

UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA INDUSTRIAL

**DISEÑO DE UNA METODOLOGÍA PARA EL
APOYO DEL DESPACHO DE CONCENTRADO
DE COBRE DESDE LA LIXIVIACIÓN IN SITU
EN LA PLANTA SX EW**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL INDUSTRIAL

MAGDALENA DE LOS ANGELES AURORA SOTO OGAZ

SANTIAGO DE CHILE
ENERO 2011



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA INDUSTRIAL

**DISEÑO DE UNA METODOLOGÍA PARA EL
APOYO DEL DESPACHO DE CONCENTRADO
DE COBRE DESDE LA LIXIVIACIÓN IN SITU
EN LA PLANTA SX EW**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL INDUSTRIAL

MAGDALENA DE LOS ANGELES AURORA SOTO OGAZ

**PROFESOR GUÍA:
RICARDO SAN MARTIN ZURITA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
PATRICIO CONCA KEHL
FERNANDO ORDOÑEZ PIZARRO**

**SANTIAGO DE CHILE
ENERO 2011**

DISEÑO DE UNA METODOLOGÍA PARA EL DESPACHO DE CONCENTRADO DE COBRE DESDE LA LIXIVIACIÓN IN SITU EN LA PLANTA SX EW

CODELCO, en su afán de aumentar su valor como empresa y sus reservas de minerales, está en una búsqueda constante de nuevos yacimientos y métodos de explotación. Por esto en la actualidad, se encuentra estudiando en conjunto con el Centro de Modelamiento Matemático de la Universidad de Chile (CMM) la lixiviación in situ (ISL), método de explotación para yacimientos de óxido de cobre ubicados a baja profundidad y de baja ley, los cuales no son rentables de extraer con los procedimientos utilizados en la actualidad. La problemática de éste proyecto se basa en que para realizar un debido análisis de pre factibilidad, de cualquier yacimiento, no se cuenta con una herramienta que organice el despacho óptimo de concentrado de cobre (PLS) producido por las distintas celdas de explotación hacia el depósito en la planta.

Dado lo anterior, el objetivo de ésta memoria es construir y desarrollar un modelo y una metodología de resolución que permita realizar una planificación de explotación para un yacimiento por medio de ISL. El yacimiento es modelado como un conjunto de celdas explotación, cada una caracterizada por su ley promedio, tonelaje, potencial de mineralización y parámetros de recuperación. El planificador decide el instante en que se debe comenzar la explotación de cada celda, considerando la capacidad de operación de la planta y piscina de PLS. El problema es abordado mediante un modelo de optimización no lineal en tiempo discreto, que minimiza las distancias euclidianas entre las concentraciones deseada y depositada cuyo valor óptimo es, en general, difícil de calcular. Para la búsqueda de la solución se construyó una heurística, principalmente por su alta flexibilidad y que permite primero buscar una solución inicial factible, basándose en los criterios actualmente utilizados para la planificación, y que luego se mejora haciendo intercambios en las variables de decisión.

Los resultados evidencian que la concentración depositada por las celdas se ajusta a la deseada por la planta con un pequeño margen error, el cual es significativamente menor con respecto a la planificación manual. Sin embargo, la calidad de la solución se ve directamente afectada por la calidad del yacimiento y los requerimientos de la planta. Actualmente, existen alrededor de 1.000 millones de toneladas de recursos probados extraíbles por ISL equivalentes a MMUS\$ 4,79 y cuyos costos de operación directos promedio son rentables. La aplicación de la metodología desarrollada en este proyecto para la planificación disminuye alrededor de un 70% los costos de superar la concentración deseada, y en un 60% cuando es menor; asimismo, permite producir alrededor de 17% más de cátodos de cobre para todo el horizonte de evaluación, ya que se aprovechan mejor la capacidad de la planta SX EW.

A partir el desarrollo del presente estudio, se puede determinar que hay fuertes incentivos para la inversión en investigación y desarrollo de la ISL. Además, deja abiertas líneas futuras de investigación que permiten mejorar la calidad del modelo desarrollado y ampliar sus aplicaciones.

AGRADECIMIENTOS

Al finalizar el desarrollo de éste trabajo de título me es inevitable no pensar en el arduo trabajo que significó realizarlo ni en los altos y bajos que se presentaron. Asimismo, me es imposible no recordar a aquellas personas e instituciones que sin su participación y apoyo facilitaron las cosas para que este trabajo llegue a un feliz término. Por ello, es para mí un verdadero placer utilizar este espacio para ser justo y consecuente con ellas, expresándoles mis agradecimientos.

Primero que todo, quisiera dedicarle esta memoria a mi abuelita Aurora, quien su tenacidad, inteligencia y valentía ha sido el pilar más fuerte de mi familia. Del mismo modo quiero agradecer a mi familia. Sin su apoyo, colaboración e inspiración no hubiera sido posible llevar a cabo este duro trayecto. A mis padres, Aurora y Eduardo, por su ejemplo de perseverancia y honestidad; a mi hermana Alejandra por su paciencia y optimismo y a mi amiga Constanza por ser perfeccionista y alegre. . . por ellos y para ellos!

Para aquellos amigos que participaron directa e indirectamente de este proyecto, aportando cada uno un granito de arena. A aquellos que compartieron conmigo los “ires y venires” ayudándome a superar las dificultades y celebrando los logros.

Al Laboratorio de Modelamiento Matemático para la Minería y Metalurgia CMM de la Universidad de Chile, en especial a Millaray Sandoval y Raúl Gormáz, cuyo tiempo y disposición fueron de gran ayuda en el desarrollo de esta memoria.

También, agradecer a los profesores miembros de mi comisión, Ricardo San Martín, Patricio Conca y Fernando Ordoñez por haber contribuido con sus consejos y comentarios a que este trabajo llegara a buen fin.

En general quisiera agradecer a todas y cada una de las personas que han vivido conmigo la realización de este trabajo, que no necesito nombrar porque tanto ellas como yo sabemos que desde los más profundo de mi corazón les agradezco el haberme brindado todo el apoyo, colaboración, ánimo y sobre todo cariño y amistad.

Índice general

1. Introducción	1
1.1. Antecedentes Generales	1
1.2. Lixiviación in situ	5
1.3. Motivación y justificación	6
2. Objetivos, Metodología y Alcances	8
2.1. Objetivos	8
2.2. Metodología para el desarrollo de la memoria	8
2.3. Alcances	9
2.4. Estructura del documento	9
3. Marco Teórico	10
3.1. Conceptos	11
4. Definición del Sistema	13
4.1. Proceso actual para el despacho del concentrado de cobre desde la lixiviación in situ	13
4.2. Descripción y Caracterización de las Componentes del Sistema	13
4.2.1. Celdas de Explotación de la Lixiviación In Situ	14
4.2.2. Piscina de PLS:	18
4.2.3. Planta SX EW	19
5. Construcción del Modelo	26
5.1. Definición del problema	26
5.2. Modelación Matemática	27
6. Resolución del Modelo	33
6.1. Elección del software a utilizar	33
6.2. Interacción con el Usuario y Obtención de Datos	34
6.3. Metodología para la Búsqueda de la Solución	35
6.3.1. Enfoque de Solución	35
6.3.2. Heurísticas	38
6.4. Obtención de los Datos	44
7. Resultados y Análisis de Sensibilidad	46
7.1. Outputs del Modelo	46
7.2. Evaluación Económica	56
7.2.1. Extracción por ISL v/s no extracción	56
7.2.2. Heurística inicial v/s Solución final	59

7.3.	Análisis de Sensibilidad	61
7.3.1.	Vida de las celdas	61
7.3.2.	Recuperación de cobre	63
7.3.3.	Capacidad de la planta y piscina	65
8.	Conclusiones e Investigación Futura	69
8.1.	Conclusiones	69
8.2.	Investigación Futura	71
A.	Glosario*	75
B.	Lixiviación IN SITU	80
B.1.	Beneficios de la lixiviación in situ	81
B.2.	Deficiencias y desventajas de la lixiviación IN SITU	82
B.3.	Ejemplos de minas de cobre explotadas por ISL	83
B.4.	Proyecto de explotación de un depósito de cobre	84
C.	DETALLE HEURÍSTICA	86
C.1.	Heurística solución inicial	86
C.2.	Heurística mejoramiento de la solución inicial	91
D.	SOLUCIÓN CON RESTRICCIÓN RELAJADA	94
E.	Detalle de los costos	97
F.	MANUAL DEL USUARIO	99
F.1.	INTRODUCCIÓN	99
F.2.	INTERACCIÓN CON EL USUARIO	99
F.2.1.	Inicio del programa	99
F.2.2.	Introducción de datos	102
F.2.3.	Visualización de los resultados	102
F.2.4.	Posibles problemas	104

Índice de figuras

1.1.1.Evolución del precio del cobre desde enero de 1996 a agosto de 2010. Fuente COCHILCO.	2
1.1.2.Procesos de extracción del cobre	3
1.2.1.Arreglos de pozo	6
4.2.1.Gráfico de la función de recuperación de cobre para el mineral m de una celda c . . .	14
4.2.2.Gráfico de la función de razón de lixiviación en el tiempo	16
4.2.3.Función de concentración de cobre instantánea entregado por la celda.	17
4.2.4.Volumenes depositados en la planta y piscina por la celdas de explotación.	18
4.2.5.Proceso de almacenamiento de la piscina de PLS.	19
4.2.6.Obtención de cobre por hidrometalurgia	21
4.2.7.Proceso electrolítico del Cobre	23
5.1.1.Descripción del sistema	27
5.2.1.Explotación de un conjunto de celdas	30
5.2.2.Concentración de cobre recibida por la planta SX EW	31
6.3.1.Esquema de descripción general de la metodología de búsqueda de la solución . . .	38
6.3.2.Concentración de una misma celda con distintos tiempos de inicio de explotación. . .	39
6.3.3.Heurística de la solución inicial (primera parte)	40
6.3.4.Heurística de mejoramiento	43
7.1.1.Diferencia entre el área de la concentración depositada y la concentración deseada. . .	47
7.1.2.Diferencia entre el área de la concentración depositada y la concentración deseada. . .	48
7.1.3.Gráficos con los valores del mejoramiento de la solución	48
7.1.4.Gráfico de la concentración depositada en la planta SX EW en cada periodo del horizonte de evaluación.	54
7.1.5.Gráfico de la concentración depositada en la planta SX EW en cada periodo del horizonte de evaluación.	55
7.3.1.Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se tiene mayor recuperación por celda.	64
7.3.2.Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se tiene mayor recuperación por celda, con cambio en la concentración deseada por la planta.	64
7.3.3.Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se tiene menor recuperación por celda.	65
7.3.4.Gráfico de la concentración depositada cuando se agranda la capacidad de la planta y la piscina.	66
7.3.5.Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se achica la capacidad de la planta y la piscina.	67

7.3.6. Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se achica la capacidad de la planta y la piscina.	68
F.2.1. Planilla inicial	100
F.2.2. Formato hoja de datos	101
F.2.3. Hoja “PARAMETROS”	102
F.2.4. Gráfico de la planificación	103
F.2.5. Hoja “CONCENTRADO”	103

Índice de cuadros

1.1.1.Tabla de comparación para los metodos de lixiviación	4
4.2.1.Flujos y concentraciones que se deben considerar para que una planta SX pueda producir una cantidad de cobre catódico determinada.	22
4.2.2.Cuadro de Producción deseada de una planta de EW	24
4.2.3.Concentraciones de cobre en el circuito EW	24
6.1.1.Cuadro de ventajas y desventajas de Visual Basic	34
6.4.1.Cuadro con los datos	45
7.1.1.Valores de la mejora de la solución.	49
7.1.2.Estimación del número de iteraciones a realizar.	50
7.1.3.Resultados planificación semanal.	51
7.1.4.Resultados de la planificación (primeras 25 semanas)	52
7.1.5.Resultados de la planificación (primeras 25 semanas)	53
7.1.6.Valor de la función objetivo y el error.	54
7.1.7.Valor de la función objetivo y el error.	55
7.1.8.Comparación entre la solución relajada y la no relajada de la función objetivo y el error.	56
7.2.1.Características de un yacimiento tipo.	57
7.2.2.Cálculo de los costos de procesamiento de los recursos de un yacimiento.	58
7.2.3.Resultados de la explotación de un yacimiento tipo, por ISL.	59
7.2.4.Tabla con los costos oportunidad de las planificaciones.	60
7.2.5.Cuadro ahorro por mejor solución.	61
C.1.1Ejemplo primera solución, para seleccionar celdas que cumplan con las restricciones	90
C.1.2Ejemplo primera solución, evaluacion de la función objetivo	91
C.2.1.Tabla de los valores de la concentración depositada en la planta y valor de la restricción para cada cambio en el tiempo inicial de explotación de la celda c.	92
C.2.2.Tabla de los valores de la función objetivo para cada cambio en el tiempo inicial de explotación de la celda c.	93
D.0.1Resultados planificación semanal con la restricción relajada.	94
D.0.2Resultados de la planificación con relajación de la restricción (primeras 25 semanas)	95
D.0.3Resultados de la planificación con relajación de la restricción (primeras 25 semanas)	96

Capítulo 1

Introducción

1.1. Antecedentes Generales

La minería es un negocio de grandes magnitudes, y como tal necesita procesos de negocios y sistemas que conecten estrategias a largo plazo con sus actividades diarias. Debe atraer y retener clientes satisfechos rentablemente, además debe atraer y retener inversionistas para sobrevivir, todo lo anterior con la constante creación de valor. Es así como las mineras están constantemente creándolo anualmente para el corto plazo, y para el largo plazo desarrollan la explotación de un yacimiento en su óptimo económico al mejor ritmo posible. Para la creación de este último, un factor importante en el negocio minero son los es contar con reservas de mineral que puedan ser explotados a futuro, es decir que la empresa no sólo cuente los yacimientos que esten siendo explotados, por lo cual la inversión en exploraciones geológicas es muy importante. Otro factor importante para aumentar el valor de una empresa en el negocio minero es la inversión en investigación y desarrollo en la parte operacional del negocio, para hacer más eficientes los procesos de extracción y purificación del metal.

Por otro lado, el cobre constituye la principal fuente de ingresos por exportaciones de la economía del país (poco más del 40%). Este se comercializa bajo la forma de cátodos y concentrados de cobre, a otros países donde son procesados para producir productos manufacturados. Por esto, las variaciones del precio del cobre suelen ocupar las primeras planas de los diarios nacionales. Por lo cual el diseño de estrategias a corto y largo plazo son fundamentales para su desarrollo y el del país.

La minería del cobre, en Chile, es desarrollada en forma compartida entre empresas privadas y del Estado. CODELCO Chile, la Corporación Nacional del Cobre, es una empresa estatal autónoma, la más grande del país en la minería del cobre y la principal productora de cobre del mundo. El precio actual del cobre es cercano al precio del 2007, donde hubo un precio promedio anual de US\$ 3,23 la libra (como se muestra en la Figura 1.1.1), por lo que las ventas de Codelco llegaron a US\$ 13.674 millones (1,94 millones de toneladas métricas). El 48 % de estas ventas fueron a Asia (principalmente, China). Estas transacciones generaron US\$ 8.451 millones de excedentes (esto es, resultados antes de impuestos a la renta y del gravamen del 10% al retorno por la venta en el exterior de cobre y subproductos propios)¹.

¹Fuente Memoria anual del 2007 de CODELCO

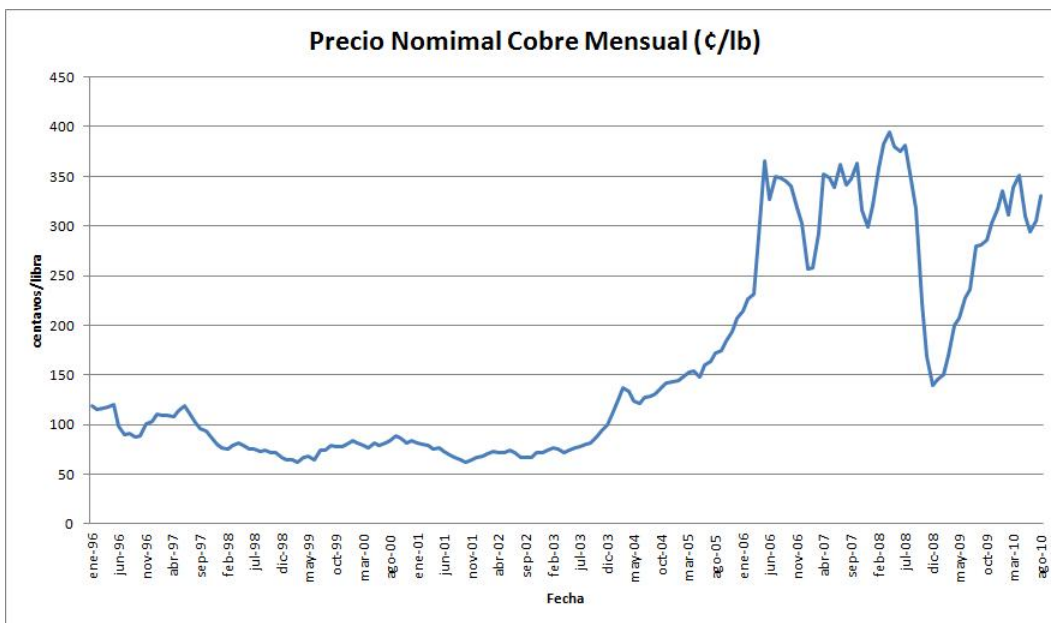
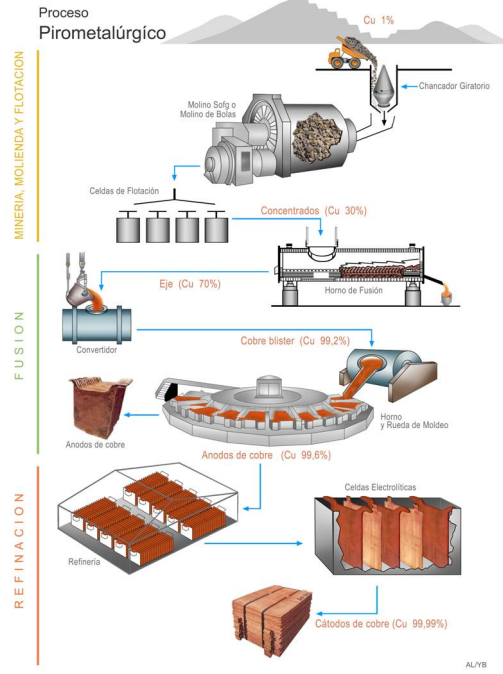
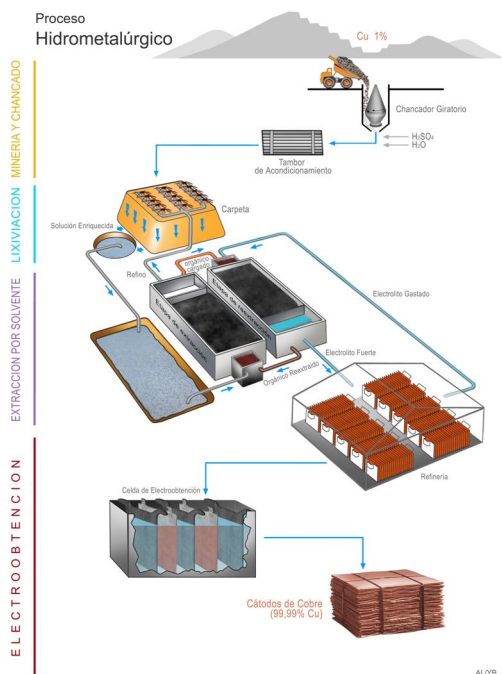


Figura 1.1.1: Evolución del precio del cobre desde enero de 1996 a agosto de 2010. Fuente COCHILCO.

Para la extracción del cobre en un yacimiento primero se realiza una exploración geológica* donde se determina si donde se encuentra el mineral, yacimientos. Los yacimientos pueden estar formados por dos tipos de material mineralizado: los sulfuros o los óxidos. La presencia de éstos en un yacimiento define dos zonas que tienen características diferentes: la zona de los sulfuros, y la zona de los óxidos, las que a su vez determinan la manera de explotar el mineral: por concentración o la hidrometalurgia (el Apéndice A corresponde a un Glosario con todas las palabras técnicas utilizadas en esta memoria (las cuales son señaldas con *) para mejor entendimiento del lector).

El proceso hidrometalúrgico* consiste en: la extracción del mineral*, chancado*, lixiviación*, extracción por solvente* y luego la electro obtención*. (Figura 1.1.2a)

El proceso de concentración* consiste en: la extracción del mineral, molienda*, flotación* y el proceso pirometalúrgico*, es decir, fundición* y electro refinación*. (Figura 1.1.2b)



(a) Proceso de Hidrometalúrgia

(b) Proceso de Concentración y Pirometalúrgia

Figura 1.1.2: Procesos de extracción del cobre

La disminución de la calidad de los yacimientos cercanos a la superficie dan como resultado en la minería, el transporte y el procesamiento volúmenes enormes de roca por unidad de producto recuperado (Liu y Brady, 1998). Proyectos mineros a gran escala de baja ley y a cielo abierto han sido posibles por la disponibilidad de la gran minería y maquinaria para el procesamiento de minerales, capaces de soportar las operaciones en una escala muy grande. La clave para la viabilidad económica de estas operaciones de yacimientos de baja ley y a gran escala ha sido sin duda la disponibilidad de abundante energía a bajo costo, es decir, petróleo y electricidad. Pero, la disponibilidad futura de energía a bajo costo es incierta. Además, la exploración a cielo abierto de los yacimientos han dado como resultado el descubrimiento de yacimientos que no pueden ser explotados económicamente por medio de técnicas mineras tradicionales debido a que la relación de la tira es demasiado alto, el depósito es demasiado pequeño para justificar la inversión de capital necesaria, y/o la ley muy baja. Con el aumento de las jurisdicciones sobre la gran superficie y la gran visibilidad de las operaciones de minería a cielo abierto y la de sus instalaciones además de la eliminación de residuos han generado resistencia por parte de las comunidades locales. Los costos, la seguridad, la eliminación de residuos y los problemas de calidad del agua también se han vuelto cada vez más importantes en la minería subterránea. En consecuencia, la minería in situ, más concretamente en lixiviación in situ, se espera que desempeñe un papel más importante en la minería en los próximos 15 a 20 años (Batterham, 2004). La tecnología tiene que ser ampliada para su aplicación, posiblemente, a los depósitos de metal, por ejemplo, pórfido de cobre, enterrados volcanes sulfuros masivos, los sedimentos alojados y / o carbonato de sustitución de depósitos de sulfuros metálicos, así como depósitos de oro y plata, enterrados los depósitos de placer, lateritas de níquel, etc. Es debido a lo anterior que para metales con alto valor de mercado se justifica su explotación por medio de lixiviación in situ. Para ejemplificar esto se presenta la Cuadro 1.1.1

comparativa de los diferentes métodos de lixiviación².

Método de lixiviación	Montones Heap	Montones Dump	In Situ	Estanques	Agitación
Mineralización	Sulfuros secundarios	Escencialmente calcopirita	Todos	Minerales oxidados	Minerales oxidados
% Cu en el minereal	0,2 - 1	Menos de 0.2	Más de 0,5	1 - 2	20 - 40 (concentrados)
H_2SO_4 en lixivante ($g \cdot L^{-1}$)	5 - 15	30	pH \cong 2	50	50 - 100
Cu en disolución fértil ($g \cdot L^{-1}$)	1 - 5	0,2	5	20 -40	30 - 50
Tiempo de lixiviación	Desde varios meses a varios años	Hasta décadas	Hasta Décadas	5-10	1 - 5 horas
Tamaño representativo de la operación	Módulos de 3 a 9 m, $10^5 - 10^8 m^2$ de superficie de lixiviación	$10^5 - 10^8 m^2$ montones de hasta 100 m	$200 m^2$ lixivante por hora	6 - 12 estanques	500 Tm concentrado por día
Cu lixiviado ($Tm/día$)	10 - 200	20	20	50	100 - 200
Producción mundial de Cu a través del método ($Tm/año$)	$0,7 \cdot 10^8$	$0,05 \cdot 10^8$	$0,05 \cdot 10^8$	$0,05 \cdot 10^8$	$0,2 \cdot 10^8$

Cuadro 1.1.1: Tabla de comparación para los metodos de lixiviación

Dados todos los antecedentes anteriormente señalados, queda claro que la investigación y desarrollo de nuevos proceso de explotación de cobre son una oportunidad en el negocio de la minería. En particular, se tratará el método de explotación por lixiviación in situ (la justificación se detalla en la próxima sección), que aún es experimental para la extracción del cobre, pero que se ha realizado de manera exitosa para la del uranio; debido a que el material mineralizado del uranio es más permeable que el del cobre.

En el plano académico encontramos una amplia gama de trabajos abocados al diseño de cómo realizar la explotación de un yacimiento a través de la lixiviación in situ desde el punto de vista químico y tecnológico, pero no se ha realizado un modelo general que modele el despacho del concentrado de cobre producido en la lixiviación in situ en las plantas de extracción por solvente y electro obtención (SX y EW), es por ello que en éste trabajo de título se propondrá un modelo que permita realizar esta labor.

²Fuente: <http://www.ucm.es/info/metal/transpare/Ballester/Premat12.pdf>, 1 de junio, 2010.

1.2. Lixiviación in situ

El minado in situ comprende técnicas poco conocidas en la minería. Su objetivo es recuperar el mineral de los yacimientos no explotado por la minería mecanizada. Como alternativa a ésta minería mecanizada, se utilizan las propiedades de disolución en agua y lixiviación en soluciones químicas acuosas para recuperar compuestos y elementos metálicos de valor económico (Ortiz Sánchez [15]).

La minería in situ es aplicable a una amplia gama de recursos, como lo son: depósitos de azufre por fusión en agua caliente o vapor de agua, y elementos metálicos por lixiviación mediante compuestos químicos diluidos en agua.

La lixiviación in situ³ (in situ leaching, ISL) del cobre es un proceso multidisciplinario que requiere la integración de la geología (geoquímica, mineralogía y geología estructural), la hidrología (hidro-geología, modelación, hidráulica de pozos), la metalurgia (hidro-metalurgia, electro-química, química acuosa), y de la economía (costos de operación, modelos económicos, riesgos, mercados). Ésta complejidad de la ISL, particularmente en las formaciones de rocas típicas, heterogéneas y fracturadas, de los depósitos de cobre, requiere de toda una base de conocimiento relevante, de la integración en todas las escalas, y de la optimización continua, un sistema experto avanzado.

Dos factores son de máxima importancia en una operación minera metálica de lixiviación in situ: a) las características físicas del yacimiento como profundidad, presión hidrostática* y permeabilidad* y b) la mineralogía* del yacimiento si responde o no químicamente al sistema de lixiviación.

Es necesario que el yacimiento se encuentre confinado en formaciones de baja permeabilidad y en estructuras no falladas o acuíferos confinados. La velocidad de las corrientes subterráneas dependen de la permeabilidad y de la diferencia de presiones del agua entre taladro y formación..

Este método de explotación de metales se realiza a través arreglos de la llamadas “celdas de explotación” en el área del yacimiento (algunos de estos arreglos se muestran en la Figura 1.2.1). Estas celdas se forman por medio de pozo de inyección de la solución lixivante y por pozo de extracción por los cuales se extrae el concentrado de cobre, el PLS, para que sea depositado en la planta SX EW (ver Figura). La configuración más común es la de 5 pozo simple o múltiple que da información sobre dirección de la permeabilidad, muestreo del yacimiento y control de flujo de la solución. El orden preferido de flujo es inyección en los extremos y producción en el centro porque minimiza la dilución y hay más resistencia al flujo de inyección que al de producción.

³La lixiviación in situ es explicada mas en detalle en el Apéndice B

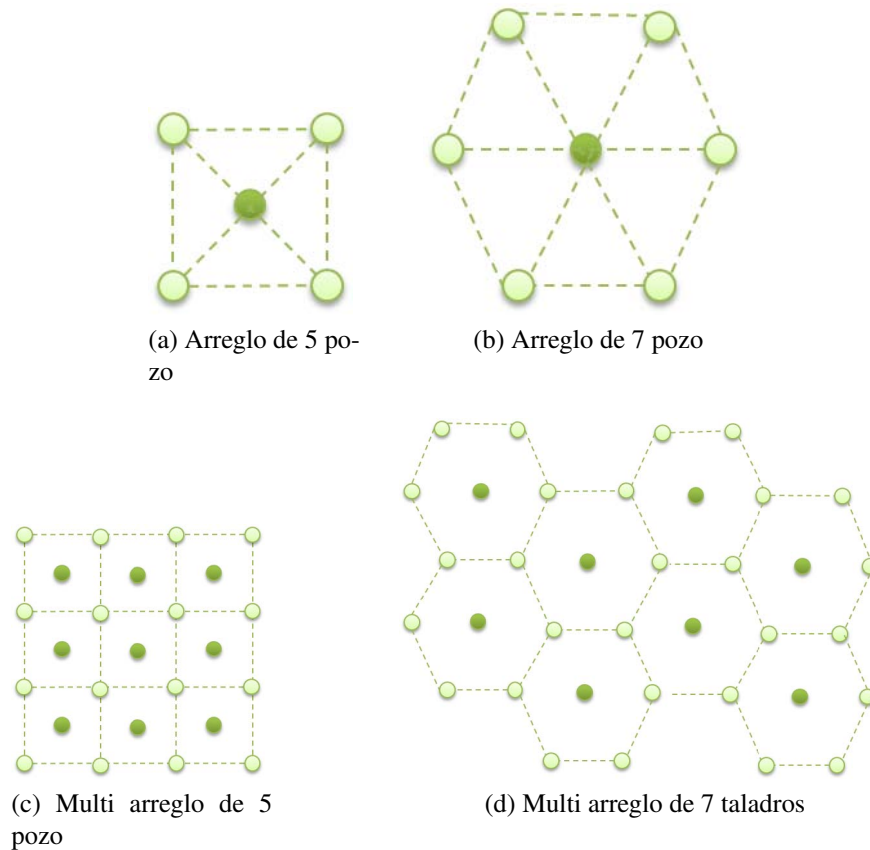


Figura 1.2.1: Arreglos de pozo

1.3. Motivación y justificación

Históricamente la extracción de cobre se realiza a través de minería subterránea o cielo abierto, seguido ya sea por el procesamiento de los minerales por los métodos de concentración para los sulfuros o por hidrometalurgia para los óxidos, como ya se había mencionado en la sección anterior. Por otro lado, la extracción in situ de algunos minerales altamente solubles o licuables con facilidad (como los fosfatos, sal y azufre) han sido comercializados. La reciente aparición de la tecnología de lixiviación en pilas y el movimiento de equipos terrestres de gran escala se ha traducido en la producción de grandes depósitos de mineral de baja ley económicamente viables debido a la economía de escala y/o la producción de metales refinados en el lugar (con lo cual eludían los costos de transporte, manipulación y tratamiento). El énfasis en los últimos 20 años se ha inclinado hacia el desarrollo de grandes depósitos para aprovechar las economías de escala. Pero existen pequeños yacimientos de baja ley que no son lo suficientemente grandes como para los beneficios generados justifiquen su explotación desde la perspectiva económica.

En las últimas décadas la lixiviación in situ de metales ha sido investigada y sometida a experimentación, y ha sido probada en diferentes formatos para varios de ellos. Lo que hace atractivo su estudio es que los costos de capital y operacionales disminuyen significativamente, ya que no se requieren de la instalación plantas de chancado ni molienda, a diferencia de la lixiviación en pilas

que si los necesita, además de los temas legales, sociales y ambientales que esto conlleva. Estos estudios consisten en el desarrollo de modelos matemáticos que determinan las características del yacimiento, diseñar la estructura de la mina y sus instalaciones, cuantificando la recuperación de cobre entregada por cada celda de explotación de la ISL.

Por ejemplo, los costos asociados con la ISL para una típico depósito de óxido de cobre lixiviable de 20 y 40 millones de toneladas. Los costos de capital requeridos para llevar a cabo la ISL son aproximadamente el 40% a 60% de los costos de capital requeridos para una operación de lixiviación en pilas estándar y los costos operacionales son muy bajos debido al poco material que se mueve sobre una base anual.

La economía de ISL se basa en una estimación de cuánta recuperación se necesita de todo el depósito con el fin de recuperar los costos de capital y cuánta recuperación se necesita anualmente para cubrir los costos operativos. La recuperación de cobre de menos del 10% del metal in situ contenidas pagará por los costos de capital inicial, mientras que los costos operacionales puede ser recuperado desde tan solo 1,0% al 1,5% anual de recuperación del metal in situ contenidos.⁴

Rápida amortización se prevé en todo el depósito haya sido presentada al filtrarse dentro de un marco de tiempo corto en comparación con lixiviación en pilas donde se extrae el mineral y se trata más de una vida de la mina 7 a 10 años. Los gastos de capital por adelantado se calcula que debe recuperarse por lixiviación sólo el 10% del metal contenido en los estudios de caso.

Los ingresos son difíciles de predecir con exactitud, dado que este concepto es muy difícil de cuantificar y estimar la calidad del mineral del yacimiento. Esto hace que existan altos riesgos a la hora de realizar la explotación del yacimiento por medio de ISL, por lo cual se deben tener altas las contingencias para los costos operacionales.

En el último tiempo el CMM de la Universidad de Chile en conjunto con CODELCO ha estado desarrollando diversas investigaciones para cuantificar y estimar el mineral dentro de un yacimiento, caracterizarlo para poder hacer los estudios de pre factibilidad para realizar la explotación de una mina con lixiviación in situ.

Dado lo anterior y con el final de cooperar en este trabajo con miradas a futuro, es que éste trabajo de título va a aportar en esta investigación realizando la organización del despacho de concentrado de cobre en la planta SX EW.

⁴O’Gorman G., von Michaelis H., Olson G. Novel In-Situ Metal and Mineral Extraction Technology [16]

Capítulo 2

Objetivos, Metodología y Alcances

2.1. Objetivos

Objetivo General:

Aumentar la rentabilidad del negocio minero, a través del diseño de un modelo de optimización y desarrollo de metodología de resolución, que permita que el despacho del concentrado de cobre producido en la lixiviación in situ en la planta SX EW sea estable y cercano al óptimo requerido para su tratamiento.

Objetivos Específicos:

- Identificar las variables críticas y restricciones del problema.
- Formulación del modelo, de manera consistente, que permita determinar el despacho óptimo de las celdas para la estabilización del concentrado de cobre en la planta SX EW.
- Implementación del modelo.
- Análisis de sensibilidad del modelo con respecto a sus variables críticas.

2.2. Metodología para el desarrollo de la memoria

Se utilizará la metodología clásica de la investigación operativa (ver Hillier y Liberman) que, en general, contempla el desarrollo de cuatro etapas: formulación, construcción del modelo, solución y validación. Todo lo anterior con enfocado al cumplimiento de los objetivos específicos para lograr realizar el objetivo general.

- Identificar las variables críticas y restricciones del problema: Estudiar y analizar la información acerca de la lixiviación in situ y las plantas SX EW. Estudiar las diferentes entradas del problema.
- Identificar un modelo que exprese las necesidades del sistema: Identificar la problemática en estudio y su entorno, especificar sus objetivos y sus alternativas de decisión. Definición del horizonte de evaluación. Definición del nivel de las decisiones involucradas. Elección del método de resolución a seguir.

