

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAÍSO
FACULTAD DE INGENIERIA
ESCUELA DE INGENIERIA QUÍMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL
QUÍMICO

Planificación de Producción Catódica
Área hidrometalúrgica
Gerencia Minas – Planta. División Salvador.
CODELCO – Chile.

Mariela Paz Carreño Navarro

Profesor(es) Guía(s):

José Torres T

Alvaro Aracena

2012

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a Dios por darme la fuerza en los momentos de flaqueza durante todos los años que me trajeron a este momento en mi vida. A mi familia completa, especialmente a mis padres y hermanos quienes me entendieron y apoyaron en las decisiones tomadas, me dieron la fuerza para volar y cumplir mis sueños.

Agradezco a mis amigas Soledad y Karin quienes siempre estuvieron conmigo, en noches de estudio, de ánimo y de diversiones, sin ellas no sé si me encontraría en esta etapa. A Javiera, Soledad y Jeannette quienes gracias a su compañía hicieron que los nueve meses de memoria en Salvador se hicieran una bella experiencia.

Agradezco a mi tata, que hoy no está presente, pero que siempre creyó en mí y en mis sueños. Agradezco también a la división Salvador y a sus trabajadores, quienes me brindaron todo su apoyo en mi memoria, especialmente a don Juan Carvajal y Víctor San Martín. Agradezco también a mis profesores tutores, a don José Torres quién me soporto por mucho tiempo y al profesor Álvaro Aracena quien me apoyo y brindó su tiempo cuando fue más necesario. Muchas gracias también a todos los profesores, secretarias y trabajadores que durante mi estadía en la Universidad me enseñaron a ser la profesional que soy y me ayudaron a crecer como persona.

“Se alcanza el éxito convirtiendo cada paso en una meta y cada meta en un paso”.
C.C. Cortez

RESUMEN

La presente memoria se basa en la determinación de un modelo predictivo que reemplace el actual modelo Damiana en la estimación de producción catódica.

El área de Hidrometalurgia de la división Salvador utiliza el modelo Damiana para calcular la recuperación de Cobre total y a partir de ésta, la producción de cátodos. Este modelo basa sus cálculos en función de la tasa de oxidación (razón soluble). Debido a las mejoras en la operación del proceso, el modelo entrega datos erróneos por lo que se decide actualizarlo y además crear un nuevo modelo, llamado modelo Predictivo que basa sus cálculos en variables de proceso, de este modo manejar las desviaciones en favor de una mayor recuperación de Cobre total y a su vez una mayor producción de Cátodos.

El error del modelo Damiana ya corregido con respecto a los valores reales fue de 4% para el análisis realizado en los años 2009 – 2010. Mientras que el error arrojado por el modelo predictivo es de un 3% para el mismo periodo de tiempo. Este error se disminuye al realizar el cálculo de un rango de error, determinando la producción en condiciones adversas y la producción que se puede lograr bajo condiciones de operación favorables.

Con la confiabilidad que entrega el modelo Predictivo, se realizó un flujo de caja para la producción estimada 2012, evaluándose que con el nuevo modelo se aumenta el ingreso en un 4% con respecto al programa realizado anteriormente con el modelo Damiana.

CONTENIDO

RESUMEN	V
CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN.....	2
1.1 OBJETIVOS	3
1.1.1 Objetivo General.....	3
1.1.2- Objetivos específicos	3
CAPÍTULO 2: CODELCO.....	6
2.3- PROYECTO DAMIANA	6
CAPÍTULO 3: ASPECTOS TEÓRICOS	9
3.1- CHANCADO DEL MINERAL	10
3.2- AGLOMERACIÓN	10
3.3-LIXIVIACIÓN EN PILAS	12
3.3.1- Riego de la pila.....	14
3.4 DESCRIPCIÓN SITUACIÓN ACTUAL PLANTA DE LIXIVIACIÓN.....	14
3.4.1 Chancado	14
3.4.2 Aglomeración (por tambor)	15
3.4.3 Lixiviación.....	16
3.4.4 Extracción por solvente (SX).....	17
3.4.5 Electro - Obtención (EW)	18
3.5- ALCANCES Y METODOLOGÍA DEL PROYECTO	19
CAPÍTULO 4: CICLO DE RIEGO ÓPTIMO.....	21
4.1 CICLO 60 DÍAS.....	22
4.2 CICLO 75 DÍAS.....	22
4.3 CICLO 90 DÍAS.....	23
4.4 CICLO 120 DÍAS.....	24
4.5 CICLO DE 150 DÍAS.....	24

CAPÍTULO 5: MODELO DAMIANA.....	27
5.1 PRUEBAS PARA LA CREACIÓN DEL MODELO	28
5.2 MODELOS EXTRACCIÓN COBRE TOTAL	28
5.3 MODELOS CONSUMO DE ÁCIDO SULFÚRICO	30
5.4 FACTOR DE ESCALAMIENTO (Botella – Pila).....	31
5.4.1 Factor de Escalamiento Marzo 2006 a Diciembre 2007:	32
5.4.2 Consumo neto de ácido sulfúrico:.....	33
5.5 ACTUALIZACIÓN FACTORES DE ESCALAMIENTO	34
5.5.1 Recuperación de CuT	34
5.5.2 Consumo neto de ácido sulfúrico	36
5.6 CONCLUSIÓN.....	39
CAPÍTULO 6: MODELO PREDICTIVO.....	41
6.1 ANÁLISIS DE VARIABLES	42
6.1.1 Recuperación de CuT	42
6.1.2 Ley de mineral (CuT y CuSF).....	43
6.1.3 Granulometría	45
6.1.4 Razón de lixiviación	46
6.1.5 Ácido alimentado (aglomeración y lixiviación).....	47
6.1.6 Ley de Aluminio.....	49
6.1.7 Ley de Carbonato.....	50
6.1.8 Ley de Manganeso.....	51
6.1.9 Constantes Recuperación de Cobre	53
6.1.10 Constantes Consumo Neto de ácido.....	55
6.2 IMPLEMENTACIÓN MODELO CORREGIDO	57
6.2.1 Corrección Consumo neto de ácido.....	58
6.3 CONCLUSIÓN.....	60
CAPÍTULO 7: COMPARACIONES ENTRE MODELOS.....	61

7.1 MODELO PREDICTIVO	62
7.2 MODELO DAMIANA.....	62
7.3 COMPARACIÓN MODELOS	63
7.4 CONCLUSIÓN.....	64
CAPÍTULO 8: VALIDACIÓN MODELO PREDICTIVO EN PLANIFICACIÓN CATÓDICA.....	65
8.1 ANÁLISIS AÑO 2010.....	66
8.2 ANÁLISIS AÑO 2011	69
8.3 ANÁLISIS VARIABLES MODELO	72
CAPÍTULO 9: PLANIFICACIÓN DE PRODUCCIÓN DE CÁTODOS	81
9.1 PLANIFICACIÓN PRODUCCIÓN 2012	83
9.1.1 Producción de cátodos por modelo predictivo.	85
9.2 CONCLUSIÓN.....	87
CAPÍTULO 10: EVALUACIÓN ECONÓMICA	89
10.1 EVALUACIÓN ECONÓMICA P0R0.....	90
10.2 EVALUACIÓN ECONÓMICA MODELO PREDICTIVO	92
CAPÍTULO 11: CONCLUSIONES FINALES	97
GLOSARIO.....	101
BIBLIOGRAFÍA	105
ANEXOS A	2
A-1 MÉTODO DE ANÁLISIS DE COBRE TOTAL	2
A-2 MÉTODO DE ANÁLISIS DE COBRE SOLUBLE EN CALIENTE	3
A-3 MÉTODO DE ANÁLISIS DE COBRE SOLUBLE EN FRIO	4
A-4 MÉTODO DE ANÁLISIS DE PRUEBAS ISO pH.....	5
ANEXO B	1
Recuperación de CuT en mineral mezcla (Negros y Negros + Verde).....	1
ANEXO C	3
ANEXO D	5
Planificación de producción 2012.....	5

Análisis de variables en planificación de producción catódica. 14

INDICE DE FIGURAS:

Figura 3.1: Esquema Lixiviación.....	9
Figura 3.2: Concepto de aglomeración.....	10
Figura 3.3: Tambor Aglomerador	11
Figura 3.4: Modelo cinético del núcleo recesivo	13
Figura 3.5: Impermeabilización del terreno base de las pilas.....	13
Figura 3.6: Pilas en proceso de regado por aspersión.	14

INDICE DE TABLAS

Tabla 3.1: Promedios etapas Proceso Extracción por Solvente (2009 - 2011)	18
Tabla 5.1: Comparación Recuperaciones CuT real y escala laboratorio. Factor de escalamiento (mes).	35
Tabla 5.2: Comparación de consumo de ácido mensual a diferentes factores de escalamiento (0,63; 0,69 y 0,66).	37
Tabla 6.1: Parámetros Iniciales del Modelo Actualizado (Rec Cu).....	54
Tabla 6.2: Parámetros Iniciales del Modelo Actualizado (CNA).	56
Tabla 6.3: Comparación mensual entre Recuperaciones Reales, Modelo Antigo y Modelo Nuevo.	59
Tabla 8.1: Modificaciones Variables.	73
Tabla 8.2: Granulometría 34% +1/2", rlix variable.	74
Tabla 8.3: Granulometría 32% +1/2", rlix variable.	74
Tabla 8.4: Granulometría 30% +1/2", rlix variable.	75
Tabla 8.5: Granulometría 28% +1/2", rlix variable.	75
Tabla 8.6: Granulometría 26% +1/2", rlix variable.	76
Tabla 8.7: Granulometría 34% +1/2", rlix variable.	77
Tabla 8.8: Granulometría 32% +1/2", rlix variable.	77
Tabla 8.9: Granulometría 30% +1/2", rlix variable.	78
Tabla 8.10: Granulometría 28% +1/2", rlix variable.	78

Tabla 8.11: Granulometría 26% +1/2", rlix variable.	79
Tabla 9.1: Planificación Programa.....	84
Tabla 9.2: Planificación de producción de Cátodos por Modelo Predictivo.	85
Tabla 9.3: Rango de producción de Cátodos por Modelo Predictivo.....	86
Tabla 10.1: Evaluación Económica P0R0 2012.	91
Tabla 10.2: Evaluación Económica Modelo 2012.....	93
Tabla 10.3: Evaluación Económica 2012 (P0R0 y modelo).....	96
Tabla C.1: Determinación Factor.....	3
Tabla C.2: Rango de Recuperación CuSF por modelo predictivo.	4
Tabla D.1: Recuperación de CuSF determinado utilizando modelo predictivo, durante el periodo de Julio 2009 a Junio 2011.	5
Tabla D.2: Recuperaciones de CuSF reales de planta, determinadas a partir de la producción de Cátodos, durante el periodo de Julio 2009 a Junio 2011.	6
Tabla D.3: Recuperaciones de CuSF determinadas a partir de datos del mineral tratado, durante el periodo de Julio 2009 a Junio 2011.....	7
Tabla D.4: Rango de recuperación CuSF a través de la utilización del modelo predictivo. Factor 0,94 y rango de 6%.	8
Tabla D.5: Rango de producción catódica, a través de la utilización de datos de modelo. Factor 0,94 y 6% para modelo.....	10
Tabla D.6: Planificación 2012 de producción de Cátodos por modelo.	12
Tabla D.7: Planificación de producción de cátodos para un 30% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2,4 m ³ /t.....	14

Tabla D.8: Planificación de producción de cátodos para un 32% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2,2 m ³ /t.....	15
Tabla D.9: Planificación de producción de cátodos para un 34% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2 m ³ /t.....	16
Tabla D.10: Planificación de producción de cátodos para un 34% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2,2 m ³ /t.....	17
Tabla D.11: Planificación de producción de cátodos para un 34% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2,4 m ³ /t.....	18
Tabla D.12: Planificación de producción de cátodos para un 32% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2 m ³ /t.....	19
Tabla D.13: Planificación de producción de cátodos para un 32% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2,4 m ³ /t.....	20
Tabla D.14: Planificación de producción de cátodos para un 28% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2,2 m ³ /t.....	21
Tabla D.15: Planificación de producción de cátodos para un 25% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 3 m ³ /t.....	22

INDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 4.1: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 60 días.	22
Gráfico 4.2: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 75 días.	22
Gráfico 4.3: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 90 días.	23
Gráfico 4.4: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 120 días.	24
Gráfico 4.5: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 150 días.	24
Gráfico 4.6: Análisis para diferentes Ciclos de Riego.	26
Gráfico 5.1: Factor de Escalamiento Recuperación CuT (mes).	32
Gráfico 5.2: Factor de Escalamiento Consumo neto de ácido (mes).	33
Gráfico 5.3: Factores de Escalamiento (0,63; 0,66 y 0, 69) mes.	38
Gráfico 6.1: Recuperación de Cobre Mensual.	42
Gráfico 6.2: Ley de Mineral Mensual (Cobre total y Cobre soluble frío).	43
Gráfico 6.3: Correlación entre Recuperación de Cobre y Ley de CuSF	44
Gráfico 6.4: Correlación entre Recuperación de Cobre y Razón de Solubilidad. ...	44
Gráfico 6.5: Granulometría Mensual (Fracción acumulada +1/2 pulgada).	45
Gráfico 6.6: Correlación entre Recuperación de Cobre y Granulometría.	45
Gráfico 6.7: Razón de Lixiviación Mensual (Rlix m ³ /t).	46
Gráfico 6.8: Correlación entre Recuperación de Cobre y Razón de lixiviación.	47
Gráfico 6.9: Ácido alimentado mensualmente (aglomeración y lixiviación).	47

Gráfico 6.10: Correlación entre Consumo neto de ácido y Ácido alimentado.....	48
Gráfico 6.11: Ley de Aluminio mensual.....	49
Gráfico 6.12: Correlación entre Consumo neto de ácido y Ley de Aluminio.....	49
Gráfico 6.13: Ley de Carbonato mensual.....	50
Gráfico 6.14: Correlación entre Consumo neto de ácido y Ley de Carbonato.....	51
Gráfico 6.15: Ley de Manganeso mensual.....	51
Gráfico 6.16: Correlación entre Consumo neto de ácido y Ley de Manganeso.....	52
Gráfico 6.17: Comparación de Recuperaciones de CuT para valores Reales, Modelo Antiguo y Modelo Nuevo (mensual).....	58
Gráfico 7.1: Comparación mensual entre modelos Predictivo y Damiana.....	64
Gráfico 8.1: Razón Soluble Frío (Real y Programa) 2010.....	67
Gráfico 8.2: Recuperación Cobre Total (Real y Programa) 2010.....	67
Gráfico 8.3: Producción catódica (real, P0R0 y modelo) 2010.....	68
Gráfico 8.4: Recuperación de Cobre Total (Real y Programa) 2011.....	70
Gráfico 9.1: Rango de Recuperaciones con 6% de error para modelo.....	83
Gráfico 9.2: Producción de Cátodos Modelo Predictivo.....	87
Gráfico 10.1: Flujo de Caja 2012 (P0R0 y modelo).....	94
Gráfico 10.2: Porcentaje comparativo entre flujos de caja P0R0 y Modelo 2012..	95
Gráfico D.1: Recuperación de CuSF modelo con factor 0,94 y 6% de error.....	9

Gráfico D.2: Producción de cátodos, a través del método del modelo predictivo, con factor 0,94 y rango de 6%.....	11
Gráfico D.3: Planificación de producción catódica 2012, a través de modelo predictivo.....	13
Gráfico D.4: Producción de cátodos 2012 a diferentes granulometrías (25 a 34%) y razón de lixiviación (2 a 3 m ³ /t).....	23
Gráfico D.5: Producción de cátodos (Enero, Febrero y Marzo 2012) a diferentes granulometrías (25 a 34%) y razón de lixiviación (2 a 3 m ³ /t).	24
Gráfico D.6: Producción de cátodos a diferente razón de lixiviación (2; 2,2 y 2,4 m ³ /t). A mayor razón, se produce mayor producción de cátodos	1
Gráfico D.7: Producción de cátodos a diferentes granulometrías (28, 32 y 34% de mineral acumulado sobre ½”). A menor porcentaje de granulometría, se produce un mayor porcentaje de producción de cátodos.....	2

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

Los compromisos productivos de Gerencia Operaciones Minas Planta (GOMP), acorde con la visión de Codelco, están enfocados en la obtención de la máxima recuperación de cobre, que impacte positivamente en la producción de cobre fino anual.

En este contexto, el conocimiento de la capacidad productiva es fundamental en la estimación del plan de negocios de la línea hidrometalúrgica. Dicha planificación implica el uso racional de los recursos e infraestructura, un buen desarrollo del proceso, además del conocimiento del potencial de las instalaciones y equipos.

Para obtener la planificación de productividad, es necesario definir las variables que afectan la recuperación de Cobre, teniendo en cuenta sus variaciones y el comportamiento de los parámetros que se relacionan directa o indirectamente con las operaciones de producción.

Una vez definidas y estudiadas dichas variables, es posible determinar un modelo predictivo, el cual permita predecir la recuperación de cobre, de acuerdo a las condiciones en que se desarrolló el proceso de lixiviación. El respaldo de este modelo es su coherencia con los resultados de la operación industrial de lixiviación en pilas 2009 - 2011.

La implementación de este modelo permitirá mejorar el proceso de evaluación de los recursos económicos y hacer el proceso mucho más efectivo en términos técnicos y económicos.

1.1 OBJETIVOS

1.1.1 Objetivo General

Actualizar e implementar un modelo predictivo que permita calcular la recuperación de Cobre. Con éste, estimar un plan de producción catódica para el área hidrometalúrgica de la División Salvador, Codelco - Chile.

1.1.2- Objetivos específicos

- Recopilar y estudiar información de lixiviación y demás procesos de la planta de óxidos, es decir, chancado, aglomerado, curado ácido, extracción por solventes y electro - obtención, con el fin de contextualizarla.
- Recopilar datos de recuperaciones por sólidos y analizarlos de forma diaria, mensual.
- Determinación de las principales variables que afectan el proceso de lixiviación.
- Implementar modelo predictivo que permita estimar la producción de Cobre a partir de las variables estudiadas tanto por módulos como mensualmente.

- Comparar las recuperaciones obtenidas mediante el modelo y las recuperaciones reales obtenidas entre julio 2009 y Abril 2011. Realizar conclusiones.
- Comparar modelo obtenido con modelo Damiana. Realizar conclusiones. Realizar actualización modelo Damiana.
- Crear plan de producción de Cátodos de Cobre.
- Realizar una evaluación económica con el nuevo plan de producción y comparar con el antiguo.

CAPÍTULO 2: CODELCO

Codelco (Corporación Nacional del Cobre de Chile). Su principal negocio es la exploración, desarrollo y explotación de recursos mineros de cobre y subproductos.

La División Salvador, en la cual se realiza esta memoria, se encuentra en la provincia de Chañaral, región de Atacama. Esta división en el año 2008 produjo 42.682 toneladas de Cobre fino. La División Salvador explota mineral oxidado y mineral sulfurado. Dentro de los yacimientos de la división se encuentra Damiana, desde donde proviene el 98% del mineral tratado en el área de hidrometalurgia de la división. [1]

2.3- PROYECTO DAMIANA

Las operaciones de la División Salvador se realizan en la Provincia de Chañaral, Región de Atacama. Esta división tiene a su cargo la mina “Inca”, de explotación subterránea, y las minas “Campamento Antiguo” y “Damiana Norte”, ambas a rajo abierto.

El yacimiento Damiana fue descubierto en 1992 por geólogos de la división. Hasta 1996, el yacimiento fue objeto de estudios geológicos y metalúrgicos preliminares.

El principal objetivo del proyecto Damiana fue dar continuidad al negocio hidrometalúrgico de División Salvador ante el agotamiento (primer trimestre del 2004) de los yacimientos que se explotaban en ese entonces (Campamento Antiguo, Quebrada M, Colina de Cobre).

Damiana es un yacimiento exótico de Cu de baja ley ubicado en el Cerro Indio Muerto. La mineralización se aloja en un 15% en sedimentos o gravas mineralizadas y la mayoría del yacimiento está hospedado en la roca basal (85%).

La mena de cobre la componen principalmente especies amorfas y minerales de cobre del tipo óxidos. Los que en orden de abundancia son: Neotocita, Cu – Wad, Crisocola, Malaquita y Fosfatos de Cu (turquesa, rasleigita, libetenita)

Los recursos geológicos alcanzan los 169 millones de toneladas con una ley media de 0,56% de cobre total, para una ley de corte de 0,3% de Cobre. La principal unidad geológica del yacimiento es la roca fresca la cual representa el 69% del total de los recursos. La roca fresca es una unidad susceptible a tratar metalúrgicamente, aunque posee un alto consumo de ácido debido a la presencia de minerales en la ganga, como calcita, clorita y plagioclasas. [2]

La roca fresca se divide en términos mineralógicos, en las siguientes unidades:

- Negros (cobre wad, neotocitas, cobre pitch)
- Negro + Verdes (crisocola, malaquita, cobre wad y cobre pitch)
- No visibles (minerales con baja ley y donde no se observan especies mineralógicas durante el mapeo).

El proceso hidrometalúrgico de la División Salvador es en su mayoría realizado en minerales oxidados provenientes de Damiana; aproximadamente el 98% del mineral que se lixivia; el mineral restante pertenece a Enami (Empresa Nacional de Minería).

CAPÍTULO 3: ASPECTOS TEÓRICOS

En este capítulo se encuentra una descripción del proceso hidrometalúrgico de lixiviación en pilas, donde se explica cada una de las etapas del proceso. Luego se relata una descripción del proceso actual del área hidrometalúrgica de la División Salvador, dónde se dan a conocer datos importantes de operación.

Al final del capítulo se encuentran los alcances y metodología con que se llevó a cabo el proyecto de la memoria, qué se realizó y cómo. Se especifican cada uno de los puntos que se desarrollaron para cumplir con los objetivos específicos establecidos en el capítulo 1.

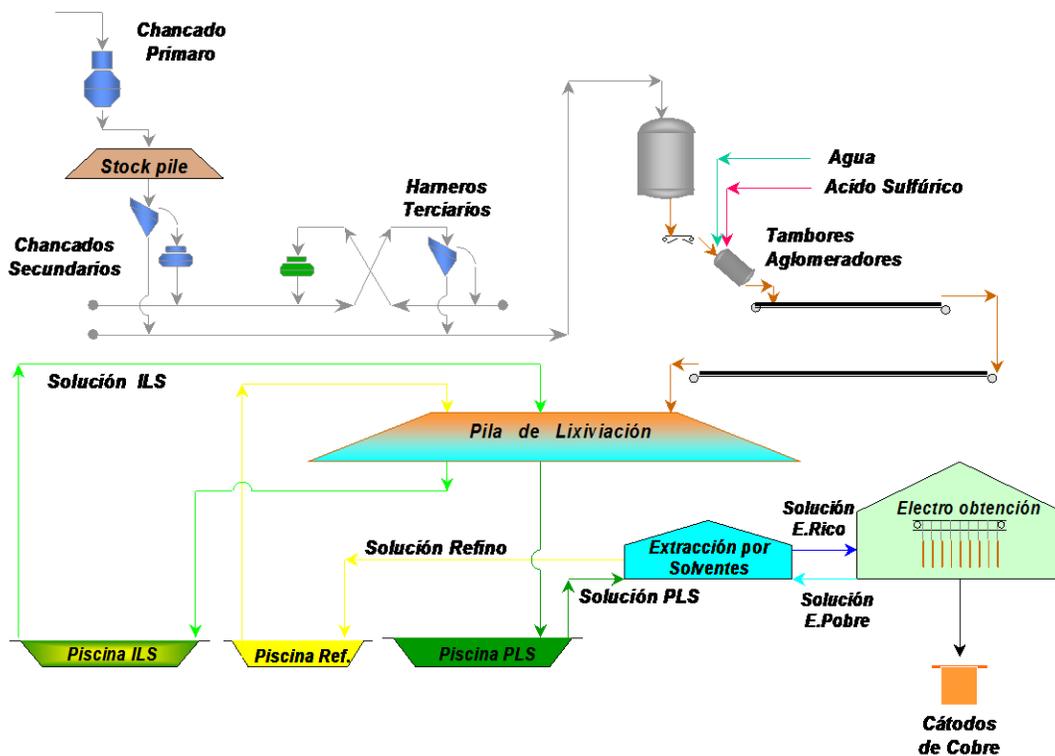


Figura 3.1: Esquema Lixiviación.

3.1- CHANCADO DEL MINERAL

Proceso a través del cual se produce una reducción de tamaño de las partículas de mineral, mediante trituración. Debe cumplir con tres objetivos:

- Ser lo suficiente fino para que la mayoría de la especie metálica valiosa esté expuesta a la acción de la solución lixiviante.
- No puede producir demasiadas partículas finas para no alterar la permeabilidad de la pila. (Por convención, fina es toda partícula bajo 100 mallas).
- El mineral chancado debe ser lo más homogéneo posible, todas las partículas siendo comprendidas en un estrecho rango de tamaño.

3.2- AGLOMERACIÓN

El proceso de aglomeración consiste en esencia en la adhesión de partículas finas a las gruesas, que actúan como núcleos o la aglomeración de los finos con otros finos, a partir de la distribución de tamaños en la alimentación. Ver figura 3.2.

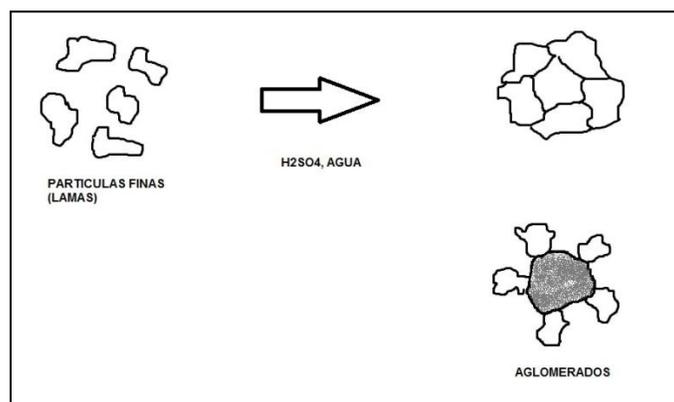


Figura 3.2: Concepto de aglomeración

La permeabilidad del lecho de mineral es mayor si:

- Las partículas son de tamaño suficientemente grande.
- No hay acumulación de partículas finas.
- El tamaño de las partículas es homogéneo en la pila.
- No hay compactación de la pila por maquinaria pesada.

El proceso más simple de aglomeración es humedecer el mineral con líquido, hasta alcanzar un contenido de agua que origine una tensión superficial suficiente, para que al colisionar las partículas entre sí, los finos se adhieran a los tamaños gruesos. Se forma un puente líquido entre las partículas. [3]

Además de la aglomeración, ocurren reacciones químicas conduciendo a la formación de sulfatos de cobre y hierro (curado propiamente tal). Estas reacciones son exotérmicas y generan mucho calor.

El equipo más común es el tambor aglomerador (figura 3.3). Consiste en un cilindro inclinado girando a baja velocidad, ocasionando el deslice (cascada) y la aglomeración del mineral previamente mojado con agua y/o adherentes.



Figura 3.3: Tambor Aglomerador

Después de la aglomeración en el tambor rotatorio, se deja reposar el mineral durante 24 horas en la pila, para que se completen las reacciones químicas y para que se adhieran entre sí las partículas en la misma pila.

3.3-LIXIVIACIÓN EN PILAS

El mineral procedente de la explotación, debe ser ligeramente preparado en una planta de chancado y/o aglomeración, para conseguir una granulometría controlada que permita un buen coeficiente de permeabilidad. Una vez preparado el mineral, se coloca en montones de sección trapezoidal y altura calculada para proceder a su riego con la solución lixivante. Tras percolar a través de toda la pila, se recolectan los líquidos enriquecidos (solución rica) que se llevan a la planta de proceso de recuperación de la sustancia mineral (sal o metal). Las aguas sobrantes del proceso vuelven a ser acondicionadas para ser recicladas hacia las pilas. [3]

La lixiviación de un mineral o concentrado se configura de cinco etapas, las cuales son:

1. El reactivo lixivante (H^+ , Fe^{+3}) difunde a través de la capa límite hacia la superficie de la partícula.
2. El reactivo lixivante difunde en el interior de la partícula hacia la zona de reacción.
3. Ocurre la reacción química, se forman los productos de la reacción.
4. Los productos solubles de la reacción (Cu^{+2} , Fe^{+2}) difunden en el interior de la partícula hacia la superficie de ésta.
5. Los productos solubles difunden a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

La figura 3.4 ejemplifica las etapas de evolución del proceso de lixiviación

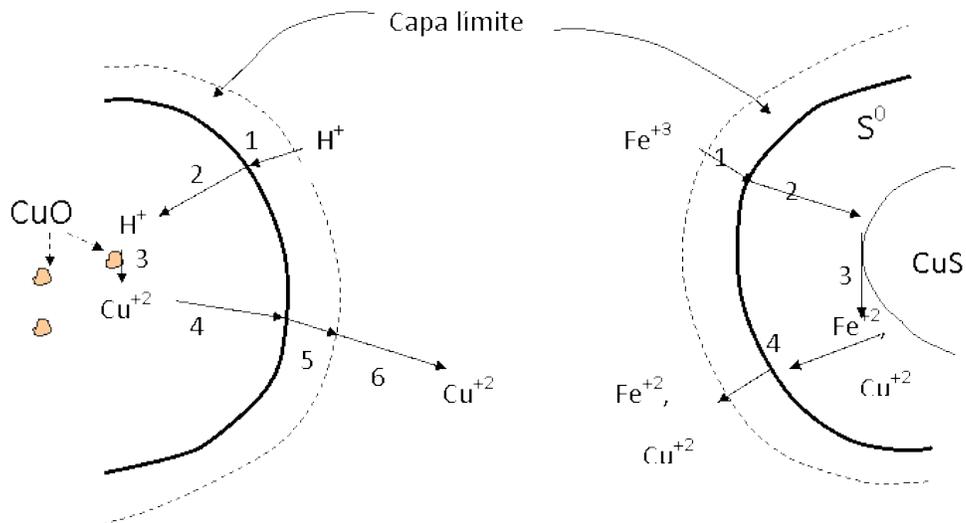


Figura 3.4: Modelo cinético del núcleo recesivo

La reacción química que ocurre en el proceso de lixiviación es la siguiente:

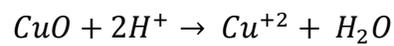


Figura 3.5: Impermeabilización del terreno base de las pilas.

3.3.1- Riego de la pila

El riego de las pilas se puede realizar fundamentalmente por dos procedimientos: por aspersión o por distribución de goteo, este último siendo recomendable en caso de escasez de líquidos y bajas temperaturas. En la industria, se utiliza generalmente una tasa de riego del orden de 10 - 20 litros/hm². El cual debe ser homogéneo.



Figura 3.6: Pilas en proceso de regado por aspersión.

3.4 DESCRIPCIÓN SITUACIÓN ACTUAL PLANTA DE LIXIVIACIÓN

A continuación se describirá como se opera en la planta de lixiviación de la división Salvador, los equipos empleados y las principales parámetros de operación.

3.4.1 Chancado

El proceso de lixiviación que se utiliza actualmente en la planta de óxidos de la división Salvador posee tres Chancadores.

El primero utiliza un chancador Roxon 48 X 60 pulgadas, al cual ingresa 1100 t/h de mineral. Este posee un 5% de humedad. La granulometría de descarga del primer chancador es 80% menor a 6 pulg (152,4 mm).

El segundo chancador es modelo Symons Cabeza Corta de 7 pie. Posee un flujo de alimentación de 750 t/h, y consta de aberturas de harnero de Ds: 3 pulg y Di: 1,5 pulg., entregando mineral con granulometría entre 25 - 50 mm (1 - 2 pulg).

El tercer chancador es el mismo modelo del anterior, con la diferencia que las aberturas de harnero son de Ds: 1,5 pulg y Di: 1 pulg. El mineral producto del tercer chancador tiene granulometría entre 15 - 30 mm (0,6 – 1,2 pulg). Este chancador posee un flujo de alimentación de 350 t/h.

3.4.2 Aglomeración (por tambor)

El mineral a tratar es curado con ácido sulfúrico concentrado y agua. El proceso de aglomeración se realiza junto al proceso de curado en dos tambores aglomeradores, a los cuales se les agrega agua con lanza al interior. En el primer tambor se agrega un flujo de 15 - 18 m³/h y al segundo un flujo de 12 - 15 m³/h. Además se agrega agua como lluvia en la correa de descarga del aglomerador, la cual representa el 0,2% del total de agua agregada en el glómero.

Las toneladas de mineral que ingresan a los tambores aglomeradores son 13.802 tmh, 13.193 tms.

Durante el proceso de aglomeración se consume aproximadamente 29 kg/tmh de ácido al día, lo que corresponde a un consumo cercano a 12 toneladas mensuales de ácido, esta cantidad representa un 56% del total de ácido consumido en todo el proceso de lixiviación.

Las características del mineral aglomerado son las siguientes:

CuT: 0,711% **CuSC:** 0,665% **CuSF:** 0,575%

Las principales impurezas que posee el mineral después de aglomerado son:

Fe: 0,58% **Mn:** 0,27% **Al:** 0,45% **Ca:** 0,97% **Mg:** 0,21%.

3.4.3 Lixiviación

El mineral depositado en las pilas es una mezcla de mineral Damiana y mineral proveniente de ENAMI (2%).

El proceso de lixiviación se realiza en pilas dinámicas de 5 metros de altura, 50 metros de ancho y 120 metros de largo. La irrigación de las pilas se efectúa por aspersión con dos etapas de riego: un riego primario con solución intermedia y un riego secundario con solución refino, en un ciclo entre 90 a 120 días, (más adelante se analizará con mayor detención el ciclo de riego mayormente utilizado en la planta); con una tasa de riego de 8,8 l/hm². Una vez finalizado el tiempo de riego y tras percolar la solución a través de toda la pila, se recolecta la solución rica en cobre (sulfato de cobre), llamada también PLS, y es retirada por un sistema de drenaje, a través de canaletas protegidas por un material impermeable de alta densidad (HDPE).

El mecanismo de transferencia de masa produce, en un principio, una rápida extracción del mineral; posteriormente ésta decrece al mínimo posible, debido a una disminución de la superficie expuesta al ataque químico, a la disminución de la concentración de reactivos, a un aumento de la concentración de minerales en la disolución y/o a una disminución del grado de lixiviación.

En el proceso de lixiviación se utiliza aproximadamente 8000 toneladas de ácido sulfúrico mensual, lo cual representa el 38% del consumo total de ácido del proceso.

3.4.4 Extracción por solvente (SX)

La extracción por solvente consiste en la purificación y concentración de una amplia variedad de metales, poniendo en contacto una fase orgánica que contiene un extractante, con una fase acuosa que contiene el metal de interés.

El desarrollo de este proceso se realiza en dos etapas iguales, denominadas por 1 y 2. Dichas etapas poseen datos muy similares de caudales, concentraciones de ácido y de cobre. A continuación se encuentran una tabla que posee los datos promedios registrados en el período 2009 - 2011 para las dos etapas:

Solución rica PLS	<ul style="list-style-type: none"> • Caudal: 280 m³/h • Cu: 6 g/l • H₂SO₄: 6 g/l
Refino	<ul style="list-style-type: none"> • Caudal: 280 m³/h • Cu: 0,6 g/l • H₂SO₄: 14 g/l
Orgánico Semi cargado	<ul style="list-style-type: none"> • Caudal: 300 m³/h • Cu: 4,43 g/l
Semi refino	<ul style="list-style-type: none"> • Caudal: 276 m³/h • Cu: 2,22 g/l
Orgánico Cargado	<ul style="list-style-type: none"> • Caudal: 300 m³/h • Cu: 7,91 g/l
Electrolito rico	<ul style="list-style-type: none"> • Caudal: 120 m³/h • Cu: 53 g/l • H₂SO₄: 174 g/l

Electrolito pobre	<ul style="list-style-type: none"> • Caudal: 120 m³/h • Cu: 39 g/l • H₂SO₄: 195 g/l
-------------------	---

Tabla 3.1: Promedios etapas Proceso Extracción por Solvente (2009 - 2011)

3.4.5 Electro - Obtención (EW)

El proceso de electro - obtención se realiza en una nave, la cual se encuentra dividida en dos etapas, al igual que el proceso de extracción por solventes. Cada etapa posee en su interior dos ejes paralelos denominados con la letra A y B.

El eje B cuenta con 11 celdas de limpieza y 23 celdas comerciales; el eje A con 34 celdas comerciales. Cada celda posee 45 cátodos y 46 ánodos. La densidad de corriente utilizada es de 23.000 A/m² dependiendo de las concentraciones del Spent. El potencial de cada par ánodo / cátodo es de 2 volt. El tiempo de cosecha es un ciclo de 6 días y se producen alrededor de 90 a 100 toneladas de cobre al mes. El 98,7 % de la producción de cátodos del año 2010 fueron de grado A. Cada placa de cobre pesa aproximadamente 40 - 50 kg.

El problema más frecuente que se debe enfrentar en esta etapa del proceso es el arrastre de orgánico, debido al elevado contenido de sulfatos y a las altas viscosidades que posee el PLS.

3.5- ALCANCES Y METODOLOGÍA DEL PROYECTO

A partir de la información recopilada del proyecto Damiana, y de las condiciones en que se desarrolla el proceso actualmente, se determinaron los pasos a seguir; con los cuales se va dando cumplimiento a los objetivos específicos señalados en el capítulo 1.

Primero, se procedió a determinar el ciclo de riego con el cual las recuperaciones de cobre, obtenidas mediante el proceso de lixiviación de las pilas, se asemejan más a las recuperaciones calculadas por producción catódica. Para realizarlo, se procedió a analizar los datos de producción de cátodos, y las propiedades del mineral alimentado a las pilas y de los rípios. Durante el transcurso de Julio del año 2009 a Diciembre del año 2010.

Se analizaron los datos para 60, 75, 90, 120 y 150 días de riego. El análisis permitió disminuir las diferencias entre los datos, así obtener recuperaciones más constantes y fiables; y basarnos en éstas para los posteriores estudios.

Luego, se procedió a analizar las variables del proceso de lixiviación y su influencia en la recuperación de cobre.

En la división existe un modelo llamado Damiana que permite estimar las recuperaciones de Cu con la tasa de oxidación o razón soluble, como le llamaremos en esta memoria, la cual corresponde a relación entre la ley de cobre soluble y la ley de cobre total. Este modelo se encuentra en funcionamiento y utiliza un factor de escalamiento, el cual se actualizó para minimizar los errores en las estimaciones de recuperaciones de Cu.

De acuerdo a las necesidades de la división se creó un nuevo modelo que estimara las recuperaciones de Cu a partir de las variables de proceso, de este modo se crea el modelo predictivo. Dicho modelo se desarrolló a través de un algoritmo sencillo, de forma que sea posible ingresar datos, ya sea mensual o por

módulos, y que cumpla con el objetivo de predecir la recuperación de Cobre que se obtendrá en el proceso, con dichas variables.

La presente memoria se basa principalmente en la actualización e implementación de las mejoras del modelo predictivo. De esta forma, poder realizar un plan de producción efectivo y contar con la certeza que el error entre el modelo y la producción real será el mínimo.

Además se analizó cómo se comportará la recuperación de cobre frente a modificaciones de las variables de proceso. Si existen cambios que permitan elevar las recuperaciones, así estudiar si es factible realizar dichas variaciones; o por el contrario, que modificaciones del proceso harían disminuir las recuperaciones, para evitar que esto suceda. Siendo este estudio muy útil en el proceso de lixiviación.

Una vez que se encuentre realizado todo lo anterior, será posible realizar una planificación de producción 2012. De acuerdo a este plan de producción se determinará una evaluación económica comparativa entre la producción estimada con el modelo Damiana y la producción catódica estimada a partir del modelo predictivo.

CAPÍTULO 4: CICLO DE RIEGO ÓPTIMO

Para determinar el ciclo de riego óptimo, fue necesario analizar los datos obtenidos de recuperaciones de las pilas y de las recuperaciones calculadas mediante la producción de cátodos, durante la etapa comprendida entre Julio 2009 - Diciembre 2010.

Para realizar un buen análisis se decidió comparar el comportamiento de las recuperaciones para diversos ciclos de riegos (60, 75, 90, 120 y 150 días). Además se calculó la desviación estándar de cada ciclo, de esta manera determinar cuál es más constante en sus datos y más predecible en sus resultados.

De esta forma, el ciclo de riego óptimo para el desarrollo de esta memoria es el que posea una menor diferencia entre las recuperaciones de la pila y de producción, y una menor desviación estándar.

A continuación se encuentran los gráficos realizados para los distintos ciclos de riego, donde se puede observar las diferencias mencionadas anteriormente.

4.1 CICLO 60 DÍAS

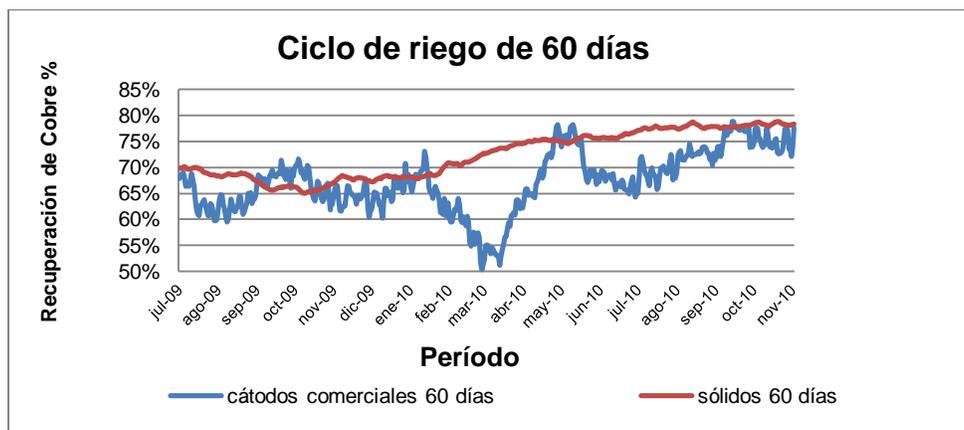


Gráfico 4.1: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 60 días.

Se observa en el gráfico 4.1 una gran diferencia entre las recuperaciones por cátodos y la calculada por sólidos (Ene - May 2010), llegando a los 22,5 puntos porcentuales de diferencia. Por lo tanto, si se utilizara este ciclo de riego, existirán grandes errores de cálculos en las planificaciones catódicas que se determinen.

4.2 CICLO 75 DÍAS



Gráfico 4.2: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 75 días.

Durante el ciclo de riego de 75 días, gráfico 4.2, existe una gran diferencia, hasta 18,4 puntos porcentuales entre las recuperaciones obtenidas por cátodos y la calculada por sólidos durante el período Ene - May 2010. Por lo cual, podemos concluir lo mismo que en el caso anterior, que al utilizar un ciclo de riego de 75 días para comparar con el Modelo Predictivo, existirán grandes errores de cálculos en las planificaciones catódicas que se determinen.

4.3 CICLO 90 DÍAS

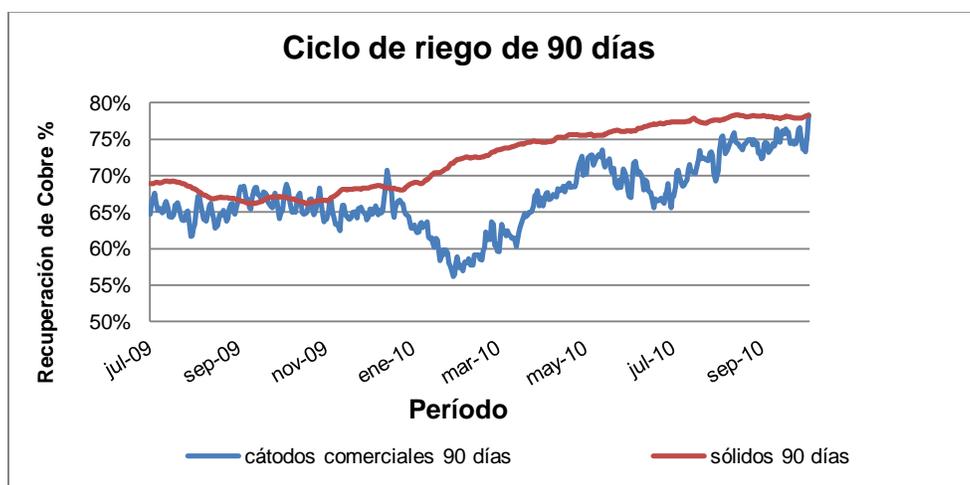


Gráfico 4.3: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 90 días.

En el ciclo de riego de 90 días, gráfico 4.3, se observa una disminución de las diferencias determinadas en los dos casos anteriores, pero aún así, existe gran discrepancia (15,6 puntos porcentuales) entre las recuperaciones obtenidas por cátodos y la calculada por sólidos durante el período Ene - May 2010. Al utilizarse este ciclo de riego seguirán existiendo errores de cálculos en las planificaciones de cátodos que se determinen.

4.4 CICLO 120 DÍAS

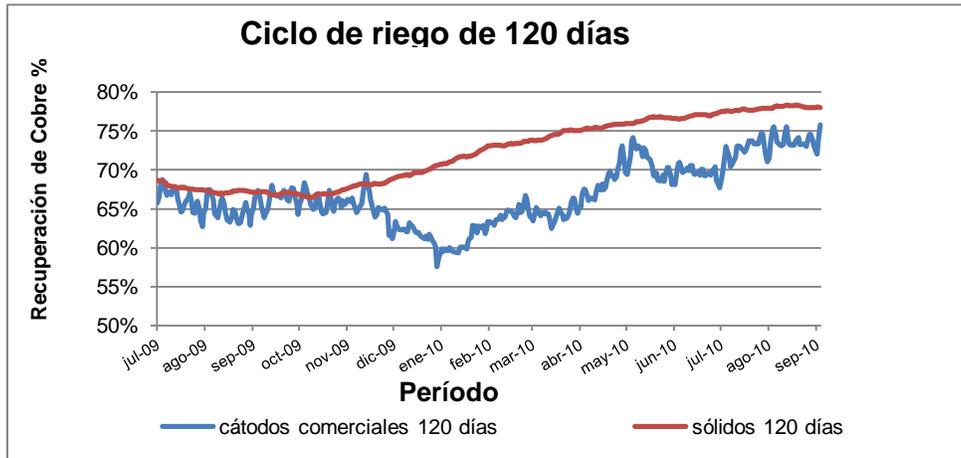


Gráfico 4.4: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 120 días.

En este ciclo, gráfico 4.4, disminuye la desviación estándar a 3,5 puntos porcentuales. Se observa una disminución de 3 puntos porcentuales, con respecto al ciclo anterior en la diferencia entre la recuperación de la pila y la calculada con la producción de cátodos. El comportamiento es más constante y predecible que en los casos anteriormente analizados.

4.5 CICLO DE 150 DÍAS



Gráfico 4.5: Recuperación de Cobre para un ciclo de riego de 150 días.

En este último ciclo de riego, gráfico 4.5, se observó una disminución de la desviación estándar a 3,3 puntos porcentuales. Podemos concluir, al igual que en el caso anterior, que este ciclo presenta un comportamiento mucho más constante y predecible que los tres primeros ciclos analizados. Además la mayor diferencia, en puntos porcentuales, con respecto a la recuperación obtenida en la pila es de 13.

De acuerdo al análisis realizado para cada ciclo de riego en estudio, se determinó que el ciclo a utilizar es el de 120 días.

El ciclo de 120 días, posee la menor diferencia, en comparación a los otros ciclos analizados, de 12 puntos porcentuales (determinada con respecto a la recuperación obtenida en las pilas y la recuperación calculada con la producción de cátodos). Los ciclos de riego de 60, 75, 90 y 150 días presentan diferencias de 23, 18, 16 y 13 puntos porcentuales. Ver gráfico 4.6.

Con respecto al análisis de desviación estándar, (medida de dispersión de los datos analizados) los valores obtenidos son los siguientes: 5,4; 4,7; 4,1; 3,5 y 3,3 para los ciclos de 60, 75, 90, 120 y 150 días respectivamente.

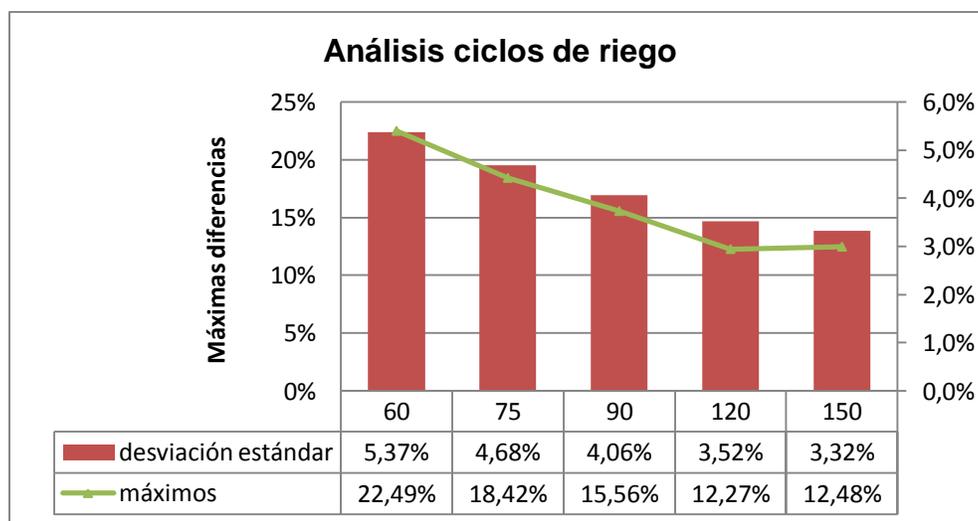


Gráfico 4.6: Análisis para diferentes Ciclos de Riego.

Los ciclos de 120 y 150 días son mejores en comparación a los otros ciclos analizados, ya que éstos, al poseer mayores días de riego proporcionan el tiempo suficiente para que se desarrolle la cinética de la reacción, es decir, para que el cobre que se encuentra en el mineral reaccione con el ácido sulfúrico, que actúa como líquido lixivante en el proceso.

De esta forma, se obtienen mejores recuperaciones y más constantes. En cambio, en ciclos de riego menores no se alcanza un proceso completo de reacción, por lo tanto existe cobre que no alcanza a reaccionar, aun cuando gran parte de éste si reacciona. Es por esto, que al utilizar ciclos de riego menores existe una cantidad significativa de cobre que se pierde en los rípios, debido a que no se le proporciona el tiempo suficiente para que se lleve a cabo la cinética.

CAPÍTULO 5: MODELO DAMIANA

Ya analizado el ciclo de riego del proceso de lixiviación, y estableciéndose en 120 días; se procedió a analizar el modelo Damiana.

El modelo Damiana fue creado como una herramienta destinada a lograr un control eficaz del proceso de lixiviación en pilas industriales, a objeto de maximizar la extracción de cobre y minimizar la generación de impurezas y sólidos en suspensión.

El modelo Damiana utiliza la razón de solubilidad o tasa de oxidación para estimar las recuperaciones de Cu que se obtendrán del proceso.

En este capítulo, se explica cómo fue creado el modelo Damiana, mediante la puesta en marcha de pruebas de laboratorio; y cómo se llevaron los resultados a escala industrial a través de un factor de escalamiento.

Además, se desarrolló una corrección al factor que se utiliza actualmente, utilizando la base de datos disponibles en el área. Esta modificación es de gran utilidad ya que los parámetros de funcionamiento del proceso han cambiado.

5.1 PRUEBAS PARA LA CREACIÓN DEL MODELO

Para crear el modelo Damiana fue necesario realizar pruebas en laboratorio y luego éstas transferirlas a escala industrial a través de un factor de escalamiento.

Lo primero que se debe tener en consideración es la mineralogía del yacimiento. La unidad económica principal de éste, es la Roca Fresca, por lo cual la experimentación Metalúrgica se centró en esta unidad. La roca Fresca se divide, en términos mineralógicos en: Negros (cobre wad, neotocitas, cobre pitch), Negros + Verdes (crisocola, malaquita, cobre wad, cobre pitch) y no visibles (mineral con baja ley, donde no se observan especies mineralógicas durante el mapeo).

Los parámetros metalúrgicos necesario conocer son:

a) Ley de Cobre Total. (Anexo A-1)

b) Ley Cobre Soluble Caliente, Razón de Solubilidad caliente. (Anexo A- 2)

$$RSC = \frac{\text{ley Cu Soluble Caliente}}{\text{ley Cu Total}}$$

c) Ley de Cobre Soluble Frío, Razón de Solubilidad Frío (Anexo A-3)

$$RSF = \frac{\text{ley Cu Soluble Frío}}{\text{ley Cu Total}}$$

d) Mineralización de Mena (Minerales Negros + Verdes, Minerales Negros)

e) Ley de Aluminio, Carbonato y Magnesio soluble

5.2 MODELOS EXTRACCIÓN COBRE TOTAL

Dependiendo de la mineralogía existen diferentes modos para calcular la recuperación de Cu. Del mismo modo, existen diferencias en las ecuaciones cuando se utilizan las razones solubles en frío o en caliente.

Minerales Negros + Verdes

- Modelo Razón Soluble Frío

$$\% \text{ Extracción } CuT = 3,116533 \cdot \%RSF^{0,755026}$$

- Modelo Razón Soluble Caliente

$$\% \text{ Extracción } CuT = 0,005943 \cdot \%RSC^{2,105086}$$

Minerales Negros

- Modelo Razón Soluble Frío

$$\% \text{ Extracción } CuT = 6,363642 \cdot \%RSF^{0,584329}$$

- Modelo Razón Soluble Caliente

$$\% \text{ Extracción } CuT = 0,119622 \cdot \%RSF^{1,422992}$$

En el caso de ser mezcla se utilizarán ambos modelos y los valores obtenidos serán ponderados de acuerdo a la cantidad en que estén presentes. (Anexo C-1)

5.3 MODELOS CONSUMO DE ÁCIDO SULFÚRICO

Al igual como en el cálculo de la recuperación de Cu, para el consumo neto de ácido sulfúrico existen dos tipos de mineralización (Negros + Verdes y Negros).

El término “Ext CuT”, que aparece en la ecuación, se obtiene del modelo de extracción de cobre mostrado en el ítem 5.2 y el valor corresponde al entregado por el “valor global de la extracción de CuT”. Además se debe tener en consideración si se utiliza CuSF o CuSC para la obtención del valor global de extracción de cobre, pues dependiendo de este dato el consumo de ácido será en función del CuSF o CuSC.

Minerales Negros + Verdes

$$CNA = 9,162 \cdot CuT + 22,634 \cdot Al_{sol} + 112,379 \cdot Mg_{sol} + 24,949 \cdot Ca_{sol} + 14,201 \\ - 0,154 \cdot CuT \cdot ExtCuT$$

Rango de Aplicación:

- Extracción CuT%: 11,74 – 98,35
- CuT%: 0,23 – 2,44
- Al Sol%: 0,01 – 0,78
- Mg Sol%: 0,01 – 0,43
- Ca Sol%: 0,07 – 2,50

Minerales Negros

$$CNA = 5,899 \cdot CuT + 30,460 \cdot Al_{sol} + 123,098 \cdot Mg_{sol} + 19,896 \cdot Ca_{sol} + 13,357 - 0,154 \cdot CuT \cdot ExtCuT$$

Rango de Aplicación:

- Extracción CuT%: 7,75 - 97.66
- CuT%: 0,08 – 1,78
- Al Sol%: 0,10 – 0,55
- Mg Sol%: 0,05 - 0,38
- Ca Sol%: 0,11 – 2,10

5.4 FACTOR DE ESCALAMIENTO (Botella – Pila)

Los datos obtenidos en los ítems anteriores nos entregan resultados a escala laboratorio, por lo que es necesario llevar estos datos a escala industrial (pila); para realizar esto se determinó multiplicar los resultados obtenidos en laboratorio por un “factor de escalamiento”, con el cual se predecirá la extracción y el consumo de ácido, en función del modelo Damiana.

Se utilizará el factor de escalamiento como indicador de mejoras o perjuicios en la respuesta metalúrgica del mineral.

Para calcular el factor de escalamiento, se definieron los parámetros operacionales óptimos que permitan maximizar la extracción de cobre y minimizar la generación, tanto de impurezas como de sólidos en suspensión.

Existe además una relación entre la dosis de curado empleada en el proceso y el consumo neto de ácido (FDC), los cuales poseen valores promedio de 26,7 Kg/ton y 68,9 Kg/ton, respectivamente. Esta relación nos entrega un valor promedio de 0,41valor que se encuentra dentro del rango óptimo determinado para el proceso ($0,35 \leq FDC \leq 0,45$).

También se realizó un análisis granulométrico, dónde se concluye que para granulometrías de $\frac{3}{4}$ " y 1" se ocupa el mismo factor de escalamiento.

5.4.1 Factor de Escalamiento Marzo 2006 a Diciembre 2007:

Recuperación de CuT: El factor de escalamiento obtenido en un principio por el modelo Damiana, durante el período comprendido entre Marzo del año 2006, hasta Diciembre del año 2007 oscilaba entre 0,75 y 0,79.

Lo mencionado anteriormente, se puede apreciar más fácil en el gráfico siguiente.

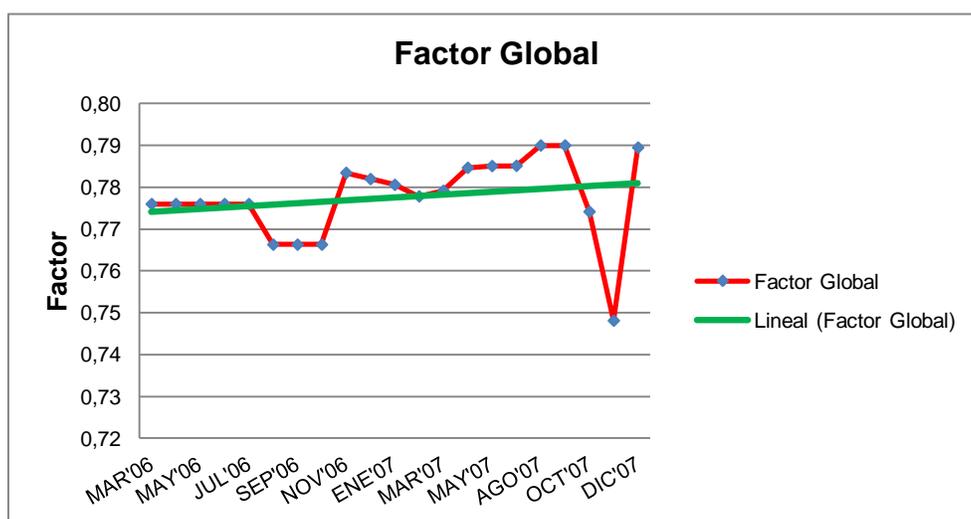


Gráfico 5.1: Factor de Escalamiento Recuperación CuT (mes).

Al analizar el gráfico 5.1, se observa que el factor de escalamiento se mantiene cercano a un valor promedio de 0,78. Motivo por el cual, se decidió que, según las variables de operación de ese período, se utilizará como factor de escalamiento 0,78.

5.4.2 Consumo neto de ácido sulfúrico:

En un principio, el factor de escalamiento del modelo Damiana para el consumo neto de ácido sulfúrico, durante el período comprendido entre Marzo del año 2006, hasta Diciembre del año 2007 varía entre un valor mínimo de 0,5 y un valor máximo de 0,71. El valor promedio de todo el período analizado es de 0,61.

Luego se determinó un intervalo de confianza de un 99%, estudio del cual se concluye que el factor que más se asemeja al comportamiento real, es el factor 0,61. Lo mencionado se puede apreciar en el siguiente gráfico.

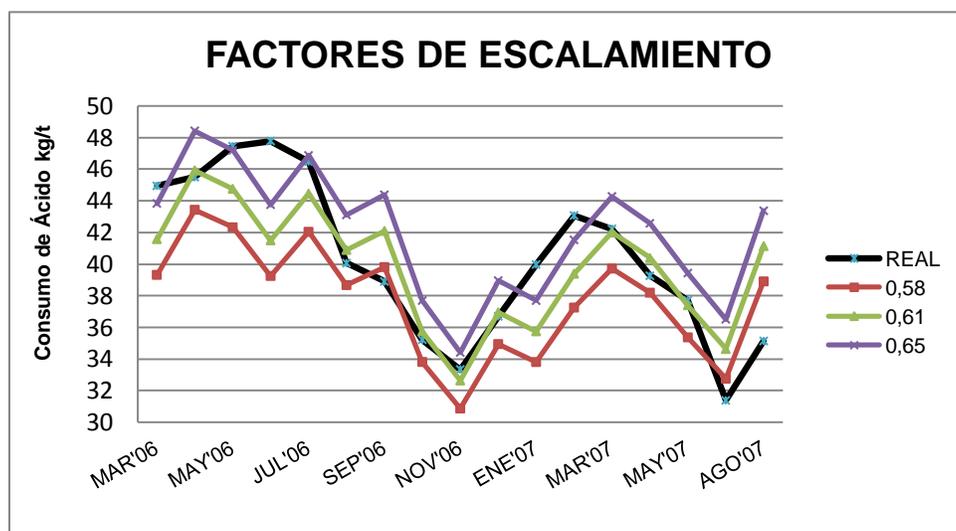


Gráfico 5.2: Factor de Escalamiento Consumo neto de ácido (mes).

Como se observa en el gráfico 5.2, el modelo que utiliza el factor de escalamiento 0,61 se asemeja más al consumo de ácido real, que los otros dos modelos que utilizan los factores límites del intervalo de confianza. Motivo por el cual, se decidió que, según las variables de operación utilizadas en ese período, se utilizará como factor de escalamiento 0,61.

5.5 ACTUALIZACIÓN FACTORES DE ESCALAMIENTO

Debido a la incorporación de datos de Julio 2009 a Junio 2011 y a las mejoras que se han ido efectuando en el proceso hidrometalúrgico de la División Salvador, (mayor razón de lixiviación, redistribución de ácido en soluciones de riego y control de niveles freáticos a través de zanjas recolectoras, entre otras modificaciones); han permitido que se produzca un aumento en el factor de escalamiento con que se ha trabajado actualmente.

El aumento en el factor de escalamiento para la extracción de cobre, lleva consigo un aumento en el factor de escalamiento del consumo de ácido sulfúrico en el proceso, por este motivo también se realizará la actualización para dicho factor.

