



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

**ANÁLISIS CON Y SIN FORZAMIENTO DEL CRECIMIENTO DEL  
SECTOR OESTE DE MINA ESMERALDA**

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

**RODRIGO IGNACIO VALDÉS PONCE**

**PROFESOR GUÍA:  
JAIME CHACÓN FERNANDEZ**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
FRANCISCO WALTHER SALAMANCA  
RAUL CASTRO RUIZ**

**SANTIAGO DE CHILE  
AGOSTO 2009**

## Resumen

Mina Esmeralda corresponde a uno de los 11 sectores productivos de la División El Teniente de Codelco, y desde su puesta en marcha, no ha podido cumplir con los planes de producción por diferentes motivos, desde problemas con la granulometría hasta colapsos en zonas de producción. Las labores de extracción en el sector oeste se emplazarán en pocos meses en un pórfido diorítico con baja frecuencia de fracturas las que además se encuentran selladas con un relleno muy resistente, lo que conduce a problemas de hundibilidad. Para enfrentar esta situación se propuso estudiar otras alternativas de explotación.

El propósito de este estudio corresponde a evaluar técnica y económicamente la posibilidad de aplicar forzamiento en el sector señalado, comparándolo con el caso base de continuar la actual modalidad de hundimiento avanzado. Esta variante consiste en fracturar con explosivos la parte inferior de la columna de modo de obtener una granulometría más favorable que permita aumentar el ritmo de extracción y alcanzar la productividad planificada.

Para llevar a cabo esta comparación se elaboraron programas de producción de ambas alternativas, con la ayuda de la herramienta de simulación X-PROD y aplicando la metodología desarrollada por la Superintendencia de Planificación de mediano y largo plazo de la División El Teniente. Esto permitió estimar los tonelajes y leyes en cada período.

Los resultados obtenidos indican que la aplicación del forzamiento aumenta el costo de producción en 0,68 [US\$/t] y requiere una inversión de 67 MUS\$, mientras que el hundimiento avanzado solo requiere de 41 MUS\$. Por otra parte, la evaluación económica determina un VAN de 204 MUS\$ y de 190 MUS\$ para el forzamiento y el hundimiento avanzado respectivamente, y análogamente una TIR de 89% y 113%.

Finalmente, considerando la pequeña diferencia entre el VAN de las opciones analizadas y el margen de error asociado al nivel de ingeniería conceptual de este estudio, se recomienda no aplicar forzamiento en el sector oeste de la mina Esmeralda, tanto por la diferencia de inversión como por el riesgo asociado a condiciones de incertidumbre en cuanto a estabilidad, sismicidad y por sobre todo el monitoreo y control de las actividades requeridas para su aplicación.

## Abstract

Esmeralda mine is one of the 11 productive sectors of El Teniente Codelco Division. Since its start up, it has been unable to meet production schedules for various reasons, varying from rock fragment size to collapses in production areas. The work of mining in the western sector will start in a few months in a diorite porphyry with low fracture frequency filled with a very resistant sealed, which may induce caving problems. This required to examine other alternatives for mine extraction.

The purpose of this study is to technically and economically assess of the use of forced by blasting caving or advance undercut. The forced caving consist in fracturing the rock mass with explosives at the bottom of the column in order to obtain a smaller rock fragment size particle increasing the rates of extraction and productivity.

To perform this comparison, -production programs were developed with the help of the simulation tool X-PROD for both alternatives, and applying the methodology of the medium and long term Planning Superintendence of El Teniente Division. This made possible to estimate the tonnage and grade in each future period.

The results indicate that the application of the forced caving increases the production costs in 0.68 [U.S. \$ / ton] and requires an investment of 67 MUS \$. The advance undercut project requires 41 MUS \$. The results of economic evaluations indicate a NPV of 204 MUS \$ and 190 MUS\$ for forced and the advanced ubdercut respectively. This meant a IRR of 89% and 113%.

Finally, considering the small difference between the NPV of the options examined and the margin of error associated with conceptual engineering level, it is recommended that the forced caving may not be use in the western sector of the Esmeralda mine considering the investments, and operational risk derived from stability, seismicity and above all the monitoring and control of activities required for implementation .

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

<b>CAPÍTULO 1</b> .....	<b>1</b>
<b>INTRODUCCIÓN</b> .....	<b>1</b>
1.1 ORIGEN DEL ESTUDIO .....	1
1.2 OBJETIVOS .....	2
1.2.1 <i>Objetivos generales</i> .....	2
1.2.2 <i>Objetivos específicos</i> .....	2
1.3 ALCANCES .....	3
1.4 CONTENIDOS POR CAPÍTULO .....	3
1.5 METODOLOGÍA DE TRABAJO .....	4
<b>CAPÍTULO 2</b> .....	<b>5</b>
<b>ANTECEDENTES</b> .....	<b>5</b>
2.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA .....	5
2.2 RESEÑA HISTÓRICA .....	5
2.3 SITUACIÓN ACTUAL .....	6
2.4 RESEÑA MINA ESMERALDA .....	7
2.5 CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS Y GEOTÉCNICAS .....	8
2.5.1 <i>Litologías presentes en el sector</i> .....	8
2.5.2 <i>Alteración y mineralización</i> .....	10
2.6 ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS .....	11
2.6 HUNDIBILIDAD .....	12
2.7 CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA DEL MACIZO ROCOSO .....	14
2.7.1 <i>Esfuerzos</i> .....	14
2.7.2 <i>Subsidencia</i> .....	15
2.7.3 <i>Sismicidad</i> .....	16
2.8 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN .....	17
2.8.1 <i>Panel caving convencional</i> .....	18
2.8.2 <i>Panel caving con hundimiento previo</i> .....	19
2.8.3 <i>Panel caving con hundimiento avanzado</i> .....	21
2.8.4 <i>Panel caving convencional con forzamiento</i> .....	23
2.9 MALLA DE EXTRACCIÓN .....	24
2.10 RESUMEN DE ANTECEDENTES .....	25
<b>CAPÍTULO 3</b> .....	<b>26</b>
<b>ANÁLISIS CONCEPTUAL DE ALTERNATIVAS</b> .....	<b>26</b>
3.1 OPCIÓN FORZAMIENTO .....	27
3.2 OPCIÓN HUNDIMIENTO AVANZADO .....	29
3.3 COMPARACIÓN DE LAS OPCIONES .....	29
3.4 ANÁLISIS CUALITATIVO DE LAS OPCIONES .....	30

<b>CAPITULO 4 .....</b>	<b>31</b>
<b>PROGRAMA DE ACTIVIDADES.....</b>	<b>31</b>
4.1 CRITERIO DE SUBSIDENCIA .....	31
4.2 SECUENCIA OPERACIONAL DEL FORZAMIENTO.....	32
4.3 IDENTIFICACIÓN DE ACTIVIDADES .....	34
4.4 PROGRAMA DE DESARROLLO.....	34
4.4.1 <i>Desarrollo de las galerías en el nivel de forzamiento.</i> .....	34
4.4.2 <i>Excavación de las chimeneas Raise Borer</i> .....	36
4.4.3 <i>Perforación de los tiros de forzamiento</i> .....	36
4.4.4 <i>Tronadura de Forzamiento</i> .....	39
4.4.5 <i>Desarrollo de las galerías del nivel de hundimiento</i> .....	39
4.4.6 <i>Desarrollo de las conexiones que generan el slot del nivel de hundimiento</i> .....	40
4.4.7 <i>Estocadas de carguío en UCL mediante Raise Borer.</i> .....	41
4.4.8 <i>Perforación de socavación en altura de bateas <math>\Phi</math> 2 1/2"</i> .....	41
<b>CAPÍTULO 5 .....</b>	<b>43</b>
<b>CRITERIOS DE PLANIFICACIÓN .....</b>	<b>43</b>
5.1 CONCEPTOS GENERALES DE PLANIFICACIÓN .....	43
5.1.1 <i>Planificación de largo plazo</i> .....	43
5.1.2 <i>Planificación de corto plazo</i> .....	43
5.2 SECUENCIA DE PLANIFICACIÓN MINA EL TENIENTE .....	44
5.2.1 <i>Modelo de recursos in situ</i> .....	45
5.2.2 <i>Modelo de mineral quebrado</i> .....	46
5.2.3 <i>Modelo de planificación mineral diluido</i> .....	46
5.2.4 <i>Límites de explotación</i> .....	46
5.2.5 <i>Secuencia de explotación</i> .....	46
5.2.6 <i>Altura extraíble</i> .....	47
5.2.7 <i>Simulación de la extracción</i> .....	47
<b>CAPÍTULO 6 .....</b>	<b>48</b>
<b>SIMULACIÓN DE LA PRODUCCIÓN .....</b>	<b>48</b>
6.1 DESCRIPCIÓN DE LOS INPUTS.....	49
6.1.1 <i>Modelo diluido</i> .....	49
6.1.2 <i>Altura extraíble</i> .....	49
6.1.3 <i>Restricciones geomecánicas y estrategia de extracción</i> .....	49
6.1.4 <i>Secuencia de entrada en operación de los puntos de extracción</i> .....	49
6.1.5 <i>Área a incorporar a la producción por período de tiempo</i> .....	49
6.1.6 <i>Disponibilidad de área según variante de explotación utilizada</i> .....	50
6.1.7 <i>Estrategias de extracción</i> .....	52
6.1.8 <i>Plan de producción requerido y flota LHD por período</i> .....	53
6.1.9 <i>Parámetros operacionales de los equipos LHD</i> .....	54
6.1.10 <i>Relación entre punto de extracción y punto de vaciado asociado</i> .....	54

6.1.11 Capacidad productiva máxima de calles y puntos de vaciado .....	54
6.2 RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN .....	54
6.2.1 Análisis de la producción .....	55
6.2.2 Análisis de crecimiento y disponibilidades .....	56
6.2.3 Reducción secundaria .....	58
<b>CAPÍTULO 7 .....</b>	<b>59</b>
<b>EVALUACIÓN ECONÓMICA .....</b>	<b>59</b>
7.1 PERÍODO DE EVALUACIÓN .....	59
7.2 CONSIDERACIONES Y DIFERENCIAS DE OBRAS E INVERSIÓN .....	60
7.3 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS .....	61
7.3.1 Análisis de los flujos de caja .....	61
7.3.2 Análisis del costo mina .....	62
7.3.3 Análisis de sensibilidad ante el precio del cobre .....	63
7.3.4 Análisis respecto de la tasa de descuento .....	64
<b>CAPITULO 8 .....</b>	<b>65</b>
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....</b>	<b>65</b>
8.1 CONCLUSIONES .....	65
8.2 RECOMENDACIONES .....	67
<b>BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>68</b>
<b>ANEXO A .....</b>	<b>70</b>
<b>SUBSIDENCIA .....</b>	<b>70</b>
<b>ANEXO B .....</b>	<b>72</b>
<b>DETALLES DE LA FORTIFICACIÓN .....</b>	<b>72</b>
<b>ANEXO C .....</b>	<b>75</b>
<b>BARRENADURA DE TIROS .....</b>	<b>75</b>
<b>ANEXO D .....</b>	<b>78</b>
<b>DETALLE TIROS FORZAMIENTO .....</b>	<b>78</b>
<b>ANEXO E .....</b>	<b>79</b>
<b>DETALLE DE TRONADURAS DE FORZAMIENTO .....</b>	<b>79</b>
<b>ANEXO F .....</b>	<b>80</b>
<b>DESCRIPCIÓN DE LA HERRAMIENTA PARA GENERAR PROGRAMAS DE PRODUCCIÓN “XPROD” .....</b>	<b>80</b>
1. OBJETIVO DE LA HERRAMIENTA .....	81
2. DESCRIPCIÓN DE LA HERRAMIENTA .....	81
<b>ANEXO G: RESULTADOS DE SIMULACIÓN DE LA PRODUCCIÓN .....</b>	<b>91</b>
<b>ANEXO H: REDUCCIÓN SECUNDARIA .....</b>	<b>92</b>
<b>ANEXO I: REQUERIMIENTOS POR SECTOR .....</b>	<b>95</b>
<b>ANEXO J: PARÁMETROS EVALUACIÓN ECONÓMICA .....</b>	<b>96</b>

## LISTADO DE FIGURAS

FIGURA 2.1: MAPA DE CARACTERÍSTICAS DE HUNDIBILIDAD MINA ESMERALDA .....	12
FIGURA 2.2: SECCIÓN TRANSVERSAL PANEL CAVING CONVENCIONAL .....	18
FIGURA 2.3: SECCIÓN TRANSVERSAL PANEL CAVING CON HUNDIMIENTO PREVIO.....	19
FIGURA 2.4: VISTA ISOMÉTRICA PANEL CAVING HUNDIMIENTO PREVIO.....	20
FIGURA 2.5: SECCIÓN TRANSVERSAL PANEL CAVING HUNDIMIENTO AVANZADO .....	21
FIGURA 2.6: VISTA ISOMÉTRICA PANEL CAVING CON HUNDIMIENTO AVANZADO .....	22
FIGURA 2.7: VISTA TRANSVERSAL VARIANTE PANEL CAVING CONVENCIONAL CON FORZAMIENTO .....	23
FIGURA 2.7: ÁBACO DE LAUBSCHER PARA DISEÑO DE MALLAS DE EXTRACCIÓN.....	24
FIGURA 2.8: DIMENSIONES MALLA MINA ESMERALDA .....	24
FIGURA 3.1: GEOLOGÍA SECTOR OESTE DE MINA ESMERALDA .....	26
FIGURA 3.2: DISTRIBUCIÓN DE LEYES Y SECTOR TENTATIVO FORZAMIENTO MINA ESMERALDA.....	30
FIGURA 4.1: SECCIÓN TRANSVERSAL Y APLICACIÓN CRITERIO DE SUBSIDENCIA MINA ESMERALDA .....	31
FIGURA 4.2: DIAGRAMA DE SECUENCIA OPERACIONAL FORZAMIENTO .....	32
FIGURA 4.3: ESQUEMA SECCIÓN TRANSVERSAL FORZAMIENTO MINA ESMERALDA .....	33
FIGURA 4.4: VISTA EN PLANTA DE LA DISPOSICIÓN Y GEOMETRÍA DEL NIVEL DE FORZAMIENTO .....	34
FIGURA 4.5: CORTE E-W Y DISPOSICIÓN LABORES FORZAMIENTO MINA ESMERALDA .....	35
FIGURA 4.6: REPRESENTACIÓN GRÁFICA DE AVANCES NIVEL DE FORZAMIENTO.....	36
FIGURA 4.7: BURDEN Y ESPACIAMIENTO DE TIROS DE FORZAMIENTO .....	37
FIGURA 4.8: VISTA EN PLANTA DE LA DISPOSICIÓN DE TIROS NIVEL FORZAMIENTO .....	38
FIGURA 4.9: VISTA EN PLANTA DE DESARROLLOS NIVEL DE HUNDIMIENTO .....	39
FIGURA 4.10: VISTA EN PLANTA DE SLOT NIVEL HUNDIMIENTO .....	40
FIGURA 4.11: SECCIÓN N-S SLOT NIVEL DE HUNDIMIENTO Y SLOT FORZAMIENTO.....	40
FIGURA 4.12: DIAGRAMA DE DISPAROS SOCAVACIÓN RADIAL PANEL CAVING CONVENCIONAL.....	41
FIGURA 5.1: DIAGRAMA DE PLANIFICACIÓN LARGO PLAZO DIVISIÓN EL TENIENTE .....	45
FIGURA B1: DETALLE DE FORTIFICACIÓN SLOT FORZAMIENTO .....	72
FIGURA B2: DETALLE DE FORTIFICACIÓN GALERÍAS NIVEL FORZAMIENTO .....	73
FIGURA D1: DETALLE DE LOS TIROS DE FORZAMIENTO.....	78
FIGURA E1: DETALLE DE TRONADURAS DE FORZAMIENTO .....	79
FIGURA F1: DIAGRAMA DE DESCRIPCIÓN HERRAMIENTA XPROD.....	80
FIGURA H1: PLANO DE HUNDIBILIDAD MINA ESMERALDA .....	92

## LISTADO DE GRÁFICOS

GRAFICO 2.1: EVENTOS SÍSMICOS RELEVANTES MINA ESMERALDA .....	17
GRÁFICO 6.1: VELOCIDADES DE EXTRACCIÓN .....	53
GRÁFICO 6.2: TONELAJE PROMEDIO POR DÍA ENTRE FORZAMIENTO Y HUNDIMIENTO AVANZADO .....	55
GRÁFICO 6.3: DIFERENCIA DE TONELAJES ENTRE FORZAMIENTO Y HUNDIMIENTO AVANZADO.....	55
GRÁFICO 6.4: ÁREA ABIERTA POR PERÍODO .....	56
GRÁFICO 6.5: UTILIZACIÓN DE ÁREA ABIERTA POR PERÍODO .....	57
GRÁFICO 6.4: CALLES ACTIVAS POR PERÍODO.....	57
GRÁFICO 6.5: EFECTO DE LA REDUCCIÓN SECUNDARIA .....	58
GRÁFICO 7.1: PERÍODOS DE EVALUACIÓN .....	59
GRÁFICO 7.2: FLUJOS DE CAJA DE ALTERNATIVAS DE EXPLOTACIÓN .....	61
GRÁFICO 7.3: ANÁLISIS ANTE EL PRECIO DEL COBRE.....	63
GRÁFICO 7.4: DIFERENCIA PORCENTUAL ALTERNATIVA FORZAMIENTO .....	63
GRAFICO 7.5: ANÁLISIS DE LA TASA DE DESCUENTO.....	64
GRAFICO H1: CURVA DE FRAGMENTACIÓN PÓRFIDO DIORÍTICO. ....	93
GRAFICO H2: CURVA DE FRAGMENTACIÓN TTE. 4 SUR.....	94



## LISTADO DE TABLAS

TABLA 2.1: PROPIEDADES GEOTÉCNICAS DE LA ROCA INTACTA SECTOR FORZAMIENTO .....	14
TABLA 2.2: ESTADO TENSIONAL SECTOR OESTE MINA ESMERALDA .....	14
TABLA 2.3: ÁNGULOS DE DESPLOME Y FRACTURAMIENTO MINA EL TENIENTE .....	15
TABLA 2.4: EVENTOS SÍSMICOS MINA ESMERALDA .....	16
TABLA 2.5: EVENTOS SÍSMICOS SECTOR OESTE MINA ESMERALDA .....	16
TABLA 3.1: COMPARACIÓN CUALITATIVA DE OPCIONES DE EXPLOTACIÓN .....	29
TABLA 4.1: FACTOR DE CARGA TIROS DE FORZAMIENTO .....	38
TABLA 4.13: CARTA GANTT DE ACTIVIDADES FORZAMIENTO .....	42
TABLA 6.1: DISPONIBILIDAD DE ÁREA ALTERNATIVA FORZAMIENTO .....	50
TABLA 6.2: DISPONIBILIDAD DE ÁREA ALTERNATIVA PANEL CAVING CON HUNDIMIENTO AVANZADO .....	51
TABLA 6.3: VELOCIDADES DE EXTRACCIÓN MINA ESMERALDA ALTERNATIVA FORZAMIENTO .....	52
TABLA 6.4: VELOCIDADES DE EXTRACCIÓN ALTERNATIVA HUNDIMIENTO AVANZADO .....	53
TABLA 7.2: RESULTADOS DE EVALUACIONES ECONÓMICAS DE ALTERNATIVAS DE EXPLOTACIÓN .....	62
TABLA 7.3: AUMENTO DE COSTOS DE PRODUCCIÓN ALTERNATIVA FORZAMIENTO .....	62
TABLA A1: EFECTO DE SUBSIDENCIAS MINA EL TENIENTE .....	70
TABLA A1: EFECTO DE SUBSIDENCIAS MINA EL TENIENTE .....	70
TABLA B1: DETALLE DE DESARROLLO GALERÍAS DE FORZAMIENTO .....	74
TABLA C1: DETALLE DE BARRENADURA DE SOCAVACIÓN .....	75
TABLA C2: DETALLE BARRENADURA DE TIROS DE FORZAMIENTO .....	76
TABLA C2: DETALLE BARRENADURA DE TIROS DE FORZAMIENTO .....	77
TABLA G1: RESULTADOS DE PRODUCCIÓN DE SIMULACIÓN XPROD VARIANTE FORZAMIENTO .....	91
TABLA G2: RESULTADOS DE PRODUCCIÓN DE SIMULACIÓN XPROD VARIANTE SIN FORZAMIENTO .....	91
TABLA I1: REQUERIMIENTOS POR SECTOR PRODUCTIVO .....	95
TABLA J1: PARÁMETROS Y PRECIOS EVALUACIÓN ECONÓMICA .....	96

## LISTADO DE ECUACIONES

ECUACIÓN F1: CAPACIDAD PRODUCTIVA .....	81
ECUACIÓN F2: VELOCIDAD DE EXTRACCIÓN PUNTOS LIBERADOS.....	82
ECUACIÓN F3: VELOCIDAD DE EXTRACCIÓN BAJO RESTRICCIONES.....	82
ECUACIÓN F4: RESTRICCIÓN CAPACIDAD PIQUES.....	83
ECUACIÓN F5: RESTRICCIONES CAPACIDAD CALLES.....	83
ECUACIÓN F6: RESTRICCIÓN CAPACIDAD FLOTA LHD .....	85
ECUACIÓN F7: CONSUMO DE RECURSOS DE LHD.....	85
ECUACIÓN F8: TIEMPO DE CICLO DE LHD.....	86
ECUACIÓN F9: UTILIZACIÓN DE ÁREA ABIERTA.....	87
ECUACIÓN F10: UTILIZACIÓN DE FLOTA LHD .....	87
ECUACIÓN F11: FACTOR DE PIQUES.....	88
ECUACIÓN F12: FACTOR DE CORRECCIÓN DE LA VELOCIDAD DE EXTRACCIÓN .....	88
ECUACIÓN F13: FACTOR DE CALLES .....	89
ECUACIÓN F14: FACTOR DE PRODUCCIÓN.....	89
ECUACIÓN F15: FACTOR DE EQUIPO .....	90
ECUACIÓN F16: HORAS DISPONIBLES DE LA FLOTA LHD .....	90

## **Agradecimientos**

Quiero agradecer a todos los que hicieron posible la difícil tarea de terminar esta linda carrera a mi madre por su gran esfuerzo, a mi padre por su dedicación, a mi hermana por estar siempre ahí para ayudarme en todo lo que necesitara, a Katherine que ha estado junto a mí desde mucho antes de la universidad con una paciencia inmensa a través tantos años de estudio, siendo siempre mi piedra de apoyo en la vida.

Al grupo humano compuesto por académicos, alumnos y funcionarios que forman el Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile, en especial, a los profesores Jaime Chacón, por su gran paciencia, y a Francisco Walther por su disposición, a todos mi compañeros de carrera por hacer de esta casa de estudio un lugar agradable y en especial al Pokémon por tener gran confianza en mí.

A cada una de las personas que forman la superintendencia de planificación de mediano y largo plazo de la división El Teniente, por su constante apoyo y preocupación, en especial a mi tutor Mauricio Barraza por su buena disposición frente a todos los obstáculos que tuve en este proceso.

Mit viel Liebe für meine Großmutter, die mich gelehrt, immer zu den besten in allem, was wir tun und ich bin immer vorsichtig, wenn er hier und aus dem Himmel über sie, bis ich hierher gekommen.

# Capítulo 1

## Introducción

### 1.1 Origen del estudio

La mina El Teniente se distingue por ser la mina subterránea más grande del mundo, en explotación desde el año 1908. En la actualidad el método de explotación ha evolucionado tanto por las condiciones del macizo rocoso como por los avances tecnológicos y por la experiencia adquirida durante muchos años. Sin embargo, la razón principal para la aplicación de variantes del método de explotación reside en la presencia de diversas litologías, las que presentan diferentes comportamientos respecto del método de explotación. Esto ha conducido a la modificación del método desde un Block Caving con extracción manual hasta la más compleja de las variantes de explotación mediante Panel Caving mecanizado.

Un ejemplo claro de adaptación del método de explotación corresponde al caso en estudio, el cual representa una situación clásica de cambio en las condiciones del macizo a medida que se va profundizando con las labores de desarrollo, exploración y producción.

Mina Esmeralda desde su puesta en marcha no ha podido cumplir con los planes de producción por diferentes motivos; desde problemas con la granulometría hasta colapsos en zonas de producción. Estos efectos responden tanto a las diferentes condiciones estructurales presentes como asimismo a factores geomecánicos producto de la presencia de estructuras dominantes.

De esto nace la necesidad de estudiar la aplicación de una variante al método de explotación, la cual permita cumplir con las producciones planificadas, sin afectar las posibilidades de crecimiento. Es aquí donde el forzamiento aparece como una opción, puesto que cumple con los requerimientos de generar un fracturamiento adecuado para el caving, mejorar la granulometría y también facilitar de manera rápida la conexión al cráter superior.

Esta operación está sujeta a factores técnicos de aplicación, tales como restricciones geomecánicas de extracción en cada punto, condiciones máximas de avance, una compleja planificación de las actividades y a factores de seguridad asociados a la aplicación de las tronaduras de forzamiento, lo cual modifica las condiciones del macizo y su respectivo comportamiento, como también las condiciones de seguridad asociadas a la sismicidad.

Finalmente, es necesario disponer de parámetros de comparación que permitan definir si esta variante es mejor que continuar la explotación con Panel Caving con hundimiento avanzado. La herramienta de comparación es el VAN de cada uno de los proyectos y su factibilidad de aplicación.

## **1.2 Objetivos**

### **1.2.1 Objetivos generales**

- Generar la planificación de la producción del sector oeste de la mina Esmeralda con la aplicación del forzamiento, considerando todas sus limitantes técnicas, de seguridad, distancias permisibles, subsidencias y otras restricciones operacionales; para que su avance hacia el sur sea concordante con lo planificado y comprometido por la gerencia de recursos mineros y desarrollo (GRMD).
- Generar la planificación del sector sin la aplicación del forzamiento, considerando los tipos de roca existentes y aplicando conocimientos empíricos respecto del comportamiento de las litologías presentes.
- Comparar económicamente ambos planes de producción y determinar la factibilidad de la aplicación del método de forzamiento.

### **1.2.2 Objetivos específicos**

- Realizar análisis respecto de la velocidad de incorporación de área, área disponible, ritmos de producción, tiempo de inicio de quiebre, velocidades máximas de extracción y todas las variables que acotan el avance de frente, tanto con o sin forzamiento.
- Definir la secuencia de actividades durante la aplicación del forzamiento.
- Identificar las operaciones críticas al aplicar forzamiento.
- Recomendar el tipo de explotación asociado a la explotación del cuerpo diorítico emplazado en el sector oeste de mina Esmeralda.

### 1.3 Alcances

Los alcances de este trabajo corresponden a una evaluación técnica y económica de la aplicación del método de forzamiento en el sector oeste de mina Esmeralda, comparándolo con la alternativa de continuar con la aplicación del sistema actual. Esto referido a un programa de producción a escala mensual, el cual fue elaborado según los criterios de la superintendencia de planificación de mediano y largo plazo (SPL) de la división El Teniente.

### 1.4 Contenidos por capítulo

El trabajo se dividió en 8 capítulos los cuales se describen a continuación:

- El capítulo 1 es una introducción al tema, en la cual se describe en términos generales el problema a tratar, los objetivos generales y específicos así como los alcances del trabajo.
- El capítulo 2 describe la historia de la mina El Teniente, la caracterización del sector Oeste de mina Esmeralda en lo que a geomecánica y geología se refiere. También describe el diseño del sector y las variantes del método de explotación aplicado al sector.
- El capítulo 3 describe el estado del problema, conceptualiza el forzamiento, justifica su aplicación y compara alternativas para enfrentar el problema y define el plan de trabajo.
- El capítulo 4 detalla el programa de actividades para llevar a cabo los desarrollos y labores asociados a la ejecución del proyecto de forzamiento.
- El capítulo 5 describe los parámetros de planificación y la secuencia de trabajo al generar una planificación en la división El Teniente.
- El capítulo 6 describe el proceso de simulación de la producción para ambas alternativas de explotación.
- El capítulo 7 presenta la evaluación económica asociada a las alternativas evaluadas y su respectivo desarrollo y resultados.
- El capítulo 8 muestra los resultados, conclusiones y recomendaciones del análisis realizado.

## 1.5 Metodología de trabajo

Para alcanzar los objetivos propuestos se aplicó la siguiente metodología de trabajo:

- 1) Revisión exhaustiva del estado del arte respecto a técnicas de forzamiento en minas de block o panel caving mecanizado:
  - Recolección de información respecto a las características geológicas y geotécnicas del sector involucrado en el análisis.
  - Marco conceptual y en particular la identificación de los aspectos claves que inciden en la decisión de aplicar forzamiento.
  - Revisión de la información de experiencias anteriores para una adecuada planificación del forzamiento.
- 2) Conceptualización de las diferentes alternativas de explotación del sector oeste de mina Esmeralda, definiendo las mejores opciones y comparándolas cualitativamente de acuerdo a experiencias anteriores. Para esto debemos tener claros los siguientes puntos:
  - i) ¿Qué opciones se pretende comparar?
  - ii) ¿Cuáles serán las variables que serán analizadas durante el estudio?
- 3) Elaboración de un programa de obras para la aplicación del forzamiento, así como una secuencia para llevarlo a cabo de manera adecuada.
- 4) Comprensión y análisis de la metodología de planificación de la división El Teniente y aplicarla para las alternativas en estudio.
- 5) Simulación de la producción de las alternativas de explotación seleccionadas respetando los criterios de planificación de la división.
- 6) Evaluación económica comparativa de las alternativas de acuerdo a la planificación realizada.
- 7) Análisis de los resultados obtenidos.
- 8) Conclusiones respecto del trabajo realizado y recomendaciones respecto de la alternativa de avance para enfrentar el pórfido diorítico.

## Capítulo 2

### Antecedentes

#### 2.1 Ubicación geográfica

La Mina El Teniente es una mina de cobre ubicada bajo el cerro del mismo nombre, en la comuna de Machalí, VI Región del Libertador General Bernardo O'Higgins. Se localiza aproximadamente a 120 kilómetros al Sur de Santiago, a 50 kilómetros al Este de la ciudad de Rancagua y a 2.300 msnm.

El Teniente se compone de casi 2.400 km de galerías subterráneas, por lo que se considera la mina subterránea de cobre más grande del mundo. Se puede acceder a ella mediante la Carretera del Cobre.

#### 2.2 Reseña histórica

En 1904 William Braden adquirió los derechos del mineral, fundando la compañía Rancagua Mines con sede en Portland, Maine, Estados Unidos. Braden se asoció con Barton Sewell para explotar la mina de cobre El Teniente; sin embargo, Sewell nunca puso un pie en Chile, limitándose a participar del negocio como alto ejecutivo de la empresa. En 1905 la compañía cambió su nombre a Braden Copper Company (Compañía Cuprífera Braden), con oficinas centrales en Nueva York, la que fue autorizada para operar en Chile el 29 de abril de 1905 por decreto del Presidente -de origen rancagüino- Germán Riesco. La faena comenzó sus operaciones con una planta de concentración gravitacional con una capacidad de 250 T/día, que aumentó a 3.000 T/día en 1908.

Tras la muerte de Barton Sewell y aprovechando el creciente desinterés de William Braden, entonces preocupado en la apertura de nuevos yacimientos de cobre en el norte de Chile, los hermanos Guggenheim terminaron por tomar el control de la compañía de cobre Braden, en 1909. Más tarde, en 1916, el 95% de las acciones de Braden Copper Co. pasaron a manos de Kennecott Corporation, convirtiéndose en filial de esta última.

Desde mediados de la década de 1940, el método utilizado para la extracción de cobre en el mineral es el llamado "Block Caving con extracción manual", y la producción alcanzaba las 20.000 T/día. Este método se mantuvo por mucho tiempo debido a que en esa época, y



en las décadas siguientes, se trabajaba en mineral secundario -roca más "blanda"-, donde el método mencionado funcionaba bastante bien.

El Estado de Chile, a través de la Corporación del Cobre, adquirió en 1967 el 51% de las acciones de la Braden Copper Co., en el marco de la política de "Chilenización del cobre" iniciada por el gobierno de Eduardo Frei Montalva. Al mismo tiempo, el mineral pasa a manos de la Sociedad Minera El Teniente S.A. El proceso concluyó en 1971, con la reforma constitucional de «Nacionalización del cobre» en el gobierno de Salvador Allende, donde el Estado expropia la totalidad de las acciones de la Sociedad Minera.

Ese mismo año se inició la "Operación Valle" para el traslado de los habitantes del campamento Sewell a Rancagua, concordante con el proyecto de expansión iniciado por la administración anterior. También ese año se empezó a hacer evidente el agotamiento del mineral secundario y se iniciaron los estudios y proyectos de ingeniería para la explotación del mineral primario, roca más dura y de menor ley que el mineral secundario.

En 1976, se crea la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO) y el mineral de El Teniente pasa a depender de esta corporación estatal junto con las otras faenas de la gran minería chilena.

El año 1982 se inició la producción en mineral primario. Esto ha significado la incorporación de nuevos equipos mecánicos, cargadores diesel y equipos de perforación electro-hidráulicos, lo que ha provocado un aumento del consumo de energía eléctrica para efectos de la ventilación y por consiguiente un aumento en el costo de producción.

El año 2006 la mina producía 418.332 toneladas métricas finas anuales de cobre, que se procesan en el mismo complejo minero y luego se envían a la fundición Caletones, donde se produce el producto final de lingotes refinados a fuego (RAF) y ánodos de cobre. Además como subproductos se obtiene molibdeno (4.749 toneladas métricas, año 2006), ácido sulfúrico, plata y oro.

### **2.3 Situación actual**

El Teniente no es sólo una Mina subterránea, esta División consta de once sectores productivos o "minas" operados simultáneamente con una producción diaria de 130.000 [ton] en total de todos los sectores. Estos sectores son: Esmeralda, Reservas Norte, Pipa Norte, Diablo Regimiento, Quebrada Pacífico, TTE 4-Sur, Isla LHD, Puente, Pilar Norte, Pacífico Superior y Sur Andes Pipa.

Cada sector posee un sistema independiente de manejo de materiales, pero todos convergen al sistema de transporte principal (Ferrocarril) ubicado en el nivel Teniente 8 que conduce el mineral hacia la planta de procesamiento.

## 2.4 Reseña mina Esmeralda

La Mina Esmeralda se emplaza en el sector sur del yacimiento con una superficie de 629.000 m<sup>2</sup>, y contiene reservas de 348 millones de toneladas con una ley media de 1.014 % cobre total. Sus cotas piso promedio son:

Nivel de Hundimiento.....	2210 metros sobre el nivel del mar.
Nivel de Producción.....	2193 metros sobre el nivel del mar.
Nivel de Acarreo .....	2163 metros sobre el nivel del mar.

Comenzó sus operaciones en Agosto de 1996, fecha en que se inició la Socavación. En Septiembre de 1997, se iniciaron las operaciones de producción con un ritmo de extracción del orden de las 1.000 tpd. Actualmente promedia 33000 tpd, teniendo como meta un ritmo de régimen programado de 45.000 tpd en el año 2005 , meta que no se ha logrado cumplir hasta el día de hoy.

En la actualidad la Mina Esmeralda utiliza el método de explotación por Panel Caving con hundimiento avanzado desde el año 2004. En esta variante la socavación en el nivel de hundimiento se realiza sobre un nivel de producción parcialmente desarrollado, dejando las galerías de zanja y bateas recolectoras de mineral para ser desarrolladas bajo área hundida o socavada. La supuesta ventaja de esta variante es que proporciona una mayor estabilidad durante el desarrollo del nivel de producción, dado que las excavaciones son realizados fuera de la zona de concentración de esfuerzos.

Es importante mencionar que la mina Esmeralda nunca ha logrado la producción programada, pues ha tenido problemas de colapsos en las galerías de producción en la zona central de la mina, lo que ha llevado a desacoplar los frentes Oeste y Este, esto implica que para los efectos de la planificación se considerarán independientes.

## 2.5 Características geológicas y geotécnicas

Para comprender las circunstancias que generan los problemas tanto de hundibilidad como de granulometría y que afectan de manera directa a la producción es necesario conocer las características geológicas y geotécnicas predominantes en el sector de interés.

### 2.5.1 Litologías presentes en el sector

Las principales unidades litológicas reconocidas en el sector Hw de la mina Esmeralda corresponden a: Complejo Máfico El Teniente (CMET)(Ex andesitas de la mina), Unidades de Pórfidos Félsicos (Pórfido Diorítico y Pórfido Latítico), Unidades de Brechas (Complejo de Brechas Braden, Brechas Hidrotermales y Brechas Ígneas). A continuación se realizara una breve descripción de cada una de ellas.

#### – **Complejo Máfico El Teniente (ex Andesitas de la Mina)**

Bajo esta denominación se agrupa al tipo litológico de mayor presencia en mina Esmeralda y que hospeda la mayor parte de la mineralización de cobre y molibdeno.

Corresponden a tipos litológicos de difícil individualización macroscópica y que incluyen gabro, diabasas y pórfidos basálticos que se han descrito regularmente como “andesita”.

Microscópicamente corresponden a rocