



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

# “PLANIFICACIÓN MINERA A CIELO ABIERTO CON CLASIFICACIÓN MEDIANTE ORE SORTING”

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

MATIAS IGNACIO LAMPRE CARRASCO

PROFESOR GUÍA:  
ANTONIO COUBLE CERVIÑO

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
NELSON MORALES VARELA  
CARLOS GUZMÁN PÉREZ

SANTIAGO DE CHILE  
2021

## Resumen

Los depósitos de bajas leyes requieren de mayores volúmenes de mineral, transporte y procesamiento por tonelada de producto(s), haciéndolos más intensivos en costos y consumo de insumos. La clasificación mediante ore sorting busca eliminar el material estéril para disminuir la ley de corte, aumentar la utilización de recursos disponibles, tratar menor cantidad de toneladas y área de lixiviación por tonelada de producto, disminuir el consumo de insumos y aumentar la producción de finos y VAN del proyecto.

El objetivo de este trabajo consiste en determinar y comparar los beneficios y utilidades que se generan en la planificación minera a cielo abierto de un caso con ore sorting, versus un caso base de planificación convencional.

La metodología consiste en planificar dos casos del rajo La Reina de la mina Michilla, analizando la información disponible sobre las pruebas de ore sorting realizadas al mineral de Michilla y determinando las leyes de corte inferiores y superiores, a partir de parámetros económicos y de recuperación en el proceso sorter. Posteriormente, se realiza la optimización de ambos casos y de escenarios sensibilizados al caso ore sorting con el software Whittle, para diseñar fases comparables entre ambos casos. Finalmente, se planifican los casos en tres escenarios y se realiza un análisis de las cantidades de movimiento total, mineral lixiviado, producción de cobre y de los insumos requeridos, así como también de las diferencias en el beneficio y valor actual neto entre ambos casos de planificación.

Clasificar el mineral con ore sorting reduce la ley de corte de los óxidos en 0.10 [%] y de los sulfuros en 0.15 [%] y los mejores resultados se obtienen cuando se utiliza la ley break-even como límite superior de alimentación al proceso sorter. El ore sorting permite ampliar el pit final en 2,690 [kt] e incorporar 1,675 [kt] de mineral antes del sorter, con 1,341 [kt] de mineral bajo la ley de corte del caso base, además de aumentar en 27.07 [%] el mineral in-situ dentro de un espacio físico determinado. Se planifican 165 [kt] menos de mineral lixiviado, pero con CuT y recuperación 0.09 [%] y 0.15 [%] mayor, respectivamente. La producción de cobre fino aumenta 1,841 [t] y las toneladas de producto por mil toneladas de mineral lixiviado aumenta desde 7.39 hasta 8.34. Se requieren 10,915 [t] menos de ácido, 36 [t] extras de cloruro de calcio y el VAN del proyecto aumenta en 642 [kUS\$] (0.91 [%]).

La planificación con ore sorting reduce la ley de corte y aumenta la utilización de los recursos del yacimiento y recursos al interior del pit final, pero disminuye la cantidad de mineral lixiviado y aumenta la razón estéril/mineral, con respecto al caso base. La lixiviación es con mayor ley de cobre y recuperación hidrometalúrgica y se requiere menos ácido y más cloruro de calcio como insumos. La producción de cobre fino aumenta manteniendo la misma cantidad de mineral lixiviado y se adelanta para incrementar el VAN del proyecto.

# Abstract

Low grade deposits require higher volumes of ore, transportation and processing per ton of product(s), making them more cost and input intensive. Classification by ore sorting seeks to eliminate waste material to lower the cut-off grade, increase the utilization of available resources, treat fewer tons and leach area per ton of product, decrease input consumption and increase the fines production and project NPV.

The objective of this work is to determine and compare the benefits and profits that are generated in the open pit mining planning of a case with ore sorting, versus a base case of conventional planning.

The methodology consists of planning two cases of the La Reina open pit belong to Michilla mine, analyzing the available information on ore sorting tests performed on the Michilla ore and determining the lower and higher cut-off grades, based on economic and recovery parameters in the sorter process. Subsequently, the optimization of both cases and of ore sorting sensitive scenarios is performed with the Whittle software, to design comparable phases between both cases. Finally, the cases are planned in three scenarios and an analysis of the total movement quantities, leached ore, copper production and required inputs is performed, as well as the differences in the profit and net present value between both planning cases.

Sorting ore reduces the cut-off grade of oxides by 0.10 [%] and sulfides by 0.15 [%] and the best results are obtained when the break-even grade is used as the upper limit of feed to the sorter process. The ore sorting allows to enlarge the final pit by 2,690 [kt] and to incorporate 1,675 [kt] of ore before the sorter, with 1,341 [kt] of ore under the base case cut-off grade, besides increasing by 27.07 [%] the in-situ ore within a given physical space. 165 [kt] less leached ore is planned, but with CuT and recovery 0.09 [%] and 0.15 [%] higher, respectively. Fine copper production increases by 1,841 [t] and product tons per thousand tons of leached ore increases from 7.39 to 8.34. Less acid is required at 10,915 [t], extra calcium chloride at 36 [t] and the project NPV increases by 642 [kUS\$] (0.91 [%]).

Planning with ore sorting reduces the cut-off grade and increases the resource utilization of the deposit and resources within the final pit, but decreases the amount of leached ore and increases the stripping ratio, relative to the base case. Leaching is higher grade copper and hydrometallurgical recovery and requires less acid and more calcium chloride as inputs. The production of fine copper production increases while maintaining the same amount of leached mineral and is advanced to increase the NPV of the project.

## Agradecimientos

Quiero agradecer a mi familia, en especial a mi papá, Rodrigo, y a mi mamá, Gabriela, por darme las oportunidades para poder desarrollarme y llegar a ser un profesional de la mejor universidad del país. A mis primas por estar siempre para ayudarme y ser un ejemplo a seguir.

A la gente que he conocido durante estos 7 años y que hicieron de mi paso por la universidad un tiempo más que agradable, desde los amigos de Bachillerato con los que aprendí a compatibilizar el estudio con el tiempo de goce, hasta los compañeros de Beauchef y del departamento de minas. No puedo dejar de mencionar la compañía incondicional de mi gato durante las noches de estudio y de agradecer a todos los que me apoyaron, apuraron e impulsaron de una u otra manera a terminar la memoria, gracias de verdad.

Agradezco también a mis amigos y compañeros de la selección de balonmano por todos los buenos momentos en entrenamientos, tertulias, por los nacionales universitarios, por ser un equipo competitivo, y como no, por el primer lugar universitario del año 2017.

Gracias a NCL por facilitar el tema de la memoria y por facilitarme los recursos para el desarrollo de este trabajo. Gracias también, a los miembros de la comisión por aceptar ser parte de ella.

Fueron buenos e intensos años de carrera, de los que me siento orgulloso y me llevo grandes experiencias, amistades y recuerdos.

# Tabla de contenido

|       |   |    |
|-------|---|----|
| 1     | Introducción .....  | 1  |
| 1.1   | Descripción del Problema .....                                | 1  |
| 1.2   | Objetivos .....   | 2  |
| 1.2.1 | Objetivo principal: .....                                     | 2  |
| 1.2.2 | Objetivos específicos: .....                                  | 2  |
| 1.3   | Alcances .....  | 2  |
| 1.4   | Metodología .....   | 3  |
| 2     | Análisis bibliográfico .....                                  | 6  |
| 2.1   | Ore Sorting .....   | 6  |
| 2.2   | Sorting a escala de partículas .....                          | 6  |
| 2.3   | Bulk Ore Sorting .....  | 7  |
| 2.4   | Planificación Minera .....                                    | 8  |
| 2.4.1 | Horizonte de Planificación .....                              | 9  |
| 2.5   | Metodología tradicional de planificación de largo plazo ..... | 10 |
| 2.5.1 | Selección de pit final .....                                  | 10 |
| 2.5.2 | Determinación de pits- anidados .....                         | 11 |
| 2.5.3 | Evaluación económica y pit final óptimo .....                 | 11 |
| 2.5.4 | Selección de fases .....                                      | 12 |
| 2.5.5 | Diseño de fases operativizadas .....                          | 12 |
| 2.5.6 | Plan de producción .....                                      | 13 |
| 2.6   | Estrategia de ley de corte tradicional .....                  | 13 |
| 2.7   | Estrategia de ley de corte variable con ore sorting .....     | 14 |
| 2.8   | Tipos de botaderos o acopios .....                            | 15 |
| 3     | Antecedentes del caso de estudio .....                        | 17 |
| 3.1   | Prueba de clasificación de minerales .....                    | 19 |
| 3.2   | Proceso Ore Sorting en La Reina .....                         | 25 |
| 3.3   | Escenario económico .....                                     | 28 |
| 4     | Caso de estudio .....   | 30 |
| 4.1   | Preparación del modelo de bloques .....                       | 31 |
| 4.1.1 | Caso base .....   | 31 |
| 4.1.2 | Caso ore sorting .....  | 31 |
| 4.2   | Evaluación del Modelo de Bloques .....                        | 34 |

|       |  |    |
|-------|--|----|
| 4.3   | Optimización.....  | 36 |
| 4.3.1 | Sensibilidad de ore sorting.....                               | 38 |
| 4.4   | Selección y Diseño de Fases.....                               | 40 |
| 4.4.1 | Secuencia de pits anidados.....                                | 41 |
| 4.4.2 | Operatividad de Fases.....                                     | 42 |
| 4.4.3 | Fases Comparables.....   | 43 |
| 4.5   | Plan minero.....   | 52 |
| 4.5.1 | Capacidad de movimiento mina limitado.....                     | 53 |
| 4.5.2 | Capacidad de alimentación a planta limitada.....               | 53 |
| 4.5.3 | Movimiento mina y alimentación a planta limitados.....         | 54 |
| 5     | Análisis de resultados.....                                    | 57 |
| 5.1   | Leyes de corte.....  | 57 |
| 5.2   | Costos.....  | 59 |
| 5.3   | Evaluación del Modelo de Bloques.....                          | 60 |
| 5.3.1 | Escenario todo a sorting.....                                  | 60 |
| 5.3.2 | Escenario mineral de baja ley a sorting.....                   | 61 |
| 5.3.3 | Escenario break-even.....                                      | 62 |
| 5.4   | Optimización.....  | 65 |
| 5.4.1 | Pit final.....   | 67 |
| 5.4.2 | Incorporación de mineral alimentado a planta en pit final..... | 69 |
| 5.4.3 | Rechazo de mineral in-situ en pit final.....                   | 71 |
| 5.5   | Sensibilidad de Ore Sorting.....                               | 73 |
| 5.5.1 | Factor upgrade.....  | 73 |
| 5.5.2 | OPEX ore sorting.....  | 74 |
| 5.5.3 | Porcentaje sobre tamaño.....                                   | 74 |
| 5.6   | Selección y Diseño de Fases.....                               | 75 |
| 5.7   | Plan Minero.....   | 79 |
| 5.7.1 | Capacidad de movimiento mina limitado.....                     | 80 |
| 5.7.2 | Capacidad de alimentación a planta limitada.....               | 81 |
| 5.7.3 | Movimiento mina y alimentación a planta limitados.....         | 83 |
| 5.7.4 | Comparación general de perfiles de planificación.....          | 85 |
| 5.7.5 | Diferencia en valor actualizado neto.....                      | 86 |
| 6     | Conclusiones.....  | 88 |
| 7     | Bibliografía.....  | 91 |

|   |  |    |
|---|--|----|
| 8 | Anexos.....                                      | 93 |
|   | Anexo A. Recuperación .....                      | 93 |
|   | Anexo B. Consumo de insumos .....                | 93 |
|   | Anexo C. Beneficio marginal por proceso .....    | 94 |
|   | Anexo D. Ley de corte marginal por proceso ..... | 95 |
|   | Anexo E. Resultados de Optimización.....         | 96 |

# Índice de Tablas

|  |    |
|--|----|
| Tabla 1: Resumen de sensores. Fuente Duffy, 2015 .....   | 8  |
| Tabla 2: Estadísticas básicas modelo de bloque.....  | 17 |
| Tabla 3: Distribución de modelo de bloques por tipo de roca.....   | 17 |
| Tabla 4: Reporte de recursos .....   | 17 |
| Tabla 5: Parámetros económicos.....  | 29 |
| Tabla 6: Leyes de corte marginal por mineralogía, proceso y razón de solubilidad .....                         | 30 |
| Tabla 7: Costo por proceso de lixiviación .....  | 30 |
| Tabla 8: Composición costo marginal lixiviación ore sorting.....   | 30 |
| Tabla 9: Descripción, rango CuT y destino de códigos de proceso caso base .....                                | 31 |
| Tabla 10: Código de procesos por porcentaje de bloque caso ore sorting .....                                   | 32 |
| Tabla 11: Descripción, rango CuT y destino de códigos de proceso caso ore sorting .....                        | 33 |
| Tabla 12: Escenario sin sorting .....  | 35 |
| Tabla 13: Escenario todo a sorting .....   | 35 |
| Tabla 14: Escenario mineral de baja ley a sorting.....   | 36 |
| Tabla 15: Escenario break-even .....   | 36 |
| Tabla 16: Resultado optimización Whittle - caso base.....  | 37 |
| Tabla 17: Resultado optimización Whittle - caso ore sorting .....  | 37 |
| Tabla 18: Pit final a precio de diseño 3 US\$/lb – caso ore sorting.....                                       | 37 |
| Tabla 19: Leyes de corte marginal por proceso en pit final .....   | 38 |
| Tabla 20: Sensibilidad ore sorting.....  | 40 |
| Tabla 21: Parámetros de diseño.....  | 42 |
| Tabla 22: Cubicación de fases caso base.....   | 51 |
| Tabla 23: Cubicación de fases caso ore sorting.....  | 51 |
| Tabla 24: Cubicación de mineral en fases de caso ore sorting por proceso de lixiviación ..                     | 51 |
| Tabla 25: Escenarios de planificación .....  | 52 |
| Tabla 26: Resultados capacidad movimiento mina limitado - caso base .....                                      | 53 |
| Tabla 27: Resultados capacidad movimiento mina limitado - caso ore sorting .....                               | 53 |
| Tabla 28: Resultados capacidad alimentación a planta limitada - caso base.....                                 | 54 |
| Tabla 29: Resultados capacidad alimentación a planta limitada - caso ore sorting .....                         | 54 |
| Tabla 30: Resultados movimiento mina y alimentación planta limitados - caso base .....                         | 54 |
| Tabla 31: Resultados movimiento mina y alimentación planta limitados - caso ore sorting                        | 55 |
| Tabla 32: Resultados económicos planes mineros .....   | 55 |
| Tabla 33: Detalle de flujo de caja de planes mineros .....   | 56 |
| Tabla 34: Diferencias entre optimización caso ore sorting y caso base .....                                    | 66 |
| Tabla 35: Mineral in-situ incorporado con ore sorting a la planificación .....                                 | 70 |
| Tabla 36: Mineral pre y post-sorter incorporado por proceso de lixiviación .....                               | 70 |
| Tabla 37: Mineral a proceso sorter dentro del pit final del caso base .....                                    | 71 |
| Tabla 38: Mineral caso ore sorting por proceso de lixiviación al interior de la envolvente del caso base ..... | 72 |
| Tabla 39: Diferencias de cubicación por fase.....  | 78 |
| Tabla 40: Cobre recuperado por mineral lixiviado – movimiento mina limitado .....                              | 86 |
| Tabla 41: Cobre recuperado por mineral lixiviado – alimentación a planta limitada .....                        | 86 |
| Tabla 42: Cobre recuperado por mineral lixiviado – movimiento mina y alimentación a planta limitados .....     | 86 |



# Índice de Ilustraciones

|  |    |
|--|----|
| Ilustración 1: Tecnología actual de ore sorting para partículas. Izquierda con correa y derecha con chute. Fuente: Duffy, 2015 .....       | 6  |
| Ilustración 2: Planificación de largo plazo. Fuente Vásquez, Galdámez, & Le-Feaux, 2007 .....  | 10 |
| Ilustración 3: Sorter STEINERT de sensor combinado. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT .....                                       | 20 |
| Ilustración 4: Diagrama de rayos-X de energía dual. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT .....                                       | 20 |
| Ilustración 5: Patrón de absorción XRT para óxidos verdes (verde) y estéril (rojo). Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT .....       | 21 |
| Ilustración 6: Imágenes de color de muestras (1: óxidos verdes; 2: baja ley; 3: estéril). Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT ..... | 22 |
| Ilustración 7: Información volumétrica y 3-D generada por el sensor 3-D laser. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT .....            | 22 |
| Ilustración 8: Diagrama de flujos por proceso – caso base .....  | 26 |
| Ilustración 9: Diagrama de flujos por proceso – caso ore sorting .....   | 26 |
| Ilustración 10: Envoltorio de optimización caso base (azul) y ore sorting (rojo) - precio de diseño 3 US\$/lb .....                        | 41 |
| Ilustración 11: Secuencia pits anidados de ambos casos – vista en planta. a) cota 997. b) cota 1027 .....                                  | 42 |
| Ilustración 12: Secuencia pits anidados de ambos casos – vista en planta. a) cota 1057. b) cota 1087 .....                                 | 42 |
| Ilustración 13: Sección longitudinal sector pit central .....  | 43 |
| Ilustración 14: Sección longitudinal sector pit central .....  | 44 |
| Ilustración 15: Vista en planta fase 1.....  | 44 |
| Ilustración 16: Vista en planta. a) Fase 2. b) Fase 3.....   | 45 |
| Ilustración 17: Sección longitudinal sector pits satélites oeste.....  | 45 |
| Ilustración 18: Sección transversal sectores pit central y pits satélites oeste - zona norte...  | 46 |
| Ilustración 19: Sección transversal sectores pit central y pits satélites oeste - zona sur .....   | 46 |
| Ilustración 20: Vista en planta fase 4.....  | 47 |
| Ilustración 21: Sección longitudinal sector pit satélite este.....   | 48 |
| Ilustración 22: Sección transversal sector pit satélite este.....  | 48 |
| Ilustración 23: Vista en planta. a) Fase 5. b) Fase 6.....   | 49 |
| Ilustración 24: Fases caso base.....   | 50 |
| Ilustración 25: Fases caso ore sorting.....  | 50 |
| Ilustración 26: Comparación resultado de escenarios .....  | 64 |
| Ilustración 27: Sección transversal sectores pit central y pits satélites oeste - zona norte...  | 76 |
| Ilustración 28: Sección longitudinal. a) Fase 2. b) Fase 3.....  | 77 |
| Ilustración 29: Sección longitudinal. a) Fase 5. b) Fase 6.....  | 77 |

# 1 Introducción

## 1.1 Descripción del Problema

A medida que se acaban los depósitos minerales de altas leyes, los depósitos restantes con contenidos menores requieren de mayores volúmenes de mineral, transporte y procesamiento por tonelada de producto(s), siendo cada vez más intensivos en costos y consumo de energía debido al aumento de las distancias recorridas y de la razón estéril/mineral. Debido a lo anterior, es necesario innovar en la explotación y procesamiento de minerales para que siga siendo una actividad rentable en el futuro.

El caso de estudio corresponde a la mina Michilla ubicada en la comuna de Mejillones, Segunda Región de Antofagasta, Chile, perteneciente a Haldeman Mining Company S.A. (HMC). Particularmente, se centra en el depósito La Reina que se explota a cielo abierto y produce cátodos de cobre mediante el proceso hidrometalúrgico con lixiviación en pilas.

Durante la planificación minera se determina cuáles son las reservas a extraer y si son enviadas a planta o depositadas sin procesar en función de la ley de corte marginal que optimiza el valor del proyecto. La pre-concentración tiene como objetivo eliminar el material estéril en un tamaño de partícula tan grueso y temprano en el proceso como sea posible (Duffy, Valery, Jankovic, Holtham y Valle, 2015), su efectividad depende de la liberación de las partículas de estéril para que estas puedan ser removidas. Pre-concentrar mediante ore sorting tiene el potencial de disminuir la ley de corte aumentando la utilización de recursos disponibles, tratar menor cantidad de toneladas y menor área de lixiviación por tonelada de producto, disminuir el consumo de insumos durante el procesamiento y recuperar recursos desde botaderos disponibles, permitiendo aumentar la producción de finos y valor del proyecto.

Actualmente la tecnología de clasificación ore sorting se basa en utilizar uno o más sensores para medir una o más propiedades del mineral que son diferentes a las de partículas de estéril, explotando la heterogeneidad de los depósitos por lo que conviene que sea aplicada antes de generar mezcla excesiva de material.

Para un yacimiento de cobre oxidado donde se obtiene cobre por medio de la lixiviación, es relevante que se cumpla con la concentración en la solución enviada a planta para cumplir con la producción final de cátodos de la planta de electro winning (EW). Al tener una ley de cabeza mayor se estará utilizando menor espacio para lixiviar el material, obteniendo una solución con la concentración deseada y el mayor beneficio económico viene dado por una disminución de los costos para un mismo valor del ingreso (Vásquez, Galdames y Le-Feaux, 2007).

Se propone mejorar la clasificación de mineral a planta pre-concentrando con ore sorting para remover estéril y aumentar la ley de alimentación, tratar menor cantidad de mineral por tonelada de producto y utilizar de manera más eficiente los insumos del procesamiento de minerales.

## **1.2 Objetivos**

### **1.2.1 Objetivo principal:**

El objetivo general y principal de este trabajo de título, consiste en determinar los beneficios y utilidades de pre-concentrar el mineral mediante ore sorting en la planificación minera a cielo abierto, comparando un caso base de planificación convencional, versus un caso alternativo en el cual se pre-concentra mediante ore sorting.

### **1.2.2 Objetivos específicos:**

- Comprender el método de clasificación con ore sorting determinado mediante pruebas de sensores para el mineral de La Reina, junto con los parámetros de recuperación a utilizar en el caso de estudio.
- Determinar el impacto de aplicar ore sorting en la ley de corte de La Reina para aumentar los recursos mineros del yacimiento y la variación de estos frente a cambios en parámetros operacionales del sorter.
- Determinar el impacto de aplicar ore sorting en material no rentable de baja ley del yacimiento en estudio.
- Determinar el impacto de aplicar ore sorting cuando la capacidad de procesamiento está establecida y es limitante.
- Determinar el impacto de aplicar ore sorting en el consumo de insumos para el proceso de lixiviación en pilas del caso de estudio, con respecto a un caso base.

## **1.3 Alcances**

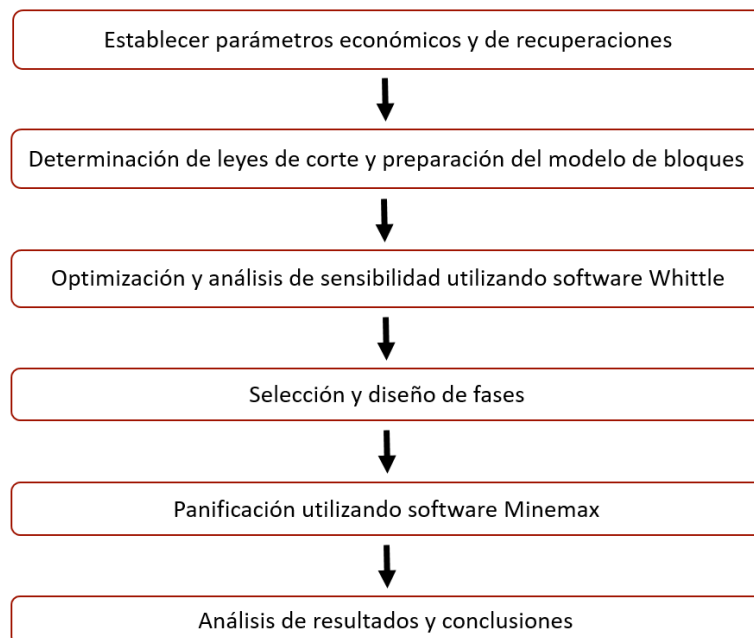
- Evaluación de la pre-concentración de mineral en el modelo de bloques y optimización de ambos casos con el software de planificación minera estándar Whittle.

- Análisis de sensibilidad de los resultados de la optimización del caso alternativo mediante variación de parámetros y costo de operación de la tecnología ore sorting utilizada.
- Diseño de fases con conos suavizados y planificación minera a largo plazo utilizando software Minemax Scheduler para determinar el tiempo de extracción en el caso base de mina a cielo abierto y en el caso alternativo donde se incorpora la pre-concentración de mineral.
- Comparación de resultados económicos, planificación, producción de cátodos y de requerimiento de insumos obtenidos para ambos casos.

## 1.4 Metodología

La metodología propuesta se alinea con los objetivos mencionados por lo que se busca obtener el mejor negocio para el depósito La Reina. Para esto, se comparan dos casos de planificación a largo plazo con las siguientes etapas:

- Caso base: planificación convencional de minería a cielo abierto de minerales lixiviados en pila.
- Caso ore sorting: planificación de minería a cielo abierto de minerales clasificados mediante equipos de ore sorting antes de llegar a su tamaño final y ser lixiviados en pila.



1. Revisar los antecedentes entregados por HMC para comprender el método de pre-concentración de mineral y establecer parámetros económicos y de recuperación en masa y de metal que son utilizados. El modelo es trabajado en porcentaje de bloques que vienen dados por las recuperaciones en masa asociadas al proceso sorter.
2. Determinar la ley de corte marginal para el caso base y las leyes de corte marginal por proceso de lixiviación para el caso alternativo. En ambos casos, a partir de las leyes de corte marginal, asignar a cada porcentaje de bloque un código para definir su proceso y destino y determinar el rango de leyes donde se obtiene el mayor valor económico al pre-concentrar el mineral con el sorter. Para esto, se evalúa el modelo de bloques completo en los siguientes escenarios:
  - Sin Sorting.
  - Todo a sorting.
  - Mineral de baja ley a sorting.
  - Break-even

Estos escenarios evalúan no pre-concentrar nada de mineral (sin sorter), pre-concentrar todo el mineral que sale desde la mina (todo a sorting), pre-concentrar solo con mineral que en el caso base es considerado no económico por encontrarse bajo la ley de corte (mineral de baja ley a sorting), y por último, alimentar al sorter con mineral cuya ley de cobre total se encuentre bajo la ley break-even, ley que corresponde al punto de equilibrio entre las ecuaciones de beneficio de la lixiviación en pila tradicional y la que incluye la pre-concentración con el sorter (break-even). Así, se busca encontrar cual es la ley de corte inferior y la ley de corte superior (en caso de que exista) con la(s) que se debe alimentar al equipo de pre-concentración para aumentar el valor de los recursos de La Reina.

3. Establecido el mejor escenario de aplicación del sorter, determinar los pits anidados y la envolvente económica al precio de diseño dado para cada caso utilizando el método de Lerchs-Grossman en el software de optimización estratégica Whittle. Realizar optimizaciones cambiando parámetros económicos y de recuperaciones en masa y metal del equipo de pre-concentración, con el objetivo determinar la sensibilidad del ore sorting frente a cambios que pudiesen ocurrir durante su aplicación o si las recuperaciones determinadas para la pre-concentración no son las esperadas. Las optimizaciones se realizan variando porcentualmente los siguientes parámetros, hasta lograr un cambio significativo en el valor económico del resultado:
  - Factor upgrade, corresponde a la razón entre las leyes de cobre post y pre-sorter, y se calcula como la razón entre la recuperación del metal y de masa que ocurre en el sorter. Al variar este parámetro, se evalúa cómo afecta la eficiencia de la pre-concentración, es decir, recuperar más metal en menos masa de mineral aceptado por el sorter o viceversa.
  - OPEX ore sorting, costo operacional de sortear el mineral.
  - Porcentaje bajo tamaño, correspondiente a la parte de masa del bloque que se encuentra bajo el tamaño mínimo requerido para ser clasificado mediante ore sorting. Se evalúa el impacto de separar con el harnero previo al sorter,

más o menos material de La Reina que no es clasificable por el equipo de ore sorting debido a su tamaño, manteniendo siempre las leyes de interés originales para ambos flujos de masa separados por el harnero.

4. Seleccionar y diseñar fases con conos suavizados para ambos casos, que sean lo más cercanas al “Best Case” y operativas, pero que al mismo tiempo permitan comparar de manera efectiva las diferencias generadas entre ambos casos. Para esto, se seleccionan y diseñan fases en común para ambos casos, es decir, fases que comparten el mismo diseño y masa total, pero que difieren en la cantidad de mineral en su interior debido a la diferencia en las leyes de cortes y a partir de las cuales, se extienden fases independientes entre ambos casos hasta sus respectivos límites de pit final. Al seleccionar fases en común, se puede comparar la diferencia de mineral pre y post-sorter generada por la pre-concentración con el ore sorting dentro de un mismo espacio físico, mientras que las fases independientes permiten comparar cuanto puede crecer una fase al reducir la ley de corte clasificando el mineral con el sorter.
5. Planificar tanto el caso base como el caso con ore sorting, utilizando el software de planificación “Minemax Scheduler”, poniendo énfasis en las capacidades de movimiento mina y de procesamiento mineral en planta, disponibilidad de mineral, ley de cabeza, consumo de insumos durante el proceso hidrometalúrgico y valor actualizado neto resultante. Para esto, en ambos casos se planifican los siguientes escenarios con capacidades limitantes:
  - Capacidad de movimiento mina limitado.
  - Capacidad de alimentación a planta limitada.
  - Movimiento mina y alimentación a planta limitados.
6. Realizar un análisis de resultados obtenidos, comparando recursos mineros, toneladas procesadas por tonelada de producto, ley de alimentación a planta, vida de la mina y producción de cátodos de cobre tanto en la optimización, diseño y planificación minera de los escenarios de ambos casos, para obtener conclusiones que se cuadren con los objetivos.

## 2 Análisis bibliográfico

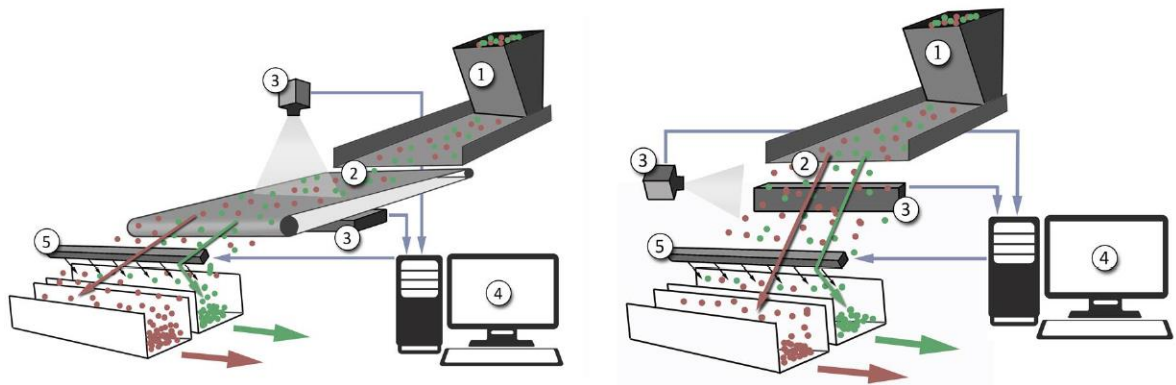
### 2.1 Ore Sorting

Ore sorting es una tecnología que consiste en la clasificación de minerales basado en una o más características que lo hacen diferente de los demás. Actualmente es usado más en minerales industriales (ej.: calcita, talco y sal mineral), diamantes y otras piedras preciosas.

En un principio se separaban los minerales a mano de acuerdo con las diferencias de los minerales percibidas por las personas. Actualmente la tecnología de clasificación ore sorting se basa en utilizar uno o más sensores para medir una propiedad del mineral que es diferente a la del estéril, explota la heterogeneidad de los depósitos por lo que debe ser aplicado al principio del proceso en cuanto sea posible. Entre las tecnologías disponibles se encuentran la nuclear, óptica, eléctrica, magnética, acústica y termal, entre otras.

### 2.2 Sorting a escala de partículas

La tecnología a escala de partículas intenta medir la calidad de partículas individuales de material, generalmente entre 5 [mm] y 200 [mm] de diámetro (Rairdan, 2015). La mayoría de los sistemas actuales usan sistemas de correas para la presentación de las partículas y eyector de chorro de aire para separar. Los clasificadores actuales constan de 5 etapas de procesos:



*Ilustración 1: Tecnología actual de ore sorting para partículas. Izquierda con correa y derecha con chute.  
Fuente: Duffy, 2015*

1. Condicionamiento del material: Dimensionamiento para alimentar una banda a un ancho dado y lavado de ser necesario.

2. Presentación del material: Presentar las partículas individuales a los sectores, lo cual puede ser mediante correas o caída desde un chute.
3. Detección: Medición de propiedades con un sensor o combinación de sensores apropiados.
4. Procesamiento de datos: Análisis de datos provenientes del sensor para aceptar o rechazar individualmente las partículas.
5. Separación: Mecanismo de separación de aceptados y rechazados.

## 2.3 Bulk Ore Sorting

Bulk ore sorting consiste en la separación de grandes volúmenes de estéril desde una correa transportadora totalmente cargada en base en la ley medida o inferida por un sensor de medición (Duffy, 2015). Aprovecha la heterogeneidad de los depósitos minerales por lo que debe ser aplicado lo más temprano posible, antes de un transporte y mezclado excesivo. Los depósitos altamente diseminados no son preferentes para ser tratados con pre-concentración mediante bulk ore sorting.

La mayoría de los sensores disponibles actualmente, no cumplen con las dos condiciones necesarias para bulk ore sorting: miden solo la superficie o penetran de manera insuficiente como la espectroscopia de ruptura inducida por láser (LIBS), fluorescencia inducida por láser (LIF) y fluorescencia de rayos x (XRF). Por otro lado, los análisis de activación de neutrones gamma rápido (PGNAA) y activación neutrón pulsado rápido y térmico (PFTNA) miden elementos y pueden atravesar completamente la sección de una correa transportadora completamente cargada, pero lo hacen en orden de minutos y no de segundos, haciéndolos incompatibles con un bulk ore sorting efectivo. Puede ser posible adaptar los sensores, pero se debe hacer un trade off al reducir la exactitud de la medición y aumento del costo. (Duffy, 2015).

Existe un sensor de CSIRO (Commonwealth Scientific and Industrial Research Organisation) basado en tecnología de resonancia magnética (MRT) que es capaz de medir hasta 5,000 toneladas por hora y obtener respuesta en segundos.

En la Tabla 1 muestra un resumen de los tipos de sensores disponibles.



Tabla 1: Resumen de sensores. Fuente Duffy, 2015

| Tipo de sensor                                      | Propiedad de separación   | Áreas de aplicación  | Aplicación actual / estado de desarrollo | Velocidad   | Penetración             |
|---|---|--|--|-------------|-------------------------|
| Resonancia magnética (MR)                           | Excitación y detección de líneas espectrales de radiofrecuencia específicas | Solo aplicable a determinados elementos                      | Desarrollo para bulk sorting             | Segundos    | Penetrante              |
| Radiometría (RM)                                    | Radiación gamma natural   | Uranio, metales preciosos                                    | Sorting de partículas                    | Tiempo real | Penetrante              |
| Transmisión de rayos-X de energía dual (XRT)        | Absorción de rayos-X (densidad atómica)                                     | Metales preciosos y bases, minerales industriales, diamantes | Sorting de partículas                    | Tiempo real | Parcialmente penetrante |
| Fluorescencia de rayos-X                            | Emisión de rayos-X secundarios (fluorescente)                               | Diamantes  | Sorting de partículas                    | Tiempo real | Superficie              |
| Color (CCD cámara de color)                         | Reflexión, absorción, transmisión   | Metales preciosos y bases, minerales industriales, diamantes | Sorting de partículas                    | Tiempo real | Superficie              |
| Fotometría (PM)                                     | Reflexión / absorción monocromática   | Minerales industriales, diamantes                            | Sorting de partículas                    | Tiempo real | Superficie              |
| Electromagnética (EM)                               | Conductividad, permeabilidad  | Metales bases  | Sorting de partículas                    | Tiempo real | Penetrante              |
| PGNAA   | Análisis de activación de neutrones gamma rápido                            | Caliza, Fe, Al, Pb, Mn, Cu, Zn                               | Solo mediciones                          | Minutos     | Penetrante              |
| PFTNA   | Activación neutrón pulsado rápido y térmico                                 | Ni, Fe, Co, Mg, Si, Al, Mn, Cr, C, H, O                      | Solo mediciones                          | Minutos     | Penetrante              |
| Espectrometría de infrarrojo cercano (NIR)          | Reflexión, absorción  | Metales bases, minerales industriales                        | Aplicaciones de reciclaje                | Tiempo real | Superficie              |
| Infrarrojo (IR)                                     | Conductividad de calor, disipación de calor                                 | Metales bases, minerales industriales                        | desarrollo                               | Tiempo real | Superficie              |
| Espectroscopía de ruptura inducida por láser (LIBS) | Espectroscopía atómica utilizando un pulso láser altamente energético       | Materias primas  | Aplicaciones de materias primas          | Tiempo real | Superficie              |
| Fluorescencia inducida por láser (LIF)              | Un método espectroscópico, medición de emisión de fotones                   | Materias primas  | Aplicaciones de materias primas          | Tiempo real | Superficie              |

La gran mayoría de los clasificadores actuales (excluyendo la industria de los diamantes) se basan en técnicas fotométricas o de detección de radiación natural. Las técnicas fotométricas y de detección de radiación natural se encuentran entre las más fáciles de implementar debido a que las técnicas ópticas son rápidas y las técnicas de radiación natural toleran el polvo (Cutmore y Eberhardt, 2002).

## 2.4 Planificación Minera

La planificación minera corresponde al proceso de ingeniería de minas que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo. En este proceso se define y programa la producción minera con el objetivo de obtener el mayor Valor Actualizado Neto (VAN) posible para el proyecto, de acuerdo con las restricciones de capacidades y operacionales. Para esto, los planificadores mineros representan los datos geológicos mediante un conjunto de bloques tridimensionalmente regulares, conocido como modelo de bloques económico, y deben decidir que bloques se deben extraer y cuando, así como el destino de estos (Morales et al., 2015).

Este proceso busca resolver problemas tales como el “problema del pit final”, cuyo objetivo consiste en encontrar la región de máximo valor económico sin descuento para la explotación dadas las restricciones económicas y de estabilidad geotécnica del proyecto, o el “problema de programación de producción a cielo abierto”, el cual busca encontrar la secuencia óptima de extracción en un horizonte de tiempo finito con capacidades acotadas por periodo y donde el criterio de optimización es el máximo beneficio total descontado (Hustrulid & Kuchta, 2006).

La planificación se puede dividir en planificación estratégica, conceptual y operativa. La incertidumbre aumenta hacia el largo plazo debido a los riesgos que adquiere el proyecto, entre las fuentes de incertidumbre se encuentran (Horsley, 2002):

- Fuentes técnicas de incertidumbre: leyes del recurso y su varianza asociada, geotecnia del depósito y desempeño metalúrgico.
- Fuentes comerciales de incertidumbre: precio de los commodities, tipos de cambio y políticas monetarios y fiscales relacionadas con impuestos y royalties.

#### **2.4.1 Horizonte de Planificación**

La planificación minera comprende tres etapas paralelas y cada una abarca las actividades de explotación para periodos de tiempo distintos (Vásquez, Galdámez, & Le-Feaux, 2007).

- Planificación de largo plazo: se define un plan de acuerdo con los objetivos estratégicos de la compañía minera. La gerencia se encarga de generar políticas públicas y entregar la visión y misión de la empresa. En esta planificación se definen: reservas mineras, vida de la mina, leyes de corte en el tiempo, estimación de inversiones relacionadas con la extracción y procesamiento de mineral y secuencia de explotación por fase y por banco a escala de tiempo anual.
- Planificación de mediano plazo: se define el plan de gestión de los recursos, para esto maneja presupuestos y capacidades del negocio, además de cómo conseguir y utilizar los recursos de personal, maquinaria, infraestructura e insumos para conciliar la estrategia definida en el largo plazo con el plan de corto plazo. Abarca periodos de tiempos de meses hasta años.
- Planificación de corto plazo: se encarga de ejecutar las acciones concretas de la operación para cumplir con la estrategia de la empresa. Busca gestionar las operaciones con decisiones en tiempo real para cumplir metas diarias a mensuales.

## 2.5 Metodología tradicional de planificación de largo plazo

La planificación tradicional se realiza a partir de un modelo de bloques que representa una interpretación tridimensional de los Recursos Minerales, generado a partir de información medida y estimada. Dicho modelo puede contener información acerca de las leyes de los elementos con valor económico y contaminantes, volumen, densidad, tipo de roca, datos económicos, recuperación y parámetros geotécnicos de evaluación económica y diseño. A partir de los parámetros de entrada en el modelo de bloques se sigue una serie de etapas hasta llegar al plan de producción. La secuencia de etapas puede ser resumida en (Whittle, 1998):

- Modelo de bloques
- Valorización del modelo de bloques
- Generación de pits anidados (aplicando metodología de Lerchs y Grossman)
- Definición de fases y construcción del plan de producción
- Diseño minero (operativización de las fases definidas anteriormente)
- Suavizamiento del plan de producción

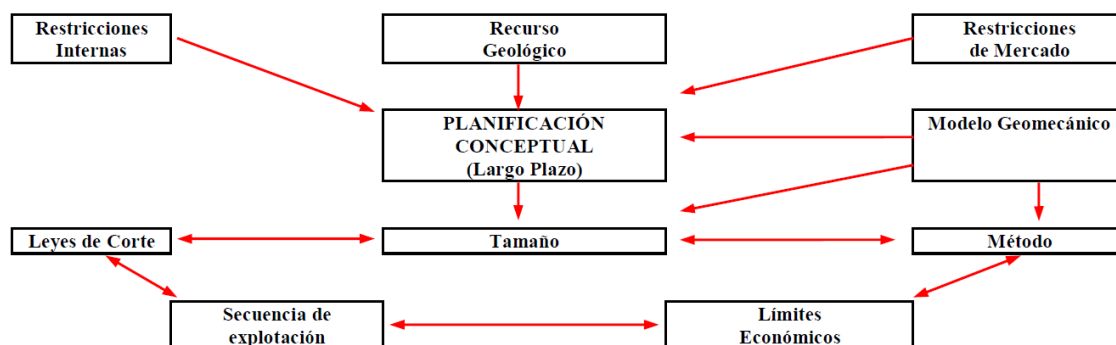


Ilustración 2: Planificación de largo plazo. Fuente Vásquez, Galdámez, & Le-Feaux, 2007

### 2.5.1 Selección de pit final

El pit final define la envolvente que es económicamente explotable de un depósito (Dagdalen, 2001; McCarthy, 2002). Utilizando el modelo de Lerchs y Grossman, basado en la

teoría de grafos, se comprueba si el valor económico de un bloque permite sustentar la extracción de los bloques precedentes de acuerdo con un ángulo de talud, entregando el mayor margen de beneficio y pertenecer al pit final. La valorización económica de los bloques queda determinada por la ecuación 1.

$$B_i = \text{Máx} \begin{cases} [(P - C_v) \cdot R_i \cdot L_i \cdot F - C_m - C_p] \cdot T_i \\ - C_m \cdot T_i \end{cases} \quad (1)$$

Donde:

- $P$  = Precio de venta
- $C_v$  = Costo de venta y refinación
- $R_i$  = Recuperación metalúrgica del bloque i
- $L_i$  = Ley del metal en el bloque i
- $F$  = Factor de conversión de unidades
- $C_m$  = Costo mina
- $C_p$  = Costo planta
- $T_i$  = Toneladas del bloque i

### 2.5.2 Determinación de pits- anidados

La generación de los pits anidados en Whittle se realiza mediante la multiplicación del ingreso de cada bloque por un factor que pondera el precio(s) del metal(es), llamado *Revenue Factor*. Como resultado se obtiene una serie de geometrías anidadas, ordenadas de menor a mayor costo por unidad de producto a medida que aumenta el tamaño de los pits. Así, mientras más pequeño es el pit, mayor es el valor económico y, por lo tanto, se debe extraer primero para maximizar el VAN.

### 2.5.3 Evaluación económica y pit final óptimo

A partir de cada pit anidado se puede realizar una evaluación económica preliminar para seleccionar el pit final óptimo. La evaluación consiste en calcular el valor actual neto (VAN) para cada pit mediante dos secuencias de extracción que se denominan “Best Case” y “Worst Case”.

El Best Case considera la extracción pit a pit, adelantando los ingresos por lo que es la mejor secuencia de extracción, ya que obtiene un máximo de beneficio en los primeros años de operación y reduce el riesgo de inversión al extraer una mayor cantidad de mineral al principio para

extraer más estéril en fechas futuras (Rubio, 2007). El Worst Case considera una secuencia de extracción banco a banco lo que permite una operación con gran espacio disponible, buena accesibilidad del mineral en el subsiguiente banco, todos los equipos trabajan en el mismo nivel y los requisitos de equipo minero disminuyen hacia el final de la vida de la mina (Díaz, 2017). Sin embargo, retrasa los ingresos debido al pre-stripping asociado (mayor razón estéril mineral) por lo que es considerada la peor secuencia de extracción.

Debido a la impracticabilidad del Best Case por restricciones operacionales, los pits anidados se deben agrupar en unidades preliminares de diseño denominadas “pushbacks”, los cuales conforman fases preliminares generando una alternativa entre el la mejor y peor secuencia de extracción.

La elección del pit final óptimo dependerá de los objetivos estratégicos de la compañía minera y del criterio que utilice el planificador (Hinrichsen, 2015; Vargas, 2011).

#### **2.5.4 Selección de fases**

Las fases son un intento de relacionar la geometría minera con la geometría de distribución del mineral (Hustrulid & Kuchta, 2006). Idealmente se debe elegir una fase por cada pit anidado, pero esto es impracticable (debido a restricciones operacionales) por lo que cada fase corresponde a un subconjunto de pits anidados dentro del pit final, cumpliendo con restricciones operacionales (espacios) y geomecánicos (ángulos de talud).

La selección de fases ha sido tradicionalmente una etapa manual del ciclo de planificación y depende en gran parte de la experiencia del planificador y de varias reglas empíricas tales como: misma ley de alimentación, relación estéril/mineral y misma alimentación de mineral a planta (Elkington & Durham, 2011). Como una forma de eliminar el grado de aleatoriedad de este proceso, es que se encuentran en desarrollo e investigación una serie de herramientas computacionales que permitan hacerlo reproducible.

#### **2.5.5 Diseño de fases operativizadas**

Corresponde a realizar el diseño operativo de las fases incorporando caminos de acceso a cada uno de los bancos de las fases (Vargas, 2011). Para esto, se deben haber seleccionado los equipos mineros ya que de ellos dependen las dimensiones de los accesos.

En este punto el método tradicional de planificación puede presentar problemas debido a que, al momento de construir las fases, se deben considerar restricciones de capacidades y de mezcla.

### 2.5.6 Plan de producción

Corresponde a la secuencia de extracción, siendo un proceso iterativo con el diseño de fases, para lograr el mejor agendamiento del plan, ya que el resultado del plan dependerá de las fases que se determinen (Castillo, 2009). El problema de secuenciamiento, aparte de integrar la decisión de qué bloque deben ser extraídos, incorpora la variable tiempo; con la tasa de descuento, es decir, se busca maximizar el VAN reportado del programa de producción, variando el tamaño y ubicación de las fases (Vargas, 2011; Dagdelen, 2001).

En este contexto una fase que tenga buenos beneficios económicos en su diseño, puede que no tenga un aporte de valor al VAN, al incorporar la variable tiempo; con la tasa de descuento, pero si hacerlo en términos de reservas mineras (Díaz, 2017).

El agendamiento del plan de producción contempla las decisiones de cuanto, cuando y como se extraerán las reservas de minerales (Parra, 2006), sujeto a los objetivos estratégicos de la compañía y restricciones operacionales.

## 2.6 Estrategia de ley de corte tradicional

La “ley de corte crítica” permite discriminar un bloque como mineral o estéril en función de los parámetros estimados para la evaluación económica e incide en la definición de los límites económicos en la explotación del pit, donde el estéril es pagado únicamente por el mineral sin que se produzcan pérdidas ni ganancias (Díaz, 2017). Para encontrar los límites económicos del pit se debe recurrir a la ecuación 2, de la cual se desprende que la ley de corte crítica es aquella en que para cada bloque los ingresos igualan a los costos, y se presenta en la ecuación 3 con las mismas variables de la ecuación 1.

$$B = I - C \geq 0 \quad (2)$$

Donde:

- $B$  = Beneficio por el metal
- $I$  = Ingresos por venta del metal
- $C$  = Costos incurridos por la obtención del metal

$$\text{Ley de corte crítica} = \frac{C_m + C_p}{R_i \cdot F \cdot (P - C_v)} \quad (3)$$

Junto con el cálculo de la ley de corte se puede realizar una comparación con la “curva de tonelaje-ley” del yacimiento, en la cual se analiza la sensibilidad de los recursos económicamente extraíbles, con respecto a la ley de corte.

El proceso de optimización para obtención del pit final se encargó de maximizar la ecuación 1. Una vez encontrado este límite, todo el material contenido debe ser extraído. A partir de este concepto surge la denominada “ley de corte marginal” en la que se considera al costo mina como un costo hundido. Se debe determinar si es conveniente enviar este material bajo la ley de corte crítica al botadero o puede ser procesado en la planta generando un beneficio marginal positivo. Para esto, se toma en cuenta la “ley de corte marginal” representada en la ecuación 4 donde no se considera el costo mina.

$$\text{Ley de corte marginal} = \frac{C_p}{R_i \cdot F \cdot (P - C_v)} \quad (4)$$

## 2.7 Estrategia de ley de corte variable con ore sorting

La estrategia de ley de corte variable con ore sorting a diferencia de las leyes de corte tradicional incorpora la cantidad de mineral aceptado, de estéril rechazado y costos asociados al remanejo de materiales. El costo de procesamiento en la evaluación donde se incorpora el ore sorting, se desprende en cuatro categorías asociadas a cada etapa del sorting:

- $C_{ps}$  = Costo de procesamiento incurrido previo al proceso de sorting
- $C_s$  = Costo de procesamiento incurrido durante el proceso de sorting
- $C_{as}$  = Costo de procesamiento incurrido después del proceso de sorting (flujo pasante)
- $C_{sw}$  = Costo de procesamiento y transporte incurrido por el flujo de estéril rechazado

Existen otros 3 factores que son claves:

- $S$  = Fracción del mineral proveniente de la mina aceptado por el sorting.
- $R_s$  = Recuperación del metal en el flujo aceptado por el sorting.
- $R_f$  = Recuperación metalúrgica del procesamiento aguas abajo del sorting

Para que el sorting genere aporte de valor se debe cumplir que el valor del material aceptado es mayor que el costo de procesamiento, el cual incluye el costo de proceso de sorting y los costos de procesamiento de material rechazado y aceptado por sorting. Lo anterior, se representa en la ecuación 5 (Rairdan, 2015).

$$V_{\text{aceptado}} > C_{ps} + C_s + S \cdot C_{as} + (1 - S) \cdot C_{sw} \quad (5)$$

$$R_s \cdot R_i \cdot F \cdot (P - C_v) \cdot L_i = C_{ps} + C_s + S \cdot C_{as} + (1 - S) \cdot C_{sw} \quad (6)$$

$$\text{Ley de corte sorting} = \frac{C_{ps} + C_s + S \cdot C_{as} + (1 - S) \cdot C_{sw}}{R_s \cdot R_i \cdot F \cdot (P - C_v)} \quad (7)$$

Para determinar el punto donde los ingresos son iguales a los costos se debe recurrir a la ecuación 6, a partir de la cual es posible determinar la ley de corte del proceso de sorting, representada en la ecuación 7 (Rairdan, 2015).

Un parámetro que debe ser bien entendido para utilizar esta ecuación es la fracción de material procesado que es clasificado dentro del flujo aceptado por el proceso de sorting ( $S$ ). Esta proporción varía dependiendo de la ley de corte sorting y de las características del material tratado. Esta relación se puede describir en una tabla que vincula el porcentaje de masa aceptado con el porcentaje de metal aceptado. Si la relación es lineal, entonces no habrá beneficio al aplicar ore sorting ni tampoco dilución.

Se puede asumir que en general, existe una relación entre la recuperación del metal ( $R_s$ ) y la fracción de material aceptado por el sorting, representada en la ecuación 8 (Rairdan, 2015).

$$S = f(R_s) \quad \text{ó} \quad R_s = f(S) \quad (8)$$

Así como el costo de procesamiento e ingresos varían con  $S$  y  $R_s$ , la ley de corte también depende de estos dos factores, por lo que se debe evaluar todo el rango de valor de  $S$  (0 - 100 %) para determinar la menor ley de corte posible. Con la mínima ley de corte el ingreso será igual al costo y se tendrá un  $S$  y  $R_s$  asociados.

## 2.8 Tipos de botaderos o acopios

En función de la necesidad y considerando los aspectos económicos involucrados (costos en el transporte), distancia, discriminación entre estéril con leyes de fino interesantes (es decir potencialmente explotables), tipo de material (oxidado; sulfurado; suelo; etc.) y su potencial uso futuro o su potencial efecto sobre el medio ambiente, características de los sectores disponibles



para el depósito de estéril, proceso del mineral principal extraído, etc., se obtendrá como resultado la disponibilidad y ubicación de los sectores para la disposición de estos materiales. En función de lo anterior pueden existir varios tipos de botaderos o acopios, algunos de estos son (Vásquez, Galdámez, & Le-Feaux, 2007):

- Botaderos de sulfuros con baja ley (potencialmente lixiviables): en el caso de que el proceso principal sea de flotación o lixiviación de sulfuros de alta ley y que no considere el tratamiento de materiales de baja ley.
- Botaderos de óxidos de baja ley: en el caso de que el proceso principal no considere el tratamiento de materiales de baja ley.
- Botaderos de óxidos con alta ley (potencialmente lixiviables o comercializables): en el caso de que el proceso principal sea de flotación de sulfuros y no se contemple la lixiviación de óxidos.
- Botaderos de sulfuros con alta ley (potencialmente lixiviables): en el caso de tener un proceso de lixiviación de óxidos y que no considere el tratamiento de material sulfurado.
- Botaderos de material tipo suelo o material orgánico, para futuras restauraciones ambientales.
- Botaderos de materiales distintos al mineral principalmente tratado, como carbonatos, arcillas, gravas, arenas, etc., que de una u otra manera pueden tener interés económico.
- Botaderos de mineral cuyo tratamiento se posponga en el tiempo, por dar preferencias a los que aportan mejores beneficios actuales en el proyecto (acopios).
- Botaderos de material con un proceso asociado distinto al mineral principal.

### 3 Antecedentes del caso de estudio

El caso de estudio utiliza un modelo de bloques de agosto del año 2018 correspondiente al yacimiento La Reina, con bloques de 5 [m] x 5 [m] x 5 [m] y cuyo único elemento de interés es el cobre. El modelo cuenta con las coordenadas del centro del bloque en las primeras 3 columnas y los bloques están caracterizados por su categoría, densidad (constante), ley de cobre total (CuT), ley de cobre soluble (CuS), razón de solubilidad (RSol), cantidad de ácido consumido por tonelada de mineral (Can) y tipo de roca. Las estadísticas básicas de los atributos del modelo se encuentran en la Tabla 2.

Tabla 2: Estadísticas básicas modelo de bloque

|                     | Densidad<br>[t/m <sup>3</sup> ] | CuT<br>[%] | CuS<br>[%] | RSol | Can<br>[Kg H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> /t] |
|---------------------|---------------------------------|------------|------------|------|---|
| Mínimo              | 2.74                            | 0.00       | 0.00       | 0.01 | 0.00  |
| Máximo              | 2.74                            | 7.63       | 7.52       | 1.00 | 51.84   |
| Media               | 2.74                            | 0.16       | 0.10       | 0.68 | 45.77   |
| Desviación estándar | 0.00                            | 0.33       | 0.18       | 0.19 | 5.51  |

La distribución del modelo por bloques por tipo de roca y el reporte de recursos sobre una ley de corte de 0.28 [%] CuT, se encuentran en la Tabla 3 y Tabla 4, respectivamente. Es de interés de Michilla realizar el caso de estudio con todo el material disponible, es decir, incluyendo el material potencial.

Tabla 3: Distribución de modelo de bloques por tipo de roca

| Tipo de Roca | Cantidad de bloques |
|--------------|---------------------|
| Brecha       | 20,087              |
| Sill         | 163,377             |
| Permeable    | 284,815             |
| Impermeable  | 533,422             |

Tabla 4: Reporte de recursos

| Categoría           | Material<br>[kt] | CuT<br>[%] | CuS<br>[%] |
|---------------------|------------------|------------|------------|
| Medidos             | 5,512            | 0.83       | 0.70       |
| Indicados           | 6,175            | 0.67       | 0.43       |
| Medidos + Indicados | 11,687           | 0.75       | 0.56       |
| Inferidos           | 19,057           | 0.70       | 0.35       |
| Potenciales         | 18,737           | 0.54       | 0.29       |

El modelo de bloques cuenta con mineral oxidado y sulfurado que están definidos por la razón de solubilidad, donde el mineral oxidado es aquel que tiene razón de solubilidad mayor o igual a 0.7, mientras que el mineral sulfurado es el que cumple con tener razón de solubilidad inferior a 0.7. Considerando una ley de corte de 0.28 [%] CuT, los recursos del modelo de bloques medidos e indicados presentan leyes medias sobre 0.75 [%] de cobre total, mientras que el material inferido presenta una ley media de 0.7 [%] CuT. El material con menor certeza en cuanto a su información (potenciales) posee ley de cobre total inferior al 0.54 [%] y representa al 37.87 [%] del total de la masa de la Tabla 4. A partir del modelo de bloques y considerando el material medido, indicado, inferido y potencial, se construye la curva tonelaje ley del Gráfico 1.

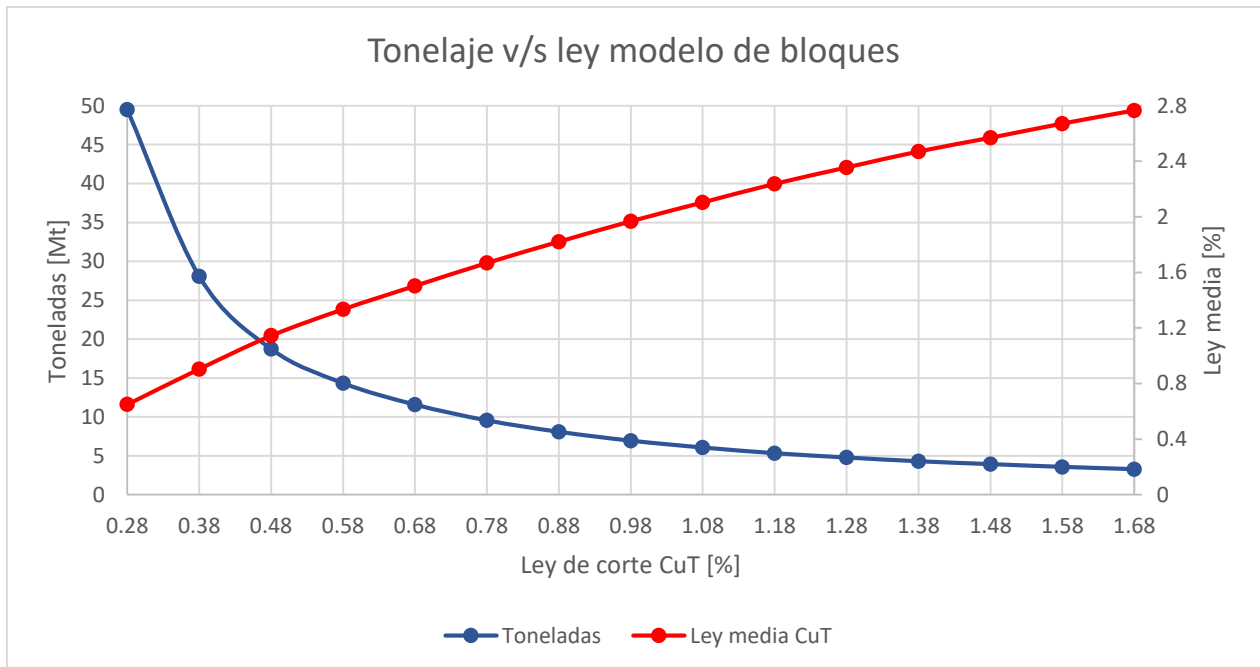


Gráfico 1: Curva tonelaje ley

Se desarrollan dos casos de planificación minera a largo plazo evaluando el modelo de bloques completo, es decir, el mineral puede ser: medido, indicado, inferido o potencial. Ambos casos de planificación tienen los siguientes destinos posibles:

- Pila de lixiviación (mineral).
- Botadero (estéril).

En ambos casos el estéril o mineral queda definido por la ley de corte marginal, permitiendo que el material bajo la ley de corte crítica y con beneficio mayor al costo mina, aumente el beneficio total al ser procesado, ya que es extraído de igual manera como parte de la envolvente económica. A continuación, se describen los dos casos a desarrollar y comparar:

- Caso base: corresponde a la planificación minera donde solo existe un proceso posible para el tratamiento del mineral, correspondiente a la lixiviación en pila, donde el mineral es enviado a la planta sin ser pre-concentrado. Este proceso se denomina “lixiviación directa”.
- Caso ore sorting: corresponde a la planificación minera con dos procesos posibles para el mineral in-situ. El primer proceso corresponde al mismo del caso base, mientras que el segundo se basa en la lixiviación directa, pero incorpora la pre-concentración del mineral antes de ser enviado a la pila de lixiviación y se denomina “proceso sorter”. De este último proceso, se tienen tres sub-procesos para el mineral pre-concentrado que son presentados a continuación, cuyas diferencias se basan en la ley de cobre total del mineral previo al sorter y son explicados con mayor detalle en el capítulo 3.2:
  - Lixiviación ore sorting.
  - Lixiviación bajo tamaño.
  - Lixiviación rechazo ore sorting.

### **3.1 Prueba de clasificación de minerales**

La compañía minera Haldeman Mining Company S.A. (HMC), propietaria de la mina Michilla, encarga un estudio con muestras de mineral a la empresa STEINERT, líder mundial en soluciones de tecnología de separación para las industrias de minería, chatarra, residuos y reciclaje. Las muestras entregadas por HMC para las pruebas pertenecen al rajo Lince, mina que es parte de las operaciones de Michilla.

El objetivo de las pruebas de clasificación es determinar la mejor combinación de sensores para el material de Michilla, junto con la eficiencia del sorting asociada. Para esto, se utiliza un sorter Steinert (Ilustración 3) con los siguientes sensores combinados:

- XRT: transmisión de rayos X de energía dual. Determina densidad atómica de la partícula por absorción de rayos X (Ilustración 4).
- F: Cámara de color. Detecta el color del mineral.
- L: 3-D Laser. Detecta forma y tamaño, se utiliza en combinación con otro sensor para determinar la posición exacta de la partícula y un uso adicional del láser es la detección de brillo para diferenciar entre partículas oscuras y de color claro.
- I: Inducción. Detecta objetos conductores.

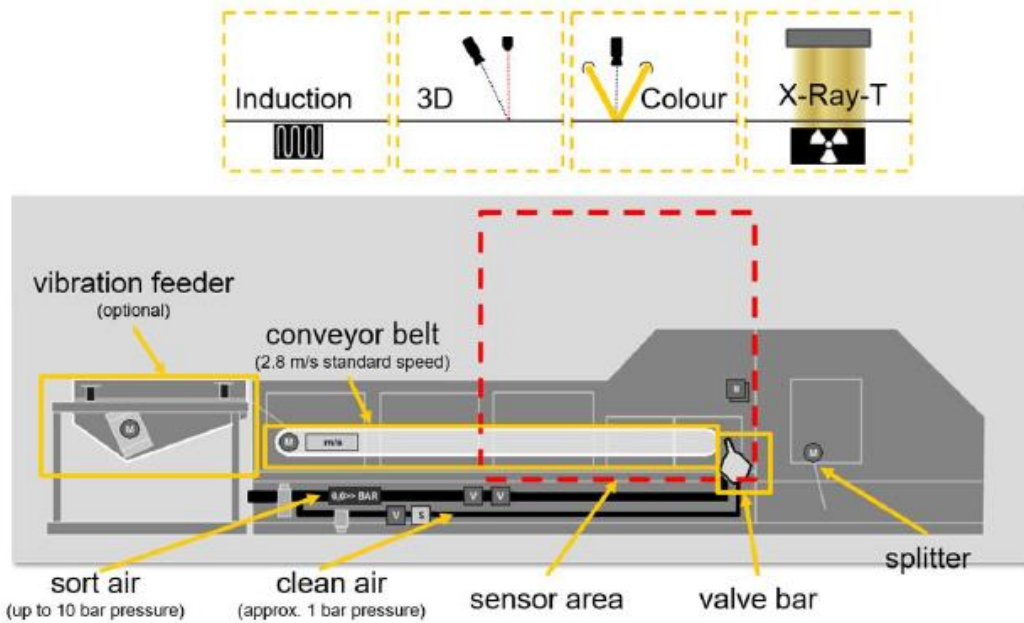


Ilustración 3: Sorter STEINERT de sensor combinado. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT

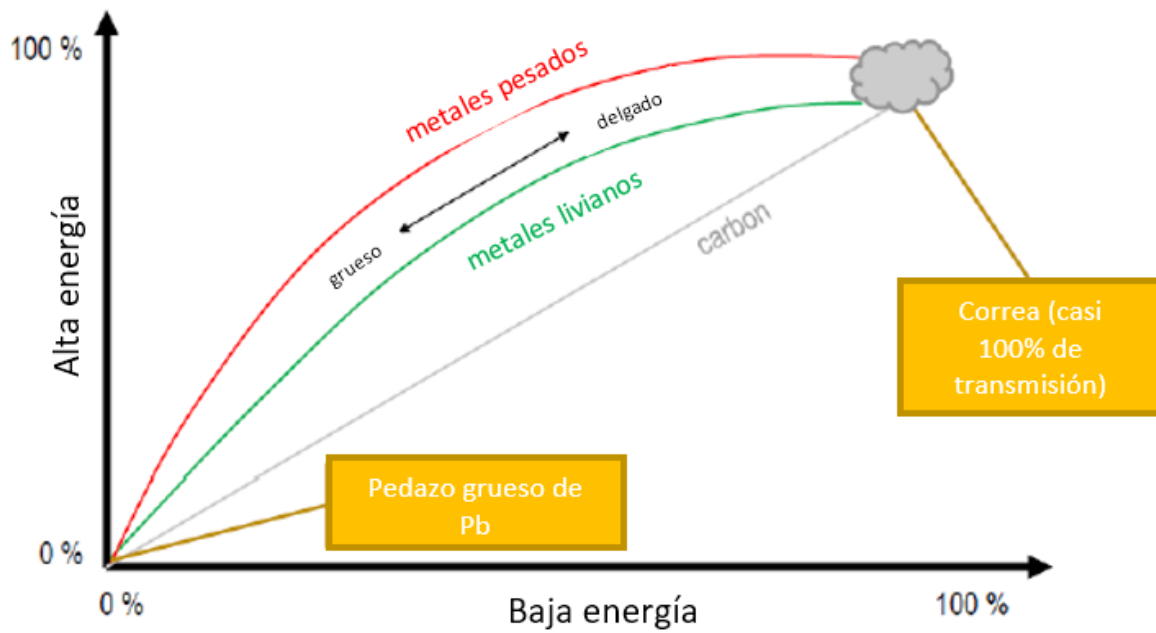
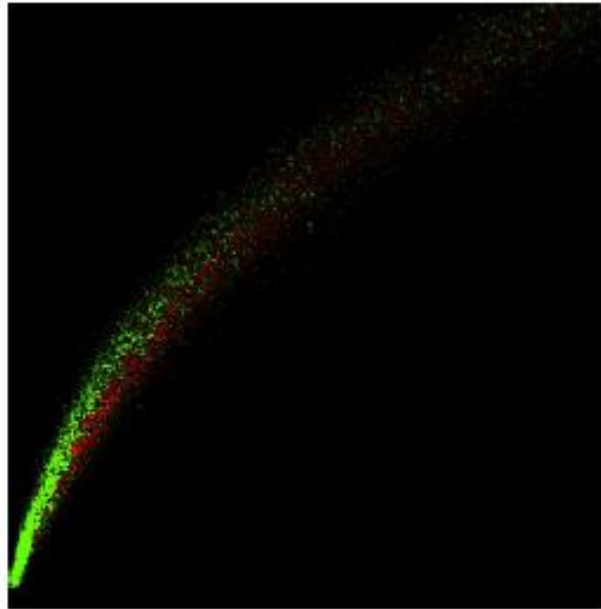


Ilustración 4: Diagrama de rayos-X de energía dual. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT

Parte de las muestras son clasificadas previamente por HMC para ser escaneadas de manera separada por el equipo de concentración multi-sensor Steinert y poder determinar el sensor más efectivo para el mineral de Michilla. Las muestras son entregadas de acuerdo con la siguiente clasificación:

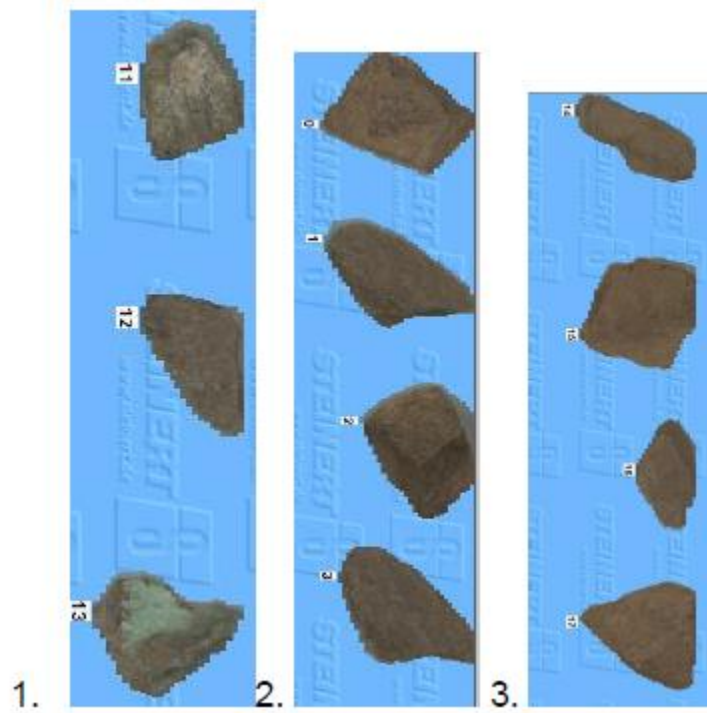
- Alta Ley.
- Ley media.
- Baja ley.
- Estéril.

Los resultados del sensor XRT presentan gran superposición entre los óxidos verdes de alta ley y el material estéril (Ilustración 5), resultando en un contraste de densidad muy pobre entre ambos materiales.



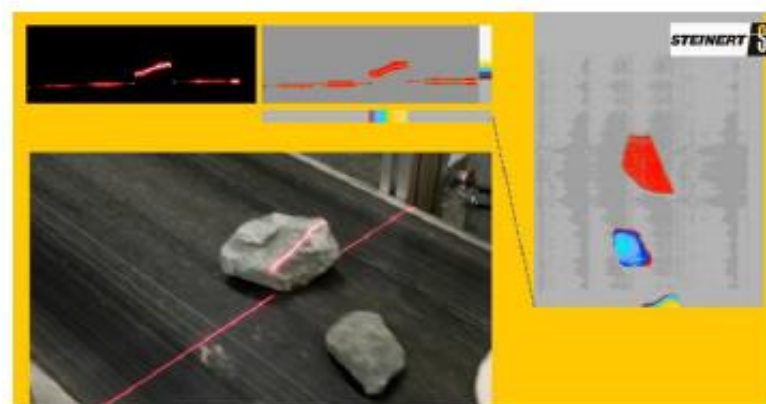
*Ilustración 5: Patrón de absorción XRT para óxidos verdes (verde) y estéril (rojo). Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT*

El escáner de color presenta buenos resultados al detectar diferentes colores para las muestras preclasificadas (Ilustración 6), mientras que la inducción no detecta señales representativas y/o contraste en las muestras de material.



*Ilustración 6: Imágenes de color de muestras (1: óxidos verdes; 2: baja ley; 3: estéril). Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT*

La combinación cámara – laser permite obtener información sobre la forma, brillo, tamaño y volumen del material sorteado que puede proveer información operacional durante la concentración (Ilustración 7).



*Ilustración 7: Información volumétrica y 3-D generada por el sensor 3-D laser. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT*

Basados en los resultados de selección de sensor, la mejor combinación determinada por Steinert es la de detección de color por cámara y laser combinados, donde la información obtenida con el sorter de color permite crear paletas de colores para cada clasificación de roca (alta ley, ley media, etc.). El algoritmo del sorter con el que se llevan a cabo las pruebas cuantifica la cantidad de pixeles de un determinado color asociado a una paleta de colores medido en cada roca, permitiendo evaluar la aplicación del sorting en diferentes configuraciones de sensibilidad al aplicar diferentes paletas de colores para aceptar o rechazar el material.

Steinert evalúa el material de Lince en el sorter establecido en diferentes configuraciones de sensibilidad y a distintos tamaños y leyes de alimentación. Los resultados se muestran en el Gráfico 2 y Gráfico 3, donde se demuestra que el upgrade (aumento en la ley de producto, con respecto a la ley de alimentación) se logra independiente de la ley de alimentación y que existe consistencia entre los resultados cuando se comparan diferentes fracciones de tamaños testeados, alcanzando recuperaciones en torno al 60-90 [%] del metal cuando se recupera el 20-40 [%] de la masa.

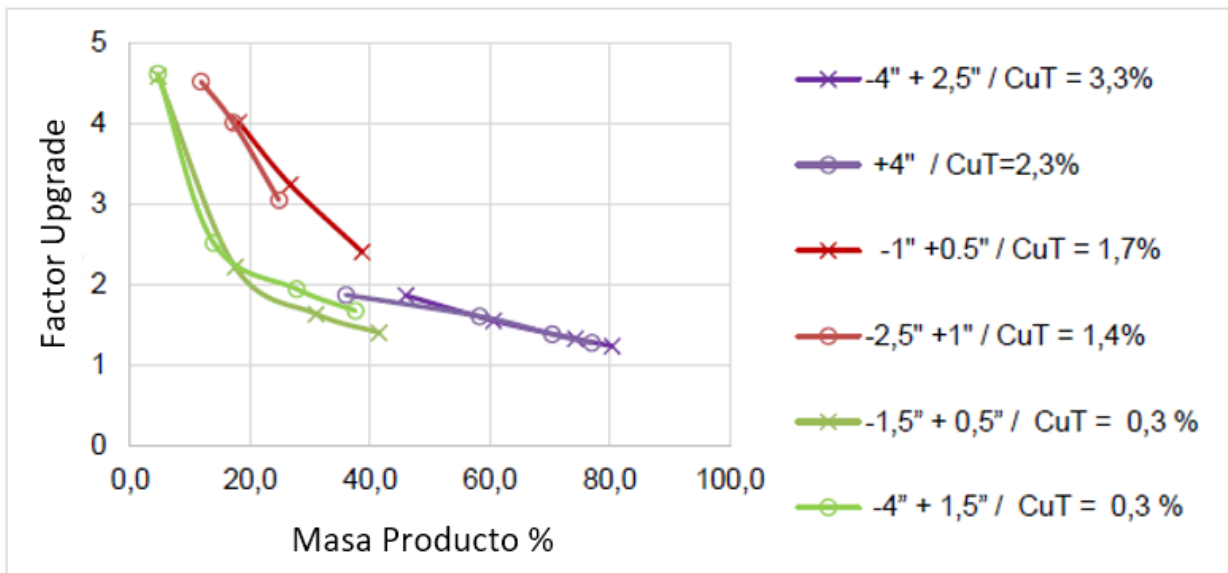


Gráfico 2: Relación entre recuperación de masa factor upgrade a diferentes tamaños y leyes de alimentación al sorter. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT



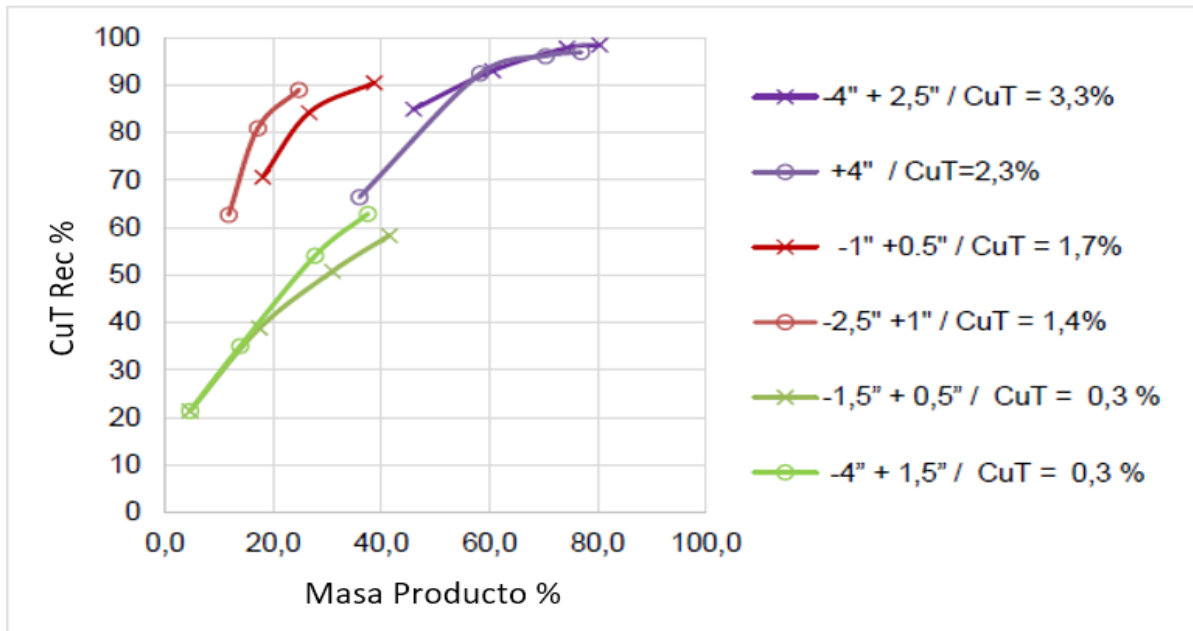


Gráfico 3: Relación entre recuperación de masa y cobre total a diferentes tamaños y leyes de alimentación al sorter. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT

Otro resultado importante es que el factor upgrade (razón entre la ley del producto y la ley de alimentación) del material fino (< 10 [mm]) es cercano a la unidad (Gráfico 4), indicando que la ley de cobre en el producto es similar a la de alimentación y que el sorter no concentra el material bajo los 10 [mm]. Además, Steinert advierte que los óxidos verdes pueden ser parcialmente cubiertos por el polvo de material fino, lo que podría provocar que los tonos verdes sean ligeramente más suaves y afectar la eficiencia de la clasificación.

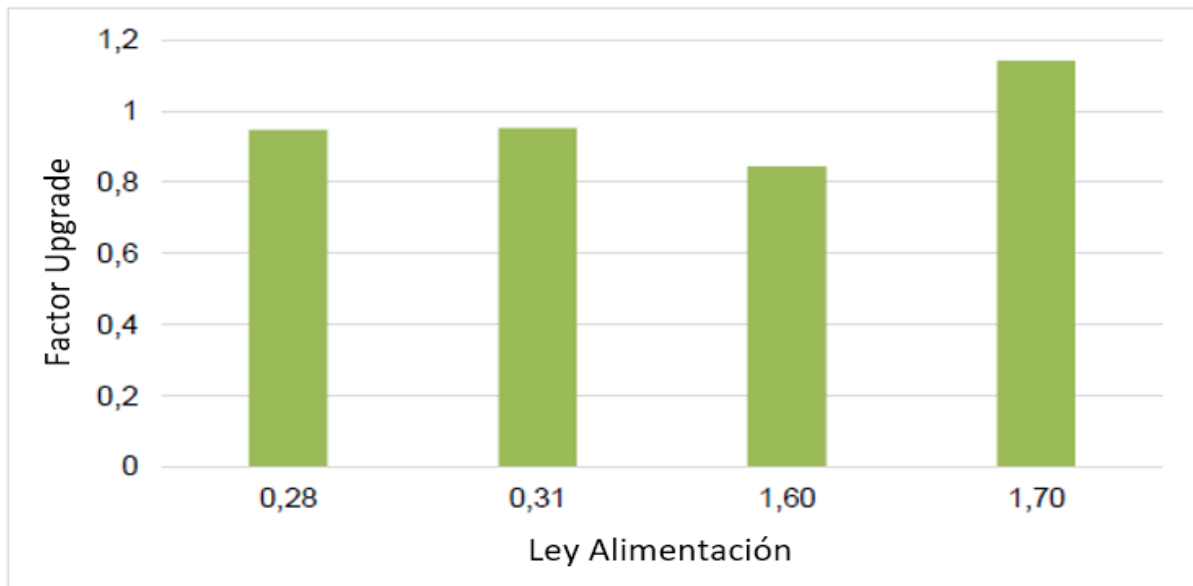


Gráfico 4: Factor upgrade para finos a diferentes leyes de alimentación al sorter. Fuente: ORE SORTING TEST REPORT – STEINERT

En base a estos resultados, a las recomendaciones de Steinert y al criterio experto de representantes de Michilla, se establece una recuperación del 30 [%] de la masa y del 70 [%] del metal con el equipo sorter y que el material bajo 0.5 [”] no es apto para ser captado por los sensores del equipo de clasificación en los proyectos a evaluar con mineral de Michilla, en particular, para el caso de planificación con ore sorting del rajo La Reina.

