



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

**MAXIMIZACIÓN DE COBRE FINO RECUPERADO DE BOTADEROS DE
RIPIOS Y ÓXIDOS DE BAJA LEY EN MINA RADOMIRO TOMIC**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

EDUARDO JULIO MOLINA PASTÉN

**PROFESOR GUÍA:
BRUNO BEHN THEUNE**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN
VÍCTOR ENCINA MONTENEGRO
NICOLÁS MONTECINO BASTÍAS**

**SANTIAGO DE CHILE
2014**

RESUMEN

La División Radomiro Tomic de CODELCO Chile genera residuos con contenido de cobre provenientes de la lixiviación primaria de óxidos llamados rípios, mientras que por otro lado se lixivian óxidos de leyes bajo ley de corte (OBL), pero que son atractivos de tratar sin chancado primario, debido a los costos de este proceso. Para ambos casos es necesario el depósito en un botadero especial, adecuado a las características propias del material para luego ser sometidos a relixiviación en el caso de rípios y una lixiviación primaria para el caso de los OBL.

El objetivo principal de este trabajo ha sido revisar el diseño y planificación de vaciado de rípios y OBL de manera tal de maximizar la producción de cobre fino provenientes de estos materiales. Se realiza un análisis económico que indica cuál es el beneficio con el enfoque mencionado y cuál es el impacto en la División en al menos un año.

Al planificar la maximización de cobre por sobre la maximización de áreas de regadío, se obtiene mejores resultados. Para ello se requiere un mayor nivel de información previa del lugar a depositar, dado por una caracterización del material vaciado, en cuanto a leyes, unidad geológica y solubilidad, datos que fueron fundamentales para la toma de decisión del secuenciado.

Además, cada diseño debe cumplir con los requisitos impuestos, tales como, parámetros geomecánicos, metalúrgicos y operativos, y considera proyectos futuros de ampliaciones y modificaciones. Cambios en parámetros actuales, como distancia equivalente, fueron utilizados para nuevos cálculos de los factores afectados, como por ejemplo, en este caso, decisión de envío a botadero de baja ley o botadero lastre.

El principal resultado de esta nueva metodología ha sido un aumento de beneficio económico para ambos diseños (rípio y OBL). Para rípios se obtuvo 5 MUS\$ por sobre el valor del plan anual de la División en un año, y para OBL se obtuvo un beneficio de 6,9 MUS\$ por sobre el del plan anual de la División también para un año. La explicación del importante aumento de beneficio se fundamenta en la implementación de una planificación acuciosa, en que el foco fue la maximización de cobre fino y no la máxima disponibilidad de áreas para regadío.

ABSTRACT

Due to gradual decreases in mineral grades and increase in cost, it has to be analyzed every process that could be improved, and for this reason, comes up the challenge that bring this research, to design and plan the sequence of dump of debris, and low grade mineral in order to get the best economical results, and all operative improvement, considering, for sure, all restrictions and edge conditions that this process has. It is beneficial to check and improve the sequence, the design and planning, as this could generate more cooper, plus an optimization of all routes and shorter process times.

The main objective of this thesis is to check and do the planning and design of low-grade oxides (LGO) and leaching debris dumps, in order to improve results and get the process tidy. The conclusion will be decreed by an economical study that show if there is any benefit of doing a special planning and which is the impact that this new plan will have in Radomiro Tomic division, in at least a year.

Both the design and planning was done changing the objective function that was given to do the thesis, and it was done instead trying to maximize the production of fine copper. For this it came necessary to characterize the material to be moved, getting grades, geological units and solubility, data that was crucial to the decisions on the sequence.

Every design fulfills the geomechanical, metallurgical and operative requirements, and also considers future new projects, modifications and extensions. Changes in the present parameters as equivalent distance was used for new calculation y affected factors, in this case, the decision of sending the materials to LGO or debris dumps.

It's very important to highlight the relevance of planning (and it's objective function) in the obtaining of wished results, situation that is proved in the economic benefit raise that was given in both designs presented in this report. For debris it was obtained 5 MUS\$ more than the benefit of annual plan of Radomiro Tomic division (on business and development plan) and for LGO it was obtained 6.9 MUS\$ more than the benefit of annual plan of RTD. Basically the reason for this improvement can be explained by the specially made planning, but also because the change on the goal or objective function, to maximize the fine copper produced, and not maximize the availability on leaching areas, and this clearly get it.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad de Chile, por hacer sentir orgulloso de mi casa de estudio, y entregarme valores más allá de lo docente. Agradecer a mis profesores durante toda la carrera, en especial a mis profesores encargados de guiarme en la memoria, que mostraron siempre apoyo e interés en la investigación realizada. Al profesor Bruno Behn, por instar a superarme y darme todo su apoyo ,transmitir toda su sabiduría y experiencia con el fin de aportar a mi memoria y a mi formación como profesional.

A Codelco división Radomiro Tomic por darme la oportunidad de realizar mi memoria y a la Gerencia de Recursos Mineros y Metalúrgicos, por mostrarse siempre dispuestos a cooperar con mi investigación y ser guía en las tareas asignadas. A mi tutor, Manuel Alanís, por estar siempre disponible para consultas, por darme todo su apoyo y transmitirme toda su experiencia para lograr ser un gran profesional.

A mis amigos, ya que fueron pilar fundamental en mi formación como persona y darme una mano cuando lo necesité, gracias amigos, por compartir tantos buenos momentos y estar siempre conmigo.

A mi familia, sin la cual no podría estar donde estoy hoy. A mi padre Fernando, que ha estado junto a mi sin importar que suceda, por mostrarme siempre el camino correcto a seguir, a mi hermana Loreto, que sin ella ninguna de mis actividades actuales tendrían sentido y ser mi compañera durante todos estos años, y en especial a mi madre Cecilia, por ser mi ejemplo a seguir, por darme fuerzas cuando las mías flaquearon, mostrarme que todo es posible en la vida, si lo queremos con todas nuestras fuerzas. Los amo.

TABLA DE CONTENIDO

1. INTRODUCCIÓN	1
1.1. Datos generales	1
1.1.1. Planta y Operaciones	3
1.2. Motivación del trabajo.....	6
1.3. Objetivos.....	7
1.3.1. Objetivo General	7
1.3.2. Objetivos Especificos	7
1.4. Alcances	7
2. ANTECEDENTES	8
2.1. Botaderos de ripios.....	8
2.2. Diseño de botaderos de baja ley.....	10
2.2.1. Disposición de Botaderos en pilas o tortas	11
2.2.2. Mantenición de botadero	12
2.3. Costos.....	14
2.3.1. Distancia equivalente	17
2.4. Cinética de Lixiviación.....	20
2.5. Estado del arte	21
3. METODOLOGÍA.....	24
3.1. Condiciones de restricción	24
3.1.1. Requerimientos Geotécnicos.....	25
3.1.2. Requerimientos metalúrgicos.....	27
3.1.3. Requerimientos operativos.....	28
3.2. Análisis de ruta	30
3.3. Diseño	32
3.4. Decisión ruta y secuencia optima económicamente.....	32
4. CASO DE ESTUDIO: PLANIFICACIÓN DE VACIADO BOTADERO RIPIOS.....	33
4.1. Análisis de ruta	33
4.1.1. CAEX para traslado de ripios.....	34
4.2. Diseño	35
4.2.1. Máxima vida de botadero.....	37
4.2.2. Empalme de fase y rampa.....	38
4.3. Planificación.....	41
5. CASO DE ESTUDIO: PLANIFICACIÓN DE VACIADO BOTADERO OBL.....	44
5.1. Análisis de ruta	45
5.1.1. Ruta por fuera de botadero.....	46
5.1.2. Ruta por dentro	47
5.2. Diseño	48
5.3. Planificación.....	51
6. DISCUSIÓN.....	55
6.1. Resultados Ripios	55
6.1.1. Diseño y planificación.....	55
6.1.2. Costos e ingresos	58
6.1.3. Comparativa	61
6.2. Resultado Óxidos baja ley	62

6.2.1.	Diseño y planificación.....	62
6.2.2.	Costos e ingresos	65
6.2.3.	Comparativa	67
7.	CONCLUSIONES.....	68
7.1.	Ripios	69
7.2.	OBL.....	69
7.3.	Síntesis y recomendaciones	70
8.	BIBLIOGRAFÍA.....	71
9.	ANEXO A.....	72
9.1.	Glosario	72
9.2.	Costos operacionales y mantenimiento	74
9.3.	Costos proyectados plan de negocios y desarrollo	81
10.	ANEXO B.....	83

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1 Vista en planta Mina Radomiro Tomic.....	3
Ilustración 2 Diagrama de Flujos de RT	6
Ilustración 3 Geomembrana y características	8
Ilustración 4 Vista en planta sistema de drenaje	9
Ilustración 5 Botaderos en pila.....	11
Ilustración 6 Diseño botadero en pilas.....	11
Ilustración 7 Mantenición de botaderos en pilas	12
Ilustración 8 Compactación en botadero.....	13
Ilustración 9 Secuenciado piso base OBL.....	21
Ilustración 10 Alturas piso base OBL	22
Ilustración 11 Rotopala	29
Ilustración 12 Spreader	29
Ilustración 13 Vista en planta OBL y mina RT.....	31
Ilustración 14 Vista en planta botadero ripios y proyectado fase 7	31
Ilustración 15 Botadero ripios con giros de avance.	34
Ilustración 16 Topografía inicial (mostrando high y low cast).....	36
Ilustración 17 Posición spreader y proyecto rampa.	36
Ilustración 18 Diseño máxima vida de botadero.....	37
Ilustración 19 Diseño de empalme de fase.....	38
Ilustración 20 Low cast (en verde).....	39
Ilustración 21 Vista isométrica high y low cast.	39
Ilustración 22 Rampa de Empalme de fase.	40
Ilustración 23 Topografía final con rampa.....	41
Ilustración 24 Área lista para regadío.	42
Ilustración 25 Secuencia de liberación para regadío.....	42
Ilustración 26 Vista en planta botaderos OBL.....	44
Ilustración 27 Topografía actual botadero OBL.	45
Ilustración 28 Ruta por fuera de botadero OBL (en rojo).....	46
Ilustración 29 Ruta por dentro de botadero OBL (en azul).....	47
Ilustración 30 Área disponible para vaciado según carpeta (en rojo).....	48
Ilustración 31 Dirección de planificación de vaciado.	49
Ilustración 32 Vaciado piso 2 botadero OBL.....	50
Ilustración 33 Vaciado piso 3 botadero OBL.....	50
Ilustración 34 Vaciado piso 4 botadero OBL.....	51
Ilustración 35 Planificación áreas antiguas.	51
Ilustración 36 Secuenciado parcelas piso 2.....	52
Ilustración 37 Secuenciado parcelas piso 3.....	53
Ilustración 38 Secuenciado parcelas piso 4.....	54
Ilustración 39 Vista isométrica resultado diseño ripio.....	55
Ilustración 40 Curvas de nivel de ripios y diseño rampa definitiva.....	56
Ilustración 41 Vista isométrica diseño rampa.	57
Ilustración 42 Parcelas en regadío.....	58
Ilustración 43 Resultado diseño ruta por fuera OBL.....	62
Ilustración 44 Planificación propuesta piso 4 OBL.	64
Ilustración 45 Parcelas en regadío botaderos OBL.....	64

Ilustración 46 Plano botadero de rípios fase 7 transitoria.....	85
Ilustración 47 Plano botadero rípios con avance de spreader.....	85

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Estructura mínima de reporte de costos.....	16
Tabla 2 Detalle de costos.....	16
Tabla 3 Nomenclatura de Velocidad según Pendiente y Carga.....	18
Tabla 4 Fechas de entrega de área junto a estadísticas básicas.....	22
Tabla 5 Datos de caracterización de material vaciado de rípios.....	43
Tabla 6 Resumen distancias.....	46
Tabla 7 Resumen distancias para ruta por dentro.....	47
Tabla 8 Datos de caracterización de material a regar en OBL.....	53
Tabla 9 Resumen resultado y decisión rípios.....	57
Tabla 10 Costos para procesos en rípios.....	59
Tabla 11 Parámetros de entrada para cálculo beneficio rípios.....	59
Tabla 12 Parámetros de entrada cálculo de beneficio OBL.....	65
Tabla 13 Costo operacional administración y staff planta.....	74
Tabla 14 Costo mantenimiento administración y staff planta.....	75
Tabla 15 Costos operacionales remoción de rípios.....	76
Tabla 16 Costo operacional lixiviación secundaria.....	76
Tabla 17 Costo operacional lixiviación OBL.....	77
Tabla 18 Costo mantenimiento lixiviación.....	77
Tabla 19 Costo operacional SX.....	78
Tabla 20 Costo mantenimiento SX.....	78
Tabla 21 Costo operacional EW.....	79
Tabla 22 Costo mantenimiento EW.....	79
Tabla 23 Costo operacional apilamiento.....	80
Tabla 24 Costo operacional remoción de rípios.....	80
Tabla 25 Resultados proyectados PND.....	81
Tabla 26 Costo mina PND.....	81
Tabla 27 Costos por tonelada de material según PND.....	81
Tabla 28 Parámetros de entrada para beneficio según PND 2014.....	82
Tabla 29 Parámetros OBL.....	82
Tabla 30 Gráfico movimiento total mina plan anual DRT>.....	83
Tabla 31 Gráfico resultados plan anual DRT por mes.....	83
Tabla 32 Tabla resultados tonelaje rípios y OBL según plan anual DRT.....	84

1. INTRODUCCIÓN

La planificación de actividades es necesaria para los cálculos de factibilidad de todo proyecto minero, pues considera desde aspectos generales, hasta la ingeniería de detalle. No solo está ligada al diseño y monitoreo, sino que además es parte fundamental del espacio temporal de las áreas disponibles, de los equipos a utilizar, diseño de fases, cantidad de toneladas a mover, entre algunas de las actividades que requiere esta área en específico. Todo lo anterior apunta a extraer la mayor cantidad de cobre fino y así aumentar excedentes.

A continuación se pondrá a la faena en contexto para luego presentar objetivos y alcances y la motivación de la presente memoria.

1.1. Datos generales

Ubicada en la Región de Antofagasta, a 40 km al norte de la ciudad de Calama, Radomiro Tomic (DRT) es una de las seis divisiones de la Corporación Nacional del Cobre, CODELCO, y aporta aproximadamente un tercio de los excedentes que la empresa entrega al Estado.

Su nombre lo recibe como homenaje a el abogado Radomiro Tomic Romero, que se desempeñó como parlamentario y diplomático nacional, además de ser candidato a la presidencia de la república en 1970. Cumpliendo su función de parlamentario fue defensor de la soberanía chilena sobre los yacimientos de cobre y el rol del Estado en la gran minería del cobre.

En enero de 1995 se aprobó el Estudio de Impacto Ambiental de uno de los proyectos más ambiciosos y destacados de esa época: la creación, explotación y administración de la primera División de Codelco concebida, desde sus orígenes, por ingenieros chilenos. Radomiro Tomic inició su proceso de explotación con óxidos.

En los próximos años, se deberán desarrollar y aprobar inversiones que le permitirán construir una concentradora para tratar los sulfuros existentes con agua de mar desalada correspondientes a proyecto fase II.

Hoy, una de las características más relevantes es la abundancia de las reservas de mineral sulfurado, con predominio de sulfuros primarios (como Bornita-Calcopirita) y menor proporción de sulfuros secundarios (tales como Calcosina-Covelina), que además tienen una menor dureza y están ubicadas a menor profundidad de explotación, con recursos por más de 7 mil millones de toneladas, con leyes de 0,36% cut y reservas que se estiman en 2.450 millones de toneladas, con ley de 0,51% cut. Con estas reservas, Codelco Radomiro Tomic se proyecta a lo menos con 30 años más de explotación.

La planta de Radomiro Tomic está diseñada para un nivel de producción anual de 300 mil toneladas de cátodos de cobre, pero durante los últimos años ha incrementado esta cifra, registrando siempre récords, de 307.600 toneladas de cobre fino el 2009 a 319.129 toneladas de cobre fino el 2011, actualmente el plan de producción considera 250.000 toneladas de cobre fino en la línea óxido y 105.000 en la línea sulfuro.

A estas cifras, se deben sumar los sulfuros procesados en la Concentradora de la División Chuquicamata, a través de la entrega diaria de mineral que se realiza por la correa overland de la planta de Sulfuros Fase I, lo que permitió superar las 470 mil toneladas de cobre fino el año 2011.

División Radomiro Tomic también produce sobre 1.000 toneladas de Molibdeno al año, consiguiendo ingresos importantes por este subproducto del cobre.

Las actuales reservas de sulfuros es uno de los soportes fundamentales del Distrito Norte de Codelco, puesto que permitirán sustentar el paso de la División Chuquicamata desde la minería a cielo abierto a una explotación subterránea, proceso en el cual bajará visiblemente su producción. La explotación de Radomiro Tomic abastecerá a ambas Divisiones.



Ilustración 1 Vista en planta Mina Radomiro Tomic

1.1.1. Planta y Operaciones

Hoy, a través de la Planta Sulfuros RT Fase I, se envía del orden de 60 mil toneladas por día a la Concentradora de Chuquicamata, con una ley promedio de 0,70% de Cobre, con una menor dureza, lo que facilita el proceso, al ser mezclada con los minerales de la División Chuquicamata para la recuperación de cobre en el concentrado.

Esta planta cuenta con un chancador de 60 x 100 pulgadas, marca METSO, con una capacidad de producción nominal de 7.700 ton/h. El mineral es chancado y depositado a través de una correa de descarga a un silo (chute) de regulación que tiene como objetivo alimentar en forma uniforme la correa Overland mediante una correa alimentadora. Esta correa Overland, que tiene una longitud de 8,1 kilómetros, transporta el mineral chancado desde Radomiro Tomic hasta Chuquicamata, específicamente hasta un Stock Pile de una capacidad viva de 56.200 toneladas. Posteriormente, este mineral es procesado en los molinos de la Concentradora de Chuquicamata.

Debido a la abundancia de sus reservas mineras, la División está desarrollando el Proyecto Sulfuros Fase II, que permitirá construir y operar una propia concentradora, de mayor capacidad de procesamiento que cualquiera de las existentes en la Corporación.

El mercado obliga a la minería a mejorar sus procesos, recuperaciones y rendimientos metalúrgicos para ser más competitiva. En este marco de acción, Radomiro Tomic se perfila en el mundo de la minería con un tremendo potencial, definiendo que el futuro está en los sulfuros.

Esta evolución de las operaciones propias se suma a las apuestas de Codelco Radomiro Tomic en materia de automatización de proyectos y operaciones, tales como la robotización de las operaciones en la planta de electro-obtención y la automatización de las líneas de embarque, entre varios otros proyectos.

Radomiro Tomic mantiene un foco permanente en la búsqueda de innovaciones tecnológicas y quiebres tecnológicos, donde destacan el desarrollo de la bio-lixivación para procesar los sulfuros de baja ley y la implementación de la lixivación de los concentrados. Esta última tecnología permitirá mantener la producción catódica con una tecnología limpia sin emisiones a la atmósfera; hoy, el proceso se encuentra en pruebas piloto con el objetivo de afinar la tecnología y dimensionar la planta.

El proceso productivo se inicia con la geología del yacimiento, cuyos datos son usados por Planificación Mina para diseñar y planificar la secuencia de explotación. Diariamente, se extraen del orden de 670 mil toneladas, con una relación media de lastre/mineral equivalente a 2, utilizando métodos convencionales en perforación, tronadura, carguío y transporte.

Actualmente DRT cuenta con una dotación propia de mil empleados, entre trabajadores, profesionales y ejecutivos.

Cuenta con una flota de 3 palas de cable de 58 yd³, 6 palas de cable de 73 yd³, 2 palas hidráulicas, 5 cargadores frontales, 92 Camiones de extracción (CAEX) (65 Komatsu y 27 Liebherr) y perforadoras rotativas (producción y buffer).

El mineral de óxido procedente de la mina es triturado por el Chancador Primario, que reduce el tamaño del mineral a menos de 10 pulgadas. La planta de Chancado Primario cuenta con un chancador giratorio de 60 por 110 pulgadas, con capacidad de procesar 10.500 [ton/h].

El mineral, que es reducido de tamaño en el chancador Primario, es conducido por una correa transportadora hasta el Acopio de Mineral Grueso, que fue proyectado para una capacidad máxima de 60.000 toneladas vivas de mineral. Mediante alimentadores y correas que salen en túneles bajo el Acopio de Mineral Grueso, el material es conducido a través de 7 líneas de alimentación hacia el edificio de Chancado Secundario para ser reducido a un tamaño inferior a 4

pulgadas. Este proceso utiliza 7 harneros vibratorios, que clasifican el mineral y alimentan la fracción gruesa a los 7 chancadores de cono estándar de 7 pies.

El producto de los chancadores Secundarios es enviado vía correas transportadoras hacia el Acopio Intermedio, con capacidad de 40 mil toneladas vivas. Después el mineral llega al edificio de Chancado Terciario, mediante cinco líneas con capacidad individual de 1.600 ton/h. Cada línea está compuesta por una correa transportadora, un harnero terciario tipo banana y un chancador terciario tipo Svedala de cabeza corta.

El producto final de la etapa de chancado es de 1 pulgada y es curado con ácido sulfúrico y agua sobre la correa transportadora, que lo llevará a la formación de las pilas de lixiviación. La correa transportadora descarga el mineral en las Canchas de Lixiviación a través de un puente apilador, cuyo carro distribuidor va formando las dos pilas dinámicas, de 1.350 metros de largo por 383 metros de ancho y 10 metros de altura. Cabe destacar que DRT tiene uno de los complejo de chancado y manejo de materiales más grande del mundo, con las correas más veloces del mercado.

Una vez completado el proceso de lixiviación primaria en las pilas dinámicas, y drenado el PLS, se retiran los rípios de las pilas de Lixiviación, para ser depositados en botaderos exclusivos de cola de lixiviación y completar el proceso a través de una lixiviación secundaria de rípios. Para esto, se cuenta con una rotopala, de una capacidad de 10.500 ton/hora, que carga un puente-móvil, similar al del sistema apilador. A través de un conjunto de correas de 5 kilómetros de largo, el rípio es transportado al Botadero, donde se encuentra un esparcidor o spreader que distribuye este material a razón de 200.000 ton/día, a lo largo de toda su extensión.

La división ha desarrollado también proyectos adicionales que permiten recuperar cobre de minerales de baja ley, como óxidos de baja ley, material mixto y rípios de lixiviación a través de lixiviación secundaria. Para tal efecto, una segunda laguna de refinó, con la misma capacidad de 42.000 m³, por medio de 4 bombas centrífugas verticales de titanio, impulsa solución ácida hacia una segunda piscina con 3 bombas similares a las anteriores, desde donde se impulsa nuevamente la solución, en paralelo, hacia el proceso de Lixiviación Secundaria de Rípios y hacia los procesos de Lixiviación de Óxidos de Baja Ley y Lixiviación de Mixtos. La solución rica, producto de estos tres procesos, son enviadas a piscinas de PLS.

La Planta de Extracción por Solventes incluye los estanques de orgánico cargado, de alimentación a filtros de recirculación de electrólito, los coalescedores de orgánico, los filtros gravitacionales de electrólito, bombas, cañerías y sus correspondientes válvulas. Esta etapa produce un electrólito rico, que alimenta a las mil celdas de la Nave de Electro-obtención, dispuestas en 6 secciones.

La Planta de Electro-obtención, que también es la más grande del mundo, trabaja con la tecnología KIDD de cátodos permanentes; utiliza 4 puentes grúas automáticos para el manejo de electrodos, que operan programados con las 3 máquinas despegadoras de cátodos, que tienen una capacidad promedio superior a las 840 ton/día y que lavan, despegan, pesan, corrugan, muestran y forman paquetes de 2 toneladas de cátodos de cobre.

Durante el 2011, Codelco Radomiro Tomic aumentó en un 15% de la calidad catódica, pasando de un promedio mensual de 66% a un 75% de cátodos de Grado A. La calidad catódica entre mayo y diciembre se eleva a promedios de 83%. Una vez disponible el análisis de calidad,

estos cátodos son cargados sobre camiones y transportados al puerto de embarque para su despacho [1].

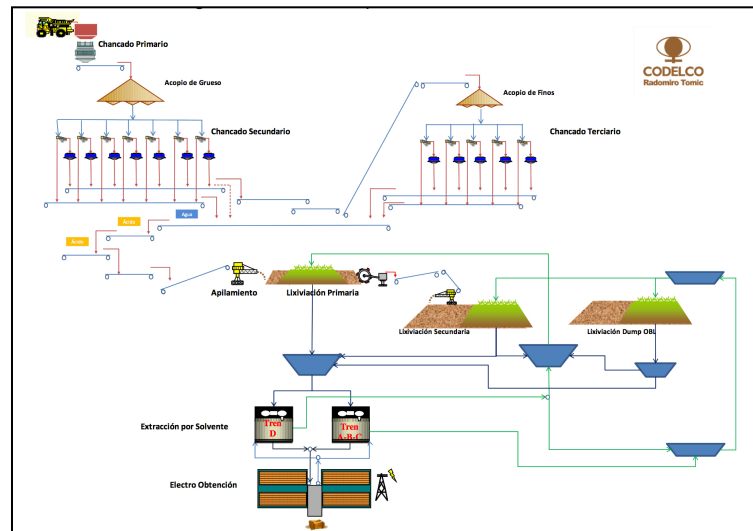


Ilustración 2 Diagrama de Flujos de DRT

1.2. Motivación del trabajo

Esta memoria plantea la importancia de realizar una planificación de vaciado de botadero de ripios y botadero óxidos de baja ley en la mina Radomiro Tomic inexistente actualmente, de manera tal de generar la mayor cantidad de áreas disponibles para el vaciado de material para de esta forma aumentar la producción de cobre fino. Debido a que la maximización de cantidad de áreas no tiene resultados esperados (según resultados actuales), se cambia la función objetivo por maximizar la producción de cobre fino en botaderos.

Dada la actual situación de bajas leyes y aumento de costos en la que se encuentra División Radomiro Tomic (DRT), se considera beneficioso tener una mejor planificación de lixiviación secundaria en botaderos y una nuevo diseño y planificación en botadero de óxidos. La planificación más eficiente podría ser un aporte directo de cobre fino para la división a costo muy bajo.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Realizar la planificación y diseño de vaciado de rípios de lixiviación primaria y óxidos baja ley (OBL) para el año 2014.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Maximizar la producción de cobre fino, a través de la concepción del proceso como aporte al negocio mediante una planificación adecuada.
- Realizar un plan de secuencia de vaciado y diseño para futuras fases de botadero de rípios y OBL, que comienzan su construcción a mediados de 2014, buscando la maximización de cobre fino.
- Realizar un análisis económico que indique cual es el beneficio de realizar la planificación con aporte personal y cuál es el impacto en la división.

1.4. Alcances

Los alcances y limitaciones de este proyecto son:

Se utilizan como fuente de información los registros históricos originales ingresadas por el personal de faena, así como las mediciones de las variables que condicionan la operación, descartándose cualquier manipulación y análisis previos.

Se realiza un plan de secuencia de vaciado de rípios que sea replicable incluso cuando el periodo de memoria haya terminado (fase 7 botadero), determinando criterios de secuenciado dependiendo de los parámetros estudiados y de aplicación en el corto plazo.

