado de los concentrados de calcopirita y enargita en lugar de comercializar como concentrado de Cu único, obteniéndose más ganancias por los referidos concentrados.

6.4 Comercialización de concentrados enargíticos

En la comercialización de minerales, muchas veces se penaliza fuertemente por la presencia del As ó que ya no es comercial porque esta que fuera del rango que la comercializadora que pone contractualmente. En estos casos se aplica la dilución del concentrado problema, consiste en agregar un concentrado de más baja ley de As tratando de no afectar mucho los valores comerciales rentables. En las plantas concentradoras se diluye comúnmente con pirita molida disminuyendo el contenido de As, haciéndolo comercial el referido concentrado.

Una comercializadora exige para la compra de concentrado de Cu, presencia de As de menos del 20% y con mínimo ley en concentrado de Cu con 23%. Para este caso usaremos la dilución por pirita y tomaremos como ejemplo nuestro concentrado de enargita que tiene una ley de concentrado de As 26.93% y una ley de Cu de 32.32%.

Primeramente mediante el balance metalúrgico determinare cuanto en peso de pirita necesito y que ley de Fe tengo para diluir mi concentrado de enargita de As 26.93%. La tabla 6.4 muestra el balance metalúrgico con la cantidad en peso y ley de Fe para la dilución y el nuevo concentrado de Cu obtenido con la nuevas leyes comerciales.

Tabla 6.4 Balance metalúrgico de nuevo concentrado de Cu comercial

CONCENTRADO	PESO TMS	% PESO	ENSAYE, %, *Oz/TMS, **g/t					
			*Ag	Cu	As	Fe	Bi	**Au
Conc. Enarg	511.1	71.87	2.8	32.32	26.93	12.63	0.14	2.65
Conc. Fe	200.0	28.13	0	0	0	30.51	0	0
NUEVO CONC.	711.1	100.00	2.01	23.23	19.36	17.66	0.10	1.90

Como muestra el balance metalúrgico necesito un concentrado de Fe con ley 30.51% de Fe y un peso de 200 Tms para diluir 511.1 Tms de concentrado de enargita con ley de As de 26.93%. El nuevo concentrado tendrá de contenido de As 19.36% y con ley de Cu de 23.23%, ubicándolo en el rango comercial.

Halladas estas nuevas leyes para este concentrado de Cu diluido se procede a realizar la evaluación económica para la comercialización del referido concentrado, pagina 100.

Según la evaluación económica obtenemos un valor total el nuestro nuevo concentrado de Cu de \$ 234.51 por Tms comercializable.

Después de haber analizado las diferentes posibilidades de comercialización podemos concluir que si es posible obtener mejores el beneficios económicos al comercializar concentrados de Cu con contenido de As. Primeramente la utilización de reactivos depresores de As como el DT-2040 adecuados en la flotación rougher Cu que nos permita eliminar al relave la mayor cantidad de As, obteniendo concentrados de Cu con menos As. Otro es la utilización de un reactivo como el DT-2040 adecuado que sea posible la mejor separación del concentrado Cu en concentrado calcopiritico y concentrado enargitico. Y por último es la dilución de un concentrado enargitico haciéndolo más comercializable.

EVALUACION ECONOMICA MINA SIMULADA
CIRCUITO DE COBRE PLANTA 01 **Nuevo Concentrado Comercializable**

PRODUCCION

		CABEZA	
		MENSUAL 180000	ANUAL 2160000
ALIMENTACION LEYES	TMS		
Ag	Oz/TMS	0.43	0.43
Cu	%	1.85	1.85
As	%	0.79	0.79
Fe	%	15.21	15.21
Bi	%	0.01	0.01
Au	g/t	0.38	0.38

CONCENTRADO DE Cu
MENSUAL ANUAL

		MENSUAL 10221.46508	ANUAL 122657.5809
VOLUMEN LEYES	TMS		
Ag	Oz/TMS	2.01	4.53
Cu	%	23.23	27.66
As	%	19.36	8.47
Fe	%	17.66	19.47
Bi	%	0.10	0.23
Au	g/t	1.90	2.85

PRECIOS

Cu	300.00 c/lb
Ag	15.00 \$/Oz
Au	1100.00 \$/Oz

EQUIVALENCIAS

TMS	2204.62262 lbs
Oz	31.1034768 gramos

VALORIZACION

	DEDUCCIONES		CONTENIDO		VALOR
	LEY	FINO	FINO	PAGABLE	
Cu: -1.1@ LME Sett	1.10%	24.25084882	512.1338346	487.8829858	\$ 1,463.65
Ag: 95% MD 50grs	5%	50	62.51798837	0.402462672	\$ 6.04
Au: 95% MD 1gr LF	5%	1	1.9	0.9	\$ 31.83
					\$ 1,501.52

Deductions

Treatment Charge	
US\$200 CIP Buyer warehouse	-\$ 200.00

Refining Charge

Cu: US\$9.4/lb	-\$ 0.094	-\$ 48.14
Ag: US\$ 0.80/oz	-\$ 0.800	-\$ 50.01
Au: US\$ 6.50/oz	-\$ 6.500	-\$ 12.35

Penalties

	Penalizable		
As: \$5.0 for each 0.1 above 0.5%	18.86	188.6	-\$ 943.00
Sb: \$5.0 for each 0.1 above 0.50%			
Pb+Zn: \$2.5 for each 1.0 above 8.0%			
Bi: \$1.5 for each 0.01 above 0.1%	0.09	9	-\$ 13.50

Valor TMS \$ 234.51 TM

Los resultados de la comercialización de minerales están en función de los precios de minerales a que se mantengan constantes o que suban y también dependerá de la Ley de cabeza del mineral extraído en especial por el contenido de As.

Estos estudios económicos evaluados nos dan una idea clara de la factibilidad del proceso metalúrgico tecnológico aplicados y alientan a una investigación más rigurosa a nivel industrial de mejor de la calidad de concentrado de Cu a fin de definir su posibilidad económica más real y la consiguiente mejora del medio ambiente.

CONCLUSIONES

1. El depresor de As DT 2040 tiene un buen efecto en la flotación de ro-Cu de las pruebas efectuadas, se llega a bajar el desplazamiento de As en el concentrado ro-Cu, este incidirá más adelante en la limpieza de los concentrados de Cu mejorando su calidad.
2. Otro aporte del DT-2040 mantiene la recuperación del Cu y la Ag he inclusive tiene la tendencia a mejorar el grado del Cu y la Ag en la flotación ro-Cu.
3. Los valores de las recuperaciones encontradas de Cu y el desplazamiento del As en el DT-2040 muestra un buen efecto en la separación calcopirita-energita mejorando la calidad del concentrado de Cu calcopirítico.
4. Otro punto interesante que se observa del concentrado calcopirítico que tiene buen grado de Cu y de Ag con un menor desplazamiento de As.
5. En cuanto al concentrado de enargita se observa baja recuperación del Cu pero con alto grado de Cu y el As es de desplazamiento elevado.
6. Se observa que el concentrado de calcopirita tiene mayor recuperación de Cu y de menor desplazamiento de As.
7. De los análisis de sensibilidad económica se desprende la factibilidad comercial de tener mejoras económicas a medida que se baja el contenido de As en el concentrado, según los resultados se observa que es posible de hacer más eficiente la separación calcopirita enargita, consecuentemente un concentrado de Cu calcopirítico con menos As.
8. El escenario actual en la evaluación económica corresponde al día 30 de Agosto que se tomó como base el concentrado de cobre calcopirítico, siendo los

resultados reales de acuerdo a los precios minerales y la ley de cabeza del mineral de Cu.