### **3.2 Proceso Ore Sorting en La Reina**

Al incorporar el ore sorting como alternativa dentro de la planificación, se añade una nueva etapa en la cual el mineral que es alimentado al proceso sorter es clasificado y se alimenta a la pila de lixiviación solo el mineral de mejor ley. Con esto, se evitan costos innecesarios de procesamiento (aglomeración, lixiviación, consumo de ácido, etc.) del material de peor ley de cobre, que es rechazado por el sorter como estéril y que sin la pre-concentración diluye la ley del mineral lixiviado y ocupa parte de la capacidad de procesamiento de la planta.

Antes de ingresar al equipo de ore sorting, el mineral es clasificado por su tamaño con un harnero que separa el material con tamaño inferior a 0.5 [”], ya que es muy fino para ser captado por el sensor de cámaras y no logra ser clasificado. Además, dadas las recomendaciones del fabricante Steinert, la presencia de finos puede interferir en la captación del color y clasificación del mineral sobre 0.5 [”] mediante el sensor de cámaras.

Cuando se habla de “proceso sorter” se entiende por el proceso de pre-concentración del mineral con ore sorting, que incluye una etapa previa de clasificación del mineral in-situ con harnero por su tamaño (conjunto harnero-sorter), cuyo límite inferior de alimentación en tamaño al sorter es 0.5 [”]. Además, por mineral in-situ se hace referencia al mineral que es extraído desde la mina, es decir, corresponde al mineral antes del sorter. Para el proceso de pre-concentración se consideran los siguientes supuestos:

1. Un 20 [%] del material de cada bloque tiene tamaño inferior a 0.5 [”] (resultado de análisis granulométrico a las muestras de Michilla). Esta masa conserva las leyes de cobre total y soluble originales del bloque.
2. La recuperación en masa del mineral aceptado por el sorter es 30 [%].
3. La recuperación en metal (cobre total y soluble) del mineral aceptado por el sorter es 70 [%].
4. El material rechazado tiene asociado el 70 [%] de la masa y el 30 [%] del metal que no son aceptados por el equipo clasificador.

Al considerar los supuestos antes mencionados, se debe evaluar si el beneficio es mayor al pre-concentrar todo el mineral proveniente del rajo, o si existe una ley de corte superior a partir de la cual ya no es conveniente utilizar el sorter, debido a la pérdida del metal asociado a los porcentajes de rechazo. El diagrama de flujos para el caso sin pre-concentración y el que considera el ore sorting para la planificación minera, se presenta en la Ilustración 8 e Ilustración 9, respectivamente.

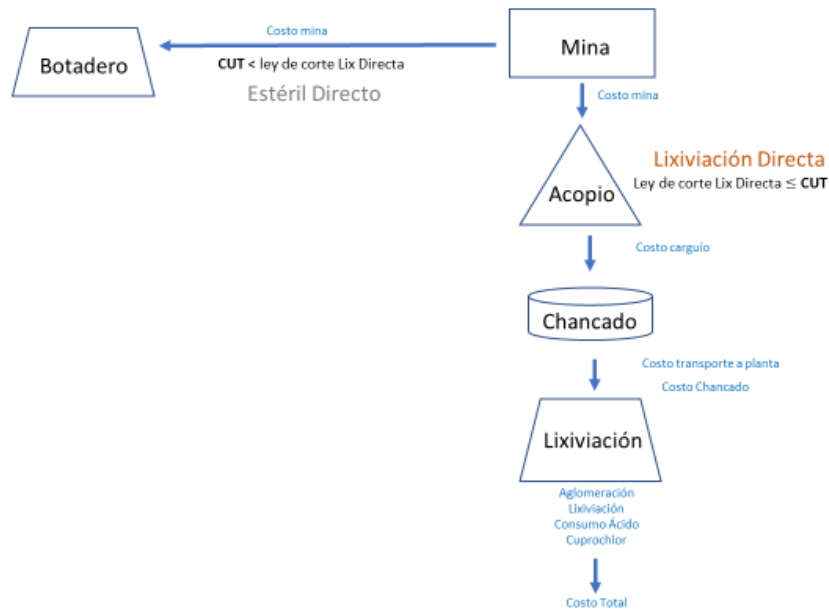


Ilustración 8: Diagrama de flujos por proceso – caso base

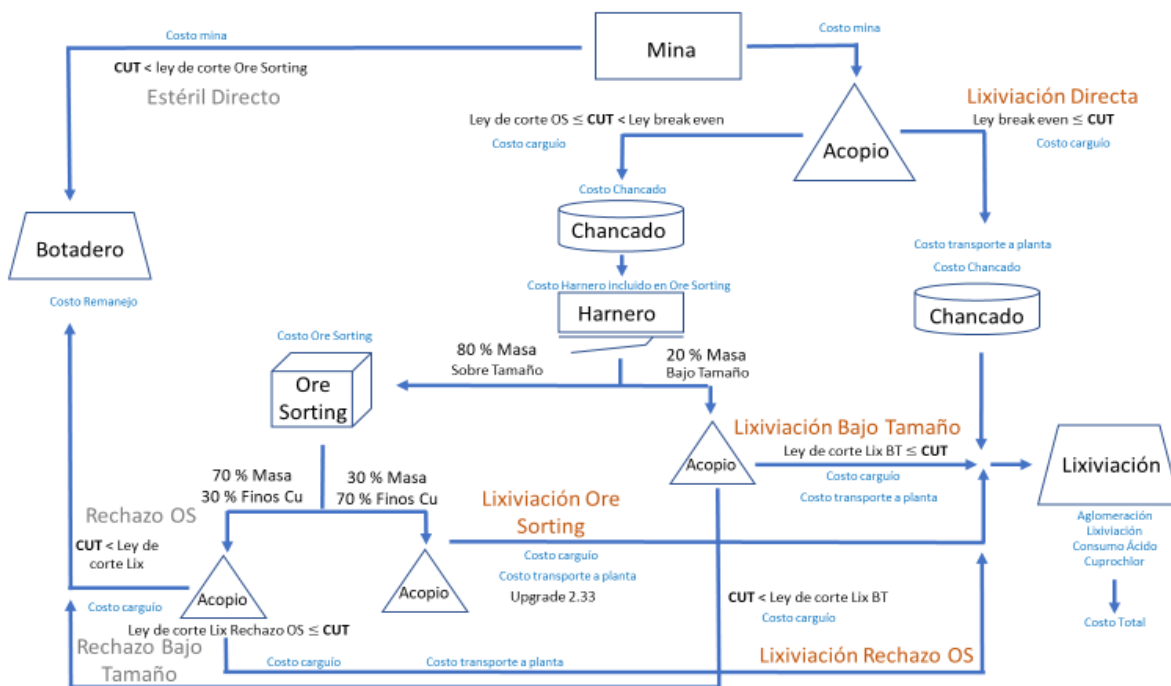


Ilustración 9: Diagrama de flujos por proceso – caso ore sorting

Como se observa en el diagrama de flujos para el caso ore sorting, el mineral puede llegar a la pila de lixiviación mediante 4 procesos distintos en función de la ley de cobre total, de los cuales 3 son resultado de pre-concentrar el mineral (proceso sorter) y se describen a continuación:

- Lixiviación directa: El material es clasificado como mineral por su ley de corte, acopiado temporalmente, chancado y enviado a la pila de lixiviación sin ser pre-concentrado.
- Lixiviación ore sorting (sub-proceso del proceso sorter): El material es clasificado como mineral in-situ por su ley de corte, acopiado temporalmente, chancado, clasificado por el harnero con un tamaño mayor a 0.5 ["] (80 [%] de la masa inicial, supuesto 1), clasificado por el ore sorting como mineral (30 [%] de la masa alimentada al sorter, supuesto 2) y enviado a la pila de lixiviación.
- Lixiviación rechazo ore sorting (sub-proceso del proceso sorter): El material es clasificado como mineral in-situ por su ley de corte, acopiado temporalmente, chancado, separado por el harnero con tamaño mayor a 0.5 ["] (80 [%] de la masa inicial, supuesto 1), clasificado por el ore sorting como estéril (70 [%] de la masa alimentada al sorter, supuesto 4), pero con ley de cobre lo suficientemente alta para mantener un beneficio marginal positivo y es enviado a lixiviación.
- Lixiviación bajo tamaño (sub-proceso del proceso sorter): El material es clasificado como mineral in-situ por su ley de corte, acopiado temporalmente, chancado, separado por el harnero con un tamaño menor a 0.5 ["] (20 [%] de la masa inicial, supuesto 1) y enviado a lixiviación por tener beneficio marginal positivo.

A solicitud de Michilla, la decisión de enviar un bloque al proceso sorter depende exclusivamente del beneficio generado por el proceso lixiviación ore sorting, por lo tanto, es el proceso principal de la pre-concentración de mineral y los otros dos sub-procesos (lixiviación bajo tamaño y lixiviación rechazo ore sorting) dependen directamente de él. La ecuación de beneficio marginal de la lixiviación ore sorting (Anexo C) considera los costos de remanaje hacia el botadero del mineral in-situ con tamaño inferior a 0.5 ["] y del material rechazado por el ore sorting, en caso de que estos no cumplan con sus respectivas leyes de corte marginal para ser enviados a la pila de lixiviación. Los procesos de lixiviación bajo tamaño y lixiviación rechazo ore sorting dependen de que el bloque sea enviado hacia la lixiviación ore sorting, y si cumplen con sus respectivas leyes de corte, permiten obtener un beneficio extra que no es considerado cuando se decide que es mineral o estéril dentro del depósito.

Además, existen 3 flujos de procesos que conducen al botadero, 2 de los cuales son resultado de pre-concentrar el mineral:

- Estéril directo: El material es clasificado como estéril y es enviado a botadero desde la mina.
- Rechazo ore sorting (sub-proceso del proceso sorter): El material es clasificado como mineral in-situ por su ley de corte, acopiado temporalmente, chancado, separado por el harnero con un tamaño mayor a 0.5 ["] (80 [%] de la masa inicial), pero clasificado por el ore sorting como estéril (70 [%] de la masa alimentada al sorter) y enviado a botadero por tener beneficio marginal negativo.
- Rechazo bajo tamaño (sub-proceso del proceso sorter): El material es clasificado como mineral in-situ por su ley de corte, acopiado temporalmente, chancado, separado por el harnero con un tamaño menor a 0.5 ["] (20 [%] de la masa inicial) y enviado a botadero por tener beneficio marginal negativo.

La recuperación y cantidad de ácido consumido del modelo de bloques dependen de la ley de cobre total (Anexo A y Anexo B, respectivamente), por lo que éstas se ven afectadas una vez que el mineral in-situ es aceptado o rechazado por el ore sorting, ya que las leyes de cobre total y soluble sufren un upgrade si el mineral in-situ es aceptado y clasificado como mineral o una dilución si es rechazado y clasificado como estéril, de acuerdo con las ecuaciones 9 y 10, respectivamente.

$$CuT_{upgrade} [\%] = CuT [\%] \cdot \left( \frac{Recuperación\ metal}{Recuperación\ masa} \right) \quad (9)$$

$$CuT_{diluida} [\%] = CuT [\%] \cdot \left( \frac{1 - Recuperación\ metal}{1 - Recuperación\ masa} \right) \quad (10)$$

### 3.3 Escenario económico

El escenario económico particular de La Reina, considera los siguientes parámetros a utilizar tanto en el caso base como en el caso ore sorting:

Tabla 5: Parámetros económicos

| <b>Operación</b>              | <b>Costo</b> | <b>Unidad</b>                            |
|-------------------------------|--------------|--|
| Costo Mina                    | 2.18         | [US\$/t]                                 |
| Carguío (desde acopio)        | 0.50         | [US\$/t]                                 |
| Transporte (desde acopio)     | 0.14         | [US\$/km]                                |
| Chancado + Supervisión        | 2.57         | [US\$/t]                                 |
| Aglomeración                  | 4.83         | [US\$/t]                                 |
| Lixiviación (incluye apliado) | 2.92         | [US\$/t]                                 |
| SX-EW                         | 28.57        | [cUS\$/lb]                               |
| Cuprochlor                    | 436.33       | [US\$/t CaCl <sub>2</sub> ]              |
| Administración                | 5.00         | [cUS\$/lb]                               |
| Sorting                       | 0.32         | [US\$/t]                                 |
| Ácido                         | 82.00        | [US\$/t H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ] |
| Distancia a planta            | 15.00        | [km]                                     |
| Distancia a botadero          | 1.00         | [km]                                     |
| CAPEX Ore Sorting             | 3.00         | [MUS\$]                                  |
| Precio cobre                  | 3.00         | [US\$/lb]                                |
| Tasa de descuento             | 10.00        | [%]                                      |

De acuerdo con cotizaciones realizadas por HMC, el capital requerido del sistema completo de clasificación ore sorting es de 3 millones de dólares, donde se incluyen los equipos principales (harnero y sorter con sistema de correas), instalaciones, estructuras y equipos móviles necesarios para manipular el material.

Como antecedente de producción, se tiene que Michilla posee una capacidad de producir más de 15,000 [ktpa] de cobre fino y que por lo menos, dicha capacidad puede ser duplicada en caso de ser requerida.

## 4 Caso de estudio

Considerando los parámetros económicos de la Tabla 5 y las ecuaciones de beneficio marginal por proceso del Anexo C, se obtienen las leyes de corte marginal por mineralogía, proceso de lixiviación y razón de solubilidad (Tabla 6), el costo por tonelada de cada proceso (Tabla 7) y el detalle del costo por tonelada que entra al proceso sorter (Tabla 8).

Tabla 6: Leyes de corte marginal por mineralogía, proceso y razón de solubilidad

| Mineralogía | Proceso                         | Ley de corte marginal [%] |                          |                    |
|-------------|---------------------------------|---------------------------|--------------------------|--------------------|
|             |                                 | $R_{sol} < 0.7$           | $0.7 \leq R_{sol} < 0.9$ | $0.9 \leq R_{sol}$ |
| Óxidos      | Lixiviación ore sorting         | -                         | 0.29                     | 0.28               |
|             | Lixiviación directa             | -                         | 0.39                     | 0.38               |
|             | Lixiviación bajo tamaño         | -                         | 0.40                     | 0.39               |
|             | Ley break even                  | -                         | 0.51                     | 0.52               |
|             | Lixiviación rechazo ore sorting | -                         | 0.95                     | 0.93               |
| Sulfuros    | Lixiviación ore sorting         | 0.31                      | -                        | -                  |
|             | Lixiviación directa             | 0.46                      | -                        | -                  |
|             | Lixiviación bajo tamaño         | 0.47                      | -                        | -                  |
|             | Ley break even                  | 0.69                      | -                        | -                  |
|             | Lixiviación rechazo ore sorting | 1.12                      | -                        | -                  |

La ley break-even corresponde al punto donde se iguala el beneficio de lixiviar con y sin ore sorting, mientras que la ley de corte marginal lixiviación bajo tamaño se diferencia de la ley de corte marginal de la lixiviación directa al incluir un carguío más en el harnero (ver Anexo D).

Tabla 7: Costo por proceso de lixiviación

| Mineralización | Proceso lixiviación |                      |                      |
|----------------|---------------------|----------------------|----------------------|
|                | Directa [US\$/t]    | Ore sorting [US\$/t] | Bajo tamaño [US\$/t] |
| Óxidos         | 16.60               | 7.18                 | 17.10                |
| Sulfuros       | 19.22               | 7.80                 | 19.72                |

Tabla 8: Composición costo marginal lixiviación ore sorting

| Mineralización | Proceso                        | Ponderación [%] | Costo [US\$/t] | Costo ponderado en proceso lixiviación ore sorting [US\$/t] |
|----------------|--------------------------------|-----------------|----------------|---|
| Óxidos         | Lixiviación mineral aceptado   | 24.00           | 17.42          | 4.18  |
|                | Remanejo estéril rechazado     | 56.00           | 4.03           | 2.25  |
|                | Remanejo bajo tamaño rechazado | 20.00           | 3.71           | 0.74  |
| Sulfuros       | Lixiviación mineral aceptado   | 24.00           | 20.04          | 4.81  |
|                | Remanejo estéril rechazado     | 56.00           | 4.03           | 2.25  |
|                | Remanejo bajo tamaño rechazado | 20.00           | 3.71           | 0.74  |

El costo por tonelada del proceso lixiviación ore sorting considera el costo de procesamiento del mineral aceptado por el sorter, más el costo de remanejo del estéril rechazado y del material con tamaño bajo 0.5 [”] que son enviados a botadero.

## 4.1 Preparación del modelo de bloques

Se busca comparar ambos casos conociendo en detalle la cantidad de mineral, finos recuperables y características del proceso de lixiviación tales como: recuperación, consumo de ácido y costo total. Debido a las separaciones en masa que puede tener cada bloque en la pre-concentración del caso ore sorting, es necesario preparar el modelo de bloques determinando previamente el destino y proceso del material, para realizar la optimización en el software de optimización estándar Whittle sin ponderadores de masas y de finos de cobre que generen incerteza en cuanto a las cantidades de mineral lixiviado, de finos recuperables e ingresos. De esta manera, cada proceso de lixiviación en Whittle recibe la cantidad exacta de mineral con las leyes y consumos de ácidos alterados por la pre-concentración en el sorter, en caso de que corresponda, y con su propio costo, de acuerdo con las leyes marginales de cada uno.

### 4.1.1 Caso base

Utilizando el software GEMS se genera una columna de variable “proceso”, donde a cada bloque se le asigna un código que indica el proceso y destino del material, en función del rango en que se encuentre la ley de cobre total con respecto a la ley de corte marginal (LCM), como se indica en la Tabla 9.

Tabla 9: Descripción, rango CuT y destino de códigos de proceso caso base

| Rango CuT   | Proceso             | Código proceso | Descripción                | Destino             |
|---|---------------------|----------------|----------------------------|---------------------|
| CuT < Ley corte marginal lixiviación directa      | Estéril directo     | 98             | Estéril enviado a botadero | Botadero            |
| Ley corte marginal lixiviación directa $\leq$ CuT | Lixiviación directa | 12             | Mineral enviado a proceso  | Pila de lixiviación |

### 4.1.2 Caso ore sorting

El modelo se trabaja en el software GEMS, donde dentro del espacio de trabajo se generan 3 subcarpetas que tienen asociadas un porcentaje de la masa del bloque original mediante el atributo “percent”, manteniendo los mismos atributos del modelo de bloques original. La masa de los



bloques se distribuye de acuerdo con los porcentajes de material bajo 0.5 [”] y con la recuperación en masa asociada al proceso de clasificación con ore sorting, separando las masas en razones 80/20 y 70/30, respectivamente.

Se asume que los finos de cobre total y soluble se reparten proporcionalmente a la masa, por lo que se mantienen las leyes de cobre total y soluble originales. Además de la misma columna de variable “proceso” que se adiciona en el caso base, se generan columnas auxiliares para los atributos afectados por el upgrade o dilución de las leyes de cobre, tales como la recuperación post-sorter y el consumo de ácido para el cálculo de beneficio marginal.

Los porcentajes de masas de las 3 subcarpetas, que deben sumar 100 [%] para mantener la masa del bloque original, se presentan a continuación:

- 20 [%]: correspondiente al material con tamaño bajo 0.5 [”] que no puede ser clasificado en el ore sorter y que es separado por el harnero.
- 24 [%]: correspondiente al porcentaje de masa in-situ aceptada por el sorter y viene dado por el 30 [%] que acepta el ore sorting, del 80 [%] que es alimentado desde el harnero con tamaño igual o mayor a 0.5 [”].
- 56 [%]: correspondiente al porcentaje de masa in-situ rechazado por el sorter y viene dado por el 70 [%] que rechaza el ore sorting, del 80 [%] que es alimentado desde el harnero con tamaño igual o mayor a 0.5 [”].

En la Tabla 10 se muestra el código asignado a cada porcentaje de bloque en función de la ley de cobre total, mientras que en la Tabla 11 se describe cada código de proceso.

*Tabla 10: Código de procesos por porcentaje de bloque caso ore sorting*

| Porcentaje del bloque [%] | Código proceso        |                                    |                       |                  |
|---------------------------|-----------------------|------------------------------------|-----------------------|------------------|
|                           | CuT < LCM ore sorting | LCM ore sorting < CuT < Break-even |                       | Break-even < CuT |
|                           |                       | CuT < LCM bajo tamaño              | LCM bajo tamaño < CuT |                  |
| 24                        | 99                    | 1                                  | 2                     | 3                |
| 20                        | 4                     | 5                                  | 6                     | 7                |
| 56                        | 8                     | 9                                  | 10                    | 11               |

Tabla 11: Descripción, rango CuT y destino de códigos de proceso caso ore sorting

| <b>Código proceso</b> | <b>Rango CuT</b>   | <b>Proceso</b>          | <b>Descripción</b>   | <b>Destino</b>      |
|-----------------------|--|-------------------------|--|---------------------|
| 99                    | $CuT < LCM \text{ ore sorting}$                              | Botadero directo        | Estéril enviado a botadero de manera directa                                       | Botadero            |
| 1                     | $LCM \text{ ore sorting} \leq CuT < LCM \text{ bajo tamaño}$ | Lixiviación ore sorting | Mineral producto de la clasificación del sorter                                    | Pila de lixiviación |
| 2                     | $LCM \text{ bajo tamaño} \leq CuT < Ley \text{ break-even}$  | Lixiviación ore sorting | Mineral producto de la clasificación del sorter                                    | Pila de lixiviación |
| 3                     | $Ley \text{ break-even} \leq CuT$                            | Lixiviación directa     | Mineral que no es clasificado por el sorter  | Pila de lixiviación |
| 4                     | $CuT < Ley \text{ corte marginal ore sorting}$               | Botadero                | Estéril enviado a botadero de manera directa                                       | Botadero            |
| 5                     | $LCM \text{ ore sorting} \leq CuT < LCM \text{ bajo tamaño}$ | Botadero                | Material con tamaño bajo 0.5 ["] que no genera beneficio positivo de ser lixiviado | Botadero            |
| 6                     | $LCM \text{ bajo tamaño} \leq CuT < Ley \text{ break-even}$  | Lixiviación bajo tamaño | Mineral con tamaño bajo 0.5 ["] que genera beneficio positivo de ser lixiviado     | Pila de lixiviación |
| 7                     | $Ley \text{ break-even} \leq CuT$                            | Lixiviación directa     | Mineral que no es clasificado por el sorter  | Pila de lixiviación |
| 8                     | $CuT < LCM \text{ ore sorting}$                              | Botadero                | Estéril enviado a botadero de manera directa                                       | Botadero            |
| 9                     | $LCM \text{ ore sorting} \leq CuT < LCM \text{ bajo tamaño}$ | Botadero                | Material rechazado producto de la clasificación del sorter                         | Botadero            |
| 10                    | $LCM \text{ bajo tamaño} \leq CuT < Ley \text{ break-even}$  | Botadero                | Material rechazado producto de la clasificación del sorter                         | Botadero            |
| 11                    | $Ley \text{ break-even} \leq CuT$                            | Lixiviación directa     | Mineral que no es clasificado por el sorter  | Pila de lixiviación |

De esta manera, los bloques cuya ley de cobre total (CuT) se encuentre entre la ley marginal lixiviación ore sorting y la ley marginal lixiviación bajo tamaño, tienen un 24 [%] del bloque que es procesado mediante lixiviación ore sorting, un 20 [%] del bloque es separado por el harnero previo al sorting, pero como no genera beneficio positivo si es lixiviado, es enviado a botadero (rechazo bajo tamaño) y un 56 [%] del bloque es rechazado como estéril por el conjunto harnero-sorting (rechazo ore sorting) . Si un bloque tiene CuT sobre la ley break-even, entonces el 24 [%] de su masa es enviado al proceso de lixiviación directa con código 3, el 20 [%] de su masa es enviado a lixiviación directa con código 7 y el 56 [%] de su masa es enviado a lixiviación directa con código 11, completando y enviando toda la masa del bloque al proceso de lixiviación directa.

## 4.2 Evaluación del Modelo de Bloques

La evaluación del modelo de bloques busca encontrar cual es el rango de leyes con las que se debe alimentar al sorter para obtener el mayor valor económico. A partir de las leyes de corte marginal por proceso del caso ore sorting presentes en la Tabla 6, se seleccionan 4 escenarios en los que se evalúa: si es más conveniente no utilizar el ore sorting, si se debe alimentar todo el mineral al sorter (aumentando la ley del mineral post-sorter, pero teniendo en cuenta el porcentaje de mineral in-situ rechazado), si solo se debe pre-concentrar el mineral de baja ley que en el caso base es considerado como estéril (sin reducir mineral sobre la ley de corte de lixiviación directa y solo aumentando la cantidad de mineral, pero de peor ley), o si se debe considerar la ley break-even como una ley de corte superior para obtener un mayor valor económico (evitando rechazar mineral con alto contenido de cobre e incorporando mineral de baja ley). Utilizando los códigos de proceso de cada porcentaje de bloque, se evalúan los siguientes escenarios:

1. Sin sorting: corresponde al caso base, donde no se considera la clasificación con ore sorting y todo el material con ley de cobre total mayor a la ley de corte marginal de lixiviación directa, es clasificado como mineral y es procesado por lixiviación directa.
2. Todo a sorting: todo el material con ley de cobre total igual o superior a la ley de corte marginal ore sorting, es clasificado como mineral in-situ y clasificado mediante ore sorting, sin considerar el proceso de lixiviación directa.
3. Mineral de baja ley a sorting: es una combinación de los casos anteriores, que considera la clasificación mediante ore sorting para una parte del mineral. Al igual que en el escenario sin sorting, el material con ley de cobre total igual o superior a la ley de corte marginal lixiviación directa, es clasificado como mineral y es enviado a lixiviación directa, mientras que el material cuya ley de cobre total se encuentra entre la ley de corte marginal ore sorting y la ley de corte marginal lixiviación directa, es clasificado como mineral in-situ y es enviado al proceso lixiviación ore sorting.
4. Break-even: se basa en el escenario 3, pero considera a la ley break-even como límite superior para el envío del mineral al ore sorting. Todo el material con ley de

cobre total igual o superior a la ley de corte marginal ore sorting y menor a la ley break-even, es clasificado como mineral in-situ y es enviado al proceso sorter (conjunto harnero-sorter) para su clasificación, mientras que el material con ley de cobre total sobre la ley break-even, es clasificado como mineral y es procesado por lixiviación directa.

Como resultado de evaluar estos escenarios en el modelo de bloques completo, se obtiene la cantidad de mineral antes y después de la clasificación con ore sorting y sus respectivas leyes, la cantidad de material rechazado por el sorting, la recuperación metalúrgica post-sorter, los finos recuperables y el costo unitario por libra de cobre producido. El costo unitario de los procesos de lixiviación directa y bajo tamaño consideran los costos asociados al respectivo procesamiento del mineral, desde el carguío en el acopio temporal hasta la electro-obtención, mientras que el costo unitario del proceso lixiviación ore sorting, considera además el costo de remanejo del material rechazado por el ore sorting y del material con tamaño menor a 0.5 [”] que no cumple con la ley de corte para ser lixiviado.

Los resultados presentados a continuación están aproximados y pueden no cuadrar si se calculan a partir de las tablas. La Tabla 12 y Tabla 13 muestran los resultados de los escenarios “sin sorting” y “todo a sorting”, respectivamente.

*Tabla 12: Escenario sin sorting*

| Proceso Lixiviación | Mineral        |         | Mineral post-sorter |         | Rechazo material [kt] | Rec. [%] | Finos recuperables [kt] | Costo unitario [US\$/lb] |
|---------------------|----------------|---------|---------------------|---------|-----------------------|----------|-------------------------|--------------------------|
|                     | Toneladas [kt] | CuT [%] | Toneladas [kt]      | CuT [%] |                       |          |                         |                          |
| Directa             | 26,246         | 0.94    | -                   | -       | -                     | 80.70    | 199                     | 1.02                     |

*Tabla 13: Escenario todo a sorting*

| Proceso Lixiviación | Mineral        |             | Mineral post-sorter |             | Rechazo material [kt] | Rec. [%]     | Finos recuperables [kt] | Costo unitario [US\$/lb] |
|---------------------|----------------|-------------|---------------------|-------------|-----------------------|--------------|-------------------------|--------------------------|
|                     | Toneladas [kt] | CuT [%]     | Toneladas [kt]      | CuT [%]     |                       |              |                         |                          |
| Ore Sorting         | 32,908         | 0.82        | 7,898               | 1.92        | 18,429                | 85.47        | 130                     | 0.91                     |
| Bajo tamaño         |                |             | 4,905               | 0.98        | 1,677                 | 80.92        | 39                      | 1.01                     |
| <b>Total</b>        | <b>32,908</b>  | <b>0.82</b> | <b>12,803</b>       | <b>1.56</b> | <b>20,106</b>         | <b>84.38</b> | <b>169</b>              | <b>0.93</b>              |

Los resultados de los escenarios “mineral de baja ley a sorting” y “break-even”, donde se incorporan límites superiores en la ley que es alimentada al proceso sorter, son presentados en la Tabla 14 y Tabla 15, respectivamente.

Tabla 14: Escenario mineral de baja ley a sorting

| Proceso Lixiviación | Mineral        |             | Mineral post-sorter |             | Rechazo material [kt] | Rec. [%]     | Finos recuperables [kt] | Costo unitario [US\$/lb] |
|---------------------|----------------|-------------|---------------------|-------------|-----------------------|--------------|-------------------------|--------------------------|
|                     | Toneladas [kt] | CuT [%]     | Toneladas [kt]      | CuT [%]     |                       |              |                         |                          |
| Directa             | 26,246         | 0.94        | 26,246              | 0.94        | -                     | 80.70        | 199                     | 1.02                     |
| Ore Sorting         | 6,662          | 0.37        | 1,599               | 0.86        | 5,063                 | 77.14        | 11                      | 2.49                     |
| <b>Total</b>        | <b>32,908</b>  | <b>0.82</b> | <b>27,845</b>       | <b>0.94</b> | <b>5,063</b>          | <b>80.51</b> | <b>210</b>              | <b>1.09</b>              |

Tabla 15: Escenario break-even

| Proceso Lixiviación | Mineral        |             | Mineral post-sorter |             | Rechazo material [kt] | Rec. [%]     | Finos recuperables [kt] | Costo unitario [US\$/lb] |
|---------------------|----------------|-------------|---------------------|-------------|-----------------------|--------------|-------------------------|--------------------------|
|                     | Toneladas [kt] | CuT [%]     | Toneladas [kt]      | CuT [%]     |                       |              |                         |                          |
| Directa             | 20,002         | 1.10        | 20,002              | 1.10        | -                     | 81.76        | 180                     | 0.86                     |
| Ore Sorting         | 12,907         | 0.40        | 3,098               | 0.93        | 7,228                 | 77.63        | 22                      | 2.20                     |
| Bajo tamaño         |                |             | 771                 | 0.45        | 1,810                 | 72.25        | 3                       | 2.45                     |
| <b>Total</b>        | <b>32,908</b>  | <b>0.82</b> | <b>23,871</b>       | <b>1.06</b> | <b>9,038</b>          | <b>81.16</b> | <b>204</b>              | <b>1.03</b>              |

### 4.3 Optimización

Para determinar la forma del pit final y la cantidad de mineral y estéril dentro de la envolvente con la cual se obtiene el mayor valor económico en cada caso, se utilizan las ecuaciones de beneficio marginal para cada proceso del Anexo C y los parámetros económicos de la Tabla 5, a partir de los cuales se optimizan los recursos extraíbles del caso base y caso ore sorting mediante el software de planificación minera estándar Whittle (basado en Lerchs-Grossman), generando una serie de envolventes a distintos precios de cobre al ponderar el ingreso de cada bloque por el factor multiplicador del precio, *revenue factor*, cuyo valor es igual a 1 cuando el precio es US\$ 3.0/lb Cu por ser el precio establecido para el caso de estudio.

Para el caso base se toma el escenario “sin sorting”, donde el mineral es definido por la ley de cobre total con límite inferior en la ley de corte marginal lixiviación directa. Por su parte, el caso ore sorting considera el escenario break-even para la optimización, con la ley de corte marginal ore sorting y la ley break-even como límites inferior y superior para el mineral in-situ enviado al proceso sorter, respectivamente, mientras que el mineral in-situ con ley de cobre total superior a la ley break-even, es enviado al proceso de lixiviación directa.

Las optimizaciones de ambos casos se realizan con el modelo rebloqueado desde un tamaño de 5 [m] x 5 [m] x 5 [m] hasta un tamaño de bloques de 10 [m] x 10 [m] x 10 [m]. Lo anterior, se hace con el objetivo de reducir el tiempo de optimización, pero a cambio de perder cierta selectividad en la clasificación de los bloques y porcentajes de estos como mineral o estéril y el

proceso correspondiente. Además, se verificó que no se producen diferencias materiales con respecto a la optimización con el tamaño original de los bloques. Debido a que la recuperación de cobre total está en función de la razón de solubilidad, variable que no es ponderable por la masa del bloque al realizar el rebloqueo del modelo, las valorizaciones económicas se hacen en función de la ley de cobre recuperado (variable que corresponde al producto entre la ley de cobre total y la recuperación del bloque, normal o con upgrade, en el modelo de bloques con tamaño original).

Como resultados de estas optimizaciones se obtienen los pits finales de la Tabla 16 y Tabla 17 para el caso base y caso ore sorting, respectivamente, donde el mineral a planta en el caso con pre-concentración de mineral, corresponde a la suma del mineral post-sorter entre los procesos de lixiviación directa, lixiviación ore sorting y lixiviación bajo tamaño. Los resultados por pits anidados se pueden encontrar en la sección de Anexo E.

Tabla 16: Resultado optimización Whittle - caso base

| Pit | Revenue Factor | Precio Diseño CuT [US\$/lb] | Razón E/M | Movimiento Total [kt] | Mineral a Planta |         |         |          |            |                      |
|-----|----------------|-----------------------------|-----------|-----------------------|------------------|---------|---------|----------|------------|----------------------|
|     |                |                             |           |                       | Mineral [kt]     | CuT [%] | CuS [%] | Rec. [%] | CAN [kg/t] | Cobre Recuperado [t] |
| 15  | 1.00           | 3.00                        | 2.85      | 17,718                | 4,599            | 0.99    | 0.89    | 80.12    | 40.42      | 36,328               |

Tabla 17: Resultado optimización Whittle - caso ore sorting

| Pit | Revenue Factor | Precio Diseño CuT [US\$/lb] | Razón E/M | Movimiento Total [Kt] | Mineral a Planta |         |         |          |            |                      |
|-----|----------------|-----------------------------|-----------|-----------------------|------------------|---------|---------|----------|------------|----------------------|
|     |                |                             |           |                       | Mineral [kt]     | CuT [%] | CuS [%] | Rec. [%] | CAN [kg/t] | Cobre Recuperado [t] |
| 15  | 1.00           | 3.00                        | 3.50      | 20,408                | 4,532            | 1.07    | 0.95    | 80.22    | 39.52      | 38,764               |

La envolvente de pit final para ambos casos es a un precio de 3 [US\$/lb] de cobre (pit anidado N°15 en ambos casos). La Tabla 18 muestra para el caso ore sorting, el desglose del mineral antes y después de la pre-concentración y el material rechazado por proceso sorter en el harnero y en el equipo de pre-concentración, junto con las respectivas leyes de cobre total y soluble. Los resultados están aproximados, por lo que pueden no calzar si se calculan a partir de la tabla.

Tabla 18: Pit final a precio de diseño 3 US\$/lb – caso ore sorting

| Proceso Lixiviación | Extracción Mina |              |             |             | Alimentación Planta |             |             | Rechazo Mineral [kt] | Rec. [%]     | Cobre Recuperado [t] |
|---------------------|-----------------|--------------|-------------|-------------|---------------------|-------------|-------------|----------------------|--------------|----------------------|
|                     | Total [kt]      | Mineral [kt] | CuT [%]     | CuS [%]     | Mineral [kt]        | CuT [%]     | CuS [%]     |                      |              |                      |
| Directa             |                 | 3,676        | 1.13        | 1.02        | 3,676               | 1.13        | 1.02        | 0                    | 80.75        | 33,533               |
| Ore Sorting         |                 | 2,598        | 0.39        | 0.33        | 623                 | 0.92        | 0.76        | 1,455                | 77.54        | 4,442                |
| Bajo Tamaño         |                 |              |             |             | 233                 | 0.46        | 0.38        | 287                  | 74.07        | 789                  |
| <b>Total</b>        | <b>20,408</b>   | <b>6,274</b> | <b>0.82</b> | <b>0.73</b> | <b>4,532</b>        | <b>1.07</b> | <b>0.95</b> | <b>1,741</b>         | <b>80.22</b> | <b>38,764</b>        |

El ore sorting permite aumentar las leyes de cobre y la recuperación del mineral pre-concentrado y alimentado a planta, con respecto al mineral in-situ que es enviado al sorter. Lo anterior, permite aumentar la cantidad de cobre recuperado en menor cantidad de mineral lixiviado, aumenta la razón estéril/mineral producto del rechazo asociado e incrementa el tamaño del pit final.

Dentro del pit final del caso base, el 97 [%] del mineral corresponde a óxidos con razón de solubilidad dentro del rango [0.7 - 0.9), mientras que el mineral dentro del pit final del caso ore sorting está compuesto por un 98 [%] de óxidos con razón de solubilidad dentro del mismo rango. Debido a lo anterior, las leyes de corte marginal que representan a los procesos de lixiviación en el pit final de cada caso, corresponden a las del rango de razón de solubilidad [0.7 - 0.9) presentadas a continuación:

*Tabla 19: Leyes de corte marginal por proceso en pit final*

| Caso        | Ley de corte marginal       |                         |                             | Ley Break- even [%] |
|-------------|-----------------------------|-------------------------|-----------------------------|---------------------|
|             | Lixiviación ore sorting [%] | Lixiviación Directa [%] | Lixiviación bajo tamaño [%] |                     |
| Base        | -                           | 0.39                    | -                           | -                   |
| Ore Sorting | 0.29                        | 0.39                    | 0.40                        | 0.51                |

#### 4.3.1 Sensibilidad de ore sorting

El análisis de sensibilidad busca comparar la variación en el beneficios sin descontar, mineral in-situ y alimentado a planta, leyes de cobre, recuperación y finos recuperados de distintas optimizaciones del caso ore sorting con respecto al caso base, variando parámetros económicos y de recuperación antes de asignar los códigos de proceso a cada porcentaje de bloque como se explica en la sección 4.1.2. La sensibilidad se realiza mediante variaciones porcentuales de los siguientes parámetros:

- Factor upgrade: factor que multiplica a la ley de cobre del mineral aceptado en la pre-concentración con ore sorting. Este factor viene dado por la razón entre la recuperación en metal y en masa del ore sorting (ecuación 9).
- OPEX ore sorting: costo operacional en dólares por tonelada de clasificar el mineral con el equipo de ore sorting.
- Porcentaje sobre tamaño harnero: porcentaje de material que cumple con el tamaño para ser pre-concentrado por el equipo de ore sorting (sobre 0.5 [”]).

Cada parámetro se evalúa en el rango  $\pm 20$  [%] con cambios porcentuales de  $\pm 10$  [%], a excepción del OPEX ore sorting, que se evalúa en un rango de variación más amplio de  $\pm 50$  [%] para lograr un cambio significativo en el resultado.

El factor upgrade corresponde a la razón entre las leyes de cobre post y pre-sorter, y se calcula como la razón entre la recuperación del metal y de masa en el sorter. Su valor, dadas las recuperaciones del 70 [%] del metal y del 30 [%] de la masa en el ore sorting, es de 2.33 y el objetivo de sensibilizar este parámetro es evaluar cómo afecta la eficiencia de la pre-concentración, es decir, como son afectados los resultados si la recuperación de metal es mayor con menor recuperación de masa, o si la recuperación de metal es menor con mayor cantidad de mineral aceptado por el sorter. La sensibilidad de este factor se realiza variando de manera inversa las recuperaciones en metal y masa del ore sorting dentro del rango  $\pm 20$  [%] con cambios porcentuales de  $\pm 10$  [%] de la siguiente manera:

- 10 [%]: Incremento de 10 [%] en la recuperación en metal y reducción de 10 [%] en la recuperación en masa, multiplicando al factor upgrade por 1.22 (1.1/0.9).
- -10 [%]: Reducción de 10 [%] en la recuperación en metal e incremento de 10 [%] en la recuperación en masa, multiplicando al factor upgrade por 0.82 (0.9/1.1).
- 20 [%]: Incremento de 20 [%] en la recuperación en metal y reducción de 20 [%] en la recuperación en masa, multiplicando al factor upgrade por 1.50 (1.2/0.8).
- -20 [%]: Reducción de 20 [%] en la recuperación en metal e incremento de 20 [%] en la recuperación en masa, multiplicando al factor upgrade por 0.67 (0.8/1.2).

