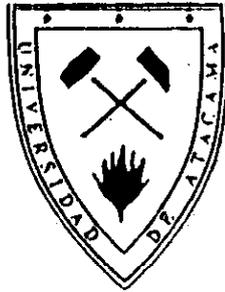


UDA - 71
II - MET
A-10710

UNIVERSIDAD DE ATACAMA
FACULTAD DE INGENIERÍA
DEPARTAMENTO DE METALURGIA



ESTUDIO METALÚRGICO POR
FLOTACIÓN DEL MINERAL AURÍFERO
DE MINA RESGUARDO DE COMPAÑÍA
MINERA SAN JOSÉ LTDA.



TRABAJO DE TITULACION PRESENTADO EN
CONFORMIDAD A LOS REQUISITOS PARA
OBTENER EL TITULO DE INGENIERO DE
EJECUCION EN METALURGIA EXTRACTIVA.

PROFESOR GUIA: SR. JUAN ASTUDILLO FALKE.

UDA-BIBLIOTECA



CARLOS PATRICIO ARDILES CEA

FADUA SOLANGE CHOCAIR ALDAY

1995



DEDICATORIA

Dedico esta memoria a mis padres Elias y Silvia, quienes con mucho esfuerzo me dieron la oportunidad de terminar mis estudios brindándome siempre su cariño y apoyo.

Quiero extender esta dedicatoria a mi esposo Juan y a mi hija Fadua Valeria, los cuales con su amor y ternura me ayudaron a cumplir una de mis grandes metas.

FADUA CH.

DEDICATORIA

Este presente trabajo, se lo dedico a tres grupos de personas.

- i) A mis padres; por la paciencia y tenacidad que me brindaron para finalizar mis estudios.
- ii) A todas aquellas personas de la Universidad de Atacama y Compañía Minera San José Ltda. que participaron para realizar este trabajo.
- iii) y en especial a mi familia, por el apoyo y paciencia que me dieron; para ti Mary, Carlitos, Cristobal.

CARLOS

AGRADECIMIENTOS

Quisieramos expresar nuestros más sinceros agradecimientos:

- A Dios

- A la Universidad de Atacama por la formación profesional que nos otorgó y en representación de ella al profesor guía de esta trabajo, Sr Juan Astudillo F., por su buena disposición a entregarnos sus conocimientos.

- Al señor Ernesto Rojas C., Administrador de Planta San José Ltda. por habernos dado la oportunidad de realizar este trabajo y en forma especial al Sr. Daniel Guzmán por su apoyo y colaboración en el desarrollo de esta memoria. Hacemos extensivo este agradecimiento a todas aquellas personas que cooperaron directa o indirectamente en la realización de ésta.

RESUMEN

Este trabajo fue desarrollado en el laboratorio IDICTEC de la Universidad de Atacama y fue requerido por la Compañía Minera San José Ltda., teniendo como objetivo principal estudiar el mejor comportamiento de un mineral proveniente de la Mina RESGUARDO, uno de los principales abastecedores de la Planta San José, mediante concentración por Flotación.

Para el estudio se analizó antecedentes bibliográficos y se realizaron pruebas a nivel de laboratorio con las cuales se determinan las mejores condiciones para mejorar las recuperaciones y las leyes de oro, y poder aplicarlas a escala industrial en planta San José.

Se realizaron pruebas de molienda para los tres sectores de la mina, con el fin de buscar la granulometría de alimentación a la flotación.

Para las pruebas de flotación se utilizó una celda DENVER MODELO D - 12 seleccionando además los siguientes reactivos: SF-623, SF-554, SF-114 PENNFLOAT-3, SULPHIDRATO DE SODIO ,D-250 y MIBC.

Además se efectuaron pruebas de cinética de flotación ROUGHER recolectando concentrado a los siguientes tiempos: 1', 3', 5', 10', 20', 30', 40', 60', 80' y 100'.

Luego se realizaron flotaciones BATCH a un tiempo predeterminado de 100 minutos, variando grado de fineza del mineral, dosificación de espumantes, % de sólidos y pH.

Para continuar el estudio, fueron realizadas pruebas de cinéticas para las etapas Cleaner, Scavenger y Cleaner-Scavenger.

Los mejores resultados experimentales de flotaciones BATCH se obtuvieron con las siguientes condiciones: una granulometría de 70% bajo 200 mallas, una mezcla de espumante D-250: MIBC = 2:1, a 50% sólidos, y pH de 10.5.

Posteriormente se hicieron pruebas de ciclo abierto y luego mediante la técnica de los "SPLIT FACTOR" se encontró el mejor circuito de flotación, el cual incluye cuatro etapas: ROUGHER, CLEANER, SCAVENGER y CLEANER-SCAVENGER.

Los mejores resultados obtenidos en la simulación del Test de Ciclo son: 85.48% de recuperación global y una ley de oro de 94.2 (g /ton).

INDICE

	Página
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.2. OBJETIVOS.....	3
CAPÍTULO 2. ASPECTOS TEORICOS.....	4
2.1. FUNDAMENTOS DE FLOTACIÓN.....	4
2.1.1 Definición.....	4
2.1.2 Tecnología del Proceso.....	5
2.2. VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN.....	10
2.2.1 Distintos tipos de Variables.....	10
2.2.2 Factor Mineral.....	11
2.2.3 Factor Granulométrico.....	12
2.2.4 Influencia de las Lamas.....	13
2.2.5 Tipo y Dosificación de Reactivos.....	14
2.2.6 Densidad de Pulpa o Porcentaje de Sólidos en Flotación.....	16
2.2.7 Tiempo de Residencia.....	16
2.2.8 Calidad del Agua.....	17
2.2.9 pH.....	17
2.3. CINÉTICA DE FLOTACIÓN.....	19

2.4.	ANTECEDENTES MINERALÓGICOS DEL ORO.....	:	25
2.4.1	Características del Oro.....	:	25
2.4.2	Minerales de Oro.....	:	26
2.4.3	Factores Mineralógicos que afectan la Recuperación del Oro.....	:	27
2.5.	FLOTACIÓN A NIVEL DE LABORATORIO.....	:	30
	CAPÍTULO 3. DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	:	35
3.1.	DESCRIPCIÓN DEL EQUIPO PRINCIPAL.....	:	35
3.2.	DESCRIPCIÓN DE MATERIALES E INSTRUMENTOS.....	:	38
3.3.	METODOLOGÍA DE TRABAJO.....	:	41
3.3.1	Historia y Recepción de las Muestras.....	:	41
3.3.2	Preparación de las Muestras.....	:	43
3.3.3	Caracterización del Mineral.....	:	47
3.3.4	Pruebas de Molienda.....	:	50
3.3.5	Pruebas de Flotación.....	:	52
a.	Pruebas Exploratorias de Flotación.....	:	52
b.	Pruebas de Flotación Rougher.....	:	53
b.1	Variación del Grado de Fineza.....	:	54
b.2	Variación de Espumante.....	:	54
b.3	Variación de Porcentaje de Sólidos en la Pulpa.....	:	55
b.4	Variación del pH.....	:	56
b.5	Efectividad de Colectores.....	:	57
c.	Cinéticas de Flotación, Etapas: Cleaner, Scavenger y Cleaner-Scavenger.....	:	57

d.	Simulación del Test de Ciclo.....	:	58
3.4.	CONDICIONES EXPERIMENTALES.....	:	60
3.4.1	Cinéticas de Flotación Rougher.....	:	60
3.4.2	Flotaciones Rougher.....	:	62
3.4.3	Pruebas de Ciclo Abierto.....	:	64
	CAPÍTULO 4. RESULTADOS.....	:	67
4.1.	RESULTADOS DE A. GRANULOMÉTRICO, PESO ESPECÍFICO, A. QUÍMICO Y A. MINERALÓGICO.....	:	69
4.2.	RESULTADOS DE PRUEBAS DE MOLIENDA.....	:	83
4.3.	RESULTADOS DE CINÉTICAS DE FLOTACIÓN ROUGHER..	:	89
4.4.	RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER.....	:	100
4.5.	RESULTADOS DE CINÉTICAS DE FLOTACIÓN, ETAPAS: CLEANER, SCAVENGER Y CLEANER-SCAVENGER.....	:	112
4.6.	RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN DEL TEST DE CICLO.	:	120
	CAPÍTULO 5. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	:	124
	CAPÍTULO 6. CONCLUSIONES.....	:	130
	BIBLIOGRAFÍA.....	:	133

ANEXOS

ANEXO A

A.1.	CÁLCULOS NECESARIOS PARA MOLIENDA Y FLOTACIÓN. :	137
A.2.	FÓRMULAS UTILIZADAS PARA EL PROCEDIMIENTO DE LOS RESULTADOS..... :	141

ANEXO B

B.1.	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA REALIZADAS CON EL SECTOR Nº1..... :	145
B.2.	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA REALIZADAS CON EL SECTOR Nº2..... :	153
B.3.	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA REALIZADAS CON EL SECTOR Nº3..... :	159

ANEXO C

C.1.	BALANCES DE MASA REALIZADOS EN LAS PRUEBAS DE CICLO ABIERTO..... :	165
C.2.	ALTERNATIVAS DE CIRCUITOS DE FLOTACIÓN..... :	173
C.3.	SIMULACIÓN CIRCUITO DE FLOTACIÓN..... :	179
C.4.	MÉTODO DE SIMULACIÓN MATEMÁTICA SPLIT-FACTOR.. :	185

LISTA DE TABLAS

	Página
TABLA 3.1. CONDICIONES GENERALES DE TRABAJO DE LAS EXPERIENCIAS Nº1 Y Nº2..... :	60
TABLA 3.2. TIPO Y DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS UTILIZADOS EN EXPERIENCIAS Nº1 Y Nº2..... :	61
TABLA 3.3. CONDICIONES DE TRABAJO DE LAS EXPERIENCIAS Nº3, A LA Nº7..... :	62
TABLA 3.4. CONDICIONES DE TRABAJO DE LAS CINÉTICAS DE FLOTACIÓN: CLEANER, SCAVENGER Y CLEANER-SCAVENGER..... :	63
TABLA 3.5. TIPO Y DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS USADOS EN LAS EXPERIENCIAS Nº3 A LA Nº7..... :	65
TABLA 3.6. TIPO Y DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS USADOS EN LAS EXPERIENCIAS Nº8, Nº9 Y Nº10..... :	66
TABLA 4.1. DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL MINERAL DE SECTOR Nº1..... :	70

TABLA 4.2.	DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL MINERAL DE SECTOR Nº2.....	: 71
TABLA 4.3.	DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL MINERAL DE SECTOR Nº3.....	: 72
TABLA 4.4.	DETERMINACIÓN DE PESO ESPECÍFICO DE LOS TRES SECTORES DEL MINERAL.....	: 74
TABLA 4.5.	ANÁLISIS QUÍMICO DE LEYES DE CABEZA DE LOS TRES SECTORES DEL MINERAL.....	: 74
TABLA 4.6.	ANÁLISIS MICROSCÓPICO DEL SECTOR Nº1.....	: 75
TABLA 4.7.	ANÁLISIS MICROSCÓPICO DEL SECTOR Nº2.....	: 79
TABLA 4.8.	ANÁLISIS MICROSCÓPICO DEL SECTOR Nº3.....	: 81
TABLA 4.9.	RESULTADOS DE LOS TIEMPOS DE MOLIENDA PARA LOS DIFERENTES GRADOS DE FINEZA DEL SECTOR Nº1.....	: 84
TABLA 4.10	RESULTADOS DE LOS TIEMPOS DE MOLIENDA PARA LOS DIFERENTES GRADOS DE FINEZA DEL SECTOR Nº2.....	: 85

TABLA 4.11	RESULTADOS DE LOS TIEMPOS DE MOLIENDA PARA LOS DIFERENTES GRADOS DE FINEZA DEL SECTOR Nº3.....	: 86
TABLA 4.12	RESULTADOS DE LOS TIEMPOS DE MOLIENDA PARA LOS DIFERENTES PORCENTAJES DE SÓLIDOS EN LA CELDA, PARA EL SECTOR Nº1..	: 88
TABLA 4.13	RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER (EXP-1), DEL SECTOR Nº1.....	: 90
TABLA 4.14	RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER (EXP-1), DEL SECTOR Nº2.....	: 91
TABLA 4.15	RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER (EXP-1), DEL SECTOR Nº3.....	: 92
TABLA 4.16	RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER (EXP-2), DEL SECTOR Nº1.....	: 95
TABLA 4.17	RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER (EXP-2), DEL SECTOR Nº2.....	: 96
TABLA 4.18	RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER (EXP-2), DEL SECTOR Nº3.....	: 97

TABLA 4.19	RESULTADOS DE LA FLOTACIÓN ROUGHER VARIANDO EL GRADO DE MOLIENDA, DEL SECTOR Nº1.....	: 101
TABLA 4.20	RESULTADOS DE LA FLOTACIÓN ROUGHER VARIANDO EL GRADO DE MOLIENDA, DEL SECTOR Nº2.....	: 102
TABLA 4.21	RESULTADOS DE LA FLOTACIÓN ROUGHER VARIANDO EL GRADO DE MOLIENDA, DEL SECTOR Nº3.....	: 103
TABLA 4.22	RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER VARIANDO LA MEZCLA DE ESPUMANTE, DEL SECTOR Nº1...	: 104
TABLA 4.23	RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER VARIANDO LA MEZCLA DE ESPUMANTE, DEL SECTOR Nº2...	: 105
TABLA 4.24	RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER VARIANDO LA MEZCLA DE ESPUMANTE, DEL SECTOR Nº3...	: 106
TABLA 4.25	RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER VARIANDO EL PORCENTAJE DE SÓLIDOS, DEL SECTOR Nº1.	: 107
TABLA 4.26	RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER VARIANDO pH DE LA PULPA, DEL SECTOR Nº1.....	: 109

TABLA 4.27	RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER (60 MIN.) PROBANDO CADA COLECTOR POR SEPARADO, DEL SECTOR Nº1.....	: 111
TABLA 4.28	RESULTADOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN CLEANER, DEL SECTOR Nº1.....	: 113
TABLA 4.29	RESULTADOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN SCAVENGER, DEL SECTOR Nº1.....	: 115
TABLA 4.30	RESULTADOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN CLEANER - SCAVENGER, DEL SECTOR Nº1.....	: 117
TABLA 4.31	RESULTADOS CIRCUITO ABIERTO DE FLOTACIÓN.	: 121
TABLA 4.32	RESULTADOS SIMULACIÓN DE CIRCUITOS DE FLOTACIÓN.....	: 123

LISTA DE FIGURAS

	Página
FIGURA 2.1. INTERDEPENDENCIA DE LAS VARIABLES DE FLOTACIÓN.....	8
FIGURA 2.2. ZONAS TÍPICAS EN LA OPERACIÓN DE UNA CELDA DE FLOTACIÓN.....	9
FIGURA 2.3. CURVA DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN, COORDENADAS NORMALES.....	23
FIGURA 2.4. CURVA DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN, COORDENADAS SEMI-LOGARÍTMICAS.....	23
FIGURA 2.5. ITERACIONES EN UNA PRUEBA DE CICLO PARA UN CIRCUITO CON UNA ETAPA ROUGHER (R) Y UNA LIMPIEZA (L).....	34
FIGURA 3.1. ESQUEMA GENERAL DE METODOLOGÍA DE TRABAJO.....	42
FIGURA 3.2. ESQUEMA DE PREPARACIÓN DE MUESTRAS....	46
FIGURA 3.3. ESQUEMA DE LAS PRUEBAS DE CICLO ABIERTO REALIZADAS EN EL LABORATORIO..	59
FIGURA 4.1. CURVA DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE LA MENA BAJO 12 MALLAS.....	73
FIGURA 4.2. TIEMPOS DE MOLIENDA.....	87
FIGURA 4.3. RECUPERACIÓN DE ORO V/S TIEMPO ROUGHER, (EXP-1).....	93

FIGURA 4.4.	RECUPERACIÓN DE COBRE TOTAL V/S TIEMPO ROUGHER, (EXP-1).....	: 94
FIGURA 4.5.	RECUPERACIÓN DE ORO V/S TIEMPO ROUGHER (EXP-2).....	: 98
FIGURA 4.6.	RECUPERACIÓN DE COBRE TOTAL V/S TIEMPO ROUGHER (EXP-2).....	: 99
FIGURA 4.7.	RECUPERACIÓN v/s pH.....	: 108
FIGURA 4.8.	RECUPERACIÓN v/s % SÓLIDOS.....	: 110
FIGURA 4.9.	RECUPERACIÓN v/s TIEMPO CLEANER.....	: 114
FIGURA 4.10.	RECUPERACIÓN v/s TIEMPO SCAVENGER.....	: 116
FIGURA 4.11.	RECUPERACIÓN v/s TIEMPO CLEANER- SCAVENGER.....	: 118
FIGURA 4.12.	LEY DE CONCENTRADO v/s RECUPERACIÓN. ETAPA CLEANER.....	: 119
FIGURA 4.13.	ESQUEMA CIRCUITO ABIERTO DE FLOTACIÓN.	: 122
FIGURA C.1.	ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°1.....	: 173
FIGURA C.2.	ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°2.....	: 174
FIGURA C.3.	ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°3.....	: 175
FIGURA C.4.	ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°4.....	: 176
FIGURA C.5.	ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°5.....	: 177
FIGURA C.6.	ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°6.....	: 178
FIGURA C.7.	REPRESENTACIÓN ESQUEMÁTICA DE UN SEPARADOR TÍPICO (ETAPA DE FLOTACIÓN ESPECÍFICA) Y EL CONCEPTO DE SPLIT FACTORS (S.F.).....	: 187

CAPITULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1 INTRODUCCIÓN.

La tendencia en el alza de las cotizaciones del oro, es en estos momentos evidente y con un futuro promisor. Es por eso que el oro juega un papel importante y estratégico en las coyunturas y las relaciones económicas entre los países y por ende en el bienestar de los mismos.

El tratamiento de los minerales auríferos, se basa fundamentalmente en las propiedades muy características del oro nativo y los telururos de Au - Ag. (1).

Existen diversos métodos de concentración de minerales de oro la "Flotación" es uno de los cuales esta constantemente en estudio debido a su eficacia y complejidad. Por este motivo ha llegado a ser uno de los métodos más importantes de la concentración y recuperación del metal precioso.(2)

Con la ayuda de la tecnología se ha ido mejorando las diferentes técnicas de tratamiento de menas auríferas, logrando un aumento en la producción anual de oro en Chile, ocupando el tercer lugar en 1991, dentro de la producción de

oro en América Latina.

En el año 1993 se controló estadísticamente, en nuestro país una producción de 33.637,5 Kg de Oro fino (3)

Por lo tanto, de lo anteriormente expuesto, es necesario contribuir al desarrollo de la tecnología de obtención de este influyente metal amarillo. Razón por la cual se realiza este estudio.

1.2 OBJETIVO.

El objetivo principal de este estudio, realizado para la Compañía Minera San José Ltda., es determinar la propuesta metalúrgica de un mineral de oro proveniente de la mina RESGUARDO, al proceso de flotación.

La finalidad de la Compañía con respecto al presente estudio, es mejorar las recuperaciones de oro obtenidas en planta.

CAPITULO 2.

ANTECEDENTES TEÓRICOS

2.1. FUNDAMENTOS DE FLOTACIÓN

2.1.1 DEFINICIÓN

La flotación es un proceso físico - químico de separación de materias sólidas finamente molidas de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de aire y a base de sus propiedades hidrofílicas (mojables) e hidrofóbicas (no mojables).

Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie, donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye las colas o relaves.

Para lograr una buena concentración se requiere entonces, que las especies que constituyen la mena estén bien separadas o liberadas. Esto se logra en las etapas previas de chancado y molienda, etapas que son así determinadas en el proceso de flotación, aunque no son parte del mismo(4)

Para la mayoría de los minerales, se logra un adecuado grado de liberación moliendo a tamaños cercanos a 100 μm , partículas de mayor tamaño se sueltan de las burbujas portadoras, por su mayor peso, en tanto que las partículas muy finas no tienen el suficiente impulso para producir un encuentro efectivo partícula - burbuja.

El proceso de flotación, de esta manera, está gobernado por una gran cantidad de variables, las que interactúan entre sí, y cuyo conocimiento contribuirá a comprender mejor el proceso en sí y obtener finalmente un mejor rendimiento en aplicaciones prácticas.

2.1.2 TECNOLOGÍA DE PROCESO

La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación, es la naturaleza hidrofóbica (o aerofílica) de las especies mineralógicas que componen la mena, cuyas características hacen que las superficies sean perfectamente mojadas por el aire o por el agua.

Al contrario de los otros métodos de concentración, es posible modular la diferencia entre las propiedades útiles y al ganga, modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema, mediante la adecuada selección de los reactivos agregados; colectores, espumantes, activadores, depresores o modificadores en general.

Un **Colector** es un agente tensoactivo, que se agrega a la pulpa. Tiene la propiedad de absorberse selectivamente en la superficie de un mineral y lo transforma en hidrofóbico. Las burbujas se adhieren así, preferentemente sobre estas superficies, atrapando las partículas. En razón a que el mecanismo, por el cual el colector se fija sobre la superficie mineral, es diferente a flotar sulfurados de oxidados; se divide la flotación en éstas dos áreas.

Espumante : Es un agente tensoactivo que se adiciona a la pulpa con el objetivo de estabilizar la espuma en la cual se encuentra el mineral de interés.

Los reactivos **Modificadores**, por otro lado, como los activadores, depresores o modificadores de pH, se usan para intensificar o reducir la acción de los colectores sobre la superficie mineral.

Así, en el proceso de flotación están involucradas tres fases: la fase líquida (generalmente agua), la fase gaseosa (generalmente aire) y la fase sólida, que dada la complejidad del sistema, es distinta para cada tipo de mineral a flotar, Además estas fases, influyen variables que dependen de los equipos y diseño de los circuitos de flotación, además de variables de operación propias de

cada caso particular (ver figura 2.1).

De esta forma, si en una pulpa se dispersa aire en forma de burbujas, las partículas más hidrofóbicas se ubicarán en la interfase aire-agua, formando agregados estables con las burbujas, los cuales debido a su menor densidad global ascenderán hasta la superficie de la pulpa, para formar en ella una capa de espuma mineralizada. Las partículas hidrofílicas, en cambio permanecerán en el seno de la pulpa. Se genera así, un concentrado en la capa de espuma, y un relave o cola.

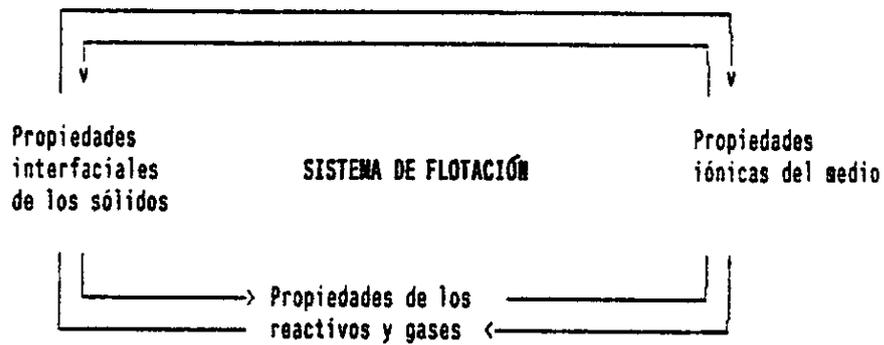
En la figura 2.2 se puede observar las tres zonas típicas en la operación de una celda convencional.

**Propiedades interfaciales
de los sólidos.**

- Área superficial
- Tamaño de partícula
- Hidrofobicidad natural
- Solubilidad
- Grado de liberación

Propiedades del Medio

- pH
- Presencia de activadores
- Temperatura
- Tensión Superficial



Propiedades de los reactivos

- Composición química
- Concentración
- Largo de la cadena
- Mecanismo de adsorción
- Propiedades espumantes

Propiedades sistema de flotación

- Diseño de celda
- Agitación
- Flujo de aire
- configuración de los bancos de celda
- Variables operacionales
- Flujo de alimentación

Figura 2.1: Interdependencia de las Variables de Flotación

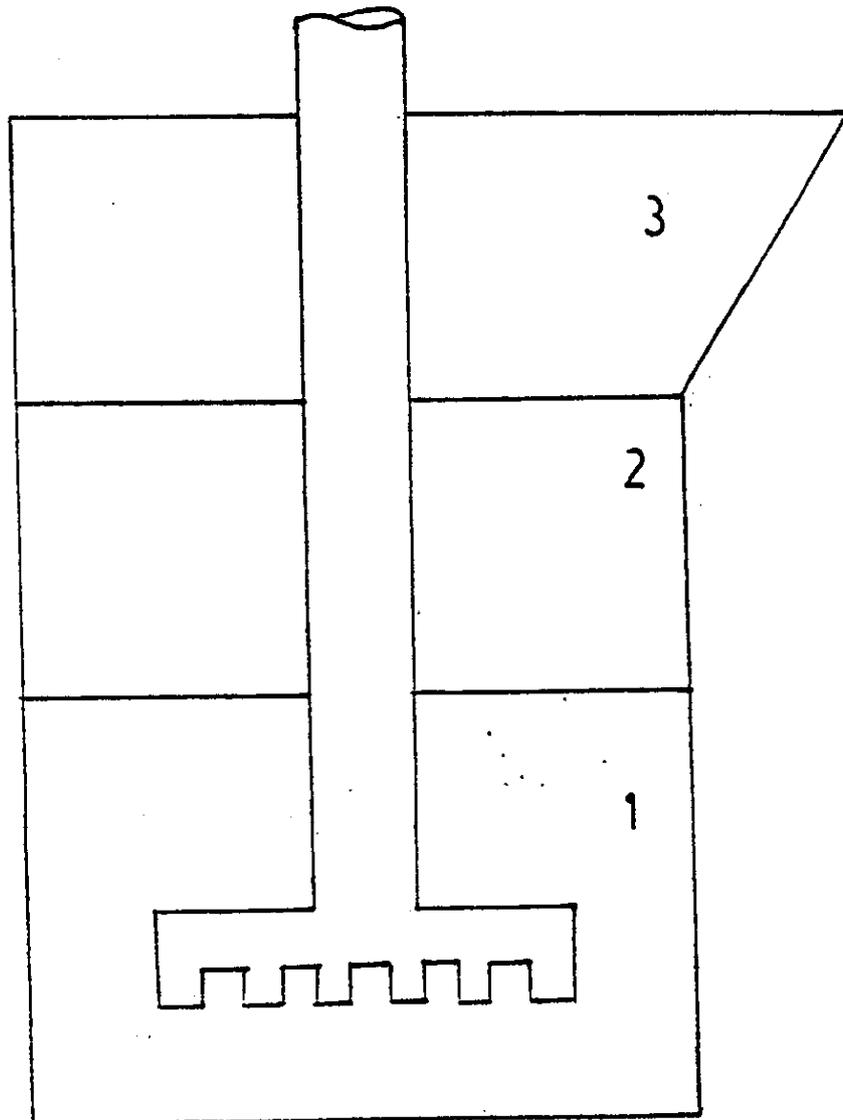


Figura 2.2 : Corte transversal de una Celda de Flotación.

- (1) Zona de Agitación
- (2) Zona de Mineralización
- (3) Zona de Separación.

2.2 VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

2.2.1 DISTINTOS TIPOS DE VARIABLES.

Existen diferentes tipo de variables, un grupo importante corresponde a la naturaleza de la mena misma. La forma mineralógica del mineral, su asociación con otros componentes, la presencia de impurezas, su diseminación, su pH natural, procesos secundarios, como oxidación u otros factores que determinan el comportamiento del mineral en un circuito de flotación y las condiciones básicas preliminares que hay que considerar para seleccionar el método más apropiado de flotación.

En seguida, hay que considerar los problemas específicos que se pueden presentar en los circuitos de reducción de tamaño y de clasificación por los cuales tiene que pasar un mineral antes de su flotación. En las operaciones de trituración en seco y de molienda húmeda y clasificación, el mineral está expuesto a la oxidación. Además debido a sus contacto con el agua se produce la disolución de ciertos componentes de la mena igual que la contaminación directa con fierro proveniente del equipo. El agua misma es también un factor importante por cuanto se usa en enormes cantidades, lleva materias disueltas y a menudo no se puede purificar antes de su uso(5).

Finalmente, en este proceso influyen una serie de factores, tales como; acondicionamiento de los reactivos, tamaño granulométrico del mineral, densidad de la pulpa, ph del circuito, método de la aireación de la pulpa, tiempo de flotación, fórmula de reactivos, etc.

A continuación, se analiza las variables que influyen en el proceso de flotación.

2.2.2 FACTOR MINERAL

Para una flotación es de primordial importancia la naturaleza del mineral y de sus acompañantes, o sea, de la mena misma. Aquí cuenta la composición química de los minerales útiles y de la ganga; su disseminación, dureza, fenómenos secundarios de oxidación y meteorización; impurezas que acompañan la mena; finalmente los antecedentes geológicos del yacimiento y su método de explotación.

La composición química del componente útil flotable es lo que determina el tipo de tratamiento y de reactivos que se usarán. Se sabe de antemano que los sulfuros y metales nativos, igual que los compuestos con arsénico, no

presentarán, mayores dificultades en lo que a flotación misma se refiere. Los carbonatos, silicatos, sulfatos, fosfatos y otros óxidos o no sulfuros, como se les llama, presentan problemas de mayor complejidad.

2.2.3 FACTOR GRANULOMETRICO

Todo mineral para ser flotado tiene que ser reducido de tamaño hasta tal punto que cada partícula representa una sola especie mineralógica (liberación); además su tamaño tiene que ser apropiado para que las burbujas de aire los puedan llevar hasta las superficies de las celdas de flotación. En otras palabras, existe un tamaño máximo de las partículas que se pueden flotar. Este tamaño máximo, naturalmente depende de la naturaleza del mineral mismo y de su peso específico. La flotación de sulfuros es distinta a la de no sulfuros. En la flotación de minerales metálicos las partículas son más pequeñas que en los minerales no metálicos(6)

A parte del tamaño máximo de las partículas a flotar, determinado por su peso y diámetro relativo, es de gran importancia el tamaño indicado como su punto de

liberación. La mayoría de los minerales útiles yacen en forma dispersa, o sea, impregnan la roca matriz en forma de partículas que varían de tamaño entre varios micrones y un centenar de micrones. Esto significa que si el mineral que se va a flotar no es molido hasta su punto de liberación de sus valores mineralógicos, las recuperaciones van a disminuir considerablemente, pues las partículas que llevan inclusiones de minerales de la ganga (middling o productos medios) tiene una flotación considerablemente inferior a las partículas liberadas. En forma aproximada se puede afirmar que el grado de pasivización de una superficie es proporcional a la superficie de la inclusión. De este modo no solo se disminuye la posibilidad de contacto con la burbuja (pues si la partícula pega la burbuja con su lado pasivo, no se va a producir la unión) sino, que también la fuerza de enlace se debilita enormemente y la partícula tiene gran posibilidad de despegarse cuando está atravesando la pulpa adherida a una burbuja para llegar a la superficie.

2.2.4 INFLUENCIA DE LAS LAMAS

El problema de las lamas finas y el perjuicio que causan en el proceso de flotación se puede comparar solo con el problema de la oxidación, y en ambos casos el

progreso hecho es el mismo.

El daño del material lamoso es de carácter doble:

1) Las partículas de diámetro pequeño flotan mal, y 2) las lamas perjudican la flotación de las partículas de tamaño adecuado.

En el primer caso el problema está relacionado con la pequeña masa de la partícula y con ciertas dificultades que este fenómeno crea. Estadísticamente, para un gran número de partículas del mismo volumen global que una sola partícula grande, existe menor probabilidad de encontrarse con una burbuja de aire(7).

2.2.5 TIPO Y DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS

La función del colector es hacer selectivamente hidrofóbica la superficie del mineral deseado, y es así el más importante de los reactivos usados en flotación.

La elección del tipo de colector, de la variedad de familias existentes, es hoy en día, más un arte que una ciencia. Sin embargo por la amplia experiencia en su uso de flotación, existen correlaciones empíricas que

aconsejan usar determinado tipo de colector para recuperar un mineral desde una asociación mineralógica dada.

Por otro lado la elección de un espumante determina las características de la espuma, que contribuye a la selectividad de la operación: las variables altura de la espuma y flujo de aire afectan al tiempo de retención de las partículas en la espuma.

La estabilidad de la espuma depende principalmente de la dosificación de espumante. Para bajas dosis, ésta se rompe fácilmente y no cumple su función de mantener el material flotando hasta que sea retirado de la celda. La estabilidad de la espuma está relacionada con el flujo de aire al proceso: si este está bajo, se puede producir una saturación de la espuma y por lo tanto una inhibición de la flotación.

Se debe tener en cuenta, también, que los reactivos utilizados necesitan un cierto tiempo de contacto para que operen eficientemente. Así la etapa de acondicionamiento previo adquiere especial importancia en estos casos: algunos de estos reactivos se deben de agregar en la etapa de molienda, mientras que otros basta con adicionarlos directamente al cajón de descarga del molino o al acondicionador.

2.2.6. DENSIDAD DE PULPA O PORCENTAJE DE SÓLIDOS EN FLOTACIÓN

La densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos en flotación viene determinada desde la etapa molienda - clasificación, de modo que esta última etapa opere en forma óptima. En la práctica es raro que la pulpa se ajuste a un porcentaje de sólidos antes de entrar a flotación, sin embargo es un factor importante que debería controlarse, ya que existe un valor óptimo para el proceso, porque afecta el tiempo de residencia del mineral en el circuito y de esta forma, la capacidad del mismo.

2.2.7 TIEMPO DE RESIDENCIA

El tiempo de flotación depende de las características del material a flotar, y de la conjugación de todos los demás factores que inciden en el proceso. Esto es, bajo determinadas condiciones operacionales, se debe dar al mineral el tiempo suficiente para alcanzar una operación deseada. Obviamente, los aspectos técnicos - económicos son los que determinan las condiciones de operación.

2.2.8 CALIDAD DEL AGUA

Dada la gran cantidad de interacciones que se producen entre las variables del proceso, que condicionan el ambiente físico - químico de flotación, un aspecto interesante de analizar es la calidad del agua. Es común que en las plantas, parte importante de esta sea agua de proceso, recuperada desde espesadores, filtros y tranques de relave la cual contiene reactivos residuales. Esto produce un ahorro en el consumo de agua y en el consumo de espumante, pero se puede producir un aumento de algunas iones en solución cuyo efecto debe ser evaluado, a fin de evitar que éstas sobrepasen niveles críticos para flotación(8).

2.2.9 pH

El proceso de flotación es sumamente sensible al pH especialmente cuando se trata de flotación selectiva.

Cada fórmula de reactivos de flotación tiene un pH óptimo, el cual es regulado mediante la adición de un regulador de pH, siendo esta variable de control la más utilizada en el proceso de flotación para obtener óptimas recuperaciones de una especie mineralógica y para depresar otras que puedan interferir en los procesos de tratamiento

posteriores.

En la flotación de minerales sulfurados, naturalmente el reactivo modificador mas común económico para obtener el ambiente alcalino utilizado, es la cal.

2.3 CINÉTICA DE LA FLOTACIÓN

Entre los problemas más importantes de la cinética de la flotación, se encuentra el de la definición de velocidad de flotación, o sea, la recuperación de especies minerales en la espuma en relación con el tiempo. Taggart(9) muchos años atrás preparó gráficos que relacionaban la recuperación con el tiempo. Sin embargo la primera consideración teórica del problema corresponde al Chileno Humberto García Zúñiga, quien en 1935 (10) dedujo que la recuperación en el proceso de flotación es una función exponencial del tiempo.

Posteriormente, Beloglazov (11) llegó a conclusiones similares e hizo un análisis detallado del problema:

En el proceso de flotación, participan normalmente centenares de millones de partículas y decenas de millones de burbujas, sin entrar en detalle del mecanismo cómo se unen las partículas con las burbujas, se pueden considerar los fenómenos en forma estadística, utilizando los factores cinéticos que participan en el proceso.

Supongamos que:

n : es el número inicial de partículas disponibles para la flotación.

N : Es el número de burbujas introducidas en la pulpa en la unidad de tiempo.

F : es la fuerza promedio en que las partículas minerales se adhieren a las burbujas.

t : es el tiempo de flotación .

Supongamos ahora, que dentro del tiempo t desde el principio de la flotación flotaron en el concentrado x partículas de una cantidad inicial n . Si el número de burbujas introducidas durante la unidad de tiempo N , se mantuvo constante y si la fuerza media F con que las partículas se asocian con las burbujas también se mantuvo constante, entonces dentro del tiempo dt flotaron en el concentrado dx partículas.

Como durante el tiempo dt a través de la pulpa que contiene $(n-x)$ partículas, pasan Ndt burbujas, entonces el número de asociaciones exitosas entre burbujas y partículas tiene que ser proporcional a $N(n-x)dt$. De aquí que el número de partículas flotadas en el concentrado en la unidad de tiempo es:

$$dx = K N F (n - x) dt \quad \text{Ecc. (1)}$$

siendo F la fuerza media que une las partículas con las burbujas y K una constante que reúne las características de la máquina de flotación.

La ecuación diferencial (1) describe el proceso de flotación sin considerar los detalles de su mecanismo. La integración de esta ecuación es posible solo cuando N y F son funciones de tiempo, lo que es posible aceptar. Entonces:

$$\int_0^x \frac{dx}{n-x} = K \int_0^t N F dt$$

$$\ln \frac{n}{n-x} = K \int_0^t N F dt \quad \text{Ecc. (2)}$$

dividiendo el miembro de la izquierda por n y sabiendo que x/n es R , la recuperación, resulta que:

$$\ln \frac{1}{1-R} = K \int_0^t N F dt \quad \text{Ecc. (3)}$$

Como durante un experimento N y F son constantes, la ecuación (3) toma la forma:

$$\ln \frac{1}{1-R} = K_1 t \quad \text{Ecc. (4)}$$

K_1 es evidentemente una constante específica para todo el mineral. La ecuación (4) se puede expresar también en forma exponencial:

$$R = 1 - e^{-K_1 t} \quad \text{Ecc. (5)}$$

Las ecuaciones (4) y (5) explican lo mismo que formuló García Zúñiga, que la recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo. Esto significa, que graficando las experiencias de flotación en diagramas Recuperación - Tiempo, en un caso normal, tendremos curvas logarítmicas, como lo demuestra la figura 2.3.

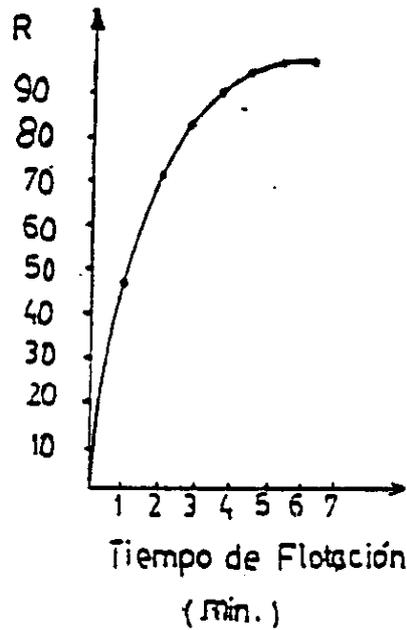


Fig. 2.3.

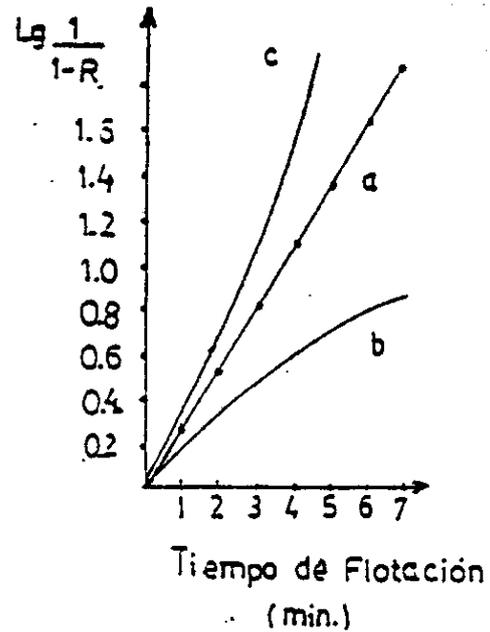


Fig. 2.4.

Este problema, como lo propuso Beloglazov, se puede resolver cómodamente en base a coordenadas Semi-logarítmicas, donde la ordenada es $\log 1/(1-R)$ y la abscisa el tiempo. De este modo, la curva de la figura 2.3. toma el aspecto de curva 2.4 (a).

La importancia práctica de estas curvas reside en el hecho de que un proceso de flotación, que se desarrolla normalmente, en la figura 2.4. tiene que estar representado por una recta de inclinación variable (a) que depende del carácter del mineral y de la máquina o método de flotación. Si hay desviaciones de esta recta, éstas significan que el proceso de flotación no se desarrolla normalmente. La curva convexa (b) significa que el proceso

de flotación es obstaculizado, mientras que la curva cóncava (c) significa que el proceso es favorecido.

Es importante señalar que la ecuación de García Zúñiga no discute las razones que favorecen u obstaculizan el proceso, sino que solamente lo cuantifica.

En forma definitiva la idea de García se puede expresar mediante la ecuación diferencial :

$$\frac{dR}{dt} = K N F (1 - R) \quad \text{Ecc. (6)}$$

Sin embargo hay desviaciones que afirman que la expresión más completa para el proceso de flotación sería una ecuación diferencial:

$$\frac{dR}{dt} = K N F (1 - R)^n \quad \text{Ecc. (7)}$$

donde n sería una cantidad variable, pero fija para cada caso particular. La mayoría de los autores concuerdan que n varía entre 1 y 2, pero hay otros que afirman que puede llegar hasta 6 (12).

2.4 ANTECEDENTES MINERALOGICOS DEL ORO.

2.4.1 CARACTERÍSTICAS DEL ORO.

El oro cuyo símbolo químico es "Au", es un metal precioso que se encuentra diseminado en pequeñas cantidades en la naturaleza. Cristaliza en el sistema cúbico, clase hexaquisoctaédrico. Los cristales irregulares adquieren formas reticuladas y dendríticas. Raras veces en cristales; naturalmente, en placas irregulares, escamas o masas. Su dureza es de 2.5. Peso específico es de 19.3 cuando es puro, pero la presencia de otros metales hace disminuir este y puede llegar a bajar hasta 15.

Es muy maleable y dúctil. Presenta además varias tonalidades de color amarillo, dependiendo de su pureza, se torna más pálido al aumentar el porcentaje de plata presente.

Funde fácilmente a 1063° C. Es insoluble en los ácidos ordinarios, pero soluble en agua regia (mezcla de ácido clorhídrico y nítrico en proporciones de 1:3 respectivamente) (13).

2.4.2 MINERALES DE ORO.

Los minerales de oro generalmente pueden encontrarse tres clases principales.

- a).- Minerales de oro, en los cuales la oxidación de los sulfuros han progresado hasta el punto donde prácticamente todo el oro se encuentra libre, esto es, liberado de la ganga. Esta clase de minerales es generalmente muy bajo en sulfuros.
- b).- Minerales de oro, en los cuales una porción del oro puede presentarse, ya sea en la forma metálica o como telururo, el restante estaría asociado con sulfuros tales como pirita y arsenopirita. La mayoría de los minerales de oro se atribuyen a esta clase.
- c).- Minerales los cuales contienen su mayor valor como minerales de base, tales como; Plomo, Zinc, Cobre. Generalmente estos minerales son conocidos como minerales metal base, pero en ciertos casos suficiente oro puede estar presente en los productos finos, así esta disposición del oro puede tener una importante influencia sobre el uso de reactivos.

2.4.3 FACTORES MINERALOGICOS QUE AFECTAN LA RECUPERACIÓN DEL ORO

Existen algunos factores que afectan en gran medida la recuperación del oro, estos son:

- a) Los minerales que aportan el oro
- b) su tamaño del grano y particularmente en el caso en que los granos son muy finos (10 micrones de diámetro anular).
- c) Los minerales huéspedes.
- d) La asociación de estos con los minerales que contienen oro.

Los estudios mineralógicos de la menas de oro y productos metalúrgicos que contienen oro en cantidades económicas, son difíciles y llevan mucho tiempo. Principalmente por estas razones las pruebas metalúrgicas se hacen simplemente por el método de la prueba y el error, sin entender las causas de por que se falla o se tiene éxito(14).

Los estudios mineralógicos, si se conducen en forma

apropiada y combinada con el trabajo metalúrgico, suministran un medio eficiente de mejorar la recuperación de oro.

a).- Minerales que Portan el Oro.

Los minerales que llevan oro, son el oro nativo, electrum, un número de aleaciones de telurios, compuestos de elementos con azufre, antimonio y selenio. El más común de estos es el oro nativo y electrum (variedad de oro nativo con contenido de plata en cantidades de un 20% y más).

El oro ocurre en menores cantidades en trazas y minerales como el telurio (Te); atokita (Pt,Pb)₃ Sn; Antenite (Pd,Hg)₃ As; Paladorsenita (Pd₂ As); Zvyagintsevite (Pd₃ Pb). Pequeñas concentraciones de oro son reportadas en soluciones, en sulfuros y sulfosales.

b).- Tamaño del Grano.

El tamaño de los granos de oro en sus correspondientes minerales fluctúa en un rango desde pequeños granos hasta vetillas visibles en las menas que se puedan observar con facilidad, sin la ayuda de un lente manual, es decir, de partículas de un tamaño de fracciones de micrones de diámetro a partículas de varios milímetros de espesor. Las partículas más finas no visibles aun en

microscopio también han sido reportadas, pero en el caso de soluciones sólidas no está comprobado. El tamaño del grano en general es proporcional a la Ley de la mena luego las menas de leyes menores están normalmente asociadas a un tamaño del grano de micrones o fracciones de micrones.

c).- Minerales Huéspedes.

El oro se presenta asociado con la mayoría de los minerales que forman rocas comunes.

La Pirita y la Arsenopirita son lejos los sulfuros auríferos más importantes que se encuentran en la naturaleza. En menores cantidades se encuentra incorporado a la Calcopirita, otros sulfuros, óxidos de hierro, minerales de calcio, silicatos y materiales carbonáceos.

d).- Asociaciones de Minerales.

Como se describió anteriormente, la forma en que se encuentra el oro en la roca huésped es muy variada. Para los procesos metalúrgicos estos se pueden resumir como siguen:

- 1.- Oro distribuido en fractura o en el borde entre granos del mismo mineral.
- 2.- Oro distribuido a lo largo de la banda de granos de dos diferentes minerales como: dos sulfuros, un sulfuro y un silicato, o un sulfuro y un óxido.
- 3.- Oro totalmente cerrado en la roca huésped

2.5 FLOTACIÓN A NIVEL DE LABORATORIO

Las celdas de flotación de laboratorio son unidades discontinuas, se encuentran en el mercado diferentes modelos y con capacidades entre 50 y 2000 gramos, siendo las más utilizadas la Agitair L - 500 y la Denver D - 12.

Las experiencias que en ellas se realizan se denominan comúnmente pruebas batch, aun cuando lo correcto es denominarlas semi - batch, ya que el flujo de concentrado se retira de la celda en forma casi continua.

Durante el transcurso de la experiencia se acostumbra a colectar el concentrado obtenido ya sea en un todo o fraccionado a través del tiempo. En este último caso la experiencia se denomina cinética, y tiene la ventaja de entregar información sobre la velocidad con que ocurre la experiencia. (15)

El gran número de variables e interacciones involucradas en una experiencia de flotación, obliga a extremar los cuidados en la experiencia a fin de realizar pruebas de las que se pueden obtener resultados confiables, es decir, que estas sean representativas con buena aproximación. La necesidad de una operación cuidadosa ha llevado al experimentador a estandarizar las

experiencias, desde la preparación de la mena para obtener muestras representativas, hasta cada uno de los pasos de la operación de flotación.

La reducción del tamaño de las menas hasta la granulometría necesaria para la prueba de flotación, se puede realizar en base a dos tendencias, una que utiliza el chancado y molienda en seco y la otra, la más aceptada en la actualidad, que consiste en reducir todo el material bajo la malla 10 para posteriormente, en el momento de la experiencia, llevarlo al tamaño necesario mediante molienda húmeda en un molino de bolas estandarizado. El tiempo de molienda requerido se determina a partir de una curva de molienda trazada previamente.

La estandarización de la molienda debe considerar todos los parámetros que inciden en la distribución granulométrica del producto; diseño del molino, fracción de sólidos, carga de bolas, velocidad de rotación, etc.

La estandarización de la prueba de flotación debe comprender todas aquellas variables y parámetros que no sean motivo de estudio, como por ejemplo, tipo de celda, velocidad de agitación, nivel de pulpa, perfil de aire, velocidad de extracción de concentrado, etc.

Las pruebas cinéticas permiten conocer la velocidad de recuperación de las especies útiles y la recuperación máxima obtenible para cada conjunto de parámetros. Este conocimiento permite establecer un criterio de comparación de comportamiento de colectores, estimar el tiempo en el cual se produce la separación con la eficiencia máxima y proporciona la información experimental necesaria para modelar la flotación semibatch

Otro tipo de experiencias que se realiza a nivel de laboratorio es las pruebas de ciclos, "locked cycles", con lo que se trata de estimar el efecto de las cargas circulantes en el comportamiento global del circuito. Específicamente se intenta:

- Determinar el efecto de las cargas circulantes sobre el balance de masa y composición de los flujos.
- Verificación de la duración de los reactivos para determinar las necesidades de adiciones suplementarias, especialmente en la etapa de limpieza.
- Estudiar el efecto de acumulación de sales solubles, reactivos y lamas debido a las cargas circulantes.
- Estudiar los problemas de manejo de espuma.

Las experiencias se realizan en base a pruebas semibatch que representan a cada una de las etapas de flotación, recirculando las cargas circulantes en forma iterativa hasta lograr un estado estacionario. Para tener en cuenta el efecto del agua, reactivos y lamas, es necesario que junto con el sólido se recircule el agua, por lo que se requiere etapas de filtrado y repulpeo para el ajuste de densidades de pulpa. Debe además tenerse la precaución de realizar las experiencias en un mínimo de tiempo para evitar el envejecimiento de las pulpas.

Como el trabajo experimental es largo y tedioso, sobre todo para diagramas de flujo complejos, el operador tiende a minimizar el número de iteraciones. Sin embargo, se recomienda un número mínimo de seis.

Debe tenerse presente que como las experiencias realizadas son semibatch, no se está simulando un sistema continuo, sino que sólo se intenta estimar el efecto de las cargas circulantes

La figura 2.5 muestra un esquema de operación para un circuito simple de dos etapas, rougher y limpieza.

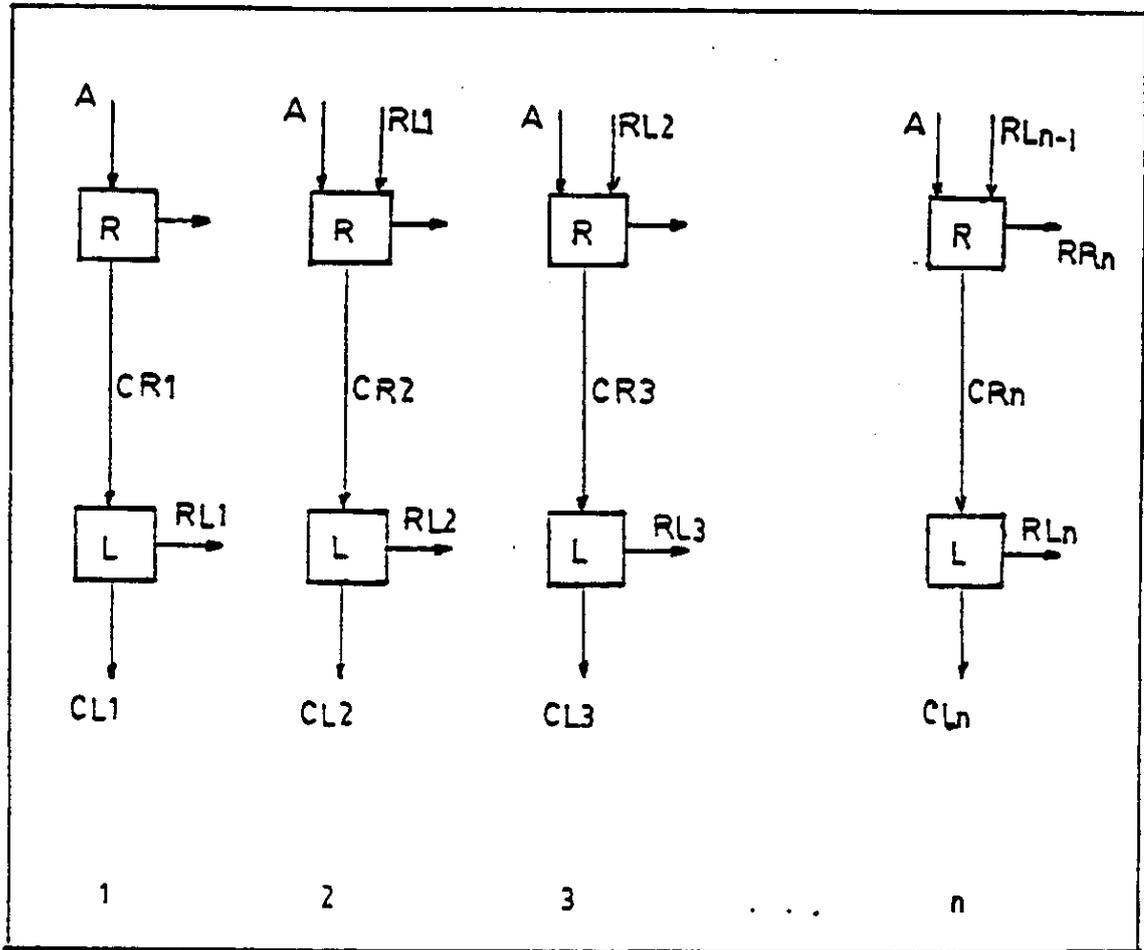


Figura 2.5.: Iteraciones en una Prueba de Ciclo para un Circuito con una Etapa Rougher (R) y una Limpieza (L).

CAPITULO 3

DESARROLLO EXPERIMENTAL

3.1 DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS PRINCIPALES

A continuación se describe los equipos utilizados pertenecientes al Laboratorio IDICTEC para realizar las pruebas de laboratorio.

CHANCADOR DE MANDÍBULA

Marca : DENVER
Motor R.P.M : 325 - 375
H.P : 5
Tamaño Aliment. : 3"
Tamaño Descarga : 0.37 "
Capacidad : 0.27 ton/hr.

CHANCADOR DE RODILLO

Marca : DENVER
Motor R.P.M : 250 - 300
H.P : 3
Tamaño Aliment. : 0.37 "
Tamaño Descarga : 0.10 "
Capacidad : 2 ton/hr

MOLINO DE BOLAS

Marca : DENVER
Motor **R.P.M** : 78
 H.P : 1/4
Dimensiones **Largo** : 8 "
 Diámetro : 7 "
Carga de Bolas **Peso** : 10.089 gr
 Diámetro : 1 1/16 "

ESTUFA DE SECADO.

Marca : MEMMERT
Dimensiones **Ancho** : 1 mt
 Alto : 1,2 mt
 Fondo : 0.6 mt
Potencia : 5 Kw.
Temperatura Máxima : 180 ° C

CELDA DE FLOTACIÓN.

Marca : DENVER, Modelo D - 12
Motor **R.P.M** : 1725/1425
 H.P : 1/4
 V : 115/230 volt.
 A : 3.6/1.8 amp.
Depósito **Volumen útil** : 2600 cc.

Características Especiales :

- Tacómetro Integral
- Tubo aspiración incluye control regulable de aireación

FILTRO DE VACÍO

Marca : DENVER
 Dimensiones Diámetro : 16 "
 Alto : 5 "

FILTRO DE PRESIÓN.

Marca : DENVER
 Dimensiones Diámetro : 13 "
 Alto : 24 "

CORTADORES DE RIFFLES

Marca : CARPCO
 Dimensiones : 1/4" x 64 RIFFLES
 1/2" x 32 RIFFLES
 1/4" x 16 RIFFLES

EQUIPO DE TAMIZAJE.

Marca : DENVER
 Motor H.P : 1/6
 Capacidad : 8 Tamices
 Diámetro : 8"
 Serie de Tamices : Desde la malla 12
 hasta la malla 400
 (serie A.S.T.M.)

3.2 Descripción de Materiales e Instrumentos

A continuación se detallan las características principales de dichos materiales e instrumentos utilizados en el presente estudio.

a) Materias Primas e Insumos

- Mineral Oro de Mina Resguardo (Sector 1)
Ley Oro : 4.35 (g/t)
Ley Cobre : 0.8 (%)

- Mineral Oro de Mina Resguardo (Sector 2)
Ley Oro : 4.35 (g/t)
Ley Cobre : 1.35 (%)

- Mineral Oro de Mina Resguardo (Sector 3)
Ley Oro : 3.6 (g/t)
Ley Cobre : 0.3 (%)

- Reactivos de Flotación
 - Colector : SF-623
 - : SF-554
 - : SF-114
 - : P - 3

- Espumante : MIBC
- : D - 250
- Modificador : Sulphidrato de Sodio
- Modificador de pH : Ca1
- Agua (Utilizada en Planta)
- Agua de Pique.
- Agua Recuperada.

B) MATERIALES DE LABORATORIO

- Bolsas Plásticas
- Brocas
- Espátulas
- Plumones
- Papel para Filtrar
- Bandejas de Loza
- Jeringas
- Frascos contenedores
- Matraz: Capacidad 200 ml
- Pipetas: Capacidad; 5, 10, 20 y 25 ml
- Probetas: Capacidad; 1000 y 2000 ml
- Pizetas
- Palas
- Otras

c) INSTRUMENTOS

- Balanza

Marca : SARTORIUS

Capacidad Máxima : 12 Kg

Grad. Mínima : 0.1 gr

- Balanza Analítica de Precisión

Marca : SARTORIUS

Cap. Máx : 80 gr

3.3 METODOLOGÍA DEL TRABAJO.

La metodología empleada para llevar a cabo el estudio de flotación, es idéntica para las tres muestras de los sectores de la mina, y es mostrada en forma esquemática en la figura 3.1.

A continuación se describe en forma detallada los pasos a seguir de esta metodología.

3.3.1 HISTORIA Y RECEPCIÓN DE LAS MUESTRAS

Las muestra en estudio corresponden a un mineral de oro, proveniente de la Mina "Resguardo", ubicada al sur de Copiapó, III Región. Estas pertenecen a tres sectores principales de la mina, las cuales fueron identificadas como : Sector 1, Sector 2, Sector 3.

El mineral fue recibido en el laboratorio IDICTEC de la Universidad de Atacama, donde posteriormente se realizaron las pruebas de flotación. Este consistía en aproximadamente 150 Kg de cada sector, con una granulometría promedio entre 5" y 7".

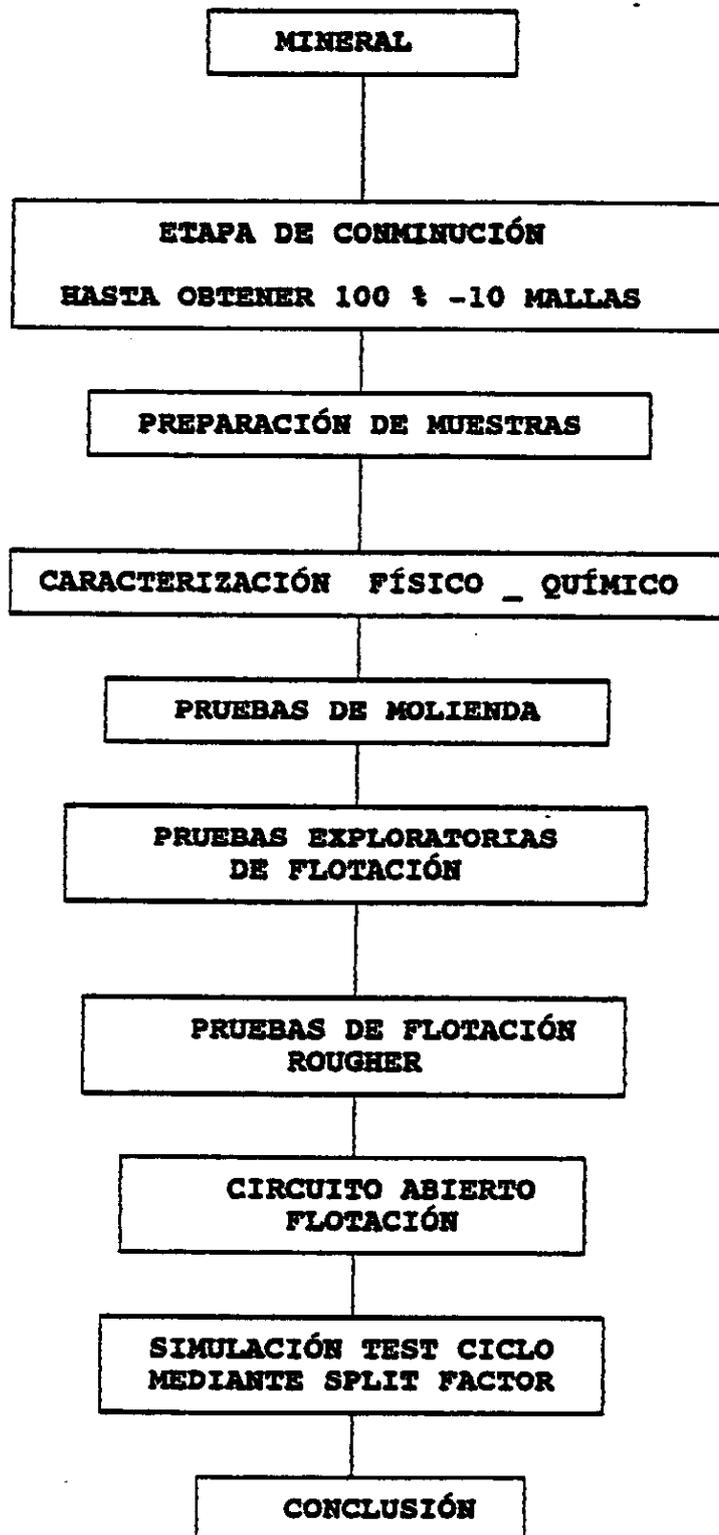


FIGURA 3.1. ESQUEMA GENERAL DE METODOLOGÍA DE TRABAJO

3.3.2 PREPARACIÓN DE LA MUESTRA.

a) REDUCCIÓN DE TAMAÑO.

Cada muestra es reducida de tamaño en forma manual, utilizando para ello un mazo hasta lograr un tamaño aproximado de 2", el cual es adecuado para alimentar el chancador de mandíbula.

El mineral con una granulometría promedio de 2" es reducido de tamaño en un triturador de Mandíbula, hasta obtener una granulometría de 100 % bajo 1/4".

Una vez obtenida esta granulometría, se clasificó el material en un harnero de 12 mallas A.S.T.M. El sobre tamaño fue alimentado a un triturador de Rodillos, hasta alcanzar una granulometría de 100 % bajo 12 mallas A.S.T.M. Este producto fue juntado con el material antes clasificado, para su posterior homogeneización y cuarteo.

b) HOMOGENEIZACIÓN Y CUARTEO.

b.1) PREPARACIÓN DE MUESTRAS PARA CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.

El mineral bajo 12 mallas A.S.T.M. es trasladada a una estufa a 80° C. Posteriormente fue dispuesto en una cancha para homogeneizarlo mediante traspaleos sucesivos, luego se continuó la homogeneización usando para tal efecto un cortador de riffles de 32 por 1/2" (2 Vueltas).

Una vez homogeneizado cada sector se procedió a efectuar divisiones sucesivas con el cortador de Riffles antes mencionado, hasta obtener muestras suficientes para los análisis necesarios para la caracterización de las muestras.

b.2) PREPARACIÓN DE PAQUETES PARA MOLIENDA Y FLOTACIÓN

De acuerdo al peso específico del mineral, se calculó la cantidad de mineral necesario para molienda (ver Anexo), según el porcentaje de sólidos estimado para la etapa de flotación.

Se tomó la cuarta parte de la totalidad del mineral y se homogeneizó pasándolo 2 veces por el cortador de Riffles de 32 x 1/2". En seguida se realizó divisiones sucesivas utilizando un cortador de riffles de 64 x 1/4", hasta conseguir paquetes con la cantidad necesaria para flotación.

El diagrama de bloques de Figura 3.2. nos muestra la metodología a usar.

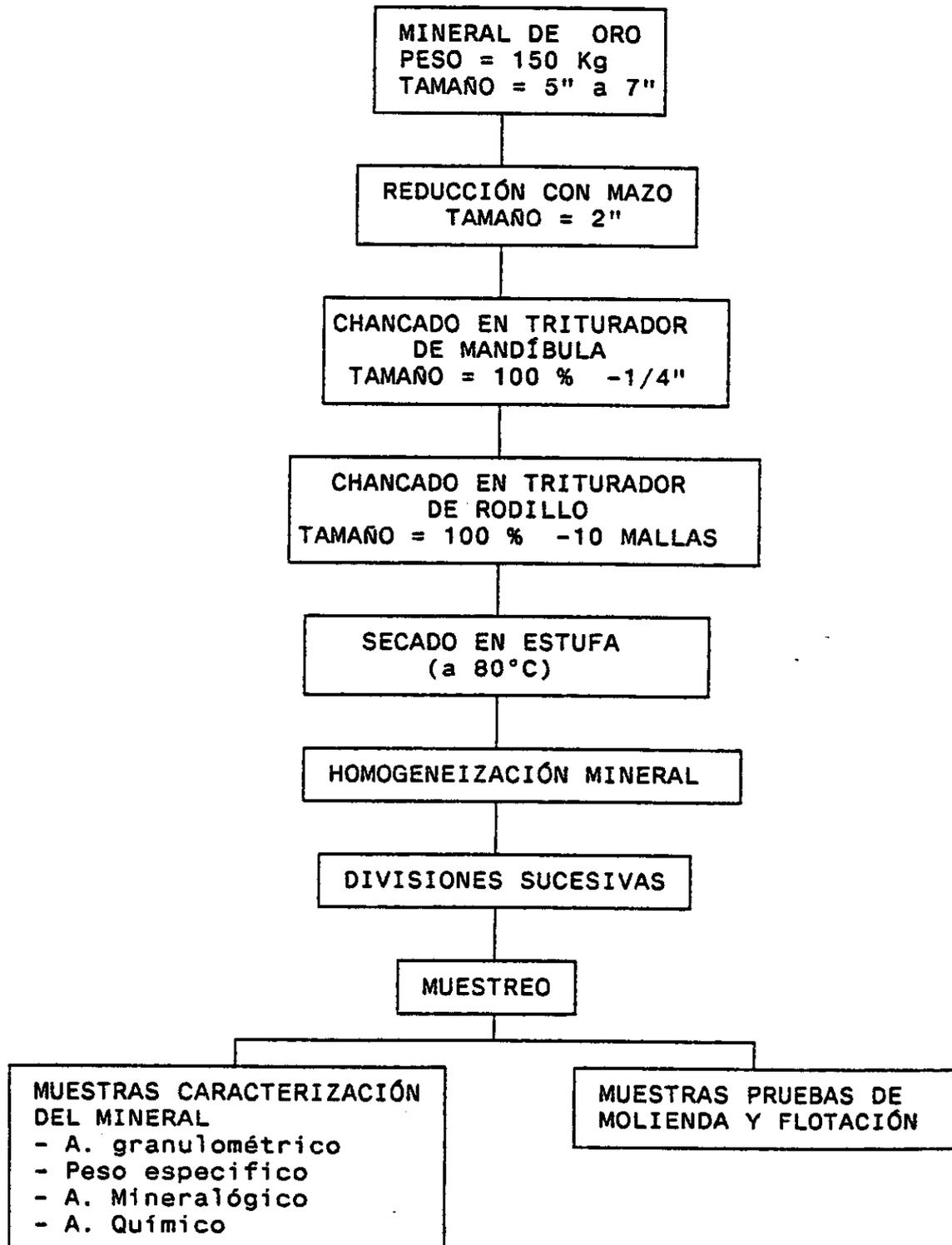


FIGURA 3.2 ESQUEMA GENERAL DE PREPARACIÓN DE MUESTRAS

3.3.3 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.

A cada sector del mineral se le realizó una caracterización físico-química, la cual comprende: análisis granulométrico, determinación del peso específico, análisis químico y análisis mineralógico. Dichos análisis se describen a continuación.

a) Análisis Granulométrico

Los Análisis Granulométricos se realizaron con 250 gramos de cada muestra, y para ello se utilizó una serie de tamices A.S.T.M., desde la malla 12 a la 200.

El tiempo de tamizado es de 20 minutos.

Los resultados de estos análisis son presentados en Capítulo 4. En tablas de la 4.1. a la 4.3.

b) Determinación del Peso Específico.

El método utilizado para determinar el Peso Específico, es el método de Le' Chatelier

Se determinó 4 veces el peso específico, de cada sector y luego se sacó un promedio, los cuales son: 2.69 para el sector N°1, 2.68 para el sector N°2 y 2.66 para el sector N°3.

Los resultados se encuentran en la Tabla 4.4., en forma más detallada.

c) Análisis Químico

El Análisis Químico de cada sector del mineral se realizó en el Laboratorio Químico de la Planta San José.

Estos resultados se muestran en el capítulo 4, en la tabla 4.5.

d) Análisis Mineralógico - Microscópico.

Este análisis se mandó a realizar al Mineralogista Sr. Gabriel Erazo, de la Universidad de Atacama.

Los Análisis Microscópicos se realizaron a grano suelto para los tres sectores.

A las diversas partículas retenidas en las mallas (65 - 100 - 150 - 200 - 270 - 300) se les efectuó un lavado a cada una para eliminarle las lamas y una concentración manual para separar las especies metálicas pesadas de los no metálicos.

También se realizó un análisis microscópico a briquetas, las cuales se confeccionaron con materiales preconcentrados gravitacional a las mallas 150 - 200 - 270 - 325, respectivamente.

Los resultados se presentan en el Capítulo 4, en las tablas 4.6. a 4.8 y después de cada tabla se detalla el análisis microscópico.

3.3.4 PRUEBAS DE MOLIENDA

Las pruebas de molienda fueron realizadas manteniendo un 50% de sólidos en el molino. El agua utilizada fue un 50% de agua de pique y 50% de agua recuperada (provenientes de la planta San José).

El objetivo de estas pruebas fue determinar diferentes grados de finezas: 50 - 55 - 60 - 65 - 70 - 75 - 80 - 85 y 90 % bajo la malla 200, para tal efecto se tuvo que calcular los tiempos a los cuales se obtenían estas finezas. Dichos cálculos se realizaron en base a estadísticas de otros minerales de características similares. Además se aprovechó de determinar la cantidad de Cal necesaria para mantener el pH deseado en la celda.

Después de realizadas las moliendas se efectuó un análisis, granulométrico a cada producto obtenido (ver anexo), y con los resultados se graficó el porcentaje pasante en función del tiempo. Con esta curva bien calibrada se puede obtener el tiempo necesario para cualquier grado de fineza requerido, usando como malla de corte la malla 200 (ver Capítulo 4, Figura 4.2.).

El grado de molienda elegido para realizar las pruebas de flotación fue de 70% bajo la malla 200.

De acuerdo al análisis microscópico el oro se encontraba casi en su totalidad liberado a esta fineza, de ahí el motivo de su elección. Estos valores estaban muy próximos a las condiciones de la planta.

Los resultados de los tiempos determinados para los diferentes grados de molienda se muestran en las tablas desde la 4.9 a la 4.12.

3.3.5 PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Las pruebas de flotación fueron realizados en las siguientes etapas :

- a).- Pruebas Exploratorias de Flotación (cinética Rougher).
- b).- Pruebas de Flotación Rougher.
- c).- Cinéticas de Flotación, Etapas: Cleaner, Scavenger y Clean-Scavenger.
- d).- Simulación del Test de ciclo, mediante la técnica de los Split Factor.

a). PRUEBAS EXPLORATORIAS DE FLOTACIÓN

Las pruebas exploratorias se orientan a determinar el comportamiento de cada sector del mineral, frente a un determinado conjunto de reactivos tales como: SF - 623, SF - 554, SF - 114 y Pennfloat - 3, usados como colectores. El D - 250 se usó como espumante.

Para la determinación del tiempo óptimo de flotación rougher, se efectuó una cinética recolectando concentrado a los siguientes tiempos: 1 min, 3 min, 5 min, 10 min, 20 min, 30 min, 40 min, 60 min, 80 min y 100 min. (La curva de Cinética Rougher de esta experiencia se muestra en figuras 4.3 a 4.4).

Además se realizó una segunda cinética rougher, con los mismos tiempos y usando la fórmula de reactivos antes mencionada, pero esta vez adicionando además el sulfidrato de sodio. (Desde la figura 4.5 a 4.6 se presentan las curvas de esta experiencia).

Las condiciones de flotación son mostradas en las tablas 3.1 y 3.2

Los resultados tabulados de estas pruebas se presentan en el capítulo 4. desde la tabla 4.13 a la 4.18.

b).- PRUEBAS DE FLOTACIÓN ROUGHER.

Se realizaron diversas pruebas de flotación rougher variando el grado de fineza, la dosificación de espumante, el % de sólidos y el pH. También se efectuaron pruebas con cada uno de los colectores en forma independiente.

En seguida se resume cada una de las pruebas realizadas.

b.1).- VARIACIÓN DEL GRADO DE FINEZA

Estas pruebas se hicieron con la finalidad de ver la incidencia del grado de fineza del mineral en al etapa de flotación.

Se usaron los mismos reactivos empleados en la primera cinética de flotación rougher, con iguales dosificaciones.

Las experiencias se efectuaron con 50, 60, 70, 80 y 90% bajo 200 mallas A.S.T.M. como producto de la molienda.

En las tablas 3.3 y 3.4 se muestran las condiciones a las cuales se hicieron estas flotaciones.

Los resultados obtenidos son presentados desde la tabla 4.19 a la 4.21.

b.2).- VARIACIÓN DE ESPUMANTE.

Las pruebas se realizaron manteniendo fijas las condiciones anteriores y eligiendo un grado de fineza de 70 % bajo 200 mallas, (según fundamentación dada en el punto 3.3.4).

En esta experiencia se evaluó la efectividad de los espumantes D - 250, MIBC en forma separada, y mezclados en diferentes proporciones, las cuales fueron : 1:1, 2:1, 1:2.

Las condiciones de esta experiencia se encuentran en las tablas 3.3 y 3.4 los resultados se muestran desde la tabla 4.22 a la 4.24.

NOTA: Las pruebas de laboratorio descrita desde el punto b.3 en adelante, se realizan con el Sector Nº1, puesto que los otros dos sectores no presentan mayores dificultades.

b.3) VARIACIÓN DE PORCENTAJE DE SÓLIDOS EN LA PULPA.

Para realizar estas flotaciones se eligió la mejor dosificación de espumante de la experiencia anterior, la cual fue 2:1 de D - 250 con respecto al MIBC. Manteniendo además las mejores condiciones anteriores.

Los porcentajes de sólidos a los cuales se trabajó fueron: 25, 30, 40 y 50 %.

En las tablas 3.3 y 3.4. se presentan las condiciones de trabajo de estas flotaciones.

Además en la tabla 4.25 se muestran los resultados obtenidos.

b.4).- VARIACIÓN DEL pH.

Dejando fija las mejores condiciones de las demás experiencias, se realizó estas pruebas de flotación con las siguientes variaciones de pH : 7.5, 8.5, 9.5 y 10.5.

Dichas pruebas se realizaron con el objeto de encontrar el mejor medio químico y depresar la Pirita, al cual los colectores y espumantes actúan con mayor efectividad.

Las condiciones experimentales, se detallan en las tablas 3.3 y 3.4. Los resultados son presentados en la tabla 4.26.

b.5).- EFFECTIVIDAD DE COLECTORES.

Una vez elegida las mejores condiciones de flotación, se quiso medir el efecto producido por cada uno de los colectores y ver el comportamiento de estos en forma separada en la flotación.

Las condiciones de flotación son presentadas en las tablas 3.3 y 3.4 y los resultados en la tabla 4.27.

c).- CINÉTICAS DE FLOTACIÓN, ETAPAS: CLEANER, SCAVENGER Y CLEAN-SCAVENGER

Se efectuaron cinéticas de flotación a las etapas: Cleaner, Scavenger y Cleaner-Scavenger. Los tiempos y demás condiciones de flotación son presentados en las Tablas 3.5. 3.6 .

Las curvas de estas cinéticas son mostradas en las Figuras 4.9 a 4.12 .

Los resultados se presentan en las tablas 4.28 a 4.30.

d).- SIMULACIÓN DEL TEST DE CICLO.

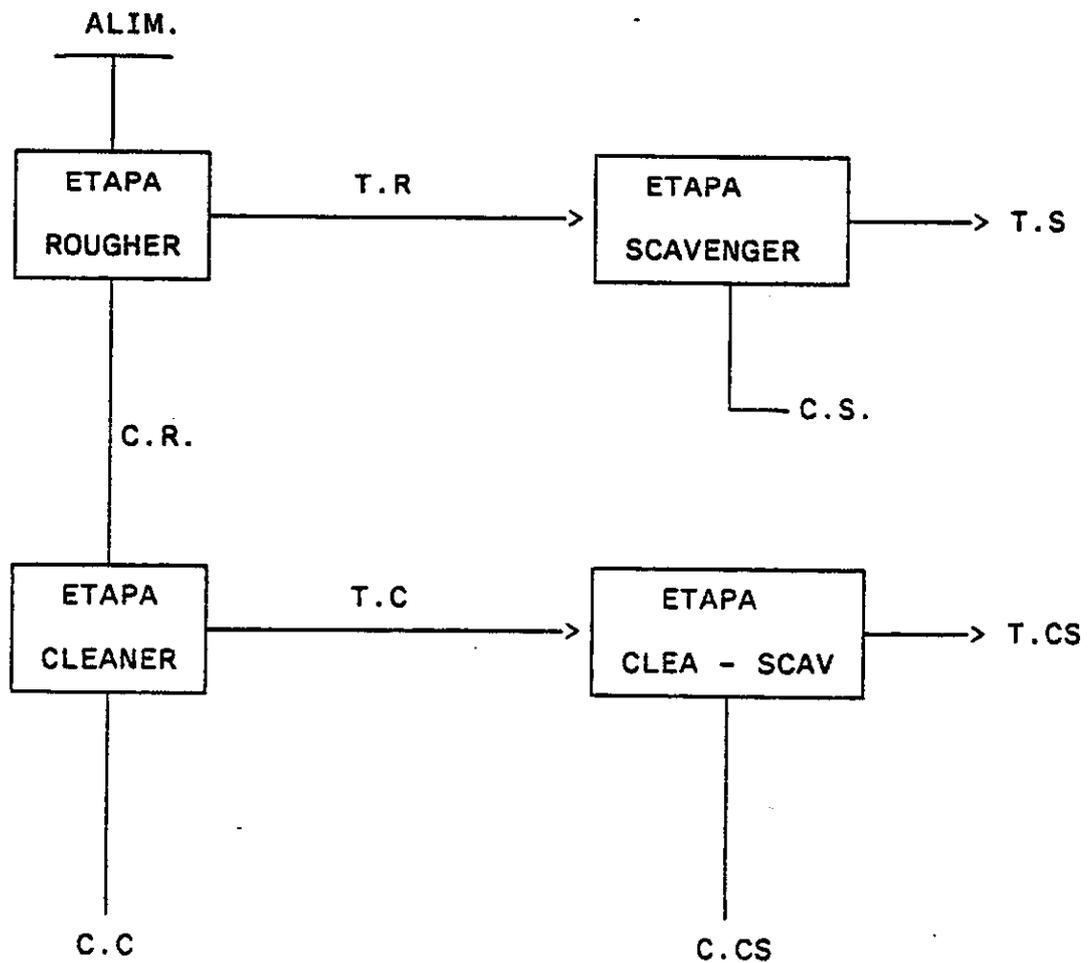
Esta experiencia fue realizada con el fin de encontrar el mejor circuito de flotación, con los tiempos mas convenientes de cada etapa. Para ello se efectuaron pruebas de ciclo abierto, incluyendo las siguientes etapas: Etapa Rougher, Etapa Scavenger, Etapa Cleaner y Etapa Cleaner -Scavenger.

En la figura 3.3 se presenta un esquema de las pruebas de ciclo abierto realizadas.

Las condiciones de estas pruebas son mostradas en las tablas 3.5 , a 3.6 .

Con los resultados obtenidos en el ciclo abierto de flotación, se procedió a calcular los split factor para los diferentes etapas de flotación realizadas y con ello se realizó la simulación del test de ciclo ingresando los datos a un programa computacional.

Los resultados obtenidos se encuentran en las tablas desde la 4.31 a la 4.32.



NOMENCLATURA

ALIM = Alimentación.

T.R = Relave Rougher.

C.R = Concentrado Rougher.

T.C = Relave Cleaner.

C.C = Concentrado Cleaner.

T.S = Relave Scavenger.

C.S = Concentrado Scavenger

T.CS = Relave Clea-Scav.

C.CS = Conc. Clea-Scav.

FIGURA 3.3 ESQUEMA DE LAS PRUEBAS DE CICLO ABIERTO REALIZADO EN EL LABORATORIO.

3.4 CONDICIONES EXPERIMENTALES.

A continuación se presentan las condiciones de trabajo de las experiencias de flotación, realizadas en el laboratorio.

Cabe destacar que las condiciones experimentales son iguales para los tres sectores del mineral de oro en estudio.

3.4.1 CINÉTICAS DE FLOTACIÓN ROUGHER.

TABLA 3.1 : CONDICIONES GENERALES DE TRABAJO DE LAS EXPERIENCIAS Nº1 Y Nº2 .

CONDICIONES GENERALES	EXPERIENCIAS Nº1 Y Nº2
Mineral Alimentado	770 (g)
Tiempo de Molienda	1500 (seg)
Agua Utilizada	50% Pique y 50% Recuperada
Porcentajes Sólidos	25 (%)
pH de la Pulpa	8.5 inicial y 8.4 final
Tiempo Acondic.	5 (min)
Tiempo de Flotación	1', 3', 5', 10', 20', 30', 40', 60', 80' y 100'

TABLA 3.2 : TIPO Y DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS UTILIZADOS EN EXPERIENCIAS N°1 Y N°2.

TIPO DE REACTIVO	EXPERIENCIA UTILIZADA	NOMBRE COMERCIAL	DOSIFICACIÓN (g / ton)				
			t=0'	t=30'	t=40'	t=60'	t=80'
COLECTOR	N°1 y N°2	SF-623	100	50	50	50	50
COLECTOR	N°1 y N°2	SF-554	100	50	50	50	50
COLECTOR	N°1 y N°2	SF-114	50	25	25	25	25
COLECTOR	N°1 y N°2	P - 3	25	12.5	12.5	12.5	12.5
ESPUMANTE	N°1 y N°2	D - 250	80	40	40	40	40
MODIFICADOR	N°2	Na, SE	40	20	20	20	20

3.4.2 FLOTACIONES ROUGHER.

TABLA 3.3.: CONDICIONES DE TRABAJO DE LAS EXPERIENCIAS N°3 A LA N°7.

CONDICIONES GENERALES	EXPERIENCIAS				
	N°3	N°4	N°5	N°6	N°7
VARIABLE A ESTUDIAR	Grado de Molienda	Dosificación de Espumante	Porcentaje de Sólido	pH de la Pulpa	Tipo de Colector
MINERAL ALIMENTADO	770 (g)	770 (g)	961(g); 1389(g) y 1895 (g)	1895 (g)	1895 (g)
AGUA UTILIZADA	50% Pique y 50% Recup.	50% Pique y 50% Recup.	50% Pique y 50% Recup.	50% Pique y 50% Recup.	50% Pique y 50% Recup.
PORCENTAJE DE SOLIDOS	25 (%)	25 (%)	30(%) ; 40(%) y 50(%)	50 (%)	50 (%)
pH DE LA PULPA	8.5 inicial y 8.32 final	8.5 inicial y 8.37 final	8.5 inicial y 8.4 final	7.5 y 7.35 ; 9.5 y 9.41 ; 10.5 y 10.43	10.5 inicial y 10.45 final
TIEMPO DE ACONDIC.	5 (min)	5 (min)	5 (min)	5 (min)	5 (min)
TIEMPO DE FLOTACION	100 (min)	100 (min)	100 (min)	100 (min)	60 (min)
MEZCLA DE ESPUMANTE	sólo D-250	-(D-250;MIBC) 2:1 ; 1:1 1 : 2 -sólo MIBC	(D-250;MIBC) 2 : 1	(D-250;MIBC) 2 : 1	(D-250;MIBC) 2 : 1
COLECTOR	SF-623;SF-554 SF-144 Y P-3	SF-623;SF-554 SF-144 Y P-3	SF-623;SF-554 SF-144 Y P-3	SF-623;SF-554 SF-144 Y P-3	SF-623;SF-554 SF-144 Y P-3

TABLA 3.4.: TIPO Y DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS USADOS EN LAS EXPERIENCIAS N°3 A LA N°7.

N° EXPER.	TIPO DE REACTIVO	NOMBRE COMERCIAL	DOSIFICACIÓN (g/ton)						
			t = 0'	t = 20'	t = 30'	t = 40'	t = 60'	t = 80'	
3	COLECTOR	SF-623 Y SF-554	100						
		SF-114	50		50	50	50	50	50
		P-3	25		12.5	12.5	12.5	12.5	12.5
4	ESPUMANTE	D - 250	80		40	40	40	40	40
		SF-623 Y SF-554	100						
		SF-114	50		50	50	50	50	50
5 Y 6	COLECTOR	P-3	25		12.5	12.5	12.5	12.5	12.5
		(D-250:MIBC)	53.3:26.7		26.7:13.3	26.7:13.3	26.7:13.3	26.7:13.3	26.7:13.3
		sólo MIBC	40 : 40 26.7:53.3 80		20 : 20 13.3:26.7 40				
7	COLECTOR	SF-623 Y SF-554	100						
		SF-114	50		50	50	50	50	50
		P - 3	25		12.5	12.5	12.5	12.5	12.5
7	ESPUMANTE	(D-250:MIBC)	53.3:26.7		26.7:13.3	26.7:13.3	26.7:13.3	26.7:13.3	26.7:13.3
		SF - 623							
		SF - 554	200	100		100			
7	ESPUMANTE	SF - 114							
		P - 3							
		(D-250:MIBC)	40 : 20	20 : 10		20 : 10			

3.4.3. PRUEBAS DE CICLO ABIERTO

TABLA 3.5. CONDICIONES DE TRABAJO DE LAS CINÉTICAS DE FLOTACIÓN: CLEANER, SCAVENGER Y CLEANER-SCAVENGER.

CONDICIONES GENERALES	EXPERIENCIAS		
	Nº8	Nº9	Nº10
ETAPA DE FLOTACIÓN	CLEANER	SCAVENGER	CLEANER-SCAVENGER
MINERAL ALIMENTADO	363.7 (g)	1525.2 (g)	318.0 (g)
PORCENTAJE SÓLIDOS	14 (%)	43.4 (%)	12.2 (%)
PH DE LA PULPA	10.5 in. y 9.52 fin.	10.5 in. y 9.3 fin.	10.5 in. y 10.24 fin
AGUA UTILIZADA	Reciclada etapa ROUGHER	Reciclada etapa ROUGHER	Reciclada etapa CLEANER
TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO	2 (min)	2 (min)	2 (min)
TIEMPOS DE FLOTACIÓN	1';2';3.5';7.5';25';40';60'.	5';20';30';40';60';80';100';110';120'.	5';10';20';30'
DOSIFICACIÓN ESPUMANTE	80 (g/ton)	50 (g/ton)	80 (g/ton)

TABLA 3.6.: TIPO Y DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS USADOS EN EXPERIENCIAS Nº8, Nº9 Y Nº10.

Nº EXPER.	TIPO DE REACTIVO	NOMBRE COMERCIAL	DOSIFICACIÓN (g/ton)						
			t = 0'	t = 20'	t = 30'	t = 40'	t = 50'	t = 80'	
8	COLECTOR	NO SE UTILIZÓ							
	ESPUMANTE	D-250 Y MIBC	26.7:13.3	13.3:6.7		13.3:6.7			
9	COLECTOR	SF-114 P-3	20 10		10 5			10 5	10 5
	ESPUMANTE	(D-250:MIBC)	13.3:6.7		6.7 : 3.3			6.7 : 3.3	6.7 : 3.3
10	COLECTOR	NO SE UTILIZÓ							
	ESPUMANTE	(D-250:MIBC)	26.7:13.3		26.7:13.3				

CAPITULO 4.

RESULTADOS

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos en el estudio de flotación realizadas, al mineral de oro de la Mina Resguardo.

Estos resultados se encuentran en los siguientes ítem:

- 4.1. Resultados de Análisis Granulométrico de Alimentación, Pesos Específicos, Análisis Químico y Análisis Mineralógico. Se encuentran en tablas desde 4.1. a 4.8.
- 4.2. Resultados de Pruebas de Molienda, presentados en tablas desde 4.9 a 4.12.
- 4.3. Resultados de Cinéticas de Flotación Rougher presentados en tablas desde 4.13 a 4.18.
- 4.4. Resultados de Flotación Rougher, mostrados en tablas desde 4.19 a 4.27.
- 4.5. Resultados de Cinéticas de Flotación, etapas: Cleaner, Scavenger y Cleaner-Scavenger, encontrados desde la tabla 4.28 a 4.30.

4.6. Resultados de la Simulación del Test de Ciclo, mediante la técnica de los Split Factor. Presentados en tablas 4.31 y 4.32.

4.1. RESULTADOS DE A. GRANULOMÉTRICO, PESO
ESPECÍFICO, A. QUÍMICO Y A.
MINERALÓGICO.

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE ALIMENTACIÓN.

TABLA 4.1: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL MINERAL SECTOR Nº1 BAJO 12 MALLAS A.S.T.M.

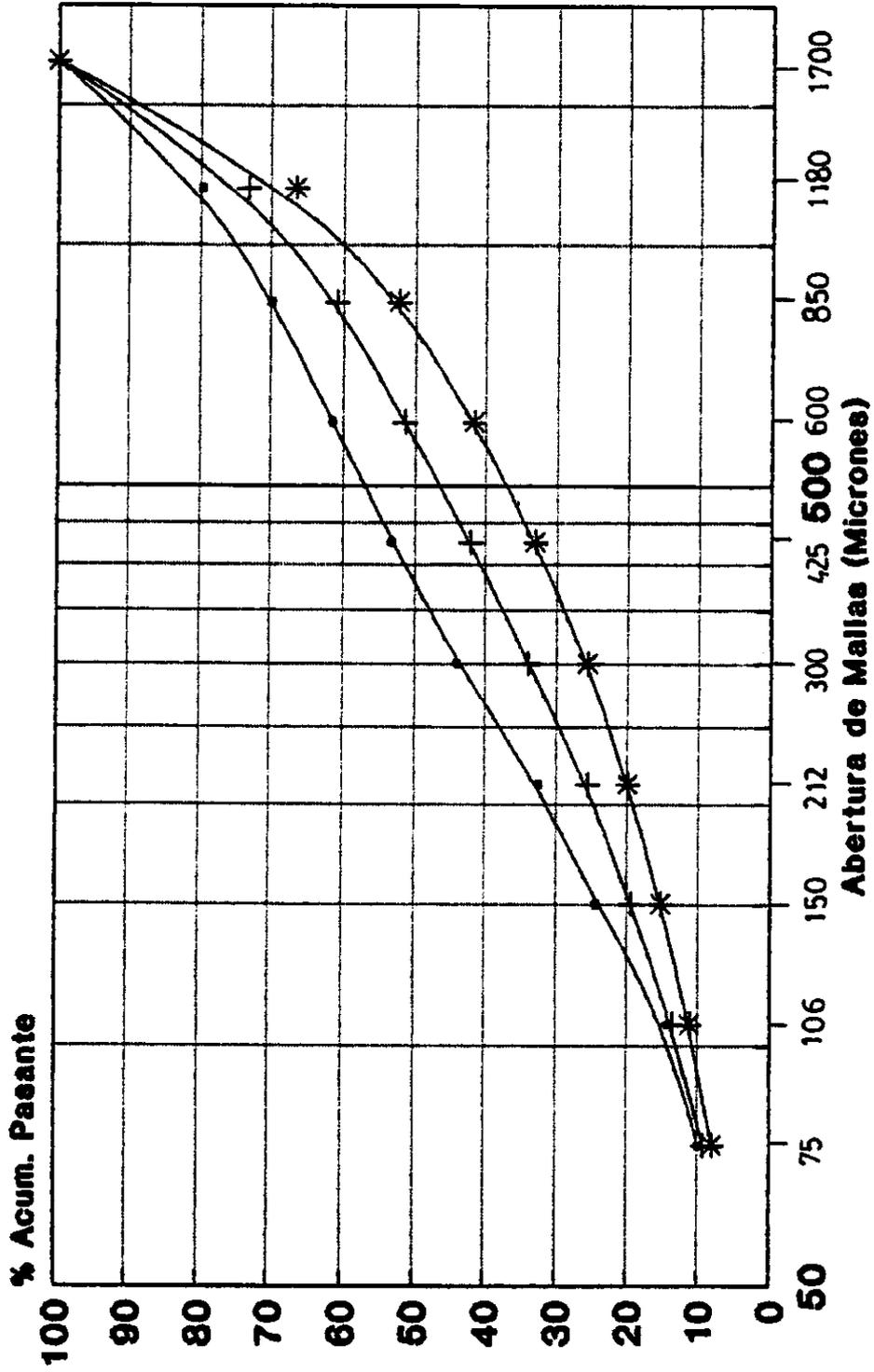
MALLA A.S.T.M	ABERT. (mm)	PESO RETEN (gr)	PARCIAL RET. (%)	ACUMUL. RET. (%)	ACUMUL. PASANTE (%)
12	1.700	00.0	00.00	00.00	100.00
16	1.180	50.8	20.35	20.35	79.65
20	0.850	24.8	9.94	30.29	69.71
30	0.600	20.8	8.33	38.62	61.38
40	0.425	20.7	8.29	46.91	53.09
50	0.300	22.9	9.17	56.08	43.92
70	0.212	28.6	11.46	67.54	32.46
100	0.150	20.2	8.09	75.63	24.37
140	0.106	25.4	10.18	85.81	14.19
200	0.075	10.6	4.25	90.06	9.94
- 200		24.8	9.94	100.00	0.00
TOTAL		249.6	100.00		

TABLA 4.2 : DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL MINERAL SECTOR Nº2

MAILLA A.S.T.M	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	PARCIAL RET. (%)	ACUMUL.RET. (%)	ACUMUL.PASANTE (%)
12	1.700	00.0	00.00	00.00	100.00
16	1.180	66.8	26.79	26.79	73.21
20	0.850	30.8	12.35	39.14	60.86
30	0.600	23.6	9.47	48.61	51.39
40	0.425	23.2	9.31	57.92	42.08
50	0.300	20.4	8.18	66.10	33.90
70	0.212	20.6	8.26	74.36	25.64
100	0.150	15.5	6.22	80.58	19.42
140	0.106	14.7	5.90	86.48	13.52
200	0.075	10.8	4.33	90.81	9.19
- 200		22.9	9.19	100.00	0.00
TOTAL		249.3	100.00		

TABLA 4.3 : DISTRIBUCIÓN GRANULOMETRICA DEL MINERAL SECTOR N°3

MALLA A.S.T.M	ABERT. (mm)	PESO RETEN (g)	PARCIAL RET. (%)	ACUMUL. RET. (%)	ACUMUL. PASANTE (%)
12	1.700	00.0	00.00	00.00	100.00
16	1.180	83.6	33.49	33.49	66.51
20	0.850	35.8	14.34	47.83	52.17
30	0.600	26.5	10.62	58.45	41.55
40	0.425	21.4	8.57	58.45	32.98
50	0.300	18.3	7.33	67.02	25.65
70	0.212	14.2	5.69	74.35	19.96
100	0.150	12.0	4.81	80.04	15.15
140	0.106	10.0	4.01	84.85	11.14
200	0.075	7.9	3.17	92.03	7.97
- 200		19.9	7.97	100.00	0.00
TOTAL		249.6	100.00		



—●— Sector N°1 —+— Sector N°2 —*— Sector N°3
FIGURA 4.1.: CURVA DE DISTRIBUCION GRANULOMETRICA DE LA MENA BAJO 12 MALLAS.

DETERMINACIÓN DEL PESO ESPECÍFICO

TABLA 4.4 : RESULTADOS DE PESO ESPECIFICO DE LOS TRES SECTORES DEL MINERAL

MINERAL SECTOR	PESO (gr)	VOLUMEN (cc)	PESO ESPECIFICO (gr/cc)
1	61.1	22.7	2.69
2	61.2	22.8	2.68
3	60.1	22.6	2.66

ANÁLISIS QUÍMICO

TABLA 4.5 : ANÁLISIS QUÍMICO DE LEYES DE CABEZA DE LOS TRES SECTORES DEL MINERAL.

MINERAL SECTOR	LEYES DE CABEZA			
	Au(gr/ton)	Cu _T (%)	Cu _{sol} (%)	Cu _{ins} (%)
1	4.35	0.80	0.12	0.68
2	4.35	1.35	1.17	0.18
3	3.60	0.30	0.05	0.25

ANÁLISIS MINERALÓGICO - MICROSCÓPICO

TABLA 4.6 ANÁLISIS MICROSCÓPICO DEL SECTOR Nº1.

ESPECIES QUE CONFORMAN LA GANGA	ESPECIES ÚTILES
	MINERALES DE COBRE
CALCITA	CALCOPIRITA
DOLOMITA	MALAQUITA
CUARZO	CRISOCOLA
TURMALINA	CUPRITA
EPIDOTA	COBRE NATIVO
HEMATITA	
LIMONITA	MINERALES DE ORO
SERICITA	ORO NATIVO
PIRITA	
MAGNETITA	
BIOTITA	
GOHETITA	

La presencia de Oro Nativo se percibe en la malla 200 con un tamaño de 100 micrones (sólo granitos aislados), en la mallas 270 y 325 se incrementaron los granitos y la fluctuación de tamaño es de 10 a 60 micrones, predominando las dimensiones inferiores.

El Oro Nativo se observó en todas las briquetas, con forma granular y laminar, las dimensiones de las partículas están compresionadas entre 2 y 140 micrones; estando la mayor parte de las partículas libres, solo algunas se aprecian incluidas en el cuarzo - limonita, características que se aprecian en las microfotografías N^o 1 - 2- 3 - 4

TABLA 4.7 : ANÁLISIS MICROSCÓPICO DEL SECTOR Nº 2

ESPECIES QUE CONFORMAN LA GANGA	ESPECIES UTILES
	MINERALES DE COBRE
CALCITA	CALCOPIRITA
DOLOMITA	CALCOSINA
CUARZO	COVELINA
PIRITA	
TURMALINA	MINERALES DE ORO
LIMONITA	ORO NATIVO
ESTILBITA	
	OTROS
	BISMUTINA

El Oro Nativo se presenta finamente diseminado, incluido o asociado a calcopirita - bismutina - cuarzo - con un tamaño que varía entre 8 y 40 micrones. Características que se aprecian en las microfotografías Nº5 - 6.

TABLA 4.8 : ANÁLISIS MICROSCÓPICO DEL SECTOR Nº 3.

ESPECIES QUE CONFORMAN LA GANGA	ESPECIES UTILES
	MINERALES DE COBRE
CUARZO	CALCOPIRITA
MANGANOCALCITA	COVELINA
PIRITA	
EPIDOTA	MINERAL DE ORO
HEMATITA	ORO NATIVO
DIGENITA	

Se realizaron briquetas con el material 90% bajo la malla 200. (este correspondía a un concentrado).

El Oro Nativo se observó de preferencia liberado con un tamaño comprendido entre 10 y 60 micrones, características que ilustran en las microfotografías Nº 7 - 8.

4.2. RESULTADOS DE PRUEBAS DE MOLIENDA.

TABLA 4.9: RESULTADO DE LOS TIEMPOS DE MOLIENDA PARA LOS DIFERENTES GRADOS DE FINEZA DEL SECTOR N°1

Tiempo Molienda (Segundos)	% Pasante - 200 Mallas
297	50
362	55
428	60
496	65
581	70
693	75
847	80
960	85
1155	90
1575	95

TABLA 4.10: RESULTADOS DE LOS TIEMPOS DE MOLIENDA PARA LOS DIFERENTES GRADOS DE FINEZA DEL MINERAL DEL SECTOR Nº2

Tiempo Molienda (Segundos)	% Pasante - 200 Mallas
399	50
472	55
559	60
663	65
790	70
863	75
990	80
1157	85
1410	90
1830	95

TABLA 4.11: RESULTADOS DE LOS TIEMPOS DE MOLIENDA PARA LOS DIFERENTES GRADOS DE FINEZA DEL MINERAL DEL SECTOR N23

Tiempo Molienda (Segundos)	% Pasante - 200 Mallas
376	50
495	55
583	60
683	65
815	70
900	75
1080	80
1220	85
1500	90
2250	95

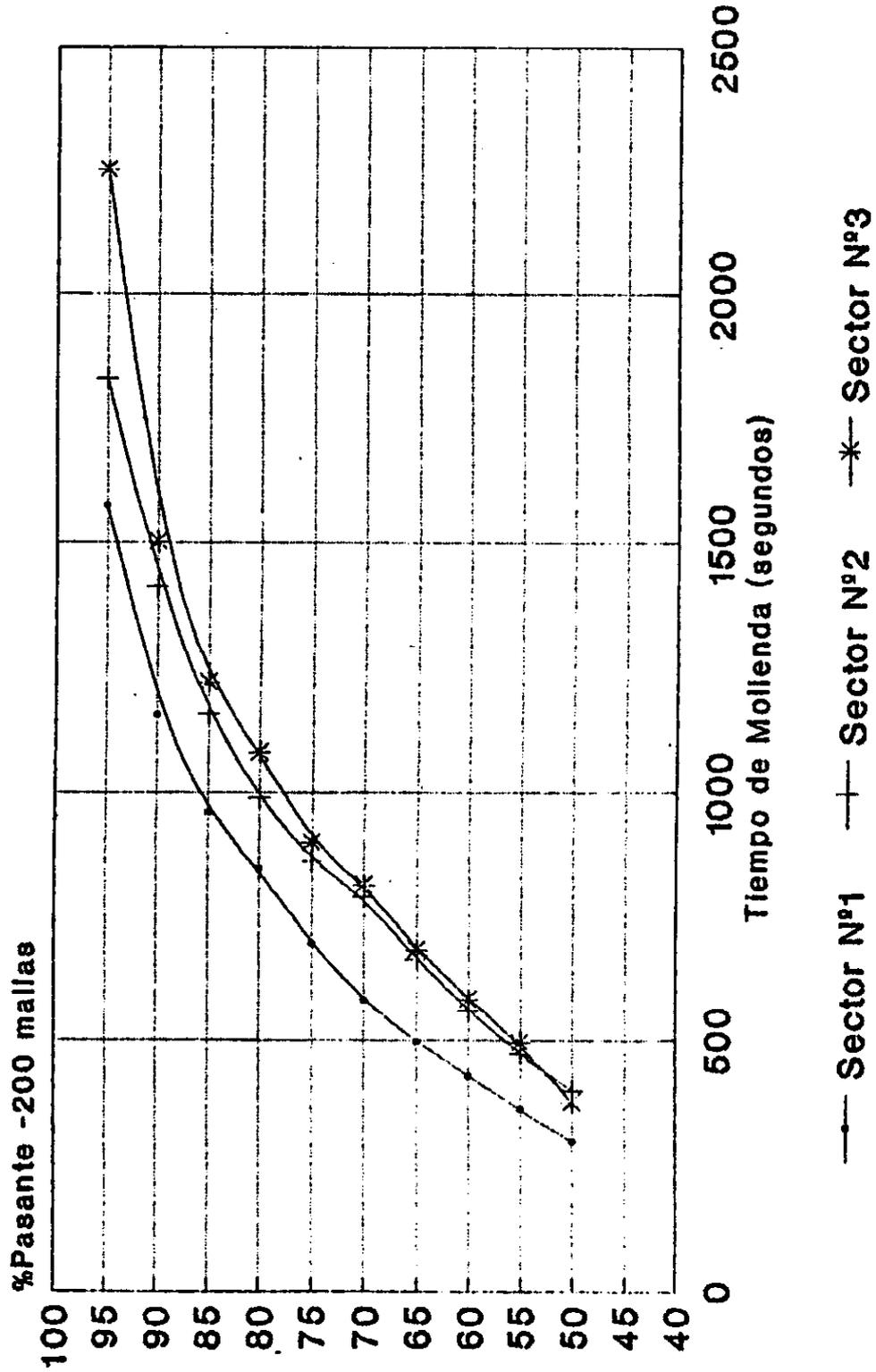


FIGURA 4.2.: TIEMPOS DE MOLIENDA

TABLA 4.12: TIEMPOS DE MOLIENDA PARA DIFERENTES PORCENTAJES DE SÓLIDOS EN LA CELDA. PARA EL SECTOR Nº1

TIEMPO MOLIENDA (Segundos)	PESO MINERAL (g)	% SÓLIDOS (%)	% - 200 Mallas
581	770	25	70
811	961	30	70
1271	1389	40	70
1792	1895	50	70

**4.3. RESULTADOS DE CINÉTICAS DE FLOTACIÓN
ROUGHER.**

TABLA 4.13. : RESULTADOS DE LA CINETICA DE FLOTACION ROUGHER
(EXPERIENCIA N°1)

MINERAL : SECTOR N°1.

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACION (min)	PESO (g)		LEYES				FIOS				DISTRIBUCIÓN			
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu ₂ (%)		Au (g*10 ³)		Cu ₂ (g)		Au (%)		Cu ₂ (%)	
				PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
CONC. 1	1	2.8	2.8	416.0	416.0	1.9	1.9	1.17	1.17	0.05	0.05	36.22	36.22	0.01	0.01
CONC. 2	3	6.8	9.6	98.0	191.7	1.7	1.77	0.67	1.84	0.12	0.17	20.74	56.96	1.94	2.75
CONC. 3	5	4.1	13.7	39.0	146.0	1.6	1.75	0.16	2.00	0.07	0.24	4.95	61.91	1.13	3.88
CONC. 4	10	6.9	20.6	26.6	105.8	1.75	1.75	0.18	2.18	0.12	0.36	5.97	67.48	1.94	5.82
CONC. 5	20	3.0	23.6	32.0	96.6	2.1	1.78	0.096	2.28	0.06	0.42	2.97	70.45	0.97	6.79
CONC. 6	30	2.2	25.8	20.0	89.9	2.1	1.82	0.044	2.32	0.05	0.47	1.36	71.81	0.81	7.60
CONC. 7	40	8.8	34.6	7.0	68.8	1.6	1.76	0.062	2.38	0.14	0.61	1.92	73.73	2.26	9.86
CONC. 8	60	20.4	55.0	4.0	44.7	1.6	1.71	0.082	2.46	0.33	0.94	2.54	76.27	5.34	15.20
CONC. 9	80	12.4	67.4	3.4	37.2	1.65	1.71	0.042	2.51	0.21	1.15	1.30	77.57	3.40	18.60
CONC. 10	100	10.8	78.2	2.8	32.5	2.0	1.75	0.030	2.54	0.22	1.37	0.93	78.50	3.56	22.16
RELAVE		687.3	687.3	1.0	1.0	0.7	0.7	0.687	0.687	4.81	4.81	21.50	21.50		77.84
CAB-CALC		765.6			4.22		0.81		3.23		6.18	100.0	100.0		100.0
CAB-REEL		770.0			4.35		0.80		3.35		6.16				

**TABLA 4.14.: RESULTADOS DE LA CINETICA DE FLOTACION ROUGHER
(EXPERIENCIA Nº1)**

MINERAL : SECTOR Nº2

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACION (min)	PESO (g)		LIEYES						FINOS						DISTRIBUCIÓN			
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu ₂ (%)		Au (g*10 ⁻¹)		Cu ₂ (g)		Au (%)		Cu ₂ (g)		Au (%)		Cu ₂ (g)	
				PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	FROM.
CONC. 1	1	30.2	30.2	54.8	54.8	19.30	19.20	1.66	1.66	5.80	5.80	52.37	52.37	54.51	54.51				
CONC. 2	3	18.5	48.7	32.6	46.4	17.40	18.52	0.60	2.26	3.22	9.02	18.93	71.30	30.26	84.77				
CONC. 3	5	6.0	54.7	19.0	43.3	6.15	17.17	0.11	2.37	0.37	9.39	3.47	74.77	3.48	88.25				
CONC. 4	10	8.2	62.9	14.4	39.6	3.60	15.41	0.12	2.49	0.30	9.69	3.79	78.56	2.82	91.07				
CONC. 5	20	4.4	67.3	12.8	37.9	2.90	14.59	0.06	2.55	0.13	9.82	1.89	80.45	1.22	92.29				
CONC. 6	30	2.5	69.8	8.0	36.8	1.60	14.13	0.02	2.57	0.04	9.86	0.63	81.08	0.38	92.67				
CONC. 7	40	29.6	99.4	1.7	26.4	0.35	10.02	0.05	2.62	0.10	9.96	1.98	82.66	0.94	93.61				
CONC. 8	60	61.1	160.5	0.95	16.7	0.20	6.28	0.06	2.68	0.12	10.08	1.89	84.95	1.13	94.74				
CONC. 9	90	42.8	203.3	0.75	13.3	0.20	5.12	0.03	2.71	0.09	10.17	0.95	85.50	0.85	95.59				
CONC. 10	100	28.6	231.9	0.50	11.7	0.30	4.52	0.01	2.72	0.09	10.26	0.32	85.82	0.85	96.44				
RELAVE		535.2	535.2	0.85	0.85	0.07	0.07	0.45	0.45	0.38	0.38	14.10			3.86				
CAB-CALC			767.1	4.13			1.39		3.17		10.64		100.00		100.00				
CAB-ANAL			770.0	4.35			1.35		3.35		10.40								

MINERAL : SECTOR N°3.
 TABLA 4.15. : RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER
 (EXPERIENCIA N°1)

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PESO (g)		LEYES				FIOS				DISTRIBUCIÓN			
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu ₂ (%)		Au (g·10 ⁻¹)		Cu ₂ (g)		Au (%)		Cu ₂ (%)	
				PARC.	PROH.	PARC.	PROH.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
CONC. 1	1	4.6	4.6	191.6	1.60	1.60	0.88	0.86	0.07	0.07	32.35	32.35	2.71	2.71	
CONC. 2	3	7.0	11.6	73.2	1.45	1.47	0.51	1.39	0.10	0.17	16.75	51.10	3.88	6.59	
CONC. 3	5	3.8	15.4	36.4	1.40	1.43	0.15	1.54	0.05	0.22	5.51	56.61	1.94	6.53	
CONC. 4	10	7.3	22.7	26.8	1.60	1.50	0.21	1.75	0.12	0.34	7.72	64.33	4.65	13.18	
CONC. 5	20	3.6	26.3	34.0	2.00	1.56	0.12	1.87	0.07	0.41	4.41	68.74	2.71	15.89	
CONC. 6	30	2.8	29.1	26.0	1.75	1.58	0.07	1.94	0.05	0.46	2.57	71.31	1.94	17.83	
CONC. 7	40	10.1	39.2	8.8	1.65	1.61	0.09	2.03	0.17	0.63	3.31	74.62	6.59	24.42	
CONC. 8	60	16.0	55.2	5.6	1.65	1.61	0.09	2.12	0.26	0.89	3.31	77.93	10.08	34.50	
CONC. 9	80	10.3	65.5	4.4	1.35	1.57	0.05	2.17	0.14	1.03	1.84	79.77	5.43	39.93	
CONC. 10	100	11.4	76.9	2.8	1.45	1.56	0.03	2.20	0.17	1.20	1.10	80.87	6.59	46.52	
RELAVE		688.7	688.7	0.75	0.20	0.20	0.52	0.52	1.38	1.38		19.13		53.48	
CAB-CALC			765.6			0.34		2.72		2.58		100.00		100.00	
CAB-ANAL			770.0			0.30		2.77		2.31					

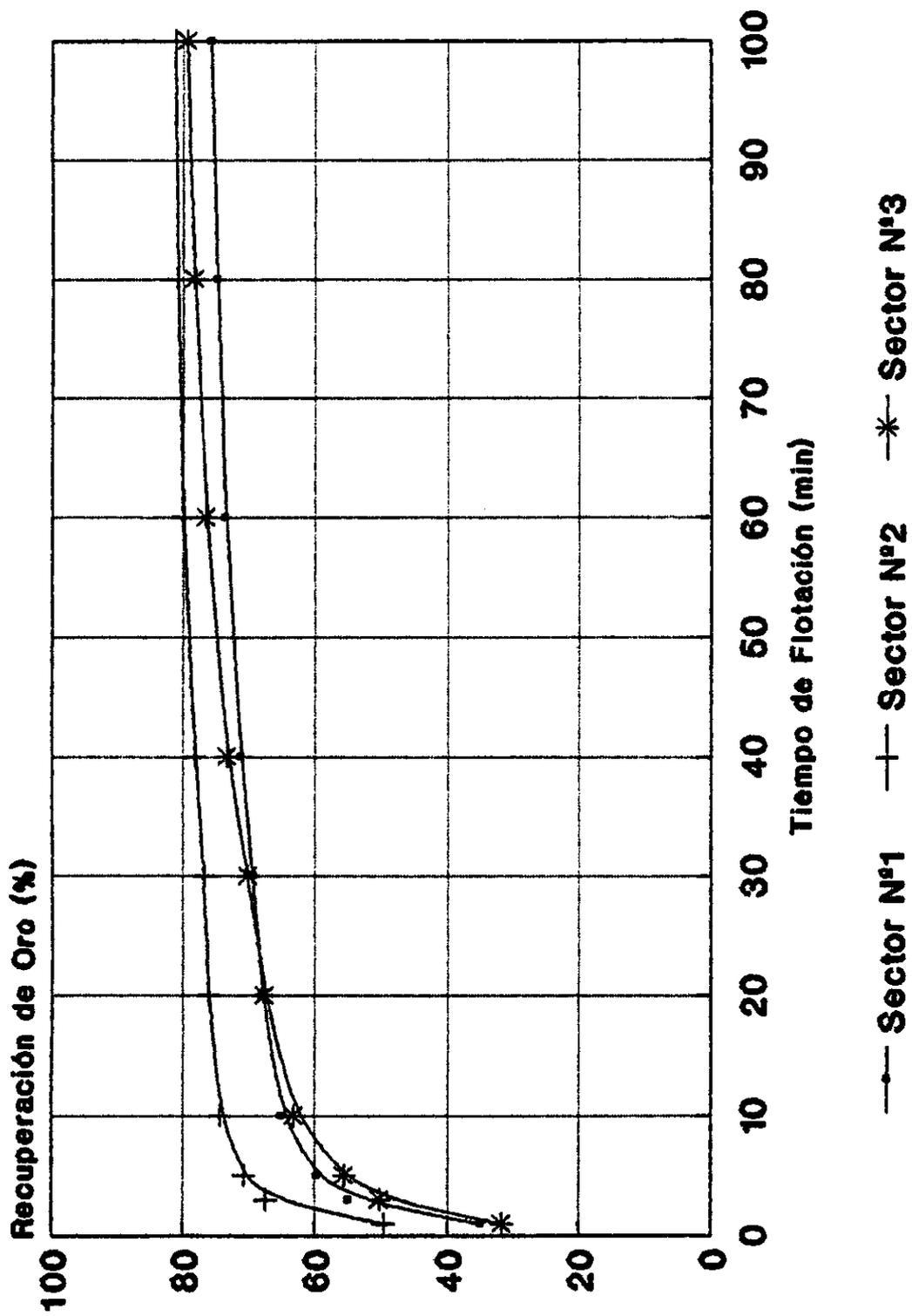


FIGURA 4.3.: RECUPERACION DE ORO v/s TIEMPO ROUGHER (EXP-1)

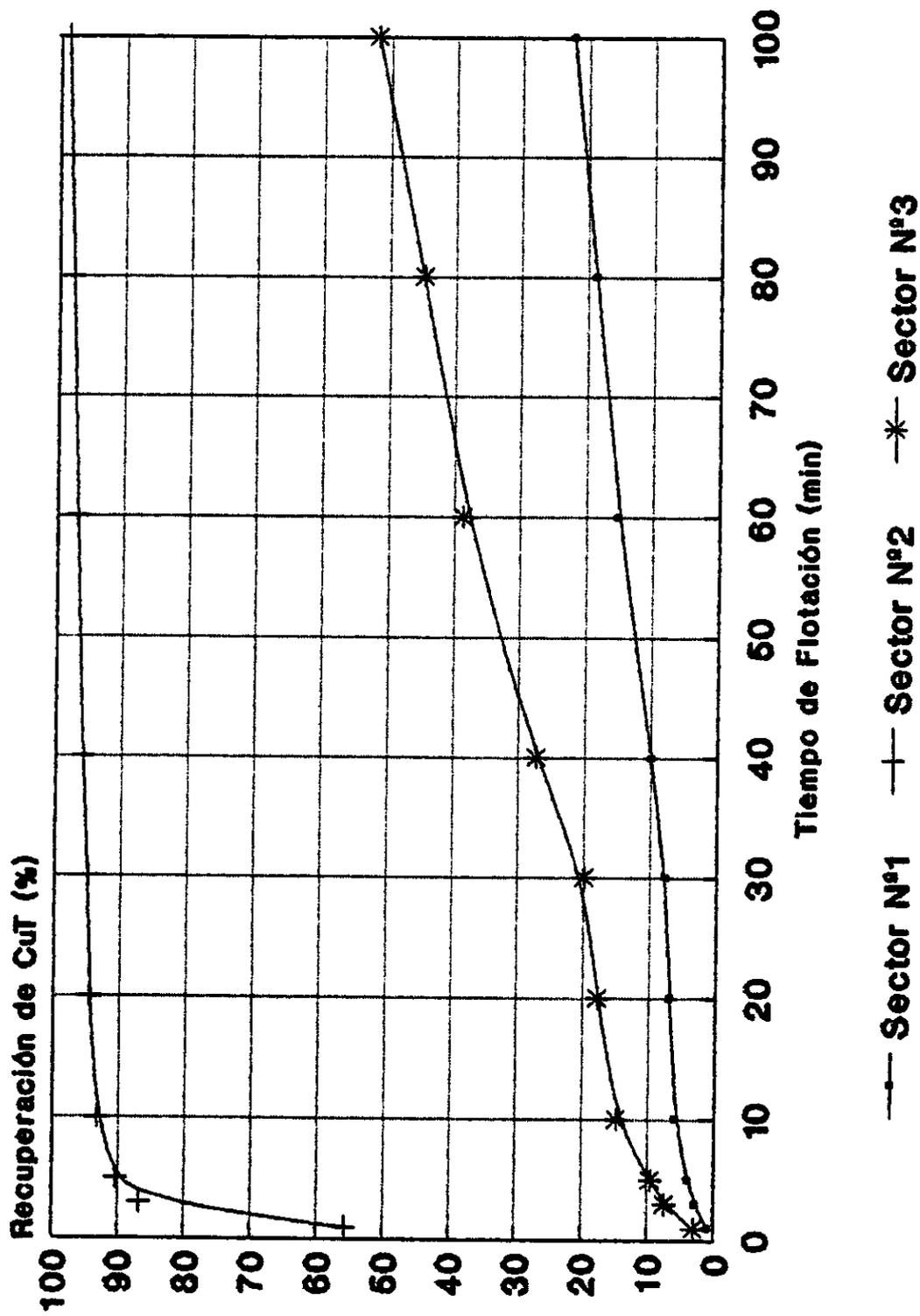


FIGURA 4.4.: RECUPERACION DE CuT v/s TIEMPO ROUGHER (EXP-1)

**TABLA 4.16.: RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER
(EXPERIENCIA Nº2)**

MINERAL : SECTOR Nº1.

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PESO (g)		LEYES				FIKOS				DISTRIBUCIÓN			
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu, (%)		Au (g*10 ⁻¹)		Cu, (g)		Au (%)		Cu, (%)	
				PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
COHC. 1	1	7.9	7.9	136.0	136.0	2.0	2.0	1.07	1.07	0.16	0.16	36.41	36.41	2.20	2.20
COHC. 2	3	4.8	12.7	60.3	107.1	1.9	1.97	0.29	1.36	0.09	0.25	9.32	43.73	1.24	3.44
COHC. 3	5	7.7	20.4	26.6	76.9	1.8	1.91	0.21	1.37	0.14	0.39	6.75	50.48	1.93	5.37
COHC. 4	10	9.7	30.1	21.8	59.1	2.1	1.96	0.21	1.78	0.20	0.59	6.75	57.23	2.75	8.12
COHC. 5	20	4.9	35.0	24.0	54.3	2.4	2.0	0.12	1.90	0.12	0.71	3.86	61.09	1.65	9.77
COHC. 6	30	3.7	38.7	12.8	50.4	2.0	2.0	0.05	1.95	0.07	0.78	1.61	62.70	0.96	10.73
COHC. 7	40	13.8	52.5	10.0	39.8	2.6	2.2	0.14	2.09	0.36	1.14	4.50	67.20	4.95	15.68
COHC. 8	60	14.8	67.3	8.8	33.0	2.9	2.3	0.13	2.22	0.43	1.57	4.18	71.38	5.92	21.60
COHC. 9	80	14.2	81.5	6.0	28.3	2.5	2.4	0.09	2.31	0.36	1.93	2.89	74.27	4.95	26.55
COHC. 10	100	12.2	93.7	4.6	25.3	2.5	2.4	0.06	2.37	0.31	2.24	1.93	76.20	4.25	30.81
RELAVE		670.5	670.5	1.1	1.1	0.75	0.75	0.74	0.74	5.03	5.03		23.80		69.19
CAD-CALC		764.2			4.07		0.95		3.11		7.27		100.00		100.00
CAD-ANAL		770.0			4.35		0.80		3.35		6.16				

**TABLA 4.17.: RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER
(EXPERIENCIA Nº2)**

MINERAL : SECTOR Nº2.

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PESO (g)		LEYES						FINOS						DISTRIBUCIÓN			
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu ₂ (%)		Au (g*10 ⁻³)		Cu ₂ (g)		Au (%)		Cu ₂ (%)		PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
				PARC.	PROH.	PARC.	PROH.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.				
CONC. 1	1	47.3	47.3	42.5	42.5	14.7	14.7	2.01	2.01	6.48	6.48	64.01	64.01	74.06	74.06				
CONC. 2	3	8.8	56.1	25.0	39.8	12.6	13.56	0.22	2.23	1.13	7.61	7.01	71.02	12.91	86.97				
CONC. 3	5	5.0	61.1	17.5	38.0	4.8	12.85	0.09	2.32	0.24	7.85	2.87	73.89	2.74	89.71				
CONC. 4	10	8.3	69.4	11.6	34.7	2.6	11.63	0.09	2.41	0.22	8.07	2.87	76.76	2.51	92.22				
CONC. 5	20	5.2	74.6	11.5	33.1	2.0	10.95	0.06	2.47	0.10	8.17	1.91	78.67	1.14	93.36				
CONC. 6	30	3.4	78.0	7.5	32.1	1.1	10.53	0.03	2.50	0.04	8.21	0.95	79.62	0.46	93.82				
CONC. 7	40	13.1	91.0	2.0	27.8	0.45	9.09	0.03	2.53	0.06	8.27	0.95	80.57	0.74	94.56				
CONC. 8	60	12.4	103.5	2.6	24.7	0.80	8.09	0.03	2.56	0.10	8.37	0.95	81.52	1.14	95.70				
CONC. 9	80	33.9	137.4	0.9	18.9	0.10	6.11	0.03	2.59	0.03	8.40	0.95	82.47	0.34	96.04				
CONC. 10	100	60.2	197.6	0.6	13.3	0.10	4.28	0.04	2.63	0.06	8.46	1.27	83.74	0.74	96.78				
RELAVE		570.8	570.8	0.90	0.90	0.05	0.05	0.51	0.51	0.29	0.29		16.26		3.22				
CAB-CALC			768.4		4.09		1.14		3.14		8.75		100.00		100.00				
CAB-ARRAL			770.0		4.35		1.35		3.35		10.40								

TABLA 4.18.: RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER
(EXPERIENCIA Nº2)

MINERAL : SECTOR Nº3.

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACIÓN (min)	PESO (g)		LSEBS				FINOS				DISTRIBUCIÓN			
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu ₂ (%)		Au (g·10 ⁻¹)		Cu ₂ (g)		Au (%)		Cu ₂ (%)	
				PARC.	PROM.	PARC.	PROM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
CONC. 1	1	62.5	62.5	27.3	27.3	2.3	2.3	1.71	1.71	1.44	1.44	66.54	66.54	60.50	60.50
CONC. 2	3	38.8	101.3	8.4	20.1	1.0	1.81	0.33	2.04	0.39	1.83	12.84	79.38	16.39	76.89
CONC. 3	5	41.4	142.7	3.8	15.4	0.3	1.37	0.16	2.20	0.12	1.95	6.23	85.61	5.04	81.93
CONC. 4	10	39.9	182.6	2.0	12.4	0.2	1.11	0.08	2.28	0.08	2.03	3.11	88.72	3.36	85.29
CONC. 5	20	1.9	184.5	13.0	12.5	0.7	1.11	0.03	2.31	0.01	2.04	1.17	89.89	0.42	85.71
CONC. 6	30	2.2	186.7	7.0	12.4	0.25	1.10	0.02	2.33	0.01	2.05	0.78	90.67	0.42	86.13
CONC. 7	40	7.3	194.0	2.0	12.0	0.15	1.06	0.02	2.35	0.01	2.06	0.78	90.67	0.42	86.55
CONC. 8	60	23.9	217.9	1.2	10.8	0.10	0.95	0.03	2.38	0.02	2.08	1.17	92.62	0.84	87.39
CONC. 9	80	18.2	236.1	1.0	10.1	0.10	0.89	0.02	2.40	0.02	2.10	0.78	93.40	0.84	88.23
CONC. 10	100	16.6	252.7	0.7	9.5	0.10	0.84	0.01	2.41	0.02	2.12	0.39	93.79	0.84	89.07
RELAVE		511.8	511.8	0.35	0.35	0.05	0.05	0.18	0.18	0.26	0.26		6.71		10.91
CAB.CALC			764.5		3.36		0.31		2.57		2.38		100.00		100.00
CAB.ANAL			770.0		3.60		0.30		2.77		2.31				

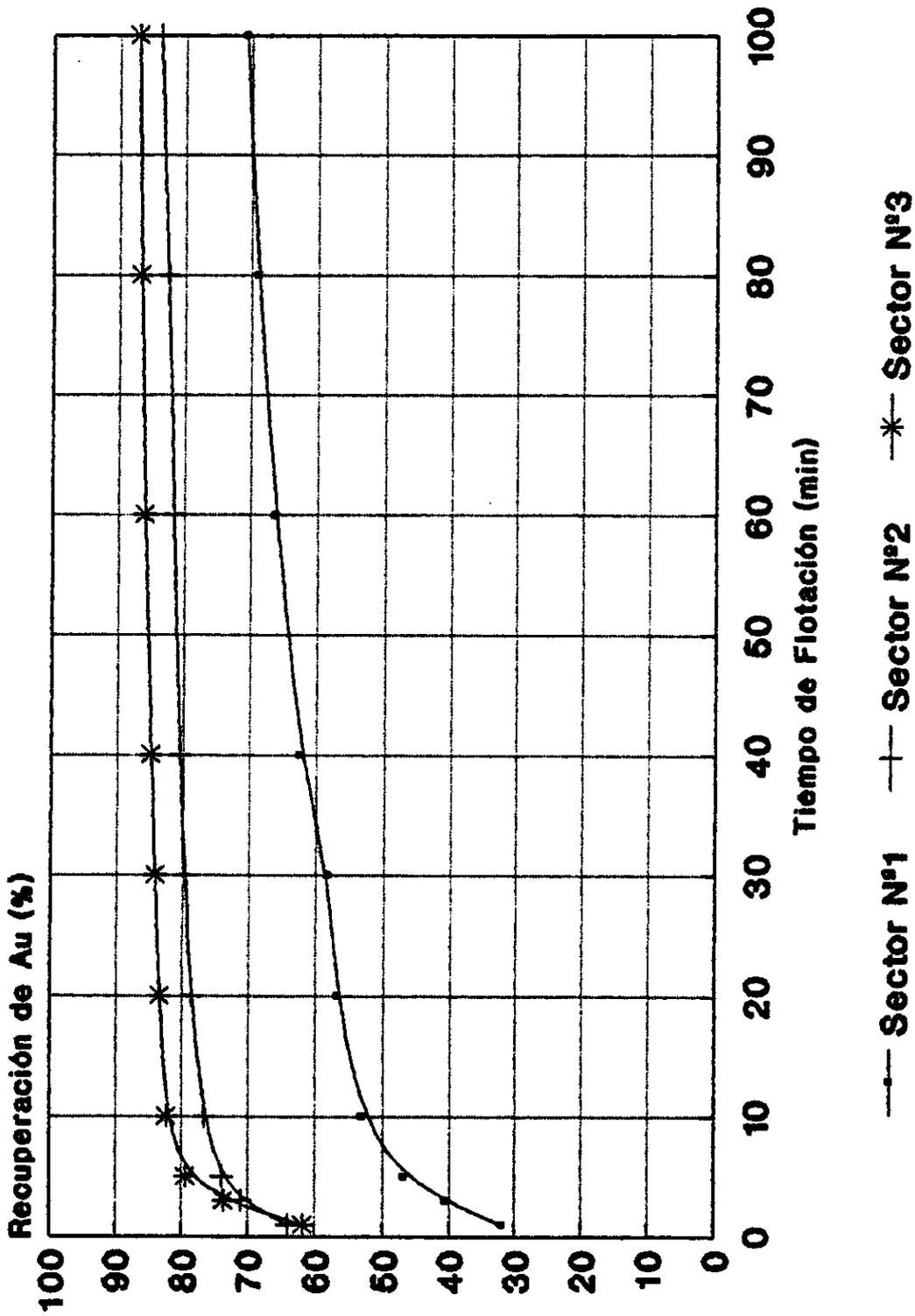


FIGURA 4.5.: RECUPERACION DE ORO v/s TIEMPO ROUGHER (EXP-2)

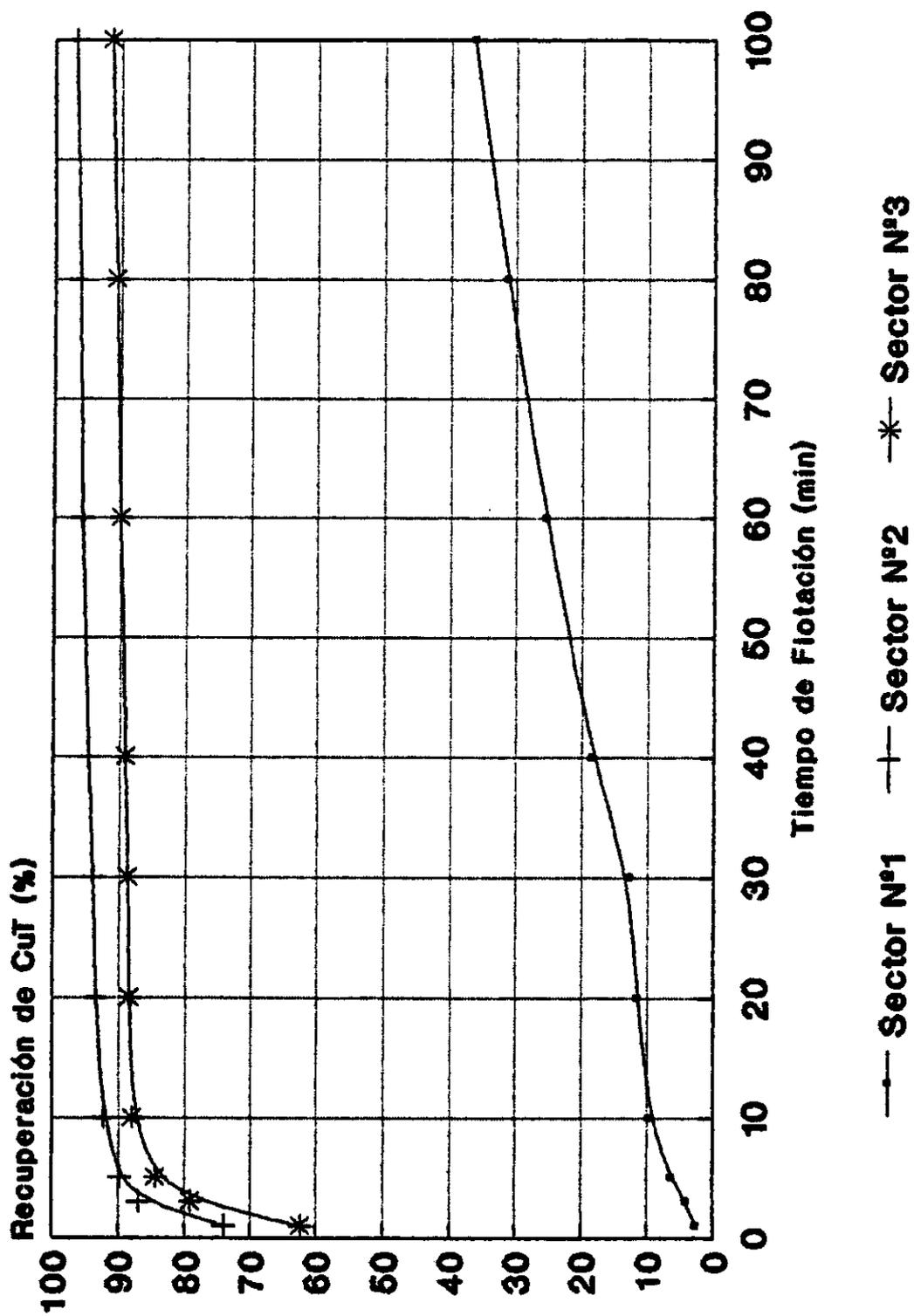


FIGURA 4.6.: RECUPERACION DE CuT v/s TIEMPO ROUGHER (EXP-2)

4.4. RESULTADOS DE FLOTACIONES ROUGHER.

**TABLA 4.19 : RESULTADOS DE FLOTACION ROUGHER
VARIABLE: GRADO DE MOLIENDA.**

MINERAL : SECTOR N°1.

MUESTRA	MOLIENDA % -200 M	PESO (g)	LEYES		FINOS		DISTRIBUCIÓN	
			Au (g /ton)	Cu _T (%)	Au (g *10 ⁻³)	Cu _T (g)	Au (%)	Cu _T (%)
CONCENT. 1	50%	60,4	34,0	1,6	2,05	0,97	61,56	14,61
RELAVE 1		708,2	1,8	0,8	1,28	5,67	38,44	85,39
CABEZA CALC. 1		768,6	4,33	0,86	3,33	6,64	100,00	100,00
CONCENT. 2	60%	67,7	29,8	1,65	2,02	1,12	62,93	16,67
RELAVE 2		700,5	1,7	0,80	1,19	5,60	37,07	83,33
CABEZA CALC. 2		768,2	4,18	0,87	3,21	6,72	100,00	100,00
CONCENT. 3	70%	63,5	34,6	1,45	2,20	0,92	66,07	13,31
RELAVE 3		704,8	1,6	0,85	1,13	5,99	33,93	86,69
CABEZA CALC. 3		768,3	4,33	0,90	3,33	6,91	100,00	100,00
CONCENT. 4	80%	78,3	26,7	1,65	2,25	1,29	68,39	19,97
RELAVE 4		689,9	1,5	0,75	1,04	5,17	31,61	80,03
CABEZA CALC. 4		768,2	4,28	0,84	3,29	6,46	100,00	100,00
CONCENT. 5	90%	75,3	34,4	1,60	2,59	1,21	74,21	17,90
RELAVE 5		693,4	1,3	0,80	0,90	5,55	25,79	82,10
CABEZA CALC. 5		768,7	4,54	0,88	3,49	6,76	100,00	100,00
CABEZA ANALIT.		770,0	4,35	0,80	3,35	6,16		

**TABLA 4.20 : RESULTADOS DE FLOTACION ROUGHER
VARIABLE: GRADO DE MOLIENDA.**

MINERAL : SECTOR N°2.

MUESTRA	MOLIENDA % -200 M	PESO (g)	LEYES		FINOS			DISTRIBUCIÓN	
			Au (g /ton)	Cu _T (%)	Au (g *10 ⁻³)	Cu _T (g)	Au (%)	Cu _T (%)	
CONCENT. 1	50%	178,7	14,9	5,7	2,66	10,19	83,39	94,53	
RELAVE 1		591,3	0,9	0,1	0,53	0,59	16,61	5,47	
CABEZA CALC. 1		770,0	4,14	1,40	3,19	10,78	100,00	100,00	
CONCENT. 2	60%	152,3	17,6	6,75	2,68	10,28	85,35	97,07	
RELAVE 2		617,6	0,75	0,05	0,46	0,31	14,65	2,93	
CABEZA CALC. 2		769,9	4,08	1,38	3,14	10,59	100,00	100,00	
CONCENT. 3	70%	198,3	13,6	5,00	2,70	9,92	87,10	97,16	
RELAVE 3		570,8	0,7	0,05	0,40	0,29	12,90	2,84	
CABEZA CALC. 3		769,1	4,03	1,33	3,10	10,21	100,00	100,00	
CONCENT. 4	80%	185,0	15,9	5,50	2,94	10,18	94,23	97,23	
RELAVE 4		584,0	0,3	0,05	0,18	0,29	5,77	2,77	
CABEZA CALC. 4		769,0	4,06	1,36	3,12	10,47	100,00	100,00	
CONCENT. 5	90%	194,9	16,0	5,15	3,12	10,04	94,83	97,17	
RELAVE 5		574,9	0,3	0,05	0,17	0,29	5,17	2,83	
CABEZA CALC. 5		769,8	4,27	1,30	3,29	10,33	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA		770,0	4,35	1,35	3,35	10,40			

TABLA 4.21 : RESULTADOS DE FLOTACION ROUGHER
VARIABLE: GRADO DE MOLIENDA.

MINERAL : SECTOR N°3.

MUESTRA	MOLIENDA % -200 M	PESO (g)	LEYES		FINOS			DISTRIBUCIÓN	
			Au (g/ton)	Cu _T (%)	Au (g * 10 ⁻³)	Cu _T (g)	Au (%)	Cu _T (%)	
CONCENT. 1	50%	110,3	16,5	2,00	1,82	2,21	78,45	87,01	
RELAVE 1		659,6	0,75	0,05	0,50	0,33	21,55	12,99	
CABEZA CALC. 1		769,9	3,01	0,33	2,32	2,54	100,00	100,00	
CONCENT. 2	60%	112,0	18,6	2,05	2,08	2,30	80,00	87,45	
RELAVE 2		655,4	0,80	0,05	0,52	0,33	20,00	12,55	
CABEZA CALC. 2		767,4	3,39	0,34	2,60	2,63	100,00	100,00	
CONCENT. 3	70%	166,8	13,9	1,30	2,32	2,17	90,63	92,34	
RELAVE 3		601,9	0,40	0,03	0,24	0,18	9,37	7,66	
CABEZA CALC. 3		768,7	3,33	0,31	2,56	2,35	100,00	100,00	
CONCENT. 4	80%	175,0	13,7	1,30	2,40	2,28	93,02	92,68	
RELAVE 4		594,8	0,30	0,03	0,18	2,18	6,98	7,32	
CABEZA CALC. 4		769,8	3,35	0,32	2,58	2,46	100,00	100,00	
CONCENT. 5	90%	182,1	14,7	0,85	2,68	1,55	93,71	89,60	
RELAVE 5		587,8	0,30	0,03	0,18	0,18	6,29	10,40	
CABEZA CALC. 5		769,9	3,72	0,23	2,86	1,73	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA		770,0	3,60	0,30	2,77	2,31			

**TABLA 4.22 : RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER
VARIABLE: MEZCLA DE ESPUMANTE.**

MINERAL : SECTOR N°1.

MUESTRA	MEZCLA DE ESPUMANTE (D-250:MIBC)	PESO (g)	LEYES		FINOS			DISTRIBUCIÓN	
			Au (g /ton)	CuT (%)	Au (g *10 ⁻³)	CuT (g)	Au (%)	CuT (%)	
CONCENT. 1	1 : 1	55,0	36,8	1,65	2,02	0,91	63,92	13,73	
RELAVE 1		715,0	1,6	0,80	1,14	5,72	36,08	86,27	
CABEZA CALC. 1		770,0	4,10	0,86	3,16	6,63	100,00	100,00	
CONCENT. 2	1 : 2	52,6	37,5	2,2	1,97	1,16	63,34	17,76	
RELAVE 2		715,4	1,6	0,75	1,14	5,37	36,66	82,24	
CABEZA CALC. 2		768,0	4,05	0,85	3,11	6,53	100,00	100,00	
CONCENT. 3	sólo MIBC	56,7	34,2	2,0	1,94	1,13	62,99	15,76	
RELAVE 3		710,6	1,6	0,85	1,14	6,04	37,01	84,24	
CABEZA CALC. 3		767,3	4,01	0,93	3,08	7,17	100,00	100,00	
CONCENT. 4	2 : 1	66,5	36,3	1,90	2,21	1,26	67,79	17,40	
RELAVE 4		703,4	1,5	0,85	1,05	5,98	32,21	82,60	
CABEZA CALC. 4		769,9	4,43	0,94	3,26	7,24	100,00	100,00	
CONCENT. 5	sólo D-250	63,5	34,6	1,45	2,20	0,92	66,07	13,31	
RELAVE 5		704,8	1,6	0,85	1,13	5,99	33,93	86,69	
CABEZA CALC. 5		768,3	4,33	0,90	3,33	6,91	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA		770,0	4,35	0,80	3,35	6,16			

TABLA 4.23 : RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER
VARIABLE: MEZCLA DE ESPUMANTE.

MINERAL : SECTOR N°2.

MUESTRA	MEZCLA DE ESPUMANTE (D-250:MIBC)	PESO (g)	LEYES		FINOS			DISTRIBUCIÓN	
			Au (g /ton)	Cut (%)	Au (g *10 ⁻³)	Cut (g)	Au (%)	Cut (%)	
CONCENT. 1	1 : 1	156,9	16,7	6,50	2,62	10,20	86,75	97,05	
RELAVE 1		613,0	0,65	0,05	0,40	0,31	13,25	2,95	
CABEZA CALC. 1		769,9	3,92	1,37	3,02	10,51	100,00	100,00	
CONCENT. 2	1 : 2	115,2	22,5	8,60	2,59	10,25	85,76	96,88	
RELAVE 2		654,7	0,65	0,05	0,43	0,33	14,24	3,12	
CABEZA CALC. 2		769,9	3,92	1,37	3,02	10,58	100,00	100,00	
CONCENT. 3	sólo MIBC	123,6	20,2	8,30	2,50	10,26	81,17	96,98	
RELAVE 3		646,1	0,90	0,05	0,58	0,32	18,83	3,02	
CABEZA CALC. 3		769,7	4,00	1,37	3,08	10,58	100,00	100,00	
CONCENT. 4	2 : 1	129,8	21,8	7,80	2,83	10,12	90,71	95,74	
RELAVE 4		640,0	0,45	0,07	0,29	0,45	9,29	4,26	
CABEZA CALC. 4		769,8	4,05	1,37	3,12	10,57	100,00	100,00	
CONCENT. 5	sólo D-250	198,3	13,6	5,00	2,70	9,92	87,10	97,16	
RELAVE 5		570,8	0,7	0,05	0,40	0,29	12,90	2,84	
CABEZA CALC. 5		769,1	4,03	1,33	3,10	10,21	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA		770,0	4,35	1,35	3,35	10,40			

TABLA 4.24 : RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER
VARIABLE: MEZCLA DE ESPUMANTE.

MINERAL : SECTOR N°3.

MUESTRA	MEZCLA DE ESPUMANTE (D-250:MIBC)	PESO (g)	LEYES		FINOS			DISTRIBUCIÓN	
			Au (g /ton)	CuT (%)	Au (g *10 ⁻³)	CuT (g)	Au (%)	CuT (%)	
CONCENT. 1	1 : 1	144,6	14,6	1,55	2,11	2,24	84,74	87,84	
RELAVE 1		624,9	0,60	0,05	0,38	0,31	15,26	12,18	
CABEZA CALC. 1		769,5	3,24	0,33	2,49	2,55	100,00	100,00	
CONCENT. 2	1 : 2	103,6	20,0	2,45	2,07	2,54	83,81	88,50	
RELAVE 2		666,0	0,60	0,05	0,40	0,33	16,19	11,50	
CABEZA CALC. 2		769,6	3,21	0,37	2,47	2,87	100,00	100,00	
CONCENT. 3	sólo MIBC	97,2	21,0	2,10	2,04	2,04	82,26	85,71	
RELAVE 3		672,6	0,65	0,05	0,44	0,34	17,74	14,29	
CABEZA CALC. 3		769,8	3,22	0,31	2,48	2,38	100,00	100,00	
CONCENT. 4	2 : 1	107,8	22,8	2,05	2,46	2,21	92,48	87,01	
RELAVE 4		662,1	0,30	0,05	0,20	0,33	7,52	12,99	
CABEZA CALC. 4		769,9	3,45	0,33	2,66	2,54	100,00	100,00	
CONCENT. 5	sólo D-250	166,8	13,9	1,30	2,32	2,17	90,63	92,34	
RELAVE 5		601,9	0,40	0,03	0,24	0,18	9,37	7,66	
CABEZA CALC. 5		768,7	3,33	0,31	2,56	2,35	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA		770,0	3,60	0,30	2,77	2,31			

TABLA 4.25 : RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER
VARIABLE: PORCENTAJE DE SÓLIDOS.

MINERAL : SECTOR Nº1.

MUESTRA	PORCENTAJE DE SÓLIDOS (%)	PESO (g)	LEYES		FINOS			DISTRIBUCIÓN	
			Au (g/ton)	Cu _r (%)	Au (g*10 ⁻³)	Cu _r (g)	Au (%)	Cu _r (%)	
CONCENT. 1	30	67,0	42,1	1,9	2,82	1,27	67,46	15,08	
RELAVE 1		893,8	1,5	0,80	1,34	7,15	32,21	84,92	
CABEZA CALCULADA 1		960,8	4,33	0,88	4,16	8,42	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA 1		961,0	4,35	0,80	4,18	7,69			
CONCENT. 2	40	125,8	32,9	1,6	4,14	2,01	68,66	16,61	
RELAVE 2		1261,8	1,5	0,80	1,89	10,09	31,34	83,39	
CABEZA CALCULADA 2		1386,8	4,35	0,87	6,03	12,10	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA 2		1389,0	4,35	0,80	6,04	11,11			
CONCENT. 3	50	262,9	22,6	1,7	5,94	4,47	72,26	24,40	
RELAVE 3		1628,9	1,4	0,85	2,28	13,85	27,74	75,60	
CABEZA CALCULADA 3		1891,8	4,35	0,97	8,22	18,32	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA 3		1895,0	4,35	0,80	8,24	15,16			
CONCENT. 4	25	66,5	36,3	1,90	2,21	1,26	67,79	17,40	
RELAVE 4		703,4	1,5	0,85	1,05	5,98	32,21	82,60	
CABEZA CALCULADA 4		769,9	4,43	0,94	3,26	7,24	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA 4		770,0	4,35	0,80	3,35	6,16			

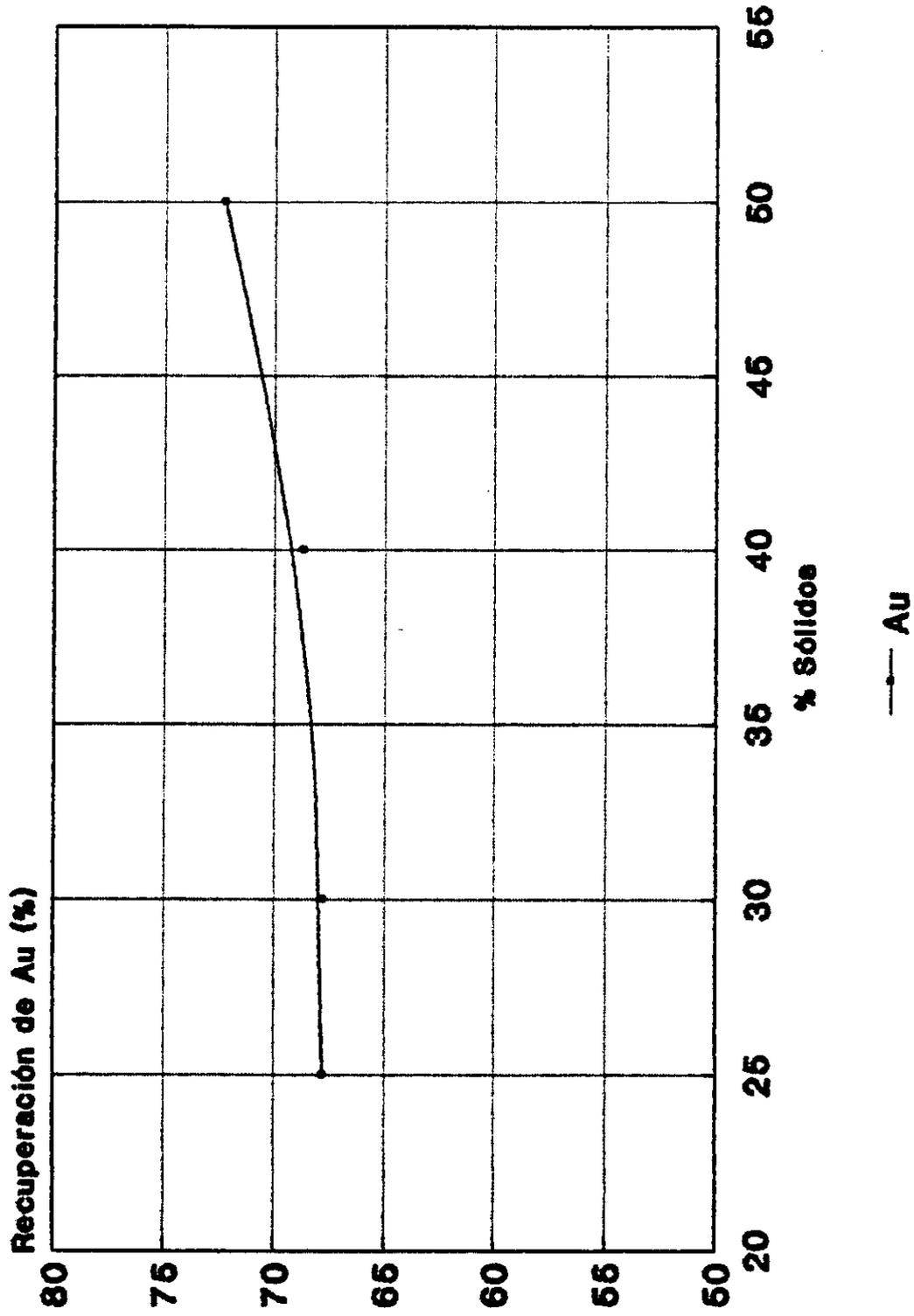


FIGURA 4.7.: RECUPERACION DE ORO v/s % SOLIDOS

TABLA 4.26 : RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER
VARIABLE: PH DE LA PULPA.

MINERAL : SECTOR Nº1.

MUESTRA	pH	PESO (g)	LEYES		FINOS			DISTRIBUCIÓN	
			Au (g/ton)	Cu _r (%)	Au (g*10 ⁻³)	Cu _r (g)	Au (%)	Cu _r (%)	
CONCENT. 1	7,5	309,3	16,3	1,6	5,04	4,95	66,58	28,09	
RELAVE 1		1583,7	1,6	0,8	2,53	12,67	33,42	71,91	
CABEZA CALC. 1		1893,0	4,00	0,93	7,57	17,62	100,00	100,00	
CONCENT. 2	9,5	300,5	19,7	1,7	5,92	5,11	72,64	28,63	
RELAVE 2		1592,7	1,4	0,8	2,23	12,74	27,36	71,37	
CABEZA CALC. 2		1894,2	4,14	0,94	8,15	17,85	100,00	100,00	
CONCENT. 3	10,5	384,9	15,9	1,5	6,12	5,77	75,74	32,34	
RELAVE 3		1509,1	1,3	0,80	1,96	12,07	24,26	67,66	
CABEZA CALC. 3		1894,0	4,27	0,94	8,08	17,84	100,00	100,00	
CONCENT. 4	8,5	262,9	22,6	1,70	5,94	4,47	72,26	24,40	
RELAVE 4		1628,9	1,4	0,85	2,28	13,85	27,74	75,60	
CABEZA CALC. 4		1891,8	4,35	0,97	8,22	18,32	100,00	100,00	
CABEZA ANALÍTICA		1895,0	4,35	0,80	8,24	15,16			

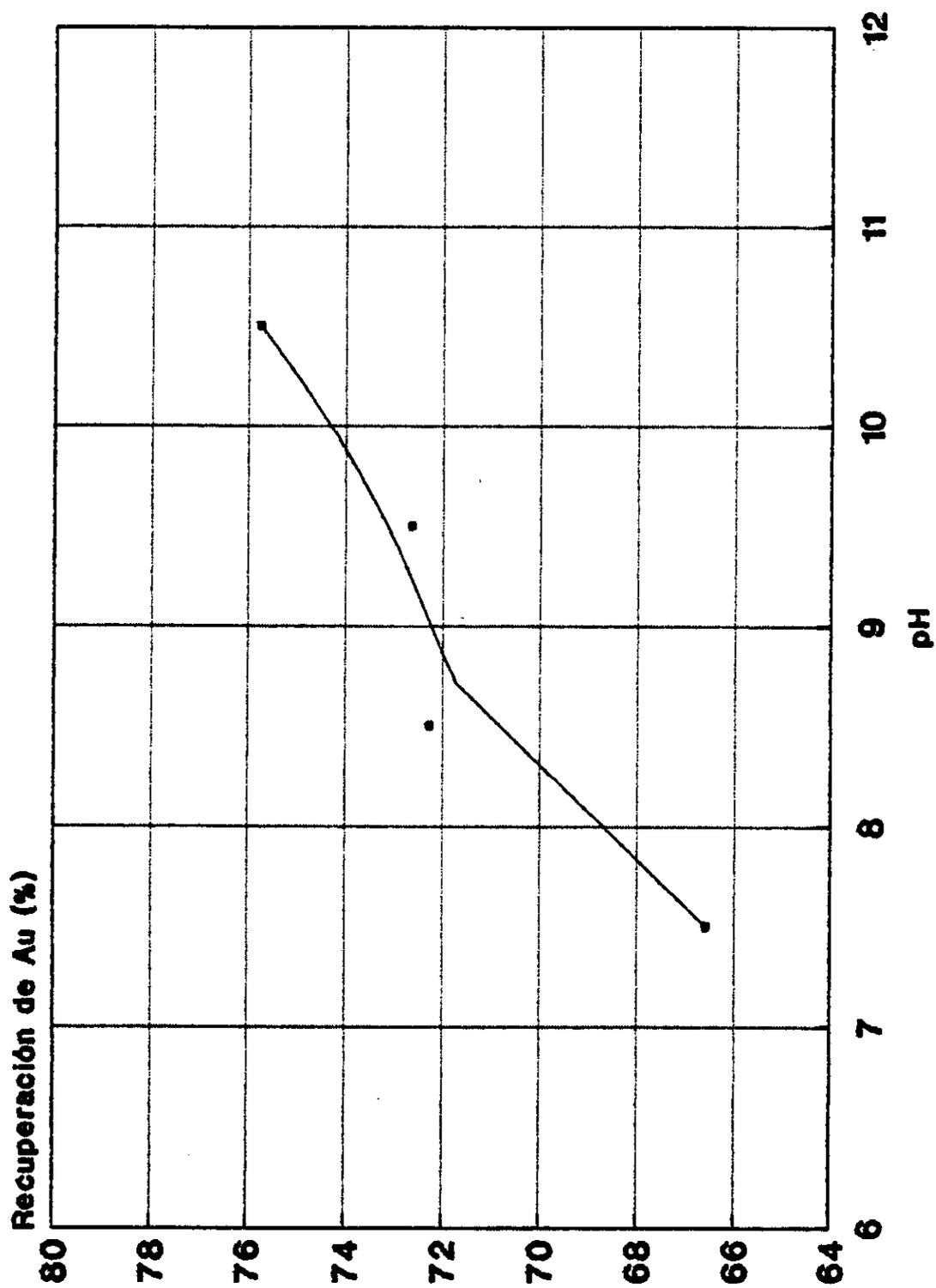


FIGURA 4.8.: RECUPERACION DE ORO v/s pH

TABLA 4.27 : RESULTADOS DE FLOTACIÓN ROUGHER (DE 60 min.)
 VARIABLE: TIPO DE COLECTOR.

MINERAL : SECTOR N°1.

MUESTRA	TIPO DE COLECTOR	PESO (g)	LEYES		FINOS		DISTRIBUCIÓN	
			Au (g/ton)	Cu _T (%)	Au (g*10 ⁻³)	Cu _T (g)	Au (%)	Cu _T (%)
CONCENT. 1	SF-623	242,4	22,0	1,50	5,33	3,64	66,88	20,60
RELAVE 1		1650,7	1,6	0,85	2,64	14,03	33,12	79,40
CABEZA CALC. 1		1893,1	4,21	0,93	7,97	17,67	100,00	100,00
CONCENT. 2	SF-554	314,4	17,35	1,50	5,45	4,72	71,15	27,19
RELAVE 2		1580,0	1,4	0,80	2,21	12,64	28,85	72,81
CABEZA CALC. 2		1894,4	4,04	0,92	7,66	17,36	100,00	100,00
CONCENT. 3	SF-114	305,4	19,2	1,50	5,86	4,58	72,52	29,17
RELAVE 3		1588,1	1,4	0,70	2,22	11,12	27,48	70,83
CABEZA CALC. 3		1893,5	4,27	0,83	8,08	15,70	100,00	100,00
CONCENT. 4	P - 3	304,5	19,4	1,35	5,91	4,11	72,60	25,64
RELAVE 4		1589,5	1,4	0,92	2,23	11,92	27,40	74,36
CABEZA CALC. 4		1894,3	4,30	0,85	8,14	16,03	100,00	100,00
CABEZA ANALÍTICA		1895,0	4,35	0,80	8,24	15,16		

**4.5. RESULTADOS DE CINÉTICAS DE FLOTACIÓN,
ETAPAS: CLEANER, SCAVENGER Y CLEANER -
SCAVENGER**

TABLA 4.28 : RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN CLEANER.

MINERAL : SECTOR N°1.

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACION (min)	PESO (g)		LEYES				FIOS				DISTRIBUCION			
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu, (%)		Au (g*10 ³)		Cu, (g)		Au (%)		Cu, (%)	
				PARC.	PROM.	PARC.	PROM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
CONC. 1	1	15.9	15.9	74.8	74.8	1.15	1.15	1.19	1.19	0.18	0.18	21.40	21.40	3.93	3.93
CONC. 2	2	16.7	32.6	51.0	62.6	1.55	1.35	0.85	2.04	0.26	0.44	15.29	36.69	5.68	9.61
CONC. 3	3.5	19.0	51.6	43.0	55.4	1.15	1.28	0.82	2.86	0.22	0.66	14.75	51.44	4.80	14.41
CONC. 4	7.5	18.1	69.7	52.6	54.7	1.60	1.36	0.95	3.81	0.29	0.95	17.09	68.53	6.33	20.74
CONC. 5	25.0	23.6	93.3	32.4	49.1	1.80	1.47	0.77	4.58	0.42	1.37	13.85	82.38	9.17	29.91
CONC. 6	40.0	14.5	107.0	15.4	44.5	1.75	1.50	0.22	4.80	0.25	1.62	3.96	86.34	5.46	35.37
CONC. 7	60.0	20.6	128.4	7.3	38.6	1.80	1.55	0.17	4.95	0.37	1.99	3.06	89.40	8.08	43.45
RELAVE		235.3	235.3	2.6	2.6	1.10	1.10	0.61	0.61	2.59	2.59		10.60		56.55
CARBEA CALC.		363.7			15.29		1.26		5.56		4.58		100,0		100,0
CARBEA ANALIT.		369,8			15,91		1,40		5,88		5,18				

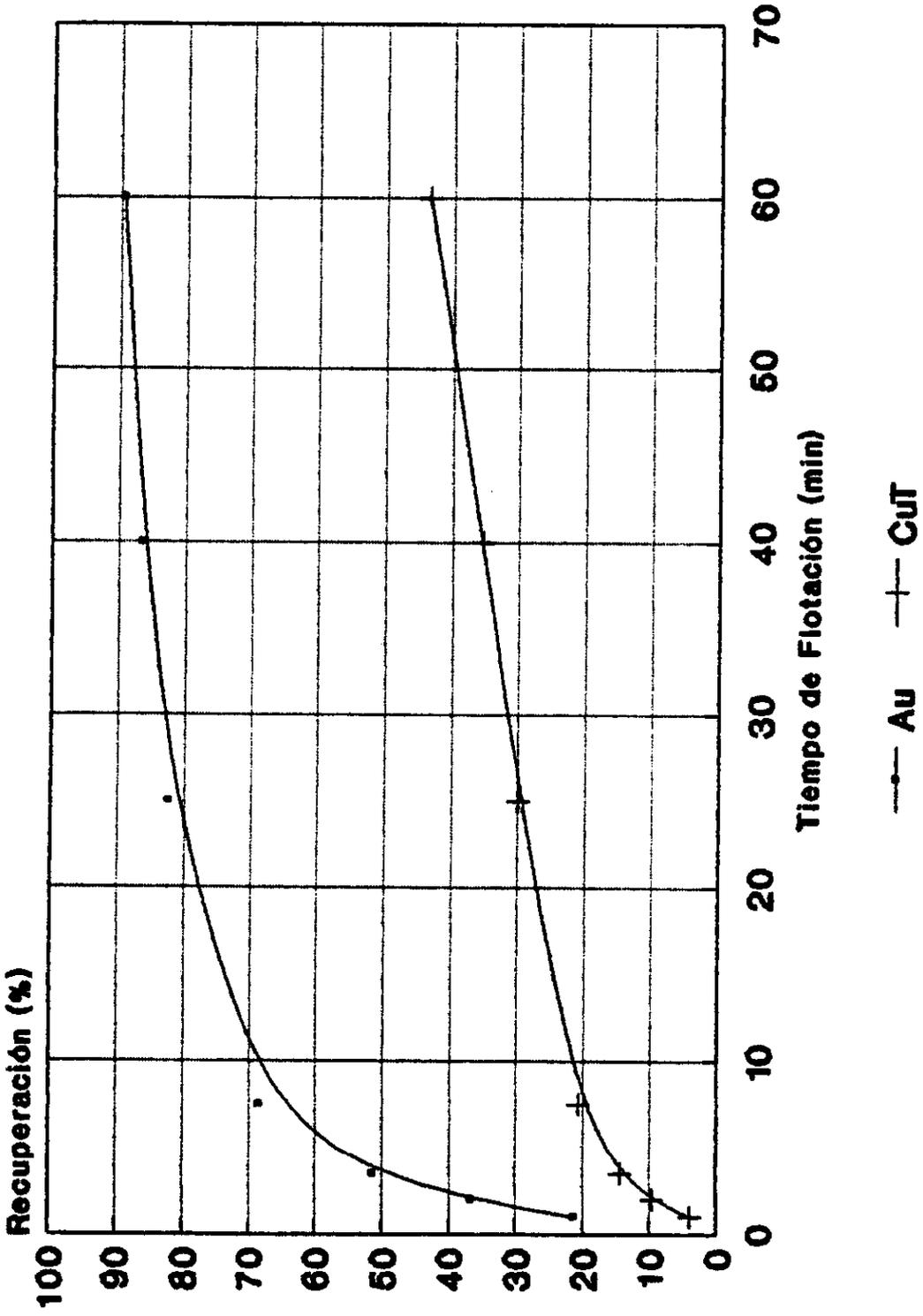


FIGURA 4.9.: RECUPERACION v/s TIEMPO CLEANER, SECTOR 1

MINERAL : SECTOR N°1.
 TABLA 4.29 : RESULTADOS DE LA CINETICA DE FLOTACION SCAVENGER.

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACION (min)	PESO (g)		LLEYES				FINOS				DISTRIBUCION			
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu ₂ (%)		Au (g*10 ³)		Cu ₂ (g)		Au (%)		Cu ₂ (%)	
				PARC.	PROM.	PARC.	PROM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
CONC. 1	5	18.7	18.7	1.9	1.90	1.40	1.40	0.036	0.036	0.26	0.26	1.67	1.67	1.44	1.44
CONC. 2	20	12.7	31.4	2.0	1.94	1.60	1.46	0.025	0.061	0.20	0.46	1.16	2.83	1.11	2.55
CONC. 3	30	15.2	46.6	1.4	1.76	1.55	1.50	0.021	0.082	0.24	0.70	0.97	3.80	1.33	3.88
CONC. 4	40	16.1	62.7	1.3	1.63	1.55	1.51	0.020	0.102	0.25	0.95	0.93	4.73	1.38	5.26
CONC. 5	60	24.3	87.0	1.3	1.53	1.55	1.53	0.031	0.133	0.38	1.33	1.43	6.16	2.10	7.36
CONC. 6	80	15.5	102.5	0.7	1.41	1.50	1.52	0.011	0.144	0.23	1.56	0.51	6.67	1.27	8.63
CONC. 7	100	22.3	124.8	1.4	1.40	1.60	1.54	0.031	0.175	0.36	1.92	1.43	8.10	1.99	10.62
CONC. 8	110	28.8	153.6	2.0	1.52	1.15	1.47	0.058	0.233	0.33	2.25	2.68	10.78	1.83	12.45
CONC. 9	120	22.6	176.2	1.4	1.50	1.30	1.44	0.032	0.265	0.29	2.54	1.48	12.26	1.61	14.06
RELAVE		1349.0	1349.0	1.40	1.40	1.15	1.15	1.89	1.89	15.51	15.51		87.74		85.94
CAB-CALC			1525.2		1.42		1.18	2.16	2.16		18.05		100.0		100.0
CAB-AVAL			1531.3		1.70		1.25	2.60	2.60		19.14				

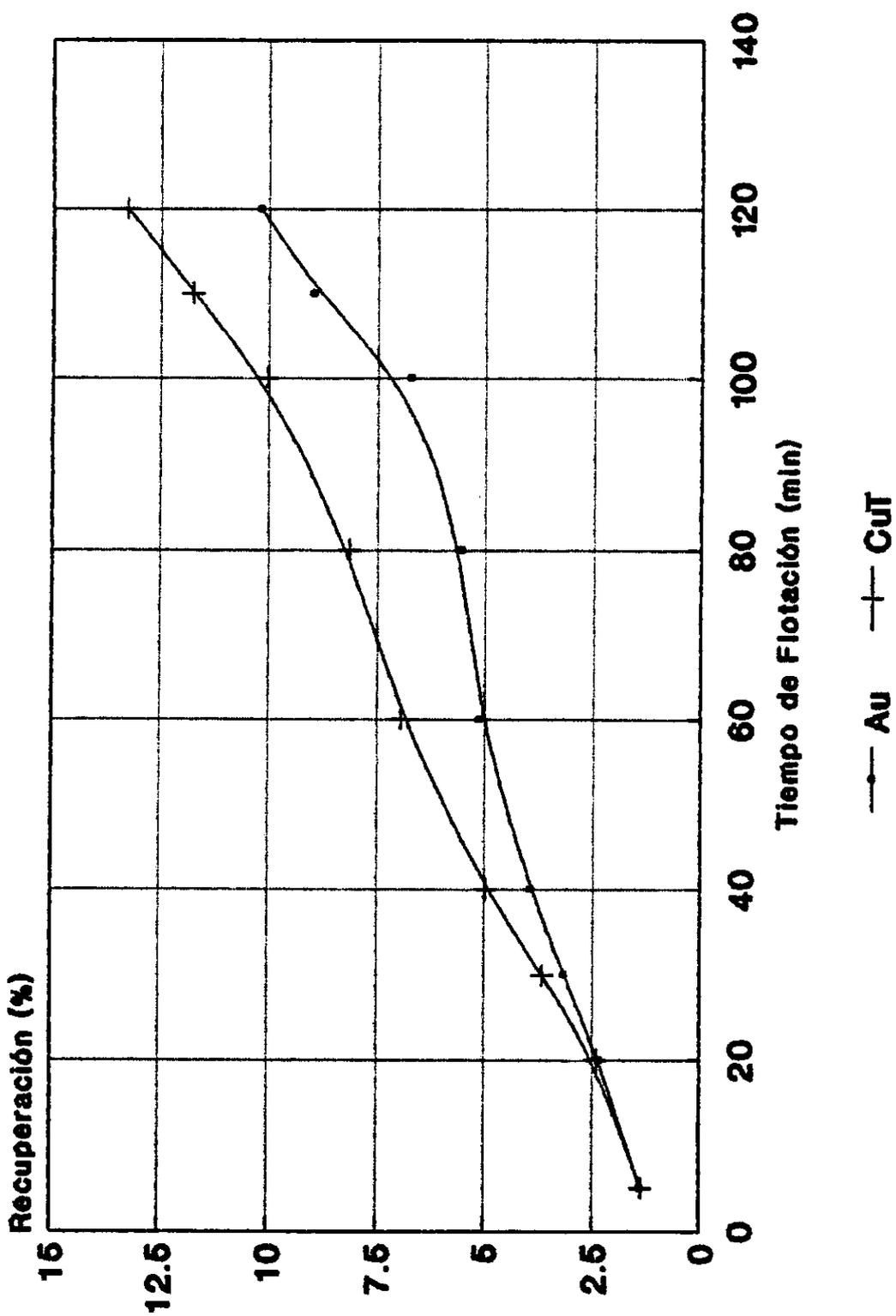


FIGURA 4.10.: RECUPERACION v/s TIEMPO SCAVENGER, SECTOR 1

TABLA 4.30 : RESULTADOS DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN CLEANER - SCAVENGER.

MINERAL : SECTOR Nº1.

MUESTRA	TIEMPO DE FLOTACION (min)	PESO (g)		LEYES				FIOS				DISTRIBUCIÓN					
		PARC.	ACUM.	Au (g/ton)		Cu ₂ (%)		Au (g*10 ³)		Cu ₂ (g)		Au (%)		Cu ₂ (%)			
				PARC.	FROM.	PARC.	FROM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.		
CONC. 1	5	9.9	9.9	10.8	10.80	1.50	1.50	0.107	0.107	0.148	0.148	8.74	8.74	6.74	6.74	3.40	3.40
CONC. 2	10	7.0	16.9	14.0	12.43	1.50	1.50	0.100	0.207	0.105	0.253	7.67	16.61	2.41	5.81		
CONC. 3	20	12.5	29.4	12.0	12.24	1.50	1.50	0.150	0.357	0.188	0.441	11.61	28.42	4.32	10.13		
CONC. 4	30	7.9	37.3	12.0	12.33	1.55	1.51	0.095	0.452	0.122	0.563	7.48	35.90	2.81	12.94		
RELAVE		280.7	280.7	2.92	2.92	1.35	1.35	0.82	0.82	3.79	3.79		64.10				
CAB-CALC			318.0		4.00		1.37		1.27		4.35						
CAB-ANAL			320.0		4.46		1.36		1.43		4.35		100.0		100.0		

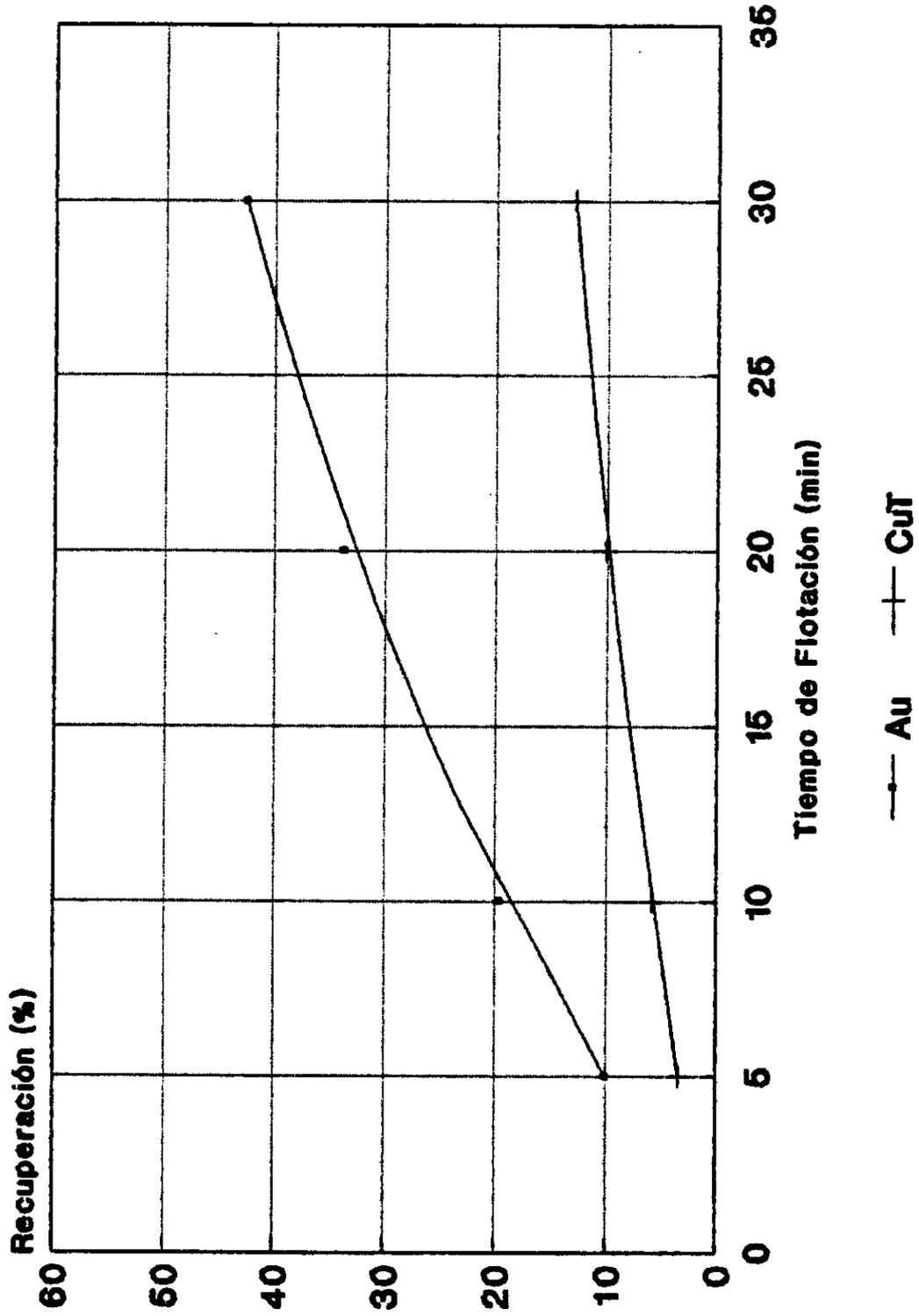


FIGURA 4.11.: RECUPERACION v/s TIEMPO CLEANER - SCAVENGER
SECTOR N°1

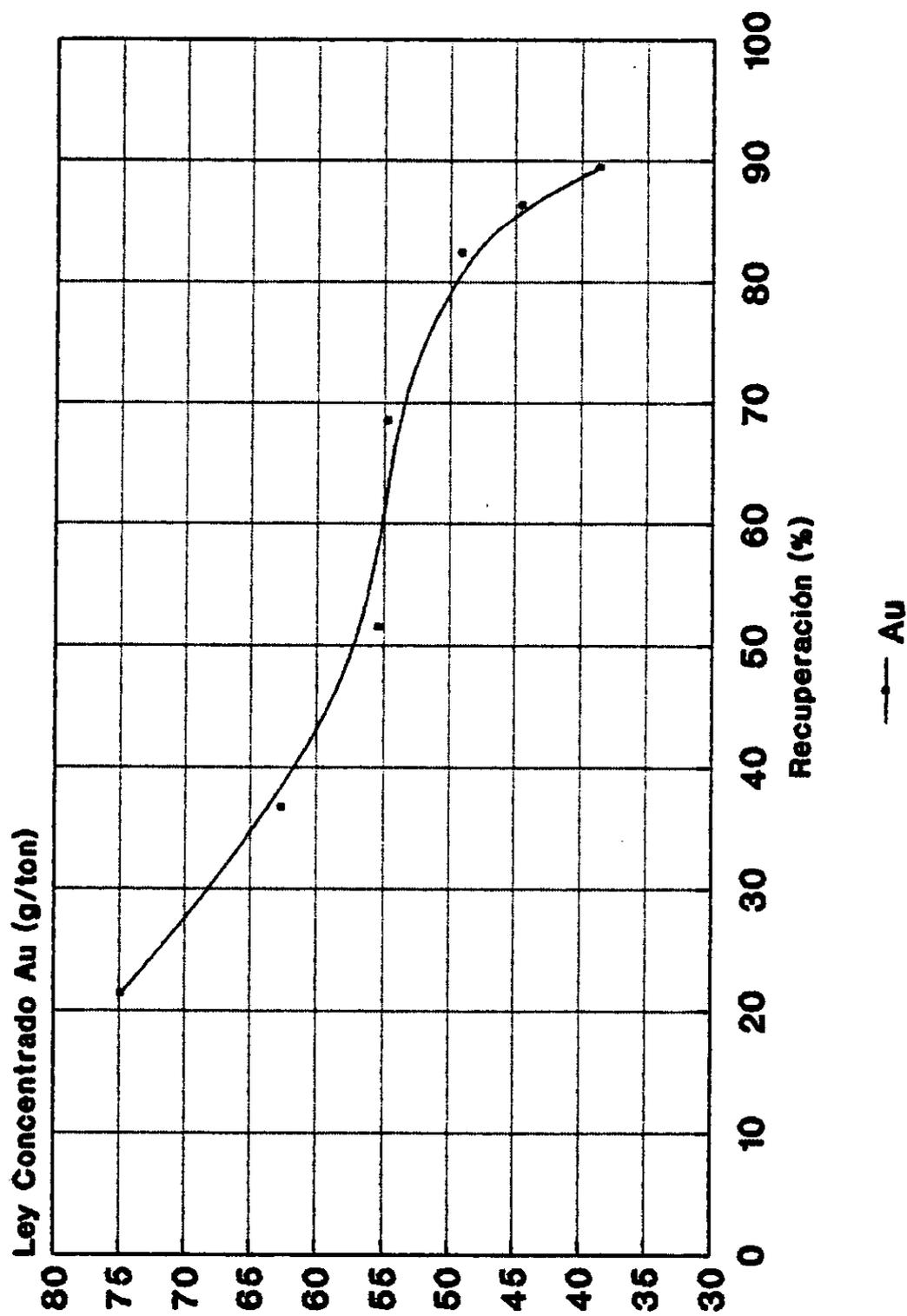


FIGURA 4.12.: LEY CONCENTRADO v/s RECUPERACION ETAPA CLEANER

**4.6. RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN DEL TEST DE
CICLO, MEDIANTE LA TÉCNICA DE LOS SPLIT
FACTOR.**

TABLA 4.31 : RESULTADOS CIRCUITO ABIERTO DE FLOTACIÓN. -

MINERAL : SECTOR Nº 1.

ETAPAS	FLUJOS	PESO (g/ton)	LEYES		FINOS			DISTRIBUCIÓN	
			Au (g/ton)	Cu ₂ (%)	Au (g*10 ⁻³)	Cu ₂ (g)	Au (%)	Cu ₂ (%)	
ETAPA ROUGHER	CONCENT.	383.8	15.58	1.37	5.98	5.26	72.49	34.54	
	RELAVE	1510.0	1.50	0.66	2.27	9.97	27.51	65.46	
	CABEZA CALC.	1893.8	4.36	0.80	8.25	15.23	100.00	100.00	
ETAPA CLEANER	CONCENT.	65.8	69.3	1.40	4.56	0.92	76.25	17.49	
	RELAVE	318.0	4.46	1.36	1.42	4.32	23.75	82.51	
	CABEZA CALC.	383.8	15.58	1.37	5.98	5.26	100.00	100.00	
ETAPA SCAVEN.	CONCENT.	46.6	1.76	1.50	0.08	0.70	3.52	7.02	
	RELAVE	1463.4	1.40	0.63	2.05	9.22	96.48	92.98	
	CABEZA CALC.	1510.0	1.50	0.66	2.27	9.97	100.00	100.00	
ETAPA CLEAN -SCAV.	CONCENT.	37.3	12.33	1.51	0.46	0.56	32.39	12.93	
	RELAVE	280.7	2.20	1.35	0.62	3.79	67.61	87.07	
	CABEZA CALC.	318.0	4.46	1.36	1.42	4.33	100.00	100.00	
CABEZA ANALÍTICA		1895.0	4.35	0.80	8.24	15.16			

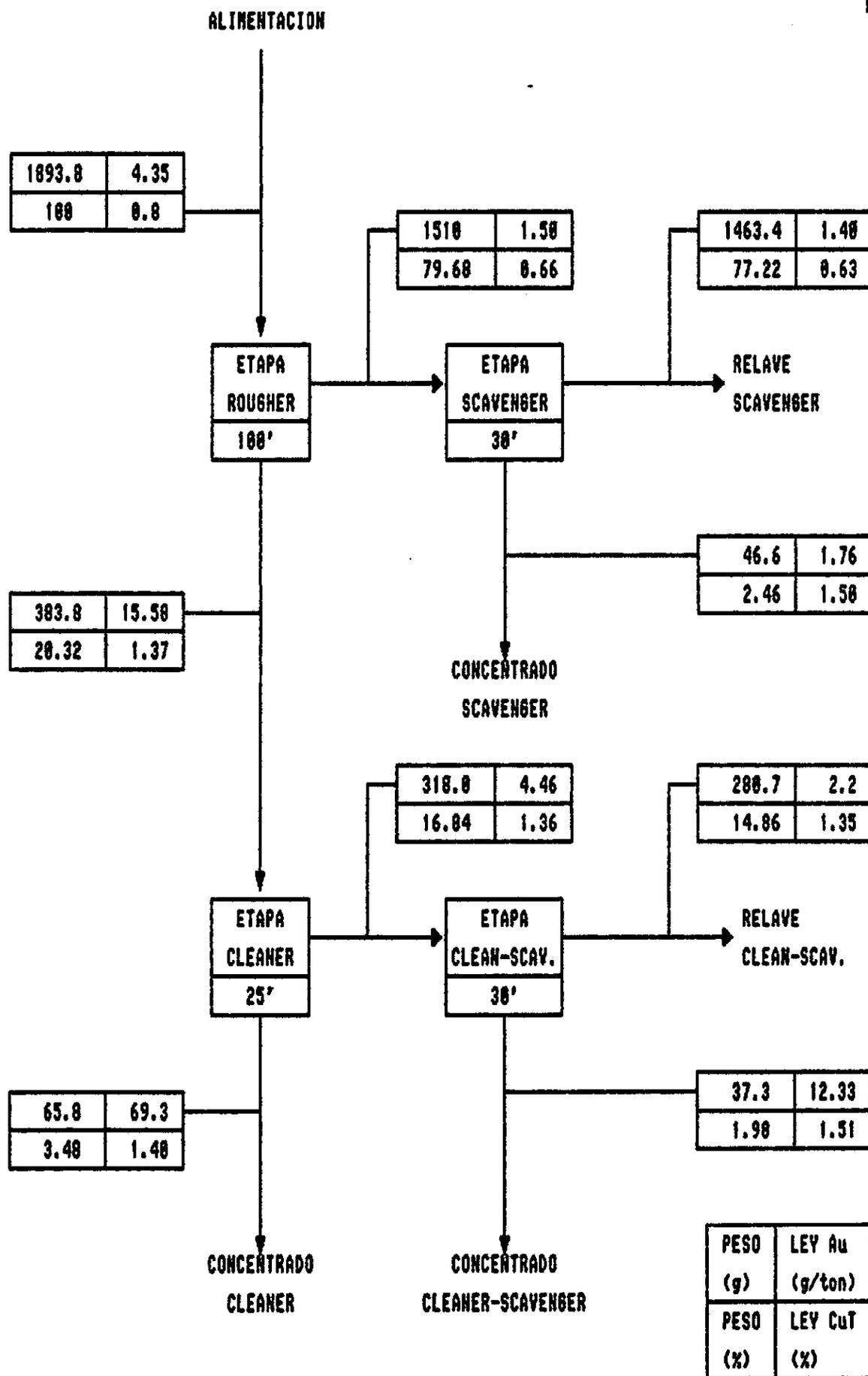


FIGURA 4.13.: ESQUEMA CIRCUITO ABIERTO DE FLOTACION

TABLA 4.32 : RESULTADOS SIMULACIÓN DE CIRCUITOS DE FLOTACIÓN.

CIRCUITO Nº	LEYES CONCENTRADO		RECUPERACIÓN	
	Au (g /ton)	Cu. (%)	Au (%)	Cu _T (%)
1	85.80	1.679	71.795	9.988
2	94.017	3.695	85.484	18.218
3	75.557	1.476	63.609	6.755
4	52.045	1.459	67.265	10.251
5	65.860	1.612	69.919	9.306
6	69.533	1.680	68.986	9.061

CAPITULO 5

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

- REFERIDO A LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN ROUGHER

De la experiencia N°1 de cinética de flotación Rougher se tiene:

Que a los 100 minutos de flotación se obtuvieron las siguientes recuperaciones de oro: 78.50% en el sector n°1, 85.82% en el sector N°2 y 80.87% en el sector N°3.

Por lo tanto los tres sectores del mineral presentan un comportamiento similar en la flotabilidad del oro, aunque el sector N°1 presenta mayores dificultades.

En cuanto a las recuperaciones de cobre total, nuevamente el sector N°1 presenta la más baja recuperación alcanzando solamente un 22.16%.

De acuerdo a los resultados antes mencionados se tiene que los tres sectores presentan una cinética de flotación bastante lenta, a pesar de que esta prueba se realizó con una granulometría del mineral equivalente a más de 90% bajo 200 mallas.

De la experiencia N°2 de cinética Rougher donde se utilizó además de los otros reactivos el sulphidrato de sodio, se pudo observar el mismo comportamiento de la cinética en la experiencia N°1. Aunque esta vez elevó las recuperaciones de cobre total en los tres sectores y disminuyó las recuperaciones de oro en el sector N°1 y N°2 en un 2.3% y 2.08% respectivamente.

- REFERIDO A LA VARIACIÓN DEL GRADO DE FINEZA

A medida que se aumenta el grado de fineza, en los tres sectores, se nota un aumento progresivo en las recuperaciones de oro. Por lo cual se determina que la granulometría del mineral es una variable muy importante que influye en la flotabilidad de éste.

El grado de fineza elegido fue de 70% bajo 200 mallas, granulometría que se podía lograr a obtener en planta.

- REFERIDO A LA VARIACIÓN DE ESPUMANTE

De esta experiencia se pudo observar que el espumante D-250 actuó con mayor fuerza que el MIBC, aunque este último produce burbujas más pequeñas, ayudando a la flotación de las partículas más finas.

La mezcla D-250: MIBC = 2:1, resultó ser la mejor combinación con una dosificación de 80 (g/ton). Aumentando así la recuperación de oro en los tres sectores, alcanzando un 67.79% en el sector N°1, un 90.71% en el sector N°2 y un 92.48% en el sector N°3.

NOTA: Debido a la respuesta metalúrgica de los tres sectores, se decidió continuar el estudio de flotación con el sector N°1, debido a que presentaba mayores problemas de flotabilidad que los otros dos sectores y correspondía a uno de los sectores con mejor ley de cabeza de oro (4.35% g/ton).

- REFERIDO A LA VARIACIÓN DE PORCENTAJE DE SÓLIDOS

A medida que el porcentaje de sólidos aumenta, se produce un aumento gradual en las recuperaciones de oro, pero una disminución en las leyes del concentrado. Por lo tanto se eligió la experiencia donde se trabajó con un 50% de sólidos, obteniendo una recuperación de 72.26% y una ley del concentrado de 22.6 (g/ton).

- REFERIDO A LA VARIACIÓN DE pH

A medida que se aumenta el pH en la pulpa, se aprecia un aumento progresivo en las recuperaciones de oro.

Los mejores resultados obtenidos fueron a pH=10.5 alcanzando una recuperación de 75.74% y un concentrado de 15.9 (g/ton) de oro.

- REFERIDO A LA EFECTIVIDAD DE LOS COLECTORES

Se pudo notar que los colectores que actuaron con mayor poder, fueron el Pennflot-3 y el SF-114, aunque el colector SF-623 fue más selectivo.

- REFERIDO A LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN CLEANER

En la cinética Cleaner realizada con el sector N°1 se tiene:

Al primer minuto de flotación se obtuvo un concentrado de 74.8 (g/ton) en oro, disminuyendo progresivamente la ley hasta obtener a los 60 minutos un concentrado de 38.6 (g/ton).

Luego se determina que el tiempo óptimo de flotación Cleaner es de 25 minutos obteniendó un concentrado de 49.1 (g/ton) de oro.

- REFERIDO A LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN SCAVENGER

En la cinética Scavenger, a los 5 minutos de flotación se obtiene una recuperación de oro de 1.67% y hasta los 120 minutos una recuperación de 12.26%. Estos datos indican una cinética lenta y aunque el tiempo de flotación fue largo (120 min.), se obtuvo un relave con una ley de oro de 1.40 (g/ton). Lo que indica que en esta etapa no se logra bajar (como debiera ser) la ley de oro en las colas.

Como se pretende aumentar la recuperación global, de todos modos se incluye ésta en las pruebas de circuito abierto.

Se elige un tiempo de flotación Scavenger de 30 minutos.

- REFERIDO A LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN CLEANER - SCAVENGER

En la cinética Cleaner-Scavenger realizada con el sector N°1 se tiene:

Que a los 30 minutos de flotación se obtiene una recuperación de oro de 35.90% con una ley del concentrado de 12.33 (g/ton), por lo cual este tiempo fue elegido para esta etapa.

- REFERIDO A LA SIMULACIÓN DE CIRCUITOS DE FLOTACIÓN

De acuerdo a los resultados expuestos en la Tabla 4.32 se observa que el circuito más promisorio es el circuito N°2, por presentar mejor recuperación global y las mejores leyes de oro y cobre total.

CAPITULO 6

CONCLUSIONES

De acuerdo a los resultados obtenidos se pudo concluir, que los tres sectores de mina RESGUARDO presentan una cinética de flotación bastante lenta, en especial el sector N°1, influyendo en gran medida la variación de la granulometría de alimentación y el aumento del tiempo de flotación en la etapa Rougher.

Con respecto a los reactivos utilizados (SF-623, SF-554, SF-114 Y P-3 como colectores D-250 espumante) estos permiten alcanzar buenos resultados principalmente en el sector N°2 y N°3, tanto en las recuperaciones de oro como en las de cobre. En el sector N°1 se presentan recuperaciones más bajas que los otros dos sectores, lo cual indica que este sector es el más complicado.

Sin embargo con la mezcla de espumante de D-250 y MIBC con una dosificación de 53.3 y 26.7 g/ton respectivamente, se logra mejorar para los tres sectores la recuperación de oro.

Al continuar el estudio de flotación con el sector N°1, manteniendo fijo la granulometría de alimentación de 70% bajo 200 mallas y el tiempo de flotación de 100 minutos, los mejores resultados se obtuvieron trabajando con un 50 % de sólidos y a un pH de 10.5. De esta forma se alcanzó una recuperación de oro en la etapa rougher de 75.74 %, aumentando en un 10 % con respecto a las condiciones iniciales con una ley del concentrado de 15.9 (g /ton) de oro.

En la etapa cleaner con un tiempo de 25 minutos de flotación, se logra aumentar la ley del concentrado a 69.3 (g /ton) de oro.

Según los resultados de la simulación de circuitos de flotación, expuestos en la tabla 4.32, el circuito más promisorio resulto ser el circuito N°2 (mostrado en los anexos, en la figura C.2), por presentar mejor recuperación global 85.48% de oro y 18.27 % de cobre total. Además se obtuvieron las mejores leyes de concentrado, 94.2 (g /ton) de oro y 3.70%de cobre total.

Cabe destacar que el mejor circuito encontrado incluye cuatro etapas de flotación, las cuales son: Rougher, Cleaner, Scavenger y Cleaner - Scavenger.

Finalmente es necesario mencionar, de acuerdo a los estudios mineralógicos, que la mayor parte del oro metálico se encuentra incluido en los minerales oxidados tanto como : Limonita, Cuprita, Cuarzo, Cuarzo, Goethita; lo cual hace más dificultosa la flotación.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- CEPECT : "Geología, Minería y Metalurgia del Oro", 2^{da} Edición, Editorial SRL, Lima - Perú, 1991.
- 2.- Araya, T: "Minerales de Oro y Plata concentración", Boletín Minero, Nº17, 1987, pp 33 - 37.
- 3.- Comisión Chilena del Cobre : "Estadísticas del Cobre y otros Minerales", Anuario de Minería, Junio de 1994, pp 13.
- 4.- Arenas, A.; Cárcamo, H; Coloma, G.: "La Cal en el beneficio de los Minerales", 1ª Edición, Norprint, Antofagasta, Chile, 1991.
- 5.- Sutulov, A. : "Flotación de Minerales", 2^{da} edición, Concepción - Chile, 1963.
- 6.- Southerland, K.L.; Wark, I.W. : "Principles of Flotación", Melbourne, 1955.
- 7.- Klassen, V.I. : "Influencia de Lamas Finas en Flotación", Gerni Zhurnal, 1950.
- 8.- Idem (4)

- 9.- Taggart, F.A. : "Elements of ore Dressing", I. Wiley or Sons, New York, 1951.
- 10.- García Zúñiga, H. : "La recuperación por Flotación es una función exponencial del tiempo", Boletín Minero, Nº418, 1935, p.p. 83-86.
- 11.- Beloglazov, K.F. : "Velocidad de Flotación de Electrografita con reactivos solubles", Informes del Instituto de Leningrado, 1935.
- 12.- Idem (5)
- 13.- Dana, Hurlbut : "Manual de Mineralogía", 1^{ra} edición, Reverté S.A., Barcelona, 1974.
- 14.- Gasparrinni, C. : "The Mineralogy of Gold and its significance in Metal Extraction", CIM Bulletin, Vol. 76, Nº 851 pp. 144 - 153.
- 15.- Christiansen, A.: "Flotación" Departamento de Capacitación, Universidad de Atacama, 1987.
- 16.- Gutiérrez, L.: "Evaluación Computacional de Circuitos de Flotación". II Simposium Chileno de Aplicación de la Computación en la Industria Minera, Santiago, 1986.

- 17.- Catálogo Cynamid : " Manual de Productos Químicos para Minería", USA, 1988.
- 18.- Catálogo Shell: "Reactivos de Flotación S.A".
- 19.- Catálogo Down: "The Down Chemical Company", Fundamentos de la Flotación, 1970.

A N E X O S

ANEXO AA.1 CALCULOS NECESARIOS PARA MOLIENDA Y FLOTACION

A.1.1 Peso del mineral que ingresa al molino, para un 25% de sólidos en flotación.

DATOS

Pe Sector Nº1 = 2.69 (g /cc)

Pe Sector Nº2 = 2.68 (g /cc)

Pe Sector Nº3 = 2.66 (g /cc)

Volumen de la celda = 25 %

$\text{Grs. sólido seco} = \frac{\% \text{ Sol} \times \text{Vol. Celda}}{(1 - \% \text{ Sol}) + (\% \text{ Sol.} / \text{Pe mineral})}$
--

$$\text{Grs Sólido Seco Sector Nº 1} = \frac{0.25 \times 2.600}{(1 - 1.25) + (0.25/2.69)} = 771 \text{ g}$$

$$\text{Grs Sólido Seco Sector Nº 2} = \frac{0.25 \times 2.600}{(1 - 0.25) + (0.25/2.68)} = 770.8 \text{ g}$$

$$\text{Grs Sólido Seco Sector N}^\circ 3 = \frac{0.25 \times 2.60}{(1 - 0.25) + (0.25/2.66)} = 770.2 \text{ g}$$

Los pesos calculados anteriormente se redondean a 770 gramos, para mayor facilidad en la preparación de paquetes.

Nota: Los pesos del mineral para los otros porcentajes de sólidos, se calculan de igual forma.

A.1.2 VOLUMEN DE AGUA ADICIONADA AL MOLINO .

DATOS.

% Sólidos en Molino 55 %

a).- Volumen de agua para 770 gramos de mineral (cantidad de mineral equivalente a un 25% de sólidos en la celda).

$$\text{Vol. Agua} = \left[\frac{770}{55} \times 100 \right] - 770 = 630 \text{ cc}$$

b).- Volumen de agua para 961 gramos de mineral (30% sólidos en la celda).

$$\text{Vol. Agua} = \left[\frac{961}{55} \times 100 \right] - 961 = 786 \text{ cc}$$

NOTA : EL volumen de agua para 40% y 50% de sólidos en la celda, se calculó de igual forma, solamente se varió el porcentaje de sólidos en el molino a un 60%.

A.1.3 PREPARACIÓN DE REACTIVOS PARA FLOTACIÓN.

Los reactivos líquidos se diluyeron para un mejor manejo en la adición de éstos a la celda. Se pesaron 500 miligramos de reactivo y se enrazaron a 100 cc de agua.

Los reactivos sólidos se prepararon de la misma manera, se pesan 500 miligramos de éste y se disuelven en 100 cc. de agua.

A.1.4 CÁLCULO DE VOLUMEN DE REACTIVOS QUE SE ADICIONA,
SEGÚN SU DOSIFICACIÓN.

Ejemplo

Datos

Reactivos = SF-623

Dosificación = 100 (g /ton)

Pesar = 500 mg Reactivo

$$\begin{array}{l} 100 \text{ g} \text{ ————— } 1000 \text{ Kg mineral} \\ X \text{ ————— } 0.770 \text{ Kg mineral} \end{array}$$

$$X = 0.077 \text{ g} = 77 \text{ mg}$$

$$\begin{array}{l} 500 \text{ mg} \text{ ————— } 100 \text{ cc solución} \\ X \text{ ————— } 1 \text{ cc solución} \end{array}$$

$$X = 5 \text{ mg.}$$

$$\begin{array}{l} 1 \text{ cc} \text{ ————— } 100 \text{ cc solución} \\ X \text{ ————— } 1 \text{ cc solución} \end{array}$$

$$X = 15.4 \text{ cc.}$$

Entonces se adicionan 15.4 cc de SF-623 en solución a la celda, equivalente a 100 (g /ton).

NOTA : TODOS LOS CALCULOS DE REACTIVOS UTILIZADOS, SE HICIERON DE IGUAL FORMA.

A.2 FÓRMULAS UTILIZADAS PARA EL PROCEDIMIENTO DE LOS RESULTADOS.

$$\text{Fino Au} = \frac{\text{Peso} \times \text{Ley}}{1 \times 10^8} = \text{gramos}$$

$$\text{Fino Cu}_T = \frac{\text{Peso} \times \text{Ley}}{100} = \text{gram}$$

EjemploDatos

Peso concentrado = 60.4 g

Ley conc. Au = 34.0 (g /ton)

Ley conc. Cu_T = 1.6 (%)

$$\text{Fino Au} = \frac{60.4 \text{ g} \times 34 \text{ (g /ton)}}{1 \times 10^6} = 2.05 \times 10^{-3} \text{ g .}$$

$$\text{Fino Cu}_T = \frac{60.4 \text{ g} \times 1.6 \text{ (\%)}}{100} = 0.966 \text{ g}$$

$$\text{Ley Promedio Au} = \frac{\text{Fino Acumulado Cu}_T \text{ (g)}}{\text{Peso Acum Concen. (ton)}}$$

$$\text{Ley Promedio Cu}_T = \frac{\text{Fino Acumulado Cu}_T \text{ (g)}}{\text{Peso Acum Concen. (g)}} \times 100$$

EjemploDatos

Fino Acumulado Au = 1.84×10^{-3} g

Fino Acumulado Cu_T = 0.17 g

Peso Acum. concentrado = 9.6 g = 9.6×10^{-6} ton

$$\text{Ley Promedio Au} = \frac{1.84 \times 10^{-3}}{9.6 \times 10^{-6}} = 191.67 \text{ (g /ton)}$$

$$\text{Ley Promedio Cu}_T = \frac{0.17}{9.6} \times 100 = 1.77 \%$$

$\text{Recuperación} = \frac{C \times c}{F \times f} = 100$

Donde :

C = Peso Concentrado

c = Ley Concentrado

F = Peso Alimentación

f = Ley Alimentación

R = Recuperación Expresada en porcentaje

Ejemplo.Datos

$$C = 60.4 \text{ g}$$

$$c = 34.0 \text{ (g /ton)}$$

$$F = 770 \text{ g}$$

$$f = 4.35 \text{ (g /ton)}$$

$$R = \frac{60.4 \times 34}{770 \times 4.35} \times 100$$

$$R = 61.31 \%$$

ANEXO B.**B.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA
REALIZADAS CON EL SECTOR Nº 1.****TABLA B.1.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 297 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
40	0.425	6.6	0.86	0.86	99.14
50	0.300	15.5	2.01	2.87	97.13
70	0.212	61.9	8.04	10.91	89.09
100	0.150	128.1	16.64	27.55	72.45
140	0.106	101.4	13.17	40.72	59.28
200	0.075	70.0	9.09	49.81	50.19
-200		386.5	50.19	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.2 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 362 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
40	0.425	1.9	0.25	0.25	99.75
50	0.300	6.4	0.83	1.08	98.92
70	0.212	39.8	5.17	6.25	93.75
100	0.150	106.1	13.88	20.13	79.70
140	0.106	101.1	13.13	33.26	66.74
200	0.075	88.3	11.47	44.73	55.27
-200		425.6	55.27	100.00	100.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.3 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA MOLIENDA A
UN TIEMPO DE 428 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	3.6	0.47	0.47	99.53
70	0.212	24.4	3.17	3.64	96.35
100	0.150	91.0	11.82	15.46	84.54
140	0.106	106.9	13.88	29.34	70.66
200	0.075	79.1	10.27	39.61	60.39
-200		465.0	60.39	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.4 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 496 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	1.6	0.21	0.21	99.79
70	0.212	15.9	2.07	2.28	97.72
100	0.150	68.0	8.83	11.11	88.89
140	0.106	94.2	12.23	23.34	76.66
200	0.075	93.0	12.08	35.42	64.58
-200		497.3	64.58	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.5 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 581 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	0.6	0.08	0.08	99.92
70	0.212	7.8	1.01	1.09	98.91
100	0.150	51.9	6.74	7.83	92.17
140	0.106	81.7	10.61	18.44	81.56
200	0.075	88.2	11.45	29.89	70.11
-200		539.8	70.10	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.6 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 693 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	2.8	0.36	0.36	99.64
100	0.150	39.0	5.07	5.43	94.57
140	0.106	71.0	9.22	14.65	85.35
200	0.075	82.3	10.69	25.34	74.66
-200		574.9	74.66	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.7 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 847 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	2.2	0.29	0.29	99.71
100	0.150	18.5	2.40	2.69	97.31
140	0.106	51.0	6.62	9.31	90.69
200	0.075	79.5	10.33	19.64	80.36
-200		618.8	80.36	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.8 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 960 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	0.5	0.07	0.07	99.93
100	0.150	8.9	1.16	1.23	98.77
140	0.106	34.9	4.53	5.76	94.24
200	0.075	69.5	9.02	14.78	85.22
-200		656.2	85.22	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.9 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1155 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
100	0.150	4.3	0.56	0.56	99.44
140	0.106	22.8	2.96	3.52	96.48
200	0.075	52.8	6.86	10.38	89.62
-200		690.1	89.62	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.10 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1500 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	--	--	--	--
100	0.150	1.0	0.13	0.13	99.87
140	0.106	9.5	1.23	1.36	98.67
200	0.075	33.2	4.31	5.67	94.33
270	0.053	91.5	11.88	17.55	82.45
325	0.045	52.8	6.86	24.41	75.58
400	0.038	36.4	4.73	29.14	70.86
-400		545.6	70.86	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.11 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1575 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
100	0.150	1.0	0.13	0.13	99.87
140	0.106	10.3	1.34	1.47	98.53
200	0.075	29.0	3.77	5.24	94.77
-200		729.7	94.77	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.1.12 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO A UN TIEMPO MOLIENDA DE
811 SEGUNDOS, PARA 30% SÓLIDOS**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	0.4	0.04	0.04	99.96
70	0.212	6.8	0.71	0.75	99.25
100	0.150	52.0	5.41	6.16	93.84
140	0.106	106.6	11.09	17.25	82.75
200	0.075	121.3	12.62	29.87	70.13
-200		673.9	70.13	100.00	0.00
TOTAL		961.0	100.00		

**TABLA B.1.13 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO A UN TIEMPO MOLIENDA DE
1271 SEGUNDOS, PARA 40% SÓLIDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	0.3	0.02	0.02	99.98
70	0.212	9.6	0.69	0.71	99.29
100	0.150	77.9	5.61	6.32	93.68
140	0.106	166.1	11.96	18.28	81.72
200	0.075	164.5	11.84	30.12	69.88
-200		970.6	69.88	100.00	0.00
TOTAL		1389.0	100.00		

**TABLA B.1.14 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO A UN TIEMPO MOLIENDA DE
1792 SEGUNDOS, PARA 50% SÓLIDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	0.5	0.03	0.03	99.97
70	0.212	11.8	0.62	0.65	99.35
100	0.150	104.7	5.53	6.18	93.82
140	0.106	221.3	11.68	17.86	82.14
200	0.075	226.9	11.97	29.83	70.17
-200		1329.8	70.17	100.00	0.00
TOTAL		1895.0	100.00		

**B.2 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA
REALIZADAS CON EL SECTOR N°2.**

**TABLA B.2.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 399 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
40	0.425	12.2	1.58	1.58	98.42
50	0.300	17.0	2.21	3.79	96.21
70	0.212	67.9	8.82	12.61	87.39
100	0.150	109.7	14.25	26.86	73.14
140	0.106	91.1	11.83	39.69	61.31
200	0.075	91.0	11.82	50.51	49.49
-200		381.1	49.49	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.2 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 472 SEGUNDOS.**

MALLA	ABERT.	PESO RET.	% PARCIAL	% AC.RET	% AC. PSTE
#	(mm)	(g)	%	%	%
40	0.425	5.1	0.66	0.66	99.34
50	0.300	11.5	1.49	2.15	97.85
70	0.212	46.5	6.04	8.19	91.81
100	0.150	99.1	12.87	21.06	78.94
140	0.106	119.4	15.51	36.57	63.43
200	0.075	65.2	8.47	45.04	54.96
-200		423.2	54.96	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.3 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 559 SEGUNDOS.**

MALLA	ABERT.	PESO RET.	% PARCIAL	% AC.RET	% AC. PSTE
#	(mm)	(g)	%	%	%
40	0.425	2.4	0.31	0.31	99.69
50	0.300	5.8	0.75	1.06	98.94
70	0.212	29.5	3.83	4.89	95.11
100	0.150	82.9	10.77	15.66	84.34
140	0.106	118.3	15.36	31.02	68.98
200	0.075	70.5	9.16	40.18	59.82
-200		460.6	59.82	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.4 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 660 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	2.0	0.26	0.26	99.74
70	0.212	12.7	1.65	1.91	98.09
100	0.150	55.4	7.19	9.10	90.90
140	0.106	106.8	13.87	22.97	77.03
200	0.075	90.3	11.73	34.70	65.30
-200		502.8	65.30	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.5 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 790 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	0.6	0.08	0.08	99.92
70	0.212	5.6	0.73	0.81	99.19
100	0.150	32.5	4.22	5.03	94.97
140	0.106	83.7	10.87	15.90	84.10
200	0.075	110.0	14.29	30.18	69.82
-200		537.6	69.82	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.6 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 890 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
50	0.300	0.0	0.0	--	--
70	0.212	2.4	0.31	0.31	99.69
100	0.150	17.5	2.27	2.58	97.42
140	0.106	66.4	8.62	11.20	88.80
200	0.075	94.4	12.26	23.46	76.54
-200		589.3	76.54	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.7 A. GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA A UN
TIEMPO DE 1100 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	0.8	0.10	0.10	99.99
100	0.150	8.9	1.16	1.26	98.74
140	0.106	43.5	5.65	6.91	93.09
200	0.075	73.1	9.49	16.40	83.60
-200		643.7	83.60	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.8 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1215 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	0.0	--	--	--
100	0.150	5.6	0.73	0.73	99.27
140	0.106	35.5	4.61	5.34	94.66
200	0.075	63.2	8.21	13.55	86.46
-200		665.7	86.45	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.9 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1410 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	0.0	--	--	--
100	0.150	2.6	0.34	0.34	99.66
140	0.106	19.8	2.57	2.91	97.09
200	0.075	52.3	6.79	9.70	90.30
-200		695.3	90.30	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.10 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1830 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	--	--	--	--
100	0.150	--	--	--	--
140	0.106	7.7	1.00	1.00	99.00
200	0.075	33.5	4.35	5.35	94.65
-200		728.8	94.65	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**TABLA B.2.11 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1500 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
70	0.212	0.0	0.0	0.0	100.0
100	0.150	2.0	0.26	0.26	99.74
140	0.106	17.1	2.22	2.48	97.52
200	0.075	42.7	5.55	8.03	91.92
270	0.053	115.1	14.95	22.98	77.02
325	0.045	52.6	6.83	29.81	70.19
400	0.038	28.6	3.71	33.52	66.48
-400		511.9	66.48	100.00	0.00
TOTAL		770.0			

**B.3 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA
REALIZADAS CON EL SECTOR N°3.**

**TABLA B.3.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 376 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
40	0.425	8.6	1.12	1.12	98.88
50	0.300	17.5	2.27	3.39	96.61
70	0.212	64.9	8.43	11.82	88.18
100	0.150	98.3	12.77	24.59	75.41
140	0.106	117.0	15.19	39.78	60.22
200	0.075	80.6	10.47	50.25	49.75
-200		383.1	49.75	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.2 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 495 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
40	0.425	3.3	0.43	0.43	99.57
50	0.300	7.7	1.00	1.43	98.57
70	0.212	42.1	5.47	6.90	93.10
100	0.150	81.5	10.58	17.48	82.52
140	0.106	117.1	15.21	32.69	67.31
200	0.075	90.8	11.79	44.48	55.52
-200		427.5	55.52	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.3 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 583 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET. (g)	% PARCIAL %	% AC.RET %	% AC. PSTE %
40	0.425	1.0	0.13	0.13	99.87
50	0.300	5.6	0.73	0.86	99.14
70	0.212	23.2	3.01	3.87	96.13
100	0.150	66.0	8.57	12.44	87.56
140	0.106	108.7	14.12	26.56	73.44
200	0.075	101.4	13.17	39.73	60.27
-200		464.1	60.27	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.4 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 683 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET (g)	% PARCIAL (%)	% AC. RET (%)	% AC.PSTE (%)
40	0.425	0.5	0.06	0.06	99.94
50	0.300	0.7	0.09	0.15	99.85
70	0.212	12.5	1.62	1.77	98.23
100	0.150	45.6	5.92	7.69	92.31
140	0.106	106.0	13.90	21.59	78.41
200	0.075	103.0	13.38	34.97	65.03
-200		500.7	65.03	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.5 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 815 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET (g)	% PARCIAL (%)	% AC. RET (%)	% AC.PSTE (%)
70	0.212	9.5	1.23	1.23	98.77
100	0.150	36.5	4.74	5.97	94.03
140	0.106	98.3	12.77	18.74	81.26
200	0.075	86.0	11.17	29.91	70.09
-200		539.7	70.09	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.6 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 900 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET (g)	% PARCIAL (%)	% AC. RET (%)	% AC.PSTE (%)
70	0.212	4.3	0.56	0.56	99.44
100	0.150	22.7	2.95	3.51	96.49
140	0.106	73.8	9.58	13.09	86.91
200	0.075	90.6	11.77	24.86	75.14
-200		578.6	75.14	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.7 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1080 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET (g)	% PARCIAL (%)	% AC. RET (%)	% AC.PSTE (%)
70	0.212	1.5	0.19	0.19	99.81
100	0.150	11.7	1.52	1.71	98.29
140	0.106	49.2	6.39	8.10	91.90
200	0.075	90.7	11.78	19.88	80.12
-200		616.9	80.12	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.8 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1220 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET (g)	% PARCIAL (%)	% AC. RET (%)	% AC.PSTE (%)
70	0.212	0.8	0.10	0.10	99.90
100	0.150	4.4	0.57	0.67	99.33
140	0.106	40.2	5.22	5.89	94.11
200	0.075	69.6	9.04	14.93	85.07
-200		655.0	85.07	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.9 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 2250 SEGUNDOS.**

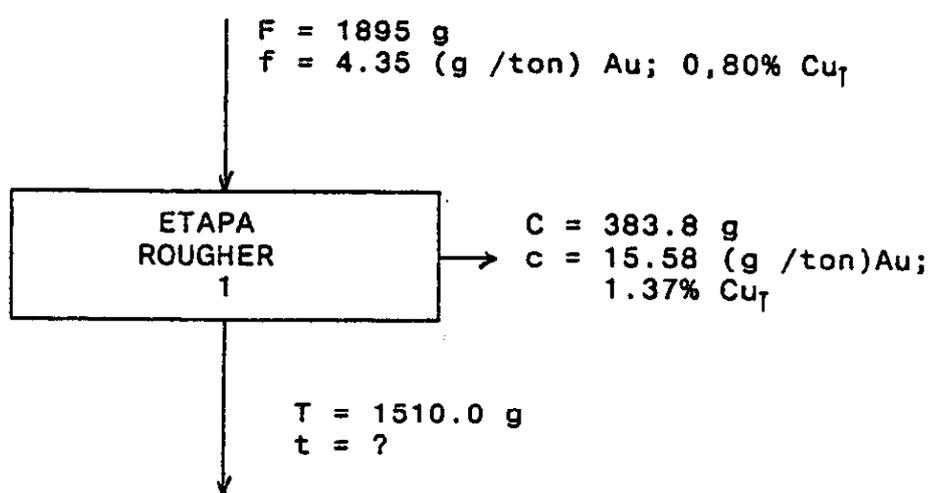
MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET (g)	% PARCIAL (%)	% AC. RET (%)	% AC.PSTE (%)
100	0.150	0.6	0.08	0.08	99.92
140	0.106	7.6	0.99	1.07	98.93
200	0.075	28.3	3.67	4.74	95.26
-200		733.5	95.26	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

**TABLA B.3.10 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA PRUEBA DE MOLIENDA
A UN TIEMPO DE 1500 SEGUNDOS.**

MALLA #	ABERT. (mm)	PESO RET (g.)	% PARCIAL (%)	% AC. RET (%)	% AC.PSTE (%)
100	0.150	3.4	0.44	0.44	99.56
140	0.106	23.5	3.05	3.49	96.51
200	0.075	50.9	6.61	10.10	89.90
270	0.053	161.4	20.96	31.06	68.94
325	0.045	40.4	5.25	36.31	63.69
400	0.038	10.8	1.40	37.71	62.29
-400		479.6	62.29	100.00	0.00
TOTAL		770.0	100.00		

ANEXO C.

C.1 BALANCES DE MASA REALIZADOS EN LAS PRUEBAS DE CICLO ABIERTO.



FINO ALIMENTADO = FINO PRODUCTO

$$Ff = Cc + Tt$$

$$t = \frac{Ff - Cc}{T}$$

$$t_{Au} = \frac{(1895 \times 4.35) - (383.8 \times 15.58)}{1510} = 1.50 \text{ (g /ton)}$$

$$t_{Cu T} = \frac{(1895 \times 0.80) - (383.8 \times 1.37)}{1510} = 0.66 \text{ (\%)}$$

SPLIT FACTOR C/R A LOS PESOS

$$SF = \frac{\text{PESO RELAVE}}{\text{PESO ALIMENT}}$$

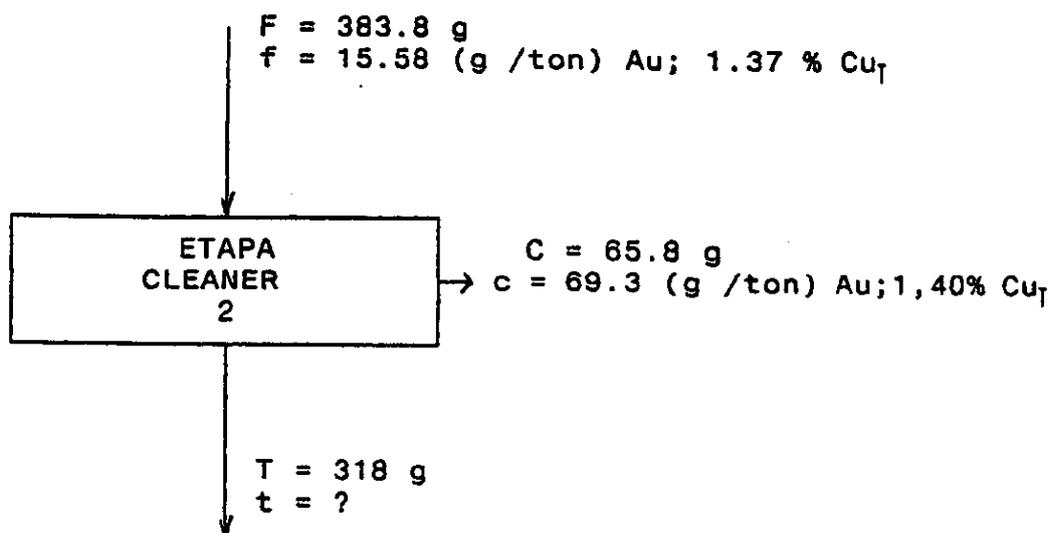
$$SF_1 = \frac{1510}{1895} = 0.7968$$

SPLIT FACTOR C/R A LOS FINOS

$$SF = \frac{\text{FINO RELAVE}}{\text{FINO ALIMENT}}$$

$$SF_1 (\text{Au}) = \frac{1510 \times 1.50}{1895 \times 4.35} = 0.2748$$

$$SF_1 (\text{Cu T}) = \frac{1510 \times 0.66}{1895 \times 0.80} = 0.6577$$



$$t_{\text{Au}} = \frac{(383.8 \times 15.58) - (65.8 \times 69.3)}{318} = 4.46 \text{ (g /ton)}$$

$$t_{\text{Cu}_T} = \frac{(383.8 \times 1.37) - (65.8 \times 1.40)}{318} = 1.36 \text{ (\%)}$$

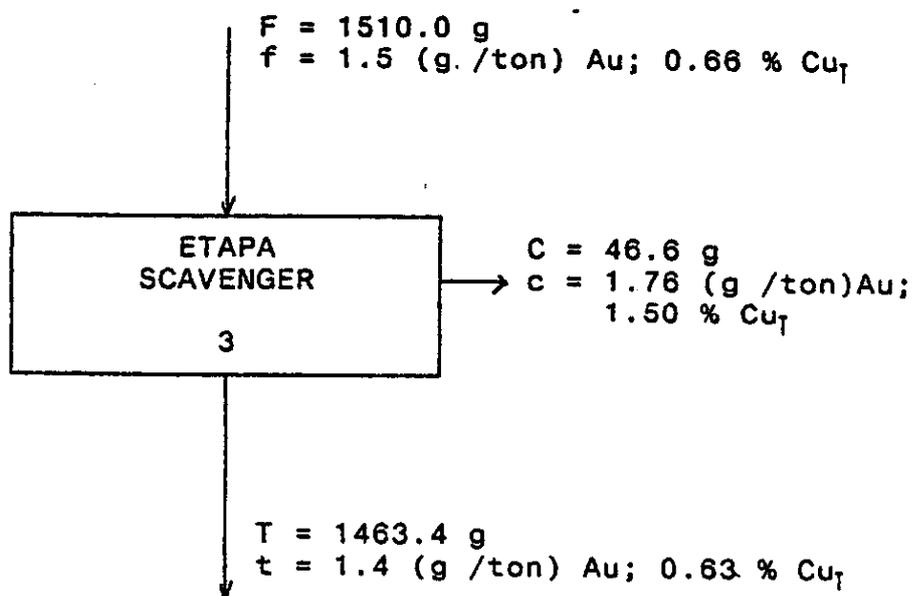
SPLIT FACTOR C/R A LOS PESOS

$$SF_2 = \frac{318}{383.8} = 0.8286$$

SPLIT FACTOR C/R A LOS FINOS

$$SF_{2 \text{ Au}} = \frac{318 \times 4.46}{383.8 \times 15.58} = 0.2372$$

$$SF_{2 \text{ Cu T}} = \frac{318 \times 1.36}{383.8 \times 1.37} = 0.8225$$



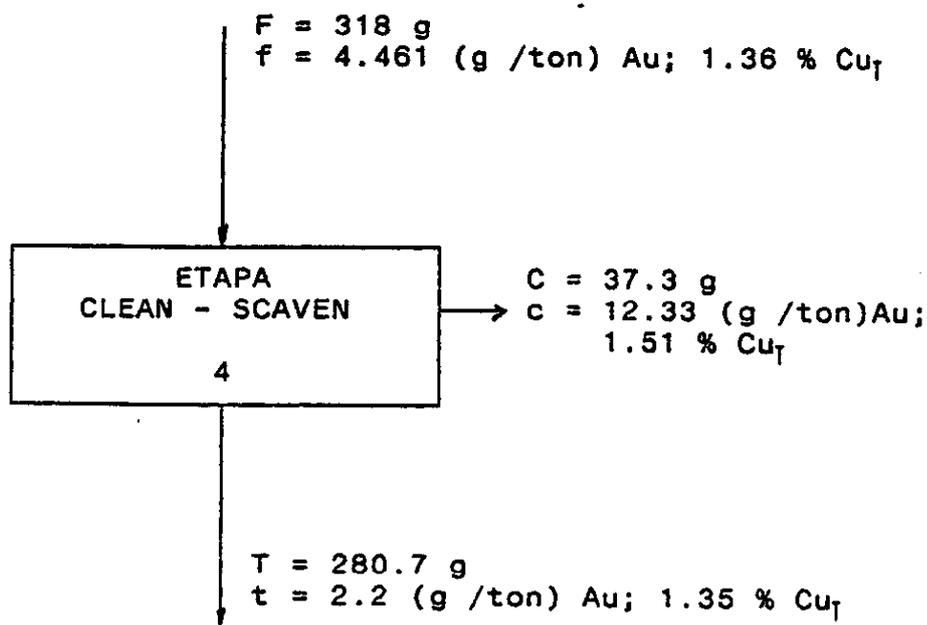
SPLIT FACTOR C/R A LOS PESOS

$$SF_3 = \frac{1463.4}{1510} = 0.9691$$

SPLIT FACTOR C/R A LOS FINOS

$$SF_{3 \text{ Au}} = \frac{1463.4 \times 1.40}{1510 \times 1.5} = 0.9045$$

$$SF_{3 \text{ Cu}_T} = \frac{1463.4 \times 0.63}{1510 \times 0.66} = 0.9251$$



- SPLIT FACTOR C/R A LOS PESOS

$$SF_4 = \frac{280.7}{318} = 0.8827$$

- SPLIT FACTOR C/R A LOS FINOS

$$SF_{4 \text{ Au}} = \frac{280.7 \times 2.2}{318 \times 1.36} = 0.4354$$

$$SF_{4 \text{ Cu}_T} = \frac{280.7 \times 2.2}{318 \times 1.636} = 0.8762$$

TABLA C.1 SPLIT FACTOR POR ETAPA

ETAPAS	SPLIT FACTOR		
	PESO	FINO Cu	FINO Au
ROUGHER	0.797	0.658	0.275
CLEANER	0.829	0.823	0.237
SCAVENGER	0.969	0.925	0.905
CLEA-SCAV	0.883	0.876	0.435

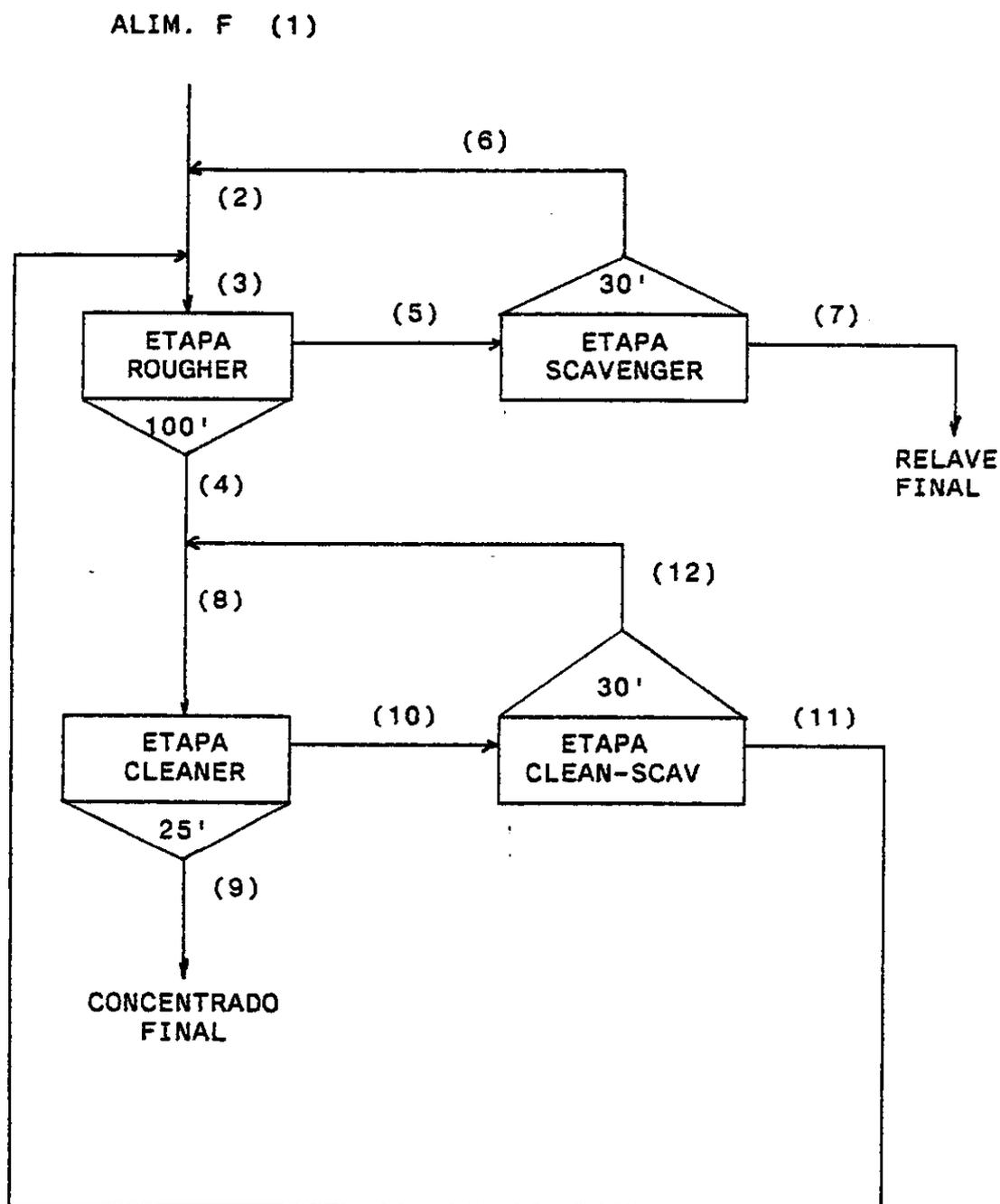
C.2 ALTERNATIVAS DE CIRCUITOS DE FLOTACION

FIGURA C.1 ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°1

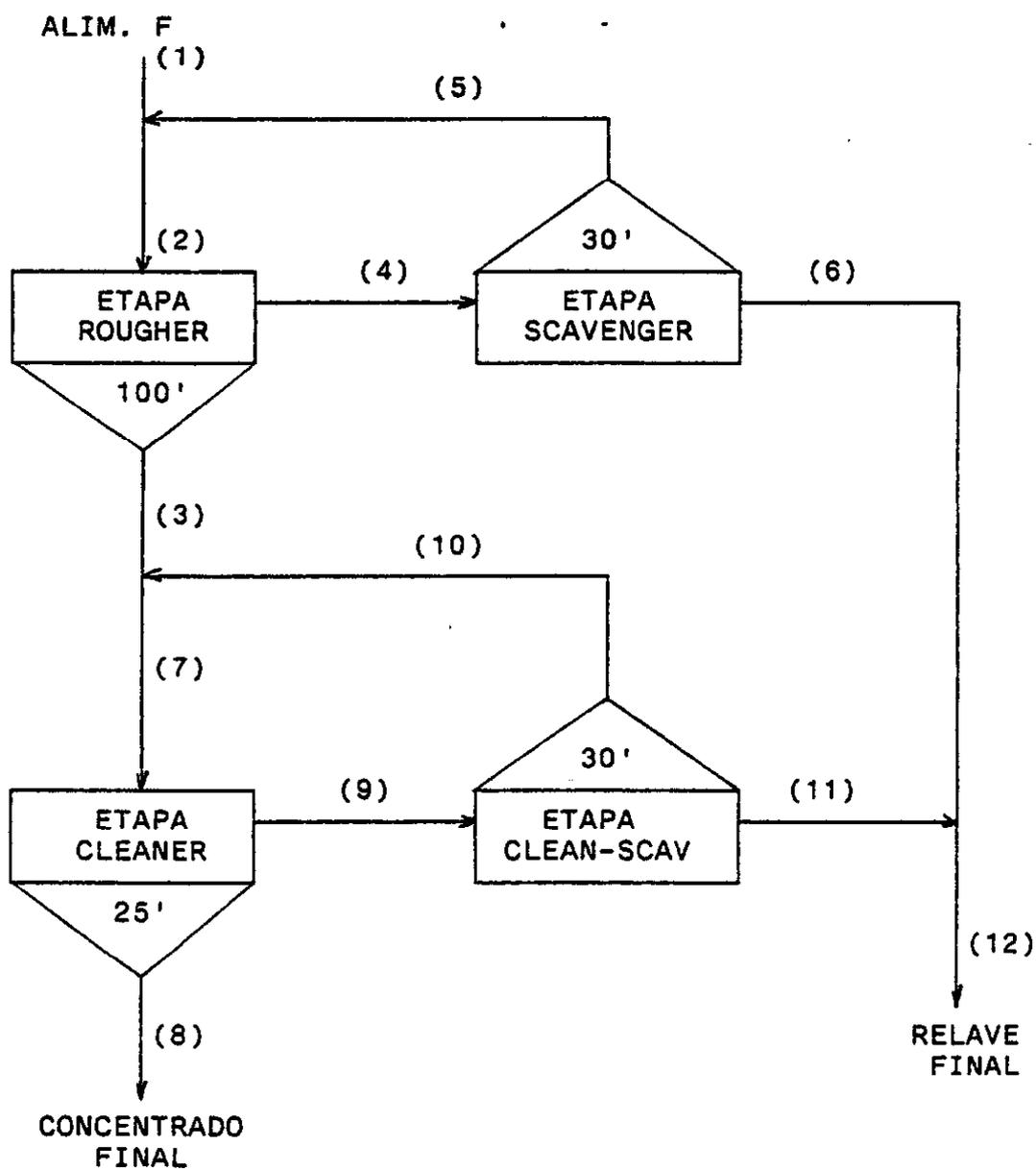


FIGURA C.2 ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO Nº2

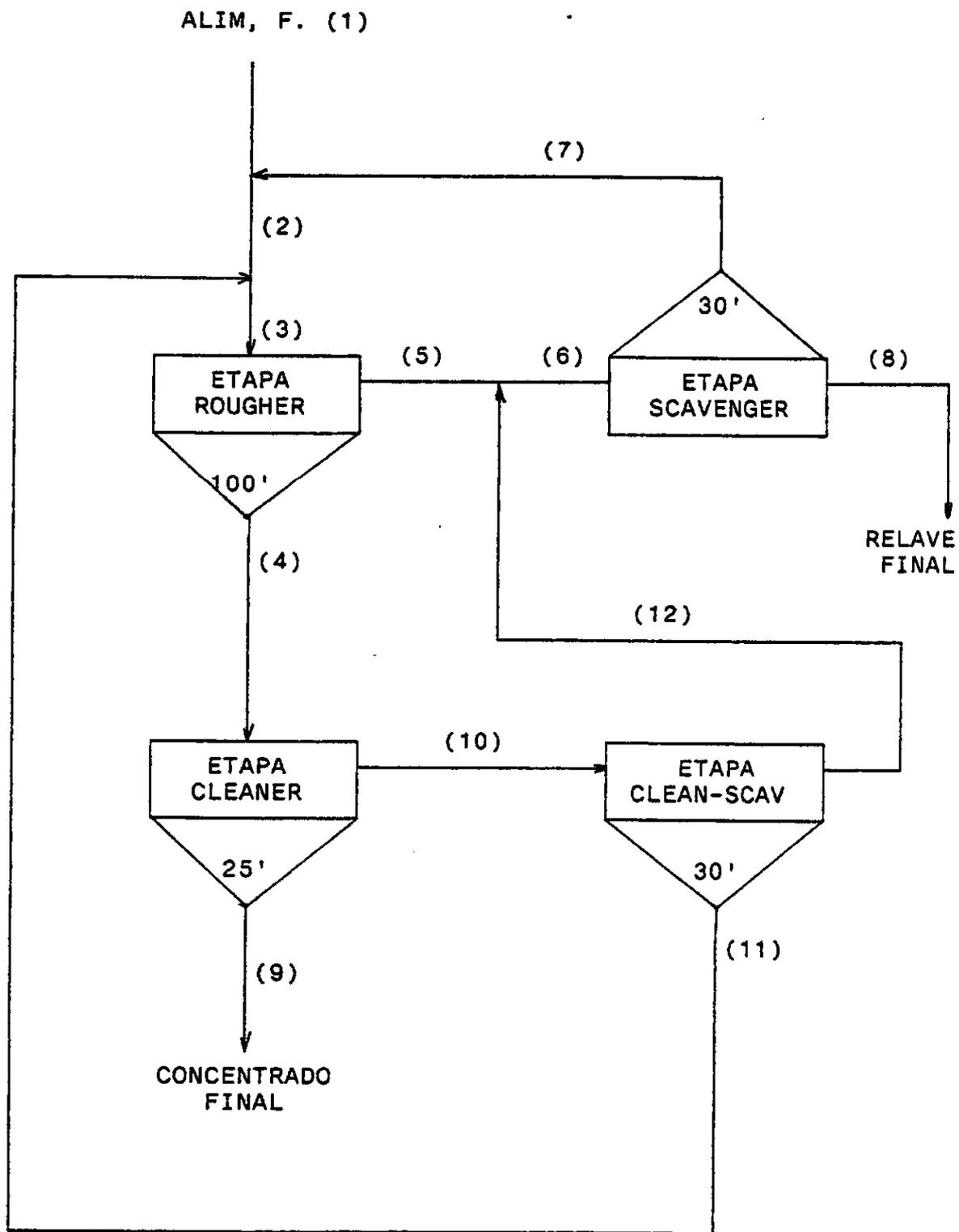


FIGURA C.3 ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO Nº3

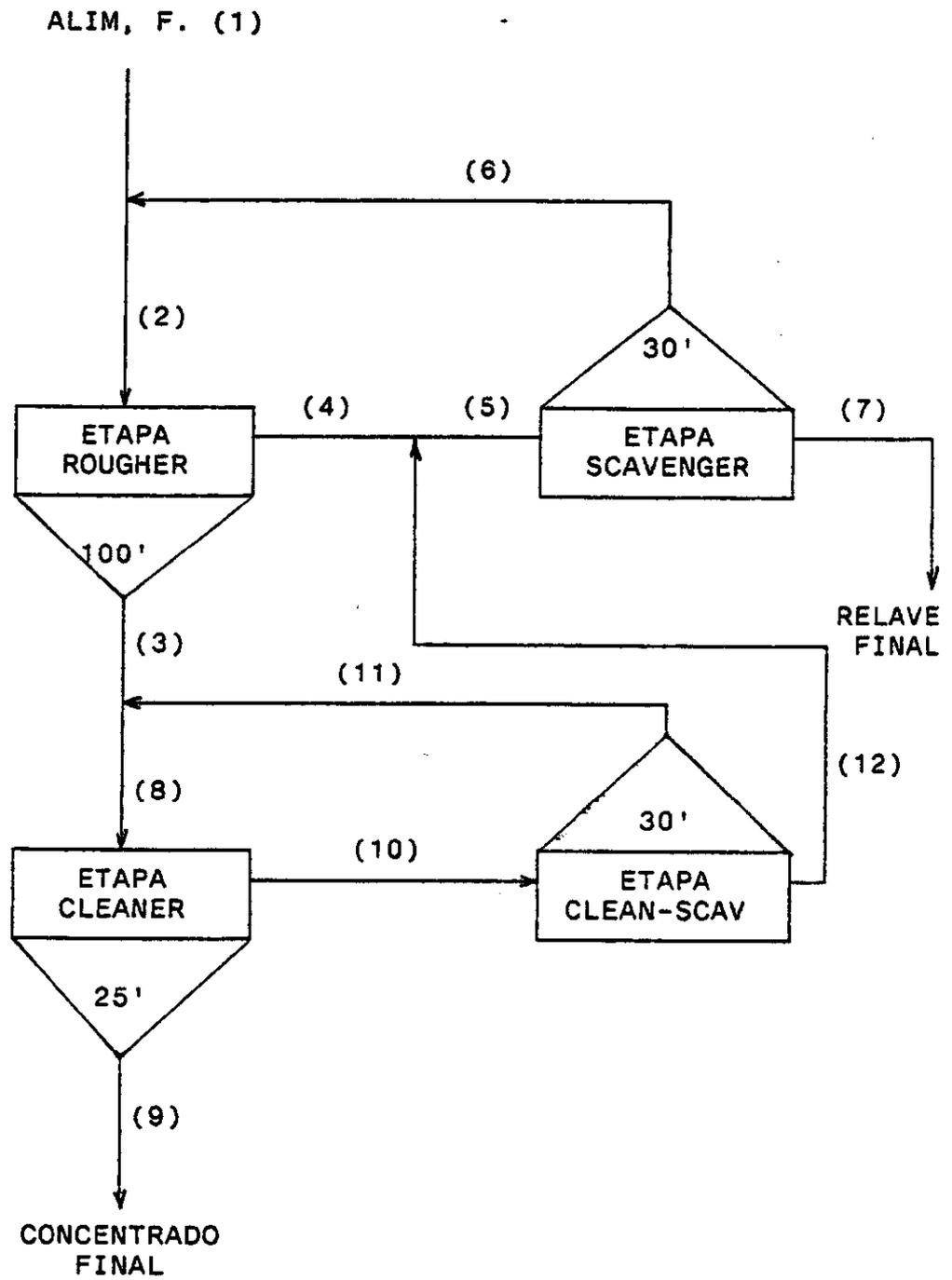


FIGURA C.4 ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N24

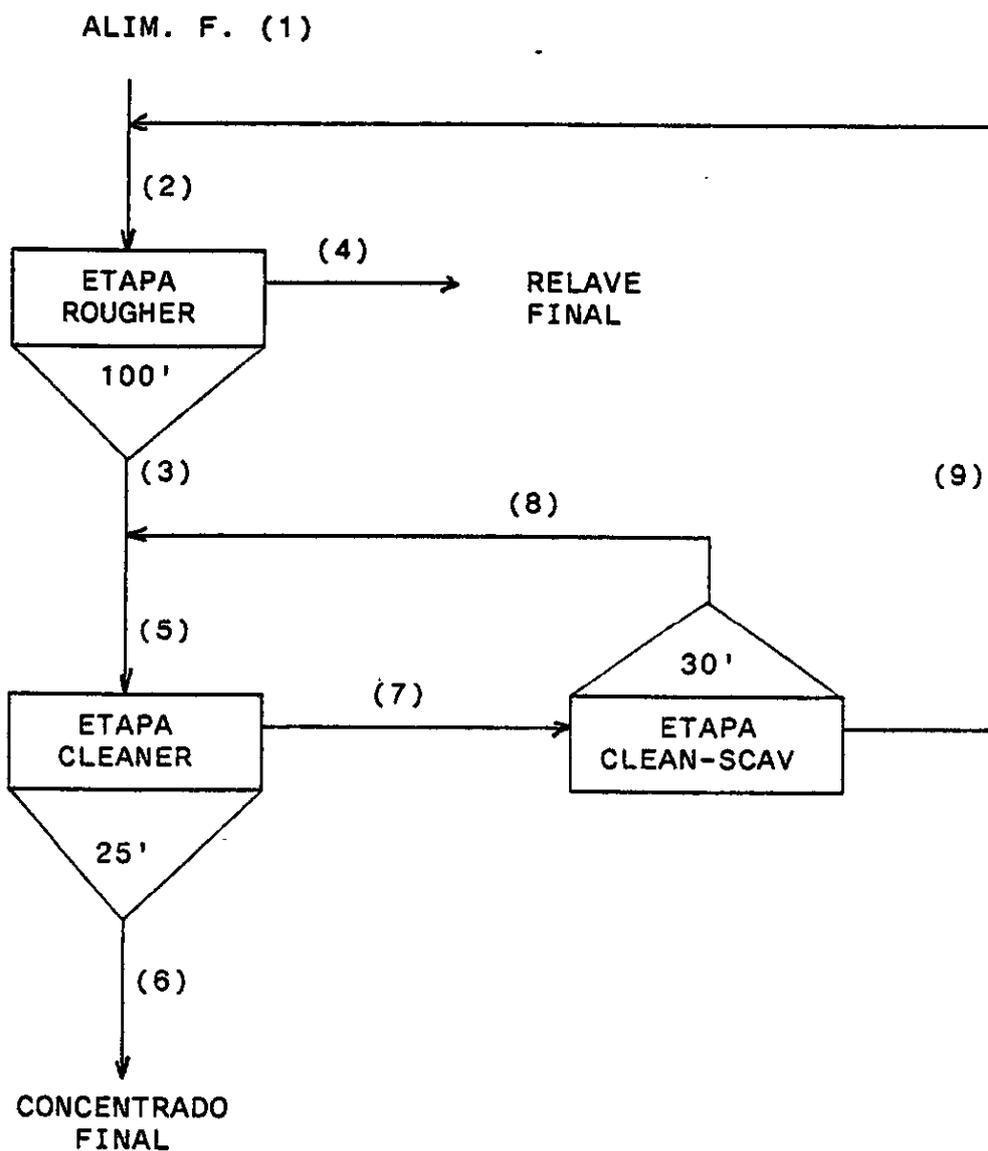


FIGURA C.5 ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°5

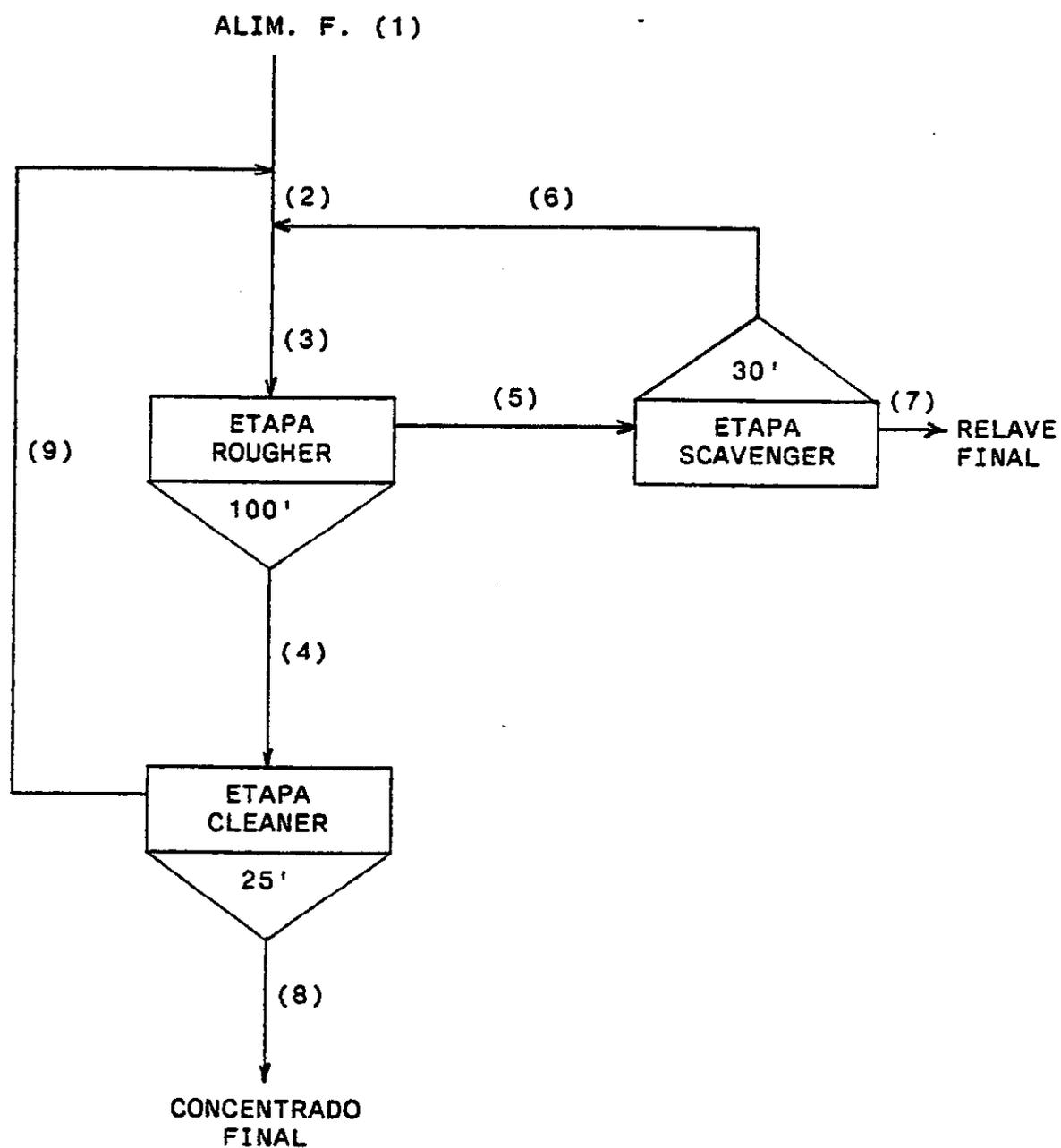


FIGURA C.6 ESQUEMA CIRCUITO SIMULADO N°6

C.3 SIMULACIÓN CIRCUITO FLOTACIÓN

TABLA C.2 SIMULACIÓN CIRCUITO Nº1

FLUJOS	PESOS (g)	FINO Cu (g.)	FINO Au (g.*10 ⁻³)	LEY Au (%)	LEY Au (g./ton)	Recup. Cu (%)	Recup. Au (%)
1	1895.000	15.170	8.243	0.800	4.350		
2	1952.547	16.270	8.488	0.833	4.348		
3	2337.522	22.437	9.289	0.960	3.974		
4	474.944	7.691	6.736	1.617	14.184		
5	1962.379	14.756	2.553	0.792	1.371		
6	57.547	1.110	0.242	1.929	4.214		
RELAVE	1804.831	13.646	2.310	0.758	1.280		
8	526.076	9.554	7.778	1.626	14.795		
CONCENT. 9	90.169	1.514	5.933	1.679	65.800	9.988	71975
10	435.906	7.040	1.845	1.615	4.232		
11	394.774	6.167	0.803	1.603	2.088		
12	51.132	0.973	1.042	1.707	20.372		

TABLA C.3 SIMULACIÓN CIRCUITO N°2

FLUJOS	PESOS (g)	FINO Cu (g)	FINO Au (g. *10 ⁻³)	LEY Cu (%)	LEY Au (g./ton)	RECUP Cu (%)	RECUP Au (%)
1	1895.000	15.160	8.243	0.800	4.350		
2	1942.835	41.040	11.032	2.112	5.679		
3	394.748	14.050	8.001	3.559	20.266		
4	1548.051	26.990	3.032	1.743	1.958		
5	47.835	25.880	2.789	54.103	58.310		
6	1500.216	1.110	0.242	0.074	0.162		
7	437.286	15.647	9.238	3.578	21.126		
CONCENT. 8	74.951	2.769	7.047	3.695	94.017	18.268	85.484
9	362.335	12.877	2.191	3.554	6.048		
10	42.502	1.597	1.237	3.757	29.109		
11	319.833	11.281	0.954	3.527	2.983		
RELAVE 1	1820.049	12.391	1.197	0.681	0.657		

TABLA C.4 SIMULACIÓN DE CIRCUITO N°3

FLUJOS	PSOS (g.)	FINO Cu (g)	FINO AP (g *10 ⁻³)	LEY Cu (%)	LEY Au (g /ton)	RECUP Cu (%)	RECUP Au (%)
1	1895.000	15.160	8.243	0.800	4.350		
2	1953.210	16.310	8.558	0.835	4.382		
3	1992.563	16.900	9.479	0.848	4.757		
4	404.889	5.786	6.874	1.429	16.977		
5	1587.674	11.115	2.605	0.700	1.641		
6	1883.812	15.286	3.315	0.811	1.760		
7	58.210	1.150	0.315	1.975	5.410		
RELAVE 8	1825.602	14.136	3.000	0.774	1.643		
CONCENTRADO 9	69.398	1.024	5.243	1.476	75.557	6.755	63.609
10	335.491	4.762	1.631	1.419	4.860		
11	39.353	0.590	0.921	1.500	23.393		
12	296.138	4.171	0.710	1.409	2.397		

TABLA C.5 SIMULACIÓN DE CIRCUITO N°4

FLUJOS	PESOS (g)	FINO CU (g)	FINO AN (g *10 ⁻³)	LEY CU (%)	LEY AN (g /ton)	RECUP CU (%)	RECUP AN (%)
1	1895.000	15.160	8.243	0.800	4.350		
2	1952.026	16.267	8.527	0.833	4.368		
3	396.652	5.569	6.183	1.404	15.589		
4	1555.374	10.698	2.343	0.688	1.506		
5	1845.487	14.713	2.982	0.797	1.616		
6	57.026	1.107	0.283	1.941	4.967		
RELAVE 7	1788.461	13.606	2.698	0.761	1.509		
8	435.204	6.137	7.012	1.410	16.111		
CONCENT. 9	106.539	1.554	5.545	1.459	52.045	10.251	67.265
10	328.666	4.583	1.467	1.394	4.463		
11	38.552	0.568	0.828	1.474	21.480		
12	290.113	4.015	0.639	1.384	2.201		

TABLA C.6 SIMULACIÓN DE CIRCUITO N°5

FLUJOS	PSOS (g)	FINO Cu (g)	FINO Au (g *10 ⁻³)	LEY Cu (%)	LEY Au (g /ton)	RECUP Cu (%)	RECUP Au (%)
1	1895.000	15.160	8.243	0.800	4.350		
2	2268.434	20.906	9.024	0.922	3.978		
3	460.946	7.157	6.544	1.553	14.197		
RELAVE 4	1807.488	13.749	2.480	0.761	1.372		
5	510.571	7.971	7.556	1.561	14.799		
CONCENT. 6	87.512	1.411	5.764	1.612	65.860	9.306	69.919
7	423.059	6.560	1.792	1.551	4.236		
8	49.625	0.813	1.012	1.639	20.391		
9	373.434	5.746	0.780	1.539	2.090		

TABLA C.7 SIMULACIÓN DE CIRCUITO N°6

FLUJOS	PESOS (g)	FINO Cu (g)	FINO Au (g * 10 ⁻³)	LEY Cu (%)	LEY Au (g / ton)	RECUP Cu (%)	RECUP Au (%)
1	1895.000	15.160	8.243	0.800	4.350		
2	2290.367	21.547	10.012	0.941	4.371		
3	2348.182	22.668	10.280	0.965	4.378		
RELAVE 4	477.151	7.760	7.455	1.626	15.624		
5	1871.031	14.908	2.825	0.797	1.510		
6	57.815	1.121	0.268	1.940	4.642		
7	1813.216	13.786	2.557	0.760	1.410		
CONCENT. 8	81.784	1.374	5.687	1.680	69.533	9.061	68.986
9	395.367	6.387	1.768	1.615	4.473		

C.4 MÉTODO DE SIMULACIÓN MATEMÁTICA SPLIT - FACTOR

Considerando el excesivo trabajo experimental que involucra simular mediante pruebas de laboratorio Batch; el comportamiento de una planta de flotación continua, resulta altamente atractivo la posibilidad de simular matemáticamente dichos resultados. Agart y Kipkie; descubrieron originalmente un método alternativo de simulación matemático de pruebas de ciclo, conocido como método de los "Factores de Distribución", que permite ahorrar significativamente costos y tiempo total en el desarrollo de un proyecto.

El método de simulación matemática basado en los factores de distribución, consiste en asignar un valor numérico (Split-Factor) a cada componente del sistema y en cada etapa de separación considerada.

Como componentes del sistema; podríamos citar en el caso específico de un mineral de cobre porfídico, los siguientes: Cu, Mo, Fe, insolubles y contenido total de sólidos. En este contexto, el peso total de sólidos constituye un componente adicional del sistema.

Como etapas de separación; podríamos citar las etapas usuales de flotación: Rougher, Scavenger, Cleaner; Cleaner

- Scavenger, Recleaner, etc.; cuyos objetivos y características; son ampliamente conocidas por los ingenieros metalurgistas.

El concepto de Split Factors; representa la fracción de peso de cada componente alimentado a una etapa de separación; que aparece junto con el concentrado de la etapa en cuestión, es decir, corresponde a la recuperación parcial de dicho componente en el concentrado de la respectiva etapa; expresando dicho valor como fracción en peso.

En la figura C.7 se han ilustrado los Split Factors para un Separador Específico. El Balance de masa indicado muestra de las fracciones obtenidas en el flujo de concentrado son: Peso = 0,20; Cu = 0,90; Zn = 0,80; S = 0,95. Estas fracciones corresponden por definición a los Split Factors. Por otra parte, es posible expresar este balance de masa en función de las especies mineralógicas presentes, y así referir los Split Factors a dichas especies.

La magnitud de los Split-Factors, depende principalmente del tiempo de flotación y las propiedades físico-químicas importantes en la celda; además del tamaño de las partículas, grado de liberación; etc.; como características típicas de flotación (16).

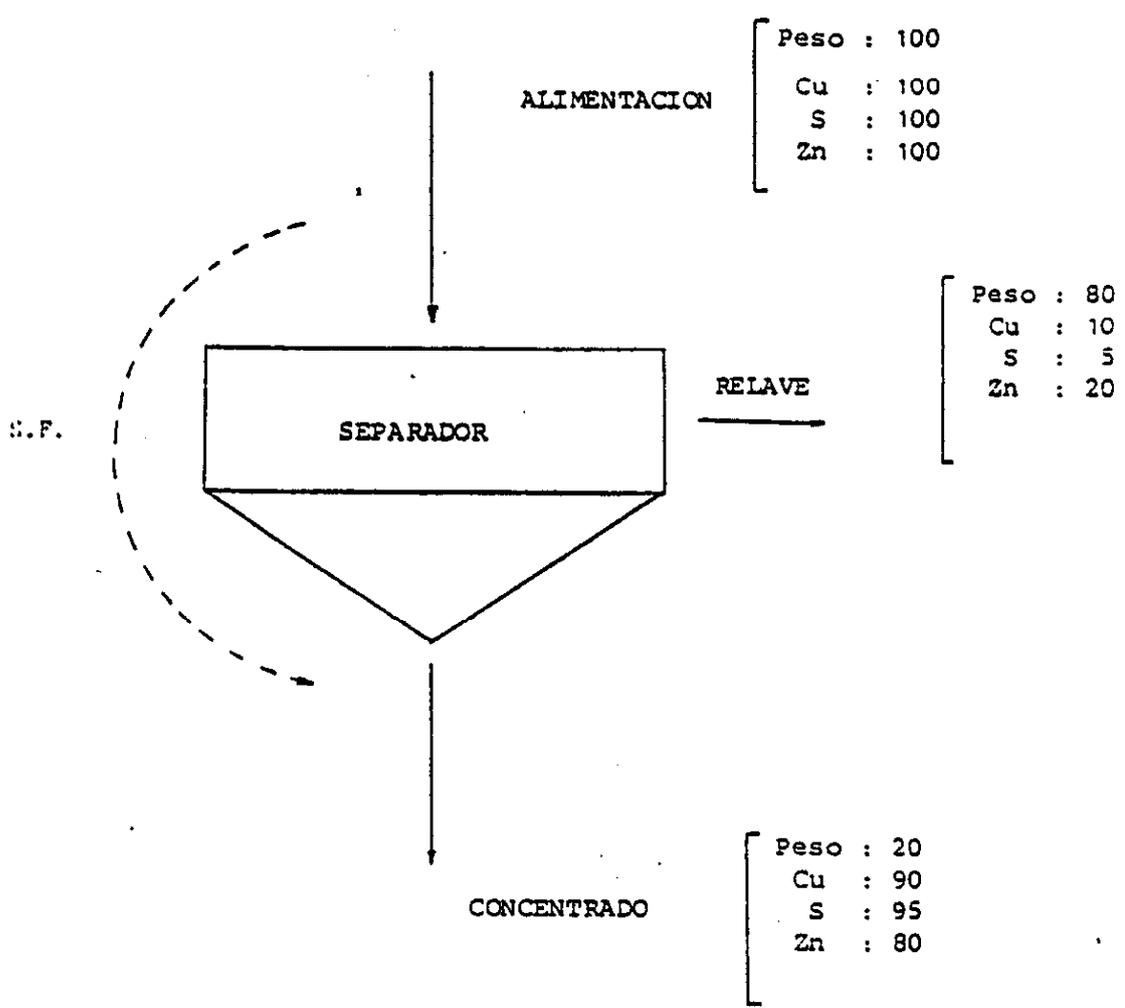


FIGURA C.7. - Representación Esquemática de un Separador Típico (etapa de flotación específica) y del concepto de Split Factors (S.F.)