9. Un concepto básico para la elección de reactivos minerales es el factor metalúrgico FM que es el producto del grado de concentrado por la recuperación entre la Ley de Cabeza del elemento correspondiente, nos da un resultado que ante un grupo de reactivos el mayor número del FM es el reactivo adecuado, este concepto se ha usado para elegir el depresor de As.
10. Sin embargo a veces ocurre que hay dos o más FM iguales una manera de determinar y seleccionar adecuadamente el reactivo es sumando el grado de concentrado más la recuperación que nos dará un número, el mayor número de ese grupo y el mayor número del FM nos permitirá elegir el reactivo adecuado en este caso el depresor de As, ambos conceptos han sido usados en esta Tesis.
11. La tendencia de la nueva tecnología en la flotación de minerales es la de realizar estudios del mineral y encontrar el reactivo adecuado que minimicen el desplazamiento de elementos que afecten el valor económico del concentrado, y que también que contaminan el medio ambiente y que han sido parte de los objetivos de esta Tesis.
12. La presente tesis que es un trabajo de investigación que ha tenido como uno de sus objetivos la reducción del As en este tipo de minerales habiendo obtenido resultados positivos tecnológicamente. Sin embargo se deja abierto a realizar otros estudios con mejoras y la aplicación tecnológica con la mejora continua en la flotación de minerales

BIBLIOGRAFIA

1. A. BETESTIN. Curso de Minerología. Editorial MIR – Moscu 1977. P 261, 262.
2. ANTONIO, BRAVO G. Manual de Flotacion de Minerales Casapalca 2004. P 21, 22.
3. 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. P 1 – 11.
4. CÍA. MINERA EL BROCAL. Gestión de Reservas Geológicas Edición 2014.
5. CYTEC INDUSTRIES INC., Cytec Mining Handbook. Edición 2002.
6. CORNELIS KLEIN, CORNELIUS S. HURLBERT, Jr. Manual de Mineralogía V2. Editorial Reverte – 1997. P 409, 410.
7. GRAHAM, L., YONGJUN P., DEE B., A review of cooper arsenic mineral removal from copper concentrates. Edición 2012 Minerals Engineering Volume 30 P 179-186.
8. FORNASIERO D., FULLSTON, D., Li C., RALSTON, J., Separation of enargite and tennantite from non arsenic copper sílfide minerals by selective oxidation or dissolution. Edición 2001 International Journal of Minerals Processing 61 P 109-119.
9. RENASA,., Catalogo Ditiósfatos / Xantatos / Espumantes. Edición 1995.
10. MANZANEDA, C, Procesamiento de Minerales. Edición 2000. P 200-298.

11. MENDEZ M., E., Tesis, Flotación selectiva de enargita desde un concentrado final de sulfuros de cobre de Collahuasi. Edición 2009.
12. MENACHO, J.M., ALIAGA, W., VALENZUELA, R., RAMOS, V. OLIVARES, I. Selective Flotation of Enargite and Chacopyryte, Edición 1993 Minerales P 33-39.
13. POURBAIX, M., Atlas de electrochemical equilibria in aqueous solutions. Houston, Texas Printed by Nacional Association of corrosion engineers, 2º., Edición 1974.
14. SRDJAN M.,B., Handbook of flotation reagents elsevier science & technology books. Edición 2007.
15. S. BULATOVIC, P. ENG. CONSULTING METALLUGIST “The introduction of modified flowsheet & reagent scheme at the Huaracaca Concentrator” Submitted by EL BROCAL S.A. SGS. Lakefield Research. Edición September 2002.
16. S. V. DUDENKOV, L.Y. SHUBOV, L.A. GLAZUNOV (1990) Fundamentos de la Teoría y la Practica de Empleo de Reactivos de Flotación. Editorial MIR.
17. TAGGAR, A.F., Handbook of mineral dressing ores and industrals minerals. Edición 1968 P 100-109.
18. VIDAL, C., CEDILLO, E., Los yacimientos de enargita alunita en el Perú. Boletín Sociedad Geológica del Perú. Edición 1988. Volumen 78.
19. ZEGARRA, W., J., Nuevas Tecnologías en la Flotación de Minerales. Edición 2008. Instituto de Capacitación Minera.

ANEXOS

ANEXO I: Tablas de los Capítulos Correspondientes

ANEXO II: Datos Técnicos y de Seguridad del Depresor de As DT-2040

ANEXO III: Manual de Configuración y Calibración de Celda de Flotación

Denver de Laboratorio Automatizada D-12

ANEXO IV: Flow Sheet de Planta N° 1 - Circuito de Cobre

ANEXO V : Curriculum Vitae

Tabla A.1 Cálculo de la Carga de Bolas del Molino 9" x 9" – Laboratorio Metalúrgico

$$Y = 100(d/B)^{3.81}$$

K	d(pulgada)	B	(d/B)	POTENCIA	(d/B) ^{3.81}	Y	% Peso Acum.	% Peso	Peso Carga Bolas	Peso Parcial Bolas (kgs)
100	1.5	1.75	0.85714286	3.81	0.55581816	55.6	44.4	44.4	11	4.9
100	1	1.75	0.57142857	3.81	0.11858371	11.9	88.1	43.7	11	4.8
100	0.75	1.75	0.42857143	3.81	0.03962857	4.0	96.0	7.9	11	0.9
100	0.5	1.75	0.28571429	3.81	0.00845475	0.8	99.2	3.1	11	0.3
Peso Total Aprox.									11 Kg	

"B" tamaño máximo de las Bolas es 1.6 pulgadas.

Tabla A.2 Análisis Granulométricos: Tiempo Moliendabilidad

Análisis Granulométrico para T = 0 minutos				
Mallas Tyler	Abert., u	Peso		
		Parcial gr	%	% Acum Pass
30	600	93.0	31.16	68.84
40	425	28.0	9.38	59.46
50	300	22.3	7.47	51.99
70	212	17.9	6.00	46.00
100	150	15.5	5.19	40.80
140	106	11.3	3.79	37.02
170	90	5.1	1.71	35.31
200	75	4.1	1.37	33.94
270	53	10.9	3.65	30.28
325	45	3.6	1.21	29.08
-325		86.8	29.08	0.00
TOTALES		298.5	100.00	
Análisis Granulométrico para T = 5 minutos				
Mallas Tyler	Abert., u	Peso		
		Parcial gr	%	% Acum Pass
30	600	30.0	10.14	89.86
40	425	14.0	4.73	85.14
50	300	23.0	7.77	77.36
70	212	31.0	10.47	66.89
100	150	32.0	10.81	56.08
140	106	24.0	8.11	47.97
170	90	11.0	3.72	44.26
200	75	10.0	3.38	40.88
270	53	19.0	6.42	34.46
325	45	10.0	3.38	31.08
-325		92.0	31.08	0.00
TOTALES		296.0	100.00	
Análisis Granulométrico para T = 10 minutos				
Mallas Tyler	Abert., u	Peso		
		Parcial gr	%	% Acum Pass
30	600	5.0	1.67	98.33
40	425	2.0	0.67	97.66
50	300	4.0	1.34	96.32
70	212	13.0	4.35	91.97
100	150	31.0	10.37	81.61
140	106	35.0	11.71	69.90
170	90	18.0	6.02	63.88
200	75	16.0	5.35	58.53
270	53	29.0	9.70	48.83
325	45	16.0	5.35	43.48
-325		130.0	43.48	0.00
TOTALES		299.0	100.00	
Análisis Granulométrico para T = 15 minutos				
Mallas Tyler	Abert., u	Peso		
		Parcial gr	%	% Acum Pass
30	600	1.0	0.33	99.67
40	425	0.0	0.00	99.67
50	300	2.0	0.67	99.00
70	212	2.0	0.67	98.33
100	150	11.0	3.67	94.67
140	106	25.0	8.33	86.33
170	90	19.0	6.33	80.00
200	75	20.0	6.67	73.33
270	53	39.0	13.00	60.33
325	45	21.0	7.00	53.33
-325		160.0	53.33	0.00
TOTALES		300.0	100.00	

Tabla A.3 Balance Metalúrgico Flotación Rougher Cu - Pruebas Comparativas

TEST No 1			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	% PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag %	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	238.8	23.69	5.02	0.63	1.48	4.73	7.06	1.37	82.97	70.97	85.17	90.18	10.13	91.40	Z-11
Rlv Ro Cu	769.1	76.31	0.32	0.08	0.08	0.16	19.44	0.04	17.03	29.03	14.83	9.82	89.87	8.60	
Cab. Calculada	1007.9	100.0	1.43	0.21	0.41	1.24	16.51	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							
TEST No 2			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	% PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	222.6	22.11	5.11	0.63	1.44	4.84	9.42	1.40	80.56	69.09	83.63	88.41	12.87	92.98	AR-1238
Rlv Ro Cu	784.4	77.89	0.35	0.08	0.08	0.18	18.10	0.03	19.44	30.91	16.37	11.59	87.13	7.02	
Cab. Calculada	1007.0	100.0	1.40	0.20	0.38	1.21	16.18	0.33	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							
TEST No 3			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	228.3	22.68	5.63	0.66	1.56	5.04	8.11	1.40	82.51	70.76	86.73	90.79	11.06	87.25	DT-2040
Rlv Ro Cu	778.2	77.32	0.35	0.08	0.07	0.15	19.14	0.06	17.49	29.24	13.27	9.21	88.94	12.75	
Cab. Calculada	1006.5	100.0	1.55	0.21	0.41	1.26	16.64	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							
TEST No 4			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	204.0	20.26	5.69	0.74	1.74	5.78	9.10	1.68	78.76	67.63	84.68	89.08	11.16	91.43	AR-1477L
Rlv Ro Cu	802.8	79.74	0.39	0.09	0.08	0.18	18.40	0.04	21.24	32.37	15.32	10.92	88.84	8.57	
Cab. Calculada	1006.8	100.0	1.46	0.22	0.42	1.31	16.52	0.37	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							

Continuación

TEST No 5			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	207.4	20.60	5.63	0.76	1.74	5.66	8.70	1.66	78.93	68.66	86.58	90.17	11.38	93.49	AR-3322
Rlv Ro Cu	799.4	79.40	0.39	0.09	0.07	0.16	17.58	0.03	21.07	31.34	13.42	9.83	88.62	6.51	
Cab. Calculada	1006.8	100.0	1.47	0.23	0.41	1.29	15.75	0.37	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							
TEST No 6			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	177.2	17.61	6.01	0.84	1.94	6.36	7.30	1.95	75.36	66.61	83.83	88.31	7.61	91.24	AR-G315
Rlv Ro Cu	829.0	82.39	0.42	0.09	0.08	0.18	18.95	0.04	24.64	33.39	16.17	11.69	92.39	8.76	
Cab. Calculada	1006.2	100.0	1.40	0.22	0.41	1.27	16.90	0.38	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							
TEST No 7			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	176.8	17.55	6.04	0.79	1.86	6.30	9.32	1.88	74.08	65.14	83.19	88.17	9.98	90.91	DT-2477
Rlv Ro Cu	830.5	82.45	0.45	0.09	0.08	0.18	17.90	0.04	25.92	34.86	16.81	11.83	90.02	9.09	
Cab. Calculada	1007.3	100.0	1.43	0.21	0.39	1.25	16.39	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							
TEST No 8			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	153.6	15.26	7.29	0.91	2.20	7.00	9.00	2.12	72.02	62.10	81.49	86.31	8.55	88.42	AR-1440M
Rlv Ro Cu	853.0	84.74	0.51	0.10	0.09	0.20	17.34	0.05	27.98	37.90	18.51	13.69	91.45	11.58	
Cab. Calculada	1006.6	100.0	1.54	0.22	0.41	1.24	16.07	0.37	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							

Continuación

TEST No 9			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	153.5	15.23	6.04	0.84	2.04	6.50	14.54	1.92	68.03	62.65	80.29	84.15	13.28	87.34	Z-14
Rlv Ro Cu	854.2	84.77	0.51	0.09	0.09	0.22	17.06	0.05	31.97	37.35	19.71	15.85	86.72	12.66	
Cab. Calculada	1007.7	100.0	1.35	0.20	0.39	1.18	16.68	0.33	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							
TEST No 10			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	139.5	13.85	6.72	0.99	2.40	7.86	17.54	2.28	67.93	63.88	82.83	86.93	14.90	90.16	Z-6
Rlv Ro Cu	867.7	86.15	0.51	0.09	0.08	0.19	16.11	0.04	32.07	36.12	17.17	13.07	85.10	9.84	
Cab. Calculada	1007.2	100.0	1.37	0.21	0.40	1.25	16.31	0.35	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							
TEST No STD			ENSAYES QUIMICOS						DISTRIBUCIONES						REACTIVO
PRODUCTO	PESO	PESO	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	
Rougher Cu	238.8	23.69	5.02	0.63	1.48	4.73	6.95	1.37	82.97	70.97	85.17	90.18	10.15	91.40	Z-11 Std
Rlv Ro Cu	769.1	76.31	0.32	0.08	0.08	0.16	19.11	0.04	17.03	29.03	14.83	9.82	89.85	8.60	
Cab. Calculada	1007.9	100.0	1.43	0.21	0.41	1.24	16.23	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab Ensayada			1.46	0.24	0.48	1.28	16.74	0.37							

Tabla A.4 Ensayes Químicos de Pruebas de Flotación Rougher Cu Pruebas Comparativas

Cod. Lab.	Muestras	Ag Oz/TM	Cu %	Fe %	As %	CuO %	Reactivo
1	Cbza.	1.46	1.28	16.74	0.37	0.08	
2	Conc. Ro-Scv PM 17	5.02	4.73	7.06	1.37		Z-11
3	Rlve. PM 17	0.32	0.16	19.44	0.04		
4	Conc. Ro-Scv PM 18	5.11	4.84	9.42	1.40		AR-1238
5	Rlve. PM 18	0.35	0.18	18.10	0.03		
6	Conc. Ro-Scv PM 19	5.63	5.04	8.11	1.55		DT-2040
7	Rlve. PM 19	0.35	0.15	19.14	0.05		
8	Conc. Ro-Scv PM 20	5.69	5.78	9.10	1.68		AR-1477L
9	Rlve. PM 20	0.39	0.18	18.40	0.04		
10	Conc. Ro-Scv PM 21	5.63	5.66	8.70	1.66		AR-3322
11	Rlve. PM 21	0.39	0.16	17.58	0.03		
12	Conc. Ro-Scv PM 22	6.01	6.36	7.30	1.95		AR-G315
13	Rlve. PM 22	0.42	0.18	18.95	0.04		
14	Conc. Ro-Scv PM 23	6.04	6.30	9.32	1.88		DT-2477
15	Rlve. PM 23	0.45	0.18	17.90	0.04		
16	Conc. Ro-Scv PM 24	7.29	7.00	9.00	2.12		AR-1404M
17	Rlve. PM 24	0.51	0.20	17.34	0.05		
18	Conc. Ro-Scv PM 25	6.04	6.50	14.54	1.92		Z-14
19	Rlve. PM 25	0.51	0.20	17.34	0.05		
20	Conc. Ro-Scv PM 26	6.72	7.86	17.54	2.28		Z-6
21	Rlve. PM 26	0.51	0.19	16.11	0.04		

Tabla A.5 Balances Metalúrgicos - Flotación Triplicado: Z-11 Std Vs DT-2040

PRODUCTO	PESO	% PESO	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				REACTIVOS
			*Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Rougher Cu	235.5	23.6	5.59	4.56	6.99	1.50	86.0	89.2	10.0	90.3	Z-11 Std
Rlv Ro Cu	762.5	76.4	0.28	0.17	19.37	0.05	14.0	10.8	90.0	9.7	
Cab. Calcul.	998.0	100.0	1.533	1.206	16.449	0.392	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab. Ensayada			1.46	1.28	16.74	0.37					
PRODUCTO	PESO	% PESO	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				REACTIVOS
			*Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Rougher Cu	238.6	23.9	5.51	4.60	7.21	1.49	86.1	90.0	10.3	92.1	Z-11 Std
Rlv Ro Cu	760.1	76.1	0.28	0.16	19.67	0.04	13.9	10.0	89.7	7.9	
Cab. Calcul.	998.7	100.0	1.530	1.221	16.693	0.386	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab. Ensayada			1.46	1.28	16.74	0.37					
PRODUCTO	PESO	% PESO	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				REACTIVOS
			*Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Rougher Cu	231.9	23.4	5.45	4.68	6.52	1.49	85.2	90.5	9.1	90.1	Z-11 Std
Rlv Ro Cu	759.8	76.6	0.29	0.15	19.93	0.05	14.8	9.5	90.9	9.9	
Cab. Calcul.	991.7	100.0	1.497	1.209	16.794	0.387	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab. Ensayada			1.46	1.28	16.74	0.37					

Continuación

PRODUCTO	PESO	% PESO	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				REACTIVOS
			*Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Rougher Cu	228.5	23.0	5.87	5.11	8.05	1.32	88.0	92.7	11.2	86.8	DT-2040
Rlv Ro Cu	764.8	77.0	0.24	0.12	19.11	0.06	12.0	7.3	88.8	13.2	
Cab. Calcul.	993.3	100.0	1.535	1.268	16.566	0.350	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab. Ensayada			1.46	1.28	16.74	0.37					
PRODUCTO	PESO	% PESO	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				REACTIVOS
			*Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Rougher Cu	231.0	23.2	5.84	4.97	8.78	1.31	88.4	92.0	11.6	86.8	DT-2040
Rlv Ro Cu	766.3	76.8	0.23	0.13	20.11	0.06	11.6	8.0	88.4	13.2	
Cab. Calcul.	997.3	100.0	1.529	1.251	17.486	0.350	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab. Ensayada			1.46	1.28	16.74	0.37					
PRODUCTO	PESO	% PESO	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				REACTIVOS
			*Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Rougher Cu	226.8	22.8	5.94	5.01	9.01	1.47	87.9	92.5	11.6	86.1	DT-2040
Rlv Ro Cu	769.3	77.2	0.24	0.12	20.23	0.07	12.1	7.5	88.4	13.9	
Cab. Calcul.	996.1	100.0	1.538	1.233	17.675	0.389	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab. Ensayada			1.46	1.28	16.74	0.37					

Tabla A.6 Balances Metalúrgicos - Flotación Triplicado: Z-11 Std Vs DT-2040 Promedios

PRODUCTO	PESO	% PESO	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				REACTIVOS
			Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Rougher Cu	706.0	23.6	5.52	4.61	6.91	1.49	85.8	89.9	9.8	90.8	Z-11 Std.
Rlv Ro Cu	2282.4	76.4	0.28	0.16	19.66	0.05	14.2	10.1	90.2	9.2	
Cab. Calcul.	2988.4	100.0	1.52	1.21	16.65	0.39	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab. Ensayada			1.46	1.28	16.74	0.37					
PRODUCTO	PESO	% PESO	ENSAYES %, *onz/tm				% RECUPERACIONES				REACTIVOS
			Ag	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
Rougher Cu	686.3	23.0	5.77	4.96	7.85	1.39	87.2	91.8	10.6	88.0	DT-2040
Rlv Ro Cu	2300.4	77.0	0.25	0.13	19.66	0.06	12.8	8.2	89.4	12.0	
Cab. Calcul.	2986.7	100.0	1.52	1.24	16.95	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	
Cab. Ensayada			1.46	1.28	16.74	0.37					

Tabla A.7 Ensayes Químicos Z-11 Std. DT-2040 – Pruebas Triplicadas

Cod. Lab.	Muestras	Ag Oz/TM	Cu %	Fe %	As %	Reactivo
1	Rougher Cu	5.59	4.56	6.99	1.50	Z-11 Std
2	Relav Ro Cu	0.28	0.17	19.37	0.05	
3	Rougher Cu	5.51	4.60	7.21	1.49	Z-11 Std
4	Relav Ro Cu	0.28	0.16	19.67	0.04	
5	Rougher Cu	5.45	4.68	6.52	1.49	Z-11 Std
6	Relav Ro Cu	0.29	0.15	19.93	0.05	
7	Rougher Cu	5.87	5.11	8.05	1.32	DT-2040
8	Relav Ro Cu	0.24	0.12	19.11	0.06	
9	Rougher Cu	5.84	4.97	8.78	1.31	DT-2040
10	Relav Ro Cu	0.23	0.13	20.11	0.06	
11	Rougher Cu	5.94	5.01	9.01	1.47	DT-2040
12	Relav Ro Cu	0.24	0.12	20.23	0.07	

Tabla A.8 Modelo Cinético de Flotación del Arsénico – Calculo de Constante R_{∞} , k

TIEMPO ACUM	% RECUPERACIÓN ACUMULADO				$(R_{\infty}-R)/R_{\infty}$	$\ln((R_{\infty}-R)/(R_{\infty}))$	T min.	T-	Desplazamiento Experimental As	Desplazamiento Calculado As	REACTIVO
	Ag	Cu	Fe	As							
2	46.21	54.94	3.97	54.80	0.374036503	-0.983401884	2	-2	54.80	74.52	
4	76.31	75.25	6.80	72.71	0.169387137	-1.775568433	4	-4	72.71	85.60	DT-2040
6	85.29	86.65	9.26	84.22	0.037896043	-3.272908571	6	-6	84.22	87.25	
8	89.56	91.77	11.01	87.45	0.001074661	-6.835749915	8	-8	87.45	87.50	

Tabla A.10 Condiciones de las Pruebas en Cinéticas Rougher Cu

1Kg mineral 500 ml agua	t, min	REACTIVOS					
		Z-11(1%) cc	DEPRESOR gotas	NaCN(1%) cc	MIBC gotas	cal gr	pH
Molienda	18			16		2	10.8
Acond	3	4			6		
Ro Cu1	2						
Ro Cu2	2						
Ro Cu3	2						
Ro Cu4	2						
Relave							
Relaves gr, cc, gotas		4 cc		16 cc	6 gotas	2 gr	
RELAVES gr/ton		40		160	30	2000	

			DT-2040				
Molienda	18			16		2	10.8
Acond	3	4	3		6		
Ro Cu1	2						
Ro Cu2	2						
Ro Cu3	2						
Ro Cu4	2						
Relave							
Relaves gr, cc, gotas		4 cc	3	16 cc	6 gotas	2 gr	
RELAVES gr/ton		40	15	160	30	2000	

Tabla A.11 Ensayes Químicos de las Pruebas en Cinéticas Rougher Cu

Cod. Lab.	Muestras	Ag Oz/TM	Cu %	Fe %	As %	REACTIVOS
1	Rougher Cu1	10.95	11.21	10.23	2.98	Z-11 Std
2	Rougher Cu2	6.97	3.97	6.54	1.10	
3	Rougher Cu3	2.01	2.18	5.40	0.91	
4	Rougher Cu4	1.55	1.09	3.85	0.60	
5	Relav Ro Cu	0.26	0.19	19.78	0.05	
6	Rougher Cu1	12.01	12.35	11.01	3.23	DT-2040
7	Rougher Cu2	7.11	4.15	7.11	0.96	
8	Rougher Cu3	2.03	2.23	5.93	0.59	
9	Rougher Cu4	1.11	1.15	4.85	0.19	
10	Relav Ro Cu	0.22	0.15	19.99	0.06	

Tabla A.12 Balance Metalúrgico Flotación Selectiva Calcopirita – Enargita: Dosificación del DT-2040

Prueba N°	Concentrado	Peso (gr)	% Peso	ENSAYES, %, * onz/tm				% RECUPERACIÓN				DOSIFICACION gr/ton
				Ag *	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
1	Calcopirita	386.1	84.6	5.15	27.92	18.95	7.91	90.8	83.1	83.3	79.4	5
	Enargita	70.5	15.4	2.85	31.14	20.83	11.23	9.2	16.9	16.7	20.6	
	Cb. Calcul.	456.6	100.0	4.79	28.42	19.24	8.42	100.0	100.0	100.0	100.0	
			Cb. Ensay.	4.89	29.14	18.17	8.33					
Prueba N°	Concentrado	Peso (gr)	% Peso	ENSAYES, %, * onz/tm				% RECUPERACIÓN				DOSIFICACION gr/ton
				Ag *	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
2	Calcopirita	373.8	80.9	5.71	27.25	19.75	6.81	89.2	80.1	84.0	67.8	10
	Enargita	88.5	19.1	2.92	28.51	15.94	13.63	10.8	19.9	16.0	32.2	
	Cb. Calcul.	462.3	100.0	5.18	27.49	19.02	8.12	100.0	100.0	100.0	100.0	
			Cb. Ensay.	4.89	29.14	18.17	8.33					
Prueba N°	Concentrado	Peso (gr)	% Peso	ENSAYES, %, * onz/tm				% RECUPERACIÓN				DOSIFICACION gr/ton
				Ag *	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
3	Calcopirita	356.9	77.9	5.55	27.94	18.77	5.15	87.9	77.3	83.9	46.2	20
	Enargita	101.1	22.1	2.69	28.96	12.72	21.14	12.1	22.7	16.1	53.8	
	Cb. Calcul.	458	100.0	4.92	28.17	17.43	8.68	100.0	100.0	100.0	100.0	
			Cb. Ensay.	4.89	29.14	18.17	8.33					