5.5.1 Recuperación de CuT

El aumento en el factor de escalamiento para la recuperación de CuT, se traduce en una mayor producción de cobre catódico para el mismo fino alimentado.

Mediante el modelo Damiana, se calcularon las recuperaciones de CuT para el periodo de Julio 2009 – Junio 2011.

En la tabla se observan las diferencias entre los valores reales y los valores obtenidos por el modelo Damiana a escala de laboratorio por mes. Esta diferencia es denominada “error”.

Además se calcula el factor de escalamiento exacto de cada mes, en el cual las recuperaciones obtenidas por el modelo Damiana son igual a las recuperaciones reales.

	REAL	modelo	error	FACTOR
Jul-09	70,21	75,95	8,17	0,924
Ago-09	69,60	81,45	16,00	0,855
Sep-09	67,22	80,79	15,07	0,832
Oct-09	67,24	83,71	19,22	0,803
Nov-09	65,23	80,45	14,58	0,811
Dic-09	68,78	75,83	8,00	0,907
Ene-10	65,64	79,49	13,21	0,826
Feb-10	70,94	81,88	16,62	0,866
Mar-10	70,46	85,82	22,23	0,821
Abr-10	73,96	88,50	26,04	0,836
May-10	75,31	88,52	26,07	0,851
Jun-10	74,88	90,29	28,59	0,829
Jul-10	76,30	86,42	23,09	0,883
Ago-10	77,28	86,39	23,04	0,895
Sep-10	78,13	86,63	23,38	0,902
Oct-10	77,56	86,70	23,48	0,895
Nov-10	78,68	89,10	26,90	0,883
Dic-10	77,54	88,32	25,79	0,878
Ene-11	77,50	84,45	20,27	0,918
Feb-11	72,34	83,72	19,23	0,864
Mar-11	76,72	83,77	19,31	0,916
Abr-11	80,43	87,99	25,33	0,914
May-11	78,25	83,88	19,46	0,933

Tabla 5.1: Comparación Recuperaciones CuT real y escala laboratorio. Factor de escalamiento (mes).

Enseguida, se realizó el estudio del intervalo de confianza, con un nivel de significancia de 0,01. Además se analizó el valor promedio entregado por la tabla 5.1.

De acuerdo al análisis realizado, el factor de escalamiento que presenta mayor similitud respecto al valor real de recuperación de cobre, es el factor 0,87; motivo por el cual se toma la decisión de tomar este factor de escalamiento para los cálculos de recuperaciones de cobre cuando se utiliza el modelo Damiana.

5.5.2 Consumo neto de ácido sulfúrico

Como se mencionó anteriormente, debido a las mejoras en el proceso hidrometalúrgico (mayor razón de lixiviación, redistribución de ácido en soluciones de riego y control de niveles freáticos a través de zanjas recolectoras, entre otras modificaciones), y que han llevado a un aumento en la recuperación de CuT; producen a su vez un aumento en el consumo neto de ácido sulfúrico en el proceso y una mayor producción de cobre catódico para el mismo fino alimentado. Por este motivo, es necesario realizar también un análisis a este factor.

Se calculó el consumo neto de ácido para el período de Septiembre 2009 – Junio 2011. Estas recuperaciones son a escala laboratorio, es decir que para compararlas con recuperaciones reales es necesario multiplicarlas por el factor de escalamiento y así obtener datos a escala industrial.

Enseguida se realizó el estudio del intervalo de confianza para un valor de de 99%, donde se estudiaron los factores mínimos y máximos. Estos nuevos factores de escalamiento fueron analizados y comparados en relación a las recuperaciones reales de proceso determinando los errores para cada caso.

	0,63	error	0,69	error	0,66	error
	modelo factor		modelo factor		modelo factor	
Sep-09	38,0	0,91	41,7	-8,84	39,9	-3,96
Oct-09	43,1	5,66	47,3	-3,61	45,2	1,03
Nov-09	41,7	8,40	45,8	-0,61	43,7	3,89
Dic-09	40,4	12,87	44,4	4,31	42,4	8,59
Ene-10	44,3	6,33	48,7	-2,88	46,5	1,73
Feb-10	42,8	15,86	47,0	7,59	44,9	11,73
Mar-10	40,5	21,11	44,5	13,35	42,5	17,23
Abr-10	49,7	6,16	54,6	-16,60	52,1	-11,38
May-10	47,9	1,21	52,6	-11,16	50,2	-6,19
Jun-10	49,3	16,17	54,2	-27,60	51,7	-21,89
Jul-10	45,5	3,92	50,0	-14,14	47,8	-9,03
Ago-10	42,5	11,30	46,7	2,58	44,6	6,94
Sep-10	47,8	2,80	52,5	-12,91	50,2	-7,86
Oct-10	43,1	4,02	47,3	-5,42	45,2	-0,70
Nov-10	46,4	1,31	51,0	-11,28	48,7	-6,29
Dic-10	45,0	2,32	49,4	-7,28	47,2	-2,48
Ene-11	41,2	7,60	45,2	-1,49	43,2	3,06
Feb-11	42,3	9,05	46,5	0,11	44,4	4,58
Mar-11	43,8	2,75	48,1	-12,85	46,0	-7,80
Abr-11	46,3	1,80	50,8	-7,85	48,5	-3,03
May-11	38,6	7,93	42,4	-1,12	40,5	3,40
Jun-11	41,4	7,74	45,5	-1,33	43,4	3,21

Tabla 5.2: Comparación de consumo de ácido mensual a diferentes factores de escalamiento (0,63; 0,69 y 0,66).

Analizado cada factor se determinaron los errores correspondientes. De esta forma se concluye, que el factor de escalamiento que genera mayor similitud entre el consumo neto de ácido real y el consumo neto de ácido calculado mediante el modelo Damiana, es el factor de escalamiento 0,66, que se puede observar en el gráfico 5.3

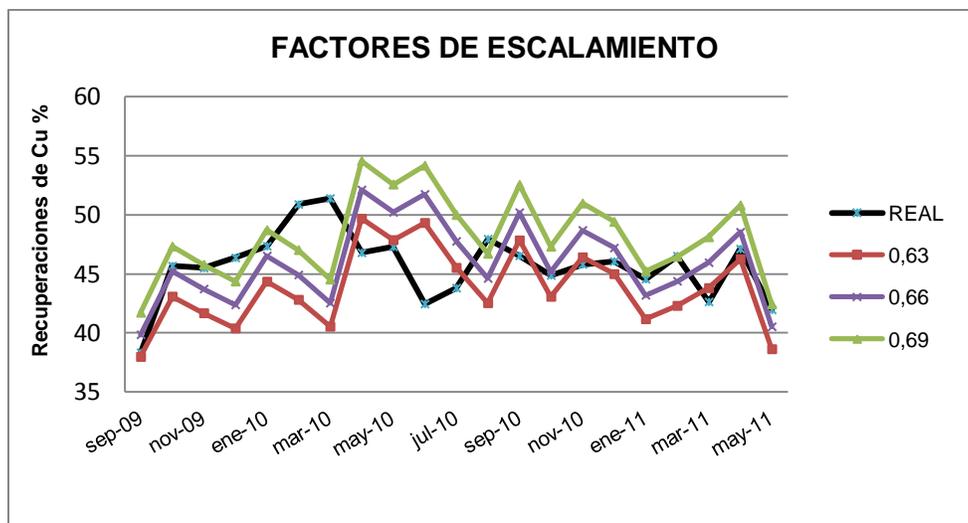


Gráfico 5.3: Factores de Escalamiento (0,63; 0,66 y 0,69) mes.

Cómo se observa en el gráfico 5.3, el factor de escalamiento que debe ser utilizado por el modelo, ya que presenta mayor similitud con respecto al valor real de consumo neto de ácido, es el factor 0,66.

De acuerdo a los análisis realizados a las recuperaciones de CuT de forma mensual, se concluye que el factor de escalamiento para la recuperación de CuT que produce menor error en los cálculos para ambos casos es 0,87. Éste factor presenta un comportamiento más similar al valor real, lo que se traduce en confiabilidad de los datos otorgados por el modelo Damiana.

El mismo resultado se obtuvo al realizar el estudio por módulo, el cual se decidió no incorporar a la memoria, para lograr una mayor comprensión del objetivo final de ésta.

Del mismo modo, en el estudio realizado para el consumo neto de ácido sulfúrico, por mes y por módulo, se concluye que el factor de escalamiento debe ser

actualizado, y el que genera mayor similitud entre el consumo neto de ácido real y el calculado mediante el modelo Damiana, es el factor 0,66.

5.6 CONCLUSIÓN

La actualización del modelo Damiana, se realizó debido a que los parámetros de funcionamiento del proceso de lixiviación han cambiado mucho con respecto a los utilizados anteriormente; por lo que el factor de escalamiento que se utiliza para llevar las prueba de escala laboratorio a escala industrial debió ser modificado.

De esta forma se concluyó que el factor de escalamiento para la recuperación de CuT debe cambiar de 0,78 a 0,87, disminuyendo con esto los errores de cálculos que se producen al comparar los datos reales de recuperaciones de CuT y los datos determinados a través del modelo Damiana, ya sea en estudios por mes o por módulos.

Del mismo modo, se concluyó que el factor de escalamiento para consumo neto de ácido debe variar de 0,61 a 0,66; disminuyendo con esto los errores de cálculos generados al utilizar el factor de escalamiento antiguo.

CAPÍTULO 6: MODELO PREDICTIVO.

El modelo Damiana analizado anteriormente, se basa en la tasa de oxidación para estimar la recuperación de cobre total. Debido a las mejoras en el proceso la división se ve en la necesidad de determinar un modelo que utilice variables de proceso para estimar la recuperación de Cobre, así determinar las repercusiones de cada variable en las recuperaciones y en la producción.

De este modo nace el modelo Predictivo. La información que se utilizó para determinar el modelo predictivo fue proporcionada por la Superintendencia de Planta de la División Salvador, y corresponde a las cargas N, O, P, Q y R, es decir, los meses comprendidos entre Julio 2009- Mayo 2011.

Las variables que son analizadas en este estudio son las siguientes:

- Mineral que ingresa a la planta (tonelaje).
- Leyes de CuT y CuSF del mineral alimentado.
- Razón de lixiviación.
- Razón soluble (tasa de oxidación).
- Granulometría.
- Recuperaciones de Cu en base a análisis de sólidos (cabezas - cola).
- Ácido alimentado al proceso (aglomeración y lixiviación)
- Leyes Al, CO₃ y Mn

A continuación se encuentra el análisis realizado al mineral Damiana con el cual se llevará a cabo el proceso de lixiviación.

6.1 ANÁLISIS DE VARIABLES

6.1.1 Recuperación de CuT



Gráfico 6.1: Recuperación de Cobre Mensual.

La Recuperación de cobre promedio durante el período Julio 2009 – Mayo 2011 es de 73%. La mayor recuperación alcanzada fue de 78,9% en el mes de Abril 2011, y la menor recuperación fue en el mes de Noviembre 2009 con 64,6%. Como indica el gráfico 6.1.

6.1.2 Ley de mineral (CuT y CuSF).

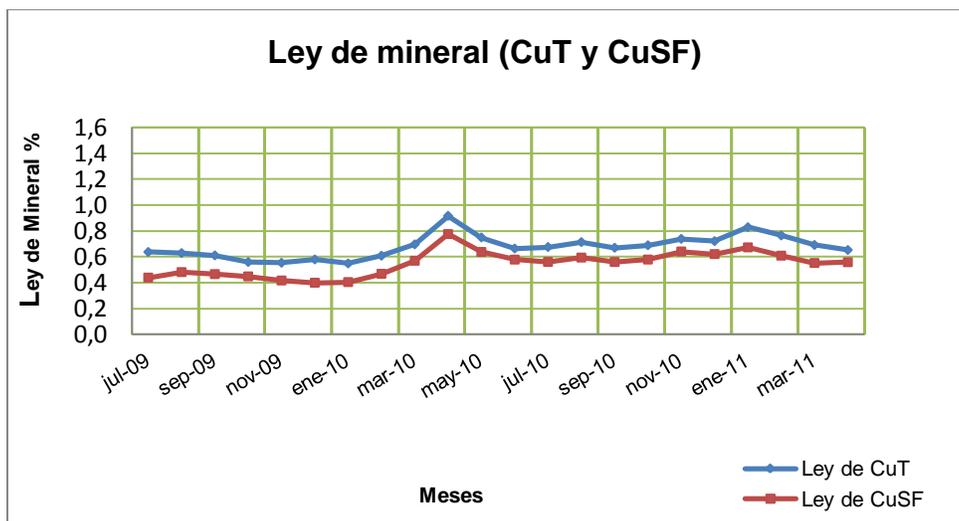


Gráfico 6.2: Ley de Mineral Mensual (Cobre total y Cobre soluble frío).

Luego de realizado el análisis, se puede determinar que la ley de cabeza promedio para el período, fue de 0,68% para CuT y de 0,55% para CuSF. Las dos leyes presentan un peak en el mes de Abril del 2010 con 0,916 y 0,775% para CuT y CuSF respectivamente. Como muestra el gráfico 6.2.

La Recuperación de Cobre total aumenta, al aumentar la Ley de Cobre Soluble Frío .. Esto sucede en ambos casos, obteniéndose líneas de tendencias(color negro) similares en el caso del análisis mensual y el análisis por módulo. Ver gráfico 6.3.

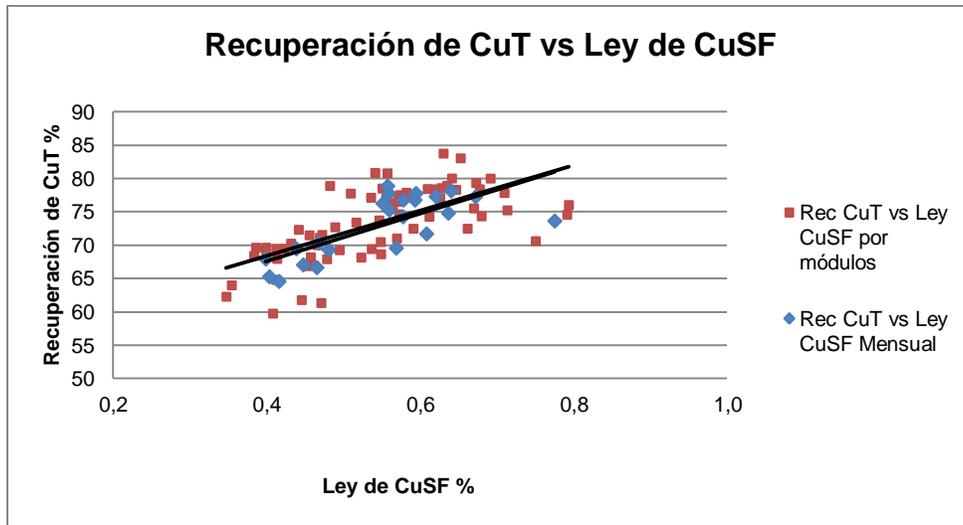


Gráfico 6.3: Correlación entre Recuperación de Cobre y Ley de CuSF

De forma similar, donde la Recuperación de Cobre total aumenta, al aumentar la Razón de Solubilidad. Lo cual se explica por la dependencia de la razón de solubilidad o tasa de oxidación con la ley de Cobre soluble, como indica el gráfico 6.4. La línea de color negro indica la tendencia de los datos analizados.

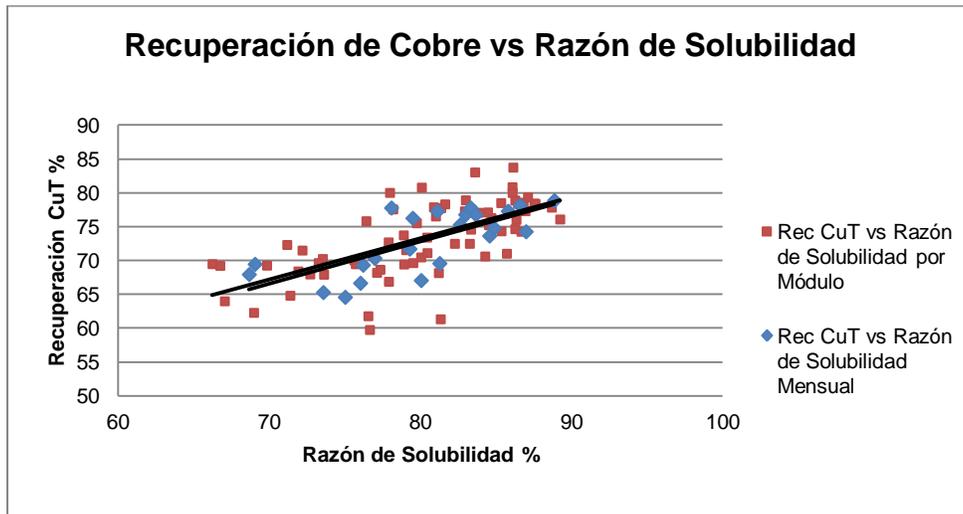


Gráfico 6.4: Correlación entre Recuperación de Cobre y Razón de Solubilidad.

6.1.3 Granulometría

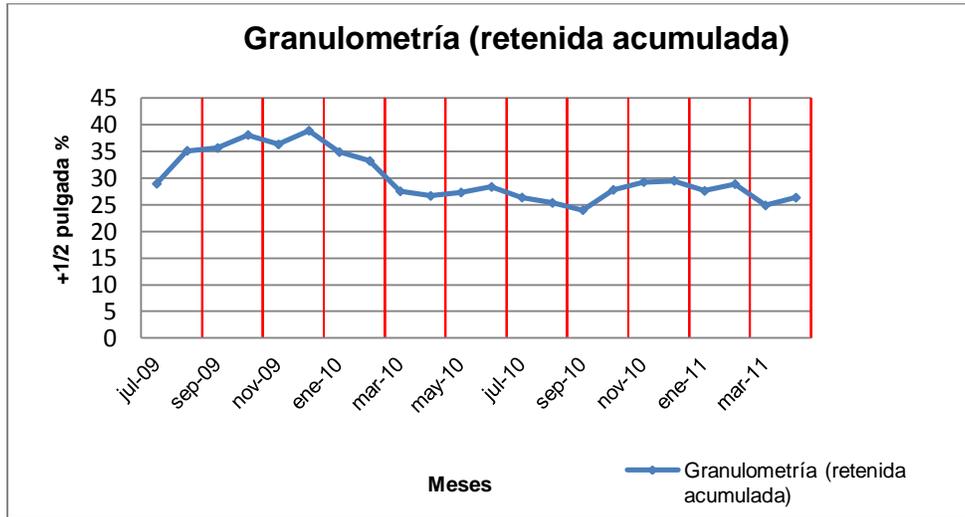


Gráfico 6.5: Granulometría Mensual (Fracción acumulada +1/2 pulgada).

El porcentaje de mineral sobre 1/2 pulgada es en promedio mensual de 30%, con un máximo de 38,9% en el mes de Diciembre 2009 y un mínimo de 24% en el mes de Septiembre 2010. Tal como indica el gráfico 6.5.

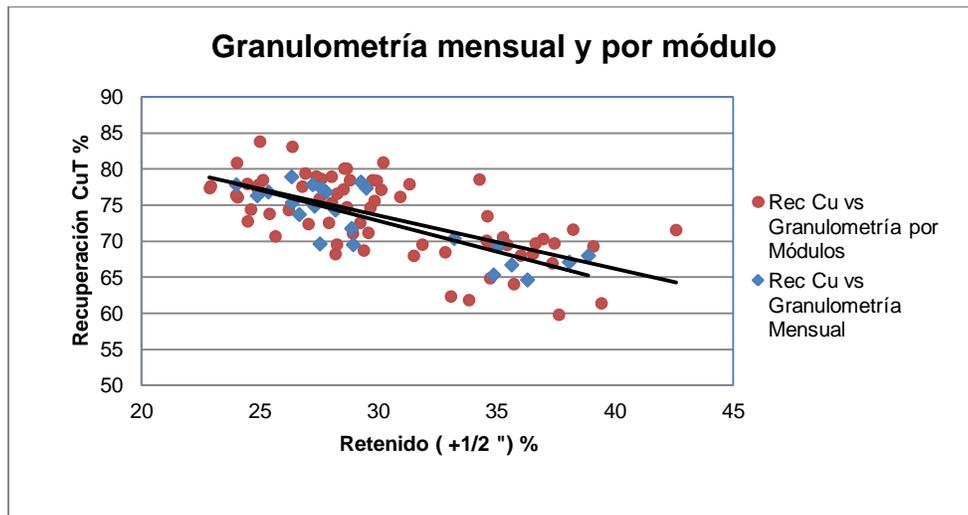


Gráfico 6.6: Correlación entre Recuperación de Cobre y Granulometría.

Como se puede observar en el gráfico 6.6, a medida que el porcentaje de mineral acumulado es mayor, la recuperación de Cobre total disminuye, tanto en el caso del análisis mensual, como en el realizado por módulos. Esta disminución es similar en magnitud en ambos casos y su tendencia es indicada por la línea negra.

6.1.4 Razón de lixiviación



Gráfico 6.7: Razón de Lixiviación Mensual (Rlix m³/t).

La Razón de Lixiviación fue aumentando al pasar el tiempo desde 2,3 m³/ton en Julio 2009 a 2,4 m³/ton en Mayo 2011. La Razón de Lixiviación promedio, en el período estudiado, es de 2,34 m³/ton. Como indica el gráfico 6.7.

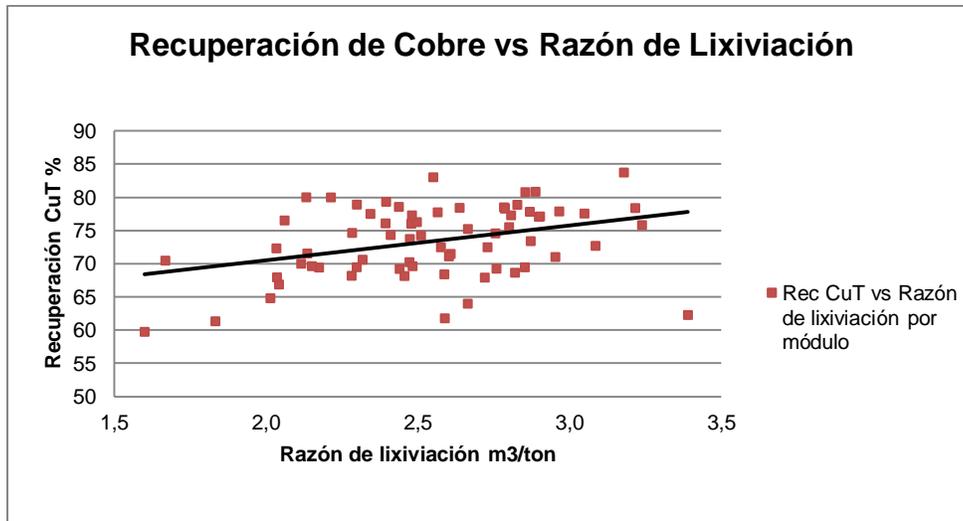


Gráfico 6.8: Correlación entre Recuperación de Cobre y Razón de lixiviación.

Al aumentar la Razón de Lixiviación aumenta también la Recuperación de Cobre total, este efecto es el mismo para los dos casos (mes y módulo), esta tendencia es indicada por la línea negra. En el caso mensual, el aumento es mucho más significativo que en el caso del estudio por módulo. Tal como indica el gráfico 6.8

6.1.5 Ácido alimentado (aglomeración y lixiviación)

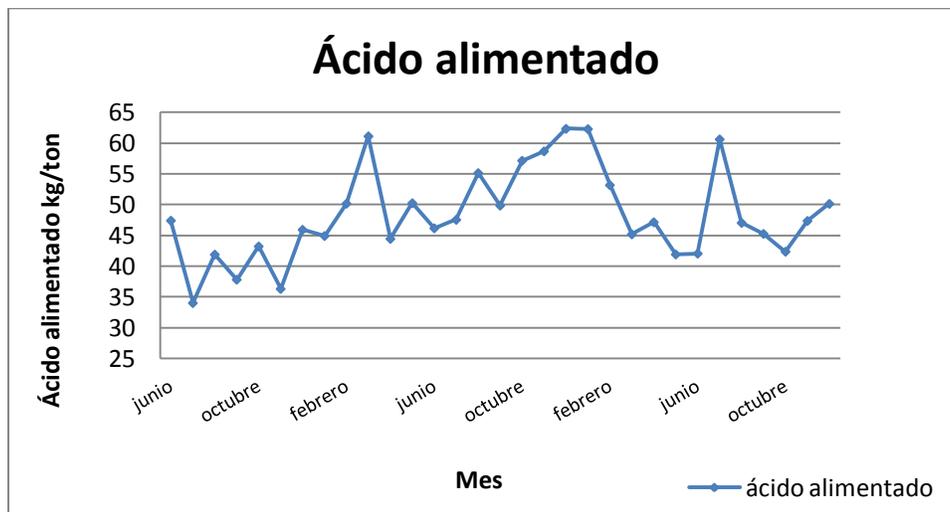


Gráfico 6.9: Ácido alimentado mensualmente (aglomeración y lixiviación).

El ácido alimentado en el proceso (aglomeración y lixiviación) durante el período Junio 2009 – Diciembre 2011 es de 48 kg por tonelada de mineral. El mayor consumo fue de 62,4 kg/ton en Diciembre del año 2010, y el consumo menor fue de 34 kg/ton en Julio del año 2009.

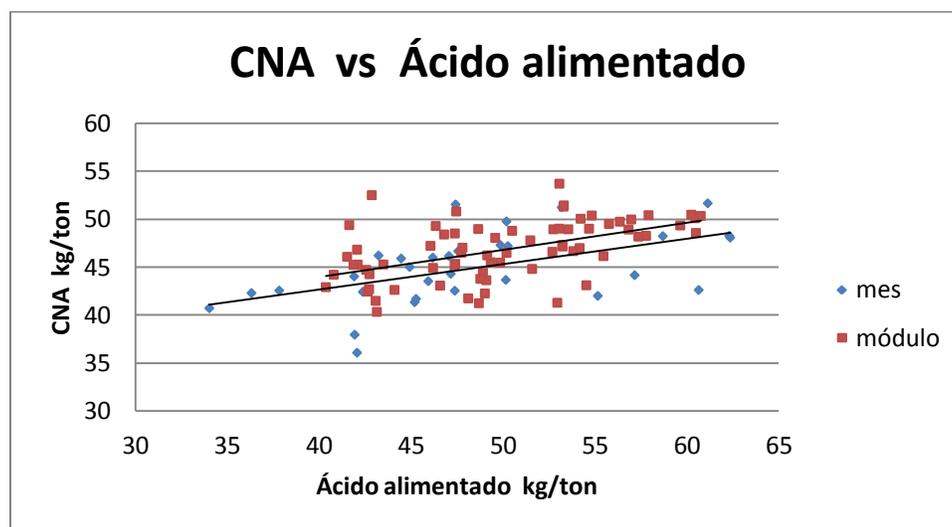


Gráfico 6.10: Correlación entre Consumo neto de ácido y Ácido alimentado.

El consumo neto de ácido aumenta a medida que aumenta el ácido alimentado, tanto en el estudio mensual como por módulos. Esto es lógico, ya que el ácido que se alimenta a las pilas es el ácido calculado para que se desarrolle la cinética en las pilas de acuerdo al mineral alimentado. tal como indica el gráfico 6.10, donde la línea negra indica la tendencia de los valores de ácido alimentado respecto al consumo neto de ácido sulfúrico.

6.1.6 Ley de Aluminio

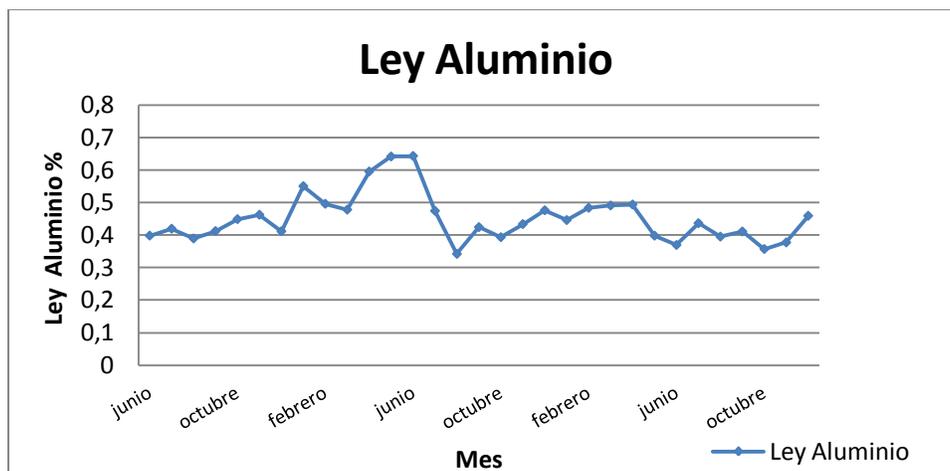


Gráfico 6.11: Ley de Aluminio mensual.

La ley de Aluminio presente en el mineral durante es de 0,45%. La mayor ley de Aluminio alcanzada fue de 0,64% en el mes de Junio 2010, y la menor ley fue en el mes de Agosto 2010 con 0,34%. Tal como indica la figura 6.11.

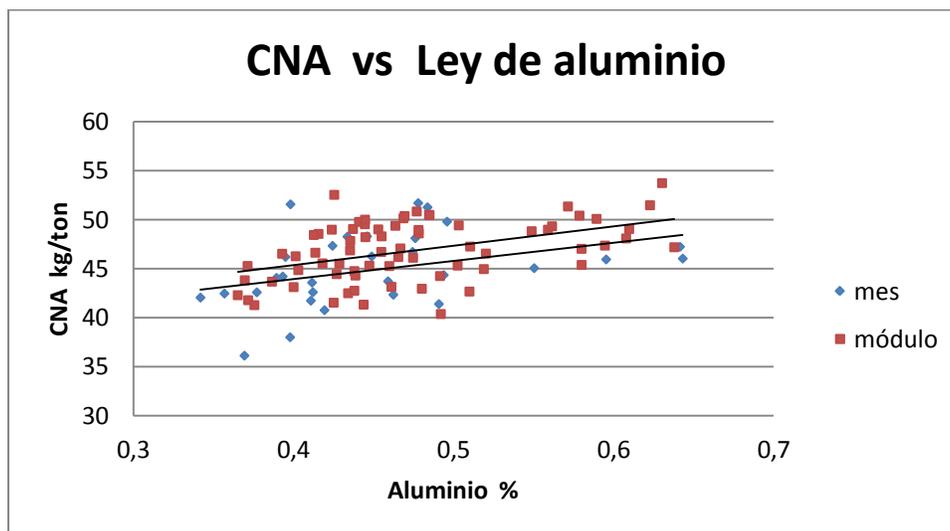


Gráfico 6.12: Correlación entre Consumo neto de ácido y Ley de Aluminio.

El consumo neto de ácido en esta correlación aumenta a medida que la ley de aluminio que posee el mineral alimentado va aumentando, por lo tanto es directamente proporcional a la ley de Aluminio del mineral el consumo de ácido que éste necesita para lixivarse. Esto se traduce en que a mayor cantidad de aluminio presente en el mineral, mayor será el consumo de ácido, pues el aluminio reacciona con el ácido, siendo considerado como impureza y desfavoreciendo la lixiviación del cobre. Tal como indica el gráfico 6.12.

