

UDA
IE-MET
B298 ✓

**UNIVERSIDAD DE ATACAMA
FACULTAD DE INGENIERIA
DEPARTAMENTO DE METALURGIA**



**DIAGNOSTICO Y OPTIMIZACION
PLANTA DE PRECIPITACION
ENAMI VALLENAR**

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

PROFESOR GUIA: PATRICIA TAPIA ROJAS

UNIVERSIDAD DE ATACAMA
BIBLIOTECA CENTRAL
INVENTARIO 19.823
CESAR BASCUÑAN REYES

UDA-BIBLIOTECA



1996

**DEDICADO A UN HOMBRE Y A
UNA MUJER QUE UN DIA SE CONOCIERON
SE AMARON Y DECIDIERON UNIR SUS VIDAS
TENIENDO COMO UNICO BIEN SU**

- AMOR -

AGRADECIMIENTOS

En estas pocas líneas quisiera expresar mis sinceros agradecimientos a quienes de alguna u otra forma han colaborado en el transcurso de mis estudios y en la materilización de este trabajo:

- A mis Padres, Hermanos y mi querida Familia.
- A la Universidad de Atacama por haberme formado profesionalmente, especialmente a la Srta. Patricia Tapia Rojas, por su entrega de conocimientos y buena disposición .
- A la Planta Vallenar-ENAMI, por brindarme la oportunidad de realizar este trabajo en sus dependencias; Al señor Hugo Balocchi Velastín, Administrador de dicha Planta .
- A todas aquellas personas que cooperaron directa e indirectamente en el desarrollo del mismo que por razones obvias, se dificulta el nombrarlas al no querer dejar de mencionar a algunas.

INDICE

	Pág.
CAPITULO I INTRODUCCION	1
1.1 Antecedentes Generales	1
1.2 Objetivos	2
1.3 Descripción de la Empresa	3
CAPITULO II ANTECEDENTES TEORICOS	11
2.2 Fundamentos Termodinámicos	12
2.3 Reacciones Laterales	16
2.4 Aspectos Cinéticos de la Cementación	18
2.5 Mecanismo Cinético	19
2.6 Efecto Naturaleza del Depósito	19
2.7 Efecto Temperatura	21
2.8 Interacción Partícula-Partícula	22
2.9 Efecto de la Agitación	22
2.10 Cinética de Reacciones Laterales	23
2.11 Chatarra Precipitante	24
2.12 Reactores de Cementación	25
2.13 Tipos de reactores	25
CAPITULO III DESARROLLO DEL TEMA	28
3.1 Diagnóstico de La Planta	28
3.2 Muestreos	28
3.3 Obtención de la Densidad de Pulpa y Porcentaje de Sólidos	29
3.4 Determinación Peso Específico Real del Precipitado	29

3.5	Tiempo Medio de Residencia de las Soluciones	30
3.6	Determinación pH de las Soluciones	30
3.7	Eficiencia del Filtrado	30
3.8	Análisis Químico Soluciones y Precipitados	31
3.9	Pruebas Metalúrgicas	32
3.10	Procedimiento Experimental	32
3.11	Condiciones experimentales	35
3.12	Variables	35
3.13	Respuestas	36
3.14	Controles	36
3.15	Materiales y Equipos Utilizados	37
CAPITULO IV	RESULTADOS	40
4.1	El Diagnóstico	40
4.1.1	Precipitación Primaria	40
4.1.2	Precipitación Secundaria	36
4.1.3	El Espesamiento	37
4.1.4	El Filtrado	38
4.2	Resultados Pruebas de Precipitación	49
CAPITULO V	DISCUSION DE RESULTADOS	55
5.1	Diagnóstico de la planta	55
5.2	Pruebas de Laboratorio	56
CAPITULO VI	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	60
6.1	Conclusiones	60
6.2	Recomendaciones	61
	BIBLIOGRAFIA	64
	NOMENCLATURA	65

ANEXO	A	Tablas Generadas en las Pruebas Experimentales	66
ANEXO	B	Ejemplos de Cálculo	91

RESUMEN

El siguiente trabajo, en una primera etapa del estudio, consta del diagnóstico del proceso de precipitación ENAMI Planta Vallena. A continuación, en la segunda etapa, se estudia la influencia de las variables acidez y concentración de cobre en la recuperación.

Para el diagnóstico se tomaron muestras de las soluciones, se determinó la densidad de la pulpa y porcentaje de sólidos de estos flujos, se analizaron químicamente las soluciones como los precipitados, se determinó el tiempo medio de residencia de las soluciones en los precipitadores industriales, etc. En la parte experimental se realizaron pruebas de precipitación utilizando para esto un tambor precipitador rotatorio a escala.

De lo expuesto anteriormente se obtiene lo siguiente :

El ácido cumple dos funciones en la precipitación: La primera mantener en solución el cobre e impurezas, hasta que se pongan en contacto solución y fierro para realizar la precipitación, producido esto, el ácido debe mantener el pH óptimo, evitando de esta manera que se precipiten las impurezas que contaminan el precipitado afectando su ley.

La segunda es limpiar la superficie del fierro, con el fin de crear una mayor superficie de contacto fierro-solución facilitando la precipitación.

La concentración de cobre es la variable que influye en la obtención de buenas recuperaciones. Con concentraciones sobre los 9 gr/lit, la reacción de precipitación liberará más calor que otra con menor concentración, lo que eleva la temperatura en el interior del rotatorio, aumentando la cinética en la reacción de precipitación obteniéndose de esta forma recuperaciones sobre el 70% .

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 ANTECEDENTES GENERALES

La minería es, la principal actividad exportadora del país. Dentro de este contexto, ENAMI juega un papel, importante, al fomentar la actividad minera, principalmente beneficiando al pequeño empresario minero.

En la Tercera Región, Provincia del Huasco, se encuentra ENAMI-Planta Vallenar ubicada aproximadamente a tres kilómetros y medio al noreste de la ciudad de Vallenar, La cual posee el único poder de compra de minerales en esta provincia. Contando esta Planta con una infraestructura necesaria para el procesamiento de los minerales recepcionados.

Enmercados principalmente en el campo de la hidrometalurgia la Planta trata los minerales oxidados de cobre por los procesos de lixiviación en pila y agitación con lavado de la pulpa en un circuito de espesadores en contra corriente. El cobre disuelto en estos procesos es recuperado precipitándolo por medio de chatarra de fierro, utilizando para ello tambores rotatorios y baterías estáticas.

En virtud de lo expuesto, la Jefatura de Planta ENAMI Vallenar, ha visto la necesidad de optimizar el proceso de precipitación de cobre, efectuando pruebas que permitan determinar la influencia de las variables acidez y concentración de cobre en la recuperación.

1.2 OBJETIVOS

Bajo los antecedentes expuestos. los objetivos de este trabajo son los siguientes:

Diagnosticar el proceso y operaciones involucradas en la cementación de cobre, determinando los rangos operacionales.

Determinar la influencia de las variables acidez y concentración de cobre en la recuperación .

1.3 DESCRIPCION DE LA EMPRESA

1.3.1 RESEÑA HISTORICA PLANTA VALLENAR

En el año 1968, S.E. el Presidente de la República, Don Eduardo Frei Montalva, anunció que se incluiría en el Plan de Expansión de ENAMI, la construcción de una Planta Mixta para beneficiar minerales en la zona de Vallenar.

Se forma así, la Compañía Minera Regional de Vallenar S.A., compuesta por ENAMI, CAP, ADELA y Productores Mineros. Se iniciaron los trabajos de construcción en el año 1969, invirtiéndose un total de US\$ 4.700.000.

En el año 1973, se pone en marcha la Planta, operando inicialmente con el proceso de flotación con capacidad de 15.000 Tms/mes y el proceso de lixiviación por agitación con 6.000 Tms/mes (incluidas en las 15.000 Tms/mes de flotación).

Debido a una falta de abastecimiento sostenido, bajos precios de los metales y costos elevados, la Compañía Minera Regional de Vallenar S.A., se declara en quiebra, perdiéndose el único poder comprador existente en Vallenar (año 1979-1980).

En 1981, la Empresa Nacional de Minería compró los créditos a los acreedores de la Planta, y posteriormente la licitó y adjudicó a particulares. Bajo ésta administración, en Enero de 1982, se paraliza la faena por nueva quiebra.

Durante Junio de 1982, ante solicitudes del sector minero, ENAMI abre un poder comprador, delegando su administración como la maquila de los minerales comprados a la Sociedad Minera Coipa, beneficio de los minerales se inició en diciembre del mismo año.

Desde el día 4 de junio de 1984 hasta hoy, ENAMI inicia las operaciones como plantel propio, dado que nuevamente compró los créditos al Síndicos de Quiebras, incorporando esta faena a su patrimonio.

1.3.2 LOCALIZACION Y ACCESO A LA PLANTA

ENAMI-Planta Vallenar se encuentra ubicada aproximadamente a tres Kilómetros y medio al noreste de la ciudad de Vallenar, Provincia del Huasco en la Tercera Región de Atacama.

El acceso a la Planta es realizado por un camino vehicular no pavimentado de doble vía.

1.4 ORGANIZACION PLANTA VALLENAR

ENAMI autoriza a Planta Vallenar a Trabajar con un número determinado de personal para operar sus instalaciones, Planta Vallenar cuenta además con personal contratista. La dotación total de personal en la Planta es de 121 personas.

El sistema de trabajo en ENAMI-Planta Vallenar es por turnos, en los horarios que a continuación se indican :

- Turno A: de 05:00 a 13:00 horas.
- Turno B: de 13:00 a 21:00 horas.
- Turno C: de 21:00 a 05:00 horas.

El horario del turno administrativo es de 07:00 a 17:20 horas, de lunes a viernes.

1.5 MATERIAS PRIMAS Y PRODUCTO PRINCIPAL

El abastecimiento de materia prima es por compra directa a pequeños y medianos mineros de la zona, principalmente de la Provincia del Huasco. El mineral comprado se ubica, en uno de tres grupos, dependiendo del proveedor. Los grupos son :

- Mineral Cobre Flotación
- Mineral Oro Flotación
- Mineral Lixiviación en Pilas

La empresa se dedica principalmente al tratamiento de minerales para obtener Concentrados de Cobre, Oro y Plata. También se procesa mineral, para obtener Precipitado de Cobre. De los procesos aplicados en ENAMI-Planta Vallenar se obtiene como producto final , finos de Cu, Au y Ag. Dependiendo de si el producto es precipitado ó concentrado, es despachado a Paipote Copiapó ó a Fundición y Refinería Ventanas V Región.

1.6 DESCRIPCION DE LOS PROCESOS PRINCIPALES

ENAMI-Planta Vallenar cuenta con instalaciones para cubrir las ofertas de la Pequeña y Mediana Minería de la Región y establecer un sólido programa de producción y fomento minero.

Posee instalaciones tales como, Edificios de Administración, Agencia de Compras, Canchas de recepción, Romana de Pesaje de Camiones y Almacenamiento de Minerales, etc. Las instalaciones más importantes en el proceso de producción son las siguientes :

- 1.6.1 Planta de Chancado
- 1.6.2 Planta de Molienda
- 1.6.3 Planta de Flotación
- 1.6.4 Espesamiento y filtrado de Concentrado
- 1.6.5 Lixiviación en Pilas y lixiviación por Agitación
- 1.6.6 Proceso de precipitación

1.6.1 Descripción de la Planta de Chancado

La planta de chancado tiene una capacidad de tratamiento de 94 tm/hr, y por razones de operación; existen interrupciones entre lote y lote para evitar contaminaciones, se tratan alrededor de 65 tm/hr. En esta etapa, se cuenta con 10 tolvas de 40 tm de capacidad cada una y con 3 máquinas dispuestas en circuito abierto. Un chancador primario Kue-Ken de 36" por 24", cuya descarga de 3 a 4" alimenta a un harnero vibratorio con malla de 3/4". El sobre tamaño alimenta a un chancador Symons Stander de 4', el bajo tamaño del harnero, más la descarga del chancador alimenta al harnero de doble cubierta, cuya malla inferior es de 3/8".

El sobre tamaño alimenta a un chancador de cono Symons cabeza corta de 5 1/2' cuya descarga más el bajo tamaño del harnero constituyen el producto final.

1.6.2 Molienda

La operación de chancado entrega un tamaño de partículas de 3/8", las cuales deben reducirse aún más de tamaño hasta alcanzar aproximadamente los 100 micrones.

La alimentación a la etapa de molienda se produce a través de dos conos de almacenamiento, con una capacidad de 800 toneladas cada uno.

Para esta etapa se encuentra con 4 molinos de bolas marca Denver, dos de 7' por 9' y los restantes de 5' por 4', estos molinos pueden ser usados como molinos de remolienda. Todos los molinos operan con descarga por rebalse. Para la obtención de un producto apto para la flotación, los molinos trabajan en circuito cerrado con hidrociclones krebs D10 o D15.

1.6.3 Proceso de Flotación

La nave de flotación esta constituida por 2 secciones principales denominadas A y B. La sección A, cuenta con 18 celdas Wedag de 1,5 m³ de capacidad individual, mientras que la sección B está compuesta por 10 celdas Denver 21DR y 10 celdas Denver 18 Sub-A. En la sección A, se beneficia el mineral de Cu insoluble, en la sección B, minerales mixtos, parte de Cu y oro.