Continua

Prueba N°	Concentrado	Peso (gr)	% Peso	ENSAYES, %, * onz/tm				% RECUPERACIÓN				DOSIFICACION gr/ton
				Ag *	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
4	Calcopirita	351.9	76.2	5.25	28.54	18.82	3.09	87.0	75.0	83.2	29.3	30
	Enargita	109.9	23.8	2.52	30.50	12.21	23.93	13.0	25.0	16.8	70.7	
	Cb. Calcul.	461.8	100.0	4.60	29.01	17.25	8.05	100.0	100.0	100.0	100.0	
			Cb. Ensay.	4.89	29.14	18.17	8.33					
Prueba N°	Concentrado	Peso (gr)	% Peso	ENSAYES, %, * onz/tm				% RECUPERACIÓN				DOSIFICACION gr/ton
				Ag *	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
5	Calcopirita	339.8	74.7	5.40	27.53	19.84	2.32	86.7	73.0	85.3	19.7	40
	Enargita	115.1	25.3	2.44	30.13	10.11	27.84	13.3	27.0	14.7	80.3	
	Cb. Calcul.	454.9	100.0	4.65	28.19	17.38	8.78	100.0	100.0	100.0	100.0	
			Cb. Ensay.	4.89	29.14	18.17	8.33					
Prueba N°	Concentrado	Peso (gr)	% Peso	ENSAYES, %, * onz/tm				% RECUPERACIÓN				DOSIFICACION gr/ton
				Ag *	Cu	Fe	As	Ag	Cu	Fe	As	
6	Calcopirita	341.1	74.1	5.56	27.97	19.53	2.25	86.0	71.5	84.3	19.3	50
	Enargita	119.1	25.9	2.6	31.97	10.39	26.91	14.0	28.5	15.7	80.7	
	Cb. Calcul.	460.2	100.0	4.79	29.01	17.16	8.63	100.0	100.0	100.0	100.0	
			Cb. Ensay.	4.89	29.14	18.17	8.33					

Tabla A.13 Ensayes Químicos: Separación Calcopirita - Enargita

Cod. Lab.	Muestras	Ag Oz/TM	Cu %	Fe %	As %	Dosificación gr/ton
1	Rougher Cu	11.11	27.92	18.95	7.91	5
2	Relav Ro Cu	8.40	31.14	20.83	11.23	
3	Rougher Cu	10.10	27.25	19.75	6.81	10
4	Relav Ro Cu	11.92	28.51	15.94	13.63	
5	Rougher Cu	9.83	27.94	18.77	5.15	20
6	Relav Ro Cu	13.11	28.96	12.72	21.14	
7	Rougher Cu	10.52	28.54	18.82	3.09	30
8	Relav Ro Cu	15.22	30.50	12.21	23.93	
9	Rougher Cu	9.72	27.53	19.84	2.32	40
10	Relav Ro Cu	14.51	30.13	10.11	27.84	
11	Rougher Cu	9.25	27.97	19.53	2.25	50
12	Relav Ro Cu	14.15	31.97	10.39	26.91	

Tabla A.14 Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 26 / 08 / 15

Turno	Producto	HUM %	TMS	PESO	ENSAYES						RECUPERACIONES					
					Ag Oz/TM	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au gr/1M	Ag %	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au %
GUARDIA A	Conc. Cu	5.5	139.87	7.24	3.83	21.29	6.500	24.73	0.240	2.36	63.74	89.74	91.03	13.81	100.00	53.51
	Relave		1792.65	92.76	0.17	0.19	0.050	12.04		0.16	36.26	10.26	8.97	86.19	0.00	46.49
	Cab. Calc.		1932.52	100.0	0.43	1.72	0.52	12.96	0.02	0.32						
GUARDIA B	Conc. Cu	5.43	122.68	6.75	4.11	22.28	6.940	23.900	0.240	2.57	63.65	88.48	90.95	12.65	100.00	46.99
	Relave		1694.01	93.25	0.170	0.21	0.050	11.950		0.21	36.35	11.52	9.05	87.35	0.00	53.01
	Cab. Calc.		1816.69	100.0	0.44	1.70	0.52	12.76	0.016	0.37						
GUARDIA C	Conc. Cu	5.32	139.41	6.43	4.15	25.09	7.610	21.650	0.240	2.62	58.79	86.03	89.71	9.79	100.00	50.02
	Relave		2027.82	93.6	0.200	0.28	0.060	13.720		0.18	41.21	13.97	10.29	90.21	0.00	49.98
	Cab. Calc.		2167.23	100.0	0.45	1.88	0.546	14.23	0.015	0.34						
Total DIA	Conc. Cu	5.41	401.96	6.79	4.03	22.89	7.02	23.43	0.24	2.52	62.01	88.04	90.56	11.96	100.00	50.02
	Relave		5514.48	93.2	0.18	0.23	0.05	12.57	0.00	0.18	37.99	11.96	9.44	88.04	0.00	49.98
	Cab. Calc.		5916.44	100.0	0.44	1.77	0.53	13.31	0.016	0.34						

Tabla A.15 Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 27 / 08 / 15

Turno	Producto	HUM %	TMS	PESO	ENSAYES						RECUPERACIONES					
					Ag Oz/TM	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au gr/TM	Ag %	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au %
GUARDIA A	Conc. Cu	5.41	104.45	4.54	5.47	33.48	10.560	13.76	0.250	3.63	53.06	81.97	84.79	4.16	100.00	51.88
	Relave		2197.87	95.46	0.23	0.35	0.090	15.08		0.16	46.94	18.03	15.21	95.84	0.00	48.12
	Cab. Calc.		2302.32	100.0	0.47	1.85	0.56	15.02	0.01	0.32						
GUARDIA B	Conc. Cu	5.25	102.98	4.54	5.09	31.17	9.180	15.900	0.260	3.60	56.00	85.56	87.91	5.41	100.00	56.82
	Relave		2167.23	95.46	0.190	0.25	0.060	13.200		0.13	44.00	14.44	12.09	94.59	0.00	43.18
	Cab. Calc.		2270.21	100.0	0.41	1.65	0.47	13.32	0.012	0.29						
GUARDIA C	Conc. Cu	5.26	85.98	3.84	5.51	33.99	9.680	13.540	0.250	4.86	51.19	80.94	82.87	4.09	100.00	45.79
	Relave		2150.83	96.2	0.210	0.32	0.080	12.700		0.23	48.81	19.06	17.13	95.91	0.00	54.21
	Cab. Calc.		2236.81	100.0	0.41	1.61	0.449	12.73	0.010	0.41						
Total DIA	Conc. Cu	5.31	293.41	4.31	5.36	32.88	9.81	14.40	0.25	4.03	53.46	82.84	85.21	4.53	100.00	51.15
	Relave		6515.93	95.7	0.21	0.31	0.08	13.66	0.00	0.17	46.54	17.16	14.79	95.47	0.00	48.85
	Cab. Calc.		6809.34	100.0	0.43	1.71	0.50	13.69	0.011	0.34						

Tabla A.16 Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 28 / 08 / 15

Turno	Producto	HUM %	TMS	PESO	ENSAYES						RECUPERACIONES					
					Ag Oz/TM	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au gr/TM	Ag %	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au %
GUARDIA A	Conc. Cu Relave Cab. Calc.	5.06	76.41	4.10	5.27	34.57	9.160	12.77	0.260	3.20	51.73	88.60	88.67	3.75	100.00	44.56
			1789.16	95.90	0.21	0.19	0.050	13.99	48.27	11.40	11.33	96.25	0.00	55.44		
			1865.57	100.0	0.42	1.60	0.42	13.94	0.01	0.29						
GUARDIA B	Conc. Cu Relave Cab. Calc.	5.38	91.16	5.36	4.12	26.68	8.780	20.480	0.220	3.65	50.35	85.32	86.14	8.40	100.00	44.28
			1610.11	94.64	0.230	0.26	0.080	12.640	49.65	14.68	13.86	91.60	0.00	55.72		
			1701.27	100.0	0.44	1.68	0.55	13.06	0.012	0.44						
GUARDIA C	Conc. Cu Relave Cab. Calc.	5.55	108.03	4.83	6.24	32.98	10.550	13.630	0.270	4.08	62.49	90.78	93.05	4.83	100.00	52.14
			2129.49	95.2	0.190	0.17	0.040	13.620	37.51	9.22	6.95	95.17	0.00	47.86		
			2237.52	100.0	0.48	1.75	0.547	13.62	0.013	0.38						
Total DIA	Conc. Cu Relave Cab. Calc.	5.34	275.6	4.75	5.21	31.41	9.50	15.63	0.25	3.64	55.29	88.34	89.31	5.49	100.00	46.77
			5528.76	95.3	0.21	0.21	0.06	13.42	44.71	11.66	10.69	94.51	0.00	53.23		
			5804.36	100.0	0.45	1.69	0.50	13.52	0.012	0.37						

