

Universidad Nacional de Ingeniería
FACULTAD DE INGENIERIA
GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**ESTUDIO METALURGICO POR FLOTACION
DE LOS SULFUROS DE PLATA DE LA
UNIDAD MINERA SAN JUAN DE LUCANAS**

TESIS

Para Optar El Título Profesional De
INGENIERO METALURGISTA

Pedro Carlos Ponce Cotrina

Lima - Perú
1986

AGRADECIMIENTO.

La culminación de este trabajo, no hubiera sido posible sin el apoyo de la Compañía Minera San Juan de Lucanas; mi agradecimiento a todo su personal que de una u otra manera lo han hecho posible.

También quiero manifestar mi agradecimiento en forma muy especial para mis asesores de tesis Ings. EDWIL DE YOPLAC CASTROMONTE e IVAN QUIROZ NUÑEZ.

Así mismo agradezco profundamente a mis profesores universitarios del Departamento de Metalurgia de la Universidad Nacional de Ingeniería, que establecieron las bases de mi formación académica para desarrollarme eficientemente en el campo profesional.

También reconozco el invalorable y desinteresado apoyo que me prestaron los Ings. FRANCISCO CARDENAS A. y TEOFILO BALDEON M. en la elaboración de esta tesis.

A mi esposa e hijo que fueron el incentivo necesario y permanente, para lograr la meta trazada.

A mis padres que supieron guiar mis pasos y así ver coronado con éxito, su esfuerzo.

A MIS PADRES:

PEDRO Y LEONOR

I N D I C E

ESTUDIO METALURGICO POR FLOTACION DE LOS SULFUROS DE PLATA DE LA UNIDAD MINERA SAN JUAN DE LUCANAS

I. ANTECEDENTES Y OBJETIVOS DEL ESTUDIO.

1.1, EXPOSICION Y MOTIVOS

1.2. ANTECEDENTES

1.2.1. Introducci3n

1.2.2. Breve Reseña Hist3rica de la Compa1a

1.2.3. An3lisis descriptivo de las condiciones T3cnicas Operativas de la Planta,

1.3. ESTADISTICAS GENERALES

1.3.1. Introducci3n

1.3.2. Cuadros Estad3sticos

1.3.3. An3lisis de Datos Estad3sticos y Gr3ficos.

II. ESTUDIO DE LA MATERIA PRIMA.

2.1. UBICACION Y ACCESO

2.2. BREVES REFERENCIAS GEOLOGICAS

2.3. MINERALIZACION

2.4. ANALISIS DEL ESTUDIO MINERAGRAFICO

2.4.1. Introducci3n

2.4.2. An3lisis Cuantitativo del Informe Mineragr3fico

2.4.3. Cuadros Cuantitativos del Informe Mineragr3fico

2.4.4. Importancia de los Principales Elementos portadores de Plata.

2.4.5. Conclusiones.

III. ENFOQUE DE LA INVESTIGACION.

- 3.1. INTRODUCCION
- 3.2. METODO MAS FACTIBLE
- 3.3. FLOW-SHEET TENTATIVOS
 - 3.3.1. Flow-Sheet Tentativo N° 1
 - 3.3.2. Flow-Sheet Tentativo N° 2
 - 3.3.3. Flow-Sheet Tentativo N° 3
- 3.4. ESTUDIO DE LA MOLIENDA
 - 3.4.1. Liberación
 - 3.4.2. Carga Circulante
 - 3.4.3. Work-Index
- 3.5. ELEMENTOS TECNOLOGICOS DEL PROCESO
- 3.6. IMPORTANCIA DEL PROCESO
- 3.7. ESTUDIO DE REACTIVOS
 - 3.7.1. Introducción
 - 3.7.2. Flotabilidad del Mineral con diferentes Reactivos
 - 3.7.3. Selección adecuada de Espumantes Colectores y Modificadores.
 - 3.7.3.1. Naturaleza de los Colectores y Selección
 - 3.7.3.2. Naturaleza de los Espumantes y Selección
 - 3.7.3.3. Naturaleza de los Modificadores y Selección

IV. EQUIPO EXPERIMENTAL.

- 4.1. INTRODUCCION
- 4.2. EQUIPO BASICO
- 4.3. ESQUEMA DEL EQUIPO BASICO
- 4.4. OTROS EQUIPOS AUXILIARES

V. TECNOLOGIA DE LA FLOTACION PARA EL MINERAL DE PLATA, TRABAJO EXPERIMENTAL.

5.1. INTRODUCCION

5.2. DISEÑO ESTADISTICO DE LOS EXPERIMENTOS

5.2.1. Nociones Fundamentales de los métodos empleados (Diseño Factorial, Diseño Hexagonal)

5.2.2. Planificación de las Pruebas y justificación de la selección de variables a estudiar,

5.2.3. Primera serie de Pruebas, condiciones de operación, resultados de las pruebas, Diseño - factorial del Experimento y Análisis de los Resultados.

5.2.4. Segunda serie de pruebas, condiciones de Operación, Resultados de las Pruebas, Diseño - Factorial del Experimento y Análisis de los Resultados,

5.2.5. Tercera serie de Pruebas, Condiciones de Operación, Resultados de las Pruebas, Diseño Hexagonal del Experimento y Análisis de los Resultados.

5.3. ANALISIS COMPARATIVOS DE LOS RESULTADOS

5.4. CONDICIONES FINALES DE OPERACION Y DOSIFICACION DE REACTIVOS

VI. ESCALAMIENTO A NIVEL INDUSTRIAL

6.1. INTRODUCCION

6.2. OPERACIONES PREVIAS A LA FLOTACION

6.2.1. Ajustes necesarios en la sección molienda

6.2.2. Ajustes necesarios en la sección flotación

6.3. PROCESO DE LA FLOTACION EN SI

6.3.1. Resultados y Balance Metalúrgico

6.4, OPERACIONES POSTERIORES A LA FLOTACION

6,4.1. Espesamiento

6,4.2. Filtrado

6.4.3. Almacenamiento

6.4.4. Composición del Concentrado Final

VII. JUSTIFICACION ECONOMICA DEL INCREMENTO DE LA RECUPERACION DE PLATA

7.1. INTRODUCCION

7.2. VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS

7.2.1. Descripción de la forma de Comercialización

7.2.2. Valorización actual del concentrado

7.2.3. Valorización del concentrado en condiciones mejoradas

7,3. BENEFICIO ECONOMICO POR EL CAMBIO DE CONDICIONES OPERATIVAS.

7.4. INDICADORES ECONOMICOS

VIII. OBSERVACIONES, CONCLUSIONES, RECOMENDACIONES, BIBLIOGRAFIA Y APENDICES.

CAPITULO I

ANTECEDENTES Y OBJETIVOS DEL ESTUDIO

1.1. EXPOSICION Y MOTIVOS

La Compañía Minera San Juan de Lucanas, cumpliendo con su calendario de tareas sobre la investigación de la metalúrgia extractiva de plata, auspició este trabajo, que presento como tesis, para obtener el Grado de Ingeniero Metalurgista.

Esta Compañía cuenta con grandes reservas de mineral de plata; razón de fuerza por la cual la Compañía pone especial interes en la investigación metalúrgica de la plata. Adquiriendo pues, estos estudios, singular importancia por la trascendencia de sus aplicaciones actuales y futuras en la industria.

De lo expuesto anteriormente, tenemos una realidad concreta, que nos permite proyectarnos en el estudio del beneficio de la plata, sin mayores riesgos, ya que existen reservas probadas como se menciono anteriormente; y a nivel nacional existe un gran potencial de este mineral.

La finalidad de este trabajo es aumentar la recuperación de la plata en el Proceso de Flotación, teniendo como condición inicial, el no hacer inversión adicional en la compra de nuevos equipos para lograr este objetivo. El presente estudio, es el desarrollo secuencial de un programa de trabajo, que tratamos de explicarlos en esta tesis.

En el Capítulo I, tiene singular importancia el acápiteme 1.3. por que en él se muestra las condiciones operativas en que se desarrolla la planta de beneficio de San Juan de Lucanas en los 3 últimos años (1981,1982 y 1983),y que nos servirá al final de este estudio como punto de referencia para compararlos, con los resultados del estudio realizado.

En el Capítulo II, cabe destacar el estudio mineragráfico, practicado a una muestra representativa del mineral; del cual nos ocupamos ampliamente en el acápiteme 2.4. de éste capítulo.

Posteriormente se plantean las mejores posibilidades de recuperación de la plata, así como las condiciones implícitas que requieren estas posibilidades o procesos, como estudio de molienda y reactivos, sobre todo, estos últimos en la que se establece la selección y tipo de reactivo a usarse, ampliamente tratado en el Capítulo III.

La investigación en sí se desarrolla en el Capítulo V, donde se plantea la evaluación de los parámetros que mayor influencia tienen en el Proceso de Flotación. Aquí se analiza la flotabilidad del mineral con diferentes tipos de reactivos (colectores, espumantes, modificadores, etc.), y simultáneamente se determina los límites mínimos y máximos de las variables que intervienen en el proceso, como reactivos, tiempo de acondicionamiento, tiempo de flotación, granulometría, potencial de hidrógeno (pH), etc.

Además analiza las pruebas de flotación realizadas en laboratorio, aplicación de los métodos estadísticos a estas pruebas, resultados y comparación de los mismos. El desarrollo de este Capítulo nos da finalmente las condiciones de operación a las cuales debemos trabajar a escala industrial.

Después de haber realizado el trabajo de investigación

es lógico que estos resultados se cumplan a nivel industrial (Capítulo VI); y para confirmarlo se aplicaron estas condiciones en la planta de beneficio de la unidad minera San Juan de Lucanas durante quince guardias consecutivas.

Las mejoras obtenidas en los resultados, a escala industrial nos da pie para plantear un análisis de la justificación económica de estos resultados en favor de la empresa, lo cual es tratado en el Capítulo VII.

Finalmente en el Capítulo VIII, se expresan las conclusiones y recomendaciones a las que se arriban, luego del estudio realizado.

Con esta experiencia adquirida, tenemos la esperanza que el presente trabajo sirva como ayuda elemental en la elaboración de futuros proyectos que tengan por finalidad la metalúrgia extractiva de minerales de plata.

1.1. ANTECEDENTES

1.2.1. INTRODUCCION

En un País como el nuestro, de escasos capitales, con tanto que hacer por delante, con premura del tiempo y exigencia de bajos costos, tenemos la obligación moral y material de realizar el progreso de la industria con el mínimo de gasto, en el menor tiempo posible y sin lugar a equivocarnos. Todo ello solo es factible poniendo al servicio de la minería en general y de la metalúrgia en particular los últimos adelantos científicos y tecnológicos.

La metalúrgia en el Perú es tan antigua como la minería y sus orígenes se remontan y se pierden en el tiempo. La arqueología nos indica que los antiguos peruanos conocían el arte de beneficiar el

oro, la plata y el cobre, ejecutando con gran perfección el labrado de los dos primeros, como lo demuestran los objetos encontrados en las "huacas".

Los Incas fueron metalurgistas del oro, la plata y el cobre. Obtuvieron el plomo de los minerales argentíferos y el mercurio, aunque no supieron hallarles aplicación. No conocieron el hierro lo cual lo sustituyeron por una combinación de cobre con estaño. El oro y la plata fueron utilizados en sus adornos personales y los de sus casas; el cobre fue utilizado en armas y herramientas. Los Incas emplearon la pirometalurgia: fundición en diversos hornos; "GUAYRAS" para minerales de plata; "TOCACHIMBO" para la copelación y refinación.

La fundición en hornos se uso hasta el año 1571, en que comenzo a usarse por primera vez el método de amalgamación en patios y circos, importado de México, que fue el único método de beneficio durante 300 años. En el año 1790, se registran 400 ingenios de plata por el método antes dicho. En 1896, el doctor Juan Languasco, en Cerro de Pasco, introduce una modificación en el procedimiento de amalgamación que significa un verdadero progreso metalúrgico. La baja del precio de la plata y la suspensión de la amonediación en la Casa de Monedas de Lima, en 1897, significaron el colapso de la industria de la plata en aquel entonces.

La iniciación del Siglo XX tiene progresos y cambios notables en la metalurgia peruana. La elevación del precio del cobre, la dación del Código de Minería en 1901; la fundación del cuerpo de Ingenieros de Minas, los técnicos preparados por nuestra Escuela de Ingenieros y la Ley de 1890, liberando a la minería, por 25 años de todo gravamen fiscal,

crean los cimientos de una era de resurgimiento para la minería.

La fundición de minerales de cobre argentíferos tiene como antecedentes la fundición plomosa y ambas se complementan con las plantas de preparación mecánica. Al lado de ellas perduran los ingenios de lixiviación para los minerales argentíferos. Conforme avanza el Siglo, las plantas de lixiviación y las pequeñas fundiciones van desapareciendo; se perfeccionan las plantas de preparación mecánica de minerales y los métodos gravimétricos y de amalgamación acompañada de cianuración; para los minerales de oro y plata, toma cierto incremento. La primera planta de concentración gravimétrica en el País, a nivel industrial fue la de Casapalca en 1889.

En 1918 hace su aparición en el Perú la concentración de minerales por flotación, aplicada primero a los minerales de cobre, para luego extenderse a los minerales de plomo, zinc y plata. La flotación de minerales abre nuevos horizontes, y es el acontecimiento tecnológico minero más importante de este Siglo, habiendo producido una verdadera revolución en los campos técnico y económico de la minería y de la metalurgia (1).

1.2.2. BREVE RESEÑA HISTORICA DE LA COMPAÑIA

El yacimiento minero San Juan de Lucanas ha sido explotado desde épocas de la Colonia, y, como es lógico los métodos usados en esa época fueron muy rudimentarios y esto dio origen a que la explotación de dichos yacimientos fueran en pequeña escala. Debido a estas condiciones se hacia imprescindible explotar las partes más ricas de las vetas de plata - del yacimiento, dejando aquellas vetas de plata que

no ofrecían mayor perspectiva económica para esa época.

El avance de la metalurgia en este sentido, ha proporcionado nuevas técnicas en la recuperación de minerales de baja ley, que hace, económicamente factible la explotación de estos minerales y que aún hoy día, se encuentran en algunas vetas, rellenos antiguos que es mineral explotable.

El 24 de Diciembre de 1945, este yacimiento da un importante paso hacia su tecnificación, formando la Compañía Minera San Juan de Lucanas, del Consorcio Minero del Perú (2).

A partir de esta fecha se entra en una etapa de transición por el cambio que se opera al pasar de los métodos rudimentarios a la tecnificación. Es realmente en 1951, cuando comienza el despegue tecnológico de la empresa y esto se desarrolla a través de los siguientes años, hasta que en 1967, la empresa es liquidada por dificultades económicas, pasando íntegramente toda la administración a las manos del Banco Minero del Perú; asegurando de esta manera la deuda que la empresa tenía con el Banco.

En adelante la empresa comienza a enmendar rumbos, bajo la supervisión del Banco Minero, llegando años después a ocupar un lugar de importancia en la minería peruana. Hallándose en esta situación un 19 de Julio de 1980 la Empresa Minera San Juan de Lucanas se constituye en Empresa Estatal de Derecho Privado hasta la actualidad, por Decreto Ley N° 23205 y regularizada por la Ley N° 23251 del 31 de Mayo de 1981 al amparo del artículo 39 de la Ley Orgánica del Banco Minero del Perú, como empresa de Autonomía Orgánica, Económica y Administrativa, que se rige por la Ley de Sociedades Mercantiles y las nor

mas que señalan sus estatutos.

1.2.3. ANALISIS DESCRIPTIVO DE LAS CONDICIONES TECNICO-OPERATIVAS DE LA PLANTA

El desarrollo de este acápite, se deriva de las observaciones que hemos realizado directamente en planta y que exponemos a continuación.

La capacidad es de aproximadamente de 300 TM/DIA, las cuales se tratan en tres turnos de 8 horas cada una; y cuenta con las siguientes secciones:

SECCION CHANCADO

PARRILLA DE GRUESOS.- Esta parrilla es construida totalmente por rieles de fierro, y se encuentra sobre la tolva de gruesos, tiene una abertura (luz), de 6" entre riel y riel, dando lugar a una sobrecarga del trabajo de los operarios y exponiendo a la parrilla a los constantes golpes (combazos), que además de su deterioro propician que el riel transversal que une, los demás rieles se desuelde. Respecto a esto creemos que éste riel transversal debe ubicarse por debajo y no por encima como se encuentra actualmente, esto permitiría una mejor distribución de la carga y evitaría que se des-suelde con tanta frecuencia, ocasionando un ahorro importante en material de soldadura. Por otro lado consideramos que una luz de 9" entre riel y riel es lo más adecuado, por razones que expondremos más adelante cuando tratemos de la chancadora primaria.

TOLVA DE GRUESOS.- La Tolva de Gruesos es construída de concreto armado, y adolece de un sistema de descarga; ya que el flujo que se alimenta a la chancadora de 10" x 24" esta supeditado a la acción que pueda desarrollar el operador (chancador), lo cual

se traduce en horas-máquina que se pierden, además del consumo inútil de energía. Lo aconsejable sería la instalación de alimentadores de cadena tipo "ROSS" con todos sus accesorios como moto reductores y sistemas de transmisión, etc.

TRITURADORA PRIMARIA,- La Trituradora de quijadas de 10" x 24", no es aprovechada convenientemente, puesto que la parrilla de gruesos deja pasar trozos de mineral cuyo tamaño máximo es de 6" y estando la chancadora regulada a 3" nos da un grado de reducción de 2 ($6" \div 3"$), lo cual es sumamente bajo para este tipo de máquinas, ya que lo usual está comprendido entre 3 y 8.

Además la descarga de la chancadora (set), no se puede regular a menos de 3", lo cual hace necesaria la presencia de un técnico especializado, para que determine las razones de estos defectos y pueda regularse el set a 2". De esta manera se aumentaría la eficiencia de la chancadora, dando por descontado que la abertura de la parrilla de gruesos es de 9", así tendríamos que el grado de reducción sería de 4.5 ($9" \div 2"$), y este valor sí estaría dentro del rango normal de reducción.

GRIZZLY DE 26" x 64",- Este separador fijo de gruesos y finos, hecho de barras y que va ubicado, antes de la chancadora de quijadas, tiene una "luz" - promedio de 1.62 pulgadas. Teniendo en cuenta la sugerencia de que el set de la chancadora debe regularse a 2 pulgadas, consideramos que la "luz" promedio del grizzly debe ser de 2.5 pulgadas. Con esta nueva "luz", la eficiencia, que en la actualidad es casi nula, debe elevarse por lo menos en un 50%, con lo cual también se ganaría capacidad en la chancadora de quijadas.

ZARANDA VIBRATORIA,- Lamentablemente este equipo se encuentra en muy mal estado y puede originar una parada prolongada en la sección chancado. Se trata de una zaranda vibratoria TELE-SMITH de 3 pies de ancho por 8 pies de largo. Actualmente el eje exéntrico y las chumaceras que soportan éste eje se encuentran totalmente fuera de operación y si no se toman precauciones inmediatas, puede paralizar la producción.

TRITURADORA DE CONO ALLIS-CHALMERS,- Actualmente este equipo se encuentra paralizado por falta de repuestos, recargándose el trabajo a la trituradora - secundaria symons short head.

TRITURADORA DE CONO SYMONS SHORT HEAD,- Este equipo se encuentra operativo y como mencionáramos anteriormente, está reemplazando a la chancadora ALLIS CHALMERS. Esta trituradora secundaria es altamente eficiente, pero paralelamente a esto un buen manteni-miento y control de la operación. Se recomienda que personal calificado se haga cargo del control de este equipo, para evitar posibles fallas que puedan ocasionar un daño mayor. Lamentablemente en la planta de beneficio no se cuenta con personal calificado; y los mecánicos que hay solo son empíricos que desconocen las características del diseño de esta máquina.

SISTEMAS DE FAJAS TRANSPORTADORAS,- En general, la totalidad de las fajas se encuentran operativas con pequeños defectos que son salvables, como centrar las fajas, techar algunos tramos, para evitar que el material se moje en tiempo de lluvia, regular el sistema de transmisión de algunos motores, cambio de polines, etc. A parte se observa que casi la totalidad de las fajas están sobre dimensionadas respecto a la potencia de los motores, consumo energía -

innecesariamente.

TOLVA DE FINOS,- Estas tolvas, estan construidas de planchas de fierro, y son de forma cilíndrica, con una capacidad total de 360 TM. Estas tolvas, al igual que las tolvas de gruesos, adolece de un sistema adecuado de descarga, que permitan un mejor control de la operación.

SECCION MOLIENDA

MOLINOS DE BARRAS Y BOLAS,- Estos molinos forman parte de los 2 circuitos en paralelo que existen en la planta, cada uno cuenta con un molino de barras ALLIS CHALMERS de 5' x 10' y un molino de bolas ALLIS CHALMERS DE 7' x 6'. Los molinos sufren continuas paradas que necesariamente se tienen que hacer, para soldar el casco. Esta reparación momentánea se efectúa en función a que la producción no puede paralizar por mucho tiempo y la causa de este defecto se debe, a que en el interior del molino existe mucha separación (luz) entre las chaquetas y debido a la presión interna que soportan, se originan fisuras en el casco exterior.

Además se observa un sobre calentamiento en las chumaceras del contra eje de los molinos; este defecto se debe a dos factores; primero, al excesivo desgaste a que ha sido sometido la máquina; y segundo a que las poleas del contraeje se encuentran descentrados respecto a la polea del motor. Por otro lado no existe un diseño adecuado de carga de bolas al molino debido al consumo de acero. Esto, solo se realiza por el operador cuando observa que el amperaje que se registra para el molino es demasiado bajo y la cantidad de acero que se carga al molino es a criterio del operador, hasta alcanzar un amperaje, que ellos consideran correcto.

CLASIFICADORES,- El circuito N^o 1 trabaja con un clasificador de rastrillos DORRCO DUPLEX de 6'x 22', que recibe las cargas de los 2 molinos (barras y bolas), y cuyas arenas son el alimento del molino de bolas.

El circuito N^o 2, trabaja con un clasificador ESPIRAL TIPO BATHMOS, de capacidad limitada, bajo el mismo sistema del circuito N^o 1. Aparte de estos dos clasificadores existen dos hidrociclones en operación que clasifican las colas de flotación; uno de los hidrociclones es de 18" x 20" y el otro es un KREBS DIOB, las arenas de estos clasificadores, se envían a los circuitos de molienda. Todos estos equipos están operativos, siendo necesario hacer algunas modificaciones técnicas para mejorar su eficiencia.

SECCION FLOTACION

ACONDICIONADORES,- Cada circuito de molienda, descarga su producto a un acondicionador; así tenemos que para el circuito N^o 1, el acondicionador es de tipo DENVER DE 8' x 8', y para el circuito N^o 2 el acondicionador es de tipo DENVER DE 10' x 10', estando este último sobredimensionado para la capacidad que trata ese circuito. Por lo demás ambos están operativos.

CELDA DE FLOTACION,- Llegamos al punto neurálgico de la planta de beneficio, porque a pesar de ser el equipo más importante, éste se encuentra en mal estado. Existen 3 bancos de celdas; y cada banco cuenta con 18 celdas del tipo DENVER 18 sp de 32" x 32". Uno de los bancos se encuentra en stand-bay, para cualquier emergencia.

Se hace necesaria, la reparación general de los 3 bancos, para garantizar un buen proceso de flotación, y además es necesario acondicionar las canales, para evitar rebalses. Las celdas de limpieza, practicamente no cumplen ninguna función por encontrarse en mal estado.

ESPESADOR.- El espesador de concentrados, con que cuenta la planta es del tipo DENVER DE 18' x 8', cuya función es eliminar gran parte del agua, quedando una pulpa mucho más densa para el filtrado.

FILTRO.- Este equipo solo opera el primer turno (8.00a.m. - 4.00p.m.), es un filtro de discos tipo EIMCO de 6' x 3' que trabaja simultáneamente con una bomba de vacío tipo NASH MODELO CL703; este filtro ha sufrido algunas modificaciones por falta de stock de repuestos y actualmente trabaja deficientemente.

BOMBAS.- Dentro de la planta existen varias bombas que transportan la pulpa a diferentes puntos. Estas bombas son del tipo DENVER SRL-C de 5" x 5" y del tipo WILFLEY 4C.

Debido a que no observan un buen mantenimiento, estos equipos han perdido eficiencia y constantemente se tiene problemas de bombeo (revalse), en los pozos de recepción de las colas de flotación, que es donde funcionan estas bombas. Como anotáramos anteriormente, la mayor parte de los equipos tienen problemas mecánicos, que hace necesaria la presencia de personal calificado en esta área, en beneficio directo de la empresa.

1.3. ESTADISTICAS GENERALES

1.3.1. INTRODUCCION

La unidad minera San Juan de Lucanas tiene una producción mensual en mina de 8,000 TMS aproximadamente; que es lo que abastece a la planta de beneficio instalada en el mismo yacimiento en el pueblo de UTEC.

La capacidad instalada de la planta de beneficio es de 500 TMS/DIA, pero debido al mal estado de los equipos, su capacidad real varía entre 240 y 300 TMS/DIA, esto hace que la producción de mina sea lo suficiente para abastecer la demanda de la planta de beneficio.

Como nuestro problema es básicamente optimizar el proceso de flotación, presentamos a continuación datos estadísticos del funcionamiento de la planta de beneficio de la Compañía Minera San Juan de Lucanas, respecto a la sección de molienda y flotación, de los tres últimos años (1981,1982,1983), ya que este trabajo se realizó en 1984.

1.3.2. CUADROS ESTADISTICOS

CUADRO No 1.1

OPERATIVIDAD DE LAS SECCIONES DE MOLIENDA-1981

MES	TMS TRAT	DIAS TOT. OPER.	DIAS NO OPER.	% MES	TON/DIA OPERAC.	TON/DIA CALEND.
ENE	4124.654	23.92	7.08	22.84	172.459	133.053
FEB	4290.759	23.08	4.92	17.57	185.881	153.241
MAR	4006.500	22.375	8.625	27.82	179.061	129.242
ABR	5900.613	25.20	4.80	16.00	234.073	196.687
MAY	6604.760	23.13	7.87	25.34	285.611	213.056
JUN	4934.243	26.63	3.37	11.23	185.323	164.474
JUL	5597.104	30.95	0.05	0.16	180.794	180.551
AGO	5825.838	27.04	13.77	12.77	215.439	187.930
SET	6002.241	27.33	2.67	8.90	219.594	200.074
OCT	5582.873	28.50	2.50	8.06	195.890	180.092
NOV	6137.433	27.23	2.87	9.57	226.264	204.581
DIC	6205.585	26.75	4.25	13.71	231.984	200.180

CUADRO No 1.2

CONSUMO DE REACTIVOS Y % DE -M200 EN FLOTACION- 1981

MES	Z-11 KG/TN	AERO 242 KG/TN	AERO 404	Z-5 KG/TN	-M200
ENE		0.036	0.018	0.046	82.20
FEB		0.032	0.014	0.041	81.25
MAR		0.330	0.021	0.040	82.35
ABR		0.024	0.015	0.031	89.33
MAY		0.021	0.014	0.019	74.17
JUN		0.021	0.013	0.020	78.00
JUL		0.025	0.017	0.021	76.62
AGO	0.026	0.028	0.008		77.67
SET	0.020	0.025	0.008		72.67
OCT	0.021	0.016	0.010		76.03
NOV	0.026	0.030	0.012		71.80
DIC	0.024	0.028	0.011		60.00

MES	A.DE P Y MONT KG/TN	CAL KG/TN	SULFUR SODIO KG/TN	SULFAT ZN KG/TN	CENIZA HUESO KG/TN	BISULF SODIO KG/TN
ENE	0.052	2.061	8.005			
FEB	0.044	1.864				
MAR	0.045	2.122				
ABR	0.025	1.752	0.005			
MAY	0.023	1.563	0.002			
JUN	0.028	2.533	0.002			
JUL	0.026	3.216	0.004			
AGO	0.024	2.252	0.002		0.001	
SET	0.024	2.166		0.001	0.001	0.002
OCT	0.014	2.329		0.002		0.004
NOV	0.016	2.444			0.001	0.003
DIC	0.012	2.417				0.002

NOTA.- De Enero a Setiembre se empleó Aceite de Pino, de Octubre a Diciembre Montanol.

CUADRO No 1.3

REPORTES DE FLOTACION - 1981

MES	TMS TRAT	LEY CAB KG/TM	LEY CONCEN KG/TM	RECUP POR FLOT.	RC	RELAV DE FLOT. KG/TM
ENE	4124.654	0.251	6.943	79.11	34.96	0.058
FEB	4290.759	0.190	6.748	73.62	48.24	0.054
MAR	4006.500	0.242	7.988	73.49	44.91	0.067
ABR	5900.613	0.279	10.378	64.05	58.07	0.097
MAY	6604.760	0.282	9.318	75.00	44.05	0.072
JUN	4934.343	0.267	11.243	81.03	52.00	0.056
JUL	5597.104	0.317	10.649	85.67	39.20	0.052
AGO	5825.838	0.333	10.131	81.37	37.38	0.062
SET	6002.241	0.338	9.517	85.68	32.86	0.054
OCT	5582.873	0.363	11.431	81.24	38.75	0.070
NOV	6137.433	0.324	7.572	79.36	29.44	0.070
DIC	6205.585	0.295	7.976	85.40	31.65	0.050

CUADRO No 1.4

OPERATIVIDAD DE LA SECCION 1 DE MOLIENDA-1982

MES	TMS TRAT	DIAS TOT. OPER	DIAS NO OPER.	% MES	TON/DIA OPERAC.	TON/DIA CALEND.
+ENE	5507.470	26.58	4.42	14.26	207.777	177.660
+FEB	5894.557	25.00	3.00	10.71	235.782	210.520
+MAR	7001.447	20.71	10.29	33.19	338.070	225.853
ABR	3383.352	19.75	10.25	34.17	171.309	112.778
MAY	1914.283	10.33	20.67	64.74	185.313	61.771
JUN	4687.123	22.96	7.04	23.47	204.143	156.226
JUL	4999.351	23.75	7.25	23.39	210.499	161.270
AGO	2874.619	14.29	16.71	53.90	201.163	92.740
SET	1668.958	18.16	11.84	39.47	91.903	55.652
OCT	7408.054	29.33	1.67	5.39	252.576	238.996
NOV	5782.633	21.04	8.96	28.87	274.840	192.770
DIC	6519.545	27.66	3.34	10.77	235.703	210.359

OPERATIVIDAD DE LA SECCION 2 DE MOLIENDA-1982

MES	TMS TRAT	DIAS TOT. OPER	DIAS NO OPER.	% MES	TON/DIA OPERAC.	TON/DIA CALEND.
+ENE	5507.470	26.58	4.42	14.26	207.177	177.660
+FEB	5894.557	25.00	3.00	10.71	235.782	210.520
+MAR	7001.447	20.71	10.29	33.19	338.070	225.853
ABR	2744.481	16.00	14.00	46.67	171.530	91.482
MAY	3481.787	17.33	13.67	44.10	200.911	112.337
JUN	1565.086	8.75	21.25	70.83	178.867	52.169
JUL	1481.599	15.42	15.58	50.26	96.083	47.783
AGO	3305.021	18.66	12.34	39.81	177.118	106.651
SET	4534.248	23.04	6.96	23.20	196.799	151.153
OCT	0000.000	00.00	31.00	100.00	000.000	000.000
NOV	1387.468	7.83	22.17	73.90	177.199	44.963
DIC	2827.760	20.33	10.67	34.42	139.093	91.233

NOTA.- Los tres primeros meses (+) corresponden a la operación conjunta de las secciones 1 y 2 de molienda.

CUADRO No 1.5

CONSUMO DE REACTIVOS Y % DE -M200 EN FLOTACION-1982

MES	XANT Z-11 KG/TN	AERO 242 KG/TN	AERO 404	% -M200
ENE	0.025	0.043	0.011	79.50
FEB	0.024	0.037	0.015	70.05
MAR	0.021	0.032	0.007	75.30
ABR	0.033	0.037	0.009	69.30
MAY	0.024	0.028	0.013	66.00
JUN	0.019	0.029	0.007	75.33
JUL	0.020	0.035	0.010	69.27
AGO	0.028	0.060	0.008	64.17
SET	0.023	0.048	0.011	68.17
OCT	0.015	0.033	0.019	67.90
NOV	0.016	0.040	0.017	67.67
DIC	0.010	0.027	0.020	72.50

MES	A.DE P Y MONT KG/TN	CAL KG/TN	SULFUR SODIO KG/TN	SULFAT ZN KG/TN	CENIZA HUESO KG/TN	BISULF SODIO KG/TN
ENE	0.020	2.451	0.002			0.004
FEB	0.011	3.138			0.002	0.003
MAR	0.009	2.000		0.003		0.003
ABR	0.009	1.730		0.002		0.002
MAY	0.009	1.853		0.006	0.002	0.004
JUN	0.010	1.682		0.005		0.003
JUL	0.008	1.582		0.005		0.003
AGO	0.009	1.699		0.006		0.002
SET	0.007	1.289		0.013		0.002
OCT	0.005	1.080		0.009		
NOV	0.003	0.945		0.009		
DIC	0.005	1.209		0.008		

NOTA.- Solamente el mes de Enero se usó Aceite de pino, el resto de meses Montanol.

CUADRO No 1.6

REPORTES DE FLOTACION-1982

MES	TMS TRAT	LEY CAB KG/TM	LEY CONCEN KG/TM	RECUP POR FLOT.	RC	LEYES DE RELAV, FLOT, KG/TM
ENE	5507.470	0.306	9.205	75.70	39.74	0.075
FEB	5894.557	0.316	9.844	71.30	43.68	0.093
MAR	7001.447	0.332	10.560	81.20	39.17	0.064
ABR	6127.846	0.305	10.060	71.71	46.00	0.088
MAY	5396.552	0.339	9.448	84.48	33.00	0.055
JUN	6251.092	0.305	10.164	76.45	43.60	0.074
JUL	6480.668	0.326	10.720	78.16	42.00	0.073
AGO	6181.171	0.348	10.800	75.35	41.18	0.088
SET	6204.188	0.369	9.172	77.96	32.00	0.084
OCT	7408.900	0.320	9.072	73.04	38.80	0.088
NOV	7132.000	0.381	12.124	76.47	41.60	0.092
DIC	9349.384	0.325	9.952	79.57	38.48	0.068

CUADRO No 1.7

OPERATIVIDAD DE LA SECCION 1 DE MOLIENDA-1983

MES	TMS TRAT	DIAS TOT. OPER	DIAS NO OP XMANT	% MES	DIAS NO OP X EE	% MES	TON/DIA OPERAC.	TON/DIA CALEND.
ENE	5725,886	24,30	4,50	14,51	2,20	7,10	235,633	184,706
FEB	3319,503	14,08	6,12	21,86	7,79	27,82	235,760	118,553
MAR	4537,307	19,25	9,75	31,45	2,00	6,45	235,704	146,364
ABR	6324,863	26,84	2,16	7,20	1,00	3,33	235,650	210,828
MAY	4851,735	20,58	9,71	31,32	0,71	2,29	235,750	156,507
JUN	1699,160	7,21	21,99	73,30	0,80	2,67	235,667	56,638
JUL	4232,924	17,96	7,09	25,32	2,95	10,54	235,686	151,175
AGO	5874,649	27,42	0,38	1,23	3,20	10,32	214,246	189,504
SET	5428,258	25,34	1,25	4,16	3,41	11,37	214,216	180,942
OCT	5777,340	29,00	0,50	1,61	1,50	4,84	199,218	186,365

OPERATIVIDAD DE LA SECCION 2 DE MOLIENDA-1983

MES	TMS TRAT	DIAS TOT. OPER	DIAS NO OP XMANT	% MES	DIAS NO OP X EE	% MES	TON/DIA OPERAC.	TON/DIA CALEND.
ENE	1635,550	17,50	10,50	33,87	3,00	9,68	93,460	52,759
FEB	359,503	4,70	5,50	19,64	17,79	63,54	76,490	12,839
MAR	1032,856	8,80	13,91	44,87	8,29	26,74	117,370	33,318
ABR	2399,897	22,75	5,25	17,50	2,00	6,67	105,489	79,996
MAY	2254,223	18,33	4,04	13,02	8,62	27,82	122,979	72,716
JUN	4228,180	22,00	0,59	1,97	7,41	24,70	192,190	140,939
JUL	2117,763	16,58	0,17	0,61	14,25	50,89	127,729	75,634
AGO	1369,896	15,38	0,12	0,39	15,50	50,00	89,069	44,190
SET	750,806	7,88	1,17	3,90	20,95	69,83	95,279	25,026
OCT	215,252	1,38	0,00	0,00	29,62	95,55	155,979	6,943

CUADRO N° 1.8

CONSUMO DE REACTIVOS Y % DE -M200 EN FLOTACION 1983

MES	XZ-11 KG/TN	AERO 242 KG/TN	AERO 404	AERO 208 KG/TN	% -M200
ENE	0.012	0.039	0.018	0.016	75.00
FEB	0.016	0.045	0.010	0.010	72.00
MAR	0.010	0.036	0.020	0.005	59.33
ABR	0.009	0.030	0.020	0.010	70.33
MAY	0.012	0.039		0.007	60.53
JUN	0.013	0.040	0.060	0.013	66.43
JUL	0.011	0.048	0.023	0.012	64.77
AGO	0.010	0.043	0.022	0.007	66.67
SET	0.008	0.034	0.035	0.010	68.33
OCT	0.006	0.027	0.027	0.004	60.33

MES	MONT. 300 KG/TN	CAL KG/TN	CIANR SODIO KG/TN	SULF. ZN KG/TN	SILIC SODIO KG/TN
ENE	0.005	1.273	0.004	0.012	0.003
FEB	0.004	1.043	0.004	0.011	0.004
MAR	0.003	1.271	0.003	0.010	0.003
ABR	0.002	0.910	0.004	0.011	0.001
MAY	0.003	1.219	0.004	0.037	
JUN	0.005	1.054	0.005	0.015	
JUL	0.004	0.910	0.002	0.006	
AGO	0.003	1.026			0.001
SET	0.004	0.035			0.002
OCT	0.002	1.206			0.002

CUADRO No 1.9

REPORTES DE FLOTACION 1983

MES	TMS TRAT	LEY CAB KG/TN	LEY CONCEN KG/TN	RECUP POR FLOT.	RC	LEY RELAV. KG/TN
ENE	7361.346	0.385	11.606	77.96	38.67	0.088
FEB	3678.006	0.370	13.314	78.85	45.97	0.080
MAR	5570.163	0.276	10.495	84.08	45.22	0.045
ABR	8742.760	0.274	11.196	80.24	50.92	0.055
MAY	7105.958	0.310	13.842	73.03	60.97	0.084
JUN	5927.340	0.314	10.801	76.32	45.06	0.026
JUL	6350.687	0.359	10.157	84.94	33.30	0.056
AGO	7244.545	0.312	9.254	76.29	38.87	0.076
SET	6179.058	0.312	8.044	78.77	32.72	0.068
OCT	5992.592	0.268	9.896	73.99	49.90	0.021

1.3.3. ANALISIS DE LOS DATOS ESTADISTICOS Y GRAFICOS

Estos reportes muestran mensualmente la operatividad de los molinos, consumo de reactivos, capacidad de tratamiento, producción, leyes de concentrados, recuperaciones, leyes de relaves y radio de concentración.

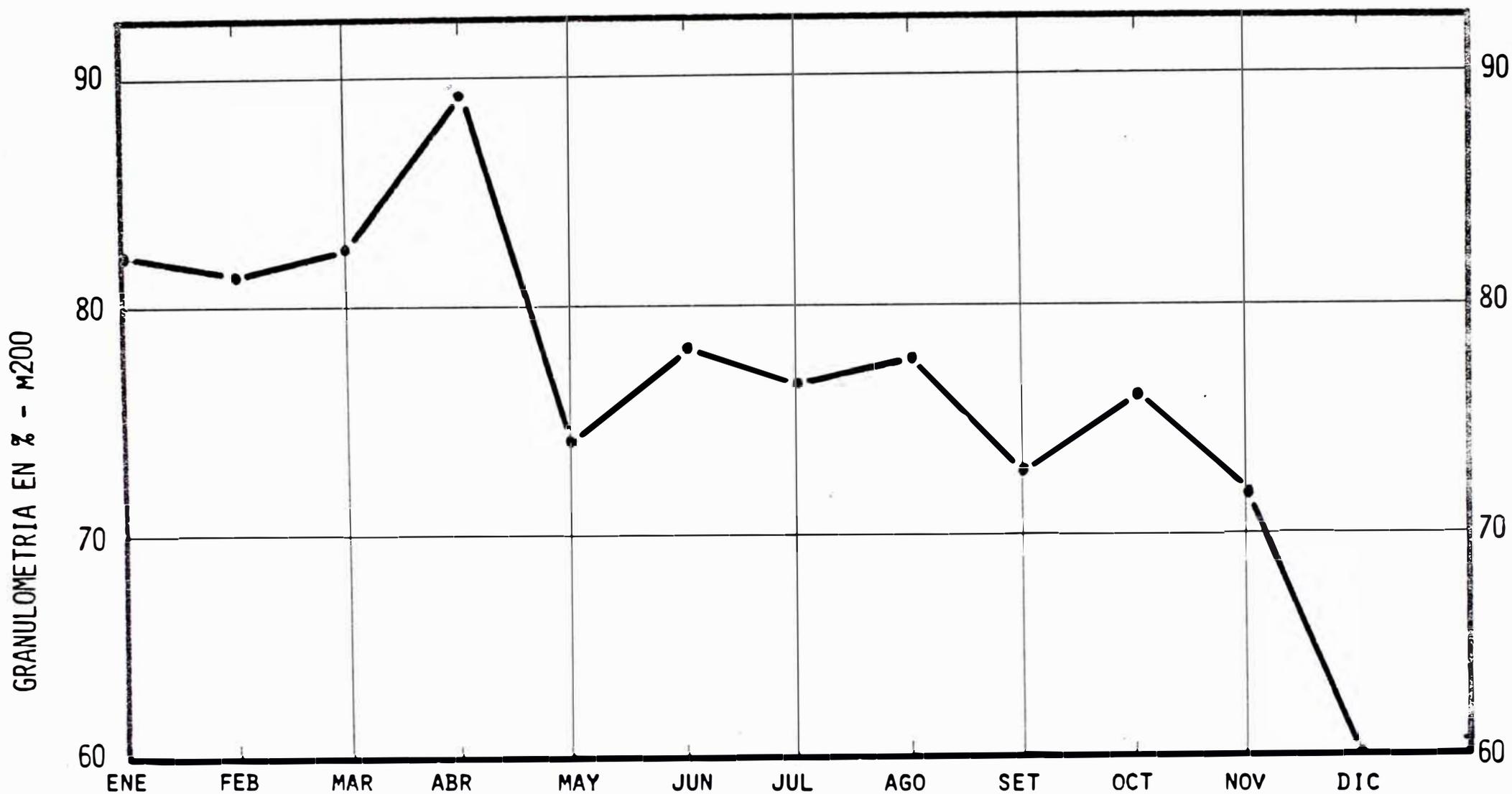
Un análisis frío de estos reportes, puede dejar establecido las condiciones en que operaban antes de realizar esta investigación y poder comparar con los resultados obtenidos una vez terminado el trabajo.

Así tenemos que el punto de corte granulométrico que se da en los clasificadores mecánicas de cada uno de los 2 circuitos cerrados de molienda es tan cambiante que denota una falta de control operacional y que directamente es responsabilidad del técnico encargado de planta. Puesto que la granulometría es un factor que juega un papel importante en el proceso de flotación para obtener buenas recuperaciones.