6.1.7 Ley de Carbonato

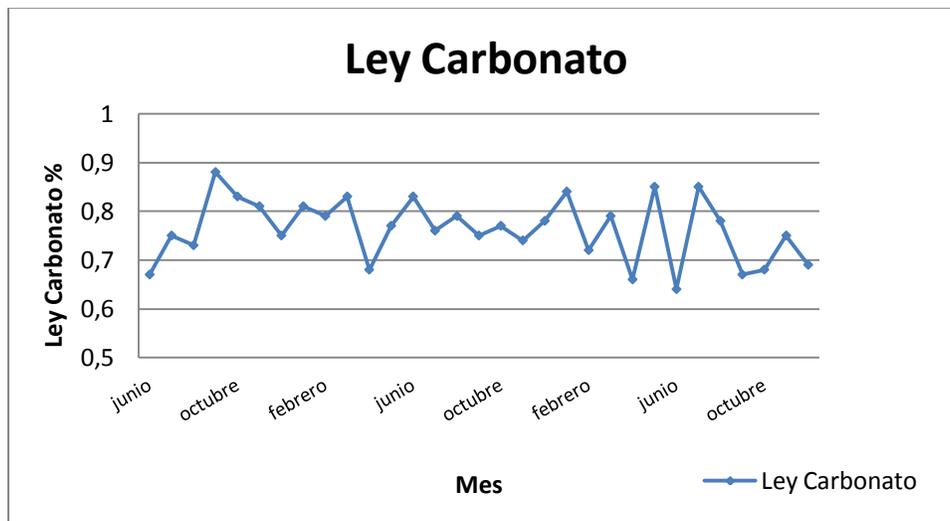


Gráfico 6.13: Ley de Carbonato mensual.

La ley de Carbonato presente en el mineral durante el período Junio 2009 – Diciembre 2011 es de 0,76%. La mayor ley de Carbonato alcanzada fue de 0,88% en el mes de Octubre 2009, y la menor ley fue en el mes de Junio 2011 con 0,64%. Como indica el gráfico 6.13

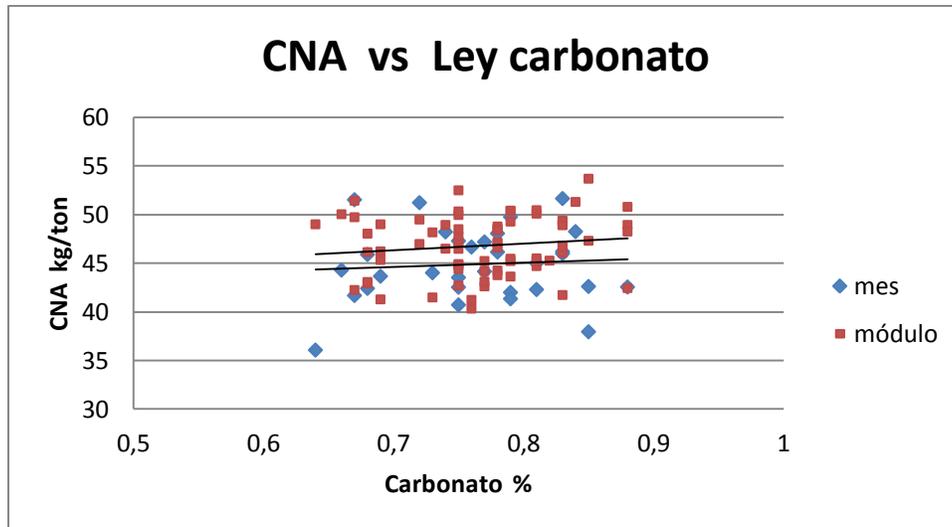


Gráfico 6.14: Correlación entre Consumo neto de ácido y Ley de Carbonato.

La ley de Carbonato no representa mayor significancia para el consumo de ácido, (ver línea de tendencia color negro), aunque igual se percibe un leve aumento de éste al aumentar la ley de carbonato, tanto de forma mensual como por módulo. Tal como indica el gráfico 6.14.

6.1.8 Ley de Manganeso

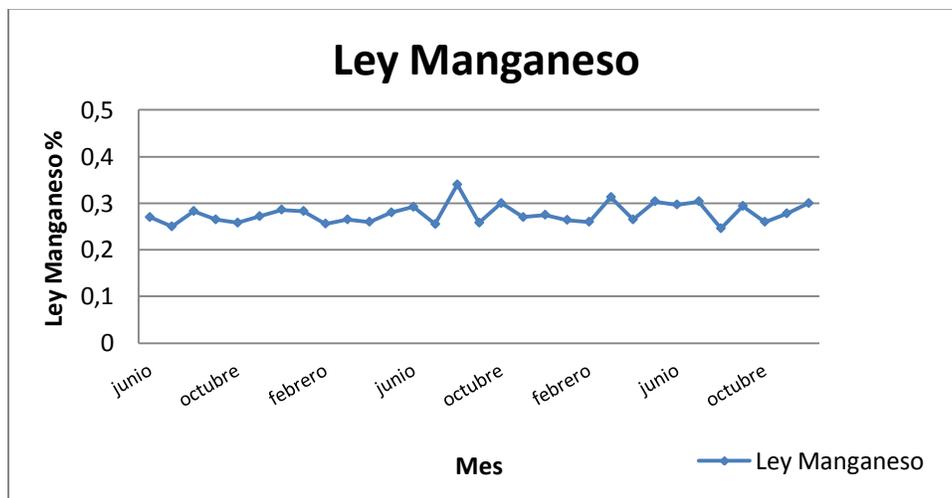


Gráfico 6.15: Ley de Manganeso mensual.

La ley de Manganeso presente en el mineral es de 0,28%. La mayor ley de Manganeso alcanzada fue de 0,34% en el mes de Agosto 2010, y la menor ley fue en el mes de Agosto 2011 con 0,25%. Como indica el gráfico 6.15.

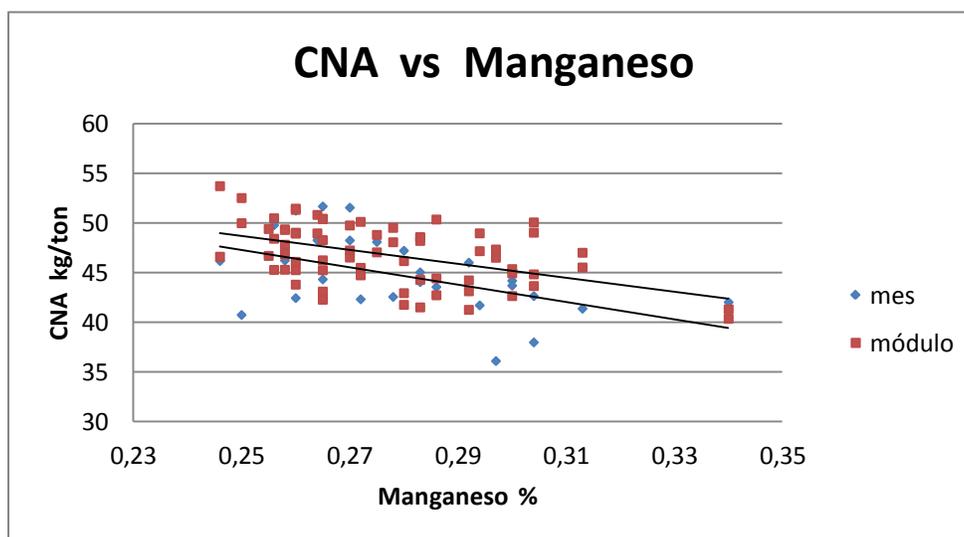


Gráfico 6.16: Correlación entre Consumo neto de ácido y Ley de Manganeso

La ley de Manganeso que presenta el mineral alimentado, provoca una disminución en el consumo neto de ácido, a medida que aumenta la ley de manganeso disminuye el consumo neto de ácido, tanto de forma mensual como por módulo, esto se puede apreciar al observar la línea de color negro en el gráfico 6.16, la que representa la tencia de los valores analizados.

6.1.9 Constantes Recuperación de Cobre

Luego de analizada cada variable y su repercusión en la recuperación de Cobre total, se determinó que la recuperación se encuentra en función de las siguientes variables:

$$R_{CuT} = f\{RS, +1/2", CuSF, RL\} \quad (1)$$

Recuperación de CuT (R_{CuT} %), razón de solubilidad en frío, (RS %), fracción acumulada de partículas mayores que 1/2 " (+1/2" %), ley de cobre soluble en frío (CuSF %), razón de lixiviación (RL m³/tmh)

Luego se determina la recuperación de Cobre a través de una función multivariable linealizada de la forma:

$$R_{CuT} = R_{CuT,R} \left(\frac{RS}{RS_R}\right)^\alpha \left(\frac{1/2"}{1/2"_{R}}\right)^\beta \left(\frac{RL}{RL_R}\right)^\gamma \left(\frac{CuSF}{CuSF_R}\right)^\delta \quad (2)$$

Donde:

$\alpha, \beta, \gamma, \delta$: Magnitudes de incidencia de respectivas variables

Subíndice R : Valores referenciales de cada una de las variables

Para las cuatro variables involucradas y analizadas anteriormente, se obtienen los parámetros referenciales, correspondiendo esto a los valores promedio del periodo analizado. Respecto a la magnitud de incidencia de las variables, el valor de partida de los parámetros $\alpha, \beta, \gamma, \delta$ se obtienen de correlaciones de ajuste de cada una de estas variables con la recuperación de CuT.

	Referenciales	α	β	γ	δ
Recuperación de Cu	73,056				
Razón de Solubilidad	80,746	0,621			
+ 1/2"	31,539		-0,349		
Ley de CuSF	0,537			0,262	
Razón de Lixiviación	2,436				0,240

Tabla 6.1: Parámetros Iniciales del Modelo Actualizado (Rec Cu).

Con los valores referenciales y magnitudes de incidencia iniciales se establece el siguiente algoritmo base:

$$R_{CuT} = 73,146 \left(\frac{RS}{80,746} \right)^{0,621} \left(\frac{1/2''}{31,539} \right)^{-0,349} \left(\frac{CuSF}{0,537} \right)^{0,262} \left(\frac{RL}{2,436} \right)^{0,240} \quad (3)$$

Se realiza un primer ajuste de α , β , γ , δ para que los valores de R_{CuT} que determina el algoritmo se aproxime a la R_{CuT} (tendencia) que entrega la operación industrial:

$$R_{CuT} = 73,146 \left(\frac{RS}{80,746} \right)^{0,280} \left(\frac{1/2''}{31,539} \right)^{-0,137} \left(\frac{CuSF}{0,537} \right)^{0,100} \left(\frac{RL}{2,436} \right)^{0,072} \quad (4)$$

Luego, se realiza un segundo ajuste variándose ahora los valores referenciales, obteniéndose el algoritmo definitivo que proporciona el mínimo error respecto al valor que entrega la operación industrial:

$$R_{CuT} = 72,800 \left(\frac{RS}{80,000} \right)^{0,280} \left(\frac{1/2''}{30,750} \right)^{-0,137} \left(\frac{CuSF}{0,537} \right)^{0,100} \left(\frac{RL}{2,430} \right)^{0,072} \quad (5)$$

6.1.10 Constantes Consumo Neto de ácido

Del mismo modo, en que se determinó el algoritmo para la recuperación de Cobre, se analizó el consumo neto de ácido sulfúrico necesario en el proceso.

Para realizar lo mencionado fue necesario analizar las variables involucradas como se hizo anteriormente, de esta forma determinar en función de que variables es posible determinar el Consumo Neto de Acido Sulfúrico.

$$CNA = f \{ TC, H^+_{in\ lix}, Mn, CO_3^{-2}, Al \} \quad (6)$$

Dónde, Consumo neto de ácido (CNA kg/tms), Tasa de curado (TC kg/tms), Ácido pasado en riego (kg H⁺ / tms), Ley de manganeso total (Mn %), Ley de carbonato (CO₃⁻² %), Ley de aluminio soluble (Al %)

El modelo propuesto para estimar el consumo neto de ácido es de la forma:

$$CNA = CNA_R \left(\frac{TC}{TC_R} \right)^\alpha \left(\frac{H^+_{in\ lix}}{H^+_{in\ lix\ R}} \right)^\beta \left(\frac{Mn}{Mn_R} \right)^\gamma \left(\frac{CO_3^{-2}}{CO_3^{-2}\ R} \right)^\vartheta \left(\frac{Al}{Al_R} \right)^\delta \quad (8)$$

Donde:

$\alpha, \beta, \gamma, \vartheta$ y δ : Magnitudes de incidencia

El subíndice R indica los valores referenciales de cada variable.

Los valores referenciales y magnitudes de incidencia permiten el ajuste del modelo con los resultados reales del periodo julio 2009 a marzo 2011. Los valores iniciales referenciales de las 5 variables involucradas, corresponden a los valores promedio del periodo analizado.

El valor inicial de las magnitudes de incidencia α_1 a α_5 , se obtienen de las correlaciones de ajuste de cada una de estas variables con el consumo neto de ácido.

Variabes	Referenciales	α	β	γ	ϑ	δ
Consumo neto de ácido, kg/tms	45.80					
Tasa de curado, kg/tms	28.49	0.662				
Ácido pasado en riego, kg/tms	42.89		0.393			
Ley de manganeso total, %	0.28			-0.536		
Ley de carbonato, %	0.74				0.067	
Ley de aluminio soluble, %	0.48					0.050

Tabla 6.2: Parámetros Iniciales del Modelo Actualizado (CNA).

De acuerdo a la tabla presentada, se concluye la siguiente ecuación que permite obtener el consumo neto de ácido:

$$CNA = 45,835 \left(\frac{TC}{28,472} \right)^{0,528} \left(\frac{H_{in}^+}{44,392} \right)^{0,357} \left(\frac{Mn}{0,281} \right)^{-0,477} \left(\frac{CO_3^{-2}}{0,765} \right)^{0,067} \left(\frac{Al}{0,483} \right)^{0,053} \quad (9)$$

6.2 IMPLEMENTACIÓN MODELO CORREGIDO

Una vez realizado el ajuste al modelo mediante el cambio de los valores referenciales debido a la incorporación de una nueva carga, se procedió a implementar dicho modelo.

Para evaluar las mejoras que implican la utilización del modelo actualizado se realizó la determinación de los errores que se producen con respecto al valor real y se comparó este resultado con los errores que se producían a utilizar el modelo antiguo, dejando en evidencia las mejoras al aplicar el modelo corregido.

En el gráfico 6.17, se observan las recuperaciones de cobre reales obtenidas en planta, además de las recuperaciones calculadas a través del modelo antiguo y a través del modelo actualizado.

El error que se genera entre el modelo antiguo y el valor real de recuperaciones en el periodo de julio 2009- abril 2011 es de -1,55% mientras que el error que se genera con el modelo corregido es de -0,28 %, aproximadamente dos puntos porcentuales menos que con el modelo antiguo, lo que nos permite obtener datos de recuperaciones de CuT estimadas muchas más cercanas a los valores reales que se generan en el proceso.

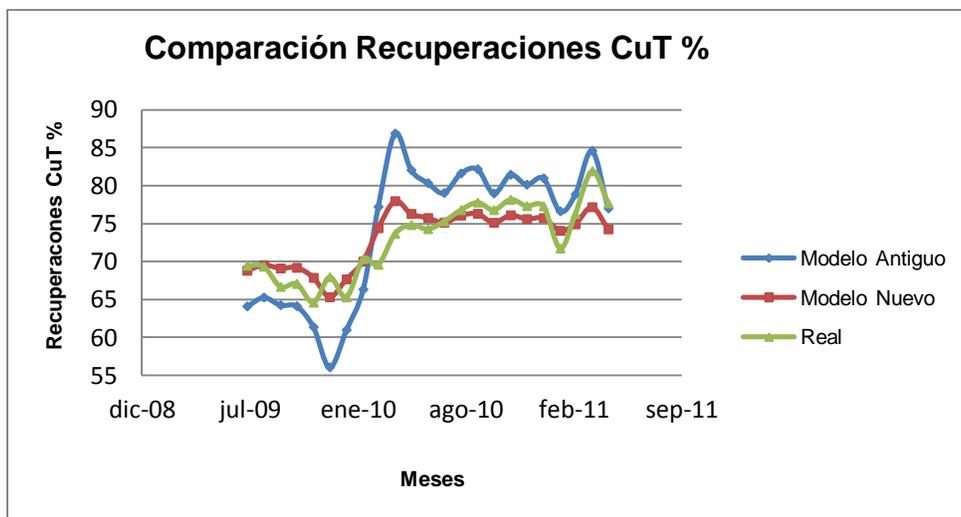


Gráfico 6.17: Comparación de Recuperaciones de CuT para valores Reales, Modelo Antigo y Modelo Nuevo (mensual).

En el gráfico 6.17 con color azul se encuentra el modelo antiguo (no corregido), el cual presenta sectores con grandes diferencias (18 puntos porcentuales aproximadamente) en comparación con el valor real de recuperaciones de cobre.

No sucede lo mismo para el modelo nuevo o corregido (color rojo), el cual presenta una máxima diferencia de 6 puntos porcentuales con respecto al valor real (color verde).

6.2.1 Corrección Consumo neto de ácido

Al igual que en el caso de la recuperación de Cobre, se determinó el consumo neto de ácido utilizando el modelo antiguo y el modelo actualizado, además se comparó estos valores con los datos reales obtenidos en planta.

La información presentada en esta tabla fue calculada de forma mensual en el periodo de Julio 2009 - Abril 2011.

	CNA real (t)	MODELO PREDICTIVO					
		ANTIGUO	error relativo	error absoluto	ACTUALIZADO	error relativo	error absoluto
julio	13.189	14687	-11,36%	11,36%	14791	-12,15%	12,15%
agosto	19.333	19263	0,36%	0,36%	19058	1,42%	1,42%
septiembre	19.744	18924	4,15%	4,15%	18933	4,11%	4,11%
octubre	23.364	21154	9,46%	9,46%	20922	10,45%	10,45%
noviembre	21.977	18654	15,12%	15,12%	18629	15,23%	15,23%
diciembre	23.479	20045	14,62%	14,62%	20002	14,81%	14,81%
enero	24.590	20351	17,24%	17,24%	20248	17,66%	17,66%
febrero	19.752	34835	-76,36%	76,36%	34132	-72,80%	72,80%
marzo	19.738	17755	10,05%	10,05%	17386	11,92%	11,92%
abril	21.341	19034	10,81%	10,81%	18900	11,44%	11,44%
mayo	20.122	18037	10,36%	10,36%	17882	11,14%	11,14%
junio	20.476	20251	1,10%	1,10%	20090	1,88%	1,88%
julio	21.045	21239	-0,92%	0,92%	21065	-0,10%	0,10%
agosto	21.303	17136	19,56%	19,56%	17205	19,23%	19,23%
septiembre	21.066	20546	2,47%	2,47%	20306	3,61%	3,61%
octubre	20.398	19013	6,79%	6,79%	19068	6,52%	6,52%
noviembre	20.730	19917	3,92%	3,92%	19709	4,93%	4,93%
diciembre	20.635	19916	3,49%	3,49%	19814	3,98%	3,98%
enero	16.168	16388	-1,36%	1,36%	16332	-1,02%	1,02%
febrero	16.915	40438	-139,07%	139,07%	39339	-132,57%	132,57%
marzo	20.469	16475	19,51%	19,51%	16611	18,85%	18,85%
abril	21.185	17446	17,65%	17,65%	17453	17,62%	17,62%
mayo	20.474	16324	20,27%	20,27%	16745	18,22%	18,22%
junio	23.268	16151	30,59%	30,59%	16707	28,19%	28,19%
promedio	20448	20166	-0,48%	18,61%	20055	0,11%	18,33%

Tabla 6.3: Comparación mensual entre Recuperaciones Reales, Modelo Antiguo y Modelo Nuevo.

El error que se genera entre el modelo antiguo y el valor real de recuperaciones en el periodo de julio 2009 - junio 2011 es de -0,48% mientras que el error que se genera con el modelo corregido es de -0,11 %, lo que nos permite obtener datos de consumo neto de ácido mucho más cercanos a los valores reales que se generan en el proceso.

6.3 CONCLUSIÓN

Luego de evaluar las variables implicadas en el proceso, y analizar los parámetros iniciales de modelo predictivo; se decidió actualizar dicho modelo, incorporando al estudio una nueva carga.

De esta forma, se logró corregir el modelo predictivo, logrando datos mucho más cercanos a los valores reales, es decir, un menor error de cálculo, lo que genera un modelo mucho más confiable que el antiguo. Logrando mejorar los cálculos de recuperaciones de CuT y de consumo neto de ácido.

CAPÍTULO 7: COMPARACIONES ENTRE MODELOS

Luego de realizado las actualizaciones al modelo predictivo y al modelo Damiana, en los capítulos anteriores; se procedió a realizar una comparación entre ambos.

Realizar esta comparación nos permite determinar errores, similitudes y diferencias; además de confirmar que la información que entregan estos modelos es confiable. Así tener la seguridad para posteriormente utilizarlos en la realización de la planificación de producción catódica.

7.1 MODELO PREDICTIVO

Este capítulo pretende demostrar que es mejor utilizar el modelo predictivo que el modelo Damiana, aún con las mejoras realizadas en el factor de escalamiento.

$$R_{CuT} = 72,800 \left(\frac{RS}{80,000} \right)^{0,280} \left(\frac{1/2''}{30,750} \right)^{-0,137} \left(\frac{CuSF}{0,537} \right)^{0,100} \left(\frac{RL}{2,430} \right)^{0,072} \quad (1)$$

Como se explicó en el capítulo anterior, el error que se genera entre el modelo y el valor real de recuperaciones en el periodo de Julio 2009 - Abril 2011 es de 0,2%, lo que nos permite obtener datos de recuperaciones de CuT estimadas muy cercanas a los valores reales que se generan en el proceso.

7.2 MODELO DAMIANA

A modo de resumen, el modelo Damiana se encuentra en función de la tasa de oxidación o razón soluble, además depende del tipo de mineral presente y de su proporción para determinar las recuperaciones de CuT.

Este valor debe ser multiplicado por un factor de escalamiento (0,87), el cual permite llevar los datos de escala laboratorio a tamaño industrial; de esta forma, minimizar los posibles errores. A continuación se encuentran las ecuaciones de cada caso:

Minerales Negros + Verdes

- Modelo Razón Soluble Frío

$$\% \text{ Extracción CuT} = 3,116533 \cdot RSF^{0,755026} \quad (2)$$

- Modelo Razón Soluble Caliente

$$\% \text{ Extracción CuT} = 0,005943 \cdot RSC^{2,105086} \quad (3)$$

Minerales Negros

- Modelo Razón Soluble Frío

$$\% \text{ Extracción CuT} = 6,363642 \cdot RSF^{0,584329} \quad (4)$$

- Modelo Razón Soluble Caliente

$$\% \text{ Extracción CuT} = 0,119622 \cdot RSC^{1,422992} \quad (5)$$

7.3 COMPARACIÓN MODELOS

Se realizó la comparación entre los modelos predictivo y Damiana de manera mensual, durante el periodo comprendido entre Julio 2009 – Mayo 2011. Se les comparó con las recuperaciones reales obtenidas durante este tiempo y se les calculó el error en cada caso.

Los errores que se generan al utilizar modelos son similares en ambos casos, menores de 0,28 y 0,68 % para modelo predictivo y modelo Damiana, respectivamente.

Con estos valores de error podemos asegurar que los datos obtenidos serán similares a las recuperaciones reales, lo que nos permite generar planes de producción a corto y largo plazo.

En seguida, se encuentra el gráfico de las recuperaciones obtenidas de forma real y con los dos modelos; se puede apreciar que las tres curvas siguen las mismas tendencias.

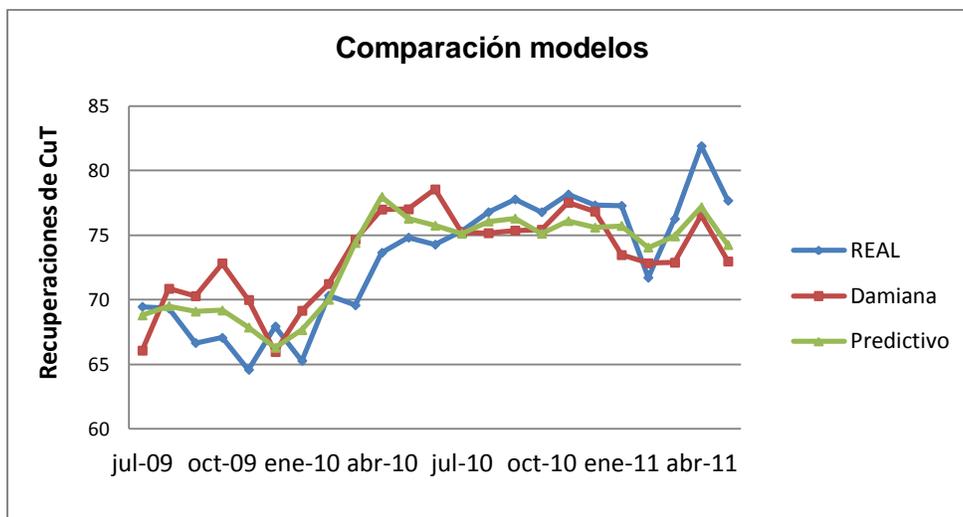


Gráfico 7.1: Comparación mensual entre modelos Predictivo y Damiana.

7.4 CONCLUSIÓN

Podemos concluir que los datos entregados por los dos modelos (predictivo y Damiana) nos arrojan datos bastantes similares a los datos reales de recuperaciones de CuT.

En el estudio de comparación de forma mensual existen errores de 0,28 y 0,68 % para los modelos predictivo y Damiana, respectivamente. De esta manera, podemos concluir que al ser bajo los errores que se presentan en los cálculos, es posible utilizar estos modelos para la planificación de producción de cátodos de cobre, objetivo principal de la presente memoria.

CAPÍTULO 8: VALIDACIÓN MODELO PREDICTIVO EN PLANIFICACIÓN CATÓDICA.

Se realizó un análisis empírico para validar la utilización del modelo predictivo en la planificación de producción. Para esto, se analizaron datos de los años 2010 y 2011; en donde se comparó la utilización del modelo frente a la planificación del programa que realiza la división, el cual predice la producción futura a través de la utilización del modelo Damiana.

A continuación se encuentra el estudio realizado. Lo primero que se efectúa es la comparación de las variables utilizadas por el programa y por el modelo predictivo con los datos reales. (Mineral a tratar, ley de CuT, ley de CuSF, RSF y recuperación de CuT).

Luego se determina la producción mensual utilizando las variables anteriormente mencionadas. La planificación del programa y la realizada mediante el modelo predictivo son comparadas con la producción real del año; de este modo, se determinan los errores de cada planificación.

Una vez realizado estos dos pasos, se procede a concluir cuáles fueron las variables que poseen mayor influencia sobre la producción y qué modificaciones, generarían una disminución del error de producción.

Todo lo descrito en los párrafos anteriores, se realiza tanto para el año 2010, como para el año 2011.

8.1 ANÁLISIS AÑO 2010

El mineral a tratar durante el año 2010 de acuerdo a la planificación es de 4.600.000 toneladas. Según los datos reales ese año, se trató un total de 4.991.448 toneladas de mineral.

De acuerdo a estos datos, la planificación fue menor en aproximadamente 7,8% en comparación con el valor real de mineral tratado en ese período.

La ley de Cobre Total para el año 2010, según el programa para ese año fue de 0,74 % promedio mensual. La ley de Cobre Total real fue de 0,70%, existiendo una diferencia de 0,04 puntos porcentuales, dónde la planificación es mayor a los valores reales.

La ley de Cobre soluble frío real para el año 2010 fue de 0,67%, igual valor que la ley de cobre soluble frío planificada para ese año.

Las diferencias entre los valores promedios para la razón soluble frío (tasa de oxidación) real y del programa, se deben netamente a las variaciones existentes en las leyes de Cobre total, pues las leyes de Cobre soluble frío para el año 2010 son las mismas. De acuerdo a los datos reales, la RSF es de 94,8 y la RSF de la planificación es de 89,8 (5,3% menor que los datos reales)

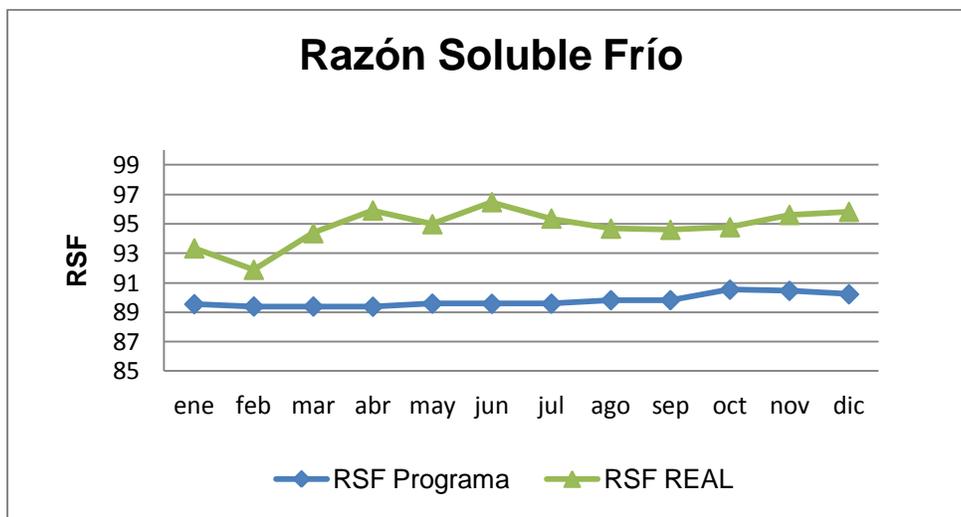


Gráfico 8.1: Razón Soluble Frío (Real y Programa) 2010.

La recuperación de Cobre total estimada en la planificación para el año 2010 fue de 58,7%, pero la recuperación real de dicho año fue mayor en 8,8 puntos porcentuales llegando a un valor promedio de 67,5%. Tal como se indica en el gráfico 8.1.

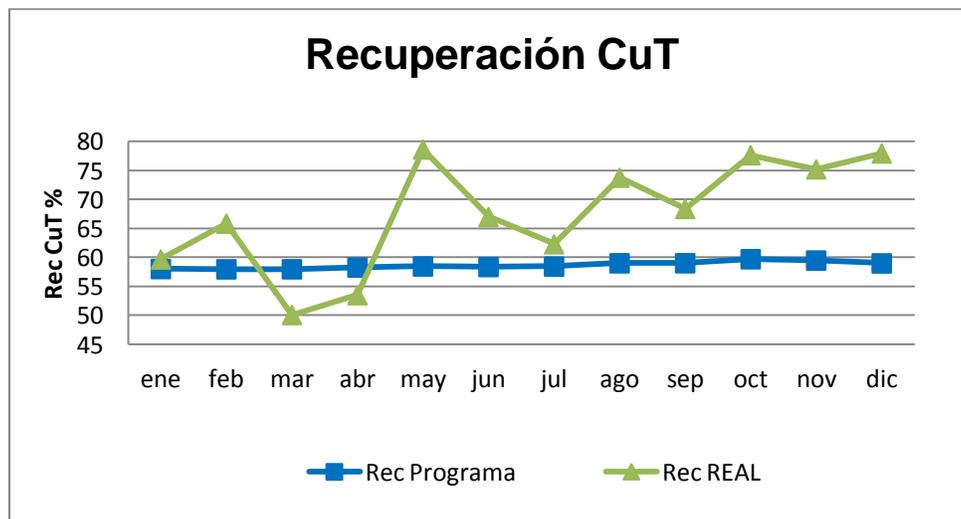


Gráfico 8.2: Recuperación Cobre Total (Real y Programa) 2010.

Una vez analizado cada parámetro, se procedió a graficar la producción de cátodos.

Se graficó la curva del programa estimado (P0R0), la curva del modelo predictivo y la curva real de producción de cátodos para el año 2010.

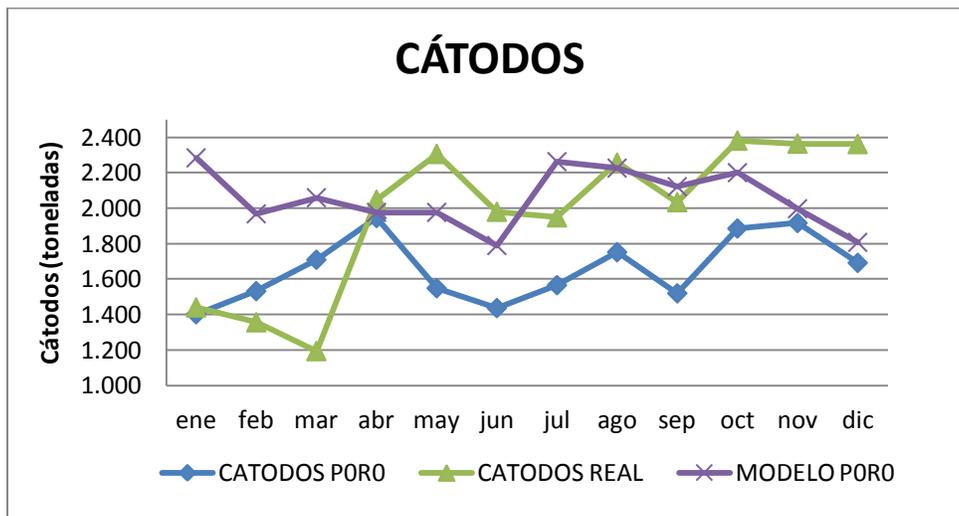


Gráfico 8.3: Producción catódica (real, P0R0 y modelo) 2010.

Como se observa en el gráfico 8.3, la producción de cátodos real comienza con valores muy bajos los tres primeros meses del año, ya en abril se logra recuperar y alcanzar valores sobre las 2.000 toneladas; desde esa fecha en adelante se mantiene la producción en el rango entre 1.950 a 2.365 toneladas. En total en el año 2010 se generan 23.672 toneladas de cátodos, lo que en promedio sería 1.973 toneladas por mes.

De acuerdo a la planificación P0R0, los valores de producción mensual oscilan entre 1.400 y 1920 toneladas, las que generaría un total de 19.903 toneladas para el año 2010, lo que equivale a 1.659 toneladas mensuales.

Estos valores se encuentran bajo los reales en un 16%, las principales razones puede ser la diferencia existente en el mineral tratado; como se mencionó anteriormente, el mineral planificado fue menor al real en un 7,8 %.

Aumentando el mineral a tratar se aumentaría la producción de cátodos de la planificación P0R0, disminuyendo el error. Otra variable que puede ser modificada en el programa, es la recuperación de Cobre total, pues la planificación se encuentra bajo los valores reales en 8,6 puntos porcentuales; al disminuir esta diferencia es posible aumentar la producción de cátodos de la planificación y disminuir el error respecto a los valores reales del año 2010.

La planificación de producción realizada utilizando el modelo predictivo, genera en total para el año 2010, 1.928 toneladas mensuales de cátodos. Esta cantidad es más cerca a los valores reales que al comparar con P0R0; en esta ocasión existe un error de 3,7 % sobre la producción real.

Aún cuando el error es pequeño (3,7%) es posible disminuir más controlando las variables implicadas en el modelo predictivo. Dichas variables serán analizadas en forma detallada más adelante.

8.2 ANÁLISIS AÑO 2011

El mineral a tratar durante el año 2011 de acuerdo a la planificación es de 5.200.000 toneladas. Según los datos reales ese año, se trató un total de 4.934.238 toneladas de mineral.

De acuerdo a estos datos, la planificación fue mayor en aproximadamente 5,4% en comparación con el valor real de mineral tratado en ese período.

La ley de Cobre total para el año 2011 de acuerdo con la planificación del programa fue de 0,66%, en tanto, la ley de Cobre total real para ese año alcanzó los 0,69%; 0,03 puntos porcentuales más que la planificación.

La ley de Cobre Soluble frío para el año 2011 según la planificación por el programa sería de 0,59 %, en tanto la ley de Cobre Soluble frío real fue de 0,63%, generándose una diferencia de 0,04 puntos porcentuales entre la planificación y los datos reales.

De acuerdo a lo planificado para el año 2011, la razón soluble frío fue de 88,8, mientras que de acuerdo a los datos reales para dicho año, la razón soluble frío fue de 91,7.

La recuperación de Cobre total planificada para el año 2011 fue de 60,8%, mientras que la recuperación real fue mayor en 11,4 puntos porcentuales, alcanzando un promedio mensual de 72,2%

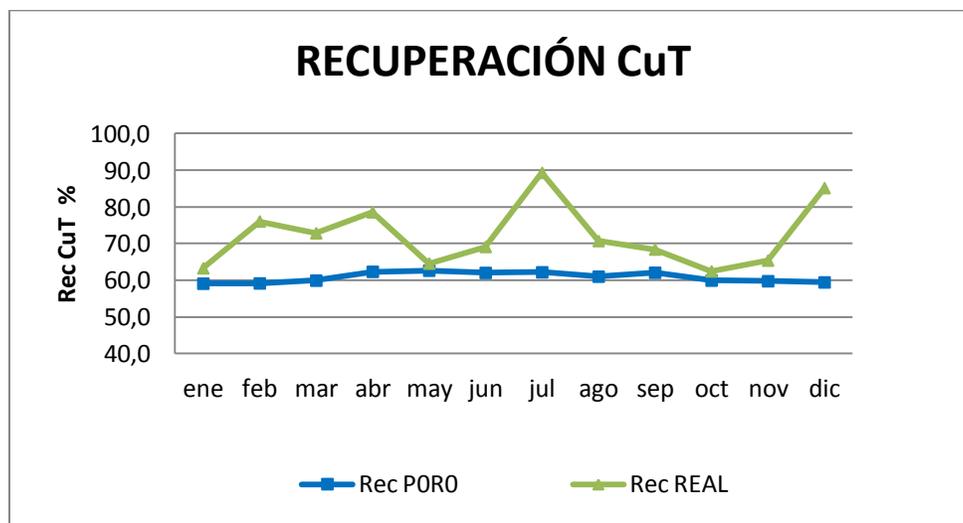


Gráfico 8.4: Recuperación de Cobre Total (Real y Programa) 2011.

Una vez analizada cada variable de forma individual, se procedió a graficar la producción de cátodos. Se graficó la curva del programa P0R0, la curva del modelo predictivo y la curva real de producción de cátodos para el año 2011. Ver gráfico 8.4.

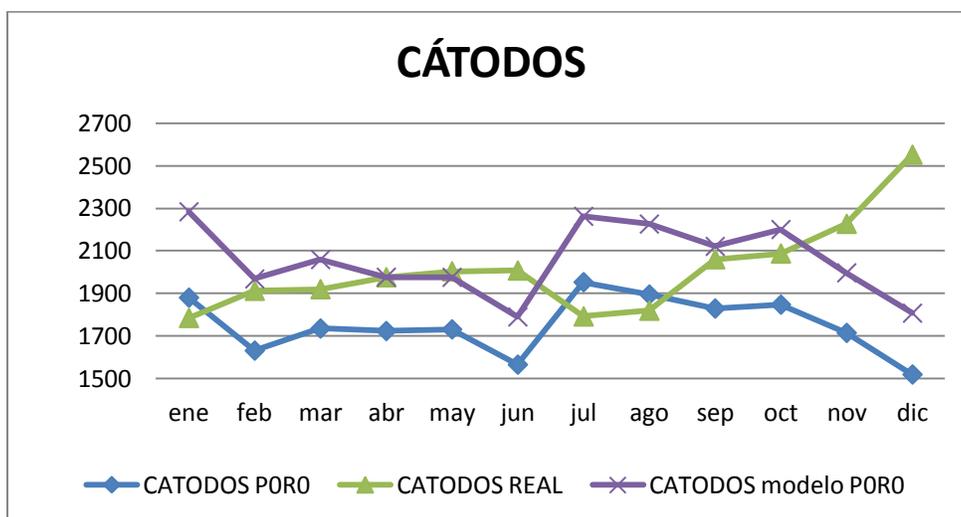


Gráfico 8.5: Producción catódica (real, P0R0 y modelo) 2011.

Como podemos observar en el gráfico 8.5, la producción real de cátodos 2011 oscila entre los valores de 1.785 a 2.552 toneladas al mes, logrando el punto máximo en el mes de diciembre de 2011, en promedio se producen 2.012 toneladas de cátodos mensuales.

De acuerdo a la planificación P0R0, los valores de producción mensual oscilan entre 1.519 y 1.953 toneladas, las que generaría un total de 21.025 toneladas para el año 2011, lo que equivale a 1.752 toneladas mensuales. Estos valores se encuentran bajo los reales en un 13%, las principales razones puede ser por la diferencia existente en las ley de Cobre total y Cobre soluble frío, según la planificación P0R0 son menores a los valores reales en 0,03 y 0,04 puntos

porcentuales respectivamente, esto entrega una diferencia en la razón soluble frío de 2,9 (tasa de oxidación o ley de cobre soluble frío presente en la ley de cobre total).

En esta ocasión la diferencia de mineral es mayor para la planificación, un aumento en esta variable también provocaría un aumento en la producción, pero no reflejaría la realidad del año 2011. Lo que sí se podría aumentar, es la recuperación de Cobre total para la planificación P0R0, pues se encuentra por debajo de los valores reales con una diferencia de 11,4 puntos porcentuales.

La planificación de producción realizada utilizando el modelo predictivo, genera en total para el año 2011, 24.665 toneladas, es decir, 2.056 toneladas mensuales de cátodos. Esta cantidad es más cercana a los valores reales que al realizar la comparación con P0R0; en esta ocasión existe un error de 2,16 % sobre la producción real (se planificó más de lo que se produjo en el año).

Al igual que en el caso anterior, es posible disminuir aún más el error existente controlando las variables implicadas en el modelo predictivo. Dichas variables serán analizadas en forma detallada más adelante.

8.3 ANÁLISIS VARIABLES MODELO

Se realizó un análisis detallado a dos de las variables implicadas en el modelo predictivo, la granulometría y a la razón de lixiviación, determinando cómo se comporta la producción de cátodos entregada por el modelo, con respecto a la producción real.

Este análisis fue realizado para validar el modelo predictivo en la planificación de producción catódica.

La tabla 8.1, indica los parámetros en que se modificaron las dos variables antes mencionadas. La granulometría se refiere al porcentaje de mineral acumulado sobre ½ pulgada, mientras que la razón de lixiviación posee unidades de metros cúbicos de ácido consumido por toneladas de mineral tratado.

Granulometría	R LIX
34	2,6
32	2,4
30	2,0
28	1,8
26	1,6

Tabla 8.1: Modificaciones Variables.

Se realizaron todas las combinaciones existentes y se determinaron los errores respectivos en cada caso. De este modo, es posible determinar cómo modificar una variable si la otra se ve alterada por efectos alternos, logrando así mantener un error bajo con respecto al valor real de producción de cátodos.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2010 con granulometría de 34% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
34 y 2,6	1684	1863	2081	2403	1890	1749	1909	2137	1852	2296	2354	2066	24265	2,51%
34 y 2,4	1674	1853	2069	2390	1879	1739	1898	2125	1842	2283	2341	2055	24125	1,92%
34 y 2,0	1652	1829	2042	2358	1854	1716	1873	2097	1818	2253	2310	2028	23811	0,59%
34 y 1,8	1640	1815	2026	2341	1840	1703	1859	2081	1804	2236	2293	2012	23631	-0,17%
34 y 1,6	1626	1799	2009	2321	1825	1689	1843	2064	1789	2217	2273	1995	23431	-1,02%

Tabla 8.2: Granulometría 34% +1/2", rlix variable.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2010 con granulometría de 32% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
32 y 2,6	1698	1879	2098	2423	1905	1763	1925	2155	1868	2315	2374	2084	24467	3,36%
32 y 2,4	1688	1868	2086	2409	1894	1753	1914	2143	1857	2302	2360	2072	24327	2,77%
32 y 2,0	1666	1844	2059	2378	1870	1730	1889	2115	1833	2272	2330	2045	24009	1,43%
32 y 1,8	1653	1830	2043	2360	1856	1717	1874	2099	1819	2254	2312	2029	23828	0,66%
32 y 1,6	1639	1814	2026	2340	1840	1703	1859	2081	1803	2235	2292	2012	23627	-0,19%

Tabla 8.3: Granulometría 32% +1/2", rlix variable.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2010 con granulometría de 30% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
30 y 2,6	1713	1896	2117	2445	1922	1779	1942	2174	1884	2335	2395	2102	24685	4,28%
30 y 2,4	1703	1885	2104	2431	1911	1769	1931	2162	1873	2322	2381	2090	24543	3,68%
30 y 2,0	1681	1860	2077	2399	1886	1746	1906	2133	1849	2292	2350	2063	24223	2,33%
30 y 1,8	1668	1846	2061	2381	1872	1732	1891	2117	1835	2274	2333	2047	24040	1,55%
30 y 1,6	1654	1831	2044	2361	1856	1718	1875	2099	1820	2255	2313	2030	23837	0,70%

Tabla 8.4: Granulometría 30% +1/2", rlix variable.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2010 con granulometría de 28% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
28 y 2,6	1729	1914	2137	2468	1940	1796	1960	2195	1902	2358	2418	2122	24919	5,27%
28 y 2,4	1719	1903	2124	2454	1929	1785	1949	2182	1891	2344	2404	2110	24776	4,66%
28 y 2,0	1697	1878	2097	2422	1904	1762	1924	2154	1867	2313	2373	2082	24453	3,30%
28 y 1,8	1684	1864	2081	2404	1890	1749	1909	2137	1852	2296	2355	2067	24268	2,52%
28 y 1,6	1670	1848	2063	2383	1874	1734	1893	2119	1837	2277	2335	2049	24063	1,65%

Tabla 8.5: Granulometría 28% +1/2", rlix variable.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2010 con granulometría de 26% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
26 y 2,6	1747	1933	2159	2493	1960	1814	1980	2217	1922	2382	2443	2144	25173	6,34%
26 y 2,4	1737	1922	2146	2479	1949	1804	1969	2204	1910	2368	2428	2132	25029	5,73%
26 y 2,0	1714	1897	2118	2447	1924	1780	1943	2176	1886	2337	2397	2104	24702	4,35%
26 y 1,8	1701	1883	2102	2428	1909	1767	1929	2159	1871	2319	2379	2088	24516	3,56%
26 y 1,6	1687	1867	2084	2408	1893	1752	1912	2141	1856	2300	2359	2070	24308	2,69%

Tabla 8.6: Granulometría 26% +1/2", rlix variable.

En el caso del 2010 los errores, de acuerdo a las modificaciones mencionadas se mueven en el rango de 0,17% a 6,3 %, errores bajos los valores reales en los dos casos.

Como se puede observar en el estudio realizado para el año 2010, el modelo utilizó granulometría 30% y razón de lixiviación de 2,4 m³/t, obteniéndose con estas variables un error de 3,68%; error que podría disminuir al mantener la granulometría en 30% y disminuir la razón de lixiviación a 2,0; 1,8 o 1,6 con errores de 2,33%, 1,55% y 0,7% respectivamente. También se podría mantener la razón de lixiviación constante a 2,4 m³/t y variar la granulometría a 34% o 32% obteniéndose errores de 1,92% y 2,77% respectivamente, los cuales son errores menores que al mantener las variables constantes en 30% para la granulometría y 2,4 m³/t para la razón de lixiviación.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2011 con granulometría de 34% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
34 y 2,6	2258	1946	2036	1954	1954	1769	2237	2201	2097	2176	1974	1787	24386	1,00%
34 y 2,4	2245	1935	2024	1943	1942	1759	2224	2188	2085	2163	1963	1777	24246	0,42%
34 y 2,0	2216	1910	1998	1918	1917	1736	2195	2160	2058	2135	1937	1753	23930	-0,89%
34 y 1,8	2199	1895	1983	1903	1903	1723	2178	2143	2042	2119	1923	1740	23749	-1,64%
34 y 1,6	2180	1879	1966	1887	1887	1708	2160	2125	2025	2101	1906	1726	23548	-2,47%

Tabla 8.7: Granulometría 34% +1/2", rlix variable.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2011 con granulometría de 32% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
32 y 2,6	2277	1962	2053	1970	1970	1784	2255	2219	2115	2194	1991	1802	24589	1,84%
32 y 2,4	2264	1951	2041	1959	1959	1774	2242	2207	2103	2181	1979	1791	24448	1,26%
32 y 2,0	2234	1925	2015	1933	1933	1751	2213	2178	2075	2153	1954	1768	24129	-0,06%
32 y 1,8	2217	1911	1999	1919	1918	1737	2196	2161	2059	2136	1939	1755	23947	-0,82%
32 y 1,6	2199	1895	1982	1903	1902	1723	2178	2143	2042	2118	1922	1740	23745	-1,66%

Tabla 8.8: Granulometría 32% +1/2", rlix variable.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2011 con granulometría de 30% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
30 y 2,6	2297	1980	2071	1988	1987	1800	2275	2239	2134	2213	2008	1818	24808	2,75%
30 y 2,4	2284	1968	2059	1976	1976	1790	2262	2226	2121	2200	1997	1807	24665	2,16%
30 y 2,0	2254	1943	2032	1951	1950	1766	2233	2197	2094	2172	1971	1784	24344	0,82%
30 y 1,8	2237	1928	2017	1936	1936	1753	2216	2181	2078	2155	1956	1770	24160	0,06%
30 y 1,6	2218	1912	2000	1920	1919	1738	2197	2162	2060	2137	1939	1755	23956	-0,78%

Tabla 8.9: Granulometría 30% +1/2", rlix variable.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2011 con granulometría de 28% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
28 y 2,6	2319	1998	2091	2007	2006	1817	2297	2260	2154	2234	2028	1835	25043	3,72%
28 y 2,4	2306	1987	2079	1995	1995	1807	2284	2247	2141	2221	2016	1825	24900	3,13%
28 y 2,0	2275	1961	2052	1969	1969	1783	2254	2218	2113	2192	1990	1801	24575	1,78%
28 y 1,8	2258	1946	2036	1954	1954	1769	2237	2201	2098	2176	1975	1787	24389	1,01%
28 y 1,6	2239	1930	2019	1938	1937	1755	2218	2183	2080	2157	1958	1772	24183	0,16%

Tabla 8.10: Granulometría 28% +1/2", rlix variable.

Tabla de análisis de producción catódica para el año 2011 con granulometría de 26% sobre ½ pulg y variando la razón de lixiviación (2,6; 2,4; 2,0; 1,8 y 1,6 m³/t).

	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2011	error
26 y 2,6	2343	2019	2112	2027	2027	1836	2321	2283	2176	2257	2048	1854	25299	4,78%
26 y 2,4	2329	2007	2100	2016	2015	1825	2307	2270	2163	2244	2036	1843	25154	4,18%
26 y 2,0	2299	1981	2073	1989	1989	1801	2277	2241	2135	2215	2010	1819	24826	2,82%
26 y 1,8	2281	1966	2057	1974	1974	1788	2260	2224	2119	2198	1995	1805	24638	2,04%
26 y 1,6	2262	1949	2040	1958	1957	1772	2241	2205	2101	2179	1978	1790	24430	1,18%

Tabla 8.11: Granulometría 26% +1/2", rlix variable.

En el año 2011, los errores oscilan en el rango de 0,06% a 4,78% respecto a los valores reales de producción de cátodos. Errores mucho menores a los que se producen con P0R0, programa de producción que entrega errores de 16% y 13% para los años 2010 y 2011 respectivamente.

El error al mantener las variables constantes en 30% para la granulometría y en 2,4 m³/t para la razón de lixiviación es de 2,16%; pero al disminuir la razón de lixiviación a 2,0, 1,8 o 1,6 m³/t se disminuye el error en 0,82%, 0,06% y -0,78% respectivamente. También se podría mantener constante la razón de lixiviación en 2,4 m³/t y variar la granulometría a 32% o 34% con las cuales se obtienen errores de 1,26% y 0,42%, errores menos a los que se obtienen con una razón de lixiviación de 2,4 m³/t y 30% de mineral acumulado sobre ½ pulgada.

CAPÍTULO 9: PLANIFICACIÓN DE PRODUCCIÓN DE CÁTODOS

En este capítulo se realiza la planificación de producción catódica 2012 utilizando el modelo predictivo, dejando fija la granulometría en 30% y la razón de lixiviación en 2,2 m³/t. Valores que se utilizan actualmente en la operación.

El modelo Predictivo entrega la estimación de recuperación de Cobre total. De acuerdo a requerimientos de la superintendencia de ingeniería de la división, esta planificación debe realizarse en función de la recuperación de cobre soluble frío.

Se debe determinar la recuperación de Cobre total a través del modelo predictivo, con este dato calcular la producción de cátodos de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$CÁTODOS = Tratamiento \cdot Ley\ CuT \cdot Recuperación\ Cu \quad (1)$$

El tratamiento y la ley de CuT son las mismas a las utilizadas en el programa de producción creado anteriormente por la división para el año 2012. En seguida, con el dato de producción de cátodos se calcula la recuperación de CuSF, de acuerdo a la ecuación:

$$RECUPERACIÓN\ CuSF = \frac{CÁTODOS}{Tratamiento \cdot Ley\ CuSF} \quad (2)$$

Se analizaron las variables presentes entre julio 2009 a junio 2011 y se determinó mediante el modelo predictivo las recuperaciones de Cobre soluble frío. Se compararon con los valores reales del mismo periodo, de este modo se calculó el error presente entre estos dos datos el cual se denominó "factor". Dicho factor permitirá corregir el valor entregado por el modelo y realizar de forma rápida y efectiva planificaciones de producción de cátodos.

$$F = \frac{\text{Recuperación CuSF Real}}{\text{Recuperación CuSF modelo}} \quad (3)$$

Los datos que se encuentran en la tabla (anexo C) fueron analizados, arrojando factores con valores promedios cercanos a los 0,94; obteniéndose un mínimo de 0,7 y un máximo de 1,1. Es por este motivo que fueron analizados en detalles factores entre los mínimos y máximos posibles determinándose los valores de recuperaciones de CuSF para cada uno de ellos y calculando el error existente entre estos y los valores reales de producción de cátodos de ese período. Estos análisis, se encuentran de manera detallada en el anexo D.

Luego de ser analizadas las recuperaciones de CuSF obtenidas con el modelo predictivo, se determinó que el factor ideal es de 0,94.

En seguida, se prosiguió a realizar el estudio del error, de esta forma obtener el valor real dentro de los rangos mínimos y máximos. De acuerdo a esto, se determinó un error de 6% como rango de operación. De este modo, todo valor real se encuentra dentro del rango de operación.

En el gráfico 9.1, se observa la curva de máximo y de mínimo. Entre éstas, se encuentra la curva de las recuperaciones de CuSF reales. Se determinó la línea de tendencia, obteniendo el comportamiento de los valores reales y determinando si se encuentra dentro de lo estimado.

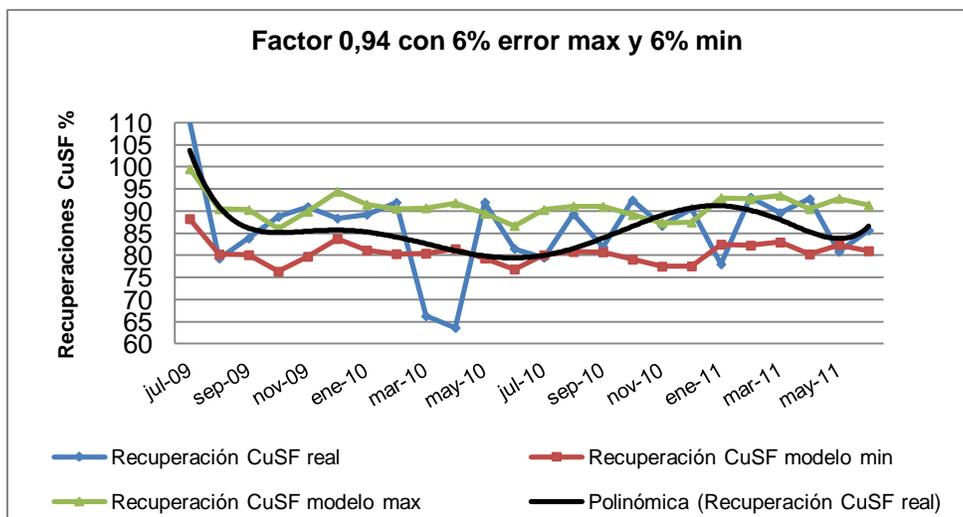


Gráfico 9.1: Rango de Recuperaciones con 6% de error para modelo.

A continuación, se procedió y calcular la producción de cátodos para el modelo predictivo, determinando los rangos mínimos y máximos y verificando con los datos del periodo Julio 2009 – Junio 2011 y calculando los errores. Todas estas tablas y graficos se encuentran en detalle en el anexo D.

9.1 PLANIFICACIÓN PRODUCCIÓN 2012

En este capítulo se analizó la planificación de producción catódica 2012 del programa, de la cual se extrajeron datos con los cuales fue posible realizar el estudio de planificación catódica para 2012. (Anexo D)

El estudio que se realizó mediante la aplicación del modelo predictivo, utilizó datos como tonelaje, granulometría, razón de lixiviación, ley de CuSF del sólido y RSF.

A continuación se encuentra la tabla de planificación programada, en donde se encuentran los datos utilizados en el estudio.

PRODUCCIÓN CATÓDICA								
	Mineral Alta Ley (seco)	Ley Cobre Total	Ley CuSC	Ley CuSF	Cobre Fino Mina	Recuperación Comercial Cu	Recuperación CuSF	Cátodos SX-EW
	kt	%	%	%	t	%	%	t
Ene	412	0,63%	0,56%	0,45%	2.614	59,2%	84,3%	1.548
Feb.	419	0,67%	0,58%	0,44%	2.818	54,9%	84,3%	1.546
Mar	358	0,62%	0,56%	0,43%	2.240	57,8%	83,7%	1.295
Abr.	447	0,50%	0,44%	0,34%	2.221	57,8%	83,7%	1.283
May.	421	0,52%	0,47%	0,40%	2.201	64,9%	84,1%	1.428
Jun.	445	0,57%	0,51%	0,44%	2.520	65,7%	84,5%	1.656
Jul.	458	0,60%	0,54%	0,47%	2.736	66,2%	84,8%	1.812
Ago.	460	0,63%	0,56%	0,48%	2.895	66,5%	87,5%	1.926
Sep.	402	0,65%	0,58%	0,49%	2.621	65,4%	87,5%	1.713
Oct.	460	0,65%	0,58%	0,48%	2.975	65,4%	87,5%	1.945
Nov.	625	0,55%	0,49%	0,41%	3.462	64,2%	87,5%	2.223
Dic.	634	0,51%	0,45%	0,36%	3.227	62,3%	87,5%	2.012
2012	5.540	0,59%	0,52%	0,43%	32.530	62,7%	85,8%	20.387

Tabla 9.1: Planificación Programa.

Ya teniendo los datos de la tabla 9.1 y utilizando el modelo predictivo y el factor antes calculado, es posible determinar las recuperaciones de CuT, y con este dato la producción de Cátodos, de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$CÁTODOS = Tratamiento \cdot Ley\ CuSF \cdot Recuperación\ CuSF \cdot FACTOR$$

9.1.1 Producción de cátodos por modelo predictivo.

Siguiendo los pasos que se explicaron anteriormente, se determinó la producción de cátodos 2012. Se debe recordar que para la obtención de este cálculo, se utilizó el factor 0,94. (Anexo D-1)

De acuerdo a lo anterior, se obtienen los siguientes datos mensuales:

	Ley CuT %	Ley CuSF %	tratamiento t	RSF	Recuperación CuT modelo %	Recuperación CuSF modelo %	Cátodos modelo finales t
Ene	0,63%	0,45%	412.000	70,23	69,07	98,3	1.697
Feb.	0,67%	0,44%	419.000	65,05	67,48	103,7	1.787
Mar.	0,62%	0,43%	358.400	69,05	68,52	99,2	1.443
Abr.	0,50%	0,34%	447.000	69,00	66,95	97,0	1.398
May.	0,52%	0,40%	421.000	77,14	70,20	91,0	1.453
Jun.	0,57%	0,44%	445.000	77,73	70,97	91,3	1.681
Jul.	0,60%	0,47%	458.000	78,10	71,48	91,5	1.838
Ago.	0,63%	0,48%	460.000	76,02	71,12	93,6	1.935
Sep.	0,65%	0,49%	402.000	74,70	70,90	94,9	1.747
Oct.	0,65%	0,48%	460.000	74,71	70,85	94,8	1.981
Nov.	0,55%	0,41%	624.500	73,40	69,29	94,4	2.255
Dic.	0,51%	0,36%	633.500	71,25	67,94	95,4	2.061
2012	0,59%	0,43%	5.540.400	73,05	69,57	95,2	21.272

Tabla 9.2: Planificación de producción de Cátodos por Modelo Predictivo.

Además, se concluyó que el error a utilizar en este caso, para determinar el rango de producción de cátodos es de 6%. De este modo, se obtiene la planificación de producción mínima y la planificación de producción máxima. Estos datos se encuentran en la tabla 9.3:

	Cátodos modelo finales	Cátodos modelo min.	Cátodos modelo máx.
	t	t	t
Ene	1.697	1.595	1.799
Feb.	1.787	1.680	1.895
Mar.	1.443	1.356	1.529
Abr.	1.398	1.314	1.481
May.	1.453	1.365	1.540
Jun.	1.681	1.580	1.782
Jul.	1.838	1.728	1.949
Ago.	1.935	1.819	2.052
Sep.	1.747	1.642	1.852
Oct.	1.981	1.862	2.100
Nov.	2.255	2.120	2.390
Dic.	2.061	1.937	2.184
2012	21.272	19.996	22.549

Tabla 9.3: Rango de producción de Cátodos por Modelo Predictivo.

Estos datos se encuentran dentro de los rangos esperados según el programa de planificación, ya que los valores de producción de cátodos mensuales que entrega el modelo son similares a los datos entregados por éste.

Esto se puede apreciar en el gráfico 9.2, donde con color azul se encuentra la curva representativa de los cátodos SX-EW de alta ley calculados por el

programa, muy similar a la curva roja que representa la producción de cátodos calculados mediante el modelo predictivo. De color lila y verde se encuentran las curvas que representan el rango máximo y mínimo respectivamente.

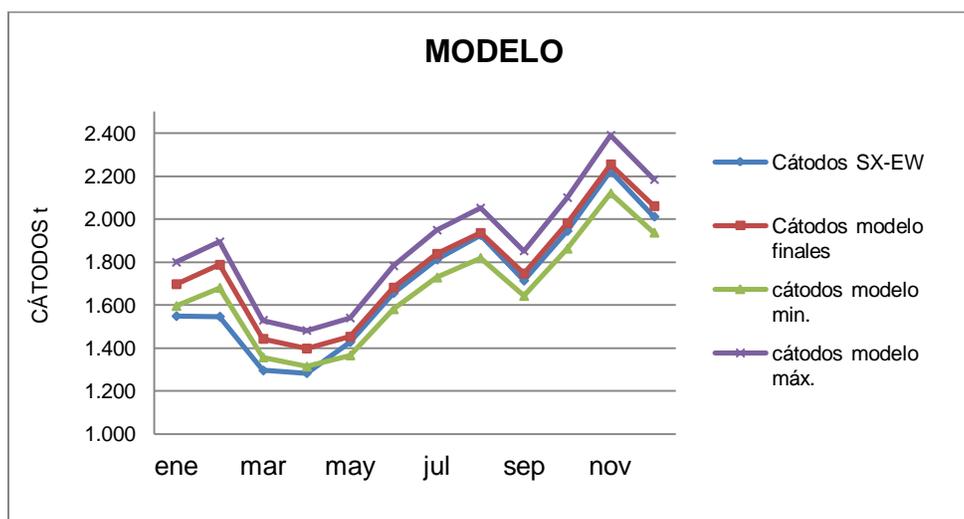


Gráfico 9.2: Producción de Cátodos Modelo Predictivo.

9.2 CONCLUSIÓN

Se realizó la determinación de un factor con el cual se relacionó las recuperaciones de CuSF real con las recuperaciones de CuSF determinadas por el modelo predictivo.

En seguida, se procedió a determinar el error de cálculo; error que representa el rango donde se encontrará el valor real (6%).

Con el cálculo de las recuperaciones de CuSF es posible determinar la producción de Cátodos, por lo tanto es posible determinar el rango de producción para un determinado período, en este caso para el año 2012.

La planificación de producción realizada a través de la utilización del modelo predictivo, que utiliza como factor 0,94 y 6% de rango, fue comparada con el programa otorgando datos muy similares.

CAPÍTULO 10: EVALUACIÓN ECONÓMICA

El estudio de una nueva planificación realizada a la producción catódica en la División Salvador de CODELCO, específicamente para el año 2012. Estudio que tiene la finalidad de aumentar los ingresos de la división, a través de la producción de cátodos del área hidrometalúrgica. Esto implica minimizar los errores existentes entre la producción real y la planificada, tanto para la recuperación de Cobre y para el consumo neto de ácido.

La presente evaluación económica tiene como objetivo comparar los costos e ingresos que se generarán de acuerdo a la planificación realizada. Primero se muestra la evaluación económica generada a partir de P0R0 puntualizando los valores que serían modificados en caso de una nueva planificación, como lo es el consumo eléctrico, consumo de ácido adicional y transporte de éste.

Luego se encuentra la evaluación económica realizada de acuerdo a la planificación generada con la utilización del modelo predictivo, la misma planificación explicada en detalle en los capítulos 8 y 9.

Existen ítems en la evaluación económica que no se encuentran mencionados, como por ejemplo inversión, utilización de equipos, etc.; ya que no se producen o no generan importancia para la presente memoria.

10.1 EVALUACIÓN ECONÓMICA P0R0

En la tabla 10.1 se analiza la evaluación económica de acuerdo al programa de planificación P0R0, en el cual se utiliza un factor de escalamiento de 0,845 para la recuperación de Cobre obteniendo un total de 20.387 toneladas de cátodos; además utiliza un factor de escalamiento de 0,62 para el consumo neto de ácido sulfúrico, generando un gasto de 257.446 toneladas para el año 2012.

De acuerdo a este estudio, el flujo de caja generado como planificación es positivo aunque no se encuentran incorporados todos los costos que se generan en el proceso, ya que se decidió tomar en consideración solo los costos involucrados en un posible cambio en la planificación.

Los costos que fueron incorporados en los estudios de evaluación económica fueron los siguientes:

- Los costos asociados al consumo de ácido (el ácido planificado de acuerdo a P0R0, los costos para el consumo de ácido adicional y también los costos necesarios para el traslado del ácido adicional al proceso).
- Los costos asociados al consumo eléctrico (energía eléctrica consumida en electro – obtención la cual varía dependiendo de la producción y la energía eléctrica consumida en el proceso de lixiviación que es constante en este estudio).

PERÍODO 2012		Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Parámetros Operacionales													
tratamiento	t	412.000	419.000	358.400	447.000	421.000	445.000	458.000	460.000	402.000	460.000	624.500	633.500
producción (P0R0)	t	1.548	1.546	1.295	1.283	1.428	1.656	1.812	1.926	1.713	1.945	2.223	2.012
FE cobre (P0R0)		0,845	0,845	0,845	0,845	0,845	0,845	0,845	0,845	0,845	0,845	0,845	0,845
COSTO (P0R0)	US\$	2.856.684	2.915.031	2.594.959	2.764.501	2.767.423	2.936.092	3.027.941	3.109.616	2.861.952	3.128.734	3.739.567	3.696.708
Ácido													
ácido (P0R0)	t	19.570	20.439	16.920	19.472	18.829	20.228	20.841	21.502	18.866	21.693	29.356	29.729
costo ácido	US\$/t	68	68	68	68	68	68	68	68	68	68	68	68
costo ácido (P0R0)	US\$	1.330.748	1.389.886	1.150.563	1.324.127	1.280.350	1.375.511	1.417.206	1.462.122	1.282.875	1.475.101	1.996.220	2.021.606
Energía													
energía SIC	US\$/MWh	110,3	110,3	110,3	110,3	110,3	110,3	110,3	110,3	110,3	110,3	110,3	110,3
consumo específico	MWh/t	2,92	2,92	2,92	2,92	2,92	2,92	2,92	2,92	2,92	2,92	2,92	2,92
energía eléctrica EW (P0R0)	MWh	4521	4514	3782	3746	4169	4836	5290	5623	5003	5679	6493	5874
energía eléctrica EW (P0R0)	US\$	498712	497922	417171	413151	459849	533357	583512	620270	551853	626409	716123	647879
INGRESO (P0R0)	US\$	15.433.447	15.408.987	12.910.035	12.785.608	14.230.775	16.505.600	18.057.706	19.195.234	17.077.976	19.385.234	22.161.564	20.049.640
COBRE													
nivel superior	cUS\$/lb	449	449	449	449	449	449	449	449	449	449	449	449
premio grado A	cUS\$/lb	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95
precio Cobre (P0R0)	US\$	15.298.606	15.274.360	12.797.241	12.673.901	14.106.442	16.361.391	17.899.937	19.027.526	16.928.767	19.215.866	21.967.940	19.874.467
premio grado A (P0R0)	US\$	134.841	134.627	112.794	111.707	124.333	144.208	157.769	167.708	149.209	169.368	193.624	175.173
FLUJO CAJA (P0R0)	US\$	12.576.763	12.493.956	10.315.076	10.021.106	11.463.352	13.569.508	15.029.765	16.085.619	14.216.024	16.256.500	18.421.998	16.352.932

Tabla 10.1: Evaluación Económica P0R0 2012.

10.2 EVALUACIÓN ECONÓMICA MODELO PREDICTIVO

A continuación se encuentra la evaluación económica realizada a la producción planificada mediante la utilización del modelo predictivo. Dicha planificación utiliza como factor de escalamiento para el consumo de ácido 0,66, y para la recuperación de cobre 0,87.

En este estudio se tomaron los datos de planificación de producción analizados en el capítulo 8 de esta memoria. De este modo se determinó que de acuerdo al tratamiento de 5.540.400 toneladas de mineral para el año 2012, se producen en total 21.276 toneladas de cátodos de cobre. Para lograr dicha producción es necesario el consumo de 273.174 toneladas de ácido sulfúrico.

La producción de 889 toneladas adicionales a la planificación P0R0, para el año 2012, provoca a su vez un consumo adicional de energía eléctrica de un 4,36% (aproximadamente 2.600 MWh).

Por lo expuesto anteriormente, la producción adicional de cátodos genera un ingreso adicional, pero a su vez se genera costos adicionales por lo que es necesaria la evaluación económica y su posterior evaluación referente a la planificación P0R0 con que trabaja la división.

A continuación se encuentra la tabla 10.2, que indica la evaluación económica para la planificación de producción utilizando el modelo predictivo.

PERÍODO 2012	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Parámetros Operacionales												
tratamiento t	412.000	419.000	358.400	447.000	421.000	445.000	458.000	460.000	402.000	460.000	624.500	633.500
producción (modelo)	1.697	1.787	1.443	1.398	1.453	1.681	1.838	1.935	1.747	1.981	2.255	2.061
COSTO (modelo) US\$	3.054.019	3.148.881	2.771.622	2.950.161	2.919.210	3.098.684	3.195.676	3.276.926	3.016.838	3.306.105	3.973.940	3.939.533
Ácido												
ácido (modelo) t	20.765	21.688	17.954	20.662	19.979	21.464	22.115	22.815	20.018	23.018	31.150	31.546
costo ácido US\$/t	68	68	68	68	68	68	68	68	68	68	68	68
costo ácido adicional US\$/t	110	110	110	110	110	110	110	110	110	110	110	110
costo ácido (modelo) US\$	1.462.262	1.527.244	1.264.270	1.454.987	1.406.884	1.511.449	1.557.264	1.606.620	1.409.658	1.620.881	2.193.501	2.221.396
costo transporte adicional Barquito - DSAL US\$	17.934	18.731	15.506	17.845	17.255	18.537	19.099	19.704	17.289	19.879	26.902	27.244
Energía												
energía eléctrica EW (modelo) MWh	4956	5219	4212	4081	4242	4909	5368	5652	5101	5785	6585	6017
energía eléctrica EW (modelo) US\$	546599	575682	464622	450105	467848	541475	592089	623378	562667	638121	726313	663669
Energía Eléctrica lixiviación MWh	9313	9313	9313	9313	9313	9313	9313	9313	9313	9313	9313	9313
Energía Eléctrica lixiviación US\$	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224	1.027.224
INGRESO (modelo) US\$	16.915.384	17.815.387	14.378.486	13.929.234	14.478.293	16.756.797	18.323.145	19.291.427	17.412.630	19.747.674	22.476.904	20.538.309
COBRE												
nivel superior cUS \$/lb	449	449	449	449	449	449	449	449	449	449	449	449
premio grado A cUS \$/lb	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95	3,95
precio Cobre (modelo) US\$	16.767.596	17.659.735	14.252.862	13.807.536	14.351.797	16.610.394	18.163.057	19.122.879	17.260.497	19.575.140	22.280.525	20.358.867
premio grado A (modelo) US\$	147.789	155.652	125.624	121.699	126.496	146.403	160.088	168.548	152.133	172.534	196.379	179.442
FLUJO CAJA (modelo) US\$	13.861.366	14.666.507	11.606.863	10.979.074	11.559.083	13.658.113	15.127.469	16.014.501	14.395.792	16.441.569	18.502.964	16.598.776

Tabla 10.2: Evaluación Económica Modelo 2012.

Como se observa en la tabla 10.2, el flujo de caja que se obtiene con la planificación que utiliza el modelo predictivo es mayor al flujo de caja que se obtiene con el programa P0R0.

A pesar que los costos implicados en el proceso aumentan en 6,2%, el flujo de caja comparativo entre las dos planificaciones da el favor a la planificación realizada con el modelo predictivo, ya que los ingresos aumentan en un 4,4%. Lo que se traduce en un aumento en el flujo de caja de un 4% para el año 2012. A continuación se encuentra el gráfico 10.1, dónde es posible apreciar los flujos de caja mensuales para el programa P0R0 y para el modelo predictivo.

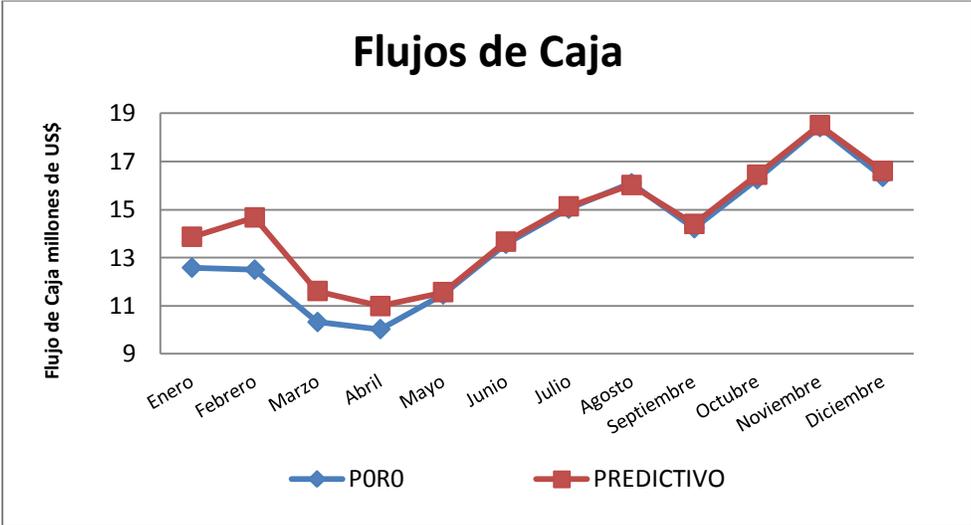


Gráfico 10.1: Flujo de Caja 2012 (P0R0 y modelo).

Como se observa en el gráfico 10.1, la principal diferencia en el flujo de caja se genera en los cuatro primeros meses, donde se alcanzan las mayores diferencias entre la planificación P0R0 y el modelo predictivo, esto puede observarse de manera aún más clara en el gráfico 10.2.

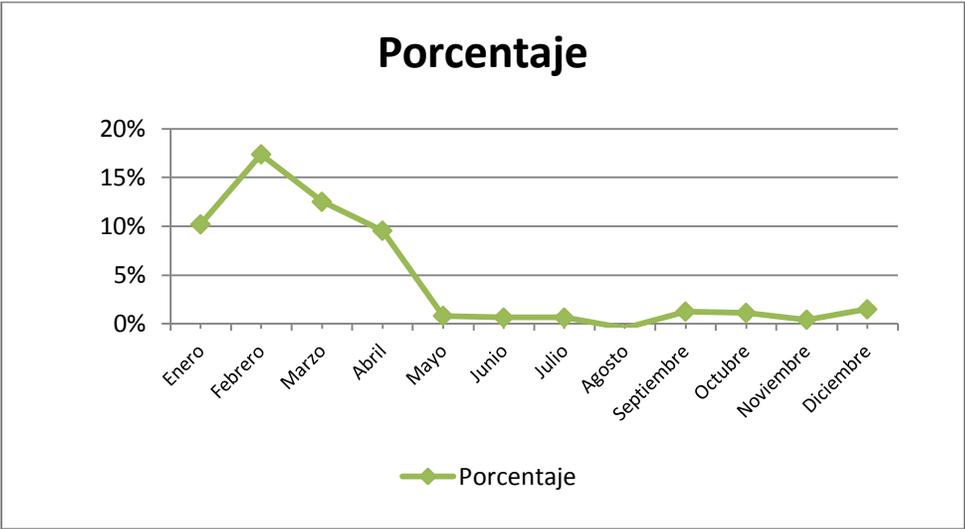


Gráfico 10.2: Porcentaje comparativo entre flujos de caja P0R0 y Modelo 2012.

En el mes de Febrero es donde se produce la mayor diferencia, alcanzándose cerca de 18% de ingreso adicional al que se obtiene con P0R0. En general, durante los cuatro primeros meses se generan ingresos bastante altos; en los meses restantes se generan porcentajes menores a 2%, incluso en Agosto se da un porcentaje negativo, pero en conclusión para el 2012 se genera un flujo de caja comparativo positivo.

Lo mencionado anteriormente, puede observarse en la tabla 10.3 que se encuentra a continuación.

PERÍODO 2012		2012
Parámetros Operacionales		
tratamiento	t	5.540.400
producción (P0R0)	t	20.387
producción (modelo)		21.276
COSTO (P0R0)	US\$	36.399.209
COSTO (modelo)	US\$	38.651.594
Ácido		
ácido (P0R0)	t	257.446
ácido (modelo)	t	273.174
costo ácido	US\$/t	816
costo ácido adicional	US\$/t	1.320
costo ácido (P0R0)	US\$	17.506.314
costo ácido (modelo)	US\$	19.236.416
costo transporte adicional Barquito - DSAL	US\$	235.923
Energía		
energía SIC	US\$/MWh	1.324
consumo específico	MWh/t	35
energía eléctrica EW (P0R0)	US\$	6.566.208
energía eléctrica EW (modelo)	US\$	6.852.568
Energía Eléctrica lixiviación	US\$	12.326.687
INGRESO (P0R0)	US\$	203.201.806
INGRESO (modelo)	US\$	212.063.671
COBRE		
nivel superior	cUS\$/lb	5.388
premio grado A	cUS\$/lb	47
precio Cobre (P0R0)	US\$	201.426.444
premio grado A (P0R0)	US\$	1.775.363
precio Cobre (modelo)	US\$	210.210.882
premio grado A (modelo)	US\$	1.852.788
FLUJO CAJA (P0R0)	US\$	166.802.598
FLUJO CAJA (modelo)	US\$	173.412.077
diferencia	US\$	6.609.480
		4,0%

Tabla 10.3: Evaluación Económica 2012 (P0R0 y modelo).

CAPÍTULO 11: CONCLUSIONES FINALES

El objetivo principal de la presente memoria era actualizar e implementar un modelo predictivo que permitiera calcular la recuperación de Cobre. De esta forma, estimar un plan de producción catódica para el área hidrometalúrgica de la división.

Este objetivo fue logrado en su totalidad con la realización de los objetivos específicos, además de otros estudios necesarios para el desarrollo de la memoria.

Lo primero que se debió realizar fue un estudio del ciclo de riego real que se produce en la planta. Se estudiaron ciclos de 60, 75, 90, 120 y 150 días. Se concluyó que el ciclo que refleja mejor la recuperación de CuT en la pila, en comparación a la producción de cátodos es el de 120 días. Al poseer mayores días de riego, proporciona el tiempo suficiente para que se desarrolle la cinética de la reacción, es decir, para que el cobre que se encuentra en el mineral reaccione con el ácido sulfúrico, que actúa como líquido lixivante en el proceso. De esta forma, se obtienen mejores recuperaciones y más constantes. En cambio, en ciclos de riego menores no se alcanza un proceso completo de reacción, por lo tanto existe cobre que no alcanza a reaccionar, aun cuando gran parte de éste si reacciona. Es por esto, que al utilizar ciclos de riego menores existe una cantidad significativa de cobre que se pierde en los rípios, debido a que no se le proporciona el tiempo suficiente para que se lleve a cabo la cinética

Luego se procedió a analizar el modelo predictivo existente. Después de evaluar las variables implicadas en el proceso, y analizar los parámetros iniciales del modelo predictivo; se decidió actualizar dicho modelo, incorporando al estudio un nuevo módulo.

De esta forma, se logró corregir el modelo predictivo, logrando datos mucho más cercanos a los valores reales, es decir, un menor error de cálculo, lo que genera

un modelo mucho más confiable que el antiguo. Logrando mejorar los cálculos de recuperaciones de CuT por mes y por módulo.

Los análisis por módulos no se encuentran en la memoria para simplificar su comprensión, pero los resultados y conclusiones son similares a las obtenidas por mes.

Enseguida, se procedió a realizar un análisis al modelo Damiana. Y se determinó que era necesaria una actualización del modelo debido a que los parámetros de funcionamiento del proceso de lixiviación han cambiado mucho con respecto a los utilizados anteriormente; por lo que el factor de escalamiento que se utiliza para llevar las prueba de escala laboratorio a escala industrial debió ser modificado.

Se concluyó que el factor de escalamiento debe cambiar de 0,78 a 0,87, disminuyendo con esto los errores de cálculos que se producen al comparar los datos reales de recuperaciones de CuT y los datos determinados a través del modelo Damiana, ya sea en estudios por mes o por módulos.

Podemos concluir que los datos entregados por los dos modelos (Predictivo y Damiana) nos arrojan datos bastantes similares a los datos reales de recuperaciones de CuT.

En el estudio de comparación de forma mensual existen errores de 3 y 4% para los modelos predictivo y Damiana, respectivamente. Mientras que en el estudio realizado por módulos los errores son más bajos, de 1,5 y 2,3 % para los modelos predictivo y Damiana, respectivamente. De esta manera, podemos concluir que al ser bajo los errores que se presentan en los cálculos, es posible utilizar estos modelos para la planificación de producción de cátodos de cobre, objetivo principal de la presente memoria.

Enseguida, fue realizado un análisis para validar el modelo predictivo en la planificación de producción catódica.

Se realizaron todas las combinaciones existentes y se determinaron los errores respectivos en cada caso. De este modo, es posible determinar cómo modificar

una variable si la otra se ve alterada por efectos alternos, logrando así mantener un error bajo con respecto al valor real de producción de cátodos.

En el caso del 2010 los errores, de acuerdo a las modificaciones mencionadas se mueven en el rango de 0,17% a 6,3 %, errores bajos los valores reales en los dos casos.

En el año 2011, los errores oscilan en el rango de 0,06% a 4,78% respecto a los valores reales de producción de cátodos. Errores mucho menores a los que se producen con P0R0, programa de producción que entrega errores de 16% y 13% para los años 2010 y 2011 respectivamente.

Además el P0R0, no considera las variables granulometría ni razón de lixiviación en sus cálculos, variables que al ser modificadas podrían causar un aumento del error existente entre P0R0 y los valores reales.

Finalizando la memoria, y con todo realizado, se procedió a determinar un factor que relaciona las recuperaciones de CuSF real con las recuperaciones de CuSF determinadas por el modelo predictivo, el factor fue de 0,94. En seguida, se procedió a determinar el error de cálculo del factor; error que representa el rango donde se encontrará el valor real.

Con el cálculo de las recuperaciones de CuSF es posible determinar la producción de Cátodo, por lo tanto es posible determinar el rango de producción para un determinado periodo, en este caso para el año 2012.

La planificación de producción realizada a través de la utilización del modelo predictivo, que utiliza como factor 0,94 y 6% de rango, fue comparada con programa planificado otorgando datos muy similares, donde la producción entregada por el programa fue el promedio de la entregada por el modelo, encontrándose siempre dentro del rango determinado.

Luego, se realizó un análisis de las variables implicadas en la planificación de producción (granulometría y razón de lixiviación). De acuerdo al estudio realizado, podemos concluir que, a medida que aumenta la granulometría, o específicamente

el porcentaje de mineral acumulado sobre $\frac{1}{2}$ pulgada, disminuye la recuperación de cobre, por lo que disminuye también la producción de cátodos. Todo lo contrario ocurre en caso de la otra variable analizada, donde a medida que aumenta la razón de lixiviación aumenta la recuperación de cobre, lo que a su vez produce un aumento de la producción de cátodos.

GLOSARIO

Agente Lixivante: se llama así a la solución de lixiviación PLS, ILS o Refino.

Aglomeración: pre tratamiento al proceso de lixiviación en el que se mezclan un mineral, un líquido (agua) y aditivos, que sometidos a un movimiento de rodadura, producen la agregación de las fracciones finas generando partículas de mayor tamaño.

Cátodos: placas de cobre de alta pureza que se obtienen en el proceso de electro-refinación y de electro-obtención. Estos cátodos también se llaman cátodos de cobre electrolítico de alta pureza y tienen una concentración de 99,9%.

Celdas de Electro-obtención: son las celdas electrolíticas en las que se realiza el proceso de electro-obtención.

Curado: consiste en agregar ácido concentrado durante el proceso de aglomeración. Es un pre tratamiento químico, que mejora la respuesta cinética de disolución del cobre e inhibe la disolución de sílice. También actúa como elemento ligante entre las partículas.

Chancado: proceso mediante el cual se disminuye el tamaño de las rocas mineralizadas triturándolas en chancadores y molinos. El material extraído pasa por tres tipos de chancadoras (chancador primario, secundario y terciario) hasta llegar a tamaños de menos de ½ pulgada.

Electro-obtención: proceso electrometalúrgico que se realiza en celdas electrolíticas, donde se disponen alternadamente un ánodo (placa de plomo o de acero inoxidable) y cátodos (placa de acero inoxidable) dentro de la solución electrolítica previamente concentrada. Las placas metálicas están conectadas formando circuito en que la corriente entra por los ánodos (polo positivo), viaja a través del electrolito y sale por los cátodos. El proceso se realiza mediante la aplicación de una corriente eléctrica de baja intensidad, la cual provoca que los cationes de Cu, de carga +2 (Cu^{+2}) sean atraídos hacia el polo negativo o cátodo y

se depositen sobre éste en forma metálica y de carga cero (Cu^0), con una pureza de 99,99% de cobre.

Extracción por solvente: método de separación de una o más sustancias de una mezcla, mediante el uso de solventes. En el proceso de extracción del cobre, se utiliza una resina orgánica diluida en un solvente orgánico (parafina) la cual se mezcla por agitación con la solución PLS proveniente de la lixiviación. La resina orgánica permite capturar el cobre en solución, dejando las impurezas, tales como el hierro, aluminio, manganeso y otros en la solución original. La solución orgánica cargada con cobre es separada en otro estanque, donde se la pone en contacto con un electrolito que tiene alta acidez, lo cual provoca que la resina suelte el cobre y se transfiera a la solución electrolítica, la cual finalmente es enviada a la planta de electro-obtención.

Finos: material proveniente del chancado, que produce impermeabilización de la pila por su baja granulometría.

Hidrometalurgia: rama de la metalurgia en la cual el elemento de interés es extraído desde una solución que lo contiene. En la metalurgia del cobre, esta metodología es aplicada a los minerales oxidados, mediante la lixiviación en pilas o bateas.

ILS: solución intermedia obtenida del riego de la pila con refino, la cual se recircula para regar nuevamente la pila, obteniéndose la solución cargada o PLS. Es la solución que se utiliza en la etapa de riego inicial y en la lixiviación primaria. Su concentración es de 7 g/l de H_2SO_4 y 3,5 g/l de Cu.

Ley de cobre: es el porcentaje de cobre que encierra una determinada muestra. Cuando se habla de una ley del 1% significa que en cada 100 kilogramos de roca mineralizada hay 1 kilogramo de cobre puro.

Ley de mineral: se refiere a la concentración de oro, plata, cobre, estaño, etc., presente en las rocas y en el material mineralizado de un yacimiento.

Lixiviación: proceso hidrometalúrgico mediante el cual se provoca la disolución de un elemento desde el mineral que lo contiene para ser recuperado en etapas posteriores mediante electrólisis. Este proceso se aplica a las rocas que contienen minerales oxidados, ya que éstos son fácilmente atacables por los ácidos. En la lixiviación del cobre se utiliza una solución de ácido sulfúrico.

Mineral: compuesto químico inorgánico, de origen natural, que posee una estructura interna y composición química característica, formado como resultado de procesos geológicos. Un mineral puede estar constituido por un solo elemento (nativos, como por ejemplo: oro, plata, cobre) o, más comúnmente, por una asociación de distintos elementos (sulfuros, carbonatos, óxidos, etc.). En la actualidad se han reconocido más de 3000 especies de minerales. Un mineral es una masa rocosa mineralizada o recurso que es susceptible de extraerse y procesarse con beneficio económico. De esta manera, se diferencia entre mineral y estéril o lastre, que no tiene valor económico.

Óxidos: se refiere a minerales formados por el enlace entre metales y metaloides con oxígeno. En minería, se utiliza este término para referirse a todos los minerales derivados del proceso de oxidación de un yacimiento, es decir, el ataque del mineral por parte del oxígeno proveniente de la atmósfera bajo la forma de fluidos oxidantes (agua, aire). Por esta razón, estos minerales se forman cerca de la superficie. Entre los minerales oxidados de cobre u óxidos más comunes se tienen los carbonatos (malaquita y azurita), los sulfatos (brochantita y antlerita), el oxiclورو (atacamita y el silicato hidratado crisocola).

PLS: sigla en inglés de la expresión pregnant leaching solution (solución de lixiviación cargada). Se refiere a la solución que sale de las instalaciones de lixiviación (pilas, bateas, etc.) y que ha sido enriquecida por la disolución del cobre desde el mineral. Esta solución tiene una concentración de 4-6 g/l de Cu y 1-2 g/l de H₂SO₄, fluye a un depósito de recolección y luego a una planta de extracción por solvente donde se mezcla con un diluyente para extraer el cobre.

Pórfido cuprífero: son yacimientos de gran tonelaje (106-109 t) y de baja ley (0,2 a 2,0% de Cu), que se originan por el emplazamiento de un cuerpo intrusivo en la corteza terrestre en condiciones de gran temperatura. En estas estructuras la mineralización se encuentra distribuida en toda la roca, en forma diseminada (como partículas) y en estructuras como vetas, fracturas y fallas.

Proceso Hidrometalúrgico: proceso que cubre la extracción y recuperación de metales usando soluciones líquidas, acuosas y orgánicas. Se basa en la concentración de soluciones en uno varios elementos de interés metales, presentes como iones, que por reacciones reversibles y diferencias físicas de las soluciones son separados y aislados de forma específica. Como resultado se obtiene una solución rica en el ión de interés y con características propicias para la próxima etapa productiva.

Razón de lixiviación: criterio de diseño del proceso de lixiviación, definido a partir de pruebas metalúrgicas y corresponde al volumen de solución por toneladas de mineral apilado.

Refino: es la solución empobrecida en cobre después del proceso de extracción por solvente y que es enviada de vuelta a las pilas para integrarse al proceso de lixiviación. El refino tiene una concentración de 0,5 g/l de Cu y 15 g/l de H⁺. Se utiliza para regar la pila en la etapa de humectación y lixiviación secundaria.

Tasa de riego: corresponde al volumen de solución por unidad de tiempo y de área regado en la pila.

Sulfatar: impregnar con sulfato de cobre el mineral.

BIBLIOGRAFÍA

1. Portal de Codelco, Chile. Página web: <http://portal6.codelco.cl/irj/portal>.

Fecha última revisión: 6 de julio, 2011.

2. Modelo Geometalúrgico para proyecto Damiana. Información Codelco 2001.ppt

3. Introducción a la hidrometalurgia. Apuntes de procesos hidrometalúrgicos de metales como oro y cobre. Universidad de Atacama. Copiapó. 2006.

ANEXOS A

A-1 MÉTODO DE ANÁLISIS DE COBRE TOTAL

- Pesar 1 g de muestra, con precisión mínima de 1.0 mg, y transferir a un vaso precipitado o Earlenmeyer de 250 ml.
- Adicionar 10 ml de HCl, 10 ml de HNO₃, 5 ml de HClO₄ (ácido perclórico).
- Calentar los vasos tapados con vidrio reloj sobre plancha hasta que desaparezcan los vapores nitrosos, luego destapar y llevar hasta sequedad. Enfriar, agregar unos 15 ml de agua desionizada y 25 ml de HCl, calentar suave hasta disolver las sales.
- Filtrar en papel filtro, lavar con agua caliente convenientemente el residuo y transferir cuantitativamente la solución filtrada a un matraz aforado de 250 ml, completar a volumen con agua desionizada.
- Homogeneizar.
- Solución final analizar por espectrofotometría de absorción atómica.