El concentrado de la sección A, se obtiene de las dos primeras celdas del primer banco, las que se han dispuesto como celdas cleaner, mientras que en la sección B esta función la realiza el banco de celdas Denber Sub-A.

1.6.4 Espesamiento de Concentrado y Filtrado

El sistema de espesamiento de concentrados de la Planta está compuesto de dos espesadores de 23' de diámetro y 9' de alto, mientras que para la etapa de filtrado se cuenta con dos filtros Eimco, de 6' por 6' y 6' por 8'. Los concentrados, posteriormente son depositados en una cancha de secado solar, donde la humedad final es de alrededor de un 6%.

1.6.5.a.- Lixiviación en pilas

Dadas las características del mineral oxidado en lo que se refiere al contenido de finos, es necesario efectuar un harnado previo al material que se va a glomerar. El sistema de aglomeración consta de un tambor rotatorio (con un ritmo de aglomeración práctica de 50 tm/hr), al que se le adicionan el ácido sulfúrico concentrado y el agua. El material aglomerado es transportado a las canchas de lixiviación, donde las pilas son cargadas hasta una altura de 1,5 m. La configuración de las pilas, corresponde a un sistema dinámico. La superficie a cargar, de una pila de 800 tm, es de aproximadamente 570 m² (32 m de fondo por 18 de ancho).

1.6.5.b.- Lixiviación por Agitación

La planta de lixiviación por agitación, está constituida por el espesador cero de 63' de diámetro, desde donde se alimenta a 4 agitadores de 32 m³ de capacidad cada uno. En el primer y segundo agitador se agrega el ácido sulfúrico. Por rebalse desde los agitadores se alimentan a la planta de lavado en contracorriente, la que está compuesta por 5 espesadores de 60' de diámetro cada uno.

La solución rica que contiene alrededor de 8 gr/ lt Cu +² y 4,5 gr/lt de ácido se obtiene del espesador 1, que a su vez alimenta a los precipitadores rotatorios. Los recípitados obtenidos son enviados a dos espesadores y posteriormente son filtrados en filtros de bandeja.

Las soluciones pobres provenientes del sobre flujo de los espesadores alimentan una etapa de agotamiento de bateas con chatarra y luego son enviadas al tranque de óxidos.

1.6.6 Proceso de precipitación

En su proceso de precipitación ENAMI PLANTA VALLENAR cuenta con 4 precipitadores metálicos, trabajando en circuito serie paralelo (ver Fig Nº1.1). La solución fresca alimentan los rotatorios 3 y 4, el descarte de estos rotatorios es suministrada a los rotatorios 1 y 2. la pulpa resultante es enviada a 2 espesadores que trabajan en paralelo, la pulpa espesada se filtra en 1 filtro de bandejas, el flujo sobrenadante de los espesadores es enviada a la precipitación secundaria compuestas por 13 baterías. La descarga de estas, es llevada al tranque de óxido.

DIAGRAMA PLANTA PRECIPITACION

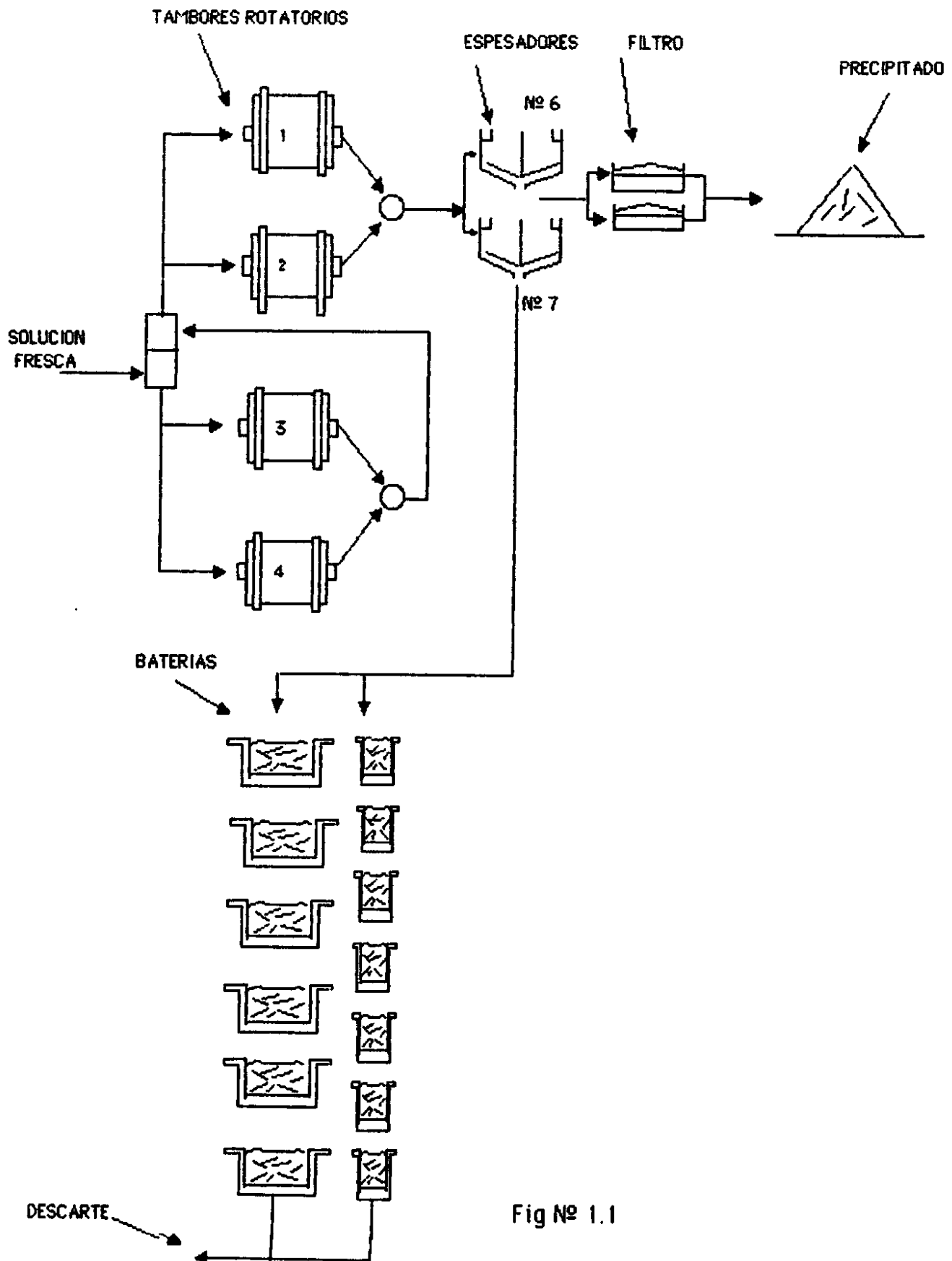


Fig Nº 1.1

CAPITULO II

ANTECEDENTES TEORICOS

2.1 INTRODUCCION

La precipitación de cobre por medio de chatarra de fierro, es uno de los procesos hidrometalúrgicos más antiguos y efectivos para la recuperación de metales disueltos en soluciones acuosas . Se registra su aplicación en el siglo XVI en Europa, debido a la presencia de soluciones ácidas cupríferas provenientes de minas como también de la lixiviación natural de productos minerales cupríferos en las instalaciones mineras (desmontes, escorias, acopios,etc.).

Se considera que en Río Tinto (España) está el origen de la cementación, debido a la lixiviación bacteriana del yacimiento y la producción siderúrgica de España.

En América, la cementación se aplicó en 1880 en Butte Mines, Montana.

En Chile, se estima que la cementación se aplicó por primera vez en la región de Coquimbo alrededor del año 1900.

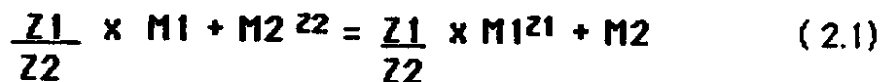
El cobre, fue indudablemente el primer metal producido a escala por procesos hidrometalúrgicos, debido a la cementación sobre hierro metálico. Aunque esta reacción fue uno de los primeros fenómenos químicos que se conocieron, no se tomó en cuenta su utilidad, desde el punto de vista práctico.

2.2 FUNDAMENTO TERMODINAMICO

La cementación involucra una reducción por contacto o precipitación electroquímica de un metal desde una solución acuosa (CuSO_4 en solución) por otro metal más electropositivo (normalmente hierro).

La precipitación de un metal disuelto en una solución acuosa, por otro metal se conoce como cementación, debido a que el metal precipitado está generalmente cementado sobre la superficie del metal precipitante.

La reacción provoca una oxidación general es de carácter heterogénea y de naturaleza electroquímica:



Donde:

M1 y M2 = Cationes

Z1 y Z2 = Carga de los cationes

La reacción provoca una oxidación del metal precipitante o reductor (M1) y una reducción del metal a precipitar (M2), debido al contacto del precipitante sólido con la solución conteniendo los cationes a precipitar.

Para el cobre, la cementación sobre hierro:



Dado el valor de la variación de energía libre standard la reacción es espontánea hacia los productos en el sentido termodinámico.

Analizando termodinámicamente la reacción electroquímica, tenemos las reacciones anódicas y catódicas :



$$\Delta G^{\circ}_{25} = - Z F E^{\circ}$$

$$\Delta G^{\circ}_{25} = - 2 * 23.060 * 0,78$$

$$\Delta G^{\circ}_{25} = - 35.800 \text{ (Cal/mol)}$$

Visualizando el diagrama Eh-pH de la Fig N°2.2 , observamos una zona común de estabilidad para los productos Cu^0 y Fe^{++} entre los potenciales (+ 0,34 y - 0,44) y a valores de pH inferiores a la formación de óxidos e hidróxidos. de tal manera la obtención de Cu^0 en forma estable requiere condiciones de pH bajos (< 3,5) y un potencial redox de la solución acuosa inferior a 0,34 V desde el punto de vista teórico termodinámico, como vemos termodinámicamente varios otros metales precipitan Cu^{++} a Cu^0 (Ni , Cd, Zn, Al, etc) ya que sus potenciales de reducción electroquímica son negativos por lo tanto su tendencia espontánea es la oxidación, desplazando al Cu^{++} desde la solución a la fase sólida Cu^0 .

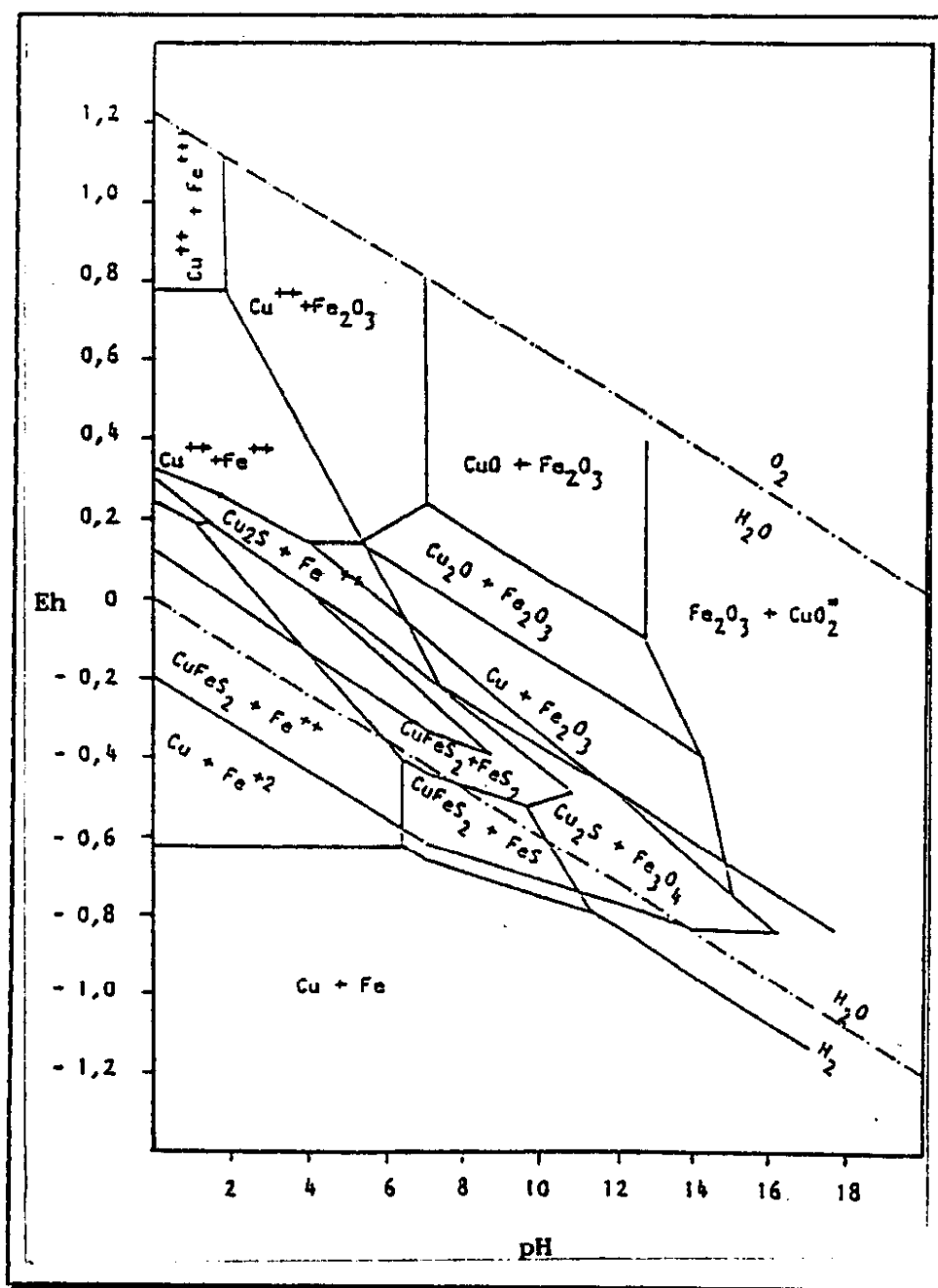


Fig N° 2.2 : Sistema Cu - Fe - S - O - H a 25 ° C
y 1 Atmósfera de Presión total

Bajo el análisis termodinámico de espontaneidad, todos los metales con potencial de reducción más negativo que el hierro son precipitantes más efectivos (Zn, Al , Mg , etc). su aplicación industrial en la precipitación de Cu no se realiza debido a factores de costo.

