

Trabajo de
Diploma

Instituto Superior Minero Metalúrgico
Fac. de Electromecánica

Foja
No. _____

República de Cuba

Instituto Superior Minero Metalúrgico

MOA

TRABAJO DE DIPLOMA

TEMA: Estudio de la Producción de Carboncillo de
Vagazo de Caña como Espumante en la Flotación

Diplomante: José Avila

Tutor: Alfredo Coello

JULIO 1988

"Año del XXX Aniversario del Triunfo de la Revolución"

DEDICATORIA

DEDICATORIA

Al XXX Aniversario del Triunfo de la Revolución
a mi madre por su ayuda en todos los momentos
difíciles, por su ejemplo y educación.

AGRADECIMIENTO

AGRADECIMIENTO

Agradecemos la confección del presente trabajo al impetuoso desarrollo de nuestra revolución al Ing Alfredo Coello y a todos aquellos compañeros que de una forma u otra brindaron su colaboración .

INDICE

INDICE

Resumen	1
Introducción	1

CAPITULO I**Aspectos Generales**

1.1 Situación geográfica del yacimiento	4
1.2 Distribución del Cobre en los deferentes minerales	4
1.3 Características mineralógicas	5
1.4 Composición química de la masa mineral	7

CAPITULO II**Tratamiento de las Menas Cupríferas.**

2.1 Elaboración de las menas cupríferas a nivel mundial	9
2.2 Descripción general del actual proceso de la planta de beneficio "EL COBRE"	12

CAPITULO III**Parte experimental.**

3.1 Estudio de la estabilidad de la espuma	16
3.2 Ensayos de molienda	16
3.3 Metodología general de los ensayos de flotación.	17
3.4 Metodología del análisis químico	18
3.5 Análisis de los resultados	19
3.6 Ensayos de optimización	21
Conclusiones	30
Recomendaciones	31

**RESUMEN
E
INTRODUCCION**

RESUMEN

Nuestro trabajo se realizó sobre la base de la necesidad del conocimiento de nuevos reactivos más baratos y accesibles .

Se realizó de forma comparativa el estudio de la estabilidad de la espuma entre nuestro reactivo y el comunmente utilizado Aceite de Pino. El material fue sometido al proceso de preparación mecánica donde se trituró y posteriormente se realizaron ensayos de molienda con diferentes tiempos para el estudio de la cinética. Terminadas estas operaciones, se realizaron al igual que la estabilidad de la espuma, pruebas comparativas de flotación variando el consumo de ambos reactivos, dejando constantes los demás parámetros. Por último se realizó un estudio más detallado de nuestro espumante sobre la base de la aplicación de los Métodos de Planificación Matemática .

INTRODUCCION

El futuro económico de nuestro país; que se encuentra en etapa de proyección, se basa fundamentalmente en la industrialización y desarrollo del mismo.

Según informes del TERCER CONGRESO NACIONAL DEL PCC unos de los objetivos fundamentales del quinquenio 1986-1990 es asegurar el aumento de los ingresos por exportaciones de mercancías, servicios productivos y otros así como la sustitución de importaciones. Garantizar un uso adecuado de los recursos materiales, reducir los índices de consumo, las pérdidas e incrementar la recuperación de desechos de materia

prima y otros productos reutilizables.

Respecto al desarrollo de la industria; específicamente de la minería y la metalurgia no ferrosa, se prevee la terminación y puesta en marcha de la nueva planta de níquel "Comandante Ernesto Guevara" de punta gorda. Alcanzar, en el año 1990, no menos de 27.5 millones de toneladas de sinter y óxido de níquel con una alta eficiencia metalúrgica. Se prevee iniciar la ejecución del complejo minero industrial de "Castellanos", para garantizar la producción de concentrados de plomo, zinc, barita y pirita. La terminación de la construcción y montaje de la planta de separación de níquel y cobalto en Nicaro y Punta Gorda.

Enfatizar la producción de Cobre, ejecutar los trabajos que permitan alcanzar un incremento de aproximadamente un 30 % en relación con el quinquenio anterior y asegurar la producción para el siguiente quinquenio. [1] [2]

En la actualidad en Cuba no se obtiene Cobre (Cu) metálico en sus unidades productoras, solo se obtiene en forma de concentrado, el cual es exportado y a su vez importado por nuestro país en forma metálica, aumentando cada vez más nuestro consumo, dependiendo de ello la necesidad del estudio y la introducción de nuevos esquemas tecnológicos así como la sustitución de reactivos de exportación por otros mas baratos y de mayor accesibilidad que garantice la obtención de Cobre de alta calidad.

Precisamente nuestro trabajo está encaminado en ese sentido, es decir, la posible sustitución de un reactivo de alto costo en el mercado mundial como es el Aceite de Pino, utilizado

como espumante en el proceso de flotación en la planta "EL
COBRE" de Santiago de Cuba.

CAPITULO I

CAPITULO IASPECTOS GENERALES1.1 Situación geográfica del yacimiento.

El yacimiento "EL COBRE" se encuentra ubicado en el nordeste del contrafuerte de la Sierra Maestra, a unos 13 Km de Santiago de Cuba, al Sur de la provincia del mismo nombre, y a 1 Km del poblado del Cobre.

Las coordenadas del yacimiento según Lanbert son las siguientes:

$$X = 592.800 - 594.290$$

$$Y = 154.900 - 155.200$$

El área del yacimiento esta limitada por las coordenadas geográficas siguientes:

$$20^{\circ} 01' 20'' - 20^{\circ} 03' 30'' \text{ (Latitud Norte)}$$

$$75^{\circ} 54' 55'' - 75^{\circ} 57' 15'' \text{ (Latitud Oeste).}$$

El clima de la región es tropical, la fuerza del viento es variable y la velocidad del aire de 4.1 m/sg con dirección E.N.E. Las precipitaciones anuales son irregulares y el tiempo de mayores lluvias se registran en los meses de mayo a junio. En la parte Norte y Oeste del yacimiento se sitúa el poblado y río el Cobre. El aire no contiene partículas de sal debido a que al zona se encuentra a gran distancia del mar. La altura absoluta de al superficie en las zonas del yacimiento es de 90 a 123 metros.

1.2 Distribución del Cobre en los diferentes minerales.

En la parte superior del yacimiento se encuentran las menas oxidadas, la cual posee la siguiente composición química:

- Del 100 % del Cobre total,

1o El 2.1 % está en forma de Sulfato.

2o El 55.9 % está en forma de Oxidos y Carbonatos.

3o El 12.6 % está en forma de Silicato.

4o El 29.4 % está en forma de Sulfuro.

Las menas mezcladas forman la mayor parte de las reservas con la siguiente composición química:

- Del 100 % del Cobre total,

1o El 2 % está en forma de Sulfato.

2o El 32.9 % está en forma de Oxidos y Carbonatos.

3o El 4.7 % está en forma de Silicatos.

4o El 60.4 % está en forma de Sulfuro.

Las menas sulfurosas se encuentran en las partes más profundas del yacimiento cuya composición química se muestra a continuación:

- Del 100 % del Cobre total,

1o El 1.8 % está en forma de Sulfato.

2o El 18 % está en forma de Oxidos y Carbonatos.

3o El 1.8 % está en forma de Silicatos.

4o El 75.4 % está en forma de Sulfuro.

1.3 Características mineralógicas

Se conoce que este yacimiento está compuesto por una serie de minerales; siendo los primarios los siguientes:

1o FeS_2 (pirita) se desarrolla en los cuerpos cupríferas en una cantidad aproximadamente igual a la calcopirita y constituye el 10 % del volumen del mineral. De color amarillo pálido, puede pasar fácilmente a óxido de hierro. Su dureza

es de 6 - 6.5. La pirita se encuentra asociada a muchos minerales como a la galenita blanda.