No es posible que la granulometría (% -m200), del mineral fluctuen entre rangos tan amplios como se puede ver en los cuadros 1.2, 1.5 y 1.8, y cuyos valores se pueden observar en los gráficos N^{os}. 1.1, 1.2 y 1.3. Así tenemos que la variación del % -m200 por año es:

1981	:	entre 60.00 % y 89.33 %
1982	:	entre 64.17 % y 79.50 %
1983	:	entre 59.33 % y 75.00 %

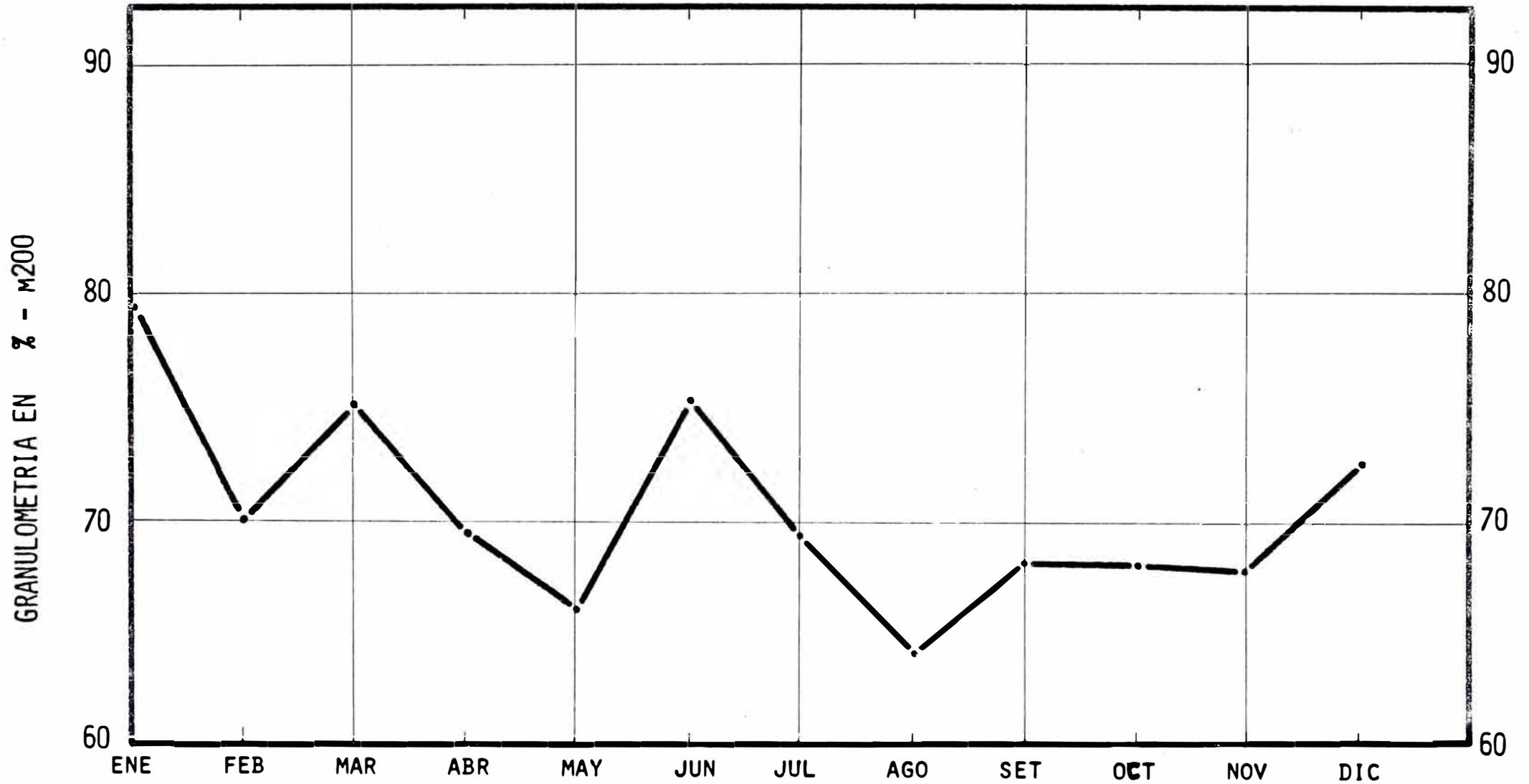
GRAFICO Nº 1.1



EL GRAFICO MUESTRA LA VARIACION DE LA GRANULOMETRIA DURANTE EL AÑO 1981

DATOS TOMADOS DE LOS REPORTES MENSUALES DE LA PLANTA DE BENEFICIO

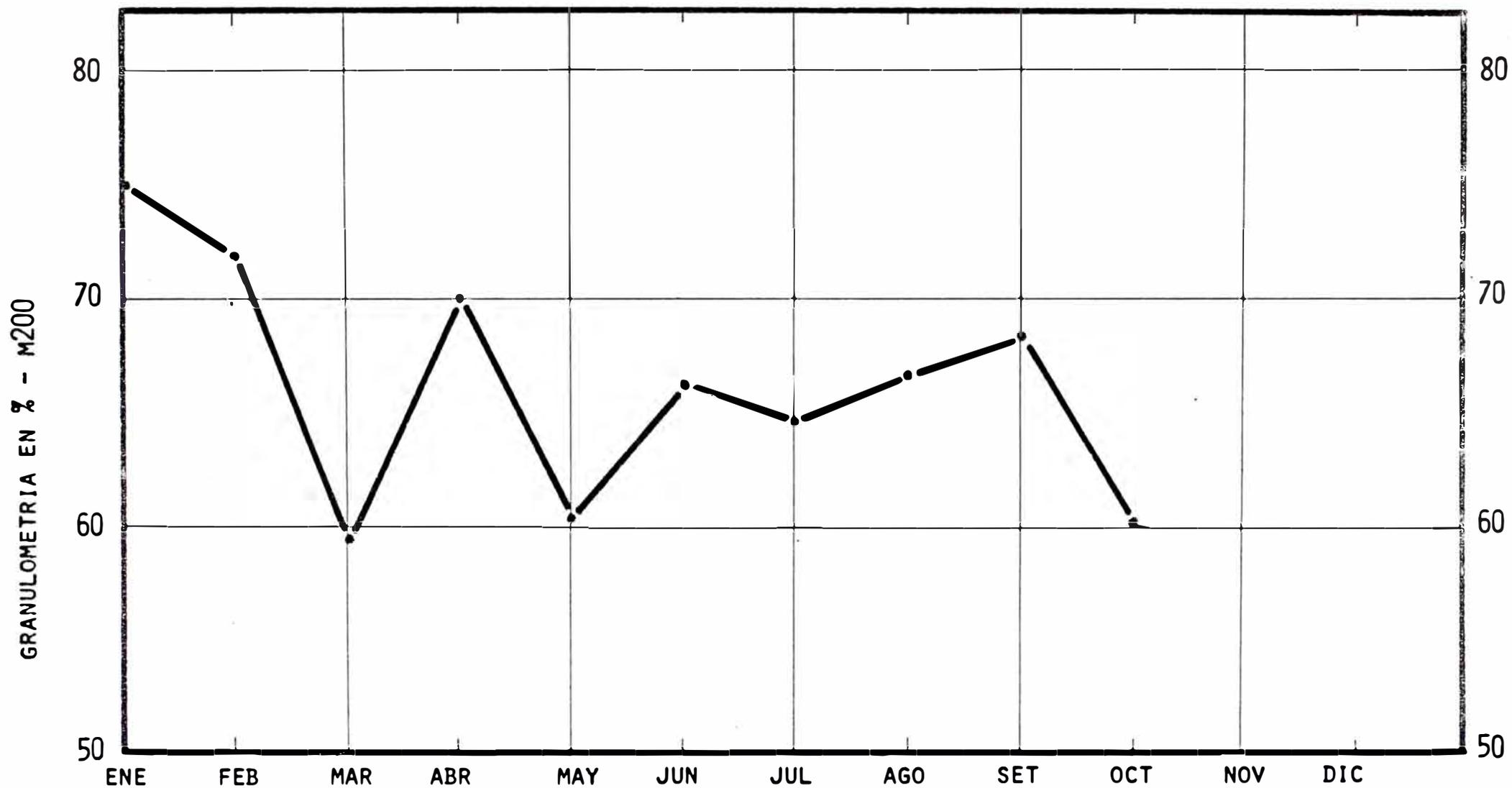
GRAFICO N° 1.2



VARIACION DE LA GRANULOMETRIA DURANTE EL AÑO 1982

DATOS TOMADOS DE LOS REPORTES MENSUALES DE LA PLANTA DE BENEFICIO

GRAFICO N° 1.3



VARIACION DE LA GRANULOMETRIA DURANTE EL AÑO 1983

DATOS TOMADOS DE LOS REPORTES MENSUALES DE LA PLANTA DE BENEFICIO

En cuanto a los reactivos, podemos observar - que a travez de los años se ha dado un uso indiscriminado de los reactivos colectores, para la capta - ción de las especies mineralógicas portadoras de - plata, llegándose inclusive a emplear hasta 4 colectores diferentes a la vez; como se muestra a continuación a manera de resumen, si a esta mescolanza - de reactivos le agregamos el hecho de que la dosificación es también fluctuante para cada uno de ellos, concluimos que no se tiene idea de la aplicabilidad y eficiencia de los reactivos, lo cual influye negativamente en la recuperación de las especies valiosas (ver cuadros 1.2,1.5,1.8).

En resumen se puede mostrar la variación de la dosificación de colectores usados por año en grs/TM

a) 1981:

- Xantato Z-5 : De 19 a 46 grs/TM
- Xantato Z-11 : De 20 a 26 grs/TM
- Aerofloat 242 : De 16 a 36 grs/TM
- Reactivo 404 : De 8 a 21 grs/TM

b) 1982:

- Xantato Z-11 : De 10 a 23 grs/TM
- Aerofloat 242 : De 27 a 60 grs/TM
- Reactivo 404 : De 7 a 39 grs/TM

c) 1983:

- Xantato Z-11 : De 6 a 16 grs/TM
- Aerofloat 242 : De 27 a 48 grs/TM
- Aerofloat 208 : De 5 a 16 grs/TM
- Reactivo 404 : De 10 a 60 grs/TM

NOTA.- Como se puede observar; en la dosificación - hay variaciones que alcanzan hasta el 600%.

Acerca de los depresores, no se ha tomado en consideración la importancia que tiene un buen control de la dosificación de los reactivos depresores de la pirita y esfalerita en la obtención de un concentrado limpio y de buena ley. En los cuadros 1.2, 1.5 y 1.8, se puede apreciar claramente que las fluctuaciones en la dosificación de los reactivos depresores (cal, sulfuro de sodio, sulfato de zinc, bisulfito de sodio), han originado una baja ley en los concentrados. Como por ejemplo, en los meses de Agosto, setiembre y octubre de 1983, donde el consumo de los reactivos depresores de la pirita y esfalerita, se suprimieron a cero a excepción de la cal, bajando notablemente la ley de plata de 13.842 kg/TM a 8.044 kg/TM. Esta variación de dosificación de reactivos se puede observar en el siguiente resumen:

a) 1981:

- Sulfuro de sodio: De 0.0 a 5.0 grs/TM
- Bisulfito de sodio: De 0.0 a 4.0 grs/TM
- Sulfato de zinc : De 0.0 a 2.0 grs/TM
- Cal : De 1.75 a 3.22 kg/ TM

b) 1982:

- Bisulfito de sodio: De 2.0 a 4.0 grs/TM
- Sulfato de zinc : De 0.0 a 3.0 grs/TM
- Cal : De 0.94 a 1.29 kg/ TM

c) 1983:

- Sulfato de zinc : De 0.0 a 37.0 grs/TM
- Cianuro de sodio: De 0.0 a 5.0 grs/TM
- Cal : De 0.91 a 1.27 kg/TM

Respecto a los promedios mensuales de las leyes de cabeza, concentrados y relaves, así como los porcentajes de recuperaciones y radios de concentración que se han obtenido en los últimos años, se pueden observar en los cuadros 1.3, 1.6 y 1.9. De donde a manera de resumen podemos anotar:

a) 1981:

- Ley de cabeza de flotación:
De 6.11 oz/TM a 11.67 oz/TM
- Ley de concentrado de flotación:
De 217.0 oz/TM a 367.55 oz/TM
- Recuperación :
De 64 .05% a 85.68%
- Radio Concentración:
De 29.44 a 68.07
- Ley de relaves :
De 1.42oz/TM a 3.28 oz/TM

b) 1982:

- Ley de cabeza de flotación:
De 9.81 oz/TM a 12.25 oz/TM
- Ley de Concentrado:
De 296.0 oz/TM a 389.84 oz/TM
- Recuperación:
De 71.30 % a 84.48 %
- Radio de Concentración:
De 33.0 a 46.0
- Ley de relave:
De 1.74 oz/TM a 2.99 oz/TM

c) 1983:

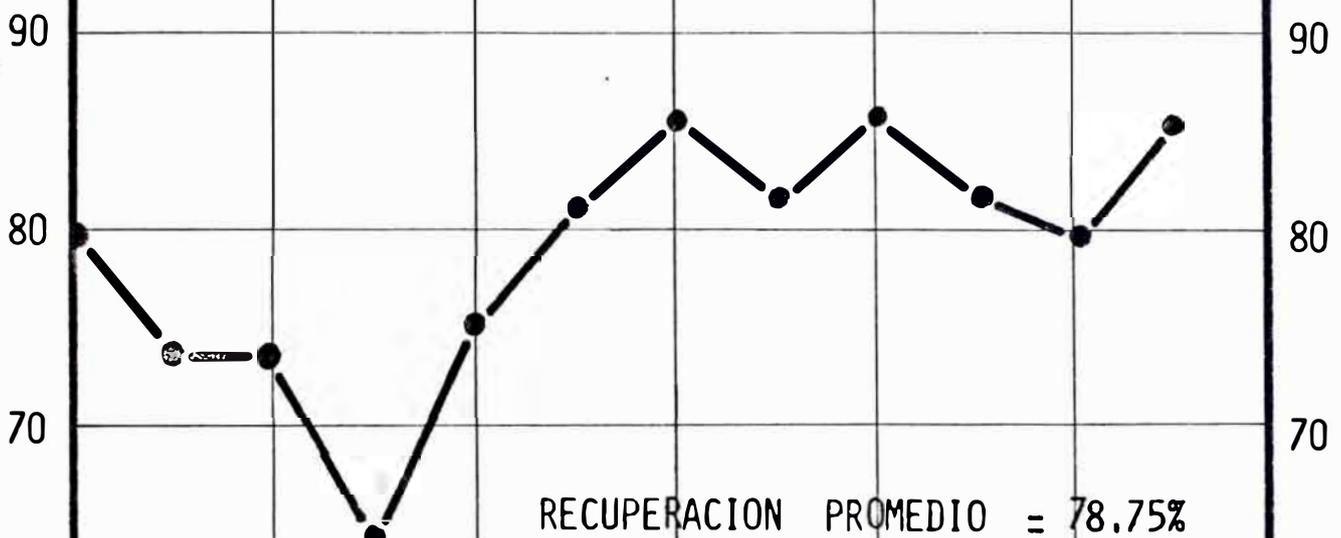
- Ley de cabeza de flotación:
De 8.62 oz/TM a 12.38 oz/TM
- Ley de concentrado:
De 258.65 oz/TM a 445.10 oz/TM
- Recuperación:
De 93.03% a 84.94%
- Radio de concentración:
De 33.30 a 60.97
- Ley de relave
De 1.45 oz/TM a 2.83 oz/TM

En estos valores se ponen de manifiesto, las fluctuaciones y contradicciones en que se incurren en estos últimos años sobre todo en lo que se refiere a las recuperaciones y a las leyes de relaves, que para mayor claridad y análisis comparativos, presentamos en los gráficos 1.4, 1.5 y 1.6.

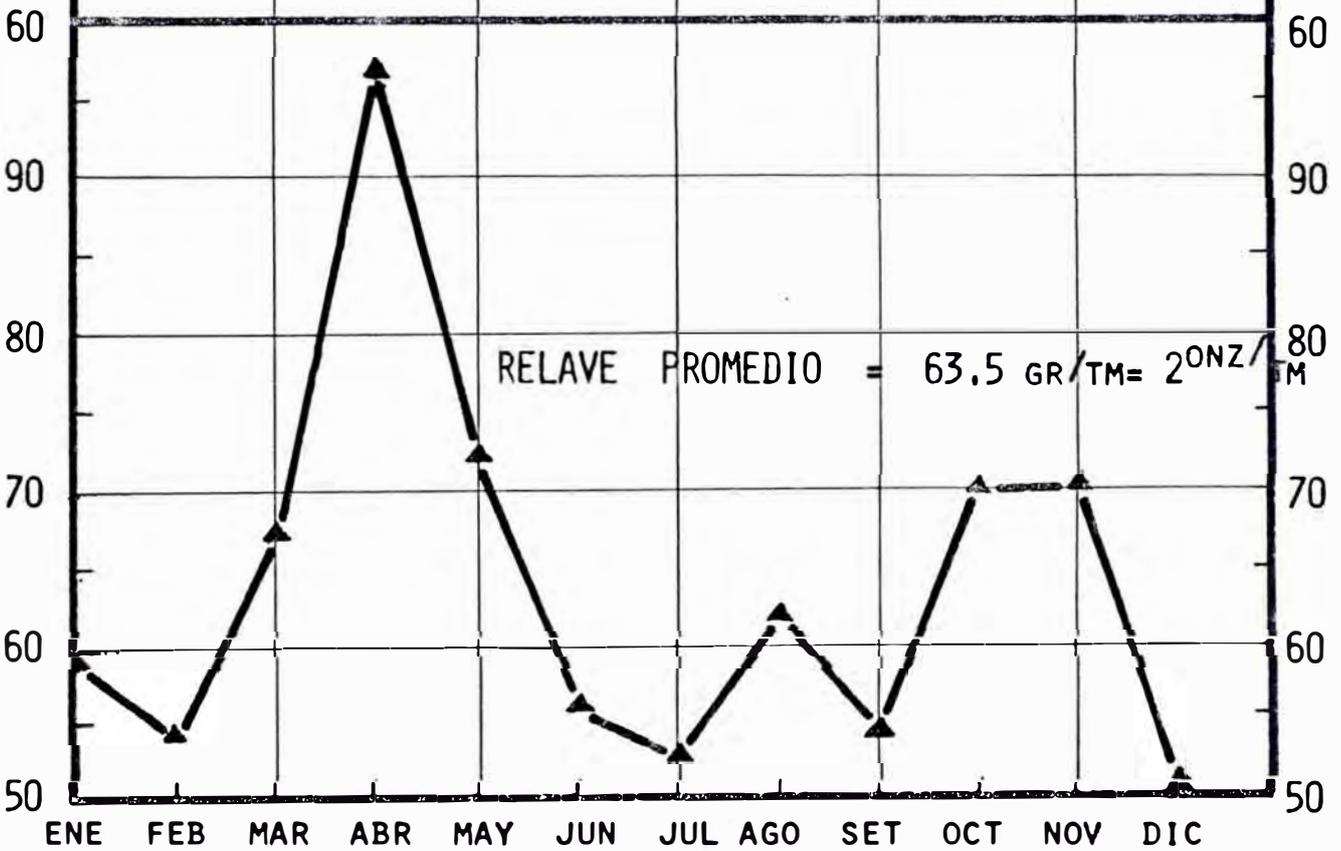
GRAFICO N° 1.4

ENE FEB MAR ABR MAY JUN JUL AGO SET OCT NOV DIC

RECUPERACION DE PLATA EN %

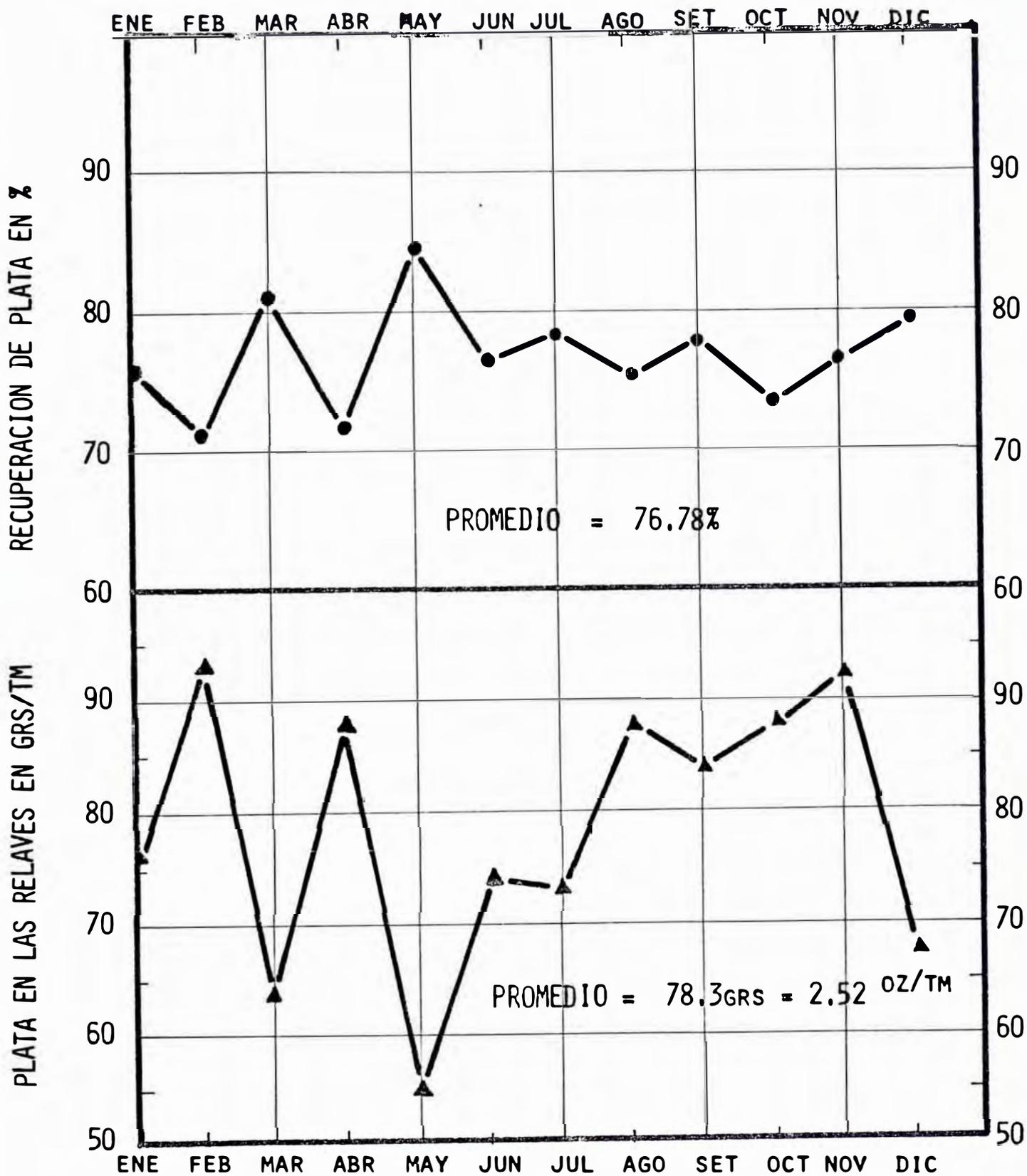


PLATA EN LOS RELAVES EN GRS/TM



LOS GRAFICOS CORRESPONDEN A LOS PROMEDIOS MENSUALES TOMADOS DE LOS REPORTES DE FLOTACION DE LA PLANTA DE BENEFICIO DEL AÑO 1981

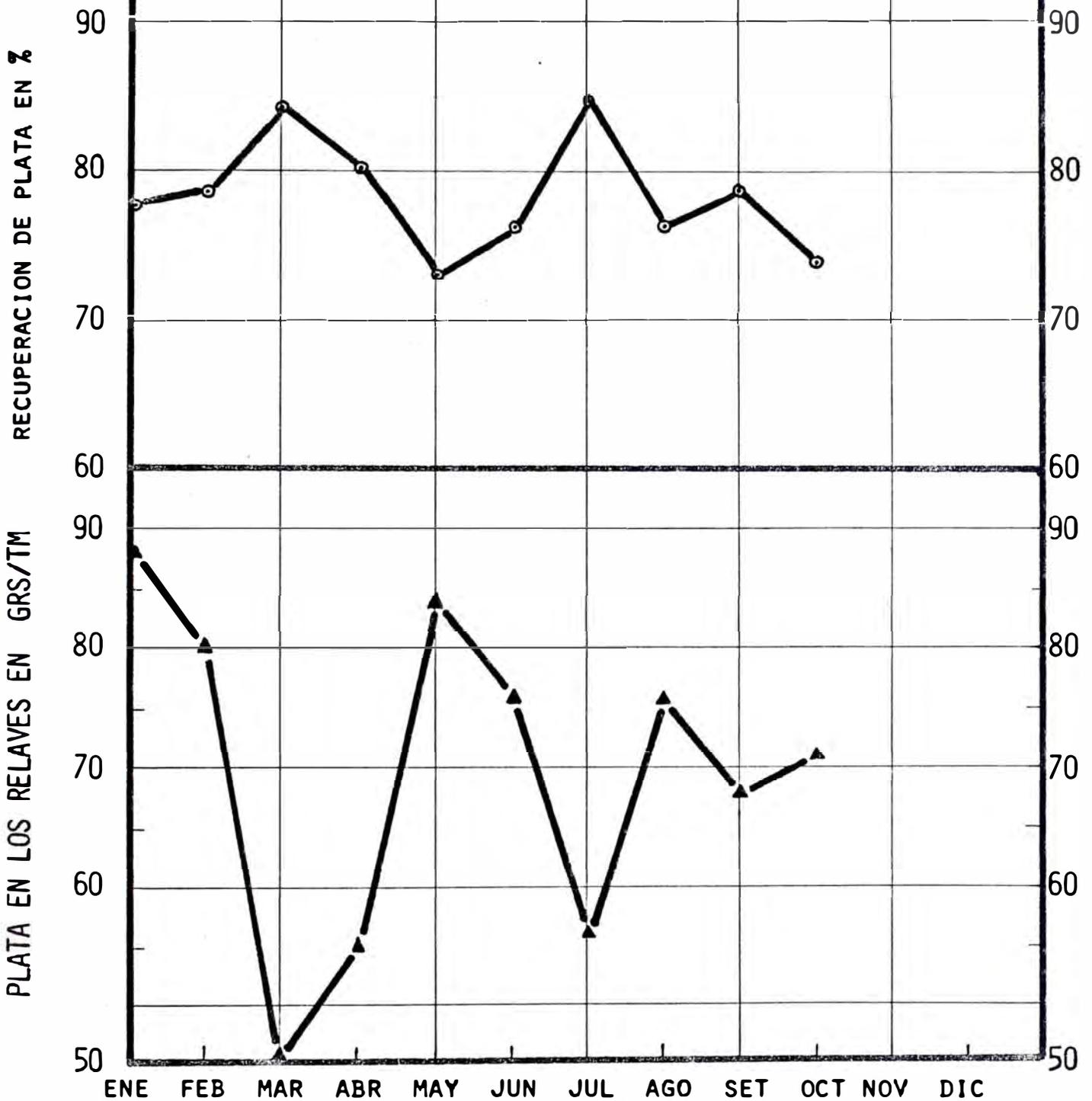
GRAFICO N° 1.5



LOS GRAFICOS CORRESPONDEN A LOS PROMEDIOS MENSUALES TOMADOS DE LOS REPORTES DE FLOTACION DE LA PLANTA DE BENEFICIO DEL AÑO 1982.

GRAFICO N° 1.6

ENE FEB MAR ABR MAY JUN JUL AGO SET OCT NOV DIC



LOS GRAFICOS CORRESPONDEN A LOS PROMEDIOS MENSUALES TOMADOS DE LOS REPORTES DE FLOTACION DE LA PLANTA DE BENEFICIO DEL AÑO 1983

En estos gráficos se observa una constante variación de las recuperaciones y sobre todo las fluctuaciones de las leyes de relaves, que en promedio se encuentran por encima de las 2.25 oz/TM de plata.

El valor de éste parámetro tiene singular importancia, puesto que nos servirá en el futuro como uno de los puntos de referencia, para evaluar el estudio realizado.

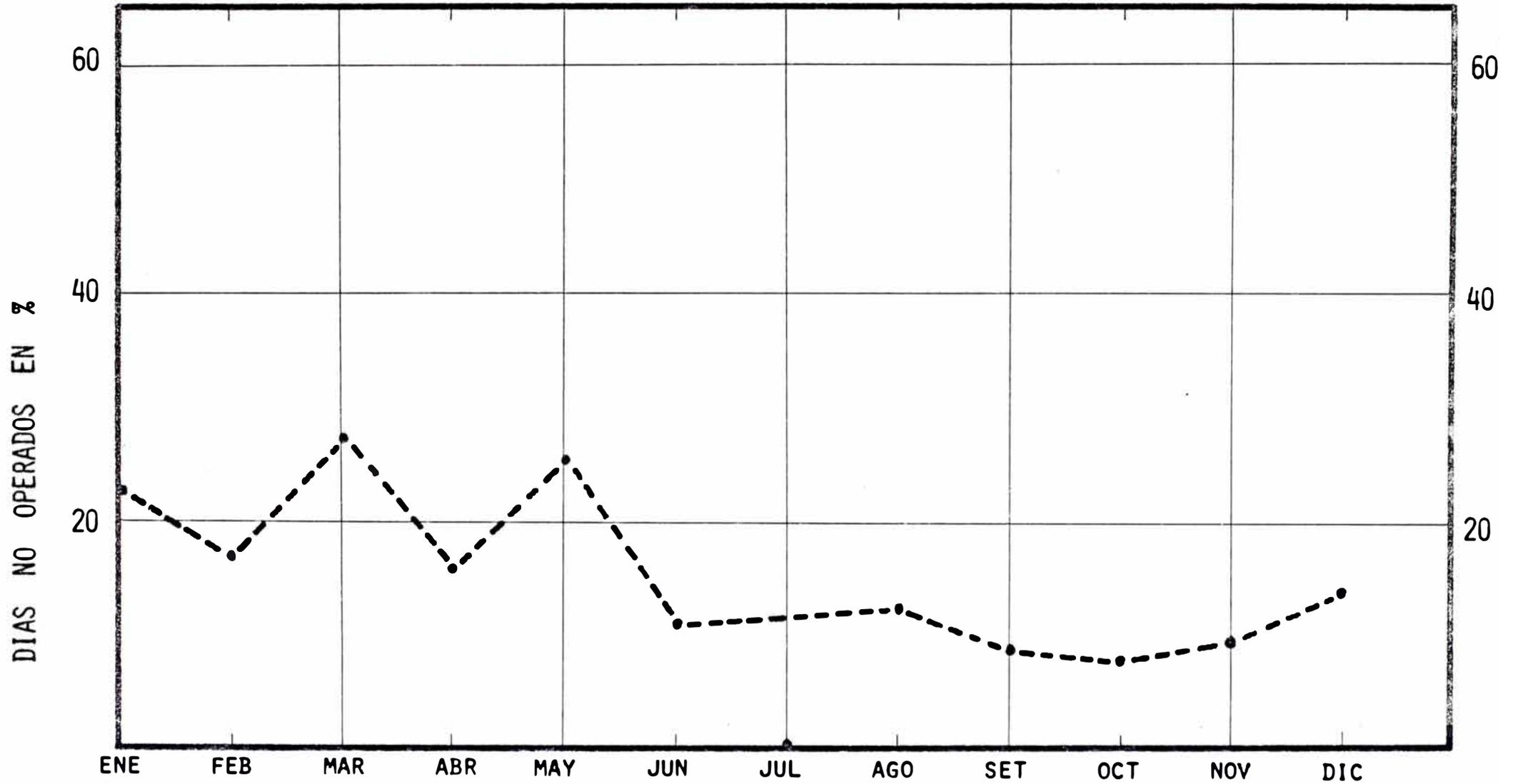
Por otro lado existe el problema de la constante paralización de la planta de beneficio debido a problemas mecánicos en la sección de molienda, como se puede apreciar en los cuadros 1.1, 1.4 y 1.7. A manera de resumen podemos anotar el promedio de los días no trabajados por mes en estos tres últimos años:

<u>AÑOS</u>	<u>Nº DE DIAS NO TRABAJADOS POR MES PROMEDIO</u>
1981	5.15 días
1982	11.28 días
1983	8.67 días

Estos altos promedios de días no trabajados, es poco común en una planta de beneficio, y perjudica directamente la producción haciendo necesaria la presencia de Personal Técnico calificado en esta área para resolver este problema.

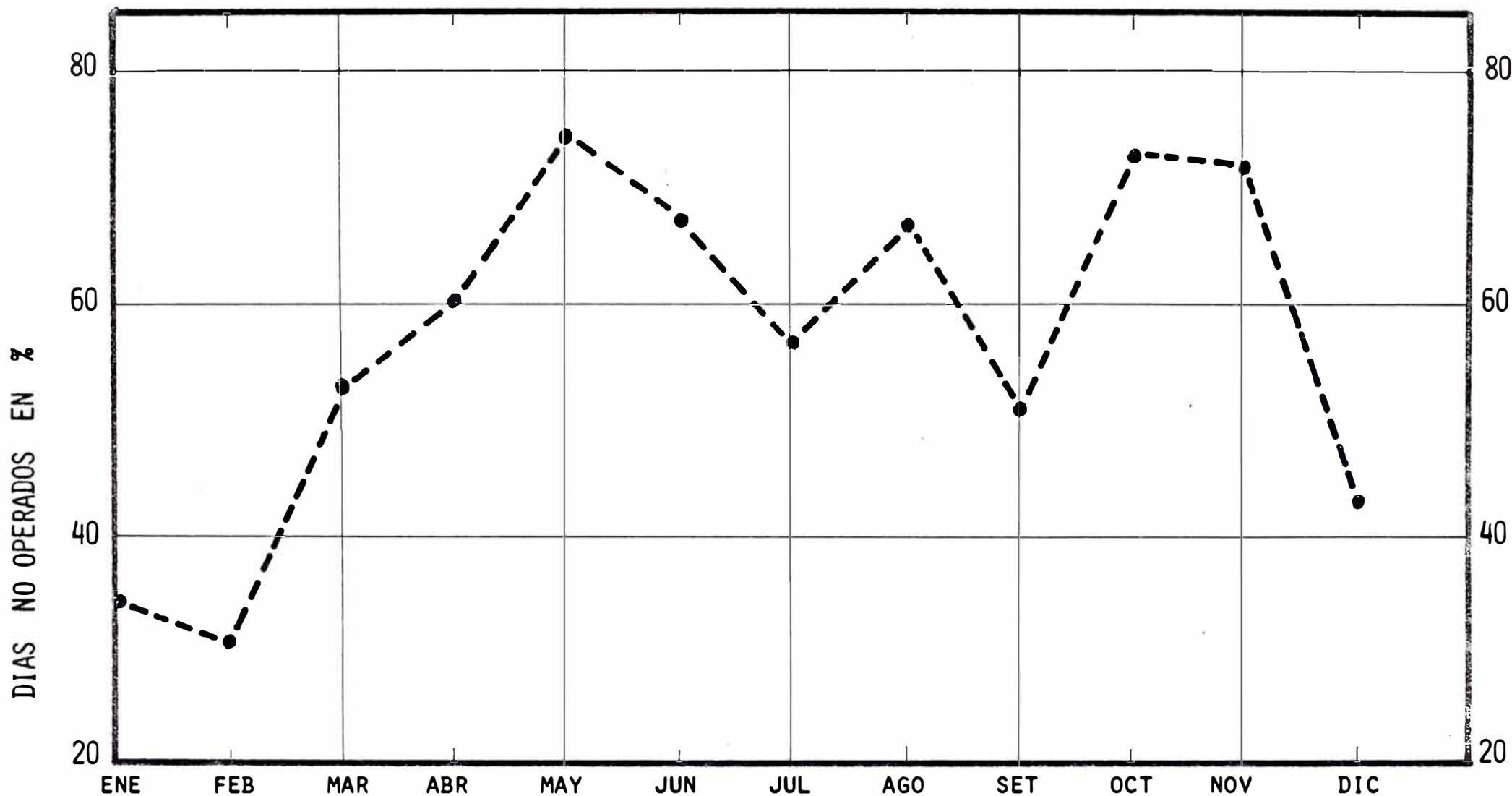
En los gráficos 1,7, 1.8 y 1.9, hemos registrado el %, de los días no trabajados en planta que aparece en los reportes mensuales.

GRAFICO No 1.7



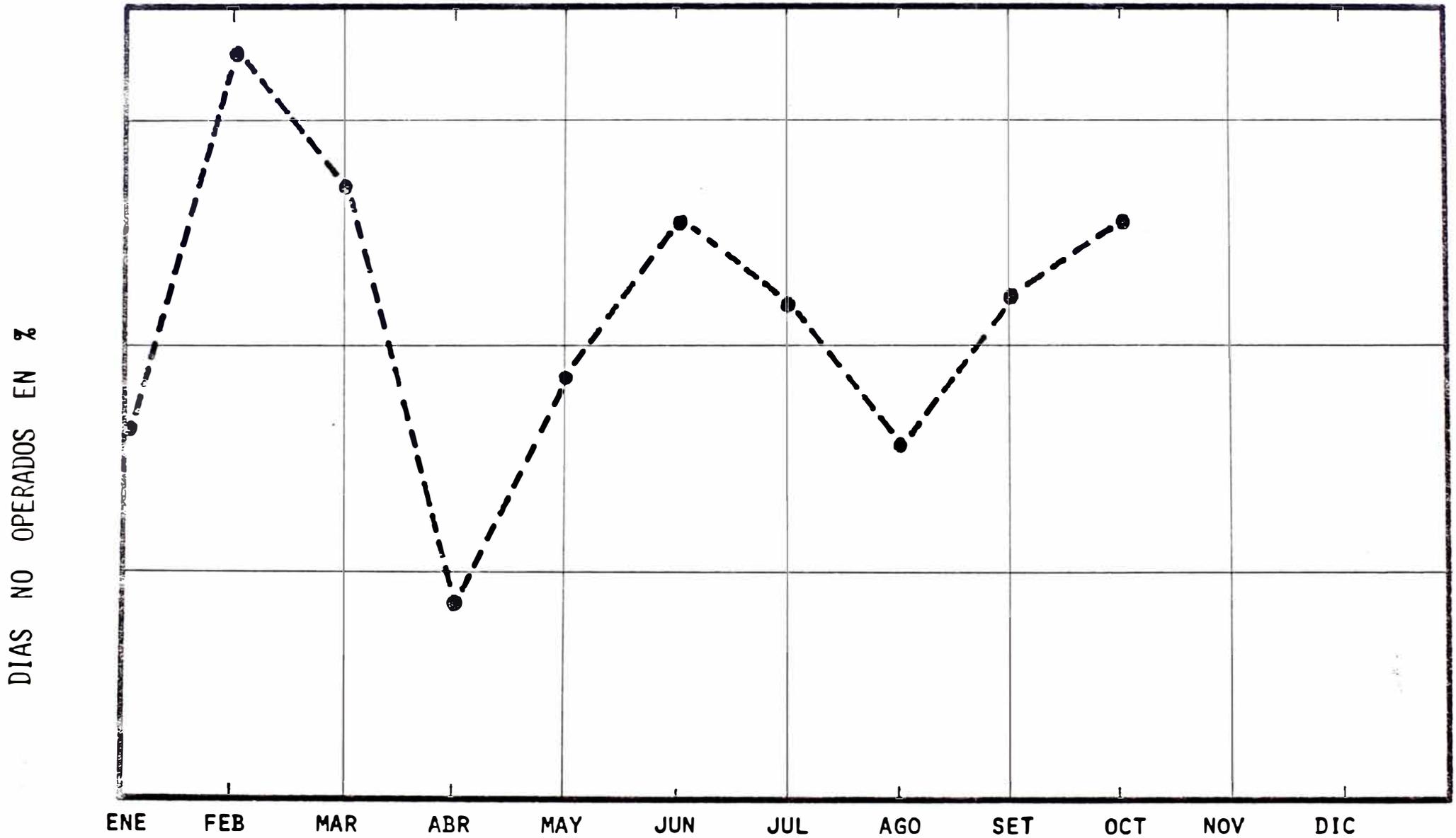
EL GRAFICO REPRESENTA LA PARALIZACION DE LA PLANTA EN EL AÑO 1981
DATOS TOMADOS DE LOS REPORTES MENSUALES DE LA PLANTA DE BENEFICIO.

GRAFICO N° 1.8



EL GRAFICO REPRESENTA LA PARALIZACION DE LA PLANTA EN EL AÑO 1982
DATOS TOMADOS DE LOS REPORTES MENSUALES DE LA PLANTA DE BENEFICIO

GRAFICO N° 1.9



EL GRAFICO REPRESENTA LA PARALIZACION DE LA PLANTA EN EL AÑO 1983
DATOS TOMADOS DE LOS REPORTES MENSUALES DE LA PLANTA DE BENEFICIO

CAPITULO II

ESTUDIO DE LA MATERIA PRIMA

2.1. UBICACION Y ACCESO

La unidad minera San Juan de Lucanas, se encuentra ubicada a un costado de la carretera NAZCA-PUQUIO, en el pueblo de UTEC. Que pertenece al distrito de SAN JUAN, provincia de LUCANAS en el Departamento de AYACUCHO.

Las instalaciones de estadía, oficinas de administración, campamentos y planta de beneficio se encuentran en el pueblo de UTEC, a una altura aproximada de 2800 m.s.n.m. siendo sus coordenadas geográficas las siguientes:

14° 39' 57" latitud Sur
74° 12' 14" latitud Oeste

Existen varias formas para constituirse en el centro minero de San Juan de Lucanas. La Compañía mantiene un servicio regular entre la mina y la capital, además hay empresas de transportes de servicio público, que cubren la ruta LIMA-NAZCA-PUQUIO, diariamente y que permiten una comunicación constante con la capital.

LIMA	- CAÑETE	148 kms.
CAÑETE	CHINCHA	52 kms.
CHINCHA	PISCO	39 kms.
PISCO	ICA	67 kms.
ICA	NAZCA	142 kms.
NAZCA	LUCANAS	130 kms.

LUCANAS	DESVIO	8 kms.
DESVIO	UTEC	<u>8 kms.</u>

TOTAL ---- 594 kms.

Todo este recorrido hace un total de 594 kms, desde - Lima hasta la mina; de los cuales, 448 kms. de carretera - son asfaltado y corresponden al tramo entre LIMA y NAZCA - de la Panamericana Sur. Los 146 kms. restantes que cubren el tramo entre NAZCA y el asiento minero es de trocha ca rrozable.

En el mapa que adjuntamos a continuación se puede vi sualizar la ubicación y el acceso al centro minero.



MAPA DE UBICACION

CARRETERA ASFALTADA

CARRETERA AFIRMADA

CAPITAL DE DPTO.

CAPITAL DE PROVINCIA

MINA SAN JUAN DE

LUCANAS

-
-
-
- ⊗



2.2. BREVES REFERENCIAS GEOLOGICAS

El yacimiento de plata de la unidad minera San Juan - de Lucanas se encuentra en la Franja Sur de Yacimientos Volcánicos, en la formación TACAZA del terciario medio (MIOCENO). Al igual que otros yacimientos comprendidos en esta zona como Madrigal, Caylloma, Orcopampa, etc.

Las rocas se encuentran emplazadas en rocas andesíticas lávicas, y en algunos casos, brechas de aspecto porfírico que pertenecen al MIOCENO, con una potencia de 1000m. al NW y SE de esta roca. Lejos del depósito se encuentran las rocas pirolásticas tufáceas de dacita que es posterior a la mineralización PLIO-CUATERNARIO.

Posteriormente a la deposición de la formación TACAZA, hubo tres épocas de TECTONISMO, donde las fuerzas de compresión originadas no son coliniales, dando origen a "Geología Estructural" del yacimiento.

En el primer proceso tectónico, formado por un suave plegamiento (de rumbo NE, transversal al rumbo general de las coordenadas Andes NNW), posterior a la deposición volcánica TACAZA; produjo una fuerza de compresión con rumbo NW. El segundo proceso tectónico, posterior a la formación TACAZA y antes de la época de mineralización, se produjo - por fuerzas de compresión según el rumbo NW; dos juegos de cizalla que son:

El primero con rumbo NE y el segundo con rumbo NS; ambos, 30° con la fuerza de compresión. Además existe un juego de fracturas de tensión coincidentes con la dirección de las fuerzas de compresión.

De acuerdo a esta clasificación tenemos que las vetas: Lidia, Concepción y Raquel, pertenecen al Primer Juego.

Saramarca, Yanarumi, Santa Rosa, Mascota y Alfa Romeo pertenecen al segundo juego; y Ventanilla, Accolahuayjo, - Chascañahue, Pucacañon y Rosaura pertenecen al tercer juego.

El tercer proceso orogénico se produjo después de la mineralización, por fuerzas de compresión, con rumbos NW, el cual no ha sido muy intenso, originando una falla inversa de cizalla de bajo buzamiento al sur; llamado, falla -- San Juan, de rumbo EW y buzamiento 40°S.

Respecto a la "Geología Económica"; esta considera -- que las estructuras mineralizada de las vetas Lidia, Concepción y Raquel del juego NE, y las vetas Saramarca, Yanarumi, Santa Rosa, Mascota y Alfa Romeo del juegos NS, estan comprendidas como vetas principales.

En cuanto a la "Mineralogía", podemos afirmar que la mayor parte de la mineralización esta formada por Sílice - (90%), observándose diferentes tipos de cuarzo como: Cuarzo lechoso, Sílice Negrusca, Amatista, Hialino, Calcedonia, etc. En mínima proporción se observa Pirita, Chalcopirita y Galena, que se ha formado posterior al cuerpo lechoso y antes de la Sílice negrusca.

Respecto a los minerales de plata que presentan las vetas, estos se han formado posterior a la Sílice negrusca y antes del cuarzo Amatista, destacando entre ellos los siguientes:

La plata nativa, Argentita, Polibasita, Pirargirita, Tetraedrita, etc. Y posterior a la Calcedonia se encuentran en muy poca proporción; La Calcocita, Covelita, Limonita y Carbonato de Cobre. Además observamos que la "Textura" de las vetas son de forma bandeada, generalmente oscuras y blancas sin brechamientos. Pero en algunos fragmentos de cuarzo con brechamiento local han sido reemplazados parcial

o totalmente por sulfuros o venilla de sulfuros desplazando al cementante.

2.3. MINERALIZACION

Este fenómeno geológico, para el caso específico de este yacimiento en que el valor económico son los sulfuros de plata, se encuentran ubicadas cerca del piso de las vetas.

Este enriquecimiento en el piso de las vetas, así como también en el piso de las fallas diagonales, se deben a la lixiviación sufrida por los minerales y a las fracturas que han facilitado que por gravedad estas soluciones se encuentren en dichas zonas. También se observa que la "mineralización", se ha efectuado por cortinas de flujos más o menos paralelas, donde las vetas Lidia, Raquel, y Concepción, están fuertemente inclinadas al N.E., y a la veta Alfa Romeo esta fuertemente inclinada al sur.

El estudio efectuado sobre la relación que existe entre la Isopotencia de las vetas y los Isovalores de plata, determina que ambos valores son directamente proporcionales; es decir, que en áreas potentes, la ley de plata también es alta.

2.4. ANALISIS DEL ESTUDIO MINERAGRAFICO

2.4.1. INTRODUCCION

Considerando que era necesario contar con la mayor información técnica posible, para cumplir con el objetivo propuesto; la empresa por iniciativa

nuestra, encargó al laboratorio Petro-Mineralógico del Banco Minero del Perú, el estudio Mineragráfico de una serie de muestras de sulfuros de plata de la unidad minera San Juan de Lucanas.

Con la finalidad de obtener el mayor provecho de los estudios mineragráficos, fue necesario supervisar personalmente la preparación de la serie de muestras que iban a ser observadas al microscopio, las cuales se realizaron con el mayor cuidado, para minimizar el error por muestreo y garantizar la confiabilidad de los resultados obtenidos.

El peso total de muestra empleada en este estudio fue de 3.771 kgs., la misma que se obtuvo representativamente de un lote de 50 kgs de mineral y que luego se clasificó por mallas para la elaboración de las briquetas que iban a ser analizadas.

2.4.2. ANALISIS CUANTITATIVO DEL INFORME MINERAGRAFICO

Los informes mineragráficos presentan como resultados, valores cualitativos y referenciales que en muchos casos no se ajustan a la realidad, debido a que son estudios de muestras no representativas.

Preveviendo esta posibilidad, fue que se tomaron muchas precauciones en la preparación de las muestras, y ahora podemos analizar estos resultados con toda confiabilidad en forma cuantitativa, siendo esta forma de presentación mucho más objetiva.

En resumen, lo que podemos establecer del estudio mineragráfico, es que las especies valiosas de plata, que tienen mayor influencia en el mineral -- son: Polibasita, Acantita, Plata Nativa, Pirargirita y Tetraedrita. A continuación presentamos un lis

tado de la nomenclatura usada en el estudio, para determinar a las especies mineralógicas más importantes.

Polibasita -----	Plb
Acantita -----	Ac
Plata Nativa -----	Ag
Pirargirita -----	Prg
Tetraedrita -----	Td
Galena -----	Gn
Esfalerita -----	Sph
Pirita -----	Py
Chalcopyrita -----	Cp
Ganga -----	G

Como anotáramos anteriormente, el análisis se hará en forma cuantitativa presentando en primer término, un resumen del volumen porcentual de cada especie portadora de plata, cuya influencia ha sido mencionada anteriormente y que pueden observarse en el cuadro N^o 2.1, para cada una de las mallas estudiadas. En el cuadro N^o 2.2, se presenta la relación de los pesos por mallas y por productos en base a la prueba realizada, cuyo peso total fue de 3.771 kgs.

Si relacionamos los datos de los cuadros N^{os} 2.1 y 2.2, podemos establecer el porcentaje de volumen aproximado para cada especie argentífera que se tiene en el total de la muestra (3.771 kgs), siendo esta relación la que se presenta en el cuadro N^o 2.3. Seguidamente, considerando la gravedad específica (Gs), de cada especie de plata y tomando en cuenta la distribución porcentual determinada en el cuadro 2.3, establecemos la presencia de dichas especies en los 3.771 kgs. de muestra. Esto nos revela la importancia que tiene cada especie como aporte de plata al mineral y se establece en el cuadro N^o 2.4.

El cuadro N° 2.5, permite calcular el porcentaje de plata que existe en cada mol. ó átomo-gramo de las especies identificadas. El cuadro N° 2.6, determina un porcentaje estimado de plata que cada especie argentífera aporta al mineral teniendo como base los resultados del cuadro N° 2.5 y aplicando éstos, a los pesos referenciales asumidos.

Por otro lado en el cuadro 2.7, se pueden observar los diferentes índices de liberación por mallas y productos de cada especie argentífera respecto a un total, que involucra a las partículas, con amarres a la misma especie. Estos valores de liberación de cada una de las principales especies portadoras de plata, se muestran en los gráficos 2.1, 2.2, 2.3, 2.4 y 2.5, para los concentrados medios y relativas.

Finalmente los cuadros N° 2.8, 2.9, 2.10 y 2.11, presentan el tamaño de las partículas a las que se encuentran liberadas y los amarres con las principales especies mineralógicas portadoras de plata, como la Polibasita, Acantita, Pirargirita y Tetraedrita.