- Formulación del modelo, de manera consistente, que permita determinar el despacho óptimo de las celdas para la estabilización del concentrado de cobre en la planta SX EW: Formular una representación abstracta de la realidad Definición de las variables del problema, restricciones y medidas de efectividad.
- Implementación del modelo.
- Construir una heurística que aplique el método elegido anteriormente: Encontrar los valores de las variables dependientes. Validación, que consiste en analizar la capacidad del modelo de adecuarse a la realidad de la problemática estudiada. El lenguaje de programación a utilizar es Visual Basic, ya que es un lenguaje muy extendido, por lo que resulta fácil encontrar información, documentación y fuentes para los proyectos, es fácilmente extensible mediante librerías DLL y componentes ActiveX de otros lenguajes, tiene la Posibilidad de añadir soporte para ejecución de scripts, VBScript o JScript, en las aplicaciones mediante Microsoft Script Control, pero por sobre todo, es un lenguaje universal, accesible para cualquiera.
- Análisis de sensibilidad del modelo con respecto a sus variables críticas: Variar las variables críticas en pequeños rangos para estudiar las elasticidades del modelo.

2.3. Alcances

Se pretende realizar un modelo y programa general, que pueda determinar cuál y cuando cada celda de explotación de la lixiviación in situ debe ser explotada para cualquier yacimiento, pero donde el cómo ya ha sido determinado. En otras palabras se determinará tiempo en que cada celda debe ser explotada dado que la concentración de cobre que entregará cada una, ya que ha sido estudiada y cuantificada la geología, hidrología y metalurgia del yacimiento.

El trabajo a realizar no es una planificación minera, más bien es parte del estudio de pre factibilidad para la explotación de un yacimiento por medio de la lixiviación in situ.

Se pretende entregar una planificación de explotación de celdas semanal para un determinado horizonte de evaluación.

2.4. Estructura del documento

El resto del documento se organiza de la manera siguiente:

En el Capítulo 3 se describirá brevemente el contexto teórico en el cual se enmarca este trabajo, reseñando algunas investigaciones relacionadas.

En el Capítulo 4, se describe cada una de las componentes del sistema.

En el Capítulo 5, se describe el problema en su forma global para finalizar con la modelación matemática.

En el Capítulo 6, se propone una metodología de resolución y se desarrolla.

En el Capítulo 7, se presentan los resultados obtenidos una vez implementado el modelo.

En el Capítulo 8, se concluye y se dan a conocer las futuras oportunidades que tiene continuar con la investigación.

Capítulo 3

Marco Teórico

La literatura presenta una amplia gama de trabajos de investigación y aplicación abocados al estudio de la explotación de yacimientos de cobre por medio de lixiviación in situ, los cuales en su mayoría destacan la oportunidad que hay en invertir en investigación y desarrollo para explotar metales por éste método, para efectos de esta memoria se han utilizado en los trabajos de Ortiz O. [15] y O’Gorman G. [16]. El primero hace una descripción técnica del proceso, enfocada a ingenieros en mina, donde se habla de los requerimientos y características del yacimiento y del rocoso macizo (roca mineralizada), como se produce la lixiviación subterránea, como se inyecta y se extrae la solución (el PLS) del yacimiento y como es despachado a la planta SX EW. Y el segundo, si bien también hace una descripción técnica del proceso, donde describe un concepto de la nueva tecnología que emplea la fragmentación para la mejora de los minerales subterráneos a fin de preparar el mineral para la lixiviación in situ, combinado con la tecnología para mejorar continuamente patrones de flujo de la disolución a través del mineral durante el proceso de lixiviación, además, en éste trabajo se habla de los yacimientos prototipo en los cuales se ha realizado este tipo de explotación, se revisan sus resultados y las lecciones aprendidas; y también se habla de los beneficios y desventajas que tiene. Con estos trabajos se pudo entender cómo se realiza el proceso, para poder caracterizarlo y hacer un modelo consistente y realístico del problema planteado.

Para poder describir y entender cuál es la concentración de cobre deseada por la planta SX EW, se estudió el diseño de la planta de hidrometalurgia para la “Mina Nora” de la Sociedad Contractual Minera Trinidad [23], LX-SX-EW. Se utiliza éste proyecto, ya que la planta se diseña para el tipo de yacimiento que se va a explotar. De este trabajo se pudieron obtener las características y requerimientos básicos que se necesitan para realizar una extracción por solvente y una electro obtención. Además, cabe destacar, que al analizar cómo se diseña la planta se pudieron entender las interacciones entre los procesos de electro obtención, extracción por solvente y lixiviación, y por lo tanto lo relevante que es tener un PLS estable en el tiempo para que su tratamiento sea factible técnicamente y económicamente.

Para efectos de esta memoria se ha seguido la metodología operacional de la tesis de magister de Guajardo M. [10]. La tesis propone un modelo y una metodología de resolución para abordar un problema de planificación minera de largo plazo considerando la estocasticidad del precio del mineral. La mina es modelada como un conjunto de bloques, cada uno caracterizado por su ley promedio, tonelaje y ubicación relativa. El precio del mineral es modelado según un proceso estocástico a tiempo continuo de uso frecuente en la literatura. El planificador decide el instante en que se debe comenzar la extracción de cada bloque, considerando la aleatoriedad del precio y las relaciones de vecindad entre ellos.

La dificultad de ésta memoria radica en que, al ser un trabajo de investigación y desarrollo, en la actualidad estudios, investigaciones o modelamientos para éste tipo de problemas no existen o no se encuentran disponibles. Es por ello que se partió estudiando la teoría básica de investigación operativa, con el libro de Hillier Frederick S. y Lieberman Gerald J. [11], también se revisó la teoría básica de programación dinámica, de la optimización en red y optimización discreta con los libros de Bertsekas [2,23] y los libros Ruszczyński y Shapiro [8,9].

También se revisaron papers con problemáticas parecidas, como es el caso del realizado por Flisberg P., Rönnqvist M. y Nilsson S. [16] donde se propone un modelo de optimización por mínimos cuadrados para el blanqueamiento del papel. En su tesis Trujillo A. [21] propone un diseño, una implementación y evaluación de algoritmos secuenciales y paralelos para resolver eficientemente el problema de mínimos cuadrados en espacios discretos, particularmente el problema aplicado a la decodificación de señales en sistemas inalámbricos MIMO. Por otro lado, Modares H. y Mohammad-BagherNaghbiSistani [18], quienes proponen un algoritmo híbrido mediante la integración de una mejor optimización de las partículas calientes (IPSO) con la programación cuadrática sucesiva (PPC), llamada IPSO-PPC, para resolver problemas de optimización de control no lineal.

Para el desarrollo del programa se revisaron distintos manuales de Visual Basic, de los cuales destacan el desarrollado por Walter Mora F. y José Luis Espinoza B. [24] para la realización de análisis numérico mediante VBA en excel, y Soporte de Microsoft [19] para macros en excel.

Los datos sobre las características del yacimiento fueron obtenidos a partir de las experiencias en el laboratorio LM4 del CMM. En cuanto a los datos para realizar la evaluación económica se utilizaron las orientaciones comerciales para el 2011 de CODELCO [23].

Para la metodología de la evaluación económica y el análisis de sensibilidad se utilizaron los documentos facilitados por CODELCO, donde la consultora Minnig Solutions Inc. realiza un análisis para la explotación de cobre de baja ley por medio de ISL de distintos yacimientos.

3.1. Conceptos

Siempre se buscan las mejores maneras de realizar las tareas cotidianas de la vida. Se busca lo "mejor" o lo "óptimo". Generalmente, los gerentes buscan simplemente lograr alguna mejora en el nivel de rendimiento, es decir, un problema de "búsqueda de objetivo".

Para tener significado, esto se debe escribir en una expresión matemática que contenga una o más variables, cuyos valores deben determinarse. La pregunta que se formula, en términos generales, es qué valores deberían tener estas variables para que la expresión matemática tenga el mayor valor numérico posible (maximización) o el menor valor numérico posible (minimización). A este proceso general de maximización o minimización se lo denomina optimización.

La optimización, o programación matemática, sirve para encontrar la respuesta que proporciona el mejor resultado, la que logra mayores ganancias, mayor producción o la que logra el menor costo. Con frecuencia, estos problemas implican utilizar de la manera más eficiente los recursos, tales como dinero, tiempo, maquinaria, personal, existencias, etc. Existe una serie de paquetes de software para resolver problemas de optimización. Por ejemplo, LINDO o WinQSB resuelven

modelos de programas lineales y LINGO y What'sBest! resuelven problemas lineales y no lineales; o se crea una heurística que lo resuelva.

Por otro lado, la programación matemática, en general, aborda el problema de determinar asignaciones óptimas de recursos limitados para cumplir un objetivo dado. El objetivo debe representar la meta del decisor. Los recursos pueden corresponder, por ejemplo, a personas, materiales, dinero o terrenos. Entre todas las asignaciones de recursos admisibles, queremos encontrar la/s que maximiza/n o minimiza/n alguna cantidad numérica tal como ganancias o costos.

El objetivo de la optimización global es encontrar la mejor solución de modelos de decisiones difíciles, frente a las múltiples soluciones locales.

Un problema de optimización matemático, en términos generales, se escribe de la forma:

$$(P) \text{ maximizar (o minimizar) } f(x)$$

$$x \in S$$

Donde x es el vector de variables de decisión, $f : S \rightarrow \mathbb{R}$ es la función objetivo $S \subseteq \mathbb{R}^n$ del problema (P). Si $S \subseteq \mathbb{R}^n$ entonces el problema se dirá irrestricto.

Un vector $x \in \mathbb{R}^n$ que pertenezca al conjunto S se llamará solución factible de (P). Si además satisface que:

$$f(x) \leq f(y) \quad \forall y \in S$$

(cuando se trata de un problema de minimización), se dirá que x es solución óptima.

Si la función objetivo f es lineal y el espacio restringido es un politopo, el problema es de Programación lineal y puede resolverse utilizando alguno de los bien conocidos algoritmos de programación lineal.

Si la función objetivo es concava (problema de maximización), o convexa (problema de minimización) y el conjunto de restricciones es convexo, entonces se puede utilizar el método general de Optimización convexa.

Existe una variedad de métodos para resolver problemas no convexos. Uno de ellos consiste en utilizar formulaciones especiales de problemas de programación lineal. Otro método implica el uso de técnicas de "Branch and Bound", cuando el problema se divide en subdivisiones a resolver mediante aproximaciones que forman un límite inferior del coste total en cada subdivisión. Mediante subdivisiones sucesivas, se obtendrá una solución cuyo coste es igual o inferior que el mejor límite inferior obtenido por alguna de las soluciones aproximadas. Esta solución es óptima, aunque posiblemente no sea única. También se puede utilizar los métodos de búsqueda directa, donde se crea un algoritmo bajo criterios de búsqueda que permitan encontrar una solución cercana al óptimo. Ambos algoritmos pueden ser parados antes, con la garantía de que la mejor solución será mejor que la solución encontrada en un porcentaje acotado. Ello se utiliza en concreto en problemas importantes y especialmente difíciles y cuando el problema cuenta con costes inciertos o valores donde la incertidumbre puede ser estimada en un grado de fiabilidad apropiado.

Capítulo 4

Definición del Sistema

En este capítulo se detalla el marco conceptual en el cuál se desarrolla el problema planteado, identificando los factores que determinan su estructura.

Para ello, primero se presenta una descripción general de como se ha ido haciendo el proceso de lixiviación in situ para el cobre. Para luego caracterizar y detallar las componenetes de él.

4.1. Proceso actual para el despacho del concentrado de cobre desde la lixiviación in situ

Actualmente, la metodología de ISL es experimental para la extracción del cobre y solo existen plantas prototipo que la utilicen. Por lo mismo, el objetivo que tienen estas plantas es verificar a nivel práctico si se puede extraer cobre por medio de éste método, es decir ver la factibilidad técnica de extracción de cobre por medio de ISL, que ya esta siendo probada.

Por otro lado, como ya se ha mencionado anteriormente, la concentración de cobre depositada en la planta SX EW debe ser estable y con la menor variabilidad posible, debido a que existen problemas de costos operacionales, secuencia de operaciones y de capacidad, que disminuyen la eficiencia de la plana y que serán detallados en la siguiente función. Pero como no se ha probado completamente que la ISL es viable para la extracción del cobre, no existe una metodología formal ni eficiente que permita organizar el despacho de concentrado de cobre, producido por las celdas de explotación, en la planta SX EW.

Actualmente, la organizacion del despacho de concentrado de cobre proviniente de las celdas se hace a un nnivel artesanal, y basada en el juicio de expertos.

4.2. Descripción y Caracterización de las Componentes del Sistema

En esta subsección se realizará un análisis analítico, en el cual se describirán y caracterizarán las componentes del sistema, las cuales son:

- Celdas de explotación del proceso de ISL, donde se produce el concentrado de cobre.
- Piscina de PLS, donde se deposita el concentrado de cobre desde las celdas y de donde la plata extrae el concentrado.
- Planta SX EW, donde se procesa el concentrado de cobre para convertirlo en cátodos de cobre.

Todo esto con el fin de poder crear un modelo de optimización consistente con la realidad y lo suficientemente general como para ser aplicado a cualquier yacimiento de óxido de cobre.

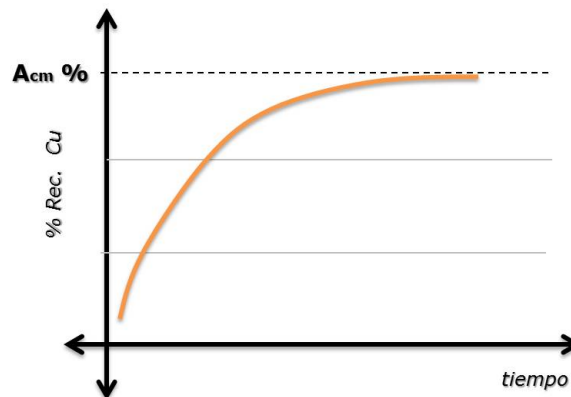
4.2.1. Celdas de Explotación de la Lixiviación In Situ

Suponiendo que ya se han realizado los estudios de geología, hidrología y metalurgia ya se han realizado, a continuación se presenta la caracterización de sus componentes.

La ISL se realizará por medio de un conjunto de celdas de explotación situadas sobre el yacimiento definidas por el conjunto $\mathbb{C} \subseteq \mathbb{N}_0 = \{1, \dots, C\}$. Se sabe que en cada celda tiene una potencia de mineralización* Z_c para cualquier celda $c \subseteq \mathbb{C}$, pero donde puede haber mas de un tipo de mineral, por lo cual la mineralogía la da el conjunto $M = \{1, 2, 3\}$ donde $\{1\}$ es el cobre verde negro, $\{2\}$ el cobre mas negro y $\{3\}$ cobre no visble. Además toda celda $c \subseteq \mathbb{C}$ su mineral $m \subseteq M$ tiene una ley* media, $L_{cm} \in \mathfrak{R}$, y una cantidad de mineral en toneladas, $K_{cm} \in \mathfrak{R}$, conocidos. Por lo cual la cantidad de cobre depositado en cada celda es $\widehat{K}_{im} = K_{im} \cdot L_{im}$.

Los estudios han establecido que cada mineral m de una ceda c tiene un porcentaje de recuperación de cobre* que varía según el tiempo que ha sido explotada, lo cuál ha sido definido como una función continua, $\phi_{cm}(t)$, cuyo valor tiende a un parámetro A_{cm} cuando $t \mapsto \infty$ a una velocidad B_{cm} conocidos, como se muestra en la Figura4.2.1.

$$\phi_{cm}(t) = A_{im} [1 - \exp(-B_{cm} \cdot t)] \quad (4.2.1)$$



Donde X% es lo máximo que se puede obtener del cobre total

Figura 4.2.1: Gráfico de la función de recuperación de cobre para el mineral m de una celda c

Entonces las toneladas de cobre recuperas por celda son:

$$\sum_{m \in M} \left[\phi_{cm}(t) \cdot \widehat{K}_{cm} \right] \quad (4.2.2)$$

A cada celda se le inyecta un flujo de solución lixiviante constante, el cual viene dado por metros cúbicos en solución por metros, $\varphi_c \left[\frac{m^3 \text{ de solución}}{m \cdot \text{día}} \right]$. Es así como se tendrá un volumen, $V_c(t)$ en m^3 , de solución PLS en cada celda, desde que comienza a ser explotada.

$$V_c(t) = \varphi_c \cdot Z_c \cdot t \quad (4.2.3)$$

Esto forma un caudal, Q_c en $\frac{m^3 \text{ de solución}}{\text{día}}$, el cual determina la velocidad del flujo de solución que sale de la celda.

$$Q_c = \varphi_c \cdot Z_c \quad (4.2.4)$$

A partir de lo anterior nace la razón lixiviante, $RL_c(t)$ en $\frac{m^3}{T_n}$, razón que contabiliza el volumen de PLS por cantidad total de toneladas de mineral despositado desde que la celda comienza a ser explotada.

$$RL_c(t) = \frac{V_c(t)}{\sum K_{cm}} = \frac{\varphi_c \cdot Z_c \cdot t}{\sum_{m \in M} K_{cm}}$$

Los estudios previos, también señalan que cada celda de explotación puede ser explotada hasta una cierta razón de lixiviación, $RL_i(t_i^*)$, conocida, y donde t_c^* determina el tiempo en que esto ocurre (ver Figura 4.2.2).

$$RL_c(t_c^*) = \frac{\varphi_c \cdot Z_c \cdot (t_c^*)}{\sum_{m \in M} K_{cm}}$$

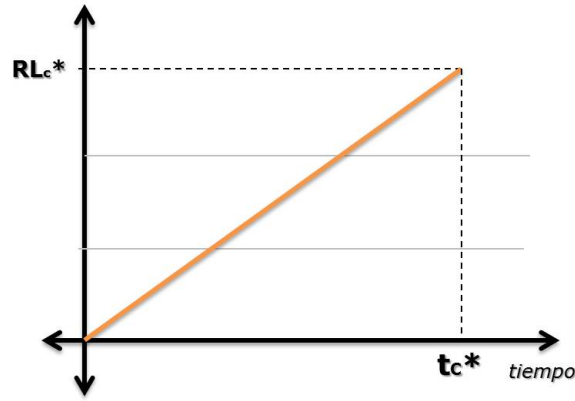


Figura 4.2.2: Gráfico de la función de razón de lixiviación en el tiempo

Una vez inyectada la solución lixivante, ésta penetra en la zona mineralizada y fluye a través del mineral para ir formando el PLS que será extraído posteriormente por el taladro de producción. La concentración de cobre, $f_c(t)$ en $\frac{Tn}{m^3}$, que posee éste PLS es igual a las toneladas de cobre recuperado (ecuación 3.2.2) dividido por los metros cúbicos de solución (ecuación 3.2.3) producido en el tiempo por cada celda:

$$f_c(t) = \begin{cases} 0 & \text{la celda aún no es explotada} \\ \frac{\sum_{m \in M} [\phi_{cm}(t) \cdot \widehat{K}_{cm}]}{V_c(t)} & \text{la celda ya es está siendo explotada} \end{cases} \quad (4.2.5)$$

Como fue mencionado anteriormente la función anterior nos indica que las toneladas de cobre recuperado que contiene todo el volumen de PLS dentro la celda desde que comienza a ser explotada la celda, y lo que se necesita saber (determinar) para éste estudio es la concentración semanal e instantánea que cada celda entregará, para así poder determinar que celdas se explotarán semanalmente para que la concentración depositada en la planta SX EW sea estable y cercana a la deseada.

Entonces, siguiendo la lógica es sabido que la el volumen de PLS que se produce en la celda dentro de un intervalo de tiempo $[t, t + \Delta t]$, es equivalente al volumen producido en $t + \Delta t$ menos el que se produjo en t , es decir, $V_c(t + \Delta t) - V_c(t)$. Lo mismo ocurre para saber cuantas toneladas de cobre pueden ser recuperadas dentro del intervalo, por lo cual $\phi_{cm}(t + \Delta t) - \phi_{cm}(t)$. Entonces la concentración entregada por cada celda dentro del intervalo de tiempo $f_c(\Delta t)$ es:

$$f_c(\Delta t) = \frac{\sum_{m \in M} [\phi_{cm}(t + \Delta t) - \phi_{cm}(t)] \cdot \widehat{K}_{cm}}{V_c(t + \Delta t) - V_c(t)} \quad (4.2.6)$$

Si queremos saber la concentración que las celdas entregan entre periodos, sólo hay que hacer $\Delta t = 1$ semana, a ésta concentración llamaremos $f_c^s(t)$:

$$f_c^s(t) = \frac{\sum_{m \in M} [\phi_{cm}(t+1) - \phi_{cm}(t)] \cdot \widehat{K}_{cm}}{V_c(t+1) - V_c(t)} \quad (4.2.7)$$

Pero también se quiere saber concentración instantánea que se cada celda producirá. para ello multiplicamos el numerador y el denominador de la ecuación 3.2.4 por $\frac{1}{\Delta t}$, para obtener:

$$f_c(\Delta t) = \frac{\frac{\sum_{m \in M} [\phi_{cm}(t + \Delta t) - \phi_{cm}(t)]}{\Delta t} \cdot \widehat{K}_{cm}}{\frac{V_c(t + \Delta t) - V_c(\tilde{t})}{\Delta t}}$$

Y si se hace $\Delta t \rightarrow 0$ (tiempo instantáneo), tenemos la definición de derivada para la recuperación y para el volumen:

A ésta concentración se le nombrará $\tilde{f}_c(t)$ y cuya expresión queda determinada por:

$$\phi'_{cm}(t) = \frac{d[A_{cm} [1 - \exp(-B_{cm} \cdot t)]]}{dt} = A_{im} \cdot B_{im} \cdot \exp(B_{im} \cdot t)$$

$$V'_c(t) = \frac{d[\varphi_c \cdot Z_c \cdot t]}{dt} = \varphi_c \cdot Z_c$$

Entonces:

$$\tilde{f}_c(t) = \frac{\sum_{m \in M} [A_{cm} \cdot B_{cm} \cdot \exp(-B_{cm} \cdot t)] \cdot \widehat{K}_{cm}}{\varphi_c \cdot Z_c} \quad (4.2.8)$$

El objetivo de éste trabajo es realizar una planificación semanal para la explotación de las celda, por lo cual se utilizará la concentración semanal en el modelo, pero como método de control para saber que concentración se ésta depositando en ese instante.

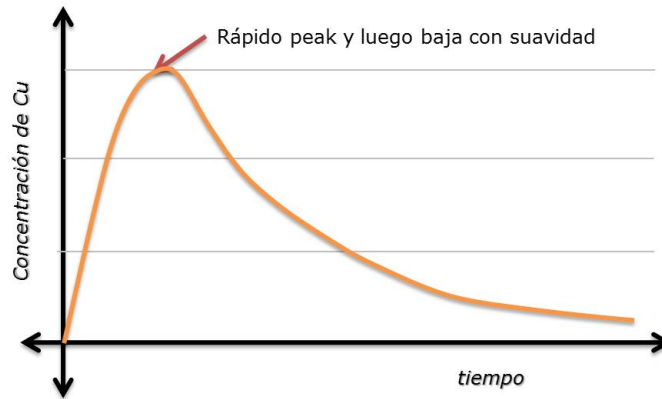


Figura 4.2.3: Función de concentración de cobre instantánea entregado por la celda.

4.2.2. Piscina de PLS:

Las concentraciones de cobre obtenidas de la ISL (provenientes de sus celdas de explotación) son depositadas en una piscina contenedora de éste concentrado (piscina de PLS) para que luego la planta SX EW extraiga el caudal que necesita desde la piscina. El proceso es así por dos principales razones:

- Estabilizador de concentraciones: al ser depositadas todas las concentraciones en un mismo estanque, éstas se mezclan y hace que la concentración que recibe la planta sea estable, minimizando su varianza.
- PLS de contingencia: el caudal de PLS depositado por las celdas puede ser mayor o menor que el necesitado por la planta por lo cual, el sobrestock de PLS se va almacenando en la piscina y si el caudal es menor, entonces se saca solución de la piscina. Esto se ve mejor en el gráfico de la Figura 4.2.4.

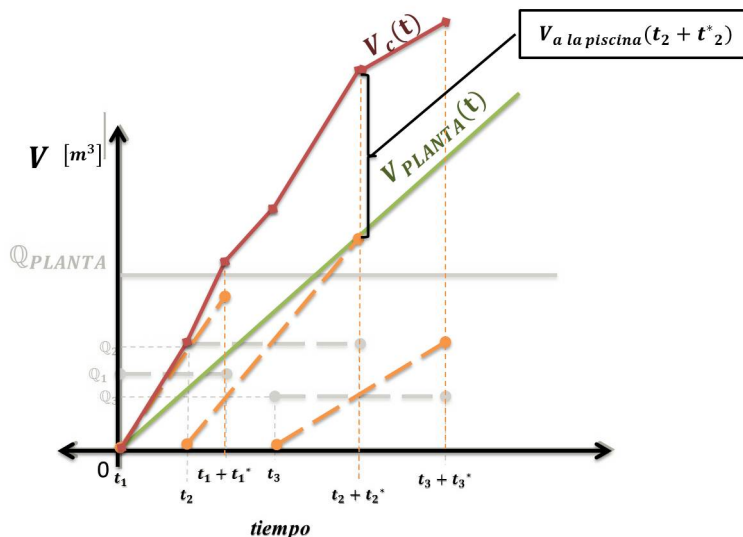


Figura 4.2.4: Volúmenes depositados en la planta y piscina por las celdas de explotación.

La capacidad máxima de caudal que puede recibir la planta viene dado por el diseño y se denotará por \hat{Q}_{PLANTA} en $\frac{m^3\ de\ solución}{día}$, mientras que la capacidad máxima de volumen que puede contener la piscina queda denotado por $\hat{V}_{PISCINA}$ en m^3 .

Entonces, para modelar el proceso se establece la siguiente nomenclatura y se presenta el esquema de la Figura 4.2.5:

$V_{piscina}(t)$: el volumen que contiene la piscina al inicio de la semana t .

$V(t)$: el volumen de PLS depositado por las celdas de explotación durante la semana t . Es equivalente a los caudales depositados por las celdas que están siendo explotadas en los 7 días de la semana:

$$V(t) = \sum_{c \in C} Q_c \cdot 7 [\text{días}]$$

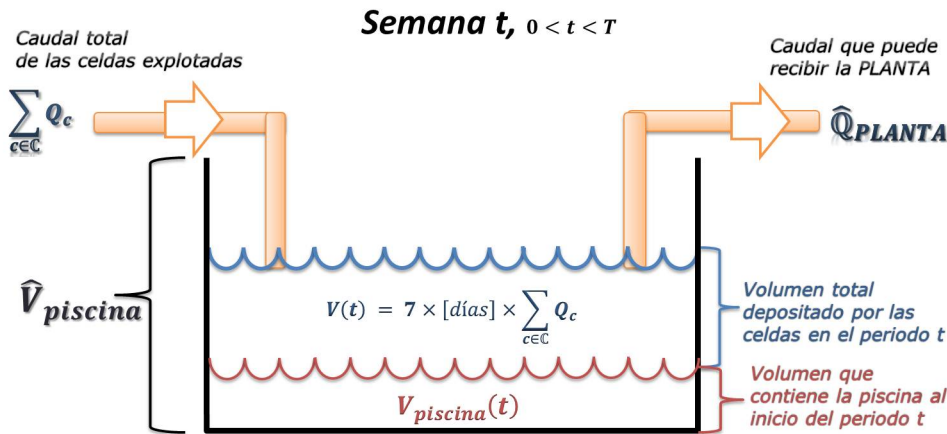


Figura 4.2.5: Proceso de almacenamiento de la piscina de PLS.

4.2.3. Planta SX EW

El objetivo de esta sección es fundamental porque la concentración de cobre extraída por las celdas de explotación, en la ISL, debe ser estable y lo más parecida a una concentración ideal para poder ser depositada en la planta SX EW. Para ello primero se describirá el proceso de extracción por solvente (SX) y el proceso de electro obtención (EW) para poder caracterizar la concentración ideal para operar, y por último se describirá el funcionamiento de la piscina de PLS, la cual recibe el concentrado de cobre proveniente de las celdas y de donde la planta extrae el concentrado para operar.

4.2.3.1. Proceso de Extracción por Solvente

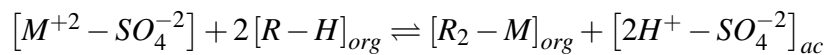
La técnica de extracción por solvente utilizada en un proceso hidrometalúrgico del cobre, persigue los siguientes objetivos:

- Purificar soluciones, extrayendo selectivamente el elemento de interés y eliminando las impurezas acompañantes
- Separar dos o mas elementos desde la solución, ya sea por extracción o reextracción selectiva.

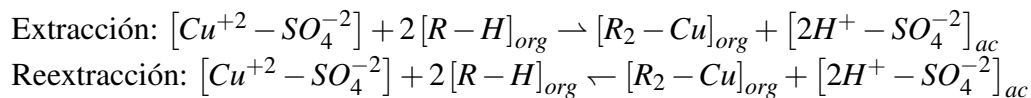
- Concentrar el elemento deseado en una base acuosa determinada hasta un punto en que el procedimiento posterior sea rentable.

El fundamento básico del proceso SX es la reacción química de intercambio iónico, entre el ión del elemento metálico (cobre) y un ión H^+ del compuesto orgánico (resina extractante), que da origen así a un complejo órgano-metálico o quelato, que es soluble en la fase orgánica y que se separa entonces por esta vía de los otros elementos o impurezas, que permanecen solubles en la fase acuosa residual, o “refino” como se le denomina comúnmente.

Por otra parte, basándose en la reversibilidad de la reacción química de extracción, el metal extraído es posible re-extraerlo por otra fase acuosa desde el solvente orgánico por el simple mecanismo de cambio de pH ó acidez del sistema, con lo cual se invierte el sentido de la reacción química general.



Para el caso del cobre se han formulado resinas orgánicas o extractantes que operan de acuerdo a esa reacción general, que permite un esquema de proceso en dos etapas, de acuerdo a la siguiente reacción.



En la primera etapa de mezcla ocurre la transferencia de masa del cobre que está contenido en el PLS a la fase orgánica, formando la etapa denominada extracción. Esta primera etapa se caracteriza por entregar una solución de refino con baja concentración de cobre, la cual se utiliza para el riego de mineral en el área de lixiviación, y una fase orgánica que avanza a la etapa de re extracción.

La reacción química ocurrida en la etapa de extracción, se puede invertir mediante el contacto de la fase acuosa con la orgánica, ya que un alto contenido de acidez libre, logra que el cobre sea descargado de la fase orgánica que lo contiene.

De esta forma en la fase denominada re extracción, el orgánico cargado obtenido en la etapa anterior de extracción, se contacta con el electrolito agotado que retorna de la electro-obtención a SX, por su condición de alta acidez se produce la reacción inversa de re extracción, vale decir, el cobre de la fase orgánica es transferido a la fase acuosa que en este caso es el mismo electrolito. A partir de esta reacción se generan dos nuevas soluciones.

- **Orgánico Descargado:** la fase orgánica con un remanente de cobre y que retorna a al etapa de extracción para iniciar un nuevo ciclo.
- **Electrolito Rico:** solución con alto contenido de cobre que es enviada a la electro-obtención para depositar el cobre.

En un esquema global, para la obtención del cobre utilizando el proceso de extracción por solventes, se ha elaborado la siguiente configuración o diagrama del proceso a partir de la reacción anterior.

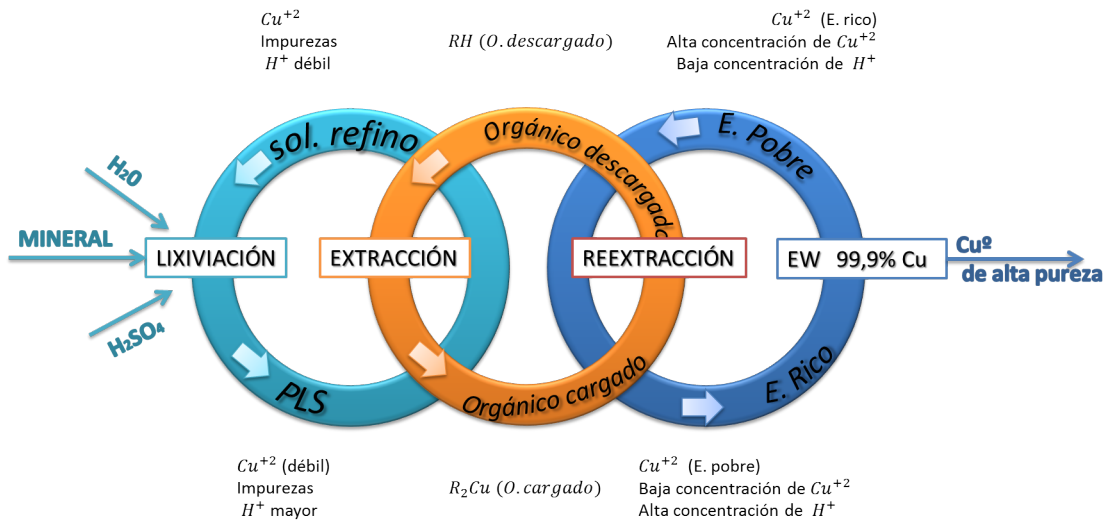


Figura 4.2.6: Obtención de cobre por hidrometalurgia

En general, el PLS formado en la etapa de lixiviación se caracteriza por tener una baja concentración de cobre disuelto, junto con impurezas como, Fe, Cl, Mn, Mg, Na y otros disueltos durante el proceso. El objetivo del proceso es extraer selectivamente el cobre contenido en esta solución impura, mediante intercambio iónico entre la fase acuosa (solución rica) y la fase orgánica (reactivo orgánico). Este reactivo es capaz de descargar el cobre en una etapa posterior del proceso a una solución de alta pureza y concentración de cobre y ácido, formando un electrolito apto para ser electro obtenido en el sector de la electro obtención.

Para poder diseñar la planta de extracción por solvente se debe conocer y parametrizar las variables de extracción, las cuales son presentadas a continuación:

Variable	Unidad
Flujo de PLS serie, nominal	m^3/h
Flujo PLS paralelo, nominal	m^3/h
PLS, Cu	g/l
PLS, pH	-
Refino serie, Cu	g/l
Refino paralelo, Cu	g/l
Eficiencia de extracción	%
O/A Extracción serie	-
O/A Extracción paralelo	m^3/h
Flujo orgánico, diseño	m^3/h
Flujo electrolito rico, nominal	m^3/h
Flujo electrolito rico, diseño	m^3/h
Electrolito agotado, Cu	g/l
Electrolito agotado, ácido	g/l
Electrolito rico, Cu	g/l
Corte de Cu, reextracción	g/l

Cuadro 4.2.1: Flujos y concentraciones que se deben considerar para que una planta SX pueda producir una cantidad de cobre catódico determinada.

4.2.3.2. Proceso de Electro Obtención

La electro obtención (EW), se caracteriza en que el metal (cobre) disuelto en un electrolito concentrado y purificado se encuentra en condiciones para efectuar un proceso de EW en un cátodo, altamente selectivo para el cobre. Para completar el proceso se cuenta con un ánodo insoluble en base a una aleación de plomo/calcio/estaño.

La electro obtención se realiza en la nave electrolítica la cual contiene celdas de concreto de polímero éster-vinilo (hormigón polimérico), con un circuito eléctrico alimentado por un rectificador de corriente continua y con un cierto voltaje de capacidad, cada celda contiene ánodos* de aleación de plomo/calcio/estaño y cátodos* permanentes de acero inoxidable sobre los cuales se electro-deposita el cobre.

El electrolito que viene de la etapa de re extracción de planta extracción por solventes, pasa a un post-decantador para efectuar la remoción de arrastres de orgánico, posteriormente pasa a un filtro gravitacional con medios filtrantes en base a una capa de antracita para retener trazas de orgánico y granate para retención de sólidos en suspensión, entregando un filtro limpio adecuado para avanzar a la etapa siguiente de electro-obtención.

El electrolito rico es bombeado a los intercambiadores de calor (para elevar la temperatura a 45°C aproximadamente), en donde se pone en contacto con el electrolito pobre que viene de la nave electro-obtención el cual posee una temperatura superior a los 45°C.

El electrolito rico después de que han sido eliminadas las trazas de orgánico arrastrados del proceso SX y eliminado los sólidos en suspensión, con la temperatura de operación adecuada, continúa con su avance al estanque de electrolito de circulación, que alimenta a las celdas electrolíticas.

El estanque de electrolito de alimentación a celdas, cumple la función de alimentar a la totalidad de celdas comerciales, este electrolito al pasar por las celdas entra al proceso de electro deposición que es el proceso donde una parte del cobre que se encuentra en la solución pasa a depositarse en las placas permanentes como cobre metálico y el remanente de cobre sigue presente en la solución, dando lugar a la solución llamada Electrolito Pobre, la cual retorna al estanque de electrolito de alimentación a celdas.

Una parte del electrolito pobre proveniente del proceso de EW es enviado a la planta de extracción por solventes, donde es ingresado a la etapa de re extracción para realizar el contacto con el orgánico y transformarse en Electrolito Rico, que es la solución que alimenta a este proceso, constituyendo un ciclo cerrado entre la planta SX y EW.

El área de electro obtención, requiere de celdas electrolíticas*, cátodos* y ánodos* para el adecuado proceso de deposición electrolítica del cobre.

La reacción catódica involucra un proceso químico de reducción con participación de los electrones liberados en el ánodo y que viajan por conductores electrónicos que unen el cátodo con el ánodo, como se puede observar en la siguiente Figura.

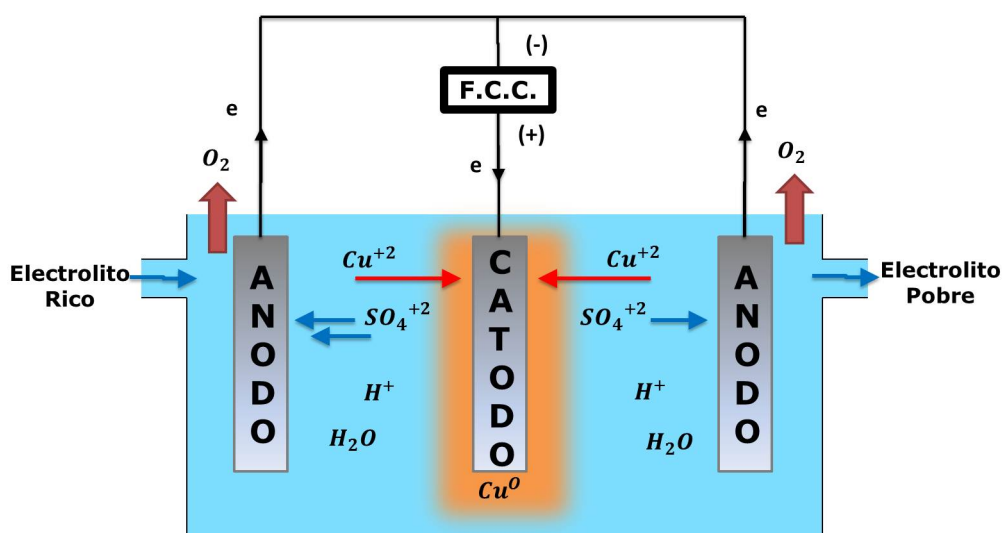


Figura 4.2.7: Proceso electrolítico del Cobre

Para realizar el cálculo de la masa de cobre depositado en el proceso de electro-obtención se tiene la siguiente formulación:

$$w = \frac{I \cdot t \cdot PM}{F \cdot n}$$

Donde:

W: Peso del metal depositado, expresado en gramos (g)

I: Intensidad de corriente aplicada, expresada en amperes (A)

t: Tiempo durante el cual se aplicó la corriente, expresado en segundos (seg.)

F: Constante de Faraday que equivale a la carga d un mol de electrones osea 96.5000 A-seg/mol de electrón.

Entonces cuando se realiza el diseño de la planta SX EW, se realizan los calculos de producción deseada. Estos calculos corresponden a:

Producción	ton/año
Disponibilidad planta SX EW	%
Recirculación	%
Flujo másico Cu	ton/año
Flujo másico Cu nominal	ton/dia
Flujo másico Cu nominal	Kg/hr

Cuadro 4.2.2: Cuadro de Producción deseada de una planta de EW

Entonces, la planta de electro obtención debe conocer las concentraciones de cobre con las cuales trabajará en su circuito, las cuales son presentadas en el Cuadro4.2.3.

VARIABLE	UNIDAD
Rango de H_2SO_4	gpl
Mínimo de cobre en el electrolito	gpl
Máximo de cobre en el electrolito	gpl
Máximo de fierro total	gpl
Nivel de cobalto	ppm
Calor específico	$KJ/Kg^{\circ}C$
Temperatura máxima	$^{\circ}C$

Cuadro 4.2.3: Concentraciones de cobre en el circuito EW

Para poder realizar todas las operaciones anteriormente mencionadas se debe conocer la concentración de PLS con la se va operar, puesto que el diseño de la planta está realizado para el procesamiento de ella. Es por ello que durante toda esta memoria sea ha afirmado que se debe organizar el despacho de concentración de cobre de las celdas de explotación de la ISL para que sea “estable” y lo más cercana a una “ideal”, y para contextualizar más aun esto a continuación se ejemplifican los principales problemas de tener una concentración inestable y aleatoria para procesar en la planta:

- No es trivial realizar cambios en la inyección de los flujos reactantes en ambos procesos, ya que todos deben ser proporcionales para que las reacciones químicas reaccionen produzcan lo que se desea, además de que el proceso se vuelve menos eficiente.
- Si el PLS depositado es muy ácido mata al orgánico en la extracción por solvente, y si es muy salado perjudica la operación de electro obtención puesto que el cloro daña el cátodo de hierro donde se depositó el cobre.
- Si la concentración disminuye el extractante en SX se vuelve ocioso por lo cual empieza a extraer hierro en vez de cobre; si hay hierro en la EW baja la eficiencia puesto que se gasta más energía para sacar la misma cantidad de cobre catódico.
- El manganeso en la EW puede matar el extractante, y cuando sube el cobre sube el magnesio. Por lo cual hay que cuidar la proporción Mn v/s Fe.
- La viscosidad del PLS hace aumentar la pérdida de orgánico ya que aumenta su temperatura.

A partir de todo lo nombrado en esta sección es que se llamará $F_P(t)$ a la concentración de cobre deseada por la planta SX EW.

Un factor importante también a considerar en éste estudio es el de la capacidad de las instalaciones, donde la planta entera puede recibir una cantidad máxima de de concentrado de cobre dentro de un periodo de tiempo. Entonces el diseño de la planta viene dado para un caudal de solución máximo, Q_{PLANTA} , que puede recibir por lo cual el caudal despachado por las celdas no lo pueden sobrepasar.

Capítulo 5

Construcción del Modelo

En este capítulo se definirá el problema en estudio y se formulará el modelo que lo abordará en su forma general. Para ello, primero se describirá la problemática general para finalizar se presentará el modelo formulado para describir la totalidad del sistema.

5.1. Definición del problema

Se tiene un depósito tipo de óxido de cobre cuya extracción será realizada por medio de lixiviación in situ (ISL), suponiendo que la factibilidad técnica y económica de éste método de explotación ya ha sido probada en estudios previamente realizados¹. Éste método consiste en inyectar la solución lixivante en la zona mineralizada, para luego bombear y extraer la solución con el concentrado de cobre (PLS) desde la misma (como ya se ha explicado en la Sección 1.2) por medio de las celdas de explotación. El PLS producido por ISL debe ser depositado en la planta extracción por solvente y electro obtención, SX EW, y debe tener una concentración estable lo más cercana a la deseada por la planta para producir los cátodos de cobre*.

Entonces, el yacimiento será explotado por ISL mediante disposición de una malla celdas de explotación situadas sobre él. Cada celda de explotación es un arreglo de cinco pozos, cuatro de inyección y uno de extracción o, también llamado, de producción (ver Figura 5.1.1). El PLS que entregue cada una de estas celdas es independiente al entregado por las otras, y que depende del tiempo. En un mismo instante pueden ser explotadas más de una celda, por lo cual el PLS depositará en la planta es equivalente a la suma lineal de los PLS producidos por esas celdas. Por lo tanto hay que encontrar en qué tiempo qué celda debe ser explotada, para que la suma de concentraciones de cobre de sus PLS sea equivalente a la deseada por la planta.

¹Debido a que la ISL es todavía un método de explotación en estudio, y éste trabajo es parte del estudio que permitirá la posterior evaluación económica.

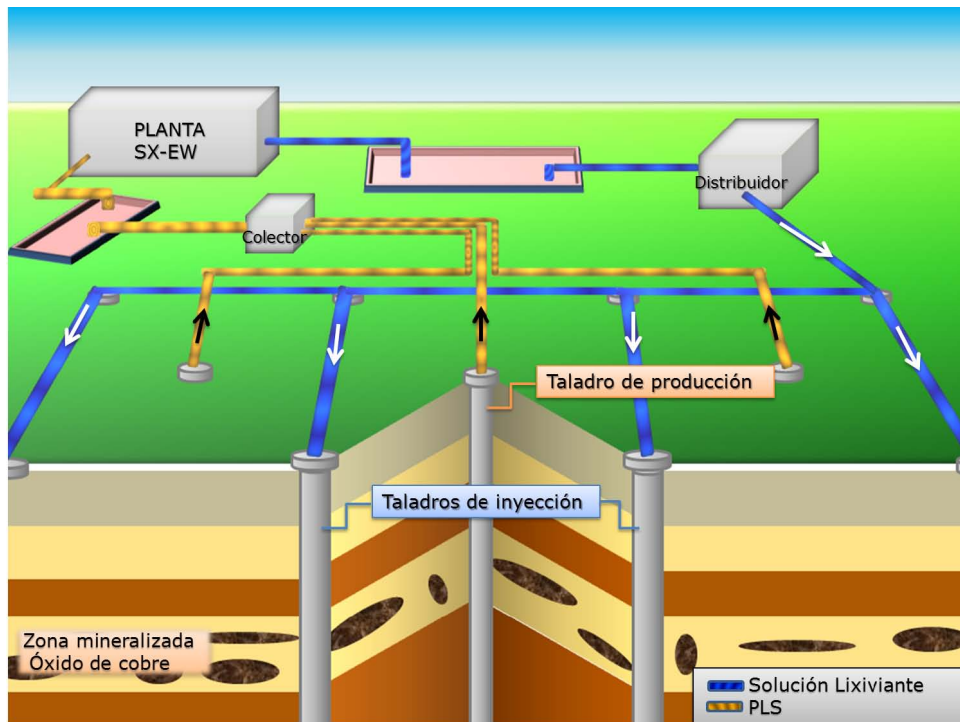


Figura 5.1.1: Descripción del sistema

5.2. Modelación Matemática

El problema al cual se ve enfrentado un planificador es decidir el tiempo en que cada celda debe ser explotada y que desea evaluar una secuencia de extracción para que la concentración depositada sea la requerida. Esta variable y otras asociadas a la naturaleza del problema, tales como la ley del mineral, la potencia mineralizada, la función de recuperación de cobre de cada celda, caudal y concentración de procesamiento de la planta definen la factibilidad técnica y económica del proyecto, explotar por ISL el yacimiento.

Para efectos de ésta memoria se realizarán supuestos que en la practica no necesariamente se deberian cumplir, los cuales son mencionados a continuación:

- La explotación de cada celda es un proceso ininterrumpido, es decir, cuando una celda comienza a ser explotada su explotación no se detiene hasta que cumple su tiempo de vida o, mejor dicho, hasta que se llega a la razón de lixiviación deseada.
- Las reacciones químicas del proceso de lixiviación dentro de la celda cumplen la ley de conservación de masa*, por lo tanto los flujos de solución de entrada y salida por los pozo de inyección y de extracción, respectivamente, son constantes.
- A pesar de que factores como la ley podrían ser estocásticos, se consideran todos los factores determinísticos.
- El número de celdas a explotar es conocido y finito.

- La planta opera a máxima capacidad.
- La piscina de PLS inicia vacía: $V_{piscina}(t=0) = 0$.

Se define $\mathbb{C} = \{1, \dots, C\}$ al conjunto que contiene las celdas de explotación, donde C es el número total de celdas de explotación y donde cada una tiene una mineralogía dada por el conjunto $M = \{1, 2, 3\}$ donde $\{1\}$ es el cobre verde negro, $\{2\}$ el cobre mas negro y $\{3\}$ cobre no visible.. Además, el planificador quiere realizar la planificación para T semanas, periodos, por lo cual el conjunto $T = \{1, \dots, T\}$ definirá los periodos de evaluación. Cada periodo $t \in T$ definirá una “etapa”, en la cual se deberá decidir que celdas comienzan a ser explotadas.

Se denotará t_c a la variable que decide el periodo, semana, en que la celda c comienza a ser explotada y t_c^* a los periodos que la celda va ser explotada. Por lo tanto el intervalo de tiempo en que la celda c va a ser explotada corresponde a $[t_c, t + t_c^*]$.

Entonces, para realizar la planificación se tienen las siguientes variables y parametros de entrada $\forall t \in T, m \in M$ y $c \in \mathbb{C}$:

$\mathbb{F}_p(t)$: concentración de cobre ideal que requiere la planta para operar en el periodo $t \in T$.

Z_c : potencia de mineralización de la celda c .

L_{cm} : la ley del mineral m presente en la celda c .

K_{cm} : toneladas de mineral m contenido en la celda c .

\widehat{K}_{cm} : las toneladas de cobre contenidas en el mineral m de la celda c .

φ_c : flujo de solución lixivante inyectados por día y por metro en la celda c $\left[\frac{m^3 \text{ de solución}}{m \cdot \text{día}} \right]$.

$\phi_{cm}(t, t_c)$: porcentaje de cobre recuperado del mineral m de la celda c en el periodo t si se comenzó a explotar en la semana t_c . Donde los parametros A_{im} y B_{im} son conocidos.

$$\phi_{cm}(t, t_c) = \begin{cases} 0 & \text{si } t \notin [t_c, t + t_c^*] \\ A_{im} [1 - \exp(-B_{cm} \cdot (t - t_c))] & \text{si } t \in [t_c, t + t_c^*] \end{cases}$$

$V_c(t, t_c)$: volumen de PLS formado dentro de cada celda, en m^3 , al periodo t .

$$V_c(t, t_c) = \begin{cases} 0 & \text{si } t \notin [t_c, t + t_c^*] \\ \varphi_c \cdot Z_c \cdot (t - t_c) & \text{si } t \in [t_c, t + t_c^*] \end{cases}$$

$Q_c(t, t_c)$: caudal diario de PLS formado dentro de cada celda, en $m^3/\text{día}$, evaluado el periodo t .

$$Q_c(t, t_c) = \begin{cases} 0 & \text{si } t \notin [t_c, t + t_c^*] \\ \varphi_c \cdot Z_c & \text{si } t \in [t_c, t + t_c^*] \end{cases}$$

\widehat{Q} : caudal máximo que puede procesar la planta por día, en $m^3/\text{día}$.

$\widehat{V}_{PISCINA}$: volumen máximo de PLS que puede recibir la piscina, en m^3 .

$V_P(t)$: volumen de PLS que contiene la piscina al inicio del periodo t , en m^3 .

$V_c(t, t_c)$: el volumen de PLS depositado por las celdas de explotacion durante la semana t, en m^3 .

$$V_c(t, t_c) = \sum_{c \in \mathbb{C}} Q_c \cdot 7 [\text{días}]$$

$RL_c(t, t_c)$: razón de lixiviación de la celda c al periodo t, en $\frac{m^3}{Tn}$.

$$RL_c(t, t_c) = \begin{cases} 0 & \text{si } t \notin [t_c, t + t_c^*] \\ \frac{\varphi_c \cdot Z_c \cdot (t - t_c)}{\sum_{m \in M} K_{cm}} & \text{si } t \in [t_c, t_c + t_c^*] \end{cases}$$

A partir de lo anterior y como fue explicado en la sección 3.2 y 3.3 es que se obtienen las siguientes variables de salida del modelo:

$f_c(t)$: la concentración de cobre producida por la celda c en el periodo t, en tn/m^3 .

$$f_c(t, t_c) = \begin{cases} 0 & \text{si } t \notin [t_c, t + t_c^*] \\ \frac{\sum_{m \in M} [\phi_{cm}(t) \cdot \hat{K}_{cm}]}{V_c(t)} & \text{si } t \in [t_c, t_c + t_c^*] \end{cases}$$

$f_c^s(t)$: la concentración de cobre producida por la celda c entre los periodos $t - 1$ y t , en tn/m^3 .

$$f_c^s(t, t_c) = \begin{cases} 0 & \text{si } t \notin [t_c, t + t_c^*] \\ \frac{\sum_{m \in M} [(\phi_{cm}(t, t_c) - \phi_{cm}(t - 1, t_c)) \cdot \hat{K}_{cm}]}{V_c(t) - V_c(t - 1)} & \text{si } t \in [t_c, t_c + t_c^*] \end{cases} \quad (5.2.1)$$

Entonces la concentración recibida por la planta en el periodo t, es decir, entre el periodo $t - 1$ y t es equivalente a las concentraciones depositadas por cada celda ponderadas por su caudal, es decir la suma de los productos de las concentraciones y caudales entregados por cada celda, divididas por el caudal total depositado.

$f_{celdas}^{todas}(t)$: concentración de cobre depositada en la planta por las celdas que estan siendo explotadas en el periodo $t \in T$.

$$f_{celdas}^{todas}(t) = \frac{\sum_{c \in \mathbb{C}} \left[f_c^s(t, t_c) \cdot 7 \cdot \left[\frac{\text{días}}{\text{semana}} \right] \cdot Q_c \right]}{\sum_{c \in \mathbb{C}} \left[7 \cdot \left[\frac{\text{días}}{\text{semana}} \right] \cdot Q_c \right]} \quad (5.2.2)$$

Pero como éste concentrado de cobre no es directamente depositado en la planta SX EW, sino que llega a la piscina de PLS para que de ahí la planta extraiga el caudal que requiere, es que el concentrado que recibe la planta es la mezcla entre los concentrados depositados por las celdas esa semana, poderados por sus caudales) más el concentrado que hay en la piscina al inicio de ese periodo poderado por su caudal (el volumen de la piscina al inicio de la piscina dividido por una semana), todo esto dividido por la suma de los caudales de las celdas y de la piscina. El concentrado que hay en la piscina al inicio de una semana es equivalente al concentrado que fue depositado en la planta la semana anterior. Es así como la concentración que recibe la planta es:

$$\mathbb{F}(t) = \frac{\sum_{c \in C} \left(f_c^s(t, t_c) \cdot 7 \cdot \left[\frac{\text{días}}{\text{semana}} \right] \cdot Q_c \right) + \mathbb{F}(t-1) \cdot \frac{V_{piscina}(t)}{1 \text{ semana}}}{\sum_{c \in C} \left(7 \cdot \left[\frac{\text{días}}{\text{semana}} \right] \cdot Q_c \right) + \frac{V_{piscina}(t)}{1 \text{ semana}}} \quad (5.2.3)$$

La Figura 5.2.1 gráfica como es el despacho de concentrado de cobre por las celdas que estan siendo explotadas, muestra cómo, por ejemplo, en el periodo t_1 la celda 1 esta produciendo menos concentrado por lo cual hay que comenzar a explotar la celda 2. Y desde la otra perspectiva, el concentrado de cobre recibido por la planta SX EW oscila entorno al deseado, como se observa en la Figura 5.2.2.

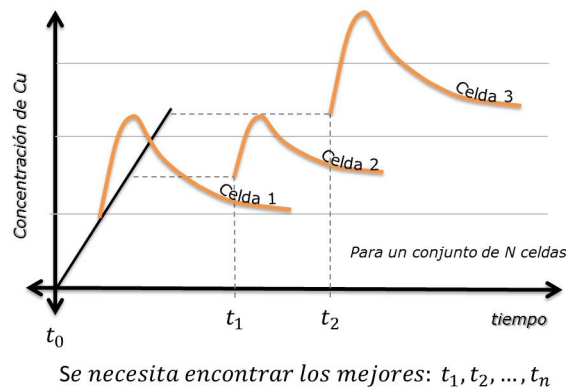


Figura 5.2.1: Explotación de un conjunto de celdas

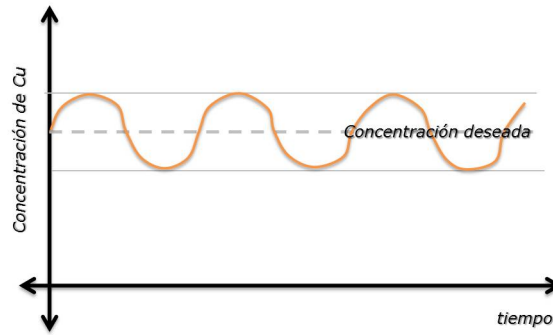


Figura 5.2.2: Concentración de cobre recibida por la planta SX EW

Como se puede observar en la Figura 5.2.2, lo que se quiere es minimizar la distancia entre la curva de la concentración que es despachada en la planta por las celdas y la que es requerida en la planta, por lo cual el problema radica en minimizar la distancia entre ambas funciones. Como es sabido para ello se puede utilizar la medición de la norma euclidiana* o la norma rectilínea o Manhattan*. La norma euclidiana es calculada a partir de la raíz cuadrada de la sumatoria de los cuadrados de sus componentes, y la otra como el valor absoluto de la diferencia de las magnitudes de los puntos. Ambas pueden tener discontinuidades en el mínimo, pero elevando al cuadrado la norma euclidiana la función se suaviza, y queda completamente derivable en el mínimo².

Entonces se tiene que la función objetivo de éste problema es la suma de todas las distancias generadas de los periodos:

$$\sum_{t \in T} \|\mathbb{F}(t) - \mathbb{F}_P(t)\|_2^2 \quad (5.2.4)$$

Como ya se ha mencionado, se quiere determinar la organización óptima del despacho de la concentración de cobre que producen las celdas de explotación semanalmente para un horizonte de evaluación, lo que es equivalente a decir:

$$\min_{t_c} \sum_{t \in T} \|\mathbb{F}(t) - \mathbb{F}_P(t)\|_2^2 \quad (5.2.5)$$

Pero esto tiene ciertas restricciones, dadas por el funcionamiento de la planta y de las celdas. Estas corresponden a:

1. La piscina parte vacía.

²Por ejemplo, si se tuviera que calcular la mínima distancia entre dos puntos, x_i y \bar{x} , con la norma euclidiana al cuadrado la función queda como una parábola en el grafo, en cambio con la norma rectilínea queda como una V donde en el mínimo no es derivable. Si bien, como se ha discretizado el problema no debería existir mayores problemas entre aplicar una u otra norma, pero para investigaciones futuras, en tiempo continuo, puede que sí. Además, se cumple la desigualdad de las equivalencias de norma: $C_1 \sum_i |x_i - \bar{x}| \leq \sum_i \|x_i - \bar{x}\|_2 \leq C_2 \sum_i |x_i - \bar{x}|$.

$$V_{PISCINA}(t = 0) = 0 \quad (5.2.6)$$

2. La piscina de PLS nunca esta vacía ni nunca se rebalsa:

$$0 \leq V_{piscina}(t) + 7 \cdot [días] \left(\sum_{c \in \mathbb{C}} Q_c - \hat{Q}_{PLANTA} \right) \leq \hat{V}_{PISCINA} \quad (5.2.7)$$

3. Las celdas deben ser explotadas dentro del horizonte de evaluación.

$$0 \leq t_c \leq T \quad \forall c \in \mathbb{C} \quad (5.2.8)$$

Capítulo 6

Resolución del Modelo

En éste capítulo se hablará sobre cómo se buscará la solución del modelo, en particular del software la elección del software a utilizar, como será la iteración con el usuario para obtener los datos, para finalizar con el algoritmo que se utilizará, el enfoque que se utilizará y como se realizará la búsqueda.

6.1. Elección del software a utilizar

Frente a las distintas alternativas de software de optimización que estan disponibles y son posibles candidatos para ser usados con la finalidad de resolver el problema matemático propuesto en el Capitulo 3, se debe escoger el uno que sea capaz de manejar una gran cantidad de datos, variables y restricciones; además debe ser un software universal que éste disponible para cualquier planificador que quiera evaluar la explotación de un yacimiento por medio de ISL. Es por ello que se ha elegido programar en Visual Basic de Excel, ya que cuenta con una serie de ventajas y desventajas que son presentadas en la Cuadro 6.1.1.

VENTAJAS	DESVANTAJAS
Visual Basic es un lenguaje simple, por lo tanto es fácil de aprender.	Solo Microsoft puede decidir la evolución de este lenguaje.
Se dibuja formularios mediante el arrastre de controles.	Solo existe un compilador, llamado igual que el lenguaje.
La sintaxis tiene semejanza al lenguaje natural humano.	Solo genera ejecutables para Windows.
Lenguaje compatible con Microsoft office.	Los ejecutables generados son relativamente lentos.
Es un lenguaje RAD centrado en conseguiren el menor tiempo posible los resultados que se desea obtener.	No es adecuado para aplicaciones grandes, como por ejemplo: multimedia, oficina, videojuegos, editores gráficos, etc.
Tiene una ligera implementación de la POO (La Programación Orientada a Objetos, la cual es un paradigma de programación que usa objetos y sus interacciones para diseñar aplicaciones y programas de computadora).	La ligera implementación de la POO no permite sacar el máximo provecho de este modelo de programación.
Permite el tratamiento de mensajes de Windows.	No incluye operadores a nivel de bits (es la unidad mínima de información empleada en informática, en cualquier dispositivo digital, o en la teoría de la información. Con él, podemos representar dos valores cualesquiera, como verdadero o falso, abierto o cerrado, blanco o negro, norte o sur, masculino o femenino, amarillo o azul, etc. Basta con asignar uno de esos valores al estado de "apagado" (0), y el otro al estado de "encendido" (1))
Es excelente para cálculos intensivos del CPU como por ejemplo operaciones matemáticas	La sintaxis es demasiado inflexible.

Cuadro 6.1.1: Cuadro de ventajas y desventajas de Visual Basic

6.2. Interacción con el Usuario y Obtención de Datos

Como se ha planteado anteriormente, uno de los objetivos importantes para este trabajo es crear un programa lo suficientemente amigable como para que cualquier planificador minero (usuario) lo pueda utilizar y ejecutar sin mayores complicaciones ni exigencias de software. Por lo cual, se ha creado un Excel con macros que pregunta al planificador los datos y parámetros claves para la búsqueda, los cuales están divididos en: los independientes de la celda explotación, que son

preguntados en un primer formulario, y los dependientes de la celda, los cuales son preguntados en una hoja de Excel la cual ha sido creada y adecuada por el primer formulario de los independientes.

Los parámetros independientes a las celdas de explotación son:

1. Horizonte de evaluación.
2. Número de celdas en estudio.
3. Razón de lixiviación deseada.
4. Concentración deseada por la planta.
5. Caudal que alimenta a la planta.
6. Volumen máximo que puede contener la piscina.

Por otro lado los parámetros que dependen de la celda son aquellos que la caracteriza, son:

1. Toneladas de mineral y cobre contenidos en cada celda (para cada tipo de mineral)
2. Valores de los parámetros a y b para el cálculo de la recuperación de cobre
3. Potencial de mineralización
4. Flujo de lixivante que se le inyectarán a las celdas (el cual se considera constante en este modelo).

Todos estos parámetros son pedidos en las unidades requeridas para la ejecución del algoritmo, y las cuales son coincidentes con las que se utilizaron en el modelamiento en la sección 5.2.

6.3. Metodología para la Búsqueda de la Solución

En ésta sección se detallará el enfoque de solución y las heurísticas para realizarla. Para ello, se esquematizarán los métodos de búsqueda y la forma del algoritmo creado.

6.3.1. Enfoque de Solución

Hoy en día hay una amplia disponibilidad de metodologías de resolución de un problema de optimización basados en derivadas, con estrategias de globalización por regiones de confianza o por búsqueda lineal, y con opciones para generar aproximaciones del gradiente (el vector de las primeras derivadas parciales) y de la matriz Hessiana (matriz de las segundas derivadas parciales). Además, existen herramientas para efectuar derivaciones de manera automática, así como lenguajes de modelado que calculan las derivadas automáticamente.

Sin embargo, el problema de optimización que trata ésta memoria, involucra variables que deben tomar valores discretos (por ejemplo, valores enteros) como es el caso de los periodos de

evaluación, y que por tanto no se admiten soluciones fraccionadas. Debido a su naturaleza combinatoria, los problemas de optimización discretos presentan, por lo general, una complejidad computacional exponencial, y por tanto son mucho más complicados de resolver que los problemas continuos. Además, para estos problemas no son adecuados los métodos basados en derivadas, que por lo general convergen muy rápidamente, y por ende no procede ninguna de las herramientas mencionadas anteriormente.

Para la búsqueda de la solución no es viable una búsqueda exhaustiva por el espacio discreto, pues se llegaría al caso peor para una complejidad exponencial. Es por ello que generalmente la solución se obtiene modelando los elementos del espacio como caminos dentro de un grafo o por un árbol, donde la función objetivo se define en términos de los costos de los arcos y el problema entonces es reformulado a encontrar un camino entre un nodo inicial del grafo (que representa un punto inicial del espacio) y un nodo final (que representaría una solución al problema). Los esquemas de solución por Ramificación y Poda (Branch-and-Bound), por programación dinámica y por búsqueda heurística usan este tipo de modelación.

Los problemas formulados en programación entera tienen mayor dificultad para ser resueltos. En base a la investigación realizada no existe un algoritmo de aplicación general que pueda resolver este tipo de problemas en tiempo polinomial. La falta de este algoritmo general da cabida a intentar resolver este tipo de problemas mediante varios tipos de algoritmos. Existen tres categorías principales de algoritmos de solución que se evaluaron:

(a) Algoritmos Exactos, estos aseguran la obtención de una solución óptima a expensas de un número alto de iteraciones. Dentro de este grupo se encuentran los algoritmos planos cortantes, ramificación – acotamiento (Branch and Bound), ramificación-corte (Branch and Cut) y programación dinámica.

(b) Algoritmos de Aproximación, estos obtienen una solución sub-óptima en un tiempo polinomial, junto con una cota respecto al grado de sub-optimalidad presente.

(c) Algoritmos heurísticos proveen una solución sub-óptima, pero sin garantizar su calidad, además su tiempo de ejecución no se garantiza que sea polinomial, estudios empíricos apuntan a que en la mayoría de los casos se logra una buena solución rápidamente, algunos ejemplos de estos métodos son las búsquedas locales, Simulated Annealing, búsqueda TABU, Algoritmos genéticos.

La justificación para la utilización de métodos heurísticos se fundamenta en el tamaño de resolución del problema, cuando no son del tipo polinomial. Además una de las grandes ventajas de utilizar heurísticas para resolver problemas de optimización es la alta flexibilidad que posee en comparación a las otras metodologías, Y las ideas en las que se basa son más comprensibles al compararlas con las técnicas matemáticas de resolución. Por otro lado, la gran desventaja de su aplicación es que no se conoce a priori como va a ser la calidad de la solución, por ende no se conoce que tan cercana va a ser la solución al óptimo real.

En general, las características del problema son:

1. No se conoce algún método que permita calcular de manera exacta la solución. Son todas basadas en relajaciones lineales y aproximaciones que además requieren de ciertas características de la función objetivo (como por ejemplo convexidad).

2. No es necesario encontrar el óptimo global, ya que, con una solución suficientemente buena es suficiente para lograr una grna mejora en la calidad del contrado de cobre despachado.
3. No se cuenta con datos reales (por confidencialidad de la información), se ha tenido que modificar los datos en base a promedios y varianzas de ellos.
4. Existen problemas de tiempo en proporcionar la respuesta y/o de memoria en el computador que va a efectuar los cálculos.
5. Primero se utilizará una heurística constructiva de la solución inicial para luego aplicar un algoritmo que permita encontrar la solución mas exacta de solución.

Dadas las características del problema, es que se ha decidido realizar una búsqueda directa de la solución del problema por medio de la construcción de una heurística. Básicamente una heurística, en general, consiste en describir un espacio de búsqueda y luego elegir una estrategia para recorrer este espacio en busca de soluciones. El problema de utilizar una estrategia de búsqueda no informada, o búsqueda a ciegas, es que al realizar una búsqueda sistemática sin ningún tipo de información que le permita discernir las regiones más prometedoras, de aquellas que lo son menos, es que el tiempo necesario para encontrar una solución puede llegar a ser prohibitivo. La alternativa es disponer de algún mecanismo que permita dirigir la búsqueda hacia las zonas más prometedoras, de modo que podamos llegar a una solución sin necesidad de visitar tantos nodos como los que en general requiere una estrategia de búsqueda a ciegas. La palabra heurístico procede de la palabra griega heuriskein, que significa descubrir, al igual que la palabra eureka que pronunció Arquímedes en su baño justo después de descubrir el famoso principio que lleva su nombre.

La idea básica para buscar la solución del problema en estudio consiste en descomponerlo en dos heurísticas. Una primera que permita encontrar una solución inicial factible y de manera rápida, que cumpla con las restricciones, pero cuya búsqueda es bajo criterios muy fuertes. Una segunda, que permita ver las máximas ineficiencias de la primera solución para variar las celdas que puedan producir alguna mejora, es decir una heurística de mejoramiento. Con lo anterior se quiere lograr ingresar soluciones factibles que aporten al objetivo del problema.

De una forma general y más formal la heurística de la solución inicial será una búsqueda metodológica, donde se fijaran criterios de ordenamiento que permitan buscar celdas que cumplan con las restricciones de manera rápida, y que minimicen la diferencia entre la concentración deseada y la concentración despachada por las celdas. La heurística de mejoramiento va buscar donde estén las máximas ineficiencias de la primera solución, es decir que en aquellas partes donde las distancias en la concentración depositada por la planta sean alta, se muevan las celdas que están siendo explotadas y ver si la sol mejora o no, siempre y cuando las celdas cumplan con las restricciones.