2o Cu_5FeS_4 (bornita) se desarrolla en al calcopirita y en algunos lugares la reemplaza casi totalmente, formando agregados. Esta es sustituida por la calcosina y la covelina. Presenta brillo metálico. Se encuentra diseminada en rocas básicas en depósitos metamórficos de contactos.

3o CuFeS_2 (calcopirita) es de color amarillo latón y constituye unas de las fuentes más importantes de este metal. Su dureza es de 3.5 - 4.

4o Cu_2S (calcosina) posee brillo metálico y es una de las menas de cobre más importantes.

5o CuS (covelina) de color azul añil, se halla en pequeños depósitos de Cobre. Es opaca y su dureza oscila entre 1.5 y 2.

Entre los minerales secundarios que forman parte del yacimiento tenemos los siguientes:

1o $\text{CuCO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$ (malaquita) tiene color verde, con efervescencia en los ácidos minerales y dureza de 3.3. Se desarrolla en una masa de cuarzo e hidróxidos de hierro formando betas aisladas.

2o $\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (crisocola) tiene un color de verde vítreo a terroso y su dureza es de 2.5; formándose a partir de la malaquita. También se encuentra en los sulfuros secundarios, se disuelve en ácido clorhídrico tomando la solución un color verde.

3o Cu_2O (Cuprita) posee un color verde rojo hasta casi

negro, cuya dureza varía entre 3.5 y 4. Forma agregados finamente granulados y está asociada a hidróxidos de hierro. Al ser tratada con $\text{NH}_4(\text{OH})$ se torna de color azul.

4o CuFeO_2 (Delafesita) tiene color negro y dureza entre 5 - 5.5.

5o $\text{C}_4\text{CuOSO}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ (Brochantita) de color verde y dureza de 3.5, se disuelve en HCl sin efervescencia. Se altera ante la crisocola.

6o $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ (Azurita) es de color azul marino. Su dureza es de 3.5 - 4.

El Cobre nativo es dúctil y maleable, su color es rojo. Está presente en menas de Cobre pero principalmente se encuentra en zonas de oxidación de los depósitos de Cobre junto a la Cuprita, la malaquita y al azurita.

La zona de los minerales oxidados se encuentran frecuentemente surtidos de los minerales mezclados que resultan ser los de mayor complejidad. La ganga lo constituyen fundamentalmente el cuarzo (SiO_2), el hierro en forma de óxido, en proporciones pequeñas el aluminosilicato y otros. [3]

1.4 Composición química de la masa mineral.

La masa mineral tiene la siguiente composición química:

1o Cobre (Cu)	----->	10 %
2o Plata (Ag)	----->	0.0001 %
3o Zinc (Zn)	----->	0.01 % - 0.1 %
4o Hierro (Fe)	----->	10 %
5o Titanio (Ti)	----->	0.001 % - 0.01 %

6o Vanadio (V)	----->	0.0001 % - 0.001 %
7o Calcio (Ca)	----->	0.001 % - 0.01 %
8o Cerio (Ce)	----->	0.001 % - 0.01 %
9o Aluminio (Al)	----->	1 % - 10 %
10o Bario (Ba)	----->	0.001 % - 0.01 %
11o Bismuto (Bi)	----->	0.0001 % - 0.001 %
12o Galio (Ga)	----->	0.0001 % - 0.001%
13o Magnesio (Mg)	----->	0.1 % - 1 %
14o Plomo (Pb)	----->	0.0001 % - 0.001 %
15o Manganeso (Mn)	----->	0.01 % - 0.1 %

CAPITULO II

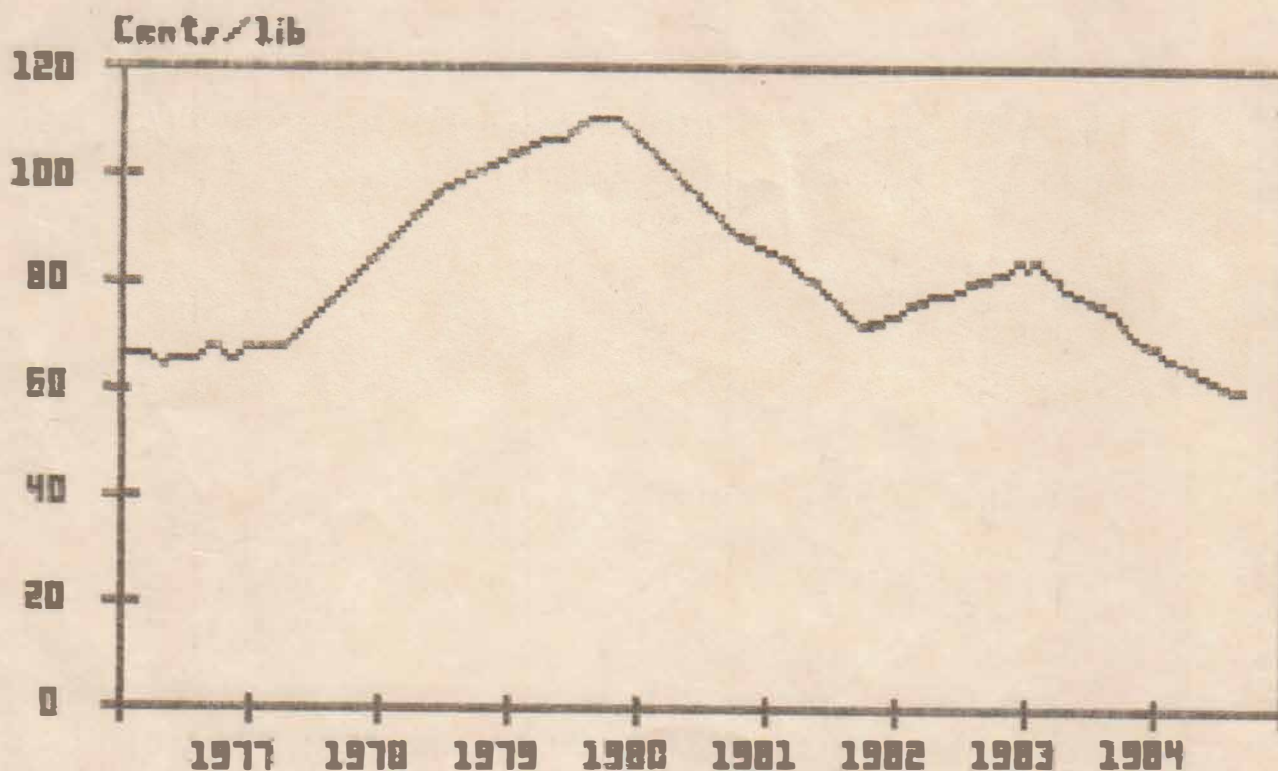
CAPITULO IITRATAMIENTO DE LAS MENAS CUPRIFERAS2.1 Elaboración de las menas cupríferas a nivel mundial.

Las menas de Cobre se enriquecen por el procedimiento de flotación el cual se amplía constantemente. Con arreglo a la cantidad de materia prima que se puede transformar, la flotación ocupa el primer lugar entre otros procedimientos tecnológicos, cediendo, posiblemente, tan solo a la fusión en Altos Hornos. Pero atendiendo a la diversidad de materia prima que se transforma, la flotación, sin duda alguna ocupa el primer lugar. Es indiscutible que debido a la universalidad del referido proceso su importancia crecerá continuamente. [4]

En el mundo capitalista los productores más importantes son los Estados Unidos, Chile, Canadá, Japón, República Federal Alemana y Perú entre otros. De los estudios realizados se descubrieron grandes reservas de Cobre ubicadas fundamentalmente en la Unión Soviética, en Estados Unidos, Canadá, Perú, México, Chile, Irán y Filipinas. La búsqueda y prospección de nuevos yacimientos; sobre todo en las regiones habitables que poseen favorables condiciones geográficas, climáticas y económicas, continúan realizándose felizmente.

[5]

En la fig. No 1 aparece un gráfico donde se ve el comportamiento internacional del Cobre desde 1977 hasta 1984.

Fig No 1.**Comportamiento internacional del
precio del Cobre**

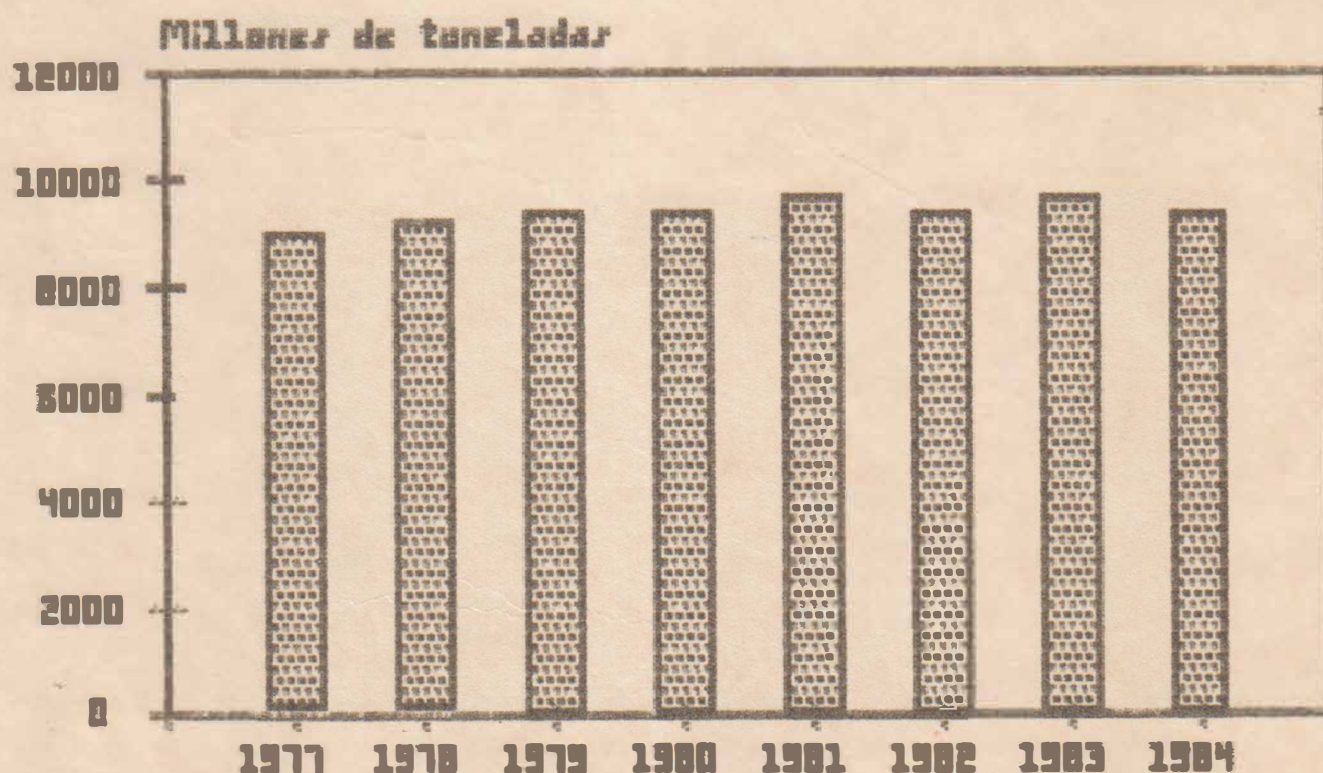
Como se observa este precio tuvo un gran ascenso en el año 1980 que superó los 46 cents/Kg y a partir de aquí comenzó a descender significativamente hasta 1984 alcanzando el Cobre solo un precio de 29 cents/Kg.

En la fig No 2 se aprecia una gráfica que muestra la producción mundial de Cobre.

En este gráfico se ve como a partir de 1980 la producción fue incrementándose ligeramente de 9000 tn a 9600 tn en el 1981, en el 1982 este valor bajó al obtenido en 1980. En 1983 otra vez subió hasta un valor algo inferior a 1981 y en 1984 solo se produjeron 9200 tn de Cobre en el mundo. [6]

En 1985 el Cobre se encontraba en un estancamiento en el mercado mundial y su valor era solo la mitad del valor en

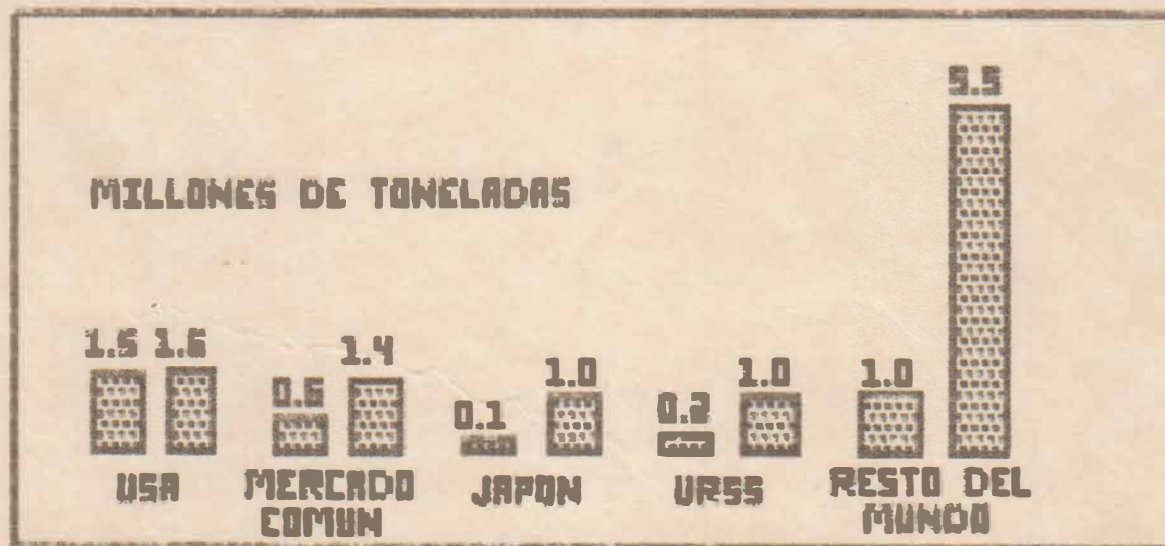
1980 y todo parecía indicar que no iba a subir en el futuro cercano, debido a esto la producción de Cobre se vió obligada a tomar medidas para compensar las pérdidas como la diversificación de la extracción y la introducción de nuevas tecnologías con el fin de disminuir el costo de producción. Respecto al consumo, desde 1982 hasta el 1985, Estados Unidos aumentó el mismo en un 22 %, pero la producción bajó debido al aumento de importaciones. En 1975 este país aportaba el 26 % de la producción mundial de Cobre pero en 1985 fué solo del 17 % y su industria operaba solo al 60 % de su capacidad productiva. [7]

Fig No 2.**Comportamiento internacional de la producción de Cobre.**

En este mismo país en 1987 la producción de Cobre se incrementó por primera vez en 3 años a 1.2 Mt (toneladas métricas), la demanda también aumento debido al incremento de la construcción y la producción de automóviles.

En al Fig No 3 aparece una comparación de la producción de Cobre entre el año 1950 y 1986.

Fig No 3. Comparacion de la producción de Cobre.