A-2 MÉTODO DE ANÁLISIS DE COBRE SOLUBLE EN CALIENTE

- Pesar 1 g de muestra, con precisión mínima de 1.0 mg, y transferir a un vaso precipitado o Earlenmeyer de 250 ml.
- Adicionar a la porción de ensayo 50 ml de ácido sulfúrico 5% v/v, hervir por 5 min exactos cada muestra en plancha calefactora con temperatura alta.
- Filtrar en papel filtro, lavar con agua fría conveniente el residuo y transferir cuantitativamente la solución filtrada a un matraz aforado de 250 ml, completar a volumen con agua desionizada.
- Homogeneizar.
- Solución final analizar por espectrofotometría de absorción atómica.

A-3 MÉTODO DE ANÁLISIS DE COBRE SOLUBLE EN FRIO

- Pesar 1 g de muestra, con precisión mínima de 1.0 mg, y transferir a un vaso precipitado o Earlenmeyer de 250 ml.
- Adicionar a la porción de ensayo 50 ml de ácido sulfúrico 5% v/v, agitar por 30 min a 80 rpm en el agitador orbital.
- Filtrar en papel filtro, lavar con agua fría conveniente el residuo y transferir cuantitativamente la solución filtrada a un matraz aforado de 250 ml, completar a volumen con agua desionizada.
- Homogenizar.
- Solución final analizar por espectrofotometría de absorción atómica.

A-4 MÉTODO DE ANÁLISIS DE PRUEBAS ISO pH

El ensayo consiste en contactar 1000 g de mineral molido 100% bajo 100# Tyler con un volumen de 3000 ml. de agua industrial acidulada manteniendo el pH de la pulpa constante en 1,5.

El esquema inicial para proceder es factible realizarlo contactando los 100 g del sólido con los 300 ml. de agua industrial en una botella y bajo agitación en una mesa de rodillos debidamente habilitada y medir el pH. Posteriormente se agrega de manera gradual el ácido sulfúrico concentrado hasta alcanzar el pH deseado de 1,5.

En la planilla de control de la prueba se debe registrar rigurosamente:

La identificación de la muestra sólida a testar.

El peso exacto de material sólido puesto en botella (gr).

El volumen de agua industrial puesto en botella (ml).

El volumen en ml de ácido sulfúrico agregado inicialmente para llevar el esquema al pH de 1,5. Se debe indicar la procedencia del ácido usado, vale decir, el grado analítico, la pureza y la densidad.

La temperatura de la pulpa en cada control de ajuste.

La velocidad de los rodillos en r.p.m.

Los tiempos exactos de control y ajuste desde el punto de partida de la prueba.

El pH natural de la pulpa antes de ajustar al pH deseado de 1.5.

El pH ajustado el que debe ser exacto en torno al valor de 1.5 deseado.

Es importante el registro de la temperatura durante toda la prueba, la que se debe medir cada vez que se va a ajustar el pH.

La prueba se realizará en un lechero plástico de 5 litros de capacidad, la que deberá estar debidamente sellada para evitar pérdidas de pulpa y de evaporación de agua.

La botella se colocará sobre rodillos que le imprimirán una velocidad de agitación de 50 r.p.m.

El ajuste del pH de 1,5 se realizará cada 15 minutos durante las 2 primeras horas que dura la prueba. En las siguientes 10 horas el ajuste se realizará con una frecuencia de 30 minutos, para pasar a una frecuencia de 1 hora el resto de la prueba. El tiempo total de la prueba quedará definido como el instante en que el pH no muestre variaciones durante 12 horas seguidas, es decir, 12 horas en que no es necesario agregar ácido para llegar al pH señalado de 1,5.

Para el control del pH:

Se deberá sacar la botella de la mesa de rodillo,

La botella se pondrá en una superficie horizontal,

Se determinará el pH con un electrodo. Se registrará en la planilla de control tanto el pH medido como la temperatura que alcanza la pulpa.

El ajuste se realizará con ácido sulfúrico de pureza y densidad conocida, registrando debidamente la cantidad adicionada, ya sea por volumen o masa, de acuerdo a la instrumentación más adecuada para medir pequeñas cantidades.

Realizadas las lecturas de pH y temperatura y el ajuste del pH con ácido, se deberá tapar la botella y continuar su agitación en la mesa de rodillo. Es importante que el electrodo se limpie con agua destilada cada vez que se emplee.

El tiempo empleado en la operación de ajuste debe quedar registrado, ciñéndose a la pauta que entrega la hoja de control de la prueba.

Una vez finalizada la prueba, la pulpa se filtrará en un filtro a presión recuperando la solución rica.

El lavado se realizará en el mismo filtro a presión sin sacar el ripio con un volumen de agua industrial necesario para recuperar todo el material impregnado en el queque, vale decir, que se debe apreciar al final del lavado una solución prácticamente incolora sin contenidos de cobre. Se debe recuperar toda la solución de lavado.

El agua de lavado debe ser ajustada a pH 2, para lograr una eficiente operación de disolución de las especies impregnadas en el queque, además de evitar la precipitación de los elementos presentes en él.

A cada una de las soluciones (rica y de lavado) se les medirá el volumen y serán caracterizadas químicamente por: CuT, H⁺, pH, SO₄⁼, FeT, Al, Mg, Mn y Ca, y físicamente por densidad y viscosidad.

Al ripio filtrado se le determinará el peso húmedo (% humedad) y el peso seco. Posteriormente y con el debido cuidado, el ripio seco se disgregará y homogeneizará. La rotulación deberá corresponder a la muestra sólida ensayada anteponiendo a la rotulación original las letras RIP. La caracterización de los ripios se hará por: CuT, Cu Soluble en frío y en caliente, FeT, Al, Mg, Mn y Ca Total y soluble.

ANEXO B

Recuperación de CuT en mineral mezcla (Negros y Negros + Verde).

A modo de ejemplo, se tiene material a procesar, con las siguientes características:

Ley CuT = 0.70%

Ley CuSC = 0.66%

Ley CuSF = 0.55%

% Minerales N+V = 60%

% Minerales N = 40%

Desarrollo:

Primero se desarrolla cada tipo de mineral por separado, en esta ocasión se comenzará calculando la recuperación de CuT del mineral Negro + Verde, del siguiente modo:

Minerales N+V

% Extracción de CuT = $3.116533 * (\%RSF)^{0.755026}$

% Extracción de CuT = 84.41%

Luego, se calculó la recuperación de CuT del mineral Negro, como se muestra a continuación:

Minerales N

$$\% \text{ Extracción de CuT} = 6.363642 * (\% \text{RSF})^{0.584329}$$

$$\% \text{ Extracción de CuT} = 81.76\%$$

Una vez calculadas las dos recuperaciones de CuT por separado, se calcula el valor global de extracción a nivel de botella. Este valor global, se obtiene de ponderar los valores obtenidos, de acuerdo a la masa proporcional de minerales N+V y N. Esto es:

$$\text{Valor global Extracción en botella} = 0.6 * 84.41 + 0.4 * 81.76$$

$$\text{Valor global Extracción en botella} = 83.35\%$$

ANEXO C

Tablas de cálculos realizados en la presente memoria.

	Recuperación CuSF real	Recuperación CuSF modelo	F
Jul-09	110,24	99,87	1,104
Ago-09	79,30	90,80	0,873
Sep-09	83,86	90,62	0,925
Oct-09	88,73	86,38	1,027
Nov-09	90,96	90,22	1,008
Dic-09	88,35	94,77	0,932
Ene-10	89,22	91,82	0,972
Feb-10	91,94	90,89	1,012
Mar-10	66,26	91,01	0,728
Abr-10	63,61	92,16	0,690
May-10	91,99	89,76	1,025
Jun-10	81,49	86,99	0,937
Jul-10	79,49	90,61	0,877
Ago-10	89,31	91,43	0,977
Sep-10	81,90	91,36	0,897
Oct-10	92,47	89,47	1,033
Nov-10	86,69	87,69	0,989
Dic-10	90,53	87,77	1,031
Ene-11	77,99	93,32	0,836
Feb-11	93,11	93,07	1,000
Mar-11	89,59	93,87	0,954
Abr-11	92,75	90,83	1,021
May-11	80,84	93,20	0,867
Jun-11	85,63	91,67	0,934

Tabla C.1: Determinación Factor.

	Recuperación CuSF real	Recuperación CuSF modelo	Recuperación CuSF modelo	Recuperación CuSF modelo min	Recuperación CuSF modelo máx.
Jul-09	110,24	99,87	92,87	87,30	100,30
Ago-09	79,30	90,80	84,44	79,37	91,20
Sep-09	83,86	90,62	84,28	79,22	91,02
Oct-09	88,73	86,38	80,33	75,51	86,76
Nov-09	90,96	90,22	83,91	78,87	90,62
Dic-09	88,35	94,77	88,14	82,85	95,19
Ene-10	89,22	91,82	85,39	80,27	92,22
Feb-10	91,94	90,89	84,53	79,46	91,29
Mar-10	66,26	91,01	84,64	79,56	91,41
Abr-10	63,61	92,16	85,71	80,57	92,57
May-10	91,99	89,76	83,48	78,47	90,16
Jun-10	81,49	86,99	80,90	76,04	87,37
Jul-10	79,49	90,61	84,27	79,21	91,01
Ago-10	89,31	91,43	85,03	79,93	91,83
Sep-10	81,90	91,36	84,96	79,86	91,76
Oct-10	92,47	89,47	83,21	78,22	89,87
Nov-10	86,69	87,69	81,55	76,66	88,08
Dic-10	90,53	87,77	81,63	76,73	88,16
Ene-11	77,99	93,32	86,79	81,58	93,73
Feb-11	93,11	93,07	86,55	81,36	93,48
Mar-11	89,59	93,87	87,30	82,06	94,28
Abr-11	92,75	90,83	84,47	79,40	91,23
May-11	80,84	93,20	86,67	81,47	93,61
Jun-11	85,63	91,67	85,25	80,13	92,07

Tabla C.2: Rango de Recuperación CuSF por modelo predictivo.

ANEXO D

Planificación de producción 2012

	Recuperación CuT Modelo	Ley CuT %	Ley CuSF %	tratamiento t	RSF	Cátodos Modelo t	Recuperación CuSF cátodos
Jul-09	68,80	0,64	0,439	361.591	69,05	1.584	99,865
Ago-09	69,52	0,63	0,481	432.828	76,21	1.890	90,797
Sep-09	69,10	0,61	0,465	428.678	76,03	1.808	90,622
Oct-09	69,18	0,56	0,448	452.037	80,05	1.748	86,381
Nov-09	67,86	0,55	0,416	440.351	75,02	1.653	90,222
Dic-09	65,30	0,58	0,399	425.819	68,67	1.609	94,770
Ene-10	67,66	0,55	0,404	454.482	73,57	1.684	91,821
Feb-10	70,01	0,61	0,468	344.605	76,98	1.466	90,893
Mar-10	74,40	0,70	0,569	350.021	81,27	1.812	91,010
Abr-10	77,97	0,92	0,775	425.795	84,57	3.042	92,163
May-10	76,28	0,75	0,637	393.884	84,87	2.251	89,765
Jun-10	75,74	0,66	0,578	448.854	86,99	2.255	86,986
Jul-10	75,12	0,67	0,560	466.654	82,63	2.366	90,613
Ago-10	76,07	0,71	0,593	426.053	82,99	2.311	91,427
Sep-10	76,29	0,67	0,559	444.278	83,33	2.269	91,357
Oct-10	75,12	0,69	0,578	445.463	83,66	2.304	89,475
Nov-10	76,10	0,74	0,640	425.931	86,59	2.391	87,690
Dic-10	75,59	0,72	0,621	420.469	85,80	2.290	87,774
Ene-11	75,72	0,83	0,672	340.600	81,12	2.136	93,322
Feb-11	74,05	0,76	0,608	342.382	79,30	1.938	93,070
Mar-11	74,92	0,69	0,551	401.113	79,49	2.076	93,868
Abr-11	77,17	0,73	0,623	402.426	88,89	2.276	90,826
May-11	74,25	0,74	0,590	440.623	81,16	2.423	93,197
Jun-11	72,56	0,66	0,522	462.979	81,62	2.216	91,666

Tabla D.1: Recuperación de CuSF determinado utilizando modelo predictivo, durante el periodo de Julio 2009 a Junio 2011.

	tratamiento tms	Ley planta CuT %	Ley planta CuSF %	Cátodos t	Recuperación CuSF cátodos
Jul-09	361.591	0,637	0,439	1748	110,24
Ago-09	432.828	0,628	0,481	1651	79,30
Sep-09	444.807	0,610	0,466	1737	83,86
Oct-09	452.037	0,559	0,448	1796	88,73
Nov-09	440.351	0,553	0,416	1666	90,96
Dic-09	459.012	0,586	0,405	1641	88,35
Ene-10	454.482	0,548	0,404	1637	89,22
Feb-10	344.605	0,607	0,468	1482	91,94
Mar-10	350.021	0,696	0,569	1319	66,26
Abr-10	425.795	0,916	0,775	2099	63,61
May-10	393.884	0,749	0,637	2306	91,99
Jun-10	448.854	0,663	0,578	2113	81,49
Jul-10	466.654	0,675	0,560	2075	79,49
Ago-10	426.053	0,713	0,593	2257	89,31
Sep-10	444.278	0,669	0,559	2034	81,90
Oct-10	445.463	0,689	0,578	2381	92,47
Nov-10	425.931	0,738	0,640	2364	86,69
Dic-10	420.469	0,720	0,621	2362	90,53
Ene-11	340.600	0,828	0,672	1785	77,99
Feb-11	342382	0,764	0,608	1939	93,11
Mar-11	401113	0,691	0,551	1981	89,59
Abr-11	396756	0,654	0,559	2056	92,75
May-11	440623	0,735	0,585	2082	80,84
Jun-11	462979	0,667	0,530	2099	85,63

Tabla D.2: Recuperaciones de CuSF reales de planta, determinadas a partir de la producción de Cátodos, durante el periodo de Julio 2009 a Junio 2011.

	Recuperación CuT sólidos	Recuperación CuSF sólidos	tratamiento t	Ley CuT %	Ley CuSF %	RSF	Cátodos t	Recuperación CuSF cátodos
Jul-09	69,46	74,36	361.591	0,637	0,439	69,05	1.599	100,83
Ago-09	69,33	76,81	432.828	0,628	0,481	76,21	1.885	90,55
Sep-09	66,66	74,26	428.678	0,610	0,465	76,03	1.744	87,43
Oct-09	67,06	74,98	452.037	0,559	0,448	80,05	1.695	83,73
Nov-09	64,59	70,89	440.351	0,553	0,416	75,02	1.573	85,87
Dic-09	67,95	75,14	425.819	0,579	0,399	68,67	1.674	98,61
Ene-10	65,29	73,06	454.482	0,548	0,404	73,57	1.625	88,60
Feb-10	70,33	76,72	344.605	0,607	0,468	76,98	1.472	91,31
Mar-10	69,58	78,87	350.021	0,696	0,569	81,27	1.694	85,11
Abr-10	73,65	81,22	425.795	0,916	0,775	84,57	2.873	87,06
May-10	74,82	82,35	393.884	0,749	0,637	84,87	2.208	88,04
Jun-10	74,28	81,36	448.854	0,663	0,578	86,99	2.211	85,30
Jul-10	75,29	80,04	466.654	0,675	0,560	82,63	2.371	90,81
Ago-10	76,79	81,29	426.053	0,713	0,593	82,99	2.332	92,29
Sep-10	77,78	81,36	444.278	0,669	0,559	83,33	2.313	93,13
Oct-10	76,79	82,47	445.463	0,689	0,578	83,66	2.355	91,46
Nov-10	78,15	84,00	425.931	0,738	0,640	86,59	2.456	90,06
Dic-10	77,31	84,62	420.469	0,720	0,621	85,80	2.342	89,77
Ene-11	77,28	84,81	340.600	0,828	0,672	81,12	2.180	95,24
Feb-11	71,72	79,88	342.382	0,764	0,608	79,30	1.877	90,13
Mar-11	76,26	83,72	401.113	0,691	0,551	79,49	2.113	95,56
Abr-11	78,89	85,14	402.426	0,733	0,623	88,89	2.327	92,86
May-11	77,68	82,99	440.623	0,741	0,590	81,16	2.535	97,50
Jun-11	74,33	81,27	462.979	0,660	0,522	81,62	2.270	93,91

Tabla D.3: Recuperaciones de CuSF determinadas a partir de datos del mineral tratado, durante el periodo de Julio 2009 a Junio 2011.

	Recuperación CuSF real	Recuperación CuSF modelo	Recuperación CuSF modelo	Recuperación CuSF modelo min	Recuperación CuSF modelo máx.
Jul-09	110,24	99,87	93,87	88,24	99,51
Ago-09	79,30	90,80	85,35	80,23	90,47
Sep-09	83,86	90,62	85,18	80,07	90,30
Oct-09	88,73	86,38	81,20	76,33	86,07
Nov-09	90,96	90,22	84,81	79,72	89,90
Dic-09	88,35	94,77	89,08	83,74	94,43
Ene-10	89,22	91,82	86,31	81,13	91,49
Feb-10	91,94	90,89	85,44	80,31	90,57
Mar-10	66,26	91,01	85,55	80,42	90,68
Abr-10	63,61	92,16	86,63	81,44	91,83
May-10	91,99	89,76	84,38	79,32	89,44
Jun-10	81,49	86,99	81,77	76,86	86,67
Jul-10	79,49	90,61	85,18	80,07	90,29
Ago-10	89,31	91,43	85,94	80,79	91,10
Sep-10	81,90	91,36	85,88	80,72	91,03
Oct-10	92,47	89,47	84,11	79,06	89,15
Nov-10	86,69	87,69	82,43	77,48	87,37
Dic-10	90,53	87,77	82,51	77,56	87,46
Ene-11	77,99	93,32	87,72	82,46	92,99
Feb-11	93,11	93,07	87,49	82,24	92,73
Mar-11	89,59	93,87	88,24	82,94	93,53
Abr-11	92,75	90,83	85,38	80,25	90,50
May-11	80,84	93,20	87,61	82,35	92,86
Jun-11	85,63	91,67	86,17	81,00	91,34

Tabla D.4: Rango de recuperación CuSF a través de la utilización del modelo predictivo. Factor 0,94 y rango de 6%.

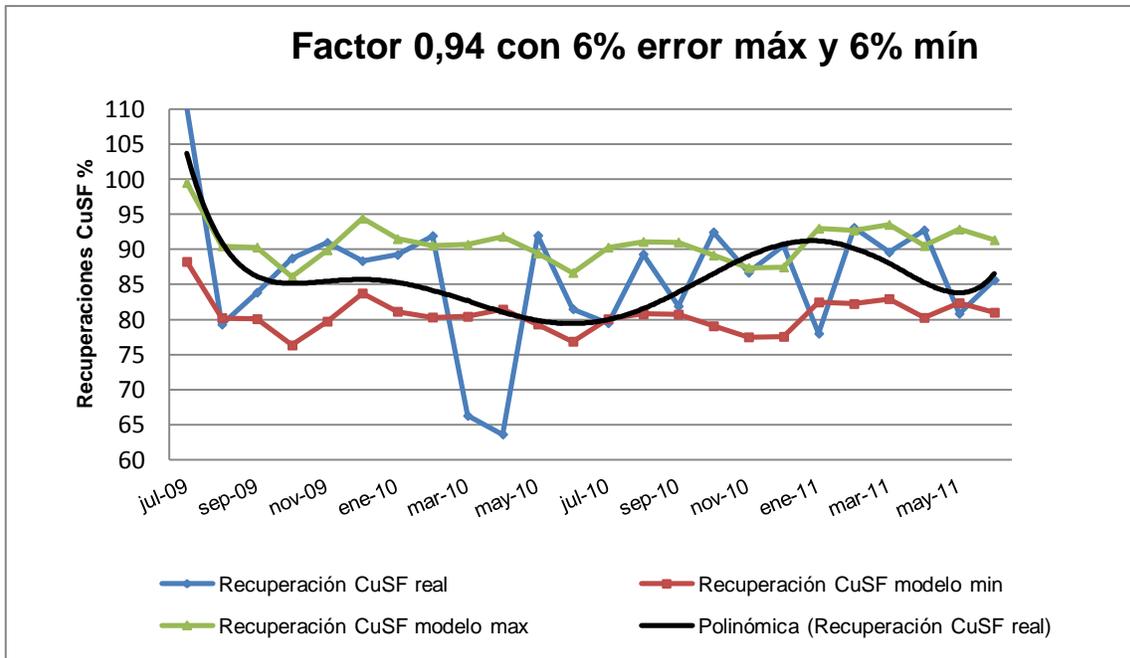


Gráfico D.1: Recuperación de CuSF modelo con factor 0,94 y 6% de error.

	Cátodos reales	Recuperación CuSF Modelo	tratamiento t	Ley CuSF %	Cátodos Modelo	Cátodos Modelo min	Cátodos Modelo máx.
Jul-09	1748	99,87	361591	0,439	1489	1399	1578
Ago-09	1651	90,80	432828	0,481	1776	1670	1883
Sep-09	1737	90,62	444807	0,466	1764	1659	1870
Oct-09	1796	86,38	452037	0,448	1643	1545	1742
Nov-09	1666	90,22	440351	0,416	1554	1461	1647
Dic-09	1641	94,77	459012	0,405	1655	1555	1754
Ene-10	1637	91,82	454482	0,404	1583	1488	1678
Feb-10	1482	90,89	344605	0,468	1378	1295	1460
Mar-10	1319	91,01	350021	0,569	1703	1601	1805
Abr-10	2099	92,16	425795	0,775	2859	2687	3031
May-10	2306	89,76	393884	0,637	2116	1989	2243
Jun-10	2113	86,99	448854	0,578	2120	1993	2247
Jul-10	2075	90,61	466654	0,560	2224	2091	2358
Ago-10	2257	91,43	426053	0,593	2172	2042	2302
Sep-10	2034	91,36	444278	0,559	2133	2005	2261
Oct-10	2381	89,47	445463	0,578	2166	2036	2296
Nov-10	2364	87,69	425931	0,640	2248	2113	2383
Dic-10	2362	87,77	420469	0,621	2153	2023	2282
Ene-11	1785	93,32	340600	0,672	2008	1887	2128
Feb-11	1939	93,07	342382	0,608	1822	1713	1931
Mar-11	1981	93,87	401113	0,551	1951	1834	2069
Abr-11	2056	90,83	396756	0,559	1893	1779	2006
May-11	2082	93,20	440623	0,585	2257	2121	2392
Jun-11	2099	91,67	462979	0,530	2112	1986	2239

Tabla D.5: Rango de producción catódica, a través de la utilización de datos de modelo. Factor 0,94 y 6% para modelo.

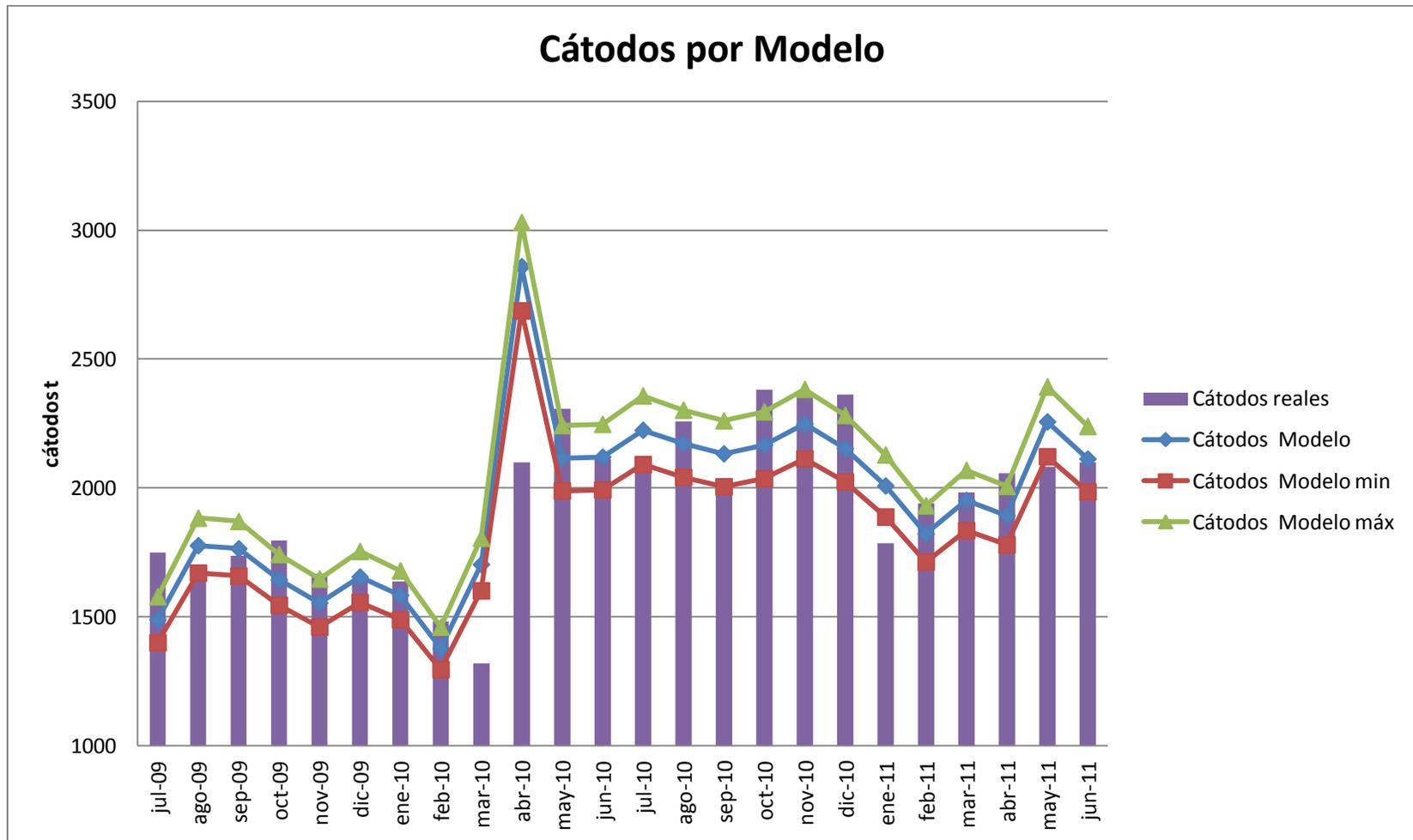


Gráfico D.2: Producción de cátodos, a través del método del modelo predictivo, con factor 0,94 y rango de 6%.

		Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.	2012
Ley Cobre Total	%	0,63%	0,67%	0,62%	0,50%	0,52%	0,57%	0,60%	0,63%	0,65%	0,65%	0,55%	0,51%	0,59%
Ley Cobre Soluble Frio	%	0,45%	0,44%	0,43%	0,34%	0,40%	0,44%	0,47%	0,48%	0,49%	0,48%	0,41%	0,36%	0,43%
tratamiento	t	412.000	419.000	358.400	447.000	421.000	445.000	458.000	460.000	402.000	460.000	624.500	633.500	5.540.400
Recuperación Comercial Cobre	%	59,24%	54,86%	57,83%	57,76%	64,86%	65,71%	66,22%	66,52%	65,37%	65,37%	64,22%	62,34%	62,67%
Recuperación Cobre Soluble Frio	%	84,34%	84,34%	83,75%	83,71%	84,08%	84,54%	84,79%	87,50%	87,50%	87,50%	87,50%	87,50%	85,79%
Granulometría	%	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30
Razón de lixiviación		2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4
Razón Soluble Frio		70,23	65,05	69,05	69,00	77,14	77,73	78,10	76,02	74,70	74,71	73,40	71,25	73,05
Cátodos SX-EW	t	1.548	1.546	1.295	1.283	1.428	1.656	1.812	1.926	1.713	1.945	2.223	2.012	20.387
Recuperación CuT modelo	%	69,07	67,48	68,52	66,95	70,20	70,97	71,48	71,12	70,90	70,85	69,29	67,94	69,57
Cátodos modelo estimado	t	1.805	1.901	1.535	1.487	1.545	1.789	1.956	2.059	1.859	2.108	2.399	2.192	22.630
Recuperación CuSF modelo	%	0,983	1,037	0,992	0,970	0,910	0,913	0,915	0,936	0,949	0,948	0,944	0,954	0,952
factor		0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94
error modelo	%	6%	6%	6%	6%	6%	6%	6%	6%	6%	6%	6%	6%	6%
Cátodos modelo finales	t	1.697	1.787	1.443	1.398	1.453	1.681	1.838	1.935	1.747	1.981	2.255	2.061	21.272
Cátodos modelo min.	t	1.595	1.680	1.356	1.314	1.365	1.580	1.728	1.819	1.642	1.862	2.120	1.937	19.996
Cátodos modelo máx.	t	1.799	1.895	1.529	1.481	1.540	1.782	1.949	2.052	1.852	2.100	2.390	2.184	22.549

Tabla D.6: Planificación 2012 de producción de Cátodos por modelo.

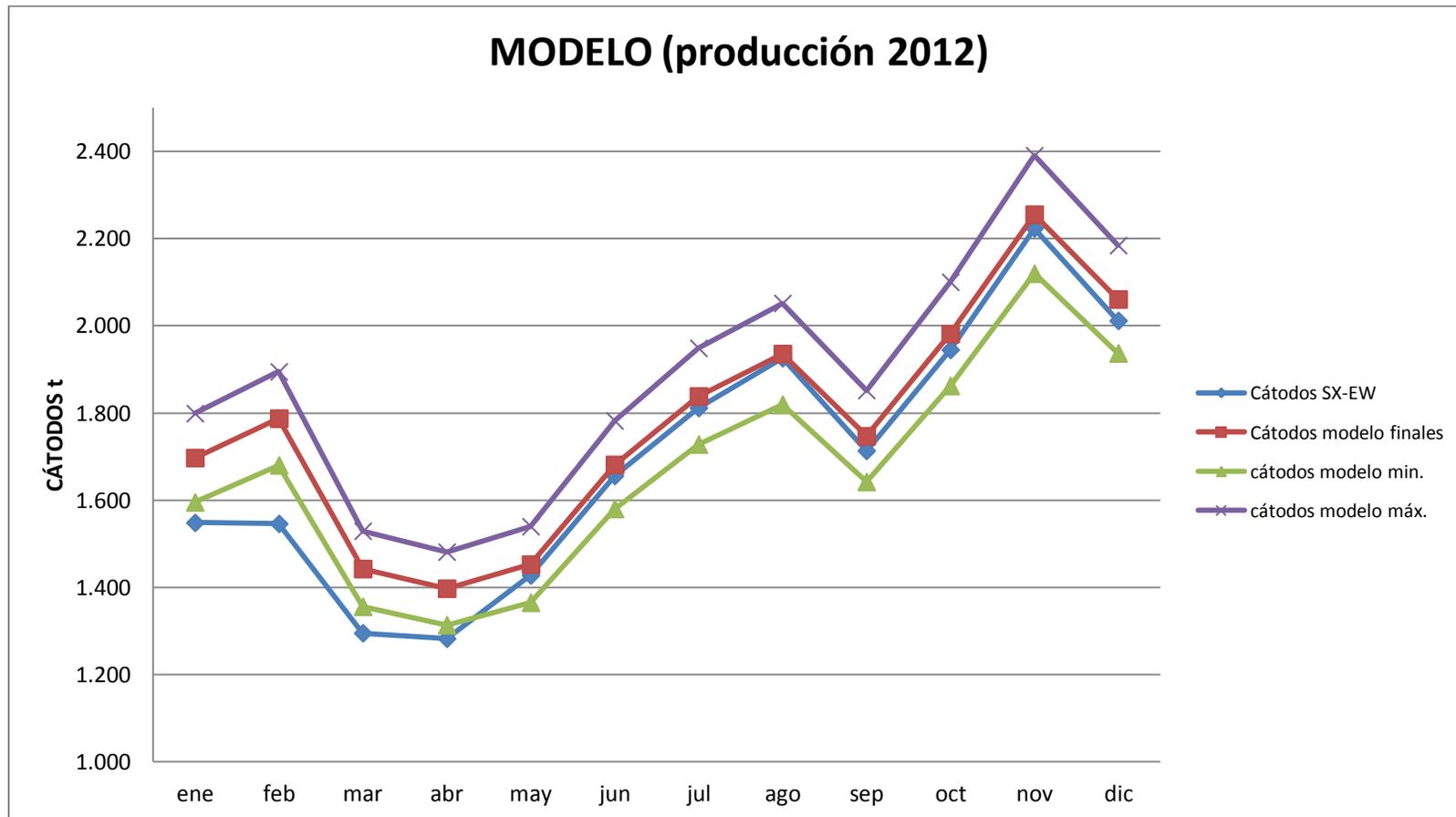


Gráfico D.3: Planificación de producción catódica 2012, a través de modelo predictivo.

Análisis de variables en planificación de producción catódica.

	Ley CuT %	Ley CuSF %	Tratamiento t	Rec Cu %	Rec CuSF %	Granulometría %	R lix m ³ /t	RSF %	Cátodos SX-EW t
Ene	0,63%	0,45%	412000	59,24%	84,34%	30	2,4	70,23	1.548
Feb.	0,67%	0,44%	419000	54,86%	84,34%	30	2,4	65,05	1.546
Mar	0,62%	0,43%	358400	57,83%	83,75%	30	2,4	69,05	1.295
Abr.	0,50%	0,34%	447000	57,76%	83,71%	30	2,4	69,00	1.283
May.	0,52%	0,40%	421000	64,86%	84,08%	30	2,4	77,14	1.428
Jun.	0,57%	0,44%	445000	65,71%	84,54%	30	2,4	77,73	1.656
Jul.	0,60%	0,47%	458000	66,22%	84,79%	30	2,4	78,10	1.812
Ago.	0,63%	0,48%	460000	66,52%	87,50%	30	2,4	76,02	1.926
Sep.	0,65%	0,49%	402000	65,37%	87,50%	30	2,4	74,70	1.713
Oct.	0,65%	0,48%	460000	65,37%	87,50%	30	2,4	74,71	1.945
Nov.	0,55%	0,41%	624500	64,22%	87,50%	30	2,4	73,40	2.223
Dic.	0,51%	0,36%	633500	62,34%	87,50%	30	2,4	71,25	2.012
2012	0,59%	0,43%	5540400	62,67%	85,79%	30	2,4	73,05	20.387

Tabla D.7: Planificación de producción de cátodos para un 30% de granulometría acumulada sobre ½” y una razón de lixiviación de 2,4 m³/t.

G:32/ Rlix:2, 2	Granulo metría %	Razón de lixiviación	RSF	Rec CuT modelo %	Cátodos modelo estimado t	Rec CuSF modelo %	Cátodos modelo finales t	Cátodos modelo min. t	Cátodos modelo máx. t
Ene	32	2,2	70,23	68,03	1.778	96,87	1.672	1.588	1755
Feb.	32	2,2	65,05	66,47	1.873	102,18	1.761	1.673	1849
Mar	32	2,2	69,05	67,49	1.512	97,74	1.421	1.350	1492
Abr.	32	2,2	69,00	65,94	1.464	95,57	1.377	1.308	1445
May.	32	2,2	77,14	69,15	1.522	89,64	1.431	1.359	1502
Jun.	32	2,2	77,73	69,91	1.762	89,93	1.656	1.573	1739
Jul.	32	2,2	78,10	70,41	1.926	90,15	1.811	1.720	1901
Ago.	32	2,2	76,02	70,06	2.028	92,15	1.906	1.811	2002
Sep.	32	2,2	74,70	69,84	1.831	93,49	1.721	1.635	1807
Oct.	32	2,2	74,71	69,78	2.076	93,40	1.952	1.854	2049
Nov.	32	2,2	73,40	68,25	2.363	92,99	2.221	2.110	2332
Dic.	32	2,2	71,25	66,92	2.159	93,92	2.030	1.928	2131
2012	32	2,2	73,05	68,52	22.291	93,80	20.953	19.906	22001

Tabla D.8: Planificación de producción de cátodos para un 32% de granulometría acumulada sobre ½" y una razón de lixiviación de 2,2 m³/t.

G:34 / Rlix: 2	Granulo metría %	Razón de lixiviación	RSF	Rec CuT modelo %	Cátodos modelo estimado t	Rec CuSF modelo %	Cátodos modelo finales t	Cátodos modelo min. t	Cátodos modelo máx. t
Ene	34	2	70,23	67,01	1.752	95,41	1.647	1.564	1729
Feb.	34	2	65,05	65,47	1.845	100,64	1.734	1.647	1821
Mar	34	2	69,05	66,48	1.489	96,27	1.400	1.330	1470
Abr.	34	2	69,00	64,95	1.442	94,13	1.356	1.288	1424
May.	34	2	77,14	68,11	1.499	88,29	1.409	1.339	1480
Jun.	34	2	77,73	68,85	1.735	88,58	1.631	1.550	1713
Jul.	34	2	78,10	69,35	1.897	88,79	1.784	1.694	1873
Ago.	34	2	76,02	69,00	1.998	90,76	1.878	1.784	1972
Sep.	34	2	74,70	68,79	1.803	92,08	1.695	1.610	1780
Oct.	34	2	74,71	68,73	2.045	92,00	1.922	1.826	2018
Nov.	34	2	73,40	67,23	2.327	91,59	2.188	2.078	2297
Dic.	34	2	71,25	65,91	2.127	92,51	1.999	1.899	2099
2012	34	2	73,05	67,49	21.955	92,39	20.638	19.606	21670

Tabla D.9: Planificación de producción de cátodos para un 34% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2 m³/t.

G:34/ Rlix:2,2	Granulo metría %	Razón de lixiviación	RSF	Rec CuT modelo %	Cátodos modelo estimado t	Rec CuSF modelo %	Cátodos modelo finales t	Cátodos modelo min. t	Cátodos modelo máx. t
Ene	34	2,2	70,23	67,47	1.764	96,06	1.658	1.575	1741
Feb.	34	2,2	65,05	65,92	1.857	101,33	1.746	1.659	1833
Mar	34	2,2	69,05	66,93	1.499	96,93	1.409	1.339	1480
Abr.	34	2,2	69,00	65,40	1.452	94,78	1.365	1.297	1433
May.	34	2,2	77,14	68,58	1.510	88,90	1.419	1.348	1490
Jun.	34	2,2	77,73	69,33	1.747	89,19	1.642	1.560	1724
Jul.	34	2,2	78,10	69,83	1.910	89,41	1.796	1.706	1886
Ago.	34	2,2	76,02	69,48	2.011	91,39	1.891	1.796	1985
Sep.	34	2,2	74,70	69,26	1.816	92,71	1.707	1.621	1792
Oct.	34	2,2	74,71	69,21	2.059	92,63	1.935	1.839	2032
Nov.	34	2,2	73,40	67,69	2.344	92,22	2.203	2.093	2313
Dic.	34	2,2	71,25	66,36	2.141	93,15	2.013	1.912	2114
2012	34	2,2	73,05	67,96	22.107	93,03	20.780	19.741	21819

Tabla D.10: Planificación de producción de cátodos para un 34% de granulometría acumulada sobre ½" y una razón de lixiviación de 2,2 m³/t.

G:34/ Rlix:2,4	Granulo metría %	Razón de lixiviación	RSF	Rec CuT modelo %	Cátodos modelo estimado t	Rec CuSF modelo %	Cátodos modelo finales t	Cátodos modelo min. t	Cátodos modelo máx. t
Ene	34	2,4	70,23	67,89	1.775	96,67	1.668	1.585	1752
Feb.	34	2,4	65,05	66,33	1.869	101,97	1.757	1.669	1845
Mar	34	2,4	69,05	67,36	1.509	97,54	1.418	1.347	1489
Abr.	34	2,4	69,00	65,81	1.461	95,37	1.374	1.305	1442
May.	34	2,4	77,14	69,01	1.519	89,46	1.428	1.357	1499
Jun.	34	2,4	77,73	69,76	1.758	89,75	1.653	1.570	1735
Jul.	34	2,4	78,10	70,26	1.922	89,97	1.807	1.717	1897
Ago.	34	2,4	76,02	69,91	2.024	91,96	1.903	1.807	1998
Sep.	34	2,4	74,70	69,69	1.827	93,30	1.717	1.631	1803
Oct.	34	2,4	74,71	69,64	2.072	93,21	1.948	1.850	2045
Nov.	34	2,4	73,40	68,11	2.358	92,80	2.217	2.106	2328
Dic.	34	2,4	71,25	66,78	2.155	93,73	2.026	1.924	2127
2012	34	2,4	73,05	68,38	22.245	93,61	20.911	19.865	21956

Tabla D.11: Planificación de producción de cátodos para un 34% de granulometría acumulada sobre ½" y una razón de lixiviación de 2,4 m³/t.

G:32/ Rlix:2	Granulo metría %	Razón de lixiviación	RSF	Rec CuT modelo %	Cátodos modelo estimado t	Rec CuSF modelo %	Cátodo s modelo finales t	Cátodos modelo min. t	Cátodos modelo máx. t
Ene	32	2	70,23	67,57	1.766	96,20	1.660	1.577	1743
Feb.	32	2	65,05	66,01	1.860	101,48	1.749	1.661	1836
Mar	32	2	69,05	67,03	1.501	97,07	1.411	1.341	1482
Abr.	32	2	69,00	65,49	1.454	94,92	1.367	1.299	1436
May.	32	2	77,14	68,68	1.512	89,03	1.421	1.350	1492
Jun.	32	2	77,73	69,43	1.750	89,32	1.645	1.562	1727
Jul.	32	2	78,10	69,93	1.913	89,53	1.798	1.708	1888
Ago.	32	2	76,02	69,58	2.014	91,52	1.893	1.799	1988
Sep.	32	2	74,70	69,36	1.818	92,85	1.709	1.624	1794
Oct.	32	2	74,71	69,31	2.062	92,76	1.938	1.841	2035
Nov.	32	2	73,40	67,79	2.347	92,36	2.206	2.096	2316
Dic.	32	2	71,25	66,46	2.144	93,28	2.016	1.915	2117
2012	32	2	73,05	68,06	22.138	93,16	20.810	19.770	21851

Tabla D.12: Planificación de producción de cátodos para un 32% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 2 m³/t.

G:32/ Rlix: 2,4	Granulo metría %	Razón de lixiviación	RSF	Rec CuT modelo %	Cátodos modelo estimado t	Rec CuSF modelo %	Cátodos modelo finales t	Cátodos modelo min. t	Cátodos modelo máx. t
Ene	32	2,4	70,23	68,46	1.790	97,47	1.682	1.598	1766
Feb.	32	2,4	65,05	66,88	1.885	102,82	1.772	1.683	1860
Mar	32	2,4	69,05	67,92	1.521	98,36	1.430	1.358	1501
Abr.	32	2,4	69,00	66,36	1.474	96,17	1.385	1.316	1454
May.	32	2,4	77,14	69,58	1.532	90,21	1.440	1.368	1512
Jun.	32	2,4	77,73	70,35	1.773	90,50	1.666	1.583	1750
Jul.	32	2,4	78,10	70,85	1.938	90,72	1.822	1.731	1913
Ago.	32	2,4	76,02	70,50	2.041	92,73	1.918	1.823	2014
Sep.	32	2,4	74,70	70,28	1.842	94,07	1.732	1.645	1818
Oct.	32	2,4	74,71	70,22	2.089	93,99	1.964	1.866	2062
Nov.	32	2,4	73,40	68,68	2.378	93,58	2.235	2.123	2347
Dic.	32	2,4	71,25	67,34	2.173	94,51	2.042	1.940	2145
2012	32	2,4	73,05	68,95	22.431	94,39	21.085	20.031	22139

Tabla D.13: Planificación de producción de cátodos para un 32% de granulometría acumulada sobre ½" y una razón de lixiviación de 2,4 m³/t.

G:28/ Rlix:2, 2	Granulo metría %	Razón de lixiviación	RSF	Rec CuT modelo %	Cátodos modelo estimado t	Rec CuSF modelo %	Cátodos modelo finales t	Cátodos modelo min. t	Cátodos modelo máx. t
Ene	28	2,2	70,23	69,29	1.811	98,65	1.703	1.617	1788
Feb.	28	2,2	65,05	67,69	1.908	104,06	1.793	1.703	1883
Mar	28	2,2	69,05	68,74	1.540	99,55	1.447	1.375	1520
Abr.	28	2,2	69,00	67,16	1.491	97,33	1.402	1.332	1472
May.	28	2,2	77,14	70,43	1.550	91,30	1.457	1.384	1530
Jun.	28	2,2	77,73	71,20	1.794	91,60	1.687	1.602	1771
Jul.	28	2,2	78,10	71,71	1.962	91,82	1.844	1.752	1936
Ago.	28	2,2	76,02	71,35	2.066	93,85	1.942	1.845	2039
Sep.	28	2,2	74,70	71,13	1.864	95,21	1.753	1.665	1840
Oct.	28	2,2	74,71	71,07	2.114	95,13	1.988	1.888	2087
Nov.	28	2,2	73,40	69,51	2.407	94,71	2.262	2.149	2375
Dic.	28	2,2	71,25	68,15	2.199	95,66	2.067	1.964	2171
2012	28	2,2	73,05	69,79	22.702	95,53	21.340	20.273	22407

Tabla D.14: Planificación de producción de cátodos para un 28% de granulometría acumulada sobre ½" y una razón de lixiviación de 2,2 m³/t.

G:25/ Rlix:3	Granulo metría %	Razón de lixiviación	RSF	Rec CuT modelo %	Cátodos modelo estimado t	Rec CuSF modelo %	Cátodos modelo finales t	Cátodos modelo min. t	Cátodos modelo máx. t
Ene	25	3	70,23	71,96	1.881	102,46	1.768	1.680	1857
Feb.	25	3	65,05	70,30	1.981	108,08	1.862	1.769	1955
Mar	25	3	69,05	71,39	1.599	103,39	1.503	1.428	1578
Abr.	25	3	69,00	69,75	1.549	101,09	1.456	1.383	1529
May.	25	3	77,14	73,14	1.610	94,82	1.513	1.438	1589
Jun.	25	3	77,73	73,94	1.863	95,13	1.752	1.664	1839
Jul.	25	3	78,10	74,47	2.038	95,36	1.915	1.820	2011
Ago.	25	3	76,02	74,10	2.145	97,47	2.017	1.916	2117
Sep.	25	3	74,70	73,87	1.936	98,89	1.820	1.729	1911
Oct.	25	3	74,71	73,81	2.196	98,80	2.064	1.961	2168
Nov.	25	3	73,40	72,20	2.500	98,37	2.350	2.232	2467
Dic.	25	3	71,25	70,78	2.284	99,35	2.147	2.040	2254
2012	25	3	73,05	72,48	23.578	99,22	22.164	21.055	23272

Tabla D.15: Planificación de producción de cátodos para un 25% de granulometría acumulada sobre 1/2" y una razón de lixiviación de 3 m³/t.

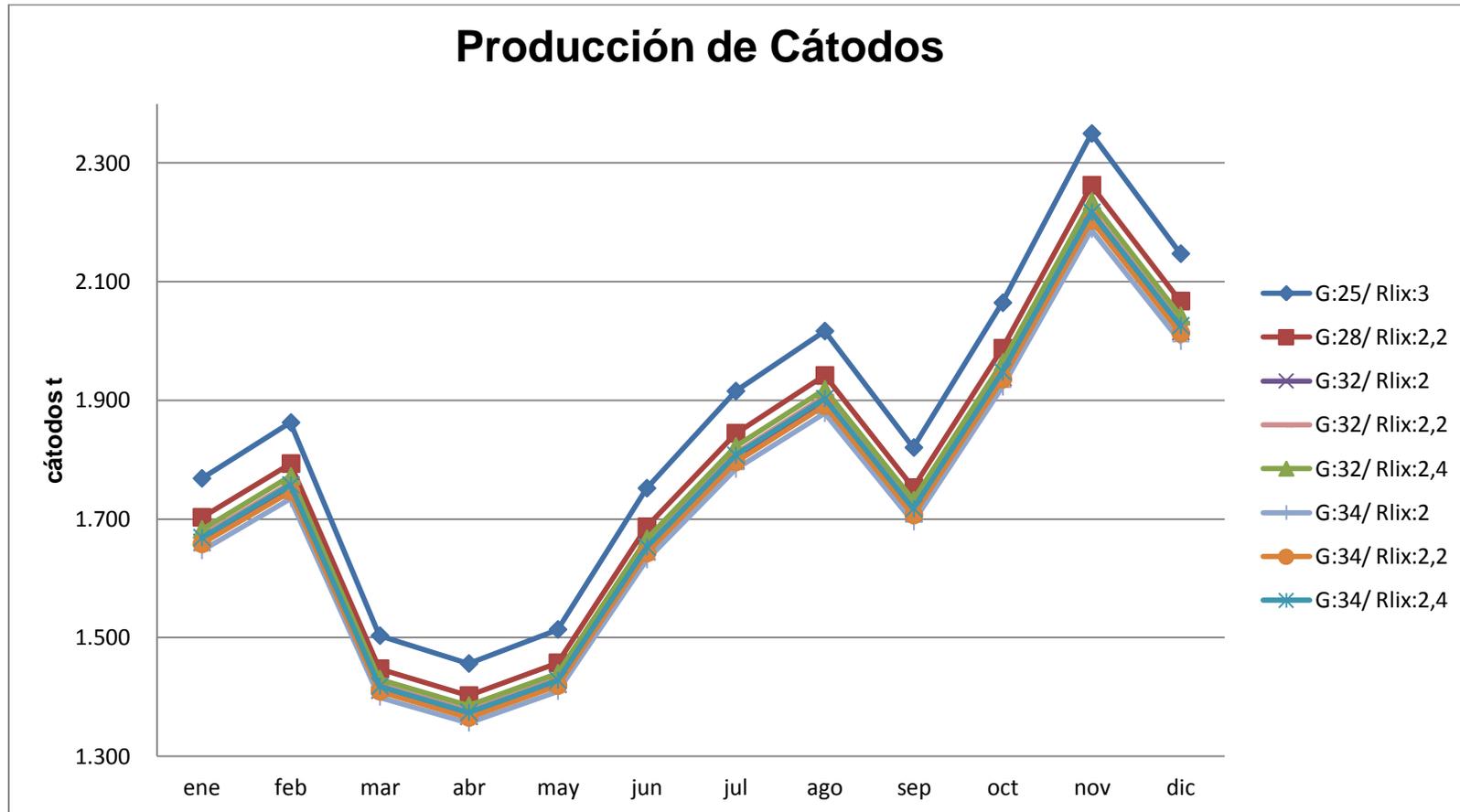


Gráfico D.4: Producción de cátodos 2012 a diferentes granulometrías (25 a 34%) y razón de lixiviación (2 a 3 m³/t).

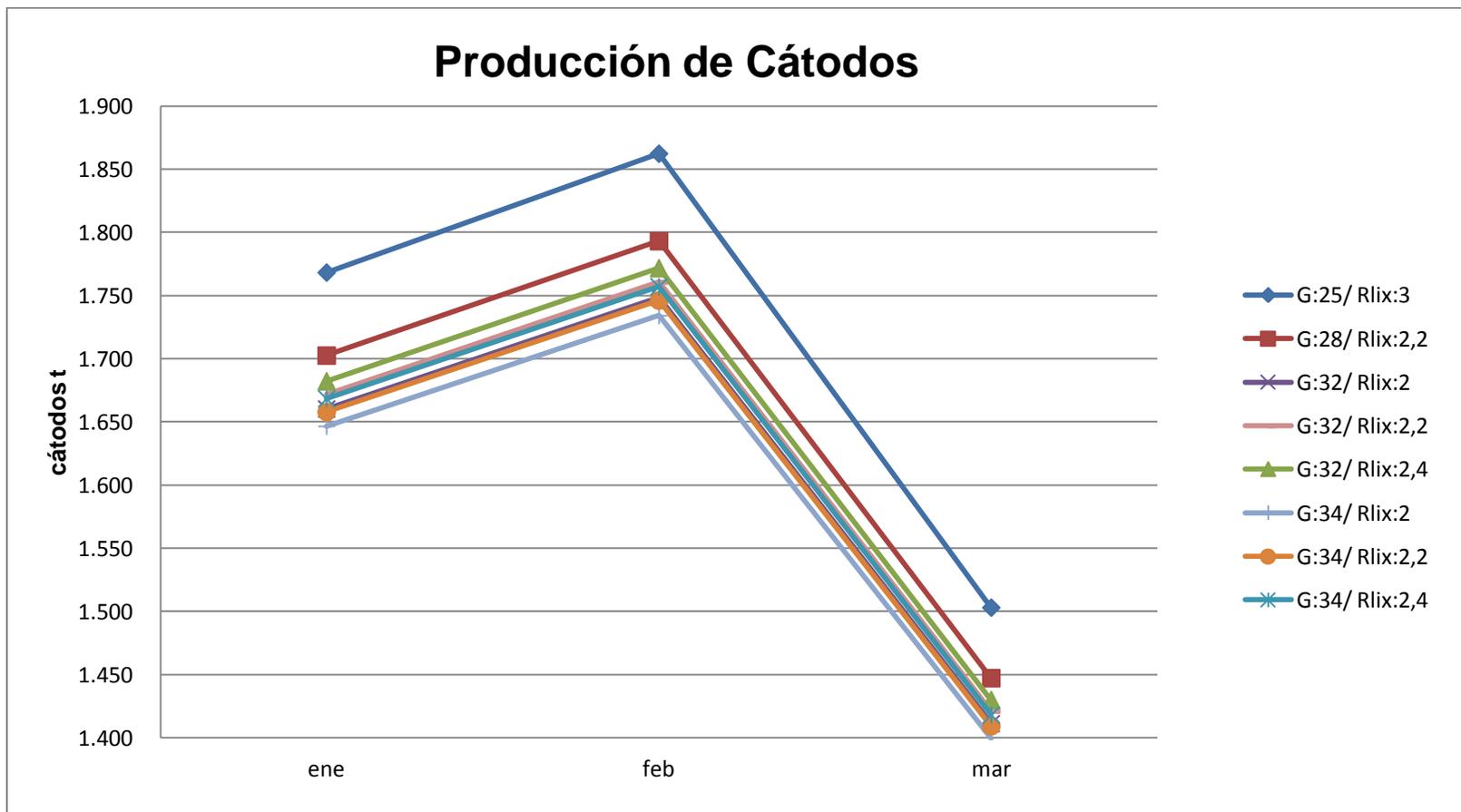


Gráfico D.5: Producción de cátodos (Enero, Febrero y Marzo 2012) a diferentes granulometrías (25 a 34%) y razón de lixiviación (2 a 3 m³/t).

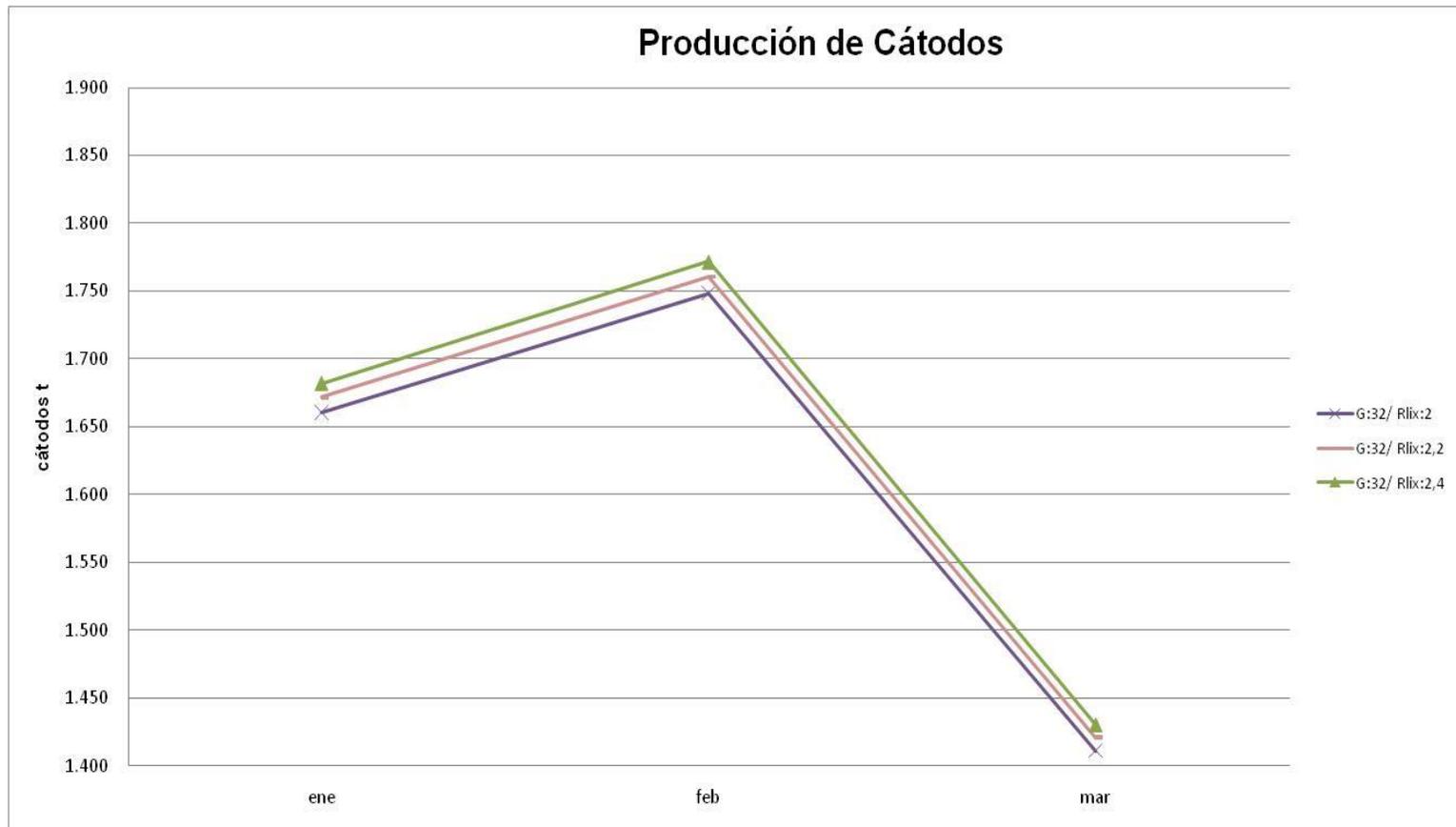


Gráfico D.6: Producción de cátodos a diferente razón de lixiviación (2; 2,2 y 2,4 m³/t). A mayor razón, se produce mayor producción de cátodos

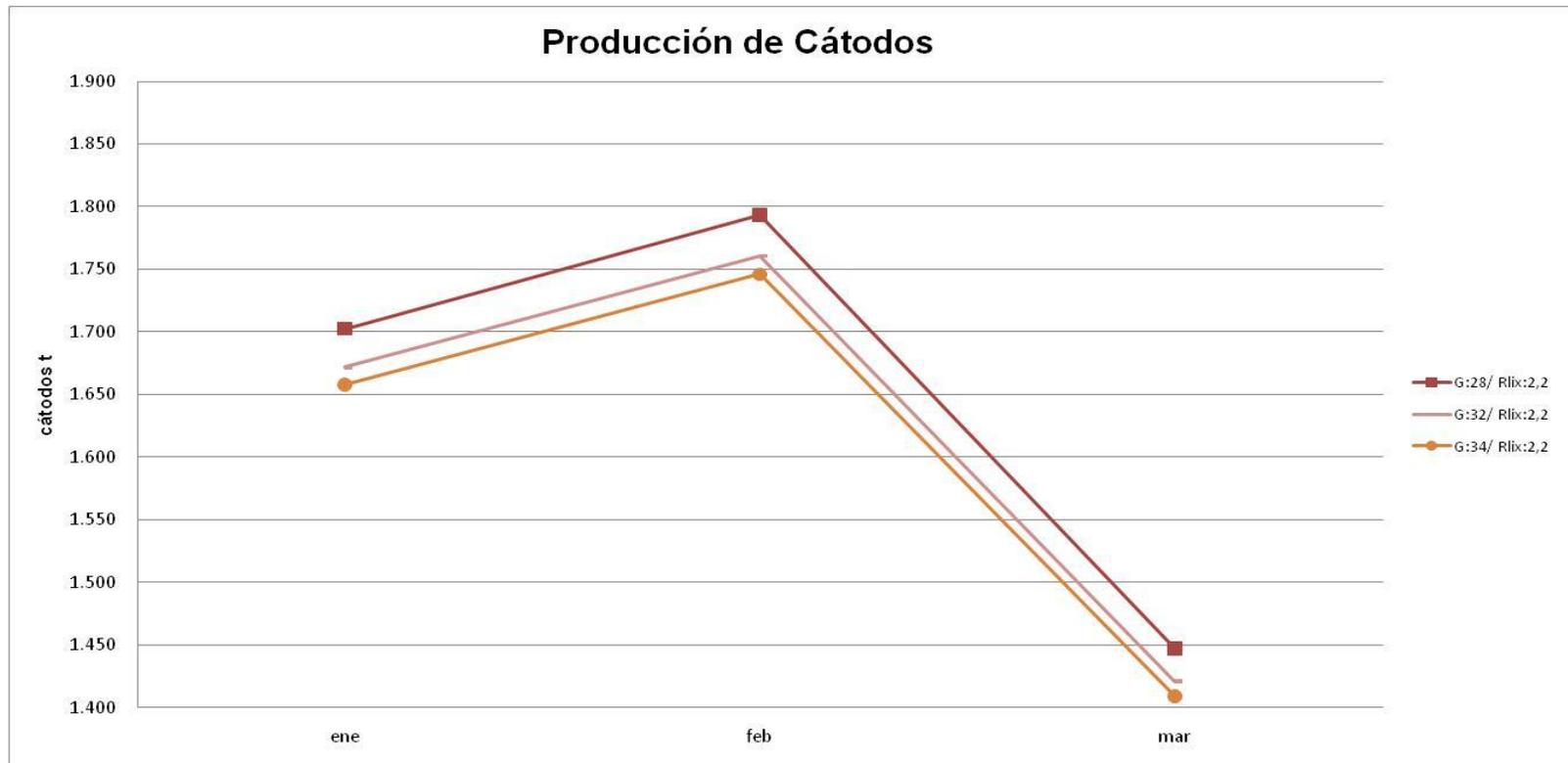


Gráfico D.7: Producción de cátodos a diferentes granulometrías (28, 32 y 34% de mineral acumulado sobre 1/2"). A menor porcentaje de granulometría, se produce un mayor porcentaje de producción de cátodos.