



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

**CÁLCULO DE ENVOLVENTE ÓPTIMA PARA LA TRANSICIÓN DE
EXPLOTACIÓN DESDE MINERÍA CIELO ABIERTO A SUBTERRÁNEA,
BAJO INCERTIDUMBRE GEOLÓGICA**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERA CIVIL DE
MINAS**

CECILIA ALEJANDRA JULIO FERNÁNDEZ

**PROFESOR GUÍA:
NELSON MORALES VARELA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
JORGE AMAYA ARRIAGADA
MARCO VERA HENRÍQUEZ**

**SANTIAGO DE CHILE
2015**

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL
TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas
POR: Cecilia Alejandra Julio Fernández
FECHA: 21/10/2015
PROFESOR GUÍA: Nelson Morales Varela

CÁLCULO DE ENVOLVENTE ÓPTIMA PARA LA TRANSICIÓN DE EXPLOTACIÓN DESDE MINERÍA CIELO ABIERTO A SUBTERRÁNEA, BAJO INCERTIDUMBRE GEOLÓGICA

Actualmente existe un sinnúmero de yacimientos que son explotados mediante minería de cielo abierto pero cuyos costos de extracción aumentan considerablemente a medida que el pit se profundiza, dando paso a la factibilidad de cambiar de método de extracción. Debido a lo anterior, muchas empresas han comenzado a evaluar la alternativa de considerar una mina subterránea en la planificación y los planes de producción, introduciendo el concepto de transición.

Este trabajo desarrolla la aplicación de una metodología de selección de envolventes que optimiza la transición desde minería de cielo abierto a subterránea, enfocándose en la etapa de planificación conceptual de un proyecto. Para el cálculo de las envolventes, se utiliza como base el algoritmo de Lerchs y Grossman, por lo que no se considera una tasa de descuento para obtener los pits finales. Para el caso de la envolvente de cielo abierto, el algoritmo es utilizado directamente sobre el modelo de bloques en estudio, mientras que para la envolvente subterránea se mantiene el concepto, pero se aplica al modelo traspuesto (en z), por lo que se obtiene un pit final invertido. La metodología considera un espaciamiento mínimo entre envolventes para garantizar la estabilidad de la explotación, llamada Pilar de Estabilidad o *Crown Pillar*. Esta distancia es calculada como una función lineal de las variables geomecánicas del yacimiento. Por último, la envolvente subterránea incluye la variable dilución, la cual es modelada según parámetros de mezcla de Laubscher. Como resultado de la metodología, se obtiene la combinación óptima de envolventes y la ubicación del piso óptimo de la envolvente subterránea, asegurando una distancia mínima de estabilidad.

Con el fin de estudiar el efecto de la variabilidad geológica, la metodología incorpora la incertidumbre a través de modelos de bloques simulados y el posterior análisis de riesgo, donde se observa la probabilidad de cada bloque de pertenecer a cada método, y en consecuencia, la sensibilidad de las envolventes conjuntas frente a la incertidumbre geológica.

La validación de la metodología muestra que para un modelo de cobre, la transición entrega un beneficio 28.5% mayor al beneficio entregado si se considera únicamente la explotación por cielo abierto, una disminución en la cantidad de estéril de un 7.23% y un aumento en la ley promedio en un 19.6% (de 0.53% para el caso del pit final a un 0.66% para la combinación). Respecto a la dilución, su no consideración lleva a una sobreestimación del 19.8% de las reservas.

Finalmente, el trabajo se enfoca en el cálculo de envolventes óptimas, por lo que una de sus debilidades es la no incorporación de una secuencia de extracción y por lo tanto, un plan de producción, quedando como recomendación para trabajos futuros.

**ABSTRACT OF THE SUBMITTED THESIS TO
OBTAIN THE DEGREE OF: Mining Engineer
BY: Cecilia Alejandra Julio Fernández
DATE: 21/10/2015
THESIS ADVISOR: Nelson Morales Varela**

**OPTIMAL ECONOMIC ENVELOPE OF JOINT OPEN-PIT AND UNDERGROUND
MINES, UNDER GEOLOGICAL UNCERTAINTY**

Because of the open pit costs increments when the pit gets deeper, nowadays there are many deposits that want to change their extraction method from the open pit to underground. This is why many companies have started to consider the availability of an underground mine and, therefore, transition.

This work develops the application of an envelope selection methodology that optimizes the transition from open pit to underground mining, focusing on the conceptual planning stage from a project. To calculate the final envelopes, this methodology uses Lerchs and Grossman algorithm (no discount rate considered). Open pit envelope is obtained using the algorithm directly on the block model, while underground envelope is obtained using the algorithm on the reversed block model, getting an inverted final pit. A stability section is considered between both extraction methods, called crown pillar, which thickness is a function of geomechanic characteristics from the deposit. The underground envelope considers dilution effect basing on Laubscher's volumetric mixing parameters. As result, the methodology gets the optimal envelopes combination and the location for the optimal floor of the underground mine, ensuring the minimum distance between both methods.

Geological uncertainty is studied through the incorporation of simulated block models and risk analysis, where the probability from each block to belong to a method is observed.

Methodology's validation shows that for a copper model, transition from open pit to underground increases the project value in 28.5% compared to the open pit only, decreases the amount of waste extracted by 7.23% and also increases the average mean grade of global copper by 19.6% (from 0.53% of copper for the open pit case to 0.66% for the combination). On the other hand, not considering the dilution effect leads to inaccurate reserve quantifications, and in the case of the optimal transition, the underground envelope extracted by block caving would overrate the extraction by 19.8%.

Finally, this work is focused on the calculation of optimal envelopes, so one of the weakness of the methodology is that there is no scheduling neither extraction plans, things to take into account as recommendations for future works.

Agradecimientos

Primero que todo, gracias a mi familia por apoyarme durante este largo proceso, gracias mamá por tus consejos, por tu paciencia y por tu amor infinito, por apañarme hasta la madrugada con un cafecito. Gracias papá por darme la seguridad necesaria para salir adelante ante los problemas, por contenerme cada vez que estaba triste, por tus abrazos, por tu amor. Gracias a ambos por esas jornadas completas de skype mientras estaba lejos, porque sin ustedes, ahora no sería lo que soy.

Gracias a mi tía Maggie por ser mi mami dos, por el soporte incondicional que me brindó desde que era niña y por darme a un primo chico tan bacán. Gracias a ambos por alegrarme los findes, por compartir tantos momentos conmigo, los amo.

Gracias a mi Diego por acompañarme durante este loco último año. Gracias por las sorpresas constantes, por tu cariño infinito y por estar a mi lado.

A mis amigas de la vida, mis ninfas + 1/2, nos queda mucho por compartir!, pero sin duda gracias por alegrarme los días con sus buenas noticias. Al Javi, gracias por esa chela infaltable y por aguantarme por tanto tiempo jajaja y a mis compipas de bachi, Anita y Claudio. Gracias Guido por todos los buenos momentos.

En cuanto a la parte académica, quisiera agradecer el apoyo y guía del profesor Nelson Morales, por confiar en mi desempeño dentro del desarrollo de este tema y por integrarme dentro de su equipo investigativo en el Laboratorio Delphos, al profesor Jorge Amaya por su gestión dentro del otorgamiento de financiamiento para esta memoria permitiéndome ser parte del proyecto FONDECYT N°1130816 y al profesor Marco Vera por su amabilidad y conocimiento minero dentro de la comisión. Gracias a Emilio Vargas por su trabajo que permitió dar pie a mi memoria.

Finalmente, gracias a Juanita por salvarme tantas veces durante mis años mineros.

TABLA DE CONTENIDO

1. Introducción.....	1
1.1 Descripción del problema.....	1
1.2 Objetivos.....	2
1.2.1 Objetivo General	2
1.2.2 Objetivos Específicos	2
1.3 Alcances.....	3
1.4 Descripción de capítulos.....	3
2. Antecedentes	4
2.1 Planificación Minera.....	4
2.2 Minería a Cielo abierto	5
2.2.1 Cálculo del Pit Final	5
2.3 Minería Subterránea	6
2.3.1 Minería de Block/Panel Caving.....	6
2.4 Minería de Transición de cielo abierto a subterránea.....	10
2.4.1 Pilar de Estabilidad.....	11
2.5 Cálculo de Envoltentes Económicas.....	12
2.5.1 Minería de Cielo Abierto	12
2.5.2 Minería Subterránea.....	14
2.5.3 Minería de Transición de Cielo Abierto a Subterránea.....	16
2.5.4 Programación Entera.....	17
2.6 Incertidumbre Geológica Y Riesgo	21
2.6.1 Estimación Geoestadística	21
2.6.2 Simulación Geoestadística	22
2.6.3 Planificación Minera Estocástica.....	22
2.7 Minelink	23
3. Metodología.....	25
3.1 Desarrollo del Modelo Matemático de Decisión.....	25
3.2 Modelamiento de la Dilución	26
3.3 Cálculo del Pilar de Estabilidad (Crown Pillar)	26
3.4 Selección de Parámetros Económicos	26
3.5 Validar en Casos de Estudio.....	26
3.5.1 Ejercicio conceptual.....	30
3.5.2 Caso Determinístico para los Modelos de Bloques en Estudio	31
3.5.3 Caso con incertidumbre Geológica para los Modelos de Bloques en Estudio	32
4. Desarrollo	33
4.1 Notación y Modelo Matemático	33
4.2 Modelamiento de la Dilución	36
4.2.1 Ejercicio Conceptual.....	38
4.2.2 Casos de Estudio.....	38
4.3 Pilar de estabilidad	38
4.3.1 Ejercicio Conceptual.....	39

4.3.2	Casos de Estudio.....	39
4.4	Parámetros técnico económicos.....	39
4.5	Validación en Casos de Estudio: Ejercicio Conceptual.....	40
4.6	Validación en Casos de Estudio: Casos Determinísticos.....	41
4.6.1	Yacimiento de Oro.....	41
4.6.2	Yacimiento de Cobre.....	45
4.7	Validación en Casos de Estudio: Casos con Incertidumbre Geológica.....	47
4.7.1	Yacimiento de Oro.....	47
4.7.2	Yacimiento de Cobre.....	47
5.	Análisis de Resultados.....	55
5.1	Matriz de Laubscher.....	55
5.2	Ejercicio Conceptual.....	56
5.3	Caso de Estudio 1: Yacimiento de Oro.....	58
5.3.1	Análisis Pit Final.....	58
5.3.2	Análisis Envolverte Subterránea.....	60
5.3.3	Análisis Minería de Transición.....	60
5.4	Caso de Estudio 2: Yacimiento de Cobre.....	61
5.4.1	Análisis Pit Final.....	61
5.4.2	Análisis Envolverte Subterránea.....	63
5.4.3	Análisis Minería de Transición.....	65
5.4.4	Análisis de Riesgo Geológico.....	71
6.	Conclusiones.....	72
7.	Bibliografía.....	74
8.	ANEXOS.....	76
8.1	Anexo A: Gráficos de Laubscher.....	76
8.2	Anexo B: Matriz de Laubscher – Caso Bidimensional.....	78
8.2.1	Matriz con PED 39% y Hmax 350 [m].....	78
8.3	Anexo C: Matriz de Laubscher – Casos de Estudio.....	79
8.3.1	Matriz con PED 49% y Hmax 350 [m].....	79
8.4	Anexo D: <i>Footprint</i> yacimiento de oro.....	80
8.5	Anexo E: Resultados Pit Final.....	81
8.6	Anexo F: Resultados Envolverte Subterránea.....	83

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1:	Análisis de datos básico a aplicar en los resultados de la metodología.....	30
Tabla 2:	Factores utilizados en el cálculo del PED para el caso bidimensional.....	38
Tabla 3:	Factores utilizados en el cálculo del PED para los casos de estudio.....	38
Tabla 4:	Parámetros geo – mecánicos para el cálculo del pilar aplicados a ejercicio bidimensional.....	39

Tabla 5: Parámetros geo – mecánicos para el cálculo del pilar aplicados a los casos de estudio.	39
Tabla 6: Parámetros económicos para minería de cielo abierto y <i>block caving</i>	39
Tabla 7: Resumen de resultados obtenidos del ejercicio conceptual.	41
Tabla 8: Características del modelo de oro.	41
Tabla 9: Beneficio y material extraído por pit según posición del pilar.....	43
Tabla 10: Resultados del cálculo del piso óptimo para el yacimiento de oro.	44
Tabla 11: Resultado de las envolventes factibles dada la posición del pilar de estabilidad.....	44
Tabla 12: Características del modelo de cobre.	45
Tabla 13: Extracto del <i>output</i> de resultado tras la ejecución del script pit final.....	48
Tabla 14: Resultados de pit final para 6/100 simulaciones seleccionadas.	49
Tabla 15: Extracto del output de resultados tras la ejecución del script de envolvente subterránea.	51
Tabla 16: Resultados de envolvente subterránea para 6/100 simulaciones seleccionadas.....	52
Tabla 17: Beneficio obtenido por cada envolvente y por la combinación.	56
Tabla 18: Reservas de mineral y toneladas de estéril de cada envolvente.	57
Tabla 19: Diferencias porcentuales de material extraído respecto al caso de pit final.....	57
Tabla 20: Comparación de movimiento mina global entre el caso de pit final único con el modelo de transición.....	58
Tabla 21: Resultados obtenidos de los pit finales por pilar de estabilidad.....	58
Tabla 22: Valor de la envolvente para cotas mayores a 3845.	63
Tabla 23: Resultados de algunas de las combinaciones factibles para la transición.	66
Tabla 24: Resultados de nivel de producción óptimo para la envolvente subterránea considerando diferentes anchos del pilar de estabilidad.	68
Tabla 25: Resultados para el caso óptimo seleccionado – caso kriging, mejor, peor y promedio.	69
Tabla 26: Comparación de recursos entre la combinación óptima seleccionada versus el pit final.	70
Tabla 27: Efecto de la dilución en la envolvente seleccionada.	70
Tabla 28: Matriz de Laubscher con PED 36% utilizada para el ejercicio bidimensional.	78
Tabla 29: Matriz de Laubscher con PED 49% utilizada para los casos de estudio de Oro y Cobre.	79
Tabla 30: Resultados <i>footprint</i> para el yacimiento de oro.....	80

TABLA DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Esquema general de la transición desde Minería de Cielo abierto a Minería Subterránea. (Bakhtavar et al, 2009).....	1
Ilustración 2: Esquema de la posición del pilar de estabilidad.....	2
Ilustración 3: Planificación minera de cielo abierto.	5

Ilustración 4: Caracterización de bloque.	5
Ilustración 5: Explotación por BC con buzones (derecha) y con uso de LHD (izquierda), (Hamrin, 2011).	7
Ilustración 6: Planificación minera subterránea <i>block caving</i>	7
Ilustración 7: Espacio mínimo /máximo de las zonas de vaciado basadas en el diámetro de las zonas aisladas, (Laubscher, 1994)	8
Ilustración 8: Altura de la zona de Interacción (HIZ), (Laubscher, 1994)	8
Ilustración 9: Esquema del algoritmo de mezcla volumétrico de Laubscher.	10
Ilustración 10: Transición desde minería de cielo abierto a minería subterránea. (Bakhtavar et al, 2010).	11
Ilustración 11: Conceptos dentro del diseño de caserones. (Bakhtavar et al, 2010)	11
Ilustración 12: Algoritmo de L&G usando grafos.	13
Ilustración 13: Resultado FPF: Tonelaje y Valor Global versus Elevación del Piso. (Diering et al, 2010).	14
Ilustración 14: Ejemplo de FootPrint Finder (Mina DOZ). (Diering et al, 2010)	14
Ilustración 15: Esquema de la metodología de cálculo de envolvente en PC – BC, (Diering et al, 2010).	15
Ilustración 16: Esquema general del Algoritmo de Selección.	16
Ilustración 17: Esquema del proceso principal del modelo de optimización.	17
Ilustración 18: Modelo de bloques bidimensional y el cono de extracción que asegura el ángulo de talud.	18
Ilustración 19: Área mínima asociada al bloque (i, j) en un modelo 2D.	19
Ilustración 20: Variación del precio del cobre 1999 – 2015. Base de datos Cochilco.	21
Ilustración 21: Sondajes de un depósito de cobre	21
Ilustración 22: Comparación entre la utilización del método convencional y estocástico en la decisión del pit final. (Dimitrakopoulos, 2011).	23
Ilustración 23: Diagrama de la metodología utilizada.	25
Ilustración 24: Esquema de cálculo de Pit Final mediante el uso de los scripts corridos en MineLink.	27
Ilustración 25: Esquema de cálculo de envolventes subterránea mediante el uso de los scripts corridos en MineLink.	28
Ilustración 26: Diagrama de la metodología a ejecutar.	29
Ilustración 27: Diagrama de ejecución del algoritmo de optimización.	29
Ilustración 28: Escenario 1 cómputo del Pit Final.	30
Ilustración 29: Escenario 2 cómputo de la envolvente de <i>block caving</i>	31
Ilustración 30: Escenario 3 cómputo de combinaciones factibles.	31
Ilustración 31: Dibujo explicativo de las variables de decisión.	34

Ilustración 32: Extracto de script Pit Final.	36
Ilustración 33: Diagrama de cálculo de los factores de Laubscher.	37
Ilustración 34: Vista perfil de la distribución espacial del modelo de bloques.	40
Ilustración 35: Curva Tonelaje – Ley e histograma del modelo 2D.....	40
Ilustración 36: Vista isométrica y del plano ZY del modelo de bloques de oro.....	42
Ilustración 37: Curva Tonelaje – Ley e histograma del modelo de oro.	42
Ilustración 38: Vista isométrica del pit final y sección YZ del pit en el modelo.	43
Ilustración 39: Envoltente óptima con nivel de producción en Z=185.....	45
Ilustración 40: Vista isométrica y corte transversal YZ de un ejemplo del modelo de cobre.	45
Ilustración 41: Resultados envoltentes de pit final del modelo estimado por kriging.....	46
Ilustración 42: Distribución de leyes (der) y Envoltente Pit Final (izq) del Modelo de Kriging para CP techo 3,265.....	46
Ilustración 43: Resultados envoltentes subterránea final del modelo estimado por kriging.	47
Ilustración 44: Envoltente Subterránea Final (izq) y distribución de leyes (der) del Modelo de Kriging.....	47
Ilustración 45: Leyes media de las 100 simulaciones del modelo de cobre.....	48
Ilustración 46: Beneficio obtenido por pit final factible de acuerdo a la posición del pilar de estabilidad y modelo simulado.	49
Ilustración 47: Envoltente Pit Final SIM7.....	50
Ilustración 48: Envoltente Pit Final SIM17.....	50
Ilustración 49: Envoltente Pit Final SIM20.....	50
Ilustración 50: Envoltente Pit Final SIM63.....	50
Ilustración 51: Envoltente Pit Final SIM84.....	50
Ilustración 52: Envoltente Pit Final SIM93.....	50
Ilustración 53: Distribución de leyes Pit SIM7.....	50
Ilustración 54: Distribución de leyes Pit SIM17.....	50
Ilustración 55: Distribución de leyes Pit SIM20.....	51
Ilustración 56: Distribución de leyes Pit SIM63.....	51
Ilustración 57: Distribución de leyes Pit SIM84.....	51
Ilustración 58: Distribución de leyes Pit SIM93.....	51
Ilustración 59: Distribución del beneficio de todas las envoltentes factibles obtenidas de los modelos.....	52
Ilustración 60: Envoltente económica SIM26.....	53
Ilustración 61: Envoltente económica SIM30.....	53
Ilustración 62: Envoltente económica SIM53.....	53

Ilustración 63: Envolvente económica SIM61	53
Ilustración 64: Envolvente económica SIM74	53
Ilustración 65: Envolvente económica SIM96	53
Ilustración 66: Distribución de leyes envolvente SIM26	53
Ilustración 67: Distribución de leyes envolvente SIM30	53
Ilustración 68: Distribución de leyes envolvente SIM53	54
Ilustración 69: Distribución de leyes envolvente SIM61	54
Ilustración 70: Distribución de leyes envolvente SIM74	54
Ilustración 71: Distribución de leyes envolvente SIM96	54
Ilustración 72: Gráfico comparativo entre la ley original y ley diluida de una columna de extracción.....	55
Ilustración 73: Perfil de combinaciones viables para el modelo 2D analizado.	56
Ilustración 74: Beneficio y material extraído por pit óptimo asociado a la posición del pilar de estabilidad.....	59
Ilustración 75: Vista isométrica y corte YZ del Pit Final en la cota 185 (Profundidad 110 [m]) .	59
Ilustración 76: Vista isométrica y corte YZ del Pit Final en la cota 215 (Profundidad 80 [m]) ...	59
Ilustración 77: Vista isométrica y corte YZ del Pit Final en la cota 245 (Profundidad 50 [m]) ...	59
Ilustración 78: Distribución de beneficio de pit final para las 100 simulaciones.....	61
Ilustración 79: Pit Final para CP 3,265, perfil de distribución de leyes y delimitación, respectivamente.	61
Ilustración 80: Pit Final para CP 3,365, perfil de distribución de leyes y delimitación, respectivamente.	62
Ilustración 81: Pit Final para CP 3,565, perfil de distribución de leyes y delimitación, respectivamente.	62
Ilustración 82: Distribución de ley media por pit factibles dado el pilar de estabilidad (100 escenarios)	63
Ilustración 83: Envolvente económica SIM78 CP 3,845	64
Ilustración 84: Envolvente económica SIM5 CP 3,925	64
Ilustración 85: Ejemplo de pits contiguos en el cálculo de la envolvente.....	64
Ilustración 86: Distribución de valores de la envolvente calculada para el nivel 3105.....	65
Ilustración 87: Distribución de los niveles de producción óptimos para los 100 escenarios obtenido por el script <i>Footprint</i>	65
Ilustración 88: Diagrama de las combinaciones factibles a analizar.....	66
Ilustración 89: Beneficio global de las combinaciones factibles dada la posición del pilar de estabilidad.....	67
Ilustración 90: Combinación modelo KG.....	67
Ilustración 91: Mejor combinación modelo SIM33	67

Ilustración 92: Peor combinación modelo SIM72.....	67
Ilustración 93: Combinación Promedio SIM46.....	67
Ilustración 94: Combinación modelo KG.....	69
Ilustración 95: Mejor combinación modelo SIM33	69
Ilustración 96: Peor combinación modelo SIM72.....	69
Ilustración 97: Combinación Promedio SIM69.....	69
Ilustración 98: Comparación de envolventes.....	70
Ilustración 99: Distribución de probabilidad de los bloques que pertenecen al pit final.....	71
Ilustración 100: Distribución de probabilidad de los bloques que pertenecen a la envolvente subterránea.....	71
Ilustración 101: Ábaco de Laubscher.	76
Ilustración 102: Gráfico de Lausbcher.	77
Ilustración 103: Vistas XY, XZ y ZY de los sondajes.	81
Ilustración 104: Simulación 84, 36, 9 y 27.....	81
Ilustración 105: Tonelaje de estéril por pit final según pilar (100 escenarios).....	82
Ilustración 106: Ley media por pit factible según pilar (100 escenarios)	82
Ilustración 107: Tonelaje de reservas por pit factible según pilar (100 escenarios).....	82
Ilustración 108: Tonelaje de reservas por envolvente subterránea factible según pilar (100 escenarios).....	83
Ilustración 109: Ley media por envolvente subterránea factible según pilar (100 escenarios).....	83

INTRODUCCIÓN

1.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Dentro del diseño minero existen dos métodos de explotación: minería en superficie y minería subterránea. La minería a cielo abierto posee una gran cantidad de ventajas por sobre la subterránea, especialmente en los temas asociados a la recuperación de mineral, capacidad de producción, mecanización de la operación, el control de las leyes y la dilución y finalmente la flexibilidad y el bajo costo de su operación. Por otro lado, la minería subterránea tiene una mayor aceptación desde el punto de vista medioambiental y social debido principalmente al hecho de que la explotación es invisible y su ejecución tiene un menor impacto en la zona de interés.

Desde el punto de vista de la geometría del yacimiento, existe un sinnúmero de depósitos superficiales que tienen una extensión vertical considerable, y que aunque comienzan su explotación mediante métodos superficiales, existe un punto donde la decisión principal consiste en continuar profundizando el pit o continuar la extracción del mismo depósito mediante la alternativa subterránea (Bakhtavar et al, 2008). Si se opta por continuar la explotación a través de minería subterránea, la elección del método debe considerar la mantención de las tasas de producción a bajo costo asociadas al rajo, por lo que la decisión se encauza hacia sistemas de *block/panel caving*.

Existen diversas metodologías que permiten el cálculo óptimo de transición, basadas tanto en conceptos mineros propiamente tal (Allowed Stripping Ratio) como en modelos de programación lineal, donde la dificultad radica en la transformación del lenguaje minero al matemático. Los parámetros dentro de la estimación de la profundidad óptima del problema consideran las condiciones geológicas que representan el macizo (Chen et al, 2003) y los costos de proceso, como el costo mina, que se incrementa dramáticamente a medida que el pit se profundiza (Wang & Cui, 2012).

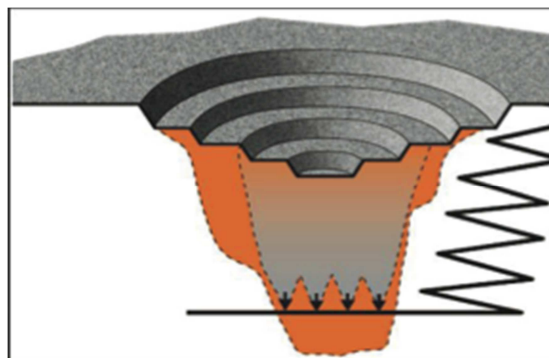


Ilustración 1: Esquema general de la transición desde Minería de Cielo abierto a Minería Subterránea. (Bakhtavar et al, 2009)

El desarrollo de la transición debe considerar aspectos mecánicos que aseguren la estabilidad de la construcción. La Ilustración 1 muestra un esquema general de la interacción entre los métodos de explotación superficial y subterránea, donde además se observa, a grandes rasgos, el efecto de la subsidencia del *block/panel caving*. Para evitar el colapso del fondo del rajo debido a la propagación del hundimiento a superficie de la mina subterránea, es preciso definir una zona de estabilidad entre ambas construcciones que no será explotada y que constituirá el pilar de estabilidad del método de transición (esquema del concepto en la Ilustración 2). Para efecto de

este trabajo, el pilar no será recuperado aunque posea leyes de importancia, ya que su extracción involucra un plan de diseño que no será profundizado a lo largo del desarrollo de esta memoria.

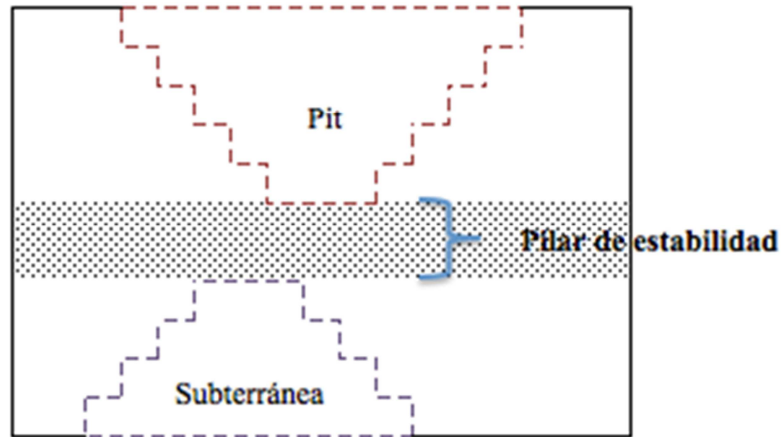


Ilustración 2: Esquema de la posición del pilar de estabilidad.

Por otro lado, el riesgo está presente en cada faceta de los proyectos mineros: en la parte técnica asociada al diseño propiamente tal, aspectos financieros como la proyección temporal de la fluctuación de los precios de los metales y los aspectos medio – ambientales y sociales que toman en cuenta la opinión y la aceptación de la población que se verá involucrada en el proceso minero.

En el caso de los aspectos técnicos es fundamental determinar la distribución espacial de las leyes, ya que esta incertidumbre geológica corresponde a la principal fuente de riesgo que afecta la viabilidad de un proyecto. En este sentido, el modelamiento de la incertidumbre y el manejo del riesgo geológico provoca un aumento considerable en el retorno del proyecto, y por tanto un foco a considerar en el siguiente trabajo.

1.2 OBJETIVOS

A medida que un proyecto de explotación minera avanza, los costos y las oportunidades de maximizar el retorno se traducen en un cambio en la mentalidad en la planificación de extracción, que gira en torno al concepto de transición.

1.2.1 OBJETIVO GENERAL

El objetivo general del proyecto de memoria consiste en establecer una metodología para la determinación de envolventes económicas factibles para ambos métodos de explotación calculados de manera simultánea y manteniendo una distancia mínima de estabilidad entre ellas, llamada pilar de estabilidad, bajo la problemática asociada a la incertidumbre geológica atribuida a la distribución espacial de las leyes del depósito.

Dado que se presenta una metodología de cálculo de envolventes, no se considera la acción de una tasa de descuento, ya que no se diseña un plan de extracción de material.

1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Modelar el problema minero de la transición como un problema de optimización que permita encontrar la combinación óptima de envolventes entre minería de cielo abierto y subterránea.

- Modelar e incorporar la variable dilución para el caso del cálculo de la envolvente subterránea.
- Incorporar el efecto de la incertidumbre geológica en el cómputo de las envolventes.
- Validar la metodología propuesta en casos de estudio.
- Analizar los resultados.

1.3 ALCANCES

- Calcular las envolventes económicas factibles para cada modelo simulado y para cada método de explotación de manera simultánea, sin considerar la tasa de descuento y por consiguiente, un plan de producción global.
- Para el caso del cálculo de la envolvente del sistema subterráneo, se considerará un procedimiento invertido de aplicación de la metodología a cielo abierto (obtención de pit final inverso), el cual no será suavizado.
- Análisis del efecto de la dilución en la cuantificación de recursos extraídos desde la combinación óptima obtenida de los casos de estudio.
- El análisis de riesgo abarcará el cálculo de la probabilidad de un bloque dentro de cada envolvente óptima calculada para cada caso de estudio.

1.4 DESCRIPCIÓN DE CAPÍTULOS

A continuación se expone una descripción concisa de los capítulos desarrollados en este trabajo.

El capítulo 2 aborda los antecedentes de la problemática, abordando la revisión bibliográfica del tema de la minería de transición, partiendo desde la definición de planificación minera, la explicación conceptual de los métodos de extracción, hasta el planteamiento de las variables intrínsecas de esta alternativa de explotación, como lo es el pilar de estabilidad.

El capítulo 3 describe la metodología a aplicar para generar las envolventes de rajo abierto y subterráneas a evaluar, así como la definición del ancho óptimo geo – mecánico del pilar de estabilidad.

El capítulo 4 muestra el desarrollo del trabajo, exponiendo los casos de estudio en los cuales se aplica la metodología de transición.

El capítulo 5 analiza las envolventes para cada método de explotación y busca las opciones a las cuales se aplica la transición. Finalmente se define un óptimo y se evalúa el riesgo geológico asociado a los límites de las envolventes, mediante el cálculo de las probabilidades de bloques de pertenecer a ellas.

El capítulo 6 trata las conclusiones finales del trabajo.

Finalmente, los capítulos 7 y 8 corresponden a la revisión bibliográfica utilizada durante el estudio de éste trabajo y los anexos, respectivamente.

ANTECEDENTES

1.5 PLANIFICACIÓN MINERA

La planificación corresponde a un sinnúmero de actividades que buscan programar la extracción de los recursos de acuerdo a la información disponible en la operación con el fin de optimizar el beneficio del negocio. Dependiendo del momento en el cual se toman las decisiones, la planificación toma nombres distintos (Newman et al, 2010), existiendo la planificación estratégica, la táctica y la operacional.

La planificación estratégica se preocupa de la selección del método de explotación, basándose en la cantidad y calidad de los recursos estimados dentro del cuerpo mineralizado. Además, se encarga de definir las capacidades óptimas de la operación mina y planta. El método seleccionado debe cumplir con principios de seguridad del equipo de trabajo, eficiencia, en el sentido que incluya flexibilidad en los resultados, y economía, donde el óptimo se encuentra cuando se combina el menor costo por tonelada de material y las mejores condiciones del negocio.

La planificación táctica o conceptual se encarga de definir el plan de vida de la mina en explotación y se inicia con la etapa de exploración de recursos y su posterior cuantificación, la que depende de la definición del grado de concentración natural de mineral que vuelve económicamente factible la extracción (Lane, 1988), también conocida como ley de corte marginal. La importancia de esta etapa radica en las consideraciones geomecánicas y técnicas del depósito que hacen factible el cálculo de las envolventes de extracción. Es en esta etapa donde el modelamiento de la transición toma fuerza, ya que una buena aproximación de la profundidad del pit final y una adecuada incorporación de la extracción mediante *block caving* permitirá la realización de planes de producción que extienden el horizonte temporal de la explotación, aumentando los beneficios globales del proyecto.

Por último, la planificación operacional se relaciona con lo que ocurre directamente en la mina. En este sentido, y considerando una clasificación temporal de la planificación, existe una división de mediano plazo y una de corto plazo. La primera define planes de producción que pueden ser desde anuales a mensuales, donde se evalúan posibles inversiones de capital (como eventuales expansiones) y retroalimenta la planificación a largo plazo. Por otro lado, la planificación a corto plazo traduce los objetivos operacionales de la compañía en planes ejecutables, detallando las rutas óptimas de extracción y destino, basándose en las restricciones de capacidad de los equipos y de la planta. El principal desafío en esta etapa es controlar las desviaciones de los estipulado en los planes de mediano plazo.

Dependiendo del diseño de explotación seleccionado durante el análisis estratégico del proyecto, existirán distintos softwares de diseño y planificación minera que no solo permiten definir los límites de la extracción considerando restricciones específicas del depósito, sino que además permiten definir los planes de producción de la mina a lo largo de su vida. Para el caso de minería de cielo abierto, Whittle, desarrollado por GEOVIA, corresponde al programa de planificación más utilizado en la industria.

Respecto a las operaciones de *block caving*, la industria cuenta con el programa GEMS, desarrollado por GEOVIA, y en particular su herramienta PC – BC, para lograr mejores planes mineros, agendamiento y manejo de la producción. Además, permite reducir el riesgo de los proyectos a través de la evaluación de múltiples escenarios, la incorporación de la dilución mediante múltiples opciones de mezcla de material y estabilidad geotécnica.

1.6 MINERÍA A CIELO ABIERTO

La minería a cielo abierto puede definirse como el proceso de excavación de un depósito cercano a la superficie a través de cortes en el yacimiento, usando uno o más bancos horizontales de explotación que extraen el mineral (Wetherelt & van der Wielen, 2011). Se debe tener presente que durante las primeras etapas de la excavación también serán explotadas zonas de estéril (ley del metal sin atractivo económico) correspondientes a la sobrecarga del yacimiento y que permiten acceder al mineral.

La decisión más importante dentro del diseño de la explotación consiste en definir los límites finales del pit teniendo en consideración el modelo de bloques a utilizar que define la calidad de los recursos naturales, el modelo de estimación de costos y precio del metal a largo plazo, parámetros de diseño, como el ángulo de talud y la recuperación metalúrgica, y finalmente restricciones medio – ambientales.

Respecto a la planificación en minería a cielo abierto, esta se resume en la Ilustración 3:

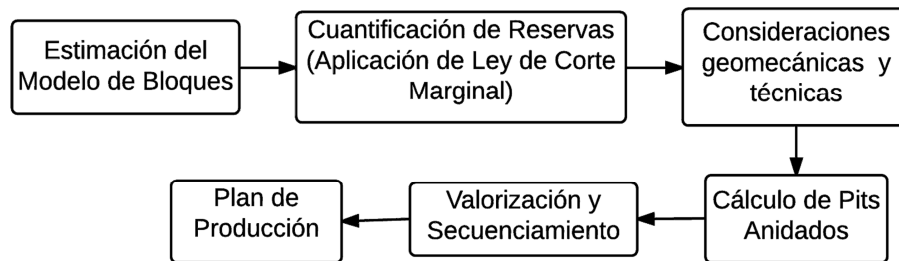


Ilustración 3: Planificación minera de cielo abierto.