En la Tabla 20 se presentan los resultados de material total, mineral lixiviado, recuperación, finos recuperables y beneficio de la sensibilidad que se realiza a los parámetros del sorter, junto con los mismos resultados del caso ore sorting sin variaciones y del caso base sin pre-concentración de mineral. Además, se presenta la variación porcentual del beneficio sin descontar de cada uno, con respecto al beneficio del caso base. Los números presentados como resultados están aproximados y pueden no cuadrar si se calculan a partir de la tabla.



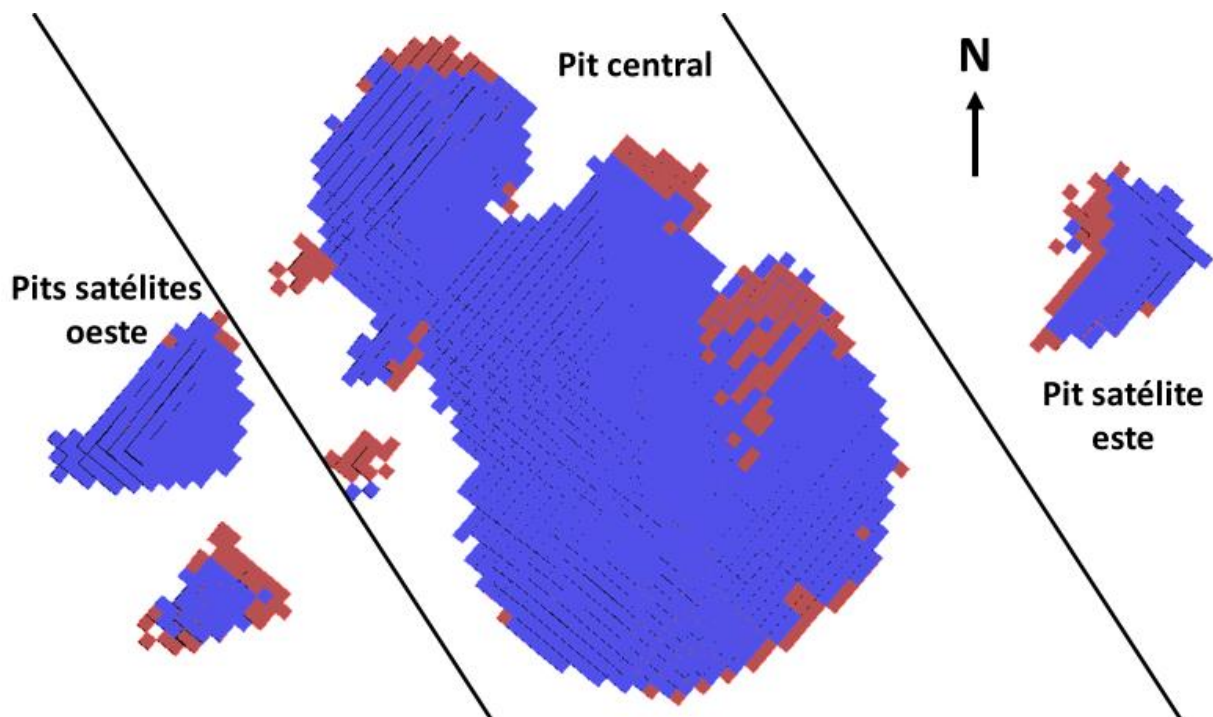
Tabla 20: Sensibilidad ore sorting

| Caso                            | Variación [%] | Extracción Mina |      | Alimentación Planta |         |         | Rec. [%] | Cobre Recuperado [t] | Beneficio s/descontar [MUS\$] | Variación beneficio [%] |
|---------------------------------|---------------|-----------------|------|---------------------|---------|---------|----------|----------------------|-------------------------------|-------------------------|
|                                 |               | Total [kt]      | REM  | Mineral [kt]        | CuT [%] | CuS [%] |          |                      |                               |                         |
| Base                            | 0             | 17,718          | 2.85 | 4,599               | 0.99    | 0.89    | 80.12    | 36,328               | 100.25                        | 0.00                    |
| Ore sorting                     | 0             | 20,408          | 3.50 | 4,532               | 1.07    | 0.95    | 80.22    | 38,764               | 102.50                        | 2.24                    |
| Factor upgrade                  | -20           | 17,718          | 2.85 | 4,599               | 0.99    | 0.89    | 80.12    | 36,328               | 100.25                        | 0.00                    |
|                                 | -10           | 17,718          | 2.85 | 4,599               | 0.99    | 0.89    | 80.12    | 36,328               | 100.25                        | 0.00                    |
|                                 | 10            | 24,613          | 4.12 | 4,810               | 1.09    | 0.97    | 80.30    | 42,011               | 112.92                        | 12.64                   |
|                                 | 20            | 30,058          | 4.94 | 5,062               | 1.11    | 0.98    | 80.50    | 45,272               | 136.71                        | 36.37                   |
| Costo OPEX Ore Sorting          | -50           | 20,420          | 3.54 | 4,495               | 1.07    | 0.96    | 80.24    | 38,715               | 102.62                        | 2.37                    |
|                                 | -20           | 20,412          | 3.53 | 4,507               | 1.07    | 0.96    | 80.23    | 38,729               | 102.58                        | 2.33                    |
|                                 | -10           | 20,408          | 3.51 | 4,529               | 1.07    | 0.95    | 80.22    | 38,759               | 102.51                        | 2.26                    |
|                                 | 10            | 20,408          | 3.5  | 4,533               | 1.07    | 0.95    | 80.22    | 38,754               | 102.49                        | 2.23                    |
|                                 | 20            | 20,405          | 3.5  | 4,534               | 1.07    | 0.95    | 80.22    | 38,741               | 102.47                        | 2.21                    |
|                                 | 50            | 20,405          | 3.5  | 4,537               | 1.06    | 0.95    | 80.22    | 38,709               | 102.42                        | 2.16                    |
| Porcentaje sobre tamaño pasante | -20           | 20,219          | 2.94 | 5,012               | 0.95    | 0.85    | 79.93    | 38,929               | 100.47                        | 0.23                    |
|                                 | -10           | 20,281          | 3.35 | 4,665               | 1.03    | 0.92    | 80.14    | 38,483               | 101.33                        | 1.08                    |
|                                 | 10            | 20,442          | 3.82 | 4,238               | 1.12    | 1.01    | 80.40    | 38,307               | 103.32                        | 3.06                    |
|                                 | 20            | 20,455          | 4.2  | 3,932               | 1.19    | 1.07    | 80.58    | 37,727               | 103.61                        | 3.35                    |

#### 4.4 Selección y Diseño de Fases

Las envolventes de optimización del caso base y caso ore sorting, a un precio de diseño de 3 [US\$/lb] de cobre y vistas en planta, se muestran en la Ilustración 10 en color azul y rojo, respectivamente. Para facilitar el análisis de los resultados de la pre-concentración de mineral, el pit final es dividido en 3 sectores a partir de los cuales se generan fases comunes e independientes entre ambos casos con diseños de conos suavizados (sin rampas). Los pit finales se dividen en los siguientes sectores:

1. “Pit central”
2. “Pits satélites oeste”
3. “Pit satélite este”



*Ilustración 10: Envoltente de optimización caso base (azul) y ore sorting (rojo) - precio de diseño 3 US\$/lb*

La selección de fases se realiza siguiendo las siguientes consideraciones:

- Secuencia de pits anidados resultado de la optimización en cada caso.
- Selección de fases operativas de acuerdo con los parámetros de diseño.
- Selección de fases que permitan comparar de manera efectiva los resultados de ambos casos.

#### **4.4.1 Secuencia de pits anidados**

La comparación de secuencias de pits anidados que resultan tanto de la optimización del caso base como del caso ore sorting, se observa en las vistas en planta de la Ilustración 11 e Ilustración 12.

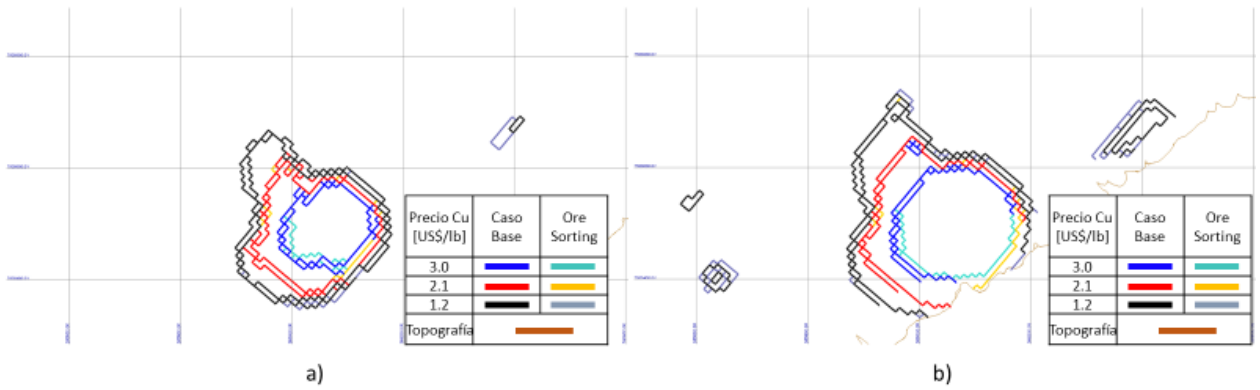


Ilustración 11: Secuencia pits anidados de ambos casos – vista en planta. a) cota 997. b) cota 1027

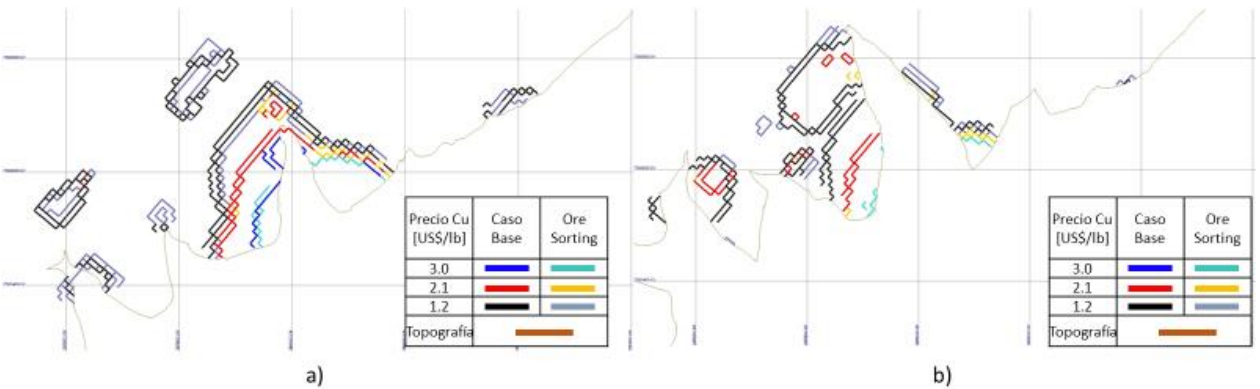


Ilustración 12: Secuencia pits anidados de ambos casos – vista en planta. a) cota 1057. b) cota 1087

#### 4.4.2 Operatividad de Fases

La selección y diseño de fases de ambos casos considera la estabilidad de taludes y que estas sean operativas, respetando el espacio mínimo de frente de trabajo para los equipos. Para esto, se utilizan los parámetros de diseño que se presentan en la Tabla 21.

Tabla 21: Parámetros de diseño

| Parámetro                      | Valor | Unidad |
|--------------------------------|-------|--------|
| Ángulo Cara de Banco           | 75.00 | [°]    |
| Ángulo Global                  | 47.00 | [°]    |
| Altura de Banco                | 10.00 | [m]    |
| Ancho de Berma                 | 6.65  | [m]    |
| Ancho Mínimo Frente de Trabajo | 30.00 | [m]    |

### 4.4.3 Fases Comparables

Con el objetivo de simplificar la visualización y evidenciar las diferencias que se generan al considerar el ore sorting en la planificación minera, se seleccionan fases en común entre ambos casos, es decir, se elige una misma fase para ambos casos (mismo diseño y tonelaje total), a partir de las cuales se diseñan fases independientes hasta el límite del respectivo pit final. Con esto, se pueden cuantificar las diferencias del mineral enviado a la pila de lixiviación dentro de un mismo límite físico, representado por el límite de las fases en común, y las diferencias en el material total y mineral enviado a la pila de lixiviación que se generan por la expansión del pit final a partir de un punto en común, con las fases independientes entre ambos casos.

A continuación, se describe la selección de fases considerando la secuencia de pits anidados, los parámetros de diseño y la selección de fases comparables entre casos. Para esto, se muestran secciones longitudinales y transversales de ambos pits finales por sector, donde la leyenda corresponde a los rangos entre las leyes de corte marginal por proceso de lixiviación representativas (Tabla 19), cuyos valores se muestran a continuación:

- 0.29 [%]: ley de corte marginal lixiviación ore sorting.
- 0.39 [%]: ley de corte marginal lixiviación directa.
- 0.51 [%]: ley de break-even.

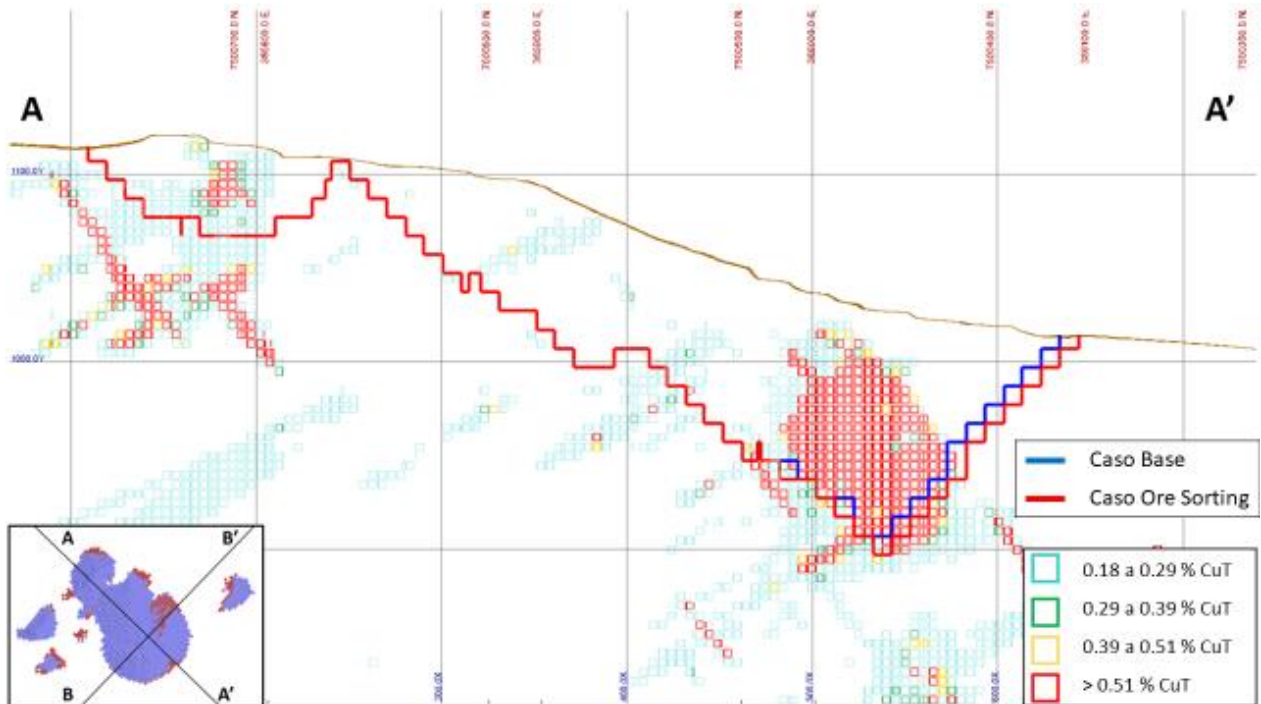


Ilustración 13: Sección longitudinal sector pit central

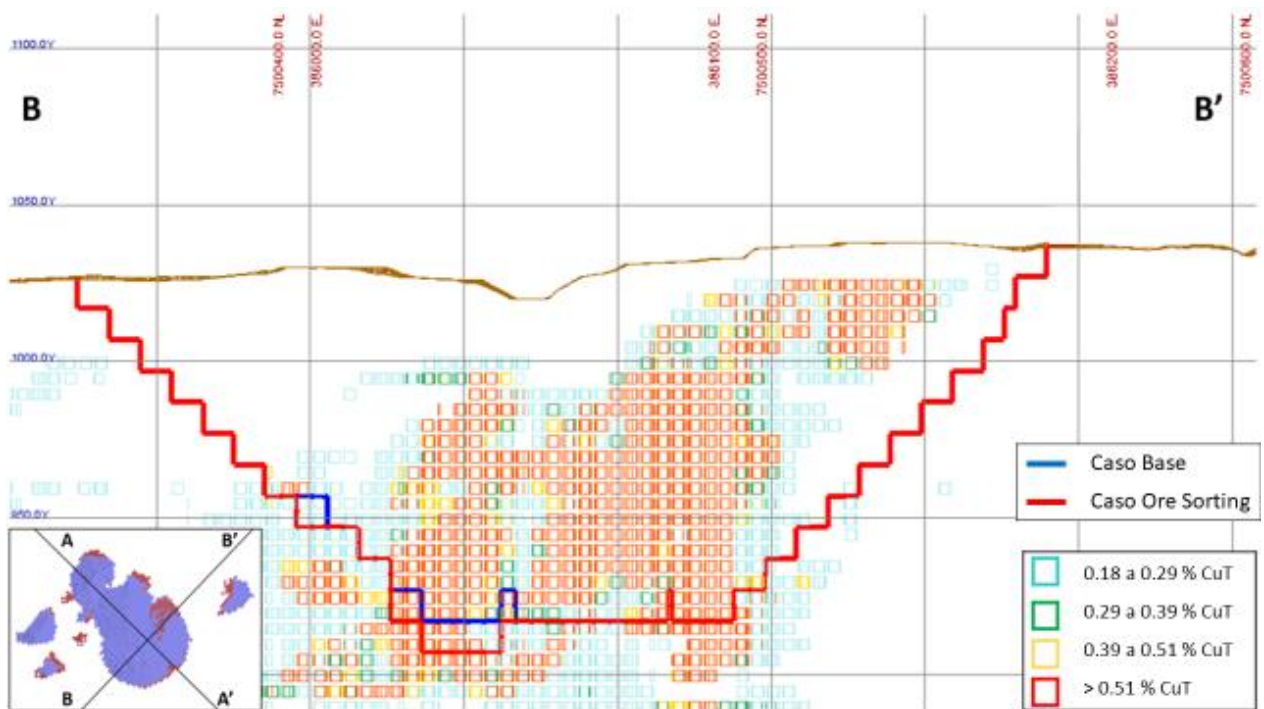


Ilustración 14: Sección longitudinal sector pit central

En la Ilustración 13 e Ilustración 14 se muestran los límites de las envolventes económicas dentro del sector “pit central”, donde se observa que la diferencia espacial entre el límite del caso base y del caso ore sorting, no es suficiente para diseñar una nueva fase operacional respetando los parámetros de diseño. Por lo tanto, se elige la fase 1 como una fase común para ambos casos dentro del sector “pit central” (Ilustración 15), a partir de la cual es posible elegir y diseñar fases independientes hasta el límite de pit final de cada caso, para comparar las diferencias de material total, mineral pre y post-sorter y leyes asociadas al interior de ellas.

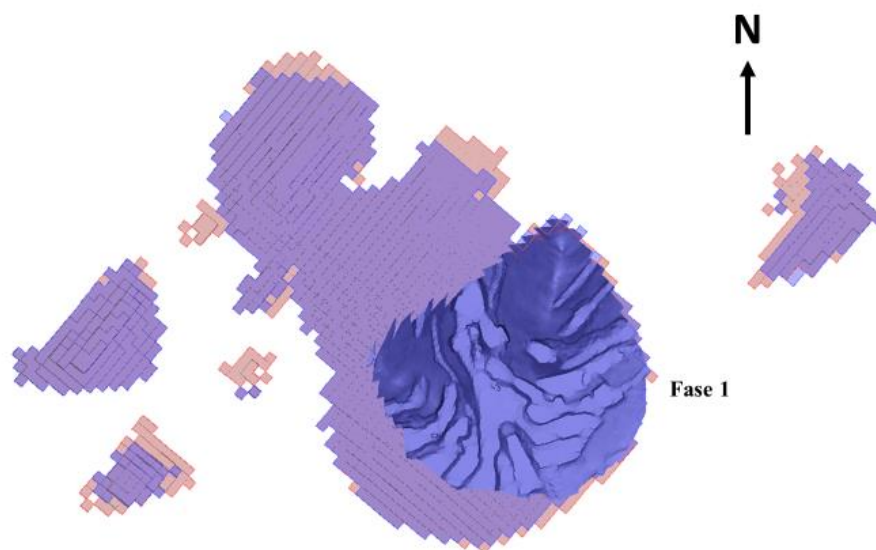


Ilustración 15: Vista en planta fase 1

A partir de la fase 1, se seleccionan y diseñan las fases 2 y 3 siguiendo la secuencia de pits anidados, las cuales se expanden de manera independiente entre los casos de planificación hasta el pit final del caso base y ore sorting, dentro del sector pit central. La Ilustración 16 a) e Ilustración 16 b) muestran ambas fases 2 y ambas fases 3, respectivamente.

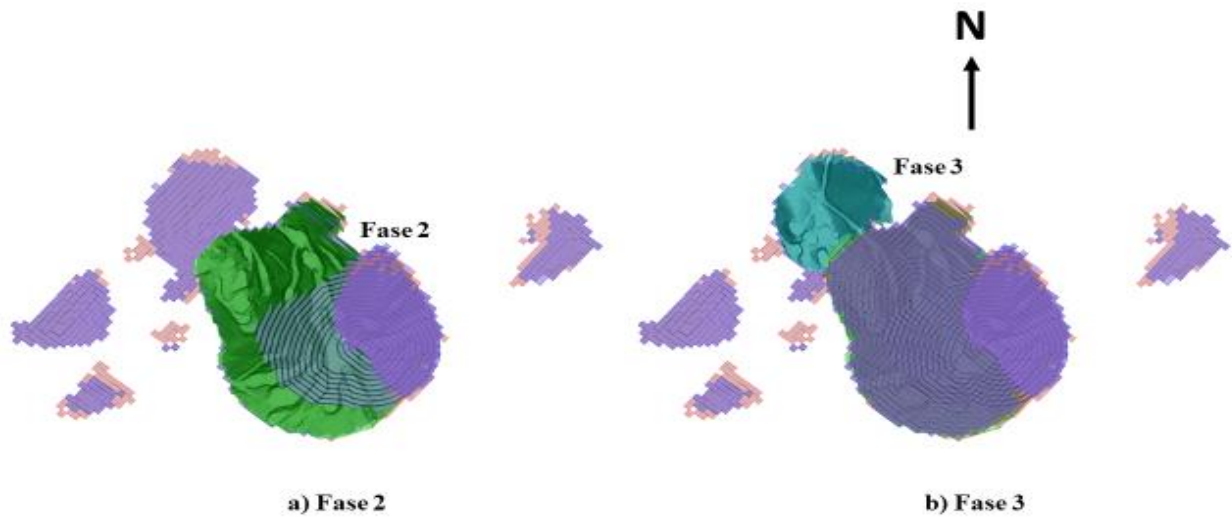


Ilustración 16: Vista en planta. a) Fase 2. b) Fase 3

La Ilustración 17, Ilustración 18 e Ilustración 19 muestran secciones longitudinales y transversales de las envolventes económicas en el sector “pits satélites oeste”.

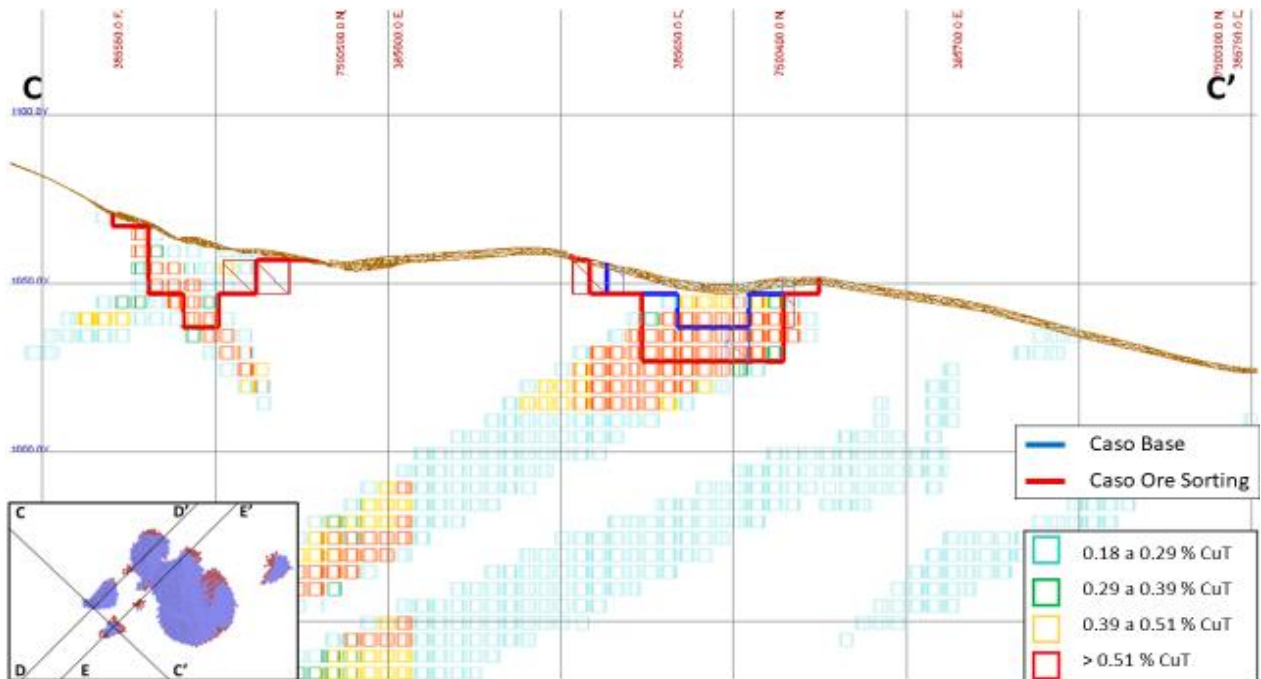


Ilustración 17: Sección longitudinal sector pits satélites oeste

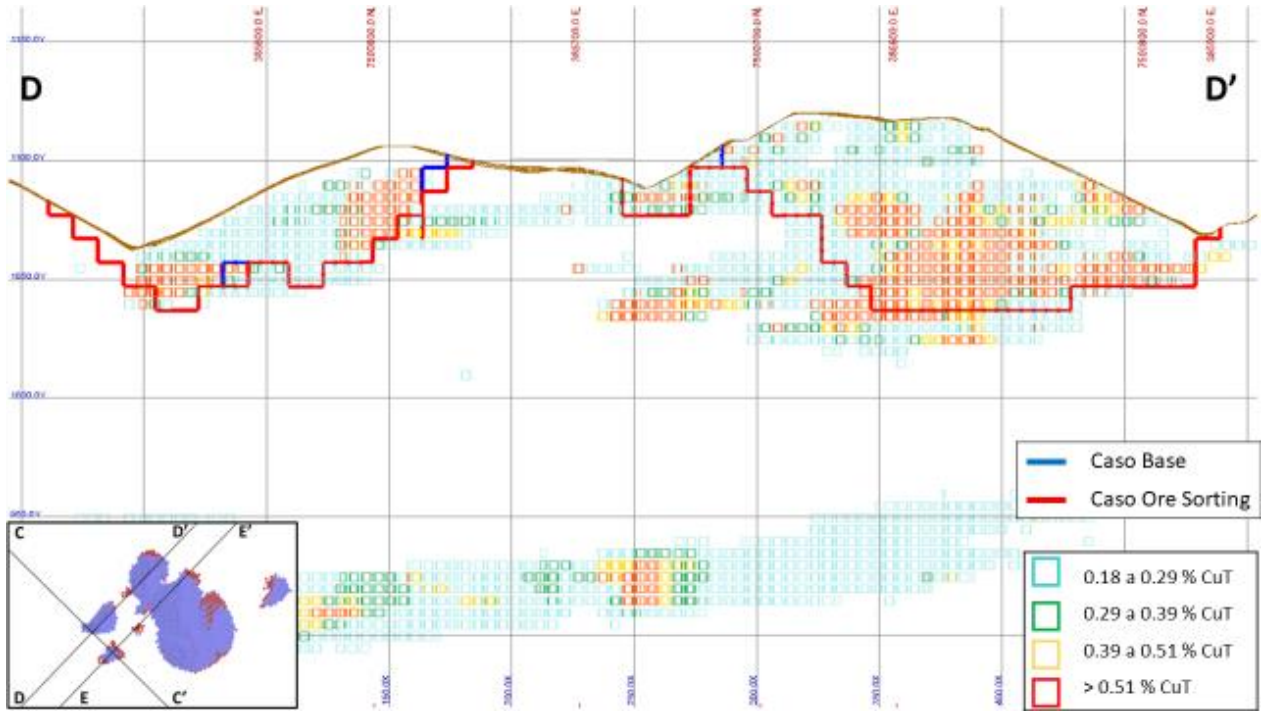


Ilustración 18: Sección transversal sectores pit central y pits satélites oeste - zona norte

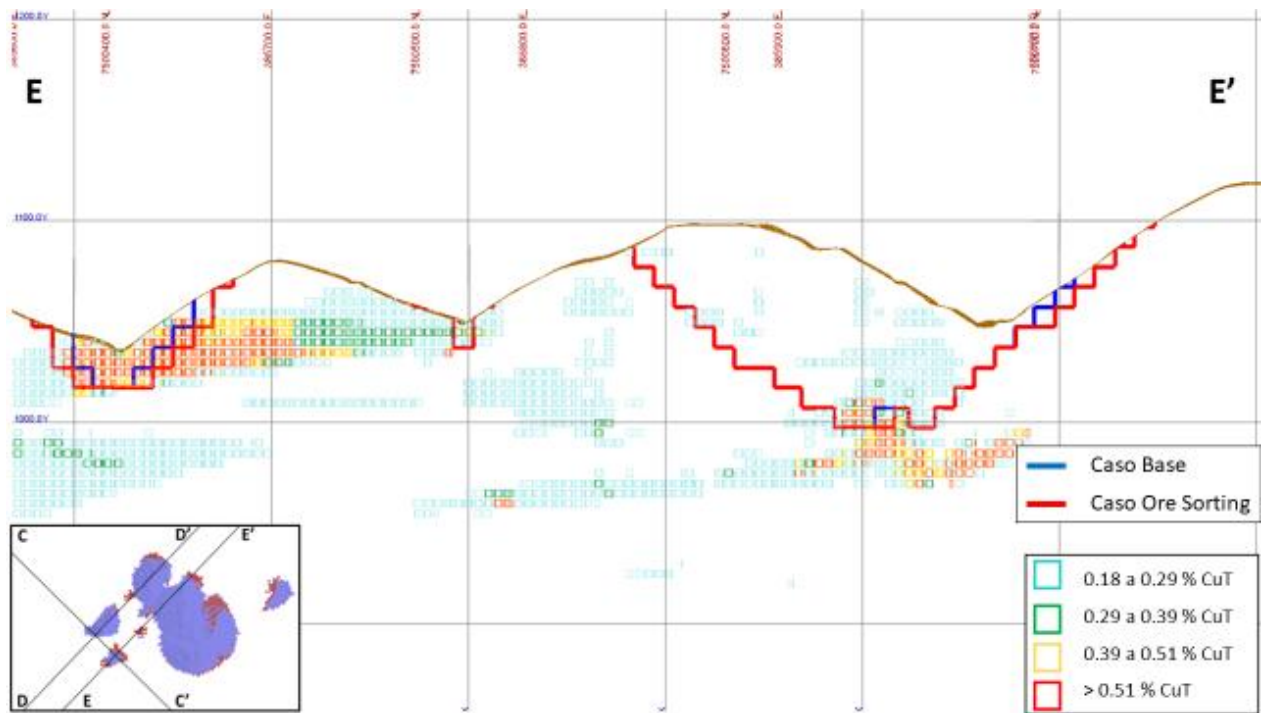
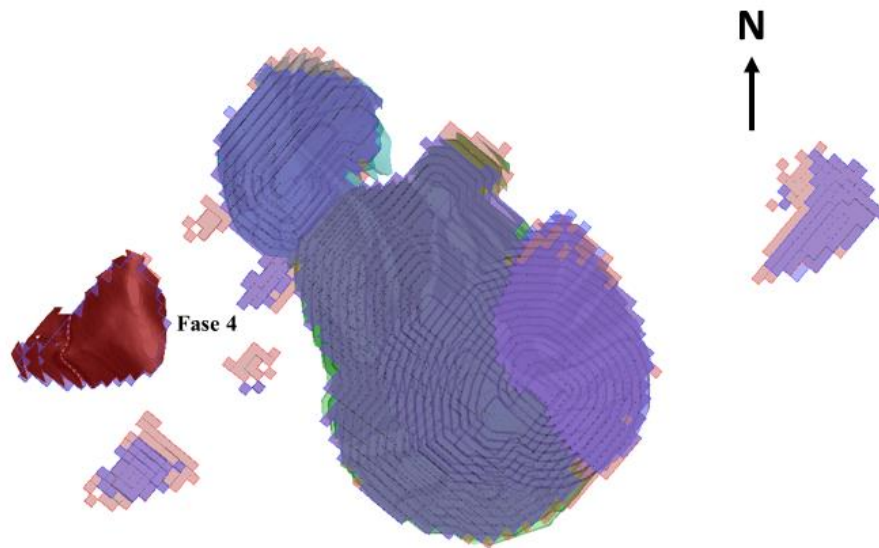


Ilustración 19: Sección transversal sectores pit central y pits satélites oeste - zona sur

El pit ubicado en la zona norte del sector pits satélites oeste no presenta diferencia espacial significativa entre al caso base y caso ore sorting, como se muestra en la Ilustración 17 e Ilustración 18 (ubicado en la parte izquierda de ambas ilustraciones). Debido a lo anterior, se elige la fase 4 como una segunda fase en común para ambos casos (Ilustración 20) ubicada en este pit satélite, a partir de la cual es posible comparar el mineral post-sorter y leyes asociadas que se obtienen al aplicar o no la pre-concentración de mineral dentro de un mismo límite físico, al igual que en la fase 1.



*Ilustración 20: Vista en planta fase 4*

Por último, la Ilustración 21 e Ilustración 22 muestran secciones longitudinales y transversales de las envolventes económicas en el sector “pits satélites este”.



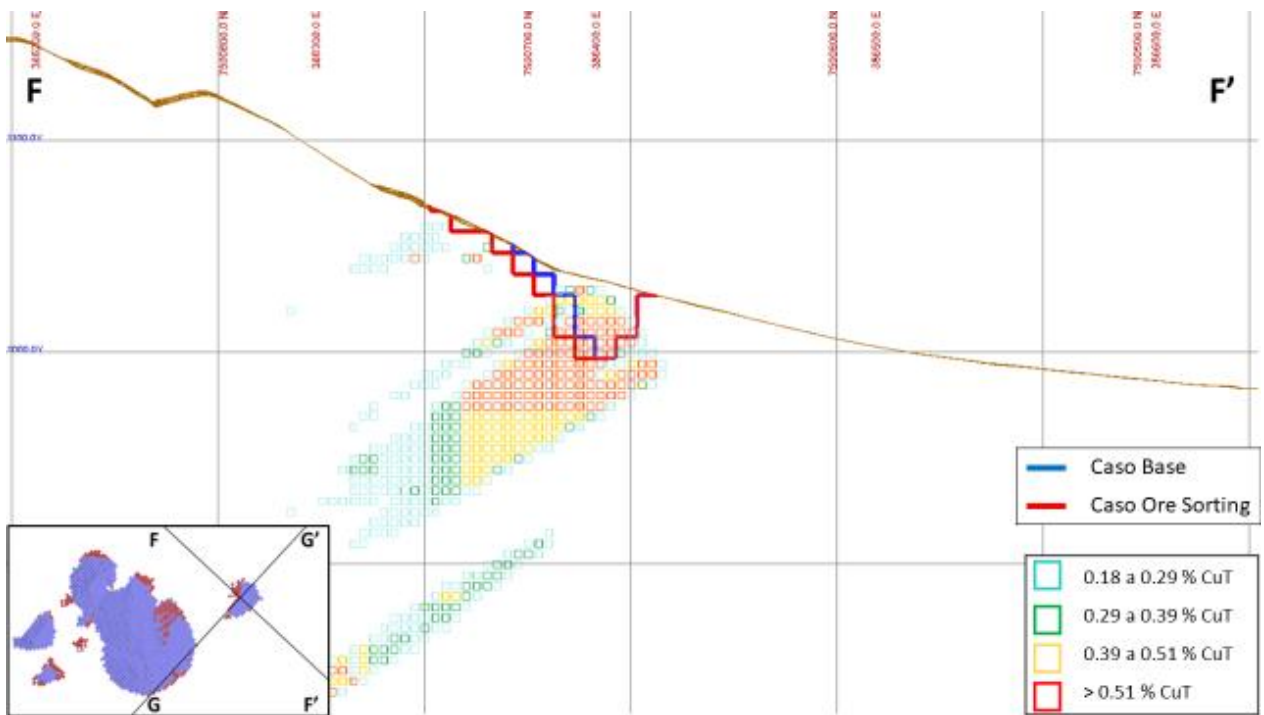


Ilustración 21: Sección longitudinal sector pit satélite este

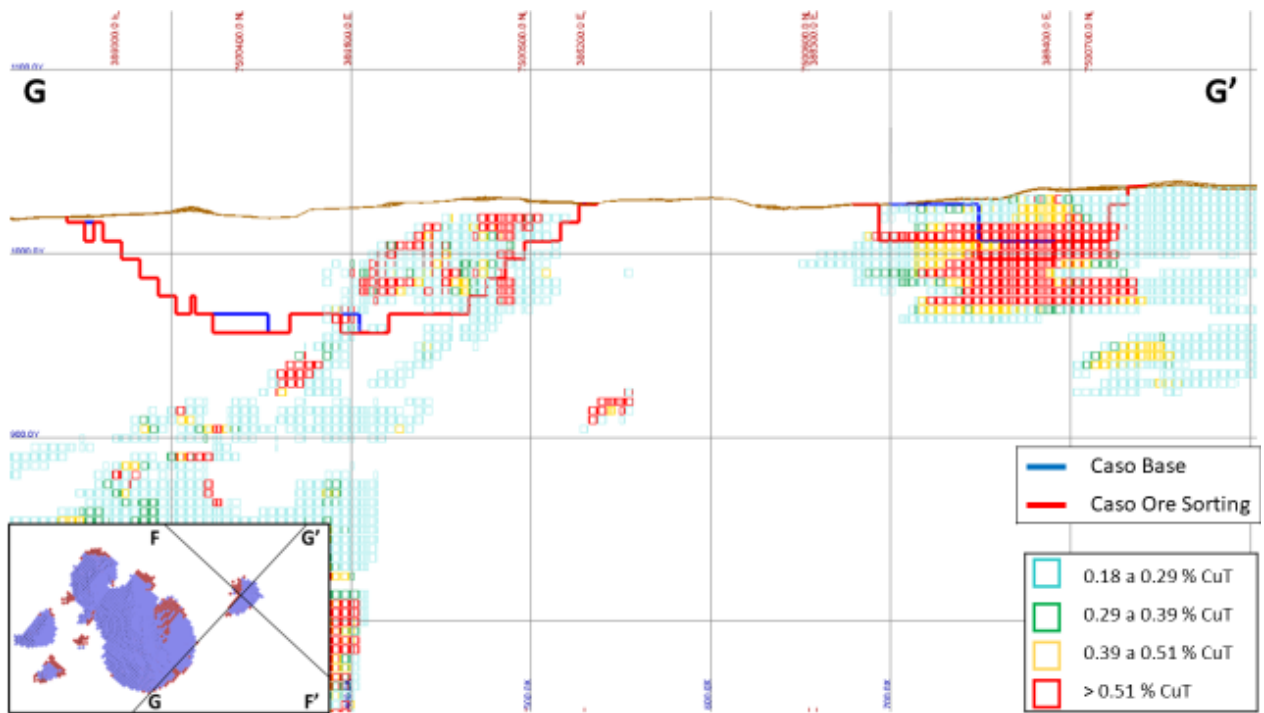
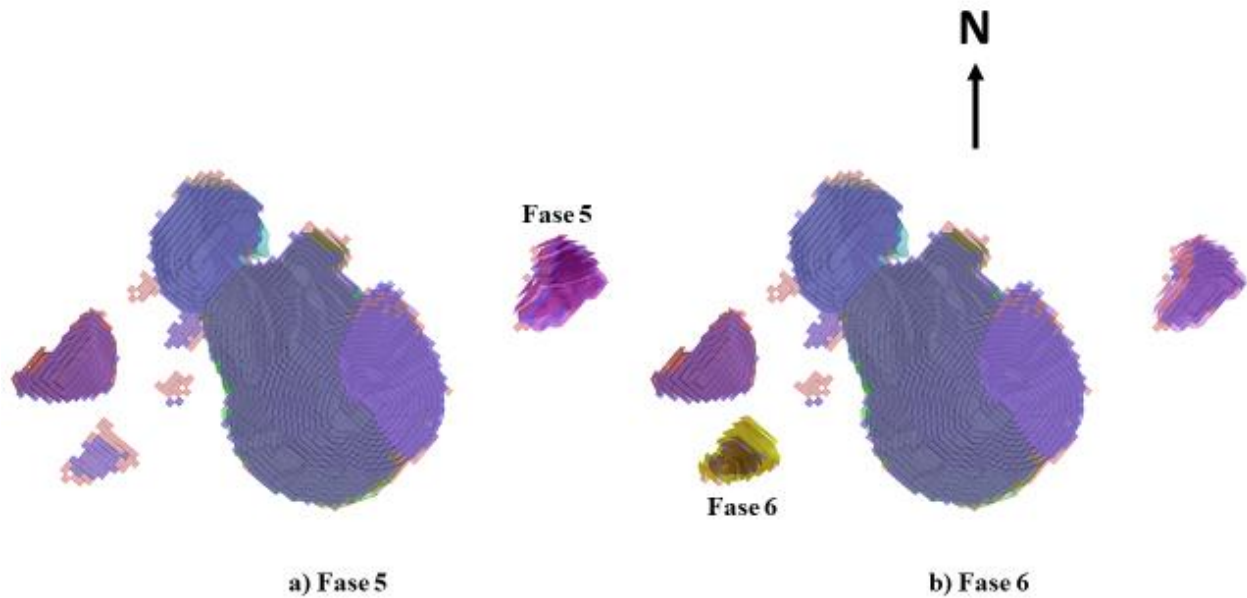


Ilustración 22: Sección transversal sector pit satélite este

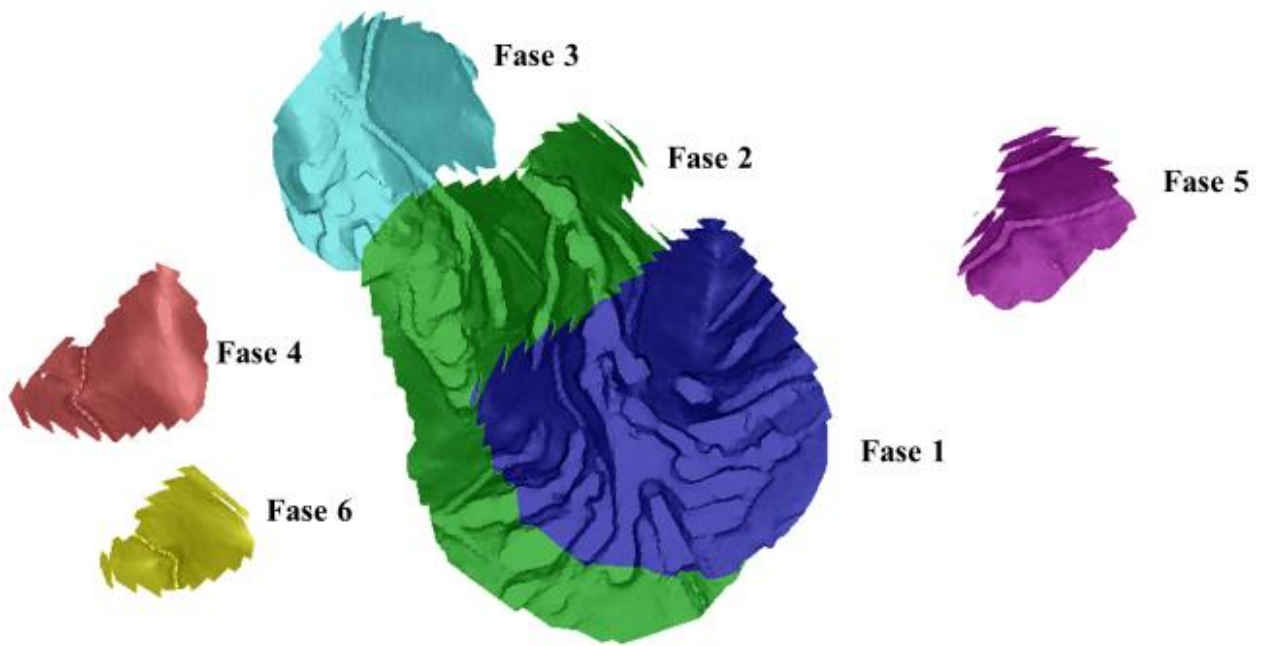
Como se observa en la Ilustración 21 y en el lado derecho de la Ilustración 22, existe diferencia espacial entre los límites de las envolventes económicas en el sector “pit satélite este”. Por lo anterior, se elige la fase 5 como independiente entre ambos casos (Ilustración 23 a).

En la Ilustración 17 e Ilustración 19, se observa que existe diferencia entre los límites de los pits finales del caso base y caso ore sorting en la zona sur del sector pits satélites oeste (ubicado al lado derecho de ambas ilustraciones). Por lo tanto, se elige la fase 6 con diseño independiente entre ambos casos (Ilustración 23 b).

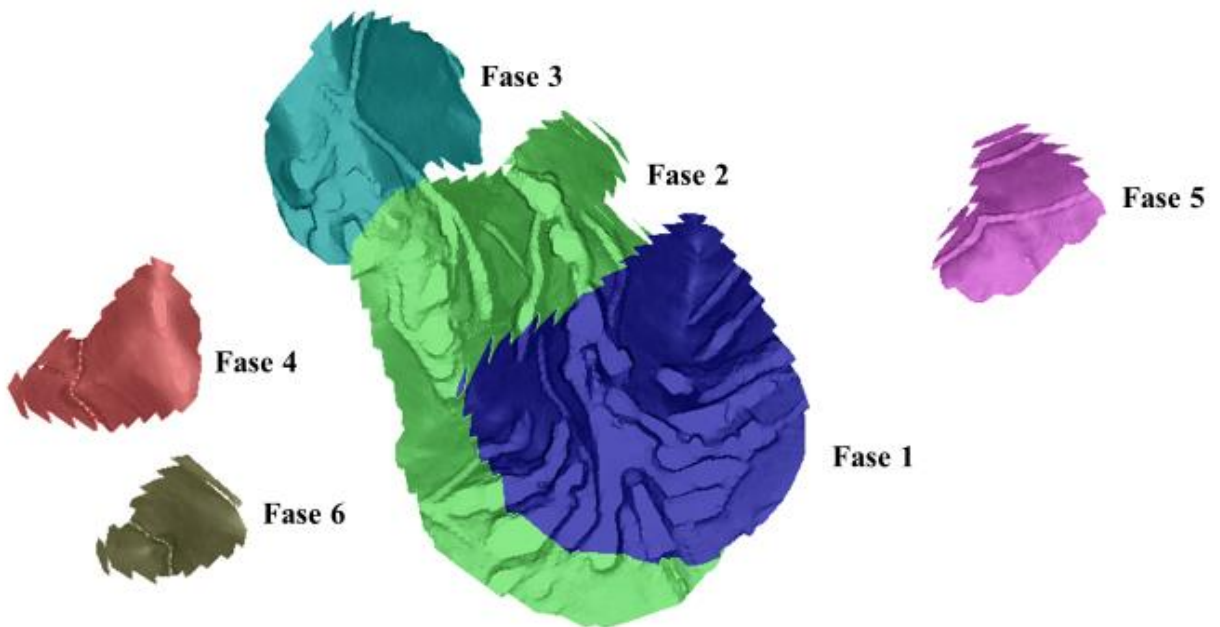


*Ilustración 23: Vista en planta. a) Fase 5. b) Fase 6*

La selección de fases completa para el caso base se muestra en la Ilustración 24, mientras que para el caso ore sorting se muestra en la Ilustración 25.



*Ilustración 24: Fases caso base*



*Ilustración 25: Fases caso ore sorting*

En la Tabla 22 se presentan las toneladas de material total y de mineral alimentado a planta del caso base, junto con las leyes de cobre total y soluble, recuperación y finos recuperados que cubican al interior de cada fase.

Tabla 22: Cubicación de fases caso base

| Fase         | Masa total [kt] | Estéril [kt]  | Mineral [kt] | Cut [%]     | CuS [%]     | Recuperación [%] | Cobre recuperado [t] |
|--------------|-----------------|---------------|--------------|-------------|-------------|------------------|----------------------|
| 1            | 7,408           | 5,491         | 1,917        | 1.20        | 1.10        | 81.60            | 18,742               |
| 2            | 9,567           | 7,822         | 1,745        | 0.92        | 0.82        | 79.19            | 12,717               |
| 3            | 2,186           | 1,636         | 550          | 0.65        | 0.57        | 76.90            | 2,769                |
| 4            | 862             | 723           | 139          | 0.75        | 0.66        | 77.77            | 810                  |
| 5            | 270             | 181           | 89           | 0.59        | 0.47        | 75.52            | 394                  |
| 6            | 89              | 40            | 49           | 0.49        | 0.37        | 74.50            | 181                  |
| <b>TOTAL</b> | <b>20,382</b>   | <b>15,893</b> | <b>4,489</b> | <b>0.99</b> | <b>0.89</b> | <b>80.15</b>     | <b>35,613</b>        |

Análogamente, en la Tabla 23 se muestran las mismas masas y atributos por fase para el caso ore sorting, mientras que en la Tabla 24 se presenta la distribución del mineral que es alimentado a planta en este caso, según los procesos de lixiviación directa, lixiviación ore sorting o lixiviación bajo tamaño. Al incorporar parámetros operacionales (ancho de berma, taludes, etc.) durante el diseño de las fases y debido a la experiencia del planificador, se reducen las diferencias teóricas que existen entre ambos pits finales producto de la optimización, sobre todo a nivel de material total al interior del pit.

Tabla 23: Cubicación de fases caso ore sorting

| Fase         | Masa total [kt] | Estéril total [kt] | Mineral total [kt] | CuT [%]     | CuS [%]     | Recuperación [%] | Cobre recuperado [t] |
|--------------|-----------------|--------------------|--------------------|-------------|-------------|------------------|----------------------|
| 1            | 7,408           | 5,600              | 1,807              | 1.25        | 1.17        | 82.70            | 18,742               |
| 2            | 9,793           | 8,112              | 1,681              | 1.03        | 0.92        | 78.94            | 13,616               |
| 3            | 2,331           | 1,803              | 529                | 0.80        | 0.69        | 78.94            | 3,335                |
| 4            | 862             | 725                | 138                | 0.89        | 0.79        | 78.94            | 970                  |
| 5            | 568             | 465                | 103                | 0.69        | 0.57        | 71.35            | 510                  |
| 6            | 284             | 219                | 65                 | 0.63        | 0.50        | 68.13            | 280                  |
| <b>TOTAL</b> | <b>21,247</b>   | <b>16,923</b>      | <b>4,324</b>       | <b>1.08</b> | <b>0.98</b> | <b>80.30</b>     | <b>37,454</b>        |

Tabla 24: Cubicación de mineral en fases de caso ore sorting por proceso de lixiviación

| Fase         | Mineral total |             |             | Lix directa  |             |             | Lix ore sorting |             |             | Lix bajo tamaño |             |             |
|--------------|---------------|-------------|-------------|--------------|-------------|-------------|-----------------|-------------|-------------|-----------------|-------------|-------------|
|              | Mineral [kt]  | CuT [%]     | CuS [%]     | Mineral [kt] | CuT [%]     | CuS [%]     | Mineral [kt]    | CuT [%]     | CuS [%]     | Mineral [kt]    | CuT [%]     | CuS [%]     |
| 1            | 1,807         | 1.25        | 1.17        | 1,484        | 1.35        | 1.27        | 234             | 0.95        | 0.81        | 89              | 0.45        | 0.39        |
| 2            | 1,681         | 1.03        | 0.92        | 1,496        | 1.05        | 0.95        | 141             | 0.95        | 0.82        | 44              | 0.45        | 0.39        |
| 3            | 529           | 0.80        | 0.69        | 294          | 0.77        | 0.69        | 173             | 0.97        | 0.79        | 62              | 0.46        | 0.38        |
| 4            | 138           | 0.89        | 0.79        | 105          | 0.91        | 0.82        | 27              | 0.93        | 0.77        | 6               | 0.45        | 0.36        |
| 5            | 103           | 0.69        | 0.57        | 80           | 0.66        | 0.55        | 15              | 1.00        | 0.80        | 8               | 0.45        | 0.36        |
| 6            | 65            | 0.63        | 0.50        | 46           | 0.55        | 0.44        | 12              | 1.04        | 0.82        | 8               | 0.46        | 0.36        |
| <b>TOTAL</b> | <b>4,324</b>  | <b>1.08</b> | <b>0.98</b> | <b>3,504</b> | <b>1.13</b> | <b>1.04</b> | <b>602</b>      | <b>0.96</b> | <b>0.80</b> | <b>217</b>      | <b>0.45</b> | <b>0.38</b> |

## 4.5 Plan minero

El plan minero se realiza con el software de planificación minera Minemax Scheduler, el cual toma en cuenta tanto el beneficio como la temporalidad del procesamiento del mineral para optimizar la secuencia y obtener el mayor VAN en cada escenario, de acuerdo con las condiciones establecidas en cada uno de ellos.

Como dato de entrada para las optimizaciones, se utilizan las cubicaciones de fases de cada caso separadas por ley de cobre total, cota de bancos, categoría, mineralización y proceso de mineral o estéril (lixiviación directa, lixiviación ore sorting, lixiviación bajo tamaño, rechazo ore sorting, rechazo bajo tamaño o estéril directo). El destino del material viene predefinido en función de la ley de corte marginal por proceso y Minemax Scheduler solo decide el tiempo de extracción y procesamiento de cada mineral o extracción y envío a botadero del estéril. Como resultado, se obtiene el plan minero que maximiza el VAN para las restricciones de cada escenario, los parámetros económicos y la cantidad de mineral y estéril disponibles en las cubicaciones

Los parámetros económicos son los mismos que se utilizan en la optimización de recursos con Whittle y sirven para obtener un VAN comparable entre los 3 escenarios de planificación aplicados a cada caso. Como regla general, se tienen las siguientes restricciones y precedencias:

- La fase 1 debe ser extraída a una cota igual o inferior que la fase 2.
- La fase 2 debe ser extraída a una cota igual o inferior que la fase 3.
- No hay límite para la cantidad de bancos de desfase en la secuencia de fases.
- No se consideran stocks de mineral.
- Se pueden extraer máximo 8 bancos por fase por año.

Los escenarios difieren entre sí en las capacidades de movimiento mina y procesamiento de mineral post-sorter en la pila de lixiviación, de acuerdo con las restricciones de la Tabla 25.

Tabla 25: Escenarios de planificación

| Escenario   | Movimiento mina máximo |         | Alimentación a planta máxima |
|---|------------------------|---------|------------------------------|
|   | Toneladas [Mtpa]       | Ramp Up | Toneladas [Mtpa]             |
| Capacidad de movimiento mina limitado             | 6.0                    | Si      | Ilimitada                    |
| Capacidad de alimentación a planta limitada       | Ilimitada              | No      | 1.5                          |
| Movimiento mina y alimentación a planta limitados | 6.0                    | Si      | 1.5                          |

#### 4.5.1 Capacidad de movimiento mina limitado

El primer escenario considera un límite para el movimiento total de la mina de 5 [Mt] durante el primer año y de 6 [Mtpa] desde el segundo año en adelante. Además, se considera que la capacidad de la planta es ilimitada. Los resultados de este escenario se presentan en la Tabla 26 y Tabla 27 para el caso base y caso ore sorting, respectivamente.

Tabla 26: Resultados capacidad movimiento mina limitado - caso base

| Caso Base               | Periodo [año] |        |       |        |               |
|-------------------------|---------------|--------|-------|--------|---------------|
|                         | 1             | 2      | 3     | 4      | Total         |
| Movimiento total [kt]   | 4,722         | 5,968  | 5,738 | 3,954  | <b>20,382</b> |
| Estéril [kt]            | 4,232         | 4,211  | 4,906 | 2,543  | <b>15,893</b> |
| REM                     | 8.65          | 2.40   | 5.90  | 1.80   | <b>3.54</b>   |
| Mineral [kt]            | 490           | 1,757  | 831   | 1,411  | <b>4,489</b>  |
| CuT [%]                 | 0.62          | 1.14   | 0.99  | 0.93   | <b>0.99</b>   |
| Recuperación [%]        | 76.30         | 81.23  | 80.64 | 79.07  | <b>80.15</b>  |
| Finos recuperados [t]   | 2,332         | 16,338 | 6,604 | 10,339 | <b>35,613</b> |
| Consumo de ácido [kg/t] | 43.80         | 38.92  | 40.58 | 40.90  | <b>40.38</b>  |

Tabla 27: Resultados capacidad movimiento mina limitado - caso ore sorting

| Caso ore sorting        | Periodo [año] |        |       |        |               |
|-------------------------|---------------|--------|-------|--------|---------------|
|                         | 1             | 2      | 3     | 4      | Total         |
| Movimiento total [kt]   | 5,000         | 6,000  | 5,653 | 4,594  | <b>21,247</b> |
| Estéril [kt]            | 4,642         | 4,358  | 4,898 | 3,026  | <b>16,923</b> |
| REM                     | 12.96         | 2.65   | 6.48  | 1.93   | <b>3.91</b>   |
| Mineral [kt]            | 358           | 1,642  | 756   | 1,568  | <b>4,324</b>  |
| CuT [%]                 | 0.79          | 1.24   | 1.15  | 0.94   | <b>1.08</b>   |
| Recuperación [%]        | 77.53         | 81.41  | 81.07 | 78.86  | <b>80.30</b>  |
| Finos recuperados [t]   | 2,185         | 16,570 | 7,041 | 11,658 | <b>37,454</b> |
| Consumo de ácido [kg/t] | 41.99         | 37.93  | 38.87 | 40.63  | <b>39.41</b>  |

#### 4.5.2 Capacidad de alimentación a planta limitada

Este escenario no considera un límite para el movimiento total de la mina, pero si para la capacidad de la planta con 1,5 [Mtpa] de mineral lixiviado. Los resultados del escenario se muestran en la Tabla 28 y Tabla 29 para el caso base y caso ore sorting, respectivamente.

Tabla 28: Resultados capacidad alimentación a planta limitada - caso base

| Caso base               | Periodo [año] |        |        |       |               |
|-------------------------|---------------|--------|--------|-------|---------------|
|                         | 1             | 2      | 3      | 4     | Total         |
| Movimiento total [kt]   | 6,371         | 6,149  | 6,502  | 1,360 | <b>20,382</b> |
| Estéril [kt]            | 5,628         | 4,649  | 5,002  | 614   | <b>15,893</b> |
| REM                     | 7.57          | 3.10   | 3.33   | 0.82  | <b>3.54</b>   |
| Mineral [kt]            | 743           | 1,500  | 1,500  | 746   | <b>4,489</b>  |
| CuT [%]                 | 0.66          | 1.11   | 1.07   | 0.92  | <b>0.99</b>   |
| Recuperación [%]        | 76.76         | 80.84  | 81.10  | 78.65 | <b>80.15</b>  |
| Finos recuperados [t]   | 3,747         | 13,441 | 13,006 | 5,419 | <b>35,613</b> |
| Consumo de ácido [kg/t] | 43.42         | 39.19  | 39.74  | 41.04 | <b>40.38</b>  |

Tabla 29: Resultados capacidad alimentación a planta limitada - caso ore sorting

| Caso ore sorting        | Periodo [año] |        |        |       |               |
|-------------------------|---------------|--------|--------|-------|---------------|
|                         | 1             | 2      | 3      | 4     | Total         |
| Movimiento total [kt]   | 9,072         | 5,090  | 6,143  | 942   | <b>21,247</b> |
| Estéril [kt]            | 8,195         | 3,592  | 4,712  | 425   | <b>16,923</b> |
| REM                     | 9.35          | 2.40   | 3.29   | 0.82  | <b>3.91</b>   |
| Mineral [kt]            | 876           | 1,498  | 1,431  | 518   | <b>4,324</b>  |
| CuT [%]                 | 0.78          | 1.19   | 1.15   | 1.05  | <b>1.08</b>   |
| Recuperación [%]        | 77.42         | 81.00  | 81.13  | 79.10 | <b>80.30</b>  |
| Finos recuperados [t]   | 5,260         | 14,484 | 13,398 | 4,313 | <b>37,454</b> |
| Consumo de ácido [kg/t] | 42.14         | 38.28  | 38.78  | 39.78 | <b>39.41</b>  |

### 4.5.3 Movimiento mina y alimentación a planta limitados

Los resultados del caso base y caso ore sorting del tercer y último escenario se muestran en la Tabla 30 y Tabla 31, respectivamente. Este escenario considera una capacidad de movimiento mina con ramp-up de 5 [Mt] durante el primer año y de 6 [Mtpa] desde el segundo año en adelante, mientras que la máxima capacidad de procesamiento mineral lixiviado es de 1.5 [Mtpa].

Tabla 30: Resultados movimiento mina y alimentación planta limitados - caso base

| Caso base               | Periodo [año] |        |        |       |               |
|-------------------------|---------------|--------|--------|-------|---------------|
|                         | 1             | 2      | 3      | 4     | Total         |
| Movimiento total [kt]   | 4,658         | 6,000  | 6,000  | 3,724 | <b>20,382</b> |
| Estéril [kt]            | 4,319         | 4,500  | 4,753  | 2,321 | <b>15,893</b> |
| REM                     | 12.74         | 3.00   | 3.81   | 1.65  | <b>3.54</b>   |
| Mineral [kt]            | 339           | 1,500  | 1,247  | 1,403 | <b>4,489</b>  |
| CuT [%]                 | 0.69          | 1.11   | 1.13   | 0.81  | <b>0.99</b>   |
| Recuperación [%]        | 0.77          | 0.81   | 0.81   | 0.78  | <b>80.15</b>  |
| Finos recuperados [t]   | 1,792         | 13,445 | 11,473 | 8,902 | <b>35,613</b> |
| Consumo de ácido [kg/t] | 43.18         | 39.19  | 39.21  | 42.02 | <b>40.38</b>  |

Tabla 31: Resultados movimiento mina y alimentación planta limitados - caso ore sorting

| Caso ore sorting        | Periodo [año] |        |       |        |               |
|-------------------------|---------------|--------|-------|--------|---------------|
|                         | 1             | 2      | 3     | 4      | Total         |
| Movimiento total [kt]   | 5,000         | 6,000  | 6,000 | 4,247  | <b>21,247</b> |
| Estéril [kt]            | 4,642         | 4,500  | 5,007 | 2,774  | <b>16,923</b> |
| REM                     | 12.96         | 3.00   | 5.04  | 1.88   | <b>3.91</b>   |
| Mineral [kt]            | 358           | 1,500  | 993   | 1,473  | <b>4,324</b>  |
| CuT [%]                 | 0.79          | 1.24   | 1.19  | 0.92   | <b>1.08</b>   |
| Recuperación [%]        | 77.53         | 81.31  | 81.39 | 78.55  | <b>80.30</b>  |
| Finos recuperados [t]   | 2,185         | 15,083 | 9,582 | 10,605 | <b>37,454</b> |
| Consumo de ácido [kg/t] | 41.99         | 37.93  | 38.54 | 40.88  | <b>39.41</b>  |

Los resultados económicos de los planes mineros de los escenarios con el software Minemax Scheduler se muestran en la Tabla 32, donde en cada escenario se compara la diferencia del VAN que se obtiene al incorporar el ore sorting en la planificación minera, versus la planificación del caso base, sin considerar y considerando el CAPEX del sistema de ore sorting.

Tabla 32: Resultados económicos planes mineros

| Escenario   | Planificación de caso | Flujo de caja total [kUS\$] | VAN sin inversión ore sorting [kUS\$] | Diferencia en VAN sin inversión ore sorting [%] | VAN [kUS\$] | Diferencia en VAN [%] |
|---|-----------------------|-----------------------------|---------------------------------------|---|-------------|-----------------------|
| Capacidad movimiento mina limitado                | Base                  | 91,999                      | 70,499                                | 4.82  | 70,499      | 0.56                  |
|   | Ore sorting           | 96,587                      | 73,897                                |   | 70,897      |                       |
| Capacidad alimentación a planta limitada          | Base                  | 91,999                      | 70,437                                | 5.43  | 70,437      | 1.17                  |
|   | Ore sorting           | 96,587                      | 74,262                                |   | 71,262      |                       |
| Movimiento mina y alimentación a planta limitados | Base                  | 91,999                      | 69,992                                | 5.29  | 69,992      | 1.01                  |
|   | Ore sorting           | 96,587                      | 73,698                                |   | 70,698      |                       |

La Tabla 33 presenta el detalle del flujo de caja por caso en los 3 escenarios, con los ingresos y costos por periodo asociados a la lixiviación en pila (sin considerar ácido ni cuprochlor), al remanejo de estéril total y a los consumos de ácido y de cloruro de calcio para el proceso cuprochlor por separado.



Tabla 33: Detalle de flujo de caja de planes mineros

| Escenario        | Planificación de caso | Flujo de caja    |                                    | Periodo [año] |               |               |               |
|------------------|-----------------------|------------------|------------------------------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
|                  |                       |                  |                                    | 1             | 2             | 3             | 4             |
| 1                | Base                  | Ingresos [kUS\$] | <b>Total</b>                       | <b>13,696</b> | <b>95,967</b> | <b>38,788</b> | <b>60,730</b> |
|                  |                       | Costos [kUS\$]   | Lixiviación s/ácido y s/cuprochlor | 7,355         | 26,403        | 12,490        | 21,201        |
|                  |                       |                  | Ácido                              | 1,758         | 5,608         | 2,766         | 4,733         |
|                  |                       |                  | Cuprochlor                         | 36            | 75            | 32            | 78            |
|                  |                       |                  | Remanejo estéril                   | 9,226         | 9,180         | 10,696        | 5,544         |
|                  | <b>Total</b>          | <b>18,376</b>    | <b>41,265</b>                      | <b>25,986</b> | <b>31,556</b> |               |               |
|                  | Ore sorting           | Ingresos [kUS\$] | <b>Total</b>                       | <b>12,832</b> | <b>97,326</b> | <b>41,359</b> | <b>68,477</b> |
|                  |                       | Costos [kUS\$]   | Lixiviación s/ácido y s/cuprochlor | 5,469         | 24,848        | 11,454        | 23,799        |
|                  |                       |                  | Ácido                              | 1,233         | 5,106         | 2,409         | 5,225         |
|                  |                       |                  | Cuprochlor                         | 50            | 68            | 27            | 92            |
| Remanejo estéril |                       |                  | 11,131                             | 11,549        | 11,776        | 9,169         |               |
| <b>Total</b>     | <b>17,885</b>         | <b>41,572</b>    | <b>25,666</b>                      | <b>38,285</b> |               |               |               |
| 2                | Base                  | Ingresos [kUS\$] | <b>Total</b>                       | <b>22,009</b> | <b>78,948</b> | <b>76,395</b> | <b>31,830</b> |
|                  |                       | Costos [kUS\$]   | Lixiviación s/ácido y s/cuprochlor | 11,164        | 22,538        | 22,538        | 11,211        |
|                  |                       |                  | Ácido                              | 2,646         | 4,820         | 4,888         | 2,511         |
|                  |                       |                  | Cuprochlor                         | 68            | 52            | 32            | 70            |
|                  |                       |                  | Remanejo estéril                   | 12,269        | 10,135        | 10,903        | 1,339         |
|                  | <b>Total</b>          | <b>26,147</b>    | <b>37,545</b>                      | <b>38,360</b> | <b>15,131</b> |               |               |
|                  | Ore sorting           | Ingresos [kUS\$] | <b>Total</b>                       | <b>30,893</b> | <b>85,076</b> | <b>78,694</b> | <b>25,331</b> |
|                  |                       | Costos [kUS\$]   | Lixiviación s/ácido y s/cuprochlor | 13,389        | 22,676        | 21,673        | 7,833         |
|                  |                       |                  | Ácido                              | 3,029         | 4,704         | 4,552         | 1,688         |
|                  |                       |                  | Cuprochlor                         | 115           | 47            | 8             | 68            |
| Remanejo estéril |                       |                  | 20,329                             | 9,646         | 12,106        | 1,545         |               |
| <b>Total</b>     | <b>36,862</b>         | <b>37,072</b>    | <b>38,339</b>                      | <b>11,134</b> |               |               |               |
| 3                | Base                  | Ingresos [kUS\$] | <b>Total</b>                       | <b>10,529</b> | <b>78,973</b> | <b>67,389</b> | <b>52,290</b> |
|                  |                       | Costos [kUS\$]   | Lixiviación s/ácido y s/cuprochlor | 5,092         | 22,538        | 18,733        | 21,087        |
|                  |                       |                  | Ácido                              | 1,200         | 4,820         | 4,009         | 4,836         |
|                  |                       |                  | Cuprochlor                         | 9             | 52            | 27            | 134           |
|                  |                       |                  | Remanejo estéril                   | 9,415         | 9,810         | 10,362        | 5,059         |
|                  | <b>Total</b>          | <b>15,716</b>    | <b>37,219</b>                      | <b>33,131</b> | <b>31,116</b> |               |               |
|                  | Ore sorting           | Ingresos [kUS\$] | <b>Total</b>                       | <b>12,832</b> | <b>88,592</b> | <b>56,281</b> | <b>62,289</b> |
|                  |                       | Costos [kUS\$]   | Lixiviación s/ácido y s/cuprochlor | 5,469         | 22,701        | 15,038        | 22,363        |
|                  |                       |                  | Ácido                              | 1,233         | 4,665         | 3,138         | 4,936         |
|                  |                       |                  | Cuprochlor                         | 50            | 47            | 27            | 114           |
| Remanejo estéril |                       |                  | 11,131                             | 11,653        | 12,225        | 8,617         |               |
| <b>Total</b>     | <b>17,885</b>         | <b>39,065</b>    | <b>30,428</b>                      | <b>36,030</b> |               |               |               |

## 5 Análisis de resultados

La clasificación por tamaño con el harnero durante el proceso sorter, se debe al tipo de tecnología que se utiliza con el sistema de sensores para clasificar el mineral mediante el equipo sorting. En este caso, las partículas con un tamaño inferior a 0.5 ["] no son concentradas por el equipo sorter y pueden obstaculizar e impedir que las cámaras que miden el color del material lo hagan de manera efectiva. Por lo tanto, realizar el paso previo de clasificar el material por tamaño y los posteriores flujos de material hacia los procesos de "lixiviación bajo tamaño" y "rechazo bajo tamaño", están directamente relacionados con el tipo de sensor que utiliza el ore sorting al momento de medir la característica distintiva del mineral, que en este caso es su color, y con la granulometría esperada del mineral.

Como se observa en los diagramas de flujos por procesos para el caso base y caso ore sorting en la Ilustración 8 e Ilustración 9, considerar la clasificación de mineral mediante ore sorting en la planificación minera, hace más compleja la decisión sobre el destino del material y cuanto mineral es alimentado finalmente a planta. La posibilidad de recuperar parte del material separado por el harnero y del rechazado por el sorter, genera dos procesos de lixiviación que dependen exclusivamente de que el mineral in-situ sea enviado al proceso de lixiviación ore sorting y cuyos objetivos son incrementar la cantidad de mineral a alimentar a planta y la utilización de los recursos disponibles.

Como se observa en la Ilustración 9, el harnero alimenta al equipo sorter con el 80 [%] de la masa del bloque que cumple con el tamaño sobre 0.5 ["] requerido para ser pre-concentrado con el tipo de sensor utilizado, mientras que el sorter recupera el 30 [%] de la masa como mineral post-sorter. Además, parte del 20 [%] de la masa separada por el harnero puede ser enviada a lixiviación bajo tamaño, aumentando la recuperación y utilización de los recursos minerales disponibles. La recuperación en masa del mineral ingresado al proceso sorter (conjunto harnero-sorter) varía dentro del rango 24 – 44 [%], donde el 24 [%] se da cuando no se recupera nada del 20 [%] de la masa que es separada en el harnero como bajo tamaño y el 44 [%] si toda esa masa bajo 0.5 ["] tiene la ley de cobre suficiente para ser enviada a lixiviación bajo tamaño. Ni una de las dos recuperaciones extremas del rango es posible, ya que la ley de corte marginal de lixiviación bajo tamaño se encuentra entre las leyes de corte marginales de la lixiviación ore sorting y la lixiviación directa, como se observa en el Gráfico 5, por lo que solo existe un porcentaje del material bajo 0.5 ["] que si cumple con la ley necesaria (sobre la ley de corte marginal de la lixiviación bajo tamaño y bajo la ley break-even) para ser lixiviada con beneficio marginal positivo.

### 5.1 Leyes de corte

El Gráfico 5 ejemplifica las curvas de beneficio para un determinado rango de razón de solubilidad. Como la recuperación durante el proceso hidrometalúrgico y el consumo de ácido están en función de la ley de cobre total y dependen de la razón de solubilidad, cada rango genera distintas pendientes de curvas y leyes de corte marginal por proceso.

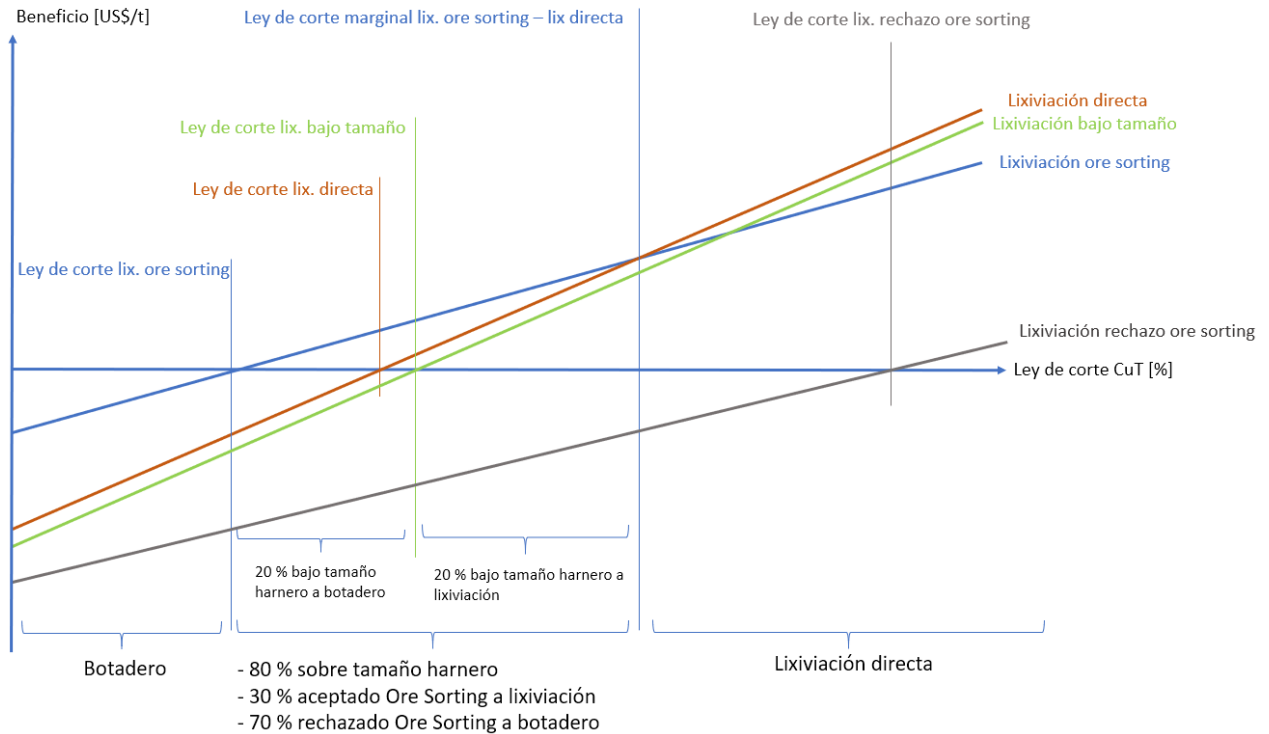


Gráfico 5: Curva de beneficio marginal por proceso

Por ejemplo, si la ley de cobre total de un bloque:

- Es menor a la ley de corte marginal lixiviación ore sorting, es definido como estéril y es enviado a botadero de manera directa (estéril directo).
- Se encuentra entre la ley de corte marginal lixiviación ore sorting y ley break-even, es alimentado al proceso sorter, donde el 80 [%] de la masa se alimenta al equipo ore sorting y el 30 [%] de su masa pasante es clasificada como mineral, para finalmente ser enviado a la pila de lixiviación (lixiviación ore sorting).
- Cumple con el punto anterior y es mayor a ley marginal lixiviación bajo tamaño, entonces el 20 [%] de la masa separada por el harnero, previo a la clasificación con ore sorting, es enviada a la pila de lixiviación (lixiviación bajo tamaño). En caso de ser menor a la ley marginal lixiviación bajo tamaño, el 20 [%] de la masa separada por el harnero es enviada a botadero.
- Es mayor a la ley break-even, es lixiviado de manera directa y sin pasar por el ore sorting (lixiviación directa).

La mayor ley de corte marginal que muestran los sulfuros sobre los óxidos en la Tabla 6, se debe al proceso cuprochlor al que son sometidos los sulfuros para ser lixiviados en pila, el cual genera un costo adicional que no alcanza a ser contrarrestado por su mayor recuperación. Además, la Tabla 6 muestra que las leyes de corte de óxidos con razón de solubilidad (RSol) sobre 0.9 son menores o iguales que las leyes de corte de óxidos cuya RSol se encuentra entre 0.7 y 0.9 y se debe a que en óxidos, a mayor RSol se tiene mayor recuperación durante el proceso hidrometalúrgico, como se observa en las curvas de recuperación por rango de razón de solubilidad (Anexo A).

Incorporar el ore sorting en la planificación minera permite reducir la ley de corte marginal del mineral en 0.10 [%] para los óxidos y en 0.15 [%] en el caso de sulfuros. Esta reducción es mayor para los minerales sulfurados, ya que el costo adicional de 2.62 [US\$/t] por el proceso cuprochlor se aplica sobre el 24 [%] de la masa aceptada por el conjunto harnero-sorter (80 [%] en harnero y 30 [%] en el ore sorting) (Tabla 8) y no sobre las toneladas completas del bloque, provocando que la diferencia en el costo de lixiviación directa entre sulfuros y óxidos sea de 2.62 [US\$/t], mientras que la diferencia de costos entre estas mineralizaciones en la lixiviación ore sorting sea de 0.63 [US\$/t], como se observa en la Tabla 7.

El proceso de lixiviación rechazo ore sorting depende de la lixiviación ore sorting y se considera un sub-proceso que busca aumentar la producción de cobre y la utilización de los recursos disponibles. El mineral in-situ que es enviado al proceso sorter tiene ley de cobre total entre la ley de corte marginal lixiviación ore sorting y la ley break-even, pero en la Tabla 6 vemos que la ley de corte marginal del proceso lixiviación rechazo ore sorting es considerablemente mayor a la ley break-even para todos los rangos de solubilidad, por lo que lixiviar mineral in-situ que es rechazado por el equipo sorter no es económicamente rentable y es descartado de los siguientes pasos de la planificación.

## 5.2 Costos

Las toneladas de mineral que son aceptadas por el sorter tienen un costo extra de 0.82 [US\$/t] asociado al carguío extra y a la propia clasificación con ore sorting. Sin embargo, el costo final del proceso ore sorting viene dado por la suma de los costos ponderados por la masa del mineral aceptado, del remanejo del bajo tamaño separado en el harnero que no cumple con la ley para ser lixiviado y del remanejo de las toneladas que son rechazadas por el ore sorting como estéril hacia el botadero (Tabla 8). Debido a esto, el costo marginal final por tonelada del proceso sorter es 9.42 [US\$/t] y 11.41 [US\$/t] menor que el costo marginal del proceso lixiviación directa para los óxidos y sulfuros, respectivamente (Tabla 7), lo que provoca en parte la reducción de la ley de corte marginal.

La diferencia entre las leyes de corte marginal del proceso de lixiviación bajo tamaño y la lixiviación directa se debe al carguío extra asociado a la lixiviación bajo tamaño, cuyo costo es de 0.5 [US\$/t] como se observa en la Tabla 7.

### 5.3 Evaluación del Modelo de Bloques

Al analizar los resultados de los 3 escenarios que consideran la clasificación del material con ore sorting y compararlos con el escenario sin sorting, se tiene que los recursos de mineral en el modelo de bloques antes de la clasificación con el equipo sorter aumentan en 6,662 [kt] (25.38 [%]). Estos recursos son incorporados debido a la reducción en la ley de corte marginal asociada al proceso de pre-concentración, el cual disminuye la ley de cobre total promedio antes del sorter de 0.94 a 0.82 [%].

Analizando individualmente los escenarios y comparándolos con el caso sin sorting, se tiene lo siguiente:

#### 5.3.1 Escenario todo a sorting

Este escenario evalúa la pre-concentración de todo el mineral con ley de cobre total sobre la ley de corte marginal ore sorting, donde se tiene que pese al aumento de 6,662 [kt] en los recursos explotables antes del sorting, el mineral alimentado a la pila de lixiviación se reduce en 51.22 [%] (13,443 [kt]) con respecto al caso base. Lo anterior, se debe a que:

- Todo el material es sometido a la clasificación por tamaño en el harnero, separando el 20 [%] de la masa debido a su tamaño. De este porcentaje bajo tamaño, solo se puede lixiviar el que cumple con la ley de corte marginal lixiviación bajo tamaño (mayor a la ley de corte lixiviación directa), mientras que el resto es rechazado como estéril. Para este escenario, 1,677 [kt] que son parte del 20 [%] separado por el harnero previo al sorter, se encuentran bajo la ley de corte de la lixiviación bajo tamaño, por lo que no se pueden recuperar y se convierten en estéril.
- Del 80 [%] de la masa que continúa hacia la pre-concentración, el sorter rechaza el 70 [%] de la masa alimentada por el harnero, clasificando como estéril el 56 [%] (18,429 [kt]) de la masa considerada como mineral antes del sorting.

La recuperación global que se obtiene a partir de los finos recuperables, del mineral in-situ y ley asociada a este mineral, considera una triple recuperación asociadas a la separación con harnero, la clasificación con el ore sorting y recuperación metalúrgica aguas abajo del proceso sorter. Esta recuperación global alcanza un valor de 62.44 [%], mientras que la recuperación hidrometalúrgica aguas abajo del proceso de clasificación de mineral es directamente proporcional a la ley de cobre total y aumenta en 3.68 [%] con respecto al escenario sin sorting, alcanzando un valor de 84.38 [%]. La recuperación del proceso hidrometalúrgico es mucho mayor si se considera solo la lixiviación ore sorting (85.47 [%]), ya que esta tiene asociada una ley de cobre mucho mayor

debido al upgrade durante la pre-concentración, mientras que la recuperación en la lixiviación bajo tamaño es levemente mayor a la de la lixiviación directa del escenario sin sorter por tener una mayor ley de corte.

De manera global, los finos recuperables se reducen en 30.62 [kt] (15.38 [%]) y el costo por libra de cobre producido hace lo mismo en 0.09 [US\$/lb]. Lo anterior, se deba a que:

- Solo el mineral de mejor ley es alimentado a planta, aumentando la cantidad de finos por tonelada tratada en la planta.
- Se tiene una mejor recuperación metalúrgica media aguas abajo del sorter.
- Se evita incurrir en costos de lixiviación, chancado, aglomeración, extracción por solventes y venta del material con baja ley de cobre, que es enviado a botadero.

El costo medio por libra de cobre producida de la lixiviación ore sorting y lixiviación bajo tamaño es 0.12 y 0.01 [US\$/lb] menor que el costo de lixiviación directa del escenario sin sorter, respectivamente. Esto se debe a que el mineral lixiviado en este escenario es de mayor ley en ambos procesos (1.92 y 0.98 [%] CuT, respectivamente, versus 0.94 [%] CuT en el escenario sin sorting) y el costo total del proceso lixiviación ore sorting es mucho menor, mientras que el costo de la lixiviación bajo tamaño es levemente mayor, pero se trata de mineral con mayor ley y recuperación.

### **5.3.2 Escenario mineral de baja ley a sorting**

Pre-concentrar con ore sorting solo el mineral de baja ley, mineral con CuT [%] entre la ley de corte marginal lixiviación ore sorting y lixiviación directa y que sin el sorting es clasificado como estéril, aumenta la alimentación a planta en 1,599 [kt] (6.09 [%]) con una ley de cobre total asociada de 0.86 [%]. Este aumento de mineral alimentado a planta con respecto al escenario sin sorter se debe a que:

- No se reduce la cantidad de mineral procesado por lixiviación directa, ya que se alimenta la misma cantidad de mineral sobre la ley de corte marginal de este proceso.
- El ore sorting clasifica como mineral e incorpora a la lixiviación el 24 [%] de la masa asignada al conjunto harnero-sorter (30 [%] aceptado por el sorter del 80 [%] pasante del harnero), correspondientes a las 1,599 [kt] toneladas de mineral con ley de cobre aumentada, de acuerdo con el upgrade asociado al proceso de pre-concentración en el sorter.

El material rechazado por el proceso sorter alcanza a las 5,063 [kt] y viene dado por la suma del 20 [%] del material separado en una primera etapa por el harnero y del 56 [%] que es rechazado por el ore sorting, los cuales se distribuyen en 1,332 [kt] y 3,731 [kt], respectivamente. El material alimentado al sorter tiene asociada una ley de cobre total bajo la ley marginal de lixiviación directa, y por transitividad, bajo la ley marginal de lixiviación bajo tamaño, provocando que no sea posible recuperar mineral desde el material separado por el harnero.

La recuperación del mineral de baja ley en la lixiviación ore sorting es menor que la de lixiviación directa al tratarse de un mineral con menor ley media de cobre total (0.86 [%] vs 0.94 [%] CuT de lixiviación directa). Sin embargo, la cantidad de mineral aportado por la lixiviación ore sorting representa el 5.74 [%] del mineral total que es lixiviado y no altera la ley de cobre total, mientras que la recuperación durante el proceso hidrometalúrgico disminuye levemente de 80.70 [%] hasta 80.51 [%]. La recuperación global, calculada a partir de la mineral in-situ, con su ley de cobre asociada y los finos recuperables al final del proceso, disminuye debido al rechazo de finos hasta 77.72 [%].

Debido a lo anterior, aplicar ore sorting solo al mineral de baja ley permite aumentar en 5.34 [%] (11 [kt]) el cobre fino recuperable, solo por el hecho de reducir la ley de corte y pre-concentrar mineral que sin el sorter es considerado estéril. El mineral incorporado corresponde a uno de menor ley y recuperación que debe costear su procesamiento y el remanejo del material rechazado como estéril, por lo que tiene asociado un costo medio por libra de cobre producida casi de 2.5 veces el de lixiviación directa (2.49 y 1.02 [US\$/lb], respectivamente), aumentando el costo unitario global de producción de cobre en 0.07 [US\$/lb]. A pesar de lo anterior, el flujo de caja sin descontar es mayor en 1.36 [%] que el escenario sin sorting, ya que se recuperan 11 [kt] de cobre adicionales a un costo por libra menor al precio del cobre.

### **5.3.3 Escenario break-even**

Este cuarto escenario limita inferior y superiormente el mineral pre-concentrado, alimentado al ore sorting solo con el mineral in-situ con ley de cobre total entre la ley de corte marginal ore sorting y la ley break-even. El mineral alimentado a lixiviación directa disminuye en 6,244 [kt] (23.79 [%]) con respecto al escenario sin sorter y el mineral enviado al proceso sorter aumenta en esta misma cantidad con respecto al escenario anterior, donde estas toneladas corresponden al mineral con CuT entre la ley marginal de lixiviación directa y la ley break-even.

El mineral enviado a lixiviación directa aumenta su ley media CuT en 0.16 [%] al usar la ley break-even como ley de corte, ya que es mayor que la ley de corte marginal lixiviación directa del escenario sin sorter. Por otro lado, las 12,907 [t] del mineral in-situ alimentadas al proceso sorter tienen una ley media considerablemente menor (0.40 [%] CuT) y son separadas en distintos flujos de mineral y estéril por el conjunto harnero-sorter, de acuerdo con lo siguiente:

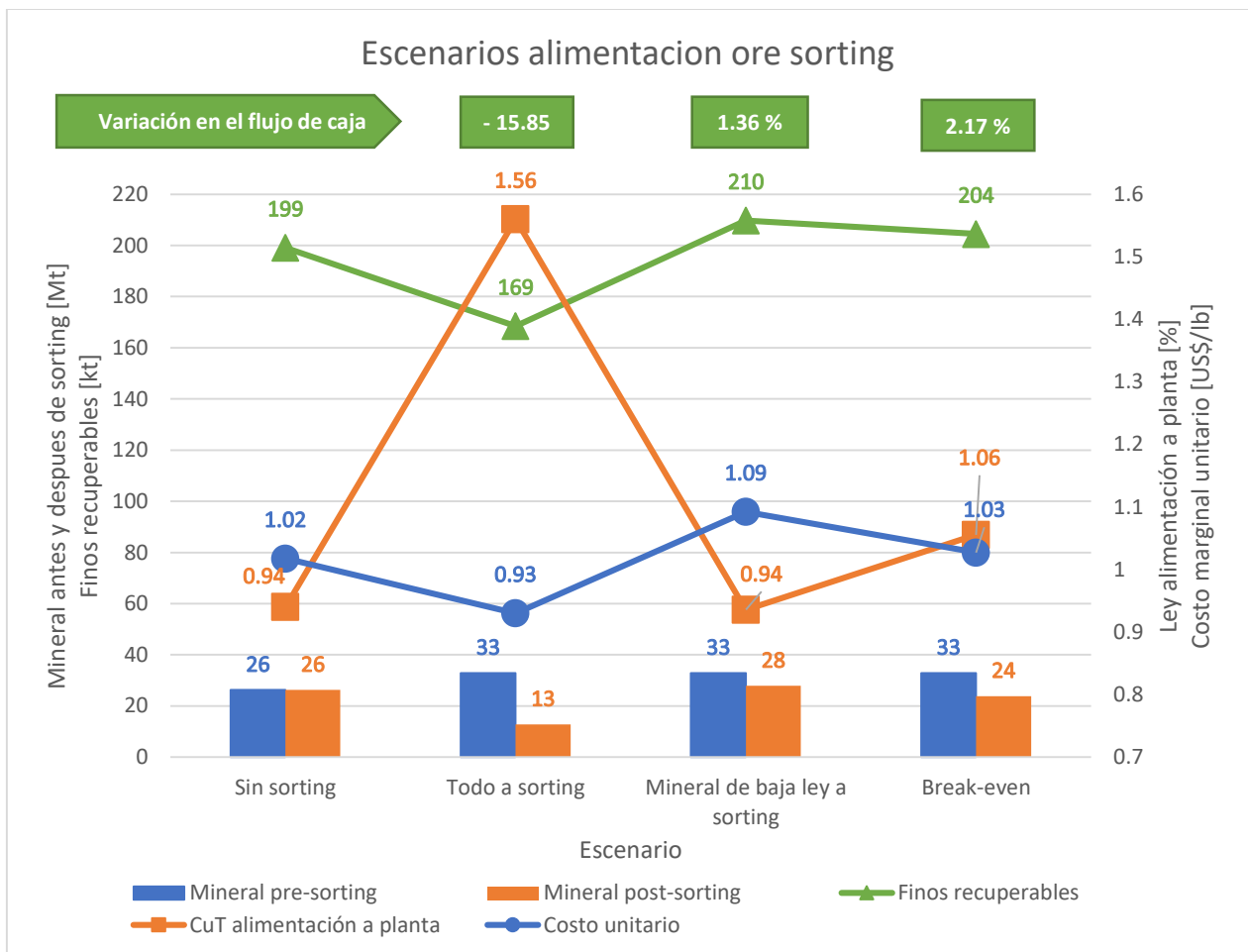
- Del 20 [%] de mineral previo al sorter y separado por el harnero, 1,810 [kt] (14.02 [%]) son enviadas a botadero por no cumplir con la ley marginal lixiviación bajo tamaño.
- Del 20 [%] de mineral previo al sorter y separado por el harnero, 771 [kt] (5.98 [%]) son recuperadas por cumplir con la ley marginal lixiviación bajo tamaño con una ley de cobre total de 0.45 [%].
- Del 80 [%] de mineral que es alimentado por el harnero hacia el sorter, 3,098 [kt] (24 [%] de la masa original) son aceptadas como mineral por el equipo clasificador con ley de cobre total de 0.93 [%] por el upgrade asociado.
- Del 80 [%] de mineral que es alimentado por el harnero hacia el sorter, 7,228 [kt] (56 [%] de la masa original) son rechazadas por el equipo clasificador.

Como consecuencia de lixiviar mineral de mayor ley de cobre total, la lixiviación directa aumenta su recuperación metalúrgica en 1.06 [%] y disminuye el costo por libra de cobre producida 0.16 [US\$/lb], con respecto al escenario sin sorter. La recuperación hidrometalúrgica de las lixivitaciones ore sorting y bajo tamaño están bajo el 80 [%] por lixiviar mineral con menor ley media de cobre total que el escenario sin sorter, y lo hacen a un costo por libra de cobre producida de 2.20 [US\$/lb] al tener que costear el remanaje del material rechazado en el caso de la lixiviación ore sorting y al costo extra de carguío aplicado en la lixiviación bajo tamaño. De manera global y considerando los procesos de lixiviación directa, ore sorting y bajo, al comparar este escenario con el escenario sin sorting, el escenario break-even genera:

- 2,375 [kt] de mineral menos alimentado a planta de lixiviación en pila (9.05 [%]).
- Mineral enviado a planta con mayor ley de cabeza (0.12 [%] mayor).
- Mineral enviado a planta con mayor recuperación (0.46 [%] mayor).
- Pese a la disminución de mineral y debido al incremento en la ley de cabeza y recuperación, se tienen 5.35 [kt] (2.69 [%]) más de finos recuperables a un costo por libra de cobre producida 0.01 [US\$/lb] mayor.
- Un flujo de caja 18.85 [MUS\$] (2.17 [%]) mayor.

La Ilustración 26 presenta una comparación entre los resultados obtenidos para cada caso, donde se muestra la cantidad de mineral antes y después del sorter, la ley de cobre total alimentada a planta de lixiviación en pila, los finos recuperables y la variación en el flujo de caja con respecto al escenario sin sorter.





*Ilustración 26: Comparación resultado de escenarios*

A excepción del escenario “todo a sorting”, el costo unitario por libra de cobre producida aumenta al alimentar el sorter con un mineral de menor ley que el que se alimenta a lixiviación directa y que, además, tiene asociado los costos extra de remanejo y concentración de mineral con el equipo sorter. Esto es consistente al comparar los costos por libra producida de los escenarios “mineral de baja ley a sorting”, que alimenta al sorter con mineral de menor ley y tiene mayor costo unitario, con el costo unitario del escenario “break-even”, que alimenta al sorter con mineral de mayor ley y tiene menor costo por libra de cobre producida.

El escenario “todo a sorting” es el que tiene mayor ley de cabeza y menor costo por libra de cobre producida, pero la cantidad de mineral lixiviado se ve fuertemente reducida debido al rechazo de parte del mineral in-situ durante la pre-concentración, lo que provoca una considerable pérdida de cobre fino en el mineral de alta ley. Como consecuencia, se obtiene el peor flujo de caja de los 4 escenarios.

A pesar de que el escenario “break-even” alimenta 3,974 [kt] menos de mineral a planta por el rechazo en el sorter y recupera 6 [kt] menos de finos de cobre que el escenario “mineral de baja

ley a sorting”, obtiene la mayor variación positiva en el flujo de caja porque tiene ley de cobre total 0.12 [%] mayor y un costo por libra de cobre producida 0.06 [US\$/lb] menor que dicho escenario. Lo anterior, se debe a que el sorter recibe mayor cantidad de mineral y el upgrade en la ley de cobre es aplicado a más mineral y de mayor ley, para un mismo costo de procesamiento. De hecho, el costo por libra de cobre producida puede ser menor y la ley de cobre total puede ser mayor si no se considera la posibilidad de recuperar parte del mineral bajo tamaño separado por el harnero con el proceso lixiviación bajo tamaño, pero a costa de mermar el beneficio y la cantidad de cobre fino recuperado.

El escenario break-even es el que presenta el mayor flujo de caja y la mejor combinación de ley de cobre alimentada a planta, finos recuperados y costo por libra de cobre producida, por lo que es el elegido para la optimización del caso ore sorting en los pasos posteriores de la planificación.

## 5.4 Optimización

La optimización del caso con pre-concentración de mineral se hace de acuerdo con el escenario break-even, ya que es el que genera mayor beneficio económico al utilizar la ley break-even como límite superior para enviar el mineral al proceso sorter y no tener una pérdida innecesaria de finos en el material rechazado por el sorter durante la clasificación del mineral de mayor ley, y genera mayor beneficio al ser lixiviado sin pre-concentrar.

El análisis de los pits anidados se realiza teniendo en cuenta que el material está clasificado en GEMS como mineral o estéril, de acuerdo con las leyes de corte marginales evaluadas a un precio de 3 [US\$/lb Cu]. Sin perjuicio de lo anterior, como resultado de las optimizaciones (ver Anexo E) se tiene que a medida que aumenta el revenue factor (RF) la razón estéril/mineral (REM) aumenta en ambos casos hasta el alcanzar el peak a un RF de 0.4. En el caso ore sorting comienza a descender hasta llegar a un RF de 1.2 donde vuelve a aumentar, posiblemente debido a que a un precio de diseño de 3.6 [US\$/lb] la envolvente económica incorpora una zona de mineral con leyes en el rango de leyes: lixiviación ore sorting – break-even, donde el mineral con ley de cobre total dentro de este rango es alimentado al proceso sorter con el correspondiente rechazo de material y aumento de REM. Lo anterior, puede respaldarse en la mayor estabilidad que alcanzan las variables de CuT, CuS, recuperación y cantidad de ácido consumido a partir del RF de 1.2 en los resultados del caso con pre-concentración, ya que a mayor cantidad de mineral alimentado al sorter, se obtienen mayores leyes y recuperación y menor consumo de ácido post-sorter.

La Tabla 34 presenta las diferencias que existen entre los pits anidados de ambos casos, los cuales se obtiene mediante la resta de los resultados de la optimización del caso ore sorting con los resultados de la optimización del caso base (ver Anexo E).

Tabla 34: Diferencias entre optimización caso ore sorting y caso base

| Pit       | Revenue Factor | Precio Diseño CuT [US\$/lb] | Razón E/M   | Movimiento Total [Kt] | Mineral a Planta |             |             |             |              |                       |
|-----------|----------------|-----------------------------|-------------|-----------------------|------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|-----------------------|
|           |                |                             |             |                       | Mineral [kt]     | CuT [%]     | CuS [%]     | Rec. [%]    | CAN [kg/t]   | Finos Recuperados [t] |
| 1         | 0.31           | 0.93                        | 0.34        | 6                     | 2                | -0.18       | -0.09       | 3.46        | 1.42         | 27                    |
| 2         | 0.35           | 1.05                        | 3.17        | 48                    | 5                | 0.33        | 0.31        | 2.62        | -2.41        | 107                   |
| 3         | 0.40           | 1.20                        | 1.74        | 733                   | -48              | 0.02        | 0.03        | 0.23        | -0.12        | -704                  |
| 4         | 0.45           | 1.35                        | 1.02        | 39                    | -140             | 0.02        | 0.02        | 0.17        | -0.15        | -2061                 |
| 5         | 0.50           | 1.50                        | 1.06        | 998                   | -35              | 0.00        | 0.01        | 0.02        | -0.05        | -460                  |
| 6         | 0.55           | 1.65                        | 0.86        | 1444                  | 41               | -0.02       | -0.01       | -0.08       | 0.14         | 329                   |
| 7         | 0.60           | 1.80                        | 0.67        | 1419                  | 68               | -0.02       | -0.02       | -0.12       | 0.16         | 559                   |
| 8         | 0.65           | 1.95                        | 0.52        | 1905                  | 198              | -0.04       | -0.04       | -0.27       | 0.32         | 1591                  |
| 9         | 0.70           | 2.10                        | 0.35        | 1308                  | 120              | -0.02       | -0.02       | -0.16       | 0.14         | 917                   |
| 10        | 0.75           | 2.25                        | 0.26        | 1430                  | 181              | -0.03       | -0.02       | -0.20       | 0.15         | 1360                  |
| 11        | 0.80           | 2.40                        | 0.32        | 2510                  | 366              | -0.02       | -0.03       | -0.30       | 0.17         | 2823                  |
| 12        | 0.85           | 2.55                        | 0.32        | 1886                  | 164              | 0.02        | 0.01        | -0.12       | -0.26        | 2050                  |
| 13        | 0.90           | 2.70                        | 0.50        | 2742                  | 196              | 0.03        | 0.02        | -0.11       | -0.40        | 2739                  |
| 14        | 0.95           | 2.85                        | 0.58        | 3043                  | 150              | 0.05        | 0.04        | -0.05       | -0.59        | 2962                  |
| <b>15</b> | <b>1.00</b>    | <b>3.00</b>                 | <b>0.65</b> | <b>2690</b>           | <b>-66</b>       | <b>0.08</b> | <b>0.06</b> | <b>0.10</b> | <b>-0.90</b> | <b>2437</b>           |
| 16        | 1.05           | 3.15                        | 0.87        | 2891                  | -310             | 0.11        | 0.10        | 0.27        | -1.19        | 1890                  |
| 17        | 1.10           | 3.30                        | 1.17        | 4652                  | -323             | 0.12        | 0.10        | 0.31        | -1.31        | 2690                  |
| 18        | 1.15           | 3.45                        | 1.23        | 3779                  | -687             | 0.15        | 0.13        | 0.50        | -1.60        | 1566                  |
| 19        | 1.20           | 3.60                        | 1.44        | 3677                  | -1077            | 0.18        | 0.16        | 0.70        | -1.89        | 699                   |
| 20        | 1.25           | 3.75                        | 1.56        | 3246                  | -1437            | 0.20        | 0.17        | 0.88        | -2.13        | -189                  |
| 21        | 1.30           | 3.90                        | 1.76        | 3943                  | -1638            | 0.21        | 0.19        | 0.96        | -2.29        | -269                  |

Se observa que, para un mismo precio de diseño, el caso ore sorting presenta mayor cantidad de material total al interior de envolvente económica, debido a la reducción de la ley de corte marginal y a la pre-concentración de mineral con CuT sobre la ley de corte lixiviación directa, lo que provoca que aumenten las leyes de cabeza, recuperación hidrometalúrgica y la cantidad de finos de cobre recuperado por tonelada de mineral lixiviado. El caso ore sorting presenta razón estéril/mineral (REM) considerablemente mayor en los primeros y últimos pits anidados, pits donde se tiende a tener menor cantidad de mineral alimentado a planta, mayores leyes de cobre, mayor recuperación y un menor consumo de ácido.

El mineral enviado a planta corresponde al mineral total entre los procesos de lixiviación directa, ore sorting y bajo tamaño después de la pre-concentración, es decir, corresponde al mineral donde ya está descontado parte del 20 [%] que separa el harnero por tamaño y que no cumple con la ley marginal lixiviación bajo tamaño, así como el 56 [%] de la masa alimentada al proceso sorter que es rechazada por el conjunto harnero-sorter.

Más allá de la tendencia en la cantidad de mineral alimentado a la planta de lixiviación en pila y sus atributos asociados en los pits anidados más internos y externos, descrita anteriormente,

no es posible apreciar una relación constante para estas diferencias entre ambos casos a medida que aumenta el precio de diseño. Sin embargo, existe cierta tendencia que indica que en los pits anidados donde el caso ore sorting alimenta mayor cantidad de mineral a planta, se tienen menores leyes de cobre, menor recuperación y mayor consumo de ácido, y viceversa, en los pits donde el caso ore sorting alimenta menor cantidad de mineral a planta, lo hace con un mineral de mayores leyes de cobre, mayor recuperación y menor consumo de ácido. Lo anterior, se debe a que a medida que varía el RF, existe una combinación entre incorporación de mineral al pit anidado y rechazo de material como estéril en los distintos procesos de lixiviación ligados al sorter, provocando que en los pits anidados que alimentan mayor cantidad de mineral in-situ al proceso sorter, reduzcan la cantidad de mineral alimentado a planta, aumentan las leyes de cobre, la recuperación y reduzcan el consumo de ácido producto de la pre-concentración, y viceversa.

A un determinado RF, el caso ore sorting incorpora mineral in-situ al expandir el límite del pit anidado con respecto al caso base, pero al mismo tiempo, en el espacio que ocupa la envolvente económica asociada al caso base (envolvente que está comprendida dentro de la envolvente económica del caso ore sorter) ocurre una combinación entre aumento y reducción de mineral que es alimentado a planta, debido a que:

- El mineral de baja ley que se encuentra dentro del límite del pit del caso base y que se procesa mediante lixiviación ore sorting (mineral con ley de cobre total bajo la ley marginal de lixiviación directa), corresponde a un aumento neto de mineral enviado a planta. Esta misma cantidad de mineral es clasificado como estéril en el caso base, por no cumplir con la ley de corte marginal.
- El mineral con ley de cobre total entre la ley marginal lixiviación directa y ley break-even que se encuentra dentro del límite del pit del caso base y que es procesado mediante lixiviación ore sorting y bajo tamaño, provoca una pérdida de mineral alimentado a planta por los rechazos asociados que en el caso base no existen.

#### **5.4.1 Pit final**

Para el precio de diseño de 3 [US\$/lb], el límite del pit final para el caso ore sorting se expande y el material dentro del pit aumenta en 2,690 [kt] con respecto al pit final del caso base, pero el mineral alimentado a planta disminuye en 66.34 [kt] debido a los rechazos asociados al proceso sorter (conjunto harnero-sorter). El caso ore sorting tiene aumento de las leyes de cobre total y soluble en 0.08 [%] y en 0.06 [%], respectivamente, de recuperación del proceso hidrometalúrgico en 0.10 [%] producto de la mayor ley de cobre y de finos recuperables en 2,436 [t] (6.71 [%]), mientras que disminuye el consumo de ácido por tonelada de mineral lixiviado (también producto de la mayor ley de cobre total) en 0.90 [kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/t]. Sin embargo, la recuperación global que se obtiene a partir de los finos recuperables y del mineral in-situ (pre-sorter) con su ley asociada es 22.38 [%] menor que en el caso base, alcanzando un valor de 57.74 [%] producto de la triple recuperación asociadas a la separación con harnero, la clasificación con el ore sorting y recuperación metalúrgica aguas abajo del proceso sorter.

Debido a la reducción de mineral enviado a planta y al aumento de fino recuperables, la producción de cobre por cantidad de mineral lixiviado aumenta desde 7.90 [t Cu/kt min] en el caso base, hasta 8.55 [t Cu/kt min] en el caso ore sorting.

El detalle por proceso para el pit final del caso ore sorting de la Tabla 18, muestra que la alimentación a los procesos de lixiviación ore sorting y bajo tamaño proviene del mismo mineral (2,598 [kt]), ya que la lixiviación bajo tamaño es un proceso que depende de la lixiviación ore sorting y solo existe como una alternativa que busca recuperar parte del mineral separado por el harnero con tamaño bajo 0.5 [”], para aumentar la alimentación a planta, finos recuperados, beneficio y la utilización de los recursos disponibles. La alimentación al proceso sorter equivale al 41.40 [%] del total de mineral extraído desde la mina, mientras que el mineral alimentado a la planta por lixiviación directa, ore sorting y bajo tamaño, equivalen al 81.11 [%], 13.75 [%] y 5.14 [%], respectivamente, del mineral total que efectivamente es lixiviado.

Las leyes de cobre total y soluble de la lixiviación ore sorting, aumentan desde 0.39 [%] CuT y 0.33 [%] CuS en el mineral in-situ, hasta 0.92 [%] CuT y 0.76 [%] CuS en el mineral post-sorter. Lo anterior, se debe a que el sorter selecciona solo el mineral de mayor ley y la relación entre las leyes del metal pre y post-sorter viene dada por el factor upgrade, el cual corresponde a la razón entre la recuperación del metal y la recuperación en masa del equipo clasificador (70 [%] y 30 [%], respectivamente), y que multiplica a las leyes de mineral in-situ para obtener las leyes del mineral pre-concentrado (ecuación 9). A diferencia de la lixiviación ore sorting, en la lixiviación bajo tamaño no existe un factor conocido entre las leyes del mineral in-situ que ingresan al proceso sorter y las leyes del mineral que es alimentado a planta mediante lixiviación bajo tamaño, pero estas últimas siempre son mayores, ya que la ley de corte marginal para este proceso de lixiviación es mayor que la ley de corte marginal ore sorting. Por último, la ley de alimentación a planta de la lixiviación directa en el caso ore sorting no se ve alterada con respecto a la ley del mineral que es extraído desde la mina, aunque es considerablemente mayor que en el caso base (0.99 [%] CuT-caso base vs 1.13 [%] CuT-ore sorting y 0.89 [%] CuS-caso base vs 1.02 [%] CuS-ore sorting), ya que se trata solo del mineral con ley de cobre total sobre la ley break-even, la cual es mayor a la ley de corte lixiviación directa que aplica en el caso base.

Los procesos de lixiviación ore sorting y lixiviación bajo tamaño tienen recuperaciones aguas abajo de la pre-concentración menores que la lixiviación directa del caso base, ya que procesan mineral de menor ley. Por su parte, la lixiviación directa del caso ore sorting tiene una ley de cabeza mayor que la del proceso del caso base, al lixiviar solo mineral con CuT sobre la ley break-even y como consecuencia, tiene una mayor recuperación hidrometalúrgica.

La lixiviación directa es la que tiene mayor ponderación sobre el total de mineral alimentado a planta en el caso con ore sorting, es por esto que el caso con pre-concentración de mineral tiene mayores leyes medias de cobre, recuperación y más finos recuperables que el caso base, a pesar de que la lixiviación ore sorting y la lixiviación bajo tamaño tienen menores leyes de cobre y recuperación hidrometalúrgica que la lixiviación directa del caso base.

Hay que tener en cuenta que, en la separación por tamaño en el harnero se considera que el cobre contenido se distribuye de manera proporcional a la masa separada como bajo tamaño y sobre tamaño, manteniendo las leyes de cobre originales en ambas masas. En la realidad esto puede ser variable y la concentración del cobre contenido en uno de los flujos, y consecuentemente, la dilución de la ley en el otro flujo, puede alterar los resultados obtenidos en el caso ore sorting al tener menor o mayor cantidad de cobre disponible para pre-concentrar o para recuperar del material bajo tamaño.

#### **5.4.2 Incorporación de mineral alimentado a planta en pit final**

Como se explica anteriormente, para un mismo precio de diseño la reducción de la ley de corte al pre-concentrar el mineral con el ore sorting, permite aumentar el material total al interior del pit e incorporar dentro de los recursos explotables que en el caso base quedan fuera de la envolvente económica o que es clasificado como estéril por encontrarse bajo la ley marginal lixiviación directa. Este mineral que es incorporado en el caso ore sorting, puede ser clasificados de acuerdo con su ley de cobre total, con respecto a la ley de corte marginal lixiviación directa de la siguiente manera:

- Mineral de baja ley: mineral con ley de cobre total entre la ley de corte marginal lixiviación ore sorting y la ley de lixiviación directa, que en el caso base es considerado estéril. El mineral de baja ley puede ser subclasificado a su vez, de acuerdo con su posición relativa al pit final del caso base e identificar cuanto de este mineral es incorporado netamente por la reducción en la ley de corte dentro de la envolvente económica del caso base y cuánto pertenece a la expansión hasta el pit final del caso ore sorting, en:
  - Mineral de baja ley dentro del pit final del caso base.
  - Mineral de baja ley entre pits finales.
  
- Mineral de alta ley: mineral con ley de cobre superior a la ley de corte lixiviación directa, pero que en el caso base queda fuera del pit final y no es extraído debido a que la suma de su beneficio y el beneficio del material que lo precede, en cotas superiores en el ángulo de talud de la optimización, no son positivos y no hacen rentable su extracción. En el caso ore sorting existe una retroalimentación positiva entre el mineral bajo tamaño y el de alta ley para ser extraídos en la zona de expansión desde el pit final del caso base hasta el pit final del caso ore sorting, donde el mineral de baja ley que en el caso base es estéril con beneficios negativos, al ser pre-concentrado genera beneficios positivos y junto con el beneficio positivo del material de alta ley, son capaces de costear la extracción del material que los precede en el ángulo de talud del pit final y extender el límite de este mismo desde el caso base hasta el caso ore sorting. El mineral de alta ley corresponde solamente al mineral dentro de la expansión entre ambos pits finales.

En la tabla a continuación, se presenta el mineral de baja y alta ley que son incorporados al pit final ore sorting y que no es considerado mineral en el caso base o queda fuera de su envolvente económica, donde se distingue el mineral que es agregado dentro del límite de pit final caso base y el que es agregado en el espacio de expansión entre ambos pits finales, antes de ser pre-concentrados con el ore sorting:

Tabla 35: Mineral in-situ incorporado con ore sorting a la planificación

| <b>Mineral agregado</b>                               | <b>Mineral pre-sorter</b><br>[kt] | <b>CuT</b><br>[%] | <b>CuS</b><br>[%] |
|---|-----------------------------------|-------------------|-------------------|
| Baja ley - dentro pit caso base                       | 1,245                             | 0.34              | 0.28              |
| Baja ley - entre pit finales                          | 96                                | 0.35              | 0.27              |
| Alta ley - entre pit finales                          | 335                               | 0.56              | 0.45              |
| <b>Total mineral incorporado dentro pit caso base</b> | <b>1,245</b>                      | <b>0.34</b>       | <b>0.28</b>       |
| <b>Total mineral incorporado entre pits finales</b>   | <b>430</b>                        | <b>0.52</b>       | <b>0.41</b>       |
| <b>Total mineral incorporado</b>                      | <b>1,675</b>                      | <b>0.38</b>       | <b>0.31</b>       |

A diferencia del mineral de baja ley, que solo puede ser procesado mediante lixiviación ore sorting por encontrarse bajo la ley marginal de lixiviación directa, el mineral de alta ley que se incorpora gracias al ore sorting tiene distintos procesos en función de la ley de cobre total y de las leyes de corte marginales de lixiviación directa, ore sorting y bajo tamaño. En la Tabla 36 se presenta para el caso ore sorting, el mineral in-situ y post-sorter incorporado de baja y alta ley, junto con sus respectivas leyes de cobre asociadas y el material rechazado por el proceso sorter, para cada uno de los procesos de lixiviación.

Tabla 36: Mineral pre y post-sorter incorporado por proceso de lixiviación

| <b>Mineral agregado por proceso de lixiviación</b> | <b>Mineral pre-sorting</b> |                   |                   | <b>Mineral post-sorting</b> |                   |                   | <b>Rechazo</b>           |                   |                   |
|--|----------------------------|-------------------|-------------------|-----------------------------|-------------------|-------------------|--------------------------|-------------------|-------------------|
|  | <b>Toneladas</b><br>[kt]   | <b>CuT</b><br>[%] | <b>CuS</b><br>[%] | <b>Toneladas</b><br>[kt]    | <b>CuT</b><br>[%] | <b>CuS</b><br>[%] | <b>Toneladas</b><br>[kt] | <b>CuT</b><br>[%] | <b>CuS</b><br>[%] |
| Baja ley - dentro pit caso base                    | 1,245                      | 0.34              | 0.28              | 299                         | 0.79              | 0.65              | 946                      | 0.20              | 0.16              |
| Baja ley - entre pit finales                       | 96                         | 0.35              | 0.27              | 23                          | 0.81              | 0.63              | 73                       | 0.20              | 0.16              |
| Alta ley - lixiviación directa                     | 127                        | 0.70              | 0.57              | 127                         | 0.70              | 0.57              | 0                        | 0.00              | 0.00              |
| Alta ley - lixiviación ore sorting                 | 208                        | 0.48              | 0.38              | 50                          | 1.12              | 0.88              | 116                      | 0.21              | 0.16              |
| Alta ley - lixiviación bajo tamaño                 |                            |                   |                   | 39                          | 0.48              | 0.38              | 3                        | 0.42              | 0.33              |
| <b>Total mineral dentro pit caso base</b>          | <b>1,245</b>               | <b>0.34</b>       | <b>0.28</b>       | <b>299</b>                  | <b>0.79</b>       | <b>0.65</b>       | <b>946</b>               | <b>0.20</b>       | <b>0.16</b>       |
| <b>Total mineral entre pits finales</b>            | <b>430</b>                 | <b>0.52</b>       | <b>0.41</b>       | <b>238</b>                  | <b>0.76</b>       | <b>0.61</b>       | <b>192</b>               | <b>0.21</b>       | <b>0.16</b>       |
| <b>Total mineral agregado</b>                      | <b>1,675</b>               | <b>0.38</b>       | <b>0.31</b>       | <b>537</b>                  | <b>0.78</b>       | <b>0.63</b>       | <b>1,138</b>             | <b>0.20</b>       | <b>0.16</b>       |

De manera global, el caso ore sorting agrega 4,190 [t] de cobre contenido en el mineral post-sorting, que no son consideradas en el caso base. El ore sorting recupera solo el 24 [%] del mineral de baja ley enviado al proceso sorter para ser alimentado a planta y el proceso rechaza hacia el botadero el 20 [%] separado por el harnero, más el 56 [%] rechazado por el sorter. Por otro

lado, el mineral de alta ley es procesado mediante lixiviación directa, ore sorting y bajo tamaño, donde la lixiviación directa no rechaza mineral, la lixiviación ore sorting recupera el 24 [%] del mineral alimentado al proceso sorter y de las 42 [kt] que son separadas por el harnero (correspondientes al 20 [%] de 208 [kt] alimentadas al proceso sorter), 39 [kt] cumplen con la ley marginal lixiviación bajo tamaño y son enviadas a dicho proceso de lixiviación, mientras que las 3 [kt] restantes cuentan con ley de cobre total entre la ley marginal lixiviación directa y bajo tamaño, por lo que son enviadas a botadero.

El mineral de baja y alta ley que es procesado por lixiviación ore sorting, tiene un aumento en las leyes del mineral post-sorter debido al factor upgrade de 2.33, que viene dado por el 70 [%] de recuperación de finos y el 30 [%] de recuperación de masa asociados al equipo clasificador. Las leyes del mineral procesado por lixiviación directa no varían al no pre-concentrar el mineral, mientras que las leyes del mineral alimentado a planta mediante lixiviación bajo tamaño son iguales o mayores que las leyes del mineral in-situ alimentado al proceso sorter, ya que deben cumplir con una ley de corte mayor.

### 5.4.3 Rechazo de mineral in-situ en pit final

El pit final del caso base está comprendido dentro del pit final ore sorting (Ilustración 11 e Ilustración 12), por lo que parte del mineral que en el caso base es procesado mediante lixiviación directa, en el caso ore sorting pasa a ser pre-concentrado con el equipo clasificador por tener ley de cobre total entre la ley de corte marginal ore sorting y la ley break-even. La Tabla 37 muestra la cantidad de mineral y leyes de cobre asociadas que en el caso ore sorting pertenecen a la envolvente económica del caso base, antes y después de la pre-concentración de mineral con el sorter, y que en el caso base es procesado mediante lixiviación directa. Además, se indica la cantidad y leyes de material rechazado por proceso de lixiviación, el cual equivale a una reducción neta de mineral alimentado a planta con respecto al caso base, ya que en este último solo existe la lixiviación directa como alternativa de procesamiento de mineral, sin rechazo de material asociado.