2.4.3. CUADROS CUANTITATIVOS DEL INFORME MINERAGRAFICO

CUADROS CUANTITATIVOS DEL INFORME MINERAGRAFICO

CUADRO No 2.1. VOLUMEN PORCENTUAL DE LAS PRINCIPALES ESPECIES PORTADORAS DE PLATA, POR MALLAS Y PRODUCTOS

% VOL. #42M	ESP. MIN.	CONCENTRADOS	MEDIOS	RELAVES
	PLB	---	---	MIN.
	AC	---	---	0.085
	AG	---	---	0.085
	PRG	---	---	MIN.
	TD	---	---	---
<hr/>				
% VOL. #65M				
	PLB	---	0.306	0.038
	AC	---	2.670	MIN.
	AG	---	0.810	---
	PRG	---	0.180	0.038
	TD	---	MIN.	---
<hr/>				
% VOL. #100M				
	PLB	0.783	0.374	MIN.
	AC	1.985	0.390	---
	AG	0.070	0.260	---
	PRG	0.070	0.154	MIN.
	TD	0.257	0.130	MIN.
<hr/>				
% VOL. #150				
	PLB	1.099	0.834	MIN.
	AC	0.715	0.960	---
	AG	0.430	0.320	---
	PRG	0.070	0.134	0.053
	TD	0.280	---	---

% VOL. #200M	ESP. MIN.	CONCENTRADOS	MEDIOS	RELAVES
	PLB	1.177	1.019	MIN.
	AC	0.430	0.530	---
	AG	0.165	MIN.	---
	PRG	0.165	0.180	MIN.
	TD	0.220	MIN.	---
% VOL. -200M				
	PLB	1.890	0.960	MIN.
	AC	0.360	0.640	MIN.
	AG	0.260	0.080	---
	PRG	---	0.640	0.080
	TD	0.210	0.080	---

CUADRO Nº 2.2. RELACION DE PESOS POR MALLAS, PARA CADA UNO DE LOS PRODUCTOS

MALLA Nº	CONCENTRADOS	MEDIOS	RELAVES
∕ M 42	0,000	0,000	22,700
∕ M 65	0,000	0,800	233,000
∕ M 100	3,015	8,483	545,900
∕ M 150	5,923	5,503	518,600
∕ M 200	8,090	7,073	452,700
- M 200	61,923	32,852	1,864,225
	<u>78,951</u>	<u>54,711</u>	<u>3,637,125</u>

CUADRO Nº 2.3. DETERMINACION DEL % VOLUMETRICO DE CADA ESPECIE Y SU RELACION CON EL TOTAL DE LA MUESTRA

ESP. MIN.	CONCENT.	MEDIOS	RELAVES	% VOL. ESPECIE
PLB	1,716	0,854	MIN.	0,048
AC	0,456	0,655	MIN.	0,019
AG	0,270	0,132	MIN.	0,008
PRG	0,025	0,449	MIN.	0,007
TD	0,218	MIN.	MIN.	0,005 0,087

CUADRO Nº 2.4. IMPORTANCIA DE CADA ESPECIE POR SU APORTE DE PLATA

ESP. MIN.	% VOL.	%DIST.VOL.	GS	PESO (GS,%,DIST,V)
PLB	0,048	55,173	6,10	336,555
AC	0,019	21,839	7,20	157,241
AG	0,008	9,195	10,60	97,467
PRG	0,007	8,046	5,80	46,667
TD	0,005	5,747	4,80	27,586

CUADRO No 2.5. % DE PLATA POR MOL O ATOMO-GRAMO

ESP. MIN.	FORMULA QUIMICA	P.M.	AT. GR. AG/MOL	% AG/MOL
PLB:	$(AgCu)_{16}(SbAs)_2S_{11}$	3,489.20	1,726.08	49.469
AC :	Ag_2S	247.82	215.76	87.063
AG :	Ag	107.80	107.80	100.000
PRG:	(Ag_3SbS_3)	451.68	323.64	59.747
TD :	$(CuAg)_{10}(FeZn)_2(SbAs)_4S_{13}$	3,157.73	1,078.80	34.164

CUADRO No 2.6. PORCENTAJE DE PLATA POR ESPECIE MINERALOGICA

ESP. MIN.	PESO ASUMI.	% AG/MOL	AG/P. ASUMI.	% AG/ESPECIE
PLB	336.555	49.469	166.490	38.00
AC	157.241	87.063	136.490	31.20
AG	97.467	100.000	97.467	22.20
PRG	46.667	59.747	27.882	6.40
TD	27.586	34.164	9.425	2.20
	665.516		438.167	100.00

CUADRO Nº 2.7. INDICE DE LIBERACION POR MALLAS Y PRODUCTOS
DE LAS PRINCIPALES ESPECIES ARGENTÍFERAS

CONCENTRADO: (% DE AG LIBERADA/ESPECIE X MALLA)

ESP. MIN.	∕42M	∕65M	∕100M	∕150M	∕200M	- 200M
PLB	---	---	17.95	12.73	53.39	75.66
AC	---	---	75.76	59.72	48.84	58.33
AG	---	---	31.82	67.44	64.71	80.77
PRG	---	---	00.00	00.00	64.71	00.00
TD	---	---	53.86	50.00	50.00	100.00

MEDIOS: (% DE AG LIBERADA/ESPECIE X MALLA)

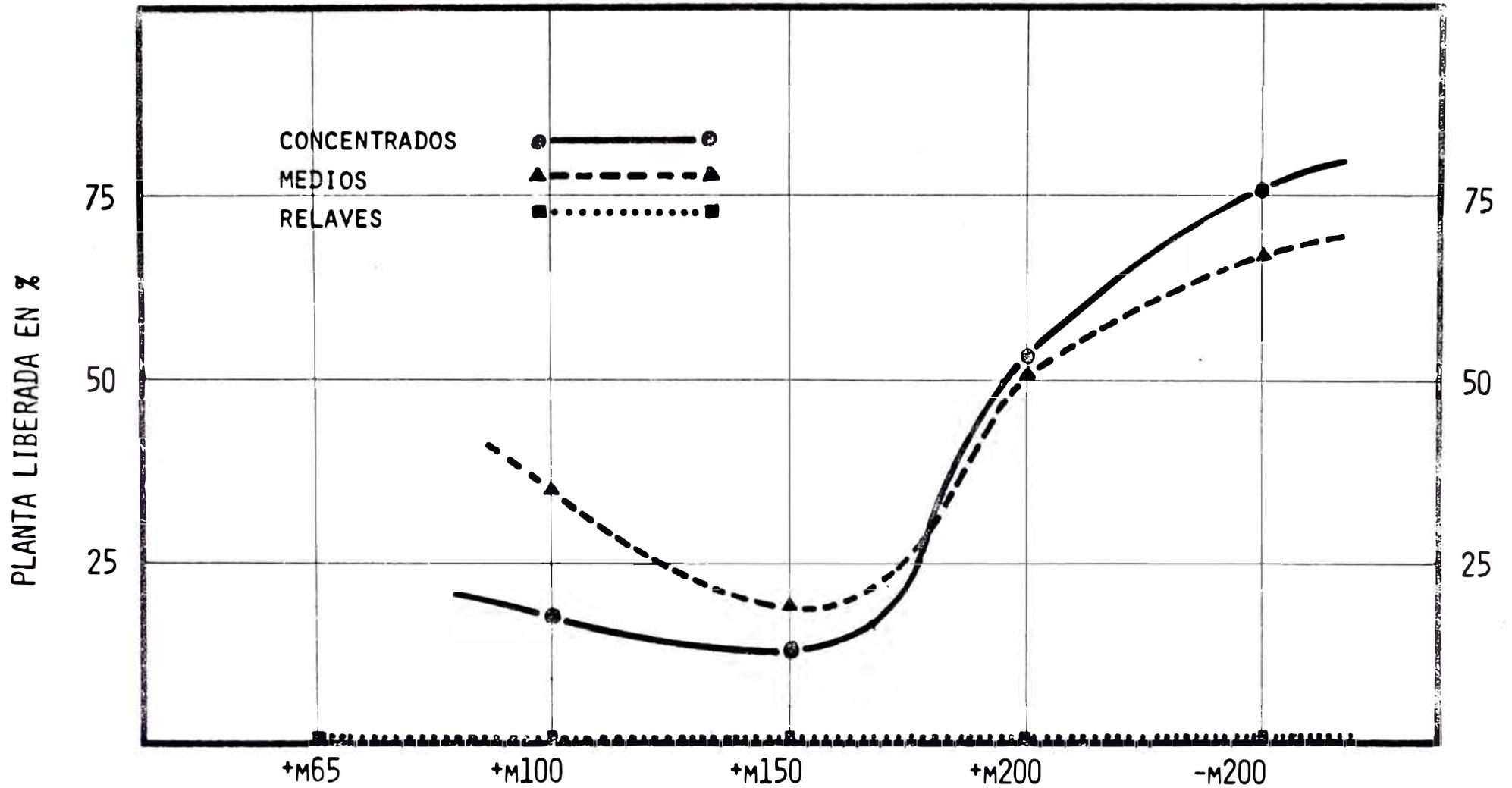
ESP. MIN.	∕42M	∕65M	∕100M	∕150M	∕200M	-200M
PLB	---	00.00	35.14	19.28	50.98	66.67
AC	---	87.64	33.33	83.33	66.04	50.00
AG	---	88.89	100.00	50.00	MIN.	MIN.
PRG	---	00.00	00.00	00.00	00.00	50.00
TD	---	---	---	---	---	---

RELAVES: (% DE AG LIBERADA/ESPECIE X MALLA)

ESP. MIN.	∕42M	∕65M	∕100M	∕150M	∕200M	-200M
PLB	MIN.	---	MIN.	MIN.	MIN.	MIN.
AC	MIN.	---	---	---	---	MIN.
AG	MIN.	---	---	---	---	---
PRG	MIN.	MIN.	MIN.	MIN.	MIN.	MIN.
TD	---	---	---	---	---	---

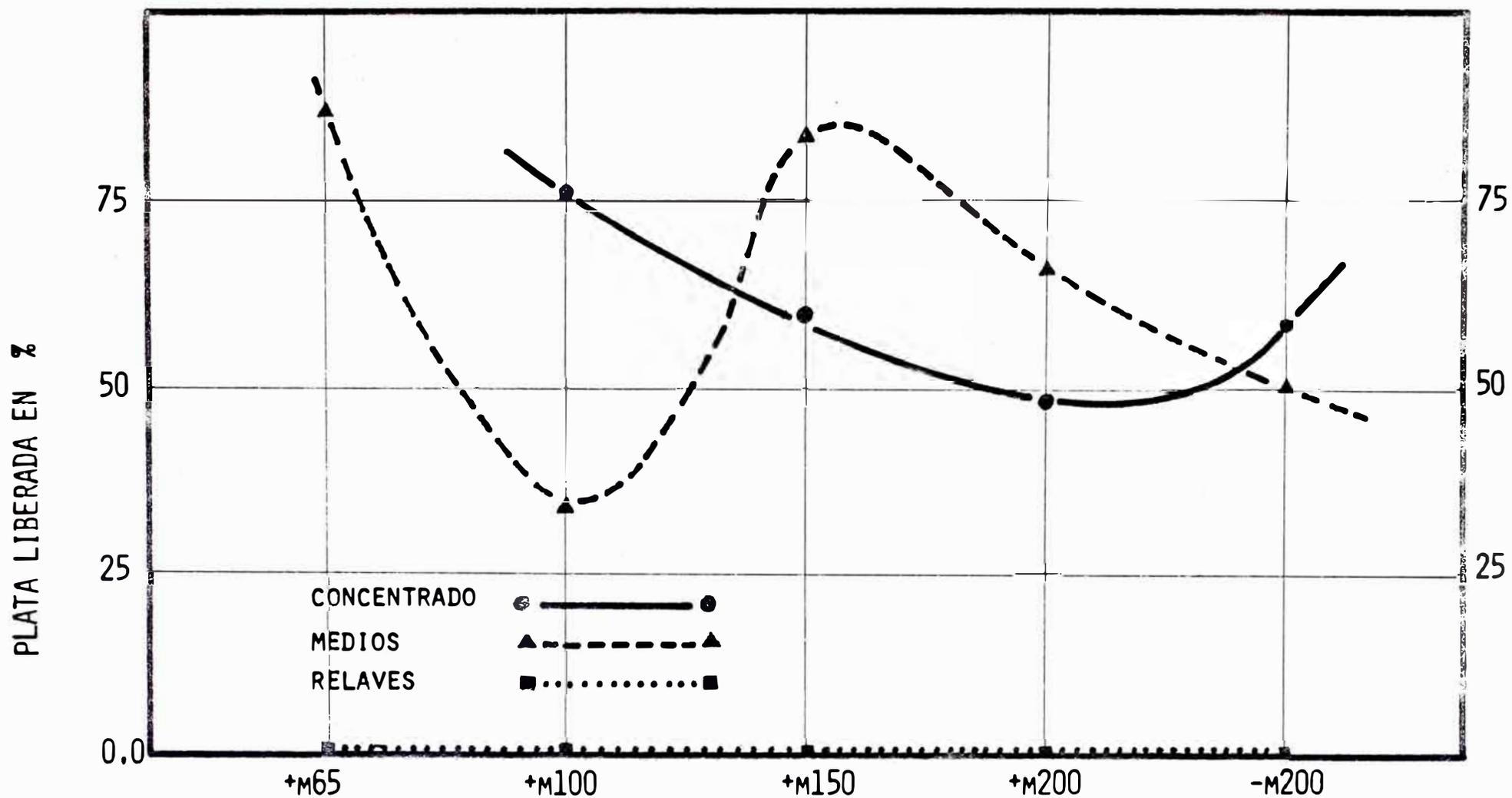
NOMENCLATURA DE LOS GRAFICOS

GRAFICO Nº 2.1



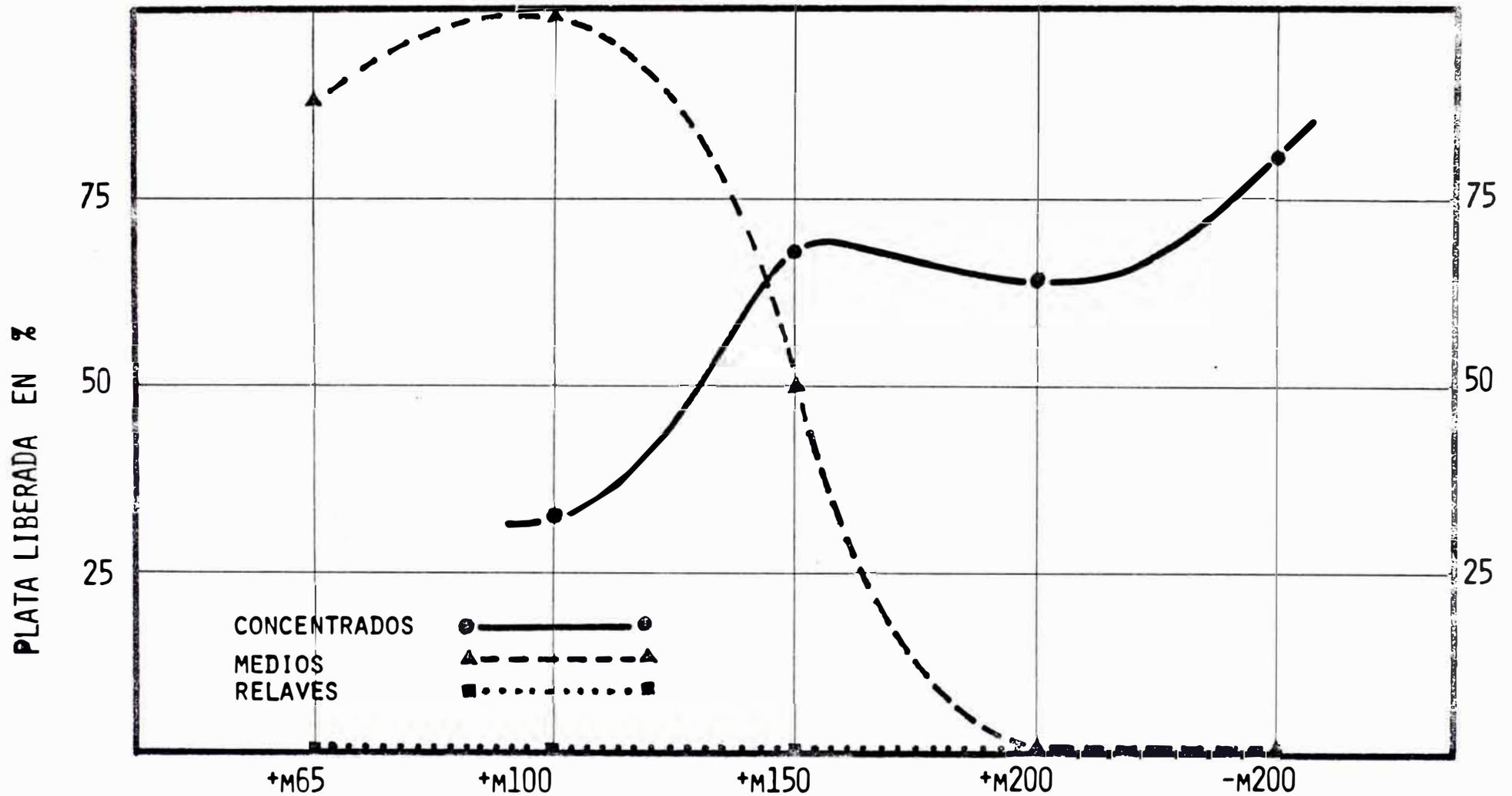
POLIBASITA: APOORTE DE AG. LIBERADA EN %, POR MALLAS, EN LOS CONCENTRADOS, MEDIOS Y RELAVES

GRAFICO N° 2.2



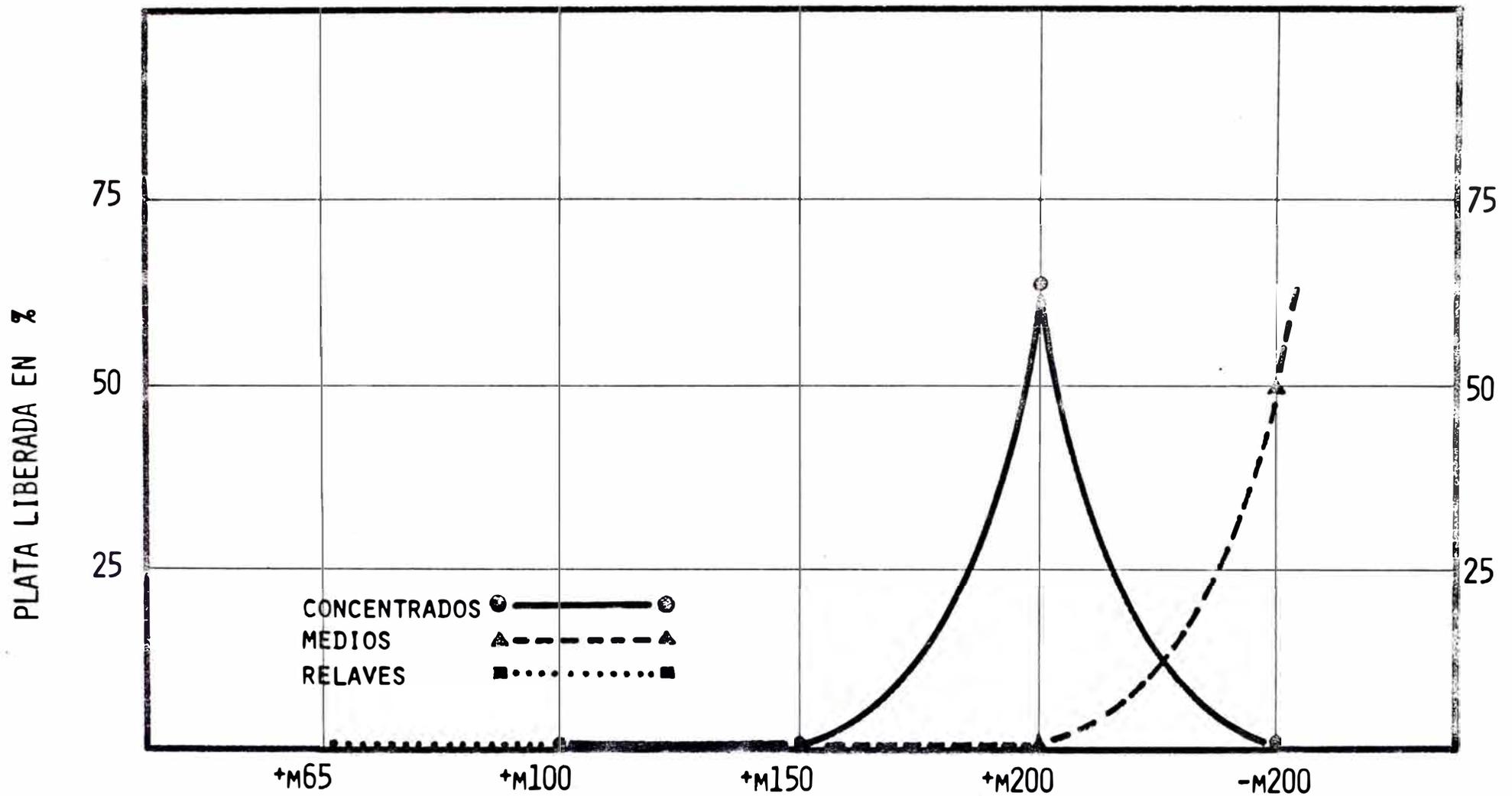
ACANTITA: APOORTE DE Ag. LIBERADA EN % POR MALLAS, EN LOS CONCENTRADOS, MEDIOS Y RELAVES

GRAFICO Nº 2.3



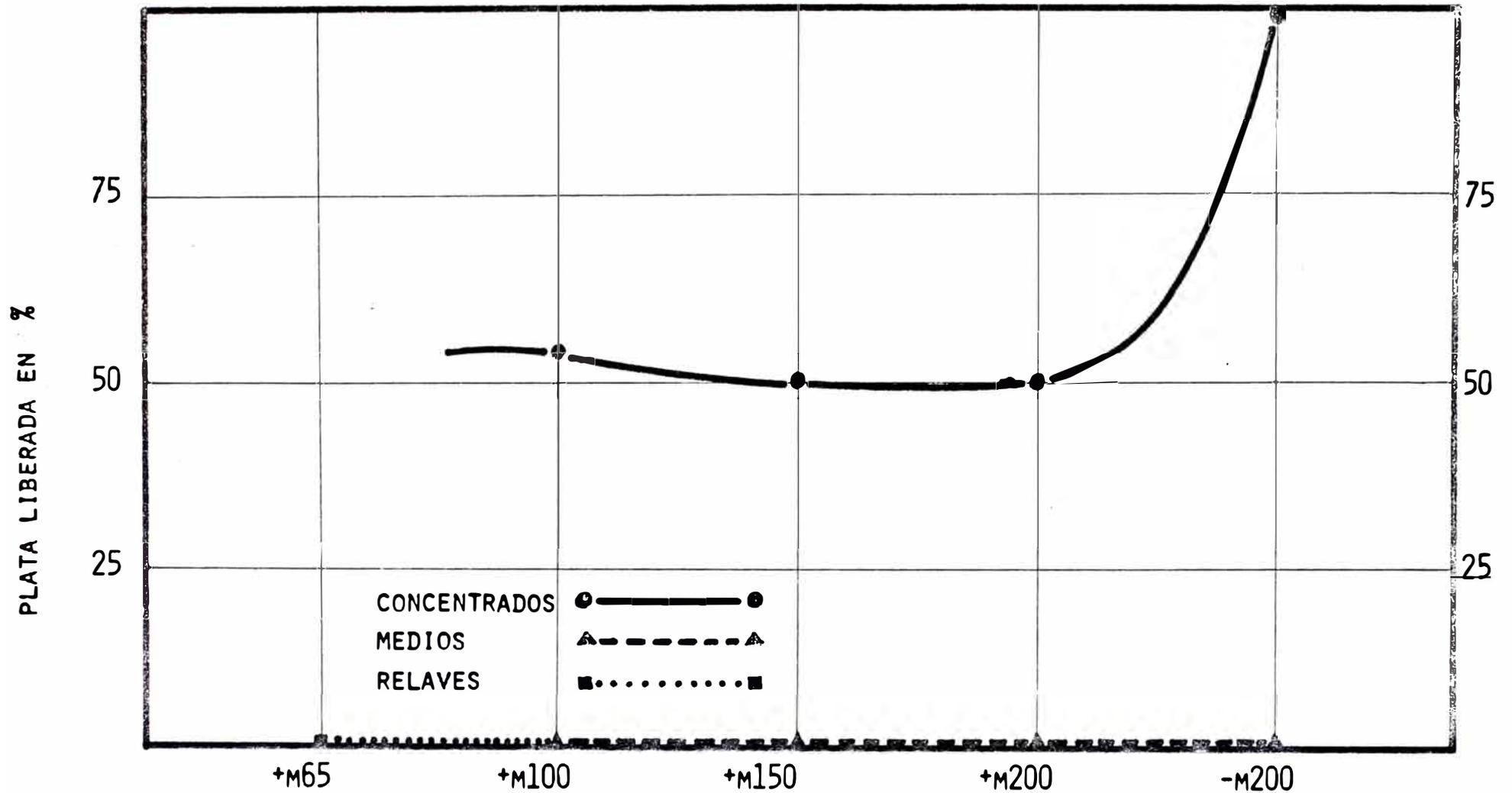
PLATA: APOORTE DE PLATA LIBERADA EN % POR MALLAS, EN LOS CONCENTRADOS, MEDIOS Y RELAVES

GRAFICO N° 2.4



PIRARGIRITA: APOORTE DE PLATA LIBERADA EN PORCENTAJE POR MALLAS, EN LOS CONCENTRADOS MEDIOS Y RELAVES

GRAFICO N° 2.5



TETRAEDRITA: APOORTE DE PLATA LIBERADA EN PORCENTAJE POR MALLAS, EN LOS CONCENTRADOS, MEDIOS Y RELAVES.

CUADRO Nº 2.8.

ESPECIE MINERALOGICA "POLIBASITA"

PARTIC. AMARRADAS	≠42M	≠65M	≠100M	≠150M	≠200M	-200M
PLB	---	---	180u (5-180)	140u (5-140)	150u (10-150)	80u
PLB	---	---	---	---	80u	---
PLB-CP	---	200u	---	120u	100u	50u
PLB-DG	---	---	---	110u	---	---
PLB-CV	---	---	---	130u	---	---
PLB-PY	---	---	---	130u (.5-30)	100u (.5-30)	75u
PLB-G	---	---	170u (5-80)	120u (1-30)	---	60u
PLB-AG	---	---	---	100u	110u	---
PLB-GN	---	---	160u	120u (1-40)	130u (1-30)	75u
PLB-FM	---	---	---	---	---	---
PLB-PY-G	---	---	---	---	90u	---
PLB-CP-CN	---	---	190u	---	---	---
PLB-CP-CY	---	---	---	---	90u	---
PLB-CP-PY-G	---	---	150u	---	80u (1-15)	---
PLB-CP-FM-G	---	200u (10-80)	---	---	---	---
PLB-AG-G	---	---	180u (5-40)	---	---	---
PLB-AG-AC	---	---	160u	---	---	---
PLB-AG-GN-SPH-G	---	---	150u	---	---	---
PLB-SPH	---	---	150u (10-50)	120u	100u	40u
PLB-SPH-G	---	160u (5-40)	120u	100u	---	---
PLB-SPH-GN	---	---	180u	140u	100u	70u
PLB-SPH-PY	---	250u	---	110u	---	---
PLB-SPH-CP-G	---	---	150u	---	---	---
PLB-CP-GN-SPH	---	230u	---	90u	80u	---
PLB-SPH-GN-G	---	---	150u (5-30)	---	120u (3-20)	---
PLB-SPH-GN-CP-G	---	---	170u	110u	85u (3-15)	---

ESPECIE MINERALOGICA "POLIBASITA"

PARTIC. AMARRADAS	£42M	£65M	£100M	£150M	£200M	-200M
PLB-SPH-GN-PY-G	---	210u	---	---	---	---
PLB-SPH-CP-FM-HM-G	--	200u	---	---	---	---
PLB-GN-PY	---	---	---	120u (.5-30)	100u	---
PLB-GN-G	---	200u	180u (1-20)	130u	75u (3-15)	---
PLB-GN-CV	---	---	---	120u	---	---
PLB-GN-PY-LM	---	---	---	140u	---	---
PLB-GN-CP-G	---	---	150u (15-15)	---	---	---
PLB-GN-CP-FM	---	---	150u	---	---	---
PLB-GN-CP-FM-PY	---	---	170u	130u	---	---
PLB-GN-CP-PY-G	---	220u	---	---	---	---

FUENTE: INFORME MINERAGRÁFICO DE LOS SULFUROS DE PLATA, REALIZADO POR EL ING. LUIS DE MONTREUILL D. PARA LA EMPRESA.

CUADRO Nº 2.9.

ESPECIE MINERALOGICA "ACANTITA"

PART. AMARRADAS	42M	65M	100M	150M	200M	-200M
AC	650u	300u (20-30)	---	140u (10-140)	120u (5-120)	70u (30-60)
AC-SPH	---	---	---	---	90u	---
-PY	---	---	160u	---	80u	---
-PLB	---	---	---	120u	80u	40u
-G	---	---	180u	120u	---	---
-CV	---	---	100u	---	---	---
-CV-G	---	---	150u	---	---	---
-GN	---	250u (5-80)	170u	100u (3-40)	110u	50u
-GN-SPH	---	---	---	---	---	70u
-AG	300u	250u	190u (3-20)	150u (3-50)	80u (1-10)	70u
-AG-PLB	---	---	160u (1-60)	---	---	---
-AG-GN-SPH-G	---	---	150u	---	---	---

CUADRO Nº 2.10

ESPECIE MINERALOGICA "PIRARGIRITA"

PART. AMARRADAS	£42M	£65M	£100M	£150M	£200M	-200M
PRG	---	---	150u (15-150)	50u	80u (5-80)	60u
PRG-G	---	220u (5-60)	---	---	100u (1-30)	---
PRG-PY	---	---	---	---	80u (1-20)	60u
PRG-GN	---	---	200u (3-40)	130u (1-50)	100u	70u
PRG-GN-G	300u (10-40)	200u (1-30)	150u (1-15)	100u	100u (3-15)	---
PRG-GN-SPH	---	120u (3-30)	---	120u (1-15)	---	---
PRG-GN-SPH-G	---	250u (3-30)	150u	---	---	---
PRG-GN-PY-G	---	---	180u	---	---	---
PRG-GN-CP-G	250u (5-40)	---	---	---	---	---
PRG-CP-PY	---	---	---	---	---	---
PRG-CP-G	250u (10-30)	---	---	---	---	---
PRG-CP-FM-G	---	---	---	110u	80u (1-10)	---
PRG-CP-FM-PY-G	300u	---	---	---	---	---

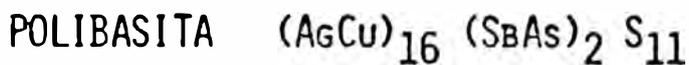
CUADRO Nº 2.11

ESPECIE MINERALOGICA "TETRAEDRITA"

PART.	42M	65M	100M	150M	200M	-200M
AMARRADAS	---	---	---	---	---	---
TD	---	---	150u (15-150)	120u (10-120)	80u (10-80)	60u
TD-SPH	---	---	---	150u	---	---
TD-PY	---	---	---	---	80u (3-25)	---
TD-PY-G	---	---	160u	---	---	---
TD-CP	---	---	---	120u	80u	---
TD-CP-FM	---	---	---	---	85u	---
TD-FM	---	---	---	---	90u	---
TD-FM-G	---	---	---	130u	---	---
TD-GN	---	---	180u	---	---	60u
TD-GN-SPH	---	---	150u	---	---	---
TD-GN-SPH-CP	---	---	180u	---	---	---
TD-GN-G	---	---	160u	---	---	---

2.4.4. IMPORTANCIA DE LOS PRINCIPALES ELEMENTOS PORTADORES DE PLATA

Complementariamente a lo que se observa en los cuadros presentados, y de acuerdo a su orden de importancia, para cada una de las especies mineralógicas de plata, por su aporte al mineral, podemos anotar los siguientes elementos:



La polibasita es una de las especies mineralógicas que tiene significativa importancia en el mineral. Presentando un alto índice de liberación recien a un tamaño tan fino como -m200, o sea a menos de 74 micras (75.66% - 80.77% en los concentrados).

Esta especie mineralógica present los siguientes amarres a-m200:

Plb --- Gn
Plb --- Gn - sph
Plb --- Sph
Plb --- Cp
Plb --- Py
Plb --- G

Debido al conveniente amarre con la Galena, los dos primeros amarres son subceptibles de recuperarse, mientras que para los otros casos y dependiendo del tamaño de las partículas de Polibasita, es posible que se encuentren dificultades en su flotabilidad. Sobre todo en el caso del amarre Plb-py, en el que la Polibasita se presenta como inclusiones y microvenillas en los granos de la Pirita. Asimismo a +m200 también se observa apreciables amarres de la

Polibasita fina asociada a la Ganga, Pirita y Esferita, restringiendo su flotación.

ACANTITA (Ag_2S)

La Acantita, es otra de las especies mineralógicas que tienen gran importancia y que presenta una apreciable liberación; 87.54% en los medios a +m65 y 75.76% en los concentrados a +m100. Esta especie también presenta los siguientes amarres a -m200:

- Ac - Ag
- Ac - Gn
- Ac - Plb
- Ac - Gn-Sph

Por lo que podemos deducir que dadas las especies a las que esta amarrada o asociadas, no se tendrán mayores problemas en su flotación.

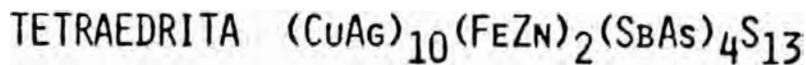
PLATA NATIVA (Ag)

Se observa que la plata nativa tiene un índice de liberación bastante fino, y los únicos amarres observados, estan asociados a la Polibasita y a la Acantita, por tal motivo su recuperación por flotación no presenta dificultad.

PIRARGIRITA (Ag_3SbS_3)

Esta especie se encuentra no solo amarrada a otras especies poco flotantes, sino que también lo hacen como inclusiones, lo cual complica su recuperación (ver cuadro N° 19). Por ejemplo a +m200 la

Pirargirita se encuentra asociada a Piritas, Gangas y Esfaleritas, a tamaños tan finos comprendidos en el rango de 1 a 20 micras, lo cual se traduce en pérdidas durante la flotación. Algo similar se produce a -m200, donde se encuentra asociada a piritita muy fina que dificulta su flotación, y también a la Galena que sí es factible de recuperarse.



Se aprecia que su índice de liberación es a -m100; y que simultáneamente aparece asociada a otras especies poco flotantes (ver cuadro N° 20).

Su importancia no es muy significativa, ya que porcentualmente contribuye con el más bajo valor de plata al mineral (2.2%).

2.4.5. CONCLUSIONES

De acuerdo a las cantidades que el mineral tiene, de las diferentes especies argentíferas, y tomando en cuenta su composición química estas pueden ser clasificadas en el siguiente orden de conformidad con el porcentaje de plata que cada especie aporta al mineral:

Polibasita	(Plb)	Aporta el 35.0% de plata
Acantita	(Ac)	Aporta el 31.2% de plata
Plata Nativa	(Ag)	: Aporta el 22.2% de plata
Pirargirita	(Prg)	Aporta el 6.4% de plata
Tetraedrita	(Td)	Aporta el 2.2% de plata

De las tres especies argentíferas más importantes en el mineral, solo la Acantita (Ac), se libera a un tamaño grueso, teniendo la ventaja adicional que a tamaños finos esta se encuentra asociada a otras especies flotables, por lo que su recuperación no tiene mayores inconvenientes.

En cuanto a la Polibasita y a la Plata Nativa, estas especies tienden a liberarse significativamente a tamaños finos como -m200, teniéndose problemas de flotación cuando la Polibasita se encuentra asociada a especies poco flotables como Pirita, Esfalerita o Ganga.

Debido a los persistentes amarres de las especies mineralógicas portadoras de Plata, con otros que no aportan nada, se puede establecer que la flotabilidad de las especies económicas requieren de un buen índice de liberación, y este es uno de los factores que influyen en el proceso de flotación. Depende entonces del mayor o menor grado de molienda del mineral, para elevar las recuperaciones de plata.

CAPITULO III

ENFOQUE DE LA INVESTIGACION

3.1. INTRODUCCION

La flotación de los minerales de plata dependen enteramente de la estructura mineralógica de los componentes que lo constituyen.

En los yacimientos es posible encontrar minerales netamente argentíferos, de fácil recuperación por la metalúrgia extractiva. Pero cuando la especie mineralógica se presenta como "Polisulfuros". o sea asociada a otras especies argentíferos como por ejemplo la galena, blenda, arsenopiritas, etc. el proceso de flotación, presenta dificultades superables, que es el objetivo de esta investigación.

Mas adelante en el Capitulo V, se detallan los pormenos de las pruebas realizadas y las conclusiones a las que se arribaron.

3.2. METODO MAS FACTIBLE

Sabiendo que los minerales de plata se presentan en una gran variedad de formas, no podemos considerar el Proceso de Flotación como única alternativa para la recuperación de esta especie valiosa.

La metalúrgia extractiva presenta otras posibilidades para la recuperación de dicho mineral; y dependiendo de su estructura mineralógica, estas posibilidades pueden ser:

Aplicación de un proceso de concentración gravimétrica, que se justifica cuando existe un alto porcentaje de plata nativa, o cuando la ley de cabeza es alta.

Otras posibilidades son la aplicación de procesos hidrometalúrgicos, como la cianuración, lexivación, amalgamación, etc. Y en la mayoría de los casos se emplea un proceso mixto en donde se incluye la flotación.

Para nuestro caso particular, dadas las características del mineral, tal como lo expresa el análisis mineralográfico expuesto en el Capítulo II acápite 2.4, lo más recomendable es emplear un proceso de flotación para los sulfuros de plata, ya que la liberación de la especie valiosa, se encuentra, en gran parte, a tamaños muy finos y es el proceso que más se adapta a nuestros propósitos.

3.3. FLOW-SHEET TENTATIVOS

La recuperación de la especie económica de nuestro mineral (plata), debe hacerse de la forma más sencilla posible, por lo tanto, se plantea a continuación tres (3) -flow-sheet tentativos, teniendo en cuenta las caracterís-

ticas propias de nuestro mineral que van a determinar en definitiva, cual de estas tres alternativas es la más positiva.

3.3.1 FLOW-SHEET TENTATIVO N^o 1

Bajo este esquema que se muestra en el dibujo N^o 3.1 se realizarón un total de 6 pruebas de flotación. Donde se consideró la posibilidad de recuperar el zinc, aparte de recuperar los sulfuros de plata que es la finalidad principal.

La razón por la que se considero este esquema fue la siguiente: Observamos, luego de un rápido estudio económico, que si se lograba recuperaciones de zinc del orden del 70%, con una ley de concentrado por encima del 40%, éste producto, reportaría beneficios económicos a la empresa que en la actualidad no se ha considerado esta alternativa.

Los resultados obtenidos revelaron lo siguiente:

Las recuperaciones de plata eran aceptables, pero no ocurría lo mismo con las recuperaciones de zinc, donde se obtuvo en promedio una distribución de 60% en el concentrado de zinc, con una ley promedio de 27%. Estos resultados obtenidos estaban muy por debajo de las consideraciones mínimas estimadas, que se habían planteado inicialmente como objetivo para hecer económico el proceso.

3.3.2 FLOW-SHEET TENTATIVO N^o 2

Considerando que no se obtuvieron resultados positivos en el esquema N^o 3.1, en cuanto a la recuperación del zinc, se opto por desestimar este elemento y apuntar solo a la recuperación de los sulfuros de plata.

El Flow-Sheet que se presenta en el esquema N^o 3.2 nos muestra las pautas del tratamiento del mineral para su recuperación. Bajo este esquema se realizaron seis (6), pruebas de flotación, tipo bach . Empleando los reactivos, que a criterio del operador eran los más apropiados.

Los resultados revelan que el esquema N^o 3.2 - es bastante apropiado para el mineral en estudio, - puesto que se han obtenido recuperaciones del orden del 83%. Este valor representa un incremento del 5% respecto al valor promedio de la recuperación obtenida en planta, en los tres últimos años.

Sin embargo, se observa que las leyes de los concentrados son bastantes altas (del orden de los 24.5 kg/TM ó 787.78 onz/TM de plata), lo que ocasiona un radio de concentración bastante alto; aproximadamente: $R = 60$.

Si logramos bajar el radio de concentración, sacrificando la ley del concentrado es posible obtener un aumento en la recuperación de los sulfuros de plata, aunque esto sería materia de mayor investigación como se verá más adelante.

3.3.3 FLOW-SHEET TENTATIVO N^o 3

El esquema que se muestra en el dibujo N^o 3.3 es una alternativa que merece tomarse en cuenta; pues es el sistema que se aplica en la planta de beneficio de la empresa.

Este esquema comprende: Una flotación Rougher-primaria que en su totalidad pasa a formar parte -- del concentrado, seguidamente se obtiene una flotación rougher secundaria, que luego de una limpieza,

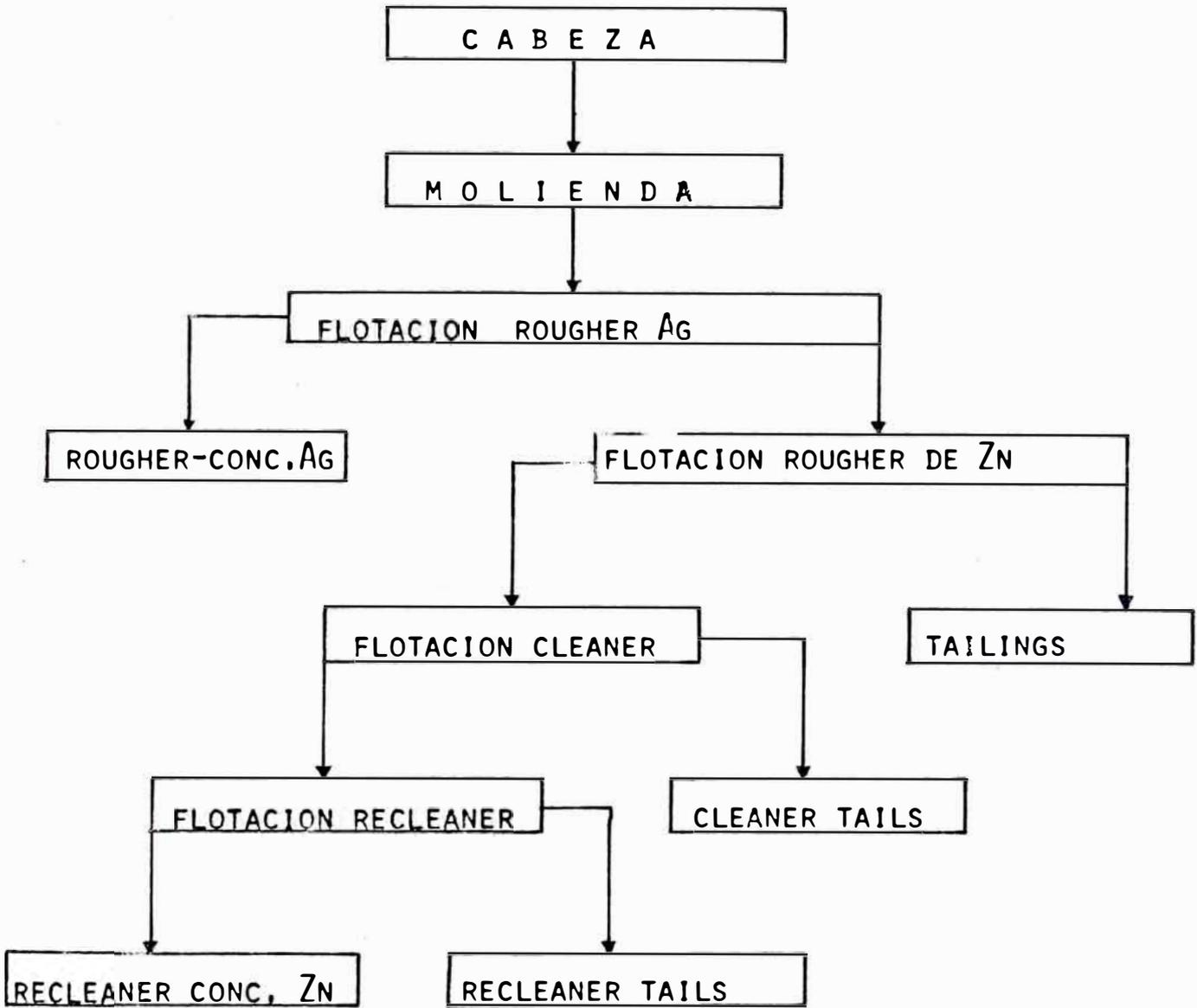
se suma a las espumas del Rougher primario. Y finalmente cuenta con una flotación scavenger, que se su man al alimento de la flotación Rougher secundaria; y cuyas colas representan las colas finales del proceso.

Las pruebas de flotación que se realizaron bajo este esquema revelaron que, aproximadamente un 73% del mineral comercial (plata), se recuperaba en los primeros minutos, y, que además la ley de las espumas de este Rougher primario eran bastante altas. Por lo que no es necesario someter a una limpieza, éste concentrado, pasando directamente al concentrado final.

La diferencia por recuperar es lo que se obtiene en la flotación Rougher secundaria y scavenger. A nivel de laboratorio se realizan pruebas de flotación bajo este esquema que arrojaron una recuperación hasta de 90%, lo cual nos indica que bajo condiciones óptimas y un buen control del proceso, es posible mejorar estos resultados.

En consecuencia, después de analizar los tres esquemas planteados, decidimos trabajar bajo las características del esquema N° 3 para todos los efectos posteriores, por las razones mencionadas anteriormente.