1.6.1 CÁLCULO DEL PIT FINAL

Para el cálculo del contorno del pit, se deben primero valorizar los bloques del modelo en estudio, asumiendo que el bloque a valorizar está descubierto, suponiendo además que será explotado y que los costos asociados a la detención de la mina, planta o venta también serán contabilizados. De acuerdo a lo anterior, se define el valor de un bloque como:

$$B = -(C_m + C_p) \cdot T + (P_r - C_v) \cdot T \cdot L_c \cdot R$$

Siendo B el beneficio (USD), C_m costo mina (USD/ton), C_p costo de procesamiento (USD/ton), T tonelaje, P_r precio del metal (USD/lb), C_v costo venta del metal (USD/lb), L_c la ley del metal (%) y R la recuperación metalúrgica (%). La decisión de definir un bloque como mineral o estéril depende de su valor:

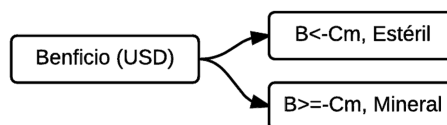


Ilustración 4: Caracterización de bloque.

La definición del pit final será una combinación entre lo descrito anteriormente y la aplicación de un algoritmo de optimización, dando paso a los límites óptimos del rajo. Los algoritmos de cálculo típicos utilizados en minería para la obtención del pit final se detallan en la sección 1.9.

1.7 MINERÍA SUBTERRÁNEA

La minería subterránea se utiliza cuando la profundidad del depósito y/o la razón estéril – mineral es muy alta para comenzar una explotación superficial. Una vez que el proyecto haya sido aprobado desde el punto de vista de factibilidad, el método a utilizar dependerá de las condiciones geológicas del yacimiento, así como las características geométricas y espaciales del mismo, dentro de las cuales se incluye el valor económico de lo que es definido como mineral y la distribución de leyes dentro del depósito. El método a seleccionar será aquel que ofrezca la combinación más razonable y óptima entre seguridad, economía y recuperación minera. De acuerdo a la importancia en la estabilidad de la construcción y su relación directa con el soporte de la roca, Hamrin (2011) clasifica los métodos mineros en:

- Métodos Soportados: Corresponden a métodos de explotación que requieren cantidades importantes de soporte artificial para mantener la estabilidad de la operación, así como un control sistemático de la roca a través de la mina. Este tipo de explotación se utiliza cuando la roca no es lo suficientemente competente como para mantenerse estable durante la construcción de caserones, sin embargo estas deben mantenerse abiertas para evitar el hundimiento y la socavación en superficie. El método de explotación más conocido dentro de esta clasificación es el de corte y relleno.
- Métodos no Soportados: Corresponden a métodos auto – soportados que no requieren mayores sistemas de sustento, apoyándose en la competencia de las paredes de los pilares diseñados para la explotación. El diseño de pilares disminuye la recuperación global de mineral, sin embargo, estos pueden ser recuperados según el plan minero con mecanismos de relleno de los caserones. Room and Pillar, Shrinkage y Sublevel Stopping son considerados métodos de explotación auto soportados.
- Métodos de Hundimiento: Métodos definidos por el hundimiento inducido, controlado y masivo del macizo rocoso, donde el área de trabajo está diseñada para que ocurra el colapso y la posterior socavación del material. Existen tres tipos de explotaciones por hundimiento: *Longwall*, *Sublevel* y *Block/Panel Caving*.

En particular, esta memoria abarca el estudio del método de hundimiento de *block caving*, que se desarrolla a continuación.

1.7.1 MINERÍA DE BLOCK/PANEL CAVING

La minería de *block/panel caving* corresponde a una técnica de producción a gran escala aplicada a cuerpos masivos de extensas dimensiones verticales y horizontales, con baja ley del metal de interés, un macizo rocoso cuyas características geomecánicas permitan el quiebre y la obtención de tamaños manejables de roca y la consideración de la subsidencia de la superficie. La explotación se basa en el uso de la gravedad y el estrés interno del macizo para fracturar la roca (Hamrin, 2011) y provocar el desprendimiento y posterior extracción del material quebrado. Se debe tener presente que este tipo de explotación no es selectiva, por lo que es deseable una distribución de leyes uniforme.

La tecnología disponible permite la aplicación del método en un amplio rango de condiciones y calidad de roca, sin embargo, la precisión en la estimación de la granulometría del material quebrado es de suma importancia, ya que determina en gran medida las ventajas del diseño minero (como lo es la malla de extracción). Dentro del diseño se debe considerar que el área a hundir requiere de una gran preparación e inversión previa al inicio de la explotación incurriendo directamente en la puesta en marcha y en la obtención de los beneficios.

En la práctica, la modalidad de *block caving* consiste en la subdivisión del área basal del nivel en bloques virtuales que se hundan sucesivamente en una secuencia discreta, mientras que el *panel caving* consiste en el hundimiento continuo de áreas o módulos de explotación de menor dimensión. Sin embargo, ambas metodologías cumplen una secuencia de desarrollo particular:

- Nivel de Producción, donde se realiza la operación de extracción de mineral.
- Nivel de Hundimiento (UCL), donde se realiza la socavación o corte basal de la columna mineralizada y su ubicación está entre 7 y 20 metros sobre el nivel de producción.
- Nivel de Transporte, correspondiente al conjunto de galerías donde llega el mineral desde el nivel de producción y que gracias al sistema de trasporte desarrollado, el mineral se conduce a la planta de chancado.
- Subnivel de Ventilación
- Subnivel de Control o Reducción, cuya existencia depende del tipo de roca y la geometría del yacimiento.

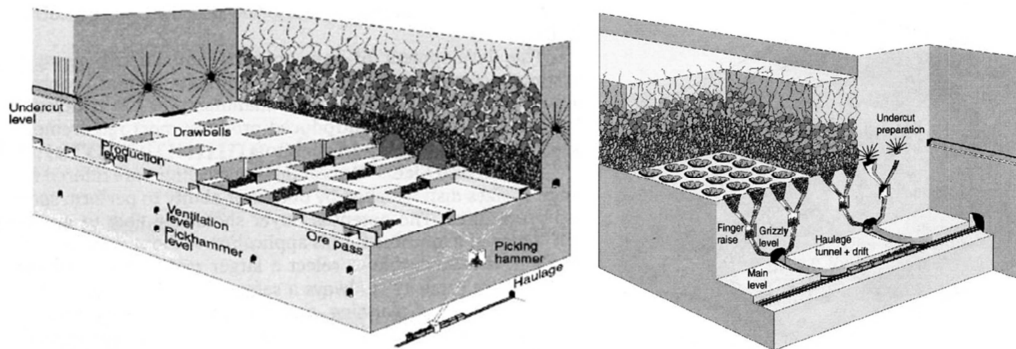


Ilustración 5: Explotación por BC con buzones (derecha) y con uso de LHD (izquierda), (Hamrin, 2011).

Respecto a la planificación de *block caving* (Rubio, 2002), el proceso se inicia con el modelo de recursos estimado de los sondajes de exploración y la determinación de la geometría de las columnas de extracción y el proceso de dilución (manejando la estabilidad geotécnica del depósito), entregando lo que se denomina modelo de bloques de *caving*. Con este modelo, se calcula el nivel del *footprint* y la altura de columna que optimiza la extracción, dando paso a la secuencia de socavación (secuencia de producción) y por consiguiente, al diseño e infraestructura del método. El análisis termina con la definición del plan de producción, entregado a partir de las tasas de extracción asociadas a la secuencia previamente especificada. La Ilustración 6 resume el proceso de planificación en *block caving*:

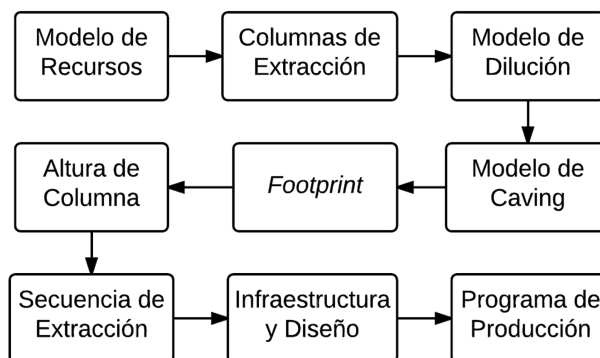


Ilustración 6: Planificación minera subterránea *block caving*

MODELOS DE MEZCLA

La extracción de material fragmentado desde los puntos de vaciado ubicados en el sistema provocan el movimiento vertical de la roca, el cual se comporta como un flujo dependiente de la gravedad. Este movimiento está asociado a un proceso de mezcla natural que ocurre previo a la extracción y que está directamente relacionado con la unión de diferentes tipos de roca previo a la extracción, como lo es la proximidad de litologías diferentes, fragmento de tamaños distintos e inclusión de material estéril.

Esta dilución de los bloques extraídos depende del movimiento de los fragmentos y de la densidad aparente de las zonas de extracción, lo que se traduce en un modelo de leyes dinámico.

La factibilidad de explotación de un yacimiento depende de la distribución espacial de leyes, por lo que es necesario ajustar el modelo original incluyendo el concepto de dilución del mineral para crear un modelo de bloques estático con el cual trabajar directamente, asumiendo una extracción ordenada de los bloques.

PUNTO DE ENTRADA DE DILUCIÓN (PED)

El punto de entrada de dilución hace referencia al momento o porcentaje de extracción en el que material estéril llega a la base de la columna de extracción.

El PED hace referencia a la “velocidad de mezcla” de las partículas dentro de la columna, y es función de las propiedades de los fragmentos y del entorno (Laubscher, 1994). El cálculo se realiza mediante la ecuación:

$$PED = \left[H_c - \frac{HIZ}{s} \right] * \frac{dcf}{H_c} (\%)$$

Donde H_c corresponde a la altura media de la columna extraída medida en metros, HIZ es la altura de interacción de las columnas de extracción, el cual se determina de acuerdo al ábaco de Laubscher & Heslop (dependiente del RMR del macizo y el mayor ápex de los puntos de extracción), como se muestra en la Ilustración 7 e Ilustración 8:

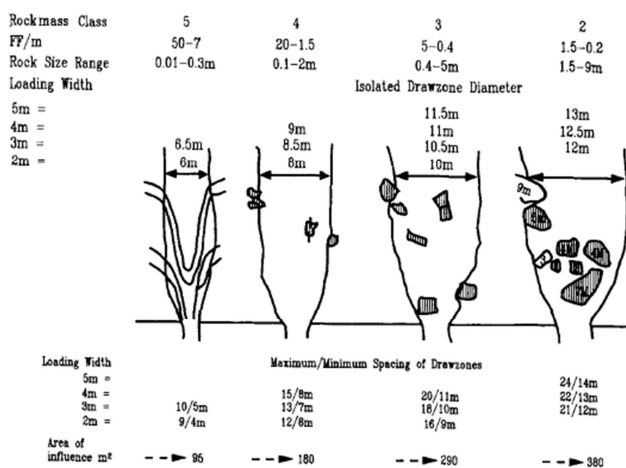


Ilustración 7: Espacio mínimo /máximo de las zonas de vaciado basadas en el diámetro de las zonas aisladas, (Laubscher, 1994)

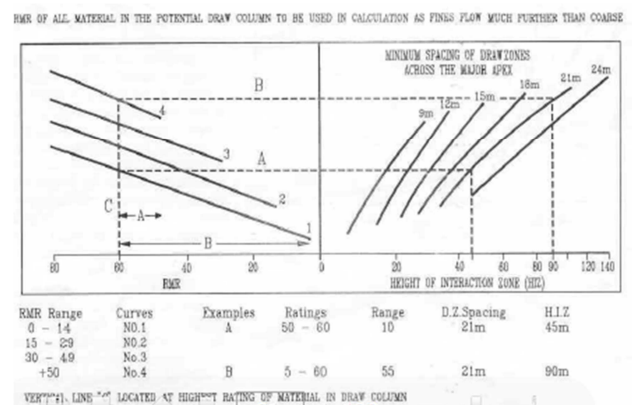


Ilustración 8: Altura de la zona de Interacción (HIZ), (Laubscher, 1994)

El factor s se asocia al esponjamiento de la roca posterior a la socavación. Por último, dcf corresponde a una medida de la variación de los tonelajes extraídos desde puntos de extracción en régimen productivo en un periodo de tiempo (draw control factor).

ALGORITMO VOLUMÉTRICO DE MEZCLA (HESLOP AND LAUBSCHER)

Este modelo lineal de mezcla predice la mezcla vertical en base a un sistema gráfico a partir de la distribución *in situ* de un yacimiento. La idea primordial del algoritmo es extender el cálculo a columnas tridimensionales, donde las tajadas de mineral se asumen volumétricas.

El cálculo de mezcla se inicia a partir del punto de entrada de dilución (PED) que simula un algoritmo de mezcla para una única columna. Una vez obtenido el PED, el modelo de mezcla actúa como sigue:

- Se considera una columna *in situ* de mineral formada por segmentos de altura h y un tonelaje T , de leyes y densidades *in situ* designadas como l_i y d_i respectivamente. La cota base de la columna será el punto de 0% de extracción asociado al nivel de hundimiento, y el 100% será el límite de contacto entre mineral – estéril.
- Se traza el segmento AB correspondiente al valor PED calculado. A partir del punto A se traza una recta que pasa por el punto medio de la línea horizontal correspondiente al 100% de extracción (punto M), formando un nuevo segmento que determinará el contacto entre estéril y mineral. Análogamente, se trazan las líneas rectas para cada banco.
- Una vez construido el gráfico, se calcula la ley puntual y la ley media a cualquier porcentaje de extracción:
 - ✓ La ley puntual se obtiene trazando una línea recta a la altura del porcentaje de dilución deseado. Esta recta cortará todas las líneas de contacto entre los bancos, definiendo diferentes tramos que serán los ponderadores para las leyes de los bancos de la columna.
 - ✓ La ley media considera los tramos anteriores como ponderadores del área correspondiente a cada banco que queda bajo la horizontal.

Por ejemplo, para el cálculo de la ley diluida del bloque 2 de la Ilustración 9:

$$L_{dil 2} = \frac{(L_1 \cdot A_1 d_1 + L_2 \cdot A_2 d_2 + L_3 \cdot A_3 d_3 + L_4 \cdot A_4 d_4)}{A_1 d_1 + A_2 d_2 + A_3 d_3 + A_4 d_4}$$

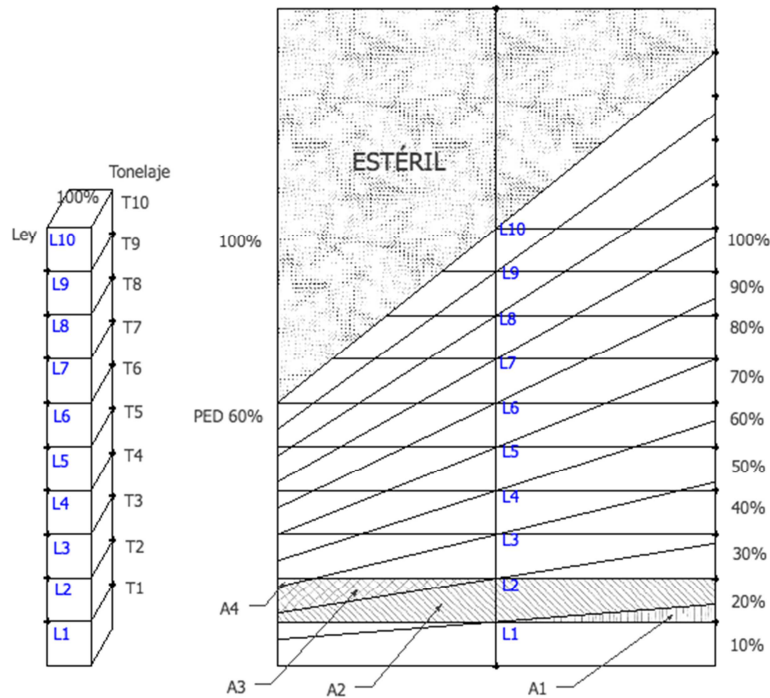


Ilustración 9: Esquema del algoritmo de mezcla volumétrica de Laubscher.

Extendiendo el modelo de dilución al cálculo generalizado de la ley:

$$L_j = \frac{\sum_i^n F_i \cdot Ley_i}{\sum_i^n F_i}$$

Donde F_i corresponde al factor igual al área (área · densidad) de la tajada i , incluyendo los límites de la tajada j , y Ley_i corresponde a la ley de la tajada en análisis.

1.8 MINERÍA DE TRANSICIÓN DE CIELO ABIERTO A SUBTERRÁNEA

La idea de la transición tiene como objetivo recuperar la mayor cantidad de mineral posible obteniendo el máximo beneficio del depósito completo (Chen et al, 2003) y surge como una respuesta al incremento de los costos asociados a la profundización de la explotación por minería superficie (Newman et al, 2012), ya que para alcanzar niveles más profundos es necesario remover una mayor cantidad del material estéril que rodea el cuerpo mineralizado con la finalidad de mantener las condiciones de estabilidad de las paredes del rajo. Newman et al (2012) describe como principal incentivo económico para ir por minería subterránea al hecho de que aunque el costo por unidad de material extraído en minería subterránea es mayor al costo de extraer en superficie, el costo por unidad de mineral utilizable en superficie excederá eventualmente al costo por unidad utilizable extraída por subterránea.

Considerar la factibilidad de la opción subterránea desde los inicios de la planificación permitirá realizar un análisis de costo que asegure el momento óptimo de la transición y así incrementar el valor global del proyecto.

Debido a la importancia en el cálculo de la transición, existen diversos métodos que permiten determinar la profundidad que optimiza la evolución de la explotación. Se comenzará con la

definición conceptual del pilar de estabilidad y luego con la descripción de algunas metodologías de selección de envolventes y métodos de programación.

1.8.1 PILAR DE ESTABILIDAD

Un factor importante dentro del estudio de la factibilidad de la transición es la definición de la ubicación y el tamaño del pilar que separa el piso base de la explotación a Cielo Abierto del techo del caserón que se producirá por la explotación de hundimiento subterránea.

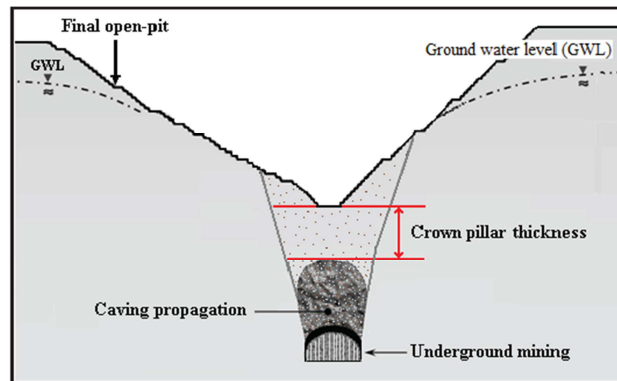


Ilustración 10: Transición desde minería de cielo abierto a minería subterránea. (Bakhtavar et al, 2010)

El pilar de estabilidad también conocido como *crown pillar*, será definido como la distancia mínima de separación entre la explotación subterránea y la operación a cielo abierto, donde el propósito del pilar es prevenir la entrada de agua proveniente del suelo del rajo al interior del caserón, así como también reducir la posibilidad de hundimiento de las paredes y el piso del rajo, garantizando la estabilidad de la operación global y el cumplimiento de las condiciones básicas de seguridad. De acuerdo a lo expuesto por (Bakhtavar et al, 2010) una correcta estimación del grosor del pilar permitirá minimizar la interferencia perjudicial entre ambas zonas de trabajo mientras se maximiza la recuperación de mineral, el cual se puede calcular como una función de las características del macizo rocoso y del diseño del caserón, extrapolando el resultado de *sublevel stopping* a *block/panel caving* mediante la extensión de las dimensiones de la unidad básica de explotación. La función descrita por el autor se observa en la siguiente ecuación:

$$t = \frac{13.22 \cdot C^{0.03} \cdot S^{0.41} \cdot h^{0.56}}{\gamma_r^{0.03} \cdot RMR^{0.66}}$$

donde t corresponde al grosor del *crown pillar*, S es el span o luz máxima del caserón (extendido al caso de *block/panel caving*) y h es la altura del caserón (extendido al caso *block/panel caving*) ambos medidos en metros, RMR es el Rock Mass Rating, C es la fuerza de cohesión de macizo rocoso [N/m^2] y finalmente γ_r es el peso específico de la roca [N/m^3]. La Ilustración 11 muestra gráficamente los parámetros de diseño utilizados en el cálculo del pilar.

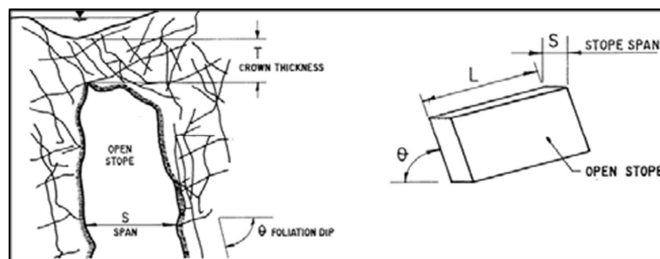


Ilustración 11: Conceptos dentro del diseño de caserones. (Bakhtavar et al, 2010)

1.9 CÁLCULO DE ENVOLVENTES ECONÓMICAS

En la siguiente sección se mostrarán las metodologías utilizadas para el cálculo de envolventes económicas factibles de acuerdo al método de extracción de mineral, ya sea a través de la explotación a cielo abierto o minería subterránea, así como los trabajos para la obtención de envolventes conjuntas para la transición.

1.9.1 MINERÍA DE CIELO ABIERTO

ALGORITMO DE LERCHS AND GROSSMAN

Es el primer método de optimización utilizado para el diseño de pits en minería a Cielo Abierto de gran extensión. El método funciona tomando los conceptos de la teoría de grafos (Hustrulid et al, 2013): Primero, se construye un grafo con los bloques del cuerpo mineralizado como los nodos del grafo. Estos bloques conectados tienen ciertas restricciones, por ejemplo, restricciones de precedencia y ángulo de talud. El algoritmo construye, mediante la conexión de los bloques, un árbol de decisión con un nodo de inicio, donde los arcos entre nodos representan las restricciones de precedencia. Cuando la restricción se cumple, el pit obtenido tiene, a cierta capacidad, el límite máximo del grafo.

El algoritmo de Lerchs y Grossman permite encontrar el pit final óptimo, sin considerar el valor descontado de los bloques en el modelo, permitiendo además, encontrar fases factibles de operación en diseños preliminares de la mina. En la Ilustración 12 se muestra el funcionamiento del algoritmo: Primero los bloques/nodos se conectan al bloque de inicio o *root* (x_0), con arcos provenientes desde x_0 . El segundo paso muestra el árbol de decisión normalizado, donde los arcos *ps* y *pw* indican arcos que salen del *root* y corresponden a ramas que soportan el peso de los nodos que conectan, siendo nodos fuertes (*strong*) cuando el valor acumulado es positivo y débiles (*weaks*) lo contrario, respectivamente. Por otro lado, los nodos *ms* y *mw* indican arcos que se dirigen al *root*, y son fuertes si el peso que soportan es negativo y débiles en caso contrario. El tercer representa la fusión de los nodos 1 y 6, siendo removido el arco que va de X_0 a X_5 . En verde se muestra el avance del algoritmo, siendo el cuarto paso donde los nodos débiles sobre X_5 son fusionados. El cierre del grafo final muestra como todos los nodos son conectados al *root* mediante un nodo fuerte (*ps*), mostrado en azul.

La finalidad del método será obtener el máximo beneficio acatando las restricciones antes mencionadas. La función objetivo busca, por lo tanto, maximizar el beneficio total de un pit, basado en el beneficio neto de cada bloque y su ubicación física en la mina (precedencias). El límite del pit final representa un límite estático de bloques que maximizan el valor no descontado del mineral en el cuerpo mineralizado.

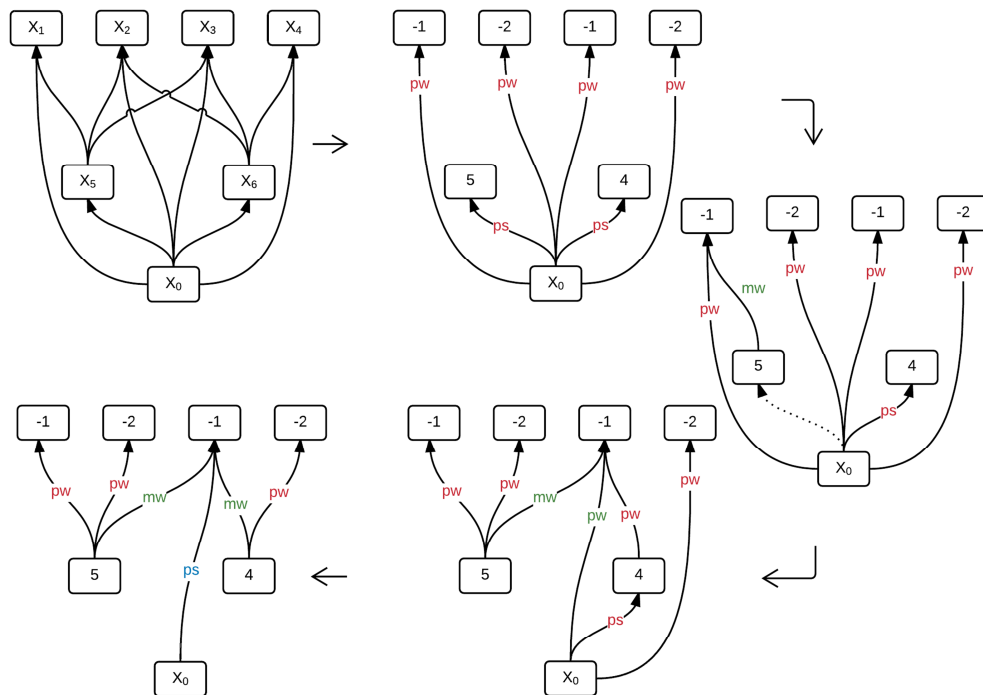


Ilustración 12: Algoritmo de L&G usando grafos.

Este método es utilizado en el software Whittle desarrollado por Geovia, una de las aplicaciones ampliamente utilizada dentro del diseño y planificación estratégica de minería a cielo abierto.

ALGORITMO DE CONO FLOTANTE

El algoritmo *floating slope* consiste en definir una ley de corte inicial que separa los bloques que son mineral de los bloques que son estéril. De manera secuencial, un bloque rectangular que representa el caserón de tamaño mínimo se mueve a través del modelo de bloques con el fin de identificar la posición del caserón con mayor ley. Se utilizan dos envolventes. El interior de la envolvente contiene todos los bloques sobre la ley de corte definida y constituye la unión de todos los caserones con mejor ley. El *layout* final del caserón depende de las variables ingresadas por el ingeniero, pero su forma se acerca a la forma entregada por el algoritmo, y yace dentro de la envolvente exterior. Por lo tanto, el problema radica en que el resultado se encuentra dentro de un rango de soluciones factibles, sin constituir un óptimo.

PROGRAMACIÓN ENTERA

Considerando B como el set de bloques disponibles en el modelo, B_b el set de bloques b' que indican el conjunto de bloques predecesores de un bloque particular b , p_b como el valor asociado al bloques b una vez extraído y x_b la variable de decisión binaria cuyo valor correspondiente a la unidad indica que el bloque b pertenece al pit final, cero en cualquier otro caso:

$$\max \sum_{b \in B} p_b \cdot x_b$$

$$\text{sujeto a} \quad x_b \leq x_{b'} \quad \forall b \in B, \forall b' \in B_b$$

$$x_b \in \{0,1\} \quad \forall b \in B$$

1.9.2 MINERÍA SUBTERRÁNEA

Para el diseño de minas subterráneas, especialmente aquellas explotadas mediante block caving, normalmente se utilizan softwares que incorporan aquellas variables que afectan directamente la cuantificación de los recursos a extraer, como lo es la variabilidad de leyes, la presencia de dilución de bloques como producto del flujo gravitacional ocasionado por la extracción de material y la estabilidad geomecánica del yacimiento, entre otros, con el fin de maximizar el valor del proyecto. Basado en las necesidades anteriores, existe el software GEMS desarrollado por GEOVIA que ha sido utilizado por la industria por los últimos 27 años para la planificación y agendamiento de minas de hundimiento. En particular su herramienta PC – BC permite el cálculo para el piso óptimo y envolvente económica, agregando los factores antes mencionados.

CÁLCULO DEL PISO ÓPTIMO Y ENVOLVENTE ECONÓMICA USANDO PCBC

El piso óptimo corresponde a la cota del modelo donde se situará el nivel de extracción de material. Para lograr lo anterior, PC-BC incorpora una componente llamado *Footprint Finder (FPF)*, la que toma como variables de entrada el modelo de bloques geológico, los costos mina y los *revenue factors* (multiplicadores del precio que permiten la obtención de los pits anidados), entre otros. El programa construye, para cada nivel del modelo de bloques, columnas verticales calculando la suma acumulada de los beneficios. Además, es posible aplicar una mezcla vertical de material a cada columna utilizando un algoritmo basado en el método de mezcla de Laubscher. Una vez analizadas las cotas del modelo, el programa entrega como *output* un archivo de Excel con las cotas evaluadas, el beneficio global acumulado y el tonelaje asociado a ese piso. Finalmente, la cota seleccionada para la ubicación del piso será aquel que mejor combine la relación mayor beneficio y menor tonelaje de extracción, como se muestra en la Ilustración 13, donde el óptimo se observa en el nivel 2,920 (Diering et al, 2010).

Esta herramienta es útil para obtener una idea inicial de la ubicación y forma del piso óptimo. En la Ilustración 14 se muestra un ejemplo de cálculo de la mina DOZ perteneciente a Freeport, donde las leyes más altas del yacimiento se presentan en colores más cálidos. La etapa siguiente será definir un límite razonable y factible tanto económico como geotécnico.

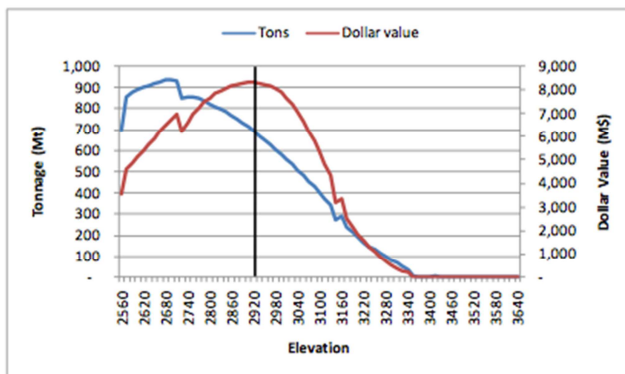


Ilustración 13: Resultado *FPF*: Tonelaje y Valor Global versus Elevación del Piso. (Diering et al, 2010)

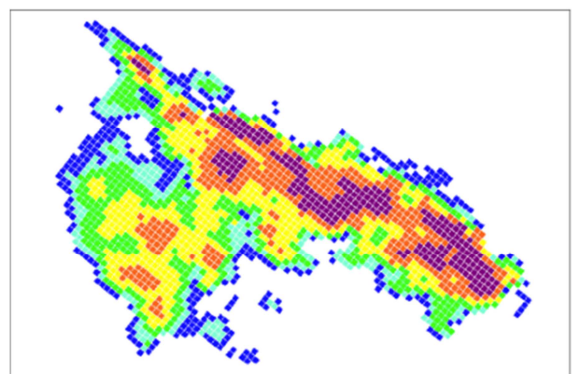


Ilustración 14: Ejemplo de *FootPrint Finder* (Mina DOZ). (Diering et al, 2010)

La proyección del conjunto de columnas que forma el área o *footprint* dará pie al levantamiento de la envolvente. Los pasos para esto son los siguientes: definir la ubicación de los puntos de vaciado de material, o malla de extracción, en el nivel determinado por el *footprint finder*, la cual es utilizada para construir las columnas verticales (o conos) de vaciado. La forma de estos conos

dependerá de las características geomecánicas y de flujo del modelo de bloques, y su ubicación dentro del *layout* debe garantizar una superposición de los mismo, con el fin de asegurar el flujo global del mineral a extraer. La Ilustración 15 resume la metodología usada por PC – BC para el cálculo de la envolvente de *block caving*:

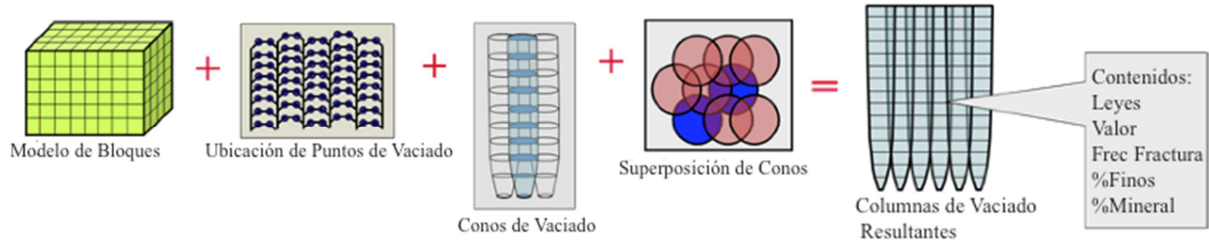


Ilustración 15: Esquema de la metodología de cálculo de envolvente en PC – BC, (Diering et al, 2010)

Finalmente, Best Height of Draw (BHOD) es una función del software que calcula el valor acumulado de cada columna de extracción, así como su tonelaje y ley media, con el fin de proveer un estimado de las reservas minables dado el piso y su forma.

1.9.3 MINERÍA DE TRANSICIÓN DE CIELO ABIERTO A SUBTERRÁNEA

ALGORITMO BASADO EN FLUJO DE CAJA Y NPV

El algoritmo desarrollado por Bakhtavar et al, 2009 considera, primero, la generación de los modelos de bloques valorizados tanto para cielo abierto como para el método subterráneo. Los bloques extraídos mediante cielo abierto y por lo tanto el límite óptimo del pit final pueden determinarse mediante algoritmos de optimización, tal como Lerchs & Grossmann. Por otro lado, los bloques asociados a la envolvente subterránea que forman el óptimo *layout* pueden ser obtenidos mediante algoritmos como *Floating Stope Optimizer*. En ambos casos, se determinan los niveles de corte asociados a cada método, es decir, nivel de corte para el caso subterráneo y para el caso de cielo abierto. En la Ilustración 16 se observa el esquema general del método de optimización.

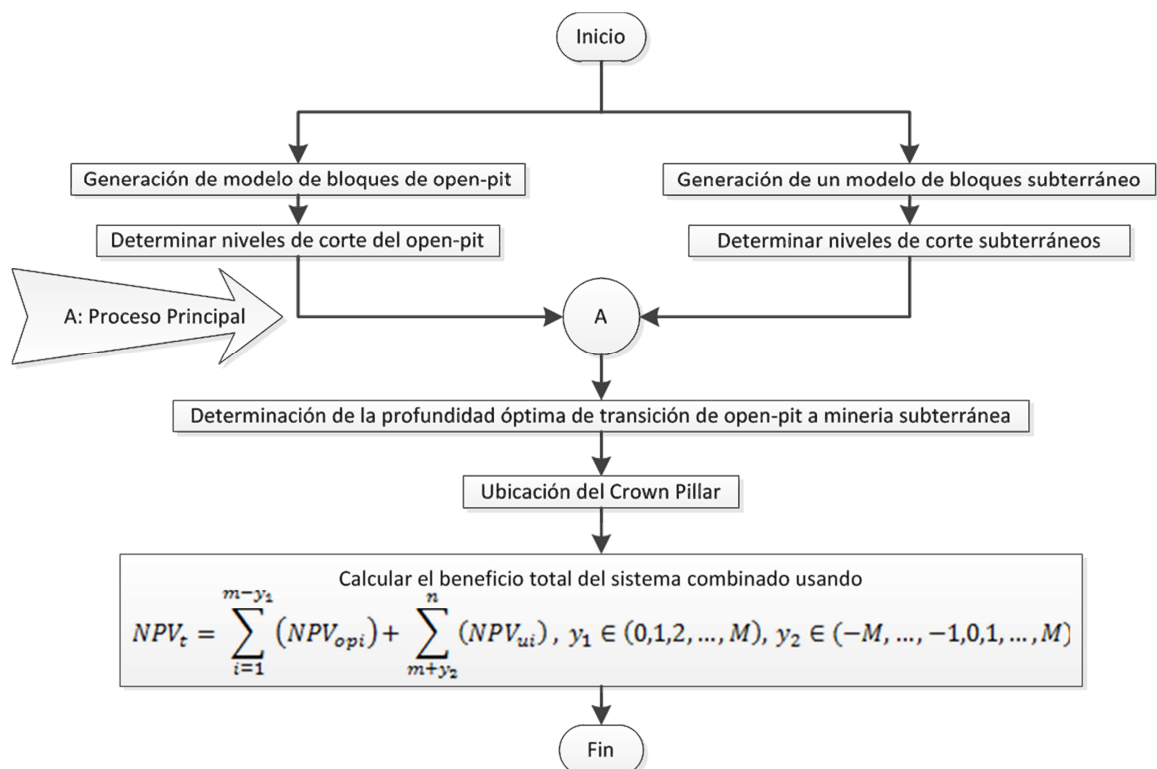


Ilustración 16: Esquema general del Algoritmo de Selección.

El siguiente paso en el algoritmo corresponde al proceso principal del modelo (señalado con la letra A dentro de la Ilustración 16) donde se realiza la comparación entre los NPV alcanzados por minería subterránea y a cielo abierto en cada nivel. El inicio de esta comparación económica corresponde al primer nivel del modelo y continúa hasta el nivel m , el que es definido como el nivel final óptimo para la opción de minería a cielo abierto sin considerar una alternativa subterránea.

En la Ilustración 17 se muestra en detalle la estructura del algoritmo del proceso principal. Si el Valor Presente Neto obtenido por la opción de minería a Cielo Abierto para el nivel 1 fuera mayor o igual al valor obtenido por la opción de minería subterránea para el mismo nivel, éste será seleccionado para ser explotado mediante minería de Cielo Abierto, y el proceso de evaluación en el siguiente paso se enfoca en el nivel 2. Para esto, es fundamental evaluar los niveles 1 y 2 juntos, ya que sólo si el valor total alcanzado por los niveles mediante Cielo Abierto

es mayor o igual al valor total alcanzado mediante Minería Subterránea, ambos niveles serán seleccionados para ser explotados por Cielo Abierto. El paso siguiente, es enfocarse en el nivel 3. Para este caso, el análisis deberá realizarse considerando el valor conjunto de los niveles 1, 2 y 3.

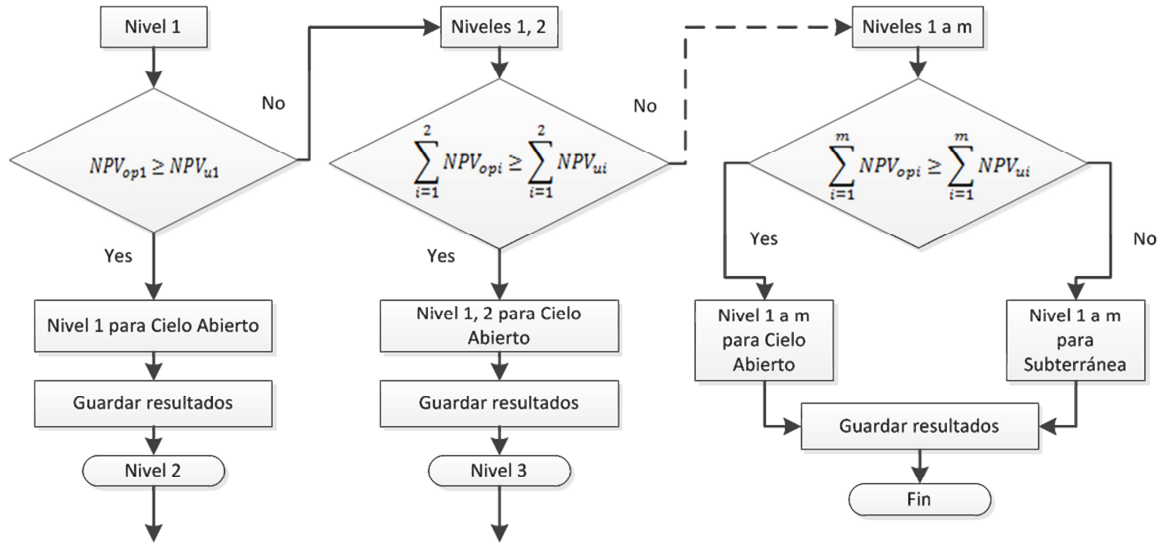


Ilustración 17: Esquema del proceso principal del modelo de optimización.

1.9.4 PROGRAMACIÓN ENTERA

Para el caso de la definición óptima del nivel de transición, Bakhtavar et al. (2012) desarrolló un algoritmo de programación matemática que utiliza variables binarias, donde el valor “0” es atribuido a la decisión “no” y el valor “1” a “si”. En este sentido, el problema de la transición puede ser definido en forma de “extraer” (uno) o “no extraer” (cero) cierto bloque del modelo.

El modelo lineal entero toma en consideración el modelo económico de cada método de explotación, bajo las siguientes hipótesis:

- Función Objetivo del programa es maximizar el beneficio conjunto de los métodos.
- Cada bloque puede ser extraído a lo más una vez y mediante a lo más un único método.
- Se debe definir a lo más un pilar de estabilidad (*crown pillar*) de altura constante y múltiplo de la altura de los niveles del modelo de bloques, que considere el método subterráneo seleccionado y los criterios geotécnicos del macizo.
- Se debe utilizar un método subterráneo conocido.
- Los niveles asociados a cada método deben ser contiguos.
- Deben ser consideradas las restricciones requeridas por ambos métodos de explotación.

Se debe tener presente que el siguiente método de optimización evalúa modelos de bloques bidimensionales.

La función objetivo considera el beneficio total logrado mediante los métodos de Cielo Abierto y Minería Subterránea, expresándose como:

$$z = \text{Max} \sum \sum \sum (C_{i,j}^k \cdot X_{i,j}^k)$$

Donde $C_{i,j}^k$ corresponde al valor económico del bloque (i, j) según el método de explotación k (1 si es *block/panel caving* ó 2 si es a cielo abierto) y $X_{i,j}^k$ es la variable decisión que representa la extracción del bloque (i, j) según el método de explotación k .

La restricción de reservas determina si un bloque es extraído a lo más por un método de explotación, es decir, mediante *block/panel caving* (supra – índice 1) o Cielo Abierto (supra – índice 2), se expresa:

$$\sum \sum X_{i,j}^1 + X_{i,j}^2 \leq 1$$

Además, la restricción permite a un bloque ser dejado en el modelo como estéril o dentro del pilar de estabilidad (*crown pillar*). También asegura que si un bloque se encuentra dentro de los límites del pit o de la envolvente de la opción subterránea, este debe ser extraído inevitablemente. De acuerdo con la inecuación, la restricción asegura que cada bloque en el modelo valorizado pueda ser extraído a lo más una vez y mediante a lo más un solo método.

Con respecto a la estabilidad de talud y al cumplimiento de precedencias de un bloque se tiene:

$$a \cdot X_{i,j}^1 - \sum X_{i-1,j+1}^1 \leq 0 \quad \forall i$$

Donde el valor a corresponde al número de bloques que yacen sobre el bloque (i, j) .

Las precedencias se refieren a aquellos bloques que debe ser extraídos antes de minar un bloque particular. Esto puede ser impuesto a través de uno o mas conos de extracción que representen el ángulo de talud requerido por la explotación de Cielo Abierto. La ecuación anterior tiene una base de aplicación bidimensional y considera un ángulo de talud de 45°, donde $a=3$. En la Ilustración 18 se muestra gráficamente la restricción, donde para poder sacar el bloque (i, j) , se deben primero extraer los bloques $(i-1, j-1)$; $(i-1, j)$; $(i-1, j+1)$.

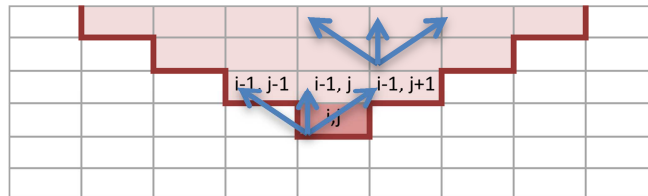


Ilustración 18: Modelo de bloques bidimensional y el cono de extracción que asegura el ángulo de talud.

Esta restricción asegura además que las filas del pit sean contiguas.

Desde los punto de vista económicos y técnicos, la extracción de cada bloque en minería subterránea esta normalmente condicionada por la extracción completa de todos los bloques adyacentes dentro del *layout* del caserón. Por otro lado, el bloque puede ser extraído sólo si el bloque contiguo tiene el potencial de serlo. En este sentido, las dimensiones mínimas del caserón son datos de entrada importantes al momento de optimizar la envolvente.

En este estudio particular, se asume que el ancho y alto mínimo de la unidad de explotación serán iguales a 3 y 4 bloques, respectivamente. La Ilustración 19 muestra gráficamente esa relación:

i-3, j	i-3, j+1	i-3, j+2			
i-2, j	i-2, j+1	i-2, j+2			
i-1, j	i-1, j+1	i-1, j+2			
i, j	i, j+1	i, j+2			

Ilustración 19: Área mínima asociada al bloque (i, j) en un modelo 2D.

Matemáticamente, esta relación se expresa como sigue:

$$[(b \cdot d) - 1] \cdot X_{i,j}^2 - \left[\sum_{\mu=1}^{(d-1)} \sum_{q=1}^b X_{i-\mu, q+j-1}^2 + \sum_{q=1}^{(b-1)} X_{i, q+j}^2 \right] \leq 0$$

$$\forall i = \{m, m-1, m-2, \dots, d\}; \forall j = \{1, 2, \dots, n-b+1\}$$

Donde los valores de b y d corresponden al número mínimos de bloques que pueden ser minados satisfactoriamente en una misma fila y columna respectivamente, μ y q son contadores de bloques en una misma fila considerando la definición del ancho mínima del caserón y para una misma columna considerando la definición de altura mínima, respectivamente.

Por otro lado, desde un punto de vista de mantener la estabilidad de la explotación, se debe definir un valor máximo para el ancho del caserón extraído, acorde con la ecuación la siguiente expresión:

$$(e-1) \cdot X_{i,j}^2 - \sum_{\lambda=1}^{(e-1)} X_{i-\lambda, j}^2 \geq 0 \quad \forall i = \{m, m-1, m-2, \dots, e\}; \forall j$$

Y la altura máxima de la unidad, se expresa como:

$$(g-1) \cdot X_{i,j}^2 - \sum_{u=1}^{(g-1)} X_{i, u+j}^2 \geq 0 \quad \forall i = \{m, m-1, m-2, \dots, e\};$$

$$\forall j = \{1, 2, \dots, n-g+1\}$$

Donde los valores de e y g corresponden al número mínimos de bloques que pueden ser minados satisfactoriamente en una misma fila y columna respectivamente, u y λ son contadores de bloques en una misma fila considerando la definición del ancho máximo del caserón y para una misma columna considerando la definición de altura máxima, respectivamente.

Por último, la definición de un pilar de estabilidad o *crown pillar* permite prevenir la filtración de agua proveniente del rajo a la excavación subterránea, además de reducir la subsidencia en la superficie. Determinar el grosor adecuado del pilar, permitirá minimizar las interferencias entre ambas áreas de trabajo, mientras se maximiza la recuperación global de mineral.

Este método en particular contempla un único pilar uniforme de altura constante y múltiplo de las alturas de bloques. El número necesario de niveles destinados al pilar dependerá del método de explotación subterráneo definido, así como de los aspectos económicos y geotécnicos.

Las restricciones del *crown pillar* pueden ser modeladas gracias a la definición de una nueva variable decisión binaria Y_i^k , donde $k = 1$ representa la fila i minada mediante cielo abierto (y el

valor de la variable Y_i^1 es 1 si $X_{i,j}^1$ también lo es) y $k = 2$ representa la fila i minada mediante u método subterráneo (y el valor de la variable Y_i^2 es 1 si $X_{i,j}^2$ también lo es). La ecuación final responde a la siguiente relación:

$$X_{i,j}^1 + Y_i^1 = 0 \quad \forall i, j \quad \sum_{\eta=1}^h X_{i+\eta,j}^2 + Y_i^1 \leq 1 \quad \forall i, j$$

Finalmente, así como existe la restricción de extracción de un bloque mediante a lo más un único método, cada nivel también debe ser extraído de acuerdo a esta regla:

$$Y_i^1 + Y_i^2 \leq 1 \quad \forall i$$

Con la definición de modelo optimización ya hecho, se generan los modelos de bloques valorizados según cada método de explotación y se establece un plan de explotación a largo plazo. El inicio de la comparación económica comienza en el nivel 1 y continúa hasta el nivel m , el cual define el nivel final óptimo del pit mediante Cielo Abierto, sin considerar una alternativa subterránea.

A diferencia de lo detallado, el modelo matemático propuesto en este trabajo considera desde los supuestos iniciales que el método de explotación subterránea será *block caving*, y no una extrapolación del método desde un caserón, por lo que disminuye el número de variables de entrada (solo se requiere la altura máxima de la envolvente de *caving*). Además, este modelo asume que la base del caserón se sitúa en la base del modelo de bloques, mientras que el modelo propuesto define una variable de decisión que calcula la posición óptima del nivel de producción.

Finalmente, el modelo propuesto considera el efecto de la inversión respecto a la construcción de accesos hacia el nivel de producción, como un función de la profundidad.

1.10 INCERTIDUMBRE GEOLÓGICA Y RIESGO

La minería en si es un campo que conecta e intercomunica muchas especialidades con el fin de llevar a cabo un buen diseño de explotación y una óptima planificación de los recursos tanto para minas de cielo abierto como para métodos subterráneos. Optimizar es clave, y esto negocia directamente con el pronóstico, maximización y manejo de los flujos de caja de la operación (Dimitrakopoulos, 2011). En este sentido, existen variables de entrada que agregan riesgo al cálculo del beneficio del proyecto, ya que su medición fluctúa a lo largo de un período de tiempo, como lo es el precio del metal (ver Ilustración 20) o el cambio de divisas, o bien porque no se tiene información completa acerca de su comportamiento, como lo es interpretación de los atributos de un yacimiento a partir de los datos de sondajes facilitados durante los inicios del proyecto (ver Ilustración 21). Este último punto es el que será estudiado durante el presente trabajo.



Ilustración 20: Variación del precio del cobre 1999 – 2015. Base de datos Cochilco.

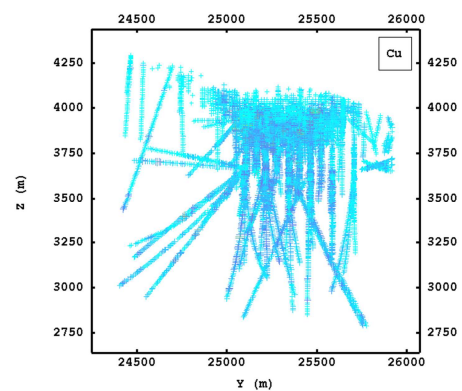


Ilustración 21: Sondajes de un depósito de cobre

En la práctica, es muy difícil predecir el comportamiento del depósito y menos asegurar la cantidad y calidad del mineral dispuesto en el yacimiento, sin embargo, ignorar la presencia de este tipo de incertidumbre puede provocar pérdidas importantes en el valor del proyecto, sobre todo considerando el orden de magnitud de las inversiones asociadas a la minería (Abdel Sabour & Dimitrakopoulos, 2011).

Para contrarrestar lo anterior, la simulación geoestadística evalúa la incertidumbre de aquellos datos no muestreados del atributo espacial (Emery, 2011), elaborando escenarios que reproducen el mismo yacimiento pero incorporando el factor de variabilidad. En las secciones a presentadas continuación se detallan los procesos de estimación y simulación de los modelos de bloques.

1.10.1 ESTIMACIÓN GEOESTADÍSTICA

La estimación local busca predecir el valor de la variable regionalizada (variable que se extiende en el espacio y presenta una cierta continuidad) en un sector del campo estudiado a partir de los datos disponibles (Emery, 2011). Existen varios métodos de interpolación espacial de datos, como el vecino más cercano, el inverso de la distancia y el kriging. A excepción del último, todos estos modelos toman en cuenta la ubicación geográfica de los datos y su distancia entre el lugar a estimar y el dato propiamente tal, pero no consideran la continuidad espacial de la variable.

En este sentido, el kriging, al momento de la interpolación, toma en cuenta las distancias entre los datos a estimar, la redundancia entre estos (agrupamientos) y la continuidad de la variable

regionalizada, constituyendo un estimador lineal, insesgado y óptimo al momento de predecir el valor de la variable.

Dentro de sus características, el kriging es un interpolador exacto, es decir, la estimación de un sitio con dato entrega el mismo valor de ese dato, mientras que su varianza es nula, sin embargo tiene la propiedad de suavizamiento, lo que significa que el mapa estimado tiene menos fluctuaciones que el mapa de valores reales. Esto último tiene importantes efectos en la práctica ya que el mapa subestima aquellos sectores con leyes altas y viceversa, afectando por ejemplo la cuantificación de recursos al momento de definir una ley de corte que asegure la rentabilidad del proyecto. Sin embargo, para obtener resultados sesgados, se recurre a los métodos de simulación que incorporan la variabilidad espacial de los datos.

Existen softwares especializados en el cálculo de los modelos estimados, como Isatis (desarrollado por Geovariances) y SGeMS (código abierto desarrollado por Stanford), además de herramientas computacionales ejecutadas en MatLab, como el archivo COKRIGE desarrollado por el profesor Xavier Emery para depósitos plurimetálicos.

1.10.2 SIMULACIÓN GEOESTADÍSTICA

La simulación geoestadística genera escenarios con las misma continuidad y variabilidad espacial de la variable original, además de coincidir con los valores medidos en los sitios de dato inicial (Emery, 2011), con los cuales se puede cuantificar la incertidumbre y tomar decisiones gracias a la generación de una distribución de posibles respuestas. En general, la utilización de las técnicas de simulación se debe a la dificultad de acceder a la información completa referente a la variable real, ya sea por falta de tiempo o presupuesto (incurrir en una mayor densidad de sondajes implica una inversión mayor).

Existen dos tipos de simulaciones, la no condicional, que ignora los valores de los datos *in situ* y por lo tanto no interpola datos (aunque si reproduce la variabilidad), y la simulación condicional, que busca reproducir la distribución espacial condicionada a los datos disponibles (cada realización reproduce los valores conocidos en los sitios con dato)

Dentro de las simulaciones condicionales, y para efectos de este trabajo, se utilizará el método de simulación de bandas rotantes, cuyo principio se basa en simplificar el problema de la simulación en espacios multidimensionales usando simulaciones unidimensionales y distribuyéndolas al espacio 2D y 3D.

Al igual que para la estimación del modelo, existen softwares de análisis geo – estadístico que integran herramientas de simulación, como lo es Isatis (desarrollado por Geovariances) y SGeMS (código abierto desarrollado por Stanford) y de herramientas computacionales ejecutadas en MatLab, como el archivo TBCOSIM desarrollado por el profesor Xavier Emery para la aplicación de simulaciones por bandas rotantes.

1.10.3 PLANIFICACIÓN MINERA ESTOCÁSTICA

La principal deficiencia de la estimación geoestadística de modelos de bloques es la imposibilidad de reproducir la variabilidad *in – situ* de los depósitos. Esta fuente de riesgo e incertidumbre puede llevar a planes de producción inesperados (Dimitrakopoulos, 2011), por lo que la cuantificación, valorización y manejo de ese riesgo es crítico al momento de desarrollar una minería estratégica. La Ilustración 22 muestra como la realización de un proyecto basado únicamente en el análisis convencional del depósito (mediante la utilización del modelo de bloques estimado) conlleva a decisiones sobreestimadas (efecto directo del suavizamiento del

kriging) y con una baja probabilidad de ocurrencia, y en consecuencia, a la selección de un pit final no óptimo. En este ejemplo, el valor real esperado del proyecto bordea los 17 MUSD, mientras que el análisis convencional arroja un valor de 25 MUSD con una probabilidad de ocurrencia (optimista) del 4%.

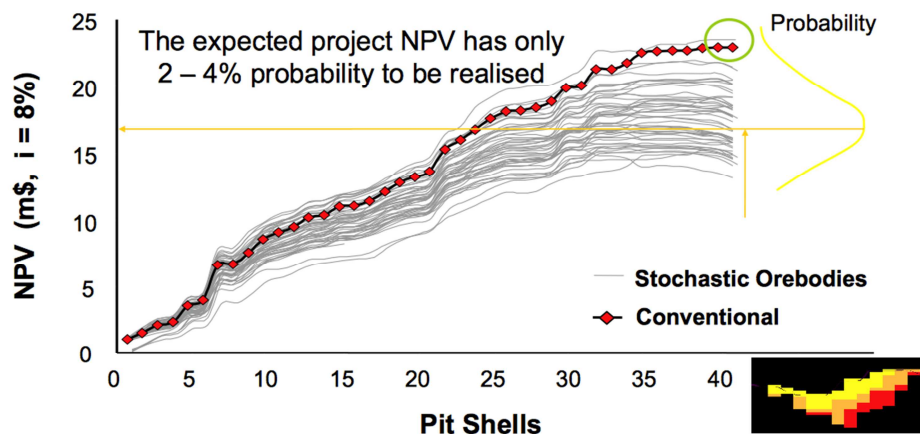


Ilustración 22: Comparación entre la utilización del método convencional y estocástico en la decisión del pit final. (Dimitrakopoulos, 2011)

Debido a esta incapacidad de conocer con certeza la distribución espacial de las leyes y, en consecuencia, los límites óptimos de una explotación, es que se agrega un análisis estocástico, donde el resultado corresponde a una función de respuestas probables gracias a la incorporación de incertidumbre mediante simulaciones del depósito original, permitiendo una toma de decisión más precisa y menos riesgosa.

Sin embargo, la incertidumbre abarca no solo la distribución de leyes, sino que también puede incorporar el estudio de la variación del precio del metal o bien el comportamiento de los costos en el tiempo.

Por lo tanto, la incertidumbre presenta una oportunidad al momento de planificar una explotación, donde la principal herramienta en juego es el manejo de la información disponible y su reproducción, con el fin de crear modelos equiprobables que representen al yacimiento y que permitan identificar y cuantificar el riesgo asociado al mismo.

En este trabajo, el riesgo asociado a la incertidumbre geológica afecta directamente la forma de las envolventes de extracción, por lo que una forma de cuantificar su efecto será obtener la probabilidad de extracción de cada bloque una vez que el nivel de transición sea definido.

1.11 MINELINK¹

MineLink es una librería de estructura de datos que proporciona algoritmos de resolución para la planificación minera y problemas de agendamiento, tanto para minería de cielo abierto como para minería subterránea. El objetivo principal de la librería es constituir el soporte necesario para el área de desarrollo de algoritmos para la planificación a través herramientas de optimización y problemas definidos sobre los cuales trabajar. Por otro lado, la librería permite incorporar

¹ Fuente: <http://delphos.dmi.uchile.cl> (Consulta Agosto 28, 2015)

flexibilidad, expansibilidad y poder computacional en la aplicación sobre los problemas de planificación minera.

MineLink está definido en el lenguaje de programación C++, sin embargo, también puede utilizarse Python como lenguaje disponible, con el fin de interactuar y expandir la librería de una manera simple.

Esta librería de estructuras de datos fue desarrollada por el Laboratorio de Planificación Minera Delphos, perteneciente al Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile y cuenta con el apoyo del Centro de Tecnología Minera Avanzada (AMTC).

Dentro de las herramientas disponibles, la estructura de datos *BlockModel* permite almacenar (en memoria, archivo de texto o bases de datos) un conjunto de bloques con cantidad arbitraria de atributos numéricos. Por otro lado, mediante la estructura *Precedence* es posible modelar los ángulos de talud y otras restricciones de diseño de acuerdo a las consideraciones de planificación y con *FinalPit* es posible computar el pit final a través del comando *Run()*, donde el resultado se entiende como una selección de bloques. El valor de esta selección se obtiene con *PitValue*.

METODOLOGÍA

En la siguiente sección se presentan los pasos que describen la metodología propuesta para la solución del problema de la transición. La Ilustración 23 resume los pasos que serán detallados a lo largo de la sección.

La metodología se divide en dos partes: la primera busca el modelamiento del problema considerando las variables a estudiar (dilución y presencia del pilar de estabilidad) y la segunda se centra en la validación mediante casos de estudios.

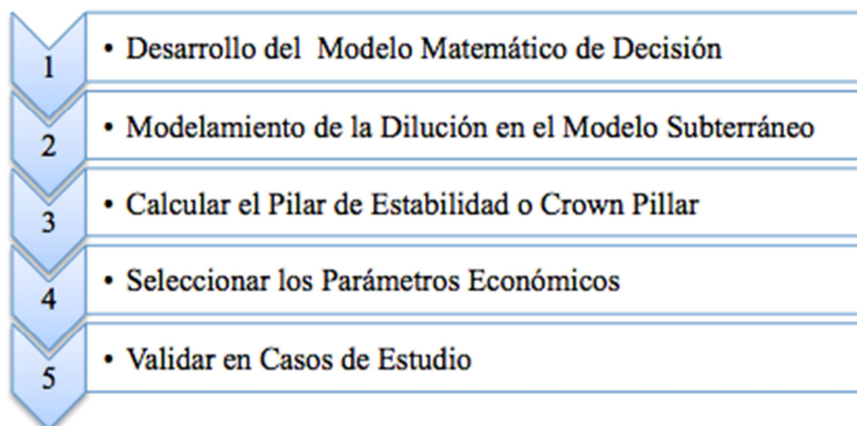


Ilustración 23: Diagrama de la metodología utilizada.

A continuación se describen y explican detalladamente los pasos que describen la metodología propuesta.

1.12 DESARROLLO DEL MODELO MATEMÁTICO DE DECISIÓN

Se basa en la optimización del beneficio obtenido asociado al valor combinado de las envolventes factibles para cada método de explotación. El modelo propuesto se fundamenta en la programación lineal entera, asignado con valor unitario a los bloques que se encuentran dentro de las envolventes de estudio.

A las variables de decisión convencionales del problema se agregan variables asociadas a la posición del piso del nivel de producción para el caso de minería subterránea, y de la posición del piso del pilar de estabilidad.

Las restricciones se basan en el cumplimiento de precedencias (para ambos casos), la limitante de que un bloque puede ser explotado por un único método y condiciones de diseño para la envolvente subterránea.

Para la resolución, se propone una parametrización del problema en términos de la ubicación del pilar de estabilidad y el nivel de producción para resolver el modelo matemático presentado. De acuerdo a lo anterior, el pit óptimo y la envolvente subterránea pueden calcularse de manera independiente, siendo ambas envolventes óptimas. Por lo tanto, se presenta un algoritmo iterativo de solución que encuentra la mejor combinación de envolventes de acuerdo a los beneficios asociados a cada una de ellas. El algoritmo comienza considerando el valor pit final como único método existente, el cual se actualiza a medida que la presencia de una mina subterránea mejora el valor de beneficio inicial.

1.13 MODELAMIENTO DE LA DILUCIÓN

El modelamiento de la dilución se basa en la definición de los factores volumétricos de mezcla de Laubscher, los cuales serán obtenidos considerando la parametrización de una columna de ancho unitario. Aplicando ciertas restricciones, como el punto de entrada de dilución, la altura de columna máxima y el número de tajadas en las que se divide la columna. Finalmente, se aplicarán restricciones de geometría para obtener los factores multiplicadores de las leyes que formarán parte de la matriz de dilución de Laubscher.

1.14 CÁLCULO DEL PILAR DE ESTABILIDAD (CROWN PILLAR)

La definición del pilar tomará como caso base un modelo de características geomecánicas estándares a un yacimiento cuprífero que puede ser explotado mediante *block caving*, donde:

- La fórmula especificada en la sección 1.8.1 considera un caserón típico del método *sublevel stoping*. Este caserón se extiende en dimensiones con el fin de simular un *layout* de *block caving*, definiendo por tanto la altura del caserón de acuerdo a la altura máxima de columna de extracción (H_{max}), y el ancho como una proporción acorde al método.
- El factor de cohesión del suelo, que corresponde a las fuerzas internas que mantienen a las partículas de suelo unidas, y la densidad de la roca serán valores típicos usados en minería.

A modo de simplificación, y como fue señalado en la sección anterior, las características del yacimiento descritas anteriormente serán aplicadas a los dos modelos de los casos de estudio desarrollados en este trabajo, independiente del tipo de mineral asociado, y para el ejercicio bidimensional, se trabajará con una calidad de roca mayor que se traduce en un mayor RMR.

1.15 SELECCIÓN DE PARÁMETROS ECONÓMICOS

Respecto a los parámetros económicos, se utilizarán costos mina y de planta considerando las diferencias entre métodos de explotación. Para el caso de minería subterránea, se definen costos de preparación y desarrollo del nivel de producción y costos de acceso al nivel inferior de la mina, el cual será aplicado una vez obtenido el beneficio de la envolvente. A modo de simplificación, este último costo aplicado a la distancia vertical que separa la superficie del *footprint* de la explotación.

De la misma forma, los parámetros técnicos serán definidos por método de explotación, definiendo para el caso del método de cielo abierto el ángulo de talud y para el caso subterráneo, el área de las unidades básicas de explotación o malla a utilizar.

1.16 VALIDAR EN CASOS DE ESTUDIO

Esta sección busca validar la metodología presentada a través de la implementación de scripts escritos en el lenguaje de programación Python 2.7, ejecutados dentro de la librería MineLink.

Existen dos scripts para el cálculo de las envolventes, además de aquel que encuentra el piso óptimo del nivel de producción del método subterráneo:

1. Pit Final, que calcula el límite del pit final óptimo dada la posición fijada para el techo del pilar de estabilidad. Para esto, se corta el modelo de bloques por sobre el pilar y se calcula el pit de acuerdo a las restricciones de precedencia y valorización de los bloques.

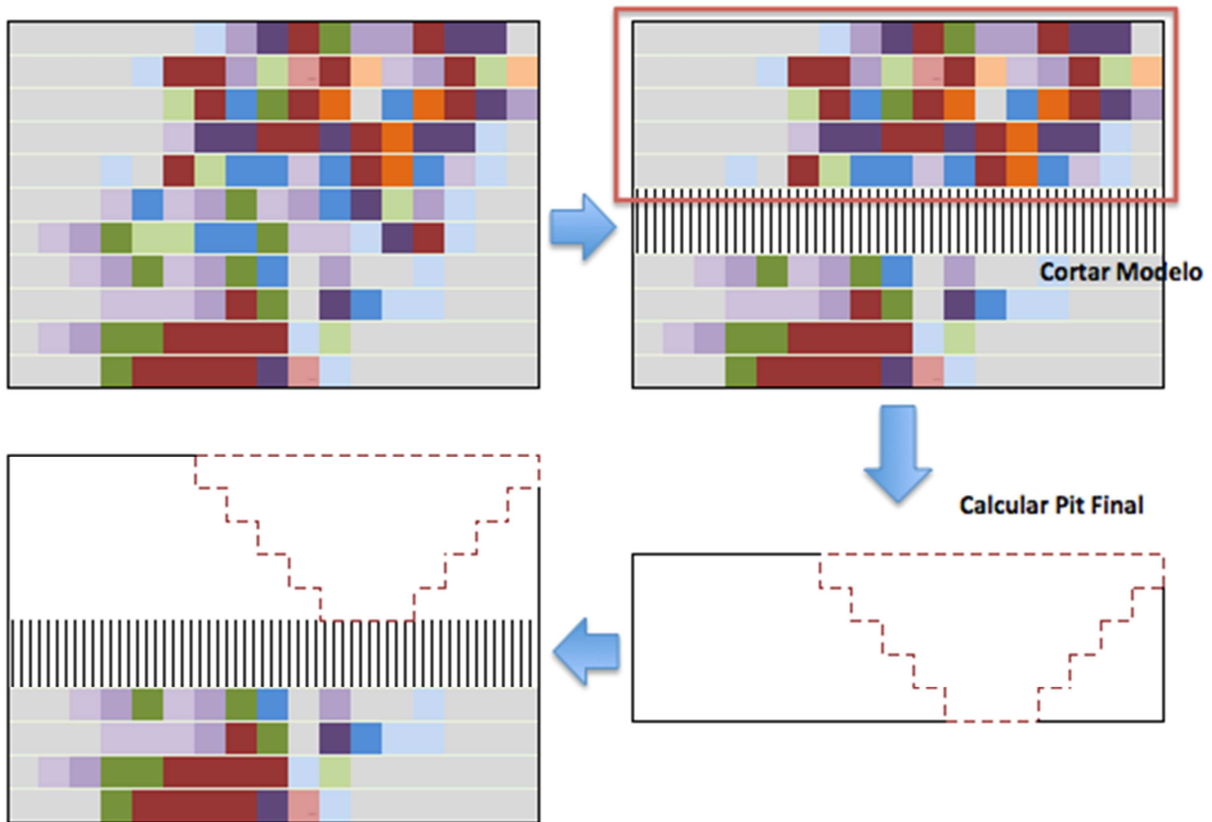


Ilustración 24: Esquema de cálculo de Pit Final mediante el uso de los scripts corridos en MineLink.

2. Envolverte BC, que calcula el límite del pit invertido dada la posición fijada para el piso del pilar de estabilidad. Para esto:
 - Se corta el modelo de bloques por debajo del pilar,
 - Las leyes del submodelo se diluyen de acuerdo al modelo de mezcla volumétrica de Laubscher,
 - Se invierten las coordenadas del modelo,
 - Se calcula el pit final considerando las restricciones de precedencia y valorización de los bloques con las nuevas leyes diluídas.

El script considera la variación del piso óptimo de la mina subterránea y una altura de columna máxima H_{max} cuya interpretación para el caso del pit final corresponde a la profundidad máxima del rajo. Finalmente, el código tiene la opción de suavizar la envolvente de acuerdo a condiciones geomecánicas de las columnas a extraer, como por ejemplo, no considerar aquellas columnas bajo una altura H_{min} , sin embargo este análisis esta fuera de los alcances de este trabajo.

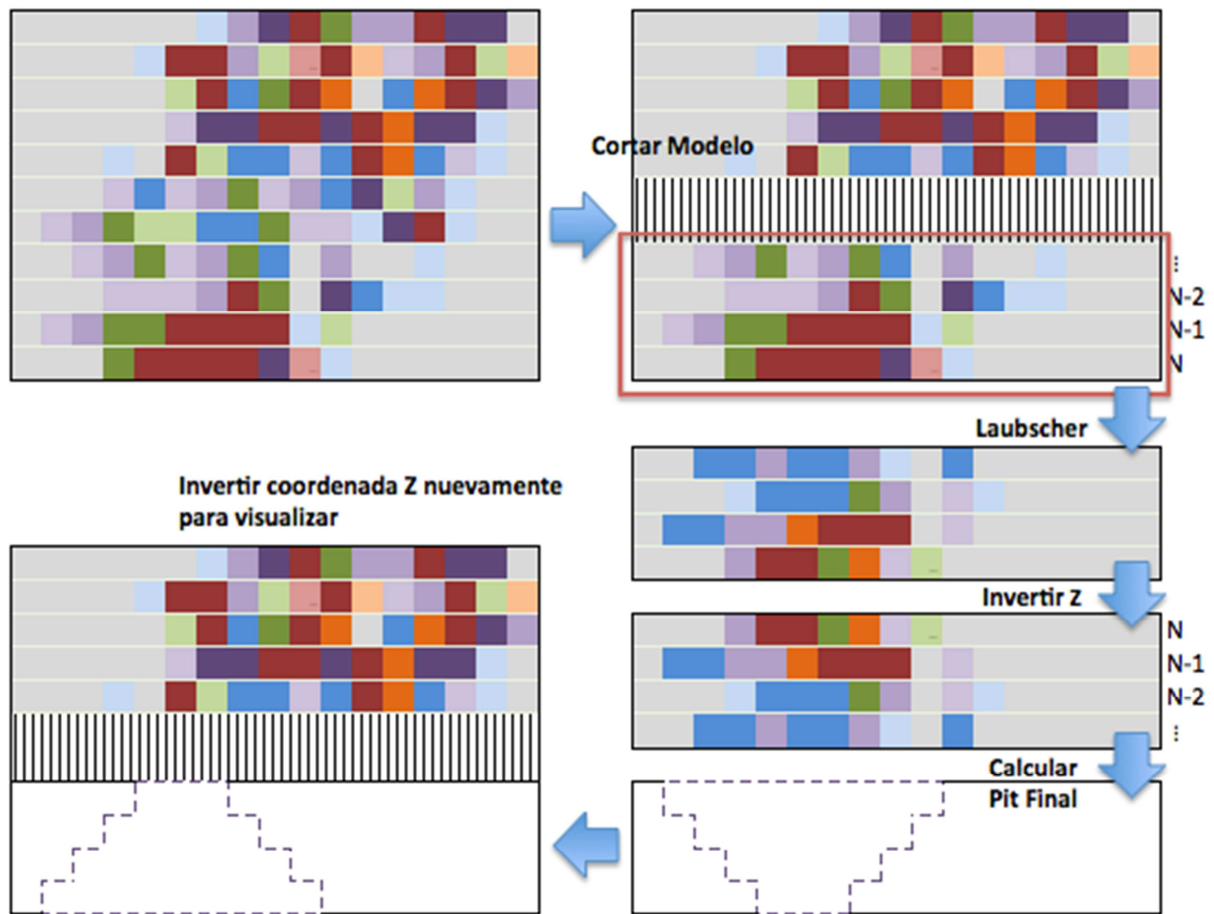


Ilustración 25: Esquema de cálculo de envolventes subterránea mediante el uso de los scripts corridos en MineLink.

Una vez obtenidas ambas envolventes, se obtienen las combinaciones posibles y su respectivo valor beneficio global.

3. Footprint Finder, que calcula el piso (coordenada Z) óptimo en el cual se situará el nivel de producción del modelo de *block caving*. El piso será calculado por modelo, de manera que existe una cota óptima por simulación, y este resultado se comparará con el piso asociado a la mejor combinación de envolventes.

El proceso de validación de la metodología considera dos modelos de bloques para cada tipo evaluación (determinística y bajo incertidumbre geológica). Cada modelo es previamente estimado (en el caso que se cuente con los datos de sondaje) y simulado con el fin de analizar los límites de la transición y su variabilidad.

Se fijan valores económicos de mercado, así como costos asociados al metal de estudio. De acuerdo el tipo de yacimiento, se asumen como supuestos las condiciones geomecánicas del mismo.

La Ilustración 26 resume las etapas de la validación a emplear para cada escenario.

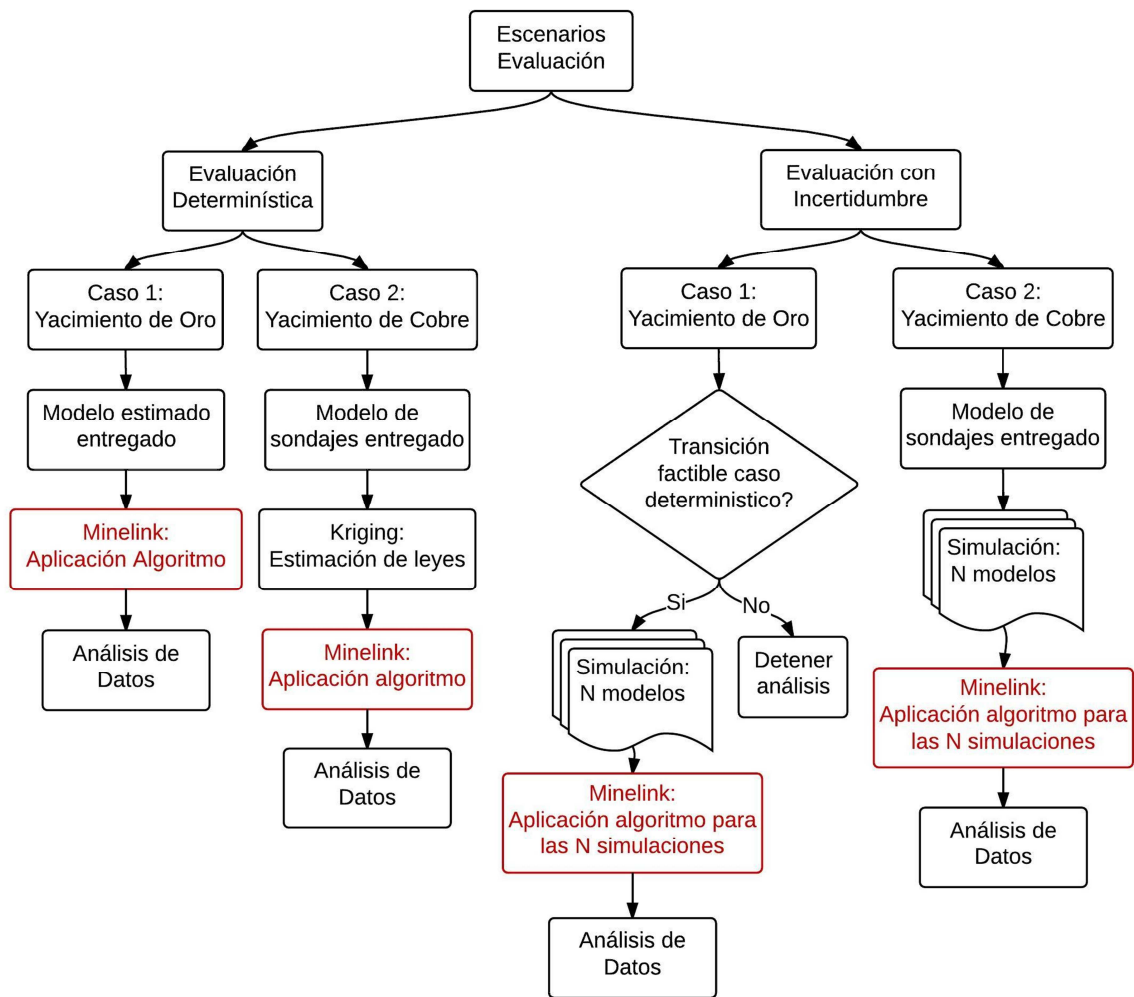


Ilustración 26: Diagrama de la metodología a ejecutar.

Dado que el *output* de los códigos diseñados entrega documentos independientes (documentos de texto separados para los límites del pit y las envolventes subterráneas) el algoritmo de solución es modificado para facilitar el cálculo en una hoja de Excel.

Por lo tanto el algoritmo de solución mediante MineLink sigue los pasos mostrados en la Ilustración 27.

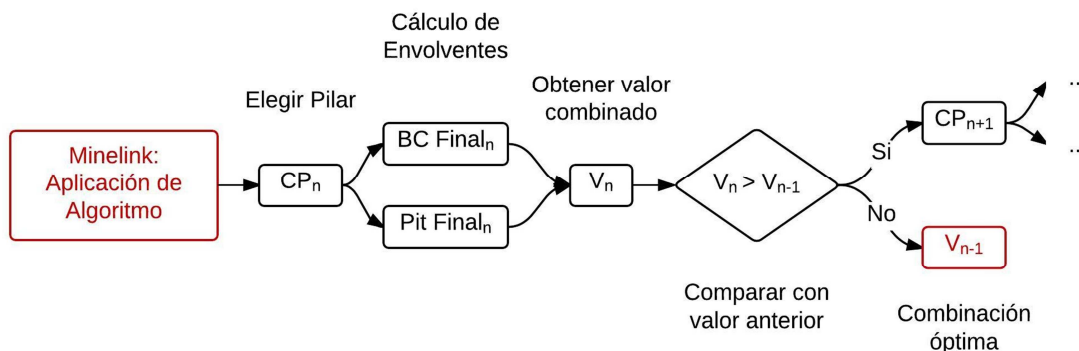


Ilustración 27: Diagrama de ejecución del algoritmo de optimización.

Dado el diagrama de la Ilustración 26, el análisis de datos básico de los archivos resultado se describe en la Tabla 1. Para el caso del modelo de bloques de oro se debe determinar primero si es factible el desarrollo de una mina subterránea de *block caving* dada la distribución de leyes presente.

Casos	Beneficio (MUS\$)		Cantidad de Reservas (ton)		Cantidad de Estéril (ton)	
	MB Oro	MB Cu	MB Oro	MB Cu	MB Oro	MB Cu
Pit Final	✓	✓	✓	✓	✓	✓
UG Final	Fiable?	✓	Fiable?	✓	Fiable?	✓
Cambio Piso Óptimo	Dado UG	✓	Dado UG	✓	Dado UG	✓

Tabla 1: Análisis de datos básico a aplicar en los resultados de la metodología.

La cantidad de reservas asociadas a la envolvente se calcula fijando una ley de corte crítica, que se obtiene cuando el beneficio del bloque de mineral es nulo. Dado que en este trabajo no se utiliza la noción de stocks, ya que solo se calculan las envolventes de los métodos de extracción, todo material con ley menor a L_c será considerado estéril.

1.16.1 EJERCICIO CONCEPTUAL

La siguiente sección busca introducir el problema global mediante la realización de un ejercicio bidimensional que calcula la combinación de envolventes de manera manual, considerando parámetros económicos característicos de cada método de explotación, además de las condiciones geomecánicas descritas en la sección 1.14 que permiten la estimación del ancho del pilar de estabilidad. El ejercicio evalúa los siguientes escenarios:

- Escenario 1: En base al modelo de bloques proporcionado, se calcula la envolvente del pit óptimo mediante el algoritmo 2D de Lerchs & Grossman. Un vez obtenido el fondo del pit, se definen los n niveles asociados al pilar de estabilidad y se calcula la envolvente de la mina subterránea con los niveles restantes del modelo bajo el pilar. En este caso, existe la posibilidad que la envolvente subterránea no alcance la altura máxima de columnas de extracción definida para el método.

Cabe destacar que la envolvente subterránea es calculada posterior a la dilución del modelo de bloques restante (bloques remanentes a los que se puede aplicar el algoritmo).

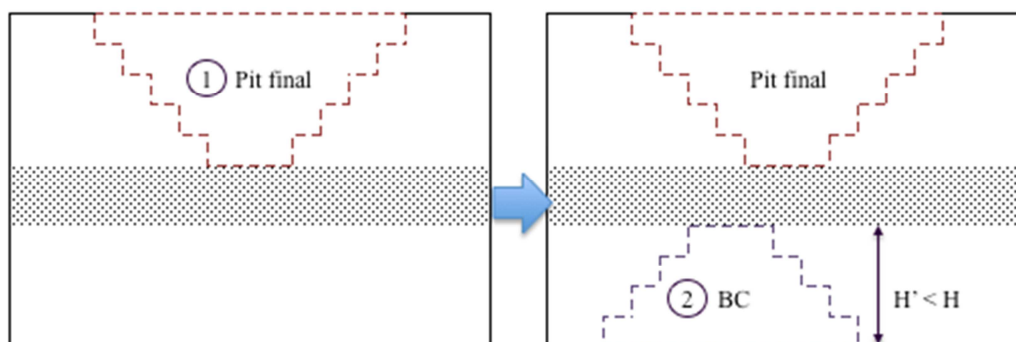


Ilustración 28: Escenario 1 cómputo del Pit Final.

- Escenario 2: Se calcula primero la envolvente asociada al método de *block caving* con una altura de columna definida H . Una vez obtenida la cota superior de la envolvente, se

definene los n niveles asociados al pilar de estabilidad y se calcula el pit óptimo del modelo con los niveles restantes en la parte superior del pilar.

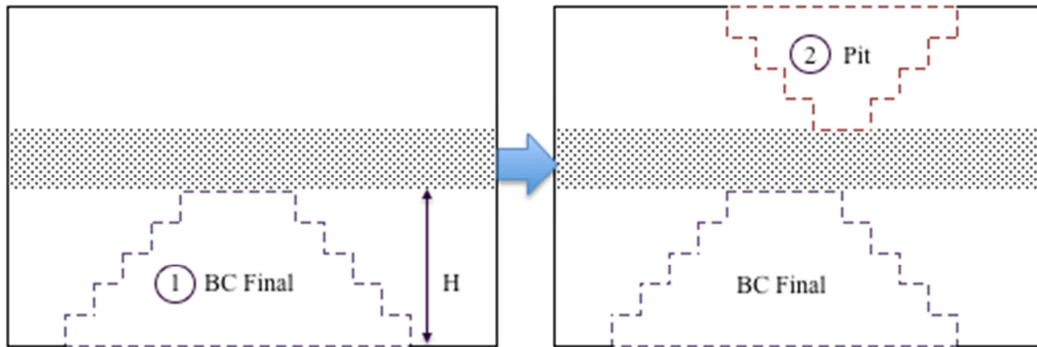


Ilustración 29: Escenario 2 cómputo de la envolvente de *block caving*.

- Escenario 3: Combinaciones que se encuentren entre los dos casos anteriores, variando por ejemplo el piso del nivel de producción del caso subterráneo o la altura de la envolvente subterránea.

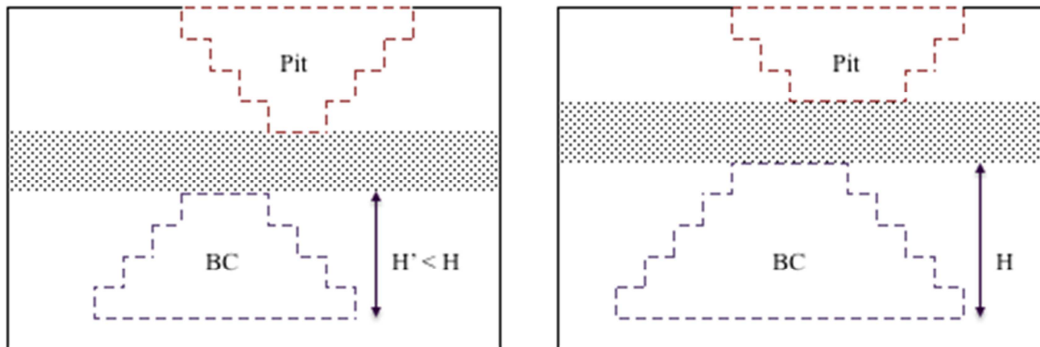


Ilustración 30: Escenario 3 cómputo de combinaciones factibles.

Dado los límites de las envolventes y sus combinaciones viables, se analizan la variación del beneficio económico, cantidad de estéril y cantidad de reservas minerales por método de explotación.

1.16.2 CASO DETERMINÍSTICO PARA LOS MODELOS DE BLOQUES EN ESTUDIO

En esta sección se evalúa la factibilidad de aplicar un modelo de minería de transición a un yacimiento tridimensional sin considerar el efecto de la variabilidad espacial de leyes o incertidumbre geológica. Para esto se utiliza el modelo de bloques estimado mediante kriging, el cual se obtendrá a partir de los datos de sondaje proporcionados (según sea el caso). Las variables económicas se asumirán de acuerdo al tipo de depósito estudiado, así como los costos asociados al tipo de sistema de extracción minera.

CASO YACIMIENTO DE ORO

El modelo de bloques entregado corresponde al modelo estimado, por lo que la interpolación kriging se omite en este caso. Se desarrolla un análisis estadístico del yacimiento y se procede con lo detallado en la Ilustración 26.

CASO YACIMIENTO DE COBRE

El modelo de bloques es estimado a partir de los datos de sondaje mediante el método de interpolación kriging utilizando la herramienta *Interpolation* del software de geoestadística Isatis. Una vez obtenida la distribución de leyes, se calculan las estadísticas básicas del modelo y se aplica la metodología explicada en la Ilustración 25.

1.16.3 CASO CON INCERTIDUMBRE GEOLÓGICA PARA LOS MODELOS DE BLOQUES EN ESTUDIO

Como se mencionó en la sección 1.10, una de los aspectos mas importantes dentro del diseño minero está asociado a la distribución espacial de las leyes, que impacta directamente en la decisión de los bloques a extraer, y en consecuencia, en la geometría de la envolvente. Para reducir el riesgo intrínseco asociado a la variabilidad del depósito, se aplica el concepto de escenarios equiprobables que permiten analizar el cambio espacial de las envolventes de extracción.

Al igual que en el caso determinístico, las variables económicas se mantendrán constantes, así como los costos de cada de método minero.

El caso típico de planificación de *block caving* utiliza ejercicios determinísticos para encontrar la envolvente óptima de extracción, mediante la fijación de la altura de las columnas de extracción, la secuencia y el modelo de bloques propiamente tal. En este trabajo, el riesgo será incorporado mediante el algoritmo de Lerchs y Grossmann invertido y convencional, para el caso de la envolvente subterránea y pit final, respectivamente.

CASO YACIMIENTO DE ORO

Dependiendo de la data facilitada, el yacimiento puede ser simulado a partir de los sondajes realizados en la etapa exploratoria del proyecto. Debido a que el modelo entregado durante este trabajo corresponde al archivo ya estimado por kriging, no es posible recrear escenarios representativos del depósito, por lo que no es posible desarrollar un análisis estocástico para este caso de estudio.

CASO YACIMIENTO DE COBRE

Las escenarios equiprobables del modelo interpolado por kriging fueron realizadas mediante simulaciones gaussianas condicionales llevadas a cabo utilizando la herramienta *Co-Simulation Turning Bands* del software de geoestadística Isatis. Se realiza un total de 100 simulaciones del pórfido cuprífero, en conjunto con su respectivo estudio estadístico.

Una vez obtenido el set de datos se prosigue con la aplicación del algoritmo solución explicado en la Ilustración 25, donde en primera instancia se calculan los pits factibles dada la posición del pilar de estabilidad en paralelo con el cálculo de las envolventes subterráneas, para luego analizar las combinaciones posibles de acuerdo al ancho del pilar.

DESARROLLO

1.17 NOTACIÓN Y MODELO MATEMÁTICO

El set de bloques del modelo se denota como $B = \{1, 2, \dots, N\}$, donde cada bloque $i \in B$ tiene un valor asociado a la extracción por rajo abierto $p(i)$ y un valor asociado a su extracción mediante *block caving* $q(i)$. Por otro lado, $k(i)$ corresponde al nivel del bloque i , es decir, corresponde al nivel o posición en la coordenada Z (vertical) del modelo. Los niveles del modelo van desde el más profundo, nivel 1, hasta el nivel más superficial, nivel L .

El diseño de las paredes del pit requiere el cumplimiento de las restricciones de precedencia, donde los arcos se definen como un par $(i, j) \in B \times B$. Los arcos se traducen en que para efectuarse la extracción del bloque j se debe extraer primero el bloque i . El conjunto de estos arcos de precedencias se denota por P .

Similarmente es modelada la extracción de bloques asociados a minería subterránea. Sin embargo, los arcos están definidos de manera inversa al caso anterior, ya que el bloque j sucede al bloque i y debe ser extraído previamente para generar un acceso en ascenso. El set de arcos en este caso se denota por $Q \subset B \times B$.

El acceso al nivel k del caso subterráneo tiene un costo asociado de $R(k)$. En cuanto a las restricciones del pilar de estabilidad, este tendrá un ancho de K niveles (medido en número de bloques en la vertical) y la altura máxima de una columna de extracción por *block caving* se define por H .

Las variables principales utilizadas en el modelo corresponden a aquellas asociadas a decisión de extraer un bloque mediante el método de minería a cielo abierto o mediante minería subterránea como:

$$x_i^P \begin{cases} 1 & \text{si el bloque } i \text{ es extraído mediante el método de cielo abierto} \\ 0 & \text{si el bloque } i \text{ no es extraído mediante el método de cielo abierto} \end{cases}$$
$$x_i^U \begin{cases} 1 & \text{si el bloque } i \text{ es extraído mediante el método subterráneo} \\ 0 & \text{si el bloque } i \text{ no es extraído mediante el método subterráneo} \end{cases}$$

Las variables que permiten establecer la ubicación del pilar de estabilidad y el nivel de producción del método subterráneo se definen de acuerdo a la siguiente formulación:

$$y_k \begin{cases} 1 & \text{si la base del pilar de estabilidad esta en el nivel } k \text{ o arriba} \\ 0 & \text{si la base del pilar de estabilidad no esta en el nivel } k \text{ o arriba} \end{cases}$$
$$z_k \begin{cases} 1 & \text{si la base del nivel de producción de la explotación subterránea esta} \\ & \text{en el nivel } k \text{ o arriba} \\ 0 & \text{si la base del nivel de producción de la explotación subterránea no} \\ & \text{esta en el nivel } k \text{ o arriba} \end{cases}$$

La Ilustración 31 sintetiza de manera esquemática la definición de las variables del problema y las constantes utilizadas en el diseño:

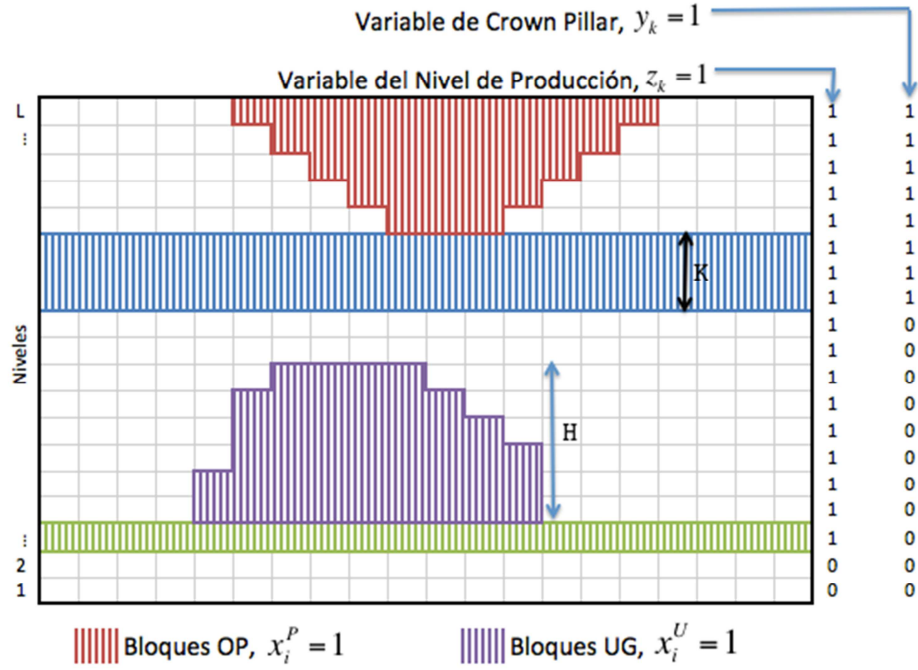


Ilustración 31: Dibujo explicativo de las variables de decisión.

La función objetivo busca maximizar el valor del proyecto considerando ambas explotaciones presentes de manera simultánea, considerando además del costo asociado al desarrollo de accesos que comunican la superficie con el nivel de producción subterránea:

$$\max V = \sum_{i \in B} p(i)x_i^P + q(i)x_i^U - R(1)y_1 - \sum_{k=2}^L R(k)(y_k - y_{k-1})$$

Para asegurar la existencia de a lo más un pilar de estabilidad, se deben tener en cuenta las filas de explotación. La siguiente ecuación muestra cómo si una fila no es elegida para ser parte del pilar, la fila inferior tampoco puede ser seleccionada:

$$y_k \geq y_{k-1} \quad \forall k = 2, \dots, L$$

De manera análoga funciona la selección del nivel de producción subterránea:

$$z_k \geq z_{k-1} \quad \forall k = 2, \dots, L$$

Por otro lado se deben definir las precedencias de cada bloque, que corresponde a la necesidad de extraer un número de bloques asociados a uno particular, con el fin de respetar el ángulo de talud determinado durante el diseño. Para el caso de la extracción mediante cielo abierto, las precedencias se escriben como:

$$x_i^P \leq x_j^P \quad \forall (i, j) \in P$$

En el caso de la definición de precedencias para el método de extracción subterránea se debe tener presente la existencia del nivel de producción, cuyos bloques no pueden ser explotados ni incorporados en la envolvente. De acuerdo a lo anterior:

$$\begin{aligned}x_i^U &\leq x_j^U + z_k - z_{k-1} && \forall (i, j) \in Q, k(i) > 1 \\x_i^U &\leq z_1 && \forall (i, j) \in Q, k(i) = 1\end{aligned}$$

La siguiente etapa es asegurar que los bloques seleccionados dentro de la envolvente asociada al método de cielo abierto se encuentren sobre el pilar de estabilidad:

$$x_i^P \leq z_{k(i)-K} \quad \forall i, k(i) > K$$

A su vez, se debe asegurar el desarrollo de la explotación subterránea bajo el pilar, lo que es análogo a prohibir la selección de bloques asociados a la envolvente subterránea sobre el pilar de estabilidad:

$$x_i^U + y_k \leq 1 \quad \forall k, \forall i, k(i) \geq K$$

Por último, se establece una altura máxima de la envolvente subterránea, con el fin de mantener la estabilidad y seguridad del pilar:

$$\begin{aligned}x_i^U + z_1 &\leq 1 \\x_i^U + z_k - z_{k-1} &\leq 1\end{aligned} \quad \forall k > 1, \forall i \in B, k(i) > k + H$$

ALGORITMO DE SOLUCIÓN

Para explicar el algoritmo de solución iterativo que resuelve el modelo matemático presentado anteriormente, los niveles donde se encuentran ubicados el nivel de producción de la mina subterránea y la base del pilar de estabilidad se llamarán kc y kp , respectivamente. De acuerdo a la notación anterior, se definen los casos:

- Caso Límite solo Mina Cielo Abierto: Se define cuando $kc = 0$ y $kp = 0$, es decir, no existen niveles asociados al pilar de estabilidad ni al nivel de producción subterráneo.
- Caso Límite solo Mina Subterránea: se define cuando $kc = 0$ y $kp \neq 0$, es decir, no existe un nivel definido como la base del pilar de estabilidad pero si existe el nivel de producción.

Por lo tanto, el conjunto de soluciones para las posibles combinaciones de (kc, kp) se pueden escribir como:

$$X = \{(0,0)\} \cup \{(0, k): k = 1, \dots, L - H\} \cup \{(kc, kp): kc = 1, \dots, L, \quad kp = 1, \dots, kc - H\}$$

De manera de facilitar la descripción del algoritmo, se define $B[k_1, k_2] = \{i \in B: k_1 \leq k(i) \leq k_2\}$ como el conjunto de bloques que se encuentran entre los niveles k_1 y k_2 .

La secuencia de selección óptima se describe:

1. Calcular el pit final P^* sobre el modelo de bloques completo, y definir su valor como v^* . Asumir que no existe una mina subterránea, es decir, $U^* = \emptyset$.

2. Para cada par $(kc, kp) \in X$:
 - a. Calcular el pit final dentro del conjunto de bloques $B [kc + K, L]$ y definir su valor como v .
 - b. Calcular la mejor envolvente subterránea ubicada dentro del conjunto de bloques $B [kp, kp + H]$ y definir su valor como w .
 - c. Si $v + w - R(kp) > v^*$:
 - i. Definir $v^* = v + w - R(kp)$
 - ii. Definir P^* como la envolvente del pit final calculada en 2.a
 - iii. Definir U^* como la envolvente subterránea calculada en 2.b
3. Retornar (P^*, U^*)

La implementación de este algoritmo de solución se efectúa mediante las estructuras de MineLink y la ejecución de scripts escritos en Python, como se detalla en la sección 1.16. A continuación se presenta un extracto del código, donde se calcula el pit final:

```

#-----valorizacion-----#
Cu=2 #Copper Price USD/lb
CMin=2.6 #Costo Mina
CProc=16 #Costo Planta
CRef=0.35
RMet=0.9 #Recuperaci?n metal?rgica

nbm.AddColumn("Valor",0)
nbm.AddColumn("Ton",2700)
for i in xrange(nbm.Size()): #Recorro todo el modelo de bloques
    ley=nbm.GetValue(i,"Grade"+str(SIM[mod]))
    ton=nbm.GetValue(i,"Ton")
    valorbotadero=-CMin*ton
    valorplanta=-(CMin+CProc)*ton+(Cu-CRef)*22.046*RMet*ley*ton

    if valorplanta>valorbotadero:
        nbm.SetValue(i,"Valor",valorplanta)
    else:
        nbm.SetValue(i,"Valor",valorbotadero)

#-----Precedence-----#
talud=SlopePrecedence(nbm)
talud.CreateArcs(45,8,dx,dy,dz)#angulo 45?, 8 niveles, bloques 10x10x10
#-----Fit-----#

fpi=FinalPitInstance("Valor",talud)#Creo la isntancia de pit final con la columna de "Valor" y los arcos guardados en talud
solver=PseudoFlowFinalPitSolver(fpi)
solver.Run()
bs2=solver.FinalPit()#Resuelvo pit final
nbm.AddColumn("in_pit",0.0)#Verifico cada bloque si pertenece al pit final, y lo guardo en una columna del modelo de bloques.
for i in xrange(nbm.Size()):
    inout=0;
    if bs2.Contains(i):
        inout=1
        nbm.SetValue(i,"in_pit",inout)

nbm.SaveToTextFile(r"C:\Users\Planificaci?n\Desktop\CJ\PIT_FINAL_SIM\ML_pitfinal_SIM#"+str(SIM[mod])+"_CP#"+str(CP[k])+".txt")

```

Ilustración 32: Extracto de script Pit Final.

1.18 MODELAMIENTO DE LA DILUCIÓN

Para el cálculo del punto de entrada de dilución se utilizarán los gráficos de Laubscher, valor de esponjamiento para fragmentación media y un factor de control de tiraje estándar. Se asume:

- Los casos de estudio tendrán las mismas características geo – mecánicas, y por consiguiente el mismo PED,
- Para caso bidimensional, se asumirá una mejor calidad de roca y por lo tanto, un menor PED.

Para definir los factores de dilución de Laubscher, se parametrizarán los segmentos definidos en la sección Modelos de Mezcla determinando sus ecuaciones de recta.

Asumiendo un ancho unitario, como se muestra en la Ilustración 33, se definen el punto de entrada de dilución, la altura de columna máxima y las tajadas del modelo. Para la tajada j , se tienen los puntos de inicio y final de la curva:

$$X_{1j} = \left(0, \frac{H(PED)}{n} \cdot j\right) \quad X_{2j} = \left(1, \frac{HMAX - H(PED)}{n} \cdot j\right)$$

Aplicando la ecuación de la recta para los puntos anteriores:

$$Y = \left(\frac{\Delta y}{\Delta x}\right) \cdot x + n \quad \Rightarrow \quad Y = \left(\frac{HMAX - 2 \cdot H(PED)}{n} \cdot j\right) \cdot x + \frac{H(PED)}{n} \cdot j$$

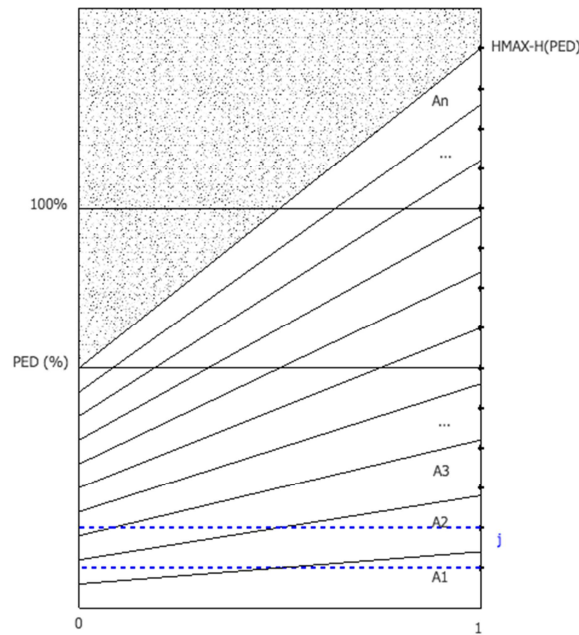


Ilustración 33: Diagrama de cálculo de los factores de Laubscher.

Una vez obtenidas las ecuaciones de recta para cada tajada, se procede a calcular los límites inferiores (n_i) y superiores (n_s) de las tajadas recuperadas, a partir de los cuales se despejan las coordenadas X_i y X_s , respectivamente. De acuerdo a lo expuesto en la sección Algoritmo Volumétrico de Mezcla, los factores a calcular son función de las áreas (A_j) de las tajadas. Finalmente, los coeficientes de Laubscher se calculan según las siguientes restricciones:

- Si $X_{2,j} < n_i$, entonces el factor $F_j = 0$
- Si $n_i < X_{2,j} < n_s$, entonces el factor $F_j = \frac{1}{2} \cdot (X_{2,j} - n_i) \cdot (1 - X_i) - A_{j-1}$
- Si $X_{2,j} > n_s$, entonces el factor $F_j = \frac{1}{2} \cdot (X_s + X_i) \cdot (n_s - n_i) - A_{j-1}$
- Si $X_{2,j} > n_s \wedge n_s > X_{1,j} > n_i$, entonces el factor
- $F_j = (n_s - n_i) - \frac{1}{2} \cdot (n_s - X_i) \cdot X_{1,j} - A_{j-1}$

- Si $X_{2,j} > n_s \wedge n_s > X_{1,j} > n_i \wedge X_{1,j+1} > n_s$, entonces el factor
- $F_j = \frac{1}{2} \cdot (n_s - X_i) \cdot X_{1,j}$

Dadas las condiciones anteriormente señaladas, el cálculo de la matriz se realiza en una planilla de Excel donde los valores de entrada serán el punto de entrada de dilución PED, la altura máxima de extracción del método y el número de tajadas en las que se dividirá la columna (que es función del parámetro anterior y de la dimensión del bloque del modelo). Una vez obtenida la matriz, se diluye el modelo completo previo al cálculo del *layout* subterráneo.

1.18.1 EJERCICIO CONCEPTUAL

En este caso, el modelo a evaluar corresponde a un ejercicio bidimensional, asumiéndose una mejor calidad de roca, y en consecuencia, con un valor de RMR de 80. El punto de entrada de dilución tiene un valor del 39% y es calculado considerando los parámetros de la Tabla 2, donde la obtención altura de interacción (HIZ) se detalla en el Anexo A: Gráficos de Laubscher en las Ilustración 101 e Ilustración 102.

Parámetro	S	dcf	H _c	HIZ
Valor	1.12	0.6	350	140

Tabla 2: Factores utilizados en el cálculo del PED para el caso bidimensional.

La matriz con ponderadores tiene una dimensión igual al número de niveles asociados a la altura de columna de extracción de *block caving*. En este ejercicio, la columna de 350 [m] se traduce en una matriz de 35x35. La ley del bloque diluido corresponde al producto punto entre la distribución de leyes de la columna a evaluar y la fila de la matriz asociada a la altura en la que se encuentra el bloque. El detalle de la matriz total se observa en el Anexo B: Matriz de Laubscher – Caso Bidimensional.

1.18.2 CASOS DE ESTUDIO

El punto de entrada de dilución es calculado a partir de los valores indicados en la Tabla 3 con un valor del 46%. La obtención de la altura de interacción (HIZ) se especifica en el Anexo A: Gráficos de Laubscher en las Ilustración 101 e Ilustración 102.

Parámetro	S	dcf	H _c	HIZ
Valor	1.12	0.6	350	90

Tabla 3: Factores utilizados en el cálculo del PED para los casos de estudio.

Los coeficientes de Laubscher se distribuyen en una matriz cuadrada de dimensión igual al número de niveles asociados a la altura de columna de extracción del método de *block caving*. Para este trabajo, se asume una altura de 350 [m] y por consiguiente, una matriz cuadrada de 35x35. La ley del bloque diluido corresponde al producto punto entre la distribución de leyes de la columna a evaluar y la fila de la matriz asociada a la altura en la que se encuentra el bloque. En el Anexo C: Matriz de Laubscher – Casos de Estudio se puede observar la matriz y el valor de los ponderadores.

1.19 PILAR DE ESTABILIDAD

La calidad de la roca se define con un RMR entre regular y bueno (40 – 80 de una escala de 0 – 100) para asegurar el método de hundimiento. Dependiendo de los casos a desarrollar en la validación, se tendrán diferentes anchos de pilares.

1.19.1 EJERCICIO CONCEPTUAL

De acuerdo a lo asumido anteriormente, se obtiene un pilar de estabilidad de aproximadamente 120 [m], que se traduce en 12 niveles o bloques medidos en la vertical. Los parámetros utilizados se muestran en la Tabla 4.

Parámetro	C[Kg/ms ²]	S [m]	h [m]	RMR	γ [Kg/m ² s ²]
Valor	0.75	100	350	80	2.7

Tabla 4: Parámetros geo – mecánicos para el cálculo del pilar aplicados a ejercicio bidimensional.

1.19.2 CASOS DE ESTUDIO

Dados los valores de la Tabla 5 se obtiene un pilar de estabilidad de ancho aproximado de 150 [m] en la vertical, que se traduce a 15 niveles en la coordenada Z.

Parámetro	C[Kg/ms ²]	S [m]	h [m]	RMR	γ [Kg/m ² s ²]
Valor	0.75	100	350	60	2.7

Tabla 5: Parámetros geo – mecánicos para el cálculo del pilar aplicados a los casos de estudio.

Se debe tener presente que el valor calculado en ambos ejercicios corresponde a la mínima distancia factible entre las envolventes de extracción, por lo que pueden existir combinaciones con un pilar de estabilidad más ancho.

1.20 PARÁMETROS TÉCNICO ECONÓMICOS

Respecto a los valores técnicos del caso de explotación por *block caving* se asume un área de unidad básica de trabajo de 225 [m²] correspondiente a una malla teniente y un costo de desarrollo asociado a la preparación del nivel de producción de 3,000 [USD/área], el que afecta directamente la ubicación del *footprint*. Por otro lado, se asume un costo de acceso al nivel de producción de 6,000 [USD/m], correspondiente al costo lineal de construir un túnel para ingresar a la explotación subterránea. Este costo se aplicará al beneficio global de la envolvente de *block caving* y, a modo de simplificación, la distancia superficie – *footprint* se calculará de manera vertical. La Tabla 6 muestra los parámetros por método:

Parámetro	Cielo Abierto		Subterránea	
	Cu	Au	Cu	Au
Precio Metal (US\$/lb - US\$/oz)	2	1200	2	1200
Costo Mina (US\$/ton)	2.6	2.6	10	10
Costo Procesamiento (US\$/ton)	10	10	16	16
Costo de Refinación del Metal	0.35	-	0.35	-
Recuperación Metalúrgica (%)	90	85	90	85
Costo Preparación Mina (US\$/m ²)	-	-	3000	3000
Área UBC (m ²)	-	-	225	225
Costo Acceso (US\$/m)	-	-	6000	6000

Tabla 6: Parámetros económicos para minería de cielo abierto y *block caving*

1.21 VALIDACIÓN EN CASOS DE ESTUDIO: EJERCICIO CONCEPTUAL

Para el ejercicio se utilizó un modelo de bloques cuyo metal principal es el cobre, con una ley media de 1.5%. El perfil bidimensional analizado está ubicado en la cota Y=62.5 y se extiende 830 metros en Z desde la cota -105 a la 715 y 880 metros en la dirección X desde la cota -515 a la 475. La Ilustración 34 muestra la distribución de leyes en el perfil estudiado.

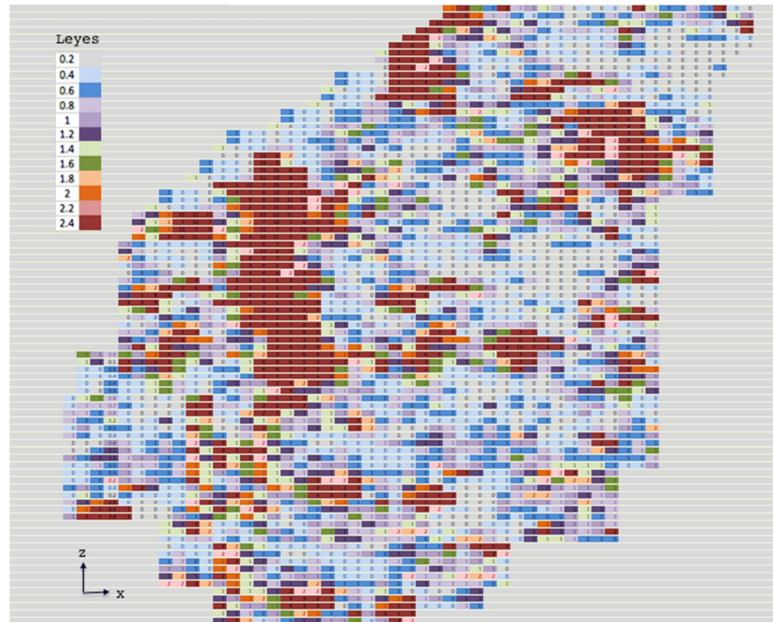


Ilustración 34: Vista perfil de la distribución espacial del modelo de bloques.

A continuación se muestra la curva de tonelaje – ley del yacimiento, así como un histograma con la distribución bidimensional de las leyes de cobre.

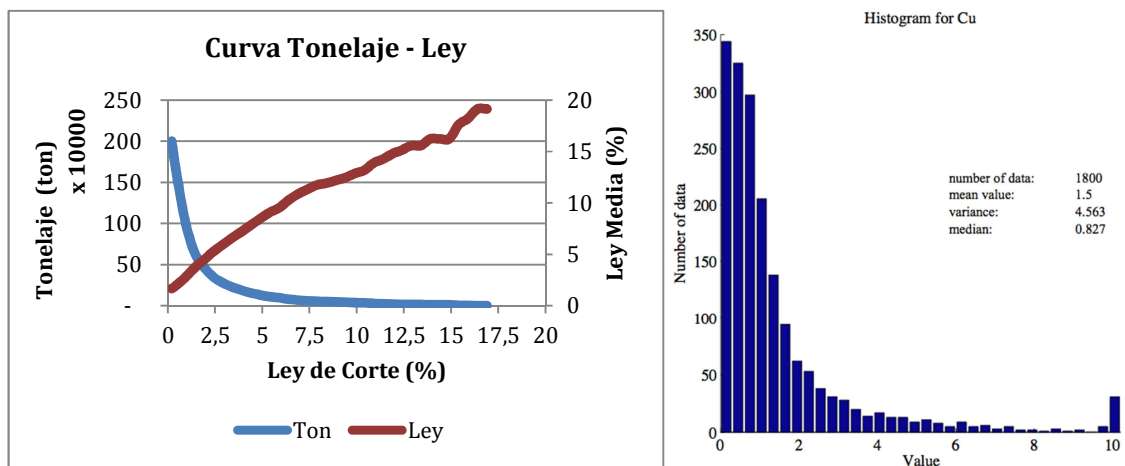


Ilustración 35: Curva Tonelaje – Ley e histograma del modelo 2D

En el caso del escenario 1 (detallado en la sección 1.16.1), el pit final tiene una profundidad máxima de 470 [m] alcanzando la cota 255 del modelo de bloques, coordenada que constituye el techo del pilar de estabilidad y se extiende hasta la cota 135. La altura máxima de la envolvente para este caso es de 250 [m] con un *footprint* ubicado en la cota más profunda del modelo (Z= -105).

En el caso del escenario 2 (detallado en la sección 1.16.1), la envolvente final óptima para el caso de *block caving* tiene una altura de 440 [m] alcanzando la cota 335 del modelo de bloques, coordenada que constituye el piso del pilar de estabilidad y que se extiende hasta la cota 455. El nivel de producción o *footprint* se ubica en la cota mas profunda del modelo (Z= -105). Por otro lado, el pit tiene una profundidad de 260 [m].

Finalmente, el escenario 3 o escenarios combinados propuestos fueron:

- 3.1 Definiendo una altura máxima de columna de extracción para *block caving* de 350 [m], posicionando el piso del pilar en la cota 245 del modelo. El pit óptimo asociado a este caso tiene una profundidad máxima de 350 [m].
- 3.2 Cambiando el piso del nivel de producción a la cota -55 y considerando una altura de columna máxima de 180 [m], el piso del pilar se define en Z=135 y el pit óptimo de la combinación tiene una profundidad de 460 [m].
- 3.3 Manteniendo el piso del nivel de producción en la cota -55 pero cambiando la altura de columna a 350 [m], se define el piso del pilar en la cota 305 y el pit óptimo con una profundidad de 290 [m].

A continuación, la Tabla 7 presenta un resumen de las envolventes combinadas para cada caso calculado anteriormente:

Combinación	Escenario	CP techo	CP piso
Final PIT	1	255	135
Final UG	2	455	335
UG H350	3.1	365	245
Nivel NP -55/H180	3.2	255	135
Nivel NP -55/H350	3.3	425	305

Tabla 7: Resumen de resultados obtenidos del ejercicio conceptual.

1.22 VALIDACIÓN EN CASOS DE ESTUDIO: CASOS DETERMINÍSTICOS.

A continuación se exponen los casos de estudio desarrollados, donde el cálculo de las envolventes económicas para el pit final y la mina subterránea variarán de acuerdo al tipo de metal estudiado y a la distribución espacial de las leyes, gracias a la incorporación de simulaciones que permiten cuantificar la incertidumbre geológica. Se presentarán estadísticas básicas de cada modelo, así como el análisis de datos posterior a la obtención de los resultados de la ejecución del algoritmo de solución y aplicación de la librería MineLink.

1.22.1 YACIMIENTO DE ORO

DESCRIPCIÓN DEL MODELO DE BLOQUES

El modelo de bloques corresponde al modelo interpolado por kriging, compuesto por 82,932 bloques de 10 [m] x10 [m] x10 [m] con una ley de oro media de 0.104 [ppm]. La Tabla 8 muestra las características espaciales del yacimiento:

	X	Y	Z
Máximo	536,575	6,312,615	285
Mínimo	536,005	6,311,835	-295
Nº Niveles	57	78	58

Tabla 8: Características del modelo de oro.

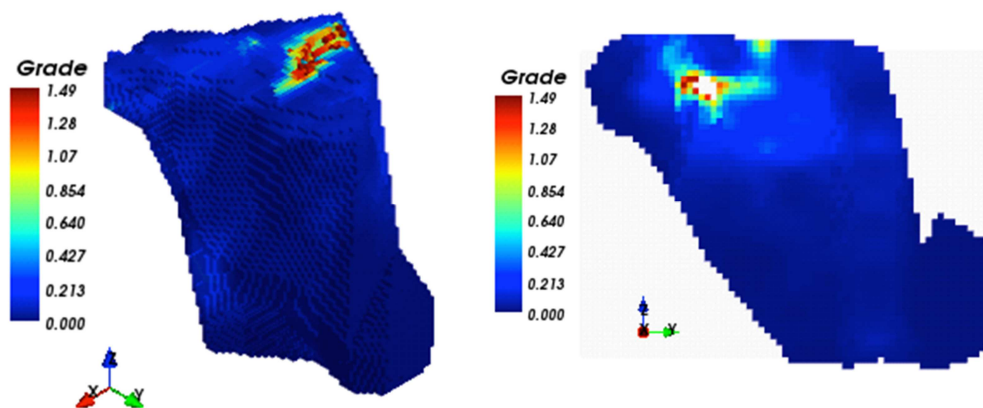


Ilustración 36: Vista isométrica y del plano ZY del modelo de bloques de oro.

La Ilustración 36 muestra una vista isométrica y el perfil ZY del modelo de bloques, mientras que la Ilustración 37 muestra la curva Tonelaje – ley y el histograma de las leyes del modelo.

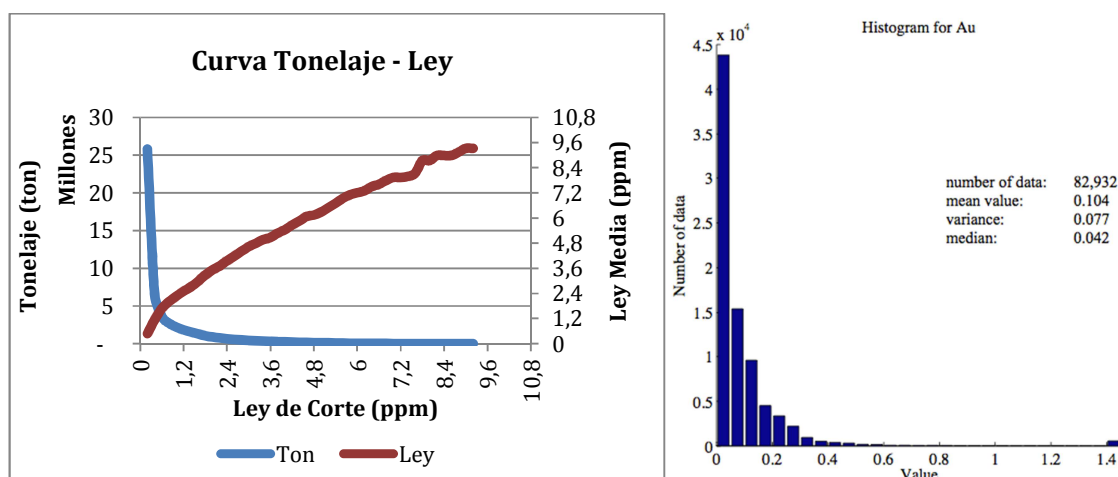


Ilustración 37: Curva Tonelaje – Ley e histograma del modelo de oro.

RESULTADOS PIT FINAL

De acuerdo a la ejecución del script en la librería MineLink, los resultados obtenidos para los diferentes pits óptimos obtenidos según a la posición del pilar de estabilidad se observan en la Tabla 9. Dado los parámetros económicos definidos en la sección 1.20, la ley de corte del modelo corresponde a 0.3 [ppm].

CP Techo/ Base Pit	Beneficio (MUSD)	Reservas (ton)	Estéril (ton)	Ley Media (ppm)
...
135	182.74	76,137.82	12,883.65	0.60
145	182.70	76,085.15	12,847.24	0.61
155	182.49	75,929.94	12,814.19	0.61
165	181.89	75,412.21	12,684.91	0.61
175	180.16	73,711.21	12,398.34	0.62
185	173.91	69,798.56	11,694.74	0.63
195	158.48	62,474.33	10,385.03	0.65

205	135.41	51,555.46	7,100.71	0.73
215	112.54	42,673.54	5,339.71	0.77
225	90.33	32,962.17	2,438.83	0.94
235	72.13	26,947.33	1,790.85	0.92
245	58.60	21,756.02	968.50	1.00
255	47.63	17,381.45	571.15	1.08
265	34.30	12,183.43	283.36	1.19
275	16.26	5,614.32	-	1.38
285	-	-	-	-

Tabla 9: Beneficio y material extraído por pit según posición del pilar

De acuerdo a la Tabla 9, el pit final óptimo se encuentra ubicado en la cota 135 del modelo de bloques, con un beneficio total de 182 MUSD. Bajo esta cota, la forma y volumen del pit se mantiene constante y sus límites se muestran en la Ilustración 38.

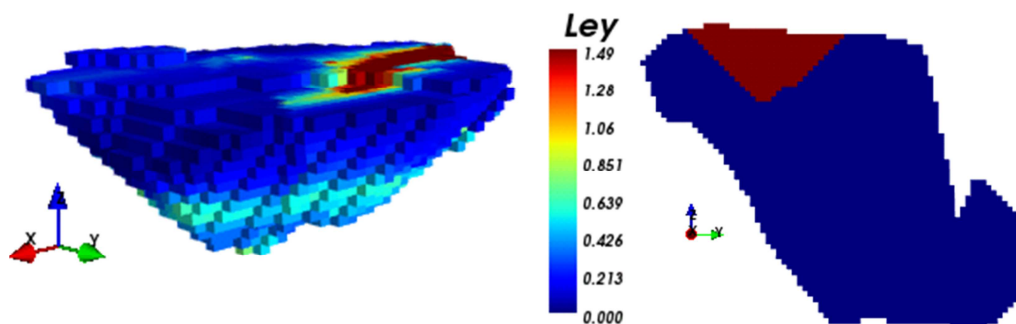


Ilustración 38: Vista isométrica del pit final y sección YZ del pit en el modelo.

Por otro lado, los resultados de la Tabla 9 indican que los pits encontrados sobre la cota donde se ubica la base del pit óptimo tendrán volúmenes menores y puede que estén circunscritos a los límites del pit 135.

RESULTADOS ENVOLVENTE SUBTERRÁNEA

Para el caso de la envolvente subterránea se analiza primero la existencia de un piso óptimo o *footprint* de acuerdo a los parámetros económicos y técnicos descritos en la sección 1.20. La Tabla 10 muestra el nivel, el valor acumulado de las columnas asociadas al nivel y el área proyectada de la envolvente. Para los niveles inferiores a la cota $Z=-100$ no se tiene beneficio económico, por lo que se omiten.

Nivel	Z	Tons (kton)	Valor Columna (kUSD)	Área	Nivel	Z	Tons (kton)	Valor Columna (kUSD)	Área
19	-115	-	-	-	39	85	1,488	19,859	2,900
20	-105	332	580	400	40	95	1,458	22,284	3,000
21	-95	424	1,194	500	41	105	1,423	24,781	3,100
22	-85	505	1,546	600	42	115	1,512	27,520	3,500
23	-75	505	1,826	600	43	125	1,536	30,468	3,800
24	-65	505	1,947	600	44	135	1,547	33,656	4,100
25	-55	591	2,109	700	45	145	1,507	36,880	4,300

26	-45	670	2,480	800	46	155	1,423	39,783	4,400
27	-35	743	2,870	900	47	165	1,334	41,883	4,500
28	-25	726	3,410	900	48	175	1,212	42,117	4,500
29	-15	778	4,101	1,000	49	185	1,042	39,423	4,300
30	-5	905	4,982	1,200	50	195	818	33,233	3,800
31	5	1,021	6,022	1,400	51	205	621	23,102	3,300
32	15	1,053	7,229	1,500	52	215	402	10,911	2,500
33	25	1,283	8,586	1,900	53	225	176	1,931	1,300
34	35	1,361	10,182	2,100	54	235	54	227	500
35	45	1,304	11,875	2,100	55	245	41	283	500
36	55	1,307	13,596	2,200	56	255	5	53	100
37	65	1,418	15,535	2,500	57	265	-	-	-
38	75	1,458	17,613	2,700	58	275	-	-	-

Tabla 10: Resultados del cálculo del piso óptimo para el yacimiento de oro.

Los resultados anteriores muestran una primera aproximación a la determinación de la posición óptima de la envolvente subterránea. Dentro de la planificación convencional, el siguiente paso sería calcular la envolvente asociada al nivel 175 y definirla como la óptima del modelo, sin embargo, de acuerdo a la metodología a desarrollar, se calculan todas las envolventes asociadas a los pilares factibles en el modelo. La Tabla 11 muestra los resultados para cada envolvente dada la posición de su nivel de producción (*FootPrint*) mediante la ejecución del script subterráneo con la librería de MineLink. Los datos desplegados corresponden a la cota del pilar de estabilidad (CP), el beneficio asociado a la extracción de la envolvente (Profit), toneladas de material asociadas a la explotación (Material Removido) y ley media de la envolvente.

<i>FootPrint</i> Z Coord	CP Z coord	Profit (USD)	Material Removido (Ton)	Ley Media (ppm)
125	475	-	-	-
135	485	2,184,824	58,160	0.69
145	495	27,408,100	46,260	0.84
155	505	49,985,935	50,343	0.99
165	515	69,520,440	45,096	1.20
175	525	83,826,502	47,331	1.44
185	535	89,968,775	40,946	1.61
195	545	84,795,138	35,738	1.81
205	555	68,544,102	29,189	1.78
215	565	52,156,162	29,383	1.28
225	575	42,938,236	26,319	1.19
235	585	36,679,144	22,374	1.20
245	595	33,053,677	18,383	1.29
255	605	30,281,465	14,984	1.45
265	615	23,843,694	10,642	1.66
275	625	11,999,374	4,973	1.86
285	635	-	-	-

Tabla 11: Resultado de las envolventes factibles dada la posición del pilar de estabilidad.

De acuerdo a lo descrito en la Tabla 11, la cota mínima de la envolvente que maximiza el beneficio se encuentra ubicada en la cota 185 del modelo de bloques, con un profit aproximado de 89 MUSD. La Ilustración 39 muestra la forma y ubicación respecto al modelo global, además de la distribución de las leyes dentro del volumen a explotar.

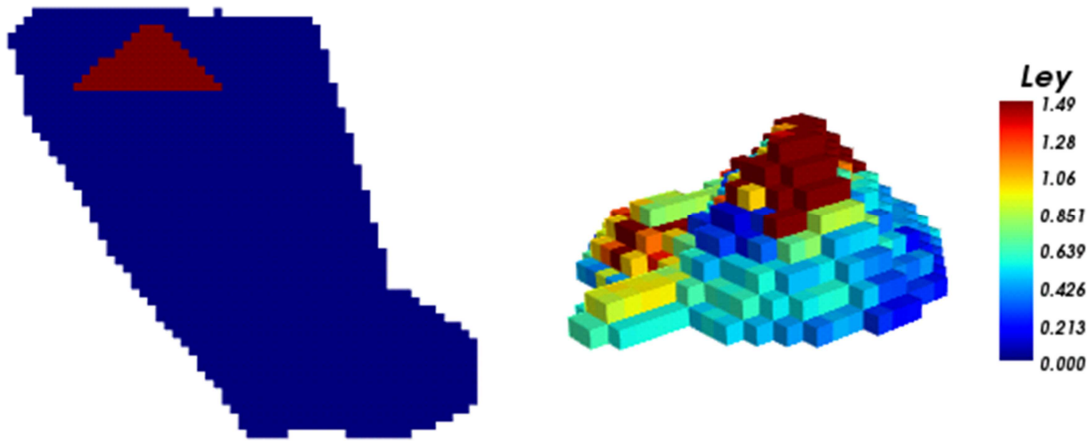


Ilustración 39: Envoltente óptima con nivel de producción en Z=185.

1.22.2 YACIMIENTO DE COBRE

DESCRIPCIÓN DEL MODELO DE BLOQUES

El modelo estimado mediante kriging se obtiene a partir de los datos de 873 sondajes que se traducen en 11,356 puntos distribuidos geográficamente. La dimensión del modelo estimado consiste en bloques de 10[m]x10[m]x10[m] con una ley media de 0.58% de cobre y una extensión que se detalla en la Tabla 12.

	X	Y	Z
Máximo	25085	25945	4235
Mínimo	24105	24405	2755
Niveles	98	154	148

Tabla 12: Características del modelo de cobre.

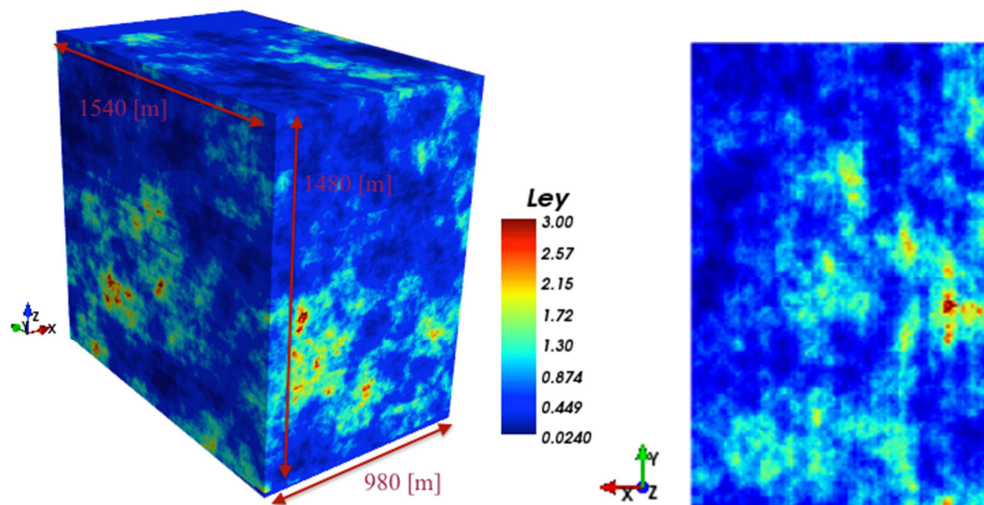


Ilustración 40: Vista isométrica y corte transversal YZ de un ejemplo del modelo de cobre.

RESULTADOS PIT FINAL

Los resultados obtenidos al ejecutar el script pit final en el modelo de bloques estimado por kriging se muestran en la Ilustración 41. En el gráfico de beneficio (izquierda) se observa que el pit final se encuentra en la última cota del modelo, y que todos los pits intermedios tienen un valor menor a este. Debido a que la distribución de las leyes altas se encuentran en la zona superior del modelo, es de esperar que la ley del pit aumente a medida que disminuye su tamaño (que la cota del pilar de estabilidad aumenta).

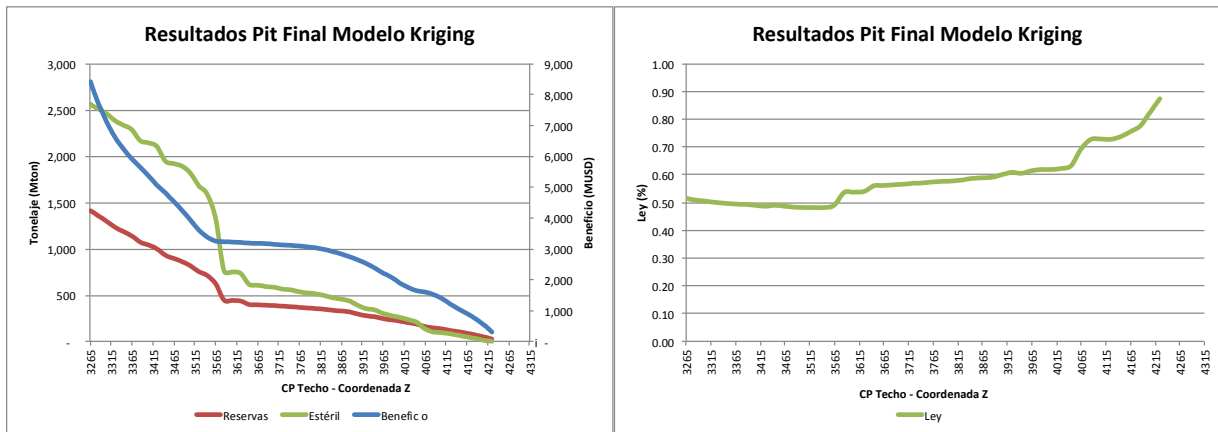


Ilustración 41: Resultados envoltentes de pit final del modelo estimado por kriging.

La sección visualizada corresponde al corte YZ en $Y=25,175$ y la profundidad del pit se restringe a la posición del pilar de estabilidad seleccionado para la visualización. El color rojo muestra la forma del pit final y su delimitación, mientras que el color azul simboliza el material remanente en el depósito para el caso de la figura izquierda.

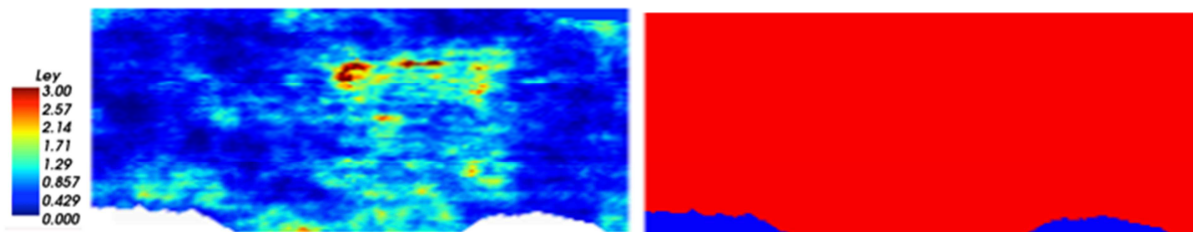


Ilustración 42: Distribución de leyes (izq) y Envoltente Pit Final (der) del Modelo de Kriging para CP techo 3,265.

Posteriormente, en la sección resultados, se analizará el comportamiento de la forma del pit final y las consideraciones tomadas para el análisis de la transición.

RESULTADOS ENVOLVENTE SUBTERRÁNEA

Los resultados obtenidos al ejecutar el script envoltente subterránea en el modelo de bloques estimado por kriging se muestran en la Ilustración 43. En el gráfico de beneficio (izquierda) se observa que la envoltente final se encuentra en la cota 3,365 con un valor total de 7,996 MUSD. El valor de la envoltente y su tonelaje disminuye a medida que el pilar de estabilidad aumenta su cota, lo que nuevamente puede atribuirse a la disposición de las leyes, esto se debe principalmente a que el cálculo de la envoltente considera el modelo de bloques invertido, por lo que ahora las leyes altas se encuentran en el fondo del modelo cortado (en el caso de las cotas superiores) y no es conveniente su extracción. Esto se refleja en la curva de ley promedio por pit según posición del crown pillar, figura derecha de la Ilustración 43.

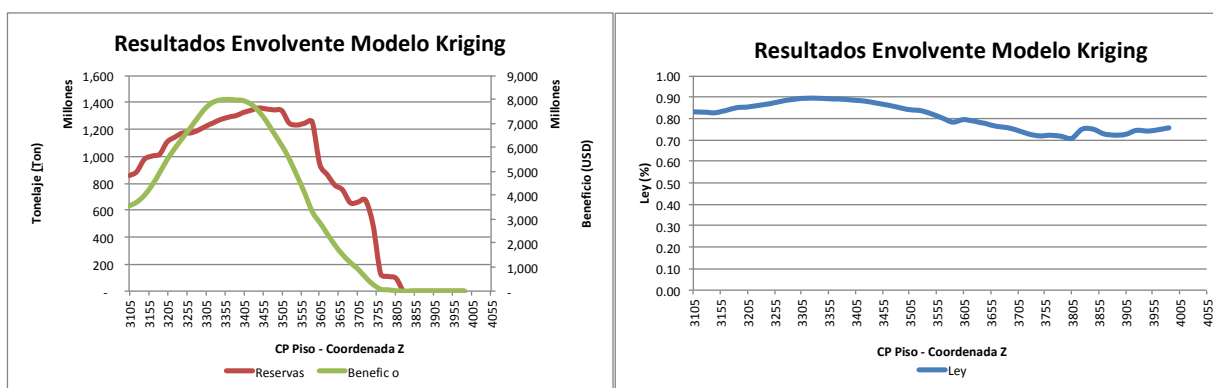


Ilustración 43: Resultados envolventes subterránea final del modelo estimado por kriging.

A continuación se presenta el perfil de la envolvente subterránea óptima. El corte corresponde a $Y=25,175$ y la figura izquierda de la Ilustración 44 muestra la delimitación de la envolvente (en rojo), mientras que la figura derecha muestra la distribución de las leyes dentro de la envolvente.

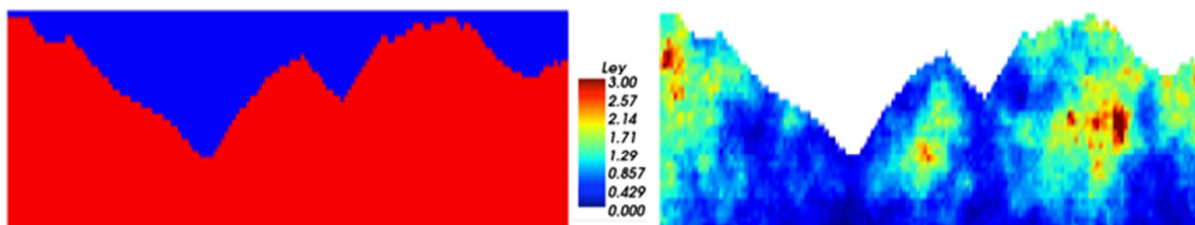


Ilustración 44: Envolvente Subterránea Final (izq) y distribución de leyes (der) del Modelo de Kriging.

1.23 VALIDACIÓN EN CASOS DE ESTUDIO: CASOS CON INCERTIDUMBRE GEOLÓGICA.

1.23.1 YACIMIENTO DE ORO

Debido a la falta de información acerca de los sondajes realizados en el yacimiento, no fue posible realizar las simulaciones del modelo de oro, por lo que el análisis se limitará a los resultados del estudio determinístico.

1.23.2 YACIMIENTO DE COBRE

DESCRIPCIÓN DE LOS MODELOS DE BLOQUES

Al igual que en el caso de la estimación por kriging, los modelos simulados son obtenidos a partir de los sondajes (ver mayor detalle en el Anexo E: Sondajes y Modelos Simulados). Los modelos presentan las mismas características geográficas de la Tabla 12. La Ilustración 45 muestra el comportamiento de la ley media de los modelos simulados, cuyo valor promedio es de 0.65% de concentración de cobre.

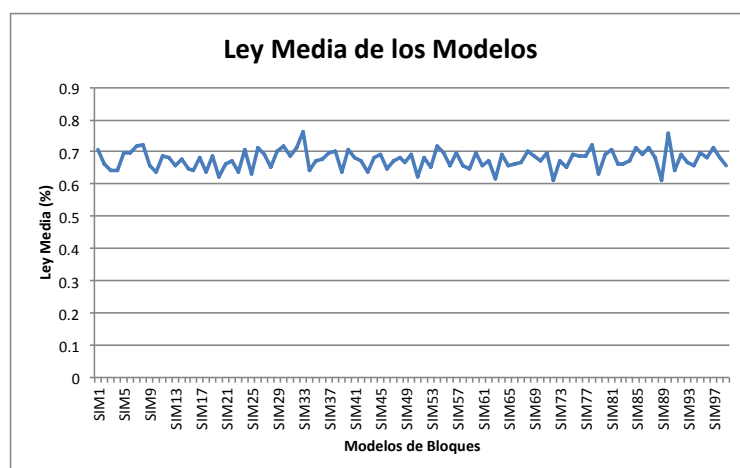


Ilustración 45: Leyes media de las 100 simulaciones del modelo de cobre.

RESULTADOS PIT FINAL

Los resultados entregados tras la ejecución del script Pit Final en Minelink se despliegan en una hoja de Excel. El análisis abarca las posiciones a priori factibles del pilar de estabilidad, comenzando en la cota 3,265, correspondiente al nivel mínimo que permite la existencia de una envolvente subterránea (asumiendo un nivel de producción en la cota mínima 2,755, más la altura de columna 350 [m] y el ancho del pilar de 150 [m]), hasta la cota 4,225, nivel máximo del modelo de bloques, entregando un total de 49 pits factibles de ley promedio 0.61% de cobre. El documento de salida entrega el valor beneficio por pit, toneladas de estéril y reservas y ley media del pit por simulación corrida. La Tabla 13 muestra un extracto del *output* con los resultados de la simulación 1 para el pilar 3,505 tras la ejecución del script, donde se especifican las coordenadas geográficas da cada bloque, su ley, valor y tonelaje en conjunto con su estado respecto a su incorporación dentro del pit final.

	A	B	C	D	E	F	G
1	x	y	z	Ley	Valor	Ton	in_pit
2	24165	24915	3525	0.58	1048.192	2700	0
3	24165	24915	3535	0.53	-3371.4809	2700	0
4	24165	24915	3545	0.75	16075.0777	2700	1
5	24165	24915	3555	0.88	27566.2241	2700	1
6	24165	24915	3565	0.69	10771.4713	2700	1
7	24165	24915	3575	0.41	-7020	2700	1

Tabla 13: Extracto del *output* de resultado tras la ejecución del script pit final.

El beneficio total del cada pit factible según la posición del pilar de estabilidad y para cada simulación del modelo de bloques se resume en la Ilustración 46, donde se destaca el valor obtenido por el modelo de kriging (azul) y el promedio de las simulaciones (rojo).

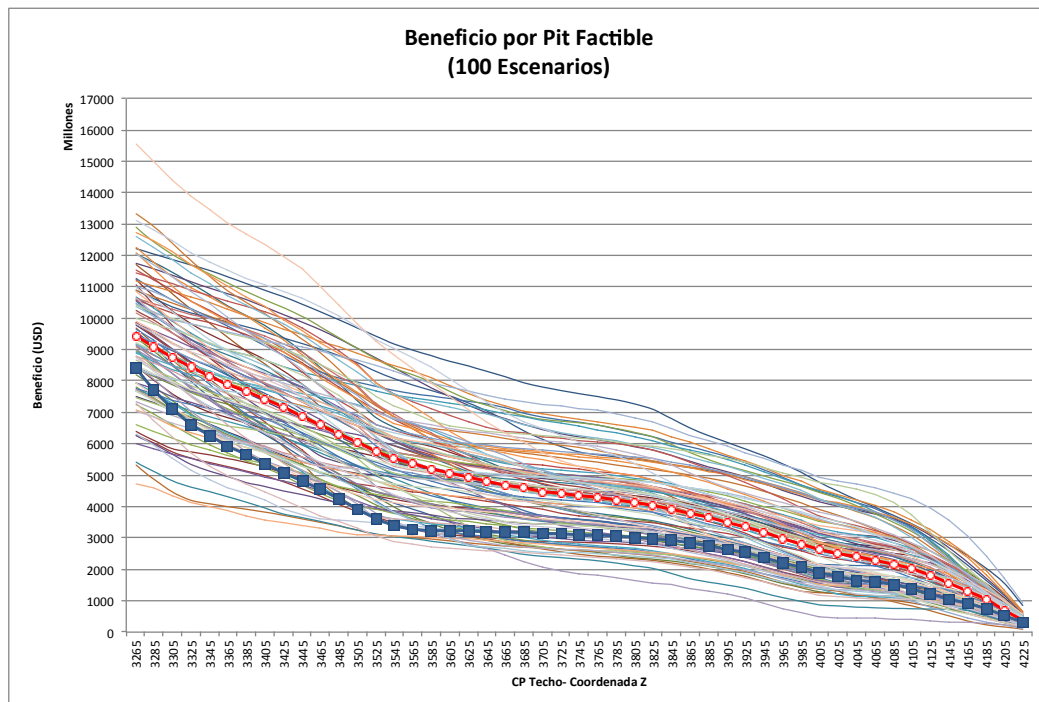


Ilustración 46: Beneficio obtenido por pit final factible de acuerdo a la posición del pilar de estabilidad y modelo simulado.

El comportamiento de la geometría del límite del pit final dependerá directamente de la distribución de leyes y por lo tanto, de las simulaciones sobre las cuales se aplica el script del pit final. A continuación se seleccionan aleatoriamente 6 (de las 100) simulaciones diferentes para ejemplificar el cambio en el perfil de los pits. La Tabla 14 muestra el beneficio global, toneladas de reservas y estéril y la ley media del pit dadas las simulaciones escogidas para una posición del pilar de estabilidad en $Z=3745$.

Modelo	Beneficio (MUSD)	Reservas (Mton)	Estéril (Mton)	Ley Media (%)
SIM7	7,595	724	840	0.62
SIM17	4,710	516	687	0.59
SIM20	2,860	356	526	0.57
SIM63	2,625	331	489	0.57
SIM84	2,615	346	564	0.54
SIM93	4,052	544	894	0.54

Tabla 14: Resultados de pit final para 6/100 simulaciones seleccionadas.

La sección visualizada corresponde al corte YZ en $Y=25,175$ y la profundidad de los pit se restringe a la posición del pilar de estabilidad cuyo techo se encuentra en el nivel 3,745. El color rojo muestra la forma del pit final y su delimitación, mientras que el color azul simboliza el material remanente en el depósito.

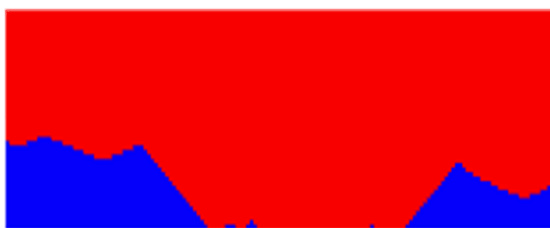


Ilustración 47: Envolverte Pit Final SIM7



Ilustración 48: Envolverte Pit Final SIM17



Ilustración 49: Envolverte Pit Final SIM20

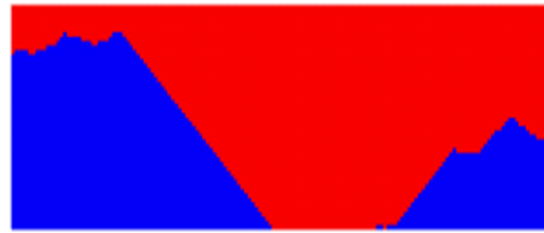


Ilustración 50: Envolverte Pit Final SIM63



Ilustración 51: Envolverte Pit Final SIM84



Ilustración 52: Envolverte Pit Final SIM93

Por otro lado, la distribución espacial de las leyes y su variabilidad dentro de los límites del pit final se observa desde la Ilustración 53 a la Ilustración 58. La escala utilizada contempla la existencia de leyes mayores o iguales a 3% de cobre, pero debido a que el número de bloques con ley de esta concentración es baja, la escala fue ajustada para ver con mayor claridad la variación geológica, considerando en color rojo todos los bloques con valor mayor o igual a 3% de cobre.

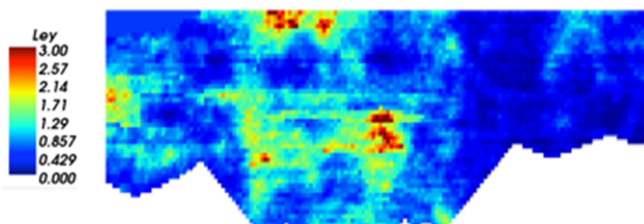


Ilustración 53: Distribución de leyes Pit SIM7

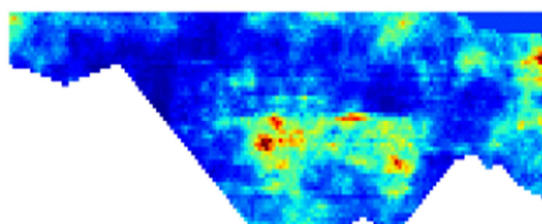


Ilustración 54: Distribución de leyes Pit SIM17

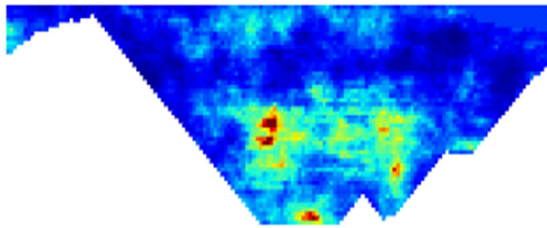


Ilustración 55: Distribución de leyes Pit SIM20

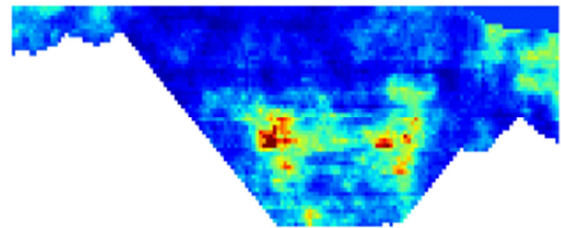


Ilustración 56: Distribución de leyes Pit SIM63

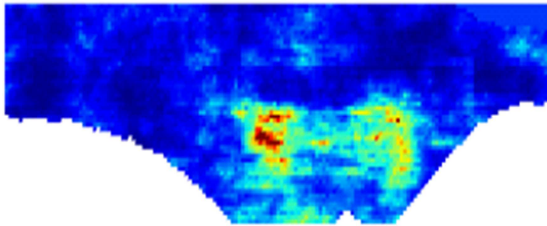


Ilustración 57: Distribución de leyes Pit SIM84

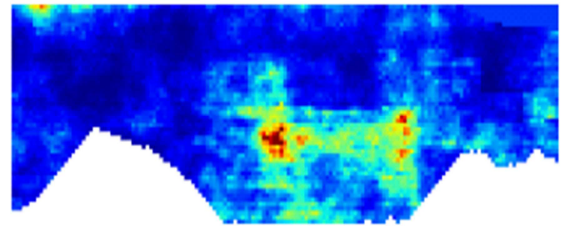


Ilustración 58: Distribución de leyes Pit SIM93

Respecto a la cuantificación de las toneladas de reservas y estéril, así como a la ley media de cobre en los pits analizados se detalla en el Anexo F: Resultados Pit Final.

RESULTADOS ENVOLVENTES SUBTERRÁNEAS

Al igual que para el caso del pit final, los resultados de las envolventes subterráneas factibles se despliegan en hojas de Excel, donde se describe geográficamente cada bloque, su ley original y la ley diluida, el valor del bloque y su estado respecto a la envolvente de *block caving*. La Tabla 15 muestra un extracto del *output* obtenido tras la ejecución del script de envolvente subterránea en la SIM1.

	A	B	C	D	E	F	G
1	x	y	z	Ley	Ley Diluida	Valor Bloque	in_pit
2	24465	25765	2765	1.47	0.59	-10287.98	0
3	24465	25765	2755	1.05	0.26	-39117.50	0
4	24465	25775	3105	0.56	0.81	9927.93	1
5	24465	25775	3095	0.66	0.66	-3721.17	1
6	24465	25775	3085	0.60	0.71	303.43	1
7	24465	25775	3075	0.56	0.77	5544.29	1

Tabla 15: Extracto del output de resultados tras la ejecución del script de envolvente subterránea.

En cuanto al formato de los archivos para el posterior análisis de las combinaciones, éstos detallan la cota del nivel de producción, la cota correspondiente al piso del pilar de estabilidad, el beneficio asociado a la envolvente, las reservas globales y la ley media de la misma.

La Ilustración 59 muestra la distribución del valor de las envolventes factibles obtenidas tras ejecutar el script subterráneo a todos los modelos simulados. Este gráfico muestra la tendencia en el valor de las envolventes dado el pilar de estabilidad (azul para modelo de kriging, rojo para el promedio de las simulaciones).

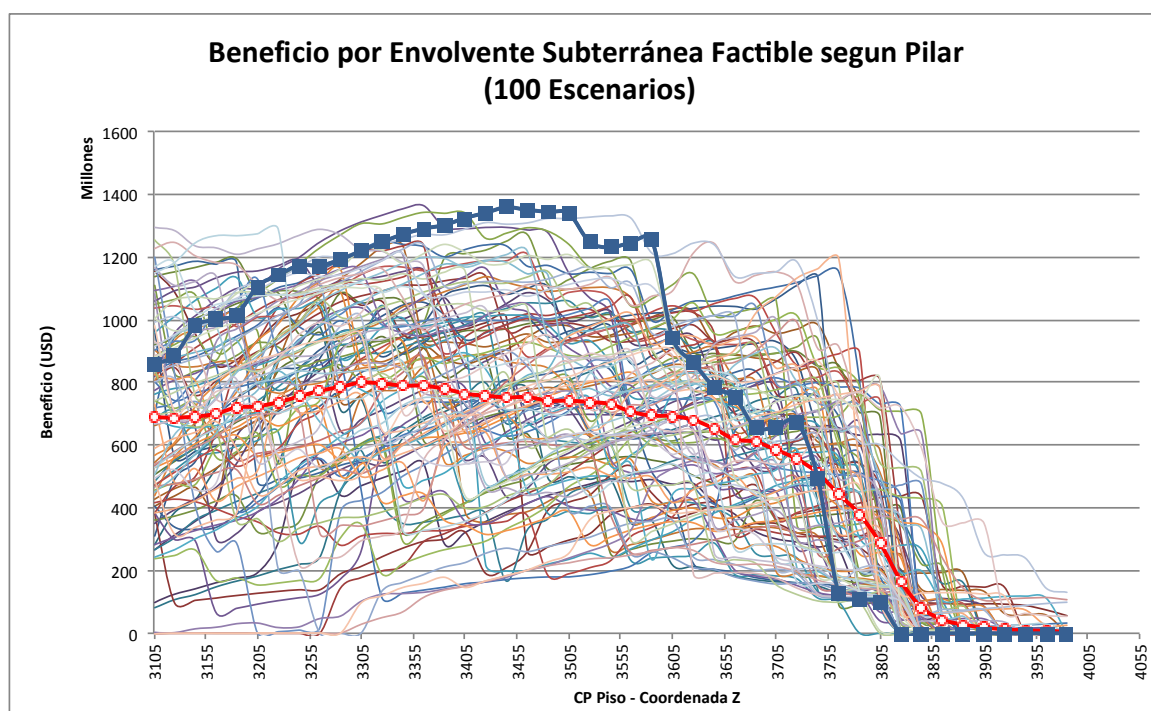


Ilustración 59: Distribución del beneficio de todas las envolventes factibles obtenidas de los modelos.

Análogo al caso de pit final, la variabilidad en la distribución espacial de las leyes afecta la geometría de la envolvente subterránea y para ejemplificar este efecto en los perfiles, se seleccionan aleatoriamente 6 escenarios (de 100 simulaciones). Esta selección es independiente de las mostradas para el caso de pit final. La Tabla 16 resume las características de las envolventes indicando el beneficio global asociado a su extracción, las reservas contenidas y su ley media de cobre.

Modelo	Beneficio (MUSD)	Reservas (Mton)	Ley Media (%)
SIM26	2,328	828	0.79
SIM30	1,597	947	0.75
SIM53	1,839	558	0.80
SIM61	1,798	580	0.80
SIM74	1,891	706	0.78
SIM96	2,566	952	0.78

Tabla 16: Resultados de envolvente subterránea para 6/100 simulaciones seleccionadas.

Las secciones mostradas desde la Ilustración 60 a la Ilustración 66 corresponden a un corte transversal en YZ en la cota Y=25,175. La altura de las envolventes se restringe a la posición del pilar de estabilidad cuyo piso se encuentra en el nivel 3,125, y por tanto, el piso del nivel de producción analizado corresponde a la cota 2,775. El color rojo muestra la forma y delimitación de la envolvente subterránea final, mientras que el color azul simboliza el material remanente en el depósito.

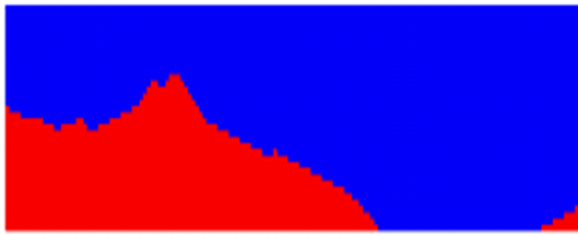


Ilustración 60: Envolverte económica SIM26

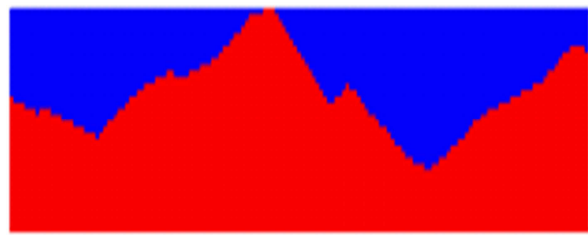


Ilustración 61: Envolverte económica SIM30

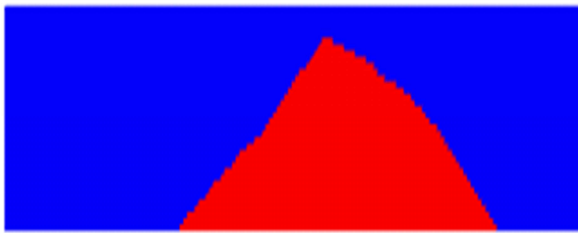


Ilustración 62: Envolverte económica SIM53

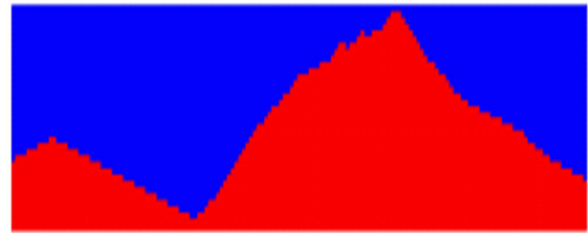


Ilustración 63: Envolverte económica SIM61

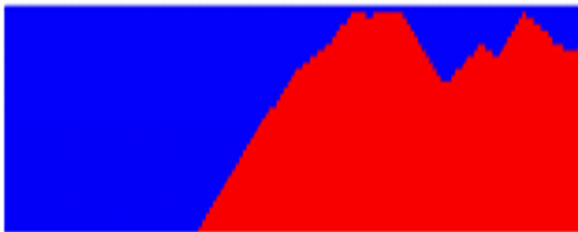


Ilustración 64: Envolverte económica SIM74

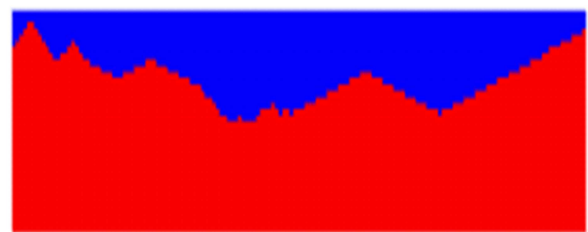


Ilustración 65: Envolverte económica SIM96

En las Ilustración 66 a la Ilustración 71 se observa la variación en la distribución de leyes dentro de las envolvertes subterráneas. Las envolvertes contemplan leyes mayores a 3% de cobre dentro del límite superior de la escala.

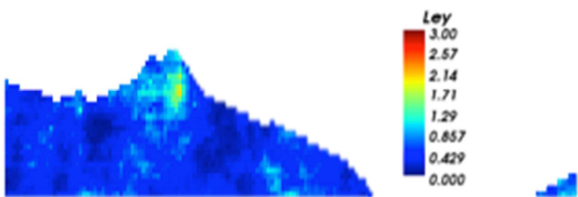


Ilustración 66: Distribución de leyes envolverte SIM26

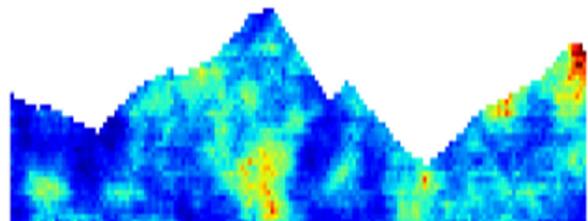
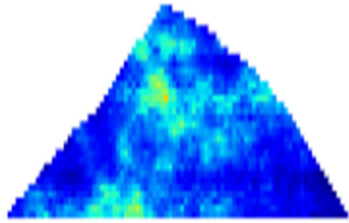
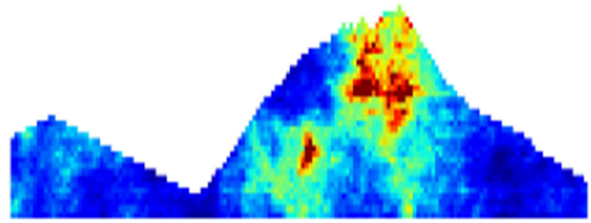


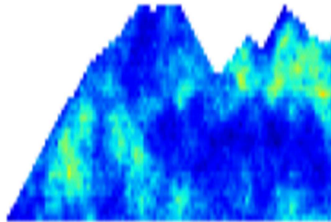
Ilustración 67: Distribución de leyes envolverte SIM30



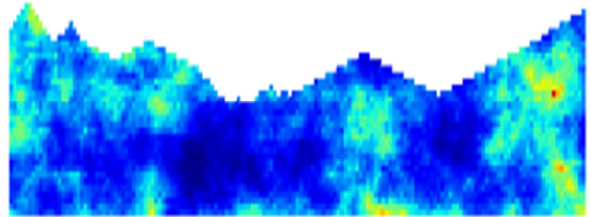
**Ilustración 68: Distribución de leyes envolvente
SIM53**



**Ilustración 69: Distribución de leyes envolvente
SIM61**



**Ilustración 70: Distribución de leyes envolvente
SIM74**



**Ilustración 71: Distribución de leyes envolvente
SIM96**

La cuantificación de las reservas y ley media de las envolventes se detalla en el Anexo G: Resultados Envolvente Subterránea.

ANÁLISIS DE RESULTADOS

1.24 MATRIZ DE LAUBSCHER

A modo de ejemplo, se analiza una columna de 350 [m] de un yacimiento de cobre con media de 0.81% y se aplica el punto de entrada de dilución del 46%.

De acuerdo a lo observado en la Ilustración 72, donde se grafican los resultados obtenidos del PED mayor, la ley diluida es una estabilización de la ley original del depósito, aumentando o disminuyendo el valor del bloque de acuerdo a su posición y a la ley de los bloques que están por sobre el bloque en evaluación. Por ejemplo, en la altura 100 de la columna, la ley diluida es menor a la original debido a que las leyes por sobre esa cota son menores, caso contrario al que ocurre en la altura 200. Por otro lado, por sobre la columna completa se espera la presencia de estéril, afectando (disminuyendo) las leyes de las cotas más altas de la columna.

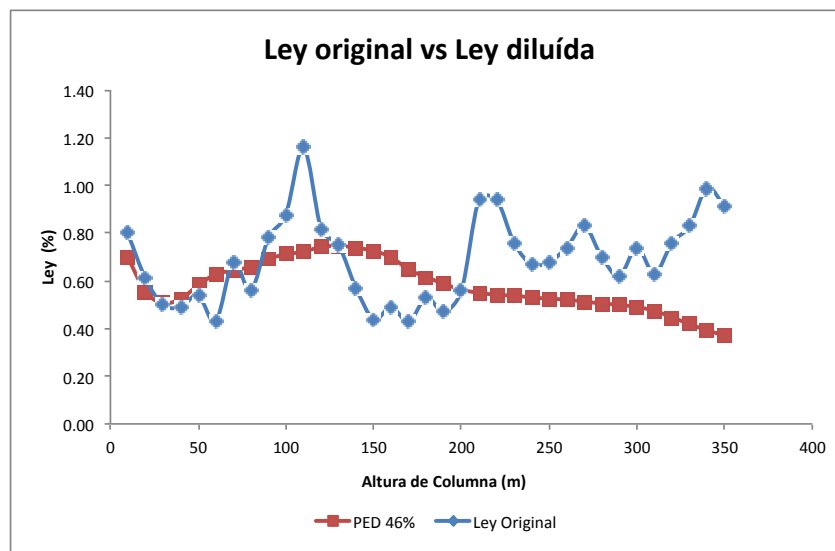


Ilustración 72: Gráfico comparativo entre la ley original y ley diluida de una columna de extracción.

Dado lo anterior, se verifica el funcionamiento de la matriz, que será aplicada a los distintos modelos de acuerdo a sus características geo – técnicas.

1.25 EJERCICIO CONCEPTUAL

De acuerdo a los resultados de la Tabla 7 se obtiene el diagrama de la Ilustración 73 que muestra los escenarios factibles analizados. Los perfiles muestran cómo varían espacialmente los límites de las envolventes, respetando siempre la zona destinada al pilar de estabilidad.

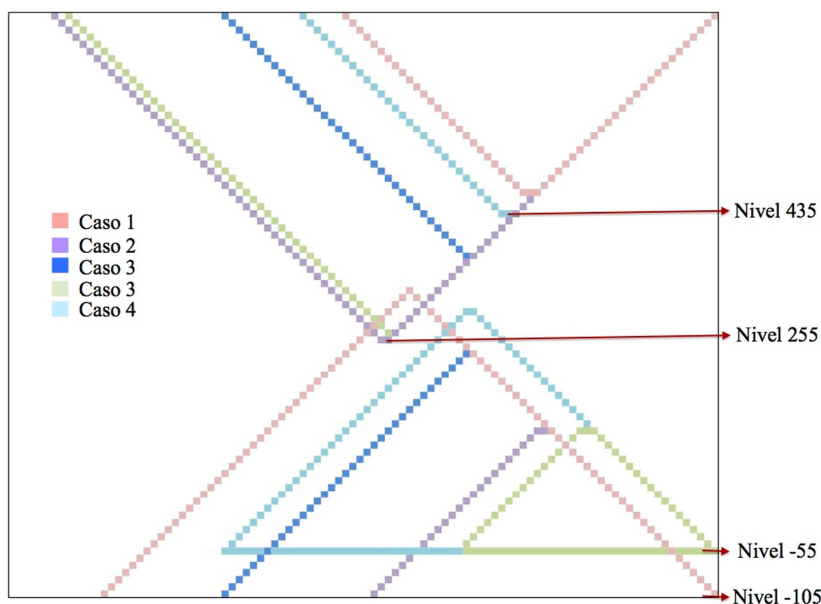


Ilustración 73: Perfil de combinaciones viables para el modelo 2D analizado.

De acuerdo a lo anterior, la Tabla 17 resume el beneficio obtenido por cada envolvente, así como el total de la combinación.

CP techo	CP piso	Caso	Combinación	Beneficio PIT (MUS\$)	Beneficio UG (MUS\$)	Total (MUS\$)
455	335	1	Final UG	\$63,220	\$53,287	\$116,507
255	135	2	Final PIT	\$79,589	\$36,481	\$116,070
365	245	3	UG H350	\$77,992	\$52,807	\$130,799
255	135	4	Nivel NP -55/H180	\$80,530	\$31,159	\$111,689
425	305	5	Nivel NP -55/H350	\$69,126	\$64,396	\$133,522

Tabla 17: Beneficio obtenido por cada envolvente y por la combinación.

En primer lugar, se observa que el hecho de considerar la presencia de una mina subterránea mejora considerablemente el beneficio global del proyecto, obteniendo resultados muy por encima del caso del pit final solo. Por otro lado, se observa que la combinación óptima no es aquella que considera el piso del nivel de producción en la base del modelo de bloques, sino que en una cota superior, lo que en términos de costos, disminuye la inversión relacionada a los accesos mina significativamente. Por lo tanto, el diseño de la transición para este caso de estudio debe considerar los límites definidos en el caso 5.

Los casos 2 y 4 tienen las mismas coordenadas para la posición del pilar de estabilidad, sin embargo las envolventes son distintas: el segundo escenario tiene una mina subterránea de menor tamaño que la primera, reflejándose en el beneficio menor obtenido por la misma.

En cuanto a la cuantificación de material extraído por cada combinación factible, la Tabla 18 resume las reservas de mineral y toneladas de estéril del pit, considerando una ley de corte calculada a partir de los costos descritos en la Tabla 6 del 0.106%, y la cantidad de reservas removidas por *block caving*.

CP techo	Caso	Combinación	PIT			BC	
			Reservas (kton)	Estéril (kton)	Ley	Reservas (kton)	Ley
455	1	UG Final	1,358	607	1.40%	5,229	1.21%
255	2	PIT Final	2,089	3,958	1.93%	1,687	1.09%
365	3	UG H350	1,989	1,412	1.53%	3,404	1.06%
255	4	Nivel NP -55/H180	2,008	3,828	1.95%	966	0.99%
425	5	Nivel NP -55/H350	1,611	766	1.28%	3,402	1.08%

Tabla 18: Reservas de mineral y toneladas de estéril de cada envolvente.

Los resultados son consistentes con los expuestos anteriormente, donde los casos 2 y 4 muestran una gran diferencia en la cantidad de reservas minerales debido al tamaño de la envolvente de *block caving*.

Comparando los resultados para cada escenario con aquel caso que considera la existencia del pit final y una envolvente en la sección remanente del modelo (caso 2), se obtiene la Tabla 19, de donde se observa que el caso óptimo (caso de estudio 5) presenta una disminución en la cantidad de estéril extraído del 80% gracias a la disminución del tamaño del pit final. Esto a su vez, mejora la cantidad de reservas asociadas a la mina subterránea, donde las toneladas de mineral aumentan al doble.

Diferencia con respecto al Pit Final				PIT		BC
CP techo	CP piso	Caso	Combinación	Reservas (ton)	Estéril (ton)	Reservas (ton)
455	335	1	UG Final	-35.01%	-84.65%	209.92%
365	245	3	UG H350	-4.78%	-64.32%	101.76%
255	135	4	Nivel NP -55/H180	-3.88%	-3.27%	-42.72%
425	305	5	Nivel NP -55/H350	-22.87%	-80.63%	101.60%

Tabla 19: Diferencias porcentuales de material extraído respecto al caso de pit final.

Viendo los resultados desde el punto de vista de la transición desde el pit final, se tiene la Tabla 20, donde se comparan las cantidades de reservas y estéril de las distintas combinaciones con el pit final, considerando que éste es el único método de explotación.

Se observa que el para el caso óptimo (caso 5) existe un aumento global de 1.4 veces las reservas extrayendo un 81% menos de estéril. Como es de esperar, agregar una explotación subterránea al caso del pit final aumenta la cantidad de reservas globales del proyecto (caso 2), sin embargo, esto también aumenta la cantidad de lastre a remover.

Cp top	CP bottom	Caso	Combinación	Transición		Pit	Diferencia	
				Mineral (kton)	Estéril (kton)	E/M	Mineral (factor)	Estéril (%)
455	335	1	UG Final	6,588	607	0.4	2.15	-85%
255	135	2	PIT Final	3,777	3,958	1.9	0.81	0%
365	245	3	UG H350	5,394	1,412	0.7	1.58	-64%
255	135	4	Piso -55/H180	2,975	3,828	1.9	0.42	-3%
425	305	5	Piso -55/H350	5,013	766	0.5	1.40	-81%

Tabla 20: Comparación de movimiento mina global entre el caso de pit final único con el modelo de transición.

Por lo tanto, se concluye que el escenario que considera la transición no solo aumentará el beneficio global del proyecto, sino que además permite una reducción de costos asociados al traslado de lastre a botadero, ya que la cantidad de material estéril a remover disminuye considerablemente.

1.26 CASO DE ESTUDIO 1: YACIMIENTO DE ORO

1.26.1 ANÁLISIS PIT FINAL

Se utiliza una ley de corte de 0.3 [ppm], por lo que todo bloque con ley menor a esta ley de corte será considerado como estéril, con lo que se obtienen las reservas asociadas a cada pit calculado. La Tabla 21 resume los movimientos de material para cada envolvente:

CP Techo/ Base Pit	Beneficio (MUSD)	Reservas (Ton)	Estéril (Ton)	Total Material (ton)
...
135	161.03	68,923	65,510	134,433
145	161.03	68,923	65,510	134,433
155	161.03	68,923	65,510	134,433
165	160.98	67,996	60,399	128,395
175	160.01	66,107	55,492	121,599
185	155.77	63,189	49,816	113,005
195	144.01	57,409	43,924	101,333
205	125.07	48,987	38,008	86,995
215	106.74	39,947	32,896	72,843
225	87.73	32,559	27,019	59,578
235	70.78	26,208	21,573	47,781
245	58.20	21,472	15,991	37,463
255	47.53	17,163	10,931	28,094
265	34.28	12,135	6,329	18,464
275	16.26	5,614	2,579	8,193
285	-	-	186	186

Tabla 21: Resultados obtenidos de los pit finales por pilar de estabilidad.

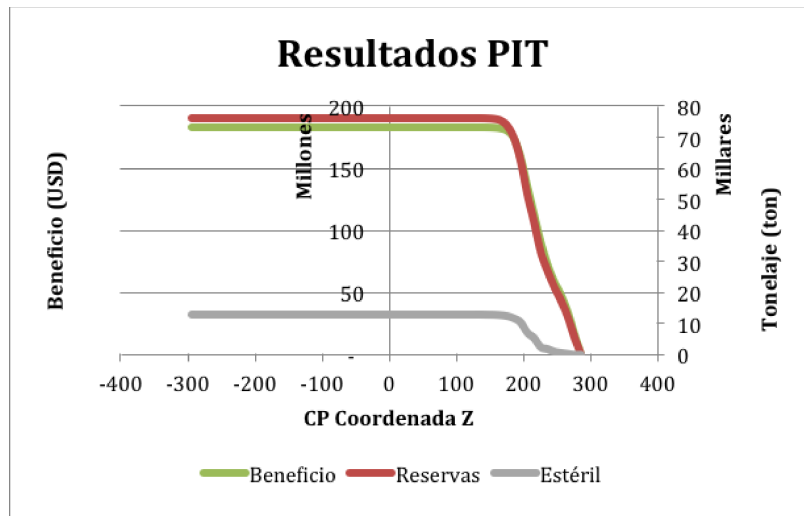


Ilustración 74: Beneficio y material extraído por pit óptimo asociado a la posición del pilar de estabilidad.

Según lo anterior, la posición del pilar de estabilidad bajo la cota 155 no influye en la geometría o tamaño del pit, explicando los valores constantes para el beneficio final, reservas y material estéril.

Por otro lado, sobre la cota 155 se aprecian pits que están dentro del pit final, es decir, corresponden a pits anidados o pits secuenciales, como se observa en la Ilustración 75 a la Ilustración 77. Los pits se hacen más pequeños, con el fin de respetar la posición del pilar de estabilidad, e incluso se observa en el pit de la cota 245 una doble operación que puede ser explotada en forma paralela para lograr posteriormente el pit más grande.

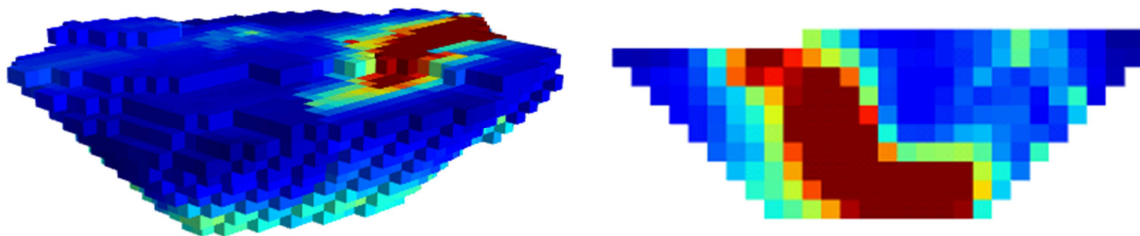


Ilustración 75: Vista isométrica y corte YZ del Pit Final en la cota 185 (Profundidad 110 [m])

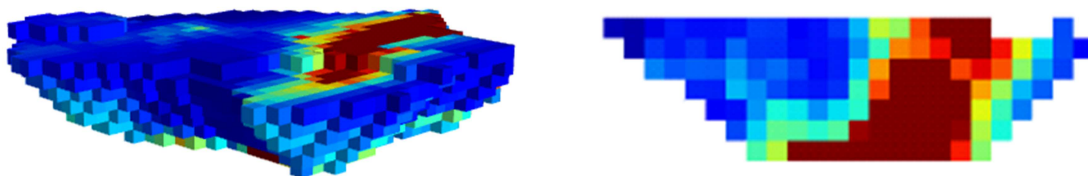


Ilustración 76: Vista isométrica y corte YZ del Pit Final en la cota 215 (Profundidad 80 [m])

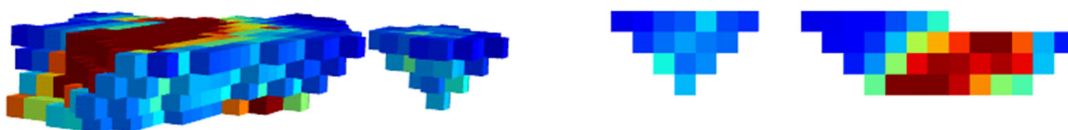


Ilustración 77: Vista isométrica y corte YZ del Pit Final en la cota 245 (Profundidad 50 [m])

1.26.2 ANÁLISIS ENVOLVENTE SUBTERRÁNEA

En primera instancia, de acuerdo a la Ilustración 36, se puede observar que las mejores leyes se encuentran distribuidas superficialmente (aproximadamente en el primer tercio del modelo), dificultando el análisis de una posible mina subterránea.

El análisis de *footprint* obtenido en la Tabla 10 muestra la existencia de un piso óptimo en la cota 175 del modelo de bloques. De acuerdo a lo anterior, y asumiendo una altura de columna para *block caving* de 350 [m], no es factible el desarrollo de una envolvente subterránea, ya que el modelo tiene como cota máxima $Z= 285$.

Considerando pisos inferiores, como por ejemplo el menor piso factible asociado a la coordenada $Z= -105$, se obtiene una envolvente cuyo piso esta ubicado en la cota 135 con una altura de columna de extracción máxima de 110 [m], lo que posiciona al piso del pilar de estabilidad en la cota 245. Ahora bien, considerando que el ancho mínimo del pilar bordea los 120 [m], el fondo de un pit factible debería ubicarse en la cota 365 de modelo, siendo que la cota máxima del modelo corresponde a la cota 285.

Por lo tanto, para el caso del yacimiento de oro no existe una envolvente subterránea de *block caving* que satisfaga su extracción.

1.26.3 ANÁLISIS MINERÍA DE TRANSICIÓN

De acuerdo a lo observado anteriormente, no existe minería de transición factible para el caso del yacimiento de oro, la que puede ser explicado por diversas razones:

- Baja ley de oro distribuida en las cotas inferiores del yacimiento disminuye las posibilidades de aplicar un método de extracción subterráneo.
- Factibilidad de aplicación de un método de extracción masivo y poco selectivo como lo es el *block caving*. En general, la mineralización de oro se desarrolla en vetas que son explotadas selectivamente.
- A pesar de que existe una envolvente de *block caving* con piso ubicado en la cota $Z=135$, el modelo no es lo suficientemente extenso en la vertical como para permitir la ubicación de un pit sobre el método subterráneo, ni en consecuencia, la ubicación de un pilar de estabilidad.

Las envolventes, al encontrarse posicionadas superficialmente, cumplen de manera indirecta la función de una explotación a cielo abierto.

1.27 CASO DE ESTUDIO 2: YACIMIENTO DE COBRE

1.27.1 ANÁLISIS PIT FINAL

Respecto a la distribución de valores del pit final por nivel del pilar, se observa en la Ilustración 78, como es de esperar, que los rangos de valor (USD) mayores están asociados a los pits con mayor profundidad. Respecto al comportamiento de las envolventes para un nivel particular, se observa una distribución normal, como es el caso del pit final en la cota 3,545 considerando las 100 simulaciones y el modelo de kriging.

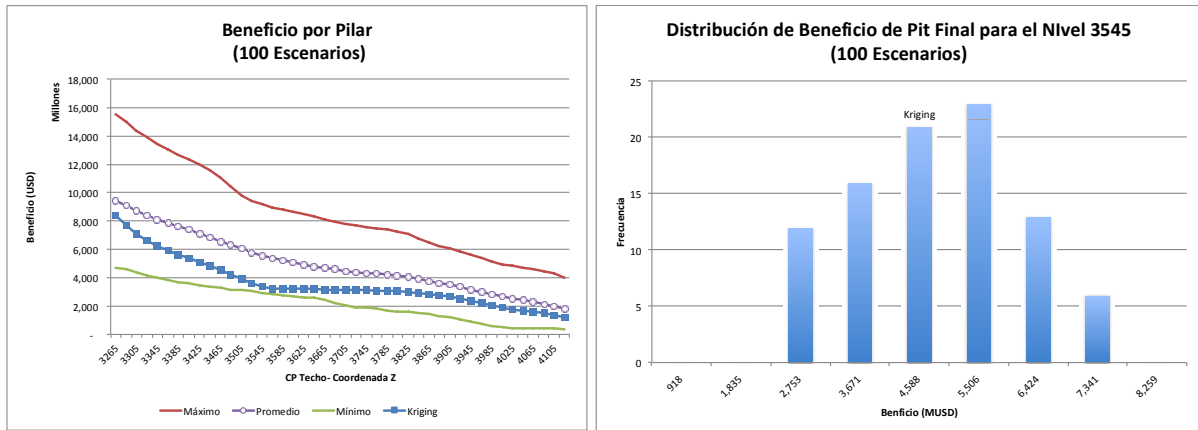


Ilustración 78: Distribución de beneficio de pit final para las 100 simulaciones.

Del total de resultados, se observa que bajo la cota 3,505 las paredes del pit pierden uniformidad, debido principalmente a las altas leyes distribuidas dentro del depósito. Por ejemplo, tomando el caso de las envolventes obtenidas con el modelo de kriging se tienen los perfiles de las Ilustración 79, Ilustración 80 e Ilustración 81 (corte en $Y=25,175$). Se debe destacar que lo mismo ocurre en las simulaciones, sin embargo sus perfiles no son mostrados en esta sección.

Se observa que bajo la cota que bordea el $Z=3,500$ los pits finales dejan de respetar las restricciones de precedencia. Una manera de solucionar este problema, y como recomendación para trabajos futuros, es extender el modelo en las direcciones XY con estéril y luego computar el pit final. Se debe tener presente que la solución anterior requiere un mayor trabajo computacional, tanto al agregar los bloques de lastre como al momento de calcular el pit final con un modelo más grande, por lo que el tiempo estimado de solución aumenta.

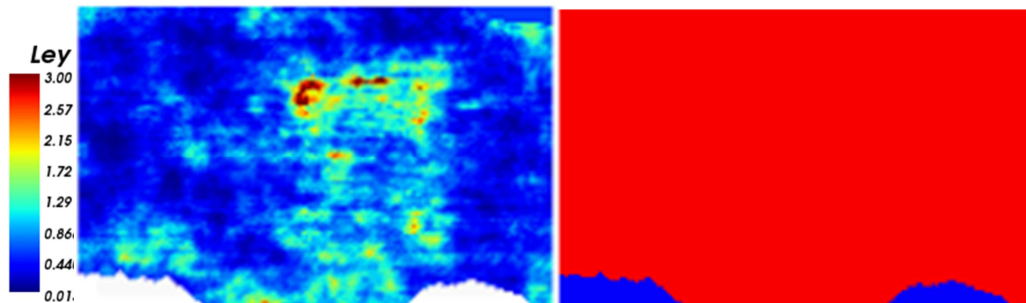


Ilustración 79: Pit Final para CP 3,265, perfil de distribución de leyes y delimitación, respectivamente.

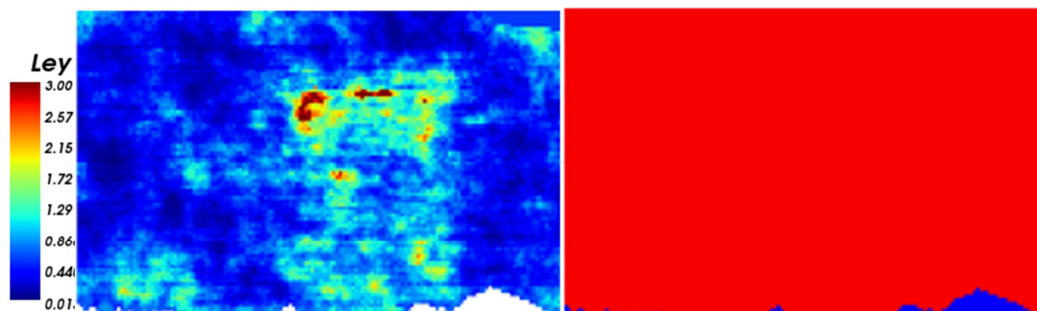


Ilustración 80: Pit Final para CP 3,365, perfil de distribución de leyes y delimitación, respectivamente.

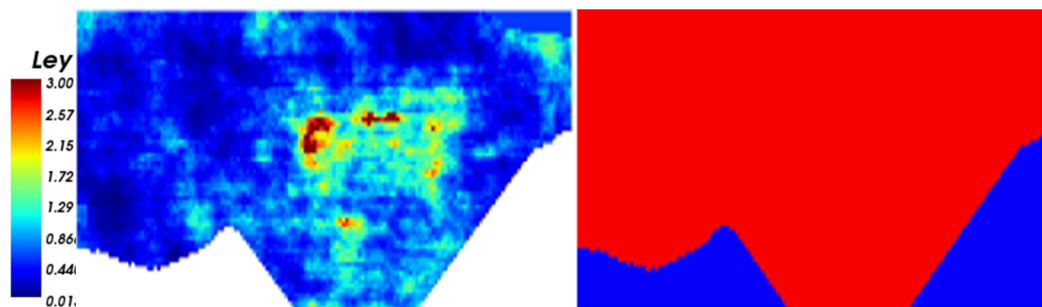


Ilustración 81: Pit Final para CP 3,565, perfil de distribución de leyes y delimitación, respectivamente.

Dada la problemática anterior, la evaluación de la transición considerará como primer filtro la evaluación de aquellas pits finales ubicados sobre el nivel 3,505 del modelo (cuyas bases se encuentran sobre este nivel). Por otro lado, se asume una profundidad mínima del pit de 100 [m], por lo que la cota mínima de evaluación será el nivel 4,125 dando un total de 32 pits factibles.

Asumiendo lo anterior, se tiene que en el 100% de los casos, el pit final óptimo se obtiene en la cota más profunda del modelo, $Z=3,505$ con un valor promedio de 6,039 MUSD.

De acuerdo a los resultados de las simulaciones respecto al modelo estimado por kriging, la Ilustración 46 señala que el beneficio obtenido por esta última para el caso del pit final es menor que el promedio de las simulaciones en la misma cota. Por otro lado, la Ilustración 78 nuevamente muestra que los valores asociados a los pit finales calculados con el modelo de kriging son menores que el valor promedio de las simulaciones para cada pilar de estabilidad, lo que se debe principalmente al efecto de suavizamiento de las leyes asociado al modelo de estimación utilizado, como se observa en la Ilustración 82 donde las leyes de kriging son menores a la ley promedio destacada en rojo.

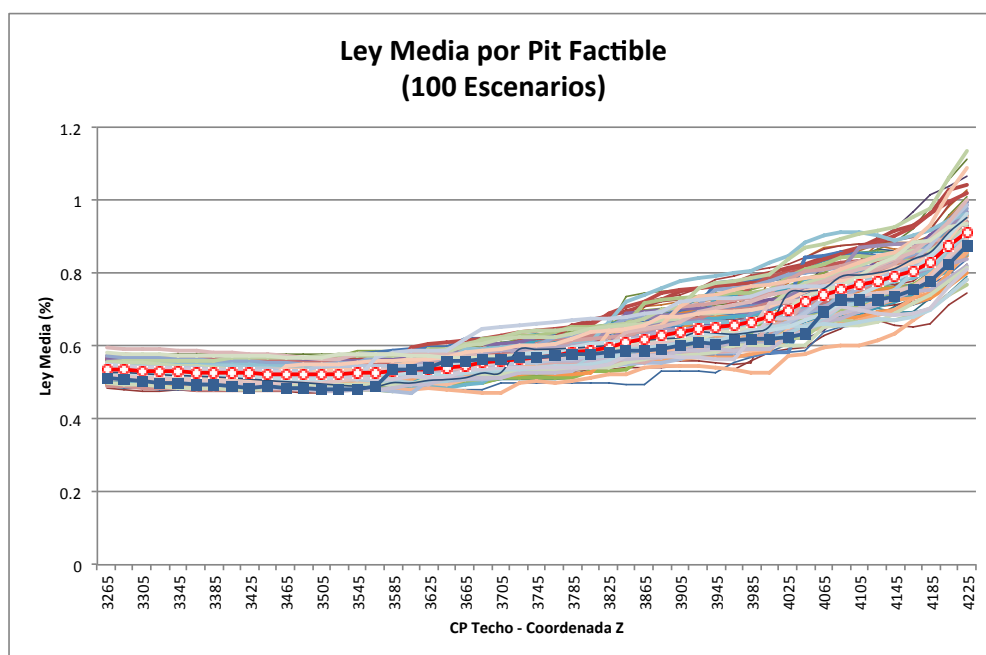


Ilustración 82: Distribución de ley media por pit factibles dado el pilar de estabilidad (100 escenarios)

Por lo tanto, un análisis basado en el cálculo convencional de pit final utilizando únicamente el modelo de bloques estimado puede llevar a la subestimación de los recursos disponibles en el yacimiento y por lo tanto, una subestimación en la explotación, por lo que la incorporación de incertidumbre es fundamental al momento de tomar la decisión que más favorezca al proyecto.

1.27.2 ANÁLISIS ENVOLVENTE SUBTERRÁNEA

Un análisis de los datos mostrados en la Ilustración 59 muestra que para las cotas superiores a 3845, el valor de la envolvente disminuye considerablemente. La Tabla 22 muestra que el 29% de las envolventes obtenidas asumiendo un nivel de producción en la cota 3555 tienen un valor promedio de 68,048 USD siendo que el valor promedio de las envolventes bordea los 1,700 MUSD. Gráficamente, éstas envolventes corresponden a la extracción de pocos bloques, como se muestra en la Ilustración 83, donde el valor de la envolvente es de 109,207 USD, y en la Ilustración 84 donde la envolvente tiene un valor de 24 MUSD. Dado lo anterior, las envolventes sobre la cota 3,495 no serán consideradas en el análisis de transición debido al comportamiento de sus volúmenes.

Nivel Producción	CP Piso	Prob	Valor Promedio Envolvente (USD)	Valor Máximo Envolvente (USD)	Valor Mínimo Envolvente (USD)
3495	3845	2%	115,583	161,350,569	102,108
3515	3865	8%	293,671	117,426,138	15,696
3535	3885	12%	87,573	84,819,660	9,492
3555	3905	29%	68,048	58,928,077	1,265
3575	3925	25%	121,575	41,601,578	3,755
3595	3945	10%	206,369	28,408,259	55,169
3615	3965	2%	488,986	18,546,052	138,979
3635	3985	10%	673,608	11,817,889	208,424

Tabla 22: Valor de la envolvente para cotas mayores a 3845.

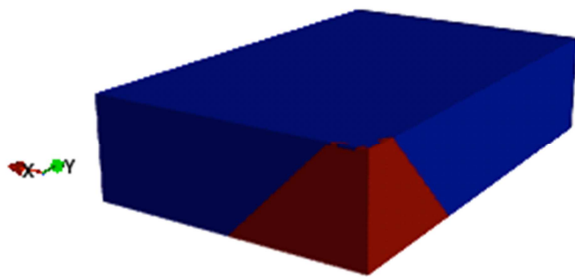


Ilustración 83: Envoltente económica SIM78 CP 3,845

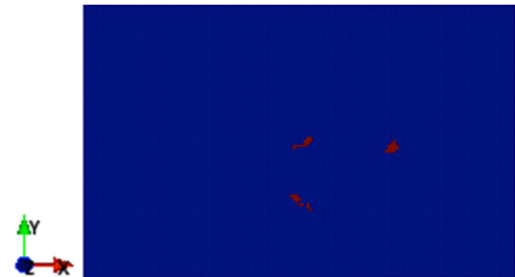


Ilustración 84: Envoltente económica SIM5 CP 3,925

Por lo tanto, dentro del análisis de la transición sólo se analizarán aquellas envoltentes cuyos niveles de producción se encuentren entre las cotas 2,755 y 3,495 del modelo estudiado entregando 38 envoltentes factibles.

Según lo expuesto anteriormente, es esperable que en cotas intermedias la geometría de la envoltente no sea la óptima, ya que esta se calcula acumulando los valores de las columnas que formarán parte de la envoltente, llegando a tener alturas por debajo de la impuesta en el script y áreas de trabajo menores a las operacionalmente adecuadas, y por consiguiente, entregando valores de beneficio acumulados menores a los esperados.

Dado que este análisis busca definir una metodología que permita encontrar la combinación de envoltentes que maximice el beneficio a partir del cálculo de pits finales, la forma final de la envoltente subterránea no ha sido suavizada, lo que significa que la geometría final de la envoltente acepta columnas cuyas diferencias de alturas no son operacionalmente factibles. Esto último explica la alta variabilidad que se muestra en la Ilustración 59. Por ejemplo, pueden existir casos en que la envoltente calculada contemple la existencia de dos pits invertidos contiguos, como lo es el caso del pit invertido obtenido en el pilar 3345 de la simulación 2 que se muestra en la Ilustración 85, así como existen casos donde existe un único pit invertido, como los ejemplos desplegados en la sección resultados. Nuevamente, el color rojo muestra la forma de la envoltente subterránea final, y el color azul simboliza el material remanente en el depósito.

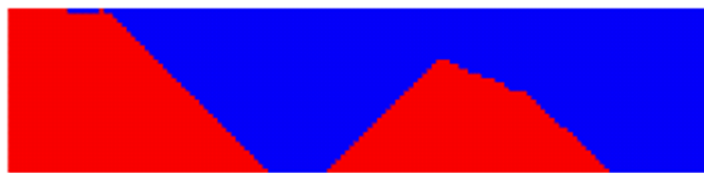


Ilustración 85: Ejemplo de pits contiguos en el cálculo de la envoltente.

Lo anterior puede solucionarse al acotar la envoltente bajo ciertas condiciones operativas, por ejemplo, una distancia máxima entre dos columnas de 30 [m] obliga al script a evaluar columnas contiguas que antes no estaban consideradas, cambiando la forma de la envoltente final, disminuyendo su volumen de extracción.

Por otro lado, considerando el análisis de una única cota a la vez, se observa que el comportamiento de los resultados sigue una distribución normal, como se muestra en la Ilustración 86 donde se despliegan los resultados de beneficio para el nivel 3,105.

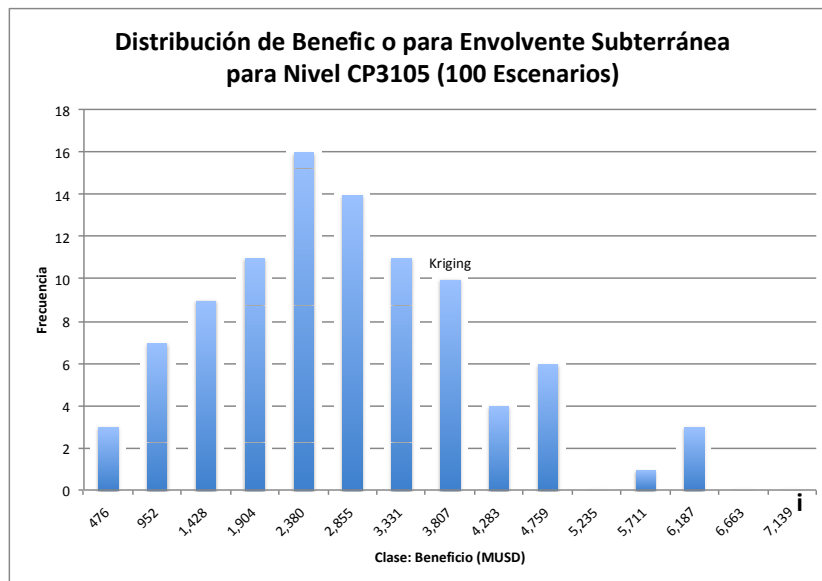


Ilustración 86: Distribución de valores de la envolvente calculada para el nivel 3105

Finalmente, un análisis de *footprint* muestra que el nivel de producción óptimo para la envolvente de *caving* se ubica dentro de los primeros 10 niveles con un 30% de probabilidad, seguido por rango 3,050 – 3,145 con un 16% de ocurrencia, en donde además, se encuentra el *footprint* para el modelo estimado (ver Ilustración 87). Del histograma, la cota 2,755 correspondiente a la cota mínima del modelo representa el 19% de las simulaciones. Dentro del histograma se ubica la posición del nivel obtenido para el modelo estimado por kriging, correspondiente al nivel 3,155.

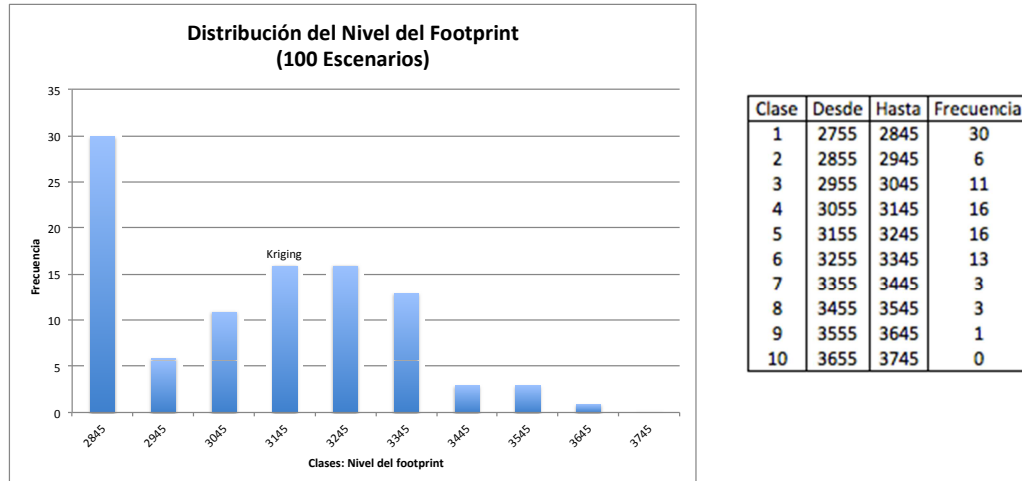


Ilustración 87: Distribución de los niveles de producción óptimos para los 100 escenarios obtenido por el script *Footprint*.

En el caso de las envolventes calculadas por el script de envolvente subterránea, el valor óptimo es obtenido con mayor frecuencia corresponde a aquel en la cota 2,755, con el 20% de las veces, coincidiendo con los resultados anteriores.

1.27.3 ANÁLISIS MINERÍA DE TRANSICIÓN

El análisis de la transición busca encontrar las combinaciones de envolventes factibles considerando una distancia mínima de separación entre ellas, denominada pilar de estabilidad, que comprende, en primera instancia, un ancho de 150 [m]. De acuerdo a la extensión del modelo

de cobre, las opciones de aplicar *block caving* se inician en la cota mínima del yacimiento ($Z=2,755$) hasta la cota $Z=3,495$, y la opción de pit final factible abarca desde la cota 3,505 hasta la definida en el análisis de la sección 1.27.1, la cota 4,125, dando un total de 25 combinaciones factibles, como se observa en el diagrama de la Ilustración 88.

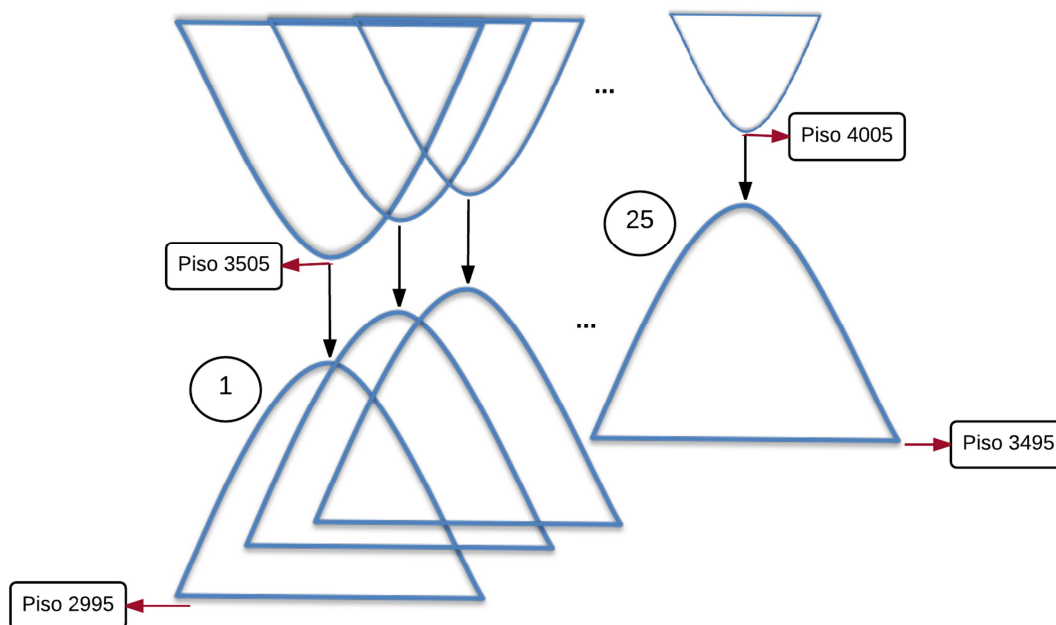


Ilustración 88: Diagrama de las combinaciones factibles a analizar.

La Tabla 23 muestra algunos resultados obtenidos para las combinaciones factibles sujetas al ancho mínimo del pilar de estabilidad (150 [m]). El rango de valores para la transición abarca entre los 3,391 MUSD y 18,862 MUSD con un valor esperado de 6,018 MUSD.

Modelos	CP Piso	CP techo	Valor (MUSD)
KG	3345	3495	11,924
SIM10	3525	3675	8,021
SIM33 (mejor)	3345	3495	18,862
SIM72 (peor)	3485	3645	3,391
SIM88	3345	3495	10,986
SIM46 (promedio)	3345	3495	6,448
SIM85	3605	3755	9,332

Tabla 23: Resultados de algunas de las combinaciones factibles para la transición.

La Ilustración 89 muestra la tendencia de los resultados globales considerando un pilar de 150[m], el promedio de las simulaciones (en rojo) y el valor por cota del modelo de kriging (azul). Cabe destacar que este análisis incorpora el costo de construcción de accesos dado el nivel de producción de la combinación.

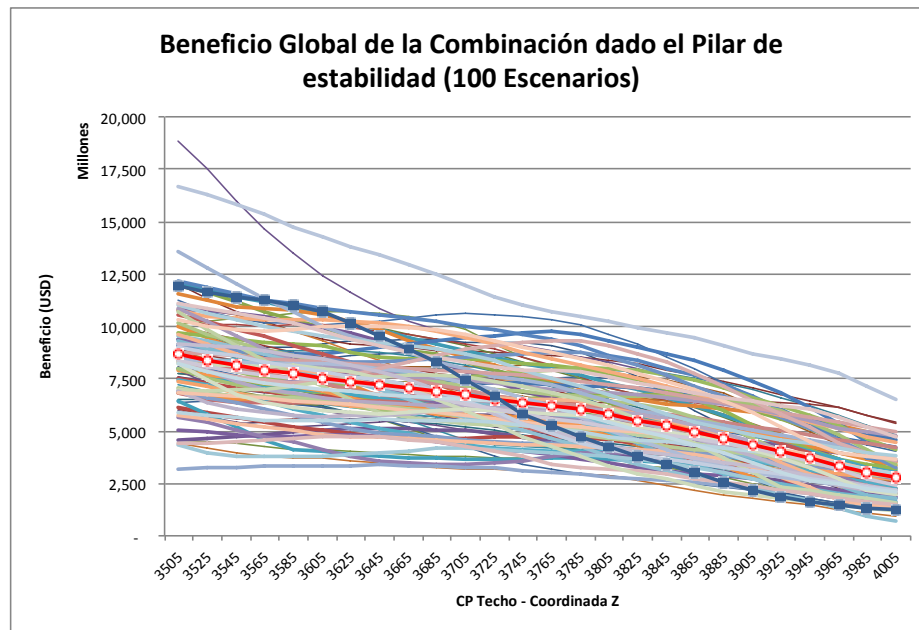


Ilustración 89: Beneficio global de las combinaciones factibles dada la posición del pilar de estabilidad.

A continuación se muestran algunos de los perfiles (cota Y=25,175) detallados en la Tabla 23, el caso calculado a partir del modelo de kriging, el mejor, el peor y el caso promedio.

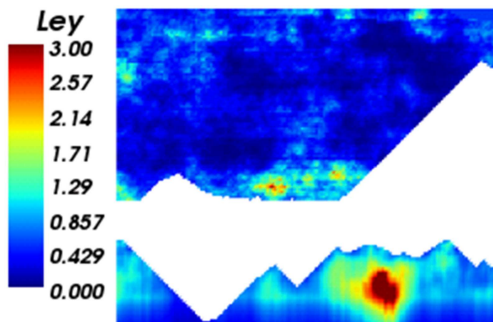


Ilustración 90: Combinación modelo KG

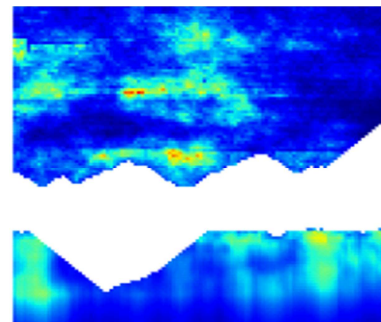


Ilustración 91: Mejor combinación modelo SIM33

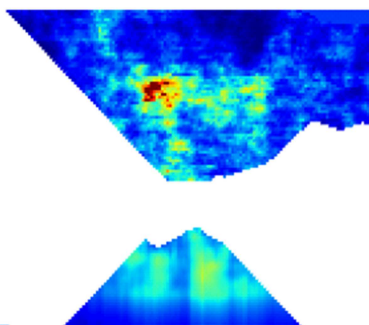


Ilustración 92: Peor combinación modelo SIM72

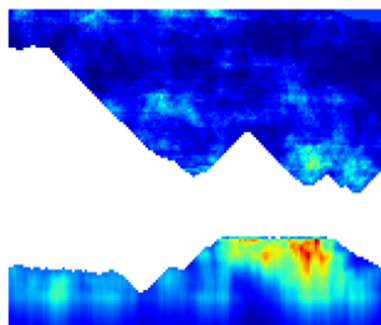


Ilustración 93: Combinación Promedio SIM46

De los perfiles, se observa la factibilidad de diseñar envolventes simultáneas, que para el momento de la planificación, se realiza explotando el yacimiento en fases. En el mejor caso, Ilustración 91, se observa la factibilidad de combinar 3 pit finales (tres puntas que serían los fondos de los pits) que dan como resultado una envolvente como la que se muestra en el perfil. Análogamente, para el caso promedio, se observa la opción de combinar 2 pits finales, un

segundo más profundo y que determina la posición del techo del pilar. Por otro lado, la geometría de la envolvente subterránea debe considerar la aplicación de un suavizamiento de las columnas para determinar la forma final óptima.

Respecto a la ubicación de la envolvente, del total de combinaciones considerando el ancho mínimo del pilar, el 87% de ellas sitúa el nivel de producción de la envolvente subterránea en la cota 2,995 del eje vertical.

Ahora bien, realizando un análisis en el ancho del pilar de estabilidad, se obtiene la Tabla 24, donde se observa la combinación con mayor probabilidad de optimalidad y la segunda con mayor frecuencia, es decir, por ejemplo, asumiendo un ancho de 150 [m], existe un 87% de probabilidad de que la combinación obtenga el valor máximo en las cotas señaladas con un valor promedio de 8,720 MUSD, siendo análogo para el resto de los escenarios.

Se observa que para los casos de mayor probabilidad, la variación entre los valores extremos de la envolvente conjunta sobrepasa los 10,000 MUSD siendo que sus promedios se mantienen dentro del rango de los 7,000 – 8,000 MUSD. Por otro lado, aquellos casos donde el máximo se alcanza menos veces, la diferencia entre el valor mínimo y máximo se reduce, indicando una mayor estabilidad en las simulaciones en estos niveles. Por ejemplo, para H180, considerar un piso óptimo para la envolvente en la cota 3,145 en vez de la cota 2,975 implica obtener una combinación con un valor 3% menor al óptimo, pero con una mayor precisión.

Ancho	FP	CP Piso	Prob	Valor Max (MUSD)	Valor Min (MUSD)	CV	Valor Promedio (MUSD)	Dif (%)
H150	2995	3345	87%	18,862	3,223	27.46%	8,720	17.28%
H150	3135	3485	2%	12,937	3,391	25.38%	7,213	
H180	2975	3325	71%	19,668	3,143	27.89%	8,744	3.34%
H180	2995	3345	3%	13,097	3,195	25.63%	8,452	
H210	2945	3295	77%	20,452	3,118	28.64%	8,686	4.87%
H210	2975	3325	4%	19,033	3,083	28.62%	8,263	
H240	2915	3265	74%	20,461	3,117	28.82%	8,630	8.39%
H240	2995	3345	4%	17,784	3,123	28.91%	7,906	
H270	2755	3105	66%	14,358	4,101	27.48%	8,454	13.76%
H270	2795	3145	5%	18,468	2,872	27.90%	7,291	

Tabla 24: Resultados de nivel de producción óptimo para la envolvente subterránea considerando diferentes anchos del pilar de estabilidad.

El óptimo será seleccionado considerando un menor coeficiente de variabilidad en los datos y su diferencia porcentual con el caso óptimo. La Tabla 24 muestra ambos parámetros para cada caso a analizar. Según los datos desplegados en la tabla, el caso H180 presenta una diferencia de un 3.34% respecto al nivel óptimo presentando una mayor homogeneidad en los datos obtenidos de las simulaciones, al tener un coeficiente de variación CV menor.

La garantía de encontrar una combinación que se encuentre sobre la que se define por pit final global (casos óptimos del trabajo) significa, en términos de costos de explotación, extraer una menor cantidad de estéril y por lo tanto un ahorro en las inversiones asociadas a la construcción de botaderos, utilización de camiones y congestión de rutas. Por otro lado, encontrar una combinación factible que considere un ancho para el pilar de estabilidad mayor al mínimo

permite aumentar la seguridad en la explotación, ya sea garantizando un control de la subsidencia para el caso del *block caving* o la estabilidad de las paredes del rajo y posibles filtraciones desde el fondo del pit.

De acuerdo a lo anterior, se tiene que la combinación óptima para la transición corresponde a aquella que une la envolvente subterránea cuyo nivel de producción se encuentra en la cota 2,995 del modelo de bloques con el pit final cuyo fondo se encuentra en la cota 3,345.

Modelos	Valor (MUSD)	Ley Pit (%)	Ley Env (%)	Ley Prom (%)
KG	11,583	0.48	0.89	0.69
SIM33 (mejor)	13,095	0.56	0.92	0.74
SIM72 (peor)	3,195	0.51	0.72	0.62
SIM69(promedio)	8,413	0.53	0.78	0.66

Tabla 25: Resultados para el caso óptimo seleccionado – caso kriging, mejor, peor y promedio.

Los perfiles de los casos señalados en la Tabla 25 se muestran en las Ilustración 94 a la Ilustración 97 (corte transversal en YZ en la cota Y=25,175). De acuerdo a los resultados, si se considera únicamente la planificación a rajo abierto, las leyes de cobre de los pits finales variarían entre 0.48 – 0.56%. Sin embargo, la incorporación de un método de explotación subterránea en la planificación de la envolvente total aumenta significativamente el valor promedio de estas leyes, teniendo un rango entre 0.62 – 0.74% de concentración de cobre.

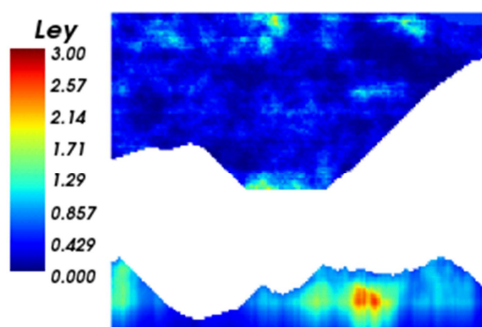


Ilustración 94: Combinación modelo KG

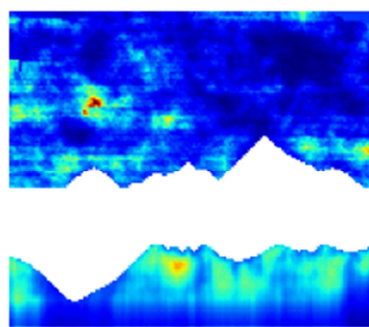


Ilustración 95: Mejor combinación modelo SIM33

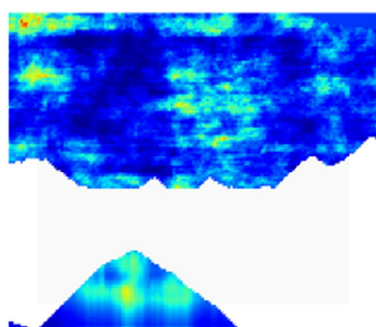


Ilustración 96: Peor combinación modelo SIM72

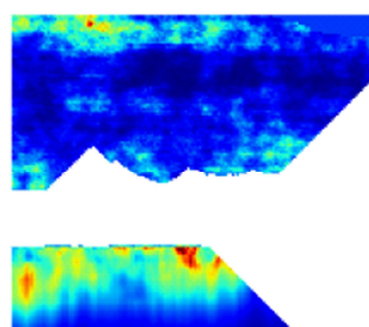


Ilustración 97: Combinación Promedio SIM69

El volumen de estéril y mineral extraído respecto al caso donde el pit final está ubicado en la cota 3,505, se tiene la Tabla 26. A pesar de que el total de reservas asociadas a la explotación disminuyen debido a la disminución en el tamaño del pit final, estas se compensan gracias a la incorporación de la envolvente de *block caving*. Por otro lado, el estéril asociado disminuye un promedio de 7.23%, lo que impacta directamente en los costos, como se mencionó con anterioridad.

Envolvente	PIT					Block Caving	
	Mineral (Mton)		Estéril (Mton)			Mineral (Mton)	
Cota CP	3,505	3,525	3,505	3,525	Dif (%)	3,325	3,345
Mínimo	579	554	1,082	1,051	-2.93%	50	68
Máximo	1,180	1,135	1,958	1,833	-6.38%	1,333	1,354
Promedio	954	889	1,681	1,559	-7.23%	797	790

Tabla 26: Comparación de recursos entre la combinación óptima seleccionada versus el pit final.

Respecto al valor global, la combinación entrega un aumento del 28.5% en el beneficio respecto a la consideración del pit final como único método de explotación, con un valor promedio de 6,039 MUSD versus 8,263 MUSD de la combinación.

Por otro lado, dada la selección de la envolvente subterránea, el último paso es corroborar el efecto de la dilución dentro de la cuantificación de reservas, beneficio y ley media, como se detalla en la Tabla 27.

Estado	Sin Dilución			Con dilución		
	Beneficio (MUSD)	Reservas (Mton)	Ley Media	Beneficio (MUSD)	Reservas (Mton)	Ley Media
Mínimo	2,652	418	0.82	99	68	0.72
Máximo	15,089	1,485	1.04	9,820	1,354	0.92
Promedio	7,073	1,003	0.91	2,713	790	0.78

Tabla 27: Efecto de la dilución en la envolvente seleccionada.

Como es de esperar, el efecto de la dilución disminuye las leyes de los bloques disponibles en el área en donde se aplicará el método de *block caving*, traduciéndose en una diferencia de un 14.3% en la ley promedio de la envolvente. A su vez, esto afecta a la cuantificación de reservas, disminuyéndolas, de modo que el volumen de la envolvente sin dilución es mayor.

En cuanto al beneficio, la no incorporación del efecto de la dilución puede llevar a la sobreestimación del valor promedio de la envolvente en 4 veces, aproximadamente, ya que las reservas se sobrevaloran en un 19.8%. Este efecto de la dilución se aprecia en la Ilustración 98, donde se muestra la envolvente calculada a partir de la simulación 6. El corte corresponde a la sección YZ en Y=25,175.

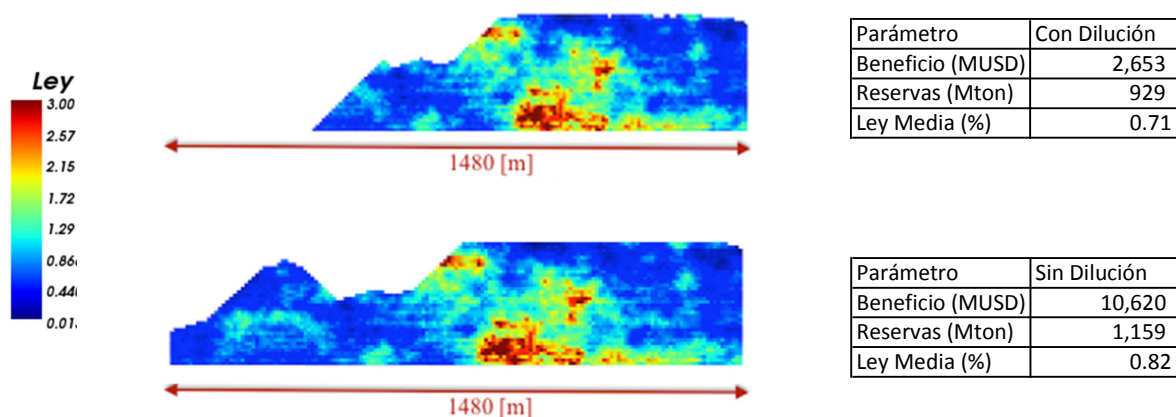


Ilustración 98: Comparación de envoltentes

Por lo tanto, debido a que el efecto del flujo gravitacional es inherente al método de extracción por *block caving*, su modelamiento es indispensable al momento de cuantificar las reservas reales de la envolvente, ya que de lo contrario se estaría sobreestimando el volumen y el beneficio de la misma.

1.27.4 ANÁLISIS DE RIESGO GEOLÓGICO

Una vez seleccionada la combinación óptima definiendo la cota de la transición, el paso siguiente será, gracias a los modelos de ley simulados, obtener la probabilidad que tiene cada bloque de pertenecer a su envolvente respectiva.

Para el caso del pit final (base del pit en la cota 3,345), se observan en rojo los bloques que pertenecen al pit con una probabilidad de 1 (Ilustración 99), el cual indica el mínimo pit factible del modelo dada las simulaciones.

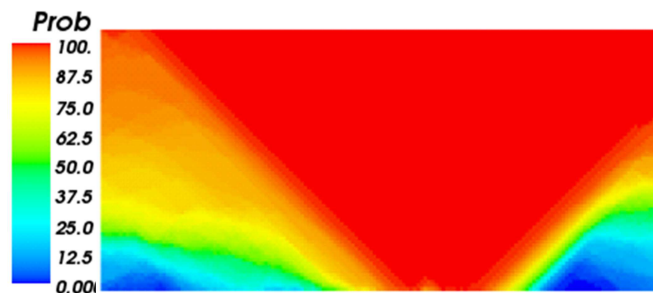


Ilustración 99: Distribución de probabilidad de los bloques que pertenecen al pit final.

La distribución de probabilidad de los bloques en el caso de la envolvente subterránea, cuyo piso está en la cota 2,995, (ver Ilustración 100) indican que las leyes centrales tienen una probabilidad 1 de ser extraídos, lo que se condice con el hecho de que en esa zona se encuentran las leyes más altas de modelo de *block caving*, como se ha observado en los perfiles mostrados anteriormente.

El hecho de que las leyes circundantes tengan una opción 0.5 de pertenecer a la envolvente final tiene relación con la geometría esperada de ésta, la cual es obtenida mediante el suavizamiento de los resultados óptimos seleccionados, a través de restricciones entre las diferencias de altura entre las columnas de extracción. Con lo anterior, la forma de la envolvente se expande, abarcando la zona verde de la Ilustración 100.

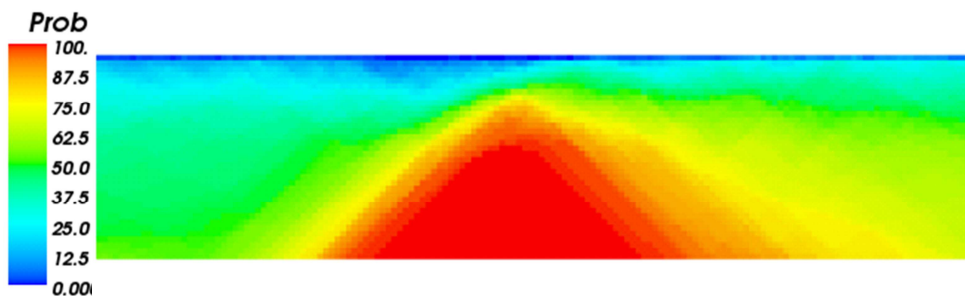


Ilustración 100: Distribución de probabilidad de los bloques que pertenecen a la envolvente subterránea.

CONCLUSIONES

Existe un punto en la explotación a cielo abierto donde los costos de extracción de mineral incrementan sustancialmente debido a la profundidad del pit. Para evitar lo anterior, se comenzó a pensar en la factibilidad de acotar verticalmente la minería superficial con el fin de incorporar un sistema de explotación subterránea equivalente en términos de ritmo de producción, enfocándose en la opción *block caving*.

Es por la razón anterior que se propone desarrollar una metodología a nivel de planificación conceptual que permita obtener la combinación de envolventes óptimas para ambos casos de manera simultánea, considerando el efecto de la dilución asociada al flujo gravitacional ocurrido durante la extracción subterránea y que incorpore de manera sencilla la incertidumbre asociada a la distribución espacial de las leyes.

Dado que la metodología calcula ambas envolventes bajo el criterio de Lerchs y Grossman, dada la posición y ancho del pilar de estabilidad, el resultado de cada combinación es el óptimo. Sin embargo, para el caso subterráneo, la geometría de la envolvente no es operacionalmente óptima, debido a que las columnas no están suavizadas, proceso que se escapa de los alcances de este trabajo.

Generalmente, la idea de la transición surge una vez que se ha completado la explotación del pit final, sin embargo, gracias al ejercicio conceptual que fue desarrollado como primera aproximación a la metodología, se observa que la combinación que maximiza el beneficio global del proyecto se encuentra en una cota intermedia, donde el pit tiene un volumen menor al pit final y el nivel de producción de *block caving* se encuentra en una cota superior a la más profunda del modelo, pero cuya combinación aumenta en un 13% el valor de la explotación. Además, se reduce la extracción de estéril en un 80%, afectando directamente los costos asociados a la construcción de botaderos y flota de camiones, sin considerar el aumento de las reservas asociadas a la envolvente de *block caving*.

A pesar de su característica de optimalidad, esta metodología debe aplicarse a depósitos cuya distribución de leyes y tipo de metal concentrado se adecúe a una explotación por *block caving*, es decir, que ajusten a una explotación masiva. Tal es el contra ejemplo mostrado en la sección 1.21, donde se presenta un modelo de oro con una ley promedio de 0.3 [ppm] distribuida principalmente en el primer tercio superficial del modelo de bloques. El resultado es un pit final de 161 MUSD, sin la opción de una envolvente subterránea. De hecho, la opción de envolvente de *block caving* que calcula el script se ubica a pocos metros de la superficie del depósito.

Por lo tanto, el script es capaz de calcular una envolvente óptima para cualquier modelo, sin embargo, es su extensión vertical la que determina la factibilidad de su diseño de explotación.

El segundo caso de estudio, corresponde a un modelo de cobre de ley 0.58% y extensión vertical de 1,480 [m], características que a simple juicio permiten la aplicación de la metodología y obtención de resultados óptimos. El principal problema del cálculo de los pits finales está relacionado con las altas leyes distribuidas en el yacimiento, provocando la tendencia a extraer la mayor parte de los bloques del modelo, dando como resultado pits con paredes cuadradas en la zona superficial. Esto puede atribuirse a un *prestriping* (positivo) o puede solucionarse extendiendo el modelo de bloques incorporando estéril. El problema de esto radica en el requerimiento computacional tanto al momento de extender el modelo (que puede realizarse

utilizando VULCAN, software para minería 3D desarrollado por Maptek) como al momento de ejecutar el script, incrementando el tiempo de cálculo.

Respecto a las envolventes subterráneas, es necesario hacer un análisis de la geometría de las mismas con el fin de descartar aquellas que no conforman un volumen factible de extracción. La importancia de esto radica en el hecho de que el análisis de la combinación considera el resultado de la suma entre los valores obtenidos por ambas envolventes como el resultado a analizar, sin hacer un detalle del aporte de cada una, por lo que existe la posibilidad de seleccionar una combinación que se encuentre en la zona media superior del modelo pero que en realidad solo esté contabilizando lo aportado por el pit porque la envolvente subterránea está compuesta por pocos bloques de alta ley.

El estudio de la combinación consideraba un pilar como separación entre envolventes con un ancho mínimo de 150 [m], sin embargo, un análisis de diferentes pilares determinó la factibilidad de aumentar el beneficio global y a la vez, la seguridad y estabilidad del proyecto mediante la selección de un pilar más ancho, de 180 [m]. En la selección final se observó aquella combinación que tenía mayor probabilidad de ser la óptima (con un 71%) con la segunda opción más probable. A pesar de que la segunda opción tuviera una ocurrencia de solo un 2%, los valores obtenidos gracias a las simulaciones indicaban una mayor homogeneidad en los resultados.

La combinación óptima, que considera un pilar de estabilidad de 180[m] ubicado entre las cotas 3,345 y 3,525, entrega un beneficio 28.5% mayor al beneficio entregado si se considera únicamente la explotación por cielo abierto (8,263 MUSD versus 6,039 MUSD), una disminución en la cantidad de estéril de un 7.23% y un aumento en la ley promedio del proyecto en un 19.6%.

La transición considera una envolvente cuyo piso se encuentra en la cota 2,995, cota superior a la entregada por el análisis de *footprint* que entrega una cota óptima dentro del rango 2,755 – 2,845 con una probabilidad del 30%. Esto muestra que al momento de definir la transición se debe analizar las opciones factibles, ya que no siempre el óptimo de un método de extracción corresponde al mismo óptimo de la combinación.

Finalmente, respecto de la dilución se observa que una no incorporación de la misma lleva a la sobreestimación de las reservas asociadas a la envolvente de *block caving*, afectando directamente las inversiones en el negocio. En el caso de la transición, no considerar el efecto de la dilución habría llevado a considerar una extracción de reservas un 19.8% sobre las reales, aumentando ficticiamente el valor del proyecto.

En conclusión, la metodología proporcionada permite definir la transición a través de la combinación de envolventes óptimas para cada método, calculando además la separación o pilar de estabilidad de maximiza el beneficio del proyecto y la posición óptima para el nivel de producción, incorporando exitosamente la dilución y permitiendo el análisis el efecto de la variabilidad geológica de manera sencilla y rápida.

BIBLIOGRAFÍA

Abdel Sabour, S., & Dimitrakopoulos, R. (2011). *Incorporating geological and market uncertainties and operational flexibility into open mine design* (Vol. 47). Journal of Mining Science.

Bakhtavar, E., Oraee, K., & Shahriar, K. (2010). *Determination of the optimum crown pillar thickness between open - pit and block caving*. 29th International Conference on Ground Control Mining.

Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Mirhassani, A. (2012). *Optimization of the transition from open - pit to underground operation in combined mining using (0 - 1) integer programming* (Vol. 1). The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy.

Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Oraee, K. (2008). *A model for determining optimal transition depth over from open - pit to underground mining*. Lulea, Sweden: 5th International Conference & Exhibition on Mass Mining, MassMin.

Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Oraee, K. (2009). *Transition to open - pit to underground as a new optimization challenge in mining engineering* (Vol. 45). Journal of Mining Science.

Chen, J., Gu, D., & Li, J. (2003). *Optimization principle of combines surface and underground mining and its applications* (Vol. 10). Journal of Central South University of Technology.

Diering, T., Richter, O., & Villa, D. (2010). *Block Cave Production Scheduling using PCBC*. Block Caving with PCBC White Papers.

Dimitrakopoulos, R. (2011). *Strategic mine planning under uncertainty* (Vol. 47). Journal of Mining Science.

Emery, X. (2011). *Geoestadística*.

Hamrin, H. (2011). *Underground mining methods and applications*.

Hustrulid, W., Kuchta, M., & Martin, R. (2013). *Open pit mine planning and design* (Vol. 1. Fundamentals). 3rd Edition.

Lane, K. (1988). *The Economic Definition of Ore. Cut - Off Grades in Theory and Practice*. London: Mining Journal Books Ltd.

Laubscher, D. (1994). *Cave Mining - the state of art*. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgic.

Lerchs, H., & Grossmann, I. (1965). *Optimum design of open pit mines* (Vol. Bulletin LXVII). Canadian Institute of Mining.

Newman, A., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A., & Eureka, K. (2010). *A Review of Operations Research in Mine Planning* (Vol. 40). Institute for Operations Research and the Management Sciences.

Newman, A., Yano, C., & Rubio, E. (2012). *Mining above and below ground: timing the transition*. IIE Transactions.

Rubio, E. (2002). *Long term planning of block caving operations using mathematical programming tools*. The University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Process Engineering.

Vargas, E. (2014). *Cálculo de envolvente económica para minas de caving bajo incertidumbre geológica*. Santiago, Chile: Tesis.

Wang, Y., & Cui, F. (2012). *Study on stability and failure characteristics of the slope in transition from open - pit to underground mining by structural geology* (Vols. 170 - 173). Applied Mechanics and Materials.

Wetherelt, A., & van der Wielen, K. (2011). *Introduction to open - pit mining*. SME Mining Engineering Handbook, 3rd Edition.

ANEXOS

1.28 ANEXO A: GRÁFICOS DE LAUBSCHER

En esta sección se especifica el cálculo de la altura de interacción, obtenida a través de los gráficos de Laubscher (Laubscher, 1994), y por consiguiente el valor del punto de entrada de dilución.

Se ingresa a la tabla por la fila *Rockmass Class* que indica el valor de la clase asociada al RMR. En este caso, para un RMR de 80 se asocia una clase II (en color verde) y para un RMR de 60, una clase III (en color rojo) para el caso bidimensional y los casos de estudio, respectivamente. Luego se selecciona el máximo espaciamiento de las zonas de vaciado, que serían 20 [m] y 24 [m].

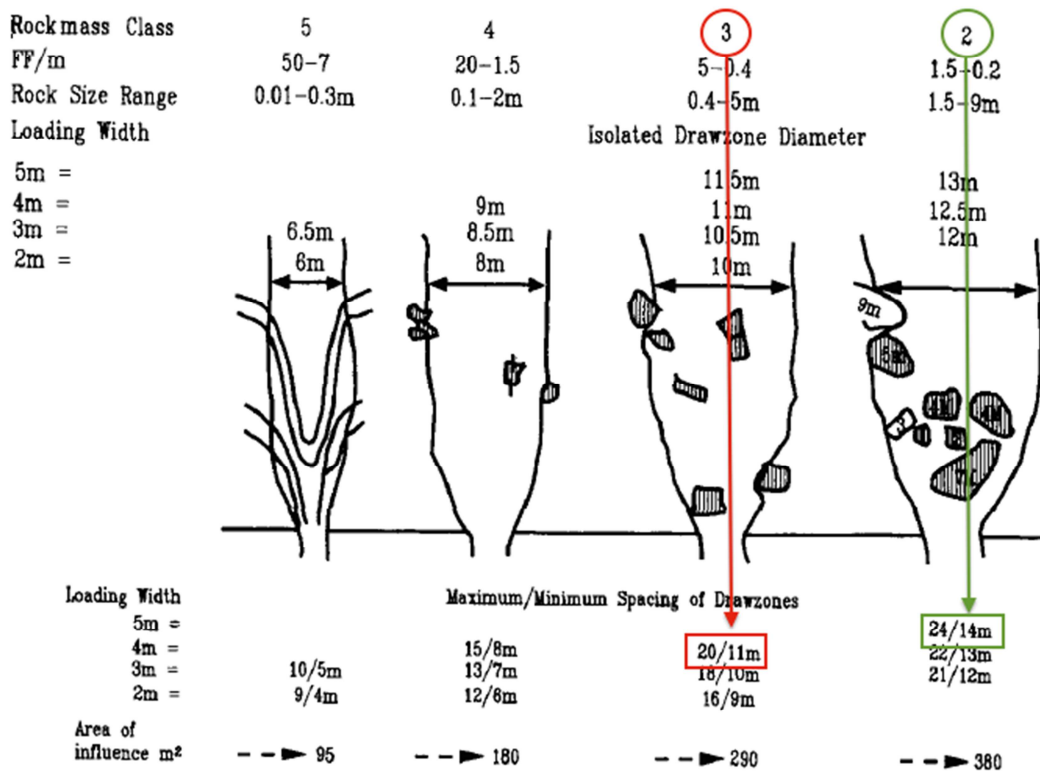
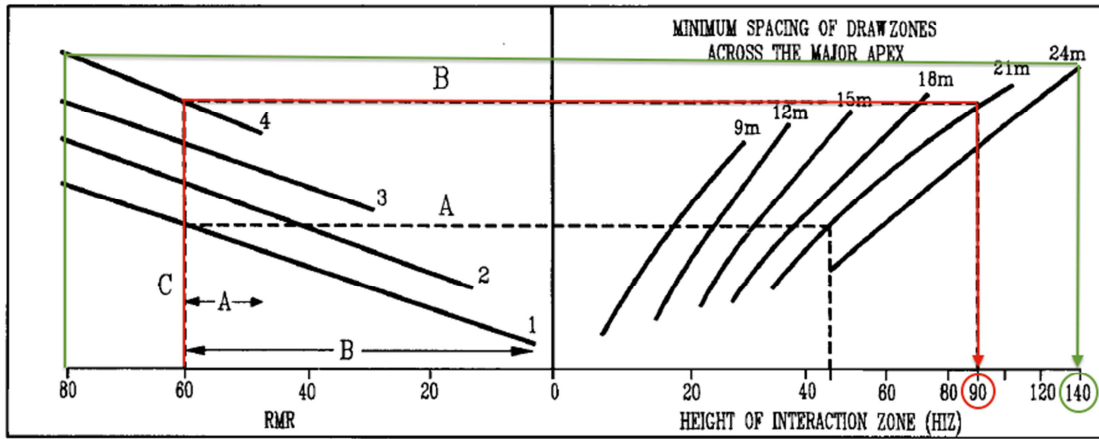


Ilustración 101: Ábaco de Laubscher.

Dado el valor de espaciamiento, se ingresa al segundo diagrama (Ilustración 102) desde el eje izquierdo donde se considera el valor del RMR para cada caso. Se interseca la curva asociada al rango de RMR y luego se cruza el gráfico hasta la parte derecha del eje X, donde se interseca con las curvas de espaciamiento. Los resultados obtenidos son 90 [m] y 140 [m], para el ejercicio bidimensional y para los casos de estudio, respectivamente.

RMR OF ALL MATERIAL IN THE POTENTIAL DRAW COLUMN TO BE USED IN CALCULATION AS FINES FLOW MUCH FURTHER THAN COARSE



RMR Range	Curves	Examples	Ratings	Range	D.Z.Spacing	H.I.Z
0 - 14	NO.1	A	50 - 60	10	21m	45m
15 - 29	NO.2					
30 - 49	No.3					
50 - 59	No.4	B	5 - 60	55	21m	90m

VERTICAL LINE "C" LOCATED AT HIGHEST RATING OF MATERIAL IN DRAW COLUMN

Ilustración 102: Gráfico de Lausbcher.

1.29 ANEXO B: MATRIZ DE LAUBSCHER – CASO BIDIMENSIONAL

1.29.1 MATRIZ CON PED 39% Y H_{max} 350 [M]

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35				
1	0.50	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-			
2	0.41	0.50	0.09	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
3	0.09	0.27	0.41	0.23	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
4	-	0.14	0.20	0.27	0.30	0.09	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
5	-	0.08	0.12	0.16	0.20	0.24	0.17	0.01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
6	-	0.01	0.08	0.11	0.14	0.16	0.19	0.22	0.09	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
7	-	-	0.06	0.08	0.10	0.12	0.14	0.16	0.17	0.15	0.03	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
8	-	-	0.03	0.06	0.07	0.09	0.10	0.12	0.13	0.15	0.16	0.09	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
9	-	-	-	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.14	0.14	0.05	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
10	-	-	-	0.04	0.05	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.13	0.09	0.01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
11	-	-	-	0.01	0.04	0.04	0.05	0.06	0.07	0.07	0.08	0.09	0.10	0.10	0.11	0.12	0.06	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
12	-	-	-	-	0.03	0.04	0.04	0.05	0.06	0.06	0.07	0.07	0.08	0.09	0.09	0.10	0.10	0.09	0.03	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
13	-	-	-	-	0.03	0.03	0.04	0.04	0.05	0.05	0.06	0.06	0.07	0.07	0.08	0.08	0.09	0.09	0.10	0.06	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
14	-	-	-	-	-	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.06	0.06	0.07	0.07	0.08	0.08	0.08	0.09	0.09	0.03	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
15	-	-	-	-	-	0.02	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.08	0.08	0.09	0.07	0.01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
16	-	-	-	-	-	0.01	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.08	0.08	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
17	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.02	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
18	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.07	0.05	0.00	-	-	-	-	-	-	-		
19	-	-	-	-	-	-	0.00	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.07	0.07	0.03	-	-	-	-	-	-		
20	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.05	0.01	-	-	-	-		
21	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.03	-	-	
22	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.06	0.02
23	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	
24	-	-	-	-	-	-	-	-	0.00	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	
25	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05		
26	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04		
27	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04		
28	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04		
29	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04		
30	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03		
31	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03		
32	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.00	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03		
33	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03			
34	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03			
35	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02			

Tabla 28: Matriz de Laubscher con PED 36% utilizada para el ejercicio bidimensional.

1.30 ANEXO C: MATRIZ DE LAUBSCHER – CASOS DE ESTUDIO

1.30.1 MATRIZ CON PED 49% Y H_{max} 350 [M]

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35		
1	0.50	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
2	0.46	0.50	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
3	0.04	0.31	0.46	0.19	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
4	-	0.15	0.23	0.31	0.27	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
5	-	0.04	0.14	0.19	0.23	0.28	0.13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
6	-	-	0.09	0.12	0.15	0.19	0.22	0.19	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
7	-	-	0.04	0.09	0.11	0.13	0.15	0.18	0.20	0.10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
8	-	-	-	0.07	0.08	0.10	0.12	0.13	0.15	0.17	0.15	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
9	-	-	-	0.04	0.06	0.08	0.09	0.10	0.12	0.13	0.14	0.15	0.09	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
10	-	-	-	-	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.13	0.13	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
11	-	-	-	-	0.04	0.05	0.06	0.07	0.08	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.13	0.08	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
12	-	-	-	-	-	0.04	0.05	0.06	0.06	0.07	0.08	0.08	0.09	0.10	0.11	0.11	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
13	-	-	-	-	-	0.04	0.04	0.05	0.05	0.06	0.07	0.07	0.08	0.08	0.09	0.10	0.10	0.11	0.07	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
14	-	-	-	-	-	-	0.04	0.04	0.05	0.05	0.06	0.06	0.07	0.07	0.08	0.08	0.09	0.09	0.10	0.10	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
15	-	-	-	-	-	-	0.03	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.06	0.06	0.07	0.07	0.08	0.08	0.08	0.09	0.09	0.07	0.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
16	-	-	-	-	-	-	0.00	0.03	0.03	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.08	0.08	0.09	0.09	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
17	-	-	-	-	-	-	-	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.07	0.07	0.08	0.08	0.08	0.06	0.01	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
18	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.08	0.08	0.04	-	-	-	-	-	-	-	-		
19	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.07	0.06	0.01	-	-	-	-	-	-		
20	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.07	0.07	0.07	0.04	-	-	-	-	-		
21	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.07	0.06	0.01	-	-	-		
22	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.04	-	
23	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.01
24	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06	0.06	0.06
25	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05
26	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.05	0.05	
27	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	
28	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	
29	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.00	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	
30	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	
31	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.00	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	
32	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	
33	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	
34	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	
35	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03	

Tabla 29: Matriz de Laubscher con PED 49% utilizada para los casos de estudio de Oro y Cobre.

1.31 ANEXO D: FOOTPRINT YACIMIENTO DE ORO

Nivel	Z	Tons (kton)	Valor Columna (kUSD)	Área	Nivel	Z	Tons (kton)	Valor Columna (kUSD)	Área
1	-295	-	-	-	30	-5	680	3,952	900
2	-285	-	-	-	31	5	802	4,810	1,100
3	-275	-	-	-	32	15	983	5,844	1,400
4	-265	-	-	-	33	25	1,013	7,035	1,500
5	-255	-	-	-	34	35	1,231	8,363	1,900
6	-245	-	-	-	35	45	1,304	9,941	2,100
7	-235	-	-	-	36	55	1,247	11,635	2,100
8	-225	-	-	-	37	65	1,247	13,351	2,200
9	-215	-	-	-	38	75	1,350	15,266	2,500
10	-205	-	-	-	39	85	1,436	17,354	2,800
11	-195	-	-	-	40	95	1,458	19,634	3,000
12	-185	-	-	-	41	105	1,377	22,083	3,000
13	-175	-	-	-	42	115	1,339	24,608	3,100
14	-165	-	-	-	43	125	1,418	27,368	3,500
15	-155	-	-	-	44	135	1,509	30,295	4,000
16	-145	-	-	-	45	145	1,472	33,371	4,200
17	-135	-	-	-	46	155	1,391	36,238	4,300
18	-125	-	-	-	47	165	1,274	38,326	4,300
19	-115	-	-	-	48	175	1,158	38,690	4,300
20	-105	243	320	300	49	185	994	36,249	4,100
21	-95	424	763	500	50	195	797	30,546	3,700
22	-85	424	1,069	500	51	205	621	21,022	3,300
23	-75	424	1,283	500	52	215	356	9,716	2,200
24	-65	424	1,377	500	53	225	108	1,498	800
25	-55	502	1,521	600	54	235	32	94	300
26	-45	497	1,740	600	55	245	32	143	400
27	-35	659	2,085	800	56	255	5	24	100
28	-25	645	2,537	800	57	265	-	-	-
29	-15	705	3,202	900	58	275	-	-	-

Tabla 30: Resultados *footprint* para el yacimiento de oro.

1.32 ANEXO E: SONDAJES Y MODELOS SIMULADOS

A continuación se muestran los perfiles de los sondeos utilizados en la simulación de los modelos de cobre para la validación de la metodología de transición.

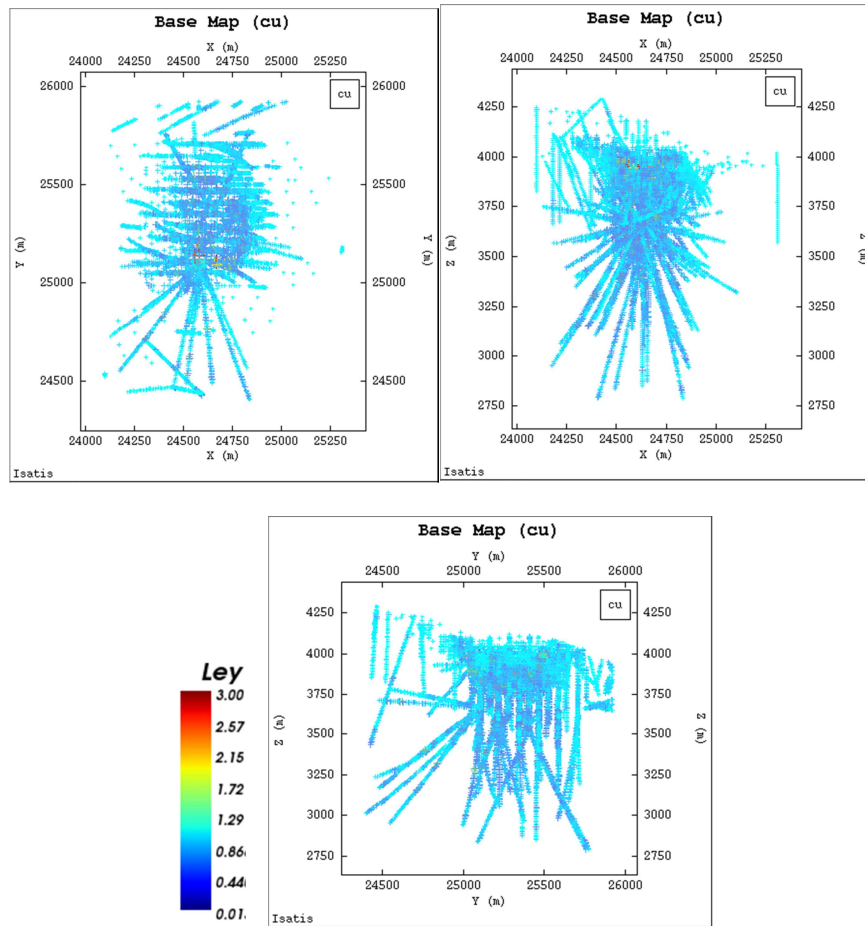


Ilustración 103: Vistas XY, XZ y ZY de los sondeos.

Respecto a los modelos simulados, la Ilustración 104 muestra algunos perfiles obtenidos.

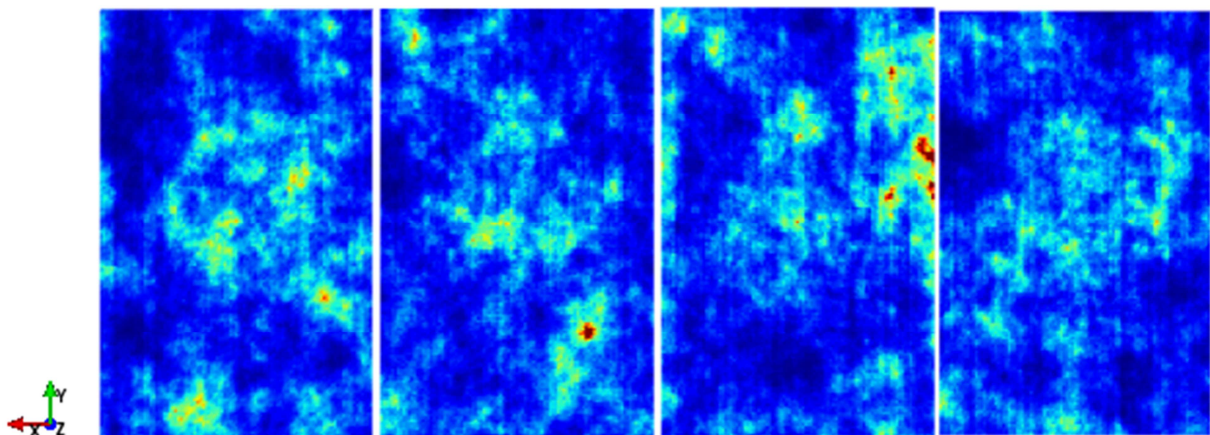


Ilustración 104: Simulación 84, 36, 9 y 27.

1.33 ANEXO F: RESULTADOS PIT FINAL

A continuación se muestran los resultados obtenidos por los distintos pits calculados de acuerdo a la posición del pilar de estabilidad.

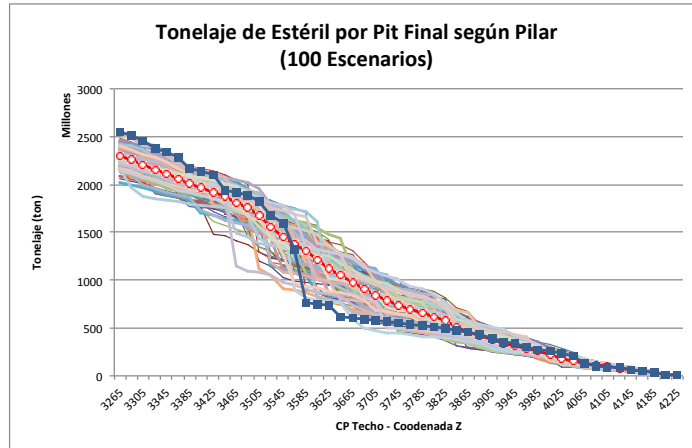


Ilustración 105: Tonelaje de estéril por pit final según pilar (100 escenarios).

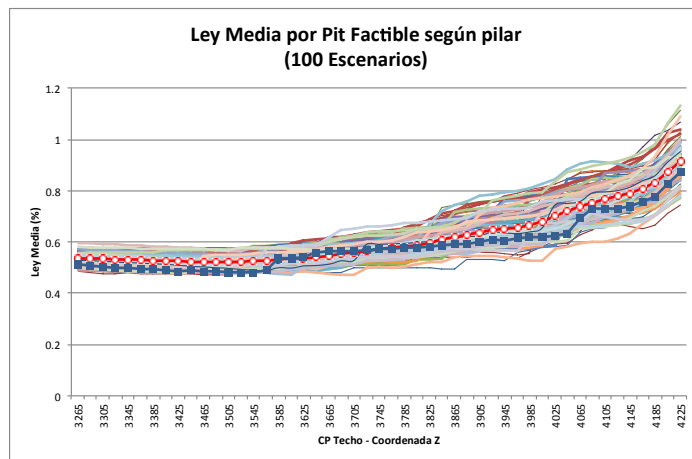


Ilustración 106: Ley media por pit factible según pilar (100 escenarios)

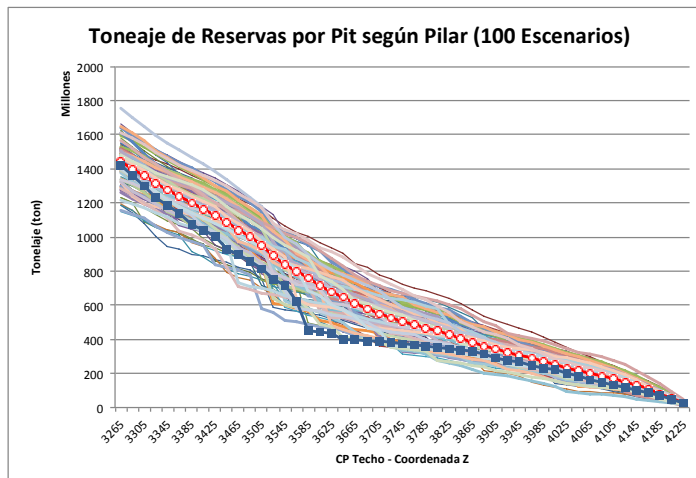


Ilustración 107: Tonelaje de reservas por pit factible según pilar (100 escenarios)

1.34 ANEXO G: RESULTADOS ENVOLVENTE SUBTERRÁNEA

A continuación se muestran los resultados obtenidos por las distintos envolventes calculadas de acuerdo a la posición del pilar de estabilidad.

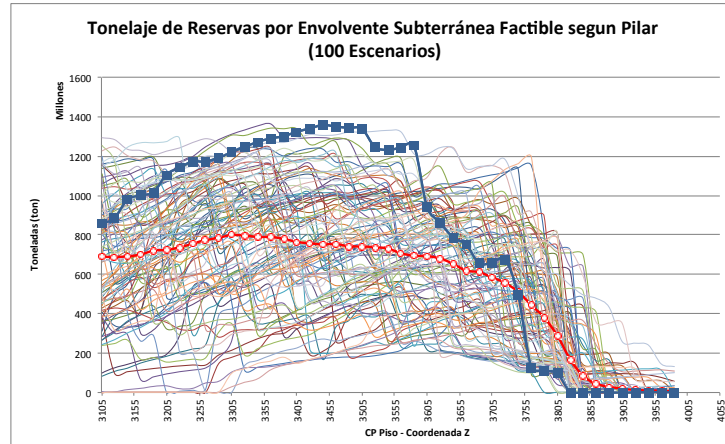


Ilustración 108: Tonelaje de reservas por envolvente subterránea factible según pilar (100 escenarios)

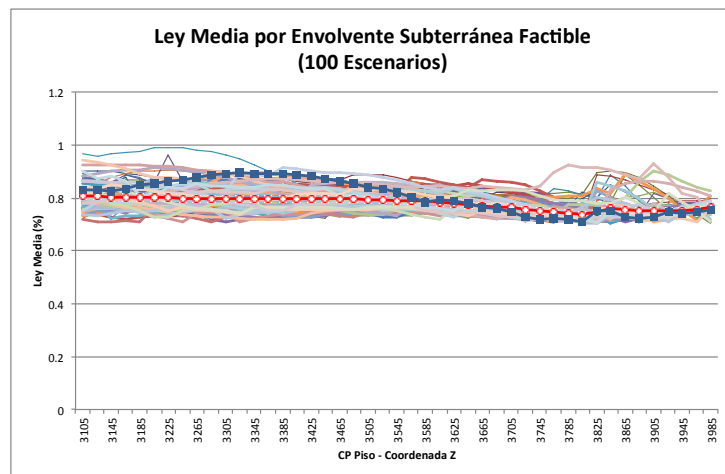


Ilustración 109: Ley media por envolvente subterránea factible según pilar (100 escenarios)