Como se observa en todos los casos, evidentemente la producción se ha incrementado significativamente exceptuando un solo país. [8]

2.2 Descripción general del actual proceso de la planta de beneficio "El COBRE"

El mineral procedente de la cantera se transporta en camiones

que lo descargan en el área de almacenaje y de allí pasa a la tolva (1), la cual esta cubierta con una parrilla de rieles con paso de 300 mm. El mineral es evacuado desde la tolva por medio de un alimentador de esteras de acero (2) el cual descarga en las parrillas de barras fijas (3) con paso de 75 mm. El rechazo de la parrilla pasa al triturador de quijada (4) que reduce a tamaño máximo de 100 mm y se une a la fracción -75 mm. La banda transportadora (5) lo conduce a la zaranda (7) con tamiz de 25 mm, descargándose la fracción -75 mm directamente en la tolva (21), también puede conducirse a través de la banda transportadora (11) a la tolva (22). El rechazo de la zaranda (7) pasa por gravedad al molino de cono rumano (16), que trabaja en circuito cerrado con la zaranda. Un electroimán que se encuentra situado encima de la banda transportadora retiene los pedazos de hierro que eventualmente contenga el mineral, protegiendo al triturador de cualquier avería.

La molienda fina esta compuesta por tres molinos de bolas:

- 1o Un molino Denver $D \times L = 1.6m \times 1.9m$.
- 2o Un molino de Allis Chalmers $D \times L = 1.9m \times 2.5m$.
- 3o Un molino UIW $D \times L = 2.5 \times 1.9m$.

La clasificación se realiza en tres clasificadores de espiral (32), (34) y (36) acoplados a los molinos. El sistema molino-clasificadores prepara el mineral a una finura de 60 % de la clase -200 mallas (74 micrones) a una pulpa de 25 % de sólido la cual llega por gravedad al tanque acondicionador (39) de 2 m de diámetro, donde permanece la pulpa 2 minutos y medio, pasando luego al segundo tanque

acondicionador de 1.5 m de diámetro, donde la pulpa recibirá aereación durante el tiempo de estancia en el mismo, que es de 1 minuto y medio. Después la pulpa pasa al tercer tanque acondicionador (41) con diámetro de 1.5 m, permaneciendo en éste durante 5 minutos.

Del último tanque acondicionador la pulpa pasa al distribuidor que se divide en dos (50 % y 50 %) utilizando un sistema de flujo paralelo, continuando el recorrido que la lleve hasta la primera flotación básica. Los concentrados obtenidos de la flotación No 1 son enviados en dependencia del contenido de Cobre al área de espesamiento (51) o a los bancos de la flotación de limpieza No 1.

Las colas obtenidas en la flotación básica No 1 pasan a la flotación básica No 2, cuyo concentrado es enviado también al área de espesamiento o a la flotación de limpieza No 2. Las colas obtenidas en la segunda flotación de limpieza van a la primera y segunda flotación de control.

Las colas obtenidas en la flotación de control constituyen las colas finales y son descargadas al depósito de colas.

El concentrado de control y las colas de la flotación de limpieza se recirculan por gravedad o en su defecto a través de bombas a la flotación básica.

El concentrado final se alimenta a los tanques espesadores donde se efectúa la separación de la fase sólida de la líquida, formándose en el fondo del tanque una capa de material sedimentado que se extrae por medio de bombas de diafragma (52), pasando a los filtros de vacío de tambor

rotatorio (53) donde se le extrae a dicho material la humedad hasta un 25 % aproximadamente, descargándose directamente a la nave de almacenamiento de concentrado, donde continua disminuyendo la humedad hasta un 7 % por medio del sol. Este producto luego de secado se recoge y se exporta.

En el reboso de los tanques se evacúa el líquido que contiene 4 g de sólido por litros aproximadamente, que han de recuperarse en la caja de sedimentación (58).

La flotación básica está compuesta por dos líneas de flotación de 8 celdas Denver cada una, de 1.42 m^3 de volumen, es decir que posee un total de 16 celdas. La flotación de control se realiza en 14 celdas Denver formando 8 celdas una de las líneas y las 6 restante la otra línea de flotación cada una de 1.36 m^3 de volumen. El banco de flotación de limpieza lo forman 8 celdas que pertenecen a una línea de 0.68 m^3 . (ver esquema del flujo tecnológico de la planta "El COBRE"). [3]

CAPITULO III

CAPITULO III**3.1 Estabilidad de la espuma**

Este trabajo se realizó en la máquina de flotación, tomándose como recipiente una celda tipo Mejanobr . Se realizaron ensayos para 30, 40, 50, 60 y 70 g/l de reactivos; preparados ambos al 10 %.

Se tomó 1000 ml de agua y se vertió en la celda, se la añadió su respectivo consumo de reactivo y se sometió a un minuto de agitación. Al cabo de ese tiempo se le dejó de agitar y procedimos a medir la altura de la capa de espuma y el tiempo en que esta demora en desaparecer.

Los resultados de éste estudio aparecen en el ANEXO (TABLA No 1) con los cuales se realizaron gráficas de Consumo vs Tiempo que aparecen en el ANEXO (GRAFICA 1 Y 2).

Según se pudo observar durante la realización de los diferentes ensayos se ve un ligero aumento de la altura de la capa para los tres primeros consumos de 10.0 a 13.0 mm manteniéndose constantes para los restantes, mientras que el tiempo en desaparecer dicha espuma aumenta notablemente de 4.45 a 38.50 minutos

Analizando el comportamiento del Aceite de Pino se ve como la altura de capa aumenta de 2.00 a 3.00 mm y después disminuye hasta 1.50 mm ,por su parte el tiempo a medida que aumenta el consumo disminuye de 3.30 a 2.14 minutos.

3.2 Ensayos de molienda.

El mineral utilizado para nuestro trabajo fué tomado a la entrada de los molinos de la planta. Para realizar estos ensayos el mineral se trituró en un triturador de quijada

hasta obtener un tamaño mámo de 3 mm donde fue homogenizado cuidadosamente. Posterior a esta operación se procedió a realizar los ensayos de la cinética de molienda, las cuales fueron realizadas en un molino de bolas. Para ello se tomaron 250 g de material, moliendo a una relación líquido sólido de 1:1. Se tomaron bolas con diámetros de 25 , 41 y 46 mm; ocupando la primera el 30 % , la segunda también el 30 % y al tercera el 40 %, con un peso total de 2.350 Kg. Los tiempos empleados fueron 20, 23 y 25 minutos.

Este estudio fué necesario realizarlo para establecer el tiempo en el cual se logra una granulometría del 60 % de la clase -0.074 mm, simulando el empleado en la planta. Los resultados de estos ensayos aparecen en el ANEXO I (TABLA No 2).

A partir de los valores que se corresponden con dicha clase construimos la curva de la cinética la cual nos da el tiempo para moler el anteriormente mencionado porcentaje de dicha clase. Este tiempo resultó ser 23 minutos.

La gráfica de la cinética de molienda aparece en el ANEXO I (GRAFICA No 3).

3.3 Metodología general y ensayos de flotación

El producto de la molienda se vierte en una celda tipo Meganobr a escala de laboratorio, lavándose cuidadosamente las bolas con 500 ml de agua de forma tal que hayan menos pérdidas de material, trabajando con una relación líquido sólido de 3:1. Esta pulpa preparada se somete al acondicionamiento donde se le añade Cal al 10 % como

regulador del medio, al cabo de tres minutos se adiciona Xantato al 4 % como colector y por último el Espumante preparado al 10 % . Concluida la flotación se tomaron dos recipientes para recoger el concentrado y las colas, los cuales son filtrado y secado, enviándolos posteriormente al análisis químico y espectral .

Para los primeros ensayos se fijaron los consumos de Cal y Xantato de 214 y 3950 g/t respectivamente, variando el consumo de Espumante para 20, 40, 60, 80 y 100 g/t, auxiliandonos para ello de la siguiente fórmula:

$$V = \frac{Q * M}{C * 100} ; \text{ donde:}$$

Q ----> Consumo de reactivo (g/t)

M ----> Masa del mineral (Kg)

C ----> Concentración del reactivo (%)

El tiempo de flotación tomado fué de 8 minutos. Esta primera serie de ensayos permite obtener una información del comportamiento de ambos reactivos en cuanto a sus cualidades como espumante.