Dado el valor de la variación de energía libre de la reacción global de cementación implica que el equilibrio químico está completamente desplazado hacia los productos, aún a bajas actividades del ion Cu^{++} , permitiendo que la cementación con hierro sea de alto rendimiento o eficiencia sin considerar los factores cinéticos.



$$\Delta G_T = \Delta G^0_T + RT \ln \left(a_{\text{Fe}^{++}} / a_{\text{Cu}^{++}} \right)$$

$$a_{\text{Fe}^{++}} = a_{\text{Cu}^{++}} = 1$$

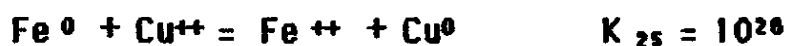
$$\Delta G_{298} = - 35.800 + 2 \times 298 \times 2,3 \log (\text{Fe}^{++} / \text{Cu}^{++})$$

En equilibrio : $\Delta G_{298} = 0$

$$\log (\text{Fe}^{++} / \text{Cu}^{++})_{\text{eq}} = 26 \quad (2.4)$$

$$(\text{Fe}^{++} / \text{Cu}^{++}) = 10^{26}$$

Es decir, la finalización teórica de la reacción de cementación se alcanzará cuando la concentración molar de los iones ferrosos sea 10^{26} veces que la de los iones cúpricos. En otras palabras, la posibilidad de la reacción hacia la izquierda o sea, la disolución de cobre por iones ferrosos solo ocurrirá cuando la concentración molar de iones ferrosos sea 10^{26} veces mayor que la de iones cúpricos.



Dada la alta espontaneidad de la reacción, teóricamente aún a bajas actividades (concentración) de los iones cúpricos en una solución de lixiviación la reacción es espontánea. Esto es una ventaja potencial de la cementación sobre otros sistemas de precipitación. Esta cualidad termodinámica acompañada de factores cinéticos y operacionales optimizados permiten a las plantas de cementación obtener recuperaciones sobre un 90%.

2.3 REACCIONES LATERALES

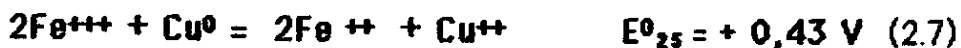
Según la estequiometría de la reacción de cementación con hierro, la unidad de cobre precipitado requiere 0,88 unidades de hierro metálico. La razón de hierro consumido a cobre producido, se conoce como "consumo de fierro unitario". En la práctica este varía en un rango de 1,2 a 3,2 veces, es decir , de un 50% a 400 % mayor que el consumo teórico, de acuerdo a las condiciones específicas de operación.

El consumo excesivo de chatarra se atribuye a una serie de reacciones espontáneas posibles en el sistema químico de cementación:

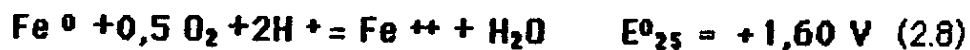
a.- Debido al contenido de ácido libre en la solución a precipitar ($\text{pH} < 3$); el hierro metálico reacciona con el ácido libre liberando H_2 gaseoso..



b.-Dependiendo del sistema de lixiviación empleado, las soluciones a precipitar presentan una cierta concentración de Fe^{+++} , que es un activo consumidor no sólo de hierro sino también de cobre cementado.



c.- la presencia de oxígeno, en la solución también teóricamente puede provocar reacción lateral del hierro :



Como se puede visualizar, las reacciones laterales pueden provocar redisolución del cemento de cobre, consumo en exceso del teórico de Fe y consumo de ácido desde la solución que eleva el pH de la solución y puede involucrar una transformación de los iones Fe^{+++} y Cu^{++} a hidróxidos los cuales precipitan bajando la ley del cemento y obteniendo un cemento con dificultades para su asentamiento, filtrado y secado.

El pH es una variable importante de controlar en la cementación ya que tiene implicación termodinámica y cinética sobre la calidad del cemento obtenido.

2.4 ASPECTOS CINETICOS DE LA CEMENTACION

La cinética de la cementación, es de fundamental importancia para optimizar el diseño de reactores, tiempo de contacto, consumo de chatarra, etc.

En primer lugar, la reacción de cementación es de naturaleza electroquímica, distinta a un redox, debido a que los electrones no son intercambiados en el mismo sitio, sino como reacciones de semi-celda separadas por un conductor o semi-conductor. También la cementación se distingue de la precipitación electrolítica en la cual la fuente de electrones proviene de un generador y no de un metal menos noble que el cobre. En algunos aspectos, la cementación es análoga a la precipitación electrolítica. En el sistema de cementación el ánodo y cátodo están cortocircuitados y la densidad de corriente es frecuentemente controlada por la concentración de los iones metálicos descargándose en los sitios catódicos debido a procesos difusionales mientras que en electrólisis tal caso no es necesario.

En segundo lugar, la reacción de cementación, es una reacción heterogénea debido a las fases sólidas y solución líquida participantes. En los sistemas heterogéneos, las velocidades de reacción están influenciadas a la superficie de interfase y al número de sitios reactivos por unidad de área disponible para reaccionar. El cemento de cobre recubre la superficie del precipitante tratando de disminuir los sitios activos, de tal manera que la naturaleza del depósito y su remoción son fundamentales para lograr una cinética alta.

2.5 MECANISMO CINETICO

La reacción heterogénea de cementación de carácter electroquímico, se realiza mediante las reacciones de semiceldas en los sitios anódicos y catódicos como muestra la Fig Nº2.3.

Debido al enchape o depósito de cobre sobre la superficie del precipitante, se puede bloquear o pasivar la superficie de Fe impidiendo la reacción anódica de tal manera que es fundamental la naturaleza, morfológica y adherencia del depósito de cementación cuprífera para lograr velocidades de reacción convenientes al proceso.

Debido a que las semi-celdas están corto-circuitadas, la cantidad reaccionada y velocidad de consumo de Fe para el caso ideal debe ser igual a la cantidad reaccionada y velocidad de producción de Cu.

2.6 EFECTO NATURALEZA DEL DEPOSITO

Durante largo tiempo la importancia del depósito sobre la velocidad de cementación ha sido demostrada. Las reacciones de cementación son las únicas en que el producto de reacción (cemento) generalmente no impide el progreso de la reacción pero cambia la cinética. Este fenómeno puede ser atribuido a la naturaleza electroquímica de la reacción y la morfología del depósito. Al igual que en la precipitación electrolítica, el depósito formado en la cementación puede ser influenciada por la hidrodinámica, concentración, temperatura, coloides orgánicos, etc. en electrólisis, la densidad de corriente puede ser una variable independiente y ella puede determinar la naturaleza del depósito.

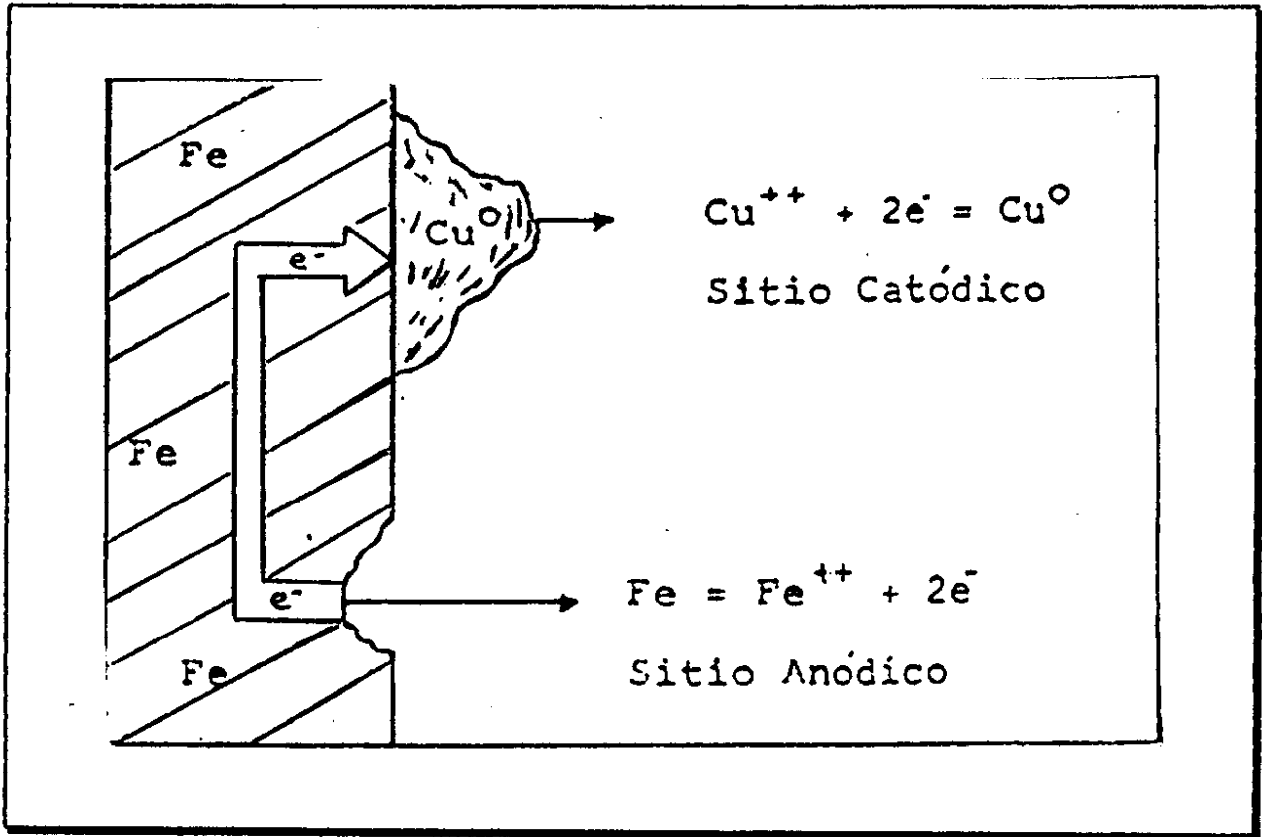


Fig Nº 2.3 : Mecanismo de Cementación

Los depósitos en cementación son similares a los electrolíticos debido a la naturaleza electroquímica de la reacción. En cementación la densidad de corriente no es una variable independiente y ella puede determinar la naturaleza del depósito.

2.7 EFECTO TEMPERATURA

La temperatura afecta la cinética de reacción. Bajo $35\text{ }^{\circ}\text{C}$, el depósito es botroidal y más denso a medida que la temperatura progresa, sobre $35\text{ }^{\circ}\text{C}$ el depósito es más poroso y mantiene su porosidad a todo incremento de temperatura.

Pruebas hechas con ultrasonido que remueve continuamente el depósito muestran un control difusional en todo rango de temperatura. Sin embargo, en ausencia de ultrasonido se observa un cambio en el control y esto puede ser atribuido a un depósito denso y coherente formado a T° menor que $35\text{ }^{\circ}\text{C}$ y consecuentemente aparece un cambio en el control de la difusión de los iones cúpricos a través de la capa estancada a difusión de poros de los iones ferrosos desde los sitios anódicos hacia el seno de la solución. A baja T° , cuando se forma un depósito denso y coherente el área anódica se reduce fuertemente y el contacto con el electrolito es mínimo, de tal forma que la velocidad de reacción podría ser independiente de la concentración de iones cúpricos.

Para altas concentraciones, a medida que la $T^{\circ}\text{C}$ decrece la reacción cambia su control por difusión a control por reacción química hasta cerca de $35\text{ }^{\circ}\text{C}$, de tal manera que el efecto del depósito están influenciado por la temperatura y la concentración.

2.8 INTERACCION PARTICULA-PARTICULA

Este fenómeno es de considerable importancia desde el punto de vista del diseño de reactores (bateas,tambores,etc.) .

Las partículas conductoras de cemento actúan para aumentar la superficie catódica y promueven la depositación de cobre aunque los iones cúpricos nunca alcancen la superficie del hierro. El incremento de la cinética ocurre debido a "mecanismo de cátodo fluidizado" este incremento de área catódica provoca un alto contacto para conducción de electrones.

Este comportamiento es típico en los tambores de precipitación, este incremento es proporcional al número de partículas conductoras, velocidad de colisión y el tiempo de contacto.

2.9 EFECTO DE LA AGITACION

Diversos estudios, han demostrado la influencia de la hidrodinámica sobre la cinética y tipo de depósito. Todo incremento en la hidrodinámica incrementa la velocidad de reacción hasta un límite, pero también la reducción de Fe^{+++} se incrementa. Para bajos Reynolds el crecimiento del depósito es dendrítico adherente, siendo fino y no adherente a altos Reynolds.

2.10 CINETICA DE REACCIONES LATERALES

La cinética de reducción del Fe^{+++} sobre hierro tiene una magnitud mayor que la reacción de cementación y de orden dos. La reducción del H^+ es más lenta que la reacción de cementación, de tal manera que a medida que la cementación se torna lenta, el consumo de hierro por el ácido es más gravitante. Para soluciones de baja concentración, es fundamental reducir el tiempo de contacto para no provocar un alto consumo de Fe^{+++} , es posible en soluciones de recirculación y aguas de mina etc.

La presencia de un pH adecuado en la solución inicial es fundamental para la calidad del producto obtenido (pureza, facilidad e secado, decantación, filtración) este valor en las plantas oscila del 1 a 2,6. A pH sobre 3 las sales de aluminio y férrico se hidrolizan precipitando como hidróxidos y sulfatos básicos complejos, para precipitar Fe^{++} un pH cercano a 6 es necesario. A mayores pH la cinética se torna más lenta y el cemento es más grueso.

2.11 CHATARRA PRECIPITANTE

La chatarra presenta un item de costo alto en las plantas. La chatarra pesada de baja superficie específica no es un precipitante efectivo y se recomienda utilizarla en los puntos de mayor acidez. También son menos efectivas, las de alto contenido de carbono y manganeso.

La chatarra recubierta con estaño , barnices, zinc debe tener una alteración previa para su mayor acción química.

La chatarra fina al utilizarla en bateas dificulta la velocidad del flujo y la remoción del cemento de cobre durante la cosecha.

La utilización de material precipitante de alta superficie específica (fierro esponja, granalla de arrabio) no tiene condiciones de costo favorables competitivas frente a la chatarra. En los tambores de precipitación la chatarra con materiales inertes (hormigón, plásticos, aceros inoxidable, etc.), se acumula en su interior provocando una disminución del volumen útil y una molienda del cemento grueso.

2.12 REACTORES DE CEMENTACION

Dadas las características de las fases reactantes en la cementación de cobre y de los productos de reacción, sumadas al control difusional sobre la velocidad del proceso, han llevado a diseñar reactores poco comunes en la industria.

Estos reactores fuera de conseguir los objetivos de rendimiento, deben ceñirse a las características físicas de la chatarra a utilizar y sus aspectos de abastecimiento, manejo, almacenamiento. En la medida que el volumen y concentración de cobre a tratar incrementa, mayores problemas se presentarán en el diseño de la unidad de precipitación para lograr bajos costos de inversión y operación.

2.13 TIPOS DE REACTORES

En la actualidad los reactores más utilizados son:

2.13.1 Bateas

Son los equipos más antiguos y más ampliamente utilizados en la cementación de cobre. A pesar de ser reactores de baja eficiencia cinética, permite obtener altas recuperaciones, fáciles de operar y de construcción simple. Con bajo costo de construcción por unidad de volumen. Requieren bastante mano de obra y producen un cemento de menor calidad.

Su aplicación principal, está dirigida a grandes volúmenes con baja concentración de cobre. También, en las etapas de repaso, agotamiento para soluciones pobres provenientes de cementación primaria. Dependiendo del flujo a tratar, por lo general, se requiere un gran volumen de equipo, lo que implica mayor magnitud de construcción, alta superficie de terreno ocupado, pendiente favorable para el avance de soluciones y transporte del cemento descargado al pozo de recolección.

Dada la longitud de recorrido de la solución, y la baja hidrodinámica presentan zonas muertas o estancadas de su volumen útil y diferente calidad del cemento producido en las etapas.

Toda batea, cuenta con una rejilla de madera gruesa, que permite separar la zona de acumulación de cementos de la zona de acumulación de chatarra. Esto facilita la hidrodinámica, la descarga y remoción de cementos, manteniendo la chatarra en la zona de mayor movimiento de la solución y no en las zona muertas.

2.13.2 Precipitadores rotatorios

Su utilización, está dirigida a menores flujos y soluciones de mayor concentración. Su configuración es cilíndrica, acomodados sobre rodillos de giro, accionados por piñon-corona o rodillo motriz que le permite una leve velocidad de rotación (0,2- 2 rpm). Dado el movimiento del reactor con la carga, permite mover la chatarra por roce o golpes, desprendiendo el cobre adherido para presentar superficies activas. Por lo general, se construyen con un casco de acero y revestidos interiormente con materiales resistentes a la corrosión (madera, aceros inoxidable).

Cada unidad, resulta con un alto costo de fabricación por unidad de volumen, comparados con las bateas, entregan un cemento de mayor calidad, ocupando poco espacio y los tiempos de residencia son menores logrando disminuir el consumo de chatarra. Dentro de sus desventajas, aparecen problemas operacionales, discontinuidad de operación, peligro de explosión por la concentración de hidrógeno.

CAPITULO III

DESARROLLO DEL TEMA

En este capítulo se dará una descripción de las diferentes etapas que se debieron cumplir para lograr los objetivos planteados.

Para el diagnóstico se realizaron muestreos de soluciones de alimentación, descarga de los tambores rotatorios y baterías; Además se determinó el tiempo de residencia de éstas; Se muestrearon las pulpas de alimentación, descarga y licor clarificado del espesador; Se determinó la humedad del queque filtrado y muestrearon los precipitados.

El trabajo experimental se efectuó en un tambor rotatorio a escala, con el fin de obtener la influencia de las variables acidez y concentración de cobre en la recuperación .

3.1 DIAGNOSTICO DE LA PLANTA **DETERMINACION INDICADORES OPERACIONALES**

3.2 MUESTREOS

3.2.1 Muestreo de las soluciones

Las soluciones empleadas para el control operacional, se obtuvo de los flujos de entrada y salida de los tambores rotatorios y baterías de agotamiento. Las muestras son tomadas, cada una hora, para formar un composito diario, el cual se analiza por cobre y ácido.

3.2.2 Muestreo de las pulpas

A las pulpas que ingresan y salen del espesador, se les efectuó un muestreo sistemático cada 4 hora por 5 días.

3.2.3 Muestreo de los precipitados

La muestra de precipitado se obtiene de un lote al cual se le extrae a través de punteos sucesivos una muestra representativa. Este sub-lote es cuarteado y homogenizado, obteniéndose unos 200 gr aproximadamente de precipitado con una granulometría 100 % bajo 150 mallas tyler.

3.3 OBTENCION DE LA DENSIDAD DE PULPA Y PORCENTAJE DE SOLIDOS

La densidad de la pulpa como el porcentaje de sólidos se determinó por medio de la Balanza Marcy.

3.4 DETERMINACION PESO ESPECIFICO REAL DEL PRECIPITADO

El peso específico real del precipitado se determina por medio del "Picnómetro".

3.5 TIEMPO MEDIO DE RESIDENCIA DE LAS SOLUCIONES EN LOS TAMBORES ROTATORIOS Y BATERIAS

La determinación del tiempo medio de residencia de la solución en los tambores rotatorios como en las baterías se obtiene de la misma forma. Los precipitadores (rotatorio y estático) son vaciados completamente de solución, logrado esto se comienzan a llenar nuevamente y por medio de un cronómetro se toma el tiempo que se demora la solución en llenar los precipitadores, deteniéndose el cronómetro cuando la solución se descargada por los precipitadores.

3.6 DETERMINACION pH DE LAS SOLUCIONES

El pH de las soluciones se obtiene utilizando para ello un pH metro digital.

3.7 EFICIENCIA DEL FILTRADO

La eficiencia del filtrado se determina conociendo el porcentaje de sólidos y la densidad de pulpa con que son alimentadas las bandejas; Además de conocer la humedad del queque filtrado. Determinado todo esto se puede calcular la cantidad de agua que fue eliminada, calculando su porcentaje con respecto al total.

3.8 ANALISIS QUIMICO SOLUCIONES Y PRECIPITADO

El análisis químico de las soluciones y los precipitados se efectuó, en el Laboratorio Químico de la Planta Vallenar.

Las soluciones se analizaron por cobre total y ácido libre (método volumétrico). Los precipitados por cobre total.

3.9 PRUEBAS METALURGICAS **OBTENCION ACIDO LIBRE OPTIMO v/s CONCENTRACION** **DE COBRE**

3.10 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

En la figura Nº 3.4 , se muestra un esquema del equipo de laboratorio en el cual se realizaron las pruebas.

Se procedió a obtener una solución madre la cual se analiza con el fin de determinar su contenido de cobre y ácido, siendo ésta diluída agregándole agua hasta que alcance la concentración de cobre deseada, ajustando el ácido si fuese necesario. Una vez obtenida las soluciones se procedió a realizar las pruebas en el rotatorio a escala el cual contenía previamente 45 kgs de fierro de construcción, se eligió éste por tener una constitución química conocida y por ser fácilmente reconocible .

La solución a precipitar se agregó a un recipiente, que por diferencia de nivel entregaría la solución con un flujo determinado a la alimentación del rotatorio, tomándose el tiempo de residencia de la solución el que se compara con el tiempo de residencia a escala industrial (aproximadamente 20 a 30 min). Una vez alcanzado éste, a la solución pobre que se descarga por el rotario. se comienza a muestrear en cada incremento de tiempo, las que se analizan por cobre y ácido .

Al total de la solución que fue descargada por el equipo se homogeniza y extrae una muestra representativa con el fin de determinar la recuperación global del proceso.

Durante la prueba se controlan las temperaturas de las soluciones de alimentación al rotatorio como la de descarga obteniéndose el Δt correspondiente. Además de controlar las rpm del rotario que no deben exceder de 0,23 rpm .

Terminada la prueba se procede a abrir el rotatorio sacando la chatarra que estaba en su interior la que es limpiada con el fin de recuperar todo el precipitado y a su vez poder obtener el peso del fierro que fue consumido en la precipitación.

Cuando el rotatorio esta vacío se procede a limpiar el interior de éste recuperándose el precipitado que se encuentra en este lugar. Al precipitado obtenido de esta manera más los recuperados en la descarga del rotario y el obtenido en la limpieza de los fierros, se les realizó un análisis granulométrico con el fin de poder observar las diferencias granulométricas que pudiesen existir entre los precipitados, además de preparar una muestra con el fin de analizarla químicamente y poder obtener así su ley de cobre .

3.11 CONDICIONES EXPERIMENTALES

Las pruebas se realizaron bajo las siguientes condiciones experimentales que se mantuvieron durante todo el transcurso de estas:

Tamaño del rotatorio	:	30 x 30	cm.
Volumen del rotatorio	:	$2,21 \times 10^{-2}$	m^3
Porcentaje de huecos	:	62 a 68	%
Tiempo de residencia	:	20 y 30	min
Densidad aparente de la chatarra	:	3,41	gr/cc
Rpm del rotatorio	:	0,23	rpm
Volumen ocupado por la solución	:	$5,71 \times 10^{-3}$	m^3
Flujo de alimentación al rotatorio	:	0,21 a 0,231	lt/min
Peso total de la chatarra	:	45	Kilos

3.12 VARIABLES

En las experiencias las variables que rigieron las pruebas, fueron la concentración de cobre 3, 9 y 29 gr/lt y la concentración de ácido que fluctuó entre los 2 - 6 gr/lt.

Con estas variables se realizaron set de pruebas donde la concentración de cobre se mantenía constante y la de ácido fluctuaba entre 2, 4 y 6 gr/lt.

Por ejemplo, para una concentración de 3 gr/lit de cobre se realizaron una prueba con 2 gr/lit , 4 gr/lit y 6 gr/lit de ácido , en total se realizaron tres pruebas para una misma concentración de cobre.

3.13 RESPUESTAS

Las respuestas que se evaluaron en cada prueba fueron :

- Recuperación metalúrgica.
- Leyes de cobre y ácido en las soluciones de descarte.
- Ley de cobre en los precipitados obtenidos .
- Consumo de chatarra.
- Consumo de ácido

3.14 CONTROLES

Para que cada prueba arrojara resultados fidedignos que pudieran ser confrontados y analizados en forma conjunta se debieron realizar los siguientes controles :

3.14.1 Antes de las pruebas

- Concentración de cobre y ácido en la solución de alimentación al rotatorio.
- Flujo de alimentación al rotatorio.
- Peso de la chatarra .
- Rpm del rotatorio.

3.14.2 Controles durante la prueba

- Tiempo de residencia.
- Flujo de descarga
- Temperatura de las soluciones de alimentación y descarga.

3.14.3 Controles despues de la prueba

- Peso del precipitado.
- Peso de la chatarra .
- Recuperación metalúrgica.
- Leyes de cobre y ácido en las soluciones de descarte.
- Ley de cobre en los precipitados obtenidos .
- Consumo de chatarra.
- Consumo de ácido.

3.15 MATERIALES Y EQUIPOS UTILIZADOS

3.15.1 Equipos

- | | | |
|---------------------------|---|-------------------|
| - Rotatorio a escala | : | 30x30 cm. |
| Material | : | Acero inoxidable. |
| . | | |
| - Estufa de bandeja | | |
| Marca | : | Memmert |
| Tipo | : | UL-50 |
| Potencia | : | 2800 Watt |
| Rango de temperatura (°C) | : | 0 - 300 |

- Ro-Tap, agitador mecánico de mallas
- Marca : Retsch
- Tipo : 3D
- Potencia : 40 watt

3.15.2 Descripción de Instrumentos

- Balanza analítica (digital)
 - Marca : Sartorius
 - Tipos : L 2200 s (2000 g)
 - I 15 (1500 g)
- pH - Metro
 - Marca : Shoctt gerate
 - Tipo : CG 837
- Termómetro
 - Marca : Precisión
 - Rango de temperatura (°C) : 0 - 150
- Cronómetro digital
 - Marca : Casio
 - Modelo : HS-20

3.15.3 Materiales

- Serie de tamices ASTM
- Picnometro (50 cm³)
- Probetas (1000, 500, 10 cm³)
- Vasos precipitados
- Pipetas
- Pissetas
- Bandejas enlozadas
- Baldes (12 y 15 ltr) graduados

- Botellas de 1000 y 300 cm³
- Bolsas plásticas
- Utiles de aseo
- Otros

3.15.4 Insumos

- 150 Kg de fierro de construcción

3.15.5 Reactivos Empleados

Los reactivos empleados en las distintas experiencias de precipitación son :

Acido sulfúrico

El ácido sulfúrico, usado en las experiencias de precipitación; proviene mayoritariamente de la planta de ácido de la Fundición y Refinería Ventanas . Sus características principales son:

Densidad (gr/cm)	:	1,84
Pureza (%)	:	95

Agua

El agua utilizada para la preparación de las soluciones de precipitación, es agua industrial captada desde pozos ubicados en el río Huasco .

CAPITULO IV

RESULTADOS

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos en las distintas etapas que conforman el estudio.

4.1 EL DIAGNOSTICO

4.1.1 PRECIPITACION PRIMARIA

En la precipitación primaria se emplean 4 rotatorios de 3 x 3 m. los rotatorios 3 y 4 reciben la solución fresca con un flujo 28 a 30 m³/hr , con leyes de cobre que fluctúan entre los 6 a 50 gr/lt y de 4 a 8 gr/lt de ácido, obteniéndose una recuperación que varía entre 50 a 80 %, la descarga estos es enviada a los rotatorios 1 y 2 alimentándose estos rotatorios con soluciones que contienen 0,5 a 7 gr/lt de cobre y de 0,15 a 3 gr/lt de ácido , obteniéndose una recuperación sobre un 80 %. Ver Fig Nº 4.5.

Indicadores operacionales

Flujo de alimentación total	:	28 a 30	m ³ / hr
% de huecos	:	62 a 68	%
Volumen ocupado por la solución	:	6,324	m ³
Peso de la chatarra	:	24,24	tm

Densidad aparente de la chatarra	: 3.03	gr/cc
Flujo de alimentación total	: 28 a 30	m ³ /hr
Tiempo de residencia total	: 54	min
Flujo por rotatorio	: 14 a 15	m ³
Tiempo de residencia	: 27	min
Ley de cobre en la alimentación	: 6 a 50	gr/lt
Ley de ácido en la alimentación	: 4 a 8	gr/lt
pH de las soluciones	: 1 a 1,5	
Ley de cobre en la descarga 3 y 4 alimentación 1 y 2	: 0,5 a 0,7	gr/lt
Ley de ácido en la descarga 3 y 4 alimentación 1 y 2	: 0,15 a 3	gr/lt
pH de la solución	: 2,5 a 3	
Ley de cobre descarga 1 y 2	: 0,55 a 4	gr/lt
Ley de ácido descarga 1 y 2	: 0,15 a 3	gr/lt
pH de la solución	: 3 a 3,5	
Recuperación 3 y 4	: 50 a 80	%
Recuperación 1 y 2	: sobre un 80	%
Recuperación global	: sobre un 90	%
Ley de los precipitados en cobre	: sobre un 80	%
Peso específico del precipitado	: 5,68	gr/cc

4.1.2 PRECIPITACION SECUNDARIA

La precipitación secundaria se efectúa en 13 baterías de agotamiento, de las cuales 6 tienen las siguientes dimensiones 5,8 x 4,63 x 2,2 m con un volumen útil de 59,07 m³ con una carga de chatarra de aproximadamente 4780 kg cada una y 7 baterías de 1,29 x 1,08 x 1,40 mt con un volumen útil de 4,62 m³ cargándose con 1290 kg de chatarra cada una. Estas baterías se alimentan con la solución provenientes del sobrenadante de los espesadores 6 y 7 . Ver fig Nº 4.6 .

Indicadores operacionales

Tiempo de residencia	: 1	hr
Ley de cobre en la alimentación	: 0,55 a 3,0	gr/lt
Ley de ácido en la alimentación	: 0,15 a 2,5	gr/lt
Ley de cobre en la descarga	: 0,3 a 0,68	gr/lt
Ley de ácido en la descarga	: 0,15 a 0,88	gr/lt
Recuperación	: 30 a 50	%
Ley de los precipitados	: sobre un 70 en cobre	%
pH de la solución que ingresa a precipitación	: 3,5 a 4	
pH de la solución de descarga	: 4,5 a 5	

4.1.3 EL ESPESAMIENTO

La pulpa que se descarga de los rotatorios es espesada en dos espesadores Eimco de 23 pies de diámetro, que trabajan en paralelo, cada uno con un volumen útil de 60 m^3 . Los floculantes usados son el SNF-200 Y EL SNF-920, el cual es adicionado a un tambor agitador de 200 litros el cual reparte su flujo por gravedad a dos tambores de 200 litros uno para cada espesador donde se vuelve a diluir con agua, agregándose al espesador. Ver Fig Nº 4.7.

Indicadores operacionales

Flujo de alimentación	:	10 a 14	m^3/hr
Densidad pulpa	:	1,02 a 1,05	tm/m^3
% de sólidos	:	3,83 a 5,79	%
Densidad pulpa espesada	:	1,22 a 1,63	%
% de sólidos	:	17,59 a 48,9	%
Densidad pulpa sobre nadante	:	1,02 a 1,05	tm/m^3
% sólido sobre nadante	:	3,2 a 5	%

4.1.4 EL FILTRADO

El filtrado se realiza en filtros de bandejas, compuesto por dos unidades de filtrado, siendo sus dimensiones 157,5 x 297 x 20 cm, con un volumen útil de 0,9356 m³ las cuales tienen una capacidad de 1/2 tonelada de precipitado seco, con una altura del queque de 20 cm. Los tiempos de secado dependen de la granulometría del precipitado como del porcentaje de sólidos con que son alimentados. La humedad del queque fluctúa entre los 25 y 32,98 %, siendo la eficiencia de filtración del orden del 60 al 80 %. Ver Fig Nº 4.8 .

Indicadores operacionales

Densidad pulpa en la alimentación	:	1,67 a 1,17	tm/m ³
% de sólidos	:	6,32 a 48,88	%
Altura del queque	:	20	cm
Humedad del queque			
Tiempo de secado	:	10 a 30	min
% de sólido 48,88 % granulometría 73 % + #200			
Tiempo de secado	:	30 a 60	min
% de sólido 6,23 % Granulometría 78 % - #200			

4.2 RESULTADOS PRUEBAS EXPERIMENTALES

CONDICIONES EXPERIMENTALES	PRUEBA Nº1	PRUEBA Nº2	PRUEBA Nº3	UNIDADES
Cu++ Alimentado	3,07	3,22	3,1	gr/lt
H+ Alimentado	2,01	4,02	6,13	gr/lt
Peso de la chatarra	45	45,029	45	Kg.
Flujo	220	220	220	cc/min.
Rpm rotatorio	0,23	0,23	0,23	rpm.
Rpm motor	123	123	123	rpm.
Volumen de la solución	82,09	79	80	ltr.
Tiempo de residencia	25	26	25	min

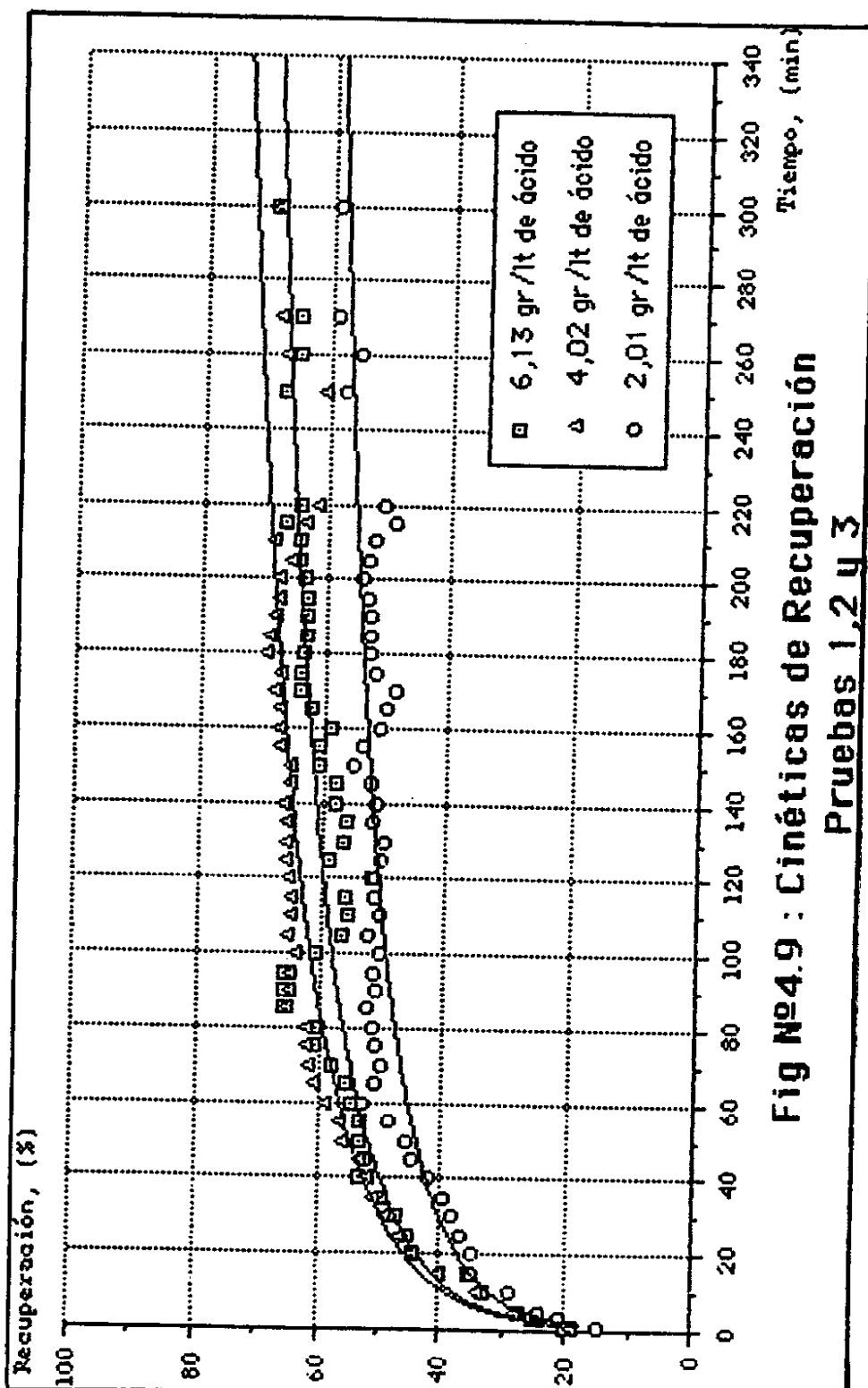
RESULTADOS :

Cu++ descarga	1,5	1,53	1,35	gr/lt
H+ descarga	0,64	1,13	2,16	gr/lt
Peso precipitado	138,65	118,53	144,18	gr
Ley Cu del precipitado	72,12	75,48	77,09	%
Fino de Cu	99,99	89,5	111,15	gr
Ley Fe del precipitado	5,57	8,8	8,89	%
Recuperación	51,14	52,79	55,15	%
Peso chatarra	44,889	44,843	44,757	kg
Consumo de chatarra	149	186	243	gr
Consumo de ácido	112,46	228,31	317,6	gr
d50	41,64	49,21	52,83	μ
Δ t	3	3,5	3	°C

INDICADORES OPERACIONALES :

Cons.Chatarra (Kg/ Kg Cu Rec)	1,49	2,08	2,19
Cons.Ac.Sulf (Kg/Kg Cu Rec)	1,12	2,55	2,86

Tabla Nº 4.1 : Resultados pruebas experimentales pruebas Nº 1, 2 y 3



CONDICIONES EXPERIMENTALES	PRUEBA Nº 4	PRUEBA Nº 5	PRUEBA Nº 6	UNIDADES
Cu++ Alimentado	9,14	9,57	9,33	gr/lt
H+ Alimentado	2,7	5,1	7,16	gr/lt
Peso de la chatarra	45	45	45	Kg.
Flujo	220	220	220	cc/min.
Rpm rotatorio	0,23	0,23	0,23	rpm.
Rpm motor	123	123	123	rpm.
Volumen de la solución	78	75	81	ltr.
Tiempo de residencia	21	21	22	min

RESULTADOS :

Cu++ descarga	2,33	2,34	2,43	gr/lt
H+ descarga	0,30	0,70	1,50	gr/lt
Peso precipitado	565,2	575,82	615,78	gr
Ley Cu del precipitado	83,71	87,41	88,88	%
Fino de Cu	473,13	503,32	547,31	gr
Ley Fe del precipitado	1,57	1,8	1,89	%
Recuperación	74,51	75,04	73,95	%
Peso chatarra	44,548	44,529	44,483	kg
Consumo de chatarra	452	471	517	gr
Consumo de ácido	187,2	342	458,46	gr
d50	42,85	44,06	49,6	μ
Δt	4,5	6,4	4,9	°C

INDICADORES OPERACIONALES :

Cons.Chatarra (Kg/ Kg Cu Rec)	0,96	0,94	0,95
Cons.Ac.Sulf (Kg/Kg Cu Rec)	0,4	0,68	0,84

Tabla Nº 4.2 : Resultados pruebas experimentales pruebas Nº 4, 5 y 6

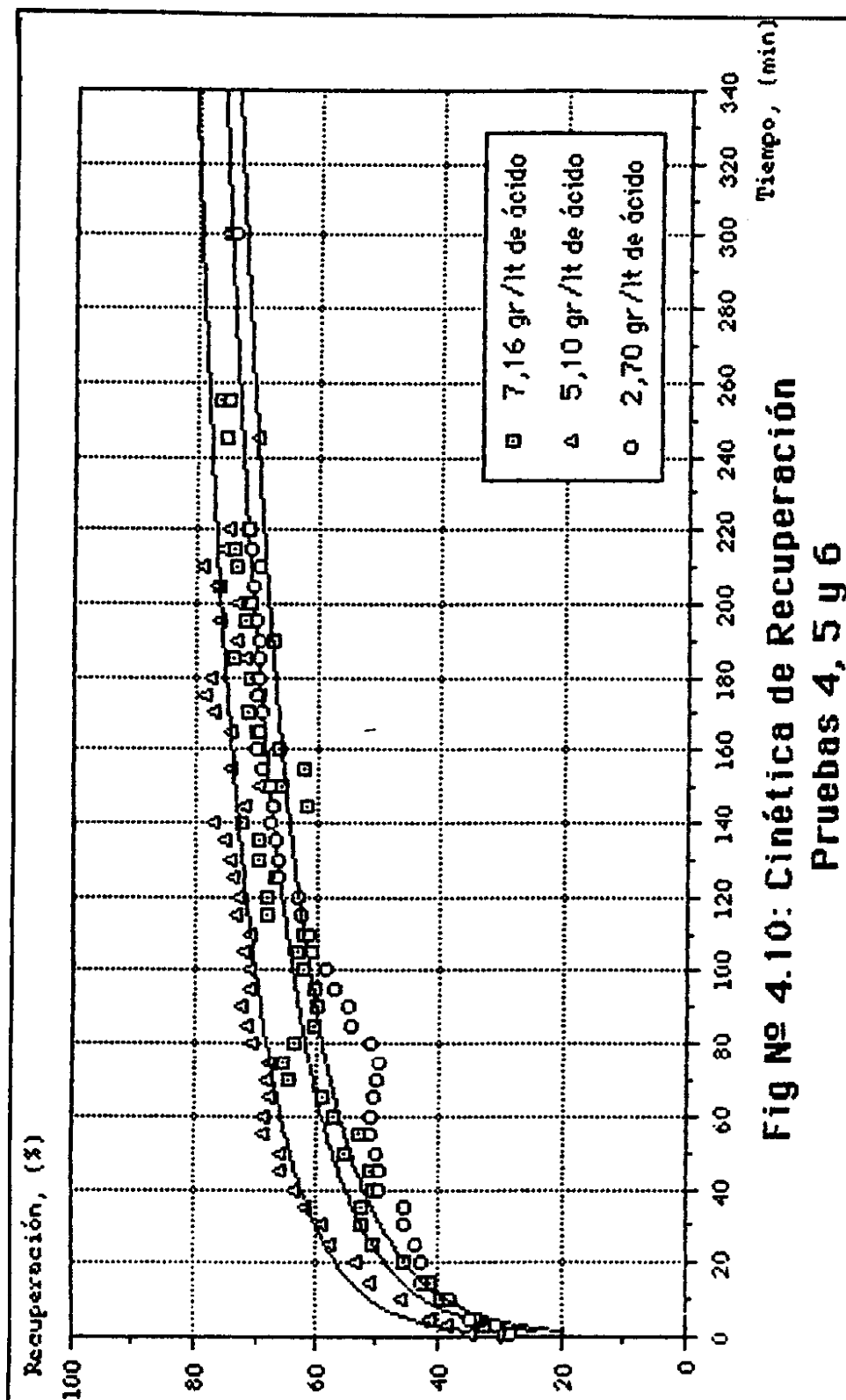


Fig No 4.10: Cinética de Recuperación
Pruebas 4, 5 y 6

CONDICIONES EXPERIMENTALES	PRUEBA Nº7	PRUEBA Nº8	PRUEBA Nº9	UNIDADES
Cu++ Alimentado	28,63	29,94	29,88	gr/lt
H+ Alimentado	2,04	3,97	6,08	gr/lt
Peso de la chatarra	45	45	45	Kg.
Flujo	220	220	220	cc/min.
Rpm rotatorio	0,23	0,23	0,23	rpm.
Rpm motor	123	123	123	rpm.
Volumen de la solución	75,5	77	78,5	ltr.
Tiempo de residencia	20	27	24	min

RESULTADOS :

Cu++ descarga	7,79	7,78	7,68	gr/lt
H+ descarga	0,39	0,39	0,34	gr/lt
Peso precipitado	1,68	1,83	1,71	Kg
Ley Cu del precipitado	81,34	80,02	81,82	%
Fino de Cu	1,37	1,46	1,399	Kg
Ley Fe del precipitado	1,82	1,88	1,9	%
Recuperación	72,79	74,01	74,3	%
Peso chatarra	43,455	43,077	43,256	kg
Consumo de chatarra	1545	1923	1744	gr
Consumo de ácido	124,58	275,66	450,59	gr
d50	43,75	44,65	56,25	μ
$\Delta \tau$	10,2	12	10,5	°C

INDICADORES OPERACIONALES :

Cons.Chatarra (Kg/ Kg Cu Rec)	1,13	1,32	1,25
Cons.Ac.Sulf (Kg/Kg Cu Rec)	0,091	0,19	0,32

Tabla Nº 4.3 : Resultados pruebas experimentales pruebas Nº 7, 8 y 9

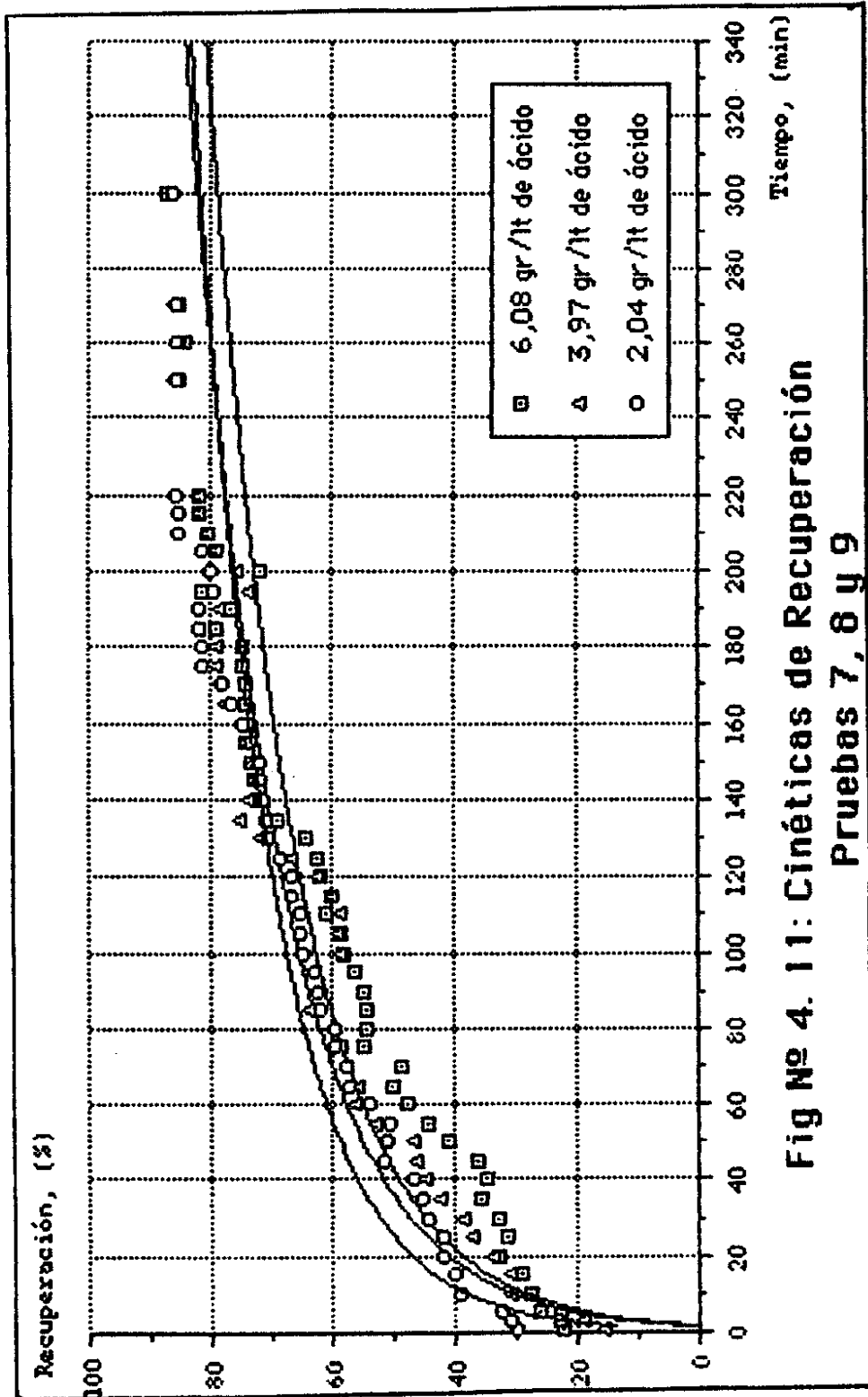


Fig No 4. 11: Cinéticas de Recuperación
Pruebas 7, 8 y 9

CAPITULO V

DISCUSION DE RESULTADOS

En este capítulo se discuten los resultados obtenidos en las distintas etapas que conforman el estudio. incluyéndose los resultados experimentales .

5.1 DIAGNOSTICO DE LA PLANTA

5.1.1 La precipitación

Con el circuito serie-paralelo se obtiene que:

En los rotatorios 3 y 4 se produce la mayor cantidad de finos de alta ley con bajas recuperaciones (50 a 80 %), y en los rotatorios 1 y 2 se producen bajas cantidades de finos pero buenas recuperaciones (80 a un 90 %).

El resultado global, es la obtención de gran cantidad de finos de alta ley (sobre un 80%), con una recuperacion global que varía entre un 90 a un 95 %.

En este circuito se producen bajas contaminaciones de los precipitados debido a que, el consumo de ácido se limita a un tiempo de residencia de 27 min para un flujo por rotatorio de $14 \text{ m}^3/\text{hr}$, con lo cual constantemente se está agregando al precipitador solución fresca consiguiéndose con esto, que en todo momento, se mantenga en el interior del rotatorio un $\text{pH} < 3$ evitándose de esta forma la precipitación de los contaminantes .

Por otra parte hay un mayor aprovechamiento del volumen útil y de la superficie de contacto del precipitador debido a que el precipitado producido es rápidamente desalojado del equipo con lo cual la solución fresca tendrá mayor superficie de contacto y una mayor probabilidad de precipitación del cobre en solución .

En la precipitación estática se producen leyes de precipitados bajas debido a que la concentración de ácido alimentado esta disminuída por lo que el pH sube sobre 3 con lo cual se precipitan los contaminantes bajando excesivamente la ley de los precipitados .

5.1.2 El espesamiento

El alto porcentaje sólidos en el sobrenadante se debe a que:

No existe un control de la dosificación del floculante además de ser agregado en un lugar donde no se produce homogenización de la solución floculante-pulpa, no permitiendo de esta forma un contacto partícula-floculante , con lo cual se producirán cortocircuitos en el sistema debido a que las partículas finas de cobre serán arrastradas por el licor clarificado.

5.1.3 El filtrado

Los filtros de bandeja son alimentados con grandes variaciones en los porcentajes de sólido con lo cual la eficiencia del filtro se ve afectada, obteniéndose queques con altos porcentajes de humedad.

5.2 PRUEBAS DE LABORATORIO

Este análisis se realiza desde el punto de vista metalúrgico, inicialmente se estudian los resultados considerando la concentración de cobre fija y variando la concentración de ácido.

En un segundo caso se realiza el análisis interactuando los resultados a distintas concentraciones de cobre en la solución

Finalmente se realizan alcances desde la perspectiva de la granulometría del producto.

5.2.1 Concentración de Cobre Constante Variando la Concentración de Acido Proporcionalmente

Concentración de cobre en soluciones ricas bajas con 3 gr/lt.

El incremento proporcional de ácido produce:

Un leve aumento en la recuperación de 51,14 a 55,15 %.

Un aumento en la ley del producto de 72,12 a 77,09 %.

Un aumento en el consumo de chatarra 1,49 a 2,19 (Kg/Kg Cu Rec).

Un aumento en el consumo de ácido 1,12 a 2,86 (Kg/Kg Cu Rec).

Concentración de cobre en soluciones ricas medias con 9 gr/lt

Al incrementar proporcionalmente la concentración de ácido:

La recuperación se mantiene en un 74,5 % de promedio

La ley del producto se incrementara significativamente en el primer incremento de ácido (83,71 a 87,41%), subiendo en menor proporción en el segundo incremento (88,88%).

El consumo de chatarra se mantendrá en todos los casos 0,95 de (Kg/Kg Cu Rec), de promedio.

El consumo de ácido aumentó proporcional de un 0,4 a 0,84 (Kg/Kg Cu Rec).

Concentración de cobre en soluciones ricas elevadas con 29 gr/lit.

Al incrementar proporcionalmente la concentración de ácido:

En la recuperación no existe variación significativas con un 73,7% de promedio

La ley del producto se mantiene 81,06% de promedio.

El consumo de chatarra se mantiene practicamente similar en todos los casos 1,23 (Kg/Kg Cu Rec), de promedio

Existe un incremento proporcional en el consumo de ácido 0,091 a 0,32 (Kg/Kg Cu Rec).

5.2.2 Concentraciones de Cobre Diferentes

Se analiza el comportamiento y resultados considerando la recuperación.

Al subir la concentración de cobre de 3 a 29 gr/lit , considerando el incremento de ácido se aprecia un aumento significativo en la recuperación y ley del producto (para una concentración de 2 gr/lit de ácido la recuperación varía desde un 50 a 70% y la ley desde un 70 a un 80%), y una disminución en más de un 50% en los consumos de chatarra y ácido.

Al observar los Δt de cada prueba se puede apreciar que se incrementa a medida que se incrementa la concentración de cobre en la solución, este delta está directamente relacionado con el aumento de las recuperaciones, debido fundamentalmente a que la reacción de precipitación incrementa su cinética a medida que se eleva la temperatura.

Dicho de otra forma concentración de cobre sobre los 9 gr/lit liberará más calor en la reacción de precipitación que una de 3 gr/lit , por lo que, la temperatura en el interior del rotatorio será más elevada aumentando la cinética de la reacción de precipitación, obteniéndose mejores recuperaciones con la concentración de 9 gr/lit que con la de 3 gr/lit pero si la solución con 3 gr/lit es calentada, ésta alcanzará recuperaciones similares o superiores a la concentración de 9 gr/lit.

5.2.3 Analisis Cualitativo del Producto

Con las concentraciones de cobre estudiadas, se observa que a medida que se incrementa la concentración de ácido en la soluciones de alimentación al rotatorio, los tamaños granulométricos del producto se incrementan en el mismo orden creciente.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 CONCLUSIONES

Del trabajo experimental se puede concluir lo siguiente :

El ácido cumple dos funciones en la precipitación :

La primera mantener en solución el cobre e impurezas, hasta que se pongan en contacto solución y fierro para realizar la precipitación, producido esto, el ácido debe mantener el pH óptimo, evitando de esta manera que se precipiten las impurezas que contaminan el precipitado afectando su ley.

La segunda es limpiar la superficie del fierro, con el fin de crear una mayor superficie de contacto fierro-solución facilitando la precipitación.

La concentración de cobre es la variable que influye en la obtención de buenas recuperaciones. Con concentraciones sobre los 9 gr/lt, la reacción de precipitación liberará más calor que otra con menor concentración, lo que eleva la temperatura en el interior del rotatorio, aumentando la cinética en la reacción de precipitación obteniéndose de esta forma recuperaciones sobre el 70% .

La granulometría del precipitado es afectada al aumentar la concentración de ácido en las soluciones que van a precipitación incrementándose a medida que la concentración de ácido en la solución se incrementa.

6.2 RECOMENDACIONES

El aumento de la eficiencia en las operaciones de espesamiento y filtrado se debe basar en la unificación de los criterios operacionales de los equipos además de capacitar a los operarios en el manejo de estos.

Se debe modificar la adición del floculante de tal manera que se provoque un mejor contacto partícula-floculante con lo cual se disminuirá de forma significativa el porcentaje de sólidos en el licor clarificado.

Se sugiere que el floculante se agregue en el tacho repartidor de las soluciones, donde se producirá por la caída de la pulpa gran homogenización de las soluciones, teniendo un tiempo de residencia tal que permitiría un mejor contacto partícula-floculante. Acompañado de la mejora en la floculación, se deben realizar estudios con el fin realizar modificaciones en el cuello de alimentación del espesador, al que se debe aumentar diámetro y profundidad de éste, consiguiendo de esta forma una disminución en la velocidad de la caída de las partículas disipando la energía cinética que lleva el flujo de alimentación, de esta forma se proporcionará a la entrada del espesador una condición de relativa tranquilidad, dirigiendo la pulpa al lecho de sedimentación, evitándose al máximo el cortocircuito de las partículas finas.

Además de modificar la descarga del sobrenadante, aumentando el diámetro de las tuberías que desalojan el licor clarificado.

Estas mejoras podrán significar menor tiempo de carga de los espesadores, aumento del porcentaje de sólidos en la descarga de los espesadores, una operación espesado-filtrado más continua, con lo cual se podrá conseguir como objetivo principal la utilización de un solo espesador. Aumentando la economía del proceso.

Se recomienda trabajar con 4 a 5 gr/lit de ácido para cualquier concentración de cobre. Se debe controlar el pH de las soluciones que egresan de los rotatorios 3 y 4 el cual debe permanecer siempre por debajo de 3, cuando esto no ocurra se debe agregar en el tacho repartidor 2 a 4 gr/lit de ácido. Esto permitirá mantener en el interior de los rotatorios 1 y 2, en todo momento, un pH bajo 3. Con lo cual se evitará la contaminación de los precipitados producidos en los rotatorios 3 y 4 más los obtenidos en el 1 y 2.

Se deben efectuar estudios con el fin de:

Determinar el tiempo óptimo de las soluciones en el interior de los rotatorios con el fin de lograr una recuperación máxima evitando la contaminación de los precipitados por un consumo excesivo de ácido lo que involucrara un aumento del pH.

Encontrar la temperatura óptima de las soluciones que ingresan a los precipitadores con el fin de maximizar las recuperaciones y ley de los precipitados.

A modo de sugerencia se recomienda aprovechar las temperaturas de las soluciones que egresan de los equipos con el fin de calentar las soluciones frescas. Un esquema de esto se puede apreciar en la figura Nº 6.12, donde las soluciones frescas son calentadas por las soluciones que descarga el equipo, donde el intercambio de calor se realiza por las paredes del tacho repartidor, el material de construcción del tacho repartidor como el tiempo de residencia de las soluciones en éste se deben estudiar con el fin de optimizar el intercambio de calor.

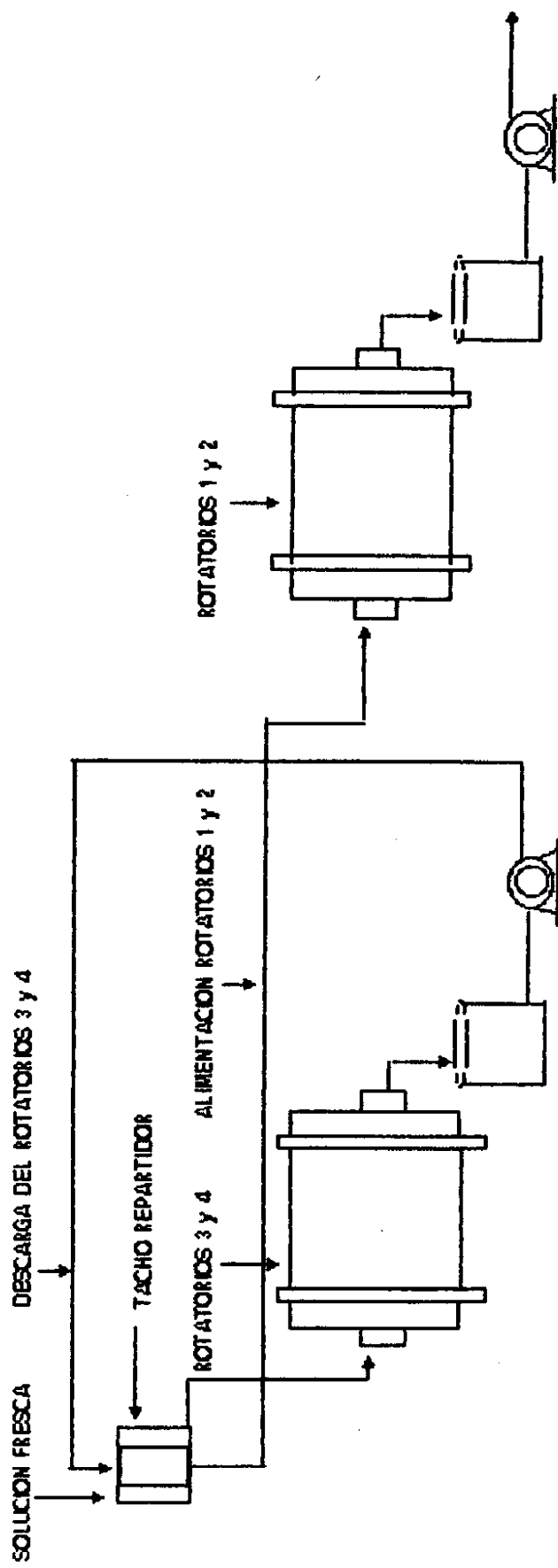


Fig N° 6.12

BIBLIOGRAFIA

- 1 ARENAS, A., " Hidrometalurgia del Cobre ", Universidad del Norte, Antofagasta Chile, pp 126 -155 (1985).

- 2 GONZALEZ, M., " Apuntes curso Hidrometalurgia ", Universidad de Atacama, Copiapó, (1989).

- 3 ABOUSERHAL, N., " Optimización de Variables del Proceso de Lixiviación en Pilas en Planta Vallenar- ENAMI ", Tesis de Titulación (Ing. Civil en Metalurgia), Universidad de Atacama, (1993).

NOMENCLATURA

pH	: Actividad del Acido
cc	: Centímetros cúbicos
m	: Metros
m ³	: Metros cúbicos
lt	: Litros
tm	: Toneladas Métricas
Kg	: Kilógramo
gr	: Gramos
°C	: Grados celcius
min	: Minutos
hr	: Horas
DG	: Potencial Electroquímico
rpm	: Revoluciones por Minuto
m	: Micrones

ANEXO A

**Tablas Generadas en las Pruebas
Experimentales**

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA Nº 1**

TIEMPO min	RECUPERACION %	TIEMPO min	RECUPERACION %
1	14,98	120	51,47
3	20,85	125	50,49
5	24,43	130	50,16
10	28,99	135	51,79
15	35,18	140	51,47
20	34,85	145	52,44
25	36,81	150	55,37
30	38,44	155	53,75
35	39,74	160	51,14
40	42,02	165	50,16
45	44,63	170	48,53
50	45,93	175	51,79
55	48,53	180	52,76
60	52,77	185	52,77
65	50,81	190	52,77
70	49,84	195	53,42
75	50,81	200	54,07
80	51,47	205	53,42
85	52,12	210	52,44
90	50,81	215	48,86
95	51,47	220	50,81
100	50,49	250	57,32
105	52,12	260	55,05
110	50,49	270	58,95
115	51,47	300	58,95

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA N° 2**

TIEMPO min	RECUPERACION %	TIEMPO min	RECUPERACION %
1	18,94	120	65,22
3	24,22	125	65,84
5	28,26	130	65,84
10	34,16	135	65,84
15	39,44	140	66,15
20	44,41	145	65,53
25	46,58	150	65,53
30	49,07	155	67,39
35	50,93	160	67,39
40	51,86	165	67,39
45	53,42	170	68,01
50	55,90	175	67,39
55	56,52	180	69,57
60	59,01	185	69,25
65	60,87	190	68,01
70	61,80	195	67,70
75	62,11	200	67,70
80	62,11	205	65,84
85	65,22	210	68,,63
90	64,91	215	63,35
95	64,91	220	61,49
100	63,98	250	60,87
105	65,22	260	57,14
110	64,91	270	58,07
115	64,91	300	58,70

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA N° 3**

TIEMPO min	RECUPERACION %	TIEMPO min	RECUPERACION %
1	20,32	120	51,94
3	25,16	125	58,71
5	27,42	130	56,45
10	33,23	135	56,13
15	35,48	140	58,06
20	44,52	145	58,06
25	45,16	150	60,65
30	47,10	155	60,65
35	49,68	160	58,71
40	53,23	165	61,94
45	52,26	170	63,87
50	53,23	175	63,87
55	53,23	180	63,55
60	54,52	185	62,90
65	55,81	190	62,90
70	58,06	195	62,90
75	60,97	200	63,55
80	60,97	205	64,52
85	65,81	210	64,52
90	65,81	215	66,77
95	65,81	220	64,52
100	60,65	250	67,10
105	56,45	260	65,16
110	55,48	270	65,16
115	56,13	300	69,35