ESQUEMA No 3.1



FLOW-SHEET
TENTATIVO N° 1

TRATAMIENTO DE LOS SULFUROS DE PLATA
DE SAN JUAN DE LUCANAS
(TRABAJO DE INVESTIGACION)

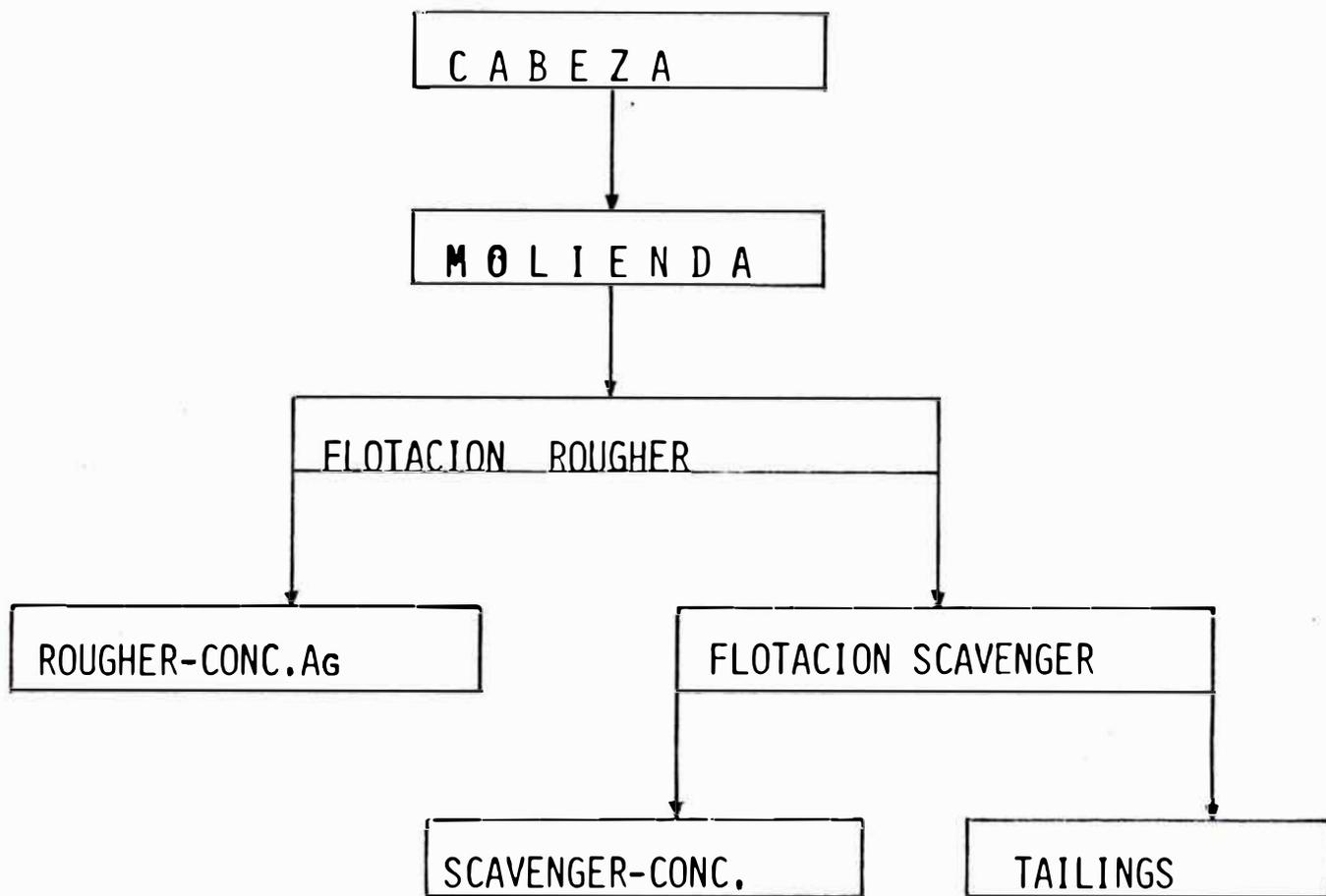
DIBUJADO POR:
P.C.P.C

TESIS DE GRADO

ESCALA  FECHA: 1986

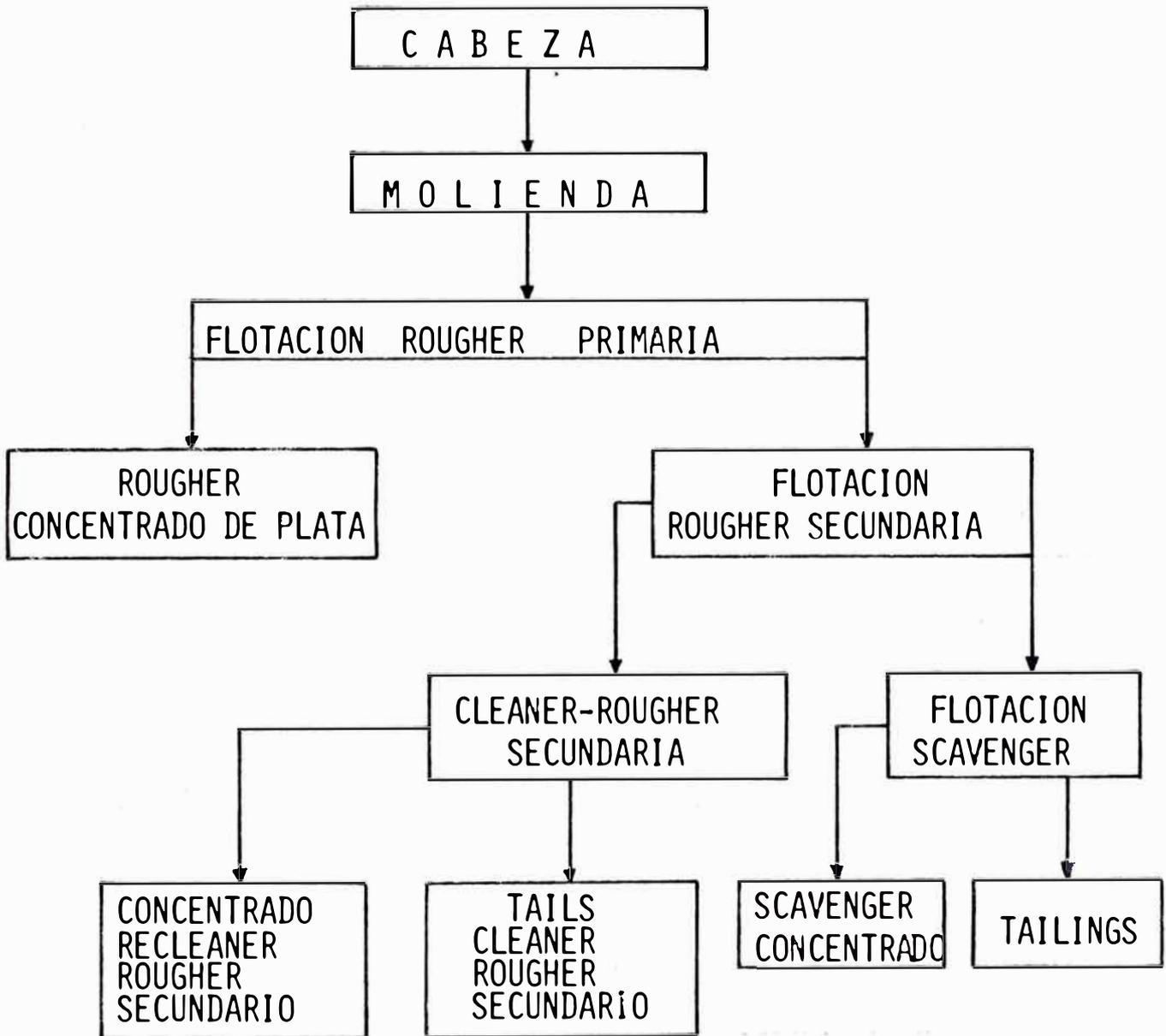
SUSTENTADO POR:
PEDRO CARLOS PONCE COTRINA

ESQUEMA N° 3.2



FLOW-SHEET TENTATIVO N° 2	TRATAMIENTO DE LOS SULFUROS DE PLATA DE SAN JUAN DE LUCANAS (TRABAJO DE INVESTIGACION)
DIBUJADO POR: P.C.P.C	TESIS DE GRADO
ESCALA \equiv	SUSTENTADO POR: PEDRO CARLOS PONCE COTRINA FECHA: 1986

ESQUEMA N° 3.3



FLOW-SHEET TENTATIVO N° 3	TRATAMIENTO DE LOS SULFUROS DE PLATA DE SAN JUAN DE LUCANAS (TRABAJO DE INVESTIGACION)
DIBUJADO POR: P.C.P.C	TESIS DE GRADO
ESCALA 	SUSTENTADO POR: PEDRO CARLOS PONCE COTRINA
FECHA: 1986	

3.4. ESTUDIO DE LA MOLIENDA

3.4.1 LIBERACION

Como es sabido, para que exista una buena recuperación por flotación, del mineral tratado, éste debe encontrarse liberado de la roca matriz que lo contiene y esto se consigue a travez de un proceso de -molienda, en el cual el mineral es reducido desde un tamaño medio, que en nuestro caso particular es de menos 3/4 de pulgada a un tamaño fino ($\frac{+}{-}$ 65 a 70) $\%$ -m200. Que es el tamaño a la cual gran parte del elemento valioso (plata), se encuentra liberado y listo para su recuperación.

La importancia de encontrar una liberación óptima, radica en que un exceso de molienda afecta directamente los costos de producción. Ya que para moler más fino, se requiere mayor tiempo de molienda y consecuentemente mayor consumo de energía.

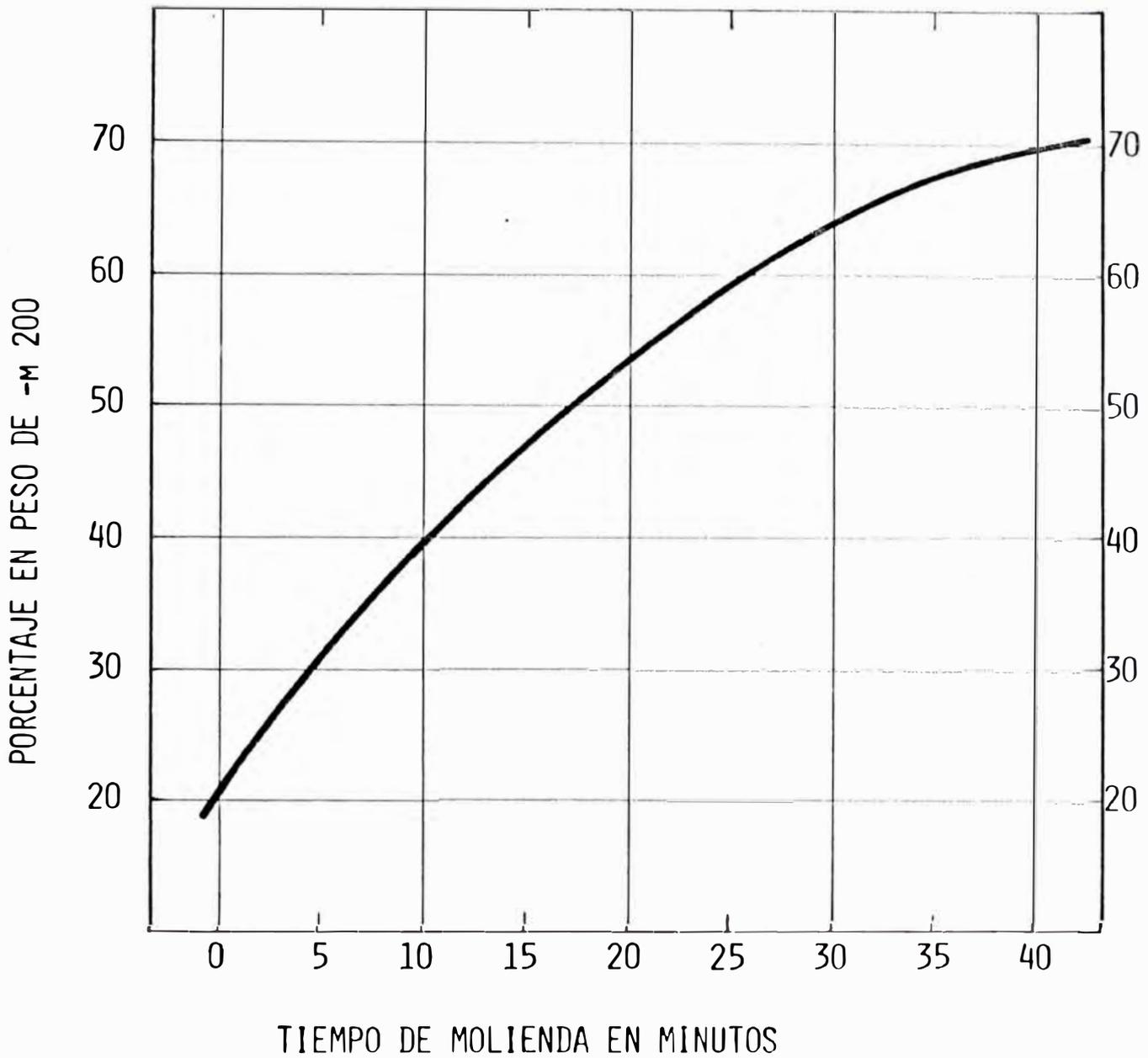
En el laboratorio metalúrgico de la empresa, se cuenta con un molinito de 12" x 14" en el cual sehan realizado las pruebas de molienda en seco a intervalos de tiempo de 5 minutos y cuyos resultados se presentan en el cuadro 3.1

CUADRO N^o 3.1

RESULTADO DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA

EMPO IN.	0	5	10	15	20	25	30	35	40
eso 200	20.90	35.75	40.25	43.58	53.50	56.25	63.34	69.90	69.87

GRAFICO N° 3.4



LA CURVA EXPRESA EL COMPORTAMIENTO DE LA MOLIENDA EN FUNCION DEL TIEMPO Y DEL % -M 200.

En el gráfico N^o 3.4 observamos que en el rango de tiempo comprendido entre 5 y 30 minutos la gráfica de la reducción del mineral presenta una pendiente constante, y para un tiempo mayor, ésta, tiende a orientarse horizontalmente.

Si deseáramos generalizar el comportamiento de esta gráfica en el rango de tiempo, antes mencionado, tendríamos que buscar un modelo matemático empírico que se ajuste a los datos experimentales, para este caso particular hemos encontrado que la siguiente expresión matemática:

$$\% -M200 = 29,31 + 1,11t \quad (A)$$

se ajusta a los resultados experimentales. Esta expresión corresponde a una ecuación lineal, determina da por regresión del % -m200 sobre el tiempo; y ajustada por el método de mínimos cuadrados.

El coeficiente de correlación (r), para el ran go de tiempo estimado ha arrojado el siguiente valor:

$$r = 0,9932$$

lo cual nos demuestra que el ajuste de la gráfica a los datos, es bastante buena, en consecuencia en la ecuación hallada se puede estimar el grado de molien da del mineral para cualquier valor de "t" considera do dentro del rango antes establecido.

Como hicieramos notar anteriormente, para tiem pos mayores de 35 minutos la curva tiende a la hori zontal, lo cual nos indica una disminución del incre miento de reducción del mineral y un mayor consumo de energía. Por lo tanto solo se debe moler hasta el punto estrictamente necesario, puesto que la energía en la mayoría de las plantas es de alto costo y gran escases.

La presencia de finos debido al exceso de molienda, es un factor negativo en el proceso de flotación y que se traduce en recuperaciones bajas.

Esto se explica de la siguiente manera: dentro del proceso de flotación propiamente dicho, se ha llegado a establecer que existe una barrera energética entre la partícula y la burbuja; esta barrera debe ser vencida por la partícula para poder adherirse a la burbuja de aire. Si la partícula tiene la masa y superficie apropiada, no habrá problemas para su flotación; pero si la partícula disminuye su masa en miles de veces, entonces su poder energético debido a su masa desaparece y simplemente esta partícula no flota.

También se puede establecer que las partículas de tamaños pequeños exponen una mayor superficie de contacto, aumentando considerablemente el consumo de reactivos de flotación y consecuentemente elevando los costos de operación. Paralelamente, también existe el riesgo de que la partícula se exponga a una oxidación debido a la mayor superficie expuesta al medio.

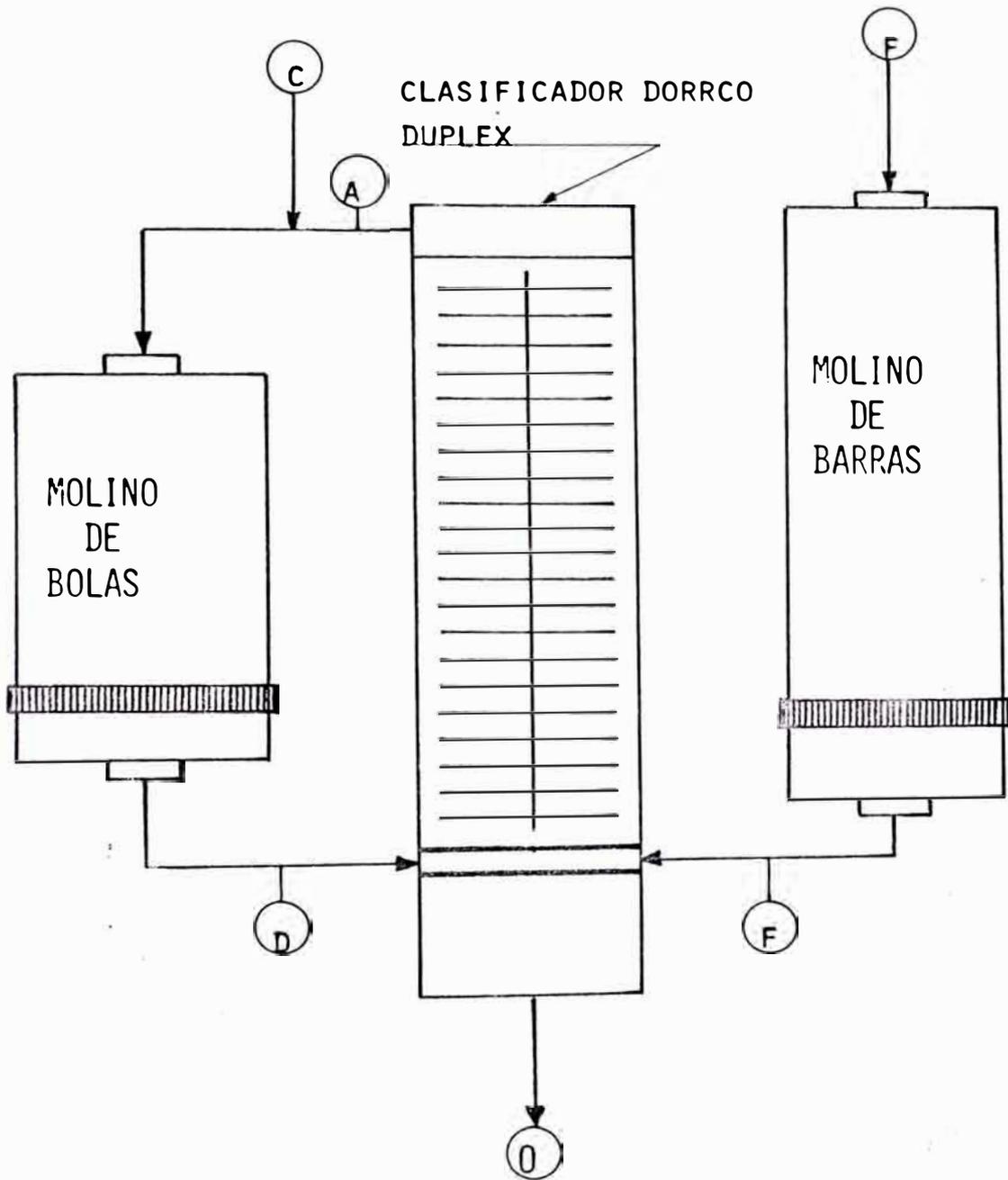
Finalmente, sabemos que las partículas se encuentran cargadas electricamente en la pulpa; y existe una atracción entre ellas cuando tienen cargas opuestas. En el microscopio se pueden observar partículas mayores, cubiertas por partículas más finas; pero cuando existen muchos finos, se da el caso de que partículas de mineral se recubren con partículas finas de gangas; dando como consecuencia que estas queden deprimidas en las colas, a pesar de tener buena superficie y liberación.

3.4.2 CARGA CIRCULANTE

La planta de beneficio de San Juan de Lucanas , cuenta en su sección de molienda con dos circuitos - en paralelo; siendo ambos de características semejantes, solamente mostraremos el esquema del circuito - Nº 1, mostrado en la fig. Nº 3.5

ESQUEMA N° 3.5

CIRCUITO DE MOLIENDA N° 1 DE LA PLANTA DE BENEFICIO DE SAN JUAN DE LUCANAS



- F: ALIMENTO DE MINERAL FRESCO
- A: ARENAS DEL CLASIFICADOR
- C: RETORNO DE LOS GRUESOS DEL HIDROCICLON
- D: PRODUCTO DEL MOLINO DE BOLAS
- O: OVER FLOW DEL CLASIFICADOR

Los controles de planta tomados en este circuito, nos ha permitido determinar la carga circulante (CC), por dos métodos.

El primer método consiste en hacer un balance de flujos en el molino de bolas y determinar el tonelaje tratado, en el cual esta incluido la CC, aportado integralmente por las arenas del clasificador de rastrillo.

El segundo método consiste en determinar una relación que nos permita hallar la carga circulante (CC); en función de los análisis de mallas de los controles de planta, tomados, para este circuito.

Los resultados de los controles de planta tomados al circuito N° 1 de molienda, así como los análisis de mallas de los mismos se presentan en el apéndice I.

CC. PRIMER METODO: Los resultados de los controles de planta, mostrados en el apéndice I, arrojan los siguientes valores promedios.

- Descarga del ciclón (C) = 75.15 TMS
- Descarga del molino de bolas (D) = 306.78 TMS
- Descarga del molino de barras (F) = 236.26 TMS

Haciendo un balance de carga en el molino de bolas del circuito de molienda N° 1, tendremos:

$$D = A + C \quad \underline{\hspace{2cm}} \quad 1$$

$$A = D - C \quad \underline{\hspace{2cm}} \quad 2$$

Observando el esquema del circuito 1 y la expresión (2), deducimos que la CC, depende enteramente en su totalidad, de las arenas de retorno del clasificador de rastrillo, representado por la letra A.

Sustituyendo valores en (II)

$$A = (306.78 - 75.15) \text{ TMS}$$

$$\underline{A = 231.63 \text{ TMS} = \text{CC.}}$$

Conociendo la CC, podemos determinar la proporción de carga circulante (Pcc), de acuerdo a la siguiente expresión:

$$Pcc = \frac{CC}{Tn} \quad \text{---} \quad (3)$$

Donde: Tn = Tonelaje de alimentación

$$Tn = \text{Descarga M. barras} + \text{Descarga del ciclón}$$

$$Tn = 236.26 + 75.15 = 311.41 \text{ TMS}$$

Sustituyendo en (III)

$$Pcc = \frac{231.63 \text{ TMS}}{311.41 \text{ TMS}}$$

$$Pcc = 0.7438$$

CC - SEGUNDO METODO: En el esquema del circuito de molienda N° 1, aplicamos un balance de flujos al clasificador de rastrillos, para obtener una expresión que nos permita conocer la CC y posteriormente la proporción de carga circulante (Pcc).

Condición que debe cumplirse en el clasificador

Lo que entra = Lo que sale

$$D + F = A + 0 \quad (4)$$

$$D = A + C \quad (5)$$

(5) en (4)

$$\begin{aligned} A + C + F &= A + 0 \\ 0 &= C + F \end{aligned} \quad (6)$$

Multiplicando (IV) por su malla

$$Dd + Ff = Aa + 0o \quad (7)$$

(5) y (6) en (7)

$$(A + C)d + Ff = Aa + (C + F)o$$

$$Ad + Cd + Ff = Aa + Co + Fo$$

$$A(d-a) = F(o-f) + C(o-d)$$

$$A = \frac{F(o-f)}{(d-a)} + \frac{C(o-d)}{(d-a)} \quad (8)$$

Donde:

A = Arenas de retorno del clasificador (TMS)

F = Alimento al molino de barras (TMS)

C = Descarga de los gruesos del ciclón al M. de bolas (TMS)

a = % Ac en cada malla de arenas de retorno

f = % Ac en cada malla de descarga del M. barras.

d = % Ac en cada malla de descarga del M. bolas

o = % Ac en cada malla del overflow del clasificador.

De acuerdo a la expresión N° 8 los resultados de la CC para cada malla, representados por A, son los siguientes:

Malla 20	A = 244.55 TMS
Malla 40	A = 257.04 TMS
Malla 65	A = 251.94 TMS
Malla 100	A = 368.25 TMS;
Malla 140	A = 327.32 TMS
Malla 200	A = 387.46 TMS

En promedio se tiene que:

$$\underline{CC = 306.10 \text{ TMS}}$$

$$\therefore P_{cc} = \frac{CC}{TN} = \frac{306.10 \text{ TMS}}{311.41 \text{ TMS}}$$

$$\underline{P_{cc} = 0.9829}$$

OBSERVACIONES

- El valor de la CC. obtenido por balance de mallas es mayor en un 24.33% que el valor de la CC obtenido por flujos.
- Sin embargo los valores estan revelando, que el molino de bolas esta trabajando con un tonelaje mínimo que no justifica su capacidad de operación.
- Esta falta de tonelaje en el molino de bolas trae como consecuencia que el medio moledor (bolas), se golpeen entre si y también a las paredes del molino, ocasionando un mayor consumo de acero y grietas en la carcasa del molino, las cuales se tienen que soldar por encima y para ello es necesario para el circuito por algunas horas (esto es muy frecuente en la planta de beneficio de San Juan), perjudicando directamente la producción.
- Por otro lado el consumo de energía es mucho mayor, debido al mínimo tonelaje de mineral tratado. Esto se confirma ampliamente, cuando estudiamos el Work-index (Wi), del mineral, y observamos que el valor obtenido para el molino de bolas es bastante alto con respecto al obtenido en el molino de barras.

3.4.3 WORK-INDEX

La teoría de la conminación se interesa por la relación entre la energía absorbida y el tamaño de partículas producidas desde un tamaño de alimentación dado.

RITTENGER (1867), establecio que el área de las nuevas superficies producidas por chancado o molienda, es directamente proporcional al trabajo útil entregado. El área superficial de una tonelada de diámetro uniforme " d ", es proporcional a $1/d$, y de

acuerdo a RITTENGER, el trabajo útil por tonelada - es también proporcional a $1/d$

Sin embargo la medida de energía superficial de la nueva área producida es solo una fracción muy pequeña, del orden de $1/1000$ de la energía entregada para producir esta superficie en operaciones comerciales. Casi toda la energía entregada aparece como calor cuando las partículas son fracturadas.

KICK (1885), estableció que el trabajo requerido para la reducción en volumen de las partículas - involucradas es " α ". Si "F" es el diámetro de las partículas alimentadas y "P", de las partículas producidas; entonces el radio de reducción es: $R_r = F/P$. De acuerdo a KICK, el trabajo entregado que se requiere es proporcional a $\log R_r / \log 2$.

Considerando que ninguna de estas teorías estaba de acuerdo con los resultados comerciales; BOND (1951), afirma que el trabajo entregado es " α ", a la longitud de las nuevas puntas de rupturas, producidas en las fracturas de las partículas, e igual al trabajo representado por el producto menos el -- trabajo representado por la alimentación. En partículas de forma similar, el trabajo de ruptura es equivalente a la raíz cuadrada de la mitad del área superficial, y la nueva longitud de fractura es " α " a $1/\sqrt{P} - 1/\sqrt{F}$.

Para cálculos prácticos, el tamaño que pasa el 80% en peso por una malla de abertura aproximada -- 100u; es seleccionado como el tamaño de partículas adecuadas, aplicables a esta teoría. BOND, también estableció que el trabajo entregado (w), se da en $K_w\text{-hr}/T_c$; tal como se muestra en la siguiente expresión:

$$W = \frac{K_w - \text{hr}}{T_c} = w_i \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \quad (I)$$

Donde:

- W = Trabajo entregado (energía)
- Kw-hr = Kilowatt-hora
- Tc = Tonelada corta
- Wi = Índice de Trabajo
- F = Alimento que pasa el 80% en "u"
- P = Producto que pasa el 80% en "u"

El Wi = Word index (índice de trabajo), es el parámetro que expresa la resistencia del material a ser reducido. Numéricamente el Wi, es el Kw-hr por tonelada corta requerido para reducir el material - desde un tamaño de alimentación, teóricamente infinito hasta un 80% pass 100 "u" (equivalente a 67% - m200).

La ecuación (I), también se puede expresar en las siguientes formas:

$$Wi = \frac{W}{\left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \quad (II)$$

$$P = \frac{10 Wi \sqrt{F}}{W \sqrt{F} + 10 Wi} \quad (III)$$

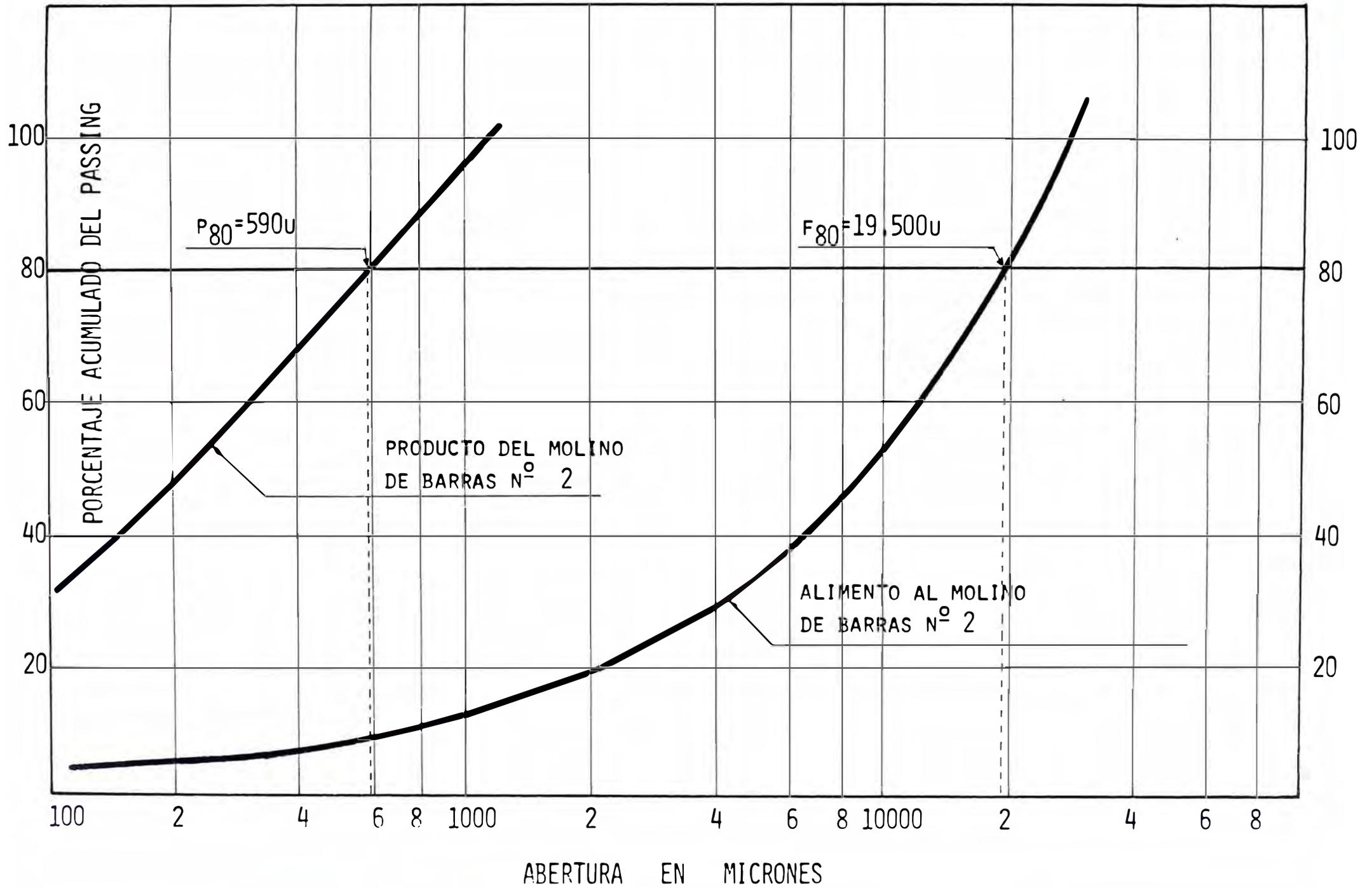
Si el mineral es homogéneo a la reducción del tamaño, este valor del Wi, puede continuar constante para todas las etapas de conminución. Sin embargo estructuras heterogéneas son comunes en las rocas, y esto da lugar a la variación del Wi, de acuerdo a las condiciones, y características del proceso de conminución.

En consecuencia, suele ocurrir que el Wi, para un mismo mineral, tenga diferentes valores cuando el medio molidor (bolas o barras), son de diferentes diámetros.

Esto se confirmo en la planta de beneficio, cuando se trato de determinar el W_i del mineral que se estaba procesando; en donde se encontró que para el mismo mineral, el valor del W_i era diferente. Para el primer caso se consideró el molino de barras del circuito N° 1 y se obtuvo un valor del $W_i=12.74$. Para el segundo caso se tomo el molino de bolas del mismo circuito y se encontro un $W_i = 19.97$.

Los datos para determinar el W_i en cada caso , fueron tomados de un minucioso control de planta del circuito N° 1, y cuyos resultados y análisis de mallas se presentan en el apéndice I.

GRAFICO N° 3.6



Al observar en el gráfico, el comportamiento - del alimento y del producto del molino de barras, hemos visto necesario representar estas gráficas por una función de distribución con la finalidad de generalizar dicho comportamiento.

Por lo tanto hemos determinado que la Ecuación de GAUDIN-SCHUMMANN, ajustada por el método de mínimos cuadrados, rigen el comportamiento de las gráficas, y que para cada caso la expresión es la siguiente:

Para el alimento:

$$Y = 100 \left(\frac{X}{28.688} \right)^{0.60646} \quad (b)$$

Donde:

Y = % Ac passing

X = Tamaño de la partícula en micrones

Para un coeficiente de correlación (r) de:

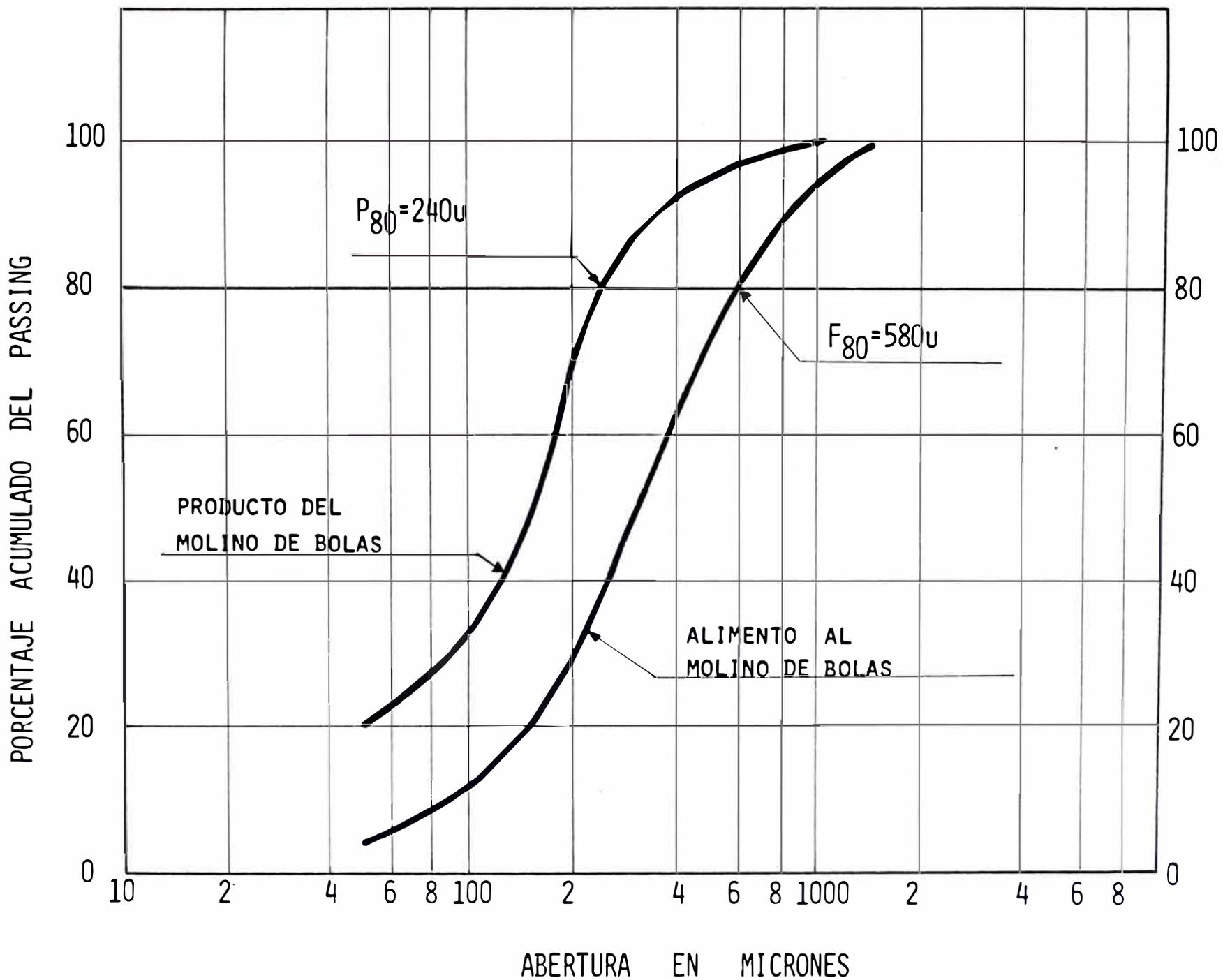
$$r = 0,9998$$

De igual manera el producto del molino de barras esta regido por la siguiente expresión

$$Y = 100 \left(\frac{X}{792} \right)^{0.58} \quad (c)$$

para $r = 0,9959$

GRAFICO N° 3.7



Para la gráfica del alimento y producto del molino de bolas, la ecuación de GAUDIN-SCHUHMANN no se ajusta al comportamiento de la gráfica, en cambio la función de distribución de ROSIN-RAMMLER, si se ajusta al comportamiento de la gráfica, y las ecuaciones quedan definidas de la siguiente manera:

Para el alimento:

$$Y = 100 \left\{ 1 - \text{EXP} \left[- \left(\frac{X}{428.6} \right)^{1.3932} \right] \right\} \quad (d)$$

para $r = 0.9979$

Para el Producto:

$$Y = 100 \left\{ 1 - \text{EXP} \left[- \left(\frac{X}{199.15} \right)^{1.1115169} \right] \right\} \quad (e)$$

para $r = 0.9916$

Aparte de los análisis de malla de los alimentos y productos de los molinos, también hay que considerar los siguientes datos registrados para este control:

Molino de barras: 105 amps.
Molino de bolas : 145 amps.
Voltaje promedio: 430 volt.

El factor de potencia, determinado para los equipos de la planta es de: $P_F = 0.6$ (dato tomado del archivo de la planta) con estos datos, y los obtenidos en los gráficos N^o 3.6 y 3.7 podemos calcular el W_i del mineral en cada uno de los molinos.

Cálculo del W_i en el molino de barras:

Datos: Amperaje de Trabajo : 105 amp.
Voltaje : 430 volt.
PF : 0.6
Tonelaje/hr. : 10.83 Tc

F_{80} (del gráfico) : 19,500u
 P_{80} (del gráfico) : 590u

Cálculo de los Kw-hr

$$\text{Kw-hr} = \frac{\text{amp.} \times \text{volt.} \times \sqrt{3} \times \text{PF}}{1000}$$

$$\text{Kw-hr} = \frac{105 \text{amp.} \times 430 \text{volt.} \times \sqrt{3} \times 0.6}{1000}$$

$$\text{Kw-hr} = 46.921$$

Luego dividimos esta valor entre las Tc/hr y obtenemos:

$$\frac{\text{Kw-hr}}{\text{Tc}} = \frac{46.921}{10.83} = 4.3325$$

A continuación, reemplazamos valores en la ecuación (I)

$$\frac{\text{Kw-hr}}{\text{Tc}} = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)$$

$$W_i = \frac{(\text{Kw-hr})/\text{Tc}}{10 \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)}$$

$$W_i = \frac{4.3325}{10 \left(\frac{1}{\sqrt{590}} - \frac{1}{\sqrt{19,500}} \right)}$$

$$W_i = 12.74$$

De igual manera calculamos el W_i , en el caso del molino de bolas.

Datos:

Amperaje de trabajo: 145 amp.

Voltaje Promedio : 430 volt.

PF : 0.6
P₈₀(del gráfico) : 240u
F₈₀(del gráfico) : 580u
Tonelaje/hr : 14.09Tc

Luego:

$$Kw-hr = \frac{\text{amp.} \times \text{volt.} \times \sqrt{3} \times PF}{1000}$$

$$Kw-hr = \frac{145 \text{amp.} \times 430 \text{volt.} \times \sqrt{3} \times 0.6}{1000}$$

$$Kw-hr = 64.796$$

Dividiendo entre las Tc/hr, se tiene:

$$\frac{Kw-hr}{Tc} = \frac{64.796}{14.09}$$

$$\frac{Kw-hr}{Tc} = 4.5987$$

Sustituyendo valores en la siguiente expresión:

$$Wi = \frac{(Kw-hr)/Tc}{10\left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}}\right)}$$

$$Wi = \frac{4.5987}{10\left(\frac{1}{\sqrt{240}} - \frac{1}{\sqrt{580}}\right)}$$

$$Wi = 19.97$$

Los resultados, nos revelan que para un mismo mineral, hay diferentes valores del Wi (12.63 en el molino de barras y 18.56 en el molino de bolas), como no tenemos un valor definido o aproximado del Wi real, nos vemos en la necesidad de hallar el Wi del

mineral por otro método.

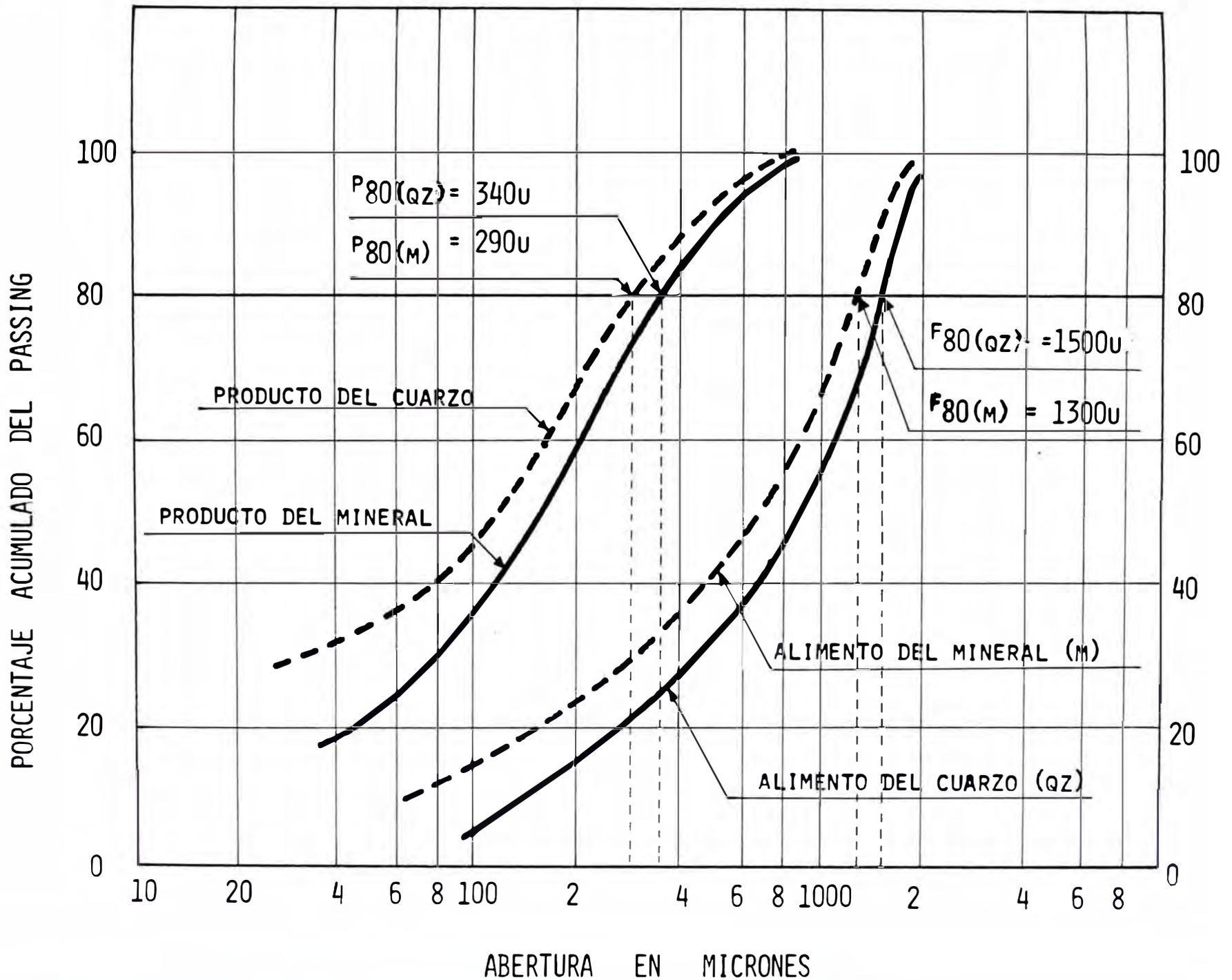
El método comparativo es el que normalmente se emplea en estos casos, donde la muestra que sirve de comparación, es de índice de trabajo conocido. Normalmente se emplea el cuarzo y se aplica la siguiente expresión:

$$W_{i(M)} \left(\frac{1}{\sqrt{P(M)}} - \frac{1}{\sqrt{F(M)}} \right) = W_{i(QZ)} \left(\frac{1}{\sqrt{P(QZ)}} - \frac{1}{\sqrt{F(QZ)}} \right)$$

Los datos necesarios para resolver esta expresión, se obtienen en el laboratorio metalúrgico, mediante pruebas de molienda en seco; para luego realizar el correspondiente análisis de mallas, tanto del alimento como del producto de cada una de las muestras.

Los resultados que se presentan en el apéndice II, se grafican y se obtienen las curvas del porcentaje acumulado del passing, de donde se obtienen los valores del alimento y producto que pasan el 80% por una malla de 100u.

G R A F I C O N° 3.8



De los gráficos se deducen los siguientes valores que pasan el 80% por una malla de 100u.:

M U E S T R A S		
MINERAL		CUARZO
F ₈₀	1300 u	1500 u
P ₈₀	290 u	340 u

Además, se considera que el W_i del cuarzo es conocido y su valor es: $W_{i(QZ)}=13$.

La expresión (IV) podemos escribirla de la siguiente manera:

$$W_{i(M)} \left(\frac{1}{\sqrt{P(M)}} - \frac{1}{\sqrt{F(M)}} \right) = W_{i(QZ)} \left(\frac{1}{\sqrt{P(QZ)}} - \frac{1}{\sqrt{F(QZ)}} \right)$$

$$W_{i(M)} = \frac{W_{i(QZ)} \left(\frac{1}{\sqrt{P(QZ)}} - \frac{1}{\sqrt{F(QZ)}} \right)}{\left(\frac{1}{\sqrt{P(M)}} - \frac{1}{\sqrt{F(M)}} \right)} \quad (V)$$

Sustituyendo valores en (V)

$$W_{i(M)} = \frac{13 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{340}} - \frac{1}{\sqrt{1500}} \right)}{\left(\frac{1}{\sqrt{290}} - \frac{1}{\sqrt{1300}} \right)} = 11.92$$

El resultado indica que el W_i del mineral es: 11.92

De los tres valores del índice de trabajo (W_i), hallados para un mismo mineral, aceptamos como el -

de mayor confianza, el hallado en el laboratorio -- por el método de comparación

Los investigadores consideran que el W_i , a nivel industrial es correcto, cuando el valor hallado no excede el 7% del valor obtenido en laboratorio ; esto implica que se debe cumplir la siguiente relación:

$$\frac{W_i \text{ planta}}{W_i \text{ laboratorio}} = 1.07$$

Para nuestro caso particular de la planta de beneficio de San Juan de Lucanas, la relación del W_i con el molino de barras es:

$$\frac{W_i \text{ planta}}{W_i \text{ laboratorio}} = \frac{12.74}{11.92} = 1.06$$

El valor hallado indica que el molino de barras esta dentro del límite considerado correcto.

Por lo tanto, a pesar del tiempo de servicio - (+ de 30 años), oxilaciones en la energía entregada, sobre carga del elemento moledor, etc. Este molino se encuentra trabajando eficientemente.

En cuanto al molino de bolas la relación es la siguiente:

$$\frac{W_i \text{ planta}}{W_i \text{ laboratorio}} = \frac{19.97}{11.92} = 1.67$$

Este valor nos indica que el W_i del molino de bolas se esta excediendo en más de un 60% de los límites considerados correctos, En consecuencia este molino esta influenciado por factores que se deben determinar, para mejorar su eficiencia y obtener un

Wi más real; aún cuando en muchas plantas es normal encontrar que el molino de bolas es mayor que el Wi en el molino de barras, para un circuito semejante.

Esto se confirmó, cuando se realizó el estudio de la CC del circuito N° 1, y se encontró que la -- proporción de carga circulante era de 0.9829. Esta proporción es considerada mínima, para un molino de 7' x 6', en donde la energía consumida se emplea -- más en el movimiento del equipo (molino, bolas, etc), que en la trituración del mineral, dando como resul tado, un valor del Wi del mineral bastante alto --- (19.97).

3.5 ELEMENTOS TECNOLOGICOS DEL PROCESO

Generalizando, el proceso se puede dividir en tres eta pas o secciones básicas que son: Chancado, Molienda y Flota ción.

SECCION CHANCADO,- Esta sección se caracteriza por que el mineral de cabeza que llega de la mina, es triturado en se co, desde un tamaño promedio máximo a un tamaño promedio mí nimo. Para nuestro caso la trituración es de 9" a 3/4", -- que se realiza en varias etapas, destacándose, el chancado primario, secundario, terciario, etc. según sea la necesi - dad del caso.

SECCION MOLIENDA,- El mineral preparado en la sección chan- cado, pasa a esta sección para ser triturado en húmedo. Nor- malmente se realiza en uno o dos circuitos, hasta alcanzar el grado de liberación adecuada de la especie valiosa, para luego pasar a un acondicionador donde se agregan los reacti vos correspondientes (colectores, modificadores, espumantes, etc.), y cuya función es preparar la pulpa para la etapa de flotación.

SECCION FLOTACION,- La pulpa acondicionada pasa a unas máquinas de flotación, distribuidas en circuitos y cuya función es separar el mineral valioso en un concentrado y descargar el material estéril como relave.

