



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

ESTUDIO DE ESTRATEGIAS DE EXTRACCIÓN PARA LA MINA GOLDEX

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

JAVIER ALEXANDER DHARMAWIDJAJA MUÑOZ

PROFESOR GUÍA:
RAÚL CASTRO RUIZ

MIEMBROS DE LA COMISIÓN
HANS GÖPFERT HIELBIG
BRUNO BEHN THEUNE

SANTIAGO DE CHILE
JULIO 2012

RESUMEN

La División Goldex de la empresa Agnico Eagle Ltd., opera una mina subterránea ubicada en la ciudad de Val-d'Or, Québec, Canadá. Debido a la geometría del yacimiento (zona GEZ) y las bajas leyes de oro, la explotación considera un caserón de grandes dimensiones, utilizando una combinación de los métodos block caving por su bajo costo y alta productividad; longhole stoping, buscando una fragmentación adecuada y otorgando flexibilidad en la operación; y shrinkage debido a la estabilidad que entrega a las paredes.

A pesar de las consideraciones del método seleccionado, una de las preguntas más importantes de la faena a lo largo de su vida, es la estabilidad final de la mina. Estudios a través de modelos numéricos estiman desprendimiento de estéril proveniente del techo, lo cual ha coincidido con las mediciones reales, pero al momento de tomar la forma final del caserón, el desprendimiento ha sido considerablemente mayor. Lo anterior motiva el presente estudio que tiene como objetivo principal determinar la potencial recuperación de reservas de la mina Goldex, a partir de una revisión de antecedentes que defina los posibles escenarios esperados, con respecto a su estabilidad y la utilización de la herramienta de flujo gravitacional, REBOP.

Para que REBOP represente de forma fehaciente el flujo es necesario realizar una calibración de éste, variando los datos de entrada a ingresar, dependiendo de las características del macizo rocoso, el diseño de la mina y su programa de extracción. Los resultados entregados por REBOP muestran un error de la ley estimada mensual de 0,20 [gr/ton] y una buena coincidencia entre los espacios de aire generados, por la extracción y la propagación del caving, medidos en la operación con los visualizados en REBOP. De lo anterior se concluye que REBOP como una herramienta de planificación a largo plazo permite obtener una estimación cercana de leyes y finos a partir de un plan de producción y una estrategia de extracción dada, ayudando de esa forma a la evaluación de distintos escenarios propuestos para la explotación futura de nuevas zonas u otras ya existentes.

Calibrada la herramienta de flujo, se definieron 3 casos geomecánicos a evaluar: estable, inestable parcial y colapso. Para cada uno se consideraron además, 2 diseños posibles: 1 ó 2 niveles de producción; y 2 estrategias de extracción: uniforme y proporcional a la columna de mineral. Los resultados de las simulaciones entregaron que para los 3 casos el mejor VAN y la mayor recuperación, se obtiene utilizando 2 niveles de producción considerando una estrategia de extracción uniforme. La tabla siguiente resume los resultados obtenidos para cada caso, definiendo el diseño, estrategia de extracción, recuperación y VAN obtenido.

Tabla: Resumen de resultados para cada escenario evaluado.

Caso	Diseño	Estrategia de extracción	Recuperación	VAN
Estable	2 niveles de producción	Uniforme	97,9%	MUS \$ 828,77
Inestable Parcial	2 niveles de producción	Uniforme	82,2%	MUS \$ 534,23
Colapso	2 niveles de producción	Uniforme	70,0%	MUS \$ 492,47

ABSTRACT

Goldex Division of Agnico Eagle Ltd. operates an underground mine located in the city of Val-d'Or, Québec, Canada. Due to the geometry of the deposit (GEZ zone) and the low grades of gold, the operation considers a large stope using a combination of different underground mining methods. Block caving for its low cost and high productivity, longhole stoping aiming for a suitable fragmentation and providing flexibility to the operation, and shrinkage due to the stability it delivers to the walls.

Despite the considerations of the selected method, one of the most important questions is about the final stability of the mine. Studies through numerical modelling estimate dilution entry from the roof, which has coincided with measurements in operation, but when the final shape of the stope is achieved, the real detachment has been considerably higher. This motivates the following study. Its main objective is to determine the potential recovery at Goldex mine. From background analyses of stability, expected scenarios are defined and using the gravity flow tool REBOP different designs and draw strategies are evaluated.

To represent a reliable way of the flow, REBOP needs to be calibrated by changing the input data, depending on the characteristics of the rock mass, the mine design and extraction plan. REBOP's results, show a root mean square error of 0.20 [gr/ton] and good match between the air gaps generated by the ore extraction and the caving propagation, measured in the operation with the displayed in REBOP. From above, it is concluded that given a production plan and a draw strategy, REBOP can be used as a tool for long-term planning to get a good estimation of grades. Thereby, REBOP could help to evaluate different scenarios of future new areas or other existing ones.

With REBOP already calibrated, 3 stability scenarios were defined for the GEZ: stable, partial unstable and collapse. For each one of them, 2 designs were evaluated: 1 or 2 production levels; and 2 draw strategies: uniform and proportional to the ore column. The simulations results in all cases show that the best NPV and recovery, is the one which uses two production levels and uniform draw strategy. The following table summarizes the obtained results for each case, defining the design, draw strategy, recovery and NPV.

Table: Summary of results for each evaluated scenario.

Scenario	Design	Draw strategy	Recovery	NPV
Stable	2 production levels	Uniform	97,9%	MUS \$ 828,77
Partial unstable	2 production levels	Uniform	82,2%	MUS \$ 534,23
Collapse	2 production levels	Uniform	70,0%	MUS \$ 492,47

AGRADECIMIENTOS

Primero que todo, agradecer a quienes me han permitido dedicar estas pocas palabras, a mi mamá y papá, por toda su entrega, esfuerzo, apoyo y confianza incondicional en mí durante todo este camino recorrido. Este logro es de todos y sin ustedes hubiera sido imposible.

A mis hermanos, Jorge y Jack, por su compañía y preocupación no solamente durante estos años universitarios, sino que desde cuando compartimos en el colegio y sobretodo en familia.

A mis amigos Luis Felipe, Ricardo Roberto y Rodolfo Agustín por todas las conversaciones, alegrías, risas y palabras de aliento compartidas para poder salir adelante.

También a mis compañeros de primer año Juan, Seba, Tito, Richy, Zalo, Monigüa, Coyhaique, Juanicie y obviamente a los mineros Javito, Pera, Jorge, Breads, Nacho, Saa, Touro, Bernalota, W, Bebé, Mili, Migue, Lupi, Montse, Lucho, Cony, Dani, Werner, Ñoto y Jimmy.

Agradecer a mi profesor guía, Raúl Castro, y a la minera Agnico Eagle Ltd. por confiar en mis capacidades y aptitudes para el desarrollo de este proyecto y brindarme la gran experiencia vivida en Canadá.

Finalmente, a toda la gente presente que de una u otra forma estuvo conmigo a través de un simple saludo o abrazo en este largo proceso que termina.

Muchas gracias.

ÍNDICE

CAPÍTULO 1 «INTRODUCCIÓN»	1
1.1. Motivación del trabajo	1
1.2. Objetivos	1
1.2.1. Objetivo general	1
1.2.2. Objetivos específicos.....	1
1.3. Alcances	2
CAPÍTULO 2 «REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA»	3
2.1. Teoría de flujo gravitacional	3
2.1.1. Elipsoides de extracción y movimiento	3
2.1.2. Modelos físicos	4
2.1.3. Modelos matemáticos.....	6
2.2. Modelos de flujo gravitacional	7
2.2.1. Laubscher (2000).....	7
2.2.1.1. Flujo masivo	8
2.2.1.2. Flujo granular o gravitacional	8
2.2.1.3. Difusión en vacío	8
2.2.2. Susaeta (2004)	9
2.2.2.1. Flujo aislado.....	9
2.2.2.2. Flujo aislado – interactivo.....	10
2.2.2.3. Flujo interactivo	10
2.2.2.4. Índices.....	11
CAPÍTULO 3 «ANTECEDENTES»	13
3.1. Agnico-Eagle Limited	13
3.2. División Goldex	14
3.2.1. Ubicación	14
3.2.2. Geología	14
3.2.3. Geotecnia.....	17
3.2.4. Mina	17
3.2.4.1. Método de explotación.....	17
3.2.4.2. Manejo de minerales	18
3.2.4.3. Nivel de producción.....	20
3.2.4.4. Desarrollos, preparaciones y fortificación	20
3.2.4.5. Ventilación.....	22
3.2.5. Planta de procesamiento	24
3.2.6. Control de tiraje.....	26
3.2.6.1. Monitoreo geomecánico y microsismicidad	27
3.2.6.2. Estimación del cave back	28
3.3. Definición del problema	29
CAPÍTULO 4 «METODOLOGÍA»	31
4.1. Calibración de REBOP	31
4.2. Definición de casos a estudiar	32
4.3. Simulación de casos y evaluación económica	32

CAPÍTULO 5 «REBOP COMO HERRAMIENTA DE CONTROL DE TIRAJE»33

5.1. Herramienta de flujo: REBOP.....	33
5.1.1. Formulación del modelo REBOP	33
5.1.1.1. Límites de la IMZ	33
5.1.1.2. Movimiento interno en la IMZ	36
5.1.2. Datos de entrada para REBOP	37
5.1.2.1. Modelo de bloques.....	37
5.1.2.2. Diseño de zanja.....	37
5.1.2.3. Puntos de extracción	38
5.1.2.4. Programa de extracción.....	38
5.1.2.5. Trazadores.....	39
5.1.3. Propiedades de solución	39
5.1.3.1. Resolución	39
5.1.3.2. Mecanismos	39
5.2. Calibración de REBOP.....	40
5.2.1. Alcances de la calibración	40
5.2.2. Datos de entrada para la calibración.....	41
5.2.2.1. Modelo de bloques.....	41
5.2.2.2. Puntos de extracción y diseño de zanja.....	43
5.2.2.3. Programa de extracción.....	44
5.2.2.4. Trazadores.....	44
5.2.2.5. Casos de estudio.....	45
5.2.3. Resultados de la calibración	45
5.2.4. Conclusiones de la calibración	48

CAPÍTULO 6 «ESTIMACIONES EN REBOP».....49

6.1. Zona GEZ.....	49
6.1.1. Definición de casos a estudiar	49
6.1.1.1. Características geomecánicas.....	49
6.1.1.2. Diseño del nivel de producción.....	51
6.1.1.3. Estrategia de extracción	52
6.1.1.4. Casos de estudio.....	52
6.1.2. Resultados y evaluación económica	53
6.2. Zonas E y M.....	57
6.2.1. Zona E	58
6.2.2. Zona M.....	63

CAPÍTULO 7 «CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES».....67

7.1. Conclusiones	67
7.1.1. Calibración REBOP	67
7.1.2. Estimaciones en REBOP	68
7.2. Recomendaciones y trabajos futuros.....	69

CAPÍTULO 8 «BIBLIOGRAFÍA».....71

ANEXO A: REPORTE DE AGUA SEMANAL.....72

ANEXO B: CÁLCULO DE RADIO HIDRÁULICO DE LA ZONA GEZ.....73

ANEXO C: CÁLCULO DEL COSTO DE UN PUNTO DE EXTRACCIÓN.....74

ANEXO D: TRAZADORES EXTRAÍDOS PARA CADA CASO DE ESTUDIO ...75

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 : Elipsoides de extracción (IEZ) y movimiento (IMZ).	4
Figura 2.2 : Teoría de elipsoides (Kvapil 1992).	5
Figura 2.3 : Modelos físicos desarrollados por Marano (1980).	5
Figura 2.4 : Modelo de flujo de Laubscher (2000).	8
Figura 2.5 : Mecanismo de difusión en vacío (Laubscher 2000).	9
Figura 2.6 : Tipos de flujo (Susaeta 2004).	11
Figura 3.1 : Ubicación de la División Goldex.	14
Figura 3.2 : Ubicación de la División Goldex y geología regional.	15
Figura 3.3 : (a) Vista en planta de la geología. (b) Sección 500E.	15
Figura 3.4 : Perfil longitudinal del depósito Goldex.	16
Figura 3.5 : Representación esquemática del método de explotación Longhole Shrinkage.	18
Figura 3.6: Esquema del manejo de minerales.	19
Figura 3.7: Nivel de producción (Nivel 76).	20
Figura 3.8 : Nivel de perforación tipo.	21
Figura 3.9 : Ejemplo del patrón y configuración de la fortificación de una galería. (a) Perfil transversal. (b) Perfil longitudinal. (c) Vista en planta.	22
Figura 3.10 : Esquema del circuito de ventilación de la mina Goldex.	23
Figura 3.11 : Circuito de ventilación Nivel 76.	23
Figura 3.12 : Flowsheet de la planta de procesamiento de la mina Goldex	25
Figura 3.13 : Ejemplo de imagen para análisis de fragmentación.	26
Figura 3.14 : Ubicación de los sensores de sistema de monitoreo.	27
Figura 3.15 : (a) Eventos sísmicos antes de una tronadura. (b) Eventos sísmicos después de una tronadura.	28
Figura 3.16 : (a) Ejemplo de utilización del sistema láser. (b) Ejemplo de la estimación de cavidades.	29
Figura 3.17 : Proyección vertical de las columnas de mineral extraíbles en morado.	29

Figura 3.18 : (a) Pérdida debido a la pobre interacción de las IEZ. (b) Estudio en REBOP sobre la recuperación.....	30
Figura 4.1 : Esquema de la metodología de trabajo.	31
Figura 5.1 : Discretización en discos de la IMZ por REBOP.....	34
Figura 5.2 : (a) Disco representativo caso $Ri < Ri - 1$ (b) Disco representativo caso $Ri > Ri - 1$	34
Figura 5.3 : (a) Esquema de zanja cónica. (b) Esquema de zanja rectangular.	38
Figura 5.4 : Distribución de las leyes de oro en el modelo de bloques en la GEZ.....	41
Figura 5.5 : CavePeriod de la GEZ solo con la sección Este actualizada.	42
Figura 5.6 : (a) Sólidos de las tronaduras y los cave back. (b) Modelo de bloques con CavePeriod actualizado.....	43
Figura 5.7 : Diseño de zanja tipo.....	43
Figura 5.8 : (a) Vista en planta de los puntos de extracción en REBOP. (b) Perfil de un punto de extracción.....	44
Figura 5.9 : Ubicación de los trazadores en REBOP.....	45
Figura 5.10 : Ley de oro mensual para los distintos casos de estudio para la calibración.	46
Figura 5.11 : Air gap antes de la tronadura de Marzo 2010 para el caso 2.	47
Figura 5.12 : Análisis de fragmentación a través de imágenes.	48
Figura 6.1 : Sección transversal representativa. En azul los límites de fallamiento.	50
Figura 6.2 : Gráfico de hundibilidad por Laubscher.	51
Figura 6.3 : (a) Vista en planta de el Nivel 73. (b) Vista longitudinal del Nivel 73.	52
Figura 6.4 : Configuración del material a extraer.....	52
Figura 6.5 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso estable – diseño 1.	55
Figura 6.6 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso estable – diseño 2.	55
Figura 6.7 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso inestable parcial – diseño 1.	56
Figura 6.8 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso inestable parcial – diseño 2.	56
Figura 6.9 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso colapso – diseño 1.	57

Figura 6.10 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso colapso – diseño 2.	57
Figura 6.11 : Modelo de bloques de la zona E.	58
Figura 6.12 : Curva tonelaje – ley zona E.	58
Figura 6.13 : Diseño 1 para la zona E. (a) Vista isométrica. (b) Perfil transversal.	59
Figura 6.14 : Diseño 2 para la zona E. (a) Vista isométrica. (b) Perfil transversal.	59
Figura 6.15 : Perfil de leyes de simulaciones para el caserón superior de la zona E.	62
Figura 6.16 : Perfil de leyes de simulaciones para el caserón inferior de la zona E.	62
Figura 6.17 : Perfil de leyes de las simulaciones con extracción consecutiva de los caserones de la zona E.	63
Figura 6.18 : Perfil de leyes de las simulaciones con extracción simultánea de ambos caserones de la zona E.	63
Figura 6.19 : Modelo de bloques de la zona M.	64
Figura 6.20 : Curva tonelaje – ley zona M.	64
Figura 6.21 : Zona M (a) Vista isométrica. (b) Perfil transversal. (c) Vista en planta.	65
Figura 6.22 : Perfil de leyes de cada simulación para la zona M.	66
Figura 7.1 : (a) Altura de interacción para la zona E. (b) Estéril inestable entre los caserones de la zona E.	69
Figura A.1 : Ejemplo de reporte de agua semanal.	72
Figura B.1: Vista en planta de la zona GEZ.	73
Figura C.1 : Esquema de un punto de extracción.	74

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 : Resumen de modelos matemáticos de flujo gravitacional.	7
Tabla 2.2 : Tipo de flujo según velocidad de flujo (Susaeta 2004)	11
Tabla 3.1 : Producción y costos de operación.	13
Tabla 3.2 : Reservas y recursos de la mina Goldex (31 de Diciembre de 2010).....	17
Tabla 3.3 : Valores de los esfuerzos principales.	17
Tabla 3.4 : Índices del macizo rocoso.	17
Tabla 5.1 : Propiedades del macizo rocoso.	42
Tabla 5.2 : Características de zanjas.....	43
Tabla 5.3 : Resumen de extracción por caserón.	44
Tabla 5.4 : Propiedades de los casos de estudio para la calibración de REBOP.....	45
Tabla 5.5 : RMSE asociado a la ley de oro mensual para los distintos casos de estudio para la calibración.	47
Tabla 6.1 : Resumen de los casos de estudio para la zona GEZ.	53
Tabla 6.2 : Parámetros para la evaluación económica.....	53
Tabla 6.3 : VAN para cada caso de estudio de la zona GEZ.....	53
Tabla 6.4 : Recuperación de reservas para cada caso de estudio de la zona GEZ.	54
Tabla 6.5 : Meses de extracción según cada programa.	60
Tabla 6.6 : Producciones diarias por punto de extracción según cada programa.....	60
Tabla 6.7 : Resultados de las simulaciones para el diseño 1 de la zona E.	61
Tabla 6.8 : Resultados de las simulaciones para el diseño 2 de la zona E.	61
Tabla 6.9 : Resultados de las simulaciones para la zona M.	65
Tabla 7.1 : Parámetros escogidos para las estimaciones.	68
Tabla C.1 : Costos asociados a un punto de extracción.....	74
Tabla C.2 : Resumen de costos por punto de extracción.....	74

CAPÍTULO 1 «Introducción»

1.1. Motivación del trabajo

En cualquier método de explotación por hundimiento, uno de los principales desafíos es maximizar la recuperación de mineral y a su vez, minimizar la extracción de estéril (dilución). Para lograr lo anterior, se ha realizado una gran cantidad de estudios dedicados a entender el comportamiento del mineral en función de su extracción y así poder determinar cuáles son las mejores prácticas para el diseño minero y su operación. Entre todos los resultados obtenidos, destacan teorías de flujo gravitacional, ábacos empíricos para el diseño minero y programas computacionales que simulan el flujo del mineral.

Gracias a lo anterior, buenas estimaciones de leyes y la comprensión del comportamiento del material quebrado, producto de la extracción planificada, permiten mejoras a los planes de producción y ayuda en la toma de decisiones, como por ejemplo, en qué periodo cerrar los puntos de extracción o lograr el envío de leyes más regulares a la planta de procesamiento.

El presente trabajo, a través de la utilización de herramientas computacionales, busca responder para un caso real cuál es el potencial de recuperación de reservas actualmente. Para ello se estudiarán distintos escenarios posibles, evaluando distintos diseños y estrategias de extracción, para así poder determinar cuál es la mejor combinación para la obtención de un mayor beneficio económico.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

El objetivo principal del trabajo es determinar la potencial recuperación de reservas de la mina Goldex, utilizando el software de modelación numérica de flujo gravitacional REBOP, estudiando diferentes escenarios y evaluando distintos diseños y estrategias de extracción.

1.2.2. Objetivos específicos

- Revisión bibliográfica sobre la teoría de flujo y recolección de antecedentes de la División Goldex para el desarrollo del estudio.
- Calibración de la herramienta de flujo REBOP con respecto a División Goldex.
- Desarrollo de una metodología de evaluación, incorporando la herramienta de flujo, con el objetivo de maximizar la recuperación y el valor económico del yacimiento.
- Determinación para la División Goldex, la recuperación de reservas y su valor económico para distintos escenarios, considerando el diseño, estrategia de extracción y variables geomecánicas.

1.3. Alcances

El trabajo en terrero tuvo lugar en Agnico-Eagle Mines Limited, División Goldex, Val-d'Or, Québec, Canadá, desde el 23 de enero hasta el 31 de julio del año 2011. En este período de seis meses, se realizó la recolección de información que se utilizó en la calibración y validación de REBOP. Los datos recopilados corresponden desde el año 2008 hasta 2011. Este trabajo es parte del proyecto "Draw strategies for Goldex Mine ", ejecutado por el Block Caving Laboratory (BCL) del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile.

CAPÍTULO 2 «Revisión bibliográfica»

2.1. Teoría de flujo gravitacional

El flujo gravitacional consiste en el movimiento, traslación y rotación, de un conjunto de partículas a causa de la gravedad, las cuales deben vencer la resistencia al corte, teniendo un gran impacto en la recuperación de mineral y la entrada de dilución total en la operación de minas por hundimiento.

El estudio de este fenómeno, consiste en representar el movimiento del material fragmentado a través de modelaciones físicas o matemáticas, logrando una estimación de su comportamiento, siendo posible la utilización de los resultados, como por ejemplo, para determinar el espaciamiento óptimo entre puntos de extracción en etapas de diseño, o para determinar y mejorar las prácticas operaciones de extracción y su control. Para la realización de este tipo de estudios es necesario, en una primera instancia, observar y recopilar toda la información posible acerca del mineral y las condiciones a las que es sometido. Luego, elegir la metodología de trabajo y formular cómo se piensa resolver la problemática. Y finalmente, calibrar y validar la herramienta utilizada.

El fenómeno de flujo gravitacional comenzó a ser estudiado, luego de haberse implementado por primera vez el método de Block Caving en Estados Unidos (Lehman 1916). Desde entonces se ha desarrollado una gran variedad de estudios, principalmente modelos físicos de laboratorio usando en su mayoría arena, grava o roca fragmentada, y a escala mina utilizando marcadores, como por ejemplo, neumáticos, barras de acero adjuntas a rocas, restos de construcciones en niveles superiores, etc. Además de los modelos físicos, actualmente tienen gran importancia los estudios a través de modelaciones matemáticas, algunas basadas en métodos teóricos estocásticos y otras, en el análisis y resolución de ecuaciones de balance de esfuerzos, siendo herramientas de gran velocidad para simular y predecir el flujo gravitacional.

2.1.1. Elipsoides de extracción y movimiento

En los estudios sobre flujo gravitacional, existen dos conceptos principales que describen la forma generada por el material que se ha desplazado debido a la extracción. El primero se refiere al límite o contorno definido por la posición inicial del material que ha sido extraído en un periodo de tiempo determinado, denominado “Isolated Extraction Zone (IEZ)” o elipsoide de extracción. El segundo hace referencia al límite o contorno definido por la posición inicial del material que se ha movido desde su posición inicial, pero que no necesariamente ha sido extraído, en un periodo de tiempo determinado. Este concepto se ha denominado “Isolated Movement Zone (IMZ)” o elipsoide de movimiento. Los términos antes descritos se pueden apreciar en la Figura 2.1.

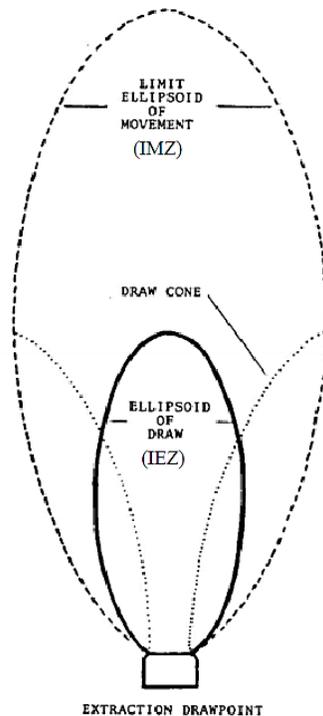


Figura 2.1 : Elipsoides de extracción (IEZ) y movimiento (IMZ).

2.1.2. Modelos físicos

El estudio del flujo gravitacional a través de modelos físicos lleva cerca de un siglo. Lehman (1916) y McNicholas et al. (1946) utilizaron modelos físicos para estudiar la recuperación de mineral en la mina de cobre Miami y la mina Climax Molybdenum respectivamente, ambas en Estados Unidos. Los experimentos consistieron en la variación de la fragmentación del mineral y estéril, y el espaciamiento entre puntos de extracción. Los resultados obtenidos solamente fueron cualitativos con respecto a los parámetros variados, debido a que no utilizaron marcadores que permitieran la medición de las zonas de movimiento y extracción. Sin embargo, McNicholas observó que al utilizar una fragmentación más gruesa se generaban arcos de mayores dimensiones que con fragmentación fina, por lo que era posible definir un mayor espaciamiento entre puntos de extracción.

Estudios importantes, utilizando arena como material granular, fueron realizados por Kvapil (1965, 1992), donde su objetivo principal fue la búsqueda de relaciones matemáticas para caracterizar el flujo gravitacional en tolvas y silos. También, junto con Janelid (Janelid and Kvapil 1966), realizó trabajos relacionados con el método de explotación Sub Level Caving y basado en las observaciones del modelo, postuló que luego que una cantidad de material haya sido extraída en un periodo de tiempo determinado, se generaba una zona semejante a una elipse que denominó elipsoide de extracción, y a su vez, existía otra zona que denominó elipsoide de aflojamiento. A pesar, de que eran modelos pequeños en dos dimensiones, sus resultados fueron de gran importancia siendo utilizados como una herramienta para el diseño durante años. En la Figura 2.2 se aprecia la teoría propuesta por Kvapil.

Laubscher, Heslop, Marano y Susaeta (Heslop 1983; Heslop and Laubscher 1981; Laubscher 1994, 2000; Marano 198; Susaeta 2004) desarrollaron modelos físicos en tres dimensiones con arena, principalmente para estudiar la interacción entre puntos de extracción adyacentes, Figura 2.3. En sus estudios, observaron que los marcadores dispuestos en la parte superior del modelo se desplazaban hacia el punto de vaciado de forma uniforme cuando la extracción de los puntos era simultánea en comparación a una extracción aislada, traduciéndose lo anterior en la denominada teoría de flujo interactivo propuesta por Laubscher (se analiza en mayor detalle en el Capítulo 2, Sección 2.2.1).

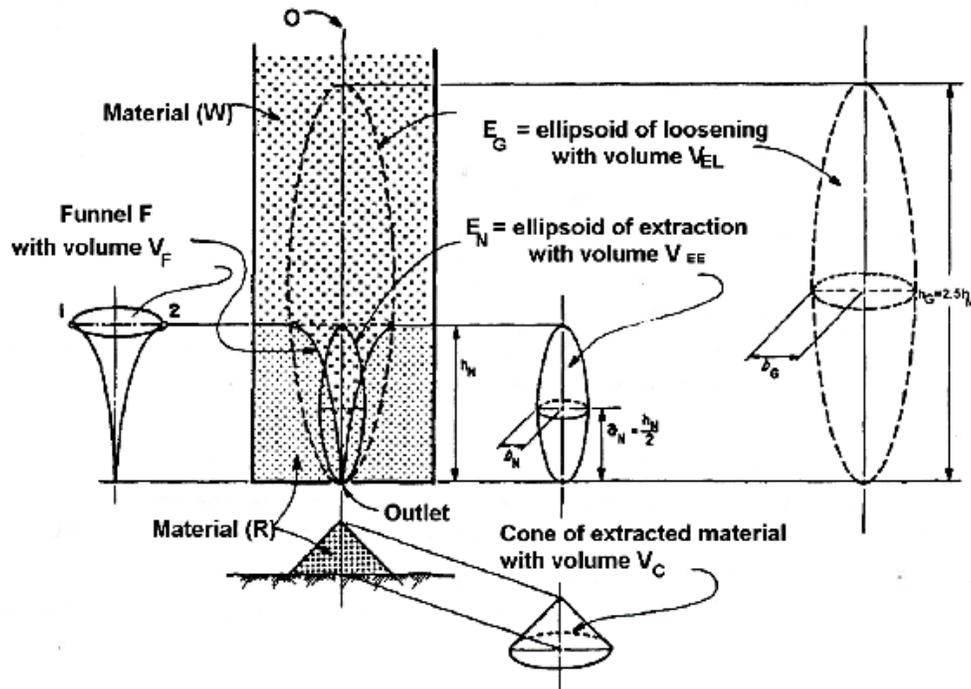


Figura 2.2 : Teoría de elipsoides (Kvapil 1992).

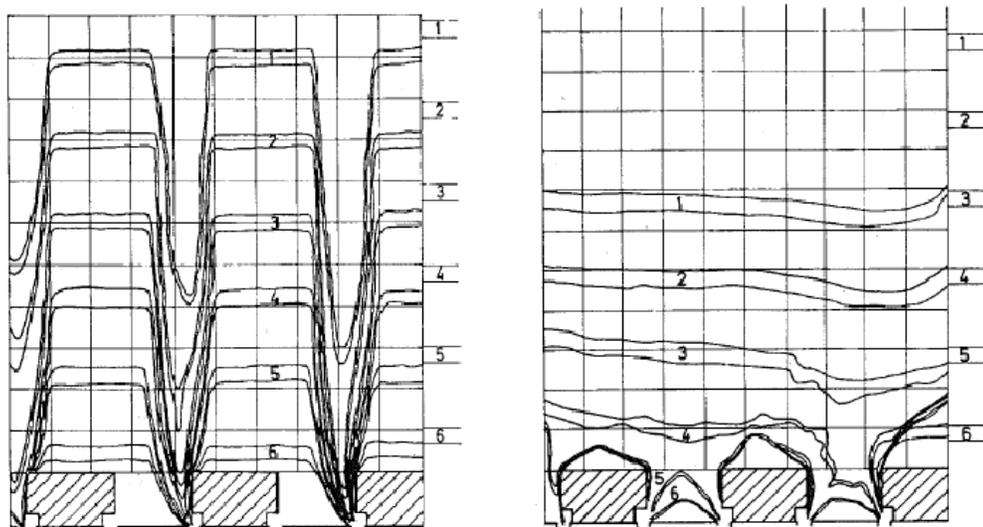


Figura 2.3 : Modelos físicos desarrollados por Marano (1980).

Otros estudios con grava han sido realizados, permitiendo una mejor aproximación con respecto al mineral que se posee en una mina. Sin embargo, esto lleva

a que los modelos sean significativamente más grandes en comparación a los modelos de arena a una misma escala. Importantes han sido los desarrollados por Janelid (1972), Peters (1984) y Power (2004), orientados a estudiar el factor de escala necesario para representar una mina en un modelo físico, concluyendo que una escala de 1:30 o superior es lo suficientemente buena para lograr resultados aceptables y representativos, como también, los efectos del tamaño de partículas, las dimensiones de los puntos de extracción y el espaciamiento entre puntos en la forma de las zonas de flujos para un punto aislado o varios puntos.