Se tiene como limitante la poca información disponible de secuenciación de óxidos de baja ley en los últimos años, lo que genera desconocimiento de características de áreas de frentes de vaciado en botaderos en la actualidad. Además existen problemas operativos de acceso y proyecciones de pisos futuros por lo que se debe modificar el diseño original.

Creación de modelo de bloques queda propuesto, y se limita a caracterización de material cargado para su vaciado en zonas específicas.

El Análisis económico será sólo de cálculo de beneficio teórico en un año laboral, ya que no se podrá contar con datos reales dado el tiempo que toma operativizar el secuenciado y realizarlo una vez encontrada la mejor solución. Análisis de Valor Actualizado Neto (VAN) queda propuesto.

2. ANTECEDENTES

De manera de encontrar el diseño más adecuado para aprovechar de mejor forma el material con cobre remanente en botaderos, se debe tener pleno conocimiento de todo el marco teórico que se encierra en estas áreas. Esto quiere decir, el diseño y planificación propuesto debe estar sujeto a las restricciones de todo tipo que se tengan. Además se debe estar familiarizado con teoría detrás de procesos, unidades básicas de diseño, equipos utilizados, etc., y la situación actual de lugares a intervenir.

2.1. Botaderos de ripios

Las etapas para la formación de botadero de ripios constan en:

- Ubicación de maquinarias y equipos necesarios para la construcción de las obras, tales como, tractores, motoniveladora, rodillo, retroexcavadora, camiones, y cargadores frontales. Además de una grúa para la instalación de la correa transportadora.
- Preparación del terreno para hacerlo apto para el óptimo desempeño de los equipos que operarán. Se debe retirar fragmentos grandes de roca y compactar la superficie, para cuidar geomembrana además de favorecer escurrimiento de las soluciones.
- Instalación de correas transportadoras, spreader y tripper.
- Instalación de geomembrana que impermeabiliza el terreno. Por sobre la geomembrana se deposita una capa protectora de drenaje formada de gravas y ripios.

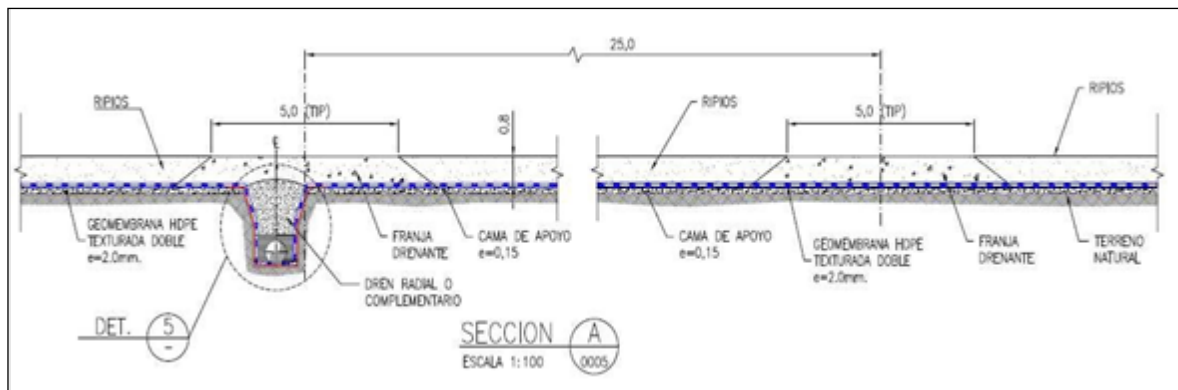


Ilustración 3 Geomembrana y características

- Instalación de cañerías y redes de goteros para la irrigación de la solución de refino a las parcelas.

- Sistema de drenaje mediante tuberías ranuradas insertas en zanjas profundas en las zonas de gravas de alta permeabilidad y canaletas recolectoras ubicadas en el perímetro del botadero de ripios que transportan la solución hacia las piscinas de PLS.

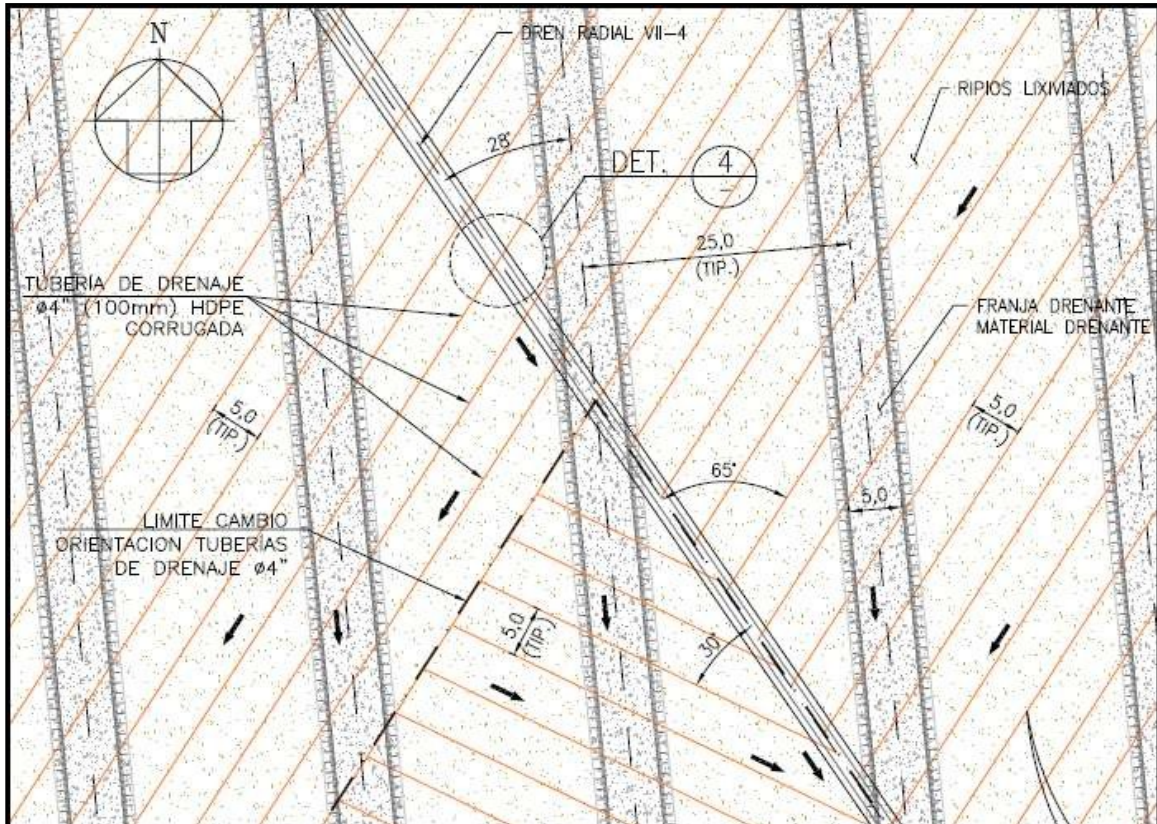


Ilustración 4 Vista en planta sistema de drenaje

Una vez instalada la capa protectora de drenaje sobre la geomembrana de la cancha de lixiviación del botadero se inicia la operación industrial de depósito o vaciado de ripios. El vaciado de ripios se realiza mediante un spreader que circula alrededor de una línea de correa recta que es alimentado con los ripios procedentes de la pila de lixiviación dinámica, a través de una rotopala con capacidad de 200.000 ton/día que va desarmando la pila, y a su vez, alimentando las correas que se dirigen al spreader. Este equipo se monta sobre una plataforma inicial (que se configura sobre el botadero existente) y gira progresivamente respecto de un punto fijo, a medida que el nuevo depósito se extiende en planta. En cada giro de correa se depositan 2 capas de ripios. La capa inferior, denominada “Low Cast”, se descarga sobre el sistema de impermeabilización y drenaje. Esta capa proporcionará la base de apoyo para la correa en el siguiente giro. La capa superior se deposita sobre el “Low Cast”, y se denomina “High Cast”. Durante el proceso de formación del Low cast, un tractor se encargará de nivelar el material depositado por el spreader, a objeto de ir extendiendo la plataforma sobre la cual se reposicionará la correa cuando corresponda efectuar el giro de la pluma del spreader.

El Low cast en el frente de avance tendrá una altura de 60 m y el high cast, una altura de 25 m, alcanzando el apilamiento una altura máxima total de 85 m según el criterio de diseño geotécnico. La distancia mínima o de desacople entre el pie del high cast y la cresta del Low cast será de 30 m. Tanto el talud del Low cast como el talud del high cast quedarán con un ángulo de reposo de 37° [2].

La irrigación de cada una de las parcelas del high cast correspondiente a una superficie de 100 x 100 m se realizará con una solución de refino a una tasa de 5 litros por hora y por m² de superficie (5 L/h/m²) en forma intermitente, los cuales equivalen a una tasa de 2,7 L/h/m² en forma continua.

Sólo se contempla irrigar el high cast considerando una berma de seguridad de un ancho de 50 m medido desde el coronamiento de su talud. De este modo, el área de irrigación será la que resulte de considerar la restricción anterior en cada talud desconfinado del depósito [3].

El ciclo de riego del botadero de rípios será de 300 días. La colección de la solución PLS se efectuará mediante un sistema de cañerías instaladas en la base impermeabilizada del botadero de rípios que desembocarán en canaletas perimetrales abiertas. Estas canaletas descargarán en forma gravitacional en un par de piscinas desarenadoras desde donde, por rebose, pasarán a una piscina de transferencia y luego serán impulsadas mediante un sistema de bombas verticales situadas sobre balsas a las piscinas de refino localizadas al costado de la planta de extracción por solventes y aguas abajo de las pilas dinámicas. Desde las piscinas de refino las soluciones serán bombeadas a las pilas dinámicas para su irrigación [3].

2.2. Diseño de botaderos de baja ley

El material extraído de la mina que no es económicamente atractivo para su tratamiento en chancadores (ley aporta menos que el costo de chancarlo) debe ser dispuesto en lugares específicos y adecuados para la lixiviación secundaria, por lo que se tendrá que definir las características de estos lugares. Al tener leyes de borde o críticas, no son rentables para llevar a chancador, pero sí lo son si se realiza una lixiviación secundaria o in situ, por lo que además de tener en cuenta los parámetros tradicionales de diseño de botadero de lastre, se debe tener en cuenta los procesos hidrometalúrgicos que se llevaran a cabo sobre el botadero [4].

Para seleccionar un buen lugar para posicionar un botadero se debe considerar todas las exigencias para su habilitación, tanto técnicas como económicas, de las cuales podemos mencionar las siguientes:

- La distancia entre el punto de carga de los camiones en la mina y el lugar de descarga del material debe ser la mínima posible, por una razón económica, ya que a mayor distancia, mayor es el costo.
- El lugar donde se depositarán los materiales debe ser geológica y geomecánicamente apto para ello, ya que la gran cantidad de material a depositar puede generar siniestros geomecánicos en el sector mismo (hundimiento) o en sectores aledaños (distribución de esfuerzos).

- La utilización del sector elegido no debe significar un daño ambiental real o potencial, lo cual se garantizaría con un adecuado estudio al respecto.
- Se debe instalar carpetas colectoras de solución y dar condiciones de permeabilidad para obtener PLS.

2.2.1. Disposición de Botaderos en pilas o tortas

Debido a las condiciones de simplicidad de descarga, mantención, estabilidad y operatividad el caso más simple de diseño de botadero es en ladera, pero existen casos en que no se dispone de laderas cercanas en que se puedan depositar los materiales de baja ley o lastre, por lo que se debe recurrir a la construcción de pilas o tortas de acopio. En este caso debe considerarse la construcción o habilitación permanente de accesos sobre la pila misma, a diferencia de la disposición en laderas, en que parte de los accesos se habilitan en los mismos cerros [5].



Ilustración 5 Botaderos en pila

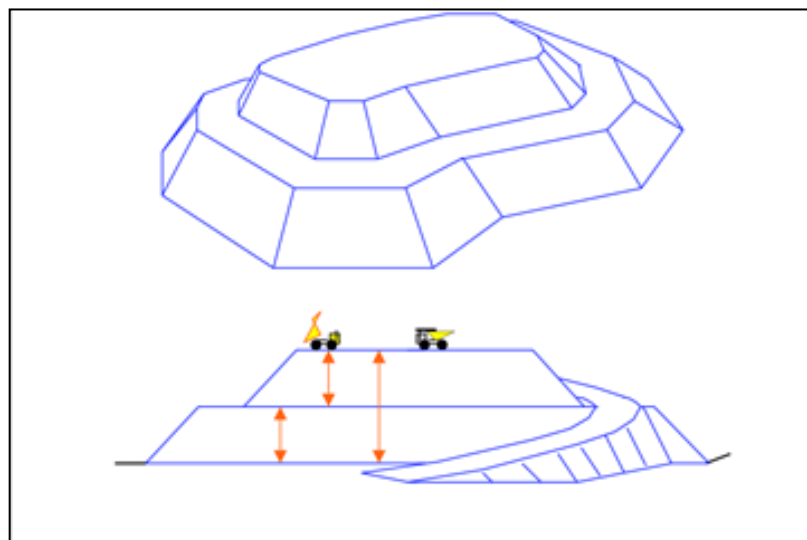


Ilustración 6 Diseño botadero en pilas

2.2.2. *Mantenimiento de botadero*

La mantención de botadero [5] de baja ley es clave para lograr un aporte de PLS en condiciones seguras. La compactación [Ilustración 8] es fundamental para evitar los colapsos en borde de botadero o asentamientos de material. La idea es lograr que el material suelto llegue a ser lo más parecido posible a un material compacto, consiguiendo una mejor estabilidad global. Esta operación suele realizarse con un rodillo que pasa por el terreno y va compactando.

Se debe tomar en cuenta que la densidad con que llega y se deposita el material es de $1,92 \text{ [ton/m}^3\text{]}$ aproximadamente, para conseguir una buena compactación de un botadero se debiese alcanzar densidades de $2 \text{ a } 2,1 \text{ [ton/m}^3\text{]}$, es decir un incremento del 9% respecto a la densidad con que llega al depósito o un 78% del valor de la densidad in situ ($2.7 \text{ [ton/m}^3\text{]}$). Notar que esto depende de la granulometría, el grado de esponjamiento con la cual llega el material a los botaderos y obviamente de la calidad de la mantención del depósito. Puede que la densidad en los niveles inferiores del depósito sea mayor por la presión que ejerce la pila de material dispuesto encima de este nivel, por lo que se podría esperar un comportamiento decreciente de la densidad en función de la altura.

Otro punto importante que se debe destacar es que a pesar de que no se pueda lograr la máxima compactación con los equipos en comparación a la compactación lograda por la presión de los miles de toneladas sobre una capa de este mismo botadero, es de suma importancia lograr uniformidad en la compactación realizada por los equipos, ya que mientras más homogéneo sea el comportamiento de la densidad por niveles dentro del depósito, más seguro se torna la operación sobre el botadero y se garantiza así la estabilidad general de la pila de material. Si existiesen discontinuidades dentro del depósito, lo más probable es que si ocurriese una falla, o un problema ese sería el punto por donde se manifestaría dicha situación, independiente de que sea o no la causa de ello.

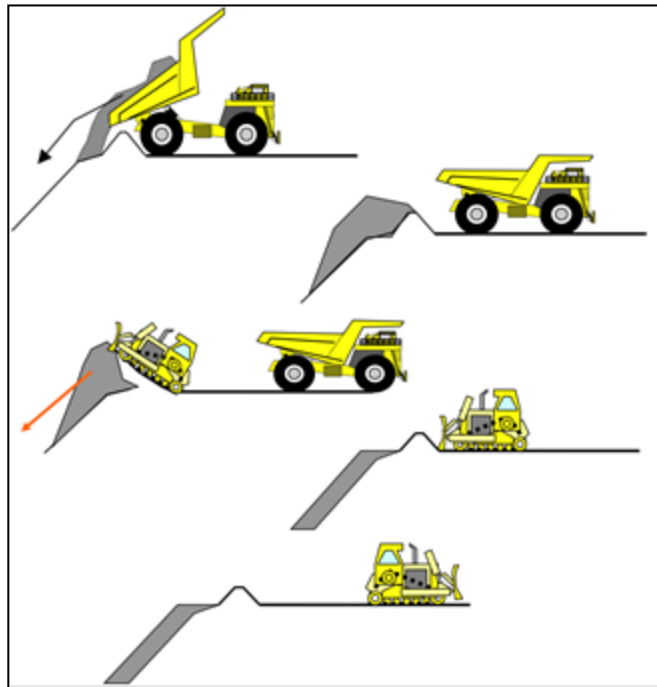


Ilustración 7 Mantención de botaderos en pilas

Por ejemplo, si un sector se encuentra mal compactado y ocurre un evento sísmico de proporciones, lo más probable es que si hay algún tipo de colapso o daño en la pila de material, éste daño tendría relación al sector antes mencionado sin ser este el causante del evento sísmico. Sin embargo, esta compactación debe tener considerado la permeabilidad que debe tener el botadero de baja ley, a diferencia de un botadero de lastre, ya que debe ser capaz, como se dijo previamente, realizar obras de forma segura, pero también debe ser capaz de irrigar la solución como metalurgia lo tenga planificado[5].

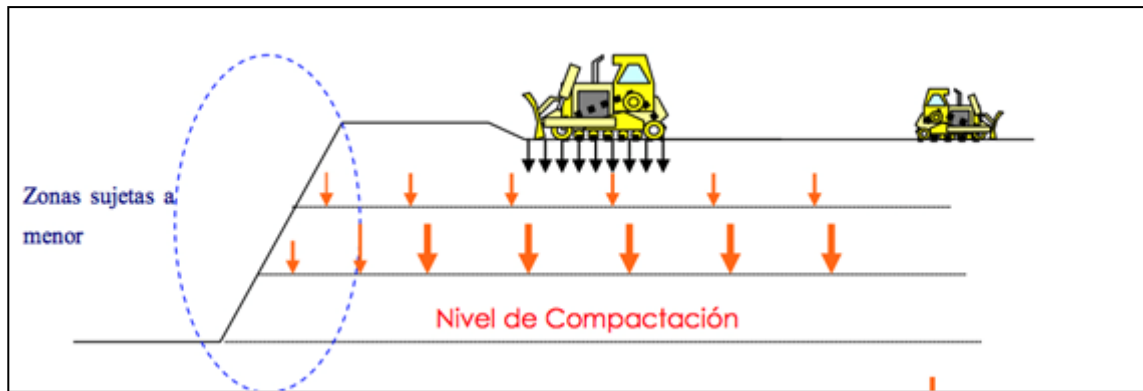


Ilustración 8 Compactación en botadero

2.3. Costos

Bajo el concepto de Beneficio nulo (o que el ingreso que se perciba al explotar un cierto tonelaje de mineral sea igual al costo asociado a ello), el balance para una tonelada de mineral (UT) que se encuentre expuesta, es decir sin estéril asociado, es el siguiente:

- Ingresos por Venta = Costos de obtención
- $UT * l * R * P = UT * Cm + UT * Cp + UT * (l * R * Cr)$
- $l * R * (P - Cr) = Cm + Cp$

En donde la nomenclatura es la siguiente:

l: Ley de la especie de interés o mineral.

R: Recuperación total metalúrgica.

P: Precio de venta de la unidad de la especie de interés.

Cm: Costo de extracción de mineral de la mina.

Cr: Costo de refinación.

Cp: Costo de procesamiento del mineral.

Se debe tomar en cuenta que tanto el costo mina como el costo planta varían durante la vida de la explotación, ya que la distancia de transporte tanto para el mineral como para el estéril son variables y el tratamiento del mineral en la planta varía dependiendo de las características del mineral que es alimentado, las cuales pueden variar dependiendo de la profundidad en la cual se encuentre explotando, por lo que en ambos casos se debe ocupar la mejor estimación posible en función del criterio y experiencia del encargado de realizar el diseño del rajo.

Los costos de CATEGORÍA I son los costos en US\$/Ton de material movido relacionados con la extracción del mineral, es decir los costos Mina, que incluyen los siguientes procesos:

➤ Como Costos Directos(Cm):

- Perforación.
- Tronadura.
- Carguío.
- Transporte.
- Servicios de apoyo Mina.
- Administración.

Además se suma un costo a la Depreciación (CC). La suma de estos valores CM + CC conforma la CATEGORÍA I.

Se considera como costos de CATEGORÍA II, los relacionados con el proceso del mineral que para hidrometalurgia corresponde a SX y EW (Cp) y se expresa en unidades de US\$/Ton de Mineral tratado. Además se incluyen costos administrativos (en las mismas unidades). Cabe notar que la depreciación de las instalaciones de la planta está incluida dentro del costo de proceso.

Se considera como costos de CATEGORÍA III, los relacionados con la venta del producto (Cv), en el cual se incluyen el transporte, seguros, créditos, refinería, etc. y se expresa en unidades de US\$/lbCu. [5]

El reporte de costos de operación, así como sus bases teóricas tiene como propósito apoyar la configuración de estos, sustentar la toma de decisión, servir para su control y además ser compatible con la estructura de costos de la operación. El costo debe reportarse según un enfoque jerárquico, desglosado según proceso y actividad.

El costo de cada actividad deberá reportarse en ciertas descomposiciones, ellas son:

- Elemento de gasto: agrupa los costos según familias de recursos afines
- Función principal: corresponde a una reagrupación de los costos según elemento de gasto para dar cuenta del costo según función, las cuales pueden ser, operación directa, mantención, administración y apoyo.

Además, como soporte al desglose de costos se requiere tener cierta información adicional, como cuáles son los equipos principales considerados en la actividad, señalando capacidades, número de equipos, entre otros. También se debe considerar los elementos principales de costo, que corresponde a los costos de operación como materiales, combustible, entre otros.

Para cada una de los elementos significativos mencionados anteriormente, se debe indicar la relación insumo/producto que le corresponda. Tanto el consumo como esta relación son componentes necesarios para realizar una estimación de la promesa en un escenario de precios referentes.

Los indicadores de operación requeridos para cada actividad deben dar cuenta de que es lo proyectado en la operación (rendimientos, utilización, producción, etc.) como los principales indicadores que den cuenta de las restricciones operativas de ella.

A continuación se muestra una estructura mínima para el reporte de costos, exigida en este caso por Codelco. Se incluye la definición de cada actividad a considerar por cada proceso, materiales e insumos relevantes, los indicadores de productividad y parámetros operativos con sus respectivas unidades de medición. La estructura se encuentra acotada sólo para caso en estudio y sus parámetros relevantes.

Actividad	Materiales e Insumos Principales	Relaciones Insumo/Producto	Nivel de Actividad	Parámetros/Indicadores Operativos
Transporte	Neumáticos Petróleo Mantención	km/neumáticos lt/ton km equivalente	Toneladas transportadas	Disponibilidad (%) Distancia media % Distancia media en pendiente. Distancia media equivalente Productividad (ton km/hr efectiva)
Mov. Tierra y Equipos apoyo	Petróleo Agua Energía eléctrica Neumáticos Mantención	lt/mh m3/tmh KWh/tmh Neumáticos/tmh	Movimiento total de material	

Tabla 1 Estructura mínima de reporte de costos.

Proceso	Actividad	Materiales e Insumos Principales	Relaciones Insumo/Producto	Nivel de Actividad	Parámetros/Indicadores Operativos
Mina rajo	Perforación	Barras Triconos Energía eléctrica Petróleo Otros(sondaje, elementos perfo.)	barras/mt perforado triconos/mt perforado KWh/mt perforado lt/mt perforado	Metros perforados	m/día-perforadora Disponibilidad perforadora(%) Utilización efectiva(%) Velocidad perforación (m/hr efectiva) Dureza (Wi), Resistencia a la compresión (mPa)
	Tronadura	Explosivos	ton exp/ton extraídas	Toneladas extraídas	Fragmentación requerida Distancia entre tiros Nº tiros quedados Factor de carga (gr explosivos/ton ext)
	Carguío	Neumáticos Petróleo Energía eléctrica Elementos de desgaste (cables, recubrimientos, etc.)	neumáticos/kth lt/kth KWh/kth	Toneladas cargadas	Disponibilidad (%) Utilización efectiva(%) Productividad palas (kth/hr efectiva) Tiempo medio entre fallas
	Transporte	Neumáticos Petróleo	km/neumáticos lt/ton km equivalente	Toneladas transportadas	Disponibilidad (%) Utilización efectiva(%) Distancia media % Distancia media en pendiente Distancia media equivalente Productividad (ton km/hr efectiva)
	Mov. Tierra y Equipos apoyo	Petróleo Agua Energía eléctrica neumáticos	lt/mh m3/tmh KWh/tmh neumáticos/tmh	Movimiento total de material	

Tabla 2 Detalle de costos.

En la Tabla 2 se puede ver en detalle la estructura de costos que se debe seguir en transporte y movimiento tierra, que son las dos actividades en las que se tendrá injerencia debido a diseño y planificación que se tenga, recalcando la importancia de gasto en neumáticos, combustible, eléctrico y mantención.

Es importante mencionar que los indicadores claves y parámetros propuestos son resultado de un análisis no exhaustivo de las distintas actividades de cada proceso, esto implica que cada factor mencionado debe ser ajustado al proyecto en sí, es decir, debe ser validado por cliente y ejecutor, realizando seguimiento y control posterior. [6]

El diseño y planificación debe considerar el logro de los parámetros e indicadores operativos que se encuentran estipulados en el PND o P1, por lo que se debe ser riguroso en cuanto a la elaboración del plan, ya que además de considerar todas las condiciones anteriormente expuestas, cada uno de los indicadores operativos deben ser logrables una vez implementado el secuenciado.

Otro costo importante a mencionar es el costo que representa la remuneración de operadores de equipos. Tomando en cuenta un espacio de tiempo de 1 año se puede llegar a una cifra aproximada de estos costos, asumiéndolo como costos fijos, ya que siempre se debe tener operadores, y es muy difícil un cambio de dotación importante en este intervalo de tiempo. Como aproximación muy general, considerando utilización de equipo, disponibilidad, más tasa de ausentismo se puede deducir que por equipo se necesitan 4,32 operadores, lo que significa tener a un quinto operador disponible si es que falla uno de los 4, para diferentes turnos.

Por último se debe mencionar el costo de oportunidad que representa tener equipos en botaderos v/s tenerlo en la mina en labores productivas. Este costo no es menor y puede presentar cambios de decisiones al corto y mediano plazo.

2.3.1. Distancia equivalente

Los costos anteriormente enunciados, tienen un factor que es probablemente el más relevante. La distancia en que se transporta material puede decidir incluso si es o no beneficioso llevar mineral a chancador, únicamente por el costo de transporte que se le asocia. Es que este factor tiene incidencia en prácticamente todo el resto, como por ejemplo, utilización de neumáticos, combustible, frecuencia de mantenciones, electricidad consumida, agua a consumir, etc. Ya que las distancias mineras no son siempre horizontales, es en los tramos con pendientes en donde, por ejemplo, más se esfuerza al motor de los CAEX, se tiene un mayor consumo de combustible, mayor gasto de neumáticos, etc. Por lo que no es trivial el porcentaje de secciones en pendiente que tenga el tramo, y a que pendiente estén. Es por esto que se formula una distancia equivalente, que modifique la distancia lineal y sea capaz de agregar el factor de la pendiente para los cálculos que lo requieran.

2.3.1.1 Cálculo distancia equivalente tradicional

En un tramo definido se tiene:

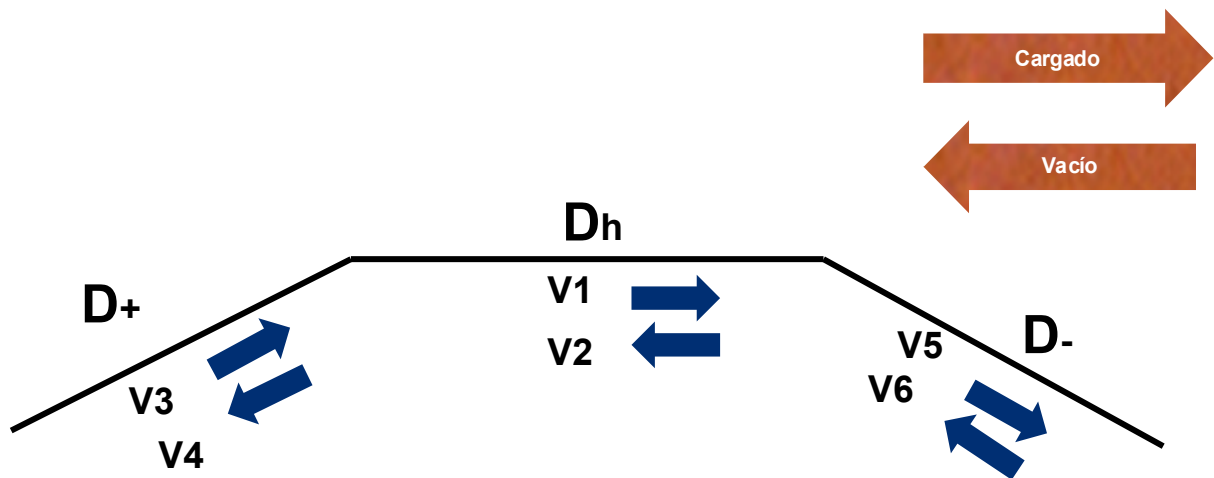
- Distancia horizontal tramo i (Dh_i)
- Distancia vertical tramo j por pendiente P_j (Dv_j)
- Pendiente para cada tramo vertical j (P_j)

La idea es ponderar a través de un factor f (generalmente 2) que le da un mayor peso a las distancias con pendiente, además de ponderar linealmente pendiente j por distancia de tramo j vertical. Esto es lo que se hacía hace un tiempo para cálculo de distancia equivalente, pero no es muy exacto, ya que se simplifica demasiado el problema y puede llevar a errores fácilmente.

Entonces la expresión resulta:

$$Deq = \left(\sum Dh_i - \sum Dv_j \right) + f * \sum Dv_j$$

2.3.1.2 Cálculo distancia equivalente dinámico



	Cargado	Vacío
Dh	V1	V2
$D+$	V3	V4
$D-$	V5	V6

Tabla 3 Nomenclatura de Velocidad según Pendiente y Carga

- $Tiempo\ Ciclo = \left[\frac{Dh}{v1} + \frac{D+}{v3} + \frac{D-}{v5} \right] + \left[\frac{Dh}{v2} + \frac{D+}{v4} + \frac{D-}{v6} \right]$

Viaje Ida **Viaje Vuelta**

- $Distancia\ Equivalente = Dh + D+ * f1 + D- * f2$

Donde:

$$f1 = \frac{1}{2} \left[\frac{v1}{v3} + \frac{v2}{v4} \right]$$

$$f2 = \frac{1}{2} \left[\frac{v1}{v5} + \frac{v2}{v6} \right]$$

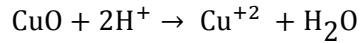
El anterior cálculo teórico de distancia media y equivalente es una alternativa para las distancias llamada *distancia dinámica* y presenta ventajas en relación al método tradicional. Por ejemplo este método posee un factor de ajuste que responde a la tendencia central de velocidades reales, requiere de constante actualización de la posición espacial de los nodos, posee factores susceptibles a minimizar los errores con normalización de velocidades. Por estos motivos se determina la distancia de esta forma y no de manera tradicional.

A continuación se necesita obtener la velocidad media y la carga media. Para el caso de la carga media se utilizan valores promedios obtenidos de peso por neumático vacío y cargado para eje frontal y eje trasero, además teniendo en cuenta la distribución del peso para ambos ejes, cargado y descargado que entrega el catálogo del camión. La velocidad media se obtiene a partir de los datos entregados por MineOPS por cada tramo en estudio. Se obtienen velocidades medias para cada tramo (cargado subiendo, bajando y horizontal y vacío subiendo, bajando y horizontal). Finalmente se obtiene la distancia equivalente.

2.4. Cinética de Lixiviación

La lixiviación de partículas de una masa M de mineral de cobre conteniendo una ley inicial de cobre $L_i(\%)$ como CuO , que está inmersa en un volumen de $V(\text{Lts})$ de solución acuosa con una concentración C_{H^+} de ácido sulfúrico.

La reacción de lixiviación que ocurre espontáneamente es:



Luego la concentración de cobre en solución, presente como Cu^{+2} , aumenta en el tiempo, mientras la de ácido disminuye. Si la concentración de Cu^{+2} en solución en un tiempo t es $C_{\text{Cu}^{+2}}$, la masa de cobre lixiviada hasta ese tiempo se calcula como:

$$M_{\text{Cu}^{+2}}^t(\text{grCu}) = C_{\text{Cu}^{+2}} V(t)$$

Como la masa de cobre presente inicialmente en la masa de mineral M es:

$$M_{\text{Cu}^{+2}}^i(\text{grCu}) = \frac{M(\text{gr})L_i(\%)}{100}$$

La fracción de cobre lixiviada en el tiempo t es cobre en solución inicial/sobre inicial, y porcentualmente se calcula como:

$$R(\%) = \frac{C_{\text{Cu}^{+2}}^t \left(\frac{\text{gr}}{\text{lt}}\right) V(t) * 100}{M(\text{gr})L_i(\%)} * 100$$

Siendo la recuperación R mayor a 0 y como máximo 100.

Si el mineral de cobre oxidado se lixivía agregando constantemente ácido fresco de modo que la concentración de ácido se mantenga constante, y si se toman muestras de concentración de Cu^{+2} en la solución durante el tiempo de lixiviación se observa una tendencia al alza rápidamente a medida que pasa el tiempo, llegando a una asíntota en cierto tiempo t^* en donde el aumento de concentración de Cu^{+2} es mínimo [7].

2.5. Estado del arte

Actualmente el plan de secuenciado y vaciado se ve directamente por operaciones, por lo que se realiza lo que ellos encuentran beneficioso en el momento y pensando solo en área libre para vaciado. Esto genera diversas dificultades, como por ejemplo, cierre de área de vaciado o área no operativa para equipos mina, cierre de caminos, acorte de vida de vaciado para el área, sector no operativo para el regadío.

La última planificación encontrada fue realizada para OBL el año 2011 y presentaba el diseño (Ilustración 10) y secuenciado (Ilustración 9) del primer piso de botadero OBL correspondiente a la fase 3. En Ilustración 9 se puede observar que la planificación de vaciado se realiza de forma seccionada supeditada a el avance en la rampa de acceso y luego al camino, siendo necesario entonces la “etapa camino 3” para poder vaciar a “Secc 3” adyacente, por ejemplo.

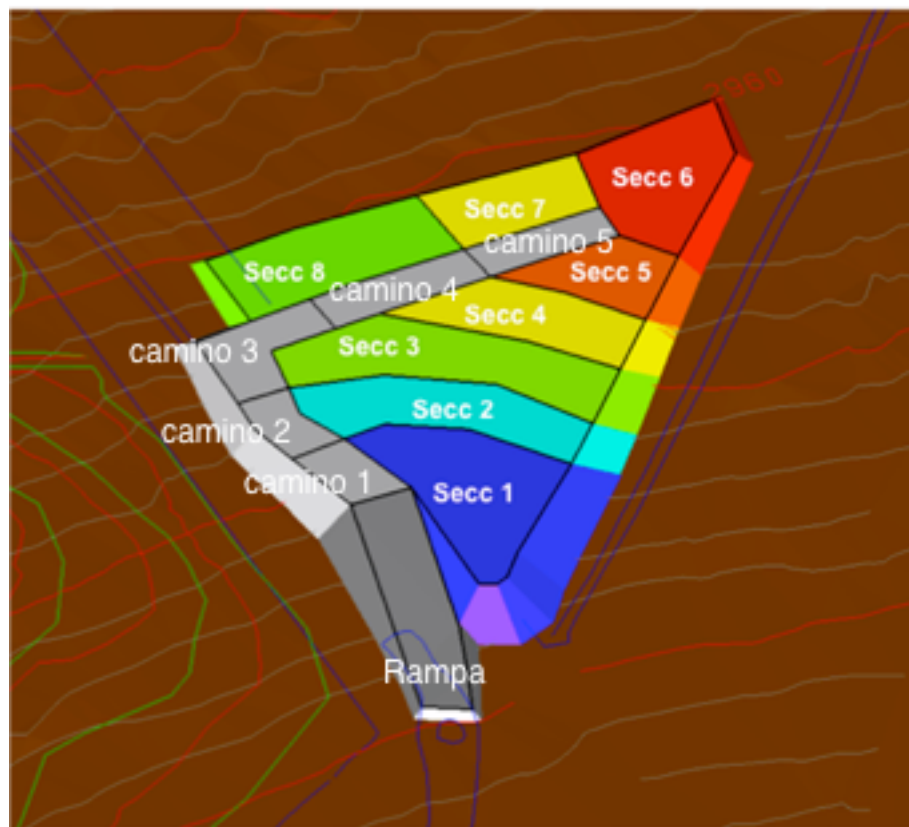


Ilustración 9 Secuenciado piso base OBL

Para el diseño en sí, se tiene una topografía dispar, por lo que se hace fundamental que se genere una meseta para su posterior compactación, pensando en pisos futuros y equipos en el área, por lo que se tienen diferentes alturas para cada sección de la pila. Con estos parámetros se entregan toneladas cargadas, toneladas entregadas y área entregada para cada sección, así como la fecha de entrega para cada una de ellas.

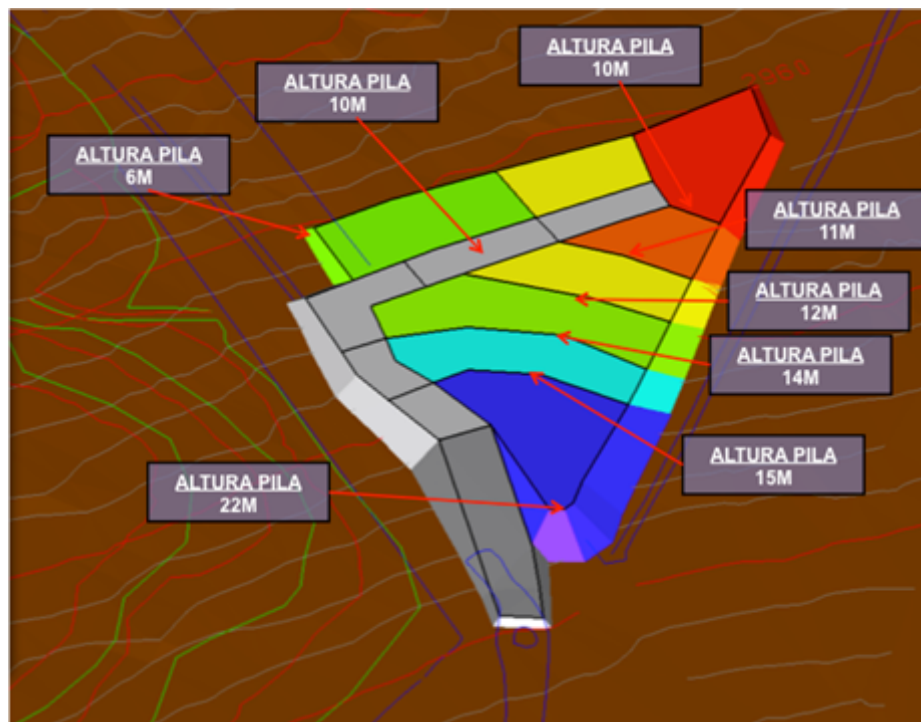


Ilustración 10 Alturas piso base OBL

SECUENCIA DE LLENADO PILA OBRAS TEMPRANAS						
Secuencia	Fecha Entrega	Tonelaje Cargado (th)	Tonelaje Entregado (th)	Area Entregada (m2)	%CuT	%CuS
Rampa	17/09/11	203,970	0	0		
Camino001	22/09/11	88,134	0	0		
Sec001	15/10/11	445,286	334,819	10,241	0.55	0.45
Camino002	18/10/11	67,995	0	0		
Sec002	29/10/11	215,626	213,113	8,089	0.55	0.45
Camino003	02/11/11	82,643	0	0		
Sec003	14/11/11	229,457	235,395	10,297	0.64	0.44
Camino004	18/11/11	66,576	0	0		
Sec004	25/11/11	132,579	143,084	6,617	0.64	0.44
Camino005	28/11/11	58,707	0	0		
Sec005	01/12/11	78,837	88,209	4,500	0.64	0.44
Sec006	08/12/11	130,602	113,702	8,443	0.37	0.28
Sec007	12/12/11	68,395	68,810	5,383	0.37	0.28
Camino005	13/12/11		42,666	2,663	0.64	0.44
Sec008	17/12/11	99,462	105,034	8,868	0.37	0.28
Camino004	18/12/11		53,171	3,366	0.64	0.44
TOTAL		1,968,269	1,398,003	68,467	0.55	0.41

Tabla 4 Fechas de entrega de área junto a estadísticas básicas

El tonelaje cargado corresponde a material movido y depositado en el área, mientras que tonelaje entregado corresponde a la parte del tonelaje cargado que es apto para el regadío y preparada para aquello (emparejada y ripeada). Parte del tonelaje cargado es necesario para rampas, caminos y bermas de seguridad por lo que no puede ser regado.

Por otro lado el porcentaje de cobre total y cobre soluble entregados corresponde al muestreo realizado en material directamente sacado de la mina después de tronado (en ingles Run of mine (ROM)) previa deposición utilizando información geológica existente ubicada según polígonos.

En cuanto a la planificación en botaderos en sí, no existe ninguna “receta” que diga cuales son las mejores decisiones para maximizar el beneficio, o tener áreas disponibles más rápido, o una mayor cantidad de áreas disponibles, ya que como se aprecia, los objetivos específicos que se pueden tener como planificación a largo plazo, o incluso a mediano plazo son muy variados. Cada secuenciado tiene sus propias características y limitaciones que son difícilmente replicables u homologables incluso a fase siguiente del botadero que este en operación. Es por esto que no existe literatura asociada a planificación en este ámbito propiamente tal, pero sí en cuanto a lixiviación secundaria o lixiviación de material de baja ley, además de mantención y diseño de botaderos que se expone a continuación.

3. METODOLOGÍA

Para trazar la metodología de planificación y diseño es fundamental establecer cuál será el foco con el que se realizará la tarea encomendada. Si bien se solicitó planificar y diseñar botaderos pensando en maximizar áreas disponibles para el regadío, luego del análisis de antecedentes se puede decir que maximizar las áreas disponibles no asegura un aumento proporcional del cobre fino. Es por esto que se propone un cambio de enfoque, en el que se debe plantear la metodología pensando en el resultado final, que es justamente maximizar la producción de cobre fino.

Para alcanzar tal objetivo se debe concebir cada operación unitaria como una contribución en la cadena de valor, donde el costo y beneficio de cada una de ellas tendrá gran incidencia en el resto de las operaciones, por lo que se propone el concepto “de la mina para la creación de valor” (“mine to value”).

Básicamente el concepto consiste en maximizar el cobre fino recuperado de lixiviación secundaria y lixiviación en botaderos, primero, diseñando toda la planificación tomando como punto de partida las restricciones que se tengan y recopilando la mayor cantidad de información acerca del material a mover y posteriormente a lixiviar. Para esto se propone la creación de un modelo de bloques representativo en todo botadero que sea económicamente atractivo, ubicando el material según ley, tipo de roca, alteración, elemento que acompañe a la especie de interés, solubilidad, entre otras, para lo cual se debe hacer sondaje de pozos de perforación, tener un rastreo del material una vez haya sido chancado y realizar sondajes en botaderos. Se propone realizar un control de flujos con un balance que considere flujo másico (Gs), flujo volumétrico (Qs), densidades, porcentaje de agua circulante, leyes, etc.

Con todo lo anterior se disminuirá la incertidumbre referente a las características que tiene el sector donde se regará, además de tener pleno conocimiento de donde se encuentra la especie de interés (y sus leyes) en botaderos. Gracias a esta información se podría modificar la planificación de corto plazo según requerimientos especiales como detenciones de planta, baja de leyes de producción, entre otros ejemplos que puedan requerir de un aporte de cobre por otro lado.

A corto plazo es muy compleja la creación de un modelo de bloques, por lo que se limita a realizar muestreo y seguimiento de último material cargado, teniendo así, más información de zonas a cargar.

Como se mencionó anteriormente, el primer paso es hacer un estudio de restricciones que posea el área a trabajar para encontrar una solución óptima pero a su vez factible.

3.1. Condiciones de restricción

En el estudio realizado se encontraron diversos factores cruciales antes de empezar con el diseño y secuenciamiento. Estos factores son de gran importancia ya que diseñar sin ellos podría implicar que toda secuencia esté hecha sobre bases insostenibles o que simplemente no solucionen el problema. Es por esto que se juntan todos los factores en dos grandes requerimientos; geotécnicos, correspondientes a todo lo que tiene que ver con estabilidad de pila

o botadero en el tiempo; y metalúrgicos, que entrega restricciones de regadío y todo lo que se debe realizar para poder alcanzar el flujo de solución necesario [5].

3.1.1. *Requerimientos Geotécnicos*

Los principales requerimientos del área de geotecnia son diferentes para cada destino de estudio y tienen sus propios estándares y parámetros por lo que se detalla a continuación para cada uno de ellos y se debe realizar todo el proceso de diseño considerando cada restricción.

Para evaluar la condición de estabilidad de botaderos deben considerarse las propiedades geotécnicas del suelo de origen y, también, del material que conformará el cuerpo de los botaderos, y las sollicitaciones que podrían actuar sobre estos. Al definir las propiedades de los materiales es frecuente suponer que el lastre o estéril se comporta como un material granular, puramente friccionante (cohesión nula); sin embargo, dependiendo de las alturas, el efecto del confinamiento es importante y es preciso considerar que las propiedades resistentes del material del cuerpo del botadero dependen de este confinamiento. En otras palabras, el material más cercano a la superficie del botadero tendrá un mayor ángulo de fricción y una cohesión nula o cuasi nula, y el material ubicado a mayor profundidad tendrá un menor ángulo de fricción y una mayor cohesión, debido a la no-linealidad de la envolvente de falla de los materiales granulares gruesos [3].

➤ OBL:

Dado que el material de alimentación al botadero de óxidos de baja ley corresponde a material ROM, se presenta en general buena condición geotécnica, ya que vienen arcillas de mala calidad pero mezcladas con roca competente que entrega estabilidad necesaria para su apilado en botaderos, por lo que no da mayores problemas en estas condiciones. A nivel de planificación se debe corroborar que la calidad de roca de ROM no varíe de forma relevante, de tal forma de asegurar estabilidad para este sector con los materiales existentes estudiado por Geotecnia.

Por otro lado es fundamental que a nivel de operación se respete a cabalidad todo parámetro de diseño geotécnico, tales como geometría elipsoidal o circular por confinamiento y estabilidad, altura de piso de botadero, ancho berma de desacople, y cantidad de niveles de botadero. A nivel de planificación se debe velar por que todos estos parámetros se cumplan y respeten, haciendo uso de topografía (tradicional y/o iSight) y revisiones en terreno del avance de botadero, modificando situaciones anómalas siempre que sea necesario.

Un aspecto relevante a mencionar a modo de recomendación a futuro, es la probable condición de peligro que se genere en expansión de botadero OBL debido a apilamiento de material correspondiente a material lixiviado directamente de las pilas en piso 2. El material proveniente de pilas dinámicas posee granulometría y condiciones muy diferentes a ROM, por lo que por un lado, al estar en la parte inferior de botadero, la permeabilidad se verá mermada, dado que la granulometría es menor de lo considerado a nivel de diseño, lo que reducirá la cantidad de solución efluente, y por otro lado, se generará una mala condición de estabilidad cuando se apilen los pisos superiores, poniendo en riesgo el sector.

Es por esto que se debe evitar esta práctica, y realizar una metodología para la ubicación de este material cuando la producción así lo requiera en un sector seguro y cambiar condiciones de regadío o granulometría en si para mejorar permeabilidad.

➤ Ripios:

Para el caso de los ripios, el proceso de planificación es más controlado y estático que el caso de OBL, lo que implica condiciones geotécnicas menos complejas o menos restringidas. Se pide por área geotécnica, que se respeten los parámetros de diseño, tales como altura high, altura low, pendiente máxima para funcionamiento de tripper mas spreader, berma de contención, entre otros, por parte de operación.

La ubicación del material que es depositado por el spreader es fundamental para la estabilidad del botadero, ya que geotécnicamente el sector de pivote (punta de cono formado) tiene mejor comportamiento que sector de abanico (Ilustración 14) por geometría, por lo que aquí se pueden depositar granulometrías más finas como arcillas o material de mala calidad geotécnica, en cambio, al final de botadero se debe depositar material de mejor calidad y de una granulometría mayor (roca propiamente tal), de manera que aporte a la estabilidad de talud para así evitar derrames o derrumbes. A raíz de esto, es relevante para planificación tener conocimiento del material que se está extrayendo con la rotopala de las pilas de lixiviación, para tener una caracterización del material cargado, de forma que se entregue esta información de manera oportuna y certera a operación, para que se siga el diseño propuesto cumpliendo con los parámetros geotécnicos presentados.

El low cast en el frente de avance tendrá una altura de 60 [m] y el high cast, una altura de 25 [m], alcanzando el apilamiento una altura máxima total de 85 [m] según el criterio de diseño geotécnico. La distancia mínima o de desacople entre el pie del high cast y la cresta del low cast será de 30 [m]. Tanto el talud del Low cast como el talud del high cast quedarán con un ángulo de reposo de 37° [7] [2].

La irrigación de cada una de las parcelas del high cast correspondiente a una superficie de 100 x 100 [m] idealmente, se realizará con una solución de refino a una tasa de 5 [L* m²/h] en forma intermitente, los cuales equivalen a una tasa de 2,7 [L* m²/h] en forma continua.

Sólo se contempla irrigar el high cast considerando una berma de seguridad de un ancho de 50 [m] medido desde el coronamiento de su talud. De este modo, el área de irrigación será la que resulte de considerar la restricción anterior en cada talud desconfinado del depósito. [2]

A nivel de planificación se debe velar por que todos estos parámetros se cumplan y respeten, haciendo uso de topografía (tradicional y/o iSight) y revisiones en terreno del avance de botadero de ripios, modificando situaciones anómalas siempre que sea necesario.

3.1.2. *Requerimientos metalúrgicos*

Los requerimientos metalúrgicos funcionan un poco a la inversa, pero son importantes para la retroalimentación a posteriori, ya que el área metalúrgica necesita saber en qué polígono o sector se estará para poder ellos diseñar acorde a los parámetros del polígono (altura, área, acceso, etc.) el proceso de regadío y determinar sus propios parámetros.

➤ Ripios:

Para los ripios el principal aporte que se le da a metalurgia es darles los datos de que altura se tiene en el área liberada, cuando se llega a alguna área específica y finalmente cual es el área total liberada, ya que a respuesta metalúrgica varía según piso y material. Debido a que la planificación del ripio siempre es en la corona del high, es relativamente simple y estable en el tiempo no presenta mayores requerimientos para metalurgia.

➤ OBL:

Para óxidos de baja ley, el área metalurgia requiere que los accesos que se creen para las áreas secuenciadas sean compatibles con las zonas de riego, es decir, que se tenga acceso a las áreas y no queden aisladas una vez se avance con los accesos de las áreas siguientes, y además no se entorpezca trabajos de regadío con trabajos de operaciones mina.

A su vez se requiere que la secuencia posea un orden de tal forma que se puedan entregar áreas ojala contiguas para acelerar el proceso de instalación de tuberías y regadores al disminuir el tiempo de traslado.

Se solicita accesos segregado tanto para mina como para planta, ya que se registran atochamientos en accesos, al circular personal de ambas áreas. Además los accesos de planta deben estar habilitados todo el tiempo de regadío incluso, ya que sumado a las labores de instalación de equipos, se debe tener un control del área, ya que se han detectado casos de desacople de cañerías, o problemas similares por lo que se requiere acceso al área incluso terminada las instalaciones.

El tiempo estimado de regadío en lixiviación secundaria es de un año aproximadamente.

Un tema importante dentro de los análisis realizados es si se puede saber las leyes en un punto exacto tanto de botadero de ripios y OBL, para lo que se necesitaría un modelo geológico o modelo de bloques, lo que sería tremendamente beneficioso tanto para metalurgia como para la producción en sí, ya que se puede diseñar en función a las leyes y así maximizar el beneficio. Además hoy no se sabe cuánto es el cobre remanente que se queda una vez realizada la lixiviación secundaria, por lo que tener esta información disminuiría el cobre en riesgo, y por ende aumentaría el beneficio. Para este efecto se necesita una campaña de sondajes a botaderos y ripios, situación que se expondrá a modo de recomendación una vez concluidos los estudios actuales en el tema.

Como ya se dijo anteriormente, es la planificación y diseño lo que determinará los parámetros de metalurgia y el objetivo fundamental del secuenciado para esta área es disminuir el nivel de incertidumbre y por lo tanto disminuir el cobre en riesgo.

3.1.3. Requerimientos operativos

Los requerimientos operacionales son fundamentales en la puesta en marcha y operación futura del diseño que se propone. Se debe tener conocimiento de equipos a utilizar y sus propias restricciones y rendimientos.

Para las tareas encomendadas, para el caso de OBL el transporte es realizado por CAEX, moviendo material ROM con características de óxidos de leyes inferiores a la ley de corte (0,2%) pero superior a 0.15% de ley. Los CAEX presentes en la faena son Liebherr T282 B y C de 400 [tc] de motor diésel, por lo que presentan gran fuerza en desmedro de la velocidad, y camiones Komatsu 930E, de motor eléctrico de mayor velocidad que modelos Liebherr, pero de capacidad menor (320 [tc]). En división RT los caminos deben ser de al menos 35 metros de tal forma que circulen dos CAEX en direcciones contrarias, con un radio de giro de al menos 16 [m].

Luego del depósito de óxidos de baja ley en los botaderos se debe preparar el área dispuesta para que lo tome personal de planta y realice las instalaciones correspondientes. Motos niveladoras emparejan el terreno y tractores mediante su punta aran el terreno dejándolo listo para personal planta.

Para el caso de rípios de lixiviación primaria, hay varios equipos que están comprometidos. Como se aprecia en la Ilustración 2 Diagrama de Flujos de RT, el apilador deposita el mineral en canchas de lixiviación y luego que se termina el espacio dispuesto, el apilador vuelve a su origen y la rotopala comienza la extracción del rípio con una capacidad de 10.500 [ton/hora] capacidad similar tanto para apilador como para rotopala. A este sistema de armado de pilas de lixiviación se le llama pilas dinámicas. A través de un conjunto de correas de 5 kilómetros de largo, el rípio es transportado al botadero, donde se encuentra un esparcidor o spreader que distribuye este material a razón de 200 [kton/día], a lo largo de toda su extensión. El spreader cuenta de tres partes, el tripper, que es la parte móvil que va sobre la correa y le da el movimiento al spreader, el spreader en sí, que recibe el rípio y la pluma que es la que deposita el material en high o low según corresponda (Ilustración 12). Se le denomina high al botadero que va realizando el spreader en alto, es la corona del botadero y es aquí donde se realiza la lixiviación secundaria, por lo que tiene que tener altura definida y además ser compacta y de topografía suave. Es importante recordar que se instalarán equipos de regadío sobre esta corona y habrá personal trabajando sobre ellas. Por otro lado el low es el material que se deposita en la cota misma del spreader para el avance del equipo. Se ubica de tal manera de que sea posible instalar las correas móviles, considerando el giro próximo de spreader (expansiones).



Ilustración 11 Rotopala



Ilustración 12 Spreader

3.2. Análisis de ruta

Una vez analizados todos los antecedentes de botadero de ripio y óxidos de baja ley se ve las posibles rutas y secuenciación de vaciado tanto para rípios y OBL realizando perfiles en software *Minesight* y revisando en detalle distancias, pendientes, distancias operativas, disponibilidad para áreas de riego, orden de vaciado y parámetros de diseño. Con este estudio se presentan las mejores opciones y se proponen como solución tanto a nivel de planificación como a nivel operativo y se concilian ambas opiniones. Para el autor de esta memoria es fundamental saber opinión de operadores en área ya que entrega mayores restricciones a la solución teórica y ayuda a encontrar respuestas más realistas a las tareas encomendadas.

Las rutas deben ser revisadas tanto para rípios y OBL, teniendo en consideración que para el primer caso se extrae el ripio desde las pilas de lixiviación mediante una rotopala que va depositando el material en correas transportadoras que a su vez llevan este material al spreader, por lo tanto son rutas más bien estables en el tiempo y de tiempos relativamente constantes, por lo que el desafío en este caso es el vaciado en el área propiamente tal, además de secuenciar el carguío de la rotopala junto con la descarga del spreader de forma que siempre exista una distancia operativa mínima entre la rotopala y el apilador en las pilas dinámicas de lixiviación. Conjuntamente a esto, se debe decidir desde que sector se partirá con el vaciado, es decir, geográficamente, de norte a sur, de este a oeste, acercándose o alejándose a pilas de lixiviación, etc. Es importante recordar que para ir formando el botadero se debe ir moviendo las correas transportadoras en cada giro del spreader, lo que implica que un mal secuenciado retarde las áreas disponibles para el regadío y una mala salida a fase 7 proyectada.

Se debe realizar el empalme de fase 7 transitoria con fase 7 (Ilustración 14), de tal manera de entregar la mayor cantidad de área para regadío posible y a su vez llegar a “cono” de empalme en cota inferior (bajo 15m)

Para el caso de OBL, este se encuentra en un sector diferente al de botadero de rípios, y su proyecto no contempla correas transportadoras, por lo que se utilizan cargadores frontales o palas de cable y camiones para su traslado. Esto hace que si bien sea más flexible la operación, se originen otro tipo de problemas y desafíos, ya que se debe no interferir en ruta de CAEX a la mina o planta, por lo que parte de la planificación debe considerar toda operación aledaña al OBL. Este botadero se debe diseñar de manera similar a botadero de lastre, pero dejando áreas aptas geotécnicamente y metalúrgicamente para el regadío, de manera análoga al botadero de rípios.

Un análisis interesante a partir de las rutas diseñadas, es encontrar las distancias óptimas de traslado de material de baja ley, encontrar una “distancia de quiebre” para decidir si llevar o no el material a botadero de óxido o simplemente llevarlo a botadero de lastre más cercano, ya que actualmente esta decisión es más bien operativa y no hay criterios de planificación según ruta y distancia. Por ejemplo, si se cuentan 3 áreas disponibles para el OBL, la idea sería secuenciar el material de las fases mina más lejanas a el botadero de OBL más cercano, y las fases mina más cercanas, al botadero de OBL más alejado, para de esta forma compensar y disminuir los costos por transporte, o simplemente, teniendo el cálculo de costo de transporte decidir no llevar el óxido de baja ley a su botadero y depositarlo como lastre en botaderos contiguos.



Ilustración 13 Vista en planta OBL y mina RT

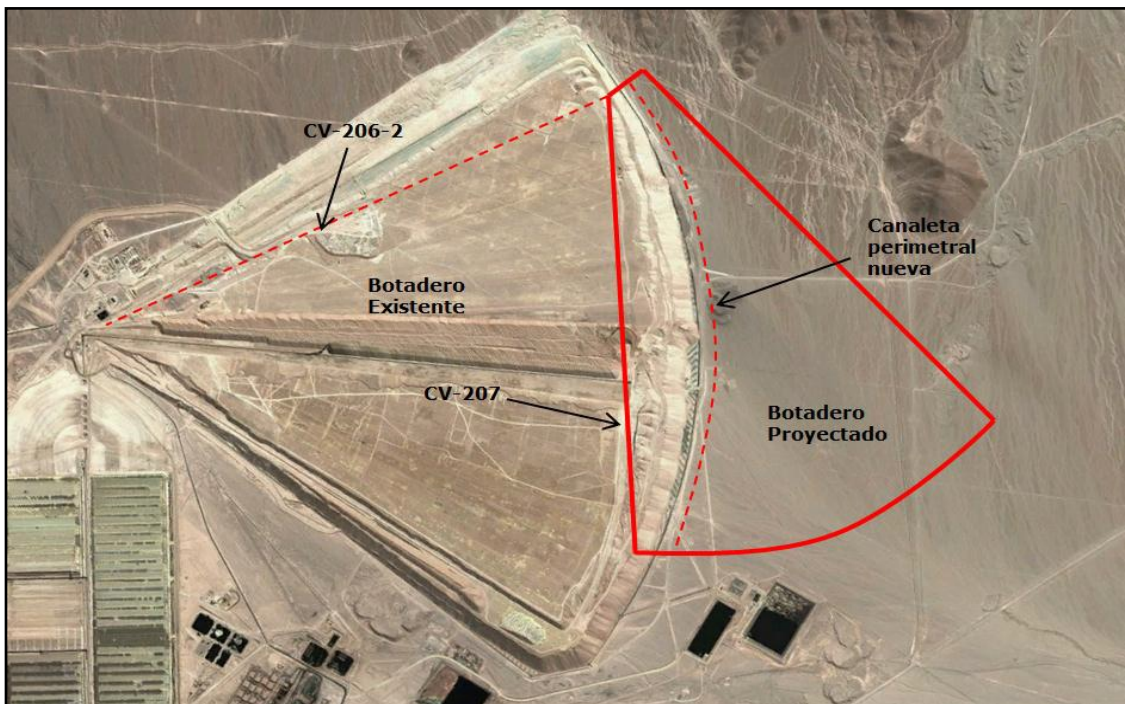


Ilustración 14 Vista en planta botadero ripios y proyectado fase 7

3.3. Diseño

En esta etapa se hará uso de todo lo estudiado, teniendo en consideración todas las restricciones y aplicaciones necesarias para diseñar y secuenciar el vaciado de ripio y material de baja ley mediante software a fin. Hasta este punto aún no se define si será *Vulcan* o *Minesight*, decisión que se verá una vez se avance en el proceso. Se deben generar al menos dos escenarios que solucionen la problemática para luego decidir por uno con factores económicos.

El diseño será presentado a nivel de planificación/metalurgia y a nivel operativo. Una vez aceptado por cada nivel se presentara versión oficial a la superintendencia y a quienes soliciten esta información.

3.4. Decisión ruta y secuencia optima económicamente

Finalizado el diseño y analizado los diferentes escenarios de vaciado, se debe seleccionar una secuencia optima, asumiendo que parámetros técnicos y operativos son ya acordes a lo necesario, por lo que esta parte del estudio debe enfocarse a los beneficios económicos que trae esta planificación específica, cuál es su aporte y que costos de oportunidad generan. Se debe corroborar que el secuenciado se justifica y que presente un real aporte a la división. Para esto se realizará un estudio de beneficio, considerando como costos, todo lo relacionado a movimiento tierra, lo que equivale a, costo de equipos, material removido, etc. Y como ingreso se considera el cobre fino que se extrae gracias al plan presentado para cierta área en específico.

4. CASO DE ESTUDIO: PLANIFICACIÓN DE VACIADO BOTADERO RIPIOS

4.1. Análisis de ruta

La ruta actual corresponde a la línea de correas transportadoras existentes entre pilas de lixiviación y botadero de ripios. Tiene una extensión de 3 km aproximadamente y responde a los requerimientos de traslado de material lixiviado hacia el botadero de ripios a las tasas que exige la rotopala y su posterior descarga con el spreader. La correa transportadora va rotando la posición a medida que avanza el botadero manteniendo un pivote fijo, por lo que se forma una especie de abanico (Ilustración 15). La pendiente es baja (cercana a 0) y sólo posee inclinación de 6% en el acceso a botadero de ripios.

La correa es capaz tanto de transportar el material como de servir de medio para el movimiento del tripper y así mover el spreader.

Como ya se dijo, esta ruta es muy controlada y estable en el tiempo, por lo que introducir cambios no es provechoso ya que de por sí presenta características muy favorables por el tipo de actividad que se realiza (vaciado en botadero a bajo costo de movimiento de material y movimiento equipos). Sin embargo, es dependiente del funcionamiento de la rotopala para realizar el movimiento de lixiviados, lo que implica que si la rotopala cae en mantenimiento o presenta alguna falla, no se pueda seguir el llenado de botadero y además retrase el armado y desarme de las pilas de lixiviación. Esto a su vez implica no poder vaciar mineral fresco para la hidrometalurgia en la pilas, lo que es contraproducente para el negocio.

Para lidiar con lo anterior se debe tener un plan de contingencia que logre seguir con el carguío de material a botadero para no perder áreas de regadío de lixiviación secundaria en ripios ni lixiviación primaria en pilas. Este plan debe considerar estrategias económicamente y operativamente viables.

La construcción de grandes estructuras para solucionar esta emergencia, como rieles para trenes o similares no se justifica, ya que sería más bien una alternativa a correas transportadoras que una solución auxiliar. Además su implementación es lenta y costosa, por lo que la primera solución viable y confiable es movimiento de tierra con camiones de extracción.

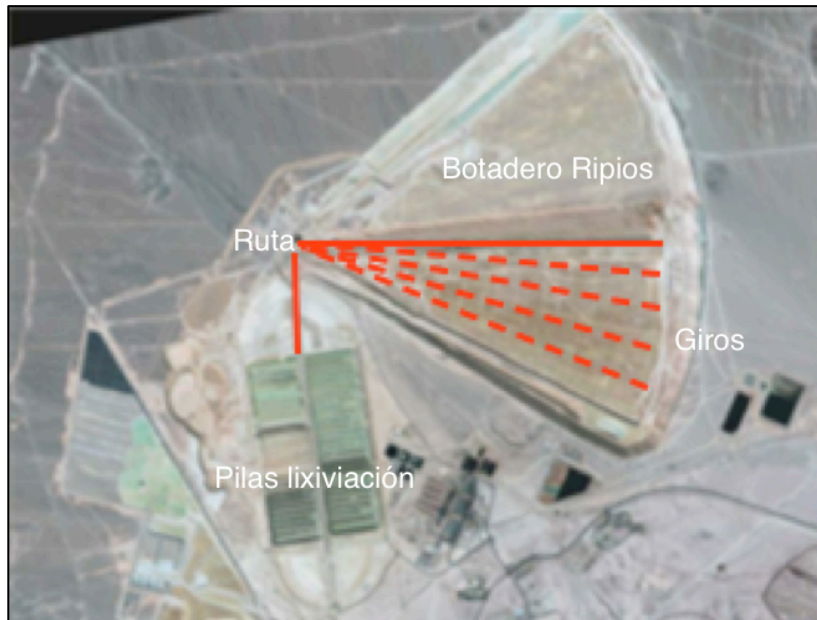


Ilustración 15 Botadero ripios con giros de avance.

4.1.1. CAEX para traslado de ripios

Como se mencionó, la correa transportadora presenta excelentes índices de utilización, disponibilidad y costo, por lo que no se justifica el cambio por otro método de transporte, no obstante, al momento de haber una falla en rotopala o spreader se debe realizar el carguío con otro método, el cual debe ser de rápida implementación y flexible, además de no aumentar los costos por sobre el beneficio que reporta la lixiviación secundaria. Se propone el uso de CAEX y cargadores frontales para continuar con la operación de carguío de ripios pero esto representa otro desafío en sí.

Si se utilizan camiones para realizar el carguío de ripio implica sacarlos de su operación en la mina. Los camiones elegidos para cumplir con esta exigencia deben ser los camiones que se encuentren en desarrollo, ya que la producción de cobre debe mantenerse constante. Esto sin duda tiene un impacto negativo en la faena minera, ya que se retrasa el logro de mineral a la vista, lo que a corto plazo no afecta, pero eventualmente perjudicará la producción, por lo que se debe hacer un estudio de *costo de oportunidad* de cuanto afecta esta maniobra de contingencia.

Por ejemplo, cada camión mueve alrededor de 8.000 ton de material por día, esto con una REM de 2, resulta en aproximadamente 4.000 ton de lastre por día que se dejan de mover. Considerando la densidad in situ de 2,7 [ton/m³], se obtiene que el volumen que se dejó sin remover es de 1.500 [ton/m³], sólo para un camión. Se estima que se necesitan al menos 5 camiones para cubrir las necesidades del ripio, por lo que serían 7.500[ton/m³] al día sin la remoción de lastre. Asumiendo que la para o falla de rotopala corresponde a tiempos típicos, con 4 días de baja se tienen 30.000 [ton/m³] (81.000 ton) que no son removidas, lo que no es para nada despreciable y puede significar diversas complicaciones de alcance de mineral en periodos venideros.

Por otro lado, se tiene que si no se extraen los lixiviados de las pilas se generan dos eventos muy relevantes para la producción de finos, y en específico para los resultados de finos de lixiviación secundaria. En primer lugar se genera una falta de espacio para el depósito de mineral chancado en las pilas, lo que implica realizar acopio del mineral y el costo producido por el futuro re-manejo. Como se tiene menor área para el depósito, se recolectará menos PLS y por ende menor cantidad de cobre fino. En segundo lugar, al no llevar ripio al botadero, no hay material fresco para poner en regadío de forma de lixiviación secundaria y retrasa el avance del botadero y áreas disponibles por lo que, de la misma manera que en para el primer caso expuesto, se tendrá menos solución y una menor cantidad de cobre fino.

4.2. Diseño

El diseño de botadero de ripios será realizada dependiendo de las necesidades que se tenga en la faena enfocándose en lograr aumentar la producción de cobre fino pero manteniendo constante ciertos aspectos, como lo son mantener en porcentajes acordes a planificación anual (P1) la utilización de los equipos relacionados, toneladas movidas y el respeto de parámetros geotécnicos. Particularmente para RT se necesita tener activo el botadero hasta finales de año, ya que no se tendrá hasta esa fecha una nueva fase de botadero de ripios. Es por este motivo que se deben analizar las alternativas de vaciado de manera tal de asegurar la vida del botadero hasta al menos la fecha requerida y además compatibilizar el diseño del resto de la fase actual (fase 7 transitoria) con el empalme de fase futura (fase 7).

El diseño será realizado con software minero *Minesight*, debido a las licencias que actualmente posee la división, además que presenta características favorables con respecto a otro software para las tareas a desarrollar. Se presentará a continuación capturas de pantalla de Minesight ilustrando los avances en el diseño.

Preliminarmente se necesita contar con la topografía actualizada del sector. Se puede trabajar con archivos “.*dxg*” que contengan curvas de nivel o curvas pata-borde, aunque trabajar con curvas de nivel entrega un resultado con mayor exactitud.

A continuación se presenta una imagen isométrica del botadero de ripios, con curvas de nivel trianguladas, lo que entrega un modelo en 3D de cómo es a la fecha, el botadero. Se puede apreciar avance de high cast y low cast.

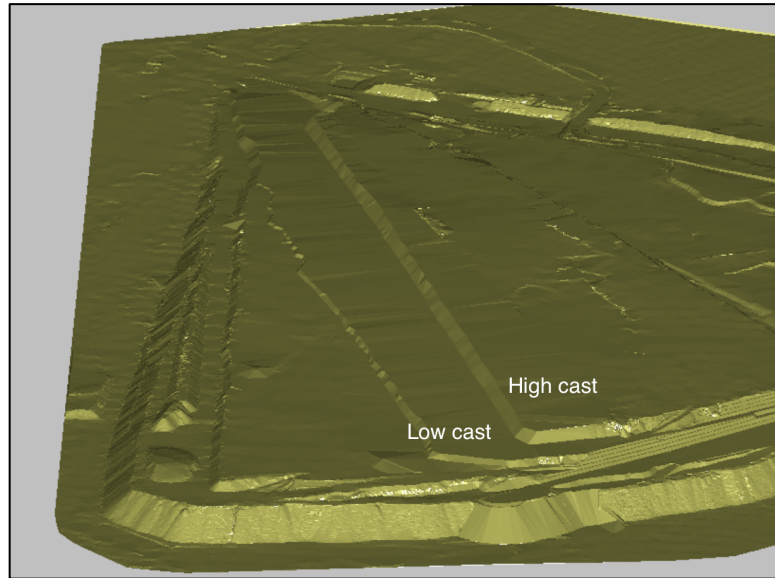


Ilustración 16 Topografía inicial (mostrando high y low cast).

Las alternativas que se diseñaran para su posterior análisis son 2; la primera maximizando el tonelaje y por ende la vida del botadero, y la segunda compatibilizando el tonelaje con el empalme de fases. Para la alternativa más atractiva se debe diseñar la rampa necesaria para acceso a fase siguiente, considerando restricciones para traslado de equipos (spreader más tripper).

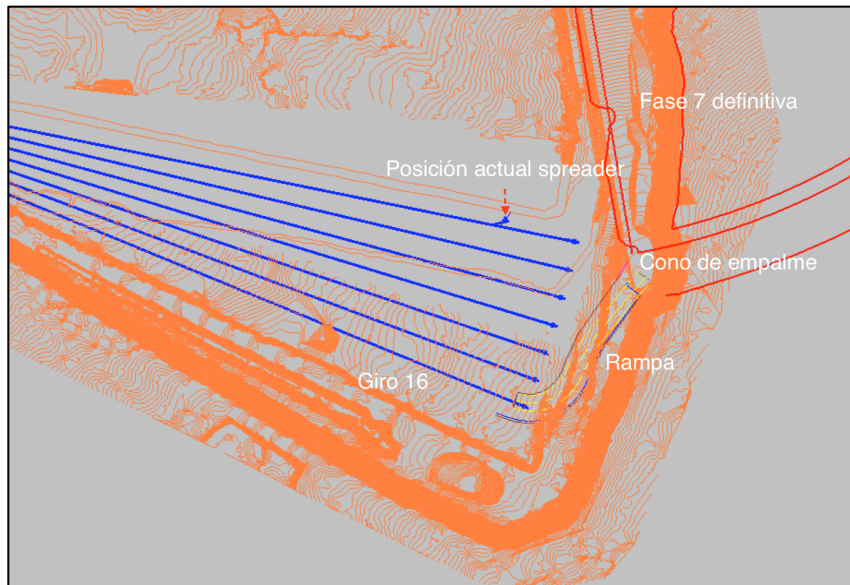


Ilustración 17 Posición spreader y proyecto rampa.

A continuación se presenta el diseño para ambos casos:

4.2.1. *Máxima vida de botadero*

El diseño debe ser capaz de utilizar toda el área disponible para el depósito de high y low cast respetando parámetros geotécnicos. Se mantiene altura tanto de high como de low y se llega hasta la posición de último giro presente en proyecto, correspondiente al giro 16.

Con este diseño los resultados están por sobre lo esperado, ya que para low cast se obtiene 8.2 millones de toneladas y para high cast 42 millones de toneladas. El rendimiento del spreader es de 160.000 toneladas por día aprox. (dato histórico, no de manual de equipo), por lo que la vida útil del botadero es de 10,4 meses más, contando a fecha de realizado el estudio, finalizaría en marzo/abril de 2015 por lo que cumple con el principal requisito. En el apartado de Decisión de ruta y secuencia se analizará la dificultad para realizar el empalme de fase que presenta esta alternativa.

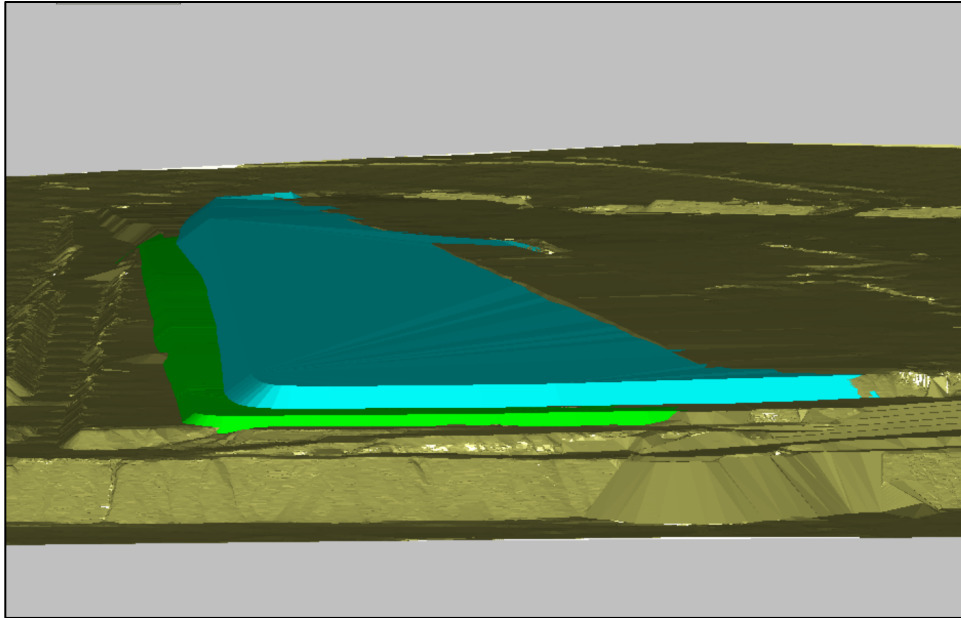


Ilustración 18 Diseño máxima vida de botadero.

4.2.2. Empalme de fase y rampa

Este diseño tiene como fundamento hacer que el paso de fase 7 transitoria a fase 7 sea lo menos complejo posible en términos operativos.

Para su diseño se modificó el low cast de forma que fuera descendiendo en altura a medida que avanza el vaciado, llegando hasta la cota de high antiguo (piso actual), esto hace que el spreader y tripper queden 12 metros más abajo que en alternativa anterior. El diseño también contempla el vaciado hasta giro 16 pero se propone no vaciar hasta el final del giro para poder realizar las labores correspondientes a instalación de tripper y spreader en correa temporal para su traslado.

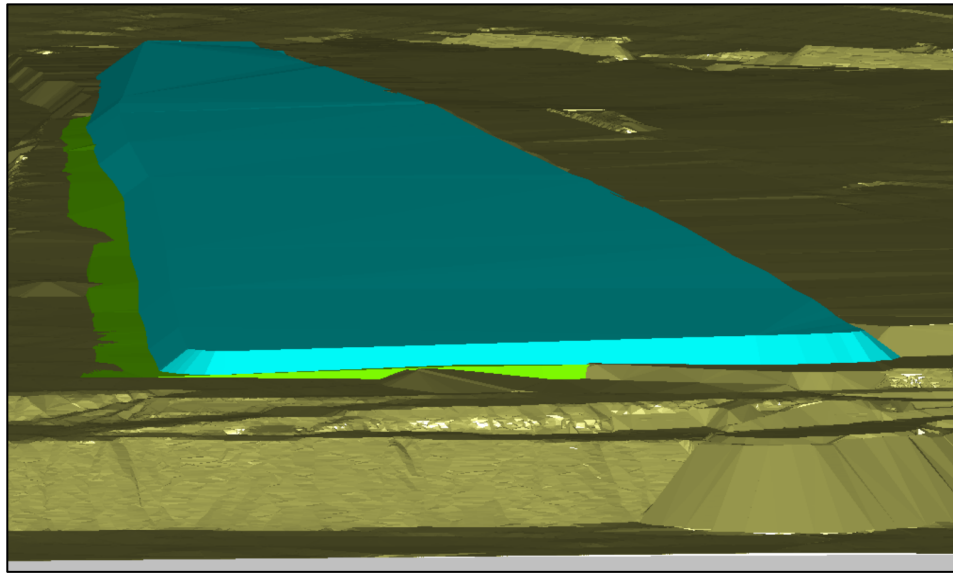


Ilustración 19 Diseño de empalme de fase.

Los tonelajes finales varían considerablemente con respecto al modelo anterior, para el low cast sólo se alcanzan 3 millones de toneladas, mientras que para high cast se alcanza 32,1 millones de toneladas. Considerando el mismo rendimiento de spreader de 160.000 toneladas por día, la vida útil del botadero será de 7,3 meses más a partir de la fecha actual, finalizando vaciado para diciembre 2014/enero 2015 por lo que cumple con el requisito de vida mínima.

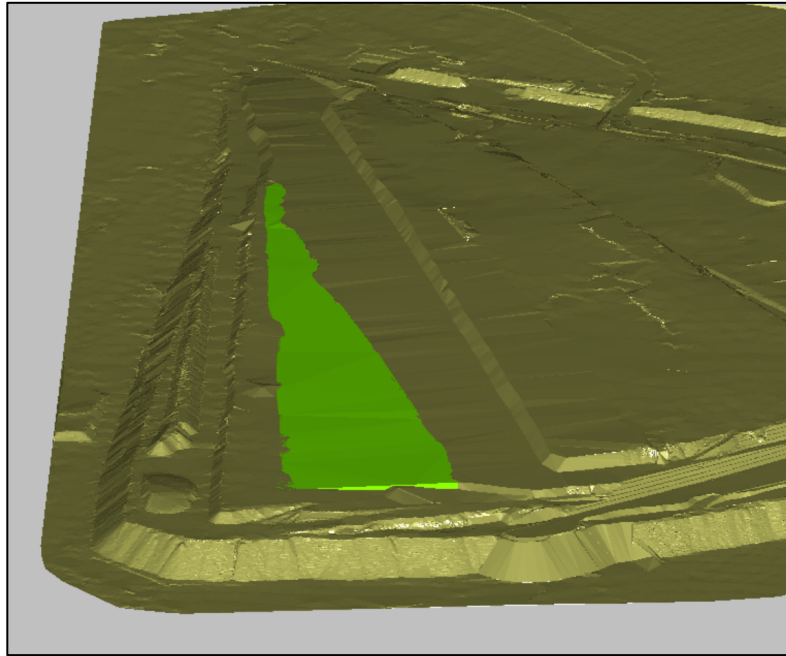


Ilustración 20 Low cast (en verde).

Es importante destacar que es solamente el low cast el que decrece en altura, ya que el high cast mantiene la altura, pero por el decrecimiento del low, va descendiendo en cota. El diseño mantiene el arco actual para lograr uniformidad en diseño y no tener dificultades operativas de regadío en corona (áreas de difícil acceso).

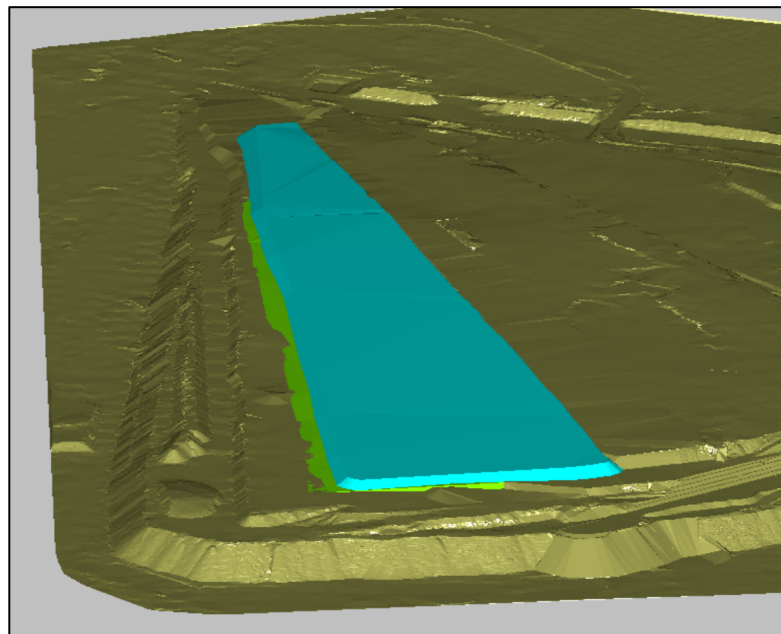


Ilustración 21 Vista isométrica high y low cast.

La rampa debe tener ciertas condiciones que son exigidas por la operación que será llevada a cabo. El spreader será trasladado junto al tripper por correas transportadoras auxiliares por lo que debe tener el ancho suficiente, la pendiente adecuada y radio de giro mínimo. El diseño fue realizado con pendiente de 5% como lo requiere el par de equipos, además con un radio de giro de 200 metros con un ancho de rampa de 50 metros, incluyendo berma de seguridad. Además entre tripper y spreader hay un ángulo de separación de 15°, por lo que el eje del tripper tiene que estar desplazado, y con esto considerar la berma de seguridad ya que los rieles pasarán por aquel eje.

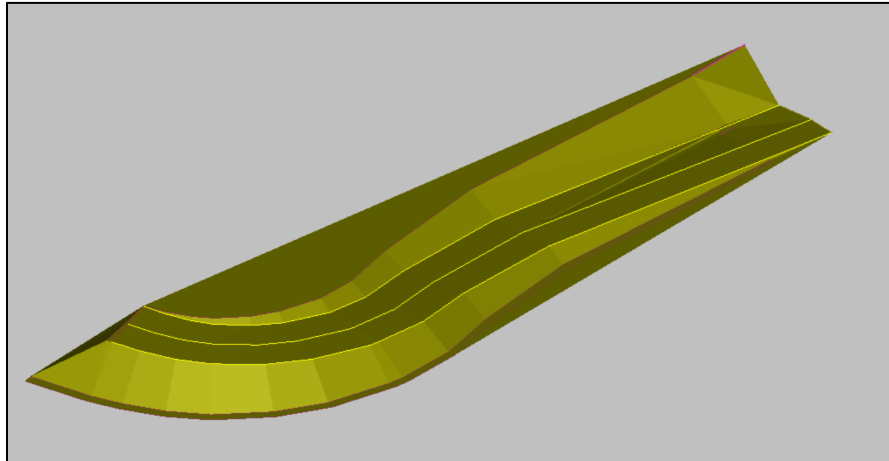


Ilustración 22 Rampa de Empalme de fase.

Para la construcción de la rampa se debe realizar corte y relleno, ya que como se ve en la topografía inicial (Ilustración 16) hay zonas con material a remover y otras sin material debido al cambio de cota del botadero correspondiente a high antiguo. En la figura se ve el cono donde llega la rampa diseñada desde donde será proyectado la nueva fase y su impacto en la topografía inicial.

Se deben considerar tractores D11T para realizar la rampa, trabajos que debido a modelos de equipo presentes se tardarán aproximadamente un mes. Es muy relevante tener lista la rampa antes de que finalice vaciado de botadero y proyecto entregue empalme fase 7 definitiva.

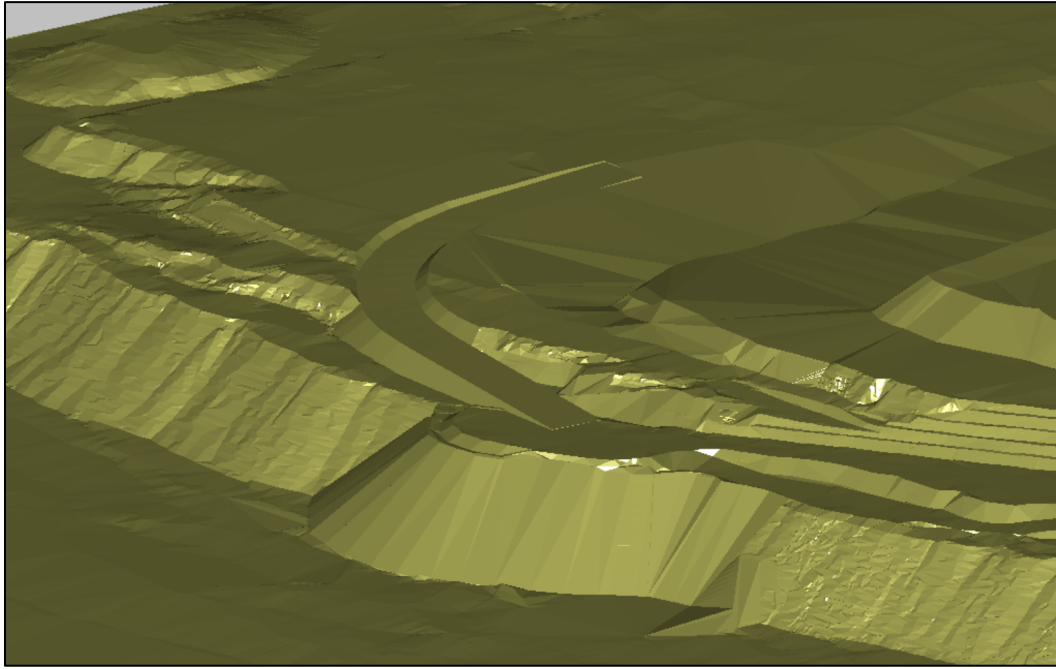


Ilustración 23 Topografía final con rampa.

4.3. Planificación

Para poder determinar características del material depositado se realiza sondaje en ripios, obteniendo así varias características de toda la corona del high, disminuyendo la incertidumbre y aportando fuertemente a las decisiones de planificación.

Como se plantea en la metodología, se busca maximizar el cobre fino, por lo que todos los pasos anteriores son absolutamente necesarios para realizar una planificación acorde a los resultados esperados.

El sector a planificar se muestra en la imagen y cuenta ya con todas las restricciones descritas en metodología. Se logra ver la berma de seguridad alrededor del botadero y restricción en cornisas.

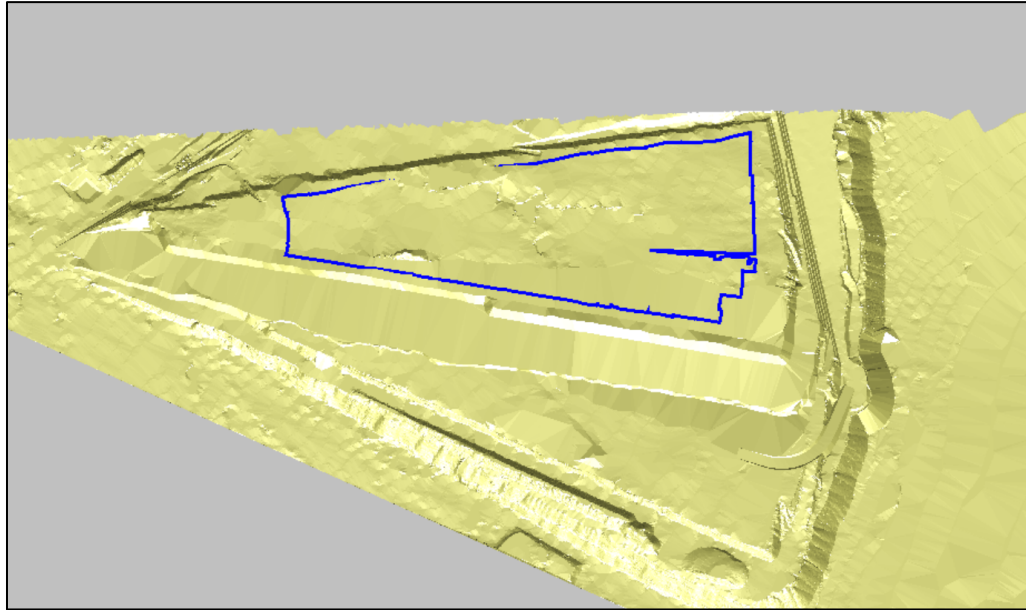


Ilustración 24 Área lista para regadío.

Se debe elegir una secuencia de liberación de áreas para proceder a la lixiviación. A continuación se muestra el resultado de la planificación. La decisión de secuencia se realizó básicamente en función a las leyes existentes, leyes aproximadas obtenidas en base a recuperación en lixiviación primaria, además de sondajes realizados en la zona.

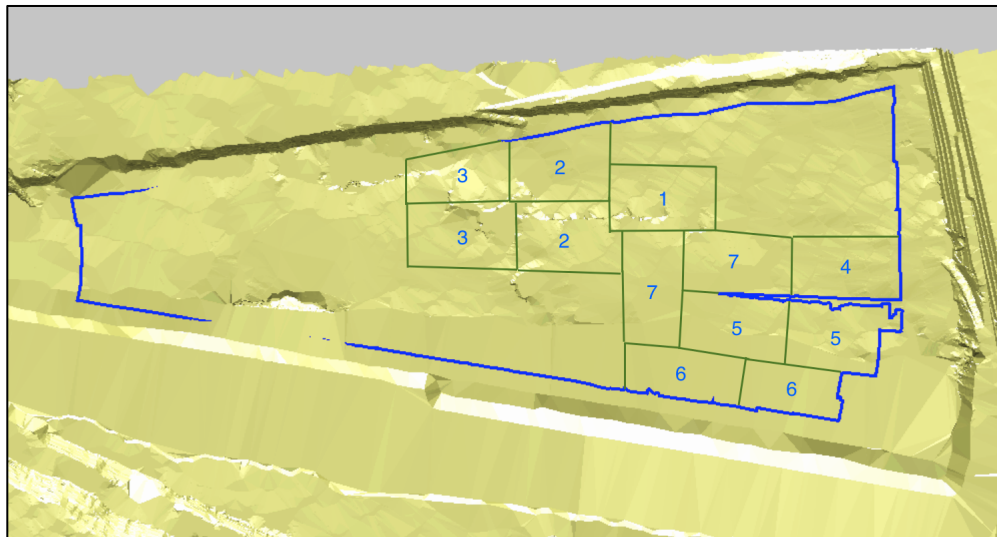


Ilustración 25 Secuencia de liberación para regadío.

Los números indican la secuencia de liberación, por lo que, por ejemplo, la zona 7 será liberada cuando ya todas las zonas anteriores se encuentren en regadío y se hace en orden creciente (primero zona 1, luego 2, etc.).

Todas las zonas elegidas presentan las mejores leyes medias del botadero, yendo en descenso en la ley según se avanza en el tiempo, es decir zona 1 tiene la mejor ley de botadero, seguido por la dos, y así sucesivamente. Además se procura dejar acceso para todas las áreas, y siempre de 10.000 m².

La preparación de cada área toma alrededor de un mes, y debe ser lixiviada por aproximadamente un año para la máxima recuperación de cobre. La planificación está hecha para un año laboral.

	1	2	3	4	5	6	7
Ley (%)	0,15	0,12	0,13	0,12	0,11	0,13	0,14
Solubilidad (%)	0,12	0,11	0,13	0,12	0,11	0,10	0,12
Tipo de roca	Óxido	Óxido	Lixiviado	Óxido	Óxido	Mixto	Óxido

Tabla 5 Datos de caracterización de material vaciado de rípios.

5. CASO DE ESTUDIO: PLANIFICACIÓN DE VACIADO BOTADERO ÓXIDOS DE BAJA LEY

EL botadero de óxidos de baja ley tiene la misma morfología que los botaderos de lastre. Más aún, ambos están compuestos por material ROM, por lo que su comportamiento geomecánico es muy similar. La única pero gran diferencia es la presencia de una ley atractiva para la lixiviación secundaria por lo que el diseño del botadero debe estar capacitado para la instalación y circulación óptima de equipos metalúrgicos.

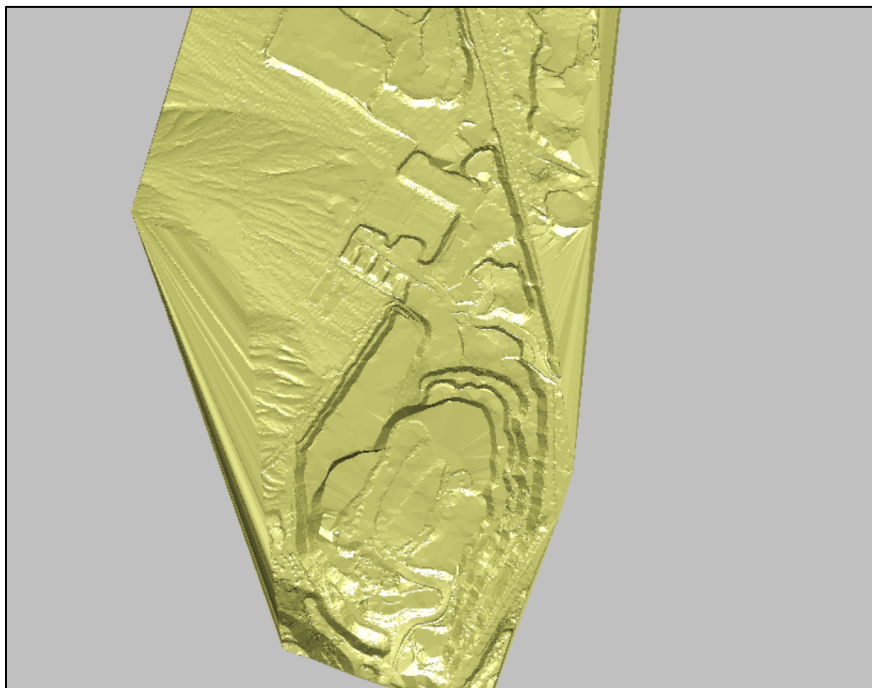


Ilustración 26 Vista en planta botaderos OBL.

El proyecto inicial de DRT contemplaba la formación del botadero de baja ley, por lo que se hizo el trabajo previo de todo lo necesario para la lixiviación de OBL, biolixiviación y SBL, El área quedó supeditada a la geomembrana instalada, por lo que el trabajo debe realizarse según esta restricción de espacio y no puede, por ejemplo, construir un camino que pase por esta carpeta.

Debido a la falta de planificación la forma que ha tomado el botadero es muy dispar, y hace complicada la planificación en la actualidad, por lo que sumado a todos los requerimientos necesarios para la realización de la tarea encomendada, se suma poder sortear las carencias de diseño que tiene actualmente toda la zona.

5.1. Análisis de ruta

La decisión y diseño de rutas para óxidos baja ley es fundamental para la obtención del máximo beneficio posible en esta área. Esto sucede debido al costo de transporte asociado al depósito de material. Para su diseño debe analizarse las condiciones actuales y las posibilidades que se tienen, para así tener mayor envío de material que, restando el costo de transporte, logre ser un aporte para el negocio.

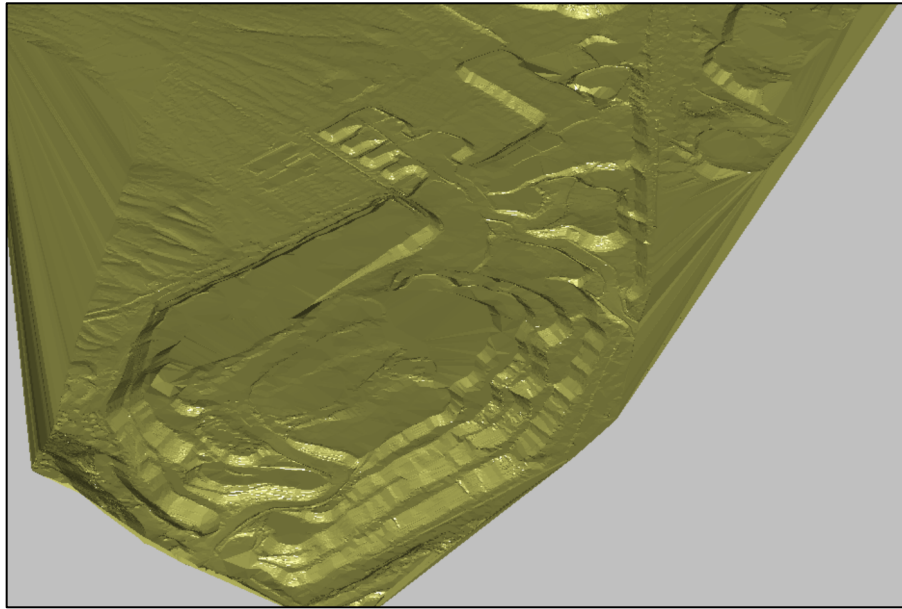


Ilustración 27 Topografía actual botadero OBL.

En este caso las opciones están dadas por los caminos ya realizados, accesos que se requieren para el diseño y planificación futura, condiciones de riesgo, condiciones operativas y distancia equivalente. Según estas condiciones se puede trazar una ruta por dentro del OBL y una que lo bordee, ambas cumpliendo condiciones operativas y condiciones de riesgo, por lo que se debe decidir por una de ellas según el costo que conlleva la circulación de CAEX por ella, donde la distancia equivalente juega un rol fundamental.

El cambio en la distancia equivalente hace que se tenga que re analizar la decisión de envío a botadero lastre u OBL, ya que puede que con las nuevas distancias haya mineral que no pague el proceso secundario, y sea más favorable enviarlo directamente a botadero de lastre.

5.1.1. Ruta por fuera de botadero

Una de las opciones que se diseña es la creación del camino bordeando el botadero de óxidos, el cual tiene varias ventajas, como por ejemplo, no entorpecer ni modificar nada dentro del botadero, por lo que su creación y el traslado en si no significan ningún contratiempo para la liberación de zonas ni del regadío.

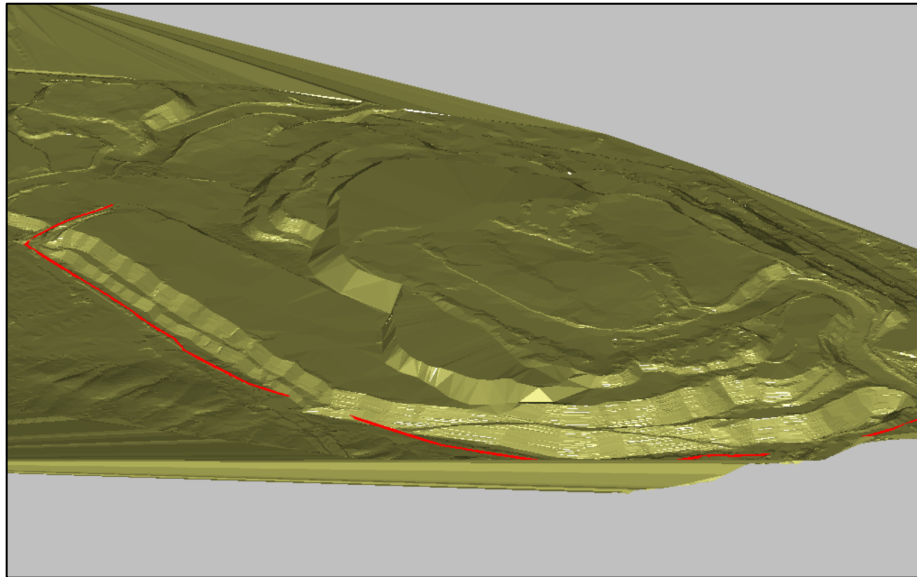


Ilustración 28 Ruta por fuera de botadero OBL (en rojo).

Se aprovecha conexión de rampa existente para el ingreso a OBL, debiendo solo ensancharla para el acceso de CAEX en ambas direcciones (35 metros finales). La pendiente máxima no excede el 10% y el radio de giro es de 16 metros.

El punto de llegada permite continuar con el piso del botadero de óxidos sin interferencias, lo que es necesario para la planificación posterior.

Los resultados se enuncian a continuación con un cuadro resumen que contiene distancia en gradiente, que corresponde a metros recorrido bajando, distancia en pendiente, que corresponde a metros recorridos subiendo, distancia total, que es la suma lineal de distancia en pendiente, gradiente y horizontal y por ultimo distancia equivalente, que se calculó según procedimiento visto en 2.3.1 de Cálculo de distancia equivalente.

Distancia Gradiente (m)	Distancia Pendiente (m)	Distancia Horizontal (m)	Distancia total (m)	Distancia Equivalente (m)
196.3	460.3	1310.6	1967.2	3103.3
656.7				
33%				

Tabla 6 Resumen distancias.

5.1.2. Ruta por dentro

Para el caso de la ruta por dentro, se diseña utilizando todos los caminos existentes actualmente, por lo que su creación involucra un menor movimiento de material en comparación con el diseño anterior.

La ruta presenta tramos en donde equipo CAEX debe bajar y subir cargado, lo que a priori puede impactar en la distancia equivalente (debido a las diferentes velocidades que se alcanza subiendo y bajando cargado y descargado). Se llega al mismo punto que el diseño anterior, que permitirá continuar con el piso del botadero de óxidos sin interferencias.

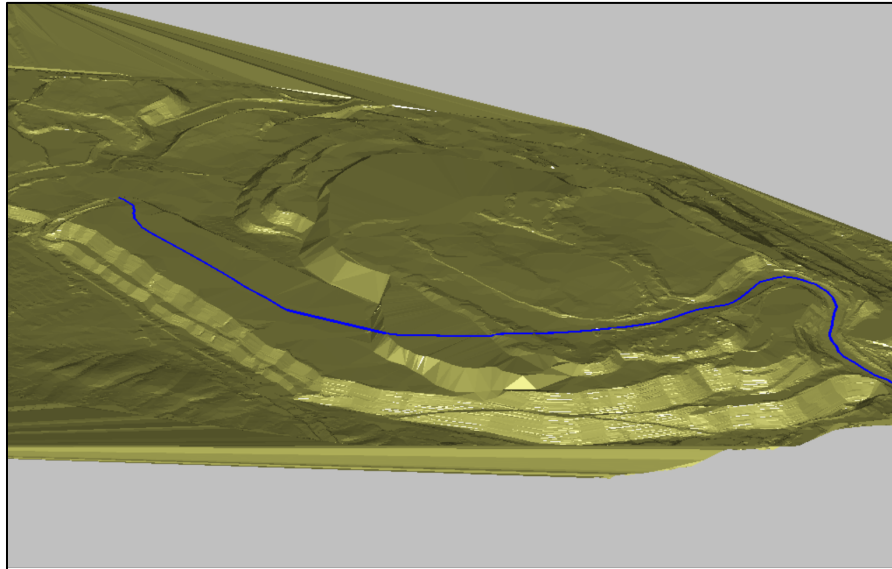


Ilustración 29 Ruta por dentro de botadero OBL (en azul).

Esta ruta es menos atractiva pensando en proyectos posteriores como instalación de carpeta para nuevas fases de OBL y SBL, ya que solo sirve para fase actual.

Los resultados se enuncian a continuación con un cuadro resumen que contiene distancia en gradiente, que corresponde a metros recorrido bajando, distancia en pendiente, que corresponde a metros recorridos subiendo, distancia total, que es la suma lineal de distancia en pendiente, gradiente y horizontal y por ultimo distancia equivalente, que se calculó según procedimiento visto en 2.3.1 de Cálculo de distancia equivalente.

Distancia Gradiente (m)	Distancia Pendiente (m)	Distancia Horizontal (m)	Distancia total (m)	Distancia Equivalente (m)
244.2	737.2	829.7	1811.2	3509.2
981.5				
54.2%				

Tabla 7 Resumen distancias para ruta por dentro.

5.2. Diseño

El diseño de lo que resta de botadero debe estar contenido en el área que abarca la carpeta o geomembrana, ya que es sólo sobre ésta carpeta donde se puede realizar el regadío. Esta restricción está dada por motivos de seguridad ambiental y obviamente la no pérdida de cobre recuperado por percolación fuera de geomembrana.

Esto presenta varias dificultades, ya que el área para continuar con el depósito de material es poca, y la que existe presenta dificultades de acceso y de diseño de pisos superiores como se verá más adelante.

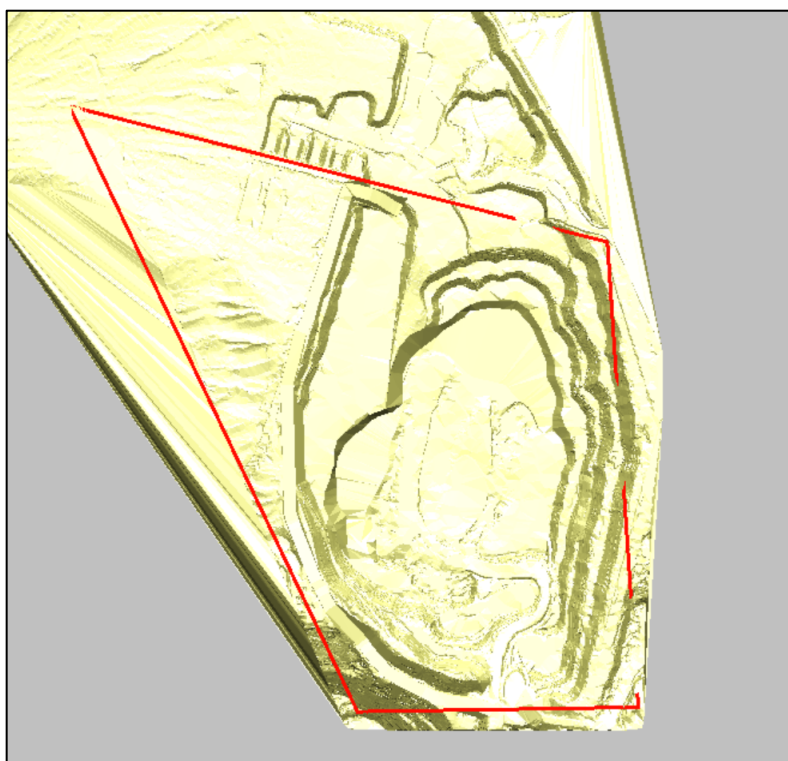


Ilustración 30 Área disponible para vaciado según carpeta (en rojo).

Recién para el año 2017 se tendrá disponible una nueva carpeta dispuesta a la izquierda del botadero actual, para poder así aumentar el área disponible para lixiviación secundaria en botaderos. Este proyecto también presenta otra restricción ya que, el camino propuesto debe pasar por entremedio de carpeta nueva y antigua.

La idea fundamental tras el diseño que se propone es ordenar lo existente actualmente. Esto implica finalizar los pisos en orden secuencial, ya que se tiene avance para piso uno, dos y tres, sin terminar, lo que solo produce dificultades para la liberación de áreas, además de la incapacidad de poner áreas en regadío.

Se plantea llevar el primer piso hasta el límite de la carpeta, luego lo mismo para el segundo piso, y lo mismo para el tercero. Para el caso de cuarto piso planificado, debido a la constricción del área, se debe evaluar previo diseño, si es geotécnicamente posible, ya que se

prevé que habrá un cuello de botella, en donde no se alcanzará el mínimo de distancia de seguridad al poner área en regadío en la zona.

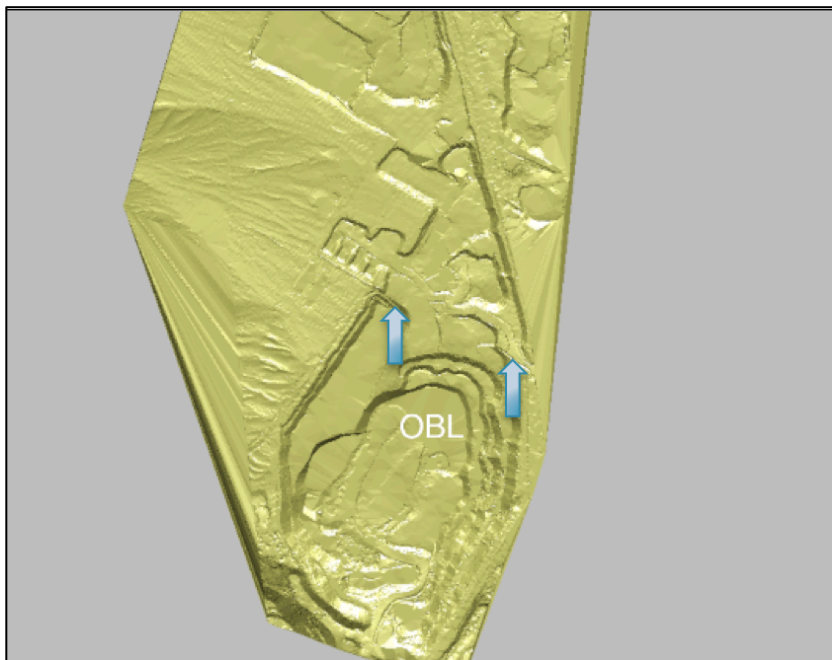


Ilustración 31 Dirección de planificación de vaciado.

Se ve en la Ilustración 31 la dirección del avance en llenado de botadero. Esta es de sur a norte, completando piso, liberar una cierta cantidad de área para poner en regadío, y comenzar el vaciado nuevamente desde el extremo sur, para dar el tiempo de proceso a la lixiviación secundaria. Esto se verá con más detalle en apartado de planificación.

A continuación se muestran las imágenes de llenado de material por piso, para luego poder utilizarlas para la planificación de liberación de áreas y regadío.

Para piso 2, se empalma con material dejado al medio de botadero y se une ambos materiales. Se diseña de manera que quede la mayor cantidad de superficie disponible para los pisos siguientes. Para piso 3 y 4 se diseña teniendo precaución con bermas de seguridad y dejando la mayor cantidad de área operativa.

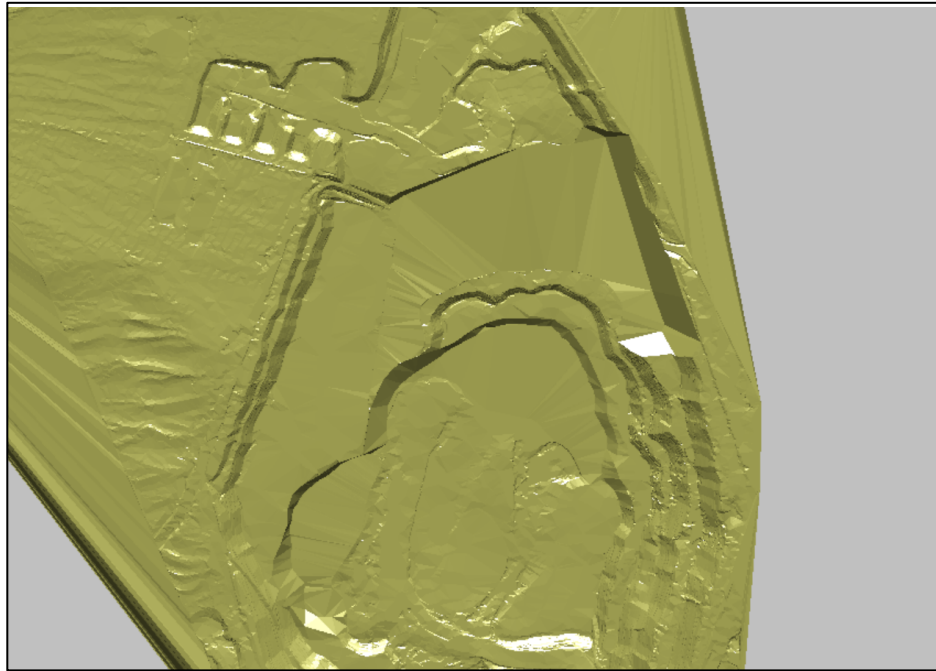


Ilustración 32 Vaciado piso 2 botadero OBL.

Para piso 2 se alcanza aproximadamente 15 millones de toneladas, con densidad media de 1.8 ton/m^3 , se finaliza su vaciado en aproximadamente 3 meses.

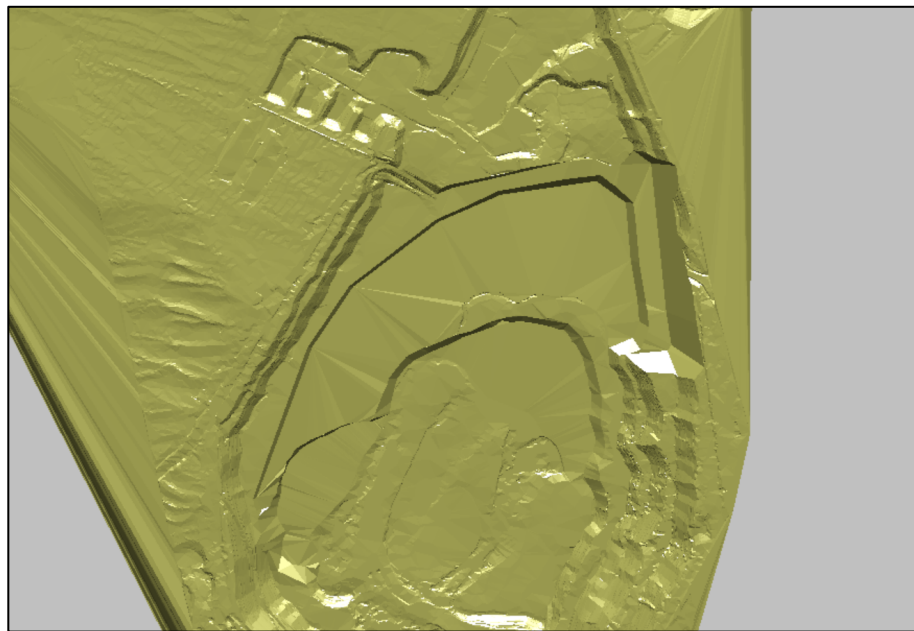


Ilustración 33 Vaciado piso 3 botadero OBL.

Para piso 3 se alcanza aproximadamente 25 millones de toneladas, con densidad media de 1.8 ton/m^3 , se finaliza su vaciado en aproximadamente 5 meses.

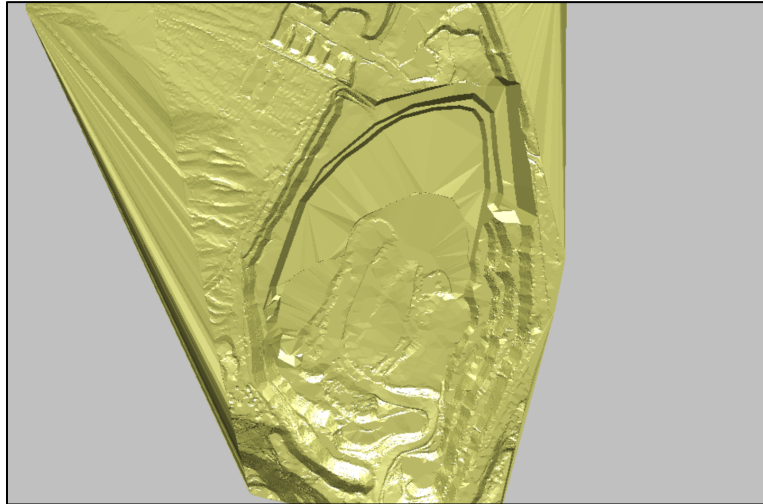


Ilustración 34 Vaciado piso 4 botadero OBL.

Para piso 4 se alcanza aproximadamente 50 millones de toneladas, con densidad media de 1.8 ton/m^3 , se finaliza su vaciado en aproximadamente 10 meses.

5.3. Planificación

Actualmente se cuenta con áreas en el sector de OBL que no están liberadas, y por lo tanto no están siendo regadas. Como primer paso en búsqueda de la maximización de cobre fino, se dispone de estas áreas y se asegura que estén aptas para el regadío, de manera tal de ponerlas en riego efectivo lo antes posible.

Luego confirmar disponibilidad de áreas, y realizar trabajos menores en ellas, se liberan áreas. Se solicita poner en regadío según Ilustración 35.

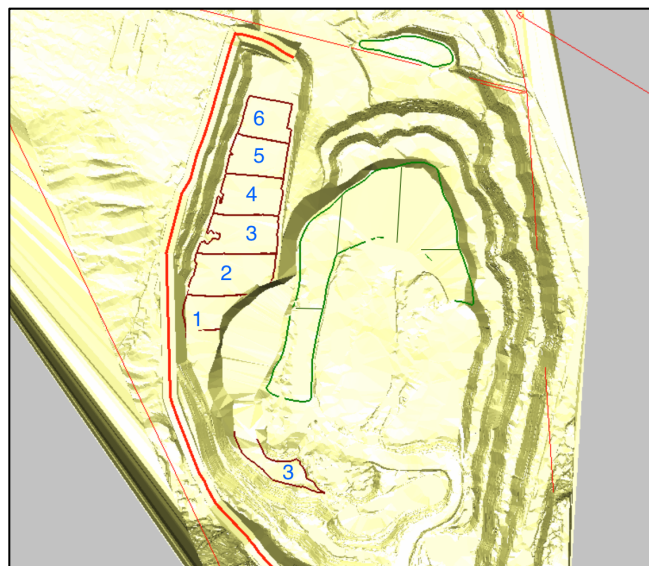


Ilustración 35 Planificación áreas antiguas.

Según imagen anterior, se sugiere regar primero la sección más lejana a rampa de acceso (sección 1), y de esta forma acercarse hasta la sección 6, esto para poder tener en regadío las 6

áreas de forma paralela, ya que si se empieza por sección 6, se debe esperar completar su periodo de lixiviación o acortar las áreas para ubicar un camino lateral para el paso de equipos metalúrgicos. En ambos casos no se estaría obteniendo la máxima recuperación de cobre fino en el corto plazo, ya que para el primer caso, se tardaría mucho tiempo llegar a sección 6, y para el segundo caso, se pierde área efectiva para el regadío por caminos operativos.

Para las secciones en verde, se puede poner las 5 zonas en regadío en paralelo. Se sugiere, sin embargo, iniciar su regadío una vez se llegue a la zona 3 (en rojo), ya que zona 1 y 2, pueden tener algún grado de riesgo si es que se comienzas con trabajos en piso superior.

Con respecto a la caracterización de la zona a regar, no se cuenta con información, ya que el vaciado de la zona fue realizado previo a periodo de memoria, pero se pone en regadío ya que se considera que se está perdiendo el área, independiente del aporte de cobre fino por cada sección. Aquí se puede mencionar un aspecto muy relevante pero que carece de fundamento técnico como lo es el traspaso de información y los canales existentes para que esta sea más fluida y alcanzable por todos.

Se presenta a continuación la planificación de vaciado para piso 2 y 3, ya que ambas alcanzan la planificación para el año requerido.

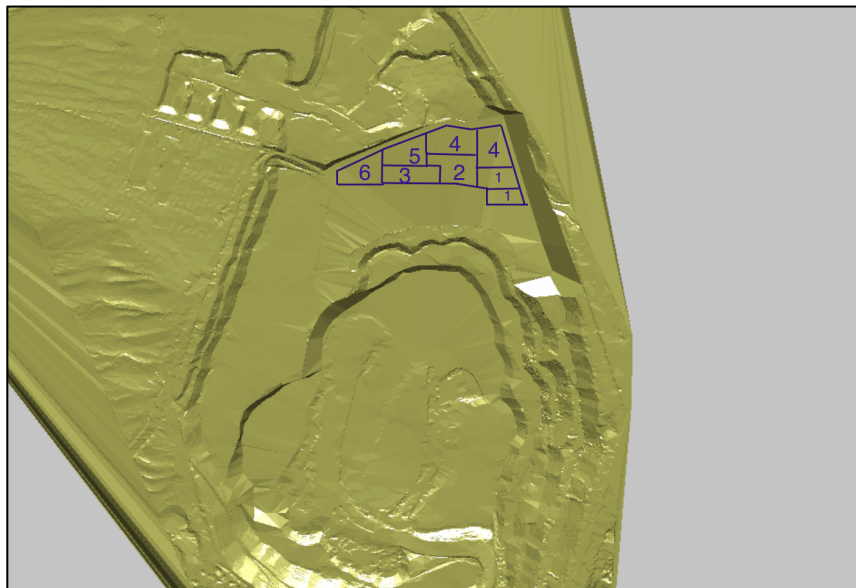


Ilustración 36 Secuenciado parcelas piso 2.

Es importante mencionar que por restricciones metalúrgicas solo se puede realizar preparación para regadío de 3 áreas simultáneamente.

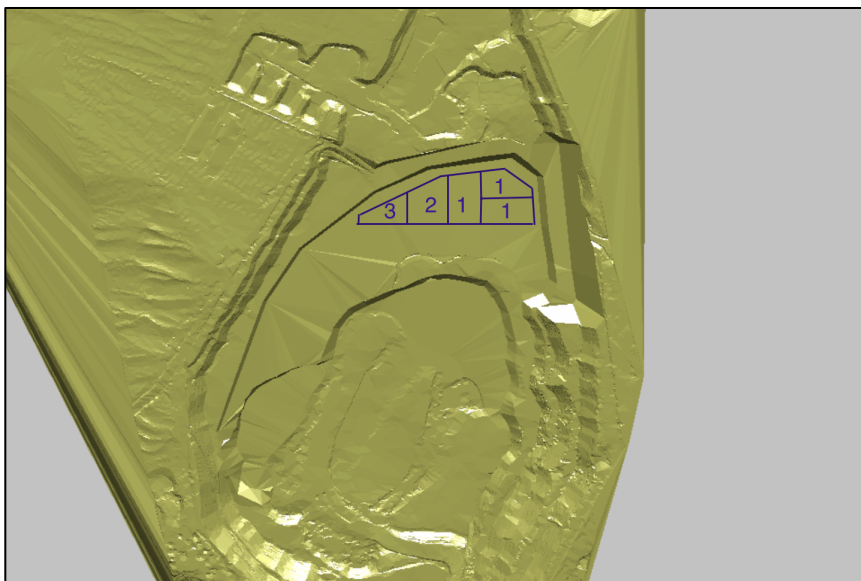


Ilustración 37 Secuenciado parcelas piso 3.

Los datos que se lograron obtener gracias a medición de leyes de pozo de material ROM, y caracterización de material vaciado gracias a muestreo se resume en la siguiente tabla.

	1	2	3	4	5	6
Ley (%)	0,2	0,17	0,22	0,12	0,15	0,18
Solubilidad (%)	0,13	0,10	0,11	0,12	0,14	0,10
Unidad Geologica	Lixiviado	mixto	mixto	Óxido	Óxido	Mixto

Tabla 8 Datos de caracterización de material a regar en OBL.

Se deja como propuesto la planificación de secuencia para piso 4 de OBL, donde se concentra el aporte de cobre fino para el diseño presentado. Con 50 millones de toneladas vaciadas, se pone en regadío prácticamente 35 millones de toneladas sólo en este piso. No se realizó el estudio de caracterización de material para vaciado, ya que este será alcanzado en la mina en un tiempo mayor a un año.

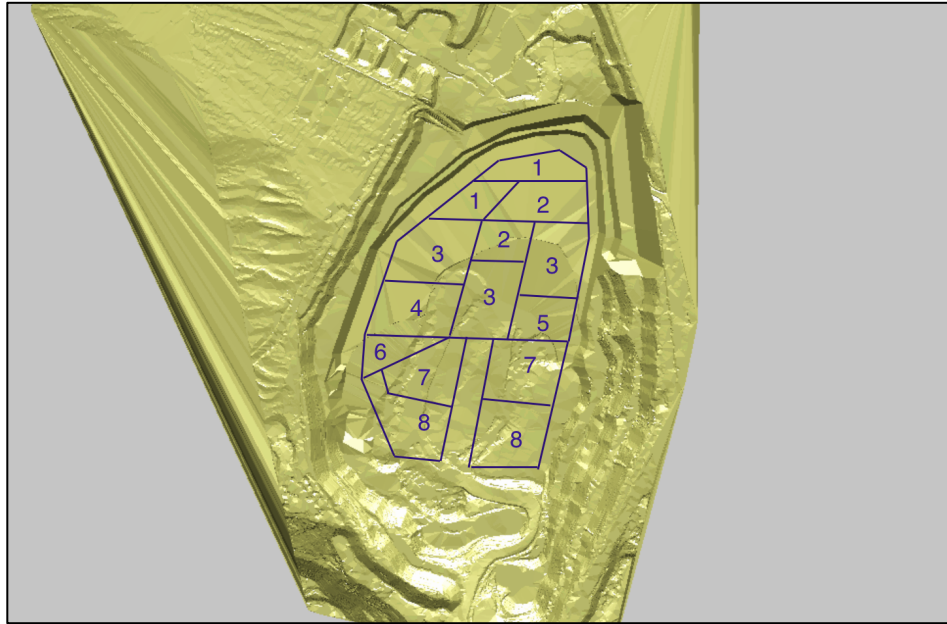


Ilustración 38 Secuenciado parcelas piso 4.

6. DISCUSIÓN

6.1. Resultados Ripios

6.1.1. Diseño y planificación

Por motivos operativos, el diseño de rampa para la primera propuesta (máxima vida de botadero), se torna poco atractivo, ya que requiere de remoción de ripio fresco para la construcción de la rampa, lo que implica perder esa área para el regadío o contar con alguna otra alternativa que lograse sacar los equipos de las coordenadas en que se encuentren y trasladarlos a su punto de empalme sin impactar en corona de high actual, lo que operativamente es muy complejo, ya que el equipo que podría ser utilizado para este fin es la cama baja, sin embargo su máximo peso para trasladar es de 300 ton y sólo el spreader pesa alrededor de 700 toneladas, entre otras dificultades que presenta esta alternativa. Además si se parte la rampa desde la cota en donde se encuentra el low (12 metros sobre high antiguo), no se alcanza la restricción de pendiente necesaria (6,2%) y si se acortan los giros, no se cumple con el radio de giro necesario por lo que se descarta por motivos operativos.

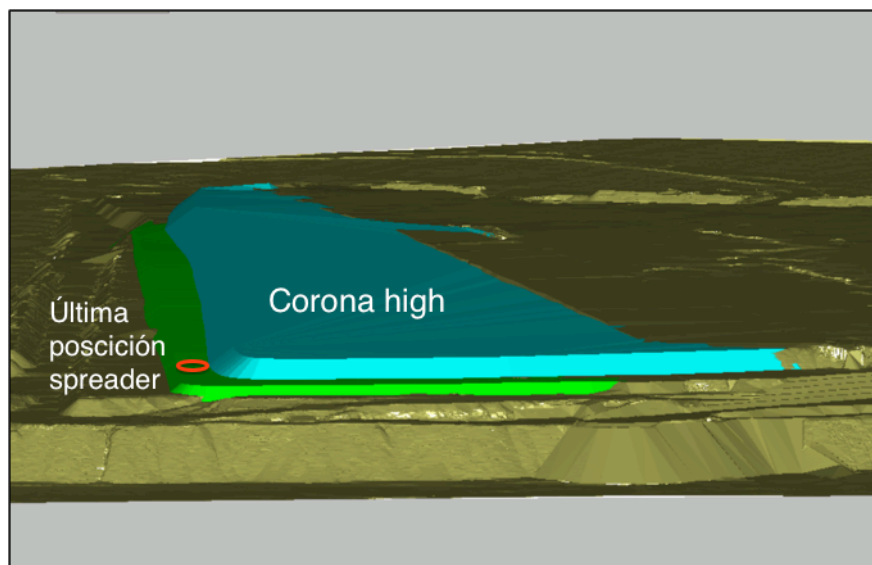


Ilustración 39 Vista isométrica resultado diseño ripio.

A pesar que con la propuesta de Empalme de fase se tiene menor tonelaje, y por ende menor vida del botadero, se alcanza a calzar las fechas entregadas por proyecto, que habla de término de proyecto a finales de diciembre. Si bien es cierto, es provechoso alcanzar el mayor tonelaje en botadero transitorio, operacionalmente se mostró que es complicada su implementación, cosa que en la coordenada que se encontrará el spreader si se va disminuyendo el low hasta high antiguo no sucede, es más, hace que el diseño resulte menos engorroso y da características algo más simples para su futura construcción.

Desde el giro 16 se puede diseñar sin problema la rampa con todas sus restricciones y además empalmar el riel transitorio con punto de llegada dejando suficiente área de trabajo para equipos auxiliares, de tal forma que operacionalmente no se presenten complicaciones.

El diseño final de rampa, por tanto, se realizará solo para la segunda propuesta ya que es la que es aceptada a nivel de proyecto y presenta las mejores condiciones operacionales y concilia el plan. El movimiento final será de 111.819 toneladas de corte y 171.548 toneladas de relleno.

Todos los factores mencionados anteriormente son relevantes en la toma de decisión, pero hay otros factores que escapan del estudio de esta memoria pero son tan relevantes, que aunque todos los factores enunciados se cumplan, son capaces de desechar una alternativa. La tramitación de contratos es crucial para la realización de los trabajos, los tiempos para aprobar un contrato nuevo puede tomar hasta 3 meses o más, por lo que se debe tener la propuesta técnica aprobada previamente, con la anticipación necesaria para que se realice la propuesta con los fondos necesarios.

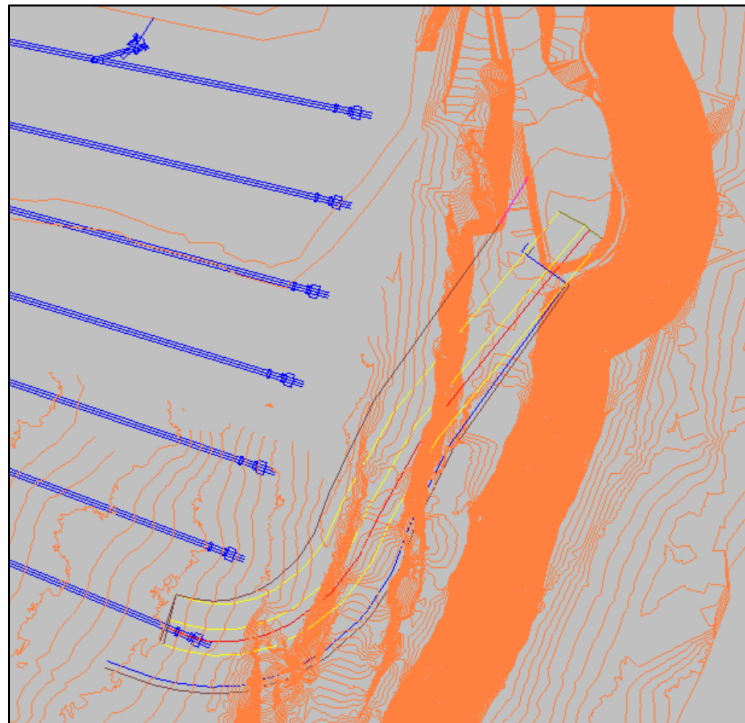


Ilustración 40 Curvas de nivel de ripios y diseño rampa definitiva.

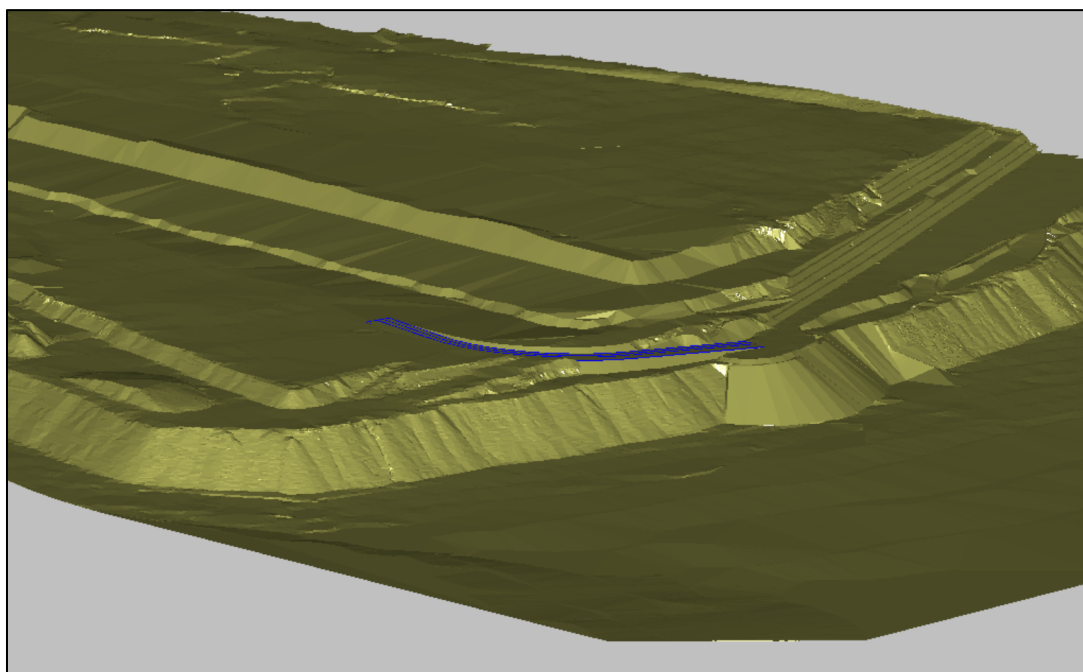


Ilustración 41 Vista isométrica diseño rampa.

Se presenta cuadro resumen con datos revisados anteriormente, para mostrar básicamente que la decisión de cuál alternativa tomar, será por motivos operacionales.

Alternativa	Ton. Total (Millones de ton.)	Fecha término	¿Cumple parámetros de botadero?	Factibilidad rampa	Decisión
Máxima vida	50,2	Marzo/abril 2015	Si	Muy compleja	No
Empalme de fase	35,1	Diciembre/enero	Si	Factible	Si

Tabla 9 Resumen resultado y decisión rípios.

Por lo tanto, por sugerencia y aprobación de área Planificación botadero rípios, se realizará el segundo plan, con las fechas y diseños mencionados.

En cuanto a la planificación, se realiza buscando las mejores leyes, procurando no dejar áreas sin acceso. Esto debiese tener una gran incidencia en beneficio a calcular, ya que se está despreciando áreas con leyes muy bajas (0,055) por leyes mejores, al mismo costo. La liberación de áreas no supone mayor tiempo, ya que la misma construcción del botadero de rípios requiere mantener cierto orden en la corona del high, por lo que solo se necesita arar el sector y la instalación de equipos metalúrgicos. La obtención de PLS empezará luego de un año del comienzo de regadío en zona 1.

Se liberan 12 áreas, en secuencia establecida, regando sectores 2, 3, 5, 6 y 7 con doble liberación, es decir, se propone regar sector completo de forma paralela (marcado con el mismo

número), completando el proceso con sector 7, cuya fecha ya habrá terminado regadío de zona 1, 2 y 3, por lo que tendrá acceso justamente por este sector.



Ilustración 42 Parcelas en regadío.

6.1.2. Costos e ingresos

Para realizar un análisis económico de lo que costaría realizar la planificación y diseño mostrado, se debe tener ciertos parámetros fijados. Costo y cantidad de movimiento tierra, precios, consumo de petróleo, electricidad y mantenimiento de equipos entre otras, serán fundamentales para encontrar los costos totales, y por el lado de los ingresos, fijar precio del cobre, y manejando datos como tabla de leyes, recuperaciones anuales y reales (P1 y reales a la fecha) para las áreas en estudio.

Se tienen las siguientes consideraciones:

- En apilamiento, se considera como movimiento tierra, material depositado en botadero. Además su costo será asociado a consumo de spreader más tripper.
- Se consideran equipos auxiliares: tractores, rodillos, motos niveladoras, aljibes, montadores de equipos etc.
- Para preparación de área de regado, se consideran parcelas 10.000m² más arado y emparejamiento, listo para acceso de personal metalúrgico.

Proceso	Costo	Detalle	US\$
Apilamiento	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	1,170,292
	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	840,724
	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	62,031
Remoción de Ripios	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	3,553,008
	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	2,366,962
	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	138,341
Lix. Secundaria	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	980,019
	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	284,553
	Materiales de Operación	Ácido Sulfúrico	21,866,391
Lix. OBL	Materiales de Operación	Ácido Sulfúrico	8,429,324
Mantenimiento Planta - LIX	Combustibles	Otros Combustibles	7,145

Tabla 10 Costos para procesos en ripios.

Los costos de la Tabla 10 son utilizados para obtener el costo unitario por cada proceso, en un año, estos costos son lo reportados en plan anual de DRT.

Cualquier bien de capital no será considerado ni capitalizado, ya que se consideró para el diseño activos presentes en la actualidad como parte del inventario de Codelco. Además se trabaja en base a corto plazo (1 año), por lo que amortizaciones, interés, vida útil, entre otros no se considera.

Los costos anteriores corresponden a los costos de categoría II, sin embargo, junto con el chancado, apilamiento, rotopala, mantenimiento planta y el costo mina, se asumen como costo hundido, además de todo proceso que no sea netamente de lixiviación (cañerías, acido, mantenimiento), SX, EW, y preparación de área metalúrgica. Estos costos hundidos son pagados por la lixiviación primaria y no son incluidos en el balance económico para ripios. La suma de estos costos más administración completan el costo planta (Cp) que resulta 0,91 US\$/ton. (Detalle de costos en anexo A)

Como se mencionó anteriormente, el costo mina también es costo hundido ya que perforación, tronadura, carguío y transporte ya están incluidas en costos de lixiviación primaria y no se deben volver a incluir para este estudio en particular.

Para los costos e ingresos se resumirán los inputs en la siguiente tabla:

Precio (P) US\$/lb	Costo venta (Cv) cUS\$/lb	Ley (l)%	Recuperación (R) %	Humedad (%)	Tonelaje (Mton)	Porcentaje efectivamente entregado (%)
2.9	29,05	0,12	0,34	7	35,1	0.7

Tabla 11 Parámetros de entrada para cálculo beneficio ripios.

El precio corresponde al precio fijado en octubre de 2013, el costo venta corresponde a costo de llevar la tonelada extraída a puerto (o lugar de venta), la ley es la ley media y la recuperación corresponde a la recuperación total metalúrgica.

Es importante recordar que se el cobre que se obtiene de lixiviación secundaria, al igual que en lixiviación primaria, se encuentra en forma de PLS. Se consideran los mismos costos para el resto del proceso para ambos (EW, SX), ya que el PLS de ambas lixivitaciones son juntadas en una misma piscina, por lo que se verá el aporte que tiene la lixiviación secundaria, y el impacto si este no estuviera o decayera.

Se considera como humedad el 7% de soluciones correspondiente a ácido sulfúrico y otros, y para obtener el ingreso se debe secar el material, por lo que el tonelaje se multiplica por factor de 0,93. El porcentaje efectivamente entregado, corresponde al área que realmente será puesta en regadío. Las limitantes están dadas por condiciones geotécnicas, ubicación de caminos, y restricciones de talud. Esto implica que un 70% de área cargada, corresponde a área entregada.

Por último se debe tener en cuenta que precio y costo venta están asociados a libra de cobre, por lo que se debe ponderar por factor f de 2204,6 para transformar a toneladas.

El costo será calculado de la siguiente forma:

$$C = (Cm + Cp) * ton$$

- $Cm = 0$ (2,9 US\$/ton movida sólo para lix. Primaria).
- $Cp = 0,91$ US\$/ton chancada.

Por lo tanto el costo es de:

$$35.100.000 \text{ ton} * 0,91 \frac{\text{US\$}}{\text{ton}} = 31.941.000 \text{ US\$}$$

El ingreso será calculado de la siguiente forma:

$$I = (P - Cv) * l * R * f * h * Ton_{entregada} * ton$$

Reemplazando con los datos entregados resulta:

$$\left(\frac{2,9US\$}{lb} - \frac{0,29US\$}{lb} \right) * \frac{0,12}{100} * 0,34 * 2204,6 * 0,93 * 0,7 * 35.100.000 \text{ ton}$$

Lo que entrega un ingreso de 53,6 MUS\$.

El beneficio será el ingreso menos el costo, lo que entrega un monto de 21,7 MUS\$ en el margen de un año productivo.

6.1.3. Comparativa

El plan anual de DRT entrega que se deben mover 34,9 millones de toneladas de ripios, obteniendo una producción de cobre fino de 2.000 toneladas [12]. La planificación realizada entregó un resultado de 35,1 millones de toneladas a vaciar, que es muy similar al tonelaje del plan anual. Sin embargo es en cobre fino donde se encuentra la principal y más atractiva diferencia ya que, si se hace un tratamiento matemático para obtener el cobre fino se obtiene:

$$\text{tonCufino} = 35.100.000 \text{ ton} * R * l * h * \text{PorcentajeTon}_{\text{entregada}}$$

$$\text{tonCufino} = 9.300 \text{ ton}$$

Lo que monetariamente equivale a 21,7 MUS\$, lo que comparado con las 7.000 toneladas de Cu fino declarados en la planificación anual de DRT (que corresponde a 16,7 MUS\$), significa un gran aporte al negocio. Debido a la planificación propuesta, tomando como foco el aporte de valor al negocio, existe un aumento de 5MUS\$.

6.2. Resultado Óxidos baja ley

6.2.1. Diseño y planificación

Para decidir una ruta por sobre la otra hay que analizar varios factores, siendo uno de ellos el más relevante debido a que implica mayor o menor costo en la operación una vez construido. Hablamos de la distancia equivalente.

La distancia de la ruta por fuera fue realizada considerando todo los aspectos geotécnicos necesarios, además de considerar diseño de botadero futuro, por lo que se mantuvo bordeando lo más cercano posible según restricción de talud y geomembrana al botadero de OBL actual. Es por esta razón que se torna de partida una opción atractiva para su construcción en desmedro de la ruta por dentro. La ruta por dentro también cumple todos los aspectos geotécnicos, pero una vez se complete el botadero la ruta deberá ser tapada para la obtención de más áreas en regadío, por lo que será perdida. Sin embargo, lo que hace decidir una ruta por sobre otra, es la mayor cantidad de metros equivalente que presenta la ruta por dentro, básicamente porque tiene más metros en pendiente que la ruta por fuera, y esto hace que sea más costoso llevar material por aquel camino.

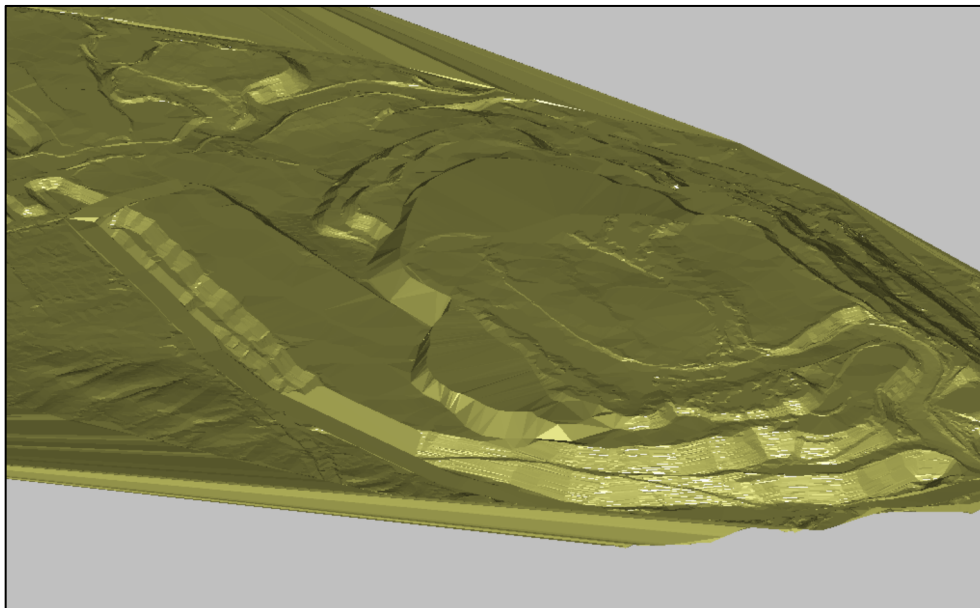


Ilustración 43 Resultado diseño ruta por fuera OBL.

La diferencia de distancia equivalente es de 400 m, lo que significa aproximadamente 4 camiones adicionales para cumplir tonelaje en ruta por dentro, lo cual hace que inmediatamente se descarte ruta interior a favor de la ruta exterior.

El resultado de 4 camiones adicionales se obtiene realizando un análisis de distancia equivalente media anual y la flota de camiones. Se tienen 100 camiones de extracción y la distancia equivalente media es de 10,1 km, por lo que, se extrae que se necesita un camión por 100 metros equivalentes. Esto se replica para el análisis anterior.

Además, al cambiar la distancia equivalente, se debe obtener la nueva ley de envío de material a OBL, para revisar si la decisión de envío a botadero a lastre u OBL cambia.

$$\text{ley de corte critica}(\%) = \frac{(C_m + C_p) * 100}{2204,6 * \frac{R}{100} * (P - C_v)}$$

Donde:

- Costo mina (C_m) = 2 US\$/ton

*Nota: El costo mina es de 2,9, sin embargo este considera el costo total de transporte (1,7 US\$/ton). Se debe considerar que hay parte del trayecto que ya está pagado, que es la distancia desde la mina al botadero de lastre, por lo que solo debe considerarse la diferencia de distancia entre la mina-botadero lastre y mina-botadero OBL. Con esto el costo de transporte baja a 0,8 US\$/ton [12].

- Costo planta (C_p) = 0,91 US\$/ton
- Precio (P) = 2,9 US\$/ton
- Recuperación metalúrgica (R) = 35%
- Costo venta (C_v) = 0,29 US\$/lb

Lo que resulta 0,14% de ley de corte critica, o en otras palabras, material sobre 0,14% y bajo 0.2% se lleva a OBL.

Para distancias lejanas se debe revisar la decisión de envío, ya que la ley crítica anterior es cercana al 0,13% existente como ley critica actual y pueden resultar decisiones de envío diferente debido a esta diferencia.

Con respecto a la planificación, se generan áreas solo en la sección más lejana al avance del botadero para piso 2 y 3. La idea es que las parcelas mostradas logren al menos 8 meses de regadío, alcanzando una recuperación de 31%. Esta situación cambia en el piso 4, donde se deja la mayor parte de área en regadío, y se alcanzan recuperaciones de hasta un 38%.

Para parcelas 7 y 8 se deja un corredor conectado con rampa de acceso para poder regar simultáneamente y tener salida en el sector. Las parcelas van de 9.000 m² a 13.000 m² alcanzando un tonelaje total de 40,3 Mton.

Es importante recordar que las actividades propuestas tomarán alrededor de un año sólo para completar el piso dos y ponerlo en regadío por lo que diseño y planificación de piso 3 y 4 se dejó como aporte a la compañía.

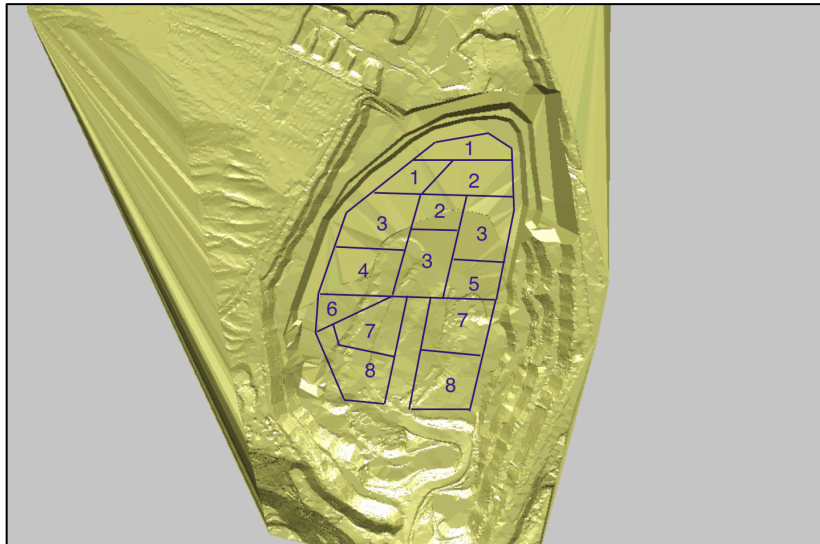


Ilustración 44 Planificación propuesta piso 4 OBL.

Debido a los problemas de diseño que se arrastran, la planificación propuesta presenta ciertas fallas. La idea de terminar un piso y poner en regadío la sección final (mayor aporte cobre fino) considera el aporte al menos de 5 áreas por piso, sin embargo, el avance del piso siguiente alcanzará ésta zona en aproximadamente 8 o 10 meses, por lo que no se llegará al tiempo óptimo de lixiviación en botadero. Esto se ve compensado al tener una altura baja (12 m), lo que implica una recuperación en un tiempo relativamente menor (según cinética de lixiviación asociada), pero este efecto de compensación será menor a medida que se aumenten los pisos. A pesar de este efecto, se considera que es mucho más beneficioso tener el área mostrada en un tiempo de regadío menor al óptimo, que regar otro sector más tiempo, o ralentizar el vaciado de material pero debe ser corroborado a través de una evaluación económica.



Ilustración 45 Parcelas en regadío botaderos OBL.

6.2.2. Costos e ingresos

Para los costos e ingresos se resumirán los inputs en la siguiente tabla:

Precio (P) US\$/lb	Costo venta (Cv) cUS\$/lb	Ley media (l)%	Recuperación (R) %	Humedad (%)	Tonelaje (Mton)	Porcentaje efectivamente entregado (%)
2.9	29,05	0,25	35	3	40,3	70

Tabla 12 Parámetros de entrada cálculo de beneficio OBL.

El precio corresponde al precio fijado en octubre de 2013, el costo venta corresponde a costo de llevar la tonelada extraída a puerto (o lugar de venta), la ley es la ley media, que es mayor a la ley media utilizada para plan anual (0,23%) justamente porque se busca las mejores leyes al hacer la planificación. Sin embargo, la recuperación disminuye a 35% de los 37% proyectada en plan anual, debido a que no se cumple el ciclo de un año de regadío para piso 2.

El costo mina (Cm) debe considerar solo transporte (y solo el tramo restante entre botadero lastre y botadero OBL), y no tronadura ni carguío ni perforación, ya que el material debía ser extraído de igual forma, solo cambia la distancia (ruta) de transporte (de 2,9 US\$/ton a 2 US\$/ton).

Es importante recordar que se el cobre que se obtiene de lixiviación secundaria, al igual que en lixiviación primaria, se encuentra en forma de PLS. Se consideran los mismos costos para el resto del proceso para ambos (EW, SX), ya que el PLS de ambas lixivitaciones son juntadas en una misma piscina, por lo que se verá el aporte que tiene la lixiviación secundaria, y el impacto si este no estuviera o decayera.

Se considera como humedad el 3% de soluciones correspondiente a ácido sulfúrico y otros, y para obtener el ingreso se debe secar el material, por lo que el tonelaje se multiplica por factor de 0,97. El porcentaje efectivamente entregado, corresponde al área que realmente será puesta en regadío. Las limitantes están dadas por condiciones geotécnicas, ubicación de caminos, y restricciones de talud. Esto implica que un 70% de área cargada, corresponde a área entregada.

Por último se debe tener en cuenta que precio y costo venta están asociados a libra de cobre, por lo que se debe ponderar por factor f de 2.204,6 para transformar a toneladas.

El costo será calculado de la siguiente forma:

$$C = (Cm + Cp) * ton$$

- $Cm = 2$ (2,9 US\$/ton movida hasta botadero o chancador)
- $Cp = 0,91$ US\$/ton

Por lo tanto el costo es de:

$$40,3 \text{ Mton} * 2,91 \frac{\text{US\$}}{\text{ton}} = 117,2 \text{ MUS\$}$$

El ingreso será calculado de la siguiente forma:

$$I = (P - Cv) * l * R * f * h * Ton_{entregada} * ton$$

Reemplazando con los datos entregados resulta:

$$\left(\frac{2\text{US\$}}{\text{lb}} - \frac{0,29\text{US\$}}{\text{lb}} \right) * \frac{0,25}{100} * 0,35 * 2204,6 * 0,97 * 0,7 * 40,3 \text{ Mton}$$

Lo que entrega un ingreso de 154,1 MUS\$.

El beneficio será el ingreso menos el costo, lo que entrega un monto de 36,8 MUS\$ en el margen de un año productivo.

6.2.3. Comparativa

Al buscar las mejores leyes en la planificación realizada, se está automáticamente aumentando el cobre fino, con respecto al plan anual existente de DRT. Este impacto se puede ver en el aumento de beneficio generado, y es un resultado esperado. La duda se mantenía en cuál sería el impacto por la caída en la recuperación, por efecto de disminuir el tiempo de lixiviación de 1 año a 8 meses como mínimo. La pérdida por dejar de regar antes del tiempo necesario equivale a 1.900 toneladas de cobre fino, lo que comparado con la ganancia que se tiene por el solo hecho de tener esta área en regadío, paga el costo y se transforma en una decisión económicamente atractiva.

El plan anual de DRT indica que para OBL se debe mover 31,9 Mton para año 2014, obteniéndose una producción de cobre fino de 17.970 toneladas de cobre fino [12]. Gracias al cambio de estrategia y la utilización de áreas ociosas listas para el regadío (cortísimo plazo), en planificación realizada se obtiene un 40,3 Mton a mover para año 2014, lo que considera un aumento en cantidad de áreas debido al vaciado solo en piso 2. El hecho de sólo depositar en piso 2, permite tener un mayor control y orden en el área, por lo que conlleva directamente en la habilitación de una mayor cantidad de áreas. Si se compara con lo que se realiza hasta la fecha en DRT, estas áreas no estarían consideradas hasta terminar el vaciado de piso 4, lo que retarda la recuperación de cobre, y además genera pérdida de áreas atractivas, independiente de la caracterización del material presente y de su misma secuencia y orden de vaciado.

$$tonCufino = 40.300.000 \text{ ton} * R * l * h * \text{PorcentajeTon}_{entregada}$$

$$tonCufino = 23.943 \text{ ton}$$

Lo que monetariamente equivale a 36,8 MUS\$, lo que comparado con las 17.970 toneladas de Cu fino declarados en la planificación anual de DRT (que corresponde a 29,9 MUS\$), significa un gran aporte al negocio. Debido a la planificación propuesta, tomando como foco el aporte de valor al negocio, existe un aumento de 6,9 MUS\$.

7. CONCLUSIONES

En faenas de gran minería existe una interesante oportunidad de mejora, ya que la magnitud de los procesos es tan grande, que es muy difícil tener cada aspecto de cada proceso al 100% de eficiencia y efectividad. Es en este marco de mejoramiento continuo y de aprovechamiento de recursos en la que se inserta el tema de recuperación de mineral en botaderos y material de baja ley. Aunque el tema no es nuevo, al no ser el eje del negocio minero, no hay tanto detalle en su planificación y las soluciones encontradas para aprovechar material de bajo contenido de metal son relativamente nuevas, y sus resultados aún no convencen. Sin embargo, existe consenso del gran aporte que puede tener aprovechar material que de cierta forma ya está desechado (presenta una serie de costos hundidos), mediante una planificación (secuencia) y diseño apropiado con su análisis correspondiente.

La planificación es tan relevante para la empresa minera, como la extracción de cobre en sí. Se pudo verificar como impacta operacional y económicamente realizar una planificación y diseño mediante un previo estudio de acuerdo a parámetros fijos y estándares comunes. Sin embargo, tan importante como la planificación y el diseño es el monitoreo y revisión de lo programado. Parte importante de esta memoria fue revisar y rediseñar planificaciones ya realizadas, ya que se encontraron varios puntos deficientes debido a que en realidad no existía una planificación acuciosa y definida para los temas tratados.

Encontrar un método simple pero detallado, con bases sólidas de planificación y diseño de botaderos de ripios y óxidos de baja ley fue la premisa de este trabajo, capaz de ser replicado en otro material de baja ley, incluso en otra faena, adaptando claramente todos los parámetros de entrada y marco referencial existente.

Es fundamental establecer cuál será el foco de la planificación, ya que con un objetivo diferente se consiguen diferentes resultados. El foco con que se trabaja actualmente responde a la necesidad de generar la mayor cantidad de áreas para el regadío, ya que esto entregara mayor aporte de cobre fino. Sin embargo, que se tengan más áreas disponibles para regar, no influye en la proporcionalidad deseada, ya que las características del material puede ser diferente (diferentes leyes, tipo de roca, etc.) y genera un aporte dispar de cobre fino por área entregada.

Es por esta razón que la propuesta de esta memoria es cambiar el foco. Basándose en el concepto “mine to mil”; que significa concebir cada operación unitaria como parte integral de la cadena de valor, en la que el costo y beneficio de cada una de ellas tendrá gran incidencia en el resto; se propone un nuevo concepto llamado “de la mina para la creación de valor” (“mine to value”) que propone maximizar el cobre fino recuperado de la lixiviación secundaria, realizando cada operación previa a la obtención del PLS enfocados en este objetivo.

7.1. Ripios

Al ser una operación muy estructurada, deja poco lugar a la innovación, sin embargo su solo proceder representa grandes desafíos.

Los equipos utilizados son relativamente nuevos, y vienen a suplir a los CAEX para realizar la labor de vaciado de material lixiviado lo que implica varios aspectos positivos, como liberar camiones que pueden ser utilizados en otras labores, reducción de costos debido a la correa transportadora, además de hacer más continuo y eficiente el proceso, con la inclusión de máquinas como spreader. Sin embargo, al tener sólo una línea operacional, las fallas que se presenten en alguna parte de la operación de vaciado de ripios, significa la detención del proceso, lo que conlleva retrasos y complicaciones operacionales, por lo que se debe buscar una alternativa para la continuidad, para lo que se utilizan camiones de la mina para sostener el envío de material a ripios y no congestionar pilas de lixiviación primaria.

Se elige el diseño que finaliza con menor tonelaje, pero da seguridad y continuidad en las labores, cumpliendo todos los parámetros geotécnicos y operacionales. Además permite una transición óptima entre fase actual y fase próxima. Esto último es muy relevante para evaluaciones futuras, ya que diseñar cualquier fase o unidad minera (banco, botadero, rampa, etc) teniendo en cuenta diseños futuros significa una disminución de riesgos y mayor compatibilidad, lo que puede incidir directamente en un ahorro de costos a futuro.

Al comparar el plan anual con la planificación realizada, se tiene un aporte de 5 MUS\$ a prácticamente el mismo tonelaje, lo que hace referencia a como la planificación con foco más ambicioso, tiene efecto en los resultados económicos. Que se haya obtenido el mismo tonelaje, es una coincidencia, ya que el diseño es diferente a lo propuesto por DRT, sin embargo, tiene sentido que sean similares, ya que se utilizó la misma capacidad, utilización y disponibilidad de equipos y la morfología de ripio no da cabida a mayores variaciones.

7.2. OBL

Debido al impacto en los costos que tiene el cambio de distancia equivalente, se debe hacer un nuevo estudio de ley crítica para envío a OBL. Prácticamente todo el costo asociado al transporte varía según las distancias (petróleo, mantención, neumáticos, etc.). Se diseña el camino que tiene menor distancia equivalente, pensando también en fases futuras del área. La ley crítica sube de 0,13% a 0,14%, lo que implica tener menos material, pero un aumento de ley media.

Se diseña resto de OBL completando consecutivamente piso 2, 3 y 4 y dejando área para regadío mientras se avanza en el vaciado del piso siguiente. La idea de regar mientras se completan los pisos es generar la mayor cantidad de cobre posible, sin embargo, debido a que el frente de vaciado alcanzara las áreas en regadío en un tiempo menos a un año, las recuperaciones decrecen. Este efecto se ve amortiguado debido que en este sector se cuenta con buenas leyes a una baja altura, lo que disminuye el tiempo de proceso. Se evalúa que pese a disminuir tiempo de proceso, y con ello recuperación, tener una mayor alimentación de solución rica en cobre es más provechoso para el negocio.

Al comparar el plan anual con la planificación realizada, se tiene un aporte de 6,9 MUS\$, con un mayor movimiento de material y mayor cantidad de áreas disponibles para el regadío. Básicamente se impulsó la entrega de sectores que solo faltaba trabajos menores, y se habilitaron todas las áreas posibles siempre buscando la mejor ley.

7.3. Síntesis y recomendaciones

Independiente de las características de los rípios y del material de baja ley, se destaca la importancia que tiene saber qué es lo que se está depositando, para tener la flexibilidad operativa de poder decidir qué material vaciar en qué lugar en específico. Lo anterior obedece a motivos económicos, y también a no afectar por el regadío a la estabilidad del botadero y comprometer la seguridad para trabajos realizados en la zona. Sólo de esta forma se puede planificar con conocimiento y optar por una estrategia integrada. Como se propuso, la creación de un modelo de bloques disminuiría la incertidumbre, y sería un gran aporte a la creación de valor mediante la planificación.

Todas las comparaciones fueron realizadas con el plan anual de DRT, lo que entregó como resultado que para rípios y OBL se logra a un aumento en el beneficio económico debido a la planificación y la introducción de un foco diferente. La búsqueda de la creación de valor a través de la planificación genera entonces una clara diferencia en los resultados. Invertir tiempo y recursos en esta tarea de manera tal de hacerla lo más completa posible se justifica incluso en materiales de leyes bajas.

Finalmente, se recomienda seguir con el estudio de material extraído y vaciado en botaderos, obteniendo un modelo de bloques representativo. Si con poca información respecto al material puesto en regadío se obtuvieron buenos resultados, se espera que con un modelo de bloques los resultados, como aporte económico a la división, mejore aún más. Además se recomienda a DRT terminar con la planificación realizada en esta memoria para el resto del año 2014.