Tabla 37: Mineral a proceso sorter dentro del pit final del caso base

| Mineral en pit CB<br>previamente alimentado<br>a lix directa en CB | Mineral pre-sorting |             |             | Mineral post-sorting |             |             | Rechazo           |             |             |
|--|---------------------|-------------|-------------|----------------------|-------------|-------------|-------------------|-------------|-------------|
|  | Toneladas<br>[kt]   | CuT<br>[%]  | CuS<br>[%]  | Toneladas<br>[kt]    | CuT<br>[%]  | CuS<br>[%]  | Toneladas<br>[kt] | CuT<br>[%]  | CuS<br>[%]  |
| Lixiviación ore sorting  | 1,049               | 0.45        | 0.38        | 252                  | 1.05        | 0.88        | 588               | 0.19        | 0.16        |
| Lixiviación bajo tamaño  |                     |             |             | 194                  | 0.45        | 0.38        | 16                | 0.39        | 0.33        |
| <b>Total mineral</b>   | <b>1,049</b>        | <b>0.45</b> | <b>0.38</b> | <b>446</b>           | <b>0.79</b> | <b>0.67</b> | <b>604</b>        | <b>0.20</b> | <b>0.17</b> |

De las 4,599 [kt] de mineral procesado por lixiviación directa con leyes de cobre total y soluble de 0.99 y 0.89 [%] en el caso base (Tabla 16), 1,049 [kt] (22.82 [%]) pasan a ser procesadas mediante el conjunto harnero-sorter en el caso ore sorting, de las cuales 604 [kt] (57.52 [%]) corresponden a una reducción de mineral al ser rechazadas como estéril y 446 [kt] (42.48 [%]) son alimentadas finalmente como mineral con 0.79 [%] CuT y 0.67 [%] CuS hacia la pila de lixiviación.



El mayor rechazo de mineral in-situ está asociado a la baja recuperación de masa mineral en el ore sorting y corresponde a 588 [kt] (97.36 [%]) con 1,129 [t] de cobre total contenido, mientras que el mineral in-situ separado por el harnero y que no cumple con la ley marginal lixiviación bajo tamaño, alcanza solo 16 [kt] (2.64 [%]) del total de mineral in-situ rechazado conteniendo 63 [t] de cobre total, dentro del límite de la envolvente del caso base.

Considerando lo anterior y sin tomar en cuenta el mineral incorporado por la disminución de la ley de corte, la pre-concentración de mineral dentro de un mismo espacio físico (pit final del caso base) reduce en 57.52 [%] la cantidad de mineral lixiviado y en 1,191 [t] el cobre total contenido en el mineral lixiviado con respecto al caso base, pero aumenta las leyes de cabeza asociadas en 0.34 [%] para el cobre total y 0.29 [%] para el cobre soluble durante la optimización del pit final.

La Tabla 38 presenta para el caso ore sorting, la cantidad y leyes del mineral antes y después de ser pre-concentrado comprendido dentro del límite de pit final del caso base, junto con el material rechazado por proceso de lixiviación. A diferencia de la Tabla 37, el mineral mostrado a continuación considera la incorporación y rechazo total de mineral al interior del límite de pit final del caso base, y no solo la reducción de mineral por el rechazo asociado al sorter.

*Tabla 38: Mineral caso ore sorting por proceso de lixiviación al interior de la envolvente del caso base*

| Mineral en envolvente caso base por proceso de lixiviación | Mineral pre-sorter |             |             | Mineral post-sorter |             |             | Rechazo        |
|--|--------------------|-------------|-------------|---------------------|-------------|-------------|----------------|
|  | Toneladas [kt]     | CuT [%]     | CuS [%]     | Toneladas [kt]      | CuT [%]     | CuS [%]     | Toneladas [kt] |
| Lixiviación directa  | 3,549              | 1.14        | 1.04        | 3,549               | 1.14        | 1.04        | 0              |
| Lixiviación ore sorting                                    | 2,294              | 0.39        | 0.32        | 551                 | 0.91        | 0.76        | 1,285          |
| Lixiviación bajo tamaño                                    |                    |             |             | 194                 | 0.45        | 0.38        | 265            |
| <b>Total mineral</b>                                       | <b>5,844</b>       | <b>0.85</b> | <b>0.76</b> | <b>4,294</b>        | <b>1.08</b> | <b>0.97</b> | <b>1,550</b>   |

Los resultados de esta tabla son comparables con los resultados de la optimización de pit final del caso base, ya que ambos consideran cantidad y leyes de mineral dentro del mismo espacio físico. Al comparar estos resultados con los de la optimización del caso base (Tabla 16), se tiene que el caso ore sorting aporta 1,245 [kt] (27.07 [%]) más de mineral antes de la pre-concentración, pero a menores leyes de cobre total y soluble (0.99 [%] CuT-caso base vs 0.85 [%] CuT-ore sorting y 0.89 [%] CuS-caso base vs 0.76 [%] CuS-ore sorting). Después de la pre-concentración de mineral, el caso ore sorting alimenta 305 [kt] (6.63 [%]) menos de mineral a planta, pero a mayores leyes de cobre total y soluble (0.99 [%] CuT-caso base vs 1.08 [%] CuT-ore sorting y 0.89 [%] CuS-caso base vs 0.97 [%] CuS-ore sorting).

## 5.5 Sensibilidad de Ore Sorting

A partir de los resultados de la sensibilidad realizados a las variables operacionales del ore sorting, se construye el Gráfico 6 donde se muestra el cambio porcentual del beneficio sin descontar obtenido en las optimizaciones con respecto al beneficio del caso base, que varían los siguientes parámetros: OPEX del ore sorting, factor upgrade y el porcentaje sobre tamaño en harnero.

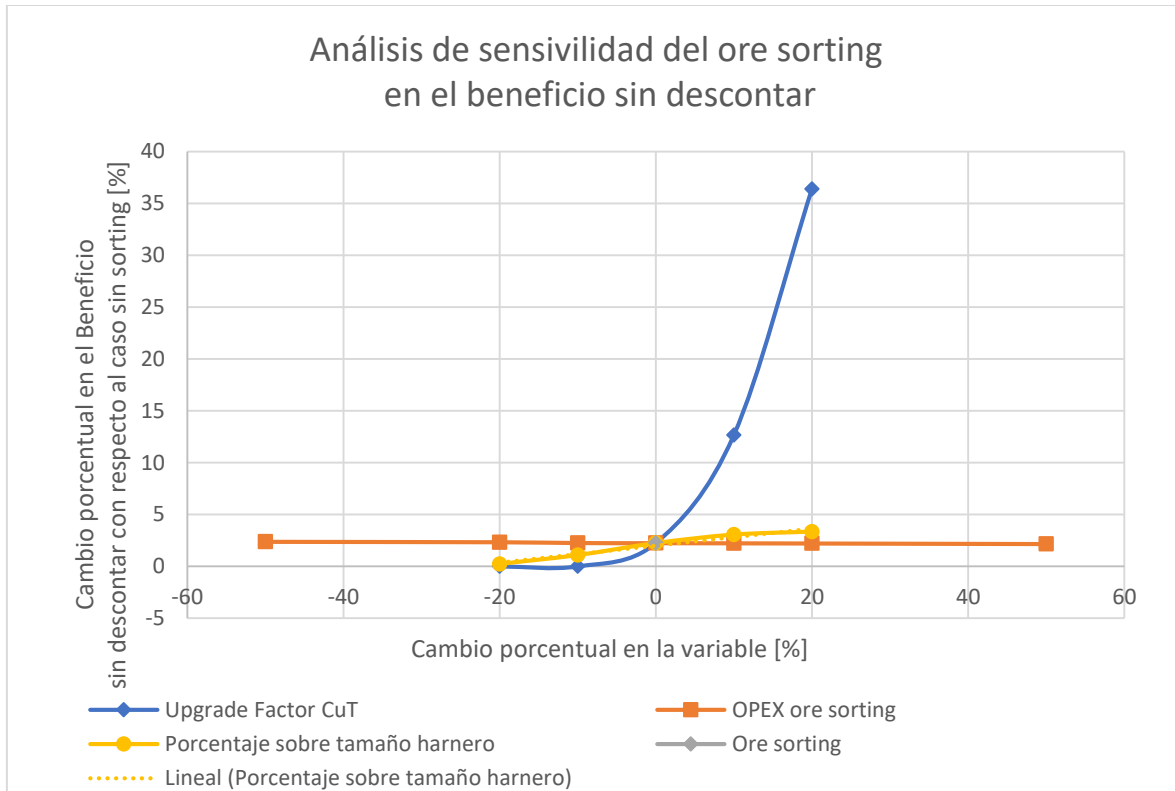


Gráfico 6: Cambio porcentual en beneficio sin descontar de la sensibilidad ore sorting

### 5.5.1 Factor upgrade

El factor upgrade que multiplica a la ley de cobre post-sorter representa el rendimiento de la separación mineral. Mientras más alto sea este factor, se tiene un mejor rendimiento en el ore sorting y se recupera mayor cantidad de finos en menor cantidad de masa, mientras que un menor factor upgrade, indica un peor rendimiento y se recuperan menos finos de cobre en mayor cantidad de masa. Como se menciona en la sección 3.1, lo anterior no depende de la ley del mineral o tamaño de alimentación, pero si depende de la liberación mineral con la que se alimente al ore sorting, del tipo de sensores utilizados y de la sensibilidad con que sea calibrado el equipo de pre-concentración.

La variación en el factor upgrade genera el mayor impacto en la sensibilidad, donde el cambio porcentual en el beneficio pareciera seguir una curva exponencial que aumenta significativamente frente a pequeños aumentos en la recuperación de metal y disminución en la recuperación de la masa en la pre-concentración, mientras que la disminución de la recuperación en metal y aumento de la recuperación en masa es la única sensibilización que provoca nula variación de beneficio con respecto al caso base (Gráfico 6). Lo anterior, demuestra que existen recuperaciones “críticas” de masa y metal en el ore sorting, a partir de las cuales no es conveniente pre-concentrar el mineral y el mayor beneficio se obtiene al procesar todo mediante lixiviación directa, donde se obtienen los mismos resultados que el caso base.

Las variaciones mayores a 1 en el factor upgrade incrementan significativamente los recursos del rajo, REM, el mineral a planta, ley de cobre, recuperación, cantidad de finos recuperados y beneficio sin descontar. El mejor resultado de todas las sensibilidades, incluyendo al costo OPEX y porcentaje de sobre tamaño en el harnero, se alcanza cuando la recuperación en metal en el ore sorting aumenta un 20 [%] y llega a un valor de 84 [%], mientras que la recuperación en masa disminuye un 20 [%] y alcanza un valor de 24 [%] (modificando el factor upgrade por 1.5). Con estos valores de recuperación y factor upgrade, la envolvente del pit final aumenta en 12,340 [kt] (69.64 [%]) el material total en su interior, el mineral alimentado a la pila de lixiviación aumenta en 463 [kt], los finos recuperados sobrepasan las 45 [kt] (24.62 [%] más que en el caso base y 16.79 [%] más que en el caso ore sorting sin sensibilidad), y el beneficio sin descontar aumenta en 36.37 [%] con respecto al caso base, alcanzando su mayor valor. A pesar de lo positivo de estos resultados, se debe considerar el leve aumento de mineral enviado a planta con respecto al caso base y el aumento del material total al interior del pit, lo que genera una razón estéril/mineral de 4.94 (73.33[%] mayor al caso base).

### **5.5.2 OPEX ore sorting**

La variación en el costo operacional del ore sorting no provoca grandes cambios en el beneficio sin descontar ni en los demás resultados, con respecto al caso ore sorting sin sensibilidad, incluso cuando la variación en este factor se incrementa hasta el rango  $\pm 50$  [%]. Es el parámetro que provoca menor variación en los resultados de la optimización, como se puede observar en el Gráfico 6, porque el solo afecta el costo del material que es aceptado por el harnero con tamaño sobre 0.5 [”] y a un costo base de 0.32 [US\$/t] de mineral sorteado, por lo que la variación efectiva en la ecuación de beneficio de la lixiviación ore sorting es de 0.0256 [US\$/t] por cada 10 [%] de variación en este parámetro.

### **5.5.3 Porcentaje sobre tamaño**

Al cambiar el porcentaje de masa que cumple con el tamaño necesario para ser pre-concentrado dentro del rango  $\pm 20$  [%], la variación en el beneficio sin descontar sigue siendo positiva con respecto al caso base, pero esta se hace menor a medida que el porcentaje del bloque con tamaño sobre 0.5 [”] disminuye. Esto se debe a que a menor porcentaje de material sobretamaño, menor es el beneficio de la lixiviación ore sorting (Anexo C), lo que disminuye la ley break-even y el rango de leyes de cobre aceptadas para el proceso lixiviación ore sorting. La

reducción de la ley break-even favorece al proceso de lixiviación directa y reduce la cantidad de mineral alimentado al proceso sorter (harnero-sorter), provocando que:

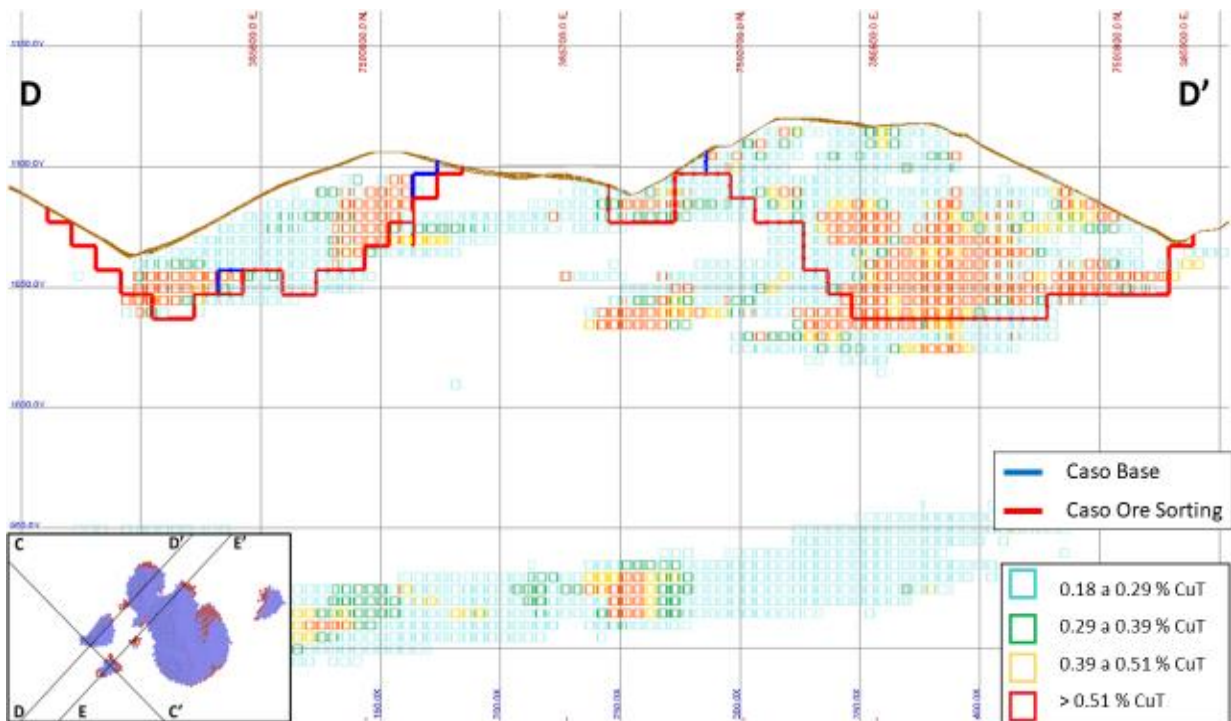
- Aumente la cantidad de mineral alimentado a planta, al rechazar menos mineral in-situ durante la pre-concentración.
- Se reduzca la ley de cabeza enviada a planta y su recuperación, al pre-concentrar menos mineral.
- Aumenta la cantidad de finos recuperables al lixiviar mayor cantidad de mineral, pero a un costo por tonelada de lixiviación directa mayor que el costo por tonelada ponderada de la lixiviación ore sorting (Tabla 7), lo que provoca la reducción del beneficio sin descontar.

Por otro lado, al aumentar la cantidad de material con tamaño sobre 0.5 [”] (variación porcentual positiva), se produce una disminución en el mineral alimentado a planta, pero la ley de cabeza aumenta ya que el ore sorting es alimentado con más mineral y por consecuencia, la planta es alimentada con mineral de mejor ley, con mayor recuperación aguas abajo del sorter y se reduce el costo de producción de cobre por tonelada de mineral lixiviado.

## **5.6 Selección y Diseño de Fases**

Si bien la envolvente de optimización en el caso ore sorting expande el tamaño del pit final, la pre-concentración de mineral no es suficiente como para generar nuevas fases entre ambos pits finales o para permitir unir pit satélites al pit central o pits satélites entre sí (Ilustración 10).

La Ilustración 11 e Ilustración 12 muestran que los pits anidados de ambos casos siguen la misma secuencia de crecimiento, donde los primeros pits anidados aparecen en la zona sur del pit central, para luego expandirse hacia el Norte, Oeste y pits satélites a medida que crece el Revenue Factor.



*Ilustración 27: Sección transversal sectores pit central y pits satélites oeste - zona norte*

Los cortes longitudinales a los pits finales como la Ilustración 27, permiten observar cómo se expande la envolvente económica al considerar el ore sorting con respecto al caso base. Dicha expansión se produce al integrar dentro del pit mineral de baja y alta ley, que en el caso base no son considerados como mineral o no son capaces de costear su extracción al ángulo de talud de la optimización por los bloques de estéril que los preceden, y que en los cortes longitudinales se aprecian de la siguiente manera:

- Bloques verdes: correspondientes a mineral in-situ de baja ley, con CuT entre la ley de corte lixiviación ore sorting y ley marginal lixiviación directa. Este mineral en el caso base se considera como estéril con beneficio marginal negativo.
- Bloques amarillos: correspondientes a mineral in-situ con CuT entre la ley de corte marginal lixiviación directa y ley break-even. Este mineral en el caso base es procesado mediante lixiviación directa, pero en el caso ore sorting es pre-concentrado para obtener un mayor beneficio económico.
- Bloques rojos: correspondientes a bloques con CuT sobre la ley break-even y que en ambos casos son procesados mediante lixiviación directa.

El pit final no solo se expande hacia donde se encuentran los bloques verdes por la reducción de la ley de corte y comprueban que el pit ore sorting integra mineral de baja y alta ley entre las fases, como se discute en la sección 5.4.2.

El diseño de las fases se realiza utilizando el mismo criterio para ambos casos, pero la Ilustración 28 e Ilustración 29 muestran que la diferencia entre los contornos de los conos suavizados de cada fase independiente (fases 2, 3, 5 y 6) del caso base y ore sorting, es mayor en comparación a la diferencia de pits finales producto de la optimización (Ilustración 13, Ilustración 14, Ilustración 21 e Ilustración 22). Lo anterior, se debe a que el pit final del caso base incluye bloques de mineral muy profundos y aislados, que no son posibles de incluir en los diseños de fases al considerar los 30 [m] requeridos como ancho mínimo de frente de trabajo y que, si son incluidos dentro del diseño de la fase, provocan un aumento de material a extraer fuera del límite de pit final con el ángulo de talud establecido. En cambio, el caso ore sorting contiene mayor cantidad de mineral en las zonas basales del pit, al incluir bloques de mineral de menor ley y de manera lateral, permitiendo profundizar los conos suavizados de las fases.

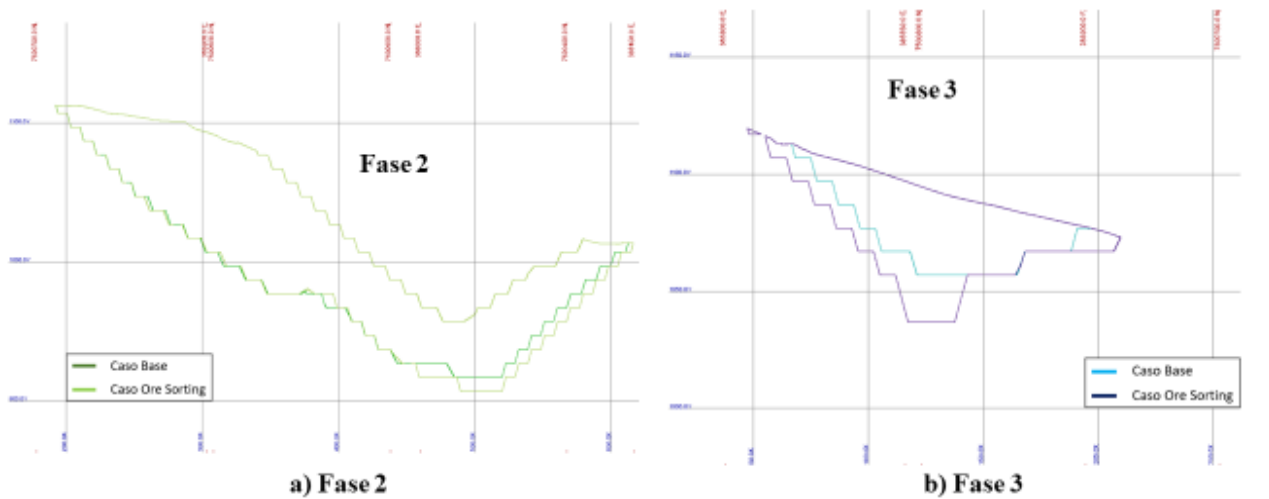


Ilustración 28: Sección longitudinal. a) Fase 2. b) Fase 3

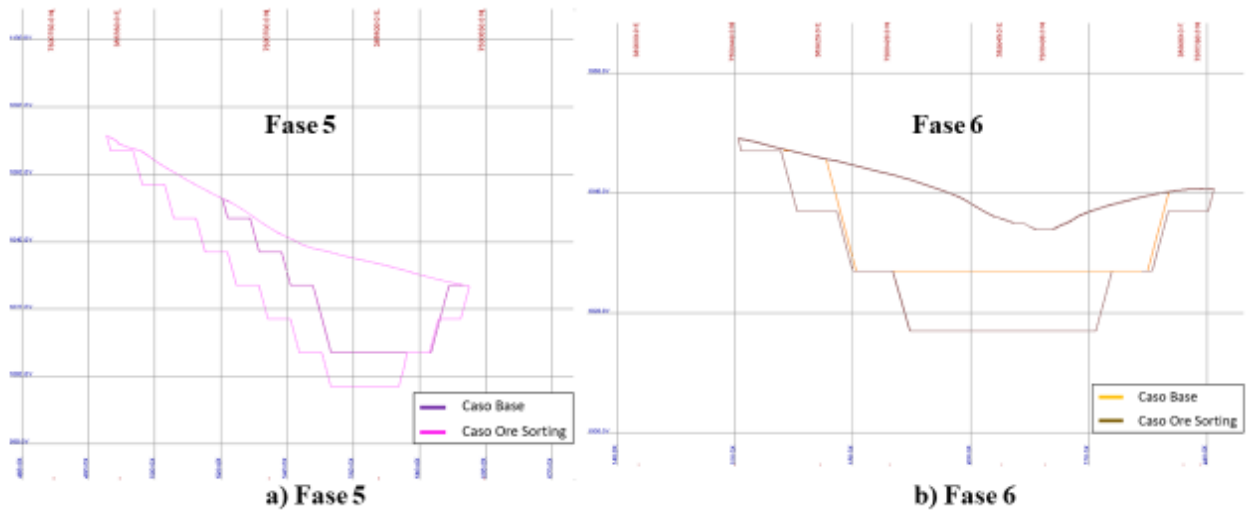


Ilustración 29: Sección longitudinal. a) Fase 5. b) Fase 6

La Tabla 22, Tabla 23 y Tabla 24 muestran que el diseño de las fases mantiene las diferencias conceptuales que se obtienen en la optimización de ambos casos, pero que disminuyen debido a los parámetros operacionales que se consideran en el diseño de fases y a la experiencia del planificador. Entre estas diferencias, que son favorables para el ore sorting, se encuentran:

- Mayor cantidad de material total en todas las fases independientes para el caso ore sorting, sumando un total de 865 [kt] extras, con respecto al caso base.
- Menor cantidad de mineral alimentado a planta de lixiviación en las primeras 3 fases y mayor cantidad de este mineral en las fases 5 y 6 del caso ore sorting, generando una diferencia total de 165 [kt] a favor del caso base. El mineral del caso ore sorting es de ley de cobre 0.09 [%] mayor y recuperación hidrometalúrgica 0.15 [%] mayor.
- Mayor cantidad de fino recuperable (1,841 [t]).
- La gran mayoría del mineral alimentado a la planta de lixiviación en pila proviene de lixiviación directa (87.92 [%]), seguido por la lixiviación ore sorting (9.17 [%]), mientras que el menor aporte viene dado por la lixiviación bajo tamaño (2.91 [%]).

El mineral total alimentado a planta por proceso de lixiviación y fase para el caso ore sorting se muestra en la Tabla 24, donde se observa que el aporte de mineral a la planta a medida que avanza el número de fase (y con ella la secuencia de pits anidados), se reduce de manera proporcionalmente mayor para la lixiviación directa que para las lixivaciones ore sorting y bajo tamaño. Además, la ley del mineral post-sorting aumenta en las últimas fases, al estar compuestas por mineral in-situ de menor ley que es clasificado con el sorter, aceptando solo el mineral y rechazando el estéril que diluye la ley de cobre en la pila de lixiviación.

La secuencia y ubicación de las fases son las mismas en ambos casos y la diferencia en tamaño es casi imperceptible desde una vista en planta. Las diferencias espaciales entre las fases independientes de ambos casos son leves y el análisis se debe hacer a partir de la masa total y de mineral antes y después de la clasificación con sorter que existe al interior de cada fase.

*Tabla 39: Diferencias de cubicación por fase*

| Fase         | Masa total<br>[kt] | Estéril<br>[kt] | Mineral post-sorter<br>[kt] | Finos Recuperados<br>[t] |
|--------------|--------------------|-----------------|-----------------------------|--------------------------|
| 1            | 0                  | 110             | -110                        | 0                        |
| 2            | 226                | 290             | -64                         | 899                      |
| 3            | 146                | 167             | -21                         | 566                      |
| 4            | 0                  | 1               | -1                          | 160                      |
| 5            | 298                | 284             | 14                          | 116                      |
| 6            | 195                | 178             | 16                          | 99                       |
| <b>TOTAL</b> | <b>865</b>         | <b>1,030</b>    | <b>-165</b>                 | <b>1,841</b>             |

La Tabla 39 presenta las diferencias por fases, donde se tiene que de manera global en el caso con pre-concentración de mineral las fases aumentan su tamaño en 865 [kt], el estéril aumenta en 1,030 [kt], el mineral alimentado a planta se reduce en 165 [kt] y los finos recuperados aumentan en 1,841 [t]. A pesar de tener menor cantidad de mineral alimentado a planta, el aumento de finos recuperados en el caso ore sorting se debe a que el mineral es de mejor ley y con mejor recuperación post-sorter. Como se menciona anteriormente, estas diferencias son menores a las obtenidas durante la planificación y se deben a la incorporación de parámetros de diseño (rampas, espacios mínimos operacionales, etc.) que no permiten la extracción del 100 [%] de los recursos del pit final y a la experiencia del planificador.

Las fases 1 y 4, que son común entre ambos casos, tienen los siguientes cambios en cuanto al mineral y estéril:

- En la fase 1, el ore sorting aumenta la cantidad de estéril, disminuye la cantidad de mineral alimentado a planta y mantiene la cantidad de finos recuperados. Este resultado muestra que para un mismo límite, el balance entre el mineral adicional por la reducción de la ley de corte y al aumento del estéril debido al rechazo de parte del mineral in-situ que entra al proceso sorter, deriva en el aumento de estéril total y disminución de mineral total alimentado a planta.
- En la fase 4 se da el caso en que no existe diferencia en la cantidad de mineral lixiviado y de estéril entre el caso base y caso ore sorting, pero la cantidad de finos recuperados aumenta al incorporar la pre-concentración de mineral con el quipo clasificador. Lo anterior, se debe a que la cantidad de mineral post-sorter que proviene del mineral in-situ de baja ley incorporado (bajo la ley de corte marginal lixiviación directa), es igual a la suma del estéril producto del rechazo del sorter y del mineral separado por el harnero que no cumple con la ley de corte lixiviación bajo tamaño. Es decir que para un mismo límite físico, el ore sorting puede pre-concentrar mineral manteniendo la cantidad alimentado a planta, pero recuperar mayor cantidad de finos al tener mejor ley de cabeza y recuperación (Tabla 22 y Tabla 23).

## 5.7 Plan Minero

El mineral por proceso de lixiviación, cantidades de estéril asociadas y finos recuperados, son fijos y están cubicados en las fases de cada caso, por lo que el beneficio sin descontar es un valor constante que se asocia a la cubicación y es independiente del escenario que sea optimizado. Es por esto que los diferentes escenarios buscan comparar el valor actualizado neto (VAN), el movimiento mina, la alimentación a planta, leyes de cobre, consumo de ácido y recuperación, parámetros que dependen de la secuencia de mineral extraído y procesado por periodo mediante la



optimización del VAN, teniendo en cuenta las capacidades de la mina y la capacidad de procesamiento en la planta de lixiviación en pila.

A partir de los resultados de la optimización de cada escenario, se grafican el plan minero y la producción de finos en ambos casos. El plan minero muestra la cantidad de movimiento desde la mina, el mineral alimentado a planta con la ley de cobre total asociada y las capacidades máximas del movimiento mina (línea punteada roja) y de alimentación a la pila de lixiviación (línea punteada negra). Por su parte, el segundo gráfico muestra la cantidad de finos recuperables y el consumo de ácido por tonelada de mineral lixiviada de ambos casos.

### 5.7.1 Capacidad de movimiento mina limitado

A partir de los resultados de la Tabla 26 y Tabla 27, se construye el plan minero y plan de producción de cobre fino del Gráfico 7 y Gráfico 8, respectivamente.

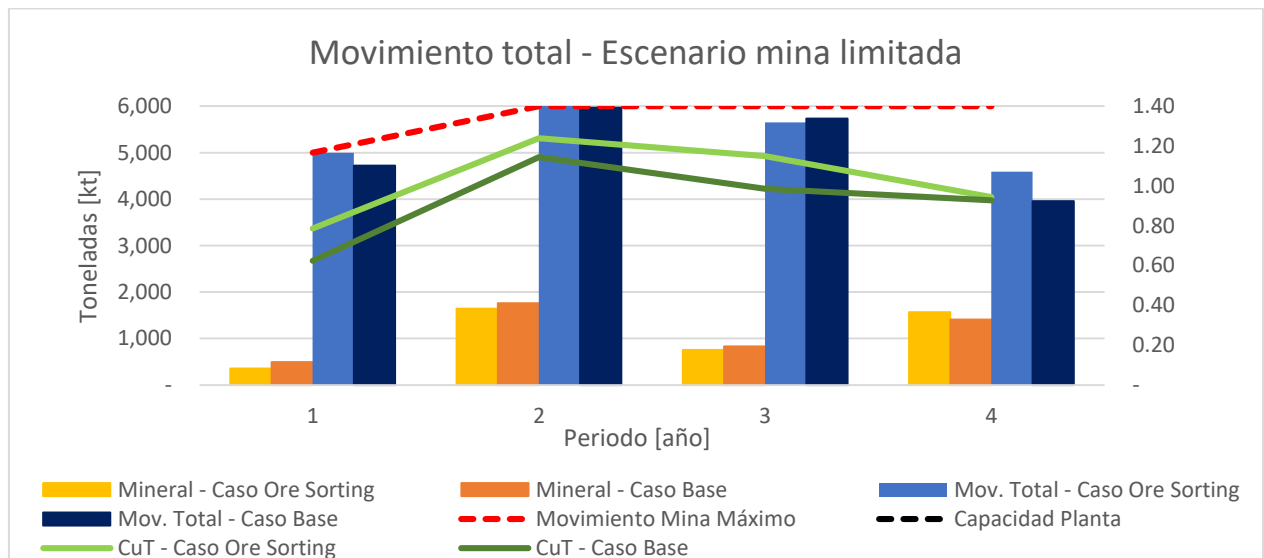


Gráfico 7: Movimiento total y mineral - Capacidad de movimiento mina limitado

Al tener restricciones de capacidad solo en el movimiento máximo desde la mina, el caso ore sorting necesita mover una cantidad de material total igual o mayor durante el primer y segundo periodo, para liberar 131 [kt] (26.82 [%]) y 115 [kt] (6.57 [%]) menos de mineral alimentado a planta, respectivamente. El caso base durante el primer año y ambos casos en el año 3, son limitados por la restricción de 8 bancos máximos por año que aplica a todos los escenarios, impidiendo que alcancen el máximo movimiento mina permitido y se obtiene la menor alimentación de mineral a la pila de lixiviación durante estos periodos.

Al igual que en el primero y segundo periodo, durante el tercer periodo el caso ore sorting libera menor cantidad de mineral lixiviado con respecto al caso base, aunque la diferencia se acorta y el caso base lixivía 76 [kt] (9.08 [%]) más de mineral.

Como es de esperar, el caso ore sorting tiene mayor ley de cabeza durante toda la vida de la mina, debido a que selecciona el mejor mineral in-situ que es alimentado al proceso sorter y aumenta la recuperación aguas abajo del sorter. La máxima diferencia en la ley de cobre total es de 0.16 [%] y corresponde al primer y tercer periodo. En estos años se alimenta la menor cantidad de mineral a planta en ambos casos, posiblemente porque en ellos se inicia la extracción desde fases nuevas, donde se extrae el mineral más superficial que es de menor ley y que principalmente es alimentado al proceso sorter con el upgrade asociado, provocando la mayor diferencia de ley mencionada anteriormente.

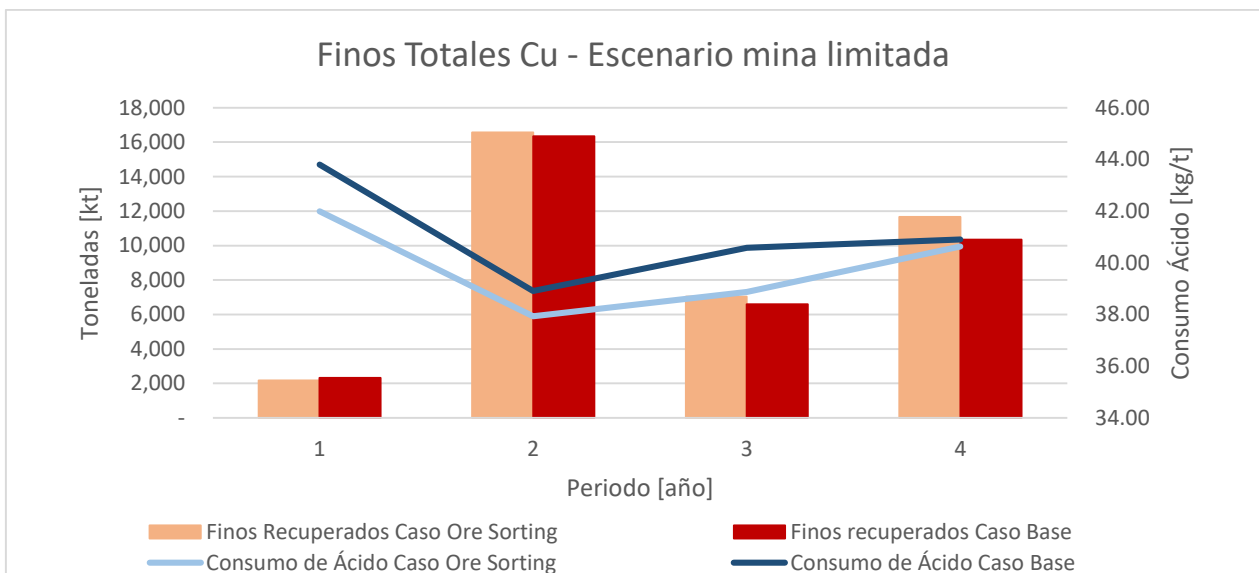


Gráfico 8: Finos totales y consumo de ácido - Capacidad de movimiento mina limitado

La mayor ley de cabeza alimentada a planta en el caso ore sorting, permite tener un menor consumo de ácido por tonelada lixiviada y mayor recuperación hidrometalúrgica, al ser variables inversa y directamente proporcionales a la ley de cobre total, respectivamente. Debido a la menor cantidad de mineral alimentado a la pila de lixiviación, el caso ore sorting recupera menor cantidad de finos de cobre al inicio del plan (147 [t]), pero recupera una cantidad considerablemente mayor de finos durante los 3 periodos posteriores (231 [t] en el segundo, 438 [t] en el tercero y 1,319 [t] durante el cuarto y último periodo de producción).

### 5.7.2 Capacidad de alimentación a planta limitada

A partir de los resultados de la Tabla 28 y Tabla 29, se construye el plan minero y plan de producción de finos del Gráfico 9 y Gráfico 10, respectivamente.

Cuando solo la capacidad de procesamiento en la planta de lixiviación en pila es limitante, durante el primer periodo se logran lixiviar 133 [kt] (18 [%]) más de mineral en el caso ore sorting, pero se necesitan mover 2,701 [kt] (42 [%]) más de material total desde el rajo, con respecto al caso base. Lo anterior, se traduce en la necesidad de aumentar considerablemente la razón esteril/mineral al inicio del plan. Durante este mismo periodo, ambos casos se acercan a las 1,000 [kt] de mineral alimentado a planta, casi duplicando la lixiviación de los otros dos escenarios en el mismo periodo, pero no llegan a la máxima capacidad porque que se alcanza el límite de extracción de 8 bancos máximos por fase.

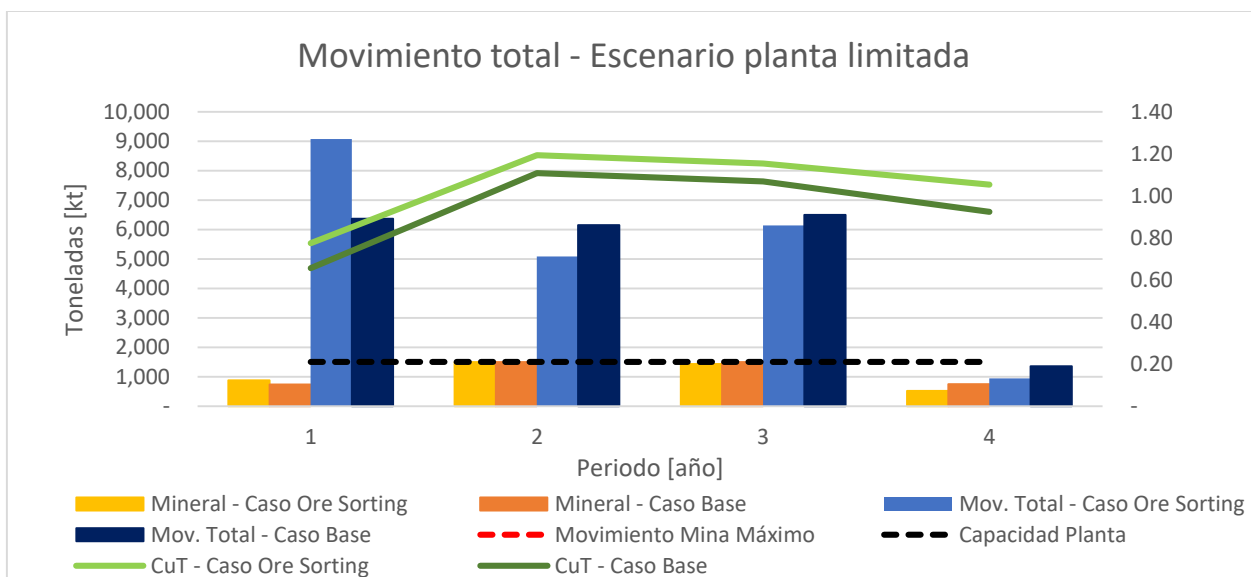


Gráfico 9: Movimiento total y mineral - Capacidad de alimentación a planta limitada

La capacidad de la planta si es una limitante para el segundo y tercer año en ambos casos, periodos donde el caso base mueve mayor cantidad de material desde la mina, mientras que el caso ore sorting tiene mayor acceso a mineral, debido a la gran cantidad de material total que se extrae desde la mina en el primer periodo. Ambos casos requieren mayor movimiento de material total para copar la capacidad de la planta en el tercer periodo, con respecto al año anterior, lo cual puede deberse a la apertura de nuevas fases que no tienen mineral de acceso inmediato.

La ley de cobre total del mineral alimentado a planta es mayor en el caso con pre-concentración durante todos los periodos, donde la diferencia de ley de cobre total con respecto al caso base se encuentra dentro del rango + 0.08 a + 0.13 [%].

La mayor ley de cabeza en el mineral alimentado a planta, tiene asociada una mayor recuperación y un menor consumo de ácido durante toda la vida de la mina, lo cual hace posible adelantar la producción de finos y aumentar la producción de cobre durante los 3 primeros periodos, como se muestra en el Gráfico 10.