Bajo el “International Caving Study II”, se desarrolló un modelo físico en tres dimensiones utilizando gravilla como material fragmentado. Gracias al modelo experimental se concluyó que las zonas de extracción crecerán de forma indefinida a medida que se extrae material desde los puntos de extracción y cuando se realice un tiraje aislado, las zonas de extracción se verán influidas en mayor medida por la altura de material y la masa extraída por el punto (Castro et al., 2007). Además, se observó que para los rangos de tamaño de partículas utilizados, el efecto sobre las dimensiones de las zonas de movimiento y extracción eran mínimos.

2.1.3. Modelos matemáticos

En la actualidad se ha desarrollado una gran cantidad de modelos matemáticos, de los cuales algunos han sido utilizados en la industria minera y otros han sido desarrollados fundamentalmente para la investigación. Se pueden clasificar en dinámicos y cinemáticos dependiendo de la base teórica utilizada y el propósito por el cual han sido desarrollados. Este tipo de herramientas ha aumentado su importancia debido a su utilidad para predecir el flujo gravitacional y el menor tiempo que requieren.

Los modelos dinámicos simulan el flujo gravitacional a través de una teoría mecánica, es decir, desarrollan ecuaciones de balance de fuerzas entre partículas y con ello, determinan su movimiento o flujo. Este tipo de modelaciones son las más fundamentales para obtener aproximaciones del flujo gravitacional, pero para validaciones a escala mina no son muy amigables, debido al limitado número de partículas que se pueden simular con las capacidades físicas de los computadores actuales.

Los modelos matemáticos, que simulan la cinemática del flujo, incluyen una componente estocástica o autómatas celulares. En las aproximaciones estocásticas, el flujo es simulado usando elementos discretos que migran hacia abajo por efecto de la gravedad a medida que se extrae material del punto de extracción. Este tipo de simulaciones estocásticas fue propuesto originalmente por Litwiniszyn y Mullins. Las simulaciones realizadas a través de autómatas celulares se basan en reglas locales más un set de probabilidades, determinando el movimiento de las partículas. Algunos estudios sobre autómatas celulares se pueden encontrar en Sharrock et al. (2004) y Castro (2007).

La Tabla 2.1, resume los modelos matemáticos utilizados para la simulación de flujo gravitacional.

Tabla 2.1 : Resumen de modelos matemáticos de flujo gravitacional.

Modelling approach	Contact forces	Discrete media	Gravity flow patterns	Input parameters	Calibration and validation	Ability to study flow mechanisms	Draw control applications
Distinct element	✓	✓	✓	Material characteristics obtained through classical mechanics: particle elements limit the size, shape and friction	Limited amount of elements limit the possibility of validation	✓	X
Finite element	✓	X	X	Continuum material parameters: friction angle, elastic modulus, dilatancy and failure model	Particle size cannot be incorporated	✓	X
REBOP	X	X	✓	Erosion, collapse and velocity profile	Can be calibrated using experimental IEZ and IMZ's	X	✓
Stochastic continuum	X	X	✓	Diffusion coefficients, density change in a continuum media, boundary conditions	Can be calibrated using experimental IEZ and IMZ's	X	✓
Stochastic	X	X	✓	Probabilities of fill vacancy	Can be calibrated using experimental IEZ	X	✓
Cellular automata	X	✓	✓	Probabilities of fill vacancy and rules for transition function	Can be calibrated using experimental IEZ and IMZ's	✓	✓
LGrCA	✓	✓	✓	Modes of particle collision and propagation in a fixed lattice	Can be calibrated using experimental IEZ and IMZ's	✓	X
Volumetric models	X	X	X	Flow parameters including PED, height of interaction and flow geometry	Could be calibrated using mine grades or a flow model	X	✓

2.2. Modelos de flujo gravitacional

2.2.1. Laubscher (2000)

A partir de los resultados obtenidos en los variados estudios (Capítulo 2, Sección 2.1), Laubscher desarrolla una teoría de flujo, la cual propone que dependiendo de los esfuerzos alrededor de las excavaciones, la interacción entre puntos de extracción va a ocurrir cuando éstos se encuentren a una distancia igual o menor a 1,5 veces el diámetro de tiraje aislado (Laubscher 1994, 2000). Lo anterior, según el investigador, es a causa de la falla del pilar entre las zonas de movimiento por un aumento y una disminución de los esfuerzos verticales y laterales respectivamente sobre éste, induciendo un movimiento lateral en el material quebrado. Esta teoría ha sido aceptada ampliamente siendo utilizada para el diseño de minas por hundimiento.

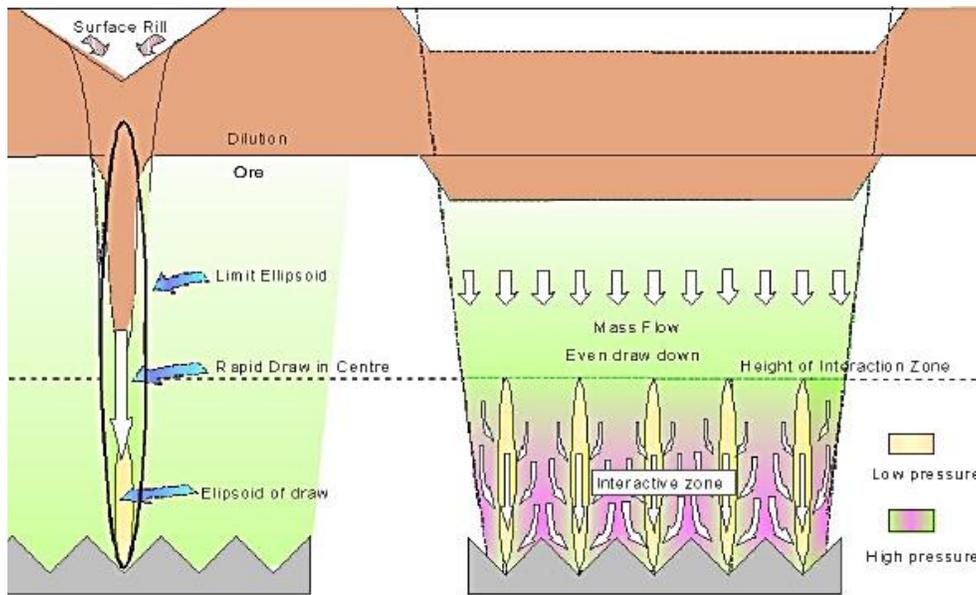


Figura 2.4 : Modelo de flujo de Laubscher (2000).

Tres posibles mecanismos de flujo caracteriza Laubscher en su teoría: flujo masivo, flujo granular o gravitacional y difusión en vacío. A continuación, se describe cada uno de los mecanismos antes mencionados.

2.2.1.1. Flujo masivo

Ocurre en la parte superior del material quebrado en un método de hundimiento, en el cual la subsidencia se encuentra uniforme. La trayectoria seguida por las partículas es cercana a ser vertical y, preferente hacia las zonas de menor presión (mayor porosidad) y hacia los grupos de puntos con una mayor tasa de extracción. En este tipo de flujo no existe mezcla vertical ni horizontal y el material fino se desplaza a la misma velocidad que el grueso. Esta zona de flujo masivo está delimitada por una zona inferior de interacción y mezcla.

2.2.1.2. Flujo granular o gravitacional

Cuando una gran cantidad de puntos de extracción se encuentran activos de forma simultánea, las características de extracción pueden cambiar drásticamente. Existe una zona de flujo masivo en la parte superior de la columna de material quebrado y en la parte inferior, una zona de interacción de esfuerzos que pueden inducir la migración lateral de material ubicado sobre los puntos de extracción con menor tasa de producción o en las columnas entre las zonas de movimiento, o hacia los puntos de extracción con una mayor tasa de producción. Este movimiento lateral de material es importante ya que ayuda a igualar la tasa de subsidencia en la zona superior de flujo masivo.

2.2.1.3. Difusión en vacío

Este mecanismo está asociado a las primeras etapas de un método por hundimiento, donde el material es principalmente grueso y angular, y la teoría “elipsoidal” no es representativa. El flujo en esta etapa es irregular generando vacíos

hacia la superficie con forma de “dedos” como se aprecia en la Figura 2.5. En el caso de un punto de extracción que opera de forma aislada, sucesivos vacíos sobre el punto de extracción generan zonas de menor densidad, favoreciendo el flujo de mineral, mientras que el material a sus alrededores se compacta bajo la influencia de los esfuerzos. Lo anterior, puede definir un camino preferente para el material fino y una entrada de dilución temprana. Diferente es, cuando una serie de puntos de extracción se encuentran activos, logrando un traslape entre los vacíos produciendo una mezcla horizontal y vertical del material quebrado. Además, el traslape de una gran cantidad de vacíos hace que éstos mismos sean inestables, deteniendo la entrada temprana de material fino y favoreciendo un flujo vertical (flujo masivo).

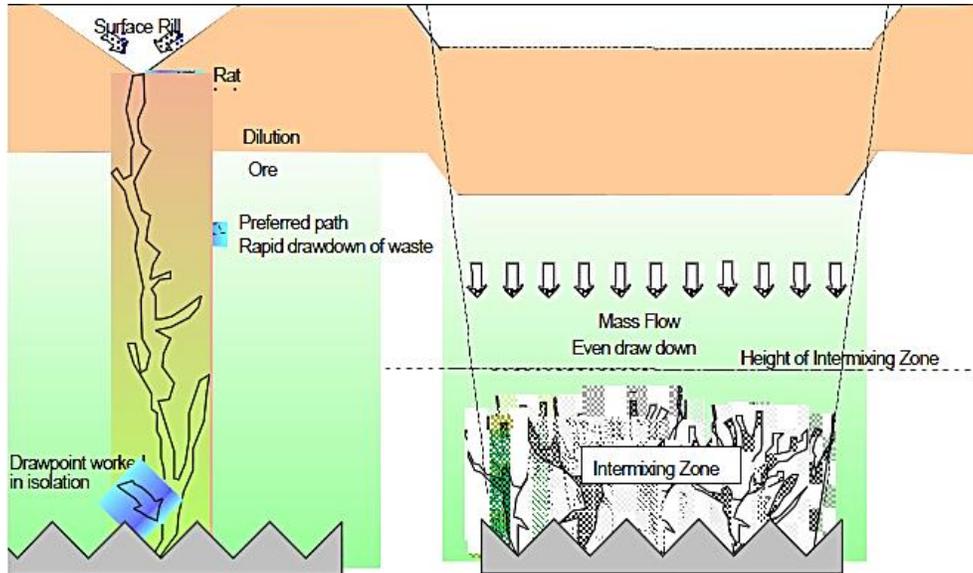


Figura 2.5 : Mecanismo de difusión en vacío (Laubscher 2000).

2.2.2. Susaeta (2004)

El modelo de flujo propuesto por Susaeta es el resultado de cuatro años de investigación en modelos físicos de arena, análisis conceptual y back análisis con respecto a minas pertenecientes a Codelco, Chile. Los factores claves que determinan el comportamiento del flujo según Susaeta son: la extracción, las propiedades del material (ángulo de fricción interno, humedad, densidad, fragmentación, rugosidad, etc.) y la geometría de la malla de extracción. Basado en lo anterior, define tres posibles comportamientos: aislado, aislado – interactivo e interactivo. Además, propone algunos índices y conceptos para asegurar, controlar, caracterizar y evaluar el fenómeno de flujo masivo.

2.2.2.1. Flujo aislado

Las principales características para este tipo de flujo son el diámetro de tiraje aislado (D_{ta}) y el asentamiento uniforme. El D_{ta} se identifica cuando un punto es extraído de forma aislada generando una “chimenea de movimiento vertical” con un diámetro casi constante en toda su altura. Este diámetro constante se denomina diámetro de tiraje aislado definido principalmente por el ángulo de fricción interno del material

quebrado y su humedad. El D_{ta} es independiente del ancho del punto de extracción y se alcanza a una altura de dos veces el D_{ta} desde el punto de extracción. El asentamiento uniforme, es un estado que se obtiene cuando los puntos son cerrados y no hay actividad por un periodo prolongado de tiempo e incluso si hubo extracción aislada de un punto, el material quebrado logra “asentarse” de manera uniforme. Este fenómeno se genera por una lenta propagación de movimiento dentro de la excavación debido a que los esfuerzos se equilibran alrededor de las columnas de extracción, produciendo movimiento lateral de material hacia las columnas y asentamiento en la superficie.

2.2.2.2. *Flujo aislado – interactivo*

El flujo aislado – interactivo se caracteriza por la existencia de distintas tasas de flujo (velocidad) en el material quebrado debido a la extracción de dos o más puntos de extracción. Se observa un flujo sobre los puntos de extracción y otro en los pilares entre puntos, siendo el primero de mayor velocidad (se asemeja a un flujo aislado) que el segundo, retrasando la entrada de la dilución y generando pequeños cráteres en superficie. Lo anterior, se logra debido a la superposición de las zonas de movimiento de los puntos de extracción, ocurriendo cuando la distancia entre puntos es menor a 1,5 veces el D_{ta} . Además, existe mezcla horizontal en las cercanías del punto de extracción.

2.2.2.3. *Flujo interactivo*

La diferencia del flujo interactivo con el aislado – interactivo, es que en el primero el flujo de todo el material, sobre los puntos y pilares, posee la misma velocidad, logrando un movimiento descendente uniforme, semejante al flujo masivo propuesto por Laubscher. La distancia para lograr un flujo interactivo tiene que ser menor a 1,2 veces el D_{ta} .

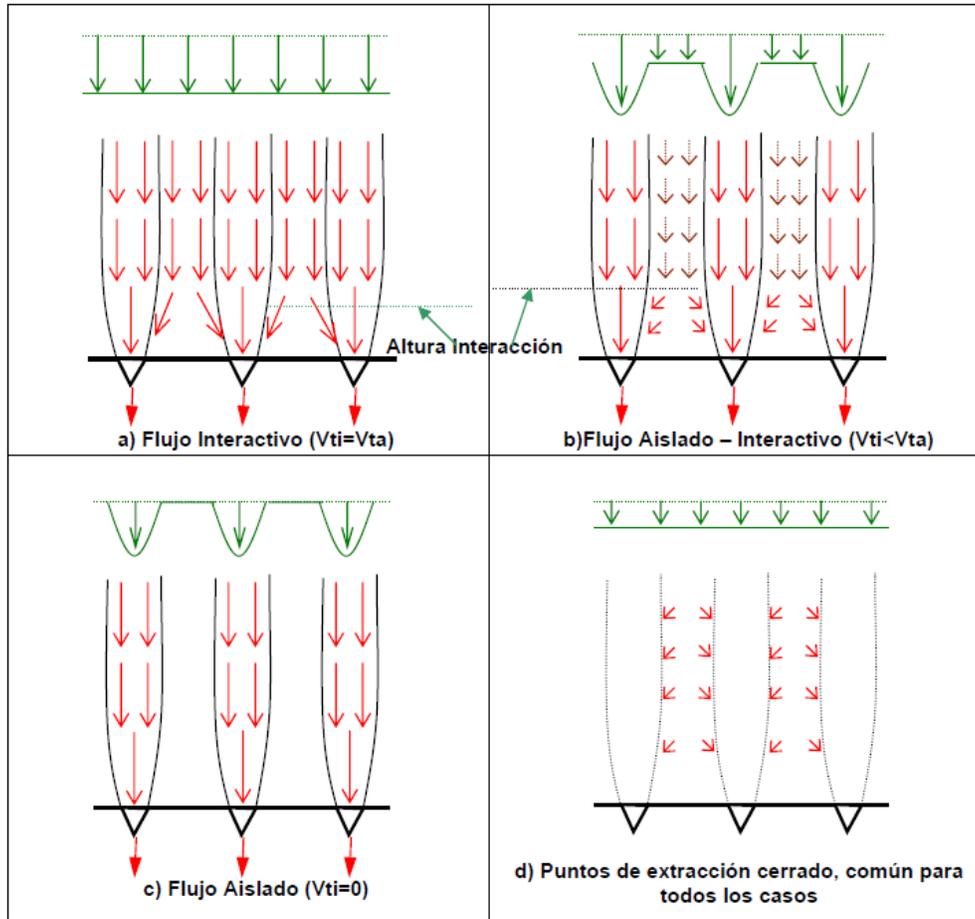


Figura 2.6 : Tipos de flujo (Susaeta 2004).

2.2.2.4. Índices

Para caracterizar cada tipo de flujo, Susaeta propone la utilización de las tasas o velocidades de flujo sobre los puntos de extracción y pilares, definiendo el índice G_i al cociente entre la velocidad aislada (v_{ta} , velocidad sobre los puntos de extracción) y la velocidad de interacción (v_{ti} , velocidad en los pilares entre puntos). En la Tabla 2.2 se observa la interpretación del índice propuesto.

Tabla 2.2 : Tipo de flujo según velocidad de flujo (Susaeta 2004)

Tipo de flujo	Tasa o velocidad de flujo	$G_i = \frac{v_{ti}}{v_{ta}}$
Aislado	v_{ti}	$G_i = 0$
Asilado – Interactivo	$v_{ta} > v_{ti} > 0$	$0 < G_i < 1$
Interactivo	$v_{ta} = v_{ti}$	$G_i = 1$

2.3. Conclusiones

El flujo gravitacional es un fenómeno de gran interés para varios investigadores, debido a su influencia en el diseño, operación y control de tiraje en el nivel de producción. Estudios de este fenómeno han sido llevados a cabo principalmente a través de modelos físicos utilizando arena o grava, modelos matemáticos y observaciones a escala real de una mina.

De lo anterior, se ha hecho posible identificar dos zonas características del flujo debido a la extracción de material desde un punto, la IEZ, definida por el material que ha sido extraído en un periodo de tiempo determinado y la IMZ por el material que se ha movido en el mismo periodo de tiempo. Estas zonas influyen de forma directa en el diseño minero y por consiguiente, en la recuperación final de las reservas. Además de definir metodologías de diseño, los estudios anteriores han permitido proponer distintos tipos de modelos flujo y con ello, considerar distintas estrategias de extracción dependiendo del objetivo a cumplir, por ejemplo, extraer de forma uniforme obteniendo un flujo masivo del mineral, extraer de manera proporcional a la altura de columnas agotando todos los puntos de extracción en el mismo periodo, extraer las mayores leyes primero para obtener un mejor VAN o una estrategia que controle la entrada de dilución o la interface estéril – mineral.

CAPÍTULO 3 «Antecedentes»

3.1. Agnico-Eagle Limited

Agnico-Eagle Limited es una empresa productora de oro, como su metal principal, con su casa matriz ubicada en Canadá. Sus minas en operaciones se encuentran en los países de Canadá, Finlandia y México. Además, posee proyectos de exploración en los países antes mencionados más, Estados Unidos. Las minas actualmente en operación son:

- (1) LaRonde, Canadá.
- (2) Goldex, Canadá.
- (3) Lapa, Canadá.
- (4) Meadowbank, Canadá.
- (5) Kittila, Finlandia.
- (6) Pinos Altos, México.

En el aspecto económico, la estrategia de inversión de la compañía consiste en la inversión en proyectos de bajo riesgo y que sean consistentes para el crecimiento de su negocio y aumento del valor de sus acciones. Con la estrategia anterior, delinea sus objetivos principales:

- ✓ Incrementar su producción anual de oro a 1,0 – 1,1 millones de onzas, a través de la exploración y construcción de nuevas minas, y la expansión de faenas actuales.
- ✓ Aumentar sus reservas de oro a 20 – 21 millones de onzas con una fuerte exploración en los territorios pertenecientes a la compañía.
- ✓ Sumar proyectos y activos de gran calidad para su portafolio. Principalmente pequeñas compañías o proyectos, que puedan ser adquiridos a precios favorables y fáciles de llevar a cabo.
- ✓ Obtener costos de producción bajos, considerados una ventaja comparativa en cualquier periodo del precio del metal.

Para el año 2011, la compañía prevé los siguientes números entre todas sus operaciones:

Tabla 3.1 : Producción y costos de operación.

Ítem	Unidad	Valor
Oro	[Moz]	1,13 – 1,23
Costo total efectivo	[US\$/oz]	420 – 470
Plata	[oz]	6.190.000
Zinc	[ton]	72.000
Cobre	[ton]	4.000

3.2. División Goldex

3.2.1. Ubicación

La División Goldex es parte de una gran cadena de operaciones y proyectos de exploración que posee la compañía Agnico-Eagle en la región de Abitibi, Québec, Canadá. La mina y planta de procesamiento se ubican a 4 kilómetros de la ciudad de Val-d'Or y a unos 60 kilómetros al este de la mina LaRonde. Esta cercanía, permite una sinergia entre ambas faenas, ayudando a que la División Goldex posea los menores costos de operación de la empresa, gracias al envío de su concentrado a LaRonde.



Figura 3.1 : Ubicación de la División Goldex.

3.2.2. Geología

La División Goldex se encuentra al sureste de la región de Abitibi, siendo parte del Cinturón de Rocas Verdes de Abitibi, caracterizado principalmente por granito y rocas verdes (este cinturón es el más grande del mundo en su tipo 85.000 [km²], Card, 1990) y también una de las áreas con mayor presencia minera.

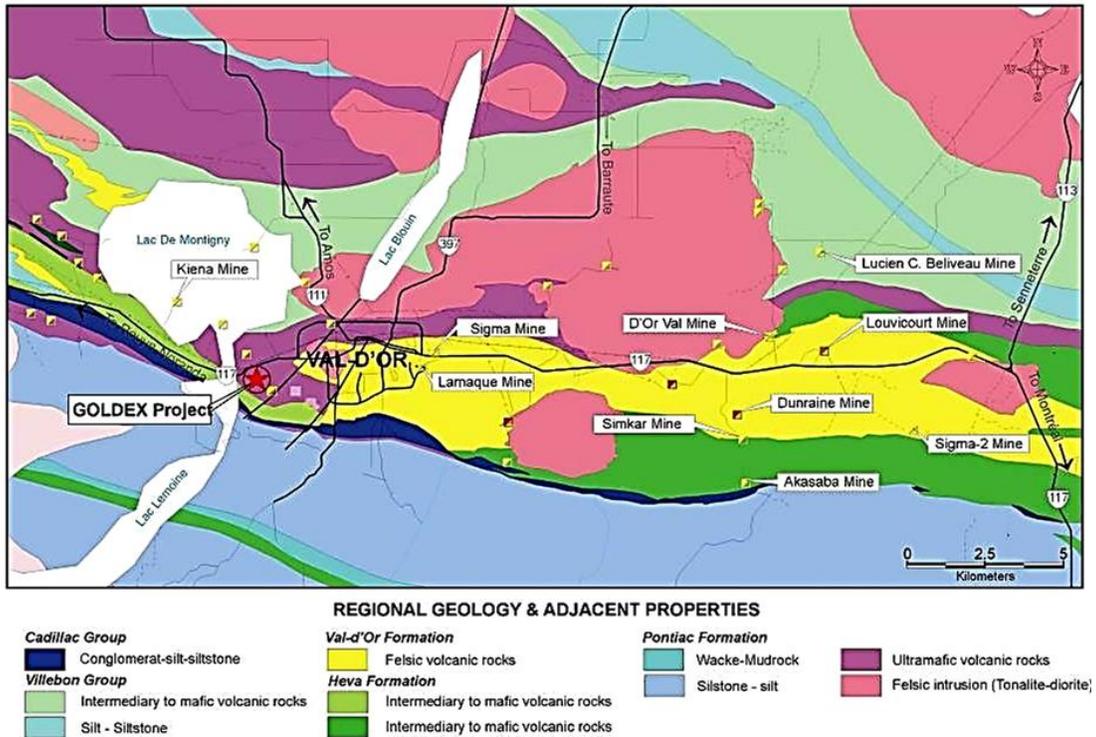


Figura 3.2 : Ubicación de la División Goldex y geología regional.

El depósito Goldex se encuentra asociado a rocas volcánicas máficas y ultramáficas, las cuales son intruidas por un gran cuerpo de cuarzo – diorita con forma de tabla y pequeños diques de tipo feldespató – porfídico, todos orientados con rumbo N280 y un manteo entre 75° – 80° hacia el norte. Los dominios geológicos más importantes son la granodiorita, basaltos (máfico), milonita, komatiita (ultramáfico) y pequeños diques de diabasa. Los basaltos, milonita y komatiita se encuentran en el norte y sur de la granodiorita, mientras que los diques de diabasa cortan el cuerpo casi de forma perpendicular (Figura 3.3).

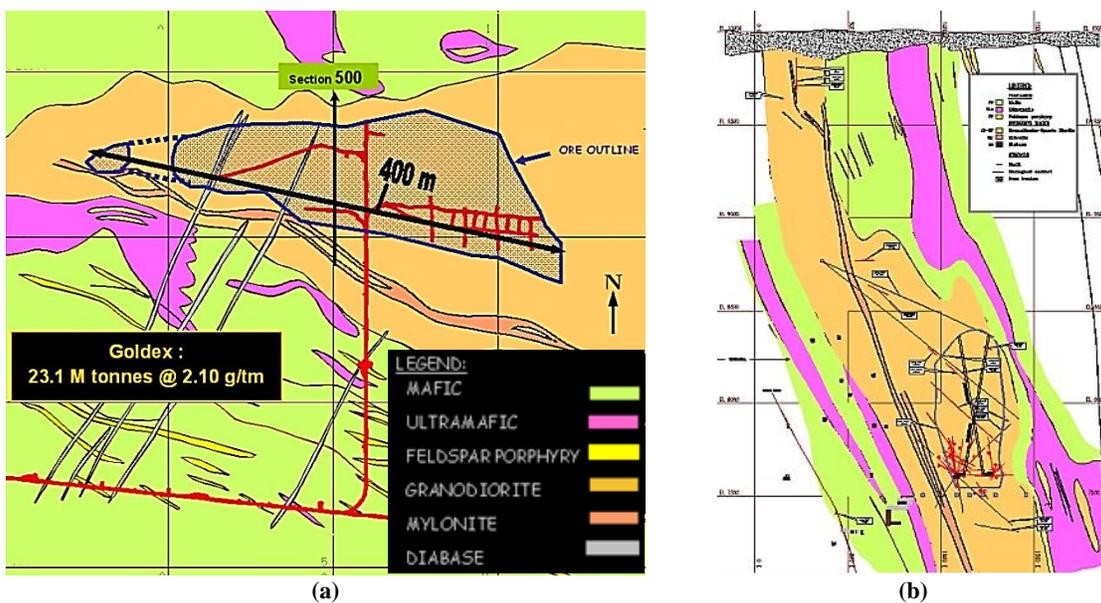


Figura 3.3 : (a) Vista en planta de la geología. (b) Sección 500E.

La mayor concentración de la mineralización de oro se encuentra en la zona denominada Goldex Extension Zone (GEZ) ubicada entre 500 y 800 metros bajo la superficie y posee 450 metros a largo, variando su potencia desde 25 metros en los extremos hasta 150 metros en la zona central. En la GEZ, la mineralización está asociada a stockworks de pirita, cuarzo y turmalina que constituyen un 10% a 50% del volumen de la roca. Cerca de 150 metros debajo de la GEZ está la zona llamada Deep Zone (D Zone), siendo ésta explorada con gran intensidad en la actualidad. Aunque no está totalmente definida, la D Zone es muy semejante a la GEZ con respecto a su geología, tipo de mineralización y tamaño. En la Figura 3.4 se pueden apreciar la GEZ y la D Zone además de otros sectores de interés.

La mayor cantidad del oro se presenta en partículas microscópicas asociado a pirita, mientras que el resto se encuentra como oro nativo con forma de granos de unos pocos milímetros de tamaño.

La mina Goldex posee, entre reservas probadas y probables, un total aproximado de 28 millones de toneladas con una ley de 1,8 [gr/ton], traduciéndose en 1,6 millones de onzas de oro (información al 31 de diciembre de 2010; Tabla 3.2).

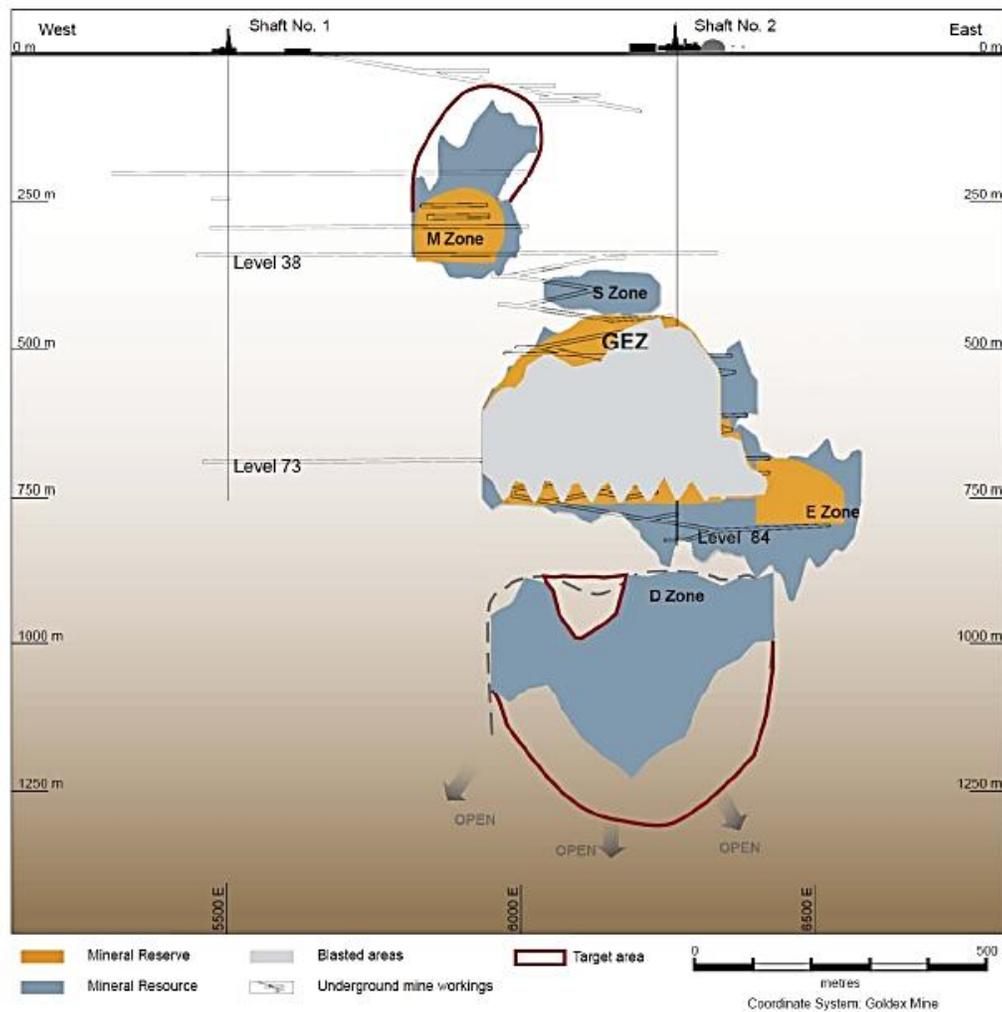


Figura 3.4 : Perfil longitudinal del depósito Goldex.

Tabla 3.2 : Reservas y recursos de la mina Goldex (31 de Diciembre de 2010).

Ítem	Unidad	Reservas Probadas	Reservas Probables	Recursos Indicados	Recursos Inferidos
Ley Au	[gr/ton]	1,87	1,62	1,77	1,67
Toneladas	[Mton]	14,804	12,990	8,273	25,813
Onzas de Au	[miles oz]	890	676	471	1.382

3.2.3. Geotecnia

La profundidad a la cual se encuentra la zona mineralizada (GEZ) es entre 500 – 800 metros con una densidad del macizo rocoso de 2,7 [ton/m³]. Estudios han determinado que el esfuerzo vertical σ_v , es igual a 20,72 [MPa] y, los valores y orientación (con respecto al norte) para los esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3 son:

Tabla 3.3 : Valores de los esfuerzos principales.

Esfuerzo	Valor	Azimut	Buzamiento
σ_1	26,80 [MPa]	92°	8°
σ_2	20,70 [MPa]	217°	76°
σ_3	18,00 [MPa]	0°	11°

La caracterización del macizo rocoso se resume en la Tabla 3.4.

Tabla 3.4 : Índices del macizo rocoso.

Índice	Granodiorita mineralizada	Granodiorita no mineralizada	Milonita
RQD	50 – 90	75 – 95	20 – 50
UCS	105 [MPa]	154 [MPa]	76 [MPa]
Q'	6,7	5,3	5,5
MRMR	30 – 35		

3.2.4. Mina

3.2.4.1. Método de explotación

El método de explotación seleccionado es una combinación de propuestas a lo largo de los años de estudio, se le llamó “Primary/Secondary longhole blasting with 3 stopes (Longhole Shrinkage)”. El método consiste en la subdivisión del cuerpo en 3 caserones, dos primarios ubicados en los extremos y uno secundario al centro. Se utilizan subniveles de perforación ubicados cada 80 metros aproximadamente, de donde el mineral es tronado de forma ascendente y extraído de un único nivel de producción ubicado en la base del cuerpo. Para asegurar la estabilidad de los pilares y las losas entre los niveles de perforación, se intenta dejar la mayor cantidad de material quebrado en cada caserón cumpliendo con las metas de producción, con el objetivo de dar soporte a

las paredes. Se han necesitado tronaduras de hasta 4 millones de toneladas para lograr el esponjamiento requerido, evitando a su vez la necesidad de utilizar algún tipo de relleno. En la actualidad, la producción de la mina es de 8.000 toneladas por día.

El método escogido permite satisfacer 4 criterios impuestos para lograr una explotación económicamente rentable:

- (1) Minimizar los desarrollos.
- (2) Minimizar el desprendimiento de material no deseado desde las paredes.
- (3) Lograr una fragmentación óptima para la producción.
- (4) Obtener pilares estables y recuperables.

De manera simultánea, este método se destaca por lo siguiente:

- (1) Operación de gran tamaño similar a un Block Caving.
- (2) Estabilidad de paredes como en un Shrinkage Stopping.
- (3) Fragmentación semejante a un Long Hole.
- (4) Flexibilidad de tronaduras y extracción como un VCR.

En la Figura 3.5 se presenta la secuencia del método de explotación.

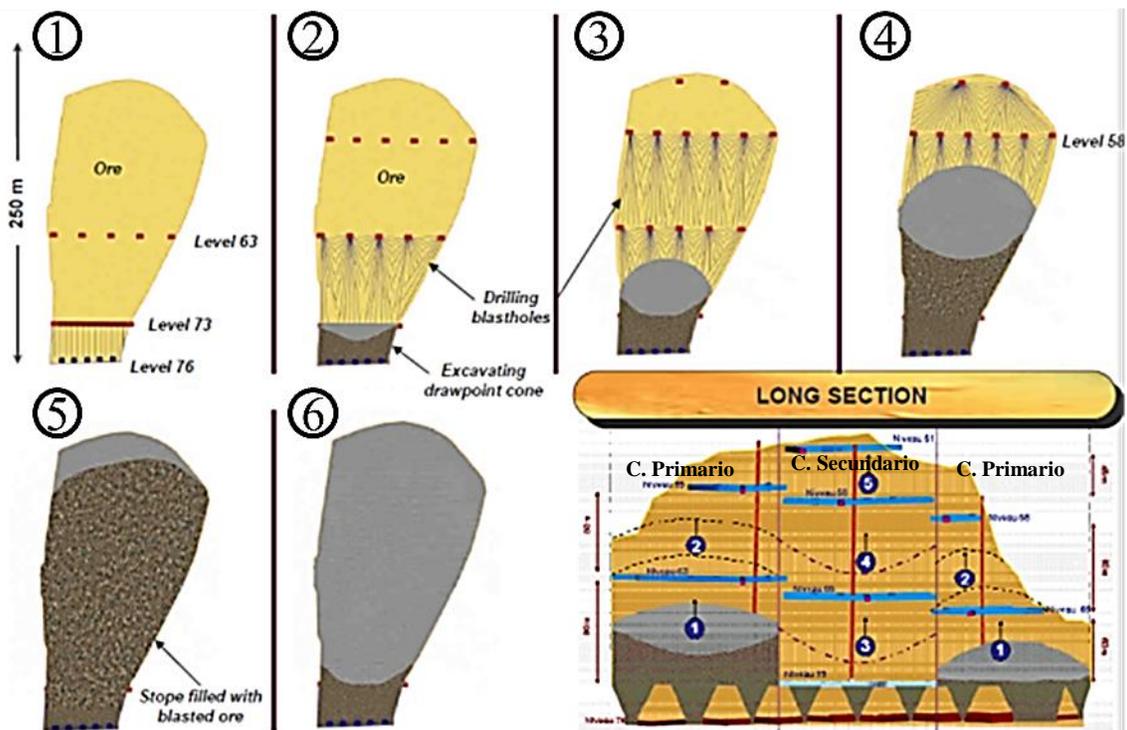


Figura 3.5 : Representación esquemática del método de explotación Longhole Shrinkage (P. Frenette, The Goldex mine mining method) .

3.2.4.2. Manejo de minerales

El mineral desde los puntos de extracción, es transportado a través de equipos Load-Haul-Dump (LHD) depositando el material en dos parrillas de 1 x 1 metro, las

cuales poseen un martillo cada una para la reducción del sobre tamaño. Luego, el mineral es recibido directamente por un chancador y el material es reducido a 7" siendo transportado a través de correas hacia un silo. Desde el silo, otra correa transportadora lleva el mineral a la estación de carga, donde es recibido por un skip ubicado en el pique principal (Shaft#2), para llevarlo a superficie. Ya en superficie, el skip descarga su contenido en un silo con capacidad de 220 toneladas, el cual alimenta una correa que transporta el mineral a un chancador de cono, depositando el mineral reducido (3") a un domo con una capacidad total de 25.000 toneladas. El objetivo del domo es prevenir que el polvo se dirija a la ciudad por causa del viento y mantener stock de mineral en caso de detenerse la producción en la mina.

Los LHD utilizados son Caterpillar 2900G XTRA LHD y son los más grandes disponibles en el mercado, con una capacidad de 20 toneladas por baldada (11,5 [m³]), y recorren una distancia promedio de 200 metros desde los puntos de extracción a las parrillas. Se utilizan solamente dos equipos, siendo suficientes para lograr la producción diaria y se dispone de un tercero en caso de falla o mantención.

Las parrillas y el chancador utilizado fueron diseñados para satisfacer la capacidad máxima del skip igual a 21 toneladas, aproximadamente 650 toneladas por hora. Para controlar la carga del skip se realizan solamente mediciones volumétricas, debido a que la densidad del mineral es bastante homogénea.

La capacidad del silo utilizado corresponde a 3.500 toneladas y posee un diámetro de 8 metros.

El pique principal se utiliza también para el transporte de personal, servicios y ventilación.

En la Figura 3.6, se observa un esquema del manejo de materiales de la mina Goldex.

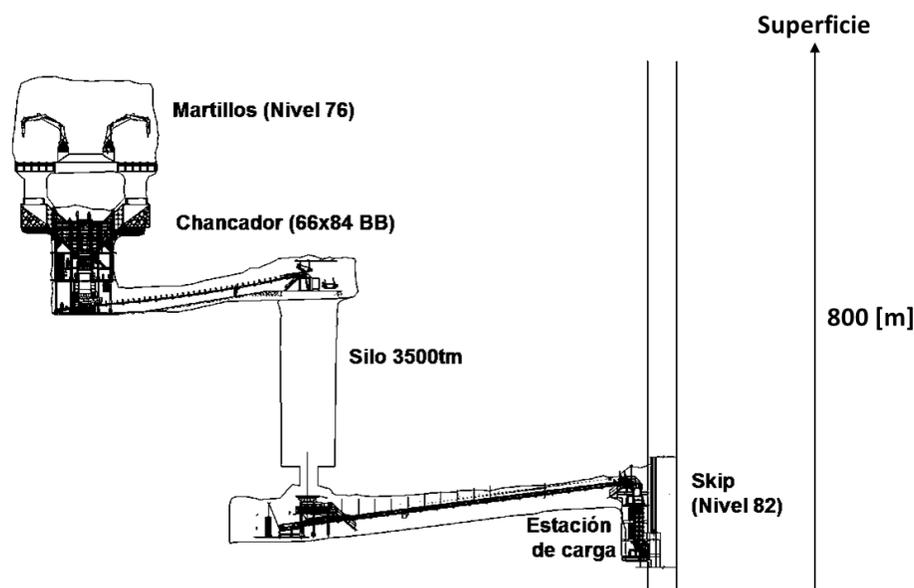
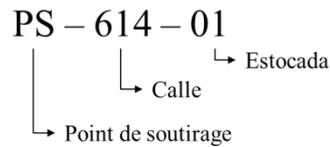


Figura 3.6: Esquema del manejo de minerales.

3.2.4.3. Nivel de producción

El nivel de producción está compuesto por 56 puntos de extracción, ubicados a través de enormes zanjas que cruzan de norte a sur el cuerpo mineralizado. La distancia menor (distancia entre estocadas) es de 15 a 18 metros y la distancia mayor (distancia entre calles) es de 43 a 48 metros aproximadamente. En la Figura 3.7 se observa una vista en planta del nivel de producción (Nivel 76), destacando de color rojo las zanjas y en azul la ubicación de las parrillas.

La nomenclatura utilizada para asignar los puntos de extracción es la siguiente:



Donde PS hace referencia a punto de extracción; la calle es por la cual se tiene acceso a la estocada y está determinada por sus coordenadas geográficas; y la estocada indica si se encuentra al oeste (par) o al este (impar) en la calle, incrementando su valor en uno de sur a norte.

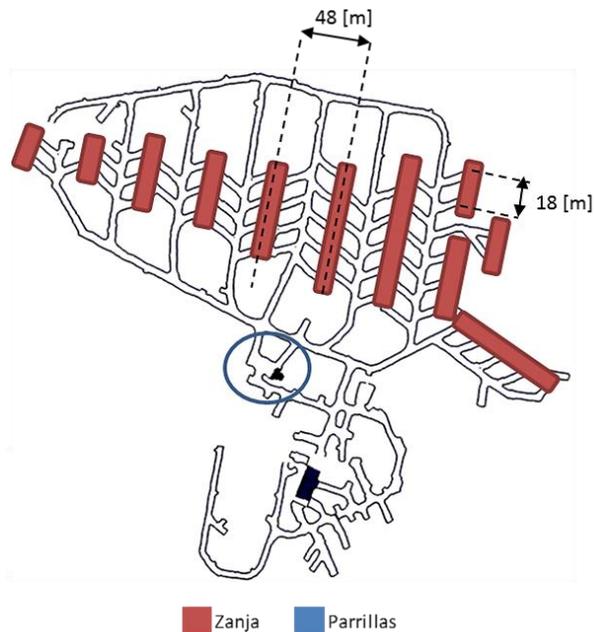


Figura 3.7: Nivel de producción (Nivel 76).

3.2.4.4. Desarrollos, preparaciones y fortificación

Con respecto a los desarrollos, la mina posee un rendimiento aproximado de 5 kilómetros por año destinados principalmente a rampas de conexión con un costo de USD\$1.900 por metro de avance.

Las preparaciones consisten en los subniveles de perforación, para tronar el mineral deseado, y las perforaciones de producción, las que ascienden los 200.000 [m] por año, con un diámetro de 6 ½ pulgadas, un costo aproximado de 30 [USD\$/m], un rendimiento de 12 toneladas por metro perforado de producción. Para cumplir lo anterior se dispone de 3 perforadoras Cubex 6200 ITH y se utiliza emulsión como explosivo debido a la presencia de agua y al prolongado tiempo de preparación de tronaduras, con un factor de carga de 0,35 [kg/ton]. En la Figura 3.8 se presenta un nivel de perforación tipo para los caserones secundarios y primario.

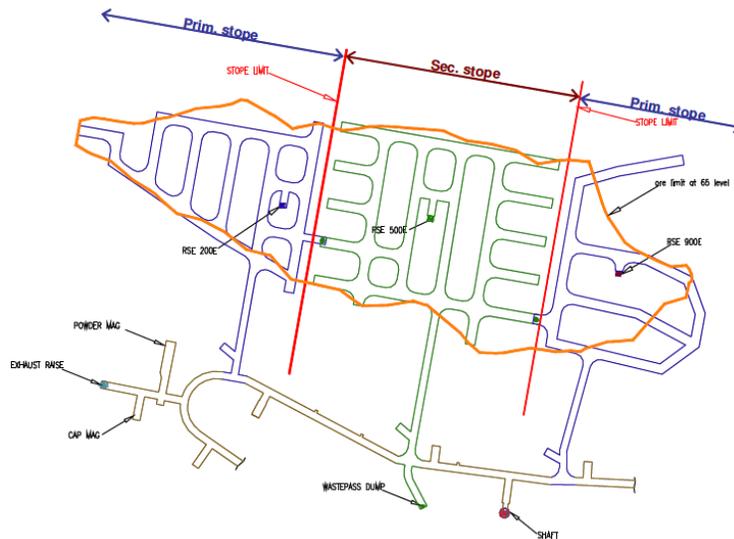


Figura 3.8 : Nivel de perforación tipo.

Todas las galerías poseen dimensiones de 5,3 metros de ancho y 4,1 metros de alto.

El soporte utilizado principalmente corresponde a mallas soldadas de 4" x 4" con un máximo de 2.1 metros sobre el suelo; pernos de anclaje de 2'; split sets de 5' y; barras de 6' 2", 7' 10" y 9' 10" dependiendo si es en el nivel de producción, desarrollos o intersecciones respectivamente. Además, se utiliza una capa de shotcrete de 10 [cm] para el nivel de producción, y cables cerca de los puntos de extracción. El patrón y configuración de la fortificación utilizada se puede apreciar en la Figura 3.9.

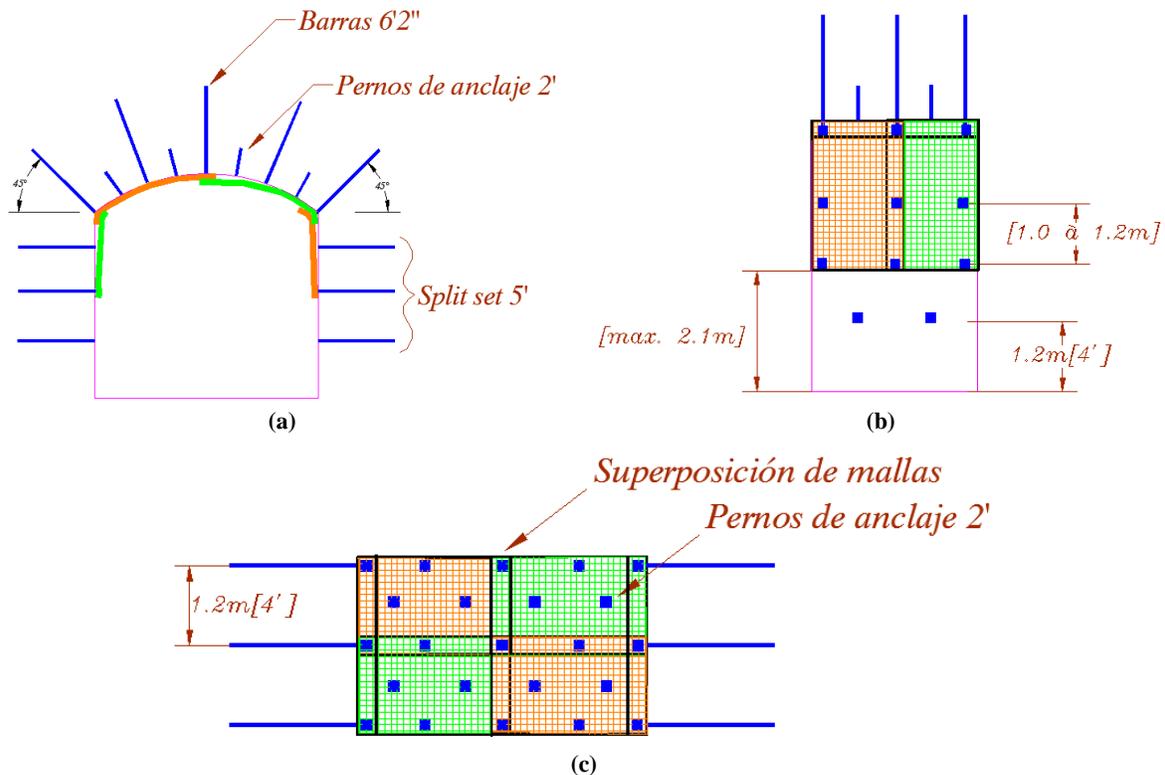


Figura 3.9 : Ejemplo del patrón y configuración de la fortificación de una galería. (a) Perfil transversal. (b) Perfil longitudinal. (c) Vista en planta.

3.2.4.5. Ventilación

Los requerimiento de ventilación de la mina son 300.000 [cfm], con un índice de ventilación equivalente a 37,5 [cfm/tpd]. Actualmente, se inyectan 400.000 [cfm] de una capacidad total de 420.000 [cfm]. El circuito principal consiste en la entrada de aire fresco por el pique principal (5,55 [m] de diámetro) hasta el Nivel 76. Luego, el aire se distribuye por las distintas galerías de producción utilizando cortinas automáticas controladas remotamente, dependiendo de la demanda de cada galería en función de donde se está extrayendo mineral o trabajos de reducción secundaria. El aire viciado sube a superficie, primero al Nivel 38 a través de un pique de 13' de diámetro y finalmente, desde el Nivel 38 a superficie, por dos piques de 10' de diámetro. Además, existe la posibilidad de la utilización de un pique antiguo (Shaft#1) en casos de emergencia. La Figura 3.10 muestra el circuito de ventilación de la mina y la Figura 3.11 el circuito del Nivel 76.

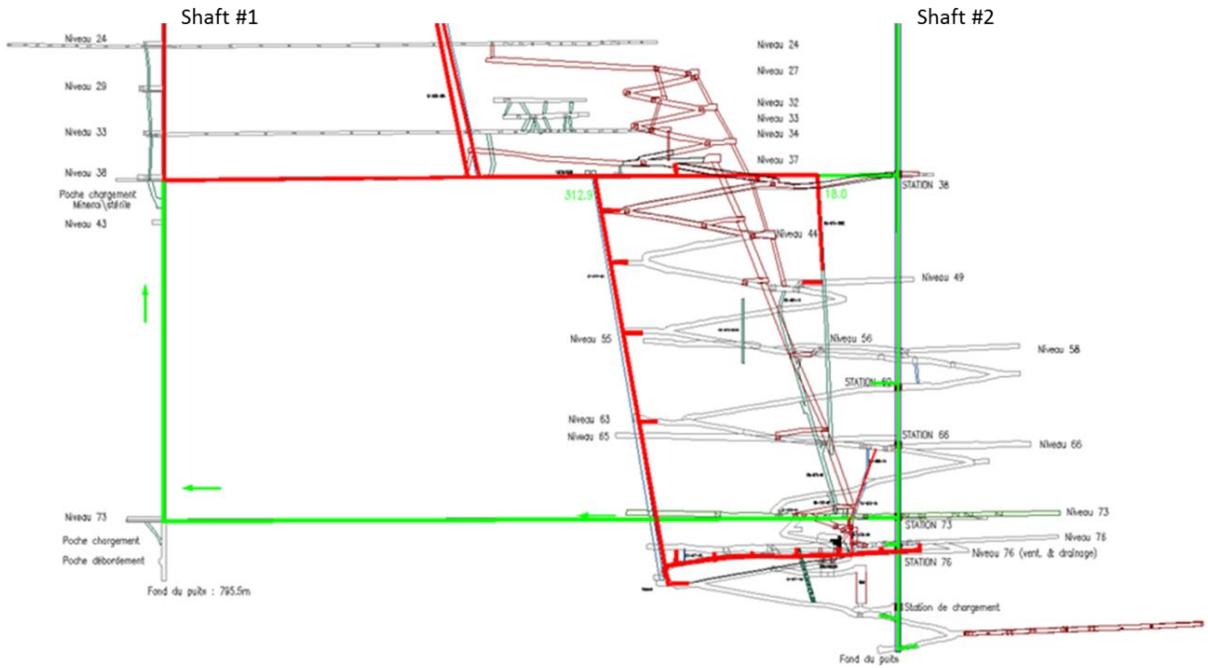


Figura 3.10 : Esquema del circuito de ventilación de la mina Goldex.

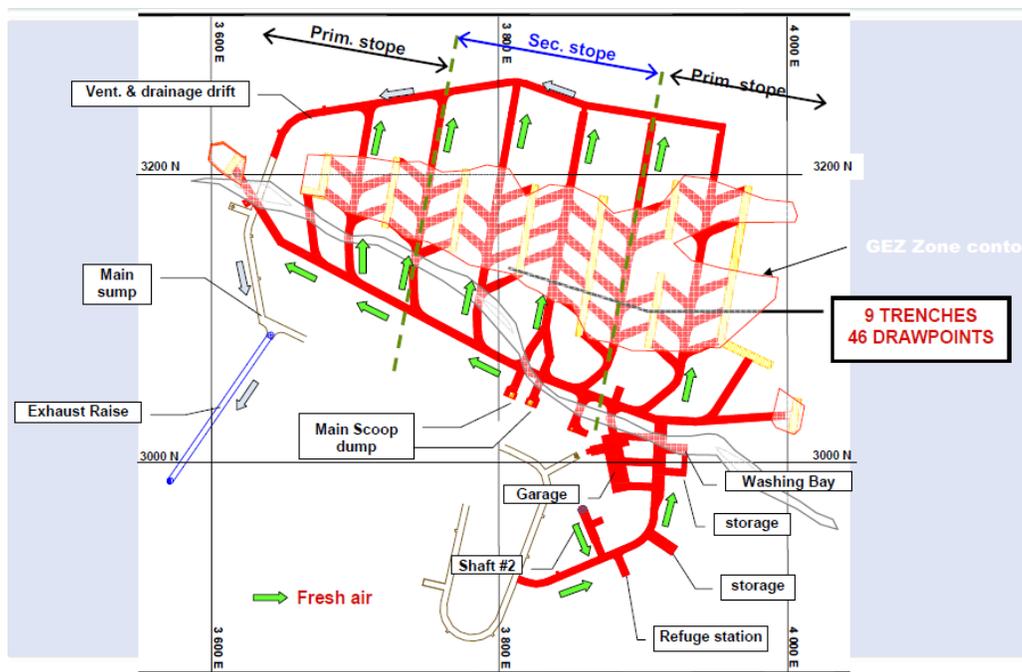


Figura 3.11 : Circuito de ventilación Nivel 76.

La mina posee cuatro ventiladores principales, dos de inyección y dos de extracción, siendo los de extracción los más importantes ya que funcionan como un sifón para el ingreso de aire fresco y se ubican bajo tierra debido a la cercanía de la mina con ciudad. Los de inyección se utilizan solamente en invierno y su objetivo es lograr que el aire circule permitiendo que éste alcance 6°C.

La cantidad de ventiladores auxiliares es cerca de 50, y se utilizan principalmente para ventilar refugios, estacionamientos y tronaduras.

3.2.5. Planta de procesamiento

Debido a la cercanía de la mina con la ciudad de Val-d'Or, la generación de residuos fue una restricción prioritaria para la operación. Frente a lo anterior, se decidió que la mina Goldex fuera una faena libre de cianuro, siendo el circuito final conformado por las siguientes etapas: molienda, concentración gravitacional y flotación. Dos tercios del mineral extraído es tratado por el circuito de concentración gravitacional el cual posteriormente es refinado en la misma mina y un tercio pasa por etapas de flotación donde el concentrado es trasladado a la mina LaRonde, debido a que ya posee un proceso de cianuración y a su cercanía. La capacidad total de la planta es de 8.000 toneladas por día y fue diseñada para una alimentación de ley promedio de 2,05 [gr/ton]. Actualmente, su recuperación media es de 92%.

Para el proceso de molienda se dispone de un molino SAG y un molino de bolas, con una etapa de selección intermedia, a través de hidrociclones, para separar el mineral para flotación con el que es tratado por concentración gravitacional.

El circuito de concentración gravitacional es el encargado de recuperar el oro presente como partículas gruesas y consta de una primera etapa de 3 concentradores centrífugos Kelson con una capacidad de 145 [ton/hr], el concentrado obtenido se dirige a la siguiente etapa consistente en la utilización de 4 Tablas Vibratorias Gemini, donde el concentrado se lleva a la refinería y el material descartado regresa a la etapa de molienda o espesamiento.

La etapa de flotación posee un banco de 3 celdas rougher, un banco de 3 celdas scavenger y una columna. El colector utilizado es Xantato Amílico de Potasio (PAX); el espumante es Metil Isobutil Carbonil (MIBC); y el floculante es Magnafloc 10 ó polímeros aniónicos. Finalmente, el concentrado pasa por una etapa de espesamiento y luego es cargado en un camión que lo traslada a la mina LaRonde para la posterior cianuración.

En la Figura 3.12 se puede apreciar el flowsheet de todo el proceso de molienda, concentración y refinación. Además, se observa el proceso de cianuración que se realiza en la mina LaRonde al concentrado obtenido por flotación.

AGNICO-EAGLE MINES LTD – GOLDEX MILLING FLOWSHEET

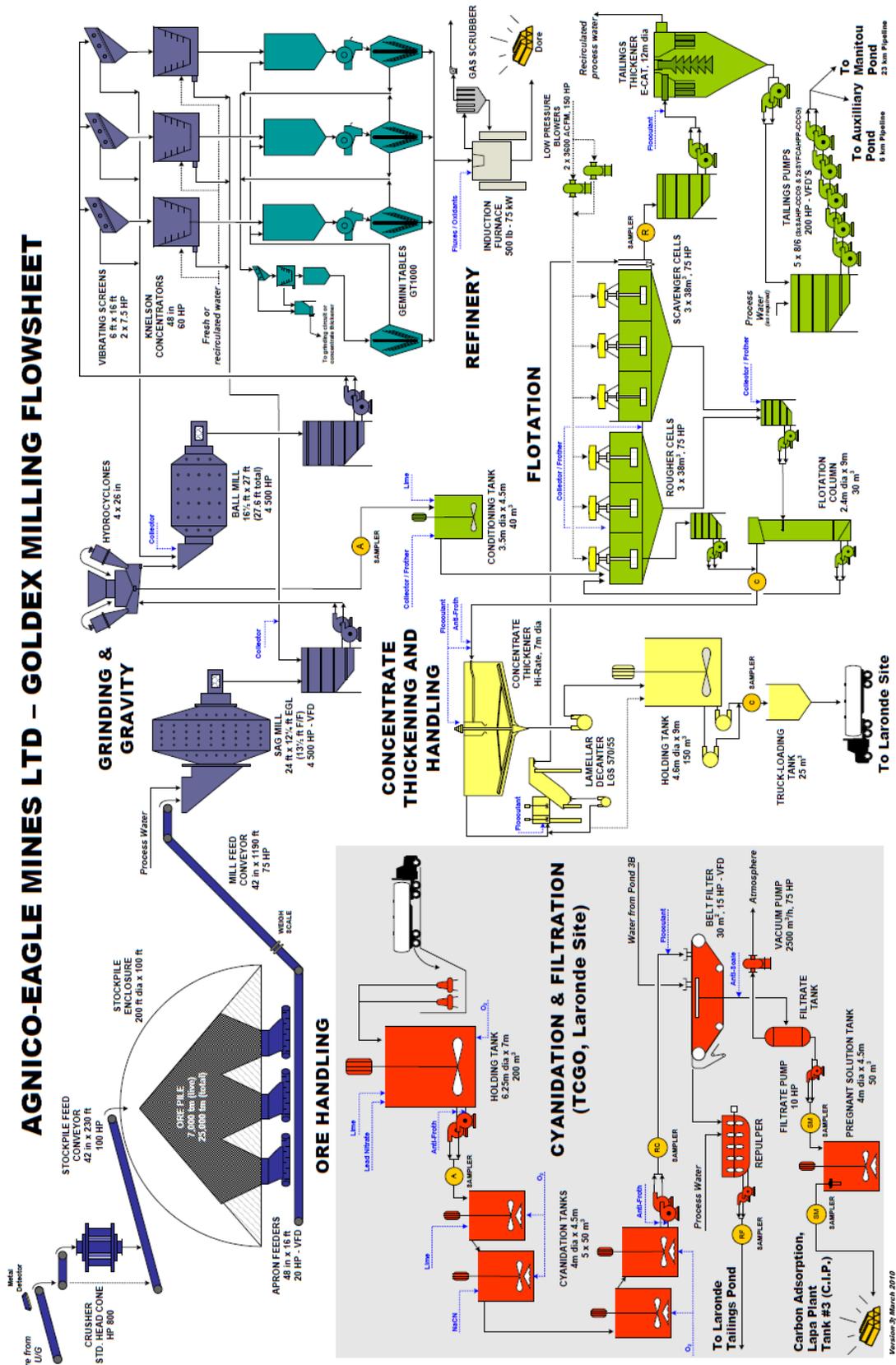


Figura 3.12 : Flowsheet de la planta de procesamiento de la mina Goldex

3.2.6. Control de tiraje

La estrategia de tiraje de la mina Goldex se relaciona con el método de explotación que posee (Capítulo 3, Sección 3.2.4.1.), ya que se requiere generar el vacío necesario para el mineral que será tronado en cada caserón mediante la extracción controlada en cada punto de extracción. Otro objetivo que busca la mina, es maximizar la recuperación del mineral, sobre la obtención de leyes mayores en un cierto periodo o que ésta se mantenga constante en el tiempo. A continuación, se presentan prácticas y procedimiento que se llevan a cabo en la operación actual:

- (1) Se reporta la cantidad de baldadas extraídas de cada punto de extracción turno a turno.
- (2) Se muestrea la ley de oro cada 25 baldadas por punto de extracción (1.000 toneladas por punto). Para su análisis, se juntan las muestras de tres puntos de extracción. Las muestras son tomadas desde los baldes de los LHD.
- (3) Se realiza un reporte visual de forma semanal sobre la presencia de agua en cada punto de extracción y además, un reporte de cuánta agua han extraído las bombas instaladas (Anexo A).
- (4) Se utilizan trazadores (barras de acero de 1,6 [m] de largo y 2" de diámetro) para chequear el flujo del mineral. Actualmente, existe un total de 55 trazadores y se ubican principalmente en el sector oeste del cuerpo mineralizado.
- (5) Análisis a través de imágenes (WipFrag) para la estimación de la fragmentación del mineral. Las imágenes son tomadas de los baldes de los LHD como se muestra en la Figura 3.13.



Figura 3.13 : Ejemplo de imagen para análisis de fragmentación.

3.2.6.1. Monitoreo geomecánico y microsismicidad

La mina Goldex, debido al método de explotación utilizado, consideró de gran importancia la incorporación de una gran cantidad de instrumentación para el monitoreo geomecánico y la medición de la microsismicidad existente debido a la minería. Los equipos instalados permiten monitorear la respuesta del macizo rocoso frente a los eventos y asegurar que su comportamiento sea el esperado.

Los principales objetivos del sistema de monitoreo son:

- (1) Monitoreo de la cavidad de los caserones y los cambios de los esfuerzos.
- (2) Monitoreo de la estabilidad de las estructuras principales de la mina.
- (3) Monitoreo de las áreas principales de producción.
- (4) Efecto de la minería en las estructuras geológicas existentes.

La tecnología utilizada es el sistema ESG Paladin compuesto por 28 sensores (4 triaxiales y 24 uniaxiales) ubicados en diversos lugares de la mina que permiten monitorear toda la GEZ. El sistema recibe información de los eventos sísmicos a través de los sensores, la cual es procesada en superficie para su análisis. En la Figura 3.14 se puede apreciar la ubicación de los distintos sensores alrededor del cuerpo mineralizado y en la Figura 3.15 se observa como el sistema de monitoreo permite estimar la cavidad generada por una tronadura.

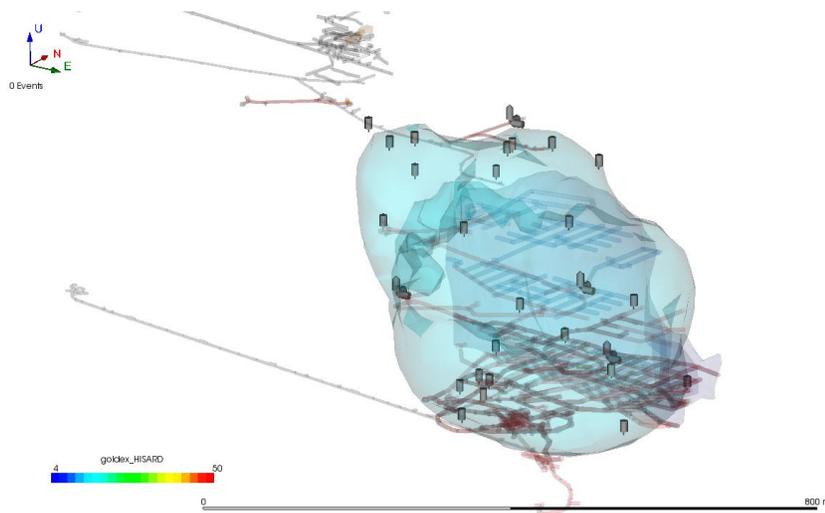


Figura 3.14 : Ubicación de los sensores de sistema de monitoreo.

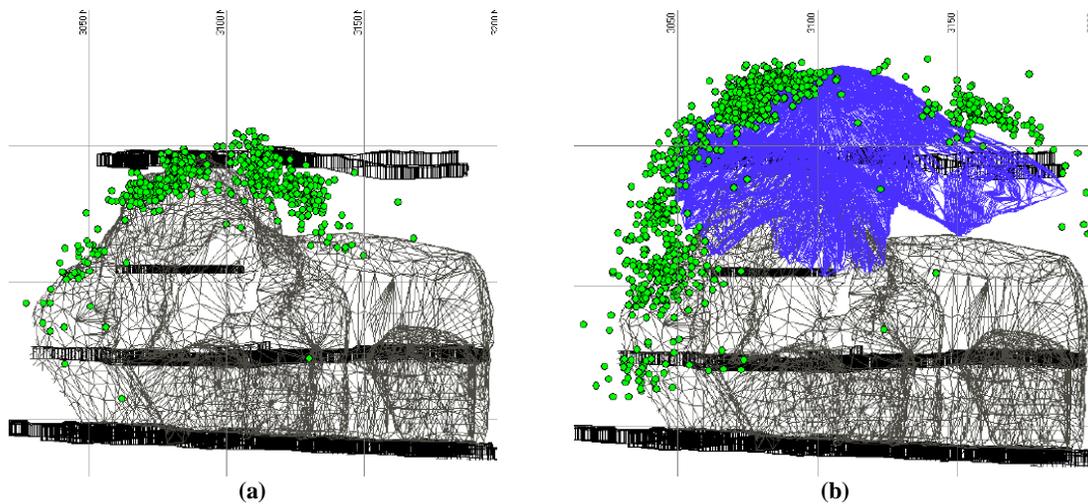


Figura 3.15 : (a) Eventos sísmicos antes de una tronadura. (b) Eventos sísmicos después de una tronadura.

Además del sistema de monitoreo antes mencionado, se utilizan otros tipos de instrumentos para el monitoreo geomecánico. La instrumentación utilizada se menciona a continuación.

- (1) Extensómetros instalados dentro y fuera del cuerpo para evaluar las distintas etapas mineras. Para análisis a largo plazo, principalmente desplazamiento, se instalaron en el footwall desde la rampa de acceso. Otros fueron instalados en diferentes lugares del cuerpo para el seguimiento del pilar y evaluar el reingreso de personal sin riesgo alguno.
- (2) TDR (Time Domain Reflectometry) de fibra óptica son instalados desde la superficie para medir la estabilidad a largo plazo del techo de la excavación.

3.2.6.2. Estimación del cave back

La mina posee un sistema de exploración láser capaz de ser utilizado en las perforaciones de producción para tener acceso y estimar las dimensiones de excavaciones producto de tronaduras o desprendimientos. Se realizan mediciones periódicas para el seguimiento del caving. Este sistema se ha utilizado, por ejemplo, después de tronaduras, permitiendo determinar la potencia del crown pillar, la forma de la excavación y la ubicación de la pila de mineral. En la Figura 3.16 (a) se muestra como el equipo se utiliza a través de una perforación y en la Figura 3.16 (b) se observa la estimación de una cavidad con ayuda del equipo e interpretación del usuario.

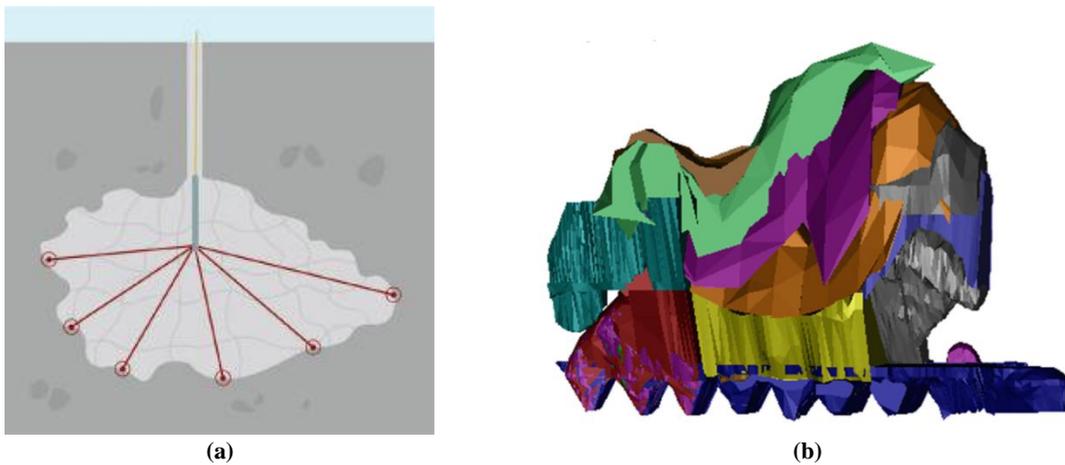


Figura 3.16 : (a) Ejemplo de utilización del sistema láser. (b) Ejemplo de la estimación de cavidades.

3.3. Definición del problema

Basado en estudios anteriores, debido al método de explotación y la configuración del nivel de producción, actualmente existen dos interrogantes sobre la extracción y recuperación del mineral. La primera inquietud, es acerca la extracción del mineral ubicado en el sector sur del cuerpo. En la Figura 3.17 se puede apreciar una vista en planta de la GEZ, en color morado se destaca la proyección vertical de las columnas de mineral que se extraerían (15 [m] de radio), donde cerca de un 20% de las reservas no serían recuperadas. Sin embargo, el material se encuentra fragmentado, existiendo un posible flujo horizontal del mineral, dependiendo de la estabilidad del techo y las paredes, y si la entrada de dilución no afecta la ley futura.

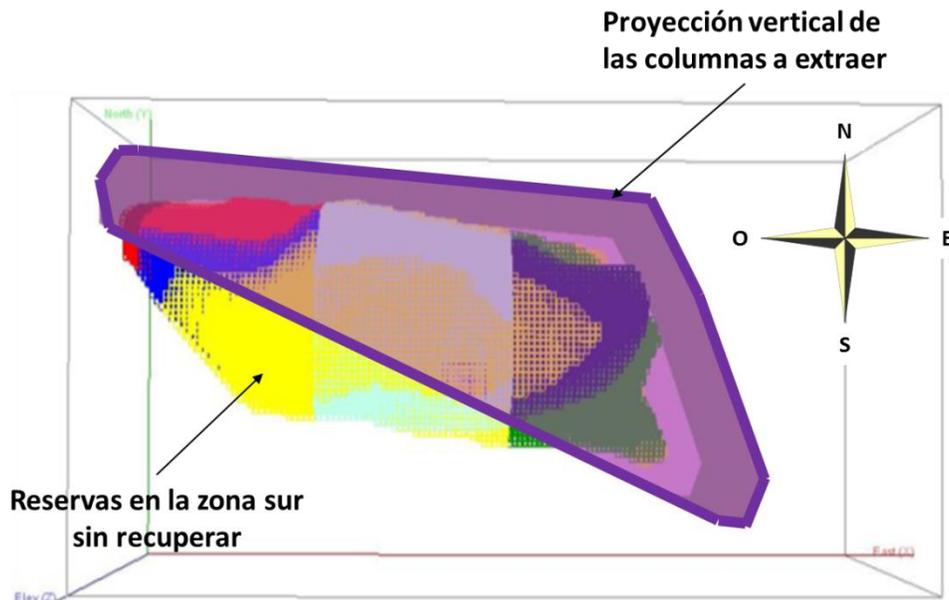


Figura 3.17 : Vista en planta de la proyección vertical de las columnas de mineral extraíbles.

La segunda inquietud, es la recuperación del mineral ubicado entre los pilares del nivel de producción, debido a la gran distancia entre calles y los puntos de extracción en el diseño original, sin lograr un flujo interactivo que permita un descenso uniforme del

mineral. Un primer estudio con la herramienta de flujo REBOP permite identificar una falta de interacción y pérdida de mineral. En la Figura 3.18 (a) se observa el estado inicial de la mina antes de iniciar la operación, en azul y morado se identifica el estéril y en el resto de los colores el mineral. En la Figura 3.18 (b) se aprecia el estado final después de simular la extracción histórica, existiendo una pérdida de mineral debido a la pobre interacción entre las zonas de extracción.

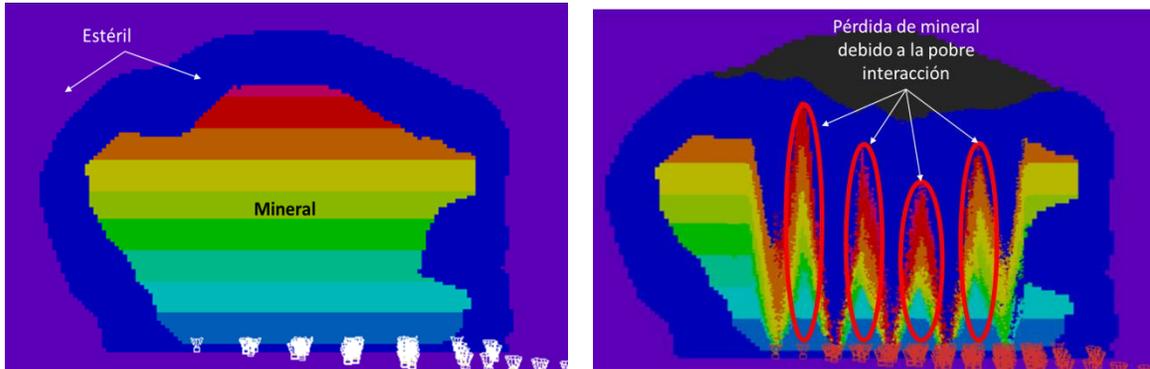


Figura 3.18 : (a) Estado inicial en REBOP antes de la extracción. (b) Estado final en REBOP después de la extracción.

Debido a lo anterior, las principales preguntas que tienen que ser resueltas son las siguientes:

- ¿Cuál es la potencial recuperación con el actual diseño de la mina Goldex?
- ¿Cuál es la recuperación esperada al implementar un nuevo nivel de extracción?
- ¿Cuál es la mejor estrategia de extracción a implementar en la mina Goldex?
- ¿Existen otras alternativas de diseño para la extracción del mineral?

CAPÍTULO 4 «Metodología»

A continuación, se detalla la metodología a implementar para el desarrollo del trabajo, la cual permitirá determinar la potencial recuperación de reservas de la mina Goldex, utilizando el software de modelación numérica de flujo gravitacional REBOP, estudiando diferentes escenarios y evaluando distintos diseños y estrategias de extracción. La Figura 4.1 muestra un esquema de las distintas etapas y luego se entrega un breve resumen de cada una de ellas.

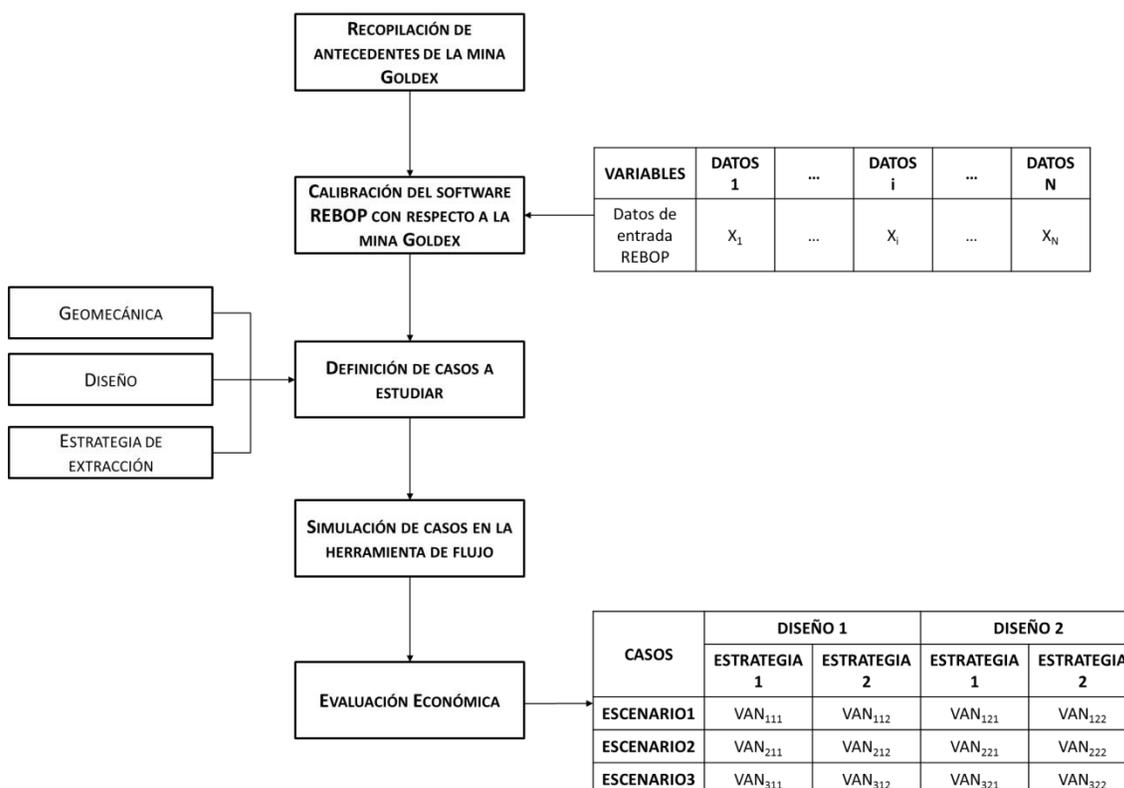


Figura 4.1 : Esquema de la metodología de trabajo.

4.1. Calibración de REBOP

La recolección de antecedentes de la mina Goldex permite definir conjuntos de datos de entrada para el software de simulación de flujo gravitacional REBOP. Con ello, se procede a simular para cada conjunto de datos, la extracción histórica a escala mensual, con las condiciones y sucesos que ha experimentado la mina Goldex. Los resultados de las simulaciones permiten determinar el error de estimación del fino mensual a escala mina y evaluar visualmente el movimiento del mineral dentro del cuerpo. Con lo anterior se evalúa el modelo de flujo gravitacional logrando cuantificar el error de estimación del modelo de flujo para cada caso, permitiendo la utilización de un determinado set de parámetros para la evaluación de diversos escenarios, diseños y estrategias de extracción.

4.2. Definición de casos a estudiar

La definición de los casos a estudiar se basa en la recolección de información de la División Goldex. Factores geomecánicos, la actual planificación y observaciones en terreno permiten tener una primera impresión sobre posibles futuros escenarios en que se encontrará la explotación del yacimiento. El objetivo de esta etapa es definir las condiciones geomecánicas, diseños y estrategias de extracción para los distintos casos y de esta forma, tener una evaluación preliminar que ayude a la toma de decisiones al momento que se presente alguno de los casos supuestos.

4.3. Simulación de casos y evaluación económica

Ya determinado el conjunto de datos que representan de mejor manera a la mina Goldex y los posibles casos a estudiar, se procede a estimar la recuperación global utilizando la herramienta de flujo REBOP con el fin de establecer diferentes planes mineros dependiendo de las características de cada escenario. La recuperación corresponde al porcentaje de tonelaje total extraído con respecto a las reservas definidas inicialmente. Finalmente, se realiza una evaluación económica para determinar en cada escenario cuál es el diseño y la estrategia que maximice el valor del yacimiento.

CAPÍTULO 5 «REBOP como herramienta de control de tiraje»

5.1. Herramienta de flujo: REBOP

REBOP es un modelo matemático que permite simular el flujo de material basado en la propagación y crecimiento del elipsoide de movimiento, o zona de movimiento aislado (IMZ), debido al material extraído en cada punto de extracción. Este modelo fue desarrollado por Cundall et al. (2000) basado en observaciones de simulaciones en PFC3D sobre el comportamiento del flujo de material producto de su extracción, y luego mejorado por Pierce et al. (2009).

El modelo considera que la IMZ está compuesta por un número discreto de capas apiladas con forma de disco, donde su crecimiento está asociado a la expansión propia de cada capa y/o a la adición de masa de una capa superior a una inferior. Los mecanismos principales de crecimiento de la IMZ son el colapso y la erosión (o dilatación). Ocurre colapso cuando material de una capa inferior es removido produciendo que el material de una capa superior fluya hacia abajo para ocupar el vacío generado. El mecanismo de erosión, se relaciona con el crecimiento lateral de la IMZ, el cual se produce en la interfaz entre el material que se mueve debido a la extracción y el que no, donde el material en la zona de movimiento “suelta” el material en la zona estática incorporándolo al flujo. El modelo a su vez, discretiza el espacio inicial en marcadores, con volumen y propiedades dependiendo de su posición inicial, para el seguimiento del material en movimiento en las IMZ y para el reporte del material extraído por los puntos de extracción.

El flujo de material es simulado mediante la extracción de pequeñas cantidades de masa desde la primera capa inferior hacia las superiores, creciendo cada capa cuando sea necesario y según los mecanismos antes mencionados, logrando un balance de masas y continuidad.

En las siguientes secciones se tratarán con mayor detalle la formulación matemática del modelo, los datos de entradas que requiere y las propiedades de solución que pueden ser incorporadas al modelo.

5.1.1. Formulación del modelo REBOP

5.1.1.1. Límites de la IMZ

Para determinar cómo evoluciona la IMZ, se supone que ésta puede ser representada por una serie de capas apiladas con forma de anillo (Figura 5.1). Al inicio, el disco inferior posee un radio inicial y su base se encuentra a una elevación igual a la mitad del ancho y altura de la estocada de extracción respectivamente. Las propiedades del material (porosidad, ángulo de fricción, densidad, diámetro medio, etc.) en el disco de la IMZ es el promedio de todo el que se encuentra en su interior, y las del material estático es un promedio del material ubicado solamente en el perímetro del disco.

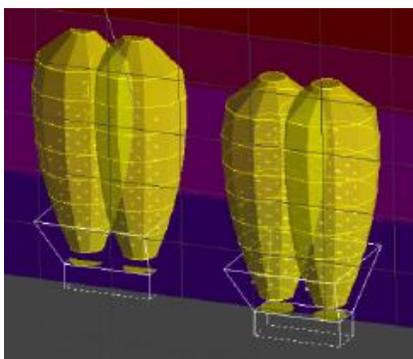


Figura 5.1 : Discretización en discos de la IMZ por REBOP.

Considerando un disco representativo i (Figura 5.2), en el cual un vacío de volumen v_i que se mueve de forma ascendente del disco inferior $i - 1$. Este vacío puede ser llenado a través de dos diferentes mecanismos:

- (1) Por colapso, donde material del disco superior $i + 1$ fluye hacia abajo.
- (2) Por erosión, donde la capa o disco i se dilata incorporando al flujo material estático ubicado en el perímetro.

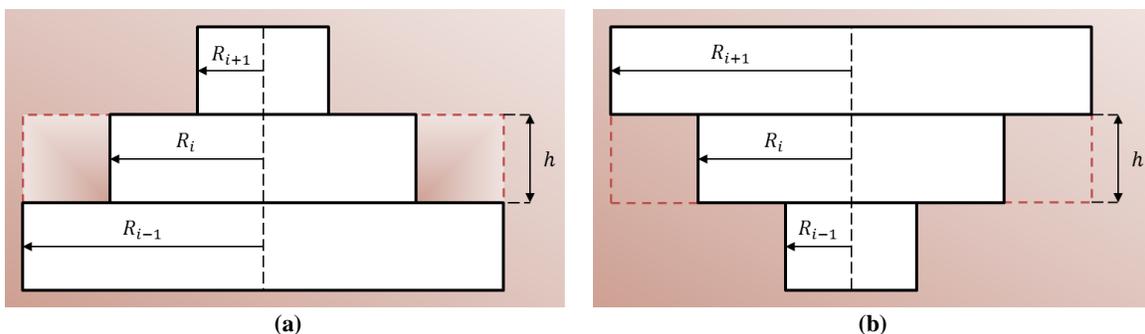


Figura 5.2 : (a) Disco representativo caso $R_i < R_{i-1}$ (b) Disco representativo caso $R_i > R_{i-1}$

Este volumen vacío es calculado a partir de la cantidad de masa extraída, la densidad del macizo rocoso y la porosidad de este.

REBOP determina primero el volumen ocupado mediante la erosión, para ello, se define la razón de volumen r (Ecuación 1) entre el material estático incorporado desde el perímetro v_i^d , y el volumen vacío proveniente de la capa inferior v_i :

$$r = \frac{v_i^d}{v_i} \quad \text{Ecuación 1}$$

Consideraciones de estabilidad sugieren que r es función de la pendiente local en el borde de la IMZ β_i , dada por la Ecuación 2.

$$\beta_i = \frac{R_i - R_{i-1}}{h} \quad \text{Ecuación 2}$$

Donde R_i es el radio del disco i , R_{i-1} el radio del disco inferior $i - 1$, y h es la altura de los discos. En la parte superior de la IMZ, β_i es negativo ($R_i < R_{i-1}$), siendo mayor el mecanismo de erosión, debido a que el material estático alrededor del disco i es influenciado por el material extraído y el que se encuentra en movimiento dentro del disco $i - 1$, y por lo tanto potencialmente inestable (Figura 5.2 (a)). Bajo esta condición se asume la existencia de un umbral negativo β_T para la pendiente. Si la pendiente local β_i es menor que β_T , r es igual a 1 y todo el vacío v_i será llenado a través de la incorporación de material estático ubicado en el perímetro del disco.

Cuando β_i comienza a ser positivo ($R_i > R_{i-1}$), el material estático asociado al perímetro del disco i es más estable, obstaculizando la entrada de material por erosión para llenar el vacío (Figura 5.2 (b)). Estudios experimentales evidencian la existencia de una pendiente mínima positiva β_{min} , para que exista expansión del disco. Esta mínima pendiente es función del ángulo de fricción del material estático ϕ , según la Ecuación 3.

$$\beta_{min} = \tan\left(45 + \frac{\phi}{2}\right) \quad \text{Ecuación 3}$$

Para pendientes positivas iguales a β_{min} , r debe ser igual a cero, y todo el vacío v_i , es ocupado por material proveniente del disco superior $i + 1$.

Distinguiendo ambos casos y luego generalizando, se logra determinar el valor de r (Ecuación 4), dependiendo del diámetro medio del material, \bar{d} ; el ángulo de fricción del material estático, ϕ ; la altura de los discos, h ; y un parámetro libre para el control del crecimiento lateral de la IMZ denominado q equivalente a 3,5.

$$r = \frac{10 \cdot \bar{d} \cdot h}{\pi \cdot R_i^2} \left(\max\left(0, 1 - \frac{(R_i - R_{i-1}) \cdot \tan\left(45 + \frac{\phi}{2}\right)}{h}\right) \right)^q \quad \text{Ecuación 4}$$

Con el valor de r , se calcula el nuevo radio (R'_i) a partir de cuánto tiene que éste aumentar para que la dilatación del material estático incorporado ocupe totalmente el volumen v_i^d (Ecuación 5).

$$R'_i = \sqrt{R_i^2 + \frac{r \cdot v_i}{\pi \cdot h \cdot (n_1 - n_0)}} \quad \text{Ecuación 5}$$

Donde n_1 y n_0 son las porosidades del material estático y dentro de la IMZ respectivamente.

Finalmente, el resto del volumen vacío es ocupado por material proveniente de la capa superior $i + 1$ según la Ecuación 6.

$$v_{i+1} = (1 - r) \cdot v_i \quad \text{Ecuación 6}$$

Este cálculo se repite para el disco $i + 1$ con el ingreso del volumen vacío generado v_{i+1} , y así sucesivamente de forma ascendente hasta que el volumen vacío disminuye a cero.

En el caso de que una IMZ intersecte con la superficie, la porosidad permanecerá constante y el balance de masa estará satisfecho mediante una disminución en la topografía y una expansión lateral de la IMZ resultando en un incremento de volumen y porosidad.

Para la estimación de los límites de las IEZ, estos no poseen una relación matemática para su caracterización. Por lo tanto, la estimación de sus tamaños y formas se realiza, dibujando el contorno de la ubicación original del material que ha sido extraído en cada punto de extracción.

5.1.1.2. Movimiento interno en la IMZ

Para una buena caracterización del flujo del material, se necesita hacer un seguimiento del material al interior de la IMZ, debido que a partir de este se logra:

- (1) Predecir la ubicación y distribución del material que se ha movido, pero que aún no se ha extraído dentro de las IMZ, siendo necesario para la estimación de las propiedades (tales como el diámetro medio y la porosidad) dentro de los discos para el cálculo de los límites de cada IMZ.
- (2) Predecir la mezcla del material en cada punto de extracción en función de la masa extraída, para establecer relaciones tonelaje – ley en los puntos de extracción y estimar el tamaño y forma de las IEZ.

Para lograr el seguimiento del material, se define un arreglo tridimensional de marcadores dentro del volumen de material a extraer (modelo de bloques) y se actualiza la posición de cada uno dependiendo de la cantidad de material extraído. Este arreglo, con coordenadas rectangulares, se genera a partir del origen $(0, 0, 0)$ con igual espaciamiento en las tres direcciones donde se registra como (x, y, z) la posición de cada marcador luego de una extracción.

Cada marcador definido poseerá las propiedades iniciales del bloque (Capítulo 5, Sección 5.1.2.1) asociado inicialmente y se moverán, en las distintas direcciones, según el perfil de velocidades de cada disco y la posición dentro de este. Cuando se extrae material y hay marcadores que se encuentran debajo del primer disco inferior de una IMZ, se considera que han sido extraídos, y se les asocia junto a sus otras propiedades, una masa dependiendo del espaciamiento original de los marcados s_m , Ecuación 7.

$$m_m = s_m^3 \cdot (1 - n_0) \rho_s \quad \text{Ecuación 7}$$

Donde n_0 y ρ_s son la porosidad y la densidad del bloque asociado al marcador en su ubicación original respectivamente. A partir de lo anterior, se pueden realizar cálculos de leyes, finos u otras propiedades de interés.

Dependerá de la elección del espaciamiento de los marcadores la forma de las IEZ. Sin embargo, se necesitará al menos un marcador por disco para el cálculo de las propiedades internas, siendo determinada la cantidad máxima por la capacidad de procesamiento y memoria del computador a utilizar.

5.1.2. Datos de entrada para REBOP

5.1.2.1. Modelo de bloques

El modelo de bloques es un arreglo tridimensional formado por bloques, los cuales deben poseer un mínimo de propiedades que permiten y definen el flujo y su análisis producto de la extracción. Las propiedades son las siguientes:

- (1) **Easting, Northing, Elevation** – Se refiere a las coordenadas (x, y, z) del centro de cada bloque, definiendo su tamaño. Es posible que los bloques tengan diferentes dimensiones para cada dirección, pero todos deben tener el mismo tamaño.
- (2) **CavePeriod** – Es el periodo del programa de producción, en el cual el bloque es capaz de fluir.
- (3) **BlockID** – Número entero único para cada bloque utilizado para seguir y entregar que bloques reportan material en cada punto de extracción.
- (4) **Grade1...N** – Ley del bloque o cualquier otra propiedades que se desea representar.
- (5) **SolidsDen** – Densidad del bloque.
- (6) **InSituPor** – Porosidad in situ de cada bloque, hace referencia a la porosidad del material antes de que éste pueda fluir.
- (7) **MaxPor** – Porosidad máxima del material. Es la porosidad que el material muestra al momento que está totalmente dilatado en el flujo, i.e., dentro de la IMZ.
- (8) **FricAng** – Ángulo de fricción del material. Representa el ángulo de fricción dentro de la IMZ al momento de máxima porosidad.
- (9) **MeanDia** – Es el diámetro medio esperado producto de la fragmentación primaria en el bloque (asumiendo una distribución Gaussiana).
- (10) **SDDia** – Desviación estándar del diámetro esperado producto de la fragmentación primaria en el bloque.
- (11) **UCS** – Resistencia a la compresión uniaxial.

Las propiedades (6) y (7) controlan el nivel de esponjamiento del material, las propiedades (8) y (9) serán las que controlan la propagación y crecimiento de la IMZ, y finalmente las número (10) y (11) influyen en la migración de finos y reducción secundaria.

5.1.2.2. Diseño de zanja

En REBOP, se pueden definir dos tipos de zanjas: cónica (un punto de extracción) y rectangular (dos puntos de extracción). Las propiedades que definen la geometría de una zanja son:

- (1) **BellName** – Nombre asignado para el tipo de zanja.
- (2) **NumDP** – Cantidad de puntos de extracción asociados a la zanja.
- (3) **DDWidth** – Ancho de la estocada de carguío.
- (4) **DDHeight** – Altura de la estocada de carguío.
- (5) **BellHeight** – Altura de la zanja.
- (6) **SideAngle/EndAngle** – Ángulo lateral/Ángulo frontal de la zanja (solo para zanjas rectangulares).
- (7) **WallAngle** – Ángulo que define la zanja cónica (solo para zanjas cónicas).

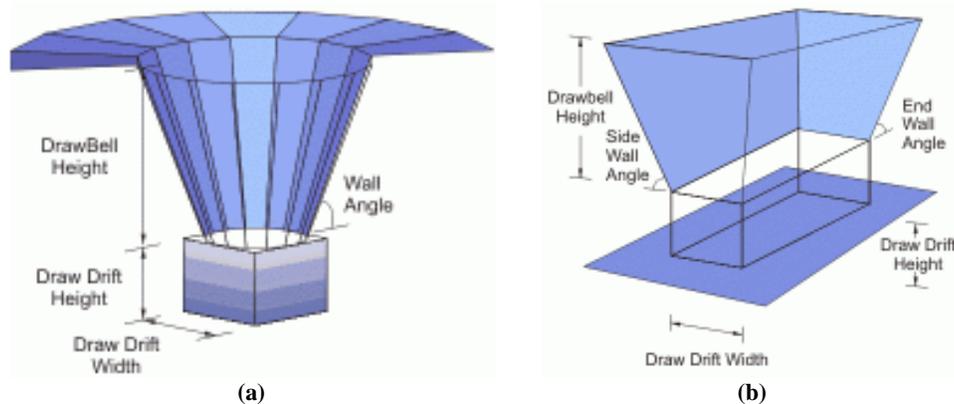


Figura 5.3 : (a) Esquema de zanja cónica. (b) Esquema de zanja rectangular.

Las únicas propiedades que afectan la propagación de las IMZ son las dimensiones de las estocadas de carguío (Pierce, 2009).

5.1.2.3. Puntos de extracción

Los puntos de extracción se encuentran caracterizados por las siguientes propiedades:

- (1) **DPName** – Nombre único para cada punto de extracción.
- (2) **Easting, Northing, Elevation** – Posición en el espacio de cada punto de extracción (x, y, z) , la cual define el punto en el piso de la estocada de carguío inmediatamente al terminar la zanja, en el caso de zanjas con dos puntos de extracción, o el punto medio de una zanja cónica.
- (3) **DBID** – Indica a qué zanja pertenece el punto de extracción. En el caso de zanjas rectangulares dos puntos tendrán el mismo identificador.
- (4) **DBType** – Tipo (diseño) de zanja asociada al punto de extracción (*BellName*).

5.1.2.4. Programa de extracción

El programa de extracción hace referencia a la cantidad de material a extraer, en toneladas, por cada punto de extracción en un periodo determinado. La duración de cada periodo puede ser definido según la conveniencia del estudio a realizar.

5.1.2.5. Trazadores

La utilización de trazadores es opcional para la ejecución del programa computacional, pero son de gran utilidad al momento de representar trazadores reales ubicados in situ o simplemente para observar cómo se comporta el material. Estos trazadores no poseen masa ni tampoco información de leyes asociada, iniciándose su flujo al momento de encontrarse al interior de alguna IMZ. Por lo tanto, un trazador es definido por un nombre único (*MName*) y su posición inicial (*Easting, Northing, Elevation*).

5.1.3. Propiedades de solución

5.1.3.1. Resolución

Este parámetro determina el tamaño de las capas que formarán cada IMZ y cómo el espacio inicial será discretizado. REBOP posee tres opciones predefinidas: fina, media y gruesa; y una cuarta que permite al usuario definirla de forma manual. Dependiendo de la opción escogida variará la precisión, tiempo de resolución y memoria necesaria para la simulación de un modelo, significando resolución fina, una mejor precisión, pero mayor tiempo y memoria necesaria; y en el caso de resolución gruesa, menor precisión, pero menor tiempo y memoria a utilizar.

5.1.3.2. Mecanismos

Además de determinar el tipo de discretización que utilizará el programa computacional para la simulación, es posible activar tres diferentes mecanismos que influyen en el flujo gravitacional del material: migración de finos, cálculo de esfuerzos y fragmentación secundaria.

- (1) **Migración de finos** – Este mecanismo permite que los distintos marcadores puedan fluir a diferentes tasas de velocidad dentro de las IMZ dependiendo del diámetro que poseen. Un marcador puede fluir preferentemente hacia las zonas inferiores si su diámetro es menor en comparación a la media del resto de los marcadores en su misma capa y/o se encuentra en la zona de cizalle de la IMZ. El tamaño que representa cada marcador también determina su distancia de migración siendo ésta mayor si su diámetro es menor y si los esfuerzos de cizalle son mayores en la posición donde se encuentra.
- (2) **Cálculo de esfuerzos** – Los esfuerzos son de gran interés, puesto que ellos tienen una gran influencia en el flujo del material, la fragmentación secundaria, compactación y la estabilidad del nivel de producción. Para su estimación, REBOP se basa en soluciones analíticas y relaciones derivadas de modelos numéricos, dependiendo directamente de la forma del cave back (*CavePeriod*), las propiedades de la roca, el espaciamiento entre puntos de extracción y la carta de tiraje, siendo posible para los dos últimos factores, controlar los esfuerzos para optimizar la fragmentación, evitar su concentración y minimizar daños en los niveles de extracción. Para su cálculo, es necesario ingresar a REBOP la aceleración de gravedad y el ángulo de fricción en los límites del modelo de

bloques, los cuales son utilizados para determinar el peso del material quebrado y los esfuerzos en las paredes del cave back respectivamente, solo si el flujo intersecta los límites del modelo de bloques.

- (3) **Fragmentación secundaria** – Permite simular el redondeo y partición de los fragmentos debido al flujo y la extracción. Este fenómeno provoca que el material disminuya su diámetro medio a través del tiempo, reduciendo el radio de las IMZ, por lo que debería ser considerado al momento de diseñar las mallas de extracción para lograr un flujo interactivo y uniforme, y maximizar la recuperación. Además, la fragmentación secundaria produce material fino que fluye a mayor velocidad que el material grueso, teniendo impacto en la eficiencia o en las leyes resultantes. El grado de fragmentación experimentado por los marcadores en REBOP, es función del promedio de los esfuerzos al interior de las IMZ en relación a la resistencia de la roca (establecida por el UCS del bloque asociado al inicio) y los esfuerzos de corte.

Es importante mencionar que los mecanismos de flujo antes mencionados, se encuentran en una etapa de prueba, los que tienen que ser validados con pruebas y estudios in situ.

5.2. Calibración de REBOP

5.2.1. Alcances de la calibración

Para un correcto uso de REBOP, en relación a la representación del flujo gravitacional, es necesaria una correcta calibración de sus parámetros iniciales con respecto a las características propias de cada faena minera o estudio al cual se implemente.

La siguiente calibración busca encontrar un set de parámetros que represente de forma aceptable, bajo rangos de error de estimación aceptables, el comportamiento del mineral en cuestión. La evaluación se realizará con respecto a toda la mina y las diversas etapas de producción de ésta.

Para la calibración se tuvo acceso a la base de datos que contiene el registro de extracción, el modelo de bloques del yacimiento, a sólidos que representan las tronaduras en la vida de la mina, marcadores dispuestos al interior mina y al reporte mensual de leyes desde la planta de procesamiento de la División Goldex de Agnico-Eagle Limited.

La base de datos de extracción tiene un registro por turno (día y noche) del tonelaje extraído en cada punto de extracción. Para la calibración se utilizarán los datos desde julio de 2008 (inicio de la producción) hasta diciembre de 2010.

El modelo de bloques utilizado corresponde a la zona GEZ, y consiste en bloques de 4 x 4 x 4 metros, donde cada uno posee las propiedades mínimas requeridas por REBOP (Capítulo 3, Sección 3.4.2.1.) más una ley de oro asociada y variables que ayudarán a la interpretación del flujo del mineral.

Los sólidos que representan las distintas tronaduras realizadas a lo largo de la vida de la mina se utilizarán para manipular el modelo de bloques restringiendo el periodo en que puede fluir cada uno o no, dependiendo si han sido tronados o producto del hundimiento. Además, servirán para calibrar de manera visual los resultados obtenidos por la herramienta de flujo con respecto al sistema de monitoreo de microsismicidad.

Los marcadores servirán para calibrar y validar el modelo, comparando el lugar donde fueron retirados y su fecha de extracción.

Por último, la principal variable considerada para la calibración será la del ley de oro mensual medida en la planta de procesamiento, la cual será considerada como el valor real para el cálculo de los errores de estimación. Otra variable estudiada fue la similitud entre los air gap simulados y medidos. Sin embargo, los air gaps no son posibles de medir con precisión en las simulaciones, porque los resultados visuales de REBOP no están en escala y no permiten una medición certera. Por tanto, esta característica sólo será utilizada para ver si el movimiento del mineral en REBOP es consistente con el flujo de mineral real.

5.2.2. Datos de entrada para la calibración

5.2.2.1. Modelo de bloques

El modelo de bloques inicial utilizado para la calibración fue proveído por Itasca Consulting Group Inc como parte de simulaciones anteriores en REBOP. El modelo de bloques consiste en la el cuerpo mineralizado principal, GEZ, el cual está dividido en tres secciones: Oeste, Central y Oeste. Las dimensiones de cada bloque son 4 x 4 x 4 metros con una densidad de 2.7 [ton/m³]. En el modelo de bloques entregado se actualizaron las leyes de oro en base al reporte de reservas del año 2010 entregado por el Departamento de Geología de la División Goldex, la Figura 5.4 muestra las nuevas leyes de la GEZ.

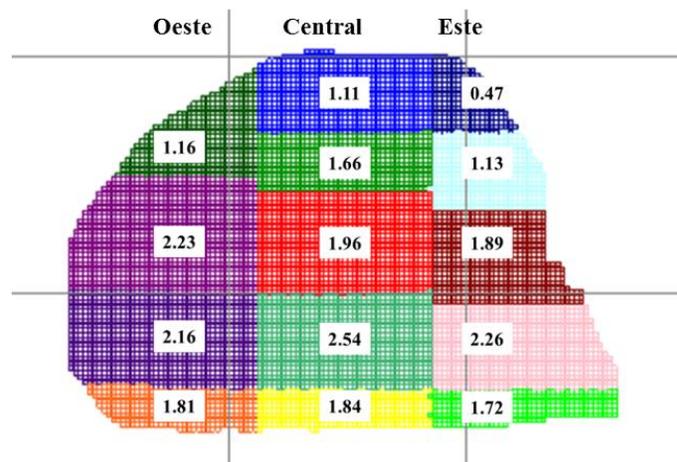


Figura 5.4 : Distribución de las leyes de oro en el modelo de bloques en la GEZ.

Las propiedades del macizo rocoso asociadas al modelo de bloques entregado son las que se listan en la Tabla 5.1.

Tabla 5.1 : Propiedades del macizo rocoso.

Propiedad	Unidad	Valor	Propiedad	Unidad	Valor
InSituPor	[%]	0,0	MeanDia	[m]	0,35
MaxPor	[%]	40	SDDia	[m]	0,0
FricAng	[°]	43	UCS	[MPa]	10 ⁸

Otra propiedad importante de cada bloque es el CavePeriod. Como se trató en el Capítulo 5, Sección 5.1.2.1, el CavePeriod es el periodo del programa de producción, en el cual el bloque es capaz de fluir. En este caso particular, el CavePeriod está asociado a tronaduras programadas y a propagación del cave back durante la extracción. Previo a este trabajo, solamente la sección Este poseía esta propiedad integrada, basada en tronaduras programadas (Abril 2009, Junio 2009 y Septiembre 2009). Para los bloques de las secciones Oeste y Central, se supone que pueden fluir desde marzo de 2010. La Figura 5.5 muestra el CavePeriod para los bloques de las distintas secciones del cuerpo.

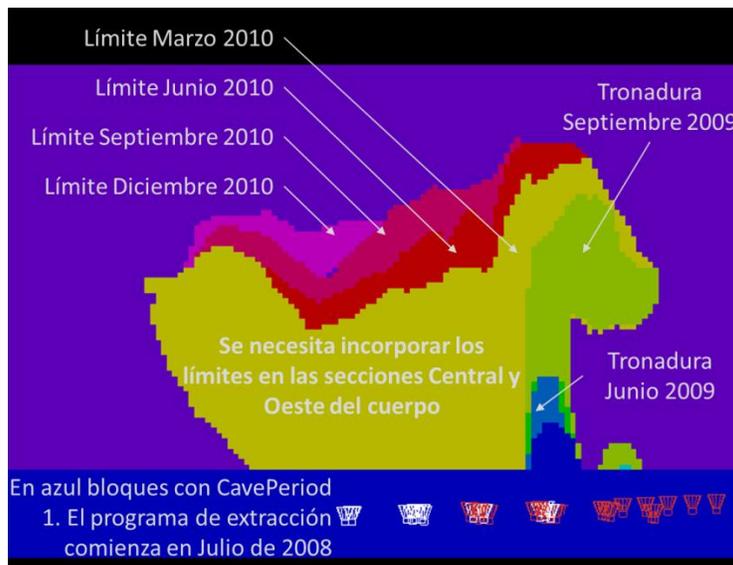


Figura 5.5 : CavePeriod de la GEZ solo con la sección Este actualizada.

Para llevar a cabo la calibración, el primer paso para las simulaciones fue incorporar el CavePeriod a los sectores Oeste y Central. La actualización de esta propiedad en el modelo de bloques, se llevó a cabo con ayuda de sólidos asociados al material quebrado resultante de tronaduras y propagación del cave back entregados por el Departamento de Ingeniería de la División Goldex. La Figura 5.6 muestra los sólidos usados y la nueva asignación del CavePeriod a utilizar.

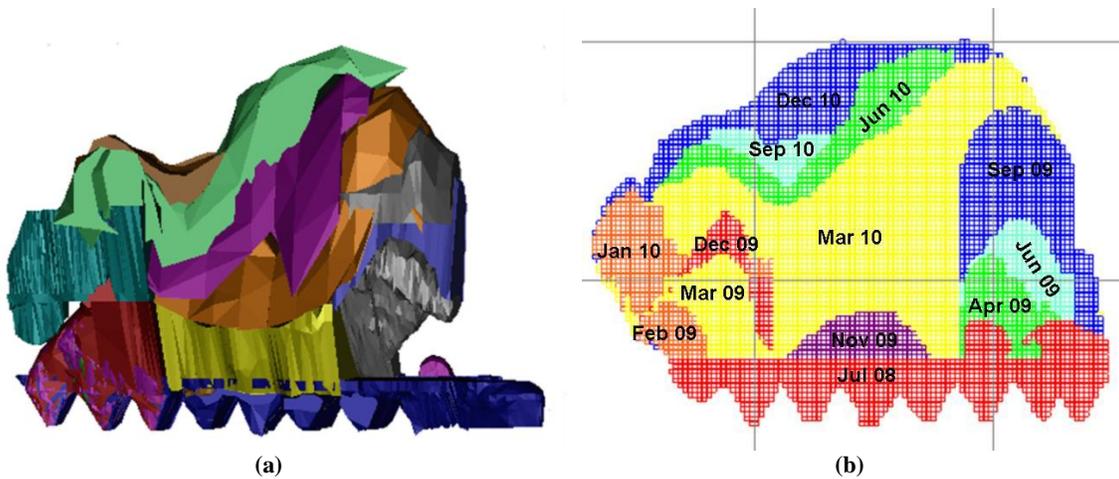


Figura 5.6 : (a) Sólidos de las tronaduras y los cave back. (b) Modelo de bloques con CavePeriod actualizado.

5.2.2.2. Puntos de extracción y diseño de zanja

Debido al diseño del nivel de producción y a que una zanja posee un gran número de puntos de extracción, se decide representar cada punto de extracción de forma cónica sin influir en los futuros resultados con las características de la Tabla 5.2.

Tabla 5.2 : Características de zanjas.

Variable	Unidad	Valor
Ancho de calle	[m]	5,3
Altura de calle	[m]	4,1
Altura de zanja	[m]	30
Ángulo de zanja	[°]	63

En la Figura 5.7, se muestra un diseño de zanja tipo utilizada en la mina Goldex.

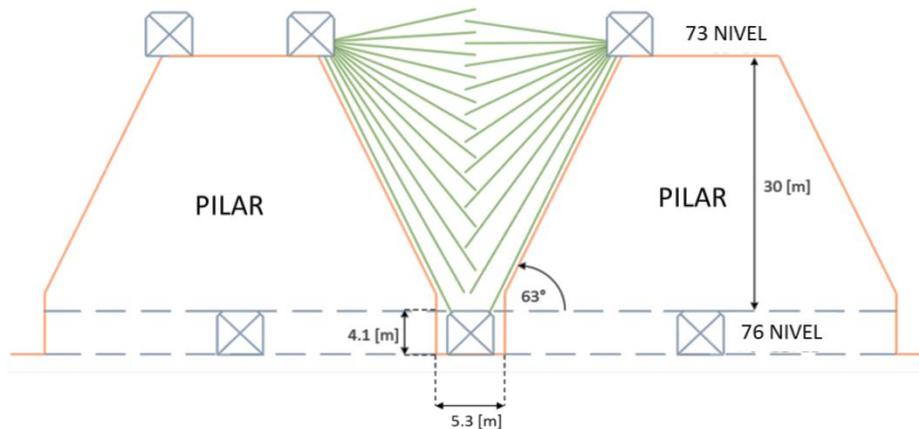


Figura 5.7 : Diseño de zanja tipo.

En la Figura 5.8 se presenta la configuración de los puntos de extracción ingresada en REBOP. Para la calibración se consideran los 56 puntos de extracción existentes en el nivel de producción, los cuales se encuentran distribuidos en 9 calles de producción.

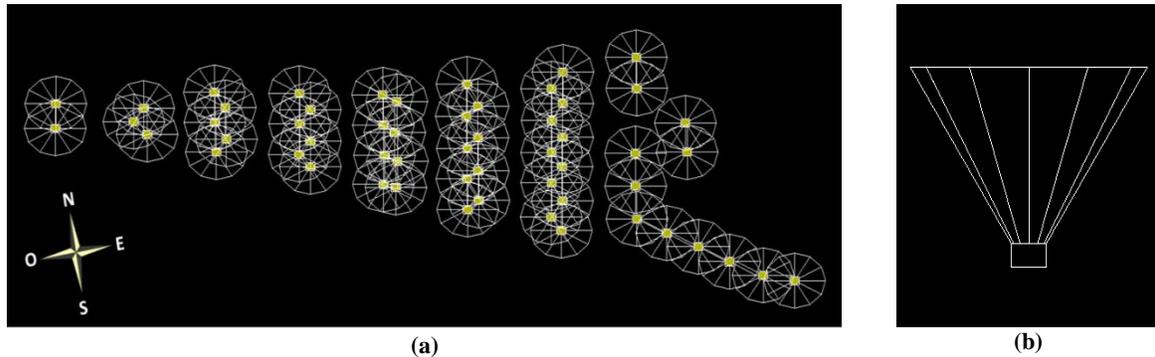


Figura 5.8 : (a) Vista en planta de los puntos de extracción en REBOP. (b) Perfil de un punto de extracción.

5.2.2.3. Programa de extracción

Como se indicó previamente, el cuerpo es dividido en 3 caserones: Oeste, Central y Este. La secuencia de extracción es desde los extremos, caserones Oeste y Este, hacia el centro. El programa de extracción considera un total de 6,35 [Mton] que corresponden a la extracción entre Julio de 2008 hasta Diciembre de 2010. En la Tabla 5.3 se muestran los tonelajes extraídos y la cantidad de puntos de extracción de cada caserón hasta Diciembre de 2010.

Tabla 5.3 : Resumen de extracción por caserón.

Caserón	Nº de puntos de extracción	Tonelaje extraído 2008	Tonelaje extraído 2009	Tonelaje extraído 2010	Tonelaje total extraído
Oeste	10	0,25	0,37	0,20	0,82 [Mton]
Central	23	0,05	0,87	2,40	3,32 [Mton]
Este	23	0,59	1,36	0,26	2,21 [Mton]
Total	56	0,89	2,60	2,86	6,35 [Mton]

Es importante en el programa de extracción las fechas de las tronaduras programadas a lo largo de la vida de la mina, estas serán de ayuda en el proceso de calibración para comparar entre las mediciones y las simulaciones los air gaps generados, como avanza el cave back o la pila de mineral.

5.2.2.4. Trazadores

Con el objetivo de mejorar el entendimiento del flujo del mineral, se han instalado 55 de trazadores en la GEZ. Los trazadores consisten en barras de fierro de 10' de largo y un diámetro de 2". La ubicación de los marcadores es en la zona sur oeste del cuerpo como se aprecia en la Figura 5.9. La instalación de los trazadores tiene como objetivo

estudiar si el material en ese sector se está movilizandoy si será extraído. Hasta la fecha, ningún trazador ha sido reportado en algún punto de extracción. Debido al material y la forma de los trazadores, éstos no son los más representativos con respecto al mineral que se posee y su comportamiento, pero entregan indicios de su comportamiento.

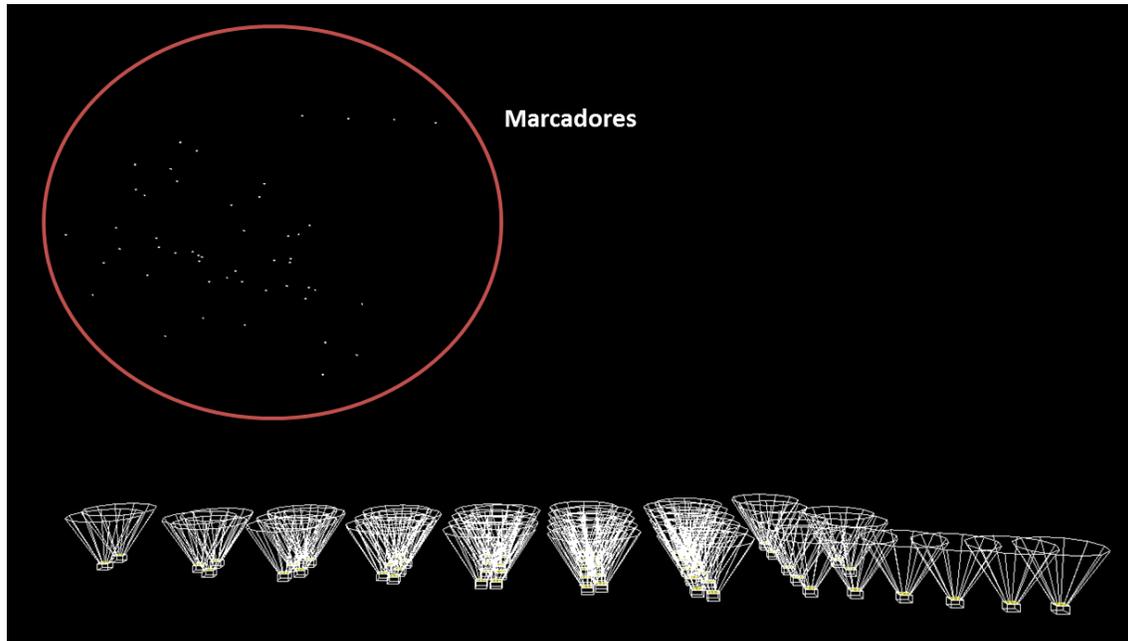


Figura 5.9 : Ubicación de los trazadores en REBOP.

5.2.2.5. Casos de estudio

Fueron considerados ocho casos para la calibración variando el diámetro medio, el ángulo de fricción y la porosidad máxima del mineral. La elección de los casos se basó en estudios anteriores realizados por Itasca Consulting Group. La Tabla 5.4 muestra las propiedades para los casos simulados en REBOP.

Tabla 5.4 : Propiedades de los casos de estudio para la calibración de REBOP.

Variable	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4	Caso 5	Caso 6	Caso 7	Caso 8
Densidad	[ton/m ³]	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70
Ángulo de fricción	[°]	43	43	43	35	43	43	43	43
Diámetro medio	[m]	0,25	0,35	0,45	0,35	0,10	0,01	0,35	1,00
Máxima porosidad	[%]	45	45	45	45	45	45	20	45

5.2.3. Resultados de la calibración

La herramienta REBOP permite determinar la ley de oro en un periodo a partir de un tonelaje extraído. Basado en lo anterior, para determinar cual es el mejor caso, se calcula para cada caso de estudio el error cuadrático medio (RMSE, Root Mean Square

Error) asociado a la ley de oro obtenida, el cual entrega una medida de las diferencias promedio entre los valores pronosticados y los valores observados. El RMSE esta definido por la Ecuación 8.

$$RMSE = \sqrt{\sum_{i=1}^N \frac{(V_{sim} - V_{real})^2}{N}}$$

Ecuación 8

Donde V_{sim} es el valor entregado por la simulación, V_{real} es el valor real observado y N es la cantidad de datos analizados.

Los resultados de las simulaciones para los distintos casos de estudio se muestran en la Figura 5.10 y la Tabla 5.5, donde se aprecia que no existe una mayor influencia en el resultado final al variar las propiedades del macizo rocoso, dentro de las cuales se encuentra el diámetro medio (0,10 [m] – 1,00 [m]), el ángulo de fricción (35° - 43°) y la máxima porosidad (0,20% - 0,45%).

De la Tabla 5.5 se observa que los casos 1 – 5 presentan un RMSE igual a 0,20 [gr/ton] descartando los casos 6 – 8, ya que el RMSE de estos últimos es mayor. Cabe destacar el caso 6, el cual posee el mayor RMSE igual a 0,33 [gr/ton], observándose en la Figura 5.10 que a partir de Marzo de 2010 la ley de oro comienza a decrecer debido a que la fragmentación asignada es fina (0,10 [m]), generando unas IMZ e IEZ más delgadas alcanzando de forma anticipada las leyes menores que se encuentran en la parte superior del cuerpo. Del mismo modo, se puede concluir que el mineral de menor ley se extrae más tempranamente porque todos los puntos de extracción tienen un comportamiento aislado.

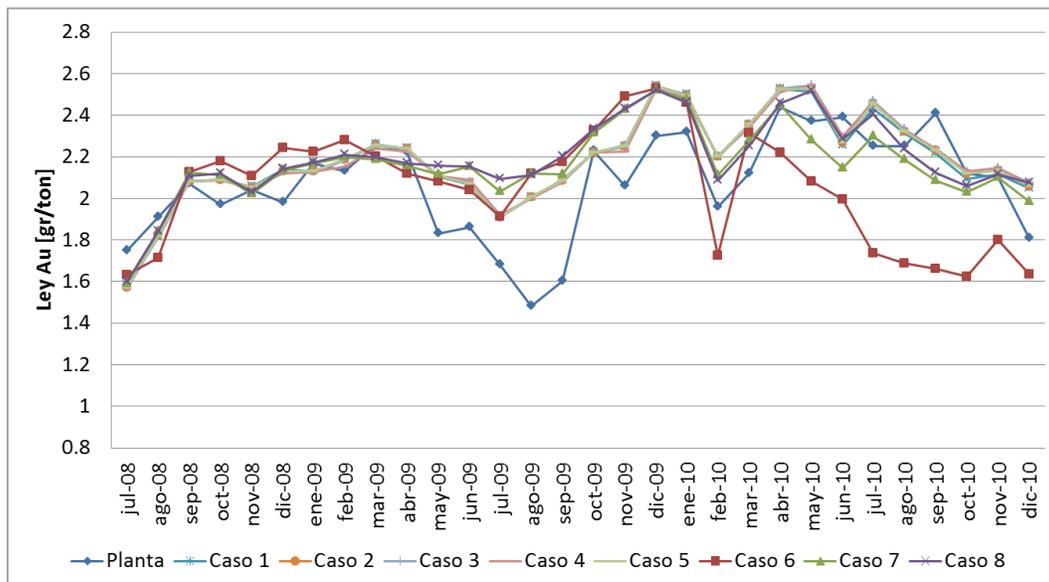


Figura 5.10 : Ley de oro mensual para los distintos casos de estudio para la calibración.

Tabla 5.5 : RMSE asociado a la ley de oro mensual para los distintos casos de estudio para la calibración.

Error	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4	Caso 5	Caso 6	Caso 7	Caso 8
RMSE	[gr/ton]	0,20	0,20	0,20	0,20	0,20	0,33	0,23	0,24

También se compararon los air gaps medidos en terreno con los obtenidos en las simulaciones justo antes y después de las tronaduras programadas. Para todos los casos de estudio, los resultados fueron similares debido al mineral capaz de fluir y al asignado en el programa de extracción, donde se aprecia una buena similitud entre las mediciones y las simulaciones. La Figura 5.11 muestra para el caso 2, en una línea blanca los límites de los air gaps medidos en terreno y en color el mineral antes de la tronadura de Marzo de 2010.

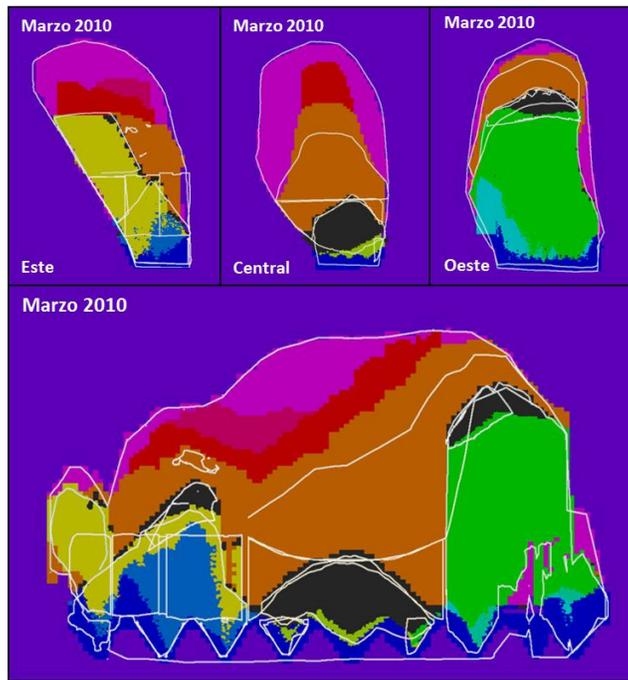


Figura 5.11 : Air gap antes de la tronadura de Marzo 2010 para el caso 2.

Para determinar finalmente cuál es el mejor set de parámetros para los futuros estudios, se comparó cada caso con un análisis de fragmentación a través de imágenes. En la Figura 5.12 se observa que el D50 es igual a 0,23 [m]. Con este análisis se concluiría que el mejor caso es el número 1 (0,25 [m]). Sin embargo, las imágenes utilizados presentan un sesgo de los fragmentos de mayor tamaño, ya que fueron sacadas cuando el mineral se encontraba en las palas de los LHD y no directamente desde los puntos de extracción (Capítulo 3, Sección 3.2.6.). Además, a partir de la experiencia en terreno, las rocas presentes en los puntos de extracción son de mayores dimensiones. Por lo tanto, el set de parámetros del caso 1 es descartado y el set a utilizar en el futuro será el del caso número 2 (0,35 [m]).

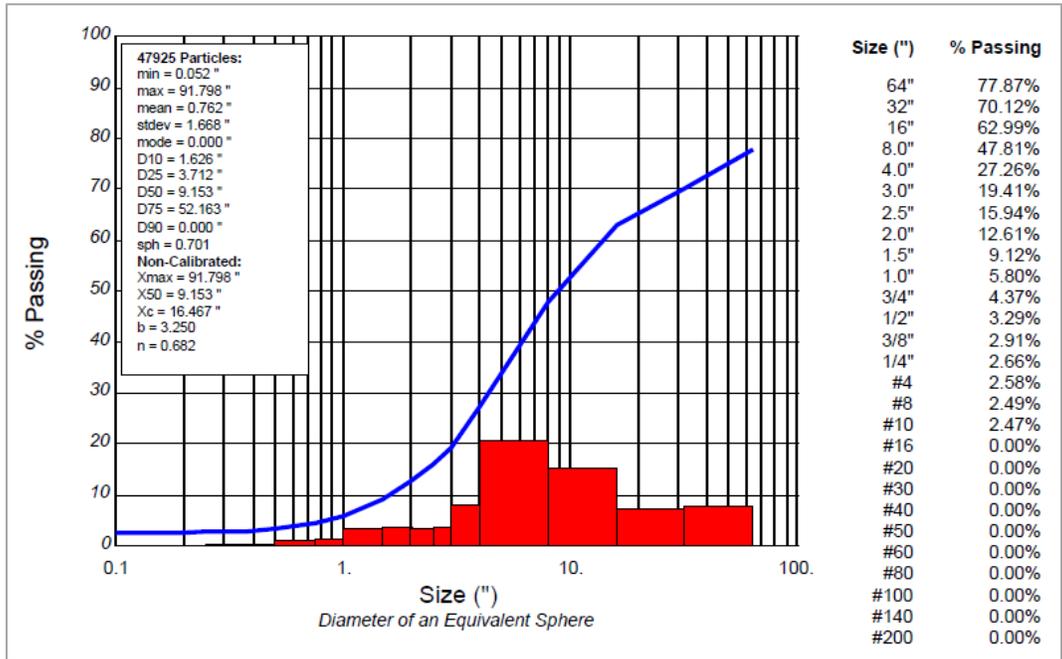


Figura 5.12 : Análisis de fragmentación a través de imágenes.

5.2.4. Conclusiones de la calibración

Considerando los errores implícitos que presenta el modelo, es posible concluir que REBOP es capaz de reproducir el fenómeno de flujo gravitacional y mezcla de manera aceptable, a partir de un conjunto particular de datos de entrada. Sin embargo, al buscar el mejor set de parámetros para representar la realidad, se observa que no existe una gran diferencia en los resultados obtenidos. De los ocho casos estudiados, cada uno con distinto diámetro medio, ángulo de fricción y porosidad, cinco de ellos tienen el mismo RMSE, a pesar que en la realidad, por ejemplo, el tamaño de la roca influye de gran manera en el flujo del mineral.

Los resultados de la calibración indican que REBOP puede ser considerado como una herramienta de planificación a largo plazo, al momento de incorporar el flujo gravitacional, para decidir cuál es sería la mejor estrategia de extracción y a su vez cuantificar la recuperación de la metodología de extracción seleccionada.

CAPÍTULO 6 «Estimaciones en REBOP»

Una vez calibrada la herramienta de flujo REBOP, comparando los datos minas (plan de producción), se realizaron estimaciones para la planificación a largo plazo para diferentes zonas de la mina Goldex.

Las zonas en estudio son GEZ, Zona M y la Zona E. Para cada caso se proporcionó un modelo de bloques, un diseño preliminar con la ubicación de los puntos de extracción y una estrategia de extracción.

El objetivo principal de las simulaciones a largo plazo es estimar la recuperación de mineral (reservas) y la estimación de la ley de oro en el futuro.

6.1. Zona GEZ

Para las estimaciones de la zona GEZ, se consideran diferentes escenarios dependiendo de las características geomecánicas de macizo rocoso, el diseño del nivel de producción y la estrategia de extracción, con el objetivo de maximizar la recuperación de reservas y su valor económico. A continuación, se describe cada uno de los factores a considerar para el estudio y cuáles son los casos a evaluar.

6.1.1. Definición de casos a estudiar

6.1.1.1. Características geomecánicas

En el Capítulo 3, Sección 3.2.3., se describen las características geomecánicas del macizo rocoso, con las cuales se condujeron diferentes estudios para determinar los posibles escenarios de hundibilidad para la zona GEZ.

Un primer análisis consistió en la modelación numérica con el software 3DEC, llevada a cabo por Itasca Consulting Group Inc. Este estudio muestra que al momento de obtener la forma final de la envolvente, la roca ubicada en el techo no presenta un fallamiento de gran consideración. A partir de los resultados se concluyó un desprendimiento promedio de 10 metros sobre el techo. Finalmente, del estudio se concluye que la forma final del cuerpo es estable debido a la calidad del macizo rocoso. En la Figura 6.1 se observa una sección transversal del modelo, observándose en color rojo el posible material por desprenderse.

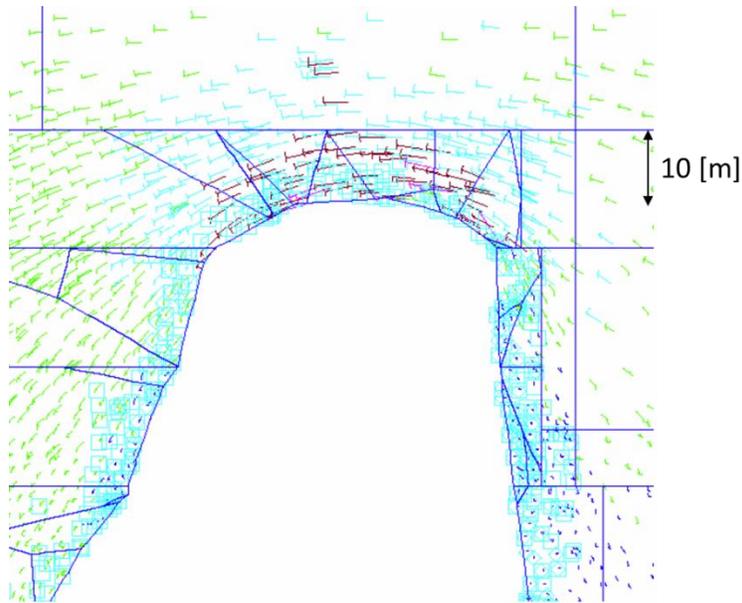


Figura 6.1 : Sección transversal representativa. En azul los límites de fallamiento.

Sin embargo, se ha observado en la operación, un mayor desprendimiento de material desde el techo, estimando un máximo de 50 [m] a partir de la forma final del cuerpo.

Un segundo análisis se lleva a cabo con la metodología de Laubscher. Para ello se utiliza la clasificación MRMR y se calcula el radio hidráulico que está dado por la Ecuación 8.

$$R_h = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} [m] \quad \text{Ecuación 8}$$

En el caso de la zona GEZ, su radio hidráulico (ANEXO B) y su clasificación MRMR promedio son de 47,6 [m] y 33, respectivamente. Con estos datos se observa en la Figura 6.2, indicado por un punto rojo, que la zona GEZ de la mina Goldex se encuentra en la zona de caving al momento de alcanzar la forma final esperada. Este simple análisis, presenta otro escenario totalmente opuesto al primer estudio señalado. Lo anterior es de esperarse debido a las grandes dimensiones del cuerpo en su etapa final (300 [m] alto, 400 [m] largo, 150 [m] ancho), por ejemplo, en algunos sectores de la mina El Teniente se inicia el caving con un área de 100 x 100 metros, equivalente a un radio hidráulico de 25 [m] siendo mucho menor al de la zona GEZ.

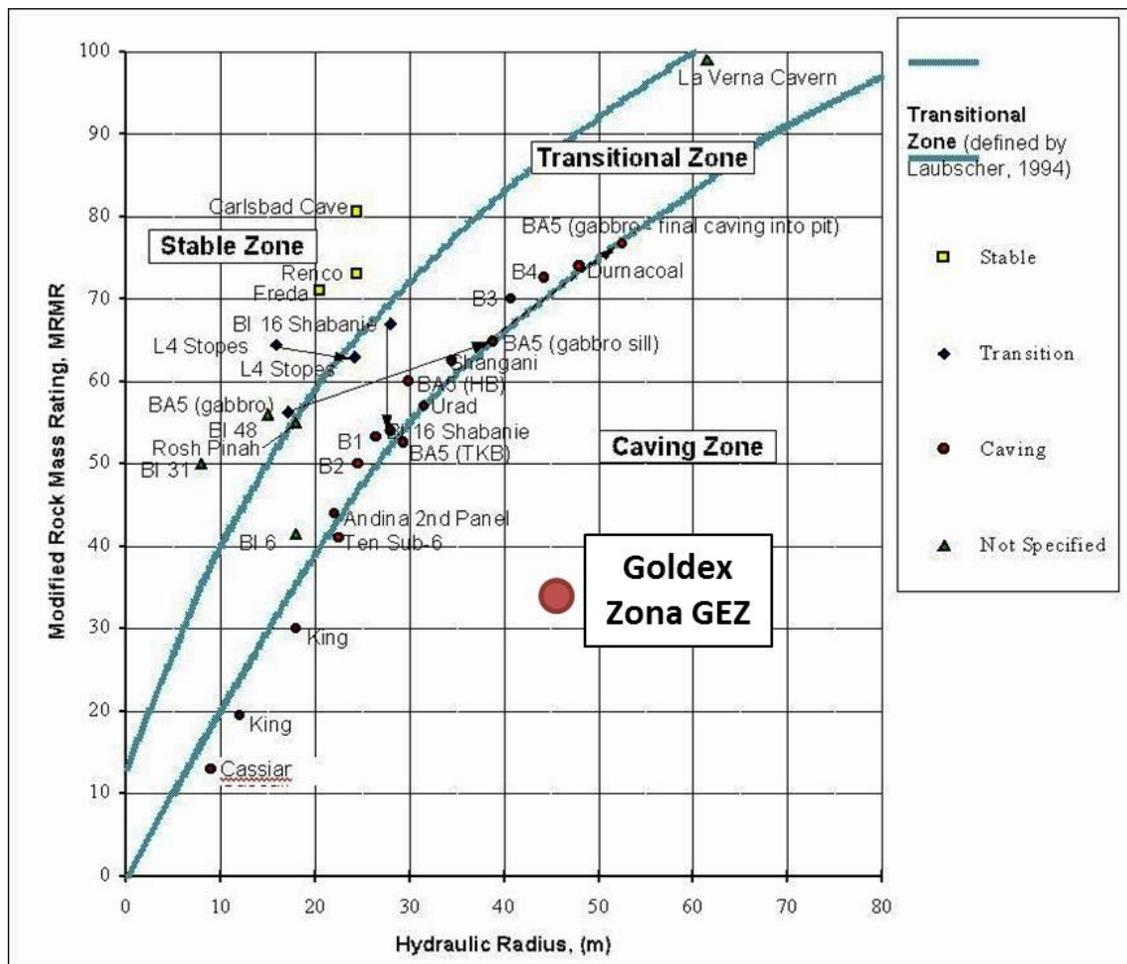


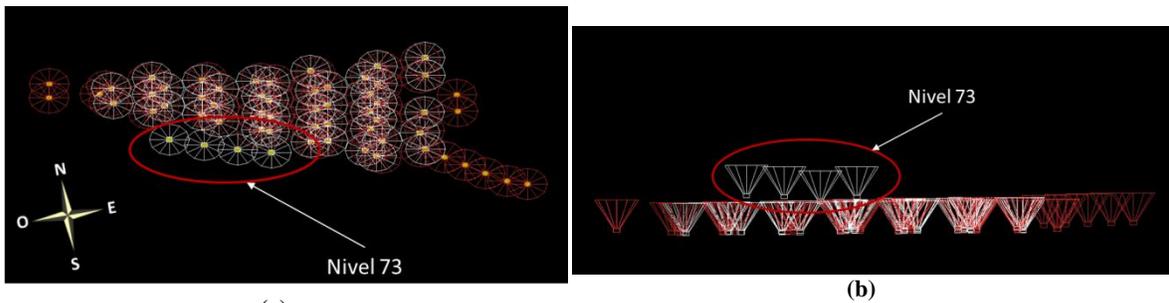
Figura 6.2 : Gráfico de hundibilidad por Laubscher.

Finalmente, los escenarios definidos por las características geomecánicas son los siguientes:

- (1) **Estable** – Considera la forma final del cuerpo totalmente estable, donde no existe incorporación de dilución proveniente del techo.
- (2) **Inestable parcial** – Considera, además de la forma del caserón diseñada, 50 [m] de dilución proveniente del techo, basado en el estudio a través de modelación numérica y lo observado en terreno, siendo la forma final obtenida estable.
- (3) **Colapso** – Basado en la metodología de Laubscher, se considera hundimiento del macizo rocoso hasta superficie.

6.1.1.2. Diseño del nivel de producción

Para las estimaciones de la zona GEZ se evalúan dos diseños. El primero consiste en el actual diseño del nivel de producción descrito en el Capítulo 3, Sección 3.2.4.3., donde existe solo un nivel de producción ubicado en el Nivel 76 con un total de 56 puntos de extracción. El segundo diseño consiste en incorporar un nuevo nivel de producción ubicado en el Nivel 73, sumando 4 puntos de extracción nuevos. En la Figura 6.3 se muestra la ubicación espacial de los nuevos puntos de extracción.



(a) (b)
 Figura 6.3 : (a) Vista en planta de el Nivel 73. (b) Vista longitudinal del Nivel 73.

6.1.1.3. Estrategia de extracción

Se evalúa una estrategia de extracción uniforme y otro proporcional a las reservas asignadas a cada punto. La primera estrategia busca un flujo masivo, el cual controla la entrada de material fino (Capítulo 2, Sección 2.2.1.1.). La estrategia proporcional, permite controlar la interfaz estéril – mineral. En la Figura 6.4, se observa la interfaz estéril mineral la cual depende del tonelaje y la razón de extracción definida para cada punto de extracción.

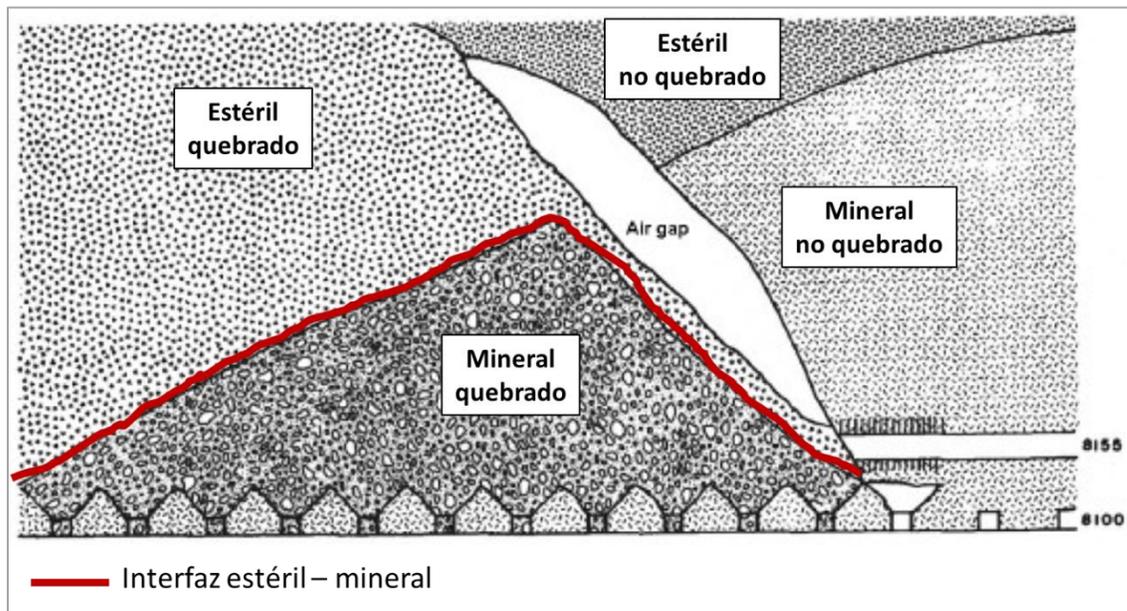


Figura 6.4 : Configuración del material a extraer.

6.1.1.4. Casos de estudio

A partir de los puntos anteriores se define un total de 12 casos posibles. La Tabla 6.1 resume los diferentes casos dependiendo de los factores geomecánicos, de diseño y extracción.

Tabla 6.1 : Resumen de los casos de estudio para la zona GEZ.

Caso de estudio	Diseño 1		Diseño 2	
	Estrategia uniforme	Estrategia proporcional	Estrategia uniforme	Estrategia proporcional
Estable	VAN ₁₁₁	VAN ₁₁₂	VAN ₁₂₁	VAN ₁₂₂
Inestable parcial	VAN ₂₁₁	VAN ₂₁₂	VAN ₂₂₁	VAN ₂₂₂
Colapso	VAN ₃₁₁	VAN ₃₁₂	VAN ₃₂₁	VAN ₃₂₂

6.1.2. Resultados y evaluación económica

Para la evaluación económica se utilizan los parámetros según la Tabla 6.2.

Tabla 6.2 : Parámetros para la evaluación económica.

Parámetro	Unidad	Valor
Precio Au	[US\$/ozt]	1.500
Costo Mina	[US\$/ton]	15,41
Costo Planta	[US\$/ton]	8,26
Costo F-R	[US\$/ozt]	2,66
Recuperación metalúrgica	[%]	93,9
Costo por punto de extracción	[US\$]	144.666
Tasa de descuento	[%]	10

En el Anexo C se especifica el cálculo del costo para el desarrollo de un punto de extracción. Además, se considera un costo de aproximadamente US\$840.000 en el año 2012, cuando comienza la producción del Nivel 73, por motivos de desarrollos. Además, se considera para el análisis el flujo de caja desde el año 2011.

La Tabla 6.3 y la Tabla 6.4 resumen el valor actual neto (VAN) y la recuperación de reservas respectivamente para cada caso definido en el Capítulo 6, Sección 6.1.1.4.

Tabla 6.3 : VAN para cada caso de estudio de la zona GEZ.

Caso de estudio	Diseño 1		Diseño 2	
	Estrategia uniforme	Estrategia proporcional	Estrategia uniforme	Estrategia proporcional
Estable	MUS\$ 828,44	MUS \$ 825,89	MUS \$ 828,77	MUS \$ 827,74
Inestable parcial	MUS\$ 464,26	MUS \$ 457,31	MUS \$ 534,23	MUS \$ 525,56
Colapso	MUS\$ 439,06	MUS \$ 436,34	MUS\$ 492,47	MUS \$ 491,97

Tabla 6.4 : Recuperación de reservas para cada caso de estudio de la zona GEZ.

Caso de estudio	Diseño 1		Diseño 2	
	Estrategia uniforme	Estrategia proporcional	Estrategia uniforme	Estrategia proporcional
Estable	97,7%	97,6%	97,9%	97,8%
Inestable parcial	75,7%	75,6%	82,2%	82,1%
Colapso	63,3%	64,4%	70,0%	76,8%

De la Tabla 6.3 se observa que para todos los casos el VAN es positivo debido al alto precio del oro en la actualidad. También se observa un mejor VAN para los casos estables, el cual disminuye en mayor medida con respecto a la cantidad de estéril que se desprende desde el techo. Además, el VAN es mayor para los casos donde se considera el Nivel 73, a pesar de la inversión para su desarrollo, a causa de una mayor recuperación de finos por el nuevo nivel de producción. Otro resultado importante es que el VAN es mayor para una estrategia uniforme para todos los casos, en el caso estable la diferencia es menor debido a que la recuperación es la misma en todos los casos, en los casos inestable parcial y de colapso esta diferencia se aprecia más.

En la Figura 6.5 y Figura 6.6 se observan los perfiles de leyes de oro para el caso estable, donde la ley de oro media fluctúa entre 1,5 [gr/ton] y 2,0 [gr/ton] aproximadamente desde el año 2011 en adelante. Esto se debe a que el material ubicado sobre la pared adyacente del cuerpo de moviliza a las zonas de extracción de los puntos de extracción a medida que se cumple la planificación. Como se dijo anteriormente, no existe gran diferencia entre los VAN obtenidos dependiendo de la estrategia de extracción a utilizar y el diseño a considerar, ya que la recuperación para todos los casos es cercana al 100% de las reservas.

El análisis económico determina construir el nuevo nivel de producción y utilizar una extracción uniforme, ayudando también en la operación la mantención en buen estado los puntos de extracción debido a una no sobreutilización de ellos. A pesar del análisis anterior, tal vez sea una buena opción conservar un solo nivel de producción por motivos operativos.

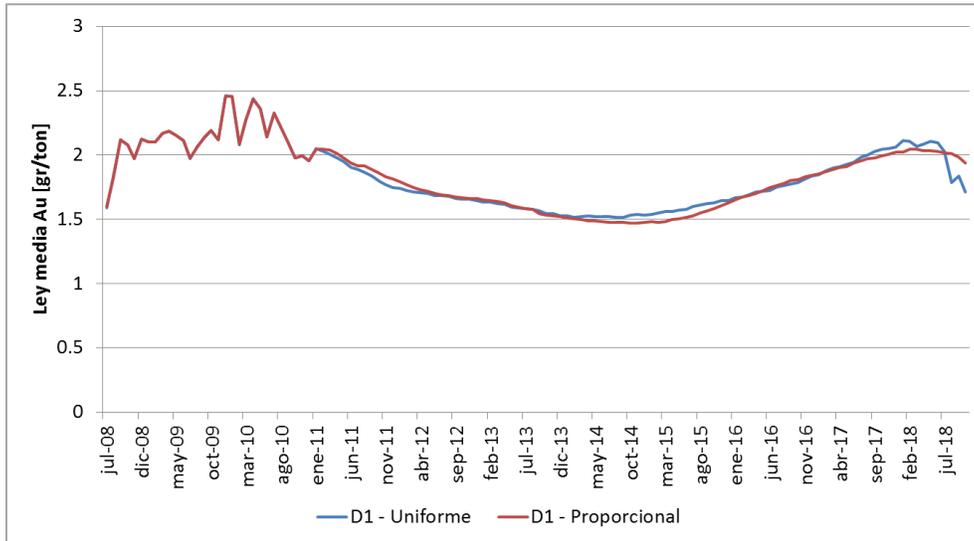


Figura 6.5 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso estable – diseño 1.

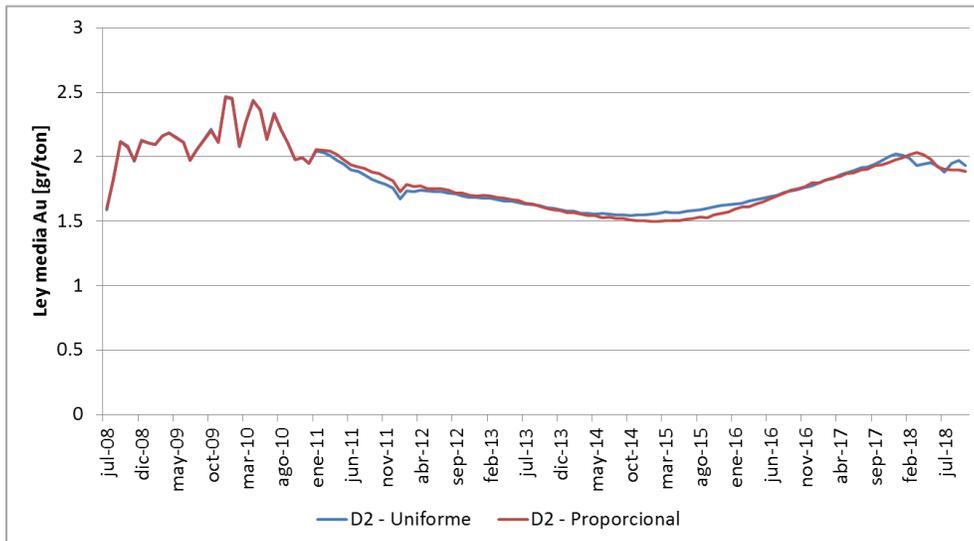


Figura 6.6 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso estable – diseño 2.

En la Figura 6.7 y la Figura 6.8 se observan los perfiles de leyes de oro para el caso inestable parcial. Se observa que la ley media disminuye constantemente para ambos casos, sin embargo para una estrategia uniforme, al final de la extracción la ley aumenta. Lo anterior, puede ser motivo de la mezcla existente entre la dilución proveniente del techo, con el mineral ubicado sobre la pared adyacente que se desplaza sobre los puntos de extracción, ya que una estrategia uniforme controla la interfaz estéril – mineral evitando la mezcla de ambos.

En este caso, se obtiene un mayor VAN utilizando con el diseño 2 y una estrategia uniforme. La gran diferencia se debe a que el diseño 2 posee una mayor recuperación (7%) de las reservas que el diseño 1, reflejado en el tiempo en producción, para el diseño 1 éste termina en julio del 2016 y para el diseño 2 en marzo del 2017.

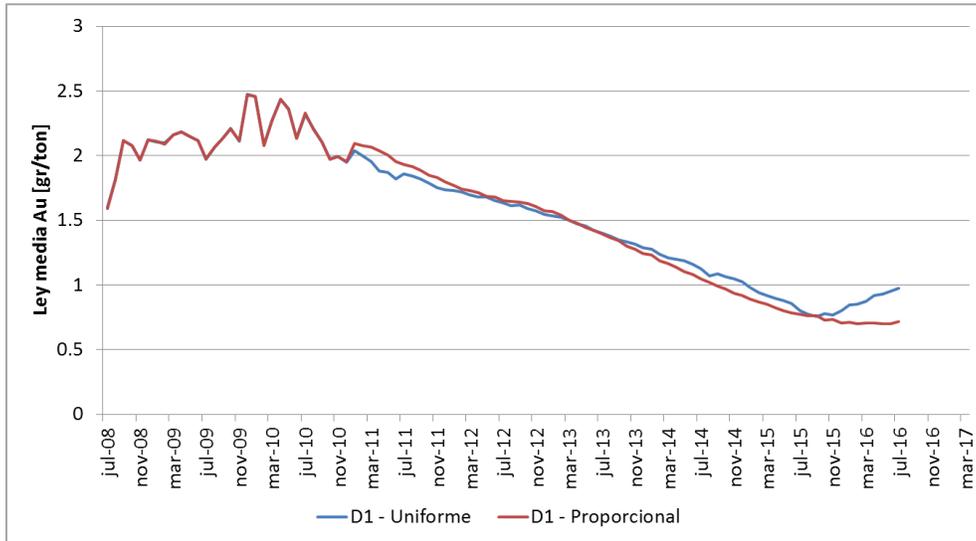


Figura 6.7 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso inestable parcial – diseño 1.

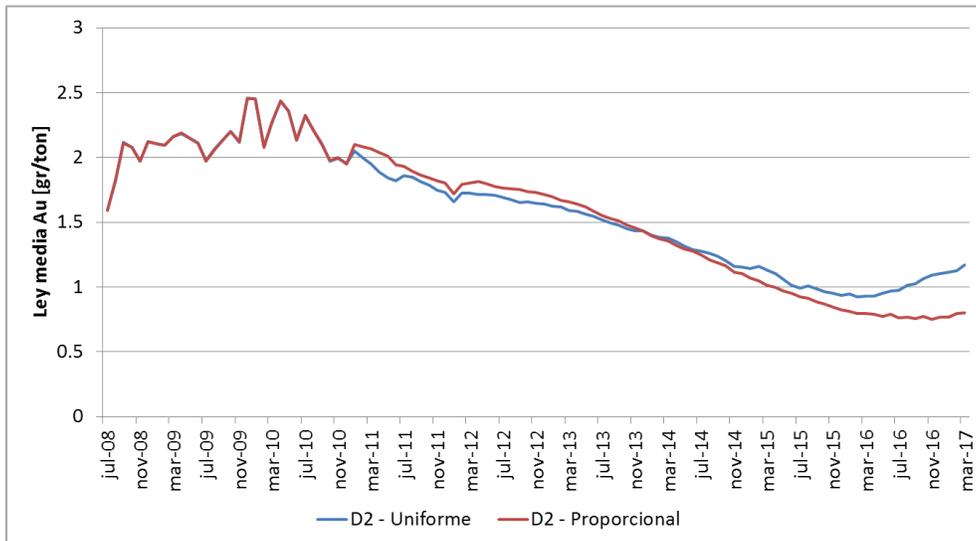


Figura 6.8 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso inestable parcial – diseño 2.

En la Figura 6.9 y la Figura 6.10 se observan los perfiles de leyes de oro para el caso de colapso, en ellos se observa que para una extracción uniforme, la cantidad de finos aumenta al final del periodo de producción, influyendo más en el VAN, a pesar de la tasa de descuento. Además, de similar forma que en el caso inestable parcial, el diseño 2 posee una mayor recuperación de las reservas, reflejándose en un VAN superior a los obtenidos con el diseño 1.

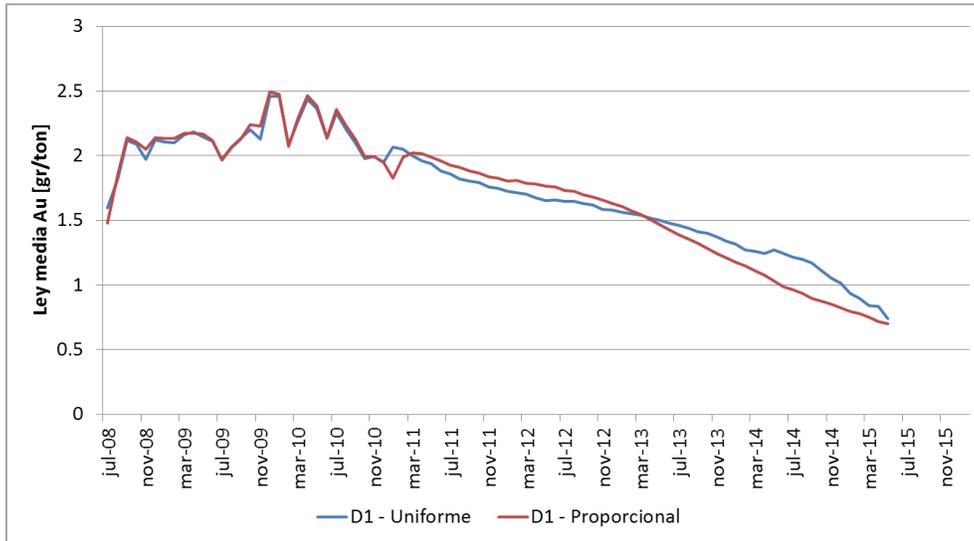


Figura 6.9 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso colapso – diseño 1.

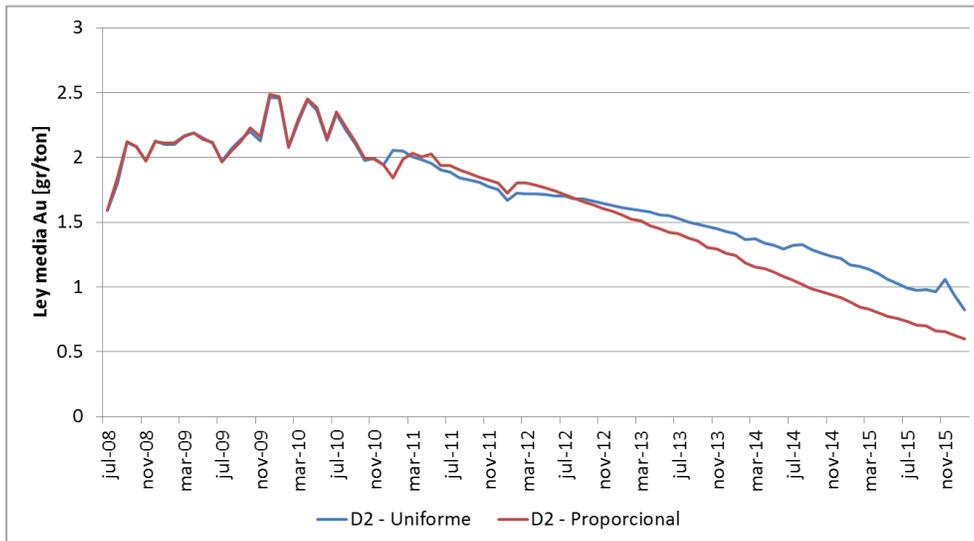


Figura 6.10 : Perfil de leyes según estrategia de extracción para el caso colapso – diseño 2.

Otros resultados de interés, es el reporte de los trazadores extraídos. A cada trazador, se le asocia un punto de extracción y el tonelaje al cuál se reportó. Lo anterior, nos permite advertir la aparición de los trazadores en la realidad y cuando se tengan datos mina de éstos, mejorar el modelo de flujo utilizado. En el Anexo D se encuentra la posición inicial de cada trazador y cuales fueron extraídos para cada caso.

6.2. Zonas E y M

Para las zonas E y M el análisis se enfoca en estimar las leyes de oro en el futuro y no en la estabilidad de los diseños propuestos por ingeniería.

6.2.1. Zona E

El modelo de bloques brindado por el Departamento de Geología, Figura 6.11, posee un tonelaje total de 6,70 [Mton] con una ley media de oro de 1,25 [gr/ton]. Como se indica en la Figura 6.12 y considerando una ley de corte de 0,85 [gr/ton], los recursos asociados son de 4,46 [Mton] con una ley media de 1,63 [gr/ton].

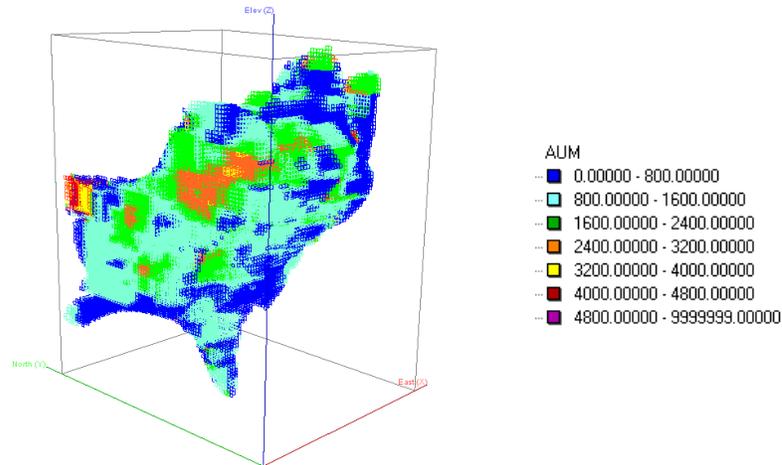


Figura 6.11 : Modelo de bloques de la zona E.

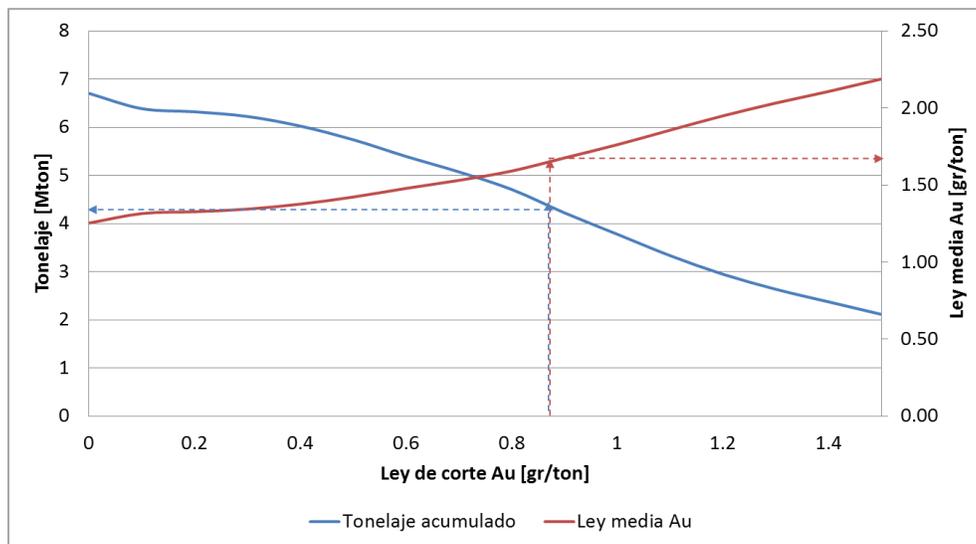


Figura 6.12 : Curva tonelaje – ley zona E.

Dos diseños son evaluados, ambos están compuestos por un caserón superior y uno inferior, diferenciándose solamente en la ubicación espacial del caserón inferior. El caserón superior posee dos zanjas con 6 puntos de extracción cada una y el inferior posee una zanja con 6 puntos de extracción.

En el primer diseño, el caserón superior posee un tonelaje total de 2,3 [Mton] con una ley media de oro de 1,43 [gr/ton]. En conjunto, los Departamentos de Geología e Ingeniería definen una dilución esperada proveniente del techo equivalente a 0,38 [Mton]. Por otro lado, el caserón inferior posee un total de 1,11 [Mton] con una ley media de 1,21 [gr/ton]. De la misma forma que al caserón superior, se le asocia una dilución proveniente

del techo igual a 0,23 [Mton]. Si se consideran ambos caserones en conjunto se tiene un total de 3,41 [Mton] con una ley media de oro de 1,36 [gr/ton] y una dilución total de 0,61 [Mton]. La Figura 6.13 muestra vistas del primer diseño a evaluar y su dilución programada.

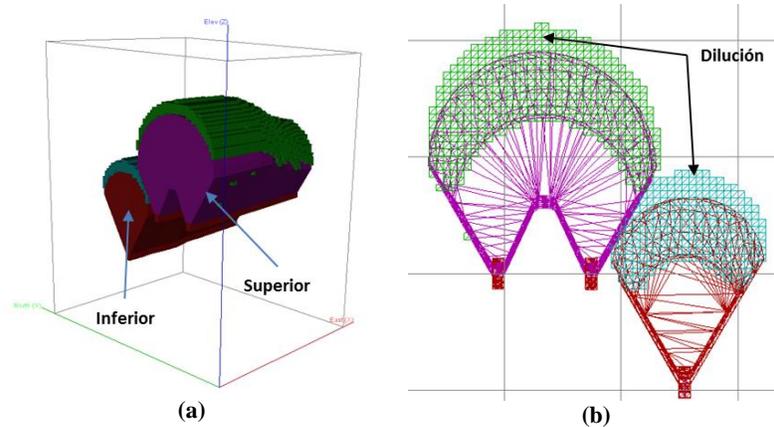


Figura 6.13 : Diseño 1 para la zona E. (a) Vista isométrica. (b) Perfil transversal.

El segundo diseño considera el mismo caserón superior, pero el inferior se desplaza 10 metros hacia el sur. Este cambio disminuye el tonelaje del caserón inferior a 1,06 [Mton] con una ley de oro media de 1,33 [gr/ton]. La dilución programa desde el techo también disminuye a 0,19 [Mton]. Cuando se consideran ambos caserones, el tonelaje total y la ley media de oro son de 3,26 [Mton] y 1,40 [gr/ton] respectivamente, y la dilución es igual a 0,67 [Mton]. La Figura 6.14 muestra vistas del segundo diseño a evaluar y su dilución programada.

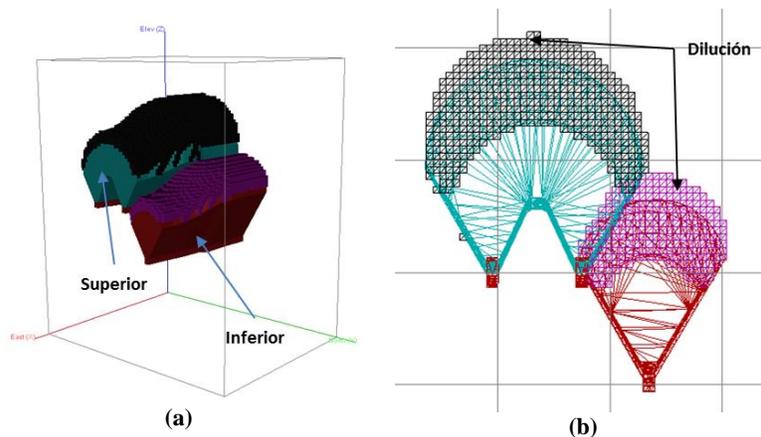


Figura 6.14 : Diseño 2 para la zona E. (a) Vista isométrica. (b) Perfil transversal.

Se evaluaron diferentes programas de extracción para esta zona dependiendo del orden de extracción de los caserones. A continuación, se enumera cada uno de los programas:

- (1) Solo se extrae el caserón superior.
- (2) Solo se extrae el caserón inferior.
- (3) Se extrae primero el caserón superior y luego el inferior.

- (4) Se comienzan a extraer ambos caserones al mismo tiempo buscando que ambos terminen su extracción al mismo tiempo.

El programa número 4, solamente se estudia para análisis de resultados, ya que en la realidad el comenzar la producción del caserón inferior afecta en la estabilidad del nivel de producción del caserón superior.

El programa de extracción considera una producción diaria de 2.500 [tpd] para el sector equivalente a 75.000 [tpm]. La estrategia de extracción para los tres primeros casos es uniforme desde un inicio y para el cuarto caso es proporcional al tonelaje total por caserón. A partir de los datos anteriores, cada programa de extracción posee el total de meses que se observa en la Tabla 6.5, los cuales son calculados a partir del tonelaje de cada caserón y la producción diaria desea.

Tabla 6.5 : Meses de extracción según cada programa.

Caso	Meses totales	
	Diseño 1	Diseño 2
(1) Solo caserón superior	31	31
(2) Solo caserón inferior	15	14
(3) Primer caserón y luego inferior	46	45
(4) Ambos caserones al mismo tiempo	46	45

La Tabla 6.6 muestra la producción diaria por punto de extracción, dependiendo de la cantidad de puntos de extracción que están activos y la producción diaria desea.

Tabla 6.6 : Producciones diarias por punto de extracción según cada programa.

Caso	Producción diaria por punto de extracción		
	Diseño 1	Diseño 2	
(1) Solo caserón superior	6.818 [tpm]	6.818 [tpm]	
(2) Solo caserón inferior	12.500 [tpm]	12.500 [tpm]	
(3) Primer caserón y luego inferior	19.318 [tpm]	19.318 [tpm]	
(4) Ambos caserones al mismo tiempo	Caserón superior	4.595 [tpm]	4.667 [tpm]
	Caserón inferior	4.077 [tpm]	3.943 [tpm]

Para cada diseño y programa de extracción se realizan dos simulaciones. La primera simulación corresponde a un escenario sin dilución donde el techo del caserón es totalmente estable, y la segunda simulación incorpora la dilución definida anteriormente. Las Tabla 6.7 y Tabla 6.8 muestran los resultados para la totalidad de los casos, donde se aprecia que las simulaciones que no consideran la dilución obtienen un mayor porcentaje

de finos. Sin embargo, para todos los casos, con y sin dilución planificada, la ley media de oro obtenida es mayor a la ley de corte considerada en el estudio.

Tabla 6.7 : Resultados de las simulaciones para el diseño 1 de la zona E.

Caso	Variable	Unidad	Sin dilución	Con dilución
(1)	Tonelaje total	[Mton]	2,3	2,3
	Ley media de oro	[gr/ton]	1,45	1,39
	Finos totales de oro	[ozt]	109.063,60	103.557,81
(2)	Tonelaje total	[Mton]	1,1	1,1
	Ley media de oro	[gr/ton]	1,22	1,16
	Finos totales de oro	[ozt]	44.097,62	41.805,20
(3)	Tonelaje total	[Mton]	3,5	3,5
	Ley media de oro	[gr/ton]	1,38	1,35
	Finos totales de oro	[ozt]	152.951,69	14.581,03
(4)	Tonelaje total	[Mton]	3,5	3,5
	Ley media de oro	[gr/ton]	1,38	1,35
	Finos totales de oro	[ozt]	153.252,85	150.376,24

Tabla 6.8 : Resultados de las simulaciones para el diseño 2 de la zona E.

Caso	Variable	Unidad	Sin dilución	Con dilución
(1)	Tonelaje total	[Mton]	2,3	2,3
	Ley media de oro	[gr/ton]	1,46	1,39
	Finos totales de oro	[ozt]	109.072,66	103.690,051
(2)	Tonelaje total	[Mton]	1,1	1,1
	Ley media de oro	[gr/ton]	1,38	1,28
	Finos totales de oro	[ozt]	45.838,98	43.153,20
(3)	Tonelaje total	[Mton]	3,4	3,4
	Ley media de oro	[gr/ton]	1,42	1,39
	Finos totales de oro	[ozt]	154.257,29	150.615,82
(4)	Tonelaje total	[Mton]	3,4	3,4
	Ley media de oro	[gr/ton]	1,37	1,38
	Finos totales de oro	[ozt]	148.664,02	150.320,75

A continuación, se muestran los perfiles de leyes obtenidos durante la extracción. La Figura 6.15 representa el caso (1) donde se aprecia el ingreso de dilución en el periodo 11.

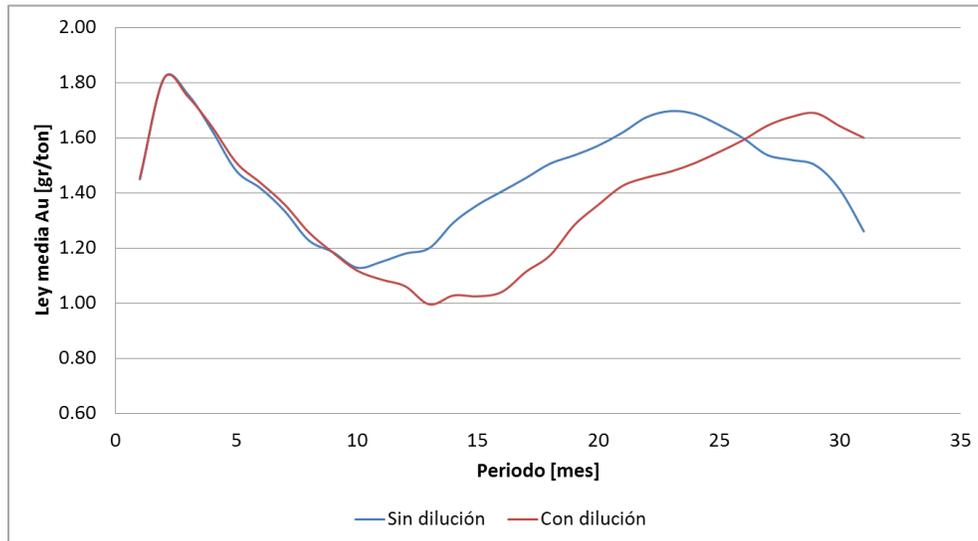


Figura 6.15 : Perfil de leyes de simulaciones para el caserón superior de la zona E.

En la Figura 6.16 se observa el perfil de leyes para el caso (2), siendo similar para ambos diseños, la ley de oro obtenida fluctúa entre 0,95 [gr/ton] y 1,50 [gr/ton], sin embargo el diseño 2 presenta las mayores leyes independientemente si entra la dilución o no.

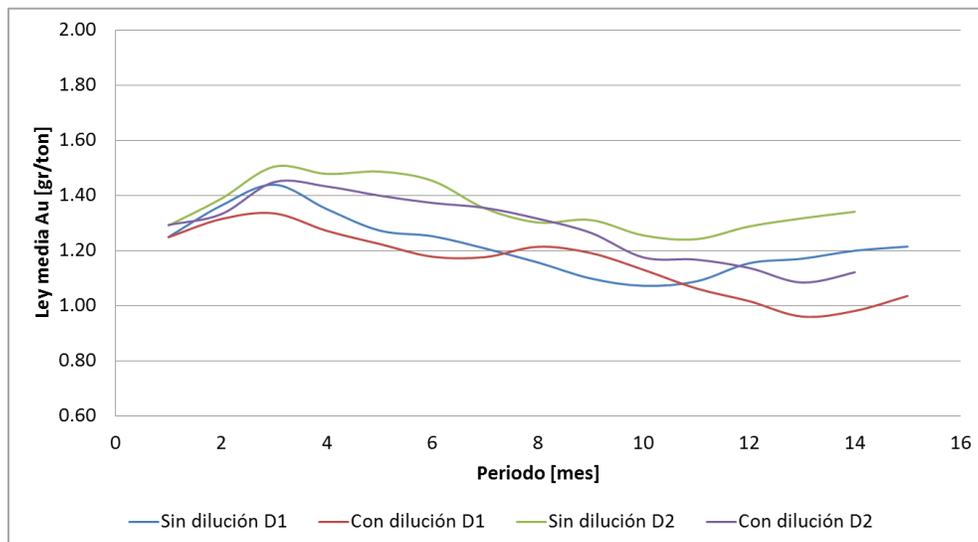


Figura 6.16 : Perfil de leyes de simulaciones para el caserón inferior de la zona E.

La Figura 6.17 presenta el perfil de leyes del programa de extracción del caso (3). Se observa que hasta el periodo 31 el comportamiento de la ley media es similar al del caso (1). Sin embargo en los periodos futuros las leyes varían según cada caso debido a que material del caserón superior, proveniente de los pilares y la dilución del techo, se mezcla con el perteneciente al caserón inferior.

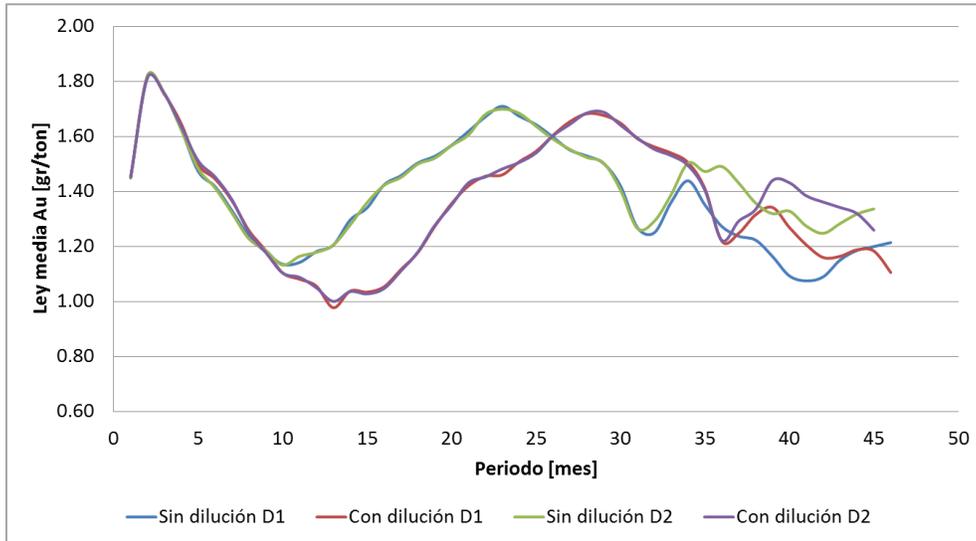


Figura 6.17 : Perfil de leyes de las simulaciones con extracción consecutiva de los caserones de la zona E.

La Figura 6.18 muestra el perfil de leyes para el caso (4). Para esta situación, la entrada de dilución en ambos diseños entra en el periodo 15. Con respecto a las leyes, se observa que ambos diseños hasta el periodo 19 presentan leyes similares de oro, luego el diseño 2 obtiene leyes mayores, pero a partir del periodo 34 disminuyen siendo menores que las obtenidas por el diseño 1.

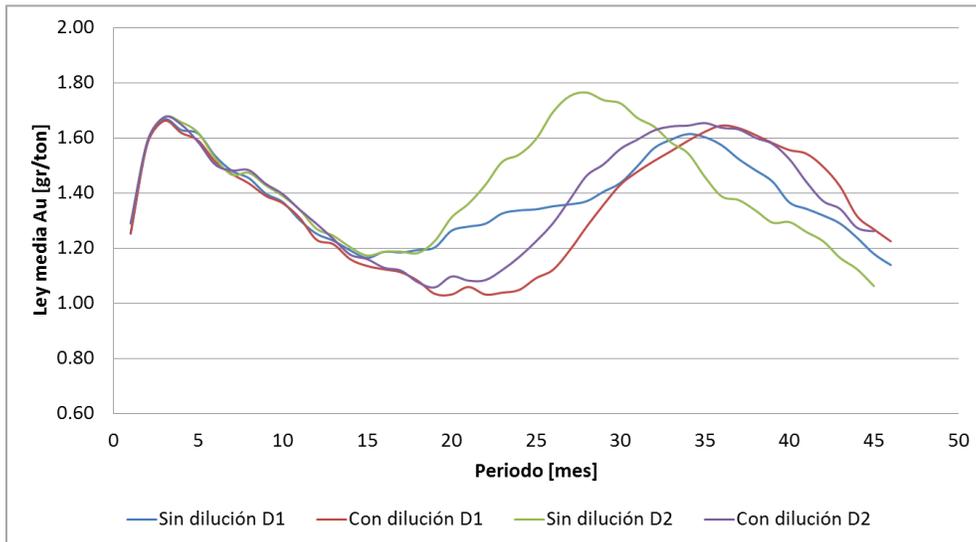


Figura 6.18 : Perfil de leyes de las simulaciones con extracción simultánea de ambos caserones de la zona E.

6.2.2. Zona M

El modelo de bloques brindado por el Departamento de Geología, Figura 6.19, posee un tonelaje total de 7,6 [Mton] con una ley media de oro de 1,45 [gr/ton]. Como se indica en la Figura 6.20 y considerando una ley de corte de 0,85 [gr/ton], los recursos asociados son de 5,8 [Mton] con una ley media de 1,71 [gr/ton].

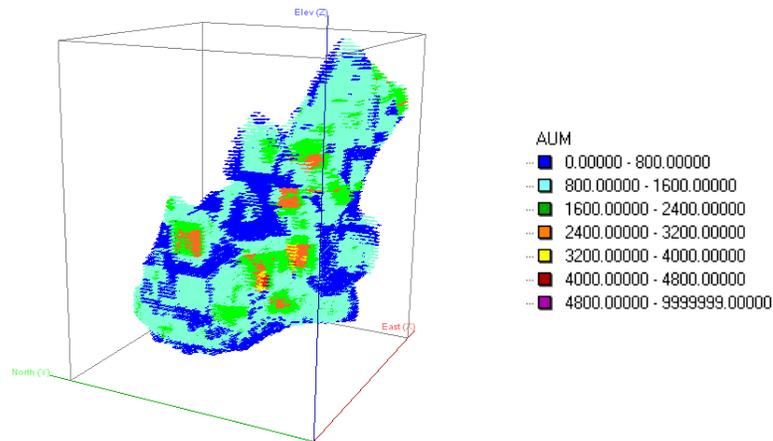


Figura 6.19 : Modelo de bloques de la zona M.

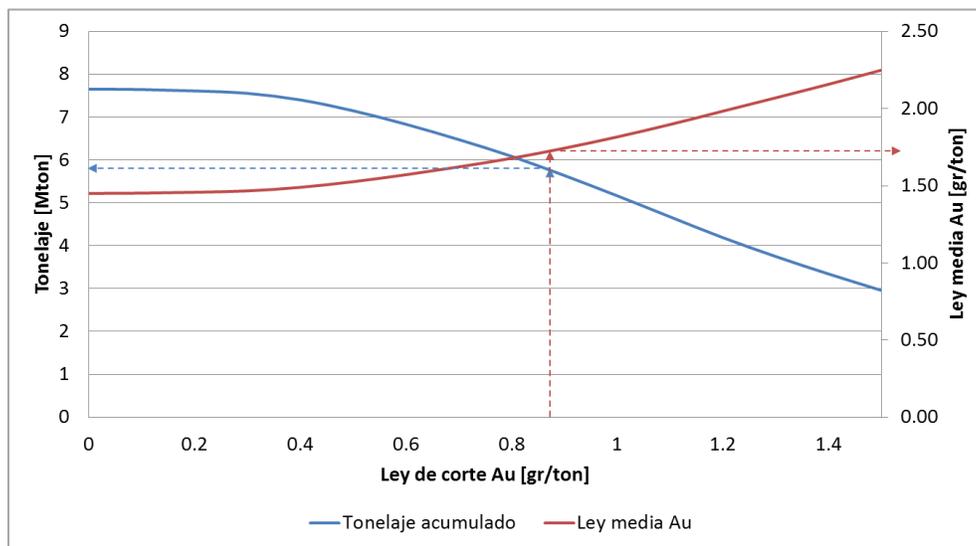


Figura 6.20 : Curva tonelaje – ley zona M.

El diseño del nivel de producción considera un solo gran caserón estable geomecánicamente con tres zanjas a lo largo y un total de 18 puntos de extracción. Con el diseño propuesto anteriormente, se espera una recuperación del 100% del caserón, el cual tiene asociado un tonelaje de 3,0 [Mton] y una ley media de oro de 1,70 [gr/ton]. Además, existe una dilución programada proveniente del techo igual a 0,4 [Mton], la cual fue definida por el Departamento de Geología. En la Figura 6.21 se muestra el diseño para la extracción de la zona M, en azul se aprecia el caserón y en negro la dilución.

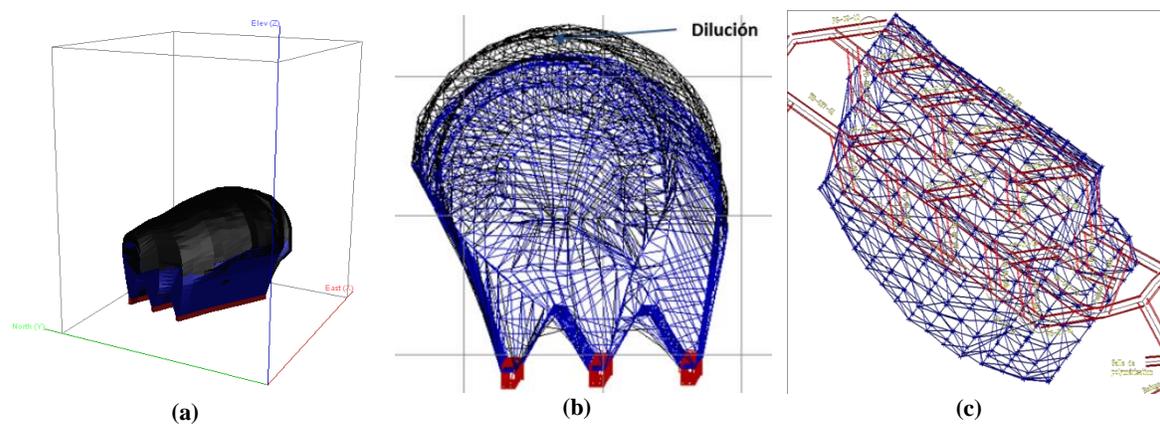


Figura 6.21 : Zona M (a) Vista isométrica. (b) Perfil transversal. (c) Vista en planta.

El programa de extracción considera una producción diaria de 2.500 [tpd] para el sector equivalente a 75.000 [tpm]. La estrategia de extracción es uniforme desde un inicio, por lo tanto, a partir de los datos anteriores, el programa de extracción posee 40 meses extrayendo 4.412 [tpm] por cada punto de extracción.

La evaluación de esta zona considera dos simulaciones. La primera simulación corresponde a un escenario sin dilución donde el techo del caserón es totalmente estable, y la segunda simulación incorpora la dilución definida con anterioridad. La Tabla 6.9 muestra los resultados de las simulaciones, donde se aprecia una mayor obtención de finos para el caso sin dilución. En la Figura 6.22 se observa el perfil de leyes para ambos casos simulados, se desprende que a partir del periodo 8 la ley media comienza a disminuir por el ingreso de la dilución proveniente del techo.

Tabla 6.9 : Resultados de las simulaciones para la zona M.

Variable	Unidad	Sin dilución	Con dilución
Tonelaje total	[Mton]	3,0	3,0
Ley media de oro	[gr/ton]	1,74	1,63
Finos totales de oro	[ozt]	168.127,85	157.687,51

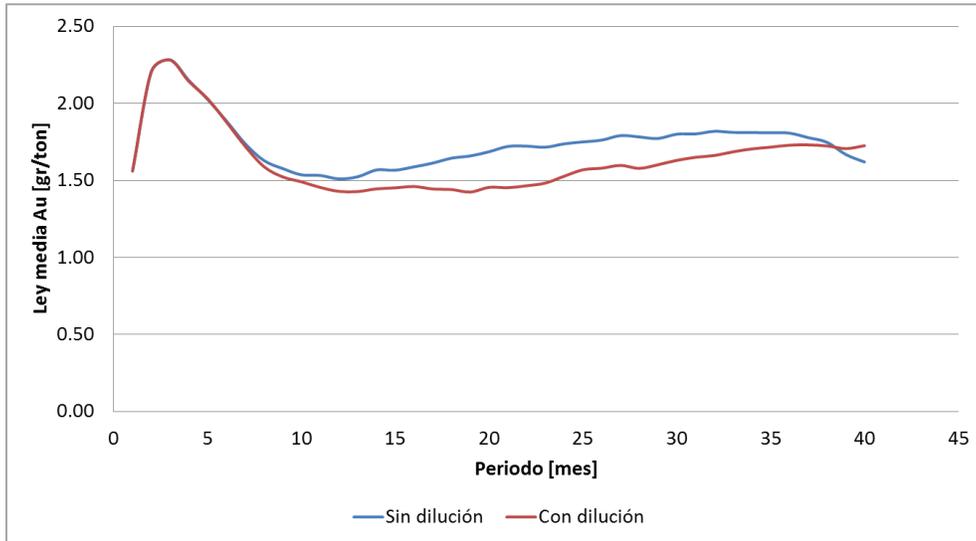


Figura 6.22 : Perfil de leyes de cada simulación para la zona M.

CAPÍTULO 7 «Conclusiones y recomendaciones»

7.1. Conclusiones

7.1.1. Calibración REBOP

Para una buena calibración de la herramienta de flujo es importante la información disponible para realizarla, la cual sea de buena calidad y redundante. Además, ir actualizando la base de datos permite ir mejorando continuamente el modelo a utilizar.

En este estudio, a causa del modelo de bloques entregado de la zona GEZ, las simulaciones sobrestiman las leyes de oro entre abril de 2009 y enero de 2010, ya que no considera la variabilidad existente de cada bloque debido al método de estimación de reservas utilizado, definiendo sectores con leyes homogéneas (Capítulo 5, Sección 5.2.2.1).

Las propiedades del macizo rocoso estudiadas en el análisis de sensibilidad (diámetro medio, ángulo de fricción y máxima porosidad) no influyen de gran forma en los resultados de las simulaciones. Entre todos los casos analizados, solo uno muestra diferencias, ya que el diámetro medio utilizado fue de 0.01 [m] lo que se traduce en elipses de movimiento y extracción más estrechas, según la teoría.

La propiedad CavePeriod tiene mayor importancia al momento de simular, porque determina la cantidad de mineral capaz de ser extraído. En el caso particular de la mina Goldex, ésta posee gran cantidad de instrumentación y mediciones que permiten estimar de buena forma la cavidad generada por tronaduras o desprendimiento, logrando incorporar de forma satisfactoria el CavePeriod al sector Central y Oeste de la zona GEZ. Además, es posible observar que la mayor propagación del caving fue luego de la tronadura de marzo de 2010, esto se puede deber a los esfuerzos concentrados en los pilares ubicados entre los caserones Este y Oeste, los cuales se redistribuyeron a causa del material desprendido desde el techo.

Se utilizaron dos variables para calibrar REBOP, la ley de oro mensual entregado por la planta y el air gap medido antes y después de una tronadura. La primera, se obtiene del reporte que entrega REBOP al finalizar una simulación y la segunda, se aprecia en el programa a través de su visualizador. Es importante mencionar que para la última variable, solo es posible realizar una inspección visual, debido a que REBOP no posee una herramienta que mida el volumen del vacío, en orden de calcular de forma más precisa el error asociado. Sin embargo, permite entender de mejor manera el comportamiento del mineral durante la extracción.

Los parámetros escogidos para las estimaciones fueron los que se indican en la Tabla 7.1.

Tabla 7.1 : Parámetros escogidos para las estimaciones.

Variable	Unidad	Caso 2
Densidad	[ton/m ³]	2,70
Ángulo de fricción	[°]	43
Diámetro medio	[m]	0,35
Desviación estándar del diámetro medio	[m]	0
Porosidad in situ	[%]	0
Porosidad máxima	[%]	0,45

El error cuadrático medio de la ley, asociado al set de parámetros escogido, es de 0,20 [gr/ton] y los vacíos de aire visualizados en REBOP coinciden de buena forma con los medidos con la cámara láser en terreno.

7.1.2. Estimaciones en REBOP

REBOP como una herramienta de planificación a largo plazo permite obtener una estimación cercana de leyes y finos a partir de un plan de producción y una estrategia de extracción dada, ayudando de esa forma a la evaluación de distintos escenarios propuestos para la explotación futura de nuevas zonas u otras ya existentes.

A través de la recopilación de información, revisión bibliográfica, análisis geomecánico y propuestas para una mejor extracción por parte del personal de la mina Goldex, se definieron distintos casos de estudio posibles en los cuales se podría encontrar la zona GEZ en algún periodo de producción. Así se definieron 3 escenarios geomecánicos: estable, inestable parcial y de colapso; 2 diseños para los niveles de producción; y 2 estrategias de extracción: uniforme y proporcional a la columna de mineral.

Utilizando la herramienta de flujo REBOP se simulan los distintos escenarios definidos anteriormente. La Tabla 7.2 se aprecia el diseño y estrategia de extracción para cada caso geomecánico con los cuales se obtiene el mejor VAN y recuperación.

Tabla 7.2 Mejor diseño y estrategia de extracción según escenario geomecánico.

Caso	Diseño	Estrategia de extracción	Recuperación	VAN
Estable	2 niveles de producción	Uniforme	97,9%	MUS \$ 828,77
Inestable Parcial	2 niveles de producción	Uniforme	82,2%	MUS \$ 534,23
Colapso	2 niveles de producción	Uniforme	70,0%	MUS \$ 492,47

Para todos los casos coincide que la mejor alternativa es considerar dos niveles de producción (Nivel 73 y Nivel 76) utilizando una estrategia uniforme de extracción. Además, se observa una disminución del VAN y la recuperación a medida que el

escenario geomecánico tiende al colapso, debido a la entrada de dilución proveniente desde el techo, siendo consistente con lo esperado. Es importante considerar, que esta es una evaluación preliminar, en la cual podría afectar, como por ejemplo, la operatividad o flexibilidad que otorgan los diseños.

Para las zonas E y M, se consideró que los diseños respectivos son estables, por lo que la recuperación de mineral para ambas zonas es cercana al 100%. Sin embargo, los diseños propuestos solo logran obtener entre un 60% y un 70% de los recursos, por lo que considerar la utilización de otros métodos de explotación más selectivos o complementar el ya propuesto podría mejorar la recuperación de finos. Se observa que independientemente si se extrae dilución o no, la ley media obtenida se encuentra sobre la ley de corte considerada. Para ambas zonas, en los casos donde se considera estéril, la entrada de éste es temprana debido a que las alturas de interacción de las IMZ son mayores que las del cuerpo en sí. En la Figura 7.1 (a) se observa en amarillo el estéril siendo extraído antes que el mineral de interés en azul.

En particular para la zona E, cuando ambos caserones son extraídos hay estéril potencialmente inestable que se encuentra entre ellos, Figura 7.1 (b), se recomienda realizar un análisis de estabilidad para esta zona en particular. Por último, para la zona E el diseño número 2 obtiene un mejor perfil de leyes que se observa al momento de la extracción del caserón inferior.

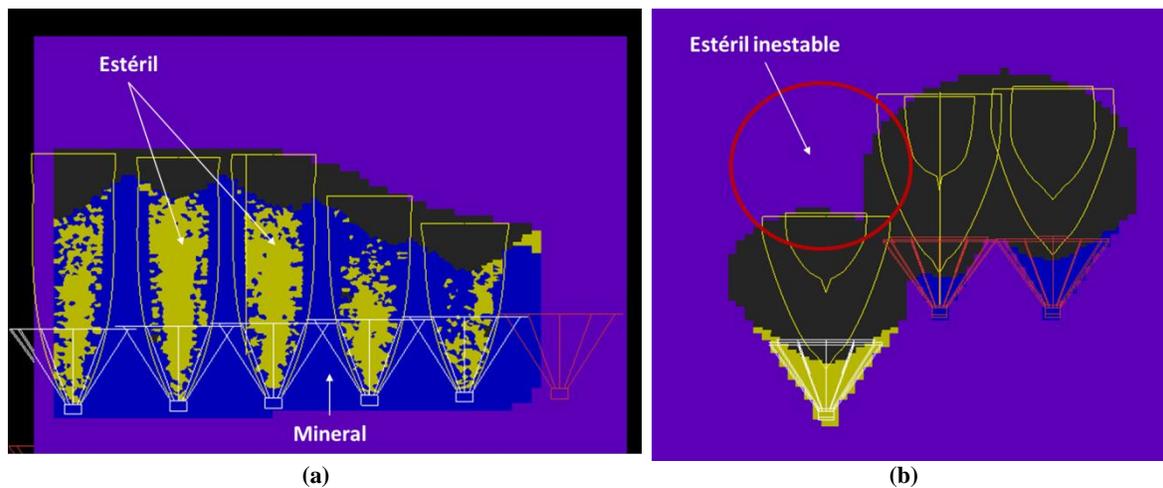


Figura 7.1 : (a) Altura de interacción para la zona E. (b) Estéril inestable entre los caserones de la zona E.

7.2. Recomendaciones y trabajos futuros

Con respecto a la utilización de REBOP, es importante continuar la validación de éste, simulando más casos reales, para un mejoramiento continuo del software.

Referido al caso particular de la mina Goldex, se recomienda medir frecuentemente los air gaps, el cave back y la superficie del mineral dentro de la zona GEZ para actualizar constantemente el modelo de flujo para futuras simulaciones. También es importante la medición de los parámetros del macizo rocoso que influyen en el flujo, como por ejemplo, el diámetro medio de los fragmentos que se realiza a través de

un análisis de imagen. Lo anterior, permitirá utilizar el modelo de flujo gravitacional para fines de planificación.

También se recomienda llevar a cabo simulaciones que consideren un recorte de los puntos de extracción hacia la calle de producción en el Nivel 73 y la recuperación de pilares entre los puntos de extracción del Nivel 76 y 73. Esto puede lograr un aumento de la recuperación de reservas de la mina, extrayendo mineral extra luego de haber concluido con la extracción planificada.

La adición de nuevos puntos de extracción en el Nivel 73 en futuras simulaciones podría ser interesante para la estimación de leyes y recuperación de mineral, y en consecuencia de la vida de la mina. Es importante, poder calcular el tonelaje asociado a cada nuevo punto de extracción (altura de la columna de mineral), permitiendo de esta forma una estimación más precisa.

CAPÍTULO 8 «Bibliografía»

BROWN, E. Block Caving Geomechanics. Queensland, JKMRC, 2003.

CASTRO, R., TAMBURINO, A., FERNÁNDEZ, F. Development of the kinematic model to rapidly simulate the flow of caved rock for block. En: Caving 2010 - Symposium on Block and Sublevel Caving (20, 21 y 22 de abril de 2010). Perth, Australia. pp. 583-591.

CHITOMBO, G. Cave mining - 16 years after Laubscher's 1994 paper 'Cave mining – state of the art'. En: Caving 2010 - Symposium on Block and Sublevel Caving (20, 21 y 22 de abril de 2010). Perth, Australia. pp. 45-61.

DUQUETTE, D., GRONDIN, L., COUSIN, P., LEGAULT, M., DESTENAY, H., GAUTHIER, J., PELLETIER, J-G., EMOND, R. Goldex Feasibility Study Tome 1. Agnico – Eagle Ltd. Val-d'Or, Canadá, 2005.

LAUBSCHER, D. Cave Mining, the state of the art. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy: 279 – 293, 1994.

LAGUEUX, J-F. y FRENETTE, P. Stope Stability Monitoring at the Goldex Mine. En: Innovations In Rock Engineering - In Mines Without Borders CIM Annual Meeting (22, 23, 24 y 25 de mayo de 2011). Montreal, Canadá.

FRENETTE, P. The Goldex Mine Mining Method. Caving 2010 - Symposium on Block and Sublevel Caving (20, 21 y 22 de abril de 2010). Perth, Australia. Pp. 253 – 266.

PIERCE, M. REBOP Version 3.1. For Block Caving User Guide. Itasca Consulting Group, Inc. Minneapolis, 2008.

PIERCE, M. A Model For Gravity Flow Of Fragmented Rock In Block Caving Mines. Tesis (Doctorado). Brisbane, Australia. University Of Queensland, 2009.

VARGAS, R. Metodología de Diseño de Malla de Extracción en Block y Panel Caving incorporando Back-Análisis. Tesis (Magíster en Minería). Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2010.

ANEXO A: Reporte de agua semanal

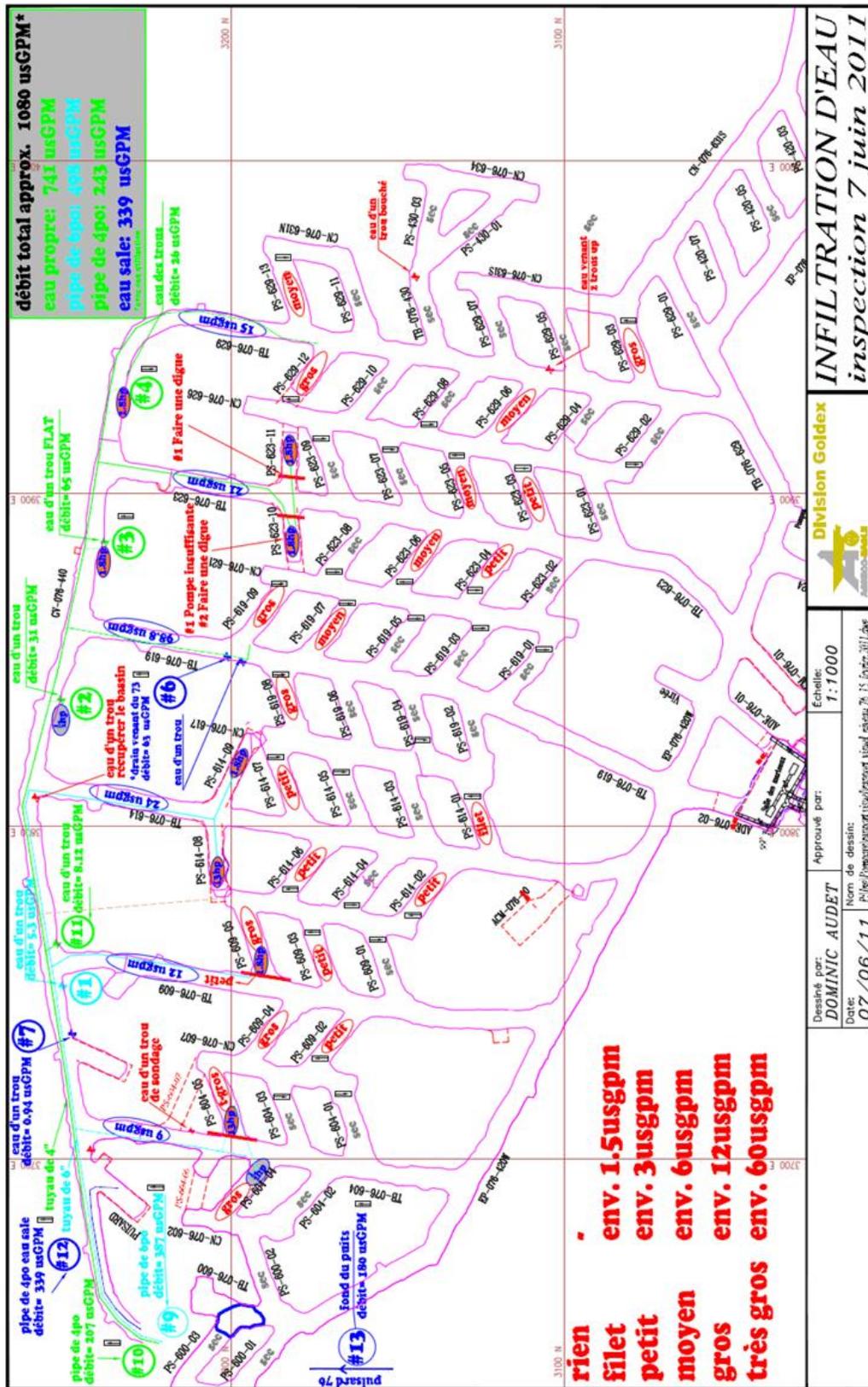


Figura A.1 : Ejemplo de reporte de agua semanal.

ANEXO B: Cálculo de radio hidráulico de la zona GEZ

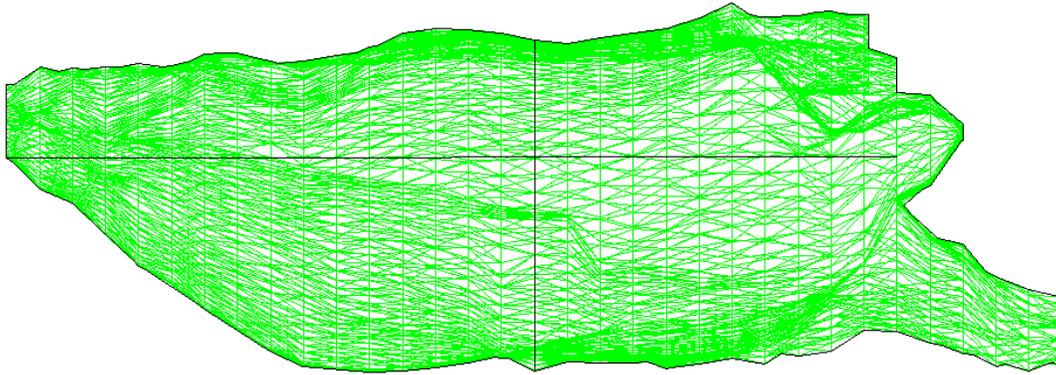


Figura B.1: Vista en planta de la zona GEZ

$$R_h = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} [m]$$

Con ayuda del software AutoCAD 2007 se mide el perímetro y el área de la zona GEZ iguales a 1.205,86 [m] y 57.437,01 [m²] respectivamente.

$$R_h = \frac{57.437,01 [m^2]}{1.205,86 [m]}$$

$$R_h = 47,63 [m]$$

ANEXO C: Cálculo del costo de un punto de extracción

Para el cálculo de un punto de extracción se considera un cono invertido truncado sobre la estocada de producción. En la Figura C.1 se observa un esquema de un punto de extracción, que muestra en color rojo tonelaje asociado al punto y en azul la estocada de producción.

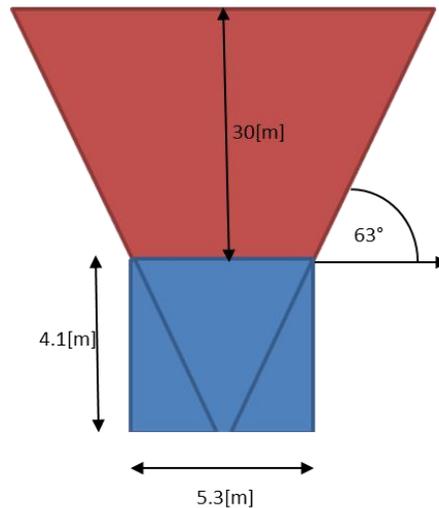


Figura C.1 : Esquema de un punto de extracción.

En la Tabla C.1 se muestran los valores de los costos asociados.

Tabla C.0.1 : Costos asociados a un punto de extracción.

Costo	Unidad	Valor
Perforación	30	[US\$/m _{barrenado}]
Explosivos	2	[US\$/ton _{tronada}]

Para el cálculo del tonelaje rojo se utiliza trigonometría dando un total de 32.148,01 [ton]. El total de metros perforados, se determina a partir del siguiente factor entregado por ingeniería, 12 [ton_{tronada}/m_{barrenado}], dando un total de 2.679 [m_{barrenados}].

En la Tabla C.2 se observa el resumen de costos por punto de extracción.

Tabla C.0.2 : Resumen de costos por punto de extracción.

Costo	Unidad	Valor
Perforación	80.370	[US\$]
Explosivos	64.296	[US\$]
Total	144.666	[US\$]

ANEXO D: Trazadores extraídos para cada caso de estudio

Posición inicial de los trazadores

Trazador	X	Y	Z	Trazador	X	Y	Z
1	3099	3703	2468	30	3034	3747	2481
2	3155	3717	2559	31	3123	3739	2496
4	3069	3711	2472	32	3068	3724	2493
5	3132	3721	2495	33	3022	3736	2496
6	3069	3700	2531	34	3080	3735	2487
7	3056	3742	2520	35	3063	3740	2489
8	3054	3715	2498	36	3091	3718	2482
9	3135	3716	2561	37	3132	3706	2480
10	3106	3757	2530	38	3124	3739	2481
11	3135	3716	2561	39	3129	3755	2504
12	3192	3725	2559	40	3104	3768	2465
13	3175	3718	2559	41	3100	3745	2469
14	3130	3761	2465	42	3097	3692	2536
15	3084	3772	2473	43	3085	3707	2544
16	3098	3692	2481	44	3175	3718	2559
17	3127	3722	2466	45	3132	3683	2478
18	3078	3751	2482	46	3085	3797	2444
19	3065	3755	2487	47	3047	3788	2437
20	3111	3712	2496	48	3062	3802	2448
21	3058	3726	2521	49	3108	3743	2519
22	3086	3695	2527	50	3102	3729	2475
23	3063	3740	2489	51	3143	3691	2458
24	3021	3767	2463	52	3142	3722	2416
25	3088	3764	2518	54	3143	3695	2464
26	3155	3717	2559	56	3143	3725	2434
27	3192	3725	2559	57/67	3158	3730	2456
28	3066	3754	2531	58/61	3158	3721	2427
29	3062	3702	2485				

Estable - Diseño 1 - Estrategia uniforme

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
1	PS-609-04	399.707
2	PS-609-03	470.016
4	PS-604-05	401.046
5	PS-609-03	562.982
6	PS-600-01	320.414
7	PS-600-01	559.828
8	PS-600-01	476.668
9	PS-604-01	467.983
10	PS-614-06	348.041
11	PS-604-01	490.987
12	PS-619-04	496.064
13	PS-614-01	486.711
14	PS-609-02	162.756
15	PS-604-04	365.169
16	PS-609-04	402.839
17	PS-609-02	116.035
18	PS-604-05	408.822
19	PS-604-04	561.167
20	PS-609-04	387.979
21	PS-600-01	479.022
22	PS-604-05	238.356
23	PS-600-02	536.477
24	PS-600-03	139.601
25	PS-604-01	351.819
26	PS-614-02	596.181
27	PS-614-01	493.450
28	PS-604-04	286.308
30	PS-600-01	516.520
31	PS-604-01	621.883
32	PS-604-04	548.747
33	PS-600-03	211.593
34	PS-604-05	298.403
35	PS-600-02	532.351
36	PS-604-05	312.443
37	PS-614-04	551.532
38	PS-609-02	468.763
39	PS-614-06	222.307
40	PS-604-01	269.805
41	PS-609-02	472.910
42	PS-604-01	479.410

43	PS-604-04	427.226
44	PS-614-05	500.837
45	PS-619-06	641.605
46	PS-604-04	303.135
47	PS-600-02	319.010
48	PS-600-02	342.510
49	PS-614-06	591.127
50	PS-600-02	164.722
51	PS-619-06	573.241
52	PS-614-04	610.566
54	PS-619-08	463.859
56	PS-614-04	590.240
57/67	PS-614-04	558.531
58/61	PS-619-06	580.218

Estable - Diseño 1 - Estrategia proporcional

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
1	PS-604-05	699.430
2	PS-609-01	525.743
4	PS-604-04	633.700
5	PS-609-02	504.360
6	PS-600-01	363.376
7	PS-600-02	475.286
8	PS-600-03	365.212
9	PS-604-05	150.293
10	PS-609-03	296.266
11	PS-604-05	237.924
12	PS-619-04	501.118
13	PS-614-02	518.594
14	PS-609-02	162.583
15	PS-600-02	500.838
16	PS-609-04	374.263
17	PS-604-01	243.108
18	PS-600-02	541.965
19	PS-604-04	509.673
20	PS-604-01	539.674
21	PS-600-01	532.569
22	PS-604-05	376.034
23	PS-600-03	639.295
24	PS-600-01	425.433
25	PS-609-02	196.971
26	PS-614-04	426.102

27	PS-619-02	409.189
28	PS-604-04	475.027
30	PS-600-01	551.857
31	PS-609-02	506.909
32	PS-604-05	707.054
33	PS-600-01	533.022
34	PS-604-04	614.389
35	PS-600-01	542.980
36	PS-604-03	373.096
37	PS-604-05	554.839
38	PS-604-05	478.267
39	PS-609-03	299.484
40	PS-604-01	264.427
41	PS-604-03	70.610
42	PS-604-03	290.412
43	PS-600-02	456.105
44	PS-614-05	360.179
45	PS-614-04	595.403
46	PS-604-04	266.976
47	PS-600-02	308.037
48	PS-604-04	321.797
49	PS-609-03	286.675
50	PS-600-02	297.367
51	PS-614-02	645.817
52	PS-609-03	615.513
54	PS-614-04	570.627
56	PS-609-03	579.895
57/67	PS-614-04	530.883
58/61	PS-614-07	510.731

Estable - Diseño 2 - Estrategia uniforme

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
1	PS-609-03	557.149
2	PS-609-01	532.223
4	PS-604-03	312.724
5	73-PS-1	233.863
6	PS-600-01	496.453
7	PS-600-01	489.627
8	PS-600-01	376.832
9	PS-604-03	203.796
10	PS-609-05	95.558
11	PS-604-03	174.593

12	PS-619-04	485.350
13	PS-614-05	503.753
14	PS-609-02	105.538
15	PS-604-04	232.675
16	PS-609-05	494.035
17	PS-609-02	92.448
18	PS-604-05	322.185
19	PS-604-04	117.245
20	PS-609-01	729.733
21	PS-600-01	260.560
22	PS-604-03	221.983
23	PS-604-04	695.907
24	PS-600-01	339.853
25	PS-604-03	131.177
26	PS-609-01	482.630
27	PS-614-01	466.537
28	PS-600-02	272.937
30	PS-600-01	458.977
31	73-PS-1	82.512
32	PS-604-05	337.089
33	PS-600-01	502.695
34	PS-604-05	205.718
35	PS-604-05	370.266
36	PS-604-03	297.626
37	PS-614-04	450.552
38	73-PS-1	67.198
39	PS-609-05	134.050
40	PS-604-01	252.223
41	PS-604-05	267.494
42	PS-604-03	242.676
43	PS-604-04	552.786
44	PS-614-03	553.584
45	PS-614-05	437.679
46	PS-604-04	149.126
47	PS-600-02	311.428
48	PS-600-02	269.848
49	PS-609-05	66.269
50	PS-600-02	277.171
51	PS-614-05	445.800
52	73-PS-1	214.682
54	PS-614-05	472.023
56	73-PS-2	238.421

57/67	73-PS-2	648
58/61	73-PS-2	32.767

Estable - Diseño 2 - Estrategia proporcional

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
1	PS-609-03	590.413
2	PS-609-01	426.730
4	PS-604-03	401.435
5	73-PS-1	335.620
6	PS-600-01	368.344
7	PS-600-01	557.257
8	PS-600-01	623.700
9	PS-609-04	238.334
10	PS-609-05	275.854
11	PS-604-05	116.662
12	PS-614-01	456.687
13	PS-614-03	616.268
14	PS-609-02	189.648
15	PS-604-04	422.841
16	PS-609-02	447.724
17	PS-609-02	200.815
18	PS-604-04	566.437
19	PS-600-02	620.135
20	PS-609-05	456.882
21	PS-600-01	472.024
22	PS-604-03	351.366
23	PS-600-02	537.212
24	PS-600-01	203.774
25	PS-604-05	277.581
26	PS-609-01	430.682
27	PS-619-04	526.153
28	PS-600-03	385.106
30	PS-600-01	432.755
31	73-PS-1	92.254
32	PS-600-03	469.367
33	PS-600-01	461.462
34	PS-604-05	358.408
36	PS-609-04	346.528
37	PS-614-04	576.870
38	73-PS-1	111.953
39	PS-614-04	306.374
40	PS-604-01	264.513

41	PS-604-03	65.858
42	PS-604-03	348.342
43	PS-604-04	513.474
44	PS-614-04	492.500
45	PS-614-02	587.173
46	PS-604-04	274.363
47	PS-600-02	355.903
48	PS-604-04	349.164
49	PS-609-03	300.132
50	PS-600-02	186.408
51	PS-609-03	559.482
52	73-PS-2	250.646
54	PS-614-06	489.973
56	73-PS-2	296.956
57/67	73-PS-2	11.858
58/61	73-PS-2	28.706

Inestable parcial - Diseño 1 - Estrategia uniforme

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
6	PS-604-05	411.545
9	PS-609-03	742.629
10	PS-614-06	234.835
13	PS-619-08	623.267
14	PS-609-02	195.243
15	PS-600-02	311.860
17	PS-609-02	116.705
22	PS-609-04	572.810
24	PS-600-01	463.082
25	PS-609-03	289.310
27	PS-619-08	708.673
39	PS-614-06	223.193
40	PS-604-03	141.329
41	PS-604-01	208.936
43	PS-604-05	344.844
44	PS-619-08	560.605
46	PS-604-04	301.752
47	PS-600-02	328.644
48	PS-600-02	305.208
49	PS-609-03	315.576
50	PS-604-04	234.641

Inestable parcial - Diseño 1 - Estrategia proporcional

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
10	PS-609-03	362.016
12	PS-619-07	294.926
14	PS-604-01	334.670
15	PS-604-04	351.842
17	PS-609-02	114.739
24	PS-600-01	491.335
27	PS-619-09	419.256
40	PS-604-01	272.829
46	PS-604-04	220.795
47	PS-600-02	343.224
48	PS-600-02	309.291
49	PS-609-03	587.455
50	PS-600-02	171.288

Inestable parcial - Diseño 2 - Estrategia uniforme

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
2	73-PS-2	336.420
5	73-PS-1	326.009
10	PS-614-04	373.117
12	73-PS-3	3.046
13	PS-614-07	482.371
14	PS-609-02	148.327
15	PS-600-02	372.988
17	PS-609-02	98.885
24	PS-600-01	539.783
25	PS-609-02	224.705
27	73-PS-3	4.471
31	73-PS-1	120.269
38	73-PS-1	125.021
39	PS-614-06	212.025
40	PS-604-01	270.950
41	PS-604-01	367.026
44	73-PS-3	396.403
46	PS-604-04	216.907
47	PS-600-02	510.515
48	PS-600-02	290.239
49	PS-609-05	198.547
50	PS-604-04	147.312
52	73-PS-2	259.459

56	73-PS-1	300.758
57/67	73-PS-2	10.649
58/61	73-PS-2	28.706

Inestable parcial - Diseño 2 - Estrategia proporcional

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
5	73-PS-1	318.837
9	73-PS-1	395.582
10	PS-609-03	304.517
11	73-PS-2	378.972
12	73-PS-3	9.850
14	PS-609-02	157.291
15	PS-600-02	460.922
17	PS-604-01	356.119
24	PS-600-01	500.645
27	73-PS-3	8.359
31	73-PS-1	118.001
38	73-PS-1	129.730
39	PS-609-03	324.195
40	PS-604-01	300.391
41	PS-604-01	324.432
44	PS-619-08	496.734
46	PS-604-04	230.602
47	PS-600-02	302.897
48	PS-604-04	213.257
49	PS-609-01	305.230
50	PS-604-03	97.373
52	73-PS-2	263.110
56	73-PS-1	294.926
57/67	73-PS-2	6.091
58/61	73-PS-2	27.734

Colapso - Diseño 1 - Estrategia uniforme

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
10	PS-609-03	302.702
14	PS-609-02	183.643
17	PS-604-01	275.724
25	PS-604-03	142.387
39	PS-609-05	205.286
40	PS-604-01	264.038
41	PS-604-01	223.905

46	PS-604-04	275.767
48	PS-600-02	258.746
49	PS-609-05	235.116
50	PS-600-02	199.800

Colapso - Diseño 1 - Estrategia proporcional

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
14	PS-609-02	182.131
15	PS-604-02	273.651
24	PS-600-01	427.939
39	PS-609-03	291.946
40	PS-604-01	271.296
41	PS-600-03	126.641
46	PS-604-04	240.948
47	PS-600-02	237.125
48	PS-600-02	257.342
50	PS-609-02	82.188

Colapso - Diseño 2 - Estrategia uniforme

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
5	73-PS-1	322.725
10	PS-609-03	312.271
12	73-PS-3	4.752
14	PS-604-01	273.412
17	PS-609-02	116.899
25	PS-604-03	190.685
27	73-PS-3	6.156
31	73-PS-1	115.171
38	73-PS-1	97.265
39	PS-609-05	228.355
40	PS-604-01	256.996
41	PS-604-03	71.690
48	PS-600-02	253.260
49	PS-614-06	187.315
50	PS-604-04	236.304
52	73-PS-1	270.173
56	73-PS-2	289.181
57/67	73-PS-2	10.930
58/61	73-PS-2	78.127

Colapso - Diseño 2 - Estrategia proporcional

Trazador	Punto de extracción	Tonelaje acumulado [ton]
5	73-PS-1	342.835
10	PS-609-02	313.610
12	73-PS-3	12.398
14	PS-609-02	190.879
17	73-PS-1	183.039
24	PS-600-01	437.357
27	73-PS-3	16.848
31	73-PS-1	168.048
38	73-PS-1	193.104
39	PS-609-05	186.214
40	PS-604-01	306.720
41	PS-600-01	457.942
46	PS-604-04	288.835
47	PS-600-02	287.539
48	PS-600-02	226.735
50	PS-604-04	180.036
52	73-PS-1	334.109
56	73-PS-2	261.533
57/67	73-PS-2	42.746
58/61	73-PS-2	70.351