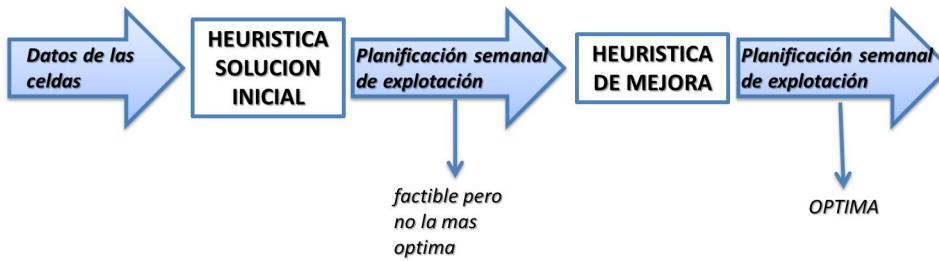


Figura 6.3.1: Esquema de descripción general de la metodología de búsqueda de la solución

6.3.2. Heurísticas

6.3.2.1. Heurística Solución Inicial

Como su nombre lo indica, esta heurística permite encontrar una solución inicial, pero la idea es que esta solución sea buena, factible, y que no sea muy ineficiente en su búsqueda. Para su formulación, se basó en el sentido común, en el cómo artesanalmente se puede planificar la explotación de celdas que permita llegar eficazmente al objetivo sin tener que sacrificar mucho la eficiencia de búsqueda.

Primero se calculan los tiempos de vida para cada celda ya que no dependen del tiempo en que comienzan a hacer explotadas las celdas, ya que como es la variable de decisión no es imposible saberla a priori.

A partir de ello se comienza a aplicar el algoritmo de búsqueda creado donde se comienzan a buscar estos tiempos, el cual es especificado y detallado a continuación:

Se hará un ordenamiento de los caudales de manera creciente para poder ir buscando las celdas a explotar de manera iterativa, agregando de una en una a medida que se va agregando la celda siguiente del arreglo. Se quiere decidir en todas las semanas del horizonte de evaluación que se celdas se van a comenzar a explotar. A las semanas donde se está decidiendo se les llamará $s \in T$.

El algoritmo desarrollado se basa en la propiedad que las funciones características de cada celda (volumen, caudal, recuperación y concentración de cobre que aporta) cumple. Estas funciones sólo dependen del periodo en que comienzan a ser explotadas, de ahí en adelante son iguales. En otras palabras, el tiempo en que comienzan a ser explotadas las celdas sólo cambian el origen de la solución. A continuación se muestra un ejemplo de esto:

Sea $f(T_i)$ una función perteneciente al conjunto de funciones que caracterizan cualquier celda, $\{\text{volumen, caudal, recuperación de cobre, concentración de cobre}\}$. Sea T_i^x la x -ésima semana en que puede comenzar a ser explotada una misma celda dentro del horizonte de evaluación. Entonces, si se supone que la función en un primer intento, $x = 1$, comienza a ser explotada al inicio de la semana 1, $T_i^1 = 0$, para un tiempo $t^* \leq \text{al periodo en que muere}$ dará como resultado un valor fijo de la función, $f(t^*) = f^*$. Si ahora la celda comienza a ser explotada en otra semana, $T_i^2 \geq 0$, se cumple que $f(T_i^2 + t^*) = f^*$, en resumen:

$$f(t^*) = f(T_i^2 + t^*) = f(T_i^3 + t^*) = f^*$$

Como se muestra en la Figura 6.3.2 donde $f(T_i)$ es la función de concentración de cobre.

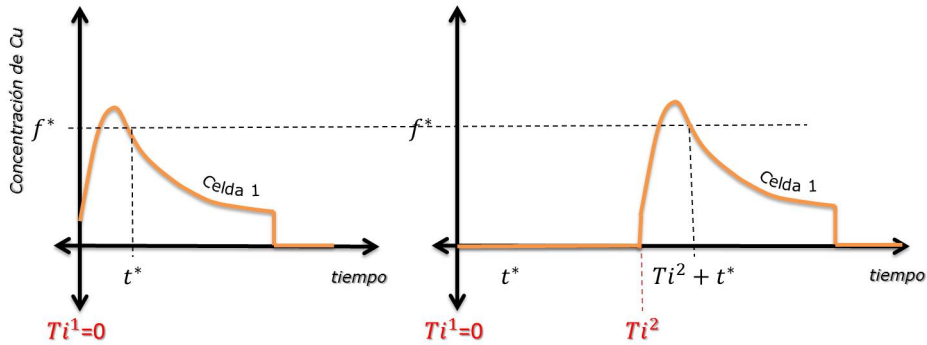


Figura 6.3.2: Concentración de una misma celda con distintos tiempos de iniciales de explotación.

Con un fin referencial, a ésta propiedad se le llamará Propiedad 1.

Heurística:

1. Para todas las celdas: For c=1 to C

* Tiempo de inicial de explotación el primer periodo. Cálculo de todos parámetros y variables.

Next c

Se ordena de mayor a menor las toneladas de cobre aportadas por cada celda (aporte)¹

2. Desde la c

2. Para cada periodo: For p=1 to T

* Hasta cada celda c: For c=1 to C

- Cálculo de los caudales y aportes acumulados.

- Cálculo de la restricción y concentración depositada.

Next c

Next p

3. Se ve hasta que celda se puede explotar para que la piscina se llene hasta los tres cuartos². Se impone que hasta esa celda, las celdas empezarán a ser explotadas la semana 1.

* Se setean los datos de las celdas a las que se les asigno auxi

For ti=2 to T

* Para todas las celdas que sobraron en 3 se les impone que empezarán a ser explotadas en ti.

Se repite 2 y 3

Next ti

La heurística está detallada en el Apéndice C.1.

La Figura 6.3.3 muestra el diagrama de bloques de la programación de ésta heurística.

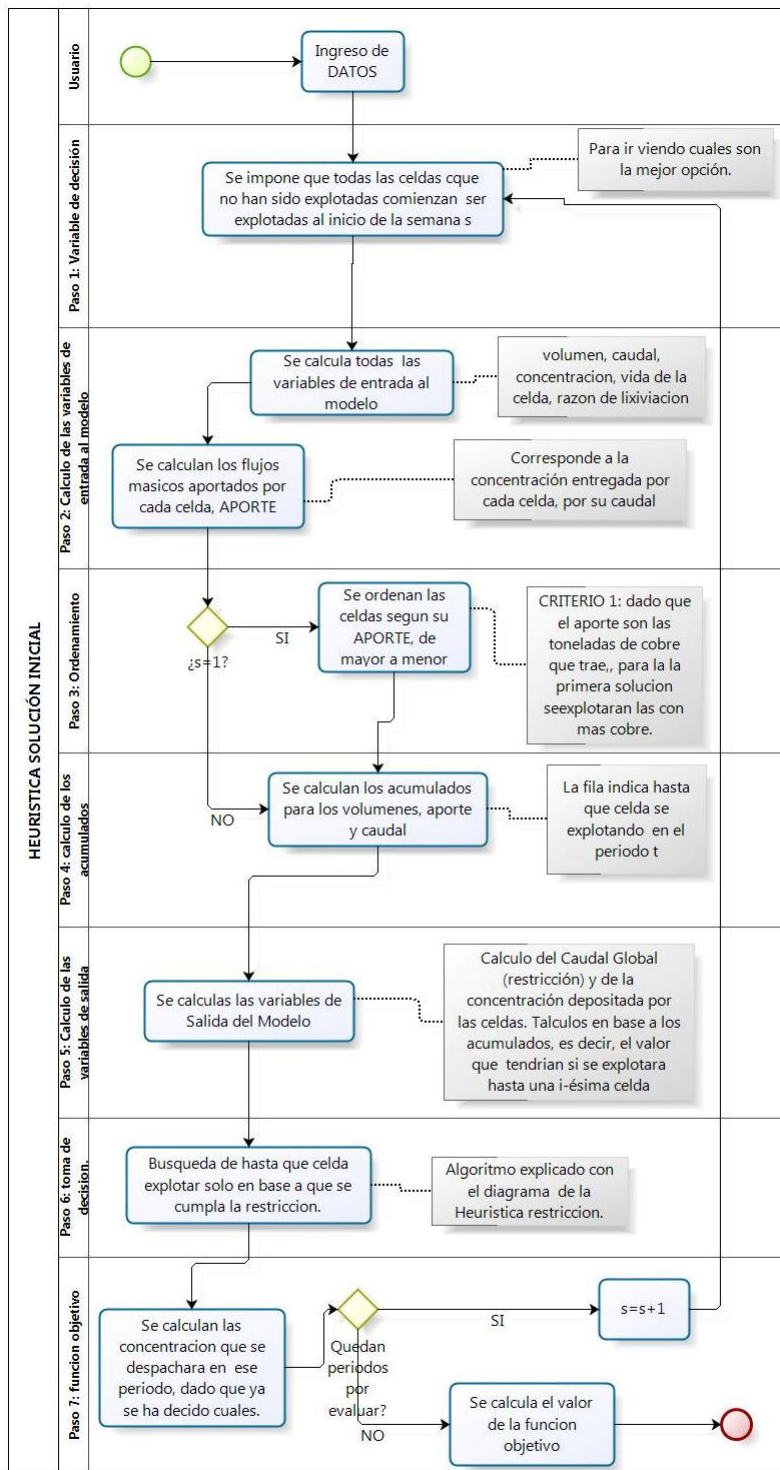


Figura 6.3.3: Heurística de la solución inicial (primera parte)

6.3.2.2. Heurística Mejoramiento

Existen muchos algoritmos que pueden mejorar una solución inicial, los cuales se diferencian en el número de cálculos, complejidad de programación y exactitud. Por lo general, aquellos que generan una mejor solución, es decir más exacta, son aquellos que requieren un mayor número de cálculos y cuya programación es más sofisticada³.

Debido a que el estudio de esta problemática es nuevo, se ha de comenzar con el desarrollo de un algoritmo simple, lo cual no implica fácil, para la búsqueda de la mejor solución subóptima del modelo. El algoritmo escogido consiste en el movimiento de las variables de decisión, tiempo en que cada celda comienza a ser explotada, a lo largo del horizonte de evaluación y estudiar el impacto que tienen estos movimientos en la solución del problema, es así como se buscará en que semana se debe comenzar a explotar cada celda para que cumpla con las restricciones y se minimice la función objetivo.

Existen muchas formas de estudiar el impacto de los movimientos de las variables de decisión, con distintos grados de sofisticación de la solución, las cuales se explican a continuación:

Dada una solución inicial factible, el vector con los tiempos iniciales para cada celda $(t_1^{inicial}, t_2^{inicial}, t_3^{inicial}, \dots, t_C^{inicial})$, se realiza lo siguiente:

Elección del algoritmo de la heurística:

Algoritmo 1: Se toma el tiempo inicial de la celda uno, $t_1^{inicial}$, y se varía dentro de todo el horizonte de evaluación manteniéndose el resto de los tiempos iniciales fijos. Es decir, se determina si es factible explotar la celda uno en la semana uno, $t_1^{inicial} = 1$, y se calcula el valor de la función objetivo si eso ocurriera, luego se hace lo mismo para $t_1^{inicial} = 2$ hasta $t_1^{inicial} = T$, todo manteniendo intactos los tiempos iniciales de las otras celdas. Una vez terminado de mover la celda uno se ve que cuál de los tiempos iniciales de explotación factibles minimiza la función objetivo, se fija ese tiempo inicial y se continúa moviendo la siguiente celda, en este caso la celda dos, se le realiza el mismo tratamiento y así sucesivamente hasta llegar a la última celda. Entonces tenemos que analizar los T movimientos posibles para los C tiempos iniciales de explotación lo que implica un número de $C \cdot T$ iteraciones a revisar, y suponiendo que son 100 celdas para 50 semanas (aproximadamente un año) se tienen 5.000 iteraciones.

Algoritmo 2: Similar al anterior, se toma el tiempo inicial de la celda uno, $t_1^{inicial}$, y se varía dentro de todo el horizonte de evaluación, pero si la semana uno es también la semana en que una celda x comienza a ser explotada, se impone que esa celda x comience a ser explotada en $t_1^{inicial}$, es decir se intercambian ambos tiempos iniciales, si hubiera y celdas que comienzan a ser explotadas también la semana uno, se hace el intercambio con cada una de las celdas, y luego se ve cuál de todos los intercambios factibles es el que minimiza la función objetivo y se impone ese como tiempo inicial de las celdas. Luego se realiza el mismo análisis para $t_1^{inicial} = 2$, hasta $t_1^{inicial} = T$. Una vez terminado de mover la celda uno se ve que cuál de los tiempos iniciales de explotación factibles minimiza la función objetivo, se fija ese tiempo inicial y se continúa moviendo la siguiente celda, en este caso la celda dos, se le realiza el mismo tratamiento y así sucesivamente

³Cuando se habla de programación más sofisticada, se refiere a una programación que requiere mayor utilización de memoria y programación de algoritmos más complejos y difíciles de programar

hasta llegar a la última celda. Entonces tenemos que analizar los T movimientos posibles para los C tiempos iniciales de explotación lo que implica un número de $C \cdot T$ iteraciones a revisar más C-1 intercambios, y suponiendo que son 100 celdas para 50 semanas (aproximadamente un año) se tienen 5.099 iteraciones.

Algoritmo 3: Es igual al algoritmo 1 sólo que ahora en vez de ir moviendo de a una celda se va moviendo de a dos. Por lo cuál $\frac{C \cdot T \cdot (T-1)}{2}$ iteraciones, equivalentes a 122.500 iteraciones.

Y así sucesivamente hasta que se llega al último algoritmo, donde se prueba en cada iteración donde pueden empezar todas las celdas posibles. y por lo cual se tienen T^C iteraciones, y por lo cual se tienen $52^{100} = 3,98414 \cdot 10^{171}$ calculos.

Éste análisis permite hacer una elección sobre que algoritmo utilizar para la encontrar la búsqueda del problema y, por ende, sobre el cuál se realizará la heurística. Es así que por terminos de cálculo y simplicidad en la programación, es que se ha decidido utilizar el algoritmo 1, y cuya heurística queda explicada a continuación.

Heurística:

Para cada celda c: For c=1 to c= C

* Para cada periodo p: For p=1 to p=T

- Seteo que la celda empieza a ser explotada en ese periodo: cálculo de todos sus parámetros y variables para todo el horizonte de evaluación.
- Cálculo del caudal y aporte total que depositan todas las celdas de explotación por periodo de evaluación.
- Cálculo del valor de la restricción y la concentración depositada en la planta.

Next p

* Una vez obtenido todos los valores de la restricción y concentración depositada, para cada cambio en el tiempo inicial de explotación para la celda c, se ve que cambio es factible: For p=1 to p=T

- Si es factible se calcula FO.
- Si no se impone que FO = 1.000.000

Next p

* Se busca el mínimo de las FO, y se impone que ese será la el nuevo tiempo inicial de explotación para c. Se setean los datos de c con éste nuevo TI.

Next c

La heurística explica detalladamente en el Apéndice C.2.

La Figura 6.3.4 muestra el diagrama de bloques que explica la programación de la heurística.

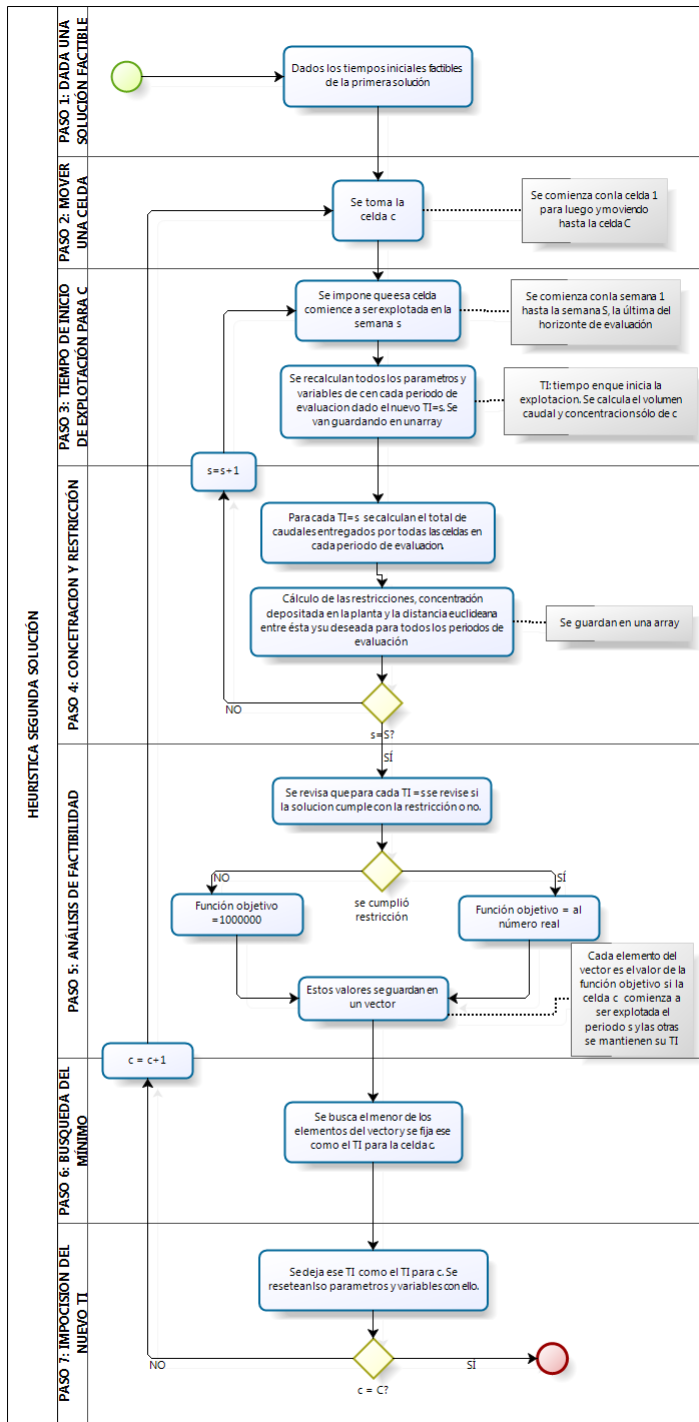


Figura 6.3.4: Heurística de mejoramiento

Ésta heurística se aplicará más de una vez, ya que, puede que la solución mejore aún más moviendo celdas después de haber movido otras. Ésto también permitirá acercar la solución a las

que darían algoritmos, anteriormente mencionados, donde se mueve más de una celda al mismo tiempo y cuya programación directa es más sofisticada, sin tener que complejizarla.

6.4. Obtención de los Datos

Como ya se había mencionado anteriormente, existen limitaciones en cuanto al acceso a la información real sobre las características del yacimiento y, por ende, de las celdas. A pesar de aquello se ha accedido a datos promedio, y un intervalo al cuál pertenecen, [*media* – *variación*, *media* + *variación*].

Por otro lado, no se conoce la distribución de probabilidad que permita encontrar el valor más probable para cada dato. Pero con el fin de hacer un programa lo más robusto posible, y como, hasta ahora, dentro del intervalo los valores de los datos son equiprobables y a lo largo del tiempo tienden a la media se ha decidido utilizar la distribución uniforme (que puede ser discreta o continua, y por la Ley de los Grandes Números*) para determinar el valor de un dato dentro de un rango de valores probables.

DATO	VALOR PROMEDIO	CÁLCULO PARA CADA CELDA
Potencia de mineralización (Z_c)	80 metros	Random(60,100). Varianza de 20 m.
La ley del mineral (L_{cm})	0,3 %	0,3 %. Para la ISL
Toneladas de mineral (K_{c1})	100 Tn	Random (90, 110). Varianza 10 Tn.
Toneladas de mineral (K_{c2})	80 Tn	Random (70, 90). Varianza 10 Tn.
Toneladas de mineral (K_{c3})	60 Tn	Random (50, 70). Varianza 10 Tn.
A para cobre verde negro (A_{c1})	30 %	Random (25, 35). Varianza se 5 % .
A para cobre más negro (A_{c2})	20 %	Random (15, 25). Varianza se 5 % .
A para cobre no visible negro* ⁴ (A_{c3})	20 %	Random (15, 25). Varianza se 5 % .
B para todos los tipos de mineral de cobre (B_{cm})	No hay un número promedio, por lo cuál se estimo bajo simulación para que el tiempo de recuperación fuera de alrededor un mes.	Random (0,1).
Volumen de la piscina y caudal que alimenta a la palnta SX EW	Se estimaron por simulación, para que todas las celdas pudieran ser explotadas durante el horizonte de evaluación.	
Razón de Lixiviación deseada (RL*)	Se calculó para que las celdas tuvieran alrededor de 3 semanas de vida.	
Horizonte de evaluación	50 semanas (cercano a un año)	
Flujo de solución lixivante inyectados (φ_c)	$7 \left[\frac{m^3 \text{ de solución}}{m\text{-día}} \right]$.	$7 \left[\frac{m^3 \text{ de solución}}{m\text{-día}} \right]$, igual para todas las celdas

Cuadro 6.4.1: Cuadro con los datos

La concentración deseada corresponde a la que se puede obtener a partir de un yacimiento con esas características: $0,00078 \left[\frac{Tn}{m^3} \right]$.

Capítulo 7

Resultados y Análisis de Sensibilidad

En éste capítulo se presentarán y analizarán los resultados entregados por el programa, luego se realizará una evaluación económica de los resultados para luego terminar con un análisis de sensibilidad al modelo.

7.1. Outputs del Modelo

Una vez realizada la programación y la interfaz con el usuario, los outputs del modelo son precisamente sus variables de salida y variable de decisión (5.2):

- La concentración de cobre que contiene el PLS que cada celda de explotación produce en cada periodo para todo el horizonte de evaluación.
- La concentración de cobre que contiene el PLS depositado en la planta por todas las celdas de explotación que están siendo depositadas.
- La diferencia entre la concentración depositada en la planta y la concentración deseada por la planta.
- El valor de la restricción al finalizar cada semana del horizonte de evaluación. Que valor tiene el caudal depositado en la piscina al finalizar la semana.
- La planificación semanal de explotación. En cuál semana, del horizonte de evaluación, debe comenzar a ser explotada cada celda.

Si bien, cuando se programó la heurística con el algoritmo 1 (6.3.2.2) se pudo haber llegado a una solución sub óptima menor a las que se podrían haber obtenido con los otros algoritmos, al ejecutar éste algoritmo más de una vez, específicamente 5 veces, se puede ir mejorando la solución ya que así se van supliendo los intercambios en los tiempos iniciales de las celdas de explotación, sin la necesidad de complejizar la programación.

Es claro que, la diferencia euclideana permite ver si la realmente se ésta cumpliendo el objetivo del problema. Y, por otro lado, el valor de la restricción permite ver si la solución propuesta por programa se esta cumpliendo.

Primero hay que averiguar si el modelo y la heurística construida está entregando resultados coherentes al sentido común, esto es, por ejemplo, que no hayan concentraciones muy altas en un periodo ni muy bajas en otro, además de corroborar que la restricción se cumple en todos los periodos, y de que todas las celdas se comienzan a explotar dentro del horizonte del evaluación.

Para saber la calidad de la solución propuesta por el modelo y la heurística construida se calculará el error que tiene la planificación que se propone con respecto a la concentración deseada. Lo lógico sería ver cuanto mejora la función objetivo cada vez que se ejecuta cada heurística, pero esto no está del todo correcto, si bien la disminución es real sus magnitudes están distorsionadas ya que la función objetivo es la suma de las distancias al cuadrado entre la concentración depositada en la planta y la deseada por ella. Entonces, se ha decidido medir la calidad de la mejora, a nivel operativo, desde dos perspectivas: la continua y discreta. La manera continua corresponde a la suma de las áreas entre las la concentración depositada y la concentración deseada (la ecuación 7.1.1) y gráficamente se puede ver como la suma de todos las áreas celestes de la Figura 7.1.1.

$$error = \int_0^T |F(t) - F_P(t)| dt \quad (7.1.1)$$



Figura 7.1.1: Diferencia entre el área de la concentración depositada y la concentración deseada.

La manera discreta corresponde a la suma de la raíz cuadrada de las distancias (la ecuación 7.1.2) y gráficamente se puede ver como la suma de todos las líneas celestes de la Figura 7.1.2.

$$FOerror = \sum_{t=1}^T ||F(t) - F_P(t)|| \quad (7.1.2)$$

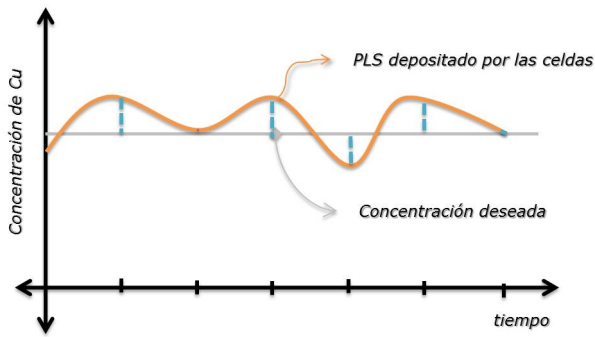
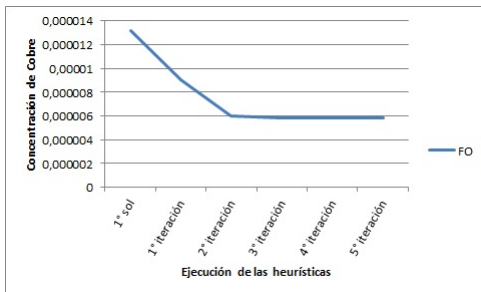
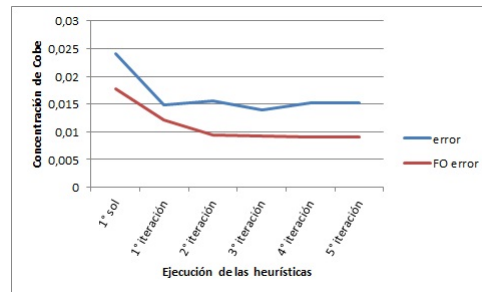


Figura 7.1.2: Diferencia entre el área de la concentración depositada y la concentración deseada.

Entonces, aplicando lo anterior mente señalado, la Cuadro 7.1 muestra como va mejora la solución después de la aplicación de la primera heurística y hacer 5 ejecutar la segunda heurística 5 veces (1^{era} iteración, 2^{da} iteración, 3^{era} iteración, 4^{ta} iteración y 5^{ta} iteración correspondiente al eje x de los gráficos) para la planificación de explotación de un yacimiento de óxido de cobre cualquiera por medio de lixiviación in situ se obtienen los siguientes gráficos sobre la calidad de de la solución sujeto a número de ejecuciones de las heurística.



(a) Gráfico con los valores de la función objetivo después de cada ejecución de la heurística.



(b) Gráfico del valor de la calidad de la solución.

Figura 7.1.3: Gráficos con los valores del mejoramiento de la solución

Como se puede observar, en los gráficos de la Figura 7.1.3, en todos las distancias entre las concentraciones van disminuyendo cada vez que se ejecuta una heurística. La Cuadro 7.1.1 muestra las diferencias entre cada iteración (la anterior menos la posterior para que de positivo si hay mejora y negativo de lo contrario) para tener un análisis numérico de la mejora que se tiene después de cada iteración.

DIFERENCIA ENTRE EJECUCIONES	FUNCIÓN OBJETIVO	DIFERENCIA ENTRE LAS ÁREAS	SUMA DE LAS RAÍCES DE LAS DISTANCIAS
1 ^{era} sol - 1 ^{era} iter.	$4,127 \cdot 10^{-6}$	$9,183 \cdot 10^{-3}$	$5,61 \cdot 10^{-3}$
1 ^{era} iter - 2 ^{da} iter.	$3,003 \cdot 10^{-6}$	$-5,776 \cdot 10^{-4}$	$2,660 \cdot 10^{-3}$
2 ^{da} iter - 3 ^{era} iter.	$1,938 \cdot 10^{-7}$	$1,613 \cdot 10^{-3}$	$1,823 \cdot 10^{-4}$
3 ^{era} iter - 4 ^{ta} iter.	$1,526 \cdot 10^{-8}$	$-1,421 \cdot 10^{-3}$	$2,230 \cdot 10^{-4}$
4 ^{ta} iter - 5 ^{ta} iter.	$4,118 \cdot 10^{-9}$	$2,950 \cdot 10^{-5}$	$2,131 \cdot 10^{-5}$
MEJORA GLOBAL 1 ^{era} sol - 5 ^{ta} iter.	$7,344 \cdot 10^{-6}$	$8,828 \cdot 10^{-3}$	$8,704 \cdot 10^{-3}$

Cuadro 7.1.1: Valores de la mejora de la solución.

Los números indican que cuando se mide la calidad de la solución por medio de forma continua, puede que entre iteraciones no haya una mejora real, pero si la hay entre la aplicación de la primera heurística y la última iteración de la segunda, en cambio, cuando se mide la calidad de manera discreta siempre entre iteraciones hay mejora. Esto es debido a que la decisión fue tomada de manera discreta, entonces puede que hayan áreas entre cada intervalo que no se contabilicen. A pesar de esto, la mejora global de ambos métodos es muy parecida, por lo cuál se ha decidido utilizar como índice de calidad el indicador discreto.

Por otro lado se ha decidido que se ejecutará más de una vez la heurística de mejoramiento para que se puedan ir considerando mejoras que antes no se habían considerado, como se explicó en la Sección 6.3.2.2 del Capítulo 6. Si bien el análisis de las diferencias de los errores fue realizado sólo para 5 iteraciones de la heurística de mejoramiento (ya que tenía como fin explicar como las soluciones mejoran a después de cada iteración), la idea es ejecutar el programa hasta que los errores sean inintidenciales, pero ello depende del número de celdas.

Para la estimación del número de veces a realizar la heurística de mejoramiento, se corrió 10 veces el programa con distintos datos y donde se siempre se realizaban 10 iteraciones de la heurística de mejoramiento. En la Cuadro 7.1.2 se muestra cuantos set de datos (frecuencia) llegan al óptimo en la i-ésima iteración.

i-ésima iteración	Frecuencia
1	0
2	0
3	0
4	2
5	4
6	3
7	1
8	0
9	0
10	0

Cuadro 7.1.2: Estimación del número de iteraciones a realizar.

Debido a la alta aleatoriedad de los yacimientos que se pueden estudiar, el número de iteraciones es exponencial que depende de la cantidad de celdas y periodos de evaluación, y, además, se quiere minimizar la utilización de recursos, se decidió realizar la heurística de mejoramiento hasta cuando entre dos iteraciones seguidas la mejora en el valor de la función objetivo sea menor a 10^{-10} .

Entonces, para un conjunto de datos ficticios generados de manera aleatoria (Sección 6.4) que caracterizan una parte (la que se quiere explotar pesse horizonte de evaluación) de un yacimiento cualquiera , se calcula la programación óptima de explotación de las celdas.

La Cuadro 7.1.3 muestra la planificacion semanal para la explotación de un yacimiento cualquiera. En cada semana se dice que celdas deben comenzar a ser explotadas esa semana. En la primera semana es donde más celdas comienzan a ser explotadas, ya que deben cumplir ninguncelda habia comenzado a ser explotada, entonces no había concentrado en la piscina, luego en las otras semanas es aleatorio el numero de celdas que comienzan a ser explotadas, pues va depender de la vida de cada celda y el caudal que cada una aporta.

Semana	CELDAS
1	1, 43, 53, 65, 73, 81, 82, 83, 88
2	
3	44, 54
4	19, 57, 60, 94
5	
6	13, 14, 58
7	29, 74, 85
8	22, 27
9	36, 40
10	45, 64
11	92
12	5, 80
13	9, 18
14	31, 78
15	30, 51
16	24, 96
17	84

Semana	CELDAS
18	41,100
19	4, 16, 23
20	10, 61
21	7, 21, 50
22	32, 52
23	59, 75
24	66, 86
25	71
26	55, 89
27	35, 63
28	15, 39, 46, 70
29	49, 72
30	67
31	3, 90, 91
32	87
33	56
34	33, 37

Semana	CELDAS
35	69
36	25, 34, 62
37	47, 76, 77
38	6, 28, 68
39	8, 42
40	2, 79
41	20, 95, 98
42	48
43	97, 99
44	11, 17, 93
45	38
46	26
47	12
48	
49	
50	

Cuadro 7.1.3: Resultados planificación semanal.

Por otra parte la Cuadro 7.1.4 y la Cuadro 7.1.5 muestran los resultados al hacer ésta planificación, para cada periodo (semana) del horizonte de evaluación es la concentración depositada, la concentración deseada, el cuadrado de la diferencia euclídeana y con cuanto PLS queda la piscina al finalizar cada día.

SEMANA	CONCENTRACIÓN DEPOS. $[Tn/m^3]$	CONCENTRACIÓN DESEADA $[Tn/m^3]$	DISTANCIA EUCL. $[Tn/m^3]$	RESTRICCIÓN $[m^3]$
1	0,001911084	0,00078	$1,279 \cdot 10^{-6}$	558
2	0,001	0,00078	$4,83 \cdot 10^{-8}$	1116
3	0,0007579	0,00078	$4,85 \cdot 10^{-10}$	2850
4	0,0007822	0,00078	$5,03 \cdot 10^{-12}$	6110
5	0,0007751	0,00078	$2,36 \cdot 10^{-11}$	4505
6	0,0008052	0,00078	$6,37 \cdot 10^{-10}$	4650
7	0,00077	0,00078	$9,08 \cdot 10^{-11}$	5698
8	0,000766	0,00078	$1,85 \cdot 10^{-10}$	6018
9	0,00075134	0,00078	$8,21 \cdot 10^{-10}$	6856
10	0,000787	0,00078	$4,47 \cdot 10^{-11}$	6833
11	0,000746	0,00078	$1,16 \cdot 10^{-9}$	6194
12	0,000742	0,00078	$1,47 \cdot 10^{-9}$	5555
13	0,000777	0,00078	$1,02 \cdot 10^{-11}$	4678
14	0,000736	0,00078	$1,91 \cdot 10^{-9}$	4459
15	0,000762	0,00078	$3,34 \cdot 10^{-10}$	4289
16	0,000754	0,00078	$6,74 \cdot 10^{-10}$	4658
17	0,000745	0,00078	$1,19 \cdot 10^{-9}$	3403
18	0,000758	0,00078	$5,00 \cdot 10^{-10}$	2813
19	0,000772	0,00078	$6,54 \cdot 10^{-11}$	3553
20	0,000754	0,00078	$6,97 \cdot 10^{-10}$	3768
21	0,000758	0,00078	$4,66 \cdot 10^{-10}$	4893
22	0,000762	0,00078	$3,36 \cdot 10^{-10}$	5731
23	0,000745	0,00078	$1,20 \cdot 10^{-9}$	5785
24	0,000743	0,00078	$1,35 \cdot 10^{-9}$	6126
25	0,000721	0,00078	$3,45 \cdot 10^{-9}$	4710

Cuadro 7.1.4: Resultados de la planificación (primeras 25 semanas)

SEMANA	CONCENTRACIÓN DEPOS. $[Tn/m^3]$	CONCENTRACIÓN DESEADA $[Tn/m^3]$	DISTANCIA EUCL. $[Tn/m^3]$	RESTRICCIÓN $[m^3]$
26	0,000750759	0,00078	$8,55 \cdot 10^{-10}$	4008
27	0,000738742	0,00078	$1,70 \cdot 10^{-9}$	4069
28	0,00073933	0,00078	$1,65 \cdot 10^{-9}$	5383
29	0,000780774	0,00078	$5,99 \cdot 10^{-13}$	6648
30	0,000741678	0,00078	$1,46 \cdot 10^{-9}$	6149
31	0,000736995	0,00078	$1,84 \cdot 10^{-9}$	6693
32	0,000757548	0,00078	$5,04 \cdot 10^{-10}$	6005
33	0,00077272	0,00078	$5,29 \cdot 10^{-11}$	4708
34	0,000759099	0,00078	$4,36 \cdot 10^{-10}$	3845
35	0,000733377	0,00078	$2,17 \cdot 10^{-9}$	2282
36	0,000728904	0,00078	$2,61 \cdot 10^{-9}$	1902
37	0,000722215	0,00078	$3,33 \cdot 10^{-10}$	2215
38	0,000768447	0,00078	$1,33 \cdot 10^{-10}$	3095
39	0,000741127	0,00078	$1,51 \cdot 10^{-9}$	5004
40	0,000736929	0,00078	$1,85 \cdot 10^{-9}$	6192
41	0,000767794	0,00078	$1,48 \cdot 10^{-10}$	6680
42	0,00074172	0,00078	$1,46 \cdot 10^{-9}$	6034
43	0,000715265	0,00078	$4,19 \cdot 10^{-9}$	6529
44	0,000745574	0,00078	$1,18 \cdot 10^{-9}$	7122
45	0,00075426	0,00078	$6,62 \cdot 10^{-10}$	6238
46	0,000706209	0,00078	$5,44 \cdot 10^{-9}$	5396
47	0,000711722	0,00078	$4,66 \cdot 10^{-9}$	3882
48	0,000694566	0,00078	$7,29 \cdot 10^{-9}$	485
49	0,000718611	0,00078	$3,76 \cdot 10^{-9}$	-4046
50	0,000394284	0,00078	$1,48 \cdot 10^{-7}$	-4531

Cuadro 7.1.5: Resultados de la planificación (primeras 25 semanas)

Gráficamente, la solución se muestra en el gráfico de la Figura 7.1.4 y el error en la Cuadro 7.1.6.