Cuando se trata de minerales polimetálicos, el proceso de flotación consiste en separar los elementos valiosos en un concentrado bulk, y luego separar uno por uno. A este tipo de flotación también se le denomina flotación diferencial.

Posteriormente a esta etapa, se considera el tratamiento de los concentrados (espumas de flotación), a los cuales se les debe eliminar el agua por medio de un espesaje y una filtración.

Los relaves, generalmente, se desaguan por decantación en canchas de relaves.

3.6 IMPORTANCIA DEL PROCESO

La flotación como proceso, aplicado a nivel industrial puede decirse que ha sido descubierto recientemente (siglo XX), pero existen antecedentes que se remontan hasta varios siglos atrás. Heródoto (484-425 A.C), Los Persas en el Siglo XV, M. Petit (1731), científico Francés, etc. Mencionan muy vagamente el proceso, y no tenían una idea muy clara de la flotación.

Es en el siglo XX, que se realizan grandes descubrimientos, relacionados con el proceso de flotación, y su aplicación a nivel industrial desplaza a los métodos tradicionales de extracción de metales, alcanzando una gran importancia por esta razón.

En la actualidad, nadie duda que sin la flotación, como método de concentración, no se habría podido alcanzar

los presente niveles de producción; porque simplemente no habrían materias primas para tratar. La flotación ha permitido beneficiar minerales que anteriormente se consideraban desechos; bajar la ley mínima de los minerales a tratar - hasta en 100 veces, de este modo las reservas disponibles - han crecido enormemente.

En consecuencia la flotación, ha permitido la recuperación de metales y minerales que anteriormente no se podían recuperar, ya sea por falta de método, o por la pequeña concentración en que se encontraban en la naturaleza. Hoy día la flotación selectiva, permite la recuperación de aproximadamente 100 distintos metales y minerales.

Finalmente, la flotación, no solamente ha puesto a disposición de la metalurgia nuevas posibilidades, sino que -- también ha mejorado los resultados tecnológicos; en otras - palabras, la flotación no solo permite la recuperación de menos de más baja ley, granulometría más desfavorable y combinaciones de minerales más complicadas, sino que también - permite hacerlo de mejor forma. Las recuperaciones por flotación son casi invariablemente más altas, las leyes de los productos nobles son superiores; los de los relaves son inferiores y los costos de operación y producción son más bajos.

Por estas razones, el 95% de los metales no ferrosos, ferrosos y no metálicos, incluyendo los carbones, tienen como método predilecto de concentración, la flotación.

3.7 ESTUDIO DE REACTIVOS

3.7.1. INTRODUCCION

Los reactivos de flotación, son sin duda alguna la variable más importante del proceso, debido a que la flotación no se puede efectuar sin ellos. Más aún

podemos afirmar que sin la presencia de colectores , modificadores y espumantes, la flotación tendría muy poca o ninguna importancia.

Esta comprobado que la flotación es un problema netamente superficial; de la actividad de éstas de - pende en gran parte la flotabilidad de un mineral. De otro lado podemos afirmar que las superficies son altamente sensibles a la adición de cualquier reactivo, de modo que, fuera de otros factores tales como: aireación, densidad de pulpa, molienda, etc. La cantidad y calidad de reactivos adheridos a una pulpa, son más importantes que aquellos.

Por estas razones, la mayor parte de las investigaciones metalúrgicas están dirigidas a estudiar - la fórmula adecuada de reactivos para el proceso de flotación, que es lo que pretendemos encontrar; para lo cual hemos tomado en cuenta la flotabilidad del mineral, con diversos reactivos; dentro de los cuales están comprendidos, los colectores, espumantes y modificadores.

3.7.2. FLOTABILIDAD DEL MINERAL CON DISTINTOS REACTIVOS

Los avances en el campo de la química orgánica han permitido descubrir una gran cantidad y variedad de reactivos que se encuentran en el mercado; y que poseen propiedades de gran poder selectivo, haciendo difícil la elección del reactivo apropiado.

Para el tratamiento del mineral de plata en estudio, se emplearon como promotores; Xantatos iso - propilico (z-11), y Ditiolfosfatos (A-31,242,208). Por otro lado, como espumantes se probaron el aceite de pino y el montanol (M-300), de gran selectividad y probada eficiencia en este tipo de mineral. Además

se estudio en detalle el efecto de depresores como el sulfato de zinc y el bisulfito de sodio, con lo cual se persigue evitar un concentrado sucio (presencia de piritas), que pueden perjudicar la comercialización del concentrado.

El uso de modificadores es importante, por la función que cumplen dentro del proceso; y en nuestro caso para regular el medio alcalino de la pulpa, solo ha sido necesario el uso de la cal, aunque también se puede usar carbonato de sodio, pero este último es de un costo mucho más elevado que el anterior.

Con estos antecedentes y teniendo una visión panorámica de los posibles reactivos a usar, podemos evaluar él o los reactivos más apropiados al proceso de flotación y su influencia en el costo de operación.

3.7.3. SELECCION ADECUADA DE ESPUMANTES COLECTORES Y MODIFICADORES.

3.7.3.1. NATURALEZA DE LOS COLECTORES Y SELECCION

Como es conocido, los colectores son compuestos orgánicos de caracter heteropolar. Su grupo polar es la parte activa, que los une a la superficie de un mineral, en base a su mecanismo de absorción (físico-químico). La interpretación de este fenómeno contempla la eliminación de una parte de la capa hidratada con formación de un contacto trifásico entre el aire, el agua y el mineral. Las interfases sólido-líquido y líquido-gas, son de gran importancia en la formación de un contacto estable, y es precisamente la función de un colector el influir-

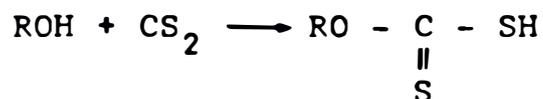
las en la dirección deseada.

La absorción de un colector, sobre la superficie de un mineral es favorecida por un bajo potencial electrocinético y una vez que se efectúa; disminuye en forma notable la capa hidratada del mineral, cuando las condiciones, favorecen la unión, con las burbujas de aire.

Los colectores de acuerdo a su grupo polar se pueden clasificar en: Trocarbontos (Xantatos), Ditiofosfatos (Aerofloats), Tiocarbamatos, Tioureas, Tioles, Acidos Carboxílicos, Alquel sulfatos, sulfonatos y Amínicos.

Dentro de esta clasificación, los más importantes son los 2 primeros, cuyas características mencionaremos a continuación.

TIOCARBONATOS (XANTATOS).- Son sales del ácido xántico, que se produce al reaccionar un alcohol, con disulfuro de carbono; como se muestra en la reacción:

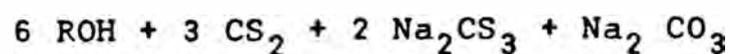
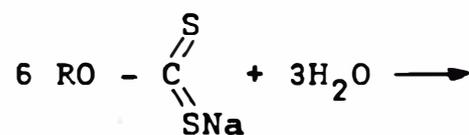


Este grupo de colectores tiene una gran difusión debido a sus fuertes propiedades colectoras y buena selectividad. Se les puede considerar fundamentales, para la flotación de sulfuros de metales no ferrosos, para los metales nativos (Cu, Ag, Au), y para ciertos minerales oxidados, previamente sulfurizados. Para la flotación es necesario usar xantatos y no ácidos xánticos, porque estos últimos son inestables en agua y

Este grupo de colectores tiene una gran difusión debido a sus fuertes propiedades de colectoras y buena selectividad. Se les puede considerar fundamentales, para la flotación de sulfuros de metales no ferrosos, para los metales nativos (Cu, Ag, Au), y para ciertos minerales oxidados, previamente sulfurizados. Para la flotación es necesario usar xantatos y no ácidos xánticos, por que estos últimos son inestables en agua y se hidrolizan con desprendimiento de carbono sulfurado. Por esta razón la flotación con xantatos se realizan en medios alcalinos o por lo menos en medio neutro; pues en medio ácido empieza una fuerte hidrolisis.

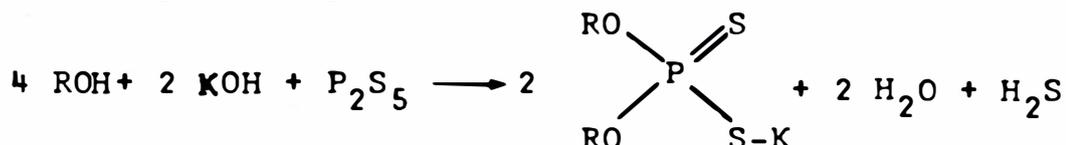
Se ha comprobado, que las propiedades hidrofobicas de los xantatos, aumentan con el largo de la cadena del hidrocarburo y que además los hidrocarburos ramificados son colectores más fuertes que los normales con el mismo número de carbonos.

En la práctica, los xantatos se usan normalmente en cantidades que varían entre 5.0 y 100.0 grs/Ton, y se agregan en forma de soluciones acuosas al 10%. Los xantatos comerciales son susceptibles a la descomposición y en su almacenamiento hay que evitar la humedad, pues se descomponen de la si --- guiente manera



en donde una vez ocurrida la reacción, el tritio carbonato y el disulfuro de carbono, también sufren alteración al hidrolizarse.

DITIOFOSFATOS (AEROFLOATS); Estos promotores son ésteres del ácido ditiofosfórico y su reacción fundamental para su producción es:



además, también se pueden usar los fenoles en reemplazo de los alcoholes parafínicos, en la obtención de los ditiofosfatos.

Estos compuestos fueron desarrollados por la American Cyanamid, que les dió el nombre comercial de Aerofloats. Al principio el número del Aerofloat, -- significaba, el porcentaje de P_2S_5 (Pentasulfuro de fósforo), utilizado para formar el compuesto, posteriormente se dejó de lado este criterio.

Los Aerofloat, son colectores de menor potencia que los xantatos, por esto es que se usa en cantidades ligeramente mayores. Las dosis normales varían entre 25 y 125 grs/Ton, éstos son más solubles en el agua que los xantatos; y como en la flotación selectiva, a menudo es necesario flotar un concentrado bulk o colectivo, que después es separado en sus componentes, esta propiedad de los aerofloats es muy conveniente para este tipo de flotación.

El uso de los aerofloats, se ha generalizado en la flotación primaria, porque luego cuando se agregan los depresores, para la flotación diferencial, estos promotores pierden su acción sobre algunos minerales, facilitando su separación; además los Aerofloats son menos vulnerables a la hidrólisis que los

xantatos, pues permiten usarlos hasta en circuitos ligeramente ácidos.

Aparte de estos colectores existen otros, como ya mencionamos en la clasificación, anteriormente, pero no tienen mayor interés para nuestro caso particular, por esta razón no nos ocuparemos de ellos.

SELECCION: Teniendo en cuenta las características mineralógicas (Capítulo II acápite 2.4), del mineral en estudio; consideramos conveniente - probar, los promotores que usualmente se emplean - para estos casos (xantato z-11, ditiofosfatos 431, 208, 242). Y realizar pruebas preliminares de flotación a nivel de laboratorio.

Se han realizado un total de 6 pruebas de flotación, de las cuales en las tres primeras se encuentra presente el xantato z-11, en cambio en las tres últimas solamente se trabajó con aerofloat; pero en ambos casos se emplearon los promotores solos o en combinación a criterio del operador.

Las características generales que se realizaron en las 3 primeras pruebas fueron:

- Peso de la muestra de mineral ; 725 grs.
- Granulometría ; 100% - m 65
- pH ; 7.5
- Se agregan los aerofloat 242 y 431 en el acondicionador.
- El z-11 se agrega a la salida del acondicionador.
- Tiempo de acondicionamiento : 15 minutos
- Dosificación de reactivos:
 - Bisulfito de sodio : 60 gr/Ton.
 - 4 - 242 : 15 gr/Ton
 - 4 - 21 : 10 gr/Ton
 - z - 11 : 15 gr/Ton
 - Espumante : 15 gr/Ton

- Luego del tiempo de acondicionamiento se abre la llave del aire y se flota por 10 minutos, posteriormente se le hace un lavado por 5 minutos, obteniéndose el concentrado final y cuyo cuadro de resultados presentamos a continuación.

CUADRO 3.2

RESULTADOS Y BALANCE METALURGICOS

PRUEBA	PRODUCTO	PESO (%)	ENSAYOS		DISTRIBUCION	
			AG (KG/TM)	FE (%)	AG (%)	FE (%)
1	CONCENTRADO	2.86	7.321	34.380	81.08	19.34
	COLAS	97.14	0.050	4.214	18.92	80.66
	CAB. CALCULADA	100.00	0.258	5.076	100.00	100.00
2	CONCENTRADO	2.45	8.500	38.007	78.20	36.00
	COLAS	97.55	0.059	1.696	21.80	64.00
	CAB. CALCULADA	100.00	0.266	2.585	100.00	100.00
3	CONCENTRADO	2.31	10.545	38.696	79.90	34.00
	COLAS	97.69	0.063	1.778	20.10	66.00
	CAB. CALCULADA	100.00	0.305	2.632	100.00	100.00

OBSERVACIONES:

- En la prueba N° 1 no se emplea el aerofloat A31 y se obtiene una recuperación bastante aceptable de plata (81.08%), pero también se obtiene un alto contenido de fierro en el concentrado (34.38%), con una distribución del 19.34%.
- En la prueba N° 2, no se emplearon ni el aerofloat A-31, ni el aerofloat 242. Y se observa que la recuperación de plata aunque disminuye un poco, se mantiene dentro de los límites esperados, sin embargo el % de fierro en el concentrado es

el más alto de las 3 pruebas realizadas (38.007%), con una distribución del 36.0%, lo cual es bastante perjudicial o desfavorable.

- En la prueba N° 3 se emplea una combinación del z-11 con el A-31 y se obtiene una recuperación aceptable para la plata, pero se sigue observando un alto porcentaje de fierro en el concentrado (38.69%, con una distribución de (34.00%).
- En estas tres pruebas, lo que sobresale nítidamente es el alto contenido de fierro en los concentrados, pese a que se está empleando un depresor de las piritas (bisulfito de sodio), cuyo estudio se detalla en el acápite correspondiente.

Para las tres pruebas siguientes se consideran las mismas características iniciales, introduciendo una modificación en cuanto a los reactivos y su dosificación; en estas tres últimas pruebas no se emplea el xantato z-11; las dosificaciones de los aerofloats son:

A-242	:	20 grs/Ton
- A-208		15 gr/Ton
A-31		15 gr/Ton

Luego del tiempo de acondicionamiento, se inicia el proceso de flotación por 10 minutos y luego una limpieza por 5 minutos, obteniéndose el concentrado final.

Los resultados de las pruebas se presentan a continuación:

CUADRO N° 3.3

RESULTADOS Y BALANCE METALURGICOS

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	ENSAYOS		DISTRIBUCION	
			AG KG/TM	FE %	AG %	FE %
4	CONC.	3.40	12.925	10.288	83.90	11.55
	COLAS	96.60	0.087	2.776	16.10	88.45
	CAB.CALC	100.00	0.524	3.030	100.00	100.00
5	CONC.	3.95	11.104	7.751	89.17	10.29
	COLAS	96.05	0.055	2.776	10.83	89.71
	CAB.CALC.	100.00	0.491	2.972	100.00	100.00
6	CONC.	3.13	14.493	12.746	90.68	12.93
	COLAS	96.87	0.048	2.773	9.32	87.07
	CAB.CALC.	100.00	0.500	3.085	100.00	100.00

OBSERVACIONES:

- En la prueba N° 4 se emplea como promotores el aerofloat A31 y el 208, observándose una considerable mejora en la distribución de plata (83.0%; y una notable disminución del fierro en el concentrado (10.28%), con una distribución de 11.55%.
- La prueba N° 5 tuvo como exclusivo promotor al aerofloat 242, obteniéndose aún, mejores resultados que la prueba anterior ; (89.17%), para la distribución de plata y un bajo porcentaje de fierro en el concentrado (7.75%), cuya distribución es de 10.29%.
- Por último en la prueba N° 6 se empleo el A-242 con el A-208, y los resultados manifiestan un 90.68% de recuperación para la plata, mientras que para el fierro en el concentrado, se observa un 12.74% con una distribución de 12.93%.
- Además se observa que la presencia de un solo reactivo como el promotor A242 (prueba N° 5), da muy buenos resultados metalúrgicos, que es el objetivo de este trabajo.

En consecuencia el uso de un solo promotor se hace más práctico, puesto que se evita la mezcla de una serie de reactivos promotores (z-11, A-242, A-404, A-208), que es la forma como han estado trabajando en planta.

RESUMEN:

Los resultados revelan que la presencia del xantato z-11, que es muy usado para la flotación de este tipo de mineral. Da buenos resultados en cuanto a la recuperación de la plata, entre 78.0% y 81.0%. Pero también existe la presencia de un alto porcentaje de fierro en el concentrado de plata que varía de 34.38% a 38.69% de Fe, lo cual ocasiona dos problemas; primero que ensucia el concentrado y segundo que dificulta su comercialización por el alto contenido de fierro en el concentrado de plata.

Esto se debe a que los xantatos en general, tienen gran afinidad por determinados minerales sulfurados, de acuerdo al siguiente orden: Fe, Zn, Pb, Cu, Ag.

- Respecto a los resultados obtenidos con los ditiofosfatos, éstos, fueron mucho más favorables, ya que las recuperaciones de plata, alcanzaron valores entre 83.0% y 90.0%; por otro lado el contenido de fierro bajo considerablemente a valores entre 10.0% y 13.0% en su distribución.
- Estos resultados nos permiten decidir cual es el tipo de reactivo o reactivos más apropiados para nuestro caso. Los resultados son bastantes claros y precisos; en consecuencia elegimos como el más positivo al aerofloat 242, como único promotor de los sulfuros de plata en estudio.

3.7.3.2. NATURALEZA DE LOS ESPUMANTES Y SELECCION

Dentro de la gran variedad de reactivos que se emplean en el proceso de flotación, existe un grupo denominado o conocido bajo el nombre de "ESPUMANTES", cuya finalidad es la formación de burbujas para dar estabilidad a las espumas de flotación.

Estos reactivos son materias orgánicas de carácter heteropolar, análogos en su estructura a los colectores. Su diferencia -- con éstos, radica en el carácter del grupo polar que en los colectores es un grupo químicamente activo para reaccionar con la superficie de los minerales, mientras que en los espumantes es un grupo liofílico de gran afinidad por el agua.

En forma más general, se puede decir -- que mientras los colectores tienen afinidad por la interfase líquido-sólido, los espumantes la tienen por la interfase líquido -- gas.

Los compuestos químicos orgánicos más apropiados para desempeñar las funciones de espumantes son los alcoholes alquílicos y arílicos por tener el grupo OH; ciertos ácidos orgánicos del grupo carboxílico, algunos aldehidos y quetonas y finalmente las aminas por su grupo NH_2 y los nitrilos por su grupo CN.

Los espumantes que contienen el grupo de los ~~alcoholes~~ alcoholes, cuando llegan con 7-8 carbonos, se observa que sus propiedades espu-

mantes decaen, esto, aparentemente se debe a la menor solubilidad de los alcoholes superiores. Los grupos polares, que determinan la solubilidad de un espumante, son importantes desde el punto de vista de su acción con el agua y la superficie del mineral. Se consideran ideales, aquellos que solo tienen un grupo polar, y que no tienen afinidad por la superficie de los minerales (no tiene propiedades colectoras).

Precisamente, estas características, las cumplen la mayoría de los alcoholes, y por esto son los espumantes más usados a nivel industrial. En general podemos distinguir dos clases de espumantes; los que provienen de productos naturales, como, el aceite de pino, el ácido cresílico, el aceite de eucalipto, etc. Y los que provienen de alcoholes sintéticos como los obtenidos a base de glicoles, cuya ventaja es la ausencia de propiedades colectoras.

SELECCION:

En cuanto a esta alternativa, no tenemos mayores problemas para definir el espumante a usar en la investigación del proceso de flotación del mineral; puesto que a nivel industrial, la compañía San Juan de Lucanas estaba usando el espumante "Montanol 300", que es un producto sintético, con similares características del Metil-Isobutil-Carbinol (M.I.B.C.).

Este producto es muy conocido y usado por su eficiencia, dado que no posee propieu

dades colectoras y permite un buen control del proceso de flotación sin mayores complicaciones.

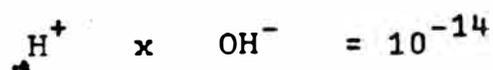
En resumen se estableció, usar el "Montanol 300" como espumante para todos los efectos del proceso de flotación del mineral que se esta investigando.

3.7.3.3. NATURALEZA DE LOS MODIFICADORES Y SELECCION

"Los Modificadores", es otro de los grupos de reactivos que tienen gran influencia en el proceso de flotación; su función consiste en preparar las superficies de los minerales para la absorción o disorción de un cierto reactivo sobre ellas y crear en general, condiciones propicias para que se pueda efectuar una flotación satisfactoria.

Tradicionalmente los modificadores se clasifican en reguladores del pH (potencial de hidrógeno), que controlan la acides de la pulpa. "Los activadores", que fomentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales y aumentan su flotabilidad; y por último, los depresores, que hidrolizan las superficies minerales y contribuyen a su depresión.

MODIFICADORES DEL PH: Como es de conocimiento general, el agua esta parcialmente ionizada en iones H^+ y OH^- . El producto de concentración de esta disociación es constante e igual a 10^{-14} , según la ecuación:



En el agua para la concentración de iones H^+ es igual al de iones OH^- alcanzando - cada una a $10^{-7} \frac{\text{gr x ion}}{\text{litro}}$. Si la concentración de un ion aumenta la del otro necesariamente disminuye. En condiciones en que las concentraciones de iones H^+ y OH^- son iguales la solución es neutra, o sea ni acida, ni alcalina, Sorensen llamó al logaritmo de la concentración de iones H^+ de una solución con signo negativo, pH de la solución. Luego por definición:

$$pH = - \log [H^+]$$

De este modo la solución neutra tiene - $pH = 7$, las soluciones ácidas $pH < 7$ y las alcalinas $pH > 7$.

MODIFICADORES - DEPRESORES: Específicamente, estos reactivos tienen la función de disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie mas hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que pueden hidrofobizarla.

Esto se consigue, introduciendo en la pulpa un ión que compite con el ión del colector por la superficie del mineral. En este caso, si el colector es de tipo aniónico el ión del depresor también tiene que ser un anión y viciversa.

MODIFICADORES - ACTIVADORES: Estos reactivos tienen una función contraria a la de los depresores y sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector.

La activación se puede efectuar al reemplazar en la red cristalina los iones metálicos por otros que forman un compuesto más -

firme con los colectores.

SELECCION:

Dentro de este grupo de reactivos hemos tenido que seleccionar un regulador - del pH de la pulpa de flotación; y un depresor de las piritas para no obtener un concentrado muy sucio. No ha sido necesario la presencia de un agente activador en este proceso.

Como regulador del pH hemos seleccionado "LA CAL"; por considerar que sus características, físicas, químicas y económicas son mucho más favorables para nuestros propósitos, que cualquier otro regulador del pH.

En la selección del depresor, ha sido necesario estudiar el comportamiento de dos reactivos, depresores de las piritas, como son: el Bisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) y el Sulfato de Zinc (Zn SO_4).

Las pruebas de flotación, realizadas con el depresor Bisulfito de sodio tuvieron las siguientes características:

pH de la pulpa	8.0
peso del material	648.0 grs.

Acondicionamiento de la pulpa al 25% de sólidos con la siguiente dosificación de reactivos.

Cal para regular el pH al iniciar el acondicionamiento. Simultáneamente después se agrega el bisulfito de sodio, para que condiciones un espacio de 10 minutos.

Aerofloat A-242	13 gr/Ton
Espumante nomtanol 300	18 gr/Ton

A los 10 minutos se abrió la llave del aire. La flotación duró 11 minutos. Debe destacar

se que el depresor bisulfito de sodio se fue incrementando en cada prueba en 20 gr/Ton.

Los resultados metalúrgicos de las pruebas se resumen en el siguiente cuadro: 3.4

Para obtener una visión mucho más objetiva de los resultados metalúrgicos, con el depresor bisulfito; hemos graficado la variación de la distribución de la plata, y la del fierro (piritas), para cada dosificación de bisulfito de sodio.

Las curvas de distribución, tanto para la plata como para el fierro se muestran en el siguiente gráfico. 3.9

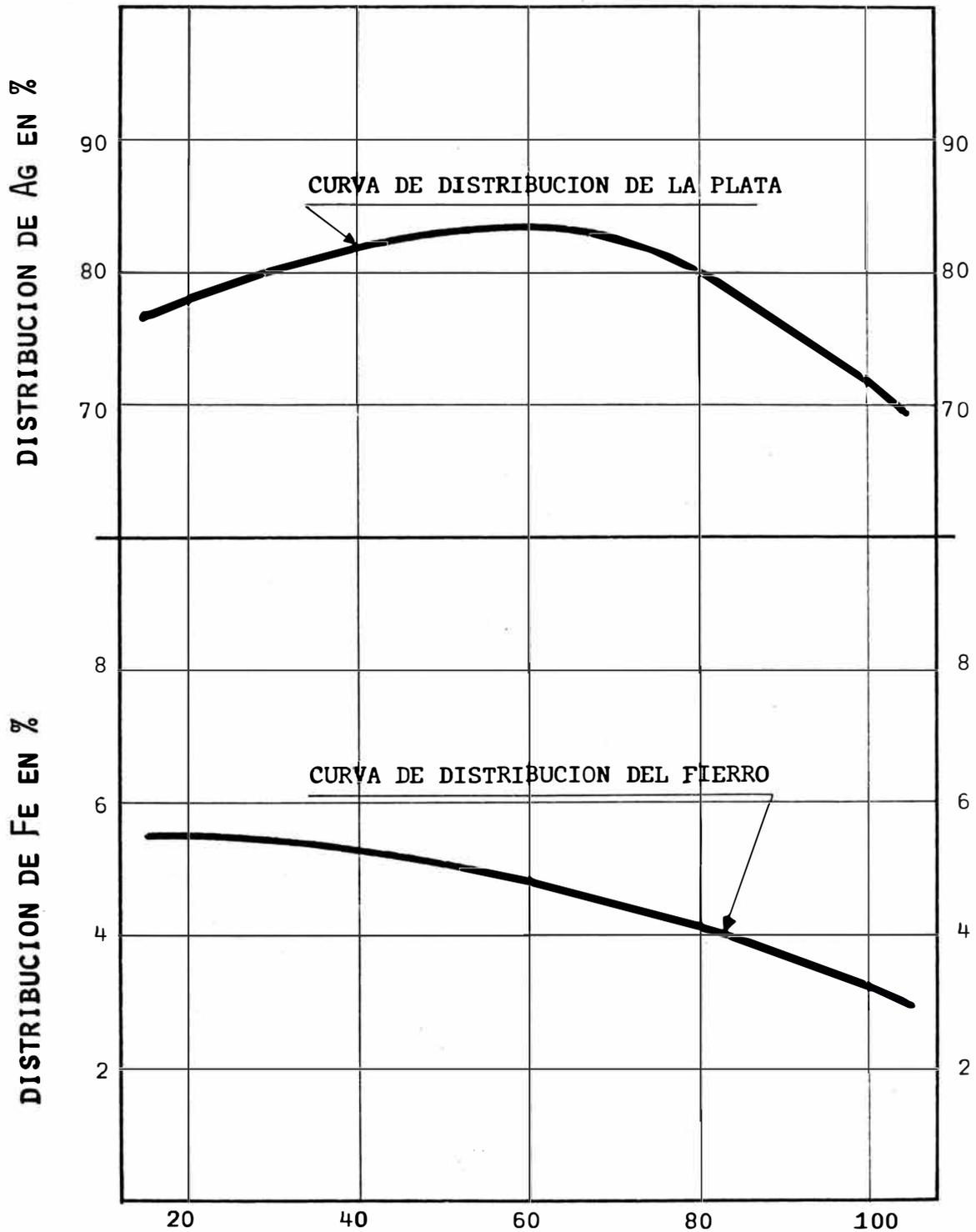
CUADRO N° 3,4

INFLUENCIA DEL BISULFITO DE SODIO COMO DEPRESOR

RESULTADOS : BALANCE Y CUADRO DE DISTRIBUCIONES

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	ENSAYOS		DISTRIBUCION		DOSIF. BISOLF. GR/TON.
			Ag KG/TM	FE %	Ag %	FE %	
1	CONC.	1.80	13.940	7.327	79.13	5.45	20
	COLAS	98.20	0.067	2.861	20.87	94.55	
	CAB.	100.00	0.315	2.940	100.00	100.00	
	CALC.						
2	CONC.	1.80	14.650	8.625	78.62	5.52	40
	COLAS	98.20	0.075	2.786	21.38	94.48	
	CAB.	100.00	0.345	2.890	100.00	100.00	
	CALC.						
3	CONC.	1.65	18.374	8.300	83.56	4.57	60
	COLAS	98.35	0.061	2.907	16.44	95.43	
	CAB.	100.00	0.363	2.995	100.00	100.00	
	CALC.						
4	CONC.	1.82	15.281	6.729	78.17	4.59	80
	COLAS	98.18	0.081	2.639	21.83	95.41	
	CAB.	100.00	0.362	2.715	100.00	100.00	
	CALC.						
5	CONC.	1.48	16.935	6.211	71.60	3.21	100
	COLAS	98.52	0.105	2.935	28.40	96.79	
	CAB.	100.00	0.365	2.986	100.00	100.00	
	CALC.						

GRAFICO N° 3,9



DOSIFICACION DEL $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ EN GR/TM

INFLUENCIA DEL BISULFITO DE SODIO COMO
DEPRESOR DE LOS SULFUROS DE FIERRO
(PIRITAS),

Las observaciones que podemos señalar de la influencia del bisulfito de sodio, como depresor, son las siguientes:

De acuerdo a las gráficas, podemos afirmar que a mayor dosificación de reactivo depresor. El porcentaje de distribución de fierro en el concentrado disminuye.

Si bien es cierto que la primera observación es correcta, también es cierto que cuando aumenta la dosificación del depresor, (100 gr/Ton) la distribución de la plata, manifiesta un notable descenso en su distribución (71.60 %), lo cual es desfavorable para nuestros propósitos.

Observando las gráficas, podemos manifestar que las mejores condiciones se manifiestan para una dosificación del depresor de 60 gr/Ton , donde se obtiene una distribución máxima para la plata (83.56 %), y una distribución media para el fierro (4.57 %), bastante bueno para la comercialización de los concentrado de plata.

En cuanto a las pruebas de flotación realizadas con el depresor sulfato de zinc ($Zn SO_4$), éstas se realizaron en las siguientes condiciones :

pH de la pulpa : 8.0
peso del material : 648.0 grs.

Acondicionamiento de la pulpa al 25% de sólidos
Adición de reactivos en la dosificación:

Se agregó la cal para regular el pH, luego el depresor $Zn SO_4$ en la siguientes dosificación ;

primera prueba 100 gr/Ton
segunda prueba 300 gr/Ton
tercera prueba 500 gr/Ton

A los 10 minutos, se agregaron el promotor (16 gr/Ton), y el espumante (18 gr/Ton). Luego de 10 minutos se abrió la llave del aire y se empezó a flotar por espacio de 11 minutos.

Los resultados metalúrgicos de las pruebas se resumen en el siguiente cuadro:

CUADRO N^o 3,5

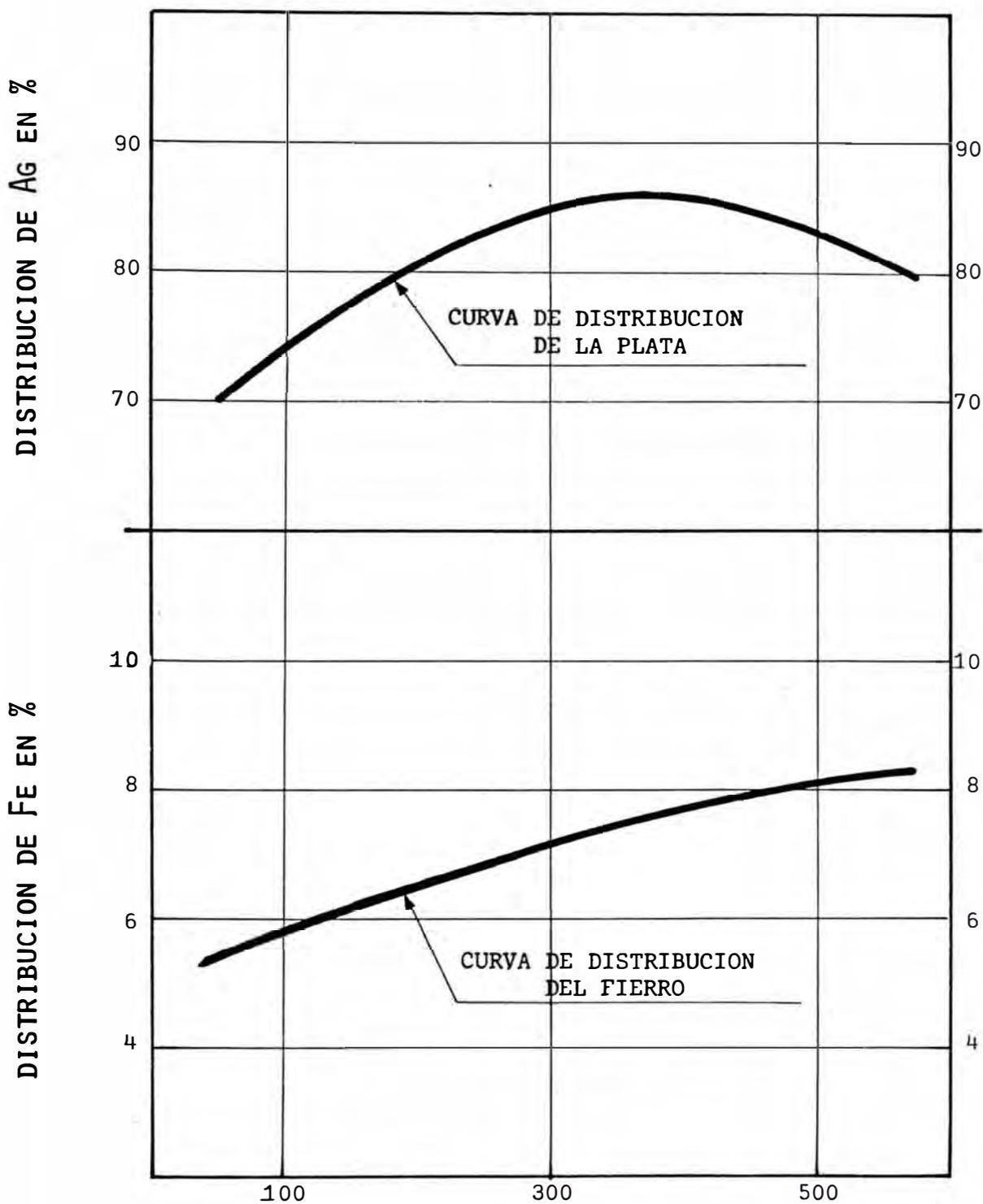
INFLUENCIA DEL SULFATO DE ZINC COMO DEPRESOR.

RESULTADO DE LAS PRUEBAS: BALANCE Y CUADRO DE DISTRIBUCIONES.

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	ENSAYOS		DISTRIBUCION		DOSIF. REACT. Zn SO ₄ (gr/Tm)
			Ag Kg/Tm	FE %	Ag %	FE %	
1	CONC	1,81	12,354	9,083	74,28	5,80	100 GR/TM
	COLAS	98,19	0,081	2,784	25,72	94,20	
	CAB	100,00	0,308	2,901	100,00	100,00	
	CALC.						
2	CONC	2,21	13,055	9,939	84,70	7,25	300 GR/TM
	COLAS	97,79	0,052	2,808	15,30	92,75	
	CAB	100,00	0,333	2,962	100,00	100,00	
	CALC.						
3	CONC	2,07	14,061	13,366	80,83	8,06	500 GR/TM
	COLAS	97,93	0,071	3,121	19,17	91,94	
	CAB	100,00	0,349	3,327	100,00	100,00	
	CALC.						

Las curvas de distribución de la plata y del fierro de los resultados del cuadro anterior se muestran en el siguiente gráfico.

GRAFICO N° 3,10



DOSIFICACION DEL $Zn SO_4$ EN GR/TM

INFLUENCIA DEL SULFATO DE ZINC COMO DEPRESOR DE LOS SULFUROS DE FIERRO (PIRITAS).

OBSERVACIONES:

En el gráfico notamos claramente que la curva de distribución del fierro tiene una pendiente positiva, por lo tanto a mayor dosificación de reactivos el porcentaje de distribución es mayor.

Se podría suponer, que, por el comportamiento de la curva, solo fuera necesario el consumo de cantidades mínimas del depresor $Zn SO_4$, dentro de los límites tomados, para obtener una baja distribución de fierro en el concentrado de plata, que es nuestro propósito.

Pero, simultáneamente tenemos que observar el comportamiento de la distribución de la plata en el concentrado, y vemos que para las dosificaciones mínimas y máximas del depresor, el porcentaje de distribución de la plata obtiene valores mínimos (74.28 % y 80.83 %), lo que nos indica que una dosificación menor de 100 gr/Ton no nos favorece en nada, por el contrario sería muy negativa.

Las mejores condiciones se manifiestan para una dosificación del depresor $Zn SO_4$ de 300 gr/Ton, en donde se obtiene una distribución de plata de 84.70 % y una distribución de fierro de 7.25 %.

CONCLUSION:

Luego de haber analizado el comportamiento del bisulfito de sodio y del sulfato de cinc como depresores de las piritas, llegamos a la conclusión de que las mejores condiciones se manifiestan para una dosificación de 60 gr/Ton del depresor bisulfito de sodio, por lo tanto, en adelante ésta variable se mantendrá constante para todos sus efectos; a estas condiciones.

CAPITULO IV

EQUIPO EXPERIMENTAL

4.1. INTRODUCCION

Para que el presente trabajo de investigación, tubieran las mismas condiciones de operación, ya sean climáticas como técnicas, éste se realizó en el laboratorio - metalúrgico que la compañía tiene instalada en su asiento minero, en el pueblo de OTEC.

Las pruebas de flotación que se realizaron en dicho laboratorio, fueron del tipo batch. Empleando materia prima (mineral de cabeza), agua, reactivos, etc. De la misma fuente que ingresaba a la planta de beneficio. Aunque estas condiciones no influyen en forma trascendental, siempre serán resultados más reales que si se realizaran en otras condiciones.

4.2. EQUIPO BASICO

Para realizar nuestro trabajo, empleamos una celda de flotación marca BATCH WENCO, cuyas características son las siguientes:

- Llave para controlar el flujo de aire.
- Rotor.
- 2 litros de capacidad de pulpa
- Regulador de r.p.m. del rotot.
- Mecanismo para subir y bajar la base que soporta el depósito de la celda.

- Motor de 1/4 HP y 1000 r.p.m.
- PH - metro
- Celda de vidrio, cuyo volumen interno es de 2.5 - litros.

4,3, ESQUEMA DEL EQUIPO BASICO

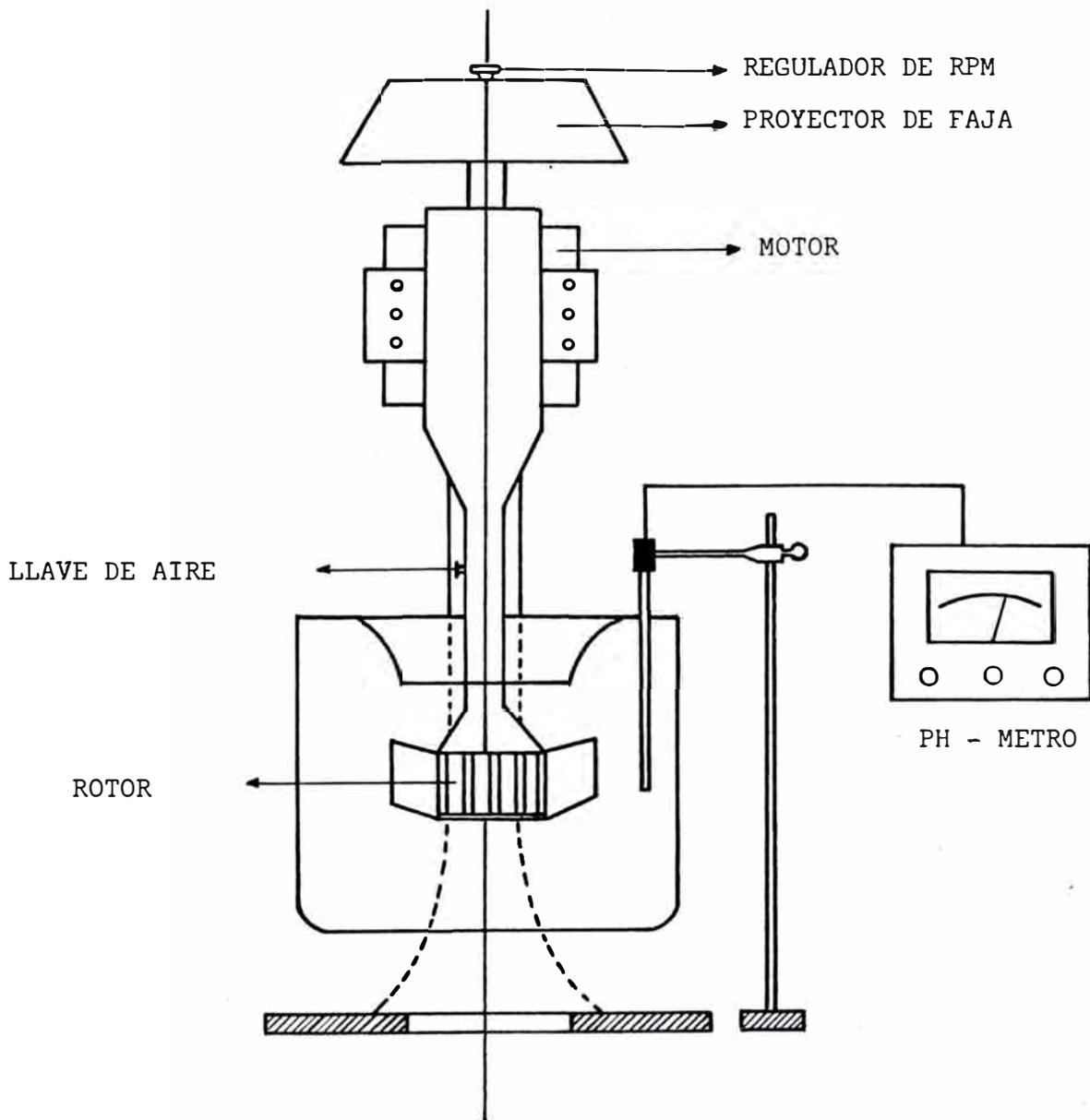
FIG. 4.1.

4,4. OTROS EQUIPOS AUXILIARES

Aparte del equipo básico, ha sido necesario contar con todos los equipos del laboratorio metalúrgico, que comprende:

- Chancadora de Quijadas tipo BLAKE cuya reducción máxima es - m4,
- Un pulverizador de discos,
- Una balanza de platillos de 1 gr. a 1.5 kgs. y otra de precisión para nuestras pequeñas.
- Serie de mallas, TYLER N°: 2", 1", 3/4", 1/2", 1/4" , m4 , m10, m28, m48, m65, m100, m150, y m200.
- Molinito de bolas de 12" x 14" cuya capacidad es de 3.5 kgs.
- Estufas eléctricas,
- Cronómetro.
- Material de vidrio .
- Jeringas hipodérmicas para medir los reactivos.
- Agua destilada en cantidades necesarias, así como el uso de reactivos.
- Cabe mencionar que el laboratorio químico a través de su Ing. responsable ha prestado gran apoyo a este trabajo al analizar todos los resultados de las pruebas realizadas.

Fig. 4,1 - ESQUEMA DEL EQUIPO UTILIZADO



CELDA DE FLOTACION BATCH WENCO

CAPACIDAD, 2 l1 (PULPA)

MOTOR WAGNER, 1/4 HP, 1000 R.P.M,

PH - METRO SARGENT WELCH MODELO PBL

CAPITULO V

TECNOLOGIA DE LA FLOTACION PARA EL MINERAL DE PLATA ; TRABAJO EXPERIMENTAL.

5.1. INTRODUCCION

El trabajo experimental que se llevó a cabo a nivel de laboratorio, se resume integralmente en este capítulo, En donde se estudia comparativamente el efecto de las siguientes variables:

- GRANULOMETRIA
- AEROFLOAT 242
- TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO
- TIEMPO DE FLOTACION
- ESPUMANTE

Hemos contado con los elementos necesarios, para realizar las pruebas de flotación tipo BACH, que comprendía las siguientes etapas:

1. FLOTACION ROUGHER PRIMARIA
2. FLOTACION ROUGHER SECUNDARIA
3. FLOTACION SCAVENGERS
4. FLOTACION CLEANERS

Las espumas de la primera etapa pasan integralmente a formar parte del concentrado final; las espumas de la segunda y tercera etapa se juntan para aplicarles una limpie

za (etapa 4), de donde las espumas de esta etapa se suman al concentrado final y las colas forman lo que llamamos **"MEDIOS"**.

En conclusión los productos que se obtienen en una prueba de flotación de este tipo son:

- CONCENTRADO FINAL
- MEDIOS
- COLAS FINALES

Pero de acuerdo a nuestra experiencia y conocimiento, sabemos que a nivel industrial, los **MEDIOS**, no aparecen como un producto, sino que éstos, recirculan en el circuito distribuyéndose porcentualmente, de tal manera que parte del elemento valioso (plata), pasa a incrementar los concentrados finales, y la diferencia se va en los relaves.

Como en nuestros resultados de las pruebas de flotación tipo Bach, tenemos como producto a los **MEDIOS**, vamos a buscar una relación matemática que nos permita distribuir el contenido del elemento valioso entre el concentrado y las colas. Para lo cual vamos a establecer una serie de ecuaciones que se derivan del siguiente diagrama. **(FIG. 5,1)**.

DIAGRAMA DE FLUJO

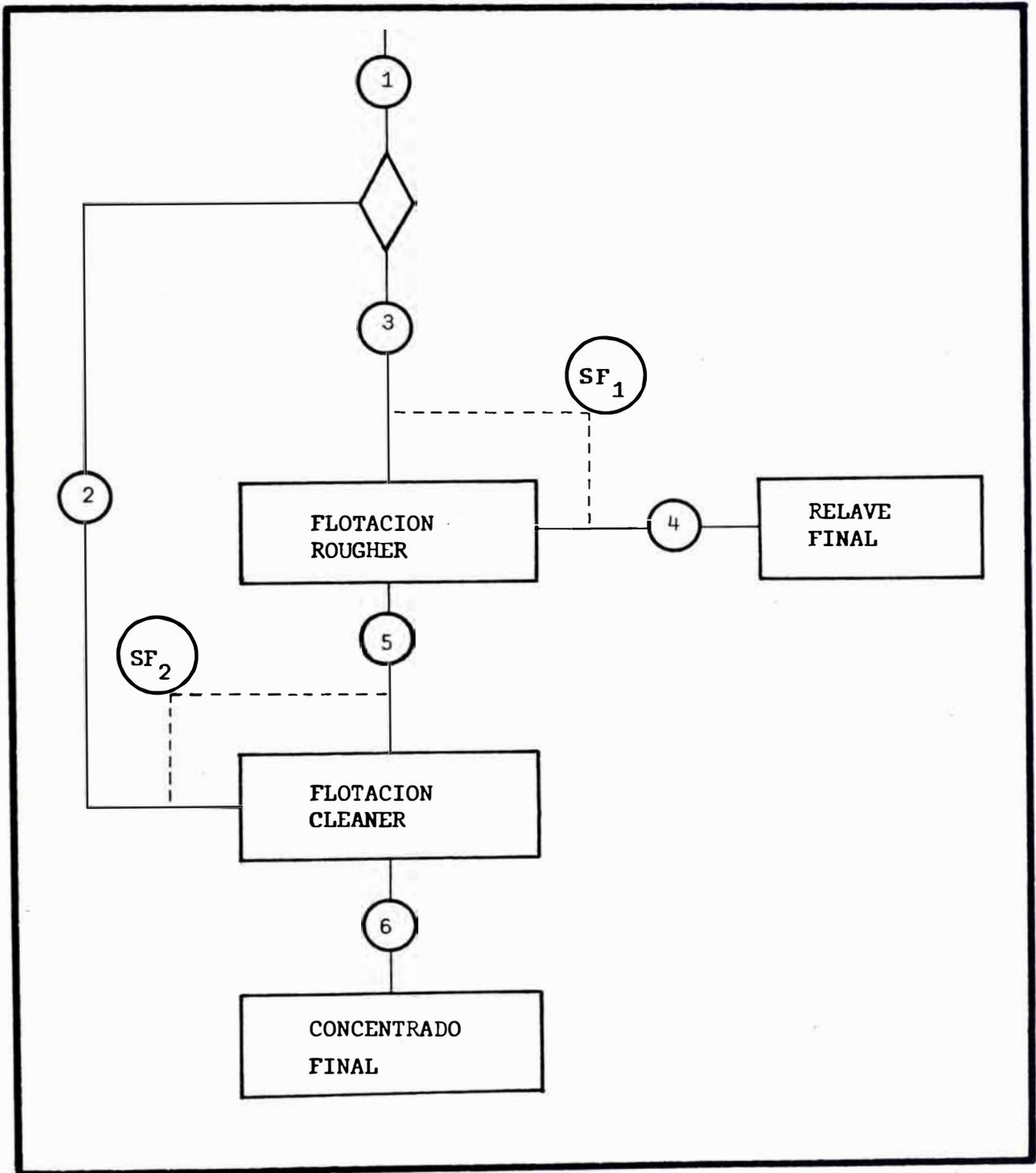


FIG. 5.1

Del esquema de la fig. N° 5.1, hacemos un balance de flujos y establecemos las siguientes ecuaciones:

$$F_3 = F_1 + F_2 \quad (I)$$

$$F_4 = F_3 (SF_1) \quad (II)$$

$$F_5 = F_3 (1 - SF_1) \quad (III)$$

$$F_2 = F_5 (SF_2) \quad (IV)$$

$$F_6 = F_5 (1 - SF_2) \quad (V)$$

Donde: $F_i =$ Flujos

$SF_i =$ Factor de partición (Split factor)

Sustituyendo (III) en (IV)

$$F_2 = F_3 (1 - SF_1) (SF_2) \quad (VI)$$

luego (VI) en (I)

$$F_3 = F_1 + F_3 (1 - SF_1) (SF_2)$$

$$F_3 - F_3 (1 - SF_1) (SF_2) = F_1$$

$$F_3 = \frac{F_1}{1 - SF_2 + (SF_1 \times SF_2)} \quad (VII)$$

Por otro lado, sustituyendo (III) en (V)

$$F_6 = F_3 (1 - SF_1) (1 - SF_2) \quad (VIII)$$

luego (VII) en (VIII)

$$F_6 = \frac{F_1}{1 - SF_2 + (SF_1 \times SF_2)} \left[(1 - SF_1) (1 - SF_2) \right] \dots \dots \dots (IX)$$

haciendo cambio de variables y sustituyendo en (IX) se tiene:

$$1 - SF_1 = \omega_1$$

$$1 - SF_2 = \omega_2$$

$$F_6 = \frac{\omega_1 \omega_2}{1 - \omega_1 + \omega_1 \omega_2} \times F_1 \quad (X)$$

La aplicación de esta expresión matemática (X), a los resultados obtenidos en el laboratorio, modificarán sus valores, hacia uno más real, con respecto a lo que acontece a nivel industrial.

Esta expresión, nos permite distribuir porcentualmente el contenido de plata que hay en los MEDIOS, hacia el concentrado y el relave.

5.2. DISEÑO ESTADÍSTICO DE LOS EXPERIMENTOS

5.2.1. NOCIONES FUNDAMENTALES DE LOS METODOS EMPLEADOS. (DISEÑO FACTORIAL, DISEÑO HEXAGONAL)

Los experimentos realizados por investigadores, ya sea en laboratorio o a nivel industrial, están orientados a determinar la influencia de uno o más factores sobre el rendimiento, calidad, eficiencia, etc. del proceso en estudio.

Uno de los métodos que cumple con esta función, son los diseños experimentales (FACTORIAL, HEXAGONAL), que permiten obtener el máximo de información, con el mínimo número de experiencias.

Estos diseños estudian los efectos que producen sobre las respuestas, todas las combinaciones de "n" variables, cada una de ellas a dos niveles.

La representación de estos diseños es 2^n , en donde "n" es el número de variables en estudio, y el número dos (2), indican los niveles de estas variables. Si la variable es contínua, los niveles serán el mínimo y el máximo; si es cualitativa, los niveles corresponderán a la presencia o ausencia de la variable.

En nuestro caso particular aplicaremos el diseño experimental para tres variables, (2^3), que en forma general se pueden representar por A, B y C. Estas variables están representadas en un espacio tridimensional por los vértices de un cubo tal como se observa en la fig N° 5.2.

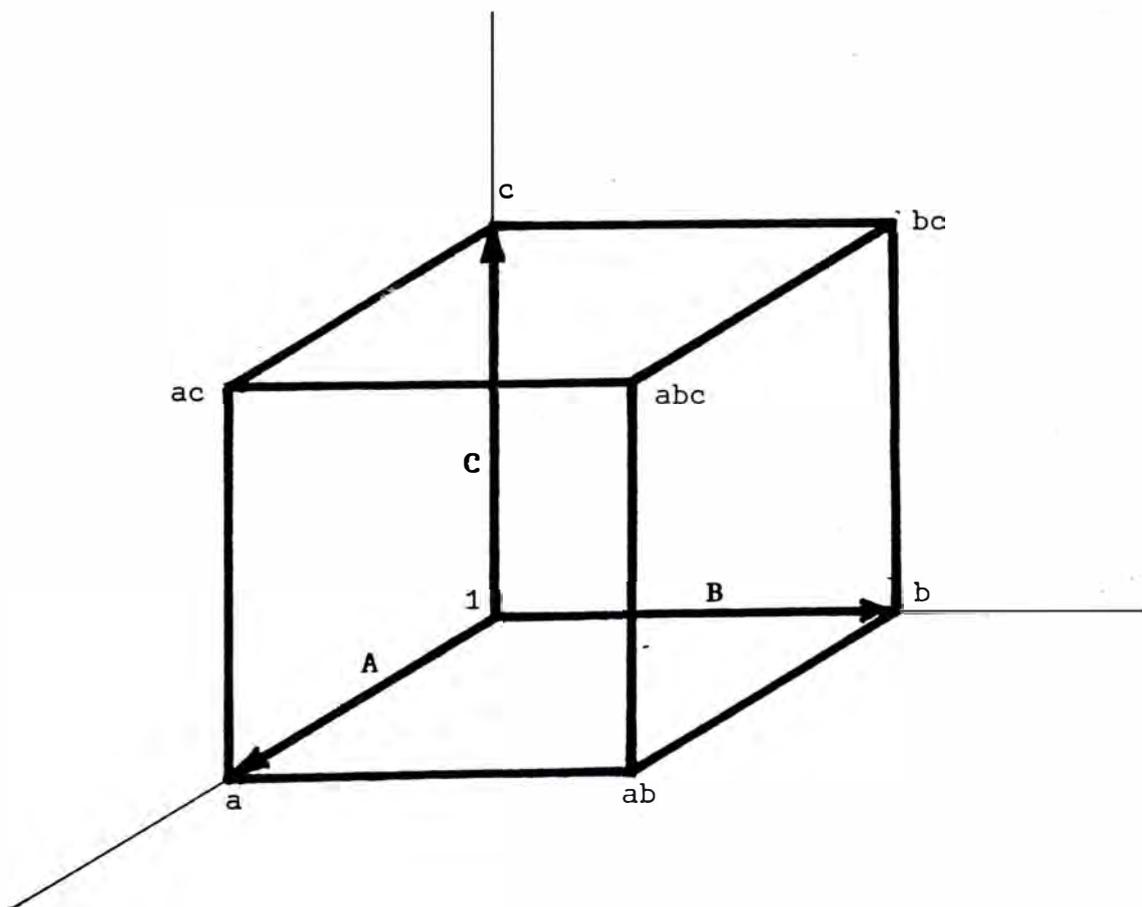


FIG. N° 5.2

Las posibles combinaciones de estas variables (A, B y C), para su aplicación a un diseño factorial se resume en el cuadro N° 5.1.

CUADRO N° 5.1

<u>N°</u>	<u>NOTACION</u>	<u>NIVELES DE LAS VARIABLES</u>		
		<u>A</u>	<u>B</u>	<u>C</u>
1	1	-	-	-
2	a	+	+	-
3	b	-	+	-
4	ab	+	+	-
5	c	-	-	+
6	ac	+	-	+
7	bc	-	+	+
8	abc	+	+	+

En el cuadro N° 5.1, los niveles de las variables, han sido representadas por los símbolos (-) y (+). Donde el primero representa al nivel inferior y el segundo al nivel superior.

También se observa las condiciones de operación que exige el diseño en cuanto a los niveles que deben unirse, ya sea para la variable sola o para sus posibles combinaciones. Así por ejemplo la prueba N° 3, muestra el efecto de la variable "b" en el resultado, cuando la variable "A" se encuentra en su nivel mínimo, la variable B en su ni

vel máximo y la variable C en su nivel mínimo.

Algo semejante ocurre, cuando se trata de alguna combinación de variables; así por ejemplo, la prueba N° 4, denotada por "ab" indica la interacción de las variables a y b en los resultados, cuando la variable; A está en su nivel máximo, B en su nivel máximo y C en su nivel mínimo.

Teniendo en cuenta las condiciones que establece el cuadro N° 5.1 y el esquema N° 5.2, podemos calcular los efectos de las variables de la siguiente manera:

Para el caso de los efectos principales, éstos se obtienen efectuando la diferencia entre el promedio de los niveles superiores menos los niveles inferiores.

Así tenemos que:

$$A = 1/4(a + ab + abc + ac) - 1/4(1 + b + bc + c)$$

$$B = 1/4(b + ab + bc + abc) - 1/4(1 + a + c + ac)$$

$$C = 1/4(c + ac + bc + abc) - 1/4(1 + a + b + ab)$$

Para el caso de las interacciones se analiza el efecto de A y B en su nivel superior e inferior, luego la interacción está definida como la mitad de esta diferencia. Esta deducción nos da como resultado las siguientes interacciones.

$$AB = \frac{1/2(ab+abc) - 1/2(b-bc) - 1/2(a+ac) + 1/2(1+c)}{2}$$

$$AC = \frac{1/2(ac+abc) - 1/2(c+bc) - 1/2(a+ab) + 1/2(1+b)}{2}$$

$$BC = \frac{1/2(bc+abc) - 1/2(c+ac) - 1/2(b+ab) + (1 + a)}{2}$$

La elaboración del cuadro N° 5,2 se desarrolla, tomando como base la matriz diseño de las variables y a partir de estas se construye las columnas de la matriz de variables independientes, efectuando el producto interno (Escalar) los vectores A, B y C.

Para el cálculo de los efectos e interacciones se toman los productos internos de los elementos del vector observación (Resultados), con los correspondientes elementos del efecto deseado de la matriz de variables independientes. Así tendremos que las expresiones que determinan los efectos principales e interacciones en función de los resultados, se rigen de acuerdo a la siguiente expresión, que en términos generales se expresa:

$$\text{Efecto } Q = \frac{\vec{Q} \cdot \vec{Y}}{2^{n-1}} = \frac{\sum Q_i Y_i}{2^{n-1}}$$

Donde: Q = cualquiera de los efectos en estudio.
 Y = vector observación (resultado).

luego:

$$\begin{aligned} A &= 1/4(Y_2 + Y_4 + Y_6 + Y_8) - 1/4(Y_1 + Y_3 + Y_5 + Y_7) \\ B &= 1/4(Y_3 + Y_4 + Y_7 + Y_8) - 1/4(Y_1 + Y_2 + Y_5 + Y_6) \\ C &= 1/4(Y_5 + Y_6 + Y_7 + Y_8) - 1/4(Y_1 + Y_2 + Y_3 + Y_4) \\ AB &= 1/4(Y_1 + Y_4 + Y_5 + Y_8) - 1/4(Y_2 + Y_3 + Y_6 + Y_7) \\ AC &= 1/4(Y_1 + Y_3 + Y_6 + Y_8) - 1/4(Y_2 + Y_4 + Y_5 + Y_7) \\ BC &= 1/4(Y_1 + Y_2 + Y_7 + Y_8) - 1/4(Y_3 + Y_4 + Y_5 + Y_6) \\ ABC &= 1/4(Y_2 + Y_3 + Y_5 + Y_8) - 1/4(Y_1 + Y_4 + Y_6 + Y_7) \end{aligned}$$

Todos estos métodos, son herramientas que nos sirven para el cálculo de los efectos de las variables, pero en la práctica son poco usados, puesto que existe el **ALGORITMO DE YATES**, que facilita notablemente el cálculo de los efectos e interacciones y que además proporciona seguridad en el análisis de varianza que se pueda hacer posteriormente.

Este último método es el que aplicaremos a nuestro cálculo y que explicaremos en el desarrollo del primer factorial, que a manera de ejemplo presentaremos más adelante.

Para nuestro caso, en que estamos analizando un diseño factorial para 3 variables, el modelo matemático más apropiado para este tipo de diseño, es el modelo lineal. Cuya expresión tiene la siguiente forma:

$$y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + b_3X_3 + \epsilon \quad (XI)$$

El cálculo de los coeficientes, se determinan en función de los efectos ya conocidos; así tenemos que:

$$b_0 = \frac{\Sigma y}{8}$$

$$b_1 = 1/2 \text{ efecto A}$$

$$b_2 = 1/2 \text{ efecto B}$$

$$b_3 = 1/2 \text{ efecto C}$$

Al sustituir el valor de los coeficientes en la expresión XI, se obtiene la ecuación codificada, con la cual se estima, por cálculo, el valor del resultado de cada prueba, la cual se compara posteriormente con el resultado experimental.

DISEÑO HEXAGONAL.

Este es un diseño de segundo orden que pertenece al tipo de diseños rotables, en el cual se tienen igual facultad de predicción en todas direcciones a partir de un punto experimental central y donde los otros puntos experimentales estan a una distancia constante del punto central (ver Fig, 5.3)

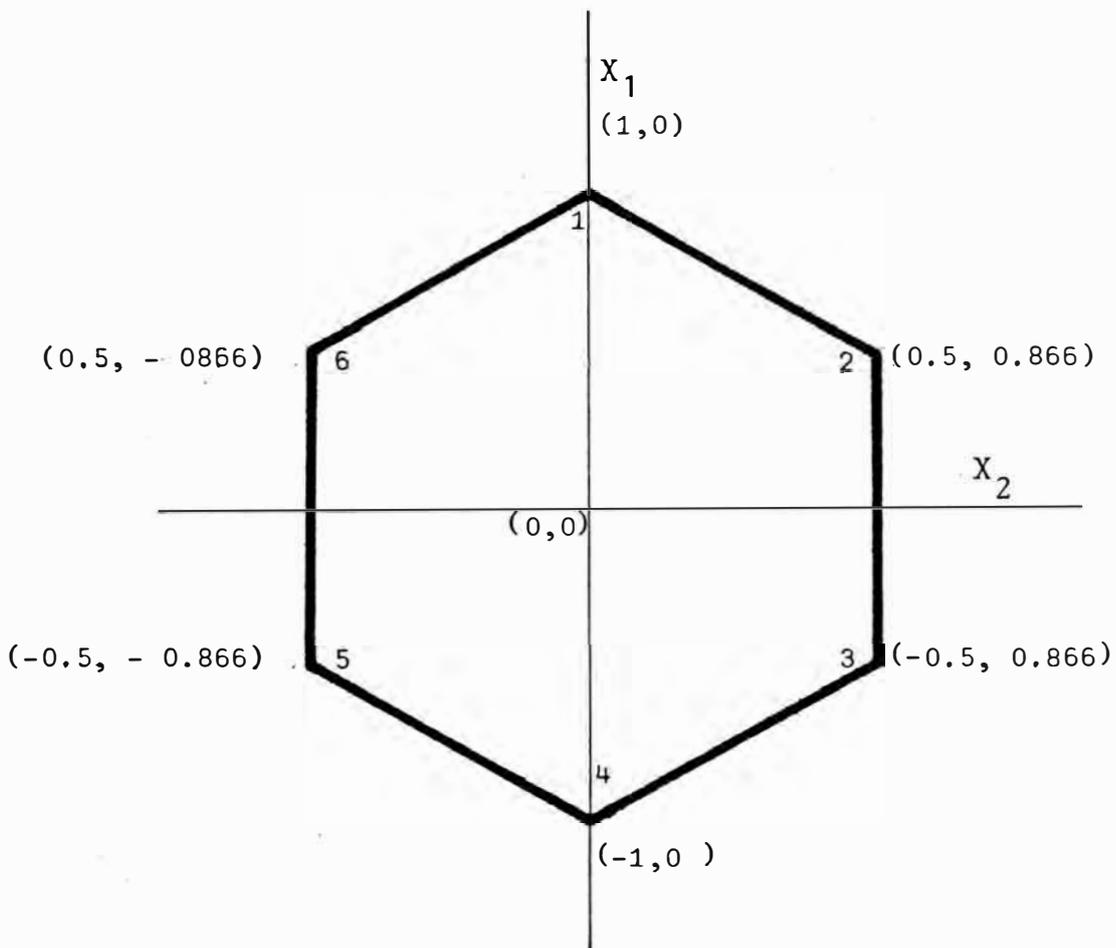


FIG. N° 5.3

Las características de este diseño, es que los puntos experimentales corresponden a las coordenadas de los vértices del hexágono regular. Y a

demás considera cuatro puntos experimentales en el centro del diseño.

A diferencia del experimento de 3 variables, este diseño, considera el estudio de solo dos variables (A y B), y los niveles de estas variables, vienen a ser las coordenadas de los vértices del hexagono regular, tal como se muestra en el cuadro N° 5.3

CUADRO N° 5.3.

<u>PRUEBA</u>	<u>NIVELES DEL DISEÑO</u>	
	<u>X₁</u>	<u>X₂</u>
1	+ 1.0	0.000
2	+ 0.5	+ 0.866
3	- 0.5	+ 0.866
4	- 1.0	0.000
5	- 0.5	- 0.866
6	+ 0.5	- 0.866
7	0.0	0.000
8	0.0	0.000
9	0.0	0.000

Para mayor comprensión de este tipo de diseño, en el acápite 5.2.5, se detallará el cálculo integral de la aplicación del experimento hexagonal.

El modelo matemático que se ajusta a este tipo de problema, es el que se rige por la siguiente expresión:

$$Y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + b_{11}X_1^2 + b_{22}X_2^2 + b_{12}X_1X_2 \quad (XII)$$

Los coeficientes de la Ec, N°(XII), se obtienen aplicando métodos matemáticos, como de DOOLITTLE o el de GAUS-DOOLITTLE, que no vamos a demostrar en este acápite, por que escapa a la finalidad del tema, y solo nos limitaremos a tomar la solución de estos métodos para el cálculo de los coeficientes, los cuales tienen la siguiente expresión:

$$b_0 = 1/3(\Sigma y - \Sigma X_1^2 y - \Sigma X_2^2 y)$$

$$b_1 = 1/3(\Sigma X_1 y)$$

$$b_2 = 1/3(\Sigma X_2 y)$$

$$b_{11} = 1/3 \left[- \Sigma y + 2.5 (\Sigma X_1^2 y) + 0.5 (\Sigma X_2^2 y) \right]$$

$$b_{22} = 1/3 \left[- \Sigma y + 0.5 (\Sigma X_1^2 y) + 2.5 (\Sigma X_2^2 y) \right]$$

$$b_{12} = 4/3(\Sigma X_1 X_2 y)$$

Una vez calculados estos coeficientes, se sustituyen en la ecuación (XII), y se obtiene el modelo matemático codificado en función de las variables en estudio. Esta expresión nos va a permitir hallar los resultados por cálculo, y establecer un cuadro de discrepancia con los resultados experimentales.

5,2,2. PLANIFICACION DE LAS PRUEBAS Y JUSTIFICACION DE LA SELECCION DE VARIABLES A ESTUDIAR.

Con la finalidad de determinar las variables a estudiar, así como los niveles mínimos y máximos, para su aplicación al diseño experimental; hemos realizado pruebas preliminares de flotación, que nos darán mayor luz, respecto a su influencia en el proceso.

A continuación, presentamos los cuadros, condiciones de operación, gráficos y análisis de las siguientes variables:

- POTENCIAL DE HIDROGENO (PH)
- GRANULOMETRIA
- PROMOTOR A-242
- TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO
- TIEMPO DE FLOTACION
- ESPUMANTE

POTENCIAL DE HIDROGENO (PH).-

Las pruebas preliminares de flotación, para determinar su influencia en la flotación de los sulfuros de plata, se realizaron en las siguientes condiciones.

- Peso de material por prueba 648 grs.
- Acondicionamiento de la pulpa por 15 minutos al 27% de sólidos.
- Dosificación de reactivos
 - Bisulfito de sodio 60 grs/Tm
 - Aerofloat 242 18 grs/Tm
 - Montanol 300 18 grs/Tm
- Luego de 10 min. de acondicionamiento se abre la llave del aire y se flota por 11 minutos.
- Los valores de pH, que se han empleado en cada una de las pruebas anteriores, han sido 6, 8 y 10 respectivamente.

A continuación presentamos los resultados, balance y distribución de las pruebas realizadas (ver cuadro N° 5.5) así como también su gráfica correspondiente. (Ver gráfico N° 5.4).

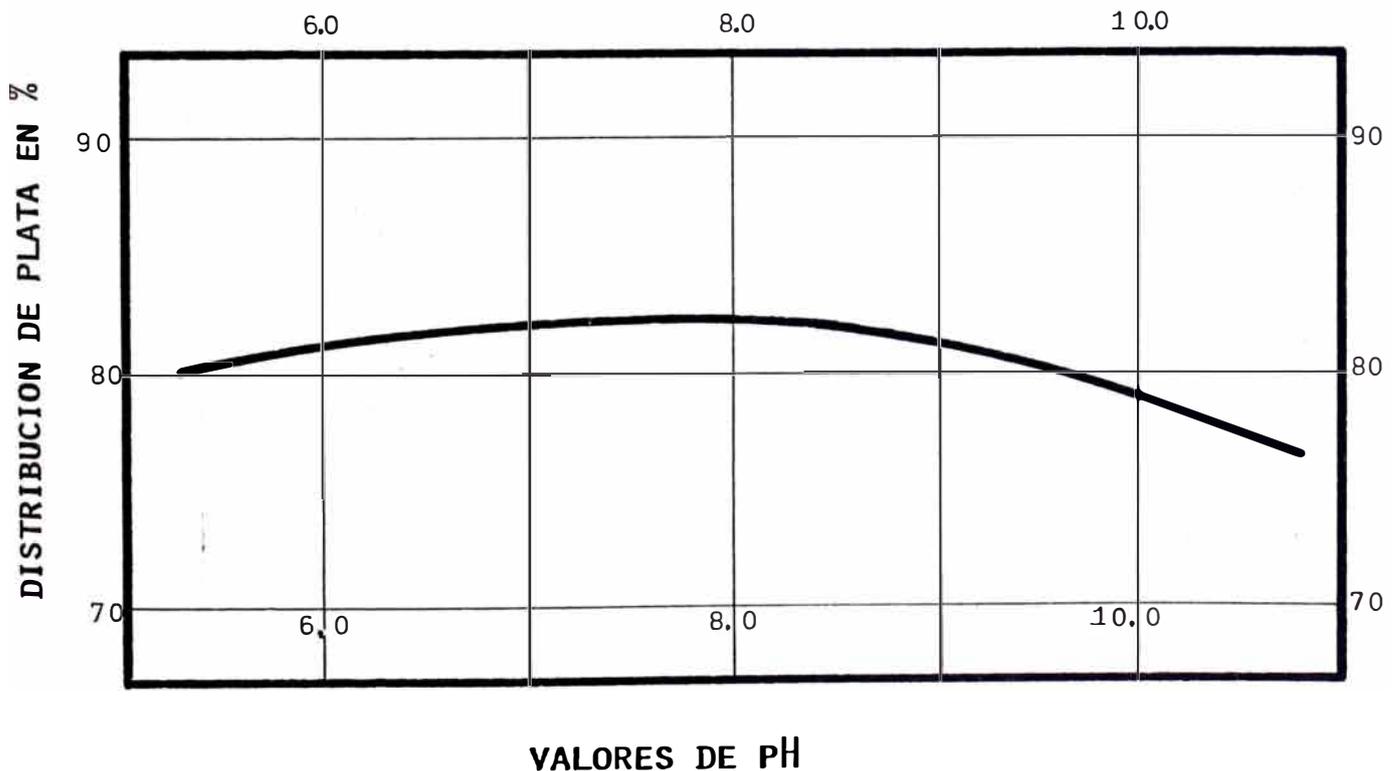
CUADRO N° 5,5.

INFLUENCIA DEL pH EN LAS RECUPERACIONES

RESULTADOS: BALANCE Y DISTRIBUCION

PRUEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYO Ag(Kg/Tm)	DISTRIBUC. Ag(%)	VALORES DEL pH
1	CONC	2.16	13.701	81.10	pH = 6.0
	COLAS	97.84	0.041	18.90	
	CAB	100.00	0.365	100.00	
2	CONC	1.43	16.232	82.25	pH = 8.0
	COLAS	98.27	0.061	17.75	
	CAB	100.00	0.335	100.00	
3	CONC	2.11	14.841	78.94	pH = 10.0
	COLAS	97.89	0.088	21.06	
	CAB	100.00	0.407	100.00	

GRAFICO N° 5.4



ANALISIS,

- Para un pH, ligeramente ácido (pH = 6), se obtiene una recuperación bastante buena (81.10 %), lo que indica que el mineral tiene un buen comportamiento en este medio.
- La prueba N° 2 se efectúa en un medio alcalino (pH = 8) y en esta prueba se obtiene mejores resultados (82.25%), en la recuperación de plata; pero si comparamos la prueba N° 1 con la prueba N° 2, observaremos que para un incremento del pH de 6.0 a 8.0; el incremento en la recuperación ha sido sólo del 1.15%, lo cual nos indica que entre estos 2 límites del pH, su influencia es mínima.
- La influencia del pH, en la recuperación de plata cuando el medio es alcalino (pH = 10), demuestra que no es recomendable por lo que se observa en la prueba N° 3, donde la recuperación de la plata disminuye notablemente con respecto al valor de la segunda prueba. Estos valores se han registrado en el gráfico N° 5.4, donde se observa, el comportamiento del pH en la recuperación de la plata.

Por todo lo expuesto anteriormente, llegamos a la conclusión que el valor de pH = 8.0 , es el más apropiado para el proceso de flotación del mineral en estudios; por lo tanto, este valor queda establecido para todos los efectos de las pruebas a realizarse en el futuro.

GRANULOMETRIA,

Esta variable fue estudiada superficialmente, sobre la base de tres pruebas preliminares de flotación cuyas características fueron:

- ↖ Peso del material 648 grs.
- Acondicionamiento de la pulpa con depresor por 15 minutos, al 27% de sólidos.
- Dosificación de reactivos.

Bisulfito de sodio	60 gr/Tm
Aerofloat 242	18 gr/Tm
Montanol 300	18 gr/Tm

Luego de acondicionar los reactivos por 10 minutos, se abre la llave del aire y se flota por 10 minutos.

La granulometria empleada en cada una de las pruebas son 46.0%, 63.0 % y 79.0 % de - m 200, respectivamente.

- Los resultados de estas pruebas, así como el balance y su distribución, presentan en el cuadro N° 5.6 simultaneamente los valores de este cuadro han sido registrados en el gráfico N° 5.5, en donde se muestra la curva de recuperación en función de la granulometria.

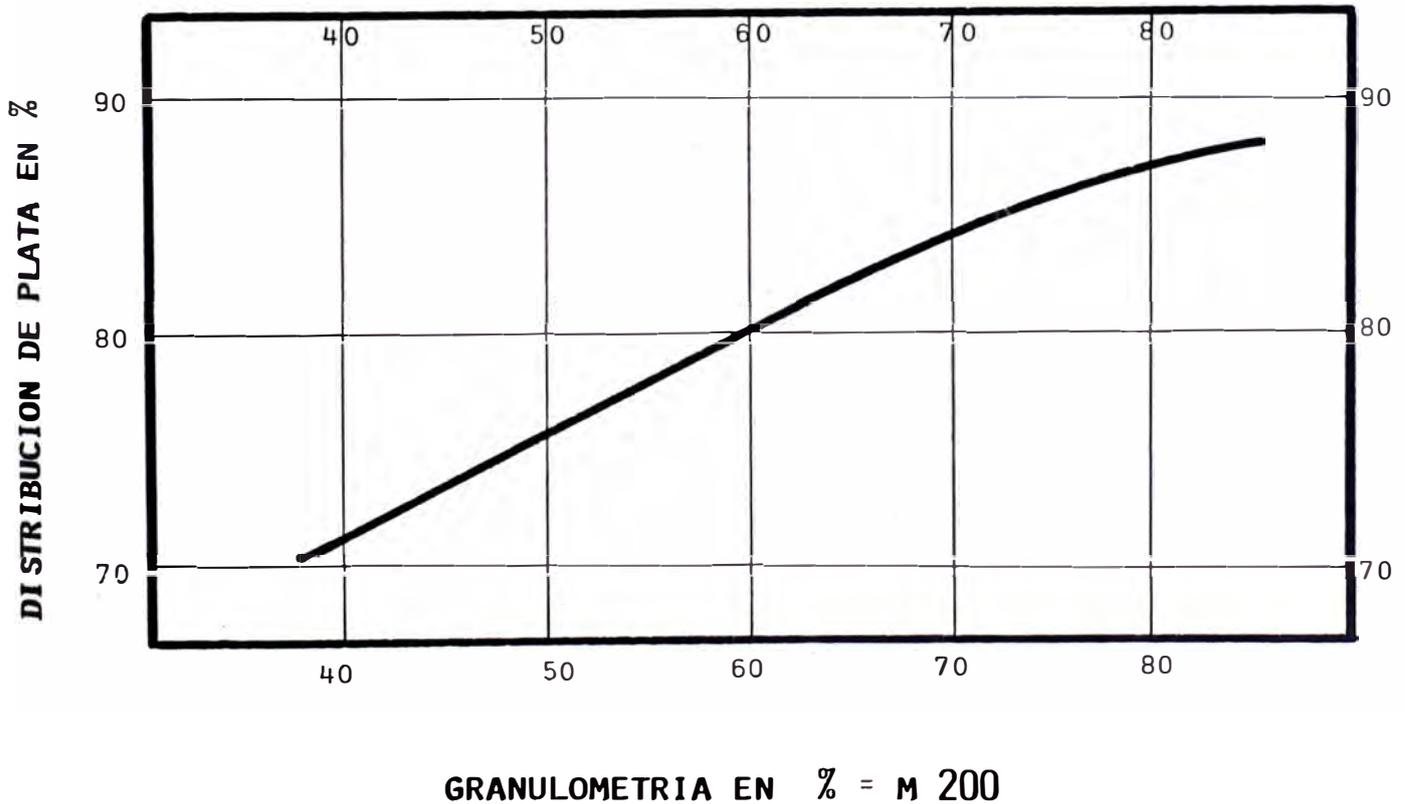
CUADRO Nº 5,6

INFLUENCIA DE LA GRANULOMETRIA EN LAS RECUPERACIONES

RESULTADOS BALANCE Y DISTRIBUCION

PRUEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYO Ag(Kg/Tm)	DISTRIBUC. Ag(%)	GRANULOMET. % - m 200
1	CONC	1,63	13,094	73,60	46,00
	COLAS	98,37	0,081	26,40	
	CAB	100,00	0,302	100,00	
2	CONC	2,00	13,632	81,15	63,00
	COLAS	98,00	0,065	18,85	
	CAB	100,00	0,337	100,00	
3	CONC	2,53	13,468	86,60	79,00
	COLAS	97,47	0,053	13,40	
	CAB	100,00	0,384	100,00	

GRAFICO Nº 5,5



ANALISIS

- La variable granulometria, tiene gran importancia en el proceso, pues es conocido que si la liberación del elemento valioso (en este caso plata), fuera muy pobre, tendríamos una baja recuperación, como se vera en la prueba N° 1.
- Por el contrario, si hubiera un exceso de liberación, también se tendría una baja recuperación, puesto que las lamas interfieren negativamente en el proceso de flotación. Esto último no se observa en el gráfico, por que no se ha tomado un valor excesivo de la molienda.
- Si hacemos una comparación de la recuperación de las pruebas N° 1 y N° 2, observaremos que para un incremento de la molienda de 46.0% - m 200 a 63.0% - m 200, la recuperación aumenta en 8.0%. En cambio, para las pruebas N°2 y N°3, el incremento de molienda de 63.0% - m 200 a 79.0% - m200 arroja un incremento de la recuperación de 5.0 %. Esto indica, que conforme aumenta la liberación , la recuperación también va aumentando, pero cada vez en menor grado.
- En consecuencia esta variable gravita fundamentalmente en el objetivo que se persigue, determinándose de las pruebas preliminares como niveles mínimos y máximos los comprendidos entre 66% - m200 y 85% - m 200, para su aplicación al diseño experimental.

AEROFLOAT 242,

- Las pruebas preliminares de flotación, para un primer análisis de esta variable, siguen las mismas condiciones de operación que se aplicaron a las pruebas del análisis del pH. Por lo tanto no

vamos a volver a repetir las, y solo vamos a dejar establecido que el único cambio, radica en la dosificación del aerofloat 242, siendo de 5.1 gr/Tm , 15.5 gr/Tm y 25.7 gr/Tm, para las pruebas 1, 2 y 3 respectivamente.

- Los resultados, balance y distribución de estas pruebas se muestran en el cuadro N° 5.7 y sus valores se registran en el gráfico N° 5.6.

ANALISIS.

- Esta variable quedó definida en el acápite 3.7.3 del capítulo III, en donde se pudo comprobar que el aerofloat 242 era suficiente para alcanzar recuperaciones que tranquilamente llegarán al 90%. De acuerdo al gráfico N° 5.6, se observa que las recuperaciones aumentan en función directa con la dosificación de reactivos.
- Esto indica que a mayor dosificación del promotor, mayor es la recuperación de los sulfuros de plata,
- A pesar que la observación anterior es cierta, también se observa que existe una relación inversa de la recuperación de plata con respecto a la ley del concentrado (ver cuadro N° 5.7), ya que mientras aumenta la recuperación de plata, simultáneamente disminuye la ley del concentrado.
- De acuerdo a la importancia de la variable y de los resultados de las pruebas de flotación, se estableció que los niveles mínimos y máximos estarían comprendidos entre 15 gr/Tm y 50 gr/Tm, para su aplicación al diseño experimental.

TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO,

Al igual que para las pruebas anteriores, para esta variable se siguió la misma metodología de

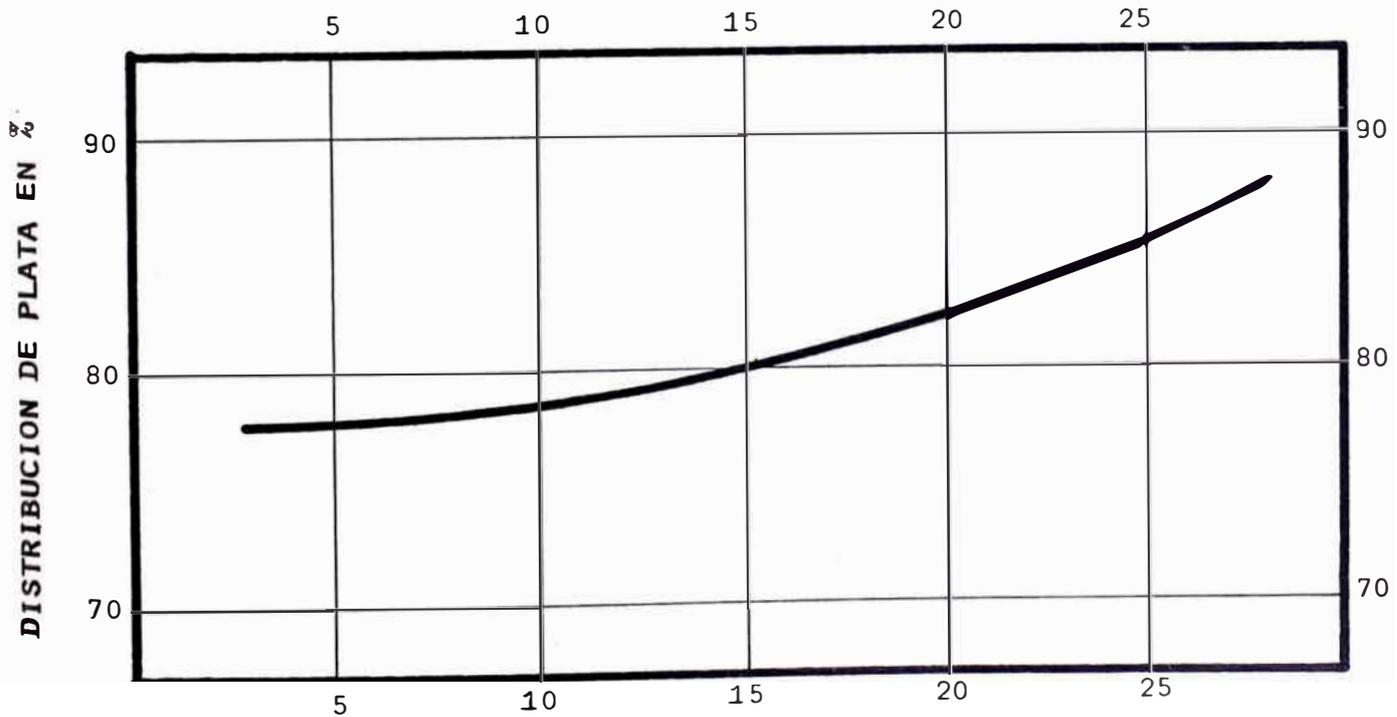
CUADRO No 5,7

INFLUENCIA DEL PROMOTOR A-242 EN LAS RECUPERACIONES

RESULTADOS: BALANCE Y DISTRIBUCION

PRUEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYO Ag(Kg/Tm)	DISTRIBUC Ag. %	DOSIFICAC. A-242(gr/T)
1	CONC	1.40	18.102	77.60	5.144
	COLAS	98.60	0.074	22.40	
	CAB	100.00	0.324	100.00	
2	CONC	1.96	13.041	80.50	15.482
	COLAS	98.04	0.065	19.50	
	CAB	100.00	0.325	100.00	
3	CONC	2.31	11.506	85.64	25.720
	COLAS	97.69	0.046	14.36	
	CAB	100.00	0.311	100.00	

GRAFICO No 5.6



DOSIFICACION DE A-242 EN GR/TM

OPERACIÓN, considerando los valores de 5, 15 y 25 minutos, para el tiempo de acondicionamiento de las pruebas 1, 2 y 3 respectivamente.

- Los resultados, balance y distribución de estas pruebas se muestran en el cuadro N° 5.8, simultáneamente se presenta la curva de distribución en función del tiempo de acondicionamiento en el gráfico N° 5.7.

ANALISIS

Esta variable es importante en el proceso de flotación, por que su función está relacionada con la absorción de los reactivos sobre la superficie del mineral.

- El gráfico N° 5.7 muestra claramente el comportamiento de la variable tiempo de acondicionamiento, en la recuperación de los sulfuros de plata, y podemos afirmar que un excesivo tiempo de acondicionamiento, no contribuye a mejorar las recuperaciones de plata, por el contrario se observa una ligera tendencia a que las recuperaciones disminuyan.
- De acuerdo a lo que observamos en el gráfico N° 5.7, respecto al comportamiento de la variable, hemos considerado como niveles mínimos y máximos a los valores 10 y 30 minutos respectivamente, para su aplicación al diseño experimental.

TIEMPO DE FLOTACION

- Para esta variable, al igual que para las anteriores, también se optaron por las mismas condiciones de operación ya establecidas para las pruebas preliminares de flotación.

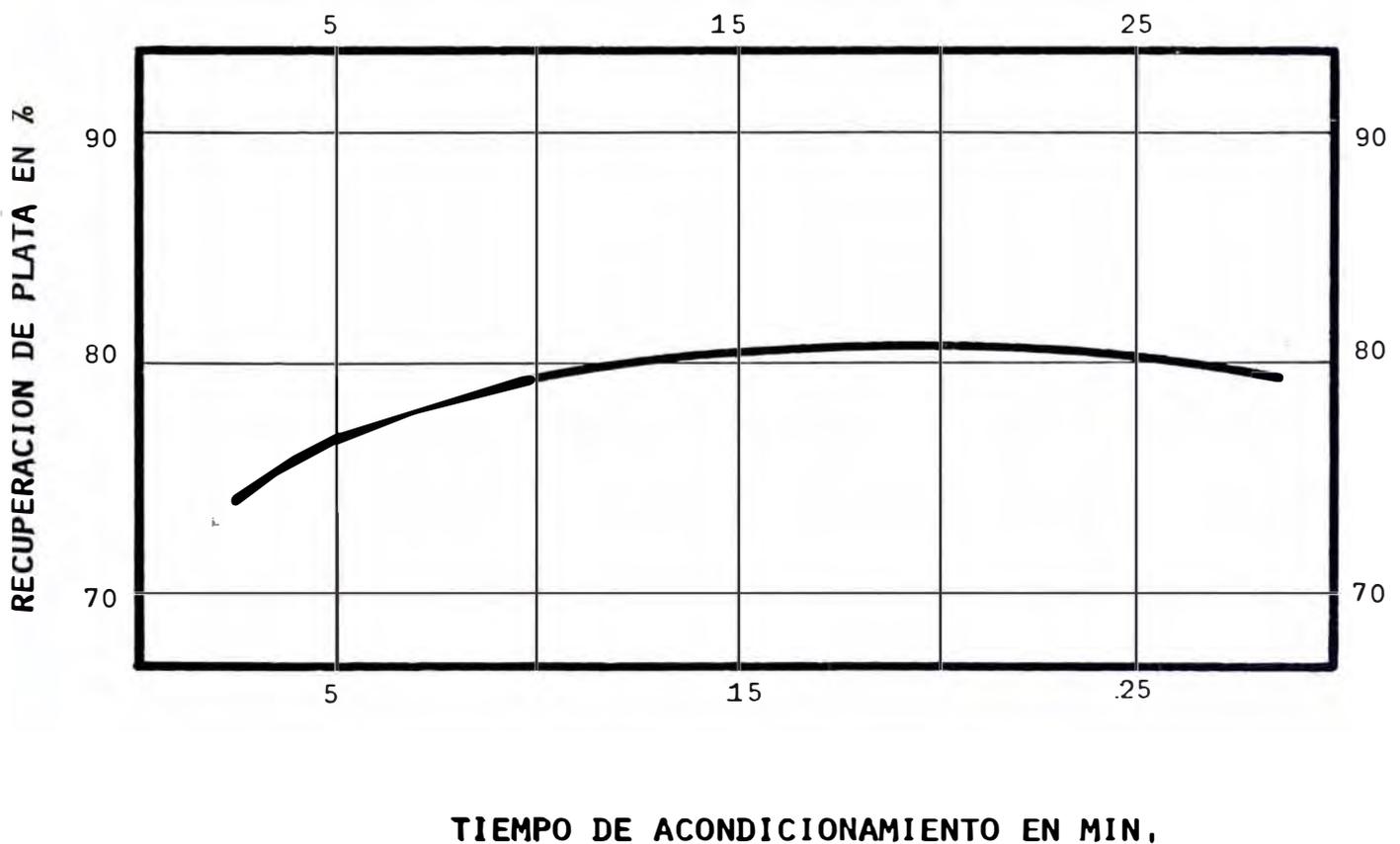
CUADRO Nº 5,8

INFLUENCIA DEL TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO EN LAS RECUPERACIONES

RESULTADOS: BALANCE Y DISTRIBUCION

PRUEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYO Ag(Kg/Tm)	DISTRIBUC Ag(%)	T. ACONDIC (min)
1	CONC	2,32	10,600	76,47	5,00
	COLAS	97,68	0,077	23,53	
	CAB	100,00	0,320	100,00	
2	CONC	1,85	13,930	80,34	15,00
	COLAS	98,15	0,064	19,66	
	CAB	100,00	0,321	100,00	
3	CONC	1,89	13,869	80,26	25,00
	COLAS	98,11	0,064	19,74	
	CAB	100,00	0,320	100,00	

GRAFICO Nº 5.7



- En éste caso particular, se trata de ver el comportamiento de esta variable en la recuperación de plata, para 3, 9 y 15 minutos respectivamente.
- Los resultados, balance y distribución de estas pruebas se muestran en el cuadro N° 5.9, al igual que el gráfico N° 5.8, en donde se observa el el comportamiento del tiempo de flotación en la recuperación de los sulfuros de plata.

ANALISIS

La variable tiempo de flotación, es de gran importancia por que nos permite saber hasta que punto es necesario flotar,

Normalmente esta variable se aplica hasta el punto en que el producto de concentración de la última celda (a nivel industrial), es de ley un poco mayor o más alta que la ley de cabeza.

- La prueba N° 1, muestra que el tiempo de flotación asumido es definitivamente un tiempo muy pequeño.

El gráfico N° 5.8 nos muestra el comportamiento del tiempo de flotación en la recuperación de los sulfuros de plata, en donde se observa que a mayor tiempo, mayor es la recuperación.

- Los resultados de estas pruebas nos dan una idea bastante clara del comportamiento de esta variable, por lo tanto consideramos que los niveles mínimo y máximo deben ser 10 y 20 minutos respectivamente, para su aplicación al diseño experimental.