8. BIBLIOGRAFÍA

- [1] Codelco Chile, 2012, “Reseña división Radomiro Tomic”.
- [2] Codelco Chile, 2010, “Bases geotécnicas P0-PSD-PT-PND 2011 división Codelco Norte”.
- [3] Codelco Chile, 2010, “Declaración de impacto ambiental lixiviación secundaria de ripios”.
- [4] Wetherelt, A., van der Wielen, K.P., “Introduction to open pit mining”.
- [5] Vásquez, A., Galdames, B., Le-Feaux, R., “Diseño y operaciones de minas a cielo abierto”.
- [6] Codelco Chile, 2010, “Guía para la Trazabilidad de Costos Operacionales en Proyectos Estructurales”.
- [7] Vargas, T., 2013 “Apunte de cinética de lixiviación”.
- [8] Maptek, 2011, “Manual software Vulcan”.
- [9] Mintec, 2013, “Introduction to MineSight”.
- [10] Yarmuch, J., 2013, “Planificación Minera”, Santiago, Universidad de Chile.
- [11] Rubio, E., 2010, “Sistemas Mineros”, Santiago, Universidad de Chile.
- [12] Codelco Chile, 2013, “Programa P1 2014 mina Radomiro Tomic”.

9. ANEXO A

9.1. Glosario

DRT: División Radomiro Tomic

Lixiviación: extracción sólido-líquido, es un proceso en el que un disolvente líquido pasa a través de un sólido pulverizado para que se produzca la disolución de uno o más de los componentes solubles del sólido.

Ripio: Material chancado ya lixiviado en pilas de lixiviación primaria.

High cast: Unidad básica de diseño de ripios. Corresponde a la descarga a nivel de piso de ripios realizado por maquina Spreader.

Corona en high: Sección del High en botadero de ripios donde se realiza el regado.

Low cast: Unidad básica de diseño de ripios. Corresponde a la descarga de material a nivel inferior de posición de Spreader. Su utilidad es servir de piso para el avance de la maquinaria para la realización del botadero.

Material cargado: Corresponde a todo el material movido y depositado. No todo este material es regado.

Material entregado: Corresponde a parte del material cargado que es puesto en regadío. Sus restricciones corresponden a ubicación de caminos y taludes.

ROM: “Run of Mine”, material tronado extraído directamente de la mina.

OBL: Óxido de baja ley, corresponde a material extraído directamente de la mina (ROM).

SBL: *Sulfuros baja ley*. Corresponde a material extraído directamente de la mina (ROM).

CAEX: Camión de extracción.

VAN: Valor agregado neto.

Gs: Flujo másico.

Qs: Flujo volumétrico.

PLS: Solución lixiviada cargada (Preagent leach solution). Corresponde a la solución recolectada resultante del proceso de lixiviación cargada de cobre.

Distancia equivalente: Distancia ponderada que considera velocidades de ciclo y sus pendientes.

Distancia gradiente: Distancia recorrida en pendiente negativa (descenso).

Distancia pendiente: Distancia recorrida en pendiente positiva (ascenso).

Spreader: Equipo que forma el botadero de ripios, consta de pluma, que eyecta el material, y tripper que le da movilidad al equipo.

Rotopala: Equipo que desarma pilas de lixiviación primaria y carga correas transportadoras con material destino a spreader.

9.2. Costos operacionales y mantenimiento

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
Administración Y staff Planta	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	908,795
Administración Y staff Planta	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	396,249
Administración Y staff Planta	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	(36,893)
Administración Y staff Planta	Repuestos	Repuestos	-
Administración Y staff Planta	Otros Materiales	Materiales Grales de Bodega	-
Administración Y staff Planta	Combustibles	Petróleo diésel	-
Administración Y staff Planta	Combustibles	Otros Combustibles	13,247,298
Administración Y staff Planta	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	-
Administración Y staff Planta	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	-
Administración Y staff Planta	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
Administración Y staff Planta	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	2,613,412
Administración Y staff Planta	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	-
Administración Y staff Planta	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	-
Administración Y staff Planta	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	10,819,588
Administración Y staff Planta	Otros Servicios	Gastos varios	1,643,553
Administración Y staff Planta	Transferidos	Suministros - Agua	3,285,669
Administración Y staff Planta	Depreciación & Amort	Depreciación	26,529
Administración Y staff Planta	Depreciación & Amort	Amortización	4,440,608
Administración Y staff Planta	Costo Operacional		37,344,807
Total Costo Operacional	Administración Y staff Planta	kUS \$	37,345

Tabla 13 Costo operacional administración y staff planta.

MANTENIMIENTO			2014
			US\$
Mantenición Planta - Adm Mplanta	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	1,969,055
Mantenición Planta - Adm Mplanta	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	4,854,048
Mantenición Planta - Adm Mplanta	Repuestos	Repuestos	-
Mantenición Planta - Adm Mplanta	Combustibles	Otros Combustibles	-
Mantenición Planta - Adm Mplanta	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
Mantenición Planta - Adm Mplanta	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	14,043,875
Mantenición Planta - Adm Mplanta	Depreciación & Amort	Depreciación	-
Mantenición Planta - Adm Mplanta			20,866,978
Total Costo Mantenimiento	Administración Y staff Planta	kUS \$	20,867

Tabla 14 Costo mantenimiento administración y staff planta.

Tabla 15 Costo operacionales apilamiento

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
Apilamiento	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	-
Apilamiento	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	-
Apilamiento	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	-
Apilamiento	Repuestos	Repuestos	-
Apilamiento	Otros Materiales	Materiales Grales de Bodega	-
Apilamiento	Combustibles	Petróleo diésel	-
Apilamiento	Combustibles	Otros Combustibles	-
Apilamiento	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	1,170,292
Apilamiento	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	840,724
Apilamiento	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	62,031
Apilamiento	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
Apilamiento	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	-
Apilamiento	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	-
Apilamiento	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	-
Apilamiento	Otros Servicios	Gastos varios	-
Apilamiento	Depreciación & Amort	Depreciación	6,338,166
Apilamiento		Costo Operacional	8,411,214
Total Costo Operacional	Apilamiento	kUS \$	8,411

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
Remoción de Ripios	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	-
Remoción de Ripios	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	-
Remoción de Ripios	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	-
Remoción de Ripios	Repuestos	Repuestos	-
Remoción de Ripios	Otros Materiales	Materiales Grales de Bodega	-
Remoción de Ripios	Combustibles	Petróleo diésel	-
Remoción de Ripios	Combustibles	Otros Combustibles	-
Remoción de Ripios	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	3,553,008
Remoción de Ripios	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	2,366,962
Remoción de Ripios	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	138,341
Remoción de Ripios	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
Remoción de Ripios	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	9,535,039
Remoción de Ripios	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	-
Remoción de Ripios	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	-
Remoción de Ripios	Otros Servicios	Gastos varios	-
Remoción de Ripios	Depreciación & Amort	Depreciación	11,294,443
Remoción de Ripios	Depreciación & Amort	Amortización	4,464,706
Remoción de Ripios		Costo Operacional	31,352,498
Total Costo Operacional	Remoción de Ripios	kUS \$	31,352

Tabla 16 Costos operacionales remoción de rípios.

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
Lix Secundaria	Materiales de Operación	Ácido Sulfúrico	21,866,391
Lix Secundaria	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	-
Lix Secundaria	Repuestos	Repuestos	-
Lix Secundaria	Otros Materiales	Materiales Grales de Bodega	-
Lix Secundaria	Combustibles	Petróleo diésel	-
Lix Secundaria	Combustibles	Otros Combustibles	-
Lix Secundaria	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	980,019
Lix Secundaria	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	284,553
Lix Secundaria	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
Lix Secundaria	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
Lix Secundaria	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	-
Lix Secundaria	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	-
Lix Secundaria	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	-
Lix Secundaria	Otros Servicios	Gastos varios	-
Lix Secundaria	Depreciación & Amort	Depreciación	17,726,316
Lix Secundaria	Depreciación & Amort	Amortización	1,208,483
Lix Secundaria		Costo Operacional	42,065,762

Tabla 17 Costo operacional lixivación secundaria.

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
Lix OBL	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	-
Lix OBL	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	-
Lix OBL	Materiales de Operación	Ácido Sulfúrico	8,429,324
Lix OBL	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	-
Lix OBL	Repuestos	Repuestos	-
Lix OBL	Otros Materiales	Materiales Grales de Bodega	-
Lix OBL	Combustibles	Petróleo diésel	-
Lix OBL	Combustibles	Otros Combustibles	-
Lix OBL	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	231,504
Lix OBL	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	306,110
Lix OBL	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
Lix OBL	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
Lix OBL	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	-
Lix OBL	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	-
Lix OBL	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	-
Lix OBL	Otros Servicios	Gastos varios	-
Lix OBL	Depreciación & Amort	Depreciación	1,033,723
Lix OBL	Depreciación & Amort	Amortización	5,516,285
Lix OBL	Costo Operacional		15,516,946
Total Costo Operacional Lixiviación		kUS \$	101,276

Tabla 18 Costo operacional lixiviación OBL.

MANTENIMIENTO			2014
			US\$
Mantenición Planta - LIX	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	-
Mantenición Planta - LIX	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	-
Mantenición Planta - LIX	Repuestos	Repuestos	-
Mantenición Planta - LIX	Combustibles	Otros Combustibles	7,145
Mantenición Planta - LIX	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
Mantenición Planta - LIX	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
Mantenición Planta - LIX	Depreciación & Amort	Depreciación	976
Mantenición Planta - LIX			8,121
Total Costo Mantenimiento Lixiviación		kUS \$	8

Tabla 19 Costo mantenimiento lixiviación.

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
SX	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	302,932
SX	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	1,981,244
SX	Materiales de Operación	Extractante Acorga	3,889,305
SX	Materiales de Operación	Diluyente Escaid 110	3,731,345
SX	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	-
SX	Repuestos	Repuestos	-
SX	Otros Materiales	Materiales Grales de Bodega	-
SX	Combustibles	Petróleo diésel	-
SX	Combustibles	Otros Combustibles	-
SX	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	1,781,932
SX	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	1,047,672
SX	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
SX	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
SX	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	-
SX	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	-
SX	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	8,287,257
SX	Otros Servicios	Gastos varios	-
SX	Depreciación & Amort	Depreciación	18,759,413
SX	Depreciación & Amort	Amortización	2,344,009
SX	Costo Operacional		42,125,107
Total Costo Operacional SX		kUS \$	42,125

Tabla 20 Costo operacional SX.

MANTENIMIENTO	SX	2014	
		US\$	
Mantenimiento Planta - SX	Combustibles	Otros Combustibles	-
Mantenimiento Planta - SX	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
Mantenimiento Planta - SX	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	8,563,338
Mantenimiento Planta - SX	Depreciación & Amort	Depreciación	24,832
Mantenimiento Planta - SX		8,588,170	
Total Costo Mantenimiento SX		kUS \$	8,588

Tabla 21 Costo mantenimiento SX.

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
EW	Materiales de Operación	Sulfato de Cobalto	1,590,963
EW	Materiales de Operación	Ánodos	4,611,966
EW	Materiales de Operación	Cátodos	6,539,398
EW	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	-
EW	Repuestos	Repuestos	-
EW	Otros Materiales	Materiales Grales. de Bodega	-
EW	Combustibles	Petróleo diésel	-
EW	Combustibles	Otros Combustibles	-
EW	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	23,614,707
EW	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	13,446,414
EW	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
EW	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	1,679,096
EW	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	-
EW	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	7,743,709
EW	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	15,447,854
EW	Otros Servicios	Gastos varios	-
EW	Depreciación & Amort	Depreciación	7,218,407
EW	Costo Operacional		81,892,515
Total Costo Operacional		EW	kUS \$
			81,893

Tabla 22 Costo operacional EW.

MANTENIMIENTO			2014
			US\$
Mantenición Planta - EW	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	-
Mantenición Planta - EW	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	-
Mantenición Planta - EW	Repuestos	Repuestos	5,722,192
Mantenición Planta - EW	Combustibles	Otros Combustibles	-
Mantenición Planta - EW	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	-
Mantenición Planta - EW	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
Mantenición Planta - EW	Depreciación & Amort	Depreciación	410,441
Mantenición Planta - EW			6,132,633
Total Costo Mantenimiento		EW	kUS \$
			6,133

Tabla 23 Costo mantenimiento EW.

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
Apilamiento	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	-
Apilamiento	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	-
Apilamiento	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	-
Apilamiento	Repuestos	Repuestos	-
Apilamiento	Otros Materiales	Materiales Grales de Bodega	-
Apilamiento	Combustibles	Petróleo diésel	-
Apilamiento	Combustibles	Otros Combustibles	-
Apilamiento	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	1,170,292
Apilamiento	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	840,724
Apilamiento	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	62,031
Apilamiento	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
Apilamiento	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	-
Apilamiento	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	-
Apilamiento	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	-
Apilamiento	Otros Servicios	Gastos varios	-
Apilamiento	Depreciación & Amort	Depreciación	6,338,166
Apilamiento		Costo Operacional	8,411,214

Tabla 24 Costo operacional apilamiento.

COSTOS OPERACIONALES			2014
			US\$
Remoción de Ripios	Remuneraciones	Remuneraciones Rol P	-
Remoción de Ripios	Remuneraciones	Remuneraciones Rol T	-
Remoción de Ripios	Materiales de Operación	Otros Materiales de Operación	-
Remoción de Ripios	Repuestos	Repuestos	-
Remoción de Ripios	Otros Materiales	Materiales Grales de Bodega	-
Remoción de Ripios	Combustibles	Petróleo diésel	-
Remoción de Ripios	Combustibles	Otros Combustibles	-
Remoción de Ripios	Energía Eléctrica	Energía Eléctrica RT	3,553,008
Remoción de Ripios	Energía Eléctrica	Potencia Eléctrica	2,366,962
Remoción de Ripios	Energía Eléctrica	Otros energía eléctrica	138,341
Remoción de Ripios	Servicios de Terceros	SSTT - M&R	-
Remoción de Ripios	Servicios de Terceros	SSTT - Arriendos	9,535,039
Remoción de Ripios	Servicios de Terceros	SSTT- Transporte	-
Remoción de Ripios	Servicios de Terceros	SSTT - Varios Apoyo Producción	-
Remoción de Ripios	Otros Servicios	Gastos varios	-
Remoción de Ripios	Depreciación & Amort	Depreciación	11,294,443
Remoción de Ripios	Depreciación & Amort	Amortización	4,464,706
Remoción de Ripios		Costo Operacional	31,352,498
Total Costo Operacional		kUS \$	57,270

Tabla 25 Costo operacional remoción de ripios.

9.3. Costos proyectados plan de negocios y desarrollo

PND 2014			2014 (P1)
Lixiviación Primaria	Mineral Regado	kts	53,365
	Producción	ktCuf	205
Lixiviación Secundaria	Mineral Regado	kts	33,120
	Producción	ktCuf	29
Recursos Lixiviables (Brotec)	Mineral Regado	kts	3,600
	Producción	ktCuf	5
Ripio Transitorio	Mineral Regado	kts	3,497
	Producción	ktCuf	2
Lixiviación OBL	Mineral Regado	kts	11,733
	Producción	ktCuf	6
Lixiviación SBL	Mineral Regado	kts	0
	Producción	ktCuf	-
Total Mineral Lixiviado		kts	105,316
Total Producción		ktCuf	250

Tabla 26 Resultados proyectados PND.

COSTO MINA		
Adm	U\$/T	0.165
Perf	U\$/T	0.165
Tronad	U\$/T	0.193
Carguío	U\$/T	0.418
eq Aux	U\$/T	0.165
Costo Total Mina s/ Tpte	U\$/T	1.105
Transporte	U\$/T-Km Eq	1.80

Tabla 27 Costo mina PND.

$$\text{Km Eq} = \text{Km Horizontal} + 2.73 * \text{Km Pendiente}$$

*Fórmula para calcular kilómetros equivalentes según PND.

Costo Remanejo Mina	US\$/t. mat	0.50
Transporte	US\$/t. mat	0.19
Distancia	Km Eq	1.85

Tabla 28 Costos por tonelada de material según PND.

		PND2014
Precio Cu LP	US\$/Lb	2.9
Precio Mo LP	US\$/Kg	31
Rec Cu	%	87.5
Rec Mo	%	60

Total Costo de Venta	cUS\$/Lb	49.9	55.28
Ley concentrado	% CuT	37%	37%
Costos de Venta Mo	U\$/kg	2.24	2.24

Tabla 29 Parámetros de entrada para beneficio según PND 2014.

Lixiviación OBL	U\$/Ton Mineral	0.9	Incluye Acido
SX	cUS/lb		
EW	cUS/lb		
Administración	cUS/lb		
Premios y descuentos	cUS/lb		90% gradoA, 2% std1, 8% std2
Flete	cUS/lb		RT-FOB Mejillones
Selling Cost OBL	cUS/lb	29.05	
Costo Heap Leaching	US\$/t. mat	3.78	Lix. Primaria y Secundaria. Incluye Acido

Tabla 30 Parámetros OBL.

10. ANEXO B

Movimiento Total Mina P1 2014

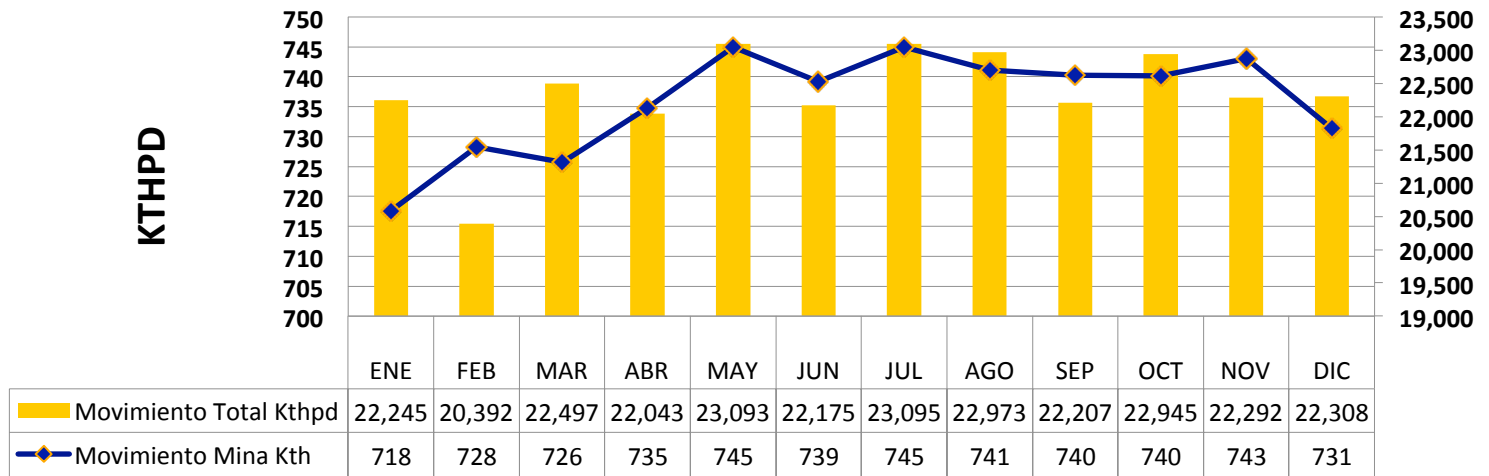


Tabla 31 Gráfico movimiento total mina plan anual DRT>

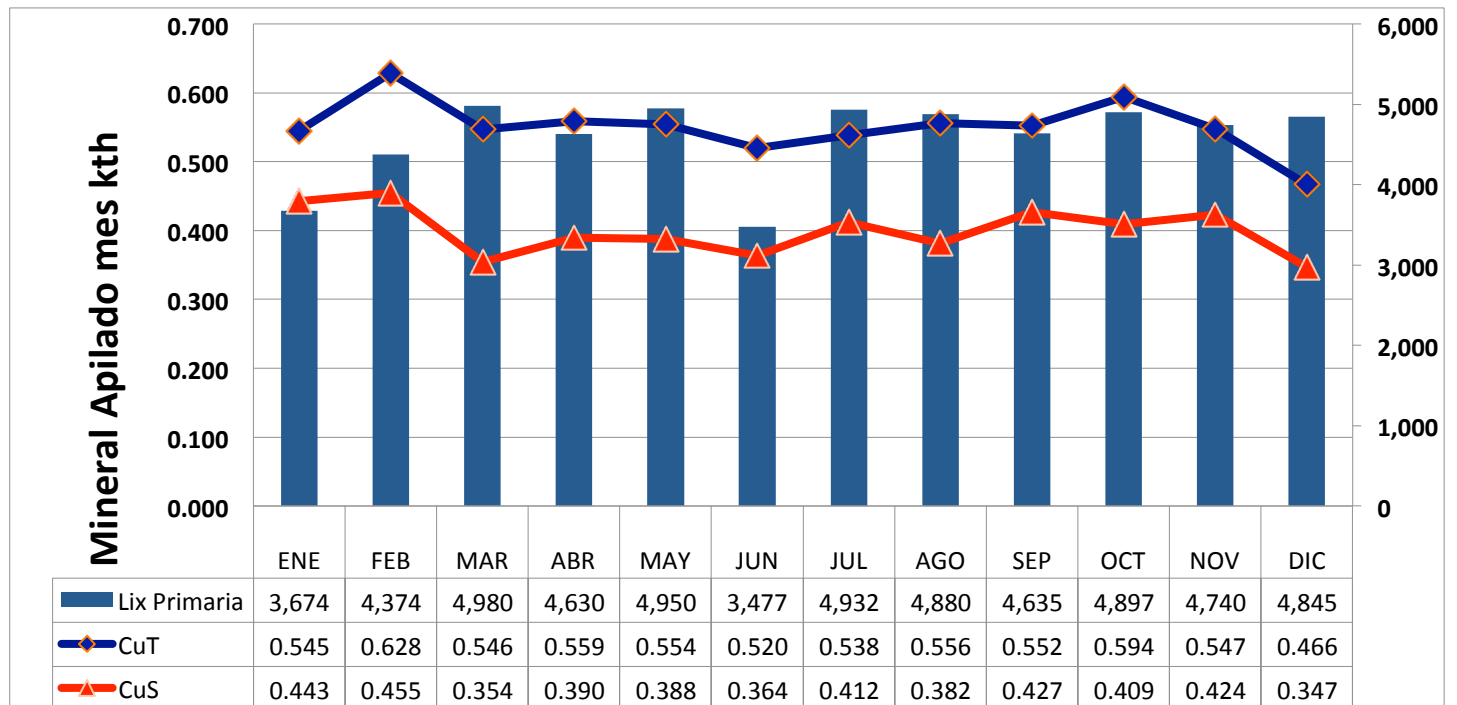


Tabla 32 Gráfico resultados plan anual DRT por mes.

Periodo	Número días	Dump Óxidos			Ripios CAEX	Mov Ripios Total	
		Kth	CuT	CuS	Kth	Kth	Kth/dm
Enero	31	2,323	0.21	0.10	0	200	6
Febrero	28	1,421	0.21	0.12	0	400	14
Marzo	31	2,543	0.22	0.12	617	617	20
Abril	30	2,244	0.20	0.12	161	711	24
Mayo	31	2,839	0.21	0.13	1,057	1,057	34
Junio	30	3,487	0.22	0.14	0	620	21
Julio	31	2,019	0.22	0.14	948	948	31
Agosto	31	1,886	0.21	0.13	733	733	24
Septiembre	30	1,752	0.22	0.14	556	556	19
Octubre	31	1,150	0.24	0.15	358	608	20
Noviembre	30	1,361	0.21	0.13	766	766	26
Diciembre	31	1,896	0.21	0.13	171	521	17
Total	365	24,920	0.21	0.13	5,366	7,736	21

Tabla 33 Tabla resultados tonelaje ripios y OBL según plan anual DRT.

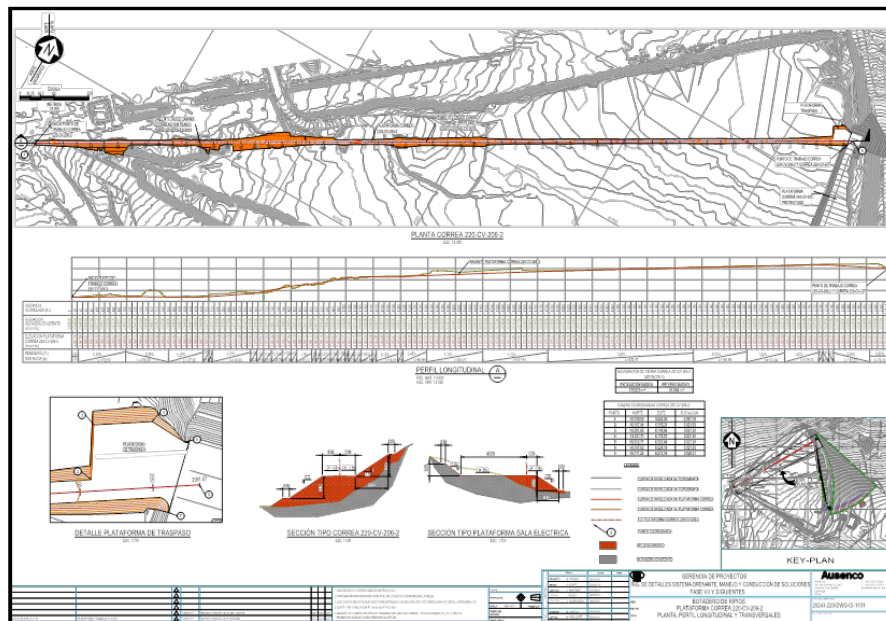


Ilustración 46 Plano botadero de rípios fase 7 transitoria.

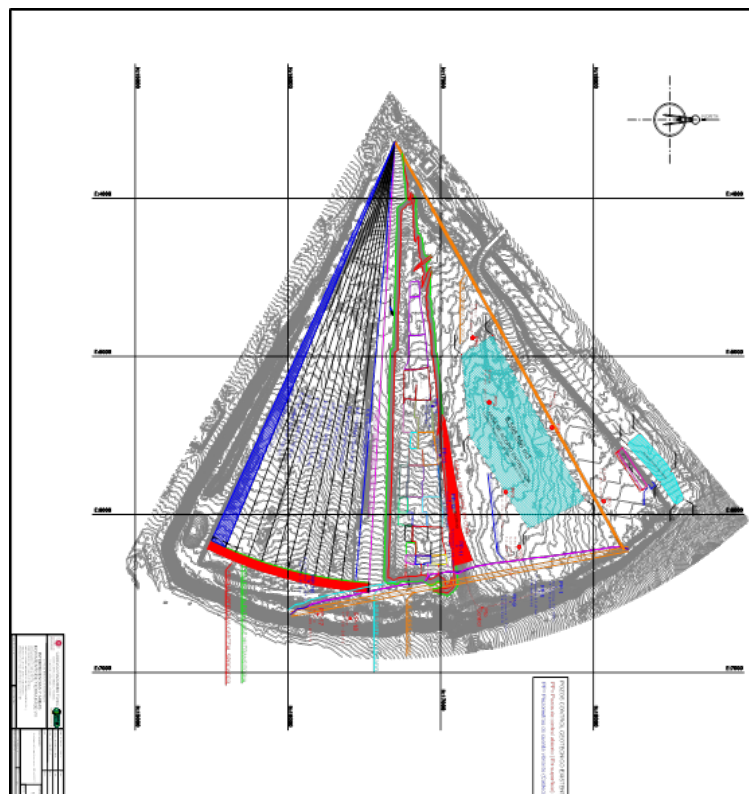


Ilustración 47 Plano botadero rípios con avance de spreader.