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA Nº 1**

ENTRADA	SALIDA
min	min

1	15
20	40
45	65
70	90
95	115
120	140
145	165
170	190
195	215
220	300

ENTRADA	SALIDA
°C	°C

19	21
19	22
19	22
19	23
19	23
20	23
20	23
20	23
20	23
20	23
22	24

Temp. Entrada promedio = 19,7 °C

Temp. Salida promedio = 22,7 °C

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA Nº2**

ENTRADA min	SALIDA min
----------------	---------------

ENTRADA °C	SALIDA °C
---------------	--------------

1	15
20	40
45	65
70	90
95	115
120	140
145	165
170	190
195	215
220	300

20	21
20	23
20	24
20	25
21	25
21	25
21	25
21	25
21	25
22	25
22	25

Temp. Entrada promedio = 20,8 °C

Temp. Salida promedio = 24,3 °C

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA Nº3**

ENTRADA min	SALIDA min
----------------	---------------

ENTRADA °C	SALIDA °C
---------------	--------------

1	15
20	40
45	65
70	90
95	115
120	140
145	165
170	190
195	215
220	300

19	20
19	21
20	22
20	24
21	24
21	24
21	24
21	24
21	24
21	25
23	26

Temp. Entrada promedio = 20,6 °C

Temp. Salida promedio = 23,4 °C

**ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO
PRUEBA Nº1**

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	2,22	1,54	1,54	98,46
270	53	10,32	7,16	8,70	91,30
325	45	9,83	6,82	15,52	84,48
400	38	103,52	71,80	87,31	12,69
-400		18,29	12,69	100,00	0,00

**ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO
PRUEBA Nº2**

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	12,47	9,13	9,13	90,87
270	53	22,35	16,37	25,5	74,50
325	45	70,69	51,76	77,26	22,74
400	38	30,58	22,39	99,66	0,34
-400		0,47	0,34	100	0,00

**ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO
PRUEBA Nº3**

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	39,21	33,12	33,12	66,88
270	53	19,37	16,36	49,48	50,52
325	45	29,53	24,94	74,42	25,58
400	38	29,60	25,00	99,42	0,58
-400		0,69	0,58	100,00	0,00

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA N°4**

TIEMPO	RECUPERACION	TIEMPO	RECUPERACION
min	%	min	%
1	28,34	120	63,46
3	30,74	125	66,30
5	34,79	130	66,30
10	38,18	135	67,07
15	42,78	140	67,83
20	42,89	145	67,29
25	43,54	150	67,94
30	45,40	155	69,26
35	45,62	160	70,24
40	49,67	165	69,80
45	49,67	170	69,37
50	50,33	175	70,24
55	51,09	180	69,69
60	51,09	185	69,80
65	50,77	190	69,91
70	50,11	195	70,13
75	49,56	200	71,23
80	51,31	205	70,79
85	54,27	210	69,91
90	55,03	215	71,12
95	57,00	220	71,77
100	58,64	245	75,27
105	61,05	255	75,05
110	61,27	300	73,85
115	62,58		

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA Nº 5**

TIEMPO min	RECUPERACION %	TIEMPO min	RECUPERACION %
1	34,90	120	73,15
3	38,66	125	73,88
5	41,48	130	74,40
10	45,87	135	75,44
15	51,20	140	77,01
20	53,40	145	72,10
25	57,58	150	69,59
30	59,25	155	74,40
35	61,65	160	69,59
40	63,53	165	74,19
45	65,83	170	77,01
50	66,04	175	78,58
55	68,65	180	77,85
60	68,97	185	72,00
65	67,71	190	73,35
70	68,55	195	76,07
75	67,71	200	73,46
80	70,53	205	76,59
85	71,58	210	79,00
90	72,62	215	75,65
95	71,26	220	75,03
100	71,37	245	70,32
105	71,89	255	75,03
110	70,95	300	75,44
115	73,46		

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA N° 6**

TIEMPO min	RECUPERACION %	TIEMPO min	RECUPERACION %
1	29,26	120	68,27
3	32,69	125	66,77
5	33,98	130	69,99
10	39,44	135	69,99
15	41,59	140	72,67
20	45,44	145	62,06
25	50,91	150	66,24
30	52,73	155	62,38
35	52,63	160	66,35
40	50,70	165	70,20
45	51,13	170	71,60
50	55,41	175	69,56
55	52,84	180	71,38
60	57,02	185	73,74
65	58,84	190	67,31
70	64,74	195	71,92
75	65,49	200	71,06
80	63,67	205	76,42
85	60,56	210	73,63
90	59,81	215	74,17
95	60,24	220	71,60
100	62,38	245	75,35
105	63,24	255	76,10
110	62,49	300	74,71
115	68,27		

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA Nº4**

ENTRADA min	SALIDA min	ENTRADA t°C	SALIDA t°C
1	15	18	20
20	40	18	21
45	65	18	22
70	90	18	23
95	115	19	23
120	140	19	23
145	165	19	24
170	190	19	25
195	215	19	25
220	300	19	25

Temp. Entrada promedio = 18,6 °C

Temp. Salida promedio = 23,1 °C

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA Nº5**

ENTRADA min		SALIDA min		ENTRADA t°C		SALIDA t°C	
1	15	21	23	21	25	21	27
20	40	21	27	21	29	21	29
45	65	21	29	21	29	21	29
70	90	21	29	21	29	21	29
95	115	21	29	21	29	21	29
120	140	21	29	21	29	21	29
145	165	21	29	21	29	21	29
170	190	21	29	21	29	21	29
195	215	22	29	22	29	22	29
220	300	22	29	22	29	22	29

Temp. Entrada promedio = 21,2 °C

Temp. Salida promedio = 27,6 °C

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA N°6**

ENTRADA min	SALIDA min
----------------	---------------

ENTRADA t°C	SALIDA t°C
----------------	---------------

1	15
20	40
45	65
70	90
95	115
120	140
145	165
170	190
195	215
200	300

19	21
19	22
19	23
19	24
20	25
20	26
20	26
21	27
21	27
22	28

Temp. Entrada promedio = 20,0 °C

Temp. Salida promedio = 24,9 °C

ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO

PRUEBA Nº4

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	10,08	12,39	12,39	87,61
270	53	10,73	13,19	25,58	74,42
350	45	7,70	9,46	35,04	64,96
400	38	39,65	48,73	83,78	16,22
-400		13,20	16,22	100,00	0,00

ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO

PRUEBA Nº5

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	10,45	15,33	15,33	84,67
270	53	8,76	12,85	28,18	71,82
325	45	10,26	15,05	43,24	56,76
400	38	34,31	50,34	93,57	6,43
		4,38	6,43	100	0,00

**ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO
PRUEBA Nº6**

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	10,55	11,62	11,62	88,38
270	53	4,20	4,63	16,25	83,75
325	45	4,46	4,91	21,17	78,83
400	38	41,64	45,88	67,04	32,96
-400		29,91	32,96	100,00	0,00

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA N° 7**

TIEMPO min	RECUPERACION %	TIEMPO min	RECUPERACION %
1	30,07	120	66,50
3	31,16	125	68,39
5	32,45	130	70,52
10	39,08	135	71,08
15	39,82	140	71,39
20	41,67	145	71,71
25	41,84	150	71,71
30	44,22	155	73,24
35	45,06	160	74,68
40	46,49	165	76,53
45	51,21	170	78,00
50	50,72	175	81,63
55	50,65	180	81,66
60	53,79	185	81,73
65	57,11	190	81,73
70	57,81	195	79,64
75	59,59	200	79,85
80	59,59	205	81,21
85	62,07	210	85,09
90	62,21	215	85,33
95	62,70	220	85,50
100	64,72	250	85,57
105	65,04	260	85,61
110	65,28	270	85,64
115	66,50	300	86,06

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA N° 8**

TIEMPO min	RECUPERACION %	TIEMPO min	RECUPERACION %
1	15,70	120	62,29
3	18,94	125	66,77
5	22,65	130	72,01
10	30,73	135	75,45
15	30,73	140	73,78
20	33,93	145	72,85
25	37,21	150	72,95
30	38,54	155	74,42
35	42,45	160	73,71
40	44,89	165	77,56
45	46,39	170	78,59
50	46,59	175	79,09
55	52,87	180	79,06
60	56,35	185	81,80
65	55,71	190	78,42
70	57,65	195	73,85
75	58,52	200	75,92
80	59,79	205	79,19
85	63,76	210	80,63
90	63,03	215	81,80
95	63,59	220	81,83
100	58,45	250	86,21
105	59,25	260	85,10
110	58,72	270	86,04
115	60,15	300	86,77

**CINETICA DE RECUPERACION
PRUEBA N° 9**

TIEMPO min	RECUPERACION %	TIEMPO min	RECUPERACION %
1	22,16	120	62,08
3	22,66	125	62,45
5	26,10	130	64,26
10	27,68	135	69,11
15	28,85	140	72,49
20	32,76	145	72,79
25	31,59	150	73,16
30	33,03	155	74,36
35	33,87	160	73,90
40	34,64	165	74,06
45	36,21	170	74,33
50	41,00	175	74,56
55	44,11	180	74,60
60	47,59	185	78,82
65	49,93	190	76,61
70	48,69	195	81,43
75	54,65	200	82,13
80	54,45	205	79,15
85	54,32	210	80,59
90	54,72	215	81,76
95	56,36	220	81,86
100	58,03	250	85,41
105	58,67	260	84,27
110	60,94	270	85,14
115	60,07	300	86,95

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA Nº7**

ENTRADA min	SALIDA min
----------------	---------------

ENTRADA °C	SALIDA °C
---------------	--------------

1	15
20	40
45	65
70	90
95	115
120	140
145	165
170	190
195	215
220	300

18	22
19	23
19	24
19	26
19	30
19	31
20	33
20	34
20	36
21	37

Temp. Entrada promedio = 19,4 °C

Temp. Salida promedio = 29,6 °C

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA Nº8**

ENTRADA min		SALIDA min		ENTRADA t°C		SALIDA t°C	
1	15	18	21	18	24	18	27
20	40	18	28	18	29	19	30
45	65	19	32	19	34	19	35
70	90	20	35	20	35	20	35
95	115						
120	140						
145	165						
170	190						
195	215						
220	300						

Temp. Entrada promedio = 17,6 ºC

Temp. Salida promedio = 29,5 ºC

**MEDICION DE LA TEMPERATURA
ENTRADA Y SALIDA DEL ROTATORIO
PRUEBA Nº9**

ENTRADA mín	SALIDA mín
----------------	---------------

1	15
20	40
45	65
70	90
95	115
120	140
145	165
170	190
195	215
220	300

ENTRADA °C	SALIDA °C
---------------	--------------

17	20
17	22
17	24
17	26
17	27
17	27
18	31
18	34
19	35
19	35

Temp entrada promedio = 17,6 °C

Temp salida promedio = 28,1 °C

**ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO
PRUEBA Nº7**

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	11,62	7,30	7,30	92,70
270	53	39,88	25,04	32,34	67,66
325	45	17,55	11,02	43,36	56,64
400	38	59,21	37,18	80,55	19,45
-400		30,98	19,45	100,00	0,00

**ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO
PRUEBA Nº8**

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	15,58	6,86	6,86	93,14
270	53	57,02	25,10	31,96	68,04
325	45	36,63	16,13	48,09	51,91
400	38	87,73	38,62	86,71	13,29
-400		30,20	13,29	100,00	0,00

**ANALISIS GRANULOMETRICO DEL PRECIPITADO
PRUEBA N°9**

Nº MALLA	ABERTURA TAMIS (μ)	PESO RETENIDO (gr)	% PESO RETENIDO	% PESO RETENIDO ACUMULADO	% PESO RETENIDO PASANTE
200	75	24,41	14,75	14,75	85,25
270	53	68,43	41,36	56,11	43,89
325	45	25,63	15,49	71,60	28,40
400	38	37,85	22,88	94,48	5,52
-400		9,13	5,52	100,00	0,00

ANEXO B

Ejemplos de Calculo

EJEMPLO DE CALCULOS

Preparación de una solución que contenga 9 gr/lit de cobre y 2 gr/lit de ácido. a partir de una que contiene 32,8 gr/lit de cobre y 4 gr/lit de ácido.

Obtención del volumen de agua que se debe agregar a un litro de solución para obtener la concentración deseada:

$$\frac{1 \text{ lit}}{x} = \frac{1/32,81 \text{ gr/litr de Cu}}{1/9 \text{ gr/litr de Cu}}$$

$$x = \frac{0,111}{0,030} = 3,7 \text{ ltr}$$

Por lo tanto, se necesitan 2,7 litros de agua por cada litro de solución, para alcanzar la concentración deseada.

Como la solución es diluída la concentración de ácido debe ser ajustada de igual manera, en los 3,7 litros de solución diluída la concentración de ácido puede ser calculada de la siguiente manera:

$$[H^+] = \frac{1 \text{ lit} \times 4 \text{ gr/litr}}{3,7 \text{ ltr}} = 1,08 \text{ gr}$$

El ácido que se tiene que agregar se calcula de la siguiente forma:

$$[H^+] = 3,7 \text{ ltr} \times 2 \text{ gr/lit} - 3,7 \text{ ltr} \times 1,08 \text{ gr/litr} = 3,4 \text{ gr}$$

$$\text{Volumen ácido} = M / r$$

$$r = 1,894 \text{ gr/cm}^3$$

$$V = \frac{3,4 \text{ gr}}{1,894 \text{ gr/cm}^3} = 1,795 \text{ cm}^3$$

Este ácido tiene un 95% de pureza se necesitarán entonces 1,889 cm^3 de ácido sulfúrico, para obtener la concentración de ácido deseada.