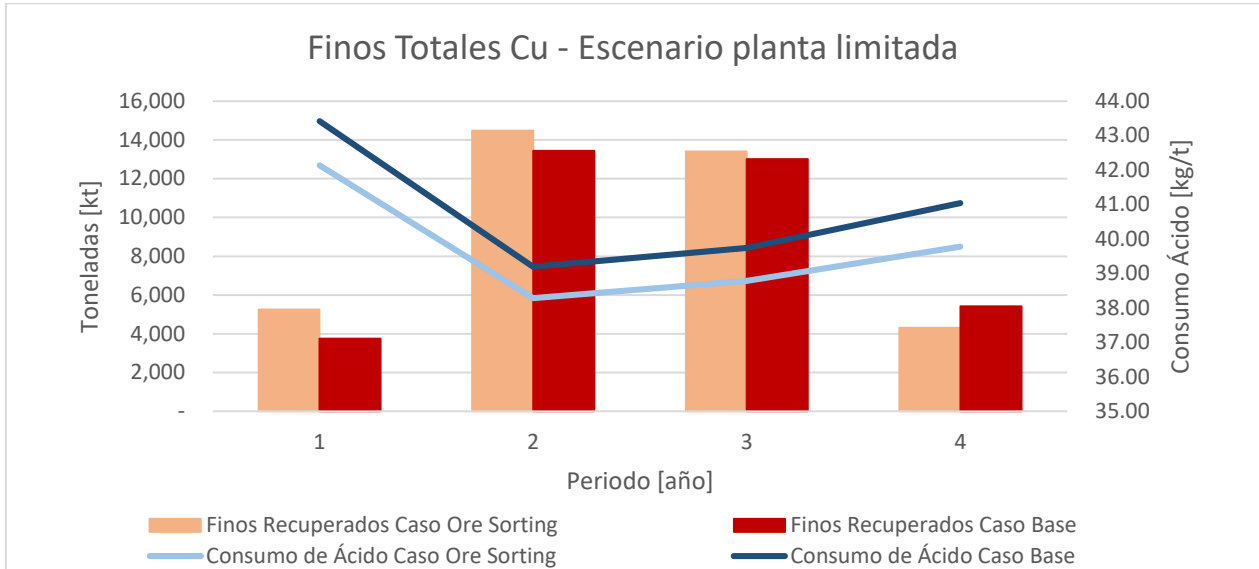


Gráfico 10: Finos totales y consumo de ácido - Capacidad de alimentación a planta limitada

### 5.7.3 Movimiento mina y alimentación a planta limitados

A partir de los resultados de la Tabla 30 y Tabla 31, se construye el plan minero y plan de producción de cobre fino del Gráfico 11 y Gráfico 12, respectivamente

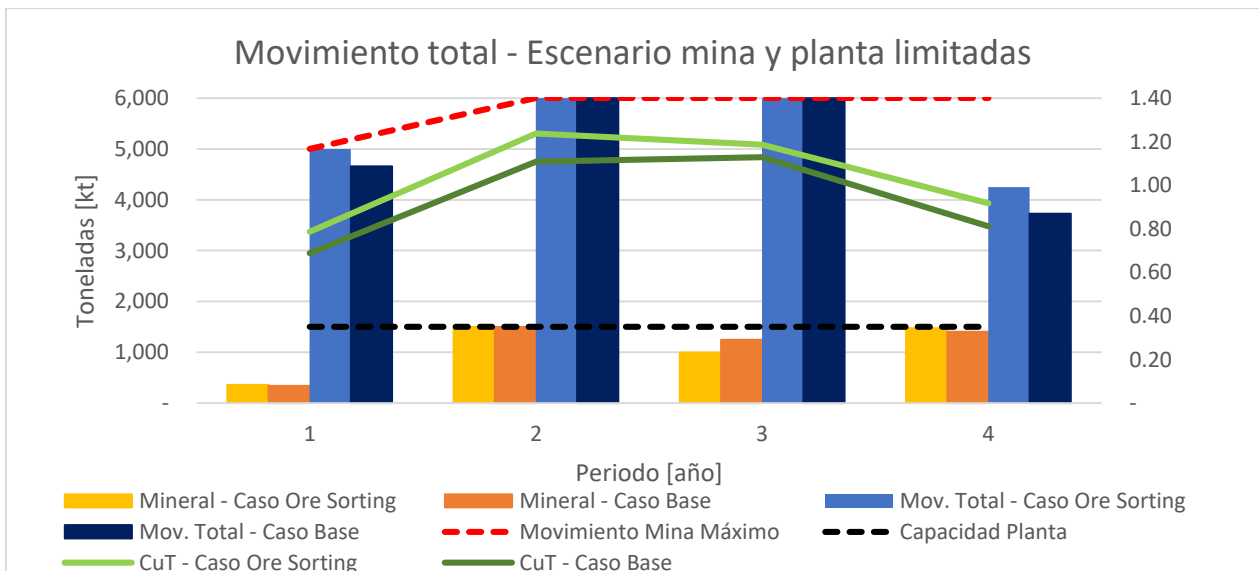


Gráfico 11: Movimiento total y mineral - Movimiento mina y alimentación a planta limitados

Cuando el movimiento mina y la cantidad de alimentación a planta tienen un límite (línea roja y negra en el Gráfico 11, respectivamente), la capacidad del movimiento de la mina predomina como capacidad limitante. Ambos casos alcanzan la máxima alimentación posible a la pila de lixiviación durante el segundo y último periodo.

Durante el primer año de producción, el caso ore sorting mueve 5,000 [kt] de material desde la mina para alimentar 358 [kt] de mineral a planta, mientras que el caso base mueve desde la mina 342 [kt] (7 [%]) menos de material total para alimentar 19 [kt] (5 [%]) menos de mineral a planta que el caso ore sorting. En el tercer periodo existe un déficit de mineral en ambos casos, que al igual que con la baja de mineral en el primer escenario y con el aumento de movimiento mina en el segundo, puede estar asociado a la extracción desde fases nuevas que no tienen liberación de mineral inmediata y al límite en el movimiento desde la mina.

La diferencia entre leyes de cabeza es menor durante el tercer periodo, cuando la capacidad de movimiento mina actúa como limitante y el mineral lixiviado en el caso sorting es menor. La producción de cobre fino también es menor para el caso sorting durante este periodo (Gráfico 12), mientras que en el resto de los años el caso con pre-concentración de mineral tiene mayor tonelaje de cobre fino producido y con menor consumo de ácido por tonelada de mineral.

La ley de cobre total es mayor en el caso con ore sorting durante todos los periodos, donde además se tienen mayores recuperaciones y menor consumo asociados al comportamiento de la ley de cabeza. Las menores diferencias de estos parámetros entre ambos casos se dan cuando el caso ore sorting alimenta 253 [kt] menos de mineral a la pila de lixiviación en el tercer periodo.

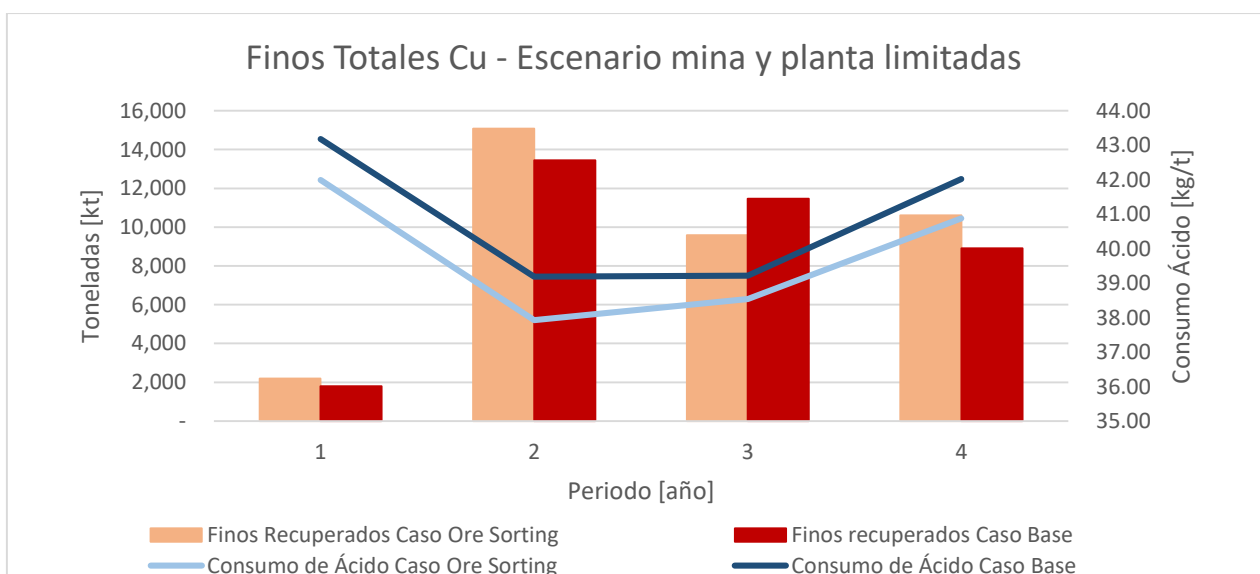


Gráfico 12: Finos totales y consumo de ácido - Movimiento mina y alimentación a planta limitados

#### 5.7.4 Comparación general de perfiles de planificación

En términos generales, el caso ore sorting necesita un mayor movimiento desde la mina y alimenta a la pila de lixiviación con menos mineral que el caso base por el rechazo de mineral in-situ asociado al proceso sorter, provocando el aumento en la razón estéril/mineral. Esto se hace más notorio en el primer periodo de cada escenario, donde ambos casos cuentan con REM excesivamente altas al no considerar un pre-stripping.

La alimentación a la pila de lixiviación en el caso con pre-concentración de mineral es siempre a una ley de cabeza mayor que el caso base. Lo anterior tiene sentido ya que la pre-concentración de mineral acepta solo el mineral de mejor ley que es alimentado al sorter, aumentando su concentración en las toneladas de mineral que son aceptadas. Además, envía de manera directa el mineral sobre la ley break-even hacia a pila de lixiviación, evitando perder finos de cobre en el rechazo que se produce en el sorter y que reduzcan las leyes de cabeza.

Los perfiles de producción de cobre de los 3 escenarios (Gráfico 8, Gráfico 10 y Gráfico 12) muestran que, a pesar de la disminución del mineral en planta, la producción de finos es superior en el caso sorting prácticamente en todos los periodos. Esto se debe a que el mineral lixiviado es de mayor ley y a mayor ley de cobre total se tiene una mayor recuperación hidrometalúrgica. Además, el mineral del caso ore sorting tiene asociado un menor consumo de ácido por tonelada de mineral lixiviada, disminuyendo en 10,915 [t] el requerimiento total de ácido para la lixiviación del mineral, pero aumentando en 36 [t] la cantidad de cloruro de calcio ( $\text{CaCl}_2$ ) necesario por el aumento de mineral sulfurado en el plan de producción.

Michilla posee amplia holgura de producción de cobre, por lo que no se considera una capacidad máxima para los finos de cobre y Minemax Scheduler busca optimizar el VAN siendo limitado solo por las restricciones y costos impuestos en cada escenario. Por lo anterior, el perfil de finos recuperables no está en régimen en el escenario “capacidad de movimiento mina limitado” y es algo más regular en los escenarios donde existe un límite para la alimentación a las pilas de lixiviación.

A partir de los resultados de las planificaciones de los 3 escenarios, se elabora la Tabla 40, Tabla 41 y Tabla 42, donde se presentan la producción de cobre fino en toneladas por cada mil toneladas de mineral lixiviado. En los 3 escenarios y durante todos los periodos, la planificación con ore sorting tiene un mayor índice de producción de cobre. Esto se debe a que se tiene menos mineral, pero de mayor ley y recuperación asociada.

Tabla 40: Cobre recuperado por mineral lixiviado – movimiento mina limitado

| Finos Cu recuperados / Mineral lixiviado [t/kt] | Periodo [año] |       |      |      |             |
|---|---------------|-------|------|------|-------------|
|   | 1             | 2     | 3    | 4    | Total       |
| Caso base                                       | 4.76          | 9.30  | 7.94 | 7.33 | <b>7.93</b> |
| Caso ore sorting                                | 6.10          | 10.09 | 9.32 | 7.44 | <b>8.34</b> |

Tabla 41: Cobre recuperado por mineral lixiviado – alimentación a planta limitada

| Finos Cu recuperados / Mineral lixiviado [t/kt] | Periodo [año] |      |      |      |             |
|---|---------------|------|------|------|-------------|
|   | 1             | 2    | 3    | 4    | Total       |
| Caso base                                       | 5.04          | 8.96 | 8.67 | 7.26 | <b>7.93</b> |
| Caso ore sorting                                | 6.00          | 9.67 | 9.36 | 8.33 | <b>8.34</b> |

Tabla 42: Cobre recuperado por mineral lixiviado – movimiento mina y alimentación a planta limitados

| Finos Cu recuperados / Mineral lixiviado [t/kt] | Periodo [año] |       |      |      |             |
|---|---------------|-------|------|------|-------------|
|   | 1             | 2     | 3    | 4    | Total       |
| Caso base                                       | 5.29          | 8.96  | 9.20 | 6.34 | <b>7.93</b> |
| Caso ore sorting                                | 6.10          | 10.06 | 9.65 | 7.20 | <b>8.34</b> |

Además de adelantar el ingreso en los flujos de caja y aumentar el VAN del proyecto, el mayor índice de producción de cobre por tonelada de mineral lixiviado, permite reducir el área superficial de las pilas de lixiviación para alcanzar una producción de cátodos objetivos o aumentar dicha producción sin tener que ampliar el área definida para la lixiviación en pilas.

### 5.7.5 Diferencia en valor actualizado neto

Minemax Scheduler busca maximizar el valor actualizado neto de cada escenario para ambos casos. Al tener un beneficio sin descontar fijo, las diferencias del VAN están dadas por las capacidades máximas del movimiento mina y producción de mineral de cada escenario.

A nivel de beneficio sin descontar, el caso ore sorting tiene ingresos superiores en 10,813 [kUS\$] (5.17 [%]) con respecto al caso base. Los costos también son mayores en el caso con pre-concentración de mineral y superan en 6,225 [kUS\$] (5.31 [%]) a los costos del caso base, asociado principalmente al mayor remanaje de toneladas de estéril hacia el botadero. Se debe tener en cuenta que parte del estéril proviene del material rechazado en el harneo y por el sorter, los cuales tienen costos adicionales debido al carguío extra que necesitan ambos rechazos y al costo de clasificar el material en el sorter. El costo de remanaje de estéril y de cuprochlor aumentan en 8,979 [kUS\$] por lo mencionado anteriormente y en 16 [kUS\$] al incluir mayor cantidad de mineral sulfurado en los recursos, respectivamente, mientras que el costo fijo de lixiviar (sin considerar ácido ni el proceso cuprochlor) y el costo producto del ácido consumido se reducen en 1,879 [kUS\$] al lixiviar

menor cantidad de mineral y en 892 [kUS\$] al lixiviar mineral con menor consumo de ácido, respectivamente.

El caso ore sorting alcanza un mayor VAN en los 3 escenarios, donde la diferencia media sin considerar la inversión necesaria para el ore sorting es de 3,642 [kUS\$] y aumenta en promedio 5.18 [%] el VAN. Cuando se considera la inversión necesaria en el caso con pre-concentración de mineral, el caso con ore sorting sigue siendo más favorable, pero el aumento y la variación promedio del VAN, con respecto al valor actualizado neto del caso base, disminuyen considerablemente hasta 642 [kUS\$] y 0.91 [%], respectivamente.

El mayor valor actualizado neto para el caso ore sorting se obtiene al liberar la capacidad total de extracción desde la mina (escenario “capacidad de alimentación a planta limitada”), donde al extraer mayor cantidad de material total desde el rajo en el primer periodo de ese escenario, casi se duplica la producción de mineral alcanzada en los otros dos escenarios. Lo anterior, a pesar de provocar el peor flujo de caja durante el primer periodo, permite que durante el segundo y tercer año de producción el caso ore sorting alcance una diferencia de ingresos y costos muy favorable con respecto al caso base, logrando ingresos 6,129 [kUS\$] y 2,299 [kUS\$] mayores durante el segundo y tercer periodo, respectivamente, con costos 471 [kUS\$] y 21 [kUS\$] inferiores en el segundo y tercer periodo, respectivamente, asociados a la lixiviación de menos mineral y con menor consumo de ácido. Por su parte, el escenario con menor VAN para ambos casos corresponde al tercer escenario, el cual considera las restricciones de movimiento total desde la mina y de capacidad de alimentación a la planta de lixiviación.



## 6 Conclusiones

Planificar considerando la clasificación del mineral mediante ore sorting, mejora los resultados que se obtienen en la planificación convencional del rajo La Reina al reducir la ley de corte y aumentar la utilización de los recursos disponibles en el yacimiento y recursos al interior del pit final, pero disminuye la cantidad de mineral lixiviado y aumenta la razón estéril/mineral. La lixiviación es con mayor ley de cobre y recuperación hidrometalúrgica, por lo que: se obtienen 1,841 [t] más de cobre fino producido con un aumento del índice de producción de cobre por tonelada de mineral lixiviado, se reduce el consumo de ácido durante la lixiviación y al tener mayores y más rápidos ingresos, aumenta el VAN del proyecto en 642 [kUS\$] (0.91 [%]). Sin embargo, se requiere una mayor capacidad de botaderos o de depósitos de mineral de baja ley para la mayor cantidad de estéril y el material rechazado en el sorter, y aumenta el consumo total de cloruro de calcio para el proceso cuprochlor.

El ore sorting disminuye la ley de corte del rajo La Reina en 0.10 [%] para los óxidos y en 0.15 [%] en el caso de sulfuros, ya que solo lixivia el mineral de mejor ley y evita costos de procesamiento del material estéril, aumentando la utilización de los recursos disponibles en el yacimiento y ampliando las fases en 865 [kt]. La clasificación de mineral en el ore sorting reduce en 165 [kt] el mineral que se lixivia en el caso base y aumenta en 1,030 [kt] el estéril total, pero aumenta las leyes de cobre y recuperación hidrometalúrgica del mineral lixiviado en 0.09 [%] y 0.15 [%], respectivamente, incrementando la producción de finos de cobre por tonelada de mineral lixiviado desde 7.39 [t Cu/kt min.] en el caso base, hasta 8.34 [t Cu/kt min.] en el caso con pre-concentración de mineral, lo que permite mantener una producción de cobre con menor área superficial de pila de lixiviación, o aumentar la producción del metal manteniendo la misma cantidad de mineral lixiviado.

El mejor método de clasificación para el mineral de La Reina, es con ore sorting de sensores de detección de color por cámara y láser combinados y utilizando la ley break-even como límite superior de alimentación al proceso. El ore sorting acepta el 30 [%] de la masa como mineral post-sorter conteniendo el 70 [%] de los finos alimentados, pero concentra solo el mineral con tamaño sobre 0.5 [”], haciendo necesaria la etapa previa de separación del 20 [%] de la masa que sale desde la mina con un harnero y que no cumple con la granulometría requerida para ser clasificado en el ore sorting, provocando una triple recuperación de finos de cobre en el proceso completo. Estas recuperaciones, acondicionamientos de mineral y tipos de sensores utilizados en el sorting, son exclusivos para el mineral de Michilla. La aplicación del ore sorting en otro yacimiento y los potenciales beneficios, dependen exclusivamente de las características minerales del yacimiento y de los resultados que se puedan obtener en las pruebas realizadas en laboratorio con ore sorting. Se recomienda recopilar más información sobre la distribución del cobre contenido por granulometría que se espera del material de Michilla, en particular, para el contenido de cobre en el material sobre y bajo tamaño, ya que afecta directamente a la cantidad de cobre fino recuperable e ingresos del proceso sorter.

A nivel de pit final, la reducción en la ley de corte que provoca el ore sorting permite ampliar el límite del pit en 2,690 [kt] e incorporar 1,675 [kt] de mineral antes del sorter, con 1,341 [kt] de

mineral de baja ley, material que en el caso base no es rentable y es considerado como estéril, que se encuentra distribuido entre ambos pits finales y al interior del límite del caso base. Dentro de un espacio físico determinado, como lo es la envolvente económica del caso base, el ore sorting, aumenta la cantidad de mineral antes del sorter en 27.07 [%], con respecto al caso base, al clasificar a 1,245 [kt] como mineral de baja ley con ley de cobre total bajo la ley de corte marginal del caso base.

Los resultados de la optimización con pre-concentración de mineral son muy sensibles a las variaciones en las recuperaciones en masa y en metal asociadas al ore sorting, incluso, si el rendimiento de la separación de mineral baja lo suficiente, no conviene clasificar el mineral. Cambios en la granulometría esperada del mineral, particularmente en los finos no sorteables, no generan cambios significativos en el beneficio cuando se considera que mantienen las leyes de cobre antes y después de la separación en el harnero, y el costo operacional del sorter prácticamente no genera cambios bajo estos mismos supuestos. Se recomienda realizar un nuevo análisis de sensibilidad al sorter, incluyendo variaciones en las leyes de cobre de las masas separadas en el harnero, las cuales pueden tener un gran impacto en el beneficio del proceso sorter al disponer de mayor o menor cantidad de cobre contenido para pre-concentrar en el sorter o recuperar del material bajo tamaño.

Cuando la capacidad de la pila de lixiviación es limitante, la planificación con ore sorting requiere un mayor movimiento de material total desde el rajo durante el inicio de la producción para lixiviar una cantidad de mineral igual o menor que en el caso base, debido al rechazo de mineral in-situ que se produce en el proceso sorter, aumentando la razón estéril/mineral sobre todo cuando no se realiza pre-stripping. Sin embargo, el ore sorting permite aumentar y adelantar la producción de finos de cobre, ya que cuenta con mineral de mayor ley, recuperación hidrometalúrgica y menor consumo de ácido por tonelada de mineral durante todos los periodos de planificación, permitiendo que se obtenga la mayor diferencia en VAN con respecto a la planificación convencional del rajo La Reina cuando la planta es limitante. Cuando la capacidad limitante solo viene dada por la extracción desde la mina, el caso con ore sorting sigue teniendo mejores resultados, pero con menores diferencias en cuanto al mineral lixiviado y producción de cobre y con mayores diferencias en las leyes de cabeza y consumo de ácido.

El mayor o menor consumo de insumos en el caso con pre-concentración de mineral en el rajo La Reina, con respecto al caso base, depende de si estos parámetros son directa o inversamente proporcionales a la ley de cobre del mineral lixiviado, o si es un valor constante. Si el insumo es inversamente proporcional a la ley de cobre, como en el caso del ácido, su requerimiento disminuye, mientras que, si es un valor constante como el consumo de CaCl<sub>2</sub>, dependerá de la cantidad de mineral procesado. Para el caso de La Reina se tiene que el consumo de ácido disminuye en 10,915 [t] durante la vida de la mina, mientras que se requieren 36 [t] extras de CaCl<sub>2</sub> para procesar la mayor cantidad de mineral sulfurado.

Sin duda el ore sorting presenta una alternativa para aumentar la utilización de recursos disponibles en yacimientos no explotados, puede solucionar problemas de espacios de procesamiento, aumentar el beneficio de los proyectos, reducir el consumo de insumos que

dependen directamente de la(s) ley(es) de cabeza y procesar mineral desde botaderos de bajas leyes apilados en el pasado que hasta el momento no son rentables. La planificación con ore sorting no se limita solo a minas a cielo abierto, sino que también se puede evaluar disminuir la dilución de mineral en métodos de explotación subterráneos no selectivos, o para incrementar el tamaño de caserones al reducir la ley de corte y aumentar el beneficio del bloque.

## 7 Bibliografía

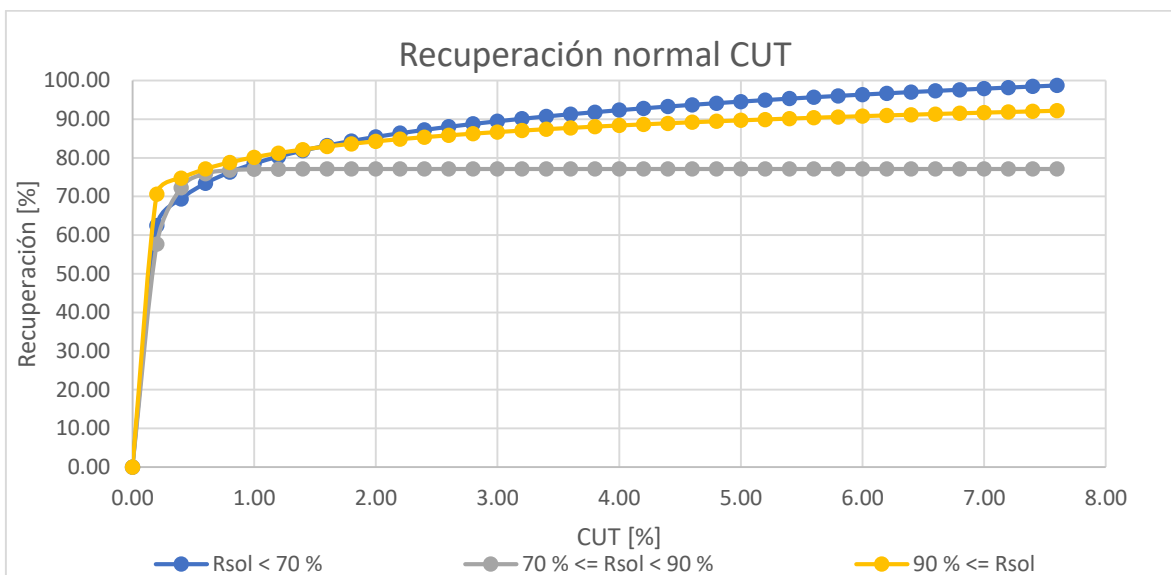
1. Castillo, L. (2009). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas. “*Modelos de Optimización para la Planificación Minera a Cielo Abierto*”. Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
2. CSIRO. (2017). Sorting out waste. [en línea]. <https://www.csiro.au/en/Research/MRF/Areas/Resourceful-magazine/Issue-13/Sorting-out-waste> [consulta: 24 mayo 2019].
3. Cutmore N. G., Eberhardt J. E. (2002). “*The future of ore sorting in sustainable processing*”. En: GREEN PROCESSING Conference.
4. Dagdelen, K. (2001). Open Pit Optimization - Strategies for Improving Economics of Mining. *Proceedings of the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET)*, (págs. 117-121). Ankara, Turkey.
5. Díaz C. (2017). “*Planificación minera a cielo abierto considerando diseño óptimo de rampas*”. Memoria de Ingeniero Civil de Minas. Santiago, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
6. Duffy, Kristy-Ann & Valery, Walter & Jankovic, Alex & Holtham, Peter & Valle, Roberto. (2015). Bulk ore sorting for pre-concentration: what, how, and why?. En: PROCEMIN 2015: 11<sup>th</sup> international Mineral Processing Conference.
7. Duffy, Kristy-Ann & Valery, Walter & Jankovic, Alex & Holtham, Peter & Valle, Roberto. (2015). Integrating bulk ore sorting into a mining operation to maximise profitability. En: METPLANT 2015.
8. Elkington, T., & Durham, R. (2011). Integrated Open-Pit Pushback Selection and Production Capacity Optimization . *Journal of Mining Science*, 177-190.
9. Hinrichsen, C. (2015). Planificación Minera de Largo Plazo: ¿Táctica o estratégica? *Perspectiva N°9*, 1-5.
10. Horsley, T. (2002). “Dollar Driven Mine Planning: The Corporate perspective to operational Mine Planning”. Australian Mining Consultants.
11. Hustrulid, W. and Kuchta, K. 2006. Open-Pit Mine Planning and Design (2nd edn). Taylor and Francis, London.
12. McCarthy, P. (2002). Pit Optimisation. Melbourne: AMC Consultants Pty Ltd.
13. Morales, N., Jélvez, E., Nancel-Penard, P., Marinho, A., Guimarães, O. A comparison of conventional and direct block scheduling methods for open pit mine production scheduling. *Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry*, p. 1040-1051. Fairbanks, AK: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, p. 1040-1051, 2015.

14. Parra A. (2015). "*Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamentos geomecánicos*". Tesis de Magíster en Minería. Santiago, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
15. Parra, A. (2006). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas. "*Generación y Aplicación de un Sistema de Análisis para Planes de Producción*". Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
16. Rairdan B. L. (2015). Master of business administration. "*Development of economic Evaluation methods of coarse ore upgrading opportunities including integration or cut-off grade based Mining strategies*". British Columbia, Canadá. Simon Fraser University
17. Rubio, E. (2007). Cátedra de planificación minera: "Planificación Minera a Cielo Abierto". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
18. Valery, Walter & Duffy, Kristy-Ann & Prati, Fabio & Reple, Alexandre & Holtham, Peter. (2016). Evaluation of bulk ore sorting for pre-concentration of copper ore at PanAust Phu Kham operation. En: 24th WORLD MINING Congress: Mining in a world of innovation. Rio de Janeiro, Brazil.
19. Vásquez, A., Galdames, B., & Le-Feaux, R. (2007). *Diseño y Operaciones de Minas a Cielo Abierto*. Santiago, Chile. Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.
20. Vargas, M. (2011). Tesis para optar al grado de magíster en minería. "*Modelo de Planificación Minera de Corto y Largo Plazo Incorporando Restricciones Operacionales y de Mezcla*". Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
21. Whittle, J. (1998). *Four-X User Manual*. Melbourne, Australia: Whittle programming Pty Ltd.

## 8 Anexos

### Anexo A. Recuperación

| Razón de solubilidad     | Recuperación [%]                            |
|--------------------------|---|
| $R_{sol} < 0.7$          | $9.9783 \times \ln(CuT) + 78.523$           |
| $0.7 \leq R_{sol} < 0.9$ | $77.12 \times (1 - e^{-6.8986 \times CuT})$ |
| $0.9 \leq R_{sol}$       | $5.936 \times \ln(CuT) + 80.156$            |



### Anexo B. Consumo de insumos

| Razón de solubilidad | Consumo de Ácido [Kg H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> /t] |
|----------------------|---|
| $R_{sol} < 0.7$      | 40  |
| $0.7 \leq R_{sol}$   | $51.854 \times e^{-0.269 \times CuT}$                   |

| Razón de solubilidad | Consumo de Cloruro de calcio [Kg CaCl <sub>2</sub> /t] |
|----------------------|--|
| $R_{sol} < 0.7$      | 6  |

## Anexo C. Beneficio marginal por proceso

$$\text{Beneficio lix. directa} = (P - (SX|EW + Adm)) \times 2204.6 \times CuT \times Rec - D$$

### **Beneficio lix. ore sorting**

$$= (P - (SX|EW + Adm)) \times 2204.6 \times CuT \times Rec_{up} \times R_{met} \times S_{tam} \\ - (0.24 \times A + 0.56 \times B + 0.2 \times C)$$

### **Beneficio lix. bajo tamaño**

$$= (P - (SX|EW + Adm)) \times 2204.6 \times CuT \times Rec - (\text{carguío} + D)$$

### **Beneficio lix. rechazo OS**

$$= (P - (SX|EW + Adm)) \times 2204.6 \times CuT \times Rec_{dil} \times (1 - Rec_{met}) \times S_{tam} - A$$

Donde:

- P = precio Cu [US\$/lb].
- SX|EW = costo extracción por solventen y electro-obtención [cUS\$/lb].
- Adm = costo administración [cUS\$/lb].
- Rec = Recuperación metalúrgica de lixiviación en pila [%].
- Rec\_up = Recuperación metalúrgica con cobre upgrade [%].
- Rec\_met = Recuperación de finos en ore sorting [%].
- S\_tam = Porcentaje de masa que pasa el harnero con tamaño mayora 0.5” [%].

Costos:

- A = carguío + chancado + ore sorting + carguío + transporte x distancia planta + aglomeración + lixiviación + consumo ácido con cut upgrade.
- B = carguío + chancado + ore sorting + carguío + transporte x distancia botadero.
- C = carguío + chancado + carguío + transporte x distancia botadero.

- $D = \text{carguío} + \text{transporte} \times \text{distancia planta} + \text{chancado} + \text{aglomeración} + \text{lixiviación} + \text{consumo ácido}$

#### Anexo D. Ley de corte marginal por proceso

$$\mathbf{Lix. directa} = \frac{D \times 100}{(P - (SX|EW + Adm)) \times 2204.6 \times Rec}$$

$$\mathbf{Lix. ore sorting} = \frac{(0.24 \times A + 0.56 \times B + 0.2 \times C) \times 100}{(P - (SX|EW + Adm)) \times 2204.6 \times Rec_{up} \times R_{met} \times S_{tam}}$$

$$\mathbf{Lix. bajo tamaño} = \frac{(\text{carguío} + D) \times 100}{(P - (SX|EW + Adm)) \times 2204.6 \times Rec}$$

$$\mathbf{Lix. rechazo OS} = \frac{A \times 100}{(P - (SX|EW + Adm)) \times 2204.6 \times Rec_{dil} \times (1 - R_{met}) \times S_{tam}}$$



## Anexo E. Resultados de Optimización

| Resultados de optimización del caso base |                |                             |             |                       |                  |             |             |              |              |                      |
|--|----------------|-----------------------------|-------------|-----------------------|------------------|-------------|-------------|--------------|--------------|----------------------|
| Pit                                      | Revenue Factor | Precio Diseño CuT [US\$/lb] | Razón E/M   | Movimiento Total [kt] | Mineral a Planta |             |             |              |              |                      |
|  |                |                             |             |                       | Mineral [kt]     | CuT [%]     | CuS [%]     | Rec. [%]     | CAN [kg/t]   | Cobre Recuperado [t] |
| 1  | 0.31           | 0.93                        | 1.85        | 3                     | 1                | 2.17        | 1.89        | 77.10        | 29.05        | 17                   |
| 2  | 0.35           | 1.05                        | 2.47        | 18                    | 5                | 1.94        | 1.78        | 81.15        | 31.01        | 82                   |
| 3  | 0.40           | 1.20                        | 5.12        | 3,887                 | 635              | 2.10        | 1.97        | 84.17        | 30.36        | 11,243               |
| 4  | 0.45           | 1.35                        | 4.53        | 5,199                 | 940              | 1.90        | 1.77        | 83.49        | 32.02        | 14,916               |
| 5  | 0.50           | 1.50                        | 3.98        | 5,696                 | 1,144            | 1.76        | 1.63        | 83.08        | 33.26        | 16,696               |
| 6  | 0.55           | 1.65                        | 3.69        | 6,651                 | 1,418            | 1.63        | 1.50        | 82.70        | 34.41        | 19,080               |
| 7  | 0.60           | 1.80                        | 3.30        | 6,931                 | 1,611            | 1.53        | 1.41        | 82.39        | 35.28        | 20,313               |
| 8  | 0.65           | 1.95                        | 3.15        | 7,798                 | 1,880            | 1.44        | 1.32        | 82.07        | 36.14        | 22,158               |
| 9  | 0.70           | 2.10                        | 3.05        | 8,880                 | 2,195            | 1.35        | 1.23        | 81.72        | 36.95        | 24,194               |
| 10                                       | 0.75           | 2.25                        | 3.03        | 10,156                | 2,522            | 1.28        | 1.16        | 81.44        | 37.65        | 26,193               |
| 11                                       | 0.80           | 2.40                        | 3.04        | 11,536                | 2,858            | 1.21        | 1.10        | 81.21        | 38.24        | 28,128               |
| 12                                       | 0.85           | 2.55                        | 3.26        | 14,771                | 3,470            | 1.13        | 1.03        | 80.86        | 38.99        | 31,728               |
| 13                                       | 0.90           | 2.70                        | 3.06        | 15,161                | 3,731            | 1.09        | 0.99        | 80.67        | 39.40        | 32,753               |
| 14                                       | 0.95           | 2.85                        | 2.94        | 16,126                | 4,090            | 1.04        | 0.94        | 80.43        | 39.87        | 34,266               |
| <b>15</b>                                | <b>1.00</b>    | <b>3.00</b>                 | <b>2.85</b> | <b>17,718</b>         | <b>4,599</b>     | <b>0.99</b> | <b>0.89</b> | <b>80.12</b> | <b>40.42</b> | <b>36,328</b>        |
| 16                                       | 1.05           | 3.15                        | 2.73        | 18,512                | 4,967            | 0.95        | 0.85        | 79.90        | 40.78        | 37,638               |
| 17                                       | 1.10           | 3.30                        | 2.72        | 19,986                | 5,366            | 0.92        | 0.82        | 79.68        | 41.09        | 39,181               |
| 18                                       | 1.15           | 3.45                        | 2.73        | 21,835                | 5,852            | 0.88        | 0.79        | 79.44        | 41.44        | 40,997               |
| 19                                       | 1.20           | 3.60                        | 2.68        | 23,608                | 6,410            | 0.84        | 0.75        | 79.17        | 41.81        | 42,870               |
| 20                                       | 1.25           | 3.75                        | 2.64        | 24,910                | 6,849            | 0.82        | 0.73        | 78.97        | 42.08        | 44,247               |
| 21                                       | 1.30           | 3.90                        | 2.60        | 26,050                | 7,236            | 0.80        | 0.70        | 78.79        | 42.31        | 45,411               |

| Resultados de optimización del caso ore sorting |                |                      |             |               |                  |             |             |              |              |                      |
|---|----------------|----------------------|-------------|---------------|------------------|-------------|-------------|--------------|--------------|----------------------|
| Pit   | Revenue Factor | Precio               | Razón E/M   | Movimiento    | Mineral a Planta |             |             |              |              |                      |
|   |                | Diseño CuT [US\$/lb] |             | Total [Kt]    | Mineral [kt]     | CuT [%]     | CuS [%]     | Rec. [%]     | CAN [kg/t]   | Cobre Recuperado [t] |
| 1   | 0.31           | 0.93                 | 2.19        | 9             | 3                | 1.99        | 1.80        | 80.56        | 30.47        | 44                   |
| 2   | 0.35           | 1.05                 | 5.64        | 66            | 10               | 2.27        | 2.09        | 83.77        | 28.60        | 189                  |
| 3   | 0.40           | 1.20                 | 6.86        | 4,620         | 588              | 2.12        | 2.00        | 84.40        | 30.24        | 10,539               |
| 4   | 0.45           | 1.35                 | 5.55        | 5,238         | 800              | 1.92        | 1.79        | 83.66        | 31.87        | 12,855               |
| 5   | 0.50           | 1.50                 | 5.04        | 6,694         | 1,109            | 1.76        | 1.64        | 83.10        | 33.21        | 16,236               |
| 6   | 0.55           | 1.65                 | 4.55        | 8,096         | 1,458            | 1.61        | 1.49        | 82.62        | 34.55        | 19,408               |
| 7   | 0.60           | 1.80                 | 3.97        | 8,350         | 1,679            | 1.51        | 1.39        | 82.27        | 35.44        | 20,872               |
| 8   | 0.65           | 1.95                 | 3.67        | 9,703         | 2,078            | 1.40        | 1.28        | 81.80        | 36.46        | 23,748               |
| 9   | 0.70           | 2.10                 | 3.40        | 10,188        | 2,315            | 1.33        | 1.21        | 81.56        | 37.09        | 25,111               |
| 10  | 0.75           | 2.25                 | 3.29        | 11,586        | 2,703            | 1.25        | 1.14        | 81.24        | 37.80        | 27,553               |
| 11  | 0.80           | 2.40                 | 3.36        | 14,046        | 3,224            | 1.19        | 1.07        | 80.91        | 38.41        | 30,950               |
| 12  | 0.85           | 2.55                 | 3.58        | 16,657        | 3,634            | 1.15        | 1.04        | 80.74        | 38.73        | 33,778               |
| 13  | 0.90           | 2.70                 | 3.56        | 17,903        | 3,927            | 1.12        | 1.01        | 80.56        | 39.00        | 35,492               |
| 14  | 0.95           | 2.85                 | 3.52        | 19,169        | 4,241            | 1.09        | 0.98        | 80.38        | 39.28        | 37,227               |
| <b>15</b>                                       | <b>1.00</b>    | <b>3.00</b>          | <b>3.50</b> | <b>20,408</b> | <b>4,532</b>     | <b>1.07</b> | <b>0.95</b> | <b>80.22</b> | <b>39.52</b> | <b>38,764</b>        |
| 16  | 1.05           | 3.15                 | 3.60        | 21,403        | 4,657            | 1.06        | 0.95        | 80.17        | 39.59        | 39,528               |
| 17  | 1.10           | 3.30                 | 3.89        | 24,638        | 5,043            | 1.04        | 0.92        | 79.99        | 39.78        | 41,871               |
| 18  | 1.15           | 3.45                 | 3.96        | 25,614        | 5,165            | 1.03        | 0.92        | 79.94        | 39.84        | 42,563               |
| 19  | 1.20           | 3.60                 | 4.12        | 27,285        | 5,332            | 1.02        | 0.91        | 79.87        | 39.92        | 43,569               |
| 20  | 1.25           | 3.75                 | 4.20        | 28,157        | 5,412            | 1.02        | 0.90        | 79.85        | 39.95        | 44,059               |
| 21  | 1.30           | 3.90                 | 4.36        | 29,993        | 5,598            | 1.01        | 0.89        | 79.75        | 40.02        | 45,141               |