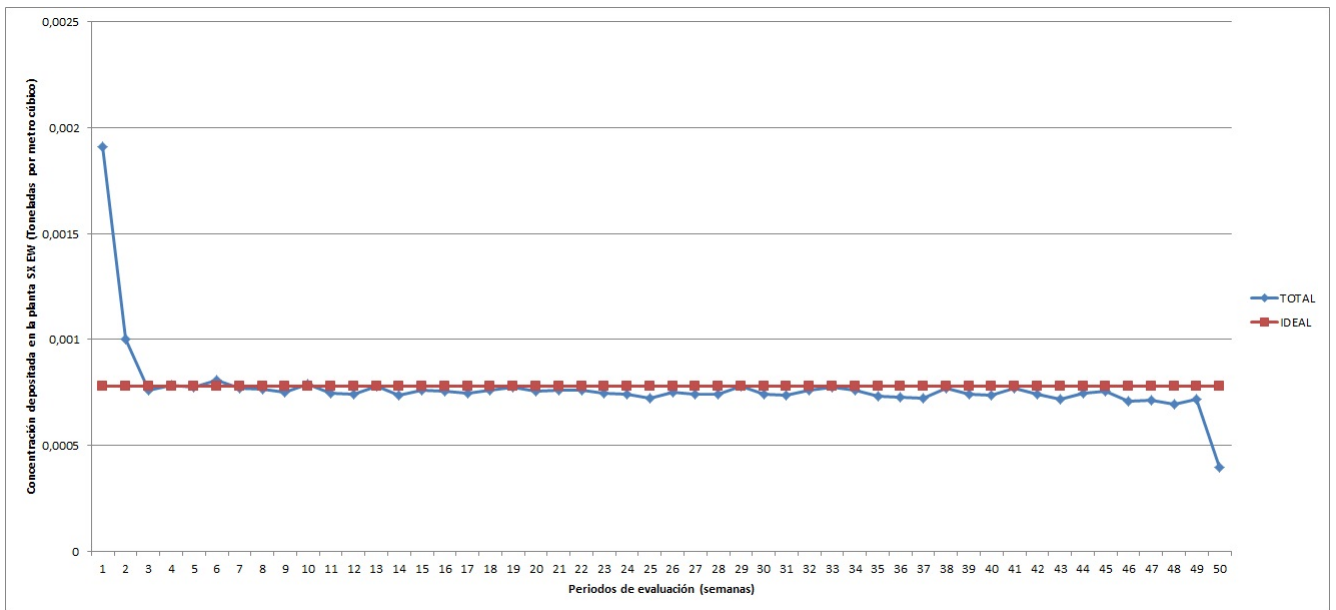


Figura 7.1.4: Gráfico de la concentración depositada en la planta SX EW en cada periodo del horizonte de evaluación.

	FUNCIÓN OBJETIVO	ERROR CONTINUO	ERROR DISCRETO
MEJORA GLOBAL	$1,54257 \cdot 10^{-6}$	$9,242 \cdot 10^{-3}$	$3,232 \cdot 10^{-3}$

Cuadro 7.1.6: Valor de la función objetivo y el error.

Como se puede observar en el gráfico, la mayoría de las concentraciones depositadas en la planta son muy parecidas a las deseada, las que más difieren de ella son las depositadas al inicio y al final.

Las concentraciones del final son menores a la deseada ya que no quedan más celdas por explotar. y pesta la restricción de que todas las celdas deben ser explotadas durante el horizonte de evaluación.

Las del inicio sobrepasan la deseada ya que en la heurística de la solución inicial se hizo un ordenamiento regido bajo los aportes generados por cada celda y se ha impuesto que como condición inicial que la piscina parte vacía, para solucionar esto se relajó la restricción de que la piscina estaba vacía al inicio¹, dándole la opción de que pueda haber PLS en la piscina al inicio de la evaluación,

¹Se han elegido números totalmente al azar con cierta coherencia con los datos. Concentración del PLS que contiene lapiscina al inicio de la evaluación es de $0,0006 [Tn/m^3]$ y cuyo volumen es de $20,000 [m^3]$.

los resultados de la función objetivo y el valor de los errores de ésta relajación son presentados a continuación en la Cuadro 7.1.7, y en la Figura 7.1.5 se presenta el gráfico de ella (la planificación detallada y los resultados detallados para cada periodo se muestran en el Apéndice D).

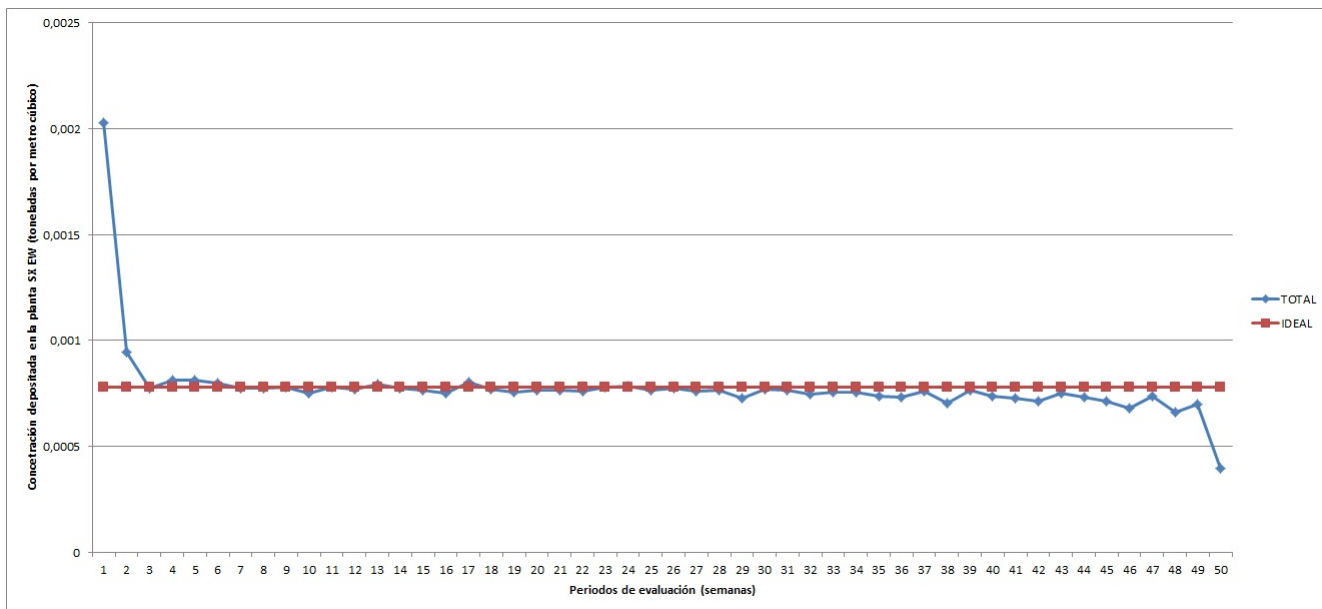


Figura 7.1.5: Gráfico de la concentración depositada en la planta SX EW en cada periodo del horizonte de evaluación.

	FUNCIÓN OBJETIVO	ERROR CONTINUO	ERROR DISCRETO
MEJORA GLOBAL	$1,80605 \cdot 10^{-6}$	$9,197 \cdot 10^{-3}$	$3,2 \cdot 10^{-3}$

Cuadro 7.1.7: Valor de la función objetivo y el error.

Como se puede observar en los los gráficos de la Figura 7.1.4 y la Figura 7.1.5 la alta varianza del inicio no disminuye, por el contrario aumenta. Numericamente y para un análisis más robusto se comparan los resultados de la función objetivo y los errores de ambos resultados, Cuadro 7.1.8.

	FUNCIÓN OBJETIVO	ERROR CONTINUO	ERROR DISCRETO
SOL. RELAJADA - SOL. NO RELAJADA	$2,63477 \cdot 10^{-7}$	$-4,5 \cdot 10^{-5}$	$-3,2 \cdot 10^{-5}$

Cuadro 7.1.8: Comparación entre la solución relajada y la no relajada de la función objetivo y el error.

Ésta comparación indica de que a pesar de que hay mejora en cuanto al valor de la función objetivo, la medición de ambos errores indica que no la hay. Si bien, los valores iniciales de la solución fueron elegidos al azar, hacer que la piscina comience con concentrado de cobre depositado para que la varianza en las semanas iniciales del horizonte de evaluación disminuya, no tiene sentido, ya que puede mejorar la solución o empeorar. Es por esto que se ha decidido implementar el modelo imponiendo que la piscina parte vacía.

7.2. Evaluación Económica

Para cuantificar el valor agregado de éste proyecto, se realizarán don comparaciones económicas: si se extrae el mineral por lixiviación o no se extrae² par saber el valor de la aplicación de éste método de explotación, y para cuantificar el valor agregado de la heurística se compararán los resultados de la primera heurística³ y el resultado final.

7.2.1. Extracción por ISL v/s no extracción⁴

Se realizó un modelo sencillo para la evaluación economica que estima el beneficio que tiene extraer un mineral por medio de la ISL en vez de dejarlo sin extraer. El modelo fue construido para poder realizar una estimación de la capacidad de producción y de los costos directos para la producción de cátodos de cobre.

Hasta ahora se han estimado aproximadamente 1.000 millones de toneladas en recursos de cobre que podrían ser explotados mediante ISL, y que se encuentran repartidos en distintos yacimientos.

Para la evaluación estimaremos los beneficios de explotar un yacimiento tipo, cuyas características se muestran en la Cuadro 7.8.

²Se tomará como caso base que no se extrae el mineral, puesto que no se han probado otras técnicas que permitan extraer mineral de cobre con leyes de 0,3%.

³Se utilizarán los resultados de la heurística para la búsqueda de una solución inicial, pues es la basada en los criterios que actualmente utiliza el planificador para saber que celda explotar cada semana.

⁴Ésta evaluación económica no está realizada con la misma metodología de análisis que la realizada en el Apéndice B, pues en ese ejemplo se poseían estaban hechos todos los calculos y para ésta evaluación era imposible replicarlo, debido a la falta de información. Es por esto que se utilizaron criterios de expertos para el analisis de costos y el costo oportunidad de dejar de explotar los recursos que si se pueden extraer.

Característica	Unidad	Valor
Cantidad de recursos	MMTn	200
Ley promedio	%	0,3
Profundidad a la que esta el yacimiento	metros	100
Consumo de ácido	$\frac{Kg}{Tn}$	20
Potencial de mineralización	metros	80

Cuadro 7.2.1: Características de un yacimiento tipo.

Para hacer la simulación de que se explota éste yacimiento tipo por medio de ISL se utilizan los siguientes datos, cuyos valores no pueden ser revelados:

- La densidad aparente: $\delta^{m^3/Tn}$
- Metalurgia de recuperación para cualquier ASCu (cobre soluble en ácido): $a\%$
- Metalurgia de recuperación para cualquier SSCu (sulfuro de cobre soluble): $b\%$
- Sweep efficiency* (de barrido) $s\%$
- Distancia entre los pozos: $d\%$ metros
- Costo operacional de la planta SX EW US\$ 0.15 por libra de cátodo cobre.
- Costo de cierre en US\$ CS por libra de cátodo cobre producido
- El ácido sulfúrico costo en US \$ 66 por tonelada
- Costo de la energía de dólares de los US\$ 0.035/kwh
- Activación la inyección o la recuperación del sistema
- El promedio de velocidad de inyección: iny litros por minuto por cada pozo de inyección
- Promedio de bombeo: ext litros por minuto para los pozos de recuperación
- El costo promedio de perforación de los US\$ pf por metro
- Infraestructura de los pozos de recuperación US\$ PR por pozo
- Infraestructura de los pozos de inyección US\$ PI por pozo
- En promedio la mano de obra US\$ MO por persona
- Precio del cobre: se utilizará la estimación para el 2010 realizada por COCHILCO, US¢/lb 310 y US\$/Tn 6.989.

El costo directo efectivo representa principalmente las actividades y gastos que son directamente atribuibles a la producción de cátodos de cobre. Otros gastos, tales como impuestos, *royalties*, administración general y gastos generales, etc. no están incluidos en la estimación.

Apartir de los parámetros ya fijados, y suponiendo que el proyecto tiene una vida de 15 años, se pudo calcular el costo⁵ de procesar una libra de recurso a cátado de cobre, cuyos resultados se pueden ver en la Cuadro 7.2.2.

ÁREA	COSTO	US\$/lb
Mina	Ácido	0,20955
	Obra y personal	0,0152
	Mantenimiento	0,019
	Energía	0,004
	Construcción del campo de pozos	0,087
TOTAL MINA		0,334
Planta SX EW		0,15
Cierre de la Planta		0,025
TOTAL COSTOS DIRECTOS		0,509

Cuadro 7.2.2: Cálculo de los costos de procesamiento de los recursos de un yacimiento.

Se ha establecido que un criterio aceptable es que el costo directo no sobrepase US\$ 0,60⁶ por libra de cátodo de cobre, según expertos, ya que como hay muchos costos que no se están siendo considerando, no se puede llegar y comparar con el precio del cátodo de cobre, es por eso que se ha establecido éste criterio.

El costo para extraer una libra de cátodo de cobre es de US\$ 0,509, menor a US\$ 0,60, por lo cual es conveniente extraer un yacimiento de éste tipo. El problema de esto, es que se han hecho muchos supuestos de datos que no se conocen, y como se dijo anteriormente, para poder extraer por medio de éste método se debe saber con exactitud lo que se tiene en el yacimiento, una vez que esto ocurre es conveniente extraer el mineral.

Si bien el costo operacional de extraer cobre desde éste yacimiento es menor al limite, es claro que ambos costos son muy sensibles a la cantidad de recursos en el yacimiento, y que el valor del costo limite es muy sensible al precio, por lo cual se debe tener mucho cuidado con el momento que se debe aplicar esta metodología de explotación.

En resumen la Cuadro 7.2.3 muestra la producción de cátodos de cobre, y los costos de extraerla.

⁵Los costos, estan mjob explicados en el Apéndice

⁶Costo operacional máximo que se puede tener para que el poryecto sea rentable. Este costo fue calculado por expertos en base a los costos que tiene la extracción de mineral por medio de los otros metodos

PRODUCCIÓN DE CÁTODOS DE COBRE (toneladas)	COSTO <i>US\$/lb</i>	PRODUCCIÓN ANUAL (toneladas)	AÑOS DEL PROYEC- TO
243.750	0,509	16.000	15

Cuadro 7.2.3: Resultados de la explotación de un yacimiento tipo, por ISL.

Si se producen 16.000 toneladas cada año se tiene un ingreso de US\$ 111,824 millones, y como el proyecto dura 15 años se obtiene un VAN del ingreso US\$ 957,155 millones para una tasa de descuento del 8%⁷.

Si 200 millones toneladas de recursos extraíbles por ISL generan un posible ingreso de US\$ 957,155 millones, y suponiendo que éste es un yacimiento promedio, se puede deducir que para extraer los 1.000 millones de toneladas (que existen y pueden ser explotados por ISL) se explotan 5 yacimientos con características parecidas entonces se podría tener un ingreso de US\$ 4.785,78 millones, lo que incentiva el estudio de la ISL para la explotación de óxidos de cobre.

7.2.2. Heurística inicial v/s Solución final

Para cuantificar el beneficio de tener menor variabilidad en el despacho de concentrado de cobre en la plata SX EW, se ha de comparar los costos la diferencia en los costos de tener una solución con alta y otra con baja variabilidad. La solución con alta variabilidad será entregada por la heurística constructiva de la solución inicial, ya que es la que se basó en los criterios que actualmente utiliza el planificador para hacer la planificación en las pruebas de laboratorio (de hecho la heurística garantiza una solución inicial factible, mientras que la realizada manualmente no) y por lo tanto la que más se parece a la situación actual. Y la solución con baja variabilidad será la solución final dada por el programa diseñado, a la cual se le quiere probar el beneficio.

Como ya se mencionó en el Capítulo 4 4.2.3.1, en la extracción por solvente se quiere purificar el PLS eliminando sus impurezas. Cuando se hace el plan de operación de la planta, se estima la concentración del PLS que va a recibir en los próximos periodos, y en base a eso se calcula la cantidad de diluyente y reactantes que va a necesitar para poder tratar la solución. Si la concentración depositada excede la deseada, habrá solamente la cantidad de reactantes y diluyente para reaccionar con la cantidad de cobre que debe traer el PLS, entonces no se extrae todo el cobre que podría y ésta solución que todavía posee cobre se devuelve a la etapa de extracción, entonces mas costos pues se está tratando una cantidad de cobre dos veces. De lo contrario, si la concentración depositada es menor a la deseada, ésta reaccionará sólo con la cantidad de reactantes y diluyentes que necesitan, implicando se dispondrá más de los necesarios, se compró más de lo necesario.

Para el calculo de los costos que implica la mayor variabilidad se hacen las siguientes estimaciones:

⁷Tasa de descuento utilizada por CODELCO para la evaluación de proyectos de innovación y desarrollo.

- Cuando hay una mayor concentración a la deseada: Se calculará el costo que implica haber dejado de procesar la diferencia entre la concentración que se depositó y la deseada para después venderla, es decir, el beneficio que se hubiera obtenido al vender esa diferencia. Esto también involucra el costo de procesar esa diferencia de nuevo.
- Cuando hay una menor concentración a la deseada: Se calculará el costo oportunidad de haber dejado de procesar la diferencia entre la concentración deseada y la depositada. Además están los costos de no haber utilizado reactante que se tenía calculado, y también se debe considerar el hecho de que cómo la concentración es baja puede que haya fierro que se vaya al EW lo cual provoca fallas en el proceso y estropea las instalaciones, pero éste costo no se calculará debido a su alta dificultad en el cálculo y a que no se posee la información necesaria para hacerlo.

Entonces, se tiene el siguiente modelo para la recuperación de cobre en la planta:

$$Rec [Cu^{+2}] = \min \left(\mathbb{F}(t) \cdot \hat{Q} \cdot 7 \cdot \eta, \mathbb{F}_P(t) \cdot \hat{Q} \cdot 7 \cdot \eta \right)$$

Donde η es la eficiencia de la planta SX EW.

La Cuadro 7.2.4 muestra un resumen con los costos oportunidad que involucra no extraer todo el cobre posible cada periodo.

CÁTODOS	SOLUCIÓN			
	INICIAL	FINAL	DIFERENCIA	%
TN	149,8124	181,6383	31,92399	17,56

Cuadro 7.2.4: Tabla con los costos oportunidad de las planificaciones.

En la planificación anual de explotación por ISL para una parte de un yacimiento de óxido de cobre cualquiera con el programa diseñado se produce 31,92399 TN, 17,56 %, más que cuando se hace la planificación manualmente, esto equivale un costo oportunidad de US\$ 223.116,8 por no producir la cantidad de cobre que se podría producir. Si el proyecto para la explotación de éste yacimiento es de 15 años y asumiendo que cada año se extrae en promedio lo mismo que con esta parte del yacimiento y a una tasa de descuento del 8%, se tiene un VAN de US\$ 1.909.763. Esto indica el gran valor agregado de realizar un modelo y una implementación de él para hacer mas eficiente y eficaz el proceso.

Además, se tiene un ahorro por el lado de los costos de operación, en la Cuadro 7.2.5 se muestran los valores de los costos por una mayor y una concentración que la deseada para cada heurística y el ahorro que involucra la aplicación de la herramienta completa.

En ella se supone que:

Costo reactante por kilogramo de reactante: US\$ RR el Kg

Cantidad de reactante por tonelada de cobre: CR Kg/Tn .

	SOLUCIÓN INICIAL		COSTOS SOLUCIÓN FINAL		AHORRO	
	Cu en el PLS (Tn)	COSTO (US\$)	Cu en el PLS (Tn)	COSTO (US\$)	US\$	%
Mayor concentración que la deseada	193,03	29,91	48,52	7,52	22,39	74,86
Menor concentración que la deseada	199,79	$RR \cdot CR \cdot 199,793$	64,63	$RR \cdot CR \cdot 64,63$	$RR \cdot CR \cdot 135,15$	67,64

Cuadro 7.2.5: Cuadro ahorro por mejor solución.

Como se puede observar, los costos cuando se excede en la concentración no son tan altos, pero cuando la concentración es menor sí que son relevantes, pues la relación entre reactante y tonelada de cobre es mayor a uno, y sus costos no son bajos (por ejemplo el Acogora⁸, cuesta US\$5.500/Tn). De esto se puede deducir, que la herramienta cumple con el objetivo de rentabilizar el proyecto pues disminuye significativamente los costos.

7.3. Análisis de Sensibilidad

Para realizar el análisis de sensibilidad sobre los parámetros del modelo, se tomaron los parámetros que más afectan en la variabilidad y cantidad que cobre extraído, ya que esto es lo que hace empeorar la planificación y por ende implica mas costos. Aquellos parámetros son: la vida de las celdas, la recuperación de cobre y la capacidad de la planta y piscina.

Para la estimación de los costos y beneficios que traen estos análisis para el negocio, se utilizó:

- Precio de la tonelada de cátodo de cobre: US\$ 6.989
- Costo operación de la planta SX EW: US\$ 0,15 por libra tratada.

El set de datos sobre el cual se realizarán las variaciones para lo análisis de sensibilidad, es el mismo con el cuál se realizó el análisis de resultados (Sección 7.1) y el análisis económico (Sección 7.2), ya que los esos datos corresponden a los de un yacimiento promedio y capacidad de planta que permite obtener una solución factible. A la planificación que se obtuvo con ese set datos y presentada en la Sección 6.4 se le llamará *planificación base*, con la cuál se analizarán los efectos de las variaciones sobre la función objetivo.

7.3.1. Vida de las celdas

Las vidas de las celdas son directamente proporcionales a la razón de lixiviación deseada y las toneladas de mineral que hay dentro de la celda, y son inversamente propocionales al potencial de mineralización y al flujo del lixivante inyectado4.2.1. Para ver efecto que las vidas provocan

⁸Hay muchos tipos de extractantes, y que se requerien en distintas cantidades dependiendo de la solución.

sobre la planificación sólo se variara la razón de lixiviación deseada, pues los otros factores que determinan la vida de las celdas afectan sobre la recuperación y volumen generados, por lo que no se podrá analizar el efecto puro de ésta variación.

Primero se aumenta la razón de lixiviación deseada en $2 \left[\frac{m^3}{Tn} \right]$ y luego se disminuye en $2 \left[\frac{m^3}{Tn} \right]$.

Al aumentar la razón de lixiviación de 10 a $12 \left[\frac{m^3}{Tn} \right]$, 80 de las 100 celdas aumentaron en una semana su tiempo de vida, esto implicó que no se cumpliera la restricción de que todas las celdas deban comenzar a ser explotadas durante el horizonte de evaluación, y para no aumentar el caudal de alimentación de la planta ni el volumen de la piscina, se alargó en 5 semanas el horizonte de evaluación. Como resultado se obtuvo que a pesar de que la función objetivo disminuyó, la medición del error empeoró, esto porque la mayoría de las concentraciones depositadas semanalmente disminuyeron. El motivo por el cuál las concentraciones depositadas semanalmente disminuyeran es la forma de la función de concentración que tiene cada celda, donde después de que la concentración aportada alcanza su máximo comienza a descender gradualmente durante el tiempo. Entonces al alargar el tiempo de vida de la celda, lo que se está haciendo es aportar la misma cantidad de caudal pero con menor concentración, lo que aumenta las toneladas totales de cobre pero hace menos eficiente el procesamiento semanal (llena la piscina con bajas concentraciones). Para solucionar esto se debe resetear la planta para que opere con menor concentraciones para un horizonte más largo, si es que es rentable, o aumentar la capacidad de la piscina.

Numéricamente, se puede observar que al alargar los periodos de vida de las celdas y, por ende, el horizonte de evaluación, se produjeron 2,71678 toneladas de cátodos de cobre más. Esto implica que se estarían ganando US\$ 18.987,63276 más, pero a un costo de operación de US\$ 62.330,8880⁹. Haciendo beneficios menos costos, se tiene que al alargar el horizonte para tener una razón de lixiviación mayor se pierde US\$ -43343,25532.

Al disminuir la razón de lixiviación de 10 a $6 \left[\frac{m^3}{Tn} \right]$, 91 de las 100 celdas disminuyeron en una semana su tiempo de vida, esto implicó que quedarán 11 semanas donde la planta no recibe concentración. Como resultado de aquello se obtuvo que tanto la función objetivo disminuyó como las mediciones de ambos errores empeoraron (son menos cercanas a 0), esto se produce porque las distancias de las últimas 11 semanas son de 0 a 0,00078. En la mayoría de las semanas se deposita mayor cantidad de concentrado de cobre por la misma razón que se explicó para el caso anterior, la forma de la función de concentración de cada celda, donde ahora como se muere antes la celda, se muere entregando mejor concentración. Para solucionar el problema de que se tienen periodos sin recibir concentrado se debería achicar el horizonte de evaluación o aumentar la número de celdas a explotar.

Análizando los costos y beneficios, se tiene que quedan 95,11345 toneladas de cátodos de cobre sin extraer. Esto implica una disminución en los costos operacionales de US\$ 31.453,3919¹⁰, y la

⁹El costo operacional no se calculó directamente, pues no solamente se produjo más mineral, sino que también se trabaja 5 semanas más. Por lo tanto, se calculó la diferencia entre los costos de la planificación base y la planificación con mayor vida de las celdas para las 50 primeras semanas, y se le sumaron los costos de tratar las 5 semanas siguientes de planificación variada.

¹⁰A los periodos donde no llega concentración a la planta se le asignó 0 costo operacional, a pesar de que se estarían pagando remuneraciones y mantenciones por cero productividad, con el fin de poder saber en el efecto directo de producir menos pero con una mayor eficiencia semanal.

pérdida del beneficio de extraer y vender esas toneladas de cátodos de cobre son US\$ 633.294,5617. Por lo cuál no conviene achicar la vida de las celdas si no se aumentan las celdas de explotación.

7.3.2. Recuperación de cobre

La recuperación de cobre depende de más de un valor, específicamente de las toneladas de mineral en la celda y los parámetros A y B. Para observar su efecto puro, se variará el parámetro A que es el que determina la máxima cantidad de cobre que se puede extraer. Para ello primero se impondrá que se puede extraer el máximo de los valores que puede tomar A (Cuadro 6.4.1 con los datos) para cada mineral (se variarán todos juntos) y luego el mínimo. La variación de éste parámetro afecta directamente en la calidad del yacimiento en estudio.

Al imponer que todas las celdas tiene un A para el cobre verde negro igual a 35%, para el cobre más negro igual a 30% y para el cobre no visible igual a 25%, se impone que se tiene un yacimiento de mejor calidad. Al tener un yacimiento de mejor calidad, es lógico que se van a depositar concentraciones mayores para cada semana, lo cuál se puede observar en el gráfico de la Figura 7.3.1. Como se mantuvo la concentración deseada por la planta, el valor de la función objetivo aumenta $1,044 \cdot 10^{-6} \left[\frac{Tn}{m^3} \right]$, al igual que el error continuo en 0,0009236 y el discreto en 0,006028. A pesar de que la solución se ve peor la variabilidad de la solución no se ve afectada, pues se ve bastante estable en el gráfico, por lo que el programa se puede utilizar para estimar a que concentración se debe setear la planta par explotar un número de celdas dentro de un horizonte de evaluación. Para comprobar la anterior afirmación se corrió el programa con los mismos datos de éste análisis pero con una concentración deseada de $0,001 \left[\frac{Tn}{m^3} \right]$ y como se puede observar en el gráfico de la Figura 7.3.2, la curva de la concentración depositada se ajusta mucho a la curva de la concentración deseada (para éste caso no se comparán los errores, ya que el caso base también cambiaría).

A nivel de costo y beneficio se puede ver que, se extraen 303,3844 toneladas más de cátodos de cobre, lo que implica un beneficio de US\$ 2.120.353,6244 y un costo operacional de US\$ 100.327,2192, por lo tanto hay un beneficio neto de US\$ 2.220.680,8436, entonces siempre es mejor tener un yacimiento de mejor calidad. Pero éste cálculo no incluye el efecto de que sí hay mayor concentración a la deseada, o mayor a una variabilidad limite, se tienen que aplicar mayor cantidad de reactantes en la SX y, que también, pueda suceder que orgánico con buena concentración se vaya se vuelta a la etapa de extracción en vez de pasar a EW (por problemas de capacidad de la plata EW) después de realizada la reextracción en SX, involucrando mayores costos¹¹ ya que se ésta procesando material que no debería volverse a procesar. Por lo tanto, para evitar éste tipo de costos se debe conocer con certeza las características del yacimiento, y por ende las características de cada celda de explotación para poder realizar una planificación adecuada tanto como para la explotación de las celdas como para la planificación de planta.

¹¹Estos costos no pudieron ser estimados, ya que dependen exclusivamente de características de la planta que se desconocen.

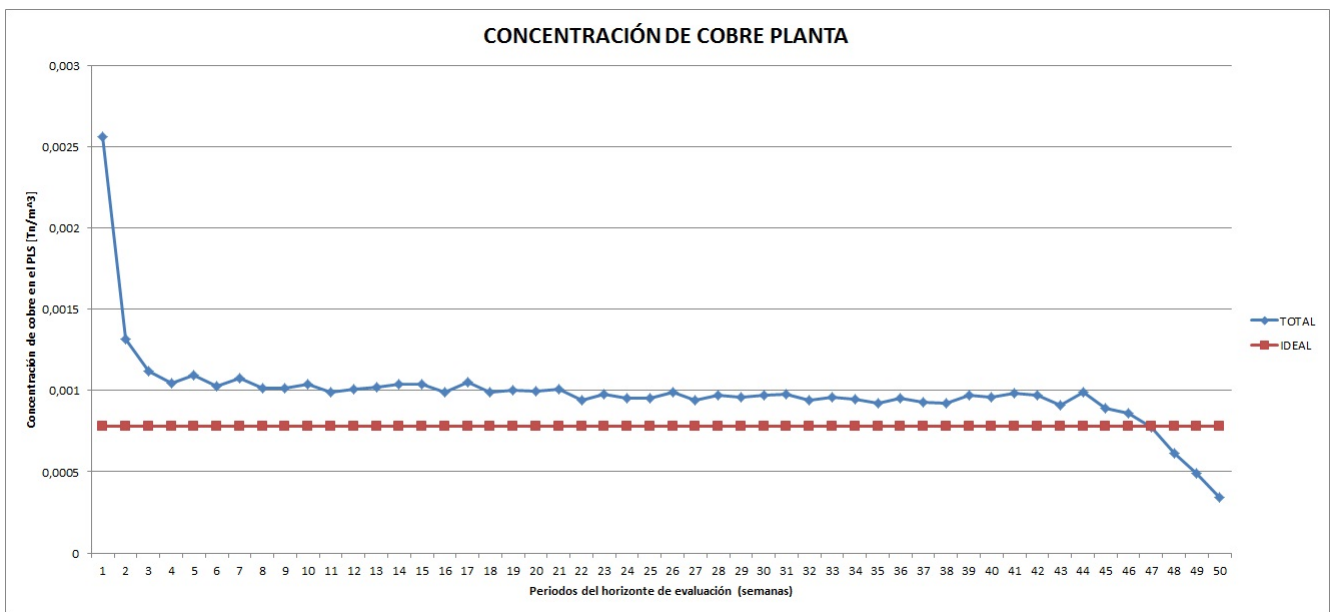


Figura 7.3.1: Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se tiene mayor recuperación por celda.

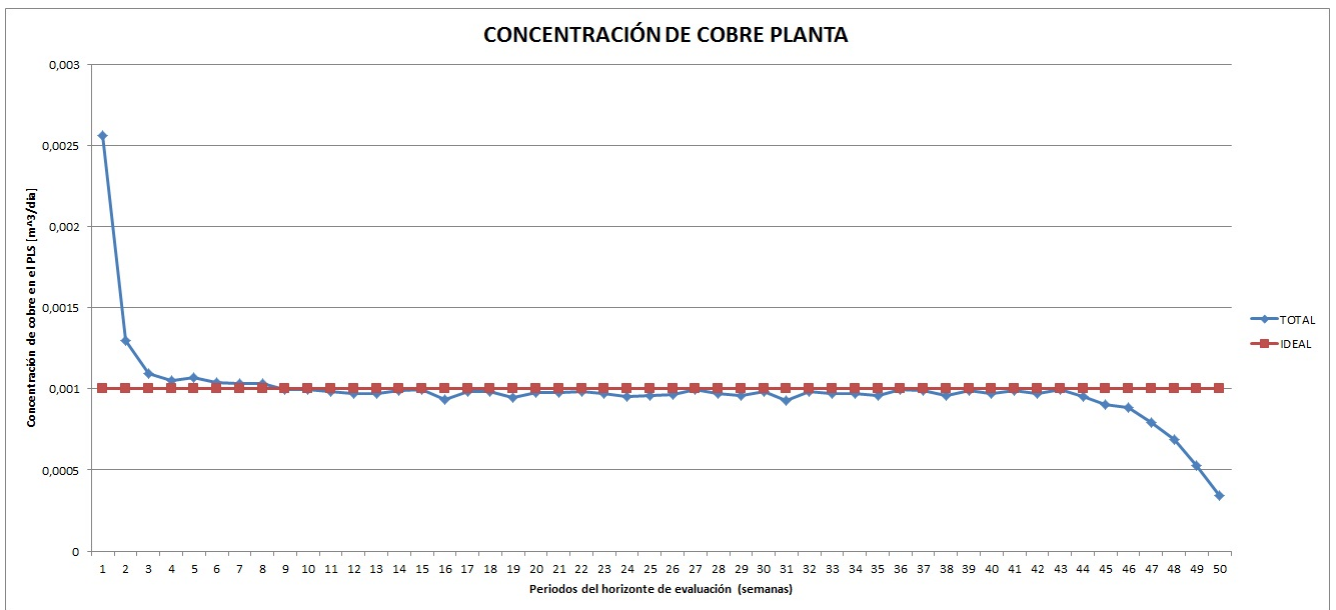


Figura 7.3.2: Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se tiene mayor recuperación por celda, con cambio en la concentración deseada por la planta.

Por otra parte cuando se baja la calidad del yacimiento con A para el cobre verde negro igual a 25%, para el cobre más negro igual a 20% y para el cobre no visible igual a 15%, ocurre exactamente lo análogo a lo ocurrido a un buen yacimiento como se puede observar en gráfico de la Figura 7.3.3, y del cual se pueden obtener las mismas conclusiones.

En cuanto a los costos y beneficios se dejan de extraer 140,465 toneladas más de cátodos de cobre, lo que implica un dejar de ganar US\$ 981.713,7943 y un menor costo operacional de US\$ 46.451,0324, por lo tanto hay un beneficio neto de US\$ -935.262,7618, entonces siempre es peor tener un yacimiento de menor calidad.

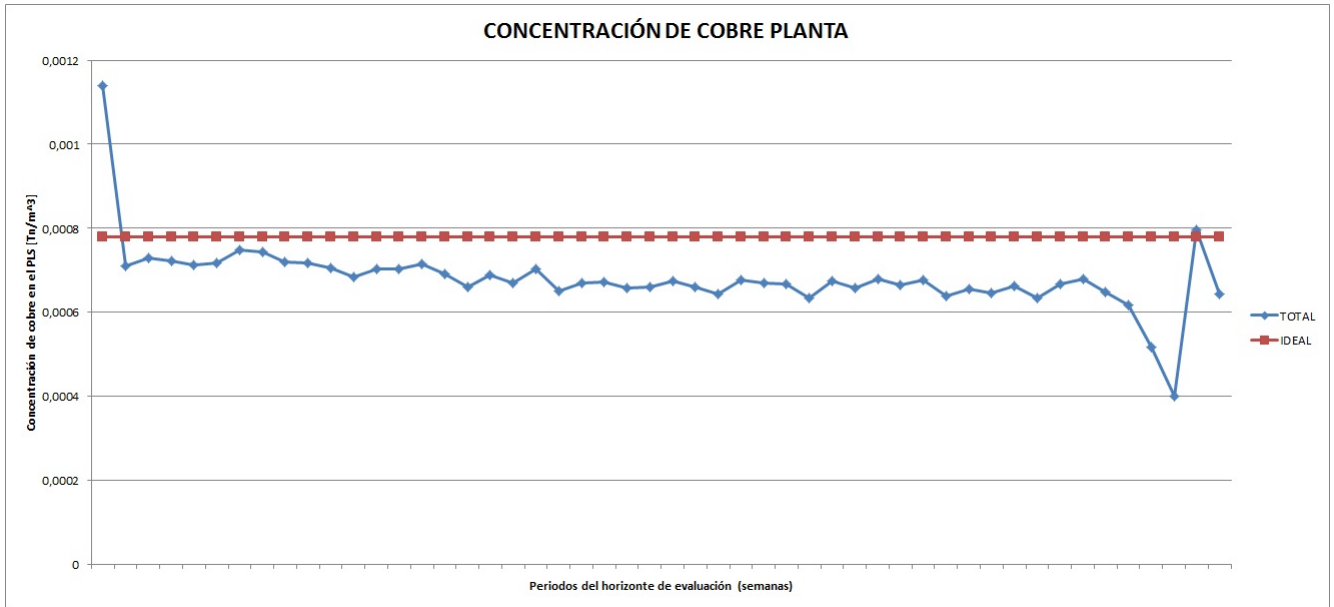


Figura 7.3.3: Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se tiene menor recuperación por celda.

7.3.3. Capacidad de la planta y piscina

El tamaño de la piscina y el caudal que alimenta a la planta SX EW afectan la concentración depositada ya que de ellas depende la cantidad de celdas que se pueden explotar simultáneamente para que la concentración depositada sea parecida a la deseada y poco variable. Para el análisis de su efecto sobre la concentración se variaron de la siguiente manera: una piscina muy grande y caudal grande, ambos pequeños y se alargara el horizonte de evaluación para que todas las celdas puedan ser explotadas al mismo tiempo, y por último, se agranda la piscina y el sigue igual caudal (gran piscina, pequeño caudal). No se revisará que pasa si el caudal es muy grande y la piscina pequeña pues no cumple con el objetivo de tener la piscina para tener un resguardo de PLS para tratar y por lo mismo darían soluciones infactibles.

1. Piscina grande y caudal grande:

La variación consistió en agrandar el caudal en $1,000 \left[\frac{m^3}{dia} \right]$ y agrandar la capacidad de la piscina en $10,000 [m^3]$. Como se procesa más flujo de PLS y se puede almacenar más PLS en la piscina, se ha procesado todo el mineral en menos tiempo, por lo que al finalizar el horizonte de evaluación de la planificación base aún quedan celdas que están siendo explotadas y en cambio para esta planificación al finalizar el horizonte de evaluación se han explotado todas las celdas, entonces se

han extraído 137,4755 toneladas más de cátodos de cobre. Con ello la semana 50 se puede tener un beneficio de US\$ 960.816,48 y un aumento en los costos operacionales de la planta SX EW de US\$ 45.462,249, por lo tanto se tiene un beneficio neto de US\$ 915.354,2329 por extraer ese tonelaje más de cobre. Pero, para tener los reales beneficios de extraer más mineral por tener una piscina más grande y una planta de mayor capacidad de procesamiento, se deben considerar los siguientes costos:

- Agrandar la piscina: una de las principales ventajas de la ISL, es que ya se tiene construida la planta SX EW por lo cual no se cuenta con ese costo en la inversión. Por lo tanto, el volumen de la piscina y la capacidad de procesamiento de están fijos (suponiendo que esos son con los que se calculó la planificación base), a no ser que un estudio determine que si se justifica agrandar la piscina y la capacidad de planta para poder extraer antes ese delta de mineral, con los costos de mantención y operacionales que ello implica.
- Por otra parte como se puede observar en el gráfico de la Figura 7.3.4, al tener más holgura en la piscina (para la cantidad de celdas que se están evaluando) se puede generar que haya semanas donde, como tiene tanto espacio, haya mucha variabilidad, como lo que paso en los últimos periodos de ésta planificación. Es por esto, que además de que se justifique el punto anterior para agrandar ambas capacidades, se debe justificar el costo que implica ésta variabilidad en las semanas. Todo esto a pesar que desde la séptima iteración no hay mejora.

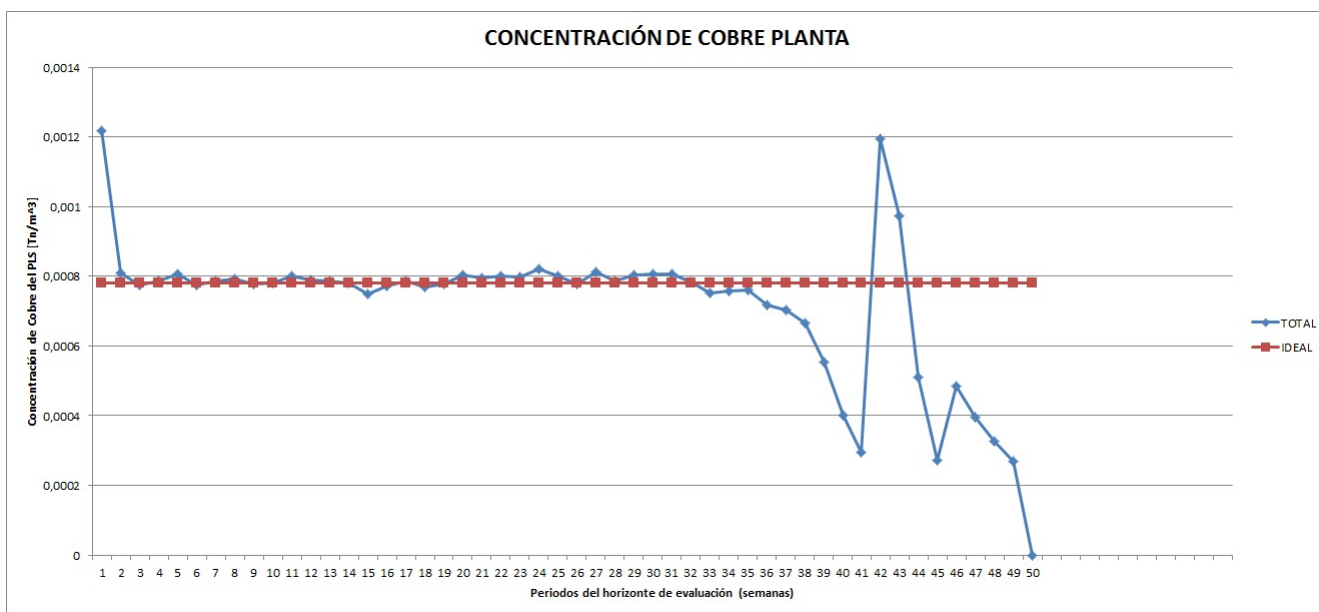


Figura 7.3.4: Gráfico de la concentración depositada cuando se agranda la capacidad de la planta y la piscina.

Por lo tanto, se debe calcular detalladamente el hecho de agrandar o no la capacidad de la piscina y procesamiento de la planta para que se justifique hacerlo, ya que el segundo punto implica alto

riesgo de variabilidad en la concentración depositada y con el primero se mostró que no es trivial (a nivel de costos) agrandar la capacidad.

2. Piscina pequeña y caudal pequeño:

La variación consistió en achicar el caudal en $1,000 \left[\frac{m^3}{\text{día}} \right]$ y agrandar la capacidad de la piscina en $10,000 [m^3]$. Al achicar la piscina y la capacidad de procesamiento de la planta se menos holgura para llenar la piscina y por lo tanto se pueden explotar menos celdas al mismo tiempo, es por esto que muchas celdas comenzaron a ser explotadas en el último periodo y por ello no se les pudo extraer todo el mineral, de hecho se dejaron de extraer 33,3783 toneladas de cátodos de cobre incluso alargando el horizonte de evaluación. Esto implica una pérdida en el beneficio de US\$ 23.3281,4940 y un aumento en los costos (calculados de la misma manera que cuando se tuvo que agrandar el horizonte de evaluación de US\$ 123.723,1016, por lo que el beneficio neto es US\$ -357.004,595, esto sin contar que se ésta desaprovechando capacidad de procesamiento y que, como se puede apreciar en el gráfico de la Figura 7.3.5, tiene mayor variabilidad, de hecho la función objetivo aumenta, $5866 \cdot 10^{-6}$, al igual que las mediciones de los errores, continuo 0,000624 y el discreto 0,002079. Por lo que se concluye, no achicar la capacidad de procesamiento ni la de la piscina. De hecho, es mejor achicar el horizonte de evaluación antes de achicar la piscina porque hay pocas celdas y grandes capacidades de procesamiento.

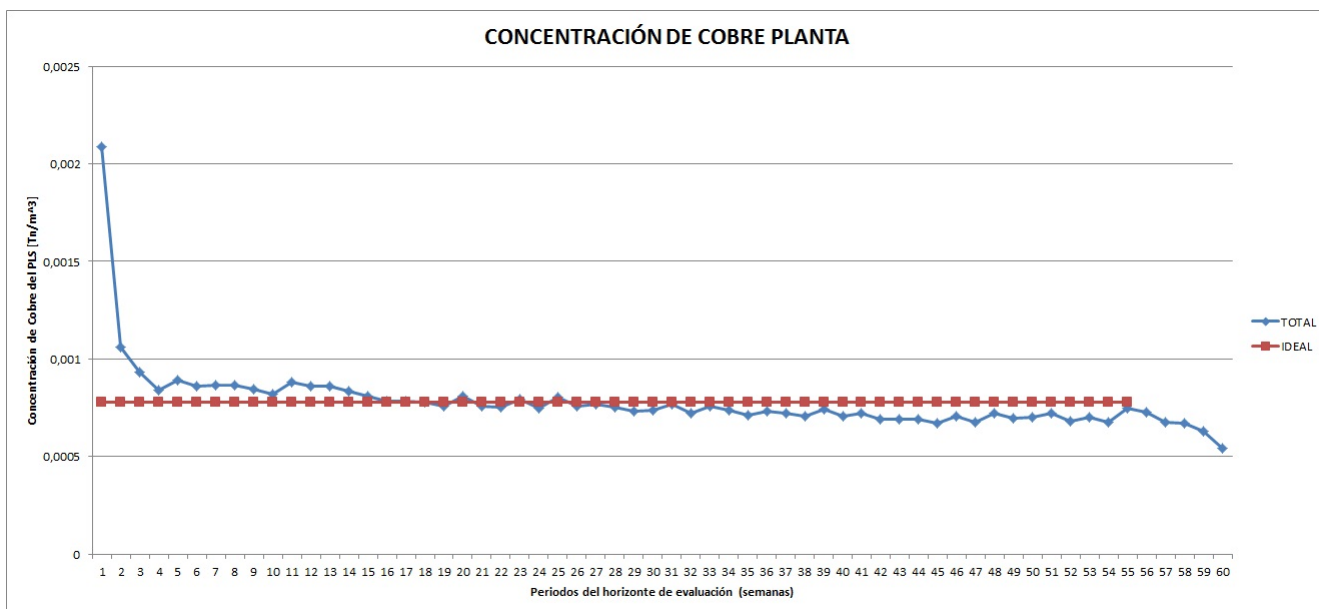


Figura 7.3.5: Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se achica la capacidad de la planta y la piscina.

3. Piscina muy grande y caudal pequeño:

La variación consistió en mantener el caudal en $5,000 \left[\frac{m^3}{\text{día}} \right]$ y agrandar la capacidad de la piscina a $60,000 [m^3]$. Los resultados indican que hay mejora tanto la función objetivo, y en los errores, por lo que ésta solución entrega menor variabilidad, así como se puede observar en el gráfico de la

Figura 7.3.6. La producción de cátodos de cobre aumenta en 8,9903 toneladas, por lo que hay un beneficio de venderlos equivalente a US\$ 62.833,6072 y un aumento en los costos operacionales de planta de US\$ 2973,0517, por lo tanto un beneficio neto de US\$ 59.860,5555. Esto se debe a que, como la piscina es más grande se pueden explotar más celdas simultáneamente, entonces hacer una mejor mezcla, sin que corra el riesgo de quedar vacía el próximo periodo porque el caudal sea muy grande. Entonces se recomienda que si es rentable, se agrande un poquito la piscina ya que puede que sea mucho mejores los resultados.

En general, se puede observar que la variabilidad, en sí, de la planificación propuesta por el modelo es pequeña, lo que si cambia es la cantidad concentración depositada en la planta. Esto se debe a que la función objetivo busca minimizar la variancia, entonces si tiene menos capacidad en la planta o el yacimiento es de baja calidad va a entregar menos cobre, pero las variaciones entre un periodo y otro van a ser mínimas, permitiendo así resetear la planta o analizar la oportunidad de aprovechar de que mientras algunas partes de la mina se explota por lixiviación en pilas, explotar los yacimientos restantes de baja ley por medio de ISL, y así depositar mayor concentración en la planta.

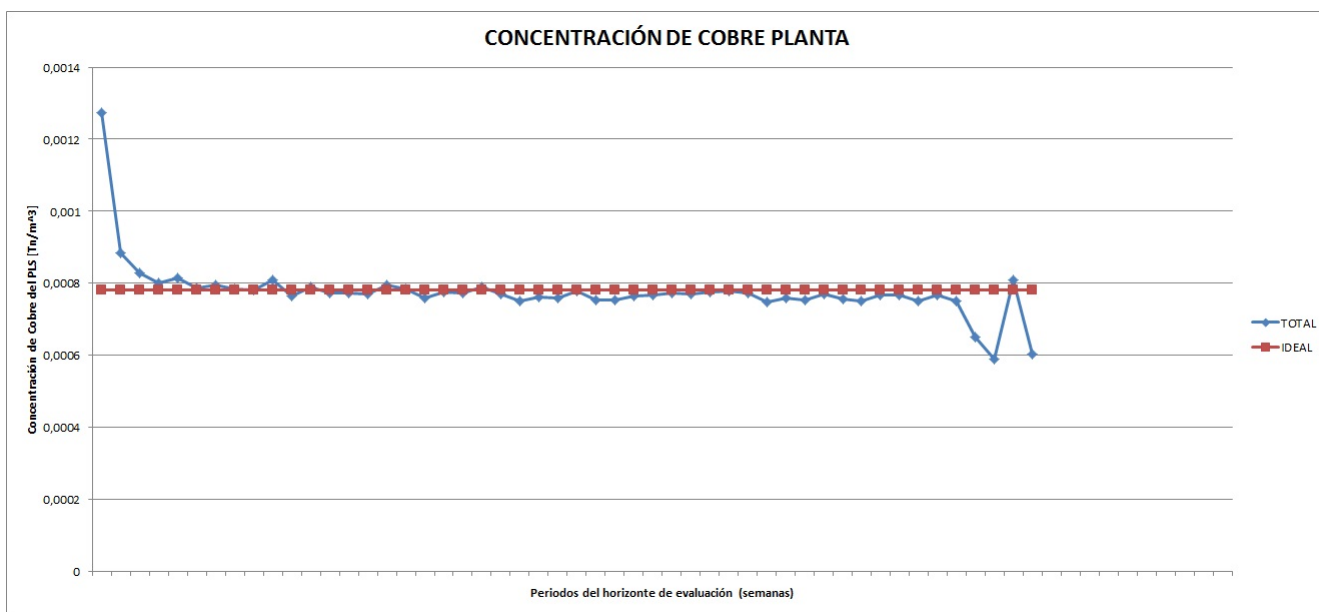


Figura 7.3.6: Gráfico de la concentración depositada en la planta cuando se achica la capacidad de la planta y la piscina.

Capítulo 8

Conclusiones e Investigación Futura

8.1. Conclusiones

Se ha formulado un modelo de planificación para la explotación de las celdas de la ISL para que la concentración depositada en la planta SX EW sea estable y cercana a una deseada, teniendo en cuenta la heterogeneidad del recurso minero en cuanto a ley, tonelaje, costo de producción y ubicación espacial relativa. Para ello se ha planteado un modelo y una metodología de resolución que, en base a un enfoque numérico, sugiere como aproximar el valor óptimo del problema en estudio. La metodología es flexible a aspectos como las características del yacimiento y de la planta. Sin embargo, se debe cuidar que la dimensión del problema permita implementarlo y resolverlo mediante un uso razonable de recursos. Existe un trade-off entre la calidad de la aproximación que entrega la metodología y las posibilidades de resolver el problema con una utilización de recursos razonable, ya que entre más veces se realice la heurística de mejoramiento mejor es la solución.

El programa realizado, en base al modelo y su metodología de resolución, es lo suficientemente amigable para el usuario, y permite realizar una programación anual para una parte del yacimiento completo. También, es altamente flexible a futuros cambios que permitan ampliar sus aplicaciones.

Mediante un análisis exhaustivo de los procesos involucrados en la hidrometalurgia del cobre, se pudo identificar y caracterizar las variables y parámetros que influyen en el sistema. Se pudo distinguir cuáles eran fijos, variables y cuáles dependían de la programación realizada para los periodos anteriores. A partir de esto, se pudo construir un modelo de optimización acorde a las necesidades del problema, y que cumple con el objetivo de minimizar la varianza de la concentración depositada en la planta, minimizando las distancias euclidianas entre ambas concentraciones en cada periodo de evaluación. Luego, se decidió que la mejor metodología de resolución era mediante la construcción de una heurística constructiva para una solución inicial y una de mejoramiento, que permite mejorar la solución inicial y encontrar una solución más cercana al óptimo global.

La heurística de la solución inicial, está basada en los criterios que actualmente utiliza el planificador del laboratorio para estudiar la factibilidad técnica. Esto permite encontrar una solución que cumpla con las restricciones del modelo en un menor tiempo, bajo criterios actualmente utilizados. Esto resultó esencial para la posterior búsqueda de la solución óptima, ya que disminuye el número de iteraciones a realizar.

La construcción de la heurística de mejoramiento se basó en el sentido común, donde se comparó los distintos algoritmos que permiten realizar intercambios en las variables de decisión para

encontrar la mejor solución para la construcción de la heurística. Al final se utilizó el algoritmo que utilizara la menor cantidad de recursos para encontrar el mínimo.

Uno de los problemas principales fue la obtención de datos para la implementación del modelo. Al trabajar con un laboratorio que realiza un estudio de innovación y desarrollo, cada dato obtenido es de sumo valor y que no se pueden compartir con cualquiera. Es por ello que se generaron los datos a partir de su valor medio y con una pequeña varianza, permitiendo obtener datos aleatorios que significa análisis de yacimientos muy distintos entre sí, y para los cuales el modelo entrega una solución sub óptima satisfactoria. Con lo cual se puede concluir que el modelo y metodología de resolución son lo suficientemente robustas.

La planificación realizada para un set de datos, da como resultado que se minimiza la solución luego de la séptima ejecución de la heurística de mejoramiento en un tiempo razonable (3 minutos y 23 segundos). Sin embargo, en la solución se pueden ver altas variaciones en los extremos del horizonte de evaluación y un gran ajuste de la concentración depositada en la deseada en los otros periodos. Estas altas variaciones son debidas a los criterios utilizados en la generación de la solución inicial, es por ello que estas variaciones no se toman en consideración para la evaluación de la calidad de la solución desde el punto de vista gráfico.

Para la determinación de la calidad de la solución se utilizaron dos medidas de error, una continua y otra discreta, pero como las decisiones fueron tomadas discretamente se utilizó esta última. En todas las planificaciones realizadas, se pudo observar como la calidad de la solución aumenta después de cada ejecución de la heurística de mejoramiento, con lo cual se puede concluir lo efectiva que es.

En la evaluación económica, primero se puede observar la gran oportunidad de negocio que es la explotación de cobre de baja ley por medio de ISL, si se puede estimar con certeza las características del yacimiento. También se puede observar que la rentabilidad de explotación es demasiado sensible al precio, por lo cual es muy llamativo realizar inversión en el estudio de procesos que permitan disminuir los costos.

Hasta ahora, se han estimado con certeza 1.000 millones de toneladas de cobre que implican un costo oportunidad actual de US\$ 957,155 millones, lo cual justifica e incentiva el estudio de utilizar la ISL como método de explotación de cobre de baja ley.

Como se puede observar, los beneficios son calculados con respecto al precio del cobre, entre mas alto el precio del cobre más conveniente y por ende más atractiva su investigación. Es decir, que un yacimiento sea explotable por medio de ISL depende directamente del precio del cobre, lo que incentiva a la investigación y desarrollo de procesos y tecnologías que aumenten la eficiencia de extracción y minimicen los costos, lo que justifica el desarrollo de éste proyecto.

Al comparar económicamente los beneficios que tiene la solución final dada por la herramienta diseñada en ésta memoria con la solución inicial, que es la más parecida a la planificación actual, se puede observar que hay un beneficio de US\$ 1.909.763, porque con la planificación final se puede extraer más cobre dadas las capacidades de la planta. Por otro lado, comparando los costos asociados a la menor variabilidad se pudo observar que hay una disminución en los costos cuando se excede de la concentración de 74,86% y de 67,64% cuando se es menor la concentración. De esto se puede concluir, que la herramienta tiene un alto valor agregado al realizar más eficientemente y eficazmente la planificación anual de explotación de celdas.

Los análisis de sensibilidad realizados, permitieron determinar que la calidad de la solución obtenida depende directamente de la calidad del yacimiento y la capacidad de la planta. Es por esto, que se sugiere utilizar esta herramienta, en una primera instancia, para determinar el número de celdas a explotar por periodo, las oportunidades que hay en hacer cambios estructurales que permitan realizar mayores producciones, etc. y luego utilizarla en la planificación anual final para el cálculo de las cantidades de reactantes y diluyentes necesarios por periodo, en otras palabras, este proyecto podría ser de gran beneficio para la planificación minera si se utiliza adecuadamente.

Para que la planificación que se realizará con la herramienta desarrollada con éste proyecto de título sea precisa y disminuya los riesgos, se debe conocer con precisión las características del yacimiento. Pero, si en el transcurso de la explotación por medio de ISL aparecen ciertos imprevistos en el yacimiento (por ejemplo que el concentrado de cobre obtenido por una(s) celda(s) es distinto al pronosticado) se vuelve a correr el programa actualizando los datos.

Para la industria minera, es altamente atractivo el desarrollo de nuevas tecnologías que permitan extraer recursos de más baja ley, ya que permitiría incrementar significativamente sus ingresos.

En general, la herramienta desarrollada en éste trabajo de título es de gran utilidad para el estudio de la factibilidad técnica y económica para la explotación de un yacimiento de cobre por medio de ISL, y para su futura planificación minera.

8.2. Investigación Futura

Con éste proyecto se desarrolló una herramienta que permite realizar una planificación más precisa en menor tiempo para el estudio de una innovación en métodos de explotación del cobre. Es por ello, que hay mucho trabajo futuro que puede significar aún mayor ganancia para desarrollo de la innovación, y por ende para la empresa que lo implementará.

A continuación se proponen y recomiendan futuras investigaciones que aumenten la rentabilidad del negocio (extraer cobre de baja ley por medio de lixiviación in situ) a partir del modelo, metodología de resolución y/o de la herramienta desarrollada.

- Modificar el modelo para que haga la planificación cuando también se deposita PLS desde la lixiviación en pilas. Esto porque, la gran ventaja de la ISL es extraer yacimiento de menor ley dentro de una mina que ya está siendo explotada, donde ya existen las instalaciones para la SX y EW, entonces puede que convenga realizar la ISL en una parte del yacimiento y en otra la lixiviación en pilas, entonces la producción de PLS en ambas es depositada en la piscina y para luego ser procesada.
- Como se puede observar en la malla de arreglo de las celdas, un mismo pozo inyector puede influir en la recuperación de varias celdas, pero la planificación realizada en éste trabajo de título es para activar las celdas completas entonces se activa el pozo de recuperación. Entonces puede ser de gran valor realizar el estudio de la explotación de cluster de celdas, donde hay un beneficio de explotar una celda dado que la celda vecina comenzó a ser explotada, y por ende a recibir lixivante.
- Al programa se pueden agregar medidas de control, cada cierto tiempo o instantáneamente, para que el planificador vaya viendo lo que debería la concentración de cobre, caudal y volumen de PLS contenido en la piscina.

- Expandir las aplicaciones del programa, para encontrar el número de celdas a explotar dentro de un intervalo de tiempo, la concentración promedio de entregada por las celdas, determinar cuál es el flujo de lixiviante óptimo, etc.
- Se recomienda seguir con las investigaciones y estudios sobre la hidrología, geometalurgia y geología de los yacimientos, ya que para que sea aplicable la explotación del cobre por medio de ISL se debe conocer a cabalidad las características del yacimiento y su entorno.

Bibliografía

- [1] Bertsekas D.P. Dynamic Programming and Stochastic Control. Mathematics in Science and Engineering, Volume 125, 1976.
- [2] Bertsekas D.P. Network Optimization: Continuous and Discrete Models. Massachusetts Institute of Technology. Athena Scientific, Belmont, Massachusetts.
- [3] Schüler Donoso Benno Osvaldo. Proyecto Trinidad. Sociedad Contractual Minera Trinidad. Fecha no disponible.
- [4] Caldeney R., Epstein R., Sauré D. Optimal Exploitation of a Nonrenewable Resource. Working paper, 01 Mayo 2006.
- [5] De Farias D.P., Van Roy B. The Linear Programming Approach to Approximate Dynamic Programming. Operations Research, Vol. 51, No. 6 (850-865), 2003.
- [6] Dupacova j. Growe-Kuska N., Romisch W. Scenario Reduction in Stochastic Programming. Mathematical Programming, Ser. A 95, 493-511, 2003.
- [7] Flisberg P., Rönnqvist M., Nilsson S. Billerud Optimizes Its Bleaching Process Using Online Optimization. Interfaces, 2009.
- [8] Ruszczyński, Shapiro. Handbooks in Operations Research and Management Science, Vol 10. Stochastic Programming. Elsevier Science 2003.
- [9] Ruszczyński, Shapiro. Handbooks in Operations Research and Management Science, Vol 12. Discrete Optimization (Handbooks in Operations Research and Management Science). Nemhauser, Elsevier Science 2005.
- [10] Guajardo M. Programación Dinámica Estocástica en un Problema de Planificación Minera. Trabajo de Título, Departamento de Ingeniería Industrial, Universidad de Chile, 2007.
- [11] Hillier Frederick S., Lieberman Gerald J. Introducción a la investigación de operaciones. McGraw-Hill, sexta edición, 1997.
- [12] Kushner H.J., Dupuis P. Numerical Methods for Stochastic Control Problems in Continuous Time. Springer, 2nd Edition, Febrero de 2001.
- [13] Modares H., BagherNaghbiSistani M. Solving nonlinear optimal control problems using a hybrid IPSO–SQP algorithm. Elsevier, 2010.
- [14] Mora F., Espinoza B. Programación Visual Basic (VBA) para Excel y Análisis Numérico. Escuela de Matemática. Instituto Tecnológico de Costa Rica. Octubre 2005

- [15] Ortiz O. Minado In situ. Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalurgia y Geográfica. 5(10): 65-72. 2002
- [16] O’Gorman G., von Michaelis H., Olson G. Novel In-Situ Metal an Mineral Extraction Technology. Little Bear Laboratories, Inc., 5906 McIntyre St., Bldg. 2, Golden, CO 80403. 22 de Septiembre, 2004.
- [17] Plantas Hidrometalurgias de cobre en Chile. Minería Chilena. No 279, Septiembre, 2004.
- [18] Santibañez P. Metodología para la evaluación y optimización de planes mineros de largo plazo. Trabajo de Título, Departamento de Ingeniería Industrial, Universidad de Chile, 2000.
- [19] Soporte de Microsoft. Año 2010. <http://support.microsoft.com/ph/13615/es-es>
- [20] Trick Michael A., Zin Stanley E. A Linear Programming Approach to Solving Stochastic Dynamic Programs. Manuscrito no publicado, 1993.
- [21] Trujillo R. Algoritmos paralelos para la solución de problemas de optimización discretos aplicados a la decodificación de señales. Universidad Politecnica de Valencia, 2009.
- [22] Van der Lee J. Mining of valuable metals: in situ and heap leaching. Paris School of Mines, Geosciences Department, Reactive Hydrodynamics Group. Septiembre 2008.
- [23] VCO Gerencia de Planificación Comercial y Subsidiarias. CODELCO-CHILE. Orientaciones comerciales 2011: ventas de cobre y subproductos, periodo 2010-2016 y largo plazo. Octubre 2010
- [24] Williams Roy E. y Kirschner Frederick E., Jr. Hydrogeological evaluation of a prototype IN SITU leach cell in unsaturated Lead- Zinc mine an mill wastes. Department of Geology and Geologiccal Engineering. University of Idaho. Moscow, Idaho, EE.UU. December 1992.
- [25] Introducción a la Hidrometalurgia. Universidad de Atacama. 1 de Junio, 2010. <http://www.metalurgia.uda.cl/apuntes/caceres/cursohidrometalurgia/Hidrometalurgia.pdf>

Apéndice A

Glosario*

Ánodo: Material sólido conductor en cuya superficie se realiza un proceso de oxidación con liberación de electrones, el resultado físico es la descomposición del agua generando oxígeno y protones que se convierten en ácido sulfúrico en el electrolito.

Cátodo de cobre: Constituye la materia prima idónea para la producción de alambroón de cobre de altas especificaciones. Es un producto, con un contenido superior al 99,99% de cobre, es resultante del refinado electrolítico de los ánodos de cobre. Su calidad está dentro de la denominación Cu-CATH-01 bajo la norma EN 1978:1998. Se presenta en paquetes corrugados y flejes, cuya plancha tiene unas dimensiones de 980x930 mm y un grosor de 7mm con un peso aproximado de 47 kg. Su uso fundamental es la producción de alambroón de cobre de alta calidad, aunque también se utiliza para la elaboración de otros semi transformados de alta exigencia.

Celda Electrolítica: Es una celda ó depósito que contiene el electrolito y los electrodos, está fabricada normalmente en hormigón polimétrico, de diseño robusto para soportación del peso de electrodos y electrolito, antiácida para soportar la condiciones corrosivas del medio electrolítico y autosoportante para seguridad en su funcionamiento y seguridad hacia el medio ambiente.

Chancado: El mineral proveniente de la mina presenta una granulometría variada, desde partículas de menos de 1 mm hasta fragmentos mayores que 1 m de diámetro, por lo que el objetivo del chancado es reducir el tamaño de los fragmentos mayores hasta obtener un tamaño uniforme máximo de ½ pulgada (1,27 cm).

Concentración: El objetivo de este proceso es liberar y concentrar las partículas de cobre que se encuentran en forma de sulfuros en las rocas mineralizadas, de manera que pueda continuar a otras etapas del proceso productivo. Generalmente, este proceso se realiza en grandes instalaciones ubicadas en la superficie, formando lo que se conoce como planta, y que se ubican lo más cerca posible de la mina.

Electro obtención: Es un proceso de electro metalurgia mediante el cual se recupera el cobre que se encuentra concentrado en la solución de cobre (que se obtiene del proceso de lixiviación) con el propósito de producir cátodos de alta pureza de cobre (99,99%), muy cotizados en el mercado.

Eficiencia de barrido volumétrico: es un resultado global que depende del patrón de inyección seleccionado, pozos fuera del patrón, las fracturas en el embalse, la posición de gas y aceite / agua entra en contacto, espesor del yacimiento, la permeabilidad y la heterogeneidad de superficie y altura, relación de la movilidad, densidad de diferencia entre el desplazamiento y el fluido desplazado, y el caudal.

Exploración geológica: Los lugares donde se encuentran las minas de cobre, es decir los yacimientos de cobre, dependen de los procesos geológicos que han ocurrido en ese lugar. De esta forma, los yacimientos de cobre se relacionan con la presencia de intrusivos, que son rocas ígneas y material magmático que se introdujo a gran temperatura y presión en la corteza terrestre. Estos intrusivos aportan los minerales que contienen a las rocas circundantes. De acuerdo a las condiciones en que esto ocurre, se tienen dos tipos de material mineralizado: los sulfuros y los óxidos. La presencia de éstos en un yacimiento define dos zonas que tienen características diferentes, las que a su vez determinan la manera de explotar el mineral: la línea de los óxidos y la línea de los sulfuros.

Extracción del mineral: El objetivo de este proceso es extraer la porción mineralizada con cobre y otros elementos desde el macizo rocoso de la mina (que puede ser a rajo abierto, subterránea o la combinación de ambas) y enviarla a la planta, en forma eficiente y segura, para ser sometida al proceso de obtención del cobre y otros elementos. Para ello, debe lograrse la fragmentación de la roca, de manera que pueda ser removida de su posición original o in situ, cargar y transportar para ser procesada o depositada fuera de la mina como material suelto a una granulometría manejable.

Extracción por solvente: Es una operación unitaria para la purificación y concentración de una amplia variedad de metales. Esta consiste en el contacto de una fase orgánica que contiene un extrayente con una fase acuosa que contiene el metal de interés. El extrayente reacciona químicamente con el metal para formar un complejo órgano-metal el cual es soluble en la fase orgánica. Las impurezas por lo general no reaccionan con el extrayente y se quedan en la fase acuosa. La fase orgánica que contiene el complejo órgano-metal es separada de la fase acuosa. El metal es recuperado y concentrado en otra fase acuosa por la reacción química inversa.

Flotación: Parte del proceso de concentración, trata el mineral proveniente de la molienda. La flotación es un proceso físico-químico que permite la separación de los minerales sulfurados de cobre y otros elementos como el molibdeno, del resto de los minerales que componen la mayor parte de la roca original.

Fundición: El objetivo de la fusión es lograr el cambio de estado que permite que el concentrado pase de estado sólido a estado líquido para que el cobre se separe de los otros elementos que componen el concentrado. En la fusión el concentrado de cobre es sometido a altas temperaturas (1.200 °C) para lograr el cambio de estado de sólido a líquido. Al pasar al estado líquido, los elementos que componen los minerales presentes en el concentrado se separan según su peso, quedando los más livianos en la parte superior del fundido, mientras que el cobre, que es más pesado se concentra en la parte baja. De esta forma es posible separar ambas partes vaciándolas por vías distintas.

Hidrometalurgia: Es la rama de la metalurgia que cubre la extracción y recuperación de metales usando soluciones líquidas, acuosas y orgánicas. Se basa en la concentración de soluciones

en uno a 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 ion de interés y con características propias para la próxima etapa productiva.

Ley de conservación de masa: En una reacción química ordinaria la masa permanece constante, es decir, la masa consumida de los reactivos es igual a la masa obtenida de los productos.

Ley de corte o cut-off: Es la concentración mínima que debe tener un elemento en un yacimiento para ser explotable, es decir, la concentración que hace posible pagar los costes de su extracción, tratamiento y comercialización. Es un factor que depende a su vez de otros factores, que pueden no tener nada que ver con la naturaleza del yacimiento, como por ejemplo pueden ser su proximidad o lejanía a vías de transporte, avances tecnológicos en la extracción, etc.

Ley de los grandes números: es un teorema en probabilidades que describe el comportamiento del promedio de una sucesión de variables aleatorias según el número total de variables aumenta. El teorema describe hipótesis suficientes para afirmar que dicho promedio converge (en los sentidos explicados abajo) al promedio de las esperanzas de las variables aleatorias involucradas. En particular, si todas las variables son idénticamente distribuidas e independientes, el promedio tiende al valor de la esperanza individual. Las leyes de los grandes números implican que el promedio de una muestra al azar de una población de gran tamaño tenderá a estar cerca de la media de la población completa.

Ley del Mineral: Es la concentración que presenta el elemento químico de interés minero en el yacimiento. Se expresa como tantos por ciento, o como gramos por tonelada (g/t) (equivalente a partes por millón, ppm) u onzas por tonelada (oz/t).

Lixiviación: Es un proceso hidro metalúrgico que permite obtener el cobre de los minerales oxidados que lo contienen, aplicando una disolución de ácido sulfúrico y agua. Este proceso se basa en que los minerales oxidados son sensibles al ataque de soluciones ácidas.

Mineralogía: Es la rama de la geología que estudia las propiedades físicas y químicas de los minerales que se encuentran en el planeta en sus diferentes estados de agregación. Por mineral se entiende una materia de origen inorgánico, que presenta una composición química definida además de una estructura cristalográfica y que suele presentarse en estado sólido y cristalino a la temperatura media de la Tierra, aunque algunos, como el agua y el mercurio, se presentan en estado líquido.

Molienda: Parte del proceso de concentración, el mineral proveniente del chancado se continúa reduciendo el tamaño de las partículas que lo componen, para obtener una granulometría máxima de 180 micrones (0,18 mm), la que permite finalmente la liberación de la mayor parte de los minerales de cobre en forma de partículas individuales.

Norma Euclidiana: Considera que la distancia entre dos puntos no es la recta que los une, sino el mínimo número de calles que se deben recorrer; se utiliza en problemas de localización en grandes zonas urbanas, cuyas calle tienen trazos rectos paralelos y perpendiculares (como en el caso de Nueva York).

Norma Rectilínea o Manhattan: Considera que la distancia mas corta entre dos puntos es la recta que los une; se utiliza en problemas de localización de zonas rurales y urbanas de trazo irregular (como es el caso de la mayoría de las ciudades de México).

Permeabilidad: Es la capacidad de un material para que un fluido lo atraviese sin alterar su estructura interna. Se afirma que un material es permeable si deja pasar a través de él una cantidad apreciable de fluido en un tiempo dado, e impermeable si la cantidad de fluido es despreciable. La velocidad con la que el fluido atraviesa el material depende de tres factores básicos: la porosidad del material; la densidad del fluido considerado, afectada por su temperatura; la presión a que está sometido el fluido. Para ser permeable, un material debe ser poroso, es decir, debe contener espacios vacíos o poros que le permitan absorber fluido. A su vez, tales espacios deben estar interconectados para que el fluido disponga de caminos para pasar a través del material.

Pirometalurgia: El concentrado de cobre seco con una concentración del 31 % de cobre, se somete a procesos de pirometalurgia en hornos a grandes temperaturas, mediante los cuales el cobre del concentrado es transformado en cobre metálico y se separa de los otros minerales como hierro (Fe), azufre (S), sílice (Si) y otros.

Potencia Mineralizada: altura de la zona mineralizada.

Presión hidrostática: Es la parte de la presión debida al peso de un fluido en reposo. En un fluido en reposo la única presión existente es la presión hidrostática, en un fluido en movimiento además puede aparecer una presión hidrodinámica adicional relacionada con la velocidad del fluido. Es la presión que sufren los cuerpos sumergidos en un líquido o fluido por el simple y sencillo hecho de sumergirse dentro de este.

Recursos: Concentración natural de un material sólido, líquido o gaseoso que se presenta en la corteza terrestre en tal forma que su extracción sea corriente potencialmente factible económica. Para efectos de la minería nacional serán también considerados como recursos los Desmontes, Relaves y escorias cuya explotación y/o beneficio pueda resultar comercial. Según el grado de conocimiento que se tenga ellos se clasifican como Identificados No Descubiertos.

Recursos Identificados: Son aquellos cuya ubicación, cantidad, Ley y calidad del material son conocidos o estimados por evidencias geológicas específicas. de acuerdo con el grado de certeza que se tiene en su conocimiento, ellos se subdividen en demostrados (cantidad, Ley y calidad del material) e inferidos (estimados por continuidad de los demostrados). Según sea la factibilidad comercial de su explotación, se distinguen en ellos los componentes: económicos, marginalmente económicos y subeconómicos.

Recursos No Demostrados: son aquellos cuya existencia sólo se ha postulado y comprenden posibles depósitos que están separados de los Recursos Identificados.

Refinación: Mediante la piro refinación o refinación a fuego se incrementa la pureza del cobre blister obtenido de la conversión. Consiste en eliminar el porcentaje de oxígeno presente en este tipo de cobre, llegando a concentraciones de 99,7 % de cobre. Este es un proceso especial que se aplica en algunas fundiciones, como en la fundición de Caletones, donde el cobre blister es sometido a un proceso final de refinación en un horno basculante, mediante la introducción de troncos de eucalipto. En este caso, la ignición de la madera permite captar el oxígeno que contiene el cobre blister como impureza y lo transforma en anhídrido carbónico (CO₂), que es liberado a la atmósfera. De esta manera, la pureza del cobre se incrementa a 99,7 % y el producto se denomina cobre RAF (refinado a fuego).

Reserva de Mineral: Es la parte de un Recurso Identificado* que satisface un mínimo de criterios físicos y químicos relacionados con métodos conocidos de explotación comercial. La Reserva Base es un Recurso Demostrado (medido + indicado) in situ. Puede incluir aquellas partes de los Recursos que tienen un potencial razonable para llegar a ser económicamente aprovechables más allá de tecnologías probadas. Incluyen los comercialmente explotables (Reserva), los marginalmente económicos y los económicos.

Sweeo efficiency: Representa la capacidad o la eficiencia de las soluciones de lixiviación para ponerse en contacto con minerales de cobre en el recurso. la eficiencia de barrido de entre 55 a 85 % dependiendo de las características hidrogeológicas específicas roca.

Apéndice B

Lixiviación IN SITU

En esta sección se explica, mas en detalle lo que es la lixiviación in situ, sus beneficios y desventajas frente a otros métodos de lixiviación [16], y se concluye con una evaluación económica de una mina [15].

Según Bates y Jackson (1987) la minería in situ, definición aprobada por la Academia Nacional de Ciencias (2002), es " la remoción de los componentes valiosos de un de un yacimiento de mineral sin extracción física de la roca". La American Geological Instituto define lixiviación in situ como un tipo de minería in situ en la que los metales o los minerales son lixiviados de las rocas por una solución acuosa, por un proceso hidrometalúrgico.

La técnica de minado in situ es selectiva en la recuperación de elementos dejando la ganga en su lugar sin originar pilas o botaderos de estéril en superficie, no se crean diques o acumulaciones de relaves sobre la superficie ni origina ruidos o contaminación atmosférica por polvo.

El agua actúa como disolvente o medio de transporte del lixivante y los valores solubles. La solución limpia penetra al yacimiento por gravedad o a presión a través de uno o varios taladros y la solución cargada regresa a la superficie a través de otros taladros o es captada en galerías subterráneas y luego bombeada a una planta de tratamiento en superficie. No se requiere equipo pesado de minado ni plantas de tratamiento como concentradoras y fundiciones. Los requerimientos de mano de obra y de energía son reducidos. El riesgo para la salud y seguridad de los trabajadores es mínimo y el inicio y cierre de las operaciones es rápido y flexible ya que el desarrollo y preparación de mina son limitados. Adicionalmente, la inversión requerida y el costo operativo son bajos. Sin embargo, la minería in situ tiene un potencial de contaminación de aguas subterráneas porque existe dificultad en controlar o contener las soluciones lixiviantes debido a fallamiento o ausencia de masas rocosas de confinamiento. Existe, además, limitación en el lixivante apropiado para el metal contenido en el mineral, imposibilidad de recuperar más de uno o dos metales de minerales polimetálicos, dificultad de evaluar con exactitud el nivel de recuperación de los elementos metálicos del depósito, baja velocidad de extracción y bajo nivel de recuperación de valores en comparación con el obtenido por los métodos de minado convencional, flotación o lixiviación superficial.

Las tecnologías utilizadas en la lixiviación in situ se basan en geología, geoquímica, solución química, ingeniería de procesos, ingeniería química, hidrología, mecánica de rocas, utilización de explosivos tecnología e ingeniería del petróleo (Wadsworth, 1983).

La lixiviación es el resultado de la reacción del flujo de un líquido reactivo (el lixivante) a través de un medio geológico permeable (Mulhaus et al., 1999). La solución lixivante que contiene los

reactivos (normalmente de carbonato de sodio, carbonato de amonio ácido sulfúrico con oxidantes o adicionales, como el gas oxígeno, peróxido de hidrógeno, sodio o peróxido de ácido nítrico) en las concentraciones deseadas suelen ser inyectada en un yacimiento de mineral de permeabilidad de tal manera que los componentes valiosos, por ejemplo, cobre, oro o el uranio se ponen en solución. La solución de lixiviación producida, pregnant leach solution (PLS), se recoge y se bombea a la superficie donde se procesa para recuperar el metal valioso mineral o producto (s), antes las soluciones de lixiviación son enriquecidas mediante la adición de reactivos y se inyecta de nuevo en el yacimiento de mineral.

En términos generales la lixiviación in situ se pueden agrupar en cinco tipos:

- Inyección de lixiviantes en la porosidad de la arenisca para lixiviar uranio diseminado.
- Inyección de fluidos en cavernas subterráneas para disolver o fundir los minerales no metálicos, por ejemplo, de azufre Frasch, trona, nahcolite, potasa, etc.
- La lixiviación de metales, por ejemplo, uranio, cobre, níquel, etc., en rebajes de metro con la asistencia de bio-oxidación de sulfuros.
- Lixiviación de escombros de las paredes laterales críticas de una mina rajo abierto.
- Lixiviación de mineral no poroso fragmentado por la voladura con o sin asistencia bio-oxidación

Para tener éxito, la lixiviación in situ requiere un sistema operativo práctico. Es esencial adoptar un enfoque sistémico que integra todos los componentes. Por ejemplo, una lixiviación exitosa puede requerir una adecuada fragmentación del mineral, sistema de distribución de la solución, la tasa de solución de adición y controlar la distribución, los sistemas reactivos, el control del pH, oxígeno disuelto o control Eh, sistema de inyección de aire, la adición de nutrientes bio-oxidación y control, un medio de forma progresiva seguimiento de la recuperación de lixiviación, el sistema de recolección de PLS, sistema de recuperación de metales, envases de productos y sistema de envío, un medio adecuado para prevenir o limitar las excursiones de solución y las pérdidas, un monitor y sistema, sistema de información ambiental, un sistema eficaz de recuperación en curso, etc.

Las operaciones de la lixiviación in situ pueden comprender seis componentes principales.

- Aspectos físicos.
- Química de lixiviación.
- Sistema de inyección y recolección de la solución.
- Biolixiviación de metales.
- Sistema de recolección del metal.
- Gestión medio ambiental.

B.1. Beneficios de la lixiviación in situ

A continuación se enlistan los beneficios de la lixiviación in situ:

- Aplicación: ISL se puede ser aplicado en minerales de menor grado y/o pequeños depósitos de mineral, donde la minería convencional no es rentable.

- Estética y uso de la tierra: menor espacio ocupado en operaciones (menor huella), es decir, ausencia de sitios de eliminación de residuos, grandes canteras a cielo abierto, y grandes instalaciones de tratamiento de minerales.

- Eficiencia energética: mucha menos energía es requerida en la ISL que en las otras formas de explotación minera.
- Uso eficiente del agua: la ISL puede reducir el consumo de agua en comparación con la minería convencional como resultado de la menor evaporación y la eliminación del agua contenida en los relaves convencionales.
- Condiciones del proceso: cuando es posible aplicar soluciones bajo una presión hidrostática, las tasas de lixiviación pueden aumentar debido a, por ejemplo, una mayor concentración de oxígeno en solución.
- Hidrometalurgia: la ISL emplea la hidrometalurgia, la cual tiene muchas ventajas por sobre los procesos piro metalúrgicos (por ejemplo, la fundición). La lixiviación in situ de metales, en su mayoría es recuperada en el PLS por procesos como el intercambio iónico, cementación, y electro-obtención.
- Económico: evitar la necesidad de las minas, manipular, aplastar, moler, tratar y transportar grandes cantidades de mineral, residuos y concentrar el potencial mejora económico en la producción del metal.
- Medio Ambiente: La eliminación de grandes canteras a cielo abierto, el mineral y las existencias de desechos convencionales de minería y procesamiento de minerales. Es posible un mejor control del drenaje del ácido de la roca (sin embargo, el gran cuidado debe tenerse para proteger la calidad del agua en los acuíferos que potencialmente pueden ser afectadas por ISL).
- Control del polvo: casi eliminación total de las emisiones de polvo.
- Reclamación: los proyectos de ISL deben ser más rápidos y menos costosos para reclamar su cierre de operación. Este beneficio aún debe ser probado en la práctica.

B.2. Deficiencias y desventajas de la lixiviación IN SITU

Las deficiencias y desventajas de la lixiviación in situ quedan resumidas en el siguiente listado:

- Bajas recuperaciones: en general, la solución lixivante solo toma contacto con pequeñas partes del mineral, dando como resultado bajas recuperaciones particularmente en las duras rocas de cobre y depósitos de oro.
- La pérdida en fugas de solución lixivante puede resultar en daño ambiental, reduce la recuperación del metal y resulta en bastante pérdida de reactantes.
- Hidrología: los patrones de flujo de la solución a través del mineral han sido difíciles, si no imposible, de cuantificar con precisión, para la ingeniería y control.
- Tiempo de lixiviación: ISL puede requerir de más tiempo para la extracción del metal que la minería convencional y su procesamiento.

- Mesa de agua: Generalmente ISL trabaja mejor cuando el PLS puede ser depositado en un colector bajo el nivel freático¹. No todos los depósitos de mineral lixiviables están situados convenientemente en un acuífero o cerca de una mesa de agua.
- La gestión ambiental de la ISL para el uranio en areniscas funciona mejor cuando el cuerpo mineral se encuentra alojado en un acuífero independiente que puede ser aislado de los acuíferos adyacentes arriba y abajo.
- Trabajando en la oscuridad: la tecnología de ISL se basa en modelos hidrológicos y predicciones. Generalmente es imposible de observar lo que realmente está ocurriendo bajo la superficie de la tierra. La nueva tecnología, sin embargo, permiten obtener una imagen más precisa del proceso.
- Cuando los minerales de ISL por encima de la mesa de agua, puede ser un requisito para crear barreras artificiales para contener las soluciones de lixiviación en el yacimiento de mineral (Batterham, 2004). Esto es importante tanto para la protección del medio ambiente y para la recuperación de los valores de metal y lixivante. El nuevo concepto descrito en este documento utiliza un sistema de recogida de la pérdida de solución en donde fugitivo, porque son flujos será en el recipiente de reacción.
- Los proyectos in situ utilizan ácido sulfúrico cuyo impacto ambiental aún no ha sido probado.

B.3. Ejemplos de minas de cobre explotadas por ISL

Este capítulo, pretende dar a conocer los aplicaciones de reales operaciones de extracción de cobre a partir de la lixiviación in situ, a modo de ejemplificar las razones por que se ha seguido estudiando éste método de extracción, a pesar de sus desventajas e incertezas en su estimación, y también para dar a conocer el desarrollo de sus investigaciones. Este capítulo también está basado en las investigaciones de O’Gorman G., von Michaelis H. y Olson G [16].

Hasta ahora, sólo se han sido reconocidas dos operaciones actualmente comerciales de ISL en la recuperación del cobre en Norte America, la Silver Bell de ASARCO en el noreste de Tucson, Arizona, y la mina San Manuel de BHP también ubicada en Arizona. Ambos yacimientos no son vírgenes, sino que han sido explotados anteriormente. La Academia Nacional de Ciencias (2002), Bartlett (1992, 1998), Coyne y Hiskey (1989), Schlitt y Hiskey (1981) y Schlitt y Shock (1979) consideró que estas pruebas como exitosas y concluyó que, para la ISL de cobre se requiere crear un medio de permeabilidad suficiente para facilitar el contacto entre los lixiviantes y mineral.

En Silver Bell de ASARCO explotó un yacimiento de óxido de cobre de baja ley, que estaba adjunto a una mina de cielo abierto, creando permeabilidad para la lixiviación con ácido sulfúrico. El PLS era colectado en una piscina ubicada al pie de la mina donde era bombeada a la planta de extracción por solvente (SX) para la extracción de cobre. Bob Washnock (2004, comunicador personal), parte del equipo operacional de la mina, estimó que la ISL realizada hizo una recuperación de cobre de aproximadamente 20% a 25%. Algo relativamente pequeño pero que se explicó por la baja permeabilidad de la roca.

Huff y Asociados completaron un exitoso proyecto prueba de ISL en Chuquicamata, en un depósito de cobre en la Mina Sur de CODELCO. La mineralogía era de un cien por ciento de óxido

¹Se dice de la capa del subsuelo que contiene las aguas acumuladas en el subsuelo y que pueden aprovecharse por medio de pozos. Diccionario de la Real Academia Española vigésima segunda edición.

de cobre cementado junto a gravas aluviales en un canal inclinado de paleo. La prueba de campo dio una buena permeabilidad del cobre en la formación de cobre y que era capaz de recuperar el cobre producido por le PLS.

B.4. Proyecto de explotación de un depósito de cobre

En esta sección se evaluará económicamente la explotación de un yacimiento de cobre con el método de ISL. El yacimiento corresponde un depósito de cobre oxidado llamado Cerro Azul ubicado en la zona norte del yacimiento Toquepala en el departamento de Tacna y que ha sido confirmado mediante 15 taladros diamantinos en un área de $350 \times 450 m^2$.

Cerro Azul se emplaza en una estructura geológica de rumbo N15W siguiendo la orientación de la falla Toquepala en el lado SW de la misma. El depósito ha sido formado por brechamiento de varias etapas que originaron varios tipos de brechas y determinaron la orientación de la mineralización. La formación tiene relación con las estructuras regionales. Las fallas principales corren con rumbo N 45° W. Otras fallas se orientan al este y otras al oeste. Las fallas secundarias siguen el rumbo N45°E cortando a las fallas principales Hay otro sistema de fallas con rumbo N15°W variando hasta N15°E. La interacción de estas fallas ha originado condiciones favorables debilitando las rocas preminerales en las que se emplazan intrusivos dioríticos monzoníticos y dacíticos causantes de todo el proceso hidrotermal del área. La zona de óxidos del depósito Cerro Azul contiene una fuerte alteración argílica y está formada por brechas hidrotermales siendo la principal de tipo angular en la parte central del depósito y definido por un sistema de fracturamiento N10°E y N80°E con buzamiento subvertical al sureste. Los valores más altos de cobre oxidado y de fácil lixiviación se emplazan en la zona NE de la brecha de tipo guijaro. Se tiene además otros tipos de rocas como la riolita e intrusivas como la granodiorita.

El yacimiento Cerro Azul posee una reserva* de 18.530,000 tm de mineral oxidado con una ley media de 0,2% cobre total. Se estima que es posible recuperar por lixiviación in situ con H₂SO₄ diluido, el 63% del cobre oxidado cuya ley es de 0,188% Cu soluble. La recuperación por el método de explotación se estima en 45%. El yacimiento posee bajo desencapado pudiendo aplicar lixiviación desde la superficie. El área mineralizada de óxidos ha sido delineado en profundidad entre los niveles 3745 y 3580 (165 m de potencia*). La topografía del terreno permite correr una galería en la parte inferior del cuerpo de óxidos para recibir la solución de CuSO₄ y enviarla a superficie mediante bombeo. Un diseño alternativo consiste en un arreglo de malla de 5 taladros de inyección del lixivante por cada taladro de producción. La distancia entre taladros de inyección y producción se estima en 20 m.

El cálculo del flujo de fondos del proceso incluye la posible inversión en mina y planta hasta electrodeposición. El precio de venta se fijó en US \$ 1,540/tm y el costo de preparación y operación se da a continuación:

a) Costo de preparación

Taladros de inyección	15 pulg. de diám. a	\$40/m.l.:	$300 \times 160 \times 40 =$	\$ 1.920.000
Taladros de recuperación	15 pulg. de diám. a	\$ 40/m.l.:	$60 \times 160 \times 40 =$	\$ 384.000
Preparación de taladros		\$ 5/m.l.:	$300 \times 160 \times 5 =$	\$ 240.000
Corrida de galería	$2 \times 2,50m, 850 m$ a	\$ 400/m.l.	$=$	\$ 340.000
<i>Total Costo de preparación =</i>				<i>\$ 2.994.000</i>
Equipo (bombas, tuberías, otros)				$=$ \$ 650.000
<i>Total Mina sin planta =</i>				<i>\$ 3.534.000</i>
<i>Costo unitario de preparación =</i>				<i>\$ 0,19 / Tm</i>

b) Costo de procesamiento, sistema Lixiviación y planta SX EW

Costo de instalación por Tm tratada	\$ 450
Costo operativo por Tm tratada	\$ 60
Gastos generales por Tm tratada	\$ 40
<i>Total Costo de procesamiento =</i>	<i>\$ 550 /Tm</i>

c) Resumen de costos y análisis

Reservas lixiviables	$18,530,00 \times 0,45 =$	8.340.000 Tm
Cobre Recuperable	$8,340,000 \times 0,00188 \times 0,63 =$	9.877 Tm
Ingresos:	$9,877 \times 1,540 =$	\$ 15.210.580
Costos:		
Inversión y Preparación	$=$	\$ 3.534.000
Procesamiento	$550 \times 9,877 =$	\$ 5.432.350
<i>Total Costos =</i>		<i>\$ 8.966.350</i>
<i>Unidad Total =</i>		<i>\$ 6.244.230</i>

La rentabilidad de la operación es atractiva y probablemente mejor que por cualquier otro método por tratarse de un yacimiento marginal poco realizable por otros métodos de mayor costo. Adicionalmente, el sistema de minado in situ no demanda mayor inversión para poner el proyecto en marcha comparado con los métodos superficiales de cielo abierto o lixiviación en superficie.

Apéndice C

DETALLE HEURÍSTICA

C.1. Heurística solución inicial

Paso 1: Se impone que todas las celdas, que no han sido explotadas, comienzan a ser explotadas en la semana s . **VARIABLE DE DECISIÓN**

Sea s la semana de evaluación. Se impone que todas las celdas, que no han sido explotadas hasta el periodo s .

Paso 2: Se calculan todos los datos

CELDA	CAUDAL	VOLUMEN	CONCENTRACIÓN
1	$Q_1(t, t_i^1)$	$V_1(t, t_i^1)$	$f_1^s(t, t_i^1)$
2	$Q_2(t, t_i^2)$	$V_2(t, t_i^2)$	$f_2^s(t, t_i^2)$
\vdots	\vdots	\vdots	\vdots
C	$Q_C(t, t_i^C)$	$V_C(t, t_i^C)$	$f_C^s(t, t_i^C)$

Se calcula el APORTE, que corresponde al flujo masico que aporta la celda, es decir a las toneladas de cobre que la celda deposita por cada semana.

$$APORTE_c(t, t_i = s) = \begin{cases} 0 & \text{si } t \notin [t_c, t + t_c^*] \\ f_c^s(t, t_c) \cdot Q_c(t, t_c) & \text{si } t \in [t_c, t_c + t_c^*] \end{cases}$$

Paso 3: Se ordenan todas las celdas según el orden creciente de los APORTES de cada celda (este paso sólo se hace una vez y es para $s=1$)

Dado que lo que se quiere es extraer mas cobre, del que actualmente se puede, se realizará un ordenamiento según el orden creciente de los APORTES para comenzar explotando las celdas que dan mas cobre, y así rentabilizar mas el negocio.

Éste ordenamiento permitirá hacer una búsqueda iterativa y ordenada, donde se parte explotando la primera celda hasta una que no rebalce la primera, con el criterio de explotar primero las que mas aportan a la concentración. Así se ira buscando una primera solución factible.

El arreglo queda ejemplificado a continuación:

CELDA	APORTE		CELDA	APORTE	
1	$APORTE_1(t_i^1 = 0)$	→ ORDENAMIENTO →	c_1	$APORTE_{c_1}(t_i^{c_1} = 0)$	menor ↓ mayor
2	$APORTE_2(t_i^2 = 0)$		c_2	$APORTE_{c_2}(t_i^{c_2} = 0)$	
⋮	⋮		⋮	⋮	
C	$APORTE_C(t_i^C = 0)$		c_C	$APORTE_{c_C}(t_i^{c_C} = 0)$	

Al vector que guarda los datos del ordenamiento se le llama “vector ordenado”.

CELDA
c_1
c_2
⋮
c_C

Siguiendo el mismo orden, y dado que se han cambiado los tiempos iniciales de explotación de las celdas, se calculan los datos para actualizarlos, ya que hay tiempos iniciales de explotación que se han cambiado:

CELDA	CAUDAL	VOLUMEN	CONCENTRACIÓN	⋯	PARAMETRO A
c_1	$Q_{c_1}(t, t_i^{c_1})$	$\nabla_{c_1}(t, t_i^{c_1})$	$f_{c_1}^s(t, t_i^{c_1})$	⋯	$A_{c_1 m}$
c_2	$Q_{c_2}(t, t_i^{c_2})$	$\nabla_{c_2}(t, t_i^{c_2})$	$f_{c_2}^s(t, t_i^{c_2})$	⋯	$A_{c_2 m}$
⋮	⋮	⋮	⋮		⋮
c_C	$Q_{c_C}(t, t_i^{c_C})$	$\nabla_{c_C}(t, t_i^{c_C})$	$f_{c_C}^s(t, t_i^{c_C})$	⋯	$A_{c_C m}$

Como consecuencia de lo anterior y dado que el volumen aportado por cada celda es la integral del caudal en el tiempo, y además es una función lineal y monótona creciente, los volúmenes también quedan ordenados de manera creciente con este arreglo.

Paso 4: Cálculo de los acumulados.

Se ésta decidiendo en base a la restricción, sólo importa que celdas llenan la piscina. Entonces en base al vector ordenado, se crean los acumulados de las variables de entrada:

Caudal acumulado: $Q_{acumulado}_{c_w}(t) = \sum_{i=1}^w Q_{c_i}(t)$, caudal que se tendría si se explotará desde c_1 hasta la celda c_w del vector ordenado.

Volumen acumulado: $\nabla_{acumulado}_{c_w}(t) = \sum_{i=1}^w \nabla_{c_i}(t)$, volumen que se tendría si se explotará desde c_1 hasta la celda c_w del vector ordenado.

Aporte acumulado: $APORTE_{acumulado}_{c_w}(t) = \sum_{i=1}^w APORTE_{c_i}(t)$, aporte que se tendría si se explotará desde c_1 hasta la celda c_w del vector ordenado.

CELDA	CAUDAL ACUMULADO	VOLUMEN ACUMULADO	APORTE ACUMULADO
c_1	$Q_{c_1}(t, t_i^{c_1})$	$V_{c_1}(t, t)$	$APORTE_{c_1}(t, t_i^{c_1})$
c_2	$Q_{c_1}(t, t_i^{c_1}) + Q_{c_2}(t, t_i^{c_2})$	$V_{c_1}(t, t_i^{c_1}) + V_{c_2}(t, t_i^{c_2})$	$APORTE_{c_1}(t, t_i^{c_1}) + APORTE_{c_2}(t, t_i^{c_2})$
\vdots	\vdots	\vdots	\vdots
c_C	$Q_{c_1}(t, t_i^{c_1}) + \dots + Q_{c_C}(t, t_i^{c_C})$	$V_{c_1}(t, t_i^{c_1}) + \dots + V_{c_C}(t, t_i^{c_C})$	$APORTE_{c_1}(t, t_i^{c_1}) + \dots + APORTE_{c_C}(t, t_i^{c_C})$

Paso 5: Cálculo de las variables de salida del modelo.

A partir de lo anterior, se calcula el volumen que tendría la piscina al inicio de cada periodo si se explotará hasta una celda w . Esto es equivalente al volumen que se tenía depositado al inicio del periodo anterior, más el volumen que se depositó en el periodo anterior menos el volumen que consumió la planta en el periodo anterior y que es constante para todos los periodos. Pero hay que imponer los casos del cálculo, ya que el volumen no puede ser negativo, entonces:

1. El volumen al inicio del horizonte de evaluación es 0.
2. Si en el periodo anterior la planta consumió un volumen mayor al depositado por las celdas mas el que estaba al inicio de ese periodo, entonces el volumen al inicio del periodo de evolución es 0, la piscina llega vacía al próximo periodo.
3. Si no ocurre nada de lo anterior, el volumen que se tendrá será equiuvalente al volumen que la piscina tenia depositado al inicio del periodo más el volmen depositado por las celdas de explotación menos el volumen que consumió la palnta todo en el periodo anterior.

$$V_{piscina_{c_w}}(t) = V_{piscina_{c_w}}(t-1) + 7 \cdot (Q_{acumulado_{c_w}}(t-1) - \hat{Q}_{PLANTA})$$

Se definirá una nueva variable que se llamará caudal global, la cual contendrá el valor de la restricción de capacidad de la piscina:

$$0 \leq \underbrace{\frac{V_{piscina}(t) + 7 \cdot [días] \left(\sum_{c \in C} Q_c - \hat{Q}_{PLANTA} \right)}{7}}_{CAUDAL GLOBAL} \leq \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$$

Esta variable dependerá del periodo en que se esté evaluando y de la cantidad de celdas que se estén explotando. Entonces, el caudal global, para efectos de la búsqueda de la solución, quedará definido así:

$$CGI_{c_w}(t) = \frac{V_{piscina_{c_w}}(t)}{7} + (Q_{acumulado_{c_w}}(t) - \hat{Q}_{PLANTA})$$

ese será el caudal que se éste acumulando diariamente en el periodo t si se explotará desde la celda c_1 hasta la celda c_w dle vector de celdas ordenadas. Si bien, no tiene sentido que el caudal sea negativo, para efectos del algoritmo si existirá ésta posibilidad, ya que cuando ocurra solo se sabra el deficit de caudal que debería ingresar.

Paso 6: Encontrar las celdas que cumplen con la restricción

Se recorre la todo el vector $CGL_{c_w}(t = s)$, se busca desde la celda en que se esta explotando desde el periodo anterior (ya que el caudal global se ha actualizado puede haber variado porque alguna celda pudo haber terminado de aportar caudal al caudal acumulado) del vector ordenado de las celdas hasta que celda de las que nos estan siendo explotadas se puede agregar para que no se sobrepase el caudal que puede recibir la piscina. Éste paso puede provocar errores al momento de aplicar la heurística de mejoramiento por lo cuál se ha decidido no imponer que la piscina éste a punto de rebalsarce al momento de decidir hasta que celda la piscina se rebalsa, sino que hasta que punto la piscina llega hasta los tres cuartos de su capacidad.

Se define $CAUDALglobal(t)$ al ccaudal gnerado en la semana t cuando ya se a decidido que celdas se van a explotar en las semanas anteriores, se tiene:

$CAUDALglobal(t = s) = CGL_{c_w}(t = s)$, Si se decide que se va explotar hasta la celda c_w en la semana s.

Yse cumple que, si han pasado varias semanas de evaluación, y donde se han fijado otros tiempos iniciales de explotaciones de las primeras celdas. sus caudales globales van a ir decayendo ya que hay celdas que terminaron de ser explotadas y por lo cual no generan caudales.:

$$CAUDALglobal(s - 1) \geq CAUDALglobal(s)$$

Por lo cual, en la semana s, si todavia no muere ninguna celda entonces no queda espacio para agregar otra celda que aporte caudal, no se agrega otra celda y se sigue explotando lo mismo.

Ejemplo primera solución:

En la práctica, si se decide que hasta la celda c_1 , es decir solo la celda con menor caudal se explotára desde el inicio hasta el periodo antes de la semana que se esta evaluando y que a partir de ese periodo se agrega solo la celda que continua, es decir se va a explotar hasta la celda c_2 , entonces en la semana que viene por evaluar, la semana s, se revisa desde el caudal global de s de la celda c_2 hasta la celda que anterior ala que sobrepase el caudal maximo que puede recibir la piscina, $\frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$. La secuencia se esquematiza acontinuación.

CELDA	CAUDAL GLOBAL si se explota hasta la celda c_w	CON RESPECTO A LA RESTRICCIÓN
c_1	$CGl_{c_1}(t, t_i = 1)$	ya no se revisa pq su valor el caudal de c_2 esta considerando en las próximas celdas
c_2	$CGl_{c_2}(t, t_i = s - 1)$	$\leq 0,75 \cdot \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$, ya que se decidió explotar hasta esta celda en desde el inicio de la semana s-1
\vdots	\vdots	$\leq 0,75 \cdot \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$
c_x	$CGl_{c_x}(t, t_i = s)$	hasta aquí el caudal es $\leq 0,75 \cdot \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$
c_y	$CGl_{c_y}(t, t_i = s)$	desde aquí el caudal es $\geq 0,75 \cdot \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$
\vdots	\vdots	$\geq 0,75 \cdot \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$
c_C	$CGl_{c_C}(t, t_i = s)$	$\geq 0,75 \cdot \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$

Cuadro C.1.1: Ejemplo primera solución, para seleccionar celdas que cumplan con las restricciones

Entonces se guarda el índice c_x , porque hasta ahí se harán las próximas evaluaciones.