Tabla A.17 Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 29 / 08 / 15

Turno	Producto	HUM %	TMS	PESO	ENSAYES						RECUPERACIONES					
					Ag Oz/TM	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au gr/1M	Ag %	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au %
GUARDIA A	Conc. Cu Relave Cab. Calc.	5.49	109.86	4.97	4.99	31.19	9.260	15.94	0.240	3.85	62.01	91.07	90.65	5.09	100.00	55.74
			2098.84	95.03	0.16	0.16	0.050	15.56		0.16	37.99	8.93	9.35	94.91	0.00	44.26
			2208.7	100.0	0.40	1.70	0.51	15.58	0.01	0.34						
GUARDIA B	Conc. Cu Relave Cab. Calc.	3.85	95.94	4.26	5.22	31.97	10.390	15.280	0.290	3.95	57.76	84.56	86.86	4.78	100.00	43.34
			2153.97	95.74	0.170	0.26	0.070	13.560		0.23	42.24	15.44	13.14	95.22	0.00	56.66
			2249.91	100.0	0.39	1.61	0.51	13.63	0.012	0.39						
GUARDIA C	Conc. Cu Relave Cab. Calc.	4.73	114.47	5.47	4.34	29.08	9.350	18.390	0.200	3.86	56.92	84.87	87.12	6.25	100.00	50.37
			1978.61	94.5	0.190	0.30	0.080	15.950		0.22	43.08	15.13	12.88	93.75	0.00	49.63
			2093.08	100.0	0.42	1.87	0.587	16.08	0.011	0.42						
Total DIA	Conc. Cu Relave Cab. Calc.	4.68	320.27	4.89	4.85	30.75	9.67	16.54	0.24	3.89	58.98	86.82	88.17	5.35	100.00	49.56
			6231.42	95.1	0.17	0.24	0.07	15.02	0.00	0.20	41.02	13.18	11.83	94.65	0.00	50.44
			6551.69	100.0	0.40	1.73	0.54	15.10	0.012	0.38						

Tabla A.18 Balance Metalúrgico: Planta 1 Mineral de Cu – Día 30/ 08 / 15

Turno	Producto	HUM %	TMS	PESO	ENSAYES						RECUPERACIONES					
					Ag Oz/TM	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au gr/1M	Ag %	Cu %	As %	Fe %	Bi %	Au %
GUARDIA A	Conc. Cu	5.03	137.55	6.17	4.08	25.28	7.880	21.83	0.180	3.40	62.65	90.23	91.20	8.65	100.00	58.29
	Relave		2091.39	93.83	0.16	0.18	0.050	15.16		0.16	37.35	9.77	8.80	91.35	0.00	41.71
	Cab. Calc.		2228.94	100.0	0.40	1.73	0.53	15.57	0.01	0.36						
GUARDIA B	Conc. Cu	5.03	50.52	6.17	4.08	25.28	7.880	21.830	0.180	3.40	62.65	90.23	91.20	8.64	100.00	58.29
	Relave		768.12	93.83	0.160	0.18	0.050	15.180		0.16	37.35	9.77	8.80	91.36	0.00	41.71
	Cab. Calc.		818.64	100.0	0.40	1.73	0.53	15.59	0.011	0.36						
GUARDIA C	Conc. Cu	6.74	88.26	4.50	4.78	27.96	9.040	18.420	0.160	3.89	55.58	86.25	93.42	5.74	100.00	49.10
	Relave		1872.99	95.5	0.180	0.21	0.030	14.260		0.19	44.42	13.75	6.58	94.26	0.00	50.90
	Cab. Calc.		1961.25	100.0	0.39	1.46	0.435	14.45	0.007	0.36						
Total DIA	Conc. Cu	5.7	276.33	5.52	4.31	26.17	8.27	20.69	0.17	3.56	60.18	88.94	91.76	7.52	100.00	55.03
	Relave		4732.5	94.5	0.17	0.19	0.04	14.87	0.00	0.17	39.82	11.06	8.24	92.48	0.00	44.97
	Cab. Calc.		5008.83	100.0	0.40	1.62	0.50	15.19	0.010	0.36						



INFORMACION TECNICA

DT-2040

Campo de Aplicación	: El depresor DT-2040 se utiliza en los procesos de flotación para deprimir enargita y pirita en minerales de Cu y en algunos minerales Bulk Pb/Cu. Su cinética de flotación es de acción rápida requiere poco tiempo de acondicionamiento en el circuito de flotación.
Composición	: SodioDiisobutil Monotiofosfato
Características	:
Aspecto	: Líquido, con olor característico
Color referencial	: Blanco-amarillo translúcido.
Gravedad específica	: 1,10 a 20°C aproximadamente
Solubilidad	: Soluble en agua
pH	: Mínimo 11
Modo de empleo	: Aplicar directamente.
Propiedades	: Depresor de As y Fe para minerales sulfurosos de Cu, y algunos minerales Bulk Pb/Cu. Tiene características de colector en minerales con contenido de Ag y Au.
Almacenamiento	: El DT-2040 se puede conservar en recipientes cerrados por un año evitando temperaturas extremas. Para su congelación requiere de temperaturas inferiores a -7°C. Mantener en lugares bajo techo lejos de fuentes de fuego y chispas.
Seguridad	: Las normas de seguridad habituales para productos químicos deben ser observadas (ver hoja de Seguridad y Emergencia correspondiente).

Estas informaciones corresponden al estado actual de nuestros conocimientos y pretenden instruirles acerca de nuestros productos y sus aplicaciones. Con ello no quedan garantizadas propiedades específicas de los mismos o su aptitud para un uso concreto. Se habrán de tener en cuenta derechos de propiedad industrial.

Reactivos Nacionales S.A.

Av. Juan De Aliaga 118 - Magdalena del Mar – Lima 1 Perú
Teléfono: 2778000

Soporte Técnico: Ing. Roger Haro
e-mail: rharo@renasa.com.pe

Página WEB: www.renasa.com.pe

Ventas: Srta. Aury Elera
e-mail: aelera@renasa.com.pe



HOJA DE DATOS DE SEGURIDAD

SECCION 1: IDENTIFICACION DEL PRODUCTO Y DEL PRODUCTOR

Nombre del producto : **DT - 2040**
 Uso : Para ser aplicado en el proceso de flotación de minerales.
 Producido por : **REACTIVOS NACIONALES S. A.**
 Av. Néstor Gambetta 6448
 Callao, PERU
 Teléfono : 277-8000 anexo 204
 Fax : 277-8000 anexo 2
 aelera@renasa.com.pe

TELEFONOS DE EMERGENCIA : **277 - 8000 anexo 204 ó 401 ó 402**
116 Cía. De Bomberos del Perú
105 Policía del Perú

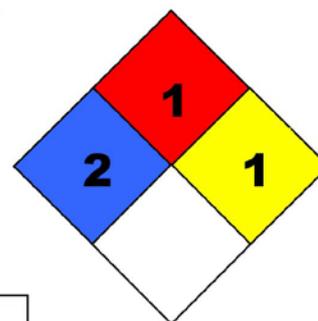
SECCION 2: COMPOSICION / INGREDIENTES

Familia química : Dialquilmotiofosfatos
 Nombre Químico : Sodio diisobutil monotiofosfato
 Número CAS : 53378-52-2
 Número NU : **UN 1719 (Líquido alcalino caustico N.E.P.)**

SECCION 3: IDENTIFICACION DE LOS RIESGOS

Riesgo Principal : Líquido alcalino, caustico N.E.P.
 Marca en etiqueta : Barra de colores y rombo NFPA
 Clasificación de riesgos del producto químico :

SALUD 2
INFLAMABILIDAD 1
REACTIVIDAD 1



Rótulo de Transporte :

CLASE
 8 Corrosivo



Efectos de sobre exposición : No disponible
 Contacto con la piel : Causa irritación fuerte
 Contacto con los ojos : Causa irritación en la córnea.
 Ingestión : Tóxico.

SECCION 4: MEDIDAS DE PRIMEROS AUXILIOS

Contacto con la piel : Lavar la zona afectada con abundante agua
 Contacto con los ojos : Lavar con abundante agua durante 15 minutos mínimo y llamar ayuda médica inmediata.
 Ingestión : Prestar ayuda médica inmediata, no inducir al vomito..

SECCION 5: PRECAUCION EN CASO DE INCENDIO

Usar dióxido de carbono o polvo químico para extinguir fuegos.
 Confinar aguas de combate de incendio para evitar que alcancen suministros de agua domiciliario.

SECCION 6: MEDIDAS PARA CONTROLAR DERRAMES O FUGAS

Derrames : Absorber derrames pequeños con material absorbente.
 Aislar el derrame y recuperar en derrames grandes.

SECCION 7: MANIPULACION Y ALMACENAMIENTO

Condiciones de manipuleo : Normales
 Condiciones de almacenaje : Este producto debe estar almacenado en un área fresca, seca y bajo techo.

SECCION 8: INFORMACION SOBRE PROTECCION

Recomendaciones	:	Usar elementos de protección en general.
Protección respiratoria	:	Usar respirador para gases orgánicos.
Protección de ojos	:	Usar anteojos plásticos de seguridad.
Protección de manos	:	Usar guantes de goma o PVC.
Ventilación	:	Este producto debe estar almacenado en un área ventilada y bajo techo

SECCION 9: PROPIEDADES FISICAS

Apariencia	:	líquido de color amarillento
Olor	:	característico
Solubilidad	:	soluble en agua: 600 gramos / litro aproximadamente
Gravedad específica	:	1.10 a 20° C aproximadamente
PH	:	Mayor a 11
Flash point	:	Mayor a 93.0 ° C
Punto de ebullición	:	100 ° C

SECCION 10: ESTABILIDAD Y REACTIVIDAD

Estabilidad	:	Estable en almacenamientos adecuados (normales).
Incompatibilidad	:	con ácidos inorgánicos, oxidantes fuertes o altas temperaturas. Se descompone a pH ácidos y temperaturas altas.

SECCION 11: INFORMACION TOXICOLOGICA

Puede ser nocivo en caso de ingestión y penetración en las vías respiratorias.

SECCION 12: INFORMACION ECOLOGICA

Peligros para el medio ambiente	:	No disponible
---------------------------------	---	---------------

SECCION 13: CONSIDERACIONES SOBRE DISPOSICION FINAL

Eliminación de envases y embalajes contaminados	:	Planta de tratamiento de residuos industriales.
---	---	---

SECCION 14: INFORMACION SOBRE TRANSPORTE

Necesita marcas especiales	:	No
Marcas aplicables envase durante el transporte marítimo / Terrestre	:	UN 1719 / Clase 8
Grupo de Embalaje	:	II

SECCION 15: NORMAS VIGENTES

D.S. N° 021-2008- MTC - Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos
 Ley 27181 : Ley General de Transporte y Tránsito Terrestre.
 Ley 28256 : Ley que regula el Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligroso.
 D.S. N° 033-2001 - Reglamento Nacional de Tránsito y sus modificaciones.
 Ley 27314 – Ley General de Residuos Sólidos.
 Ley 28611 – Ley General del Ambiente.
 D.S. N° 013-98 MTC – Reglamento de Pesos y Medidas y sus modificaciones
 D.S. N° 058-2003 – Reglamento Nacional de Vehículos.
 R.D. N° 2613-2013 – MTC/15 – Aprueban Formato Hoja Resumen de Seguridad para Transporte de Materiales y Residuos Peligrosos – Programa capacitación
Reglamentación para Transporte Marítimo
 Código IMDG – Código Marítimo Internacional de Mercancías Peligrosas
 Elaborado por Organización Marítima Internacional - Edición 02 volúmenes
Reglamentación Transporte Terrestre
 Libro Naranja – Recomendaciones Relativas al Transporte de Mercancías Peligrosas
 Reglamentación Modelo - Elaborado por Naciones Unidas - Edición 02 volúmenes

SECCION 16: OTRA INFORMACION**Uso del producto:**

Flotación de minerales.

Revisión:

Hoja de seguridad revisada: 15 - 01 – 2015

Fecha de expiración:

31 de Diciembre del 2015

Información de riesgo y seguridad	:	Corrosivo, inflamable. Ocasiona irritación a los ojos Mantener alejado del calor, chispas y llama. Mantener cerrado el envase. Lávese con abundante agua luego de manipularlo
-----------------------------------	---	---

Marca en etiqueta

: **RENASA**

Los datos expresados en la presente hoja provienen de calificados profesionales de REACTIVOS NACIONALES S. A. El uso de esta información, así como las condiciones de uso del producto escapan al control de REACTIVOS NACIONALES S.A.; por lo tanto, el usuario es responsable de su cumplimiento.

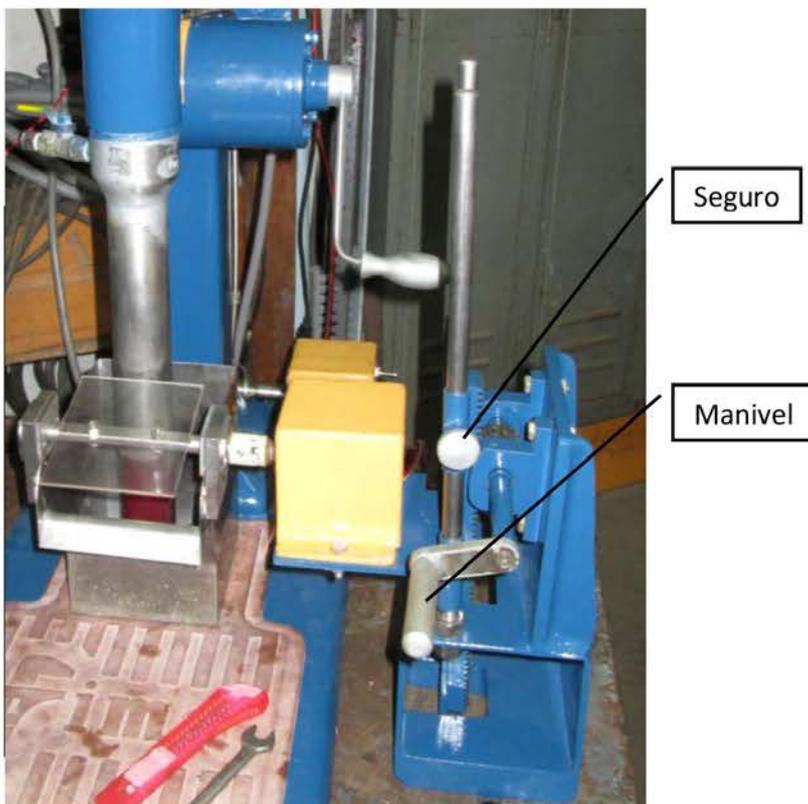


Fabricación y Montaje de Equipos de Minas, Plantas Concentradoras e Industriales

Manual De Configuración Y Calibración de componentes Celda de Flotación experimental.

PALETAS DE EVACUACION DE ESPUMAS

- 1- Para colocar paletas de espumas sobre la celda entre los topes que son la guía.
- 2- Hacer coincidir acoplamiento de motor y paleta regulando la altura del motor, para regular aflojar seguro y girar la manivela hasta colocar a la altura necesaria luego ajustar el seguro.



3- Arranque y configuración.

El tablero eléctrico consta de los siguientes dispositivos:



Para Arranque

- Conectar a una línea de 220 voltios, 60 Hz y accionar el interruptor de control en la posición 1, quedando el circuito interno energizado.
- Presionar el switch (MOTOR PALETA), para energizar la paleta conectar los polos (Positivo-Rojo) (Negativo-Negro) en sus respectivos terminales (MOTOR PALETA), en las cuales tendrán un voltaje variable de 0v-29v, luego se encenderá el temporizador.



Fabricación y Montaje de Equipos de Minas, Plantas Concentradoras e Industriales

- Configuración del tiempo de paleteo.

Botones Rápidos De Configuración

Para configurar el tiempo en el temporizador se utilizará las teclas:



Esta tecla RESET pondrá en estado cero el tiempo para volver a iniciar.



Esta tecla aceptara cualquier configuración y si presiona por 5 seg. Entrará a modo de configuración de parámetros. Visualizar el manual de dispositivo.



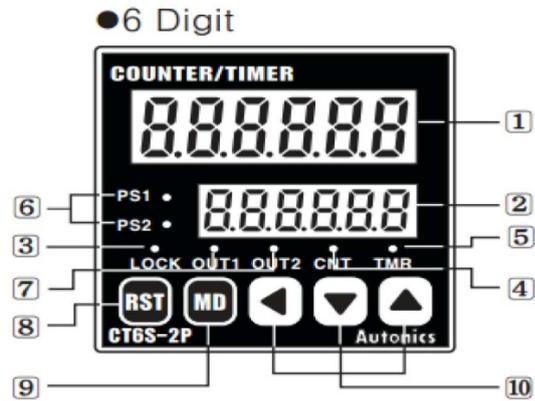
Esta tecla activara el cambio deseado de tiempo en intervalos de (SEGUNDOS-MINUTOS-HORAS).



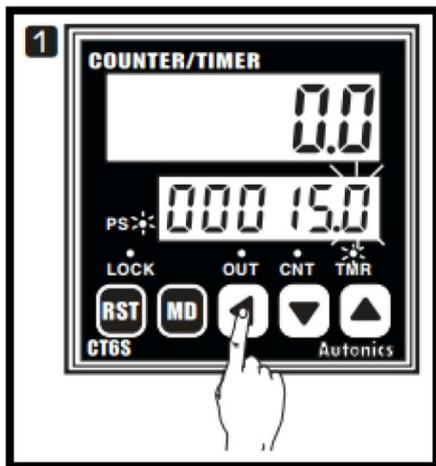
Estas teclas cambiaran las unidades de mayor a menor según el tiempo a designar



con esta tecla moverá de cifra en cifra.

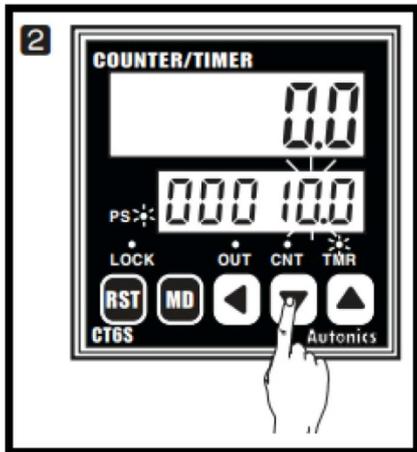


EJEMPLO:

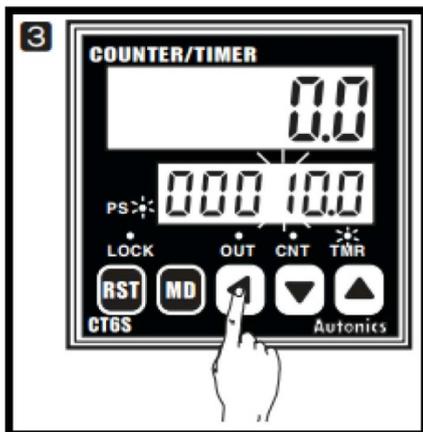


Para avanzar a modo de ajuste de cambio de hora pulsar la tecla . Cambiar el segundo Dígito en la posición "5" pulsar la tecla una vez.

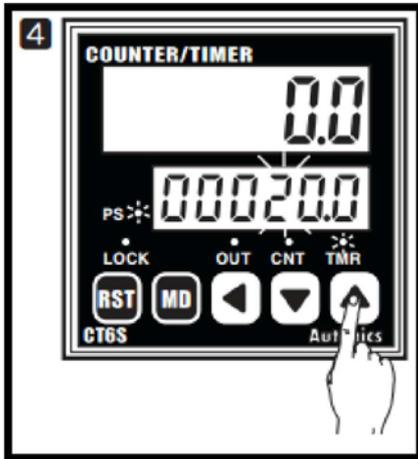
(PS LED ON).



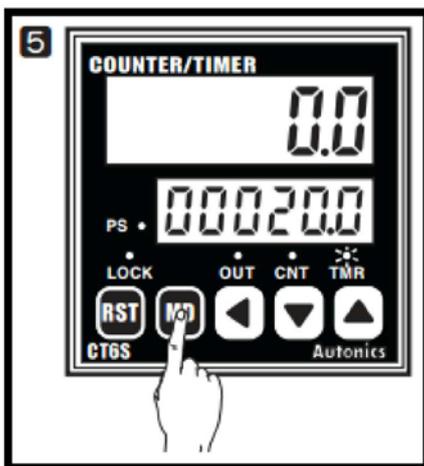
Para Cambiar "5" -"0", pulsar la tecla 5 veces.



Para pasar a la tercera posición "1" pulsar la tecla una vez.



Para cambiar de "1" a "2" pulsar la tecla una vez.



Pulse la tecla  para completar el cambio de tiempo de ajuste y volver al modo de ejecución del temporizador. (PS LED OFF) .



Fabricación y Montaje de Equipos de Minas, Plantas Concentradoras e Industriales

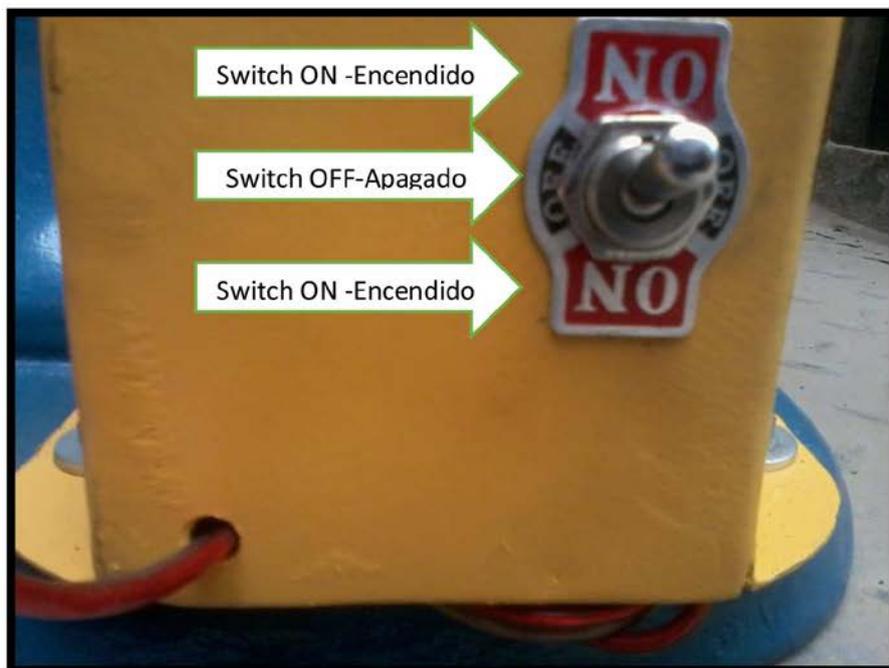
SISTEMA DE CONTROL DE NIVEL DE PULPA

Para el control de nivel se sumerge el cuerpo solido (Boya/pesa) en forma controlada por la parte posterior de la celda experimental y por el principio de Arquímedes se mantiene el nivel de pulpa adecuado, esto permite no variar las condiciones iniciales de la pulpa (Densidad, Concentración de reactivos).

Arranque de sistema de control de nivel

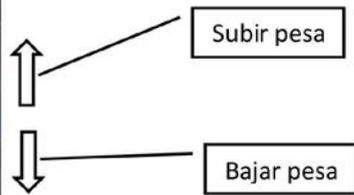
Presionar el switch (MOTOR PESA / BOYA), para energizar conectar los polos (Positivo-Rojo) (Negativo-Negro) en sus respectivos terminales (MOTOR PESA), en las cuales tendrán un voltaje variable de 0v-29v, luego se encenderá el temporizador.

Para bajar o subir pesa, mover switch arriba-abajo.





Fabricación y Montaje de Equipos de Minas, Plantas Concentradoras e Industriales



Flow Sheet de Planta N°1-Circuito de Cobre 7500 TMSD