Los resultados de los concentrados correspondiente a estos experimentos aparecen en el ANEXO (TABLA No 3).

3.4 Metodología general del análisis químico.

El producto de la flotación ya pulverizado se pone en la estufa durante una hora a 100 °C para eliminar su humedad, después se baja y se deja enfriar para realizar un correcto pesaje, tomándose 1 g de la muestra que se vierte en un

Beaker. Luego para disolver al Cobre se le añade 5 ml de ácido clorhídrico concentrado (HCl), 5 ml de ácido sulfúrico 1:1 (H_2SO_4) y después 10 ml de ácido nítrico concentrado (HNO_3). Esta solución se lleva a la plancha tapando los Beaker con un vidrio reloj hasta sequedad sin que se queme. Una vez seco se baja y se deja enfriar lavándose las paredes del vidrio. Después se coloca en la plancha otra vez hasta que este bien caliente y se baja dejándolo enfriar.

Una vez frío se le añaden 25 ml de Hidróxido de Amonio 1:1 (NH_4OH) y luego 20 ml del mismo reactivo pero concentrado, tomando la solución un color azul que caracteriza la presencia de Cobre en la solución. Esta última se vierte en un volumétrico de 100 ml y se enrraza con agua destilada. Una vez realizada esta operación se procede al filtrado con el respectivo endulzamiento del recipiente para eliminar las posibles impurezas existentes. Este filtrado se lleva al ESPECTROFOTOMETRO ; previamente calibrado, para medir la absorbancia de dicha solución la cual se lleva a una curva de Absorbancia vs Concentración, que se confecciona con una solución patrón pudiéndose determinar sencillamente el contenido de Cobre.

3.5 Análisis de los resultados.

Según los resultados obtenidos en el análisis químico de los concentrados utilizando el Aceite de Pino específicamente, vemos como a medida que aumentamos el consumo de reactivo, el contenido de Cobre disminuye de 16.8 a 14.22 %, mientras que

la recuperación aumenta notablemente hasta 81 %. Respecto a los resultados del análisis espectral de las colas se pudo ver en las placas un espectro bastante homogéneo del contenido de los diferentes elementos; específicamente el Cobre se encuentra en el orden del 0.1 %, la Plata se encuentra entre 0.001 y 0.0047 %, el Zinc esta en el orden del 0.01 %, también se encontraron contenidos de Bismuto, Calcio, Plomo, Cobalto (muy bajo), Galio, Aluminio y Cerio que es un elemento que pertenece al grupo de Tierras Raras.

Analizando el comportamiento del licor vemos que el contenido de Cobre en el concentrado se mantiene más o menos constante, oscilando en un valor de 16.2 y 16.47 %, mientras que la recuperación aumenta hasta un valor de 52.25 % solamente. En cuanto al análisis de las colas se observó un alto contenido de Cobre mayor del 0.5 %, mientras que el comportamiento de los demás elementos se mantiene de forma análoga al del primer reactivo.

Estudiando los resultados del licor con respecto al reactivo común se ve un aspecto curioso y es que los contenidos que se obtuvieron son tan altos como este último y aunque la recuperación resulto ser mucho menor hay que tener en cuenta que se trabajó con los consumos de Cal y Xantato que son óptimos más bien para el Aceite de Pino, por lo se consideró que se podía hacer un estudio más detallado del mismo para el cual se aplicó el método Fraccional completo, tomando como niveles básicos los mejores resultados.

3.6 Ensayos de Optimización.

Una vez estudiado los resultados de los ensayos con variación del Licor y el Aceite de Pino se decidió aplicar el método Fraccional Completo para observar más de cerca como interactuaba éste con el Xantato; por jugar este último un roll importante en el proceso de flotación. Para este método fue elaborado un programa de computación el que aparece en el ANEXO (Programa 1), el cual nos permitió obtener los resultados sin la menor pérdida de tiempo. El experimento Factorial Completo permite establecer la interacción de los factores y los efectos de los mismos. Para ello en primer lugar se calculan los coeficientes de regresión por la siguiente fórmula:

$$A_i = \frac{\sum \epsilon}{N}; \text{ donde:}$$

$\sum \epsilon$ ---> Sumatoria de los valores experimentales.

N ---> Número de experimentos.

Después se calcula el error de experimentación :

$$S_e = \frac{\sum (\epsilon - \bar{\epsilon})^2}{n-1}; \text{ donde:}$$

$\bar{\epsilon}$ ----> Media de los valores.

n ----> Número de pruebas para determinar el error.

El error del coeficiente de regresión se calcula de la siguiente forma:

$$S_{aj} = \frac{S_e}{\sqrt{N}}$$

Con este último, podemos determinar el coeficiente Alim con la fórmula:

$Alim = t * S_{aj}$; donde:

t ----> Es la 't' de students que se determina por los grados de libertad.

Si algunos de los coeficiente de regresión resultáse menor que este Alim quiere decir que el factor que representa este coeficiente no ejerce influencia significativa en la experimentación. Después de estos cálculos pasamos a la adecuación del modelo valiéndonos para ello del criterio de FISHER, que se calcula por la fórmula siguiente:

$$F = \frac{S_{est}^2}{S_e^2} ; \text{ donde:}$$

$$S_{est}^2 = \frac{\sum (\hat{\epsilon}_i^{est} - \epsilon_i^{exp})^2}{N - K - 1} ; \text{ donde:}$$

$\hat{\epsilon}_i^{est}$ ----> Valores estimados del modelo.

ϵ_i^{exp} ----> Valores de la experimentación

K ----> Número de coeficientes significativos.

Este valor de cálculo se compara con el Fisher de la tabla y si este último resulta menor que el primero entonces el modelo es edecuado. En este caso se pasa a calcular el paso de trabajo con la siguiente fórmula:

$$\delta_i = \frac{1}{|A_{\max}|} * A_i * \Delta x_i ; \text{ donde:}$$

$A_{\max}$ ----> Mayor de los coeficientes.

Δx_i ----> Intervalo de variación. [9]

En la realización de nuestros ensayos se tomó la siguiente matriz de experimentación:

Exp	Factores	
	X1 (Xantato)	X2 (Licor)
1	+	+
2	-	+
3	+	-
4	-	-

El intervalo de variación de los factores fué:

Xantato ----> ± 86 g/t

Licor ----> ± 40 g/t

Los niveles tomados fueron:

Nivel	Factores	
	(Xantato) (g/t)	(Licor) (g/t)
Superior	300	140
Básico	214	100
Inferior	128	60

Con esta matriz y estos niveles se procedió a la experimentación cuyos resultados de los concentrados aparecen en el ANEXO (TABLA No 4) donde se obtienen valores de

recuperación muy bajos que no superan el 45 %. Respecto a la salida también se obtuvieron resultados muy pobres que no superó el 4.5 % . En este caso el contenido disminuyó respecto a los ensayos anteriores.

A las colas de estos ensayos se le realizó un análisis espectral donde sus resultados fueron muy semejantes a los realizados en la primera serie de experimentos para el mismo reactivo.

Los valores obtenidos de recuperación del análisis químico fueron llevados al programa de computación donde se obtuvo que ninguno de los coeficientes resultó significativo, es decir que sus valores fueron menores que el Alim; esto demuestra que los niveles escogidos no fueron adecuados, además el intervalo de variación se tomó muy pequeño por lo que se decidió aplicar otra vez el método pero con consumo de licor más alto y teniendo en cuenta que el estado del Xantato no está en buenas condiciones, también se elevó su consumo así como el intervalo de variación de ambos reactivos.

Los valores de los coeficientes son:

Coeficiente A0 = 31.07

Coeficiente A1 = 4.535

Coeficiente A2 = 4.445

Coeficiente Alim = 8.6

Para los nuevos ensayos se propuso la misma matriz pero con una interacción entre ambos coeficientes quedando la misma de la siguiente forma

Exp	Factores		
	X1 (Xantato)	X2 (Licor)	X1,2 (Interac.)
1	+	+	+
2	-	+	-
3	+	-	-
4	-	-	+

El intervalo de variación de los factores fué:

Xantato ---> $\pm$ 100 g/t

Licor ---> $\pm$ 200 g/t

Los niveles tomados fueron:

Nivel	Factores	
	(Xantato) (g/t)	(Licor) (g/t)
Superior	600	900
Básico	500	700
Inferior	400	500

Los resultados de estos experimentos fueron llevados también al programa y aparecen en el ANEXO (TABLA No 5). Al analizar los mismos se pudo observar que se obtiene una salida mucho mayor en comparación con la anterior donde alcanzó un valor de 17.95 %. De forma similar se comportó la recuperación que aumentó hasta el 89.74 %, y como es evidente el contenido disminuyó ligeramente.

Respecto a las colas se pudo observar que el contenido de Cobre de este segundo método respecto al primero disminuyó hasta un valor que oscila entre 0.1 y 0.22 %. Esto quiere decir que se pasó una mayor cantidad de Cobre al concentrado; favoreciendo nuestro proceso. El contenido de los restantes elementos no vario practicamente; la Plata se mantuvo en un valor entre .001 y .0047, el Hierro superó el 10 %, se observó muy poco Plomo al igual que el Zinc, se obtuvo un alto contenido de Aluminio que supero el 10 %. Un aspecto importante y curioso es contenido de Bismuto que osciló entre 3 y 10 g/t cuando su promedio en la corteza terrestre es de 0.009 g/t. También se notaron manifestaciones de Titanio y todos los elemntos anteriormente mencionados.

Cuando estudiamos los resultados del método matemático como tal, se vió que ambos coeficientes son significativos, incluyendo la interacción, lo que significa que los mismos en combinación dan lugar a un nuevo factor que también influye significativamente en la experimentación.

Los valores fueron:

Coeficiente $A_0 = 82.32$

Coeficiente $A_1 = 1.315$

Coeficiente $A_2 = 3.440$

Coeficiente $A_{1,2} = 2.66$

Coeficiente $A_{lim} = 0.15$

En cuanto al modelo escogido también resultó adecuado, es decir que el Fisher calculado fué menor que el de la tabla.

Sus valores son:

Fisher de cálculo = $3.18E-9$

Fisher de la tabla = 9.3

En los cálculos también se determinó el paso de trabajo:

Paso de trabajo para el Xantato = 30 g/t

Paso de trabajo para el licor = 200 g/t

Con estos valores se propuso realizar cuatro pruebas más para determinar los consumos óptimos tanto del colector como del espumante. Los resultados aparecen en el ANEXO (TABLA No 6)

Al analizar la TABLA No 6, referente al paso de trabajo se observa que el mayor valor de la recuperación es de 88.0 % el cual no supera el mejor de los anteriores que resultó ser de 89.74 % . La razón de esto fué que casualmente se escogió los consumos óptimos de ambos reactivos. Para atestiguar la no significación de la diferencia entre dichos valores se compararon sus respectivas varianzas valiéndonos del criterio de Fisher. Para dicho análisis se calculó las varianzas de ambas series experimentales de la forma anteriormente expuesta donde:

$$\sigma_1^2 = 0.097$$

$$\sigma_2^2 = 0.047$$

En este caso el Fisher se calcula de la siguiente forma:

$$F = \frac{\sigma_1^2}{\sigma_2^2} ; \text{ donde:}$$

$$\sigma_1^2 > \sigma_2^2$$

El valor de $F = 2.06$ que al compararlo con el de la tabla ($F_t = 19.2$) resultó ser menor lo que demuestra que las dos series experimentales son análogas; es decir reproducibles.

Al analizar los resultados de las colas se observó una gran similitud respecto a los ensayos anteriores, manteniéndose el contenido de los diferentes elementos muy semejantes.

CONCLUSIONES

Y

RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

Con este trabajo se llegó a la conclusión en primer lugar que este licor residual utilizado como espumante a medida que aumenta su consumo trae la formación de una gran capa de espuma. Se comprobó que para consumos pequeños la recuperación es baja, aunque el contenido siempre alcanza un valor aceptable. Se observó que al variar el consumo en pequeñas cantidades el valor del contenido no varía prácticamente mientras que la recuperación aumenta pero no significativamente, esto se refleja en la primera corrida comparativa con variación de consumo y al aplicar el primer método estadístico, que en este caso no se tomaron correctamente los niveles básicos ni el intervalo de variación razones por las cuales éste no resultó adecuado según los cálculos matemático.

Se pudo comprobar que al aumentar los consumos de Zantato y Licor se obtenían buenos índices respecto a la salida y la recuperación tomando valores de hasta 18.5 y 89.74 % respectivamente siendo estos los mejores resultados de nuestro trabajo. Por todo lo antes expuesto se llegó a la conclusión definitiva que este reactivo puede ser utilizado como espumante, más si se tiene en cuenta que se optimizaron dos factores solamente; el Xantato y el Espumante dejando otros factores sin optimizar como son el PH y la granulometría entre otros, donde sus niveles fueron tomados más bien para el Aceite de Pino.

RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar un estudio más detallado respecto al comportamiento de este licor residual como espumante con su respectiva aplicación de los métodos de planificación matemática los cuales son de gran utilidad reduciendo el tiempo y por ende el número de experimentos. Se recomienda estudiar la influencia de otros factores como son la Densidad, Granulometría, pH, Aeración, etc con el objetivo de obtener mejores índices. Recomendamos la realización a escala semindustrial y posterior a esta el posible comportamiento en la industria como tal.

BIBLIOGRAFIA

BIBLIOGRAFIA

- 1- Informe Central del Tercer Congreso del PCC
- 2- Lineamientos Económicos y Sociales para el Quinquenio 1986 - 1990.
- 3- Estudio sobre la Flotabilidad de los Minerales de Cobre. Optimización del Proceso de Flotación. Moa, 1984, Rosa Isaac Savon.
- 4- Enriquecimiento de Minerales por Flotación. K.A. Razumov, 1982
- 5- Metalurgia del Cobre y el Níquel. Primera Parte .V. Beregovki, B. Kistiakovki. Traducción al Español. Editorial Mir, Moscú, 1974
- 6- Revista "GEDMIMET", 1986, Enero/Febrero
- 7- Revista Mining Engineering, 1985, Sep.
- 8- Revista Mining Engineering, 1987, Marzo.
- 9- Investigación de la Capacidad de Enriquecimiento de los minerales. S.I. Mitrofanov y Otros. Traducción al Español. Editorial Mir, 1982.

ANEXOS

TABLA No 1

Resultados de la Estabilidad de la Espuma.

Exp.	Consumo (g/t)	Licor Residual		Aceite de Pino	
		Altura (mm)	Tiempo (Min)	Altura (mm)	Tiempo (Min)
1	30	10	4.45	2	3.30
2	40	12	6.44	3	3.12
3	50	13	10.17	3	2.50
4	60	13	18.35	2	2.34
5	70	13	38.50	1.5	2.14

TABLA No 2

Resultados de la cinética de molienda

Exp.	Tiempo de Molienda (min.)	Clase (mm)	Salida (%)
1	0	0.074	76.46
		-0.074	23.53
			----- 100.00
2	20	0.074	43.89
		-0.074	56.11
			----- 100.00
3	23	0.074	39.09
		-0.074	60.91
			----- 100.00
4	25	0.074	37.79
		-0.074	62.21
			----- 100.00

TABLA No 3

Resultados de los Concentrados.

Exp.	Consumo (g/t)	Licor Residual			Aceite de Pino		
		β (%)	γ (%)	β (%)	β (%)	γ (%)	ϵ (%)
1	20	16.40	2.96	34.18	16.80	6.15	72.76
2	40	16.47	3.32	38.51	16.13	6.53	74.18
3	60	16.14	3.64	41.37	15.60	6.95	76.35
4	80	16.34	3.96	45.57	15.01	7.34	77.59
5	100	16.2	4.58	52.25	14.22	8.48	84.92

TABLA No 4

Resultados de los concentrados

Exp.	Factores		Indices		
	X1 (Xantato)	X2 (Licor)	β (%)	γ (%)	ϵ (%)
1	+	+	13.55	4.48	44.74
2	-	+	13.14	3.23	29.89
3	+	-	13.73	3.11	30.07
4	-	-	14.02	2.51	24.78

TABLA No 5

Resultados de los concentrados

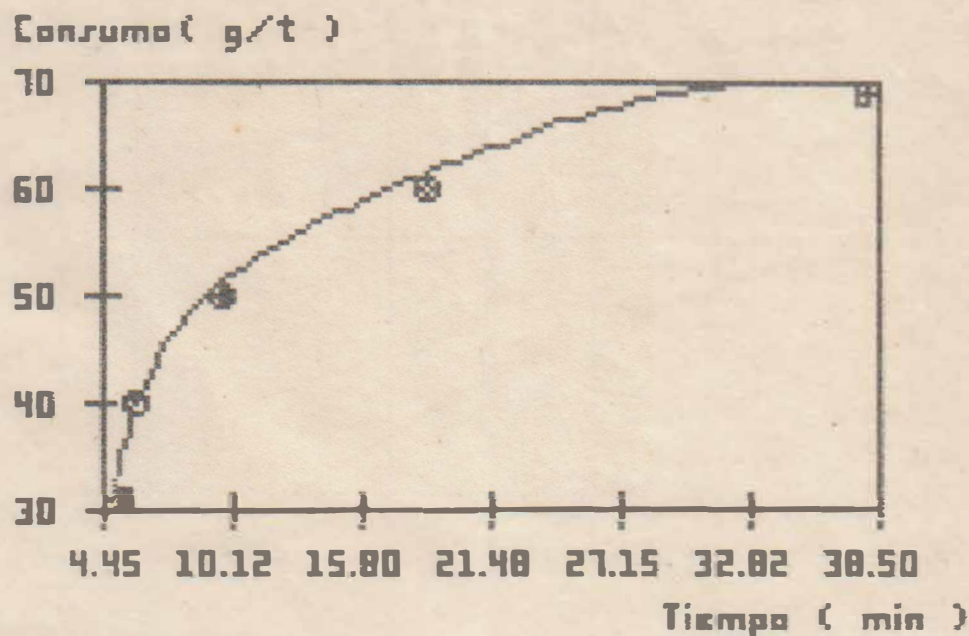
Exp.	Factores			Indices		
	X1 (Xantato)	X2 (Licor)	X1,2 (Inter.)	β (%)	γ (%)	ξ (%)
1	+	+	+	7.11	17.95	89.74
2	-	+	-	6.79	17.11	81.79
3	+	-	-	7.65	14.40	77.54
4	-	-	+	8.72	13.07	80.23

TABLA No 6

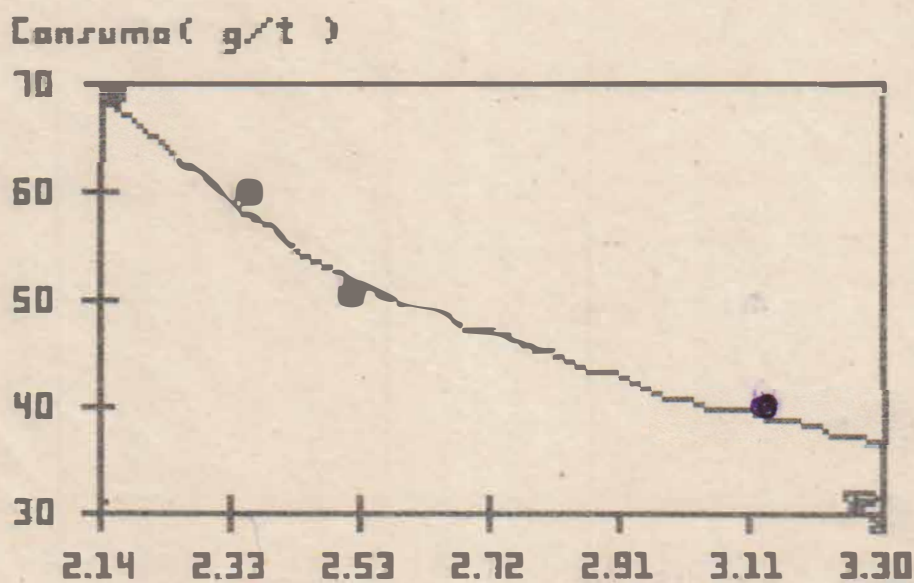
Resultados del Paso de Trabajo

Exp.	Consumos		Indices		
	Xantato (g/t)	Licor (g/t)	β (%)	γ (%)	ξ (%)
1	538	900	7.07	17.57	87.48
2	576	1100	6.70	18.65	88.00
3	614	1300	7.15	16.84	84.79
4	652	1500	7.18	16.55	83.66

Graf No 1.
Curva de la Estabilidad de la
Espuma (Licor).

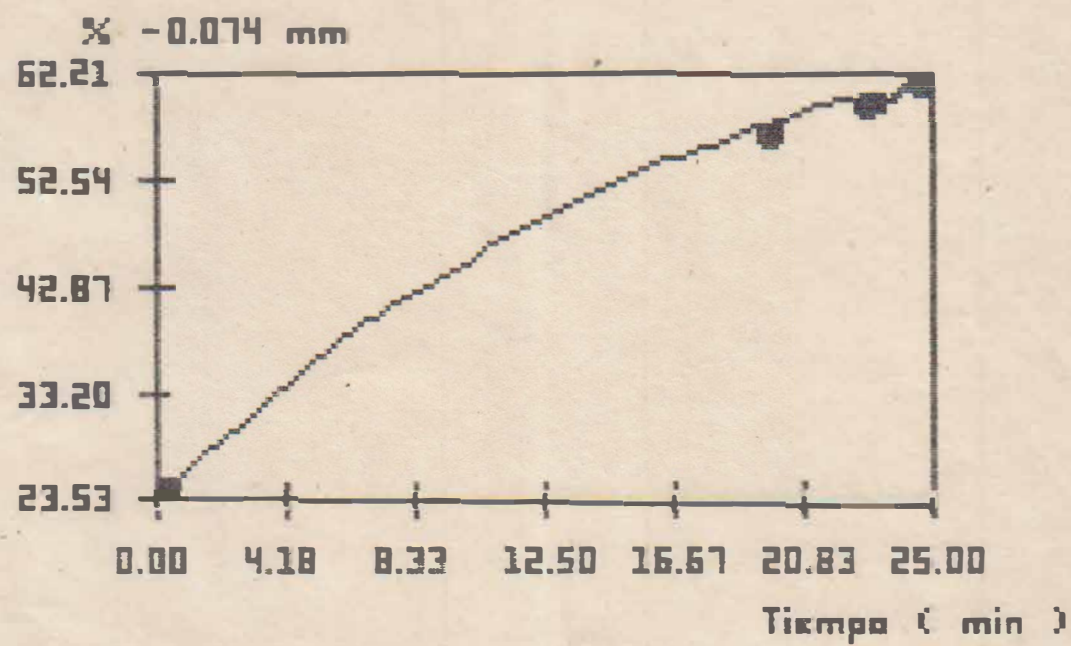


Graf No 2.
Curva de la Estabilidad de la
Espuma (Aceite de Pino).



Graf No 3.

Curva de la Cinetica de Molienda.



PROGRAMA No 1

```

10 CONSOLE 0.25.0.1:SCREEN 3:CLS 3:COLOR 4
15 LOCATE 25.12
20 INPUT"Trabaja con interaccion ( s/n ) ".A$:CLS
30 LPRINT "                                MODELO INICIAL:"
40 LPRINT
45 LPRINT
50 IF A$="s" OR A$="S" THEN G0 ELSE G0
60 LPRINT "                                A0:A1X1:A2X2:A1.1X1.2"
70 GOTO 90
80 LPRINT "                                A0:A1X1:A2X2"
90 LPRINT
100 LPRINT
130 LOCATE 25.12:INPUT"Numero de experimentos ".N:CLS
140 CLS
150 IF A$="s" OR A$="S" THEN I1=3 ELSE I1=2
160 FOR I=0 TO I1
170 FOR J=1 TO 4
180 LOCATE 10.12:INPUT"Valores de la recudrefacion ( % ) ".D(I,J):CLS
190 NEXT J.1
200 FOR J=1 TO 4
210 X0=X0:D(0,J):X1=X1:D(1,J)
220 X2=X2:D(2,J)
230 IF A$="s" OR A$="S" THEN 240 ELSE 250
240 X3=X3:D(3,J)
250 NEXT J
260 Y0=X0/N:RR(0)=Y0:Y1=X1/N:RR(1)=Y1
270 Y2=X2/N:RR(2)=Y2
280 IF A$="s" OR A$="S" THEN 290 ELSE 300
290 Y3=X3/N:RR(3)=Y3
300 LOCATE 16.12:INPUT"Intervalo de variacion para el xantato ( g/t ) ".IT(1):CLS
301 LOCATE 16.12:INPUT"Intervalo de variacion para el licor ( g/t ) ".IT(2):CLS
310 LPRINT
320 LPRINT
330 LPRINT "                                *****DETERMINACION DE LA SIGNIFICACION DE LOS COEFICIENTES*****"
340 LPRINT
350 LPRINT
360 LPRINT "                                Valor del coeficiente A0=":Y0
370 LPRINT
380 LPRINT "                                Valor del coeficiente A1=":Y1
390 LPRINT
400 LPRINT "                                Valor del coeficiente A2=":Y2
401 LPRINT
410 IF A$="s" OR A$="S" THEN 420 ELSE 450
420 LPRINT "                                Valor del coeficiente A1.2=":Y3
450 LOCATE 23.12:INPUT"Numero de experimentos preliainares ".M:CLS 3
460 FOR I=1 TO M
470 LOCATE 24.12:INPUT"Valores preliainares ( % ) ".C(I):CLS
480 Q1=Q1+C(I)
490 NEXT
500 Q2=Q1/M
510 FOR I=1 TO M

```

```

520 Q3=Q3/(C(1) Q2)^2
530 NEXT
540 QC=Q3/(M 1)
550 LPRINT
560 LPRINT
570 LPRINT " *El error del experimento=":QC
580 LPRINT
590 LPRINT
600 QA=QC/SQR(N)
610 LPRINT " *El error del coeficiente de regresion=":QA
620 LPRINT
640 LPRINT
650 L=M 1
660 LOCATE 23,12:INPUT "Diga el valor de la 't' de student ".T:CLS
670 LPRINT " *El valor de la 't' de student=":T:CLS
680 ALIM=T*QA
690 LPRINT
700 LPRINT
710 LPRINT " *El valor de Alim=":ALIM
720 LPRINT
730 LPRINT
740 IF ABS(Y1)<ALIM THEN Y1=0 ELSE Q1=1
750 IF ABS(Y2)<ALIM THEN Y2=0 ELSE Q2=1
760 Q1=Q1+Q2
770 IF Y1=0 AND Y2=0 THEN 700 ELSE 790
780 LPRINT " *Como Alim<A1 y Alim<A2 los coeficientes no son significativos":END
790 IF A$="S" OR A$="C" THEN 800 ELSE 810
800 IF ABS(Y3)<ALIM THEN Y3=0 ELSE Q3=1
810 LPRINT
820 LPRINT
830 LPRINT " *Teniendo en cuenta el valor de los coeficientes y "
840 LPRINT " comparandolos con el valor de 'Alim' entonces el "
845 LPRINT " modelo seria:"
846 LPRINT
847 LPRINT
850 Q1=Q1+Q2:AA$="A0 : "
860 IF Y1<>0 THEN D$="A1X1"
870 IF Y2<>0 THEN D$=" : A2X2"
880 IF A$="S" OR A$="C" THEN 890 ELSE 910
890 IF Y3<>0 THEN D$=" : A1.2X1.2"
900 D$=AA$+D$+D$:LPRINT " " "D$"
910 GOTO 720
910 D$=AA$+D$+D$:LPRINT " " "D$"
920 IF A$="S" OR A$="C" THEN 930 ELSE 970
930 CC(1)=Y0:Y1:Y2:Y3
940 CC(2)=Y0 Y1:Y2 Y3
950 CC(3)=Y0:Y1 Y2 Y3
960 CC(4)=Y0 Y1 Y2:Y3
966 GOTO 1010
970 CC(1)=Y0:Y1:Y2
980 CC(2)=Y0 Y1:Y2
990 CC(3)=Y0:Y1 Y2
1000 CC(4)=Y0 Y1 Y2
1010 FOR J=1 TO N
1020 P1=P1+(D(0,J) CC(J))^2

```



```

1030 NEXT
1040 IF A4="S" OR A4="C" THEN CR=P1/(N 1) ELSE CR=P1/(N 0T 1)
1050 F=CR/SC
1060 LPRINT
1070 LPRINT
1080 LPRINT "      El valor de la dispersion residual=":CR
1090 LPRINT
1100 LPRINT
1110 LPRINT "      El valor del 'FISHER' de calculo=":F
1120 LOCATE 25,12:INPUT "Escriba el 'FISHER' de la tabla ".FT:CLS
1130 LPRINT
1140 LPRINT
1150 LPRINT "      El 'FISHER' de la tabla=":FT
1160 IF F>FT THEN 1210
1170 LPRINT
1180 LPRINT
1190 LPRINT " Teniendo en cuenta que el 'FISHER' calculado es menor que el "
1200 LPRINT " de la tabla entonces el modelo es adecuado":GOTO 1240
1210 LPRINT " Teniendo en cuenta que el 'FISHER' calculado es mayor que el "
1220 LPRINT " de la tabla entonces el modelo no es adecuado"
1230 LPRINT " Por favor tiene que realizar de nuevo el trabajo":END
1240 LPRINT
1250 LPRINT
1260 LPRINT "      *****CALCULO DEL PASO DE TRABAJO*****"
1270 LPRINT
1280 LPRINT
1290 IF ABS(Y1)>XX THEN YY=ABS(Y1)
1310 IF ABS(Y2)>YY THEN YY=ABS(Y2)
1320 IF A4="S" OR A4="C" THEN 1330 ELSE 1340
1330 IF ABS(Y3)>YY THEN YY=ABS(Y3)
1340 IF O1=1 THEN PT(1)=CINT((1/YY)*RR(1)*IT(1)) ELSE 1350
1350 IF O2=1 THEN PT(2)=CINT((1/YY)*RR(2)*IT(2))
1360 LPRINT
1370 IF O1=1 THEN LPRINT "Paso de trabajo para xantato ":PT(1) ELSE 1380
1375 LPRINT
1380 IF O2=1 THEN LPRINT "Paso de trabajo para el licor ":PT(2)

```