Paso 7: Función Objetivo

Si quedan periodos por evaluar, entonces se van guardan los valores de la concentración que se deposita y la distancia euclidiana que tiene con la concentración deseada, y se vuelve al paso 2. En caso contrario, se calcula la sumatoria entre todas estas distancias, es decir la función objetivo.

La concentración de cobre que se depositará en la planta se calculará a partir de la fórmula 5.2.3, y con el manejo de datos que se ha hecho hasta ahora se tendrá, que $\mathbb{F}_{c_w}(t)$ es la concentración que llega a la planta si se explota desde c_1 hasta la celda c_w .

$$\mathbb{F}_{c_w}(t) = \frac{APORTE_{acumulado_{c_w}}(t) + \mathbb{F}(t-1) \cdot \nabla piscina_{c_w}(t)}{Q_{acumulado_{c_w}}(t) + \nabla piscina_{c_w}(t)}$$

Las distancias corresponden a:

$$distancia_{c_w}(s) = \|\mathbb{F}_{c_w}(t) - \mathbb{F}_{\mathbb{P}}(t)\|^2$$

$$distancia_{c_w}(s) = \left\| \frac{APORTE_{acumulado_{c_w}}(t) + \mathbb{F}(t-1) \cdot \nabla piscina_{c_w}(t)}{Q_{acumulado_{c_w}}(t) + \nabla piscina_{c_w}(t)} - \mathbb{F}_{\mathbb{P}}(t) \right\|^2$$

$$distancia_{c_w}(s) = \left[\sqrt{\left(\frac{APORTE_{acumulado_{c_w}}(t) + \mathbb{F}(t-1) \cdot \nabla piscina_{c_w}(t)}{Q_{acumulado_{c_w}}(t) + \nabla piscina_{c_w}(t)} \right)^2 - (\mathbb{F}_{\mathbb{P}}(t))^2} \right]^2$$

Entonces la función objetivo es:

$$\mathbb{F}\mathbb{O}_{c_w}(s) = \sum_{t=1}^s \|\mathbb{F}_{c_w}(t) - \mathbb{F}_{\mathbb{P}}(t)\|^2$$

$$\mathbb{F}\mathbb{O}_{c_w}(s) = \sum_{t=1}^s \left\| \frac{APORTEacumulado_{c_w}(t) + \mathbb{F}(t-1) \cdot \nabla piscina_{c_w}(t)}{Qacumulado_{c_w}(t) + \nabla piscina_{c_w}(t)} - \mathbb{F}_{\mathbb{P}}(t) \right\|^2$$

$$\mathbb{F}\mathbb{O}_{c_w}(s) = \sum_{t=1}^s \left[\sqrt{\left(\frac{APORTEacumulado_{c_w}(t) + \mathbb{F}(t-1) \cdot \nabla piscina_{c_w}(t)}{Qacumulado_{c_w}(t) + \nabla piscina_{c_w}(t)} - \mathbb{F}_{\mathbb{P}}(t) \right)^2} \right]^2$$

Entonces volviendo al Ejemplo Primera Solución, esquemáticamente esto se vería así:

CELDA	CAUDAL GLOBAL si se explota hasta la celda c_w	CON RESPECTO A LA RESTRICCIÓN	FUNCIÓN OBJETIVO
c_1	$CGl_{c_1}(t, t_i = 1)$	suponiendo que ahora es menor a 0, entonces no se le calcula la función objetivo a esta fila	no se calcula
c_2	$CGl_{c_2}(t, t_i = s - 1)$	mayor a cero y menor a $\frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$, ya que se decidió explotar hasta esta celda en desde el inicio de la semana s-1	no se calcula
\vdots	\vdots	$\leq \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$	\vdots
c_x	$CGl_{c_x}(t, t_i = s)$	hasta aquí el caudal es $\leq \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$	$distancia_{c_x}$
c_y	$CGl_{c_y}(t, t_i = s)$	desde aquí el caudal es $\geq \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$	no se calcula pues ya se ha rebalsado la piscina
\vdots	\vdots	$\geq \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$	no se calcula pues ya se ha rebalsado la piscina
c_C	$CGl_{c_C}(t, t_i = s)$	$\geq \frac{\hat{V}_{PISCINA}}{7}$	no se calcula pues ya se ha rebalsado la piscina

Cuadro C.1.2: Ejemplo primera solución, evaluación de la función objetivo

C.2. Heurística mejoramiento de la solución inicial

Paso 1: *Dada una solución factible:* El vector con los tiempos iniciales de explotación para cada celda para que la piscina n de PLS no se rebalse ni quede vacía durante la explotación de las celdas, ya fue calculado en la heurística constructiva de la solución inicial.

Paso 2: Mover de una celda: Se toma una celda, $c \in \mathbb{C}$, del conjunto de celdas que se están explotando. Se inicia con la celda 1 y se va avanzando de a una hasta la última celda, C.

Paso 3: Determinación del tiempo en que comienza ser explotada la celda que se ha movido: Se impone que la celda c comienza a ser explotada en un periodo del horizonte de evaluación, $t \in T$, se parte con la imponiendo que la celda comienza a ser explotada en la semana 1 y se termina la semana T, manteniendo intactos los tiempos iniciales de explotación de las otras celdas, $(t_1^{inicial}, t_2^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = t, \dots t_C^{inicial})$. Aquí se resetean todos los datos de la celda c, ya que los parámetros y variables de entrada del modelo dependen del tiempo inicial de explotación de la celda.

Paso 4: Cálculo de la concentración y restricción: A partir de lo anterior se calcula la concentración depositada en la planta y cuán llena queda la piscina en cada periodo, s , si $t_c^{inicial} = t$ y los demás quedan intactos. Estos datos se van guardando en un array, donde la fila i indica los valores de la variable que se está evaluando si c ha comenzado a ser explotada en i . Si la $t_c^{inicial} = T$ entonces se pasa al Paso 5 y se obtendrá la Cuadro 6.4, si no $t = t + 1$ y se vuelve al Paso 3 y se sigue completando la tabla.

Para todos los periodos del horizonte de evaluación, $\forall s \in T$		
$t_c^{inicial}$	CONCENTRACIÓN DEPOSITADA EN LA PLANTA	RESTRICCIÓN
1	$\mathbb{F}(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = 1, \dots t_C^{inicial})$	$CGI(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = 1, \dots t_C^{inicial})$
2	$\mathbb{F}(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = 2, \dots t_C^{inicial})$	$CGI(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = 2, \dots t_C^{inicial})$
\vdots	\vdots	
t	$\mathbb{F}(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = t, \dots t_C^{inicial})$	$CGI(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = t, \dots t_C^{inicial})$
\vdots	\vdots	
T	$\mathbb{F}(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = T, \dots t_C^{inicial})$	$CGI(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = T, \dots t_C^{inicial})$

Cuadro C.2.1: Tabla de los valores de la concentración depositada en la planta y valor de la restricción para cada cambio en el tiempo inicial de explotación de la celda c.

Paso 5: Análisis de factibilidad de cada movimiento y cálculo de la función objetivo: A partir de la Cuadro 6.4 creada para la celda c, se analiza las columna que indica el valor de la restricción fila por fila para saber si al imponer $t_c^{inicial} = i$ la piscina no se rebalsa ni se queda vacía en todos los periodos. Si para la fila i dio que en todos los periodos es factible se calcula su función objetivo a partir de la concentración calculada, pero si no es así se impone que la función objetivo es muy alta, 100.000. A partir de lo anterior se obtendrá un vector con T elementos, donde cada fila, i , indica el valor de la función objetivo si $t_c^{inicial} = i$.

	Para todos los periodos del horizonte de evaluación, $\forall s \in T$
$t_c^{inicial}$	CONCENTRCIÓN DEPOSITADA EN LA PLANTA
1	$\mathbb{FO}(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = 1, \dots, t_C^{inicial})$
2	$\mathbb{FO}(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = 2, \dots, t_C^{inicial})$
\vdots	\vdots
t	$\mathbb{FO}(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = t, \dots, t_C^{inicial})$
\vdots	\vdots
T	$\mathbb{FO}(s; t_1^{inicial}, \dots, t_c^{inicial} = T, \dots, t_C^{inicial})$

Cuadro C.2.2: Tabla de los valores de la función objetivo para cada cambio en el tiempo inicial de explotación de la celda c.

Paso 6: Búsqueda del mínimo de la función objetivo: Se recorre todo el vector de la Cuadro 6.5, se busca el mínimo y se impone que ese sub-índice es el tiempo inicial de explotación para la celda c.

Paso 7: Reseteo de los datos con el nuevo tiempo inicial de explotación de la celda: Se resetean los datos de la celda c en función del tiempo mínimo encontrado en el Paso 6. Si $c = C$ entonces se terminan el calculo, de lo contrario $c = c + 1$ y se vuelve al paso 2.

Apéndice D

SOLUCIÓN CON RESTRICCIÓN RELAJADA

En éste apéndice se muestran las tablas con la planificación para la explotación de las celdas de explotación de la lixiviación in situ cuando se relaja la restricción de capacidad de la piscina, no imponiendo que la piscina inicie vacía, sino que con un poco de PLS depositado.

Semana	CELDAS
1	1, 43, 53, 58, 65, 73, 84, 85, 88
2	
3	29, 54, 83
4	42, 60, 66
5	59
6	4, 13, 14
7	74, 91
8	27, 40
9	36
10	39
11	21, 92, 94
12	52, 80
13	9, 23
14	18, 78
15	25, 51
16	24, 87
17	41, 96

Semana	CELDAS
18	7,100
19	16, 22, 30, 31
20	81
21	10, 32
22	50, 75
23	44, 61, 69
24	86
25	5, 55
26	57, 63
27	46, 89
28	35, 49, 70
29	19
30	67, 82
31	3, 15, 71
32	45, 90
33	33, 56
34	64

Semana	CELDAS
35	28, 47, 95
36	6, 72
37	20, 77
38	2
39	68, 79
40	8, 34, 62
41	26, 76
42	48, 98
43	37, 97, 99
44	11, 17
45	93
46	38
47	12
48	
49	
50	

Cuadro D.0.1: Resultados planificación semanal con la restricción relajada.

SEMANA	CONCENTRACIÓN DEPOS. $[Tn/m^3]$	CONCENTRACIÓN DESEADA $[Tn/m^3]$	DISTANCIA EUCL. $[Tn/m^3]$	RESTRICCIÓN $[m^3]$
1	0,002027099	0,00078	$1,56 \cdot 10^{-7}$	544,0000857
2	0,000946634	0,00078	$2,78 \cdot 10^{-8}$	1088,000086
3	0,00077291	0,00078	$5,03 \cdot 10^{-11}$	3284,000086
4	0,000814182	0,00078	$1,17 \cdot 10^{-9}$	6306,000086
5	0,00080979	0,00078	$8,87 \cdot 10^{-10}$	5023,000086
6	0,000797271	0,00078	$2,98 \cdot 10^{-10}$	5413,000086
7	0,000775913	0,00078	$1,67 \cdot 10^{-11}$	6202,000086
8	0,000772141	0,00078	$6,18 \cdot 10^{-11}$	6998,000086
9	0,00077685	0,00078	$9,92 \cdot 10^{-12}$	6212,000086
10	0,00075134	0,00078	$8,21 \cdot 10^{-10}$	4782,000086
11	0,000776584	0,00078	$1,17 \cdot 10^{-11}$	4052,000086
12	0,000770221	0,00078	$9,56 \cdot 10^{-11}$	3840,000086
13	0,000791685	0,00078	$1,37 \cdot 10^{-10}$	4006,000086
14	0,000774999	0,00078	$2,5 \cdot 10^{-11}$	4256,000086
15	0,00076456	0,00078	$2,38 \cdot 10^{-10}$	4170,000086
16	0,000750664	0,00078	$8,61 \cdot 10^{-10}$	4693,000086
17	0,000803458	0,00078	$5,5 \cdot 10^{-10}$	4152,000086
18	0,000768373	0,00078	$1,35 \cdot 10^{-10}$	3716,000086
19	0,000755791	0,00078	$5,86 \cdot 10^{-9}$	5513,000086
20	0,000765574	0,00078	$2,08 \cdot 10^{-10}$	5777,000086
21	0,000765145	0,00078	$2,21 \cdot 10^{-10}$	6440,000086
22	0,000758736	0,00078	$4,52 \cdot 10^{-10}$	6501,000086
23	0,000779489	0,00078	$2,61 \cdot 10^{-13}$	6919,000086
24	0,000783988	0,00078	$1,59 \cdot 10^{-9}$	6175,000086
25	0,000766092	0,00078	$1,93 \cdot 10^{-10}$	6061,000086

Cuadro D.0.2: Resultados de la planificación con relajación de la restricción (primeras 25 semanas)

SEMANA	CONCENTRACIÓN DEPOS. $[Tn/m^3]$	CONCENTRACIÓN DESEADA $[Tn/m^3]$	DISTANCIA EUCL. $[Tn/m^3]$	RESTRICCIÓN $[m^3]$
26	0,000772484	0,00078	$5,65 \cdot 10^{-11}$	6479,000086
27	0,000760187	0,00078	$3,93 \cdot 10^{-10}$	6330,000086
28	0,000762733	0,00078	$2,98 \cdot 10^{-10}$	7119,000086
29	0,000728712	0,00078	$2,63 \cdot 10^{-9}$	7096,000086
30	0,000770933	0,00078	$8,22 \cdot 10^{-11}$	6723,000086
31	0,000765807	0,00078	$2,01 \cdot 10^{-10}$	6658,000086
32	0,000744068	0,00078	$1,29 \cdot 10^{-9}$	6481,000086
33	0,000755079	0,00078	$6,21 \cdot 10^{-10}$	6528,000086
34	0,000756971	0,00078	$5,3 \cdot 10^{-10}$	6400,000086
35	0,000734666	0,00078	$2,06 \cdot 10^{-9}$	6496,000086
36	0,000730435	0,00078	$2,46 \cdot 10^{-9}$	7124,000086
37	0,00076105	0,00078	$3,59 \cdot 10^{-10}$	6611,000086
38	0,000703014	0,00078	$5,93 \cdot 10^{-9}$	6560,000086
39	0,000762867	0,00078	$2,94 \cdot 10^{-10}$	5480,000086
40	0,000734746	0,00078	$2,05 \cdot 10^{-9}$	5471,000086
41	0,000725158	0,00078	$3,01 \cdot 10^{-9}$	5651,000086
42	0,000712062	0,00078	$4,62 \cdot 10^{-9}$	5775,000086
43	0,000751488	0,00078	$8,13 \cdot 10^{-10}$	6655,000086
44	0,000732797	0,00078	$2,23 \cdot 10^{-9}$	6723,000086
45	0,000710646	0,00078	$4,81 \cdot 10^{-10}$	6308,000086
46	0,000681316	0,00078	$9,74 \cdot 10^{-9}$	5431,000086
47	0,000736984	0,00078	$1,85 \cdot 10^{-9}$	3259,000086
48	0,000659187	0,00078	$1,46 \cdot 10^{-8}$	485,0000857
49	0,000700625	0,00078	$6,3 \cdot 10^{-9}$	-4045,999914
50	0,000394284	0,00078	$1,49 \cdot 10^{-7}$	-4531

Cuadro D.0.3: Resultados de la planificación con relajación de la restricción (primeras 25 semanas)

Apéndice E

Detalle de los costos

En éste apéndice se explican los costos que permiten calcular el costos de la evaluación económica.

Estimación para la producción de cátodos de cobre:

La producción de cátodos de cobre se estima a partir de la siguiente formula:

$$\text{Cátodos} = \text{Recursos} \cdot \text{Recuperación Metalurgica} \cdot \text{Sweep Efficiency}$$

La *sweep efficiency* representa la capacidad o la eficiencia que el lixivante tiene para ponerse en contacto con minerales de cobre en el recurso. sus valores estan entre 55 a 85 % dependiendo de las características hidrogeológicas específicas de la roca.

Costos de construcción:

Los costos para la construcción de la malla de celdas se estiman los costos por pozo y se expanden para la vida del proyecto. El modelo utiliza una estimación de los costos de construcción de US\$ *pf* por metro de perforación, terminación (paquete de tuberías, grava y materiales del sello anular), y el desarrollo de todos los pozos de una manera estándar. Además, cada pozo de recuperación cuesta US\$ *pr*, que representa los costos de las bombas sumergibles y motores, válvulas, instrumentación y transferencia de PLS a un estanque de extracción de disolvente de alimentación o punto de recogida común. Cada pozo de inyección tiene un valor de US\$ *PI*, que representa los costos de las válvulas y de instrumentación y de transferencia de fluidos de un estanque refinado de los pozos de inyección.

El modelo utiliza el valor de la densidad aparente, δ^{m^3}/Tn , a lo largo con un espesor promedio del mineral para calcular la medida de área o vista en planta del recurso. La extensión del área del yacimiento está dividido por la influencia geométrica de una unidad bien el patrón para calcular el número total de patrones necesarios para cubrir la totalidad de los recursos y establecer una base para el cálculo del coste de la construcción.

El modelo no estima los costos de construcción de instalaciones de procesamiento, ya que ya se encuentran construidas.

Costos operacionales directos:

Los costos operacionales directos se componen de los costos de operación de las minas y de la planta SX EW. Los costos de la mina incluyen los todos de la obra y salario, los costos no laborales, la energía, y los productos químicos (ácido) y que varían según los recursos. El costo de la mano de obra se ha fijado en US\$ MO por persona lo que representa un promedio del personal profesional y técnico. Los cinco miembros del personal profesional incluye un geólogo, hidrogeólogo, ingeniero de planificación, supervisor de campo y el superintendente de minas y tienen un salario promedio anual de US\$ SAP. Los 22 técnicos de trabajo son los técnicos de campo, electricistas y mecánicos con un salario promedio anual de alrededor de US\$ SAT. Los costos de personal no cambian según el yacimiento.

Los costos no laborales de la mina incluyen la mantención y reparación mecánica y eléctrica de los pozos y el bombeo de la malla de pozos. El modelo considera que a cada pozo se le realiza una mantención cinco veces durante su vida útil a un costo de US\$ MP por pozo. Al campo de pozos de le realiza una mantención durante su vida útil a un costo de US\$ MC. Éste costo varía con el número de pozos en cada yacimiento.

Se estimó que el costo de la energía es US\$. 0.035/kwh y el costo total de energía varía según el número de pozos y el consumo de energía.

El costo de ácido en la mina es de US\$ 66 por tonelada. El costo total de ácidos varía según el yacimiento y esta basado en el valor del consumo de ácido y la cantidad de cátodos de cobre que se producen.

El costo directo de operación de la planta SX EW representa todo la obra y salarios, la energía, y los reactivos necesarios para producir cátodos de cobre. Estos costos se han fijado en US\$ 0,15 por libra de cobre catódico y no varía según el recurso.

Apéndice F

MANUAL DEL USUARIO

F.1. INTRODUCCIÓN

El programa permite realizar una planificación semanal para que el despacho de concentrado de cobre depositado desde la lixiviación in situ en la planta SX EW, sea estable y parecido a la concentración deseada por ella.

El programa busca la solución basado en el siguiente modelo de optimización descrito en el Capítulo 5 5.2 y cuya metodología está explicada en el Capítulo 6 D.

Este manual tiene como objetivo, explicar como el usuario debe interactuar con el programa, cuales son los input que de poner y los output que va a obtener.

Para poder aplicar el programa se debe cumplir con los siguientes requerimientos de software tener instalado Excel: 2007-2020 con macros habilitadas.

F.2. INTERACCIÓN CON EL USUARIO

F.2.1. Inicio del programa

Una vez que se abre el documento en Excel, se va a abrir una pantalla con una planilla que pide las características de la planta y la evaluación, como la que se muestra en la Figura F.1.

The image shows a software window titled "UserForm1" with a standard Windows-style title bar (minimize, maximize, close buttons). The form is divided into several sections:

- YACIMIENTO EN ESTUDIO**: Contains three input fields: "Nombre del Yacimiento", "División", and "FECHA" (with a date format hint "DD/MM/AAAA").
- Nombre del Archivo con los Datos**: An input field with a note below it: "El archivo debe ser guardado en formato .txt y en esta misma carpeta".
- Horizonte de Evaluación**: An input field with a note below it: "Número de periodos a evaluar, en semanas".
- Razón de lixiviación deseada**: An input field with a note below it: "metros cúbicos de solución dividido por tonelada".
- REQUERIMIENTOS DE PLANTA SX EW**: Contains three input fields: "Concentración Deseada" (note: "toneladas de PLS en metros cúbicos de solución"), "Caudal de PLS que la alimenta" (note: "metros cúbicos por día"), and "Capacidad máxima de la piscina de PLS" (note: "metros cúbicos").
- CONDICIONES INICIALES DE LA PISCINA**: Contains two input fields: "Concentración" (note: "Toneladas de cobre por metro cúbico") and "Volumen inicial que contiene" (note: "metros cúbicos").

At the bottom center of the form is a button labeled "ACEPTAR".

Figura F.2.1: Planilla inicial

Los datos que se piden son los siguientes:

- En la sección “YACIMIENTO EN ESTUDIO”: el nombre del yacimiento, la división a la que pertenece y la fecha en que se realiza la evaluación para después poder ponerle nombre al archivo.
- Los datos con los tonelajes de las celdas tienen que estar guardados en la misma carpeta que el programa en un formato .txt y cuya forma está descrita en la Figura F.2.

TM_CVO	TM_CMO	TM_CNV	TC_CVO	TC_CMO	TC_CNV	P_MIN
103	86	52	0,31	0,26	0,16	92,00
106	81	67	0,32	0,24	0,20	78,00
99	71	63	0,30	0,21	0,19	82,00
103	74	61	0,31	0,22	0,18	93,00
92	80	61	0,28	0,24	0,18	72,00
99	77	52	0,30	0,23	0,16	79,00
108	83	57	0,32	0,25	0,17	71,00
93	77	70	0,28	0,23	0,21	88,00
106	89	70	0,32	0,27	0,21	75,00
110	84	58	0,33	0,25	0,17	63,00
100	80	55	0,30	0,24	0,17	94,00
97	81	67	0,29	0,24	0,20	95,00
92	83	50	0,28	0,25	0,15	63,00
106	90	51	0,32	0,27	0,15	68,00
96	72	70	0,29	0,22	0,21	88,00
107	83	61	0,32	0,25	0,18	91,00
104	73	53	0,31	0,22	0,16	65,00
92	71	60	0,28	0,21	0,18	62,00
101	80	54	0,30	0,24	0,16	79,00
101	87	67	0,30	0,26	0,20	85,00
92	86	55	0,28	0,26	0,17	71,00
110	80	68	0,33	0,24	0,20	73,00
90	85	59	0,27	0,26	0,18	76,00
109	75	66	0,33	0,23	0,20	87,00
104	83	54	0,31	0,25	0,16	87,00
103	77	53	0,31	0,23	0,16	64,00
102	73	66	0,31	0,22	0,20	84,00
102	75	56	0,31	0,23	0,17	70,00
92	81	65	0,28	0,24	0,20	69,00
107	70	70	0,32	0,21	0,21	83,00
99	84	50	0,30	0,25	0,15	73,00
108	70	60	0,32	0,21	0,18	100,00
98	85	51	0,29	0,26	0,15	83,00
104	72	56	0,31	0,22	0,17	97,00
92	78	67	0,28	0,23	0,20	100,00
101	76	55	0,30	0,23	0,17	78,00
90	89	62	0,27	0,27	0,19	74,00
95	79	60	0,29	0,24	0,18	66,00
100	89	70	0,30	0,27	0,21	86,00
90	82	66	0,27	0,25	0,20	83,00

Figura F.2.2: Formato hoja de datos

Donde:

TM_CVO: son las toneladas de mineral del cobre verde negro

TM_CMO: son las toneladas de mineral del cobre verde más negro

TM_CNV: son las toneladas de mineral del cobre no visible

TC_CVO: son las toneladas de cobre verde negro

TC_CMO: son las toneladas de cobre verde más negro

TC_CNV: son las toneladas de cobre no visible

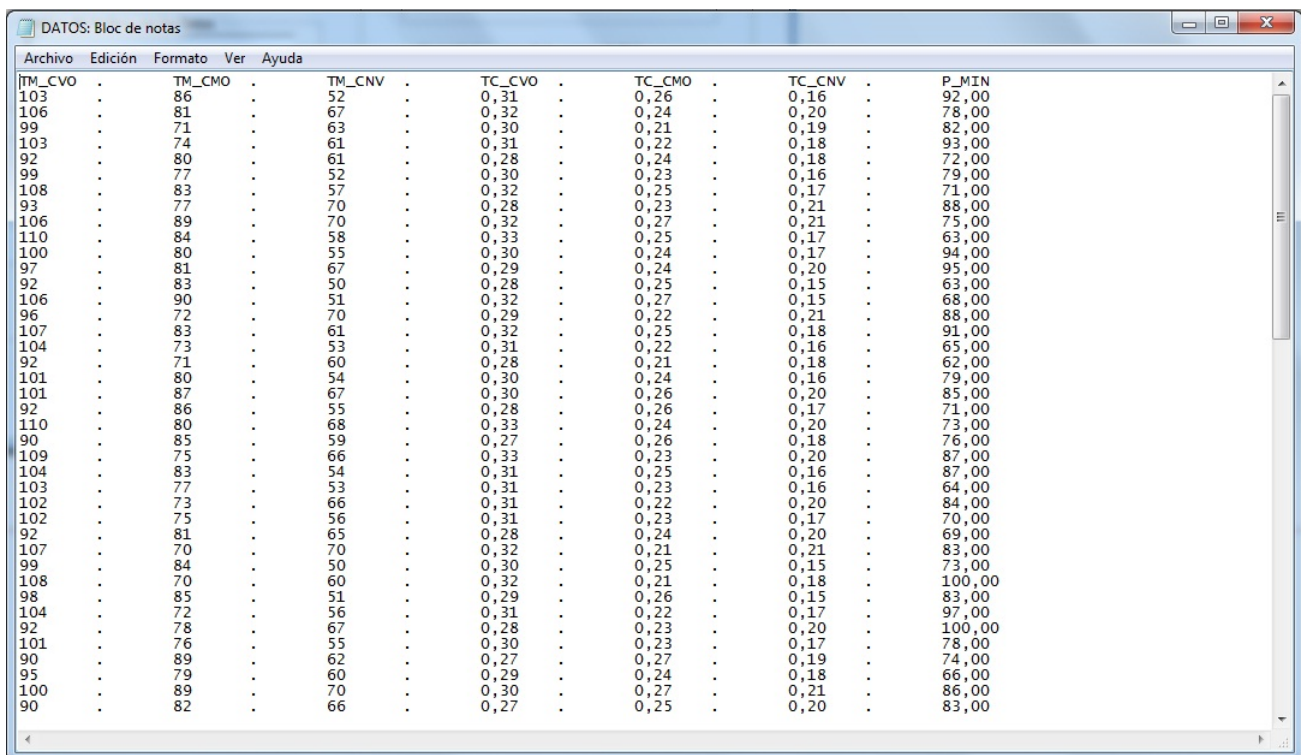
P_MIN: son el potencial de mineralización en metros

- Se pide que ingrese el horizonte de evaluación en semanas.
- Se pide la razón de lixiviación deseada para todas las celdas en $\frac{m^3}{Tn}$.
- Luego en la sección de “REQUERIMIENTO DE LA PLANTA”: se pide la concentración deseada por la plata en $\frac{Tn}{m^3}$, el caudal que alimenta diariamente a la planta y el volumen máximo que la piscina puede contener en m^3 .
- Y por último, en la sección “CONDICIONES INICIALES”: se pregunta si al inicio hay PLS depostado en la piscina, se pregunta su concentración y volumen.

Una vez que se rellena la planilla se hace click en “ACEPTAR” y se generan los formularios para escribir los parametros para la recuperación de cobre, y las planillas donde se presentarán los resultados. Aquí se demora un poco ya que se generan todas estas planillas.

F.2.2. Introducción de datos

En la hoja “PARAMETROS”, Figura F.3 se escriben los datos introducidos en la planilla y se genera un segundo formulario, donde se pregunta el valor de los parametros A (en porcentaje) y B, el flujo del lixiviante inyectado para cada celda. Una vez ingresado los datos se hace click en el botón “EVALUAR” para que se realice la planificación.



TM_CVO	TM_CMO	TM_CNV	TC_CVO	TC_CMO	TC_CNV	P_MIN
103	86	52	0,31	0,26	0,16	92,00
106	81	67	0,32	0,24	0,20	78,00
99	71	63	0,30	0,21	0,19	82,00
103	74	61	0,31	0,22	0,18	93,00
92	80	61	0,28	0,24	0,18	72,00
99	77	52	0,30	0,23	0,16	79,00
108	83	57	0,32	0,25	0,17	71,00
93	77	70	0,28	0,23	0,21	88,00
106	89	70	0,32	0,27	0,21	75,00
110	84	58	0,33	0,25	0,17	63,00
100	80	55	0,30	0,24	0,17	94,00
97	81	67	0,29	0,24	0,20	95,00
92	83	50	0,28	0,25	0,15	63,00
106	90	51	0,32	0,27	0,15	68,00
96	72	70	0,29	0,22	0,21	88,00
107	83	61	0,32	0,25	0,18	91,00
104	73	53	0,31	0,22	0,16	65,00
92	71	60	0,28	0,21	0,18	62,00
101	80	54	0,30	0,24	0,16	79,00
101	87	67	0,30	0,26	0,20	85,00
92	86	55	0,28	0,26	0,17	71,00
110	80	68	0,33	0,24	0,20	73,00
90	85	59	0,27	0,26	0,18	76,00
109	75	66	0,33	0,23	0,20	87,00
104	83	54	0,31	0,25	0,16	87,00
103	77	53	0,31	0,23	0,16	64,00
102	73	66	0,31	0,22	0,20	84,00
102	75	56	0,31	0,23	0,17	70,00
92	81	65	0,28	0,24	0,20	69,00
107	70	70	0,32	0,21	0,21	83,00
99	84	50	0,30	0,25	0,15	73,00
108	70	60	0,32	0,21	0,18	100,00
98	85	51	0,29	0,26	0,15	83,00
104	72	56	0,31	0,22	0,17	97,00
92	78	67	0,28	0,23	0,20	100,00
101	76	55	0,30	0,23	0,17	78,00
90	89	62	0,27	0,27	0,19	74,00
95	79	60	0,29	0,24	0,18	66,00
100	89	70	0,30	0,27	0,21	86,00
90	82	66	0,27	0,25	0,20	83,00

Figura F.2.3: Hoja “PARAMETROS”

F.2.3. Visualización de los resultados

Una vez que se ha realizado la planificación la primera hoja que vera el usuario será la hoja “GRAFICO” donde se puede apreciar como la concentración depositada es, comparada con la concentración deseada.

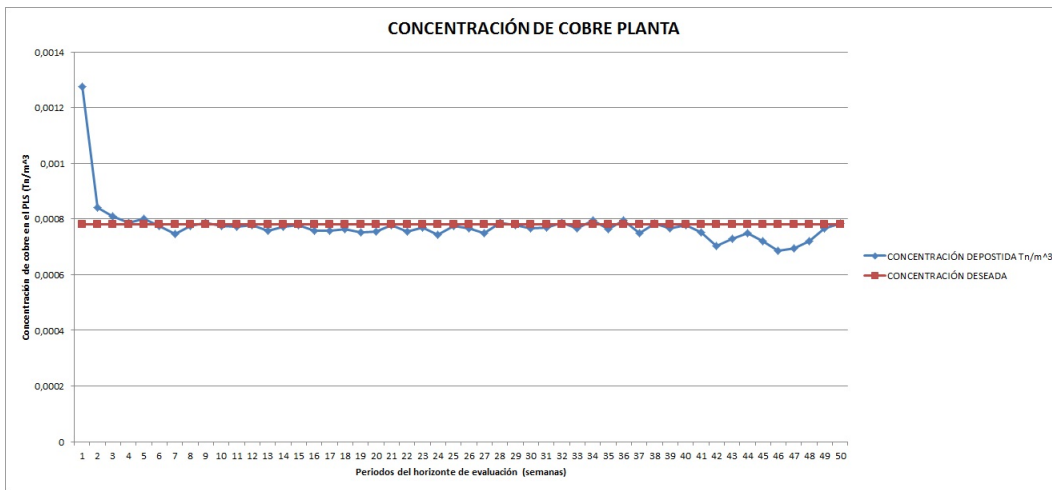


Figura F.2.4: Gráfico de la planificación

Luego se puede ver en detalle como es la planificación en la hoja “CONCENTRADO” donde se muestran los valores de la concentración depositada, deseada, la distancia euclidiana entre ambos y el valor de la restricción para cada periodo del horizonte de evaluación, más abajo se muestra el plan propuesto para cada semana, donde se dice que celda debe comenzar a ser explotada en cada semana. Y por último se muestra el tiempo inicial de explotación para cada celda. En la Figura 7.5 se visualiza esto.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L
1												
2		CONCENTRACIÓN DE COBRE DEPOSITADO EN LA PLANTA SX EW										
3		periodos (semanas)										
4		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
5	CONCENTRACIÓN DEPOSITADA Tn/m³	0,001275	0,000842	0,000810085	0,000786657	0,000801	0,00077547	0,000746	0,000775	0,00078694	0,000775105	0,000773
6	CONCENTRACIÓN DESEADA	0,00078	0,00078	0,00078	0,00078	0,00078	0,00078	0,00078	0,00078	0,00078	0,00078	0,00078
7	DIFERENCIA	2,45E-07	3,88E-09	9,05122E-10	4,43102E-11	4,401E-10	2,05224E-11	1,17E-09	2,87E-11	4,8189E-11	2,39599E-11	5,04E-11
8	RESTRICCIÓN	180	927	2752	5907	6304	5644	4536	4639	4784	4817	4955
9	PLAN	2, 10, 20, 272,	75, 99,	47, 49, 60,	58, 80,	36,	1,	3, 71, 100, 39, 87,	33, 62,	4, 54,		
10	CELDA	TIEMPO INICIAL										
11		1	7									
12		2	1									
13		3	8									
14		4	11									
15		5	17									
16		6	40									
17		7	36									
18		8	42									
19		9	41									
20		10	1									
21		11	16									
22		12	29									
23		13	19									
24		14	42									
25		15	18									
26		16	34									

Figura F.2.5: Hoja “CONCENTRADO”

También se pueden observar en detalle las características de cada celda en la hoja “RESULTADOS” donde se muestra la vida que tendrá cada celda, el caudal que cada una genera en cada periodo, al igual que su volumen, y recuperación, y por último se muestra el volumen de la piscina al inicio de cada periodo.

En la hoja “CONCENTRADO” hay un botón GUARDAR, el cual permite guardar la planificación realizada con el siguiente nombre: nombre_yacimiento,división(fecha) que fueron ingresados al inicio, en la primera planilla. El archivo se guardará en la carpeta Documentos del Escritorio del PC, y sin las macros habilitadas.

Por último si se desea borrar todo para realizar una nueva planificación, se hace click en el botón “BORRAR” de la hoja “PARAMETROS”.

F.2.4. Posibles problemas

Puede que el usuario ingrese mal los datos, por lo que no se encontraría solución factible. El programa es lo suficientemente flexible para comunicarse con el usuario y pedirle que revise los datos y cuales. Por ejemplo:

- Si hay caudales que mayores al que alimenta los datos.
- Hay muchas celdas que se están evaluando, y las capacidades de la planta no dan a vasto.
- No hay solución factible, por algun error no identificado.