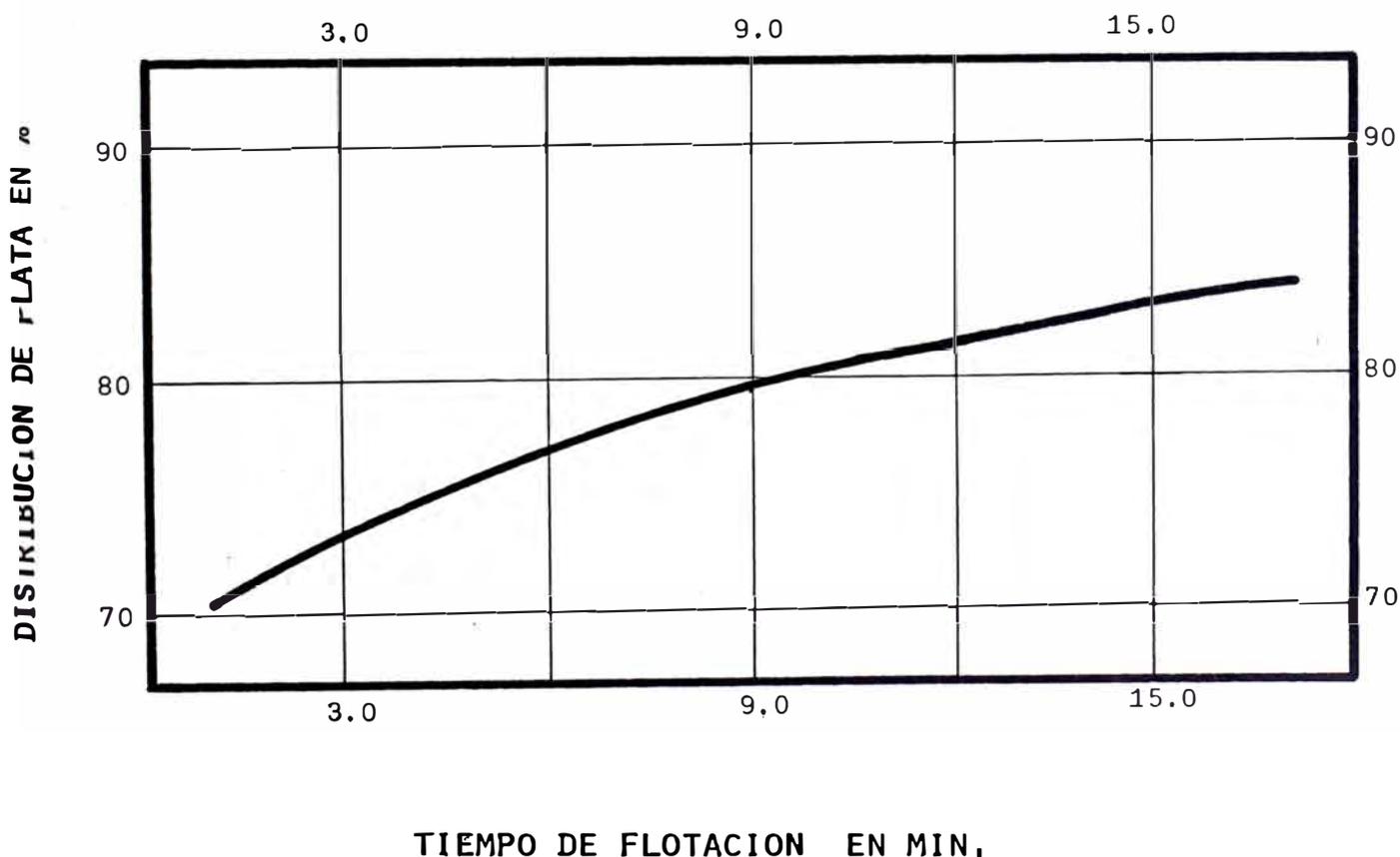
CUADRO Nº 5.9

INFLUENCIAS DEL TIEMPO DE FLOTACION EN LAS RECUPERACIONES

RESULTADOS: BALANCE Y DISTRIBUCION

PREEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYO Ag(Kg/Tm)	DISTRIBUC. Ag(%)	T.FLOTAC. Min
1	CONC	2.00	11.360	73.28	3.00
	COLAS	93.00	0.085	26.72	
	CAB	100.00	0.311	100.00	
2	CONC	2.00	11.954	79.41	9.00
	COLAS	93.00	0.064	20.59	
	CAB	100.00	0.302	100.00	
3	CONC	2.16	11.701	83.43	15.00
	COLAS	97.84	0.052	16.57	
	CAB	100.00	0.303	100.00	

GRAFICO Nº 5.8



ESPUMANTE,

- Esta variable cumple una función fundamental dentro del proceso, puesto que en su ausencia no existiría flotación.
- En el acápite 3.7.3.2 se definió que el espumante a usar, para todos los efectos sería el "MON-TANOL 300" que es el espumante que se usa en la planta.

Las condiciones de operación, en cuanto a la dosificación de este reactivo, se tomaron de la información bibliográfica, y de los reportes de flotación de planta.

- El promedio de estos datos, nos estableció que -podíamos considerar como nivel mínimo y máximo - para la aplicación al diseño experimental, entre 10 grs/Tm y 20 grs/Tm que equivalen aproximadamente a 2 y 3 gotas respectivamente de una aguja hipodérmica.
- Posteriormente se observó a nivel de laboratorio que con una dosificación de 2 gotas de espumante era suficiente para la prueba de flotación tipo **Bach**,
- En conclusión, con el análisis de esta variable y de los anteriores, podemos comenzar a desarrollar los diseños experimentales, que son materia del siguiente acápite.

5.2,3 PRIMERA SERIE DE PRUEBAS, CONDICIONES DE OPERACION, RESULTADOS DE LAS PRUEBAS, DISEÑO FACTORIAL DEL EXPERIMENTO, Y ANALISIS DE LOS RESULTADOS,

PRIMERA SERIE DE PRUEBAS.

Para esta primera serie de pruebas hemos considerado la aplicación de un diseño experimental a tres variables (Tiempo de flotación, Aerofloat 242 y Granulometría), y

que de acuerdo al diseño, el número de pruebas a realizarse queda establecido por $2^3 = 8$

CONDICIONES DE OPERACION.

Estas pruebas de flotación, deben cumplir con ciertas condiciones de operación, que exige el diseño experimental, en cuanto a las combinaciones de las variables en sus niveles mínimos y máximos.

Los niveles de cada variable, han sido determinados anteriormente y son los siguientes:

<u>VARIABLE</u>	<u>NIVEL MINIMO</u>	<u>NIVEL MAXIMO</u>
Tiempo de Flotación	10 min.	20 min.
Aerofloat 242	20 gr/Tm	50 gr/Tm
Granulometría	66% - m200	85% - m200

A su vez cada nivel de la variable tiempo de flotación se subdivide de la siguiente manera:

<u>TIEMPO DE FLOTACION</u>	<u>NIVELES</u>	
<u>TIPO DE FLOTACION</u>	<u>MINIMO</u>	<u>MAXIMO</u>
ROUGHER PRIMARIO	2 min.	3 min.
ROUGHER SECUNDARIO	3 min.	8 min.
SCAVENGER	2 min.	6 min.
CLEANER	3 min.	3 min.
	10 min.	20 min.

De igual manera la dosificación del promotor A-242 de acuerdo al punto donde se aplica, se subdivide de la siguiente manera:

AEROFLOAT 242	NIVELES	
PUNTO DE APLICACION	MINIMO	MAXIMO
ACONDICIONADOR	10 gr/Tm	20 gr/Tm
FLOT. ROUGHER SECUNDARIO	5 gr/Tm	10 gr/Tm
FLOT. SCAVENGER	5 gr/Tm	20 gr/Tm
	20 gr/Tm	50 gr/Tm

Simultáneamente, también hay que considerar - las condiciones en que van a intervenir los parámetros que permanecen constantes así como:

- Peso del mineral : 662 grs.
(Este peso es el que corresponde a una pulpa de 2 litros cuyo porcentaje de sólidos es de 27.5%).
- Como depresor se emplea el bisulfito de sodio con una dosificación de 70 gr/Tm, y cuyo punto de aplicación a escala industrial debe considerarse a la entrada del molino de bolas. A nivel de laboratorio esto se consigue con un previo acondicionamiento, considerado en la variable correspondiente.
- Como espumante se emplea el Montanol 300 en una dosificación de 3 gotas, de una jeringa hipodérmica por muestra.
- El tiempo de acondicionamiento para el depresor, bisulfito de sodio es de 10 minutos.
- La alcalinidad de la pulpa se regula con cal, y se trata de mantener en un pH = 8.0.
- A parte de estas condiciones, hay que considerar las que exige el diseño experimental y que se distribuye de la siguiente manera:

CUADRO N° 5.10

TABLA DE DISTRIBUCION

<u>PRUEBA</u>	<u>NOTACION</u>	<u>TIEMPO DE FLOTACION (min)</u>	<u>AEROFLOAT 242 (gr/TM)</u>	<u>% - ■ 200</u>
1	1	10	20	66
2	A	20	20	66
3	B	10	50	66
4	AB	20	50	66
5	C	10	20	85
6	AC	20	20	85
7	BC	10	50	85
8	ABC	20	50	85

- Considerando todas las características o condiciones de operación, se realizaron esta primera serie de pruebas de flotación, cuyos resultados mostramos en el cuadro N° 5.11.

CUADRO No 5,11

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS: BALANCE Y DISTRIBUCION

PRUEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYO Ag (Kg/Tm)	DISTRIBUCION Ag (%)
1	CONCENTRADOS	1.608	10.150	74.43
	COLAS	98.392	0.057	25.57
	CAB, CALC,	100.000	0.219	100.00
2	CONCENTRADOS	1.600	10.419	73.86
	COLAS	98.400	0.060	26.14
	CAB, CALC,	100.000	0.225	100.00
3	CONCENTRADOS	2.665	6.466	78.67
	COLAS	97.335	0.048	21.33
	CAB, CALC,	100.000	0.219	100.00
4	CONCENTRADOS	3.353	5.153	80.61
	COLAS	96.647	0.043	19.39
	CAB, CALC,	100.000	0.214	100.00
5	CONCENTRADOS	3.921	11.590	87.43
	COLAS	96.079	0.068	12.57
	CAB, CALC,	100.000	0.519	100.00
6	CONCENTRADOS	3.670	12.344	90.57
	COLAS	96.330	0.049	9.43
	CAB, CALC,	100.000	0.500	100.00
7	CONCENTRADOS	5.030	9.128	91.31
	COLAS	94.970	0.046	8.69
	CAB, CALC,	100.000	0.502	100.00
8	CONCENTRADOS	4.586	9.340	89.25
	COLAS	95.414	0.057	10.75
	CAB, CALC,	100.000	0.505	100.00

DISEÑO FACTORIAL DEL EXPERIMENTO,

A manera de ejemplo vamos a explicar en forma breve, la aplicación del diseño factorial a las tres variables en estudio, con la finalidad de una mejor comprensión de las nociones fundamentales.

El cuadro N° 5.11, muestra los resultados de las pruebas de flotación de las variables ya mencionadas anteriormente, considerando los niveles mínimos y máximos que exige el diseño. En adelante estas variables las vamos a llamar de la siguiente manera:

VARIABLE	RANGO
x_1 = Tiempo de Flotación	10 a 20 min
x_2 = Aerofloat 242	20 a 50 gr/Tm
x_3 = Granulometría	66% a 85% - m 200

Luego codificando estas variables se tiene:

$$X_1 = \frac{x_1 - 15}{5}$$

$$X_2 = \frac{x_2 - 35}{15}$$

$$X_3 = \frac{x_3 - 75.5}{9.5}$$

Esta codificación nos servirá más adelante, cuando tengamos que desarrollar el modelo matemático del diseño experimental.

Seguidamente elaboramos el cuadro de análisis de YATES (cuadro N° 5.12), a partir de los resultados de la primera serie de pruebas, y damos una ligera explicación de la forma como se elabora.

CUADRO N° 5,12

ANALISIS DE YATES

PRUEBA	NOTACION	RESULTADO	I	II	III	IV	V
1	1	Y_1	74.43	148.29	307.57	666.13	
2	a	Y_2	73.86	159.28	358.56	2.45	0.7503
3	b	Y_3	78.67	178.00	1.37	13.55	22.9503
4	ab	Y_4	80.61	180.56	1.08	- 2.69	0.9045
5	c	Y_5	87.43	- 0.57	10.99	50.99	324.9975
6	ac	Y_6	90.57	1.94	2.56	- 0.29	0.0105
7	bc	Y_7	91.31	3.14	2.51	- 8.43	8.8831
8	abc	Y_8	89.25	- 2.06	5.20	- 7.71	7.4305
			<u>666.13</u>				<u>365.9267</u>

Explicacion:

La columna I sencillamente son las respuestas del diseño. La columna II se deriva de la primera, sumando las respuestas por pares, así: 1 + a, b + ab, c + ac, etc. y luego sustrayendo el primero del segundo por pares de la siguiente manera: a - 1, ab - b, ac - c, etc. La columna III se deriva de la misma manera usando los datos de la columna II. La columna IV se deriva en forma similar, tomando los datos de la columna III.

Para comprobar si es correcto el análisis de YATES se deben cumplir dos cosas.

1°.- Que las sumas de las respuestas ($\sum y$) debe ser igual al primer número que aparece en la columna IV, tal como se observa en el cuadro N° 5.12, la sumatoria de la columna I (666.13), es idéntico al primer valor de la columna IV.

2°.- Que la $\sum y^2 - \frac{(\sum y)^2}{2n}$ debe ser igual a la sumatoria de la columna V. En efecto esto se ha comprobado en nuestro caso:

Cuyos coeficientes son;

$$b_0 = \frac{\Sigma Y}{8} = \frac{666,13}{8} = 83,26625$$

$$b_1 = 1/2 \text{ efecto A} = \frac{0,6125}{2} = 0,30625$$

$$b_2 = 1/2 \text{ efecto B} = \frac{3,3875}{2} = 1,69375$$

$$b_3 = 1/2 \text{ efecto C} = \frac{12,7475}{2} = 6,37375$$

Luego sustituyendo el valor de los coeficientes y las variables codificadas en la ecuación XI se tendrá:

$$Y = 83,2662 + 0,3062 \left(\frac{x_1 - 15}{5} \right) + 1,6937 \left(\frac{x_2 - 35}{15} \right) + 6,3737 \left(\frac{x_3 - 75,5}{9,5} \right)$$

Ordenando la ecuación en forma lineal se tiene:

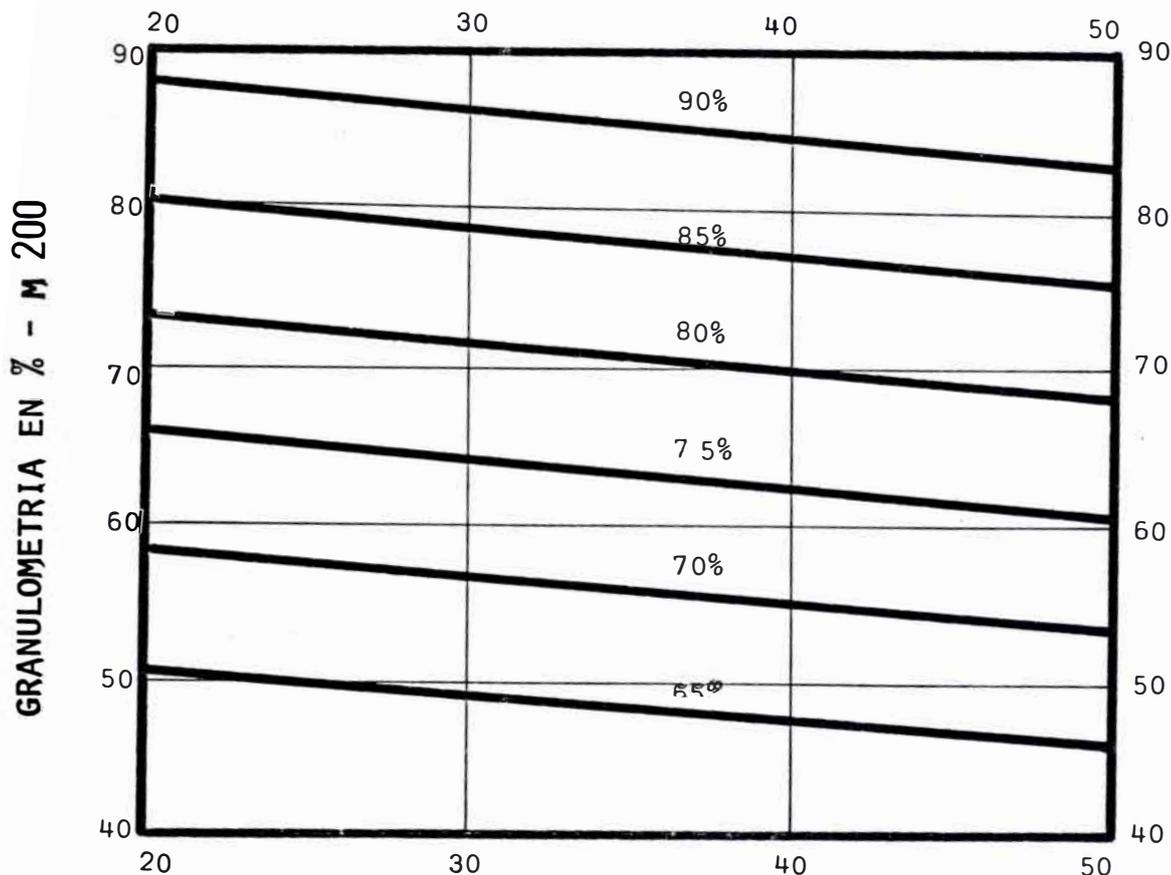
$$Y = 0,06124(x_1) + 0,112913(x_2) + 0,67091(x_3) + 277415 \quad \text{XIII}$$

La ecuación XIII, nos permite encontrar la recuperación por cálculo, para cada uno de los niveles y poder elaborar una tabla de resultados (cuadro 5.13), que nos permite definir si el modelo lineal es satisfactorio o si es necesario realizar una investigación mas profunda.

De igual manera se ha realizado el cálculo para determinar el comportamiento de las variables en la ley de los concentrados y cuyos resultados se muestran en el cuadro N° 5.14.

Una forma objetiva de observar el comportamiento de estas variables, tanto en la recuperación de los sulfuros de plata, como en las leyes de los concentrados es el que se muestra en los gráficos N° 5.9 y 5.10.

GRAFICO No 5,9

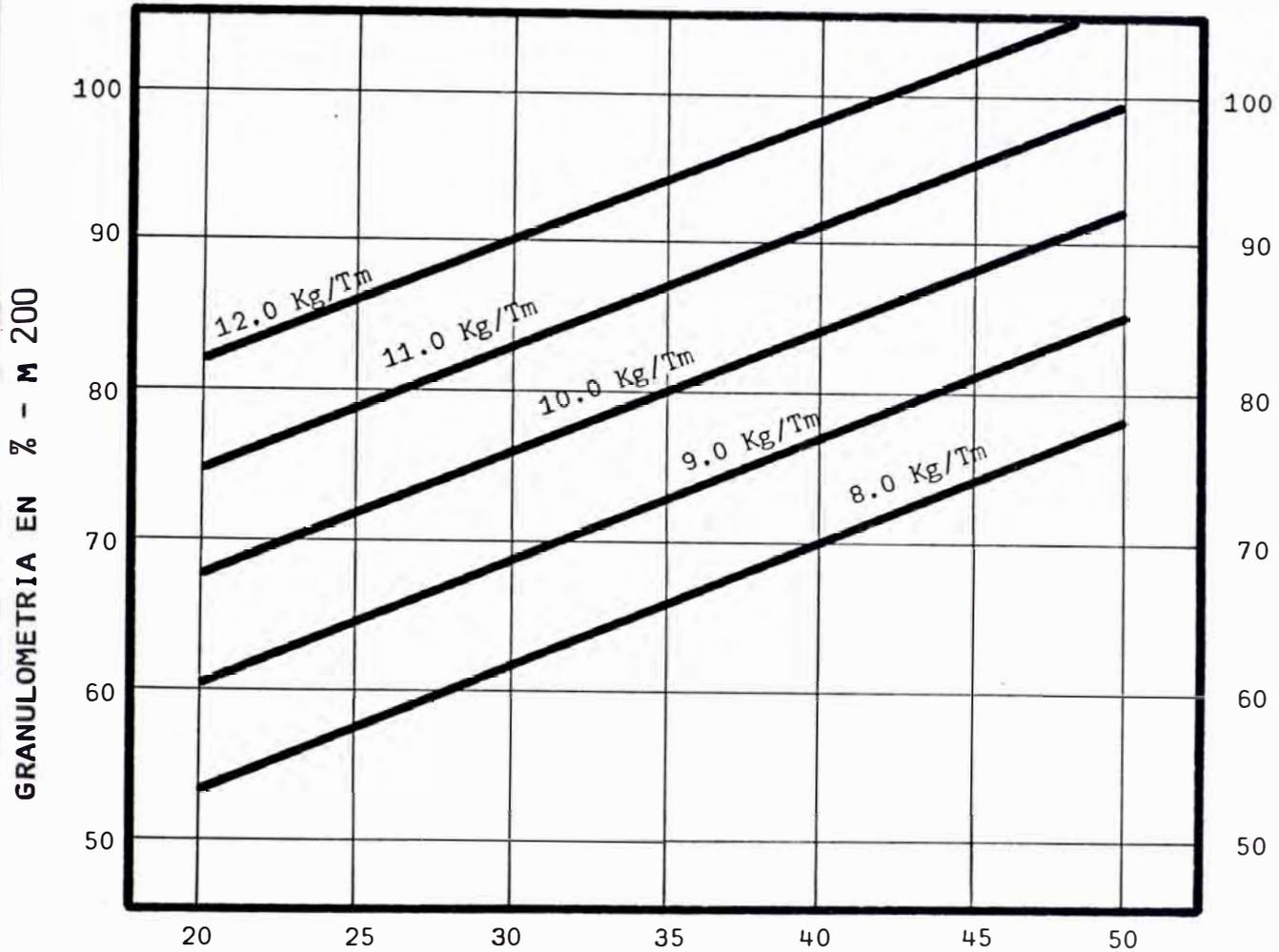


A-242

DOSIFICACION DEL PROMOTOR

El Gráfico muestra el comportamiento de las recuperaciones en función del promotor A-242 y de la Granulometría considerando constante el tiempo de flotación en 15 min.

GRAFICO No 5.10



DOSIFICACION DE AEROFLOAT 242

El Gráfico muestra la variación de las Leyes de Concentrado en función del Promotor A-242 y la Granulometria considerando constante el tiempo de Flotación en 15 minutos.

ANALISIS COMPARATIVOS DE LOS RESULTADOS,

La aplicación del diseño factorial a los resultados de esta serie nos ha permitido encontrar los efectos de las variables en estudio, tanto para la recuperación como para las leyes de concentrados, cuyos cuadros siguientes muestran en resumen los resultados obtenidos.

CUADRO Nº 5,13

TABLA DE RESULTADOS RESPECTO A LA RECUPERACION DE LOS SULFUROS DE PLATA

PRUEBA	NOTAC.	T.F.	A-242	%m 200	RECUPERACION		EFECTO	DISCREP.
					EXPERIM.	CALCUL.		
1	1	10	20	66	73.43	74.89		0.46
2	a	20	20	66	73.86	75.50	0.6125	1.64
3	b	10	50	66	78.67	78.28	3.3875	-0.39
4	ab	20	50	66	80.61	78.89	-0.6725	-1.72
5	c	10	20	85	87.43	87.64	12.7475	0.21
6	ac	20	20	85	90.57	88.25	-0.0725	-2.32
7	bc	10	50	85	91.31	91.03	-2.1075	-0.28
8	abc	20	50	85	89.25	91.64	-1.9275	2.39

CUADRO N° 5,14

**TABLA DE RESULTADOS RESPECTO A LAS
LEYES DE LOS CONCENTRADOS,**

<u>PRUEBA</u>	<u>NOTAC.</u>	<u>T.F.</u>	<u>A-242</u>	<u>%-m 200</u>	<u>LEY DE CONCENT.</u>		<u>EFECTO</u>	<u>DISCREP.</u>
					<u>EXPERIM.</u>	<u>CALCUL.</u>		
1	1	10	20	66	10.150	9.731		-0.419
2	a	20	20	66	10.419	9.836	0.1055	-0.583
3	b	10	50	66	6.466	6.252	-3.479	-0.214
4	ab	20	50	66	5.153	6.357	-0.405	1.204
5	c	10	20	85	11.590	12.408	2,678	0.818
6	ac	20	20	85	12.344	12.513	0,627	0.169
7	bc	10	50	85	9.128	8.929	0.996	-0.199
8	abc	20	50	85	9.840	9.034	0,384	-0.806

Los resultados mostrados en la tabla N° 5.13, resaltan la recuperación de los sulfuros de plata expresada en porcentaje, siendo ésta, la finalidad principal que se persigue con este estudio.

También muestra los efectos de las variables derivadas del diseño experimental y finalmente una columna que muestra la discrepancia o diferencia entre el valor de la recuperación obtenida por cálculo y la obtenida por experimentación.

Paralelamente la table N° 5.14, persigue los mismos objetivos, pero desde el punto de vista de las leyes de los concentrados de este diseño experimental, y que analizaremos a continuación.

PARA LOS EFECTOS PRINCIPALES,

En esta primera serie de pruebas, el efecto "a", está representado por el incremento del tiempo de flotación. En el caso de la influencia de las variables en estudio, en la recuperación. El valor del efecto es de 0.6125, mientras que para las leyes de concentrados el valor del efecto es de 0.1055.

En ambos casos el efecto es un valor pequeño y positivo, además si se considera que estos dos casos se dan simultáneamente, podemos afirmar, que los valores considerados como límites mínimo y máximo del tiempo de flotación en este diseño experimental, trabaja en condiciones optimas dentro del proceso de flotación.

El efecto correspondiente a la variable "b" es el que está representado por el incremento de la dosificación del reactivo aerofloat 242.

En el caso de la recuperación, el efecto tiene un valor 3.3875, lo que nos indica que ésta variable, nos da un resultado esperado, por cuanto se manifiesta un aumento en las recuperaciones (ver pruebas 3, 4, 7 y 8 del cuadro N° 5.13).

Pero esta misma variable manifiesta un efecto negativo (- 3.479) cuando se aplica el diseño experimental a las leyes de los concentrados, dando como resultado que el incremento del promotor 242 produce una disminución de las leyes. Por lo tanto sería recomendable que se considere el nivel inferior del promotor 242 para su aplicación en el proceso. (pruebas 1, 2, 5 y 6 del cuadro N° 5.14).

En consecuencia el incremento del aerofloat 242 es positivo para la recuperación de los sulfu-

ros de plata, pero es negativo para las leyes de los concentrados,

El incremento de la granulometría, está representada por la variable "c", cuyo efecto tiene un valor de 12.7475 para la recuperación, manifestando una gran influencia de esta variable que se traduce en los mejores resultados de las cuatro (4) últimas pruebas del cuadro N° 5.13 cuyo nivel máximo de granulometría es 85% - m 200.

El efecto de esta misma variable para las leyes de los concentrados es de 2.678, lo cual está confirmando que el incremento del grado de molienda es favorable al proceso; en consecuencia se debe trabajar en el nivel máximo de esta variable para obtener buenos resultados (ver pruebas 5 y 6 del cuadro N° 5.14),

PARA LAS INTERACCIONES DE LAS VARIABLES,

Las interacciones "ab" y "ac", presentan en ambos casos (recuperaciones y leyes de concentrados), valores pequeños de los efectos, siendo algunos de ellos negativos, pero sin trascendencia. Por lo tanto se puede considerar que los niveles de trabajo considerado son los óptimos dentro del proceso.

Cabe destacar que la prueba N°6 en donde interviene la interacción ac da los mejores resultados para una granulometría y tiempo de flotación en su nivel máximo y el aerofloat 242 en su nivel mínimo.

Las interacciones "bc" y "abc" manifiestan efectos negativos para la recuperación (- 2.1075 y - 1.9275), respectivamente, lo que nos hace pensar que el nivel máximo tomado, no favorece el proceso

en consecuencia se debe trabajar con los niveles mínimos. En cambio, estas mismas interacciones, para las leyes de concentrado presentan efectos positivos, pero pequeños (0.996 y 0.384), ver cuadro - N° 5.14.

Lo que indica que los niveles considerados en el estudio están dentro del rango óptimo.

Vemos que aparentemente existe una contradicción y que es necesario esperar a ver como se desarrolla la investigación, para determinar las mejores condiciones.

Se podría determinar con este análisis, el punto más óptimo para cada variable pero observamos en la columna de discrepancia que hay valores de - 2.32 (prueba N° 6) y también valores de + 2.39 (prueba 8).

Esto está indicado que el modelo matemático aplicado para el estudio experimental de estas variables no es el más apropiado, por las deficiencias que muestra, en consecuencia al finalizar la segunda serie de pruebas, determinaremos cuales son las variables más influyentes y aplicaremos un diseño experimental hexagonal que es mucho más completo.

5,2,4. SEGUNDA SERIE DE PRUEBAS, CONDICIONES DE OPERACION RESULTADOS DE LAS PRUEBAS, DISEÑO FACTORIAL Y ANALISIS DE LOS RESULTADOS,

SEGUNDA SERIE DE PRUEBAS,

Para esta segunda serie de pruebas de flotación, el diseño factorial se aplica a las siguientes variables, tiempo de acondi-

cionamiento, dosificación del reactivo Aerofloat 242 y dosificación del espumante Montanol 300. El número de pruebas a realizarse está determinado por $2^3 = 8$ pruebas.

CONDICIONES DE OPERACION

Al igual que en la serie anterior, estas pruebas también deben cumplir con las condiciones de operación que exige el diseño experimental, respecto a sus niveles mínimos y máximos.

Estas variables, así como sus niveles ya han sido determinados con anterioridad y son los siguientes :

<u>VARIABLE</u>	<u>NIVEL MIN.</u>	<u>NIVEL MAX.</u>
- Tiempo de acondicionamiento	10 min	30 min
- Aerofloat 242	15 gr/Tm	45 gr/Tm
- Espumante	2 gotas	3 gotas

A su vez la variable tiempo de acondicionamiento se subdivide de la siguiente manera:

<u>TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO</u>	<u>NIVELES</u>	
	<u>MINIMO</u>	<u>MAXIMO</u>
- Depresor	4 min	10 min
- Flotación Rougher	3 min	10 min
- Flotación Scavenger	3 min	10 min

Para el promotor, Aerofloat 242, de acuerdo a su punto de aplicación se subdivide de la siguiente manera:

AEROFLOAT 242 <u>PUNTO DE APLICACION</u>	<u>NIVELES</u>	
	<u>MINIMO</u>	<u>MAXIMO</u>
Acondicionador	10	30
Flotación Scavenger	5	15

El espumante se subdivide en forma similar.

ESPUMANTE (MONTANOL 300) <u>PUNTO DE APLICACION</u>	<u>NIVELES</u>	
	<u>MINIMO</u>	<u>MAXIMO</u>
Acondicionador	1 gota	2 gotas
Flotación Scavenger	1 gota	1 gota

En esta serie los parámetros que permanecen constantes son:

- Peso del mineral : 662 grs.
- Bisulfito de sodio : 70 gr/Tm
- pH : 8.0
- Tiempo de Flotación : 15 min
- % de sólidos : 27.5 %
- Granulometría : 69 % - m 200

- Además se consideran las condiciones que exige el diseño experimental, que se muestran en el cuadro N° 5.14.

CUADRO N° 5,15

TABLA DE DISTRIBUCION

PRUEBA	NOTACION	TIEMPO ACONDICIONA. MIN	AEROFLOAT 242 gr/Tm	ESPUMANTE gotas
1	1	10	15	2
2	a	30	15	2
3	b	10	45	2
4	ab	30	45	2
5	c	10	15	3
6	ac	30	15	3
7	bc	10	45	3
8	abc	30	45	3

La metodología para realizar las pruebas de flotación de esta segunda serie, es la misma que la empleada en las pruebas anteriores, por lo tanto no se volverá a insistir en lo mismo.

Teniendo en cuenta, las condiciones antes mencionadas, esta segunda serie arroja los resultados que se muestran en el cuadro N° 5.15

CUADRO N° 5,16

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS; BALANCE Y DISTRIBUCION

PRUEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYO Ag (Kg/Tm)	DISTRIBUCION Ag (%)
1	CONCENTRADO	0,987	17,604	81,45
	COLAS	99,013	0,040	18,55
	CAB, CALC,	100,000	0,213	100,00
2	CONCENTRADO	0,903	20,555	82,48
	COLAS	99,092	0,040	17,52
	CAB, CALC,	100,000	0,226	100,00
3	CONCENTRADO	2,185	8,983	84,79
	COLAS	97,815	0,036	15,21
	CAB, CALC,	100,000	0,232	100,00
4	CONCENTRADO	2,233	8,835	83,49
	COLAS	97,762	0,040	16,51
	CAB, CALC,	100,000	0,237	100,00
5	CONCENTRADO	1,392	13,661	81,91
	COLAS	98,608	0,043	18,09
	CAB, CALC,	100,000	0,232	100,00
6	CONCENTRADO	1,142	16,289	79,67
	COLAS	98,858	0,048	20,33
	CAB, CALC,	100,000	0,233	100,00
7	CONCENTRADO	2,67	7,771	86,49
	COLAS	97,33	0,033	13,51
	CAB, CALC,	100,00	0,240	100,00
8	CONCENTRADO	2,224	8,924	83,54
	COLAS	97,776	0,040	16,46
	CAB, CALC,	100,000	0,238	100,00

DISEÑO FACTORIAL DEL EXPERIMENTO.

La aplicación del diseño factorial a esta segunda serie de pruebas, tiene el mismo mecanismo de la serie anterior, por lo tanto solo especificaremos los resultados obtenidos para los efectos de las variables.

Como en el caso anterior el diseño experimental se ha aplicado, tanto a las recuperaciones de los sulfuros de plata, como a las leyes de los concentrados, para luego hacer una comparación entre ellos,

La tabla N° 5.17, resulta la recuperación de los sulfuros de plata y los efectos de las variables en estudio. De igual manera la tabla N° 5.18 resalta las leyes de los concentrados y sus correspondientes efectos.

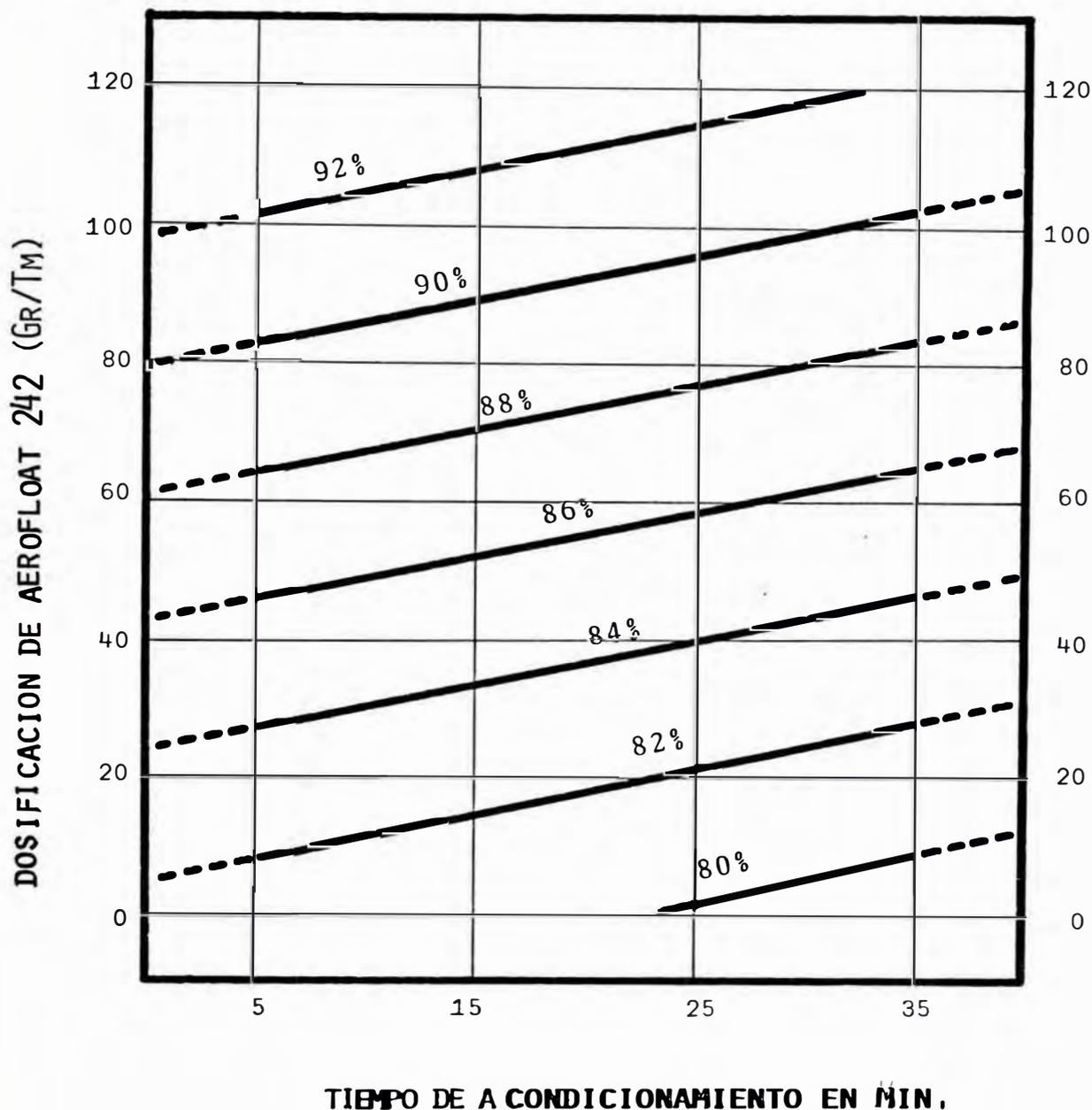
Para tener una mayor comprensión del comportamiento de estas variables, tanto de la recuperación de los sulfuros, como de las leyes de los concentrados se presentan los gráficos N° 5.11 y 5.12.

ANALISIS COMPARATIVO DE LOS RESULTADOS.

En esta segunda serie de pruebas de flotación, también se trata de ver cual es la influencia de las variables en estudio en la recuperación de los sulfuros de plata y simultáneamente en las leyes de los concentrados.

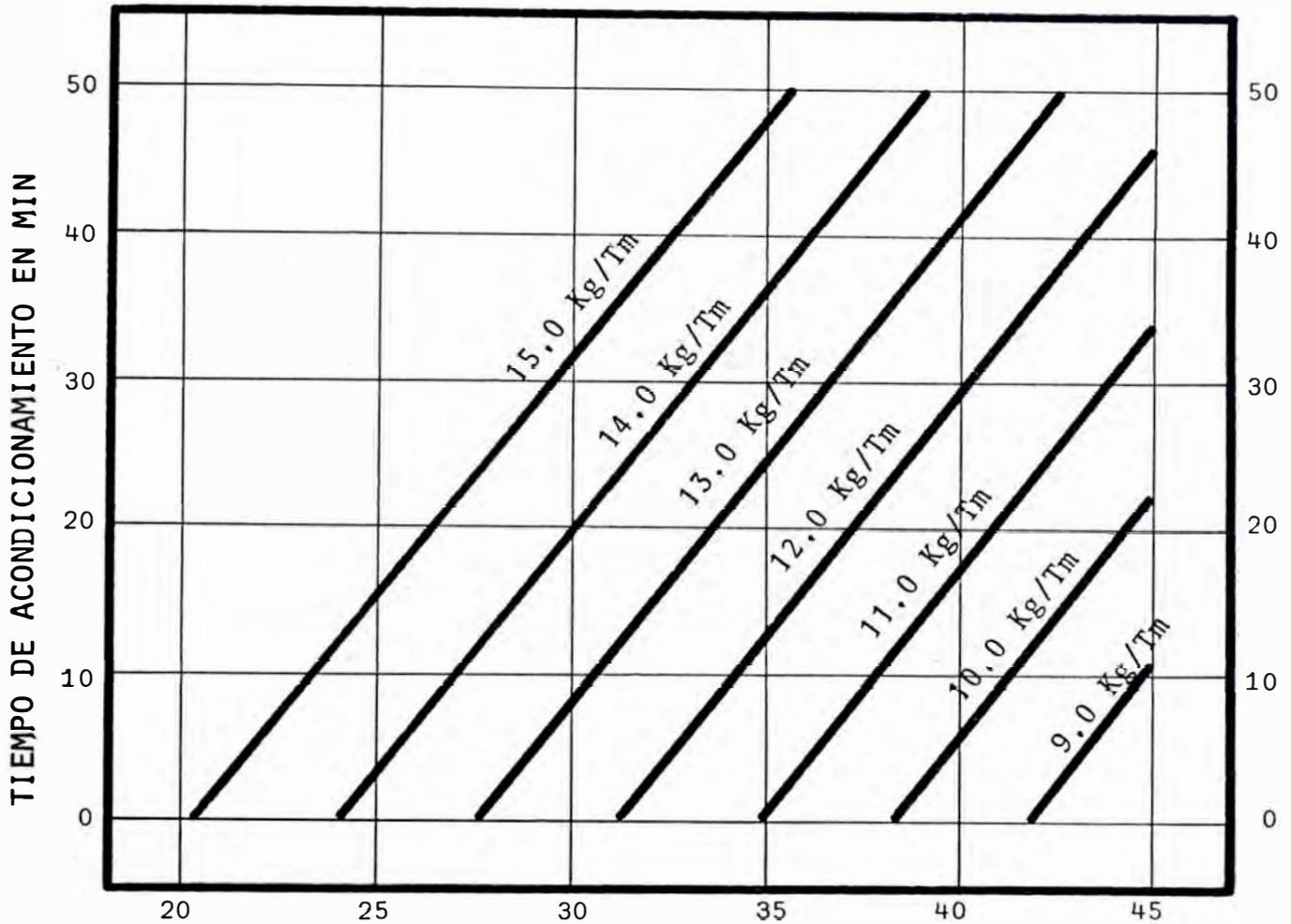
Los valores obtenidos son derivados de la aplicación del diseño experimental a estas tres variables que en resumen se muestran en los cuadros 5.17 y 5.18

GRAFICO No 5,11



EL GRAFICO MUESTRA LA VARIACION DE LA RECUPERACION DE LOS SULFUROS DE PLATA, EXPRESADA EN PORCENTAJES, EN FUNCION DEL PROMOTOR A-242 Y DEL TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO, MANTENIENDO CONSTANTE EL ESPUMANTE.

GRAFICO No 5.12



DOSIFICACION DE AEROFLOAT 242 EN GR/TM

El Gráfico muestra la variación de las Leyes de centrado (Kg/Tm), en función del Promotor A-242 y del tiempo de acondicionamiento manteniendo constante el espumante en dos gotas.

CUADRO Nº 5.17

TABLA DE RESULTADOS RESPECTO A LA RECUPERACION DE LOS SULFUROS DE PLATA.

PRUEBA	NOTACION	TIEMPO ACOND. (min)	DOSIF A-242 (gr/Tm)	ESPUMANTE (gotas)	RECUPERACIONES		EFECTO	DISCRE PANCIĀ
					EXPERIM.	CALCUL.		
1	1	10	15	2	81.45	82.14		0.685
2	a	30	15	2	82.48	80.77	-1.365	-0.710
3	b	10	45	2	84.79	85.34	3.200	0.550
4	ab	30	45	2	83.49	83.97	-0.76	0.481
5	c	10	15	3	81.91	81.99	-0.15	0.075
6	ac	30	15	3	79.67	80.62	-1.23	0.950
7	bc	10	45	3	86.49	85.20	1.025	-1.300
8	abc	30	45	3	83.54	83.82	0.405	0.280

CUADRO Nº 5.18.

TABLA DE RESULTADOS RESPECTO A LAS LEYES DE LOS CONCENTRADOS.

PRUEBA	NOTACION	TIEMPO ACOND. (min)	DOSIF A-242 (gr/Tm)	ESPUMANTE (gotas)	LEY DE CONCENT.		EFECTO	DISCRE PANCIĀ
					EXPERIM.	CALCUL.		
1	1	10	15	2	17.604	17.371		-0.233
2	a	30	15	2	20.555	19.017	1.646	-1.538
3	b	10	45	2	8.983	8.971	-8.399	-0.012
4	ab	30	45	2	8.835	10.617	-1.143	1.782
5	c	10	15	3	13.661	15.038	-2.333	1.377
6	ac	30	15	3	16.289	16.684	0.244	0.395
7	bc	10	45	3	7.771	6.638	1.771	-1.133
8	abc	30	45	3	8.924	8.284	0.406	-0.640

PARA LOS EFECTOS PRINCIPALES,

El efecto "a", representa la influencia del tiempo de acondicionamiento cuando ésta variable se incrementa.

Para el caso de las recuperaciones el efecto es negativo (- 1.365), aunque no importante, esto nos orienta a pensar que para favorecer el proceso se debe trabajar con el nivel mínimo, (pruebas 3, 5 y 7 del cuadro N° 5.17).

Paralelamente el efecto de esta misma variable aplicada a las leyes de los concentrados, da un valor positivo (1.646), que indica mejores resultados en las leyes, cuando se incrementa el tiempo de acondicionamiento (pruebas 2 y 6 del cuadro N° 5.18).

Por lo tanto un valor intermedio de los niveles de esta variable sería lo más aconsejable.

El efecto "b", representa la influencia del incremento del aerofloat 242 en el proceso de flotación.

Para el caso de las recuperaciones el efecto es positivo (+ 3.20), de lo cual se deriva que el incremento de la dosificación, también incrementa las recuperaciones. Pero paralelamente el efecto de esta misma variable aplicada a las leyes de los concentrados arroja un valor negativo (- 8.344), lo que nos hace pensar que el incremento del reactivo promotor no favorece, - muy por el contrario, perjudica el proceso de flotación y esto se observa en los resultados (pruebas 3, 4, 7 y 8 del cuadro N° 5.18).

Puesto que el efecto en este caso, manifiesta una marcada influencia negativa, es recomendable trabajar en el nivel inferior, para favorecer el proceso.

El efecto "c" es el que está referido al incremento del espumante (Montanol 300). Para el caso de las recuperaciones el valor del efecto es negativo

(- 0,15), pero su influencia es nula por su pequeño valor.

En cambio el efecto de esta misma variable aplicado a las leyes de concentrados da un valor negativo ligeramente marcado (-2,333) por lo que definimos, que el espumante debe usarse en su nivel mínimo, para favorecer los resultados.

PARA LAS INTERACCIONES DE LAS VARIABLES.

En términos generales las interacciones presentan valores pequeños de los efectos, que no manifiestan mayor influencia, ya sea para las recuperaciones, o para la ley de los concentrados.

Se observa que la prueba N° 6 en donde actúan simultáneamente el tiempo de acondicionamiento y el espumante (ac) en su nivel máximo, arroja un efecto negativo (- 1,23), para la recuperación, y para la ley de concentrados el efecto es casi nulo (0.244), lo cual nos orienta a pensar que estas variables deben trabajar en su nivel mínimo. Una consecuencia directa, es el que se manifiesta en los resultados de esta prueba, en donde si bien es cierto que se obtiene una buena ley de concentrado (16.289 kg/Tm), también es cierto que se obtiene la más baja recuperación de todas las pruebas (79.67 %).

Las interacciones "bc" y "abc" de las pruebas N° 7 y 8, presentan efectos positivos, pero no importantes ya sea para las recuperaciones o para la ley de los concentrados,

Si hacemos una comparación de estas 2 pruebas observaremos que las recuperaciones de los sulfuros de plata son bastante buenas (86.49% y 83,82%) respectivamente, pero también se observa que la ley de los con -

centrados son bastantes bajas (7.771 Kg/Tm y 8.924 kg/TM). Esto se debe básicamente a la presencia del aerofloat 242, que tiene propiedades espumantes y el montañol 300, ambos, en su máximo nivel. Provocando un exceso de espumación, que no solo ha levantado los elementos valiosos, sino también partículas estériles que contribuyen a ensuciar el concentrado y que se manifiesta en una baja ley.

Respecto a la columna de discrepancia, observamos que los valores son mínimos, lo cual indica que no hay saltos significativos, que puedan hacer pensar que el modelo matemático aplicado a esta serie, se este desviando demasiado del comportamiento real de esta serie. En consecuencia en este caso, el modelo matemático si se ajusta al comportamiento real de las variables, no siendo necesario ahondar más sobre la investigación de las mismas.

5.2,5 TERCERA SERIE DE PRUEBAS, CONDICIONES DE OPERACION, RESULTADOS DE LAS PRUEBAS, DISEÑO HEXAGONAL Y ANALISIS - DE LOS RESULTADOS,

TERCERA SERIE DE PRUEBAS,

Después de haber analizado el comportamiento de las 5 variables antes mencionadas; en la recuperación de los sulfuros de plata, llegamos a la conclusión que dos de estas variables tienen gran influencia en la recuperación de plata, y que es necesario investigar más sobre su comportamiento, para que queden ampliamente definidas,

Estas variables son; el Aerofloat 242 y la Granulometría, a las cuales les aplicaremos el diseño hexagonal, que mucho más completo y que considera nueve (9) pruebas a realizarse.

CONDICIONES DE OPERACION,

Como se mencionó anteriormente, las variables en estudio son 2 y sus rangos mínimo y máximo son los siguientes:

VARIABLE	NIVEL MINIMO	NIVEL MAXIMO
Aerofloat 242	5 gr/Tm	65 gr/Tm
Granulometría	66% - m 200	85% - m 200

Estas variables van a tener que cumplir con determinadas condiciones que establece el cuadro de distribución del diseño hexagonal, y cuyos valores deben estar comprendidos entre el nivel mínimo y máximo.

CUADRO Nº 5.19**TABLA DE DISTRIBUCION**

PRUEBA	NIVELES DEL DISEÑO		NIVELES EXPERIMENTALES	
	X_1	X_2	A-242(gr/Tm)	% - m 200
1	1.0	0.000	65	75.5
2	0.5	0.866	50	83.7
3	- 0.5	0.866	20	83.7
4	- 1.0	0.000	5	75.5
5	- 0.5	- 0.866	20	67.0
6	0.5	- 0.866	50	67.0
7	0.0	0.000	35	75.5
8	0.0	0.000	35	75.5
9	0.0	0.000	35	75.5

Simultáneamente a lo que establece el cuadro de distribución del diseño hexagonal, también hay que considerar las variables que permanecen constantes y que son las siguientes:

Peso del mineral por muestra	662 grs.
Bisulfito de sodio	70 grs/Tm
pH	8.0
Tiempo de Flotación	13.0 minutos
Tiempo de Acondicionamiento	15.0 minutos
Espumante	2 gotas
Porcentaje de sólidos	27.5 %

La metodología para realizar las pruebas de flotación de esta serie es la misma que se ha utilizado - en las pruebas anteriores y que ya es conocida.

Teniendo en cuenta todas estas condiciones se ha realizado esta tercera serie de pruebas, cuyos resultados mostramos en el cuadro N° 5.20,

DISEÑO HEXAGONAL DEL EXPERIMENTO,

Tal como se hizo en - la primera serie, al explicar la aplicación del diseño factorial, en ésta ocasión también explicaremos la a - plicación del diseño hexagonal a las dos variables en estudio en forma breve y precisa, para ilustrar mejor, las nociones fundamentales descritas anteriormente.

Las variables a estudiar en este experimento son el promotor A-242 y la granulometría; que para mayor facilidad le vamos a dar una representación simbólica.

= Consumo de A-242 (5 - 65) gr/Tm

= % - m 200 (66% - 85%)

CUADRO N^o 5,20

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS BALANCE Y DISTRIBUCION.

PRUEBA	PRODECTO	% PESO	ENSAYO Ag (Kg/Tm)	DISTRIBUCION Ag(%)
1	CONCENTRADO	5,764	6,005	89,96
	COLAS	94,236	0,041	10,04
	CAB, CALC,	100,000	0,385	100,00
2	CONCENTRADO	5,04	9,100	91,14
	COLAS	94,96	0,046	8,85
	CAB, CALC,	100,00	0,503	100,00
3	CONCENTRADO	3,92	11,600	87,43
	COLAS	96,08	0,068	12,56
	CAB, CALC,	100,00	0,519	100,00
4	CONCENTRADO	0,76	38,280	80,06
	COLAS	99,24	0,073	19,94
	CAB, CALC,	100,00	0,363	100,00
5	CONCENTRADO	1,61	10,150	74,44
	COLAS	98,39	0,057	25,56
	CAB, CALC,	100,00	0,219	100,00
6	CONCENTRADO	2,67	6,460	78,66
	COLAS	97,33	0,048	21,34
	CAB, CALC,	100,00	0,219	100,00
7	CONCENTRADO	2,31	14,001	89,69
	COLAS	97,69	0,038	10,31
	CAB, CALC,	100,00	0,360	100,00
8	CONCENTRADO	2,26	14,150	89,08
	COLAS	97,74	0,040	10,92
	CAB, CALC,	100,00	0,358	100,00
9	CONCENTRADO	2,49	13,274	90,89
	COLAS	97,51	0,034	9,11
	CAB, CALC,	100,00	0,364	100,00

Tomando como base la tabla o cuadro N° 5.21 construímos el cuadro N° 5.22 que se presenta a continuación.

CUADRO N° 5.22,

X_1Y	X_2Y	X_1^2Y	X_2^2Y	X_1X_2Y
89,960	0.000	89.960	0.000	0,000
45,570	78,927	22,785	68,355	39,464
- 43,715	75,714	21,857	65,572	- 37,857
- 80,060	0.000	80,060	0,000	0,000
- 37,220	- 64,465	18,610	55,830	32,233
39,330	- 68,119	19,665	58,995	- 34,060
13,865	22,057	252,937	248,752	- 0,220

En resumen se tiene:

$$\begin{aligned} \Sigma Y &= 771,35 & \Sigma X_1^2 Y &= 252,937 \\ \Sigma X_1 Y &= 13,865 & \Sigma X_2^2 Y &= 248,752 \\ \Sigma X_2 Y &= 22,057 & \Sigma X_1 X_2 Y &= - 0,220 \end{aligned}$$

Con estos datos, ya es posible determinar los coeficientes de la ecuación XII, de la siguiente manera:

$$\begin{aligned} b_0 &= 1/3 \left[\Sigma Y - \Sigma X_1^2 Y - \Sigma X_2^2 Y \right] \\ &= 1/3 \quad 771,35 - 252,937 - 248,752 = 89,887 \end{aligned}$$

$$b_1 = 1/3 \quad \Sigma X_1 Y = 1/3(13,865) = 4,622$$

$$b_2 = 1/3 \quad \Sigma X_2 Y = 1/3(22,057) = 7,352$$

$$\begin{aligned} b_{11} &= 1/3 \left[-\Sigma Y + 2,5(\Sigma X_1^2 Y) + 0,5(\Sigma X_2^2 Y) \right] \\ &= 1/3 \quad - 771,35 + 2,5(252,937) + 0,5(2,48,752) = \\ &= - 4,877 \end{aligned}$$

$$b_{22} = 1/3 \left[- \Sigma Y + 0.5(\Sigma X_1^2 Y) + 2.5(\Sigma X_1^2 Y) \right]$$

$$= 1/3 \quad - 771.35 + 0.5(252.937) + 2.5(248.752) = - 7.667$$

$$b_{12} = 4/3 (\Sigma X_1 X_2 Y) = 4/3 (- 0.22) = - 0.293$$

En consecuencia, si sustituimos el valor de cada coeficiente hallado en la ecuación XII, se tendrá la siguiente expresión:

$$Y = 90.054 + 4.622 X_1 + 7.352 X_2 - 5.044 X_2^2 - 0.293 X_1 X_2$$

que al sustituir la variable cifrada y simplificar la expresión se tendrá:

$$Y = 89.887 + 4.622 \left(\frac{A - 242}{30} \right) + 7.352 \left(\frac{\% - m - 200}{9.5} \right) -$$

$$- 4.877 \left(\frac{A - 242}{30} \right)^2 - 7.667 \left(\frac{\% - m - 200}{9.5} \right) -$$

$$- 0.293 \left(\frac{A - 242}{30} \right) \left(\frac{\% - m - 200}{9.5} \right)$$

finalmente si hacemos un cambio de variable y consideramos:

$$A = \text{promotor } A-242$$

$$B = \% - m - 200$$

La expresión quedará de la siguiente manera:

$$Y = 0.611(A) + 13.6378(B) - 0.00542(A)^2 - 0.0849(B)^2 - 0.001(A)(B)$$

$$- 467.5418$$

Con esta ecuación hallamos el valor de la recuperación por cálculo, para cada una de las condiciones de las nueve pruebas, y elaboramos una tabla de discrepancia. N° 5,23.

Esta ecuación también nos permite graficar el comportamiento del promotor y la granulometría en la recuperación de los sulfuros de plata, tal como lo mostramos en el gráfico N° 5.13

CUADRO N° 5,23

TABLA DE DISCREPANCIA

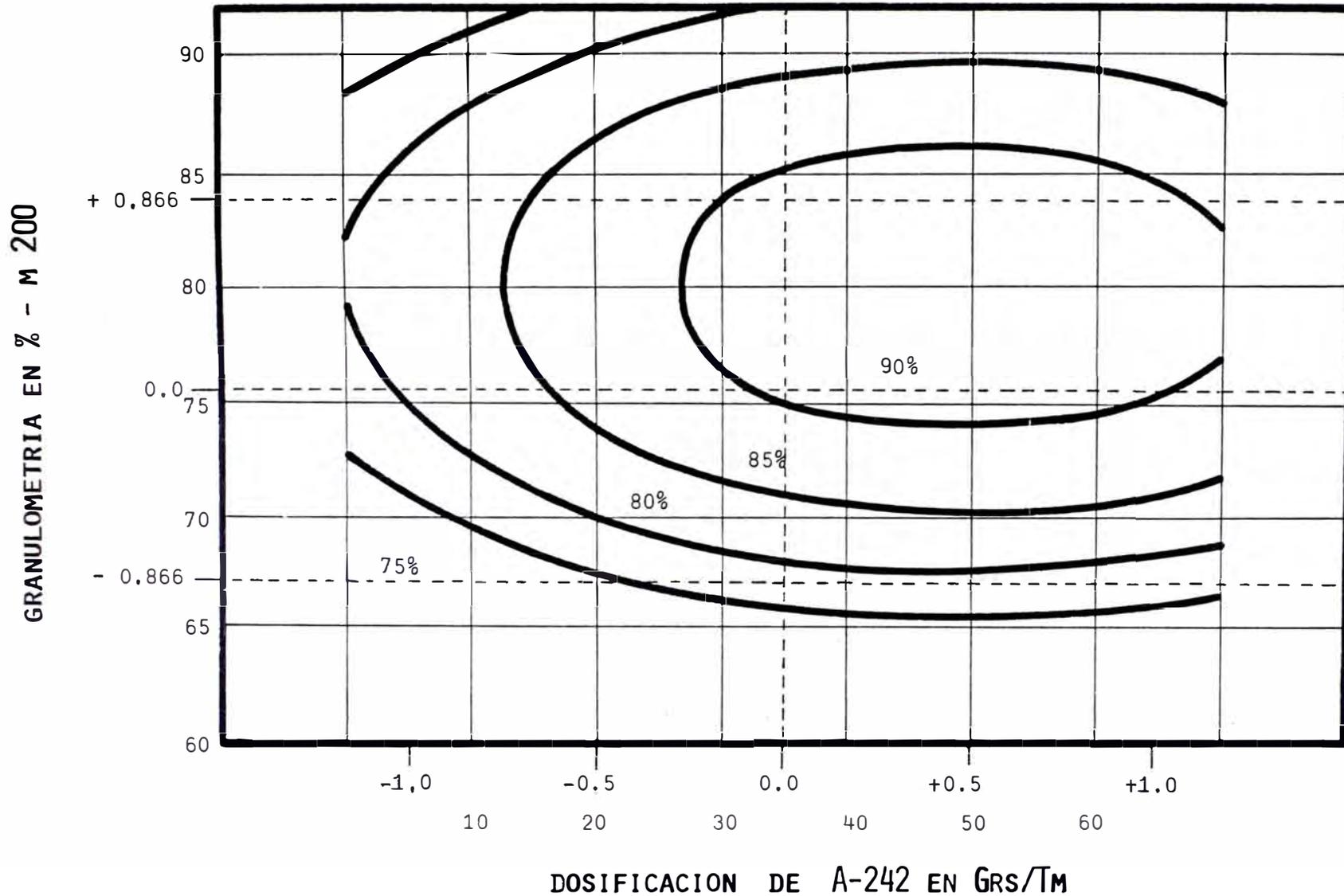
N°	Y (EXPERIMENTAL)	Y (CALCULADO)	DISCREPANCIA	A-242	%-m200
1	89.96	90.06	0.10	65	75.5
2	91.14	91.97	0.83	50	83.7
3	87.43	87.54	0.11	20	83.7
4	80.06	80.70	0.64	5	75.5
5	74.44	73.85	- 0.59	20	67.0
6	78.66	78.72	0.06	50	67.0
7	89.69	90.26	0.57	35	75.5
8	89.08	90.26	1.18	35	75.5
9	90.89	90.26	- 0.63	35	75.5

ANALISIS DE LOS RESULTADOS.

Si observamos los resultados de las pruebas experimentales del diseño hexagonal y vemos que los resultados de las recuperaciones han mejorado notablemente, con respecto a los resultados de los factoriales.

Por ejemplo se observa que en las pruebas 1 y 2 del cuadro 5.20 se obtienen recuperaciones de 89.96% y 91.14% respectivamente; pero simultáneamente se observa también una baja ley de concentrado, debido a la alta dosificación del promotor A-242.

GRAFICO No 5.13



LAS CURVAS MUESTRAN EL COMPORTAMIENTO DE LAS RECUPERACIONES EN FUNCION DE LAS DOS VARIABLES QUE MAYOR INFLUENCIA TIENEN EN EL PROCESO, COMO LA GRANULOMETRIA Y LA DOSIFICACION DEL PROMOTOR,

En cambio las 3 últimas pruebas arrojan alto valor de la recuperación (alrededor del 90%), con una buena ley de concentrado (alrededor de 14.0 kg/Tm), para una dosificación media del promotor A-242 (35 gr/Tm), y una granulometría del 75.5% - m 200.

Por otro lado el gráfico N° 5.11 nos está mostrando que las condiciones óptimas teóricas para obtener una buena recuperación de sulfuros de plata, se darían para una granulometría aproximada de 80%-m 200.

En la práctica esto implicaría obtener un concentrado de baja ley, por la tendencia que se observa en este sentido, cuando se aumenta la dosificación del promotor A-242; y el problema de la comercialización por la baja ley del concentrado.

Creemos que para cumplir con las condiciones de obtener una ley comercial de los concentrados, y además una buena recuperación, se deben considerar una dosificación del promotor A-242 de 35 gr/Tm, y una granulometría de 70% - m 200. Con estas condiciones y de acuerdo al gráfico estaríamos obteniendo recuperaciones entre 80% y 85% y leyes de concentrados entre (13.0 y 14.0) Kg/Tm. (Pruebas 7,8 y 9 del cuadro N° - 5.20).

5.3, ANALISIS COMPARATIVOS DE LOS RESULTADOS.

Al analizar, comparativamente las 3 series de pruebas, encontramos que lo más saltante era la influencia que ejercían las variables: promotor A-242 y granulometría en la recuperación de los sulfuros de plata.

Por esta razón, es que se hace el estudio de un diseño hexagonal, para definir más ampliamente el comportamiento de estas 2 variables. Consideramos que con este estudio tenemos un panorama claro de la situación y en el

acápite anterior ya hemos definido conservadoramente las condiciones en que deben actuar estas variables, sin embargo, si queremos ser un poco más agresivos, podemos decir - que para una granulometría del 80% - m 200, y una dosificación del promotor A-242 de 35 gr/Tm podemos obtener recuperaciones del 90%, en una ley comercial de los concentrados.

A su vez las otras variables no han justificado - su influencia en las recuperaciones de los sulfuros de plata, como se pensaba inicialmente.

Tal es el caso del tiempo de flotación, en donde un incremento de esta variable, a pesar de dar un efecto - positivo (+ 0,6125), no es un valor significativo, por lo que consideramos que esta variable debe actuar con un valor de 13 min, en el proceso de flotación,

De igual manera las variables tiempo de acondicionamiento, y espumante han dado efectos negativos, siendo - el tiempo de acondicionamiento mucho más negativo que el efecto del espumante, esto indica que el incremento de estas variables no favorece al proceso de flotación, por lo tanto se deben tomar igual o cercanos al nivel mínimo considerados para estas variables.

Para el caso del tiempo de acondicionamiento se - considera que 20 minutos es el adecuado para esta variable igualmente se ha considerado que 2 gotas de espumante de una jeringa hipodérmica (aproximadamente 10 gr/Tm) es lo que corresponde a esta variable.

Finalmente, todo este estudio ha servido para fijar las condiciones de operación y la dosificación de reactivos que esperamos nos darán los mejores resultados y que se mencionan a continuación.

5.4 CONDICIONES FINALES DE OPERACION Y DOSIFICACION DE REACTIVOS,

En conclusión, después de todo lo analizado, podemos establecer lo siguiente para las pruebas de flotación:

CARACTERISTICAS:

1. Dosificación de reactivos,

- BISULFITO DE SODIO	:	70 Gr/Tm
- AEROFLOAT 242	:	35 Gr/Tm
- MONTANOL 300	:	10 Gr/Tm

2. Tiempo de Acondicionamiento.

- DEPRESOR (Na H SO ₃)	:	10 minutos
- PROMOTOR Y ESPUMANTE (A-242) y M 300)	:	10 minutos

3. Tiempo de Flotación.

- ROUGHER PRIMARIO	:	2 minutos
- ROUGHER SECUNDARIO	:	5 minutos
- SCAVENGER	:	3 minutos
- CLEANER	:	3 minutos

4. pH : 8.0

5. GRANULOMETRIA : 70% - m 200

6. % DE SOLIDOS : 27 %

Con estas condiciones, así planteados, se han obtenido buenos resultados de la recuperación y lo que resta es que estas condiciones aplicadas a nivel industrial confirmen los buenos resultados obtenidos en laboratorio. Pues este tema es materia del siguiente capítulo.

CAPITULO VI

ESCALAMIENTO A NIVEL INDUSTRIAL

6.1. INTRODUCCION

Luego del trabajo de investigación realizado a nivel de laboratorio y haber encontrado los posibles valores óptimos de las variables que intervienen en el proceso de flotación; el siguiente paso es la confirmación de estos resultados a escala industrial.

La empresa minera San Juan de Lucanas, cuenta con una planta de beneficio, la cual nos va a permitir escalar los resultados obtenidos en el laboratorio y establecer si el estudio realizado es o no positivo. Esto quedará establecido después de haber probado en planta, las nuevas condiciones determinada en el laboratorio, y que es materia de este capítulo.

6.2. OPERACIONES PREVIAS A LA FLOTACION.

6.2.1. AJUSTES NECESARIOS EN LA SECCION MOLIENDA,

- Debe quedar establecido que para el escalamiento, solo se trabajó con el circuito de molienda N° 1 en el cual se hicieron los cambios necesarios; - quedando el circuito N° 2, tal y conforme ha estado operando hasta ahora, y continuará en esas mismas condiciones durante el tiempo de escalamiento.

- Considerando que la granulometría tiene una gran influencia en el proceso de flotación para este mineral, nuestra primera acción fué alcanzar una molienda fina que esté comprendida entre 70% y 75% - m 200.
- Por las características operativas del clasificador de rastrillos, para obtener un punto de corte fino fue necesario aumentar la dilución del producto clasificado, incrementando el caudal de agua hasta 200 GPM, que es el caudal estimado - como máximo para este circuito. Esta acción dió origen a que limitáramos la capacidad de tratamiento de este circuito, quedando establecida en 180 TMS/DIA.

En el clasificador de rastrillos fue necesario - aumentar la altura del vertedero en 4 pulgadas con la finalidad de obtener un punto de corte más fino.

Al acondicionador 8' x 8' , se les niveló las descargas que alimentan a los bancos de celdas 1 y 2.

- Al hidrociclón KREBS DIOB se le cambió el apex , haciéndolo operar con uno de 1/2 pulgada de diámetro, siendo su máxima capacidad de 220 G.P.M. a 9 P.S.I.
- Cabe anotar que la bomba WILFLEY, que alimenta - los relaves de flotación al hidrociclón KREBS, trabaja deficientemente, perjudicando directamente nuestro trabajo.

A pesar de nuestra insistencia en su reparación, nos hemos visto privados de contar con un equipo eficiente para este punto.

6.2.2, AJUSTES NECESARIOS EN LA SECCION FLOTACION,

- Los ajustes realizados en la sección molienda, nos permiten ir ajustando las variables en estudio que intervienen en el proceso de flotación.
- Estos ajustes se llevaron a cabo durante 4 días consecutivos, luego de los cuales se establecieron las condiciones más favorables.

El aumento gradual de la dilución, nos ha permitido alcanzar 75% - m 200 para un porcentaje de sólidos del 22%.

- Paralelamente, ésta dilución nos reduce el tiempo de flotación en 30%, y para contrarrestar este efecto fue necesario aumentar la dosificación del Aerofloat 242 hasta un máximo de 56 gr/Tm. Posteriormente esta dosificación fue bajando al tiempo que se regulaban las demás variables (alimento, granulometría, dilución, espumante, etc.), hasta quedar definido en 36 gr/Tm como dosificación óptima dependiendo de la ley de cabeza, para aumentar o disminuir la dosificación del promotor.
- Respecto al espumante se estableció que con una dosificación de 3 gr/Tm, el proceso se desarrolla bastante bien, a diferencia del valor obtenido en el laboratorio que fue de 10 grs/Tm.
- Luego de realizados los ajustes, tanto en la sección molienda, como en la sección flotación encontramos como resultados que la ley de relave era de 0.045 Kg/Tm. Siendo este valor bastante bueno a escala industrial, y las condiciones que nos dieron resultados fueron los siguientes:

- ALIMENTACION	180 T.P.D.
- SOLIDOS	24% a 26%
- DENSIDAD DE PULPA	1170 Gr/Tm - 1190 Gr/Tm
- GRANULOMETRIA	65% - 75% - m 200
- DOSIFICACION A 242:	36 Gr/Tm
- pH	7.5 - 8.0
- ESPUMANTE	3 Gr/TM
- DEPRESOR	60 Gr/Tm

6,3 PROCESO DE LA FLOTACION EN SI,

Luego de establecidas las condiciones de operación a nivel industrial, en las etapas previas de ajustes, aplicamos estas condiciones para el escalamiento, manteniéndolas constantes durante cuatro (4) días que corresponden a once (11) guardias consecutivas,

Las operaciones dentro de la planta de beneficio fueron controladas por el mismo personal de planta, bajo nuestra supervisión.

6.3.1, RESULTADOS Y BALANCE METALURGICO,

Los resultados obtenidos figuran en los reportes de flotación de los días 26, 27, 28 y 29 del mes de Enero de 1985, que diariamente elabora la superintendencia de planta y que es de conocimiento de la empresa.

A continuación presentamos estos resultados obtenidos a escala industrial, así como su balance y distribución.

FECHA: 26-01-86

TONELAJE TRATADO : 180 TPD.

<u>GUARDIA</u>	<u>PRODUCTO</u>	<u>ENSAYO</u> Kg/Tm	<u>RECUPERACION</u> %
4-12	Concentrado	8.840	83.13
	Colas	0,040	
	Cabeza	0.232	
12-8	Concentrado	8.940	81.50
	Colas	0.040	
	Cabeza	0.212	
Promedio	Concentrado	8.890	82,35
	Colas	0.040	
	Cabeza	0,222	

FECHA : 27-01-85

TONELAJE TRATADO : 180 T.P.D.

<u>GUARDIA</u>	<u>PRODUCTO</u>	<u>ENSAYO Kg/Tm</u>	<u>RECUPERACION %</u>
8-4	Concentrado	11,292	85.47
	Colas	0,044	
	Cabeza	0.296	
4-12	Concentrado	6,908	83.53
	Colas	0,040	
	Cabeza	0.236	
12-8	Concentrado	13,776	84.10
	Colas	0,044	
	Cabeza	0.272	
Promedio	Concentrado	10,639	84.70
	Colas	0,043	
	Cabeza	0.275	

FECHA : 28-01-85

MINERAL TRATADO : 180 T.P.D.

<u>GUARDIA</u>	<u>PRODUCTO</u>	<u>ENSAYO Kg/Tm</u>	<u>RECUPERACION %</u>
8-4	Concentrado	9.200	83.14
	Colas	0.052	
	Cabeza	0.300	
4-12	Concentrado	9.540	76.78
	Colas	0,052	
	Cabeza	0.220	
12-8	Concentrado	9,132	76,80
	Colas	0.052	
	Cabeza	0,220	
Promedio	Concentrado	9.291	79,39
	Colas	0,052	
	Cabeza	0,247	

FECHA : 29-01-85

MINERAL TRATADO 180 T.P.D.

<u>GUARDIA</u>	<u>PRODUCTO</u>	<u>ENSAYO Kg/Tm</u>	<u>RECUPERACION %</u>
8-4	Concentrado	9.180	79.48
	Colas	0.052	
	Cabeza	0.248	
4-12	Concentrado	7.232	85.32
	Colas	0.040	
	Cabeza	0.264	
12-8	Concentrado	8.300	82.21
	Colas	0.040	
	Cabeza	0.220	
Promedio	Concentrado	8.237	82.41
	Colas	0.044	
	Cabeza	0.244	

CONCLUSION,

Después de haber probado las condiciones mejoradas a escala industrial, durante once (11) guardias consecutivas, los resultados promedios son los siguientes:

- MINERAL TRATADO (SULFUROS)	720 TMS
LEY DE CONCENTRADOS	9.304 Kg/Tm - 299.15 Oz/TM
LEY DE RELAVES	0.045 Kg/Tm - 1.45 Oz/TM
LEY DE CABEZA	0.247 Kg/Tm - 7.94 Oz/TM
- RECUPERACION	82.21 %

6.4 OPERACIONES POSTERIORES A LA FLOTACION,

6.4.1 ESPESAMIENTO.

El concentrado al salir de la sección de flotación, lo hace bajo la forma de una pulpa muy diluída, al cual hay que eliminar gran parte del agua que contiene para su posterior tratamiento que es el filtrado.

En consecuencia este tratamiento de eliminar gran % de agua, se llama espesamiento, y en nuestro caso se realiza en un espesador DENVER - de 18' x 8'

6.4.2 FILTRADO,

Luego de que se ha eliminado gran cantidad de agua al concentrado a travéz del espesador, la pulpa pasa a un filtro de discos EIMCO - de 6' x 3' , en donde se eliminan casi totalmente el agua, quedando el concentrado con una humedad promedio del 12% .

6.4.3 ALMACENAMIENTO,

Luego del filtrado, el concentrado se llena en sacos de plásticos, con un peso promedio de 60 Kgs.; los cuales se almacenan en un depósito, para su posterior transporte.

Cuando por algún motivo, tiene que paralizar el filtrado, entonces la pulpa se envía a las cochas de concentrado en donde se elimina el agua por decantación. Luego también se realiza el llenado en sacos, el pesado y el transporte.

6.4.4 COMPOSICION DEL CONCENTRADO FINAL,

Los concentrados de plata obtenidos, presentan la siguiente composición al ensayo químico.

PLATA.- Formada por el aporte de la Polibasita, Acantita, Plata Nativa, Tetraedrita y Pirargirita. Cuyo contenido metálico debe tener como mínimo 260 Oz/Tm. En nuestros resultados a escala industrial se ha obtenido en promedio 300 Oz/Tm.

PLOMO.- Este elemento se manifestó en el concentrado en un promedio del 13.80%.

ZINC.- La presencia de este elemento en el concentrado es mínimo ya que solo se manifestó en un 8.2%.

FIERRO.- Para este elemento su presencia es del orden del 19,35%.

ARSENICO Y ANTIMONIO.- Estos elementos prácticamente no existen en el concentrado ya que su presencia en ambos casos no es mayor del 0,2%.

CAPITULO VII

JUSTIFICACION ECONOMICA DEL INCREMENTO DE LA RECUPERACION DE LA PLATA

7.1 INTRODUCCION.

Todo lo que se ha realizado anteriormente, tiene como lógica consecuencia un mayor reporte económico hacia la empresa; por los mejores resultados obtenidos en el laboratorio y confirmados en la planta de beneficio a nivel industrial.

A continuación vamos a justificar económicamente, el trabajo de investigación realizado, y se podrá observar en cuanto se incrementa, o es posible incrementar las utilidades de la empresa, sin hacer inversiones adicionales. Puesto que esa fué una de las condiciones iniciales de la investigación.

La justificación económica, implica la valorización de los concentrados actuales y los concentrados a condiciones mejoradas; así como también el costo de consumo de reactivos para ambos casos. De estas dos condiciones determinamos la diferencia y observamos, cuanto es el incremento de la utilidad por tonelada de mineral tratado.

Luego con este valor, podemos proyectar la utilidad mensual o anual, para el tratamiento en planta de la producción de mina promedio que es de 8,000 toneladas de mineral por mes.

7.2 VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS,

7.2.1 DESCRIPCION DE LA FORMA DE COMERCIALIZACION,

La descripción de comercialización que a continuación presentamos corresponde a las condiciones que impone MINPECO (Minero Peruano Comercial), al mes de Julio de 1986.

PAGOS:

- Ag : 95% previo descuento de 1,6 Oz/Tc
- Au : 95% previo descuento de 0.048 Oz/Tc
- Pb : 95% previo descuento del 3%

DESCUENTOS:

- Maquilla : 150,00 Us/Tc
- As : 0.3 % libre
y 3.0 Us/cada 0.1% mayor
- Sb : 0.3% libre y
3.0 Us/cada 0.1 % mayor

7.2.2 VALORIZACION ACTUAL DEL CONCENTRADO,

Tomamos como base 1 tonelada corta, para el valor promedio del concentrado de los últimos tres años (1981, 1982, 1983) cuya composición es la siguiente:

Ag	:	290.72	Oz/Tc
Au	:	1.06	Oz/Tc
Pb	:	14.56	%
As	:	0.19	%
Sb	:	0.17	%

Y cuyo radio de concentración promedio es de :

$$R_c = 41.72$$

Las cotizaciones reales en el mes de Julio de 1986 son:

Au : 347.50 Us/Oz
 Ag : 5.02 Us/Oz
 Pb : 22.50 Ctvs/Lb

PAGOS:	US/TC	US/TM
Ag : (290.72 - 1.6) Oz/Tc x 0.95 274.664 Oz/Tc x 5.02 Us/Oz	1378.813	
Au : (1.06 - 0.048) Oz/Tc x 0.95 0.9614 Oz/Tc x 347.50 Us/Oz	334.086	
Pb : (0.1456 - 0.03) x 2000 lbs 231.2 lbs x 0.95 x 0.225 Us/lbs	49,419	
	<u>1762.318</u>	
MAQUILLA		<u>1938.55</u>
PENALIDADES		- 150.00
As : (0.19 - 0.30) x 1.5 Us/0.1%		
Sb : (0.17 - 0.30) x 1.5 Us/0.1%		
 Valor del concentrado en US/TMS		<u>1788.55</u>

$$\begin{aligned}
 \text{Valor del mineral de cabeza} &= \frac{\text{Valor del concentrado}}{Rc} \\
 &= \frac{1788.55}{41.72} = 42.47 \text{ US/TM} \\
 &= 42.47 \text{ US/TM}
 \end{aligned}$$

7.2.3 VALORIZACION DEL CONCENTRADO EN CONDICIONES MEJORA DAS,

Como en el caso anterior, tomamos como base una tonelada corta, y la composición química es la siguiente:

Ag	:	271.412 Oz/Tc
Au	:	1.110 Oz/Tc
Pb	:	13.80 %
As	:	0.20 %
Sb	:	0.18 %

El radio de concentración es de; $R_c = 34.35$ para la misma ley de cabeza promedio del caso anterior (0.313 Kg/Ton).

Y considerando la misma cotización del caso anterior se tendrá:

PAGOS:	US/TC	US/TM
Ag : (271.412 - 1.6) Oz/Tc x 0.95 256.3214 Oz/Tc x 5.02 Us/OZ	1286.733	
Au : (1.11 - 0.048) Oz/Tc x 0.95 1.0089 Oz/Tc x 347.50 Us/Oz	350.593	
Pb : (0.138 - 0.03) x 2000 lbs 216 lbs x 0.95 x 0.225 Us/lb	46,17	
	<hr/>	<hr/>
	1683.496	1851.845
MAQUILLA		- 150.000
PENALIDADES		
As : (0.20 - 0.30) x 1.5 Us/0.1%		
Sb : (0.18 - 0.30) x 1.5 Us/0.1%		

1701.845 US/TMS

Valor del concentrado = 1701.845 Us/Tm

Valor del mineral de cabeza = $\frac{\text{Valor del concentrado}}{\text{Radio de concentración}}$

$$= \frac{1701.845 \text{ Us/Tm}}{34.35}$$

$$= 49.544 \text{ Us/Tm}$$

En conclusión, el beneficio por la mejora del tratamiento es la diferencia entre: 7.2.3 y 7.2.2.

Beneficio por mejora
de tratamiento = 49.544 Us/Tm - 42.47 Us/Tm

$$= 7.074 \text{ Us/Tm}$$

7,3 BENEFICIO ECONOMICO POR EL CAMBIO DE CONDICIONES OPERATIVAS.

Cotizaciones de los siguientes reactivos , al mes de Julio de 1986.

REACTIVO	PRECIO COMERCIAL (I/Kg)
- XANTATO z-11	26.31
- AERO-FLOAT 242	62.54
- AERO-FLOAT 208	33.92
- AERO-FLOAT 404	29.68
- MONTANOL 300 ó M.I.B.C.	50.88
- CIANURO DE SODIO	33.92
- SULFATO DE ZINC	38.16
- SULFURO DE SODIO	17.89
- SILICATO DE SODIO	3.71
- BISULFITO DE SODIO	16.41
- ACEITE DE PINO	50.88
- CAL	1.20
- CENIZA DE HUESOS	5.00

Con estas cotizaciones podemos obtener el costo promedio del consumo de reactivos de los años 1981, 1982 y 1983 ; para luego ser comparado con el costo de consumo de reactivos a condiciones mejoradas,

1981:	REACTIVO	CONSUMO Kg/Tm	COSTO (I/Tm)
	Z - 11	0.028	0.7366
	A-242	0.027	1.6886
	A-404	0.014	0.4155
	MONTANOL	0.014	0.7123
	ACEITE PINO	0.033	1.6790
	CAL	2.335	2.8020
	SULFURO DE SODIO	0.004	0.0715
	SULFATO DE ZINC	0.002	0.0763
	CENIZA DE HUESO	0.001	0.0050
	BISULFITO DE SODIO	0.003	0.0492
			8.23600 I/TM

1982:

Z - 11	0.022 Kg/Tm	0.5788
A-242	0.038 Kg/Tm	2.3765
A-404	0.013 Kg/Tm	0.3858
MONTANOL	0.009 Kg/Tm	0.4579
CAL	1.722 Kg/Tm	2.0664
SULFATO DE ZINC	0.006 Kg/Tm	0.2289
CENIZA DE HUESO	0.002 Kg/Tm	0.0100
BISULFITO DE SODIO	0.003 Kg/Tm	0.0492
		6.1535

1983:	REACTIVO	CONSUMO	COSTO
	Z - 11	0.011 Kg/Tm	0.2894
	A-242	0.038 Kg/Tm	2.3765
	A-404	0.026 Kg/Tm	0.7717
	A-208	0.010 Kg/Tm	0.3392
	MONTANOL	0.004 Kg/Tm	0.2035
	CAL	1.090 Kg/Tm	1.3080
	CIANURO DE SODIO	0.004 Kg/Tm	0.1357
	SULFATO DE ZINC	0,014 Kg/Tm	0.1542
	SILICATO DE SODIO	0.003 Kg/Tm	0.0112
			<hr/>
			5.5894 I/Tm

RESUMEN:	1981	-	8.2360	
	1982	-	6.1535	<u>6.6596</u>
	1983	-	5.5894	promedio

Luego el costo promedio del consumo de reactivos es:

6.6596 I/Tm

equivalente a: 0.4757 Us/TM

A continuación hacemos el cálculo del costo, del consumo de reactivos a condiciones mejoradas:

CONDICIONES MEJORADAS.

REACTIVO	CONSUMO	COSTO
- BISULFITO DE SODIO	0.065 Kg/Tm	1.06665
- AERO-FLOAT 242	0.036 Kg/Tm	2.25144
- MONTANOL	0.003 Kg/Tm	0.15264
- CAL	1.168 Kg/Tm	1.40160
		<hr/>
		4.87233

luego el costo de consumo de reactivos a condiciones mejoradas es de:

4.87233 I/Tm

equivalente a : 0.3480 Us/Tm

luego:		US/TM
Costo de consumo promedio	=	0.4757
Costo condiciones mejoradas	=	0.3480
<hr/>		
Diferencia a favor		0.1277 Us/Tm

7.4 INDICADORES ECONOMICOS

De la sección 7.2.2 , 7.2.3 y 7.3 se establece lo siguiente:

Beneficio por mejora de tratamiento:	7.074 Us/Tm
Beneficio por cambio de condiciones:	0.1277 Us/Tm
	<hr/>
Beneficio Total	7.2017 Us/Tm

En resumen se puede establecer que el incremento económico, por tonelada de mineral tratado es de 7.2017 dólares. Si consideramos que el tonelaje mensual promedio tratado en planta, es de 8,000 toneladas, el incremento económico será del orden de los 57,673 dólares.

CAPITULO VIII

OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

OBSERVACIONES,

- * En los reportes mensuales de los años 1981, 1982 y 1983 - se observa que no hay uniformidad en el comportamiento de las variables, que intervienen en el proceso de flotación.
- * Una de estas variables que llama poderosamente la atención es la de reactivos, la cual ha tenido una fluctuación excesiva, tanto en cantidad como en variedad.
- * En general la mayoría de los equipos de planta requieren atención inmediata, y en algunos casos complementarlos con nuevos equipos para un mejor control de las operaciones.
- * También se observa que la sección flotación, recibe una molienda relativamente gruesa, razón por la cual la ley de relave es alto.
- * Llama la atención, que el personal que trabaja en planta, no tiene responsabilidad de la función que desempeña y solo se limita a realizar una rutina más o menos establecida.

- * También se puede notar un egoísmo entre los mismos obreros de las tres diferentes guardias, Pero este egoísmo desaparece totalmente, y cambia a una unión monolítica, cuando se trata de presionar a la empresa a través de su sindicato para conseguir mejores condiciones económicas y sociales.

- * Además podemos afirmar que el nexo que debe existir entre el personal técnico profesional en la mina y la administración en Lima, están bastante divorciadas, no obstante que existe un Gerente de Operaciones que precisamente debe cumplir esta función.

- * A pesar de que se cuenta con un sistema de radio para comunicar o recibir información con Lima, se observa que hay poca seriedad, por parte de las personas encargadas en Lima, para recepcionar y enviar los pedidos que se hacen por radio, que indudablemente son urgentes y necesarios en mina.

Esta falta de responsabilidad, molesta y a la vez perjudica la producción.

CONCLUSIONES,

- * Se ha determinado que el uso de un solo promotor es suficiente para alcanzar buenas recuperaciones, y este promotor es el Aerofloat 242 en las dosificaciones ya establecidas.
- * A nivel industrial se ha confirmado los resultados obtenidos en la investigación metalúrgica de los sulfuros de plata, a nivel de laboratorio.
- * Podemos asegurar con un 95% de confianza que las pruebas de flotación realizadas para los diseños factoriales tienen justa validez. Esto se deriva de los resultados de cuatro (4) pruebas, realizadas a iguales condiciones que nos dió los siguientes valores:

$$\bar{x} = 92.41 \% \quad (\% \text{ de recuperación})$$

$$\sigma = 0.23$$

$$\text{Lim. Confianza} = \pm 0.3685 \\ 95\%$$

- * También podemos asegurar, que el modelo empírico empleado en el diseño hexagonal, es un excelente ajuste en el rango investigado, puesto que el factor estadístico (F), para 1 y 2 grados de libertad a 95% de confianza da un valor de 18.5.
Y el valor obtenido entre la diferencia de errores y el error experimental es de 2.23, siendo este valor mucho menor que el factor estadístico F.
- * El punto de referencia que nos sirve para demostrar que se ha mejorado el proceso de flotación, cuyo promedio de los años 1981, 1982 y 1983 es de 70.66 grs/Tm.

- * El valor promedio obtenido para la ley de relave después de aplicar las condiciones mejoradas a nivel industrial, es de 45.00 grs/Tm.
- * La diferencia entre estos dos valores anteriores, nos representa una recuperación adicional de 25.66 gramos de plata por cada tonelada de mineral tratado.
- * La recuperación promedio alcanzada en el escalamiento a nivel industrial fue de 82.21%, este valor es mayor en 4.24% que la recuperación promedio de los años 1981, 1982 y 1983 que fue de 77.97%.
- * Si se procesan minerales, con mayores leyes de cabeza, es posible mejorar las recuperaciones si mantenemos la ley de plata en los relaves como lo hemos demostrado a escala industrial. Los resultados proyectados serían los siguientes:

LEY DE CABEZA		LEY DE RELAVE	RECUPERACION
Oz/TM	Kg/TM	Kg/TM	%
9	0.280	0.045	84.33
10	0.311	0.045	85.94
11	0.342	0.045	87.27
12	0.373	0.045	88.37

- * Considerando los resultados obtenidos a nivel industrial, se estableció el incremento económico que reportaría las mejoras aplicadas en el proceso de flotación (Recuperación 82.21% , ley de relave 45.00 grs/Tm), lo cual nos establece que por cada tonelada de mineral tratado, se tiene un incremento económico adicional de 7.2 dólares (Capítulo VII).

RECOMENDACIONES,

- * Se hace necesaria la presencia de personal técnico calificado en la rama de mecánica y electricidad para que se haga cargo del mantenimiento de los equipos de operación de planta, los que requieren una evaluación de su estado operativo a la brevedad posible.

- * Se deben hacer las coordinaciones correspondientes, para que mina, entregue un mineral de cabeza con una ley de plata comprendida entre 9 y 12 Oz/Tm.

- * Se hace necesario instalar un buen sistema de clasificación de los relaves de flotación con la finalidad de que un alto % de finos se valla en los relaves y partículas relativamente gruesas, retornen al circuito, evitando así una alta ley de plata en los relaves finales.

- * Consideramos que los ciclones son apropiados para este tipo de clasificación; y sugerimos que se debe instalar un ciclón por cada circuito de molienda.
Particularmente, hemos obtenido buenos resultados cuando se trabajó en planta a escala industrial, con el ciclón **KREBS D-10** exclusivamente para el circuito de molienda N° 1, con un apex de aproximadamente un diámetro de 1/2"

- * Se debe orientar al personal que trabaja en planta mediante charlas periódicas, para que ellos tomen conciencia de la importancia que tiene el control de las operaciones unitarias de planta, en beneficio de la empresa y de ellos mismos.

B I B L I O G R A F I A

MINERIA PERUANA TOMO I
BIOGRAFIA Y ESTRATEGIA DE UNA INVESTIGACION DECISIVA
MARIO SAMAME BOGGIO
LIMA - PERU 1974.

DISEÑO DE PLANTAS DE PROCESOS DE MINERALES
ANDREW L. MULAR
EDITORIAL ROCAS Y MINERALES
MADRID 1982.

CIRCUITOS DE TRITURACION Y MOLIENDA DE MINERALES
A.J. LYNCH
EDITORIAL ROCAS Y MINERALES
MADRID 1980.

FLOTACION
A.M. GAUDIN
MC GRAW-HILL
NEW YORK 1957.

FLOTACION DE MINERALES
ALEXANDER SUTULOV
UNIVERSIDAD DE CONCEPCION (CHILE)
JUNIO 1968.

METALURGIA DE ORO Y LA PLATA
X JORNADA METALURGICA - Parte II
UNI LIMA - OCTUBRE 1984.

FUNDAMENTOS BASICOS DE LA FLOTACION DE MINERALES
SULFURADOS.
C. VILLACHICA
V JORNADA METALURGICA UNI - LIMA 1977.

FUNCION DEL ESPUMANTE EN LA FLOTACION DE MINERALES
SULFURADOS.

R, CROZIER

AVANCES EN FLOTACION VOL. 4

UNIVERSIDAD DE CONCEPCION - CHILE.

INVESTIGACIONES EN MINERALES

S.I. MITROFANOV

METALURGIZDAT - MOSCU 1954

DISEÑO EXPERIMENTAL

RAUL MONTEALEGRE J.

DEPARTAMENTO DE METALURGIA EXTRACTIVA

UNIVERSIDAD DE CONCEPCION - CHILE 1971.

ELEMENTS OF DECEPTIVE DATA PRESENTATION

JAMES E. LAWVER

MINING ENGINEERING - JUNE 1962.

LOS PROYECTOS MINEROS EN EL PERU HASTA EL AÑO 2000

L. BRICEÑO

VIII CONGRESO MUNDIAL DE MINERIA

LIMA - PERU 1974.

INGENIERIA QUIMICA DEL DISEÑO DE PLANTAS INDUSTRIALES

VILBRANT AND DRYDEN

EDITORIAL GRIJALBL - MEXICO 1965.

MANUAL DE PROYECTOS DE DESARROLLO ECONOMICO

PUBLICACION DE LAS NACIONES UNIDAS - 1965.

APENDICE I.

CONTROL EN PLANTA DE FLUJOS Y ALIMENTOS DEL CIRCUITO N° 1

<u>ALIMENTO AL CIRCUITO N°1</u>	<u>DESCARGA DEL MOLINO DE BARRAS</u>	<u>DESCARGA DEL MOLINO DE BOLAS</u>	<u>DESCARGA DEL CICLÓN</u>
<u>TMS/DIA</u>	<u>TMS/DIA</u>	<u>TMS/DIA</u>	<u>TMS/DIA</u>
220.26	212.75	315.82	94.62
225.68	194.08	310.69	60.63
235.45	241.52	296.97	87.69
260.40	249.60	311.29	67.26
238.70	205.10	301.63	81.53
249.59	258.75	304.32	59.22
<hr/>	<hr/>	<hr/>	<hr/>
Promedio: 238,34	236.26	306.78	75.15

CIRCUITO N° 1

ANALISIS DE MALLAS DEL CONTROL DE PLANTA

ALIMENTO AL MOLINO DE BARRAS

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>	<u>% Ac</u>	<u>% Ac PASSING</u>
1"	6.17	6.17	93.83
3/4"	14.49	20.66	79.34
1/2"	18.92	39.58	60.42
3/8"	11.00	50.58	49.42
1/4"	9.85	60.43	39.57
4	6.17	66.60	33.40
10	13.96	80.56	19.44
20	7.01	87.57	12.43
40	4.80	92.37	7.63
65	2.57	94.94	5.06
100	0.91	95.85	4.15
140	0.82	96.67	3.33
200	0.59	97.26	2.74
- 200	2.74	100.00	

PRODUCTO DEL MOLINO DE BARRAS.

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>	<u>% Ac</u>	<u>% Ac PASSING</u>
20	8.57	8.57	91.43
40	20.00	28.57	71.43
65	22.86	51.43	48.57
100	9.52	60.95	39.05
140	7.62	68.57	31.43
200	7.62	76.19	23.81
-200	23.81	100.00	

ALIMENTO AL MOLINO DE BOLAS.

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>	<u>% Ac</u>	<u>% Ac PASSING</u>
20	9.43	9.43	90.57
40	23.59	33.02	66.98
65	34.91	67.93	32.07
100	11.32	79.25	20.75
140	8.49	87.74	12.26
200	3.77	91.51	8.49
- 200	8.49	100.00	

PRODUCTO DEL MOLINO DE BOLAS.

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>	<u>% Ac</u>	<u>% Ac PASSING</u>
20	0,88	0.88	99.12
40	5.26	6.14	93.86
65	21.05	27,19	72.81
100	24.56	51,75	48.25
140	13.16	64.91	35.09
200	8.77	73,68	26.32
- 200	26.32	100.00	

OVER FLOW DEL CLASIFICADOR.

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>	<u>% Ac</u>	<u>% Ac PASSING</u>
40	0.97	0.97	99.03
65	11.65	12.62	87.38
100	13.59	26.21	73.79
140	17.48	43.69	56.31
200	9.71	53.40	46,60
- 200	46.60	100.00	

APENDICE II

ANALISIS DE MALLA DE LOS ALIMENTOS Y PRODUCTOS DE LAS MUESTRAS DE MINERAL Y DE CUARZO PARA DETERMINAR EL WORK INDEX - DEL MINERAL POR COMPARACION.

MUESTRA DE MINERAL

MALLA	ALIMENTO			PRODUCTO		
	% PESO	% Ac	% Ac PASSING	% PESO	% Ac	% Ac PASSING
20	44.64	44.64	55.36	0.50	0.50	99.50
40	18.27	62.91	37.09	8.98	9.48	90.52
65	12.98	75.89	24.11	23.69	33.17	66.83
100	4.60	80.49	19.51	10.97	44.14	55.86
140	4.60	85.09	14.91	10.47	54.61	45.39
200	3.41	88.50	11.50	5.49	60.10	39.90
- 200	11.50	100.00		39.90	100.00	

MUESTRA DE CUARZO

MALLA	ALIMENTO			PRODUCTO		
	% PESO	% Ac	% Ac PASSING	% PESO	% Ac	% Ac PASSING
12	13.02	13.02	86.98			
20	38.35	51.37	48.63	1.32	1.32	98.68
40	20.32	71.69	28.31	13.35	14.67	85.33
65	12.34	84.03	15.97	25.66	40.33	59.67
100	4.56	88.59	11.41	11.78	52.11	47.89
140	3.88	92.47	7.53	11.38	63.49	36.51
200	2.51	94.98	5.02	7.95	71.44	28.56
- 200	5.02	100.00		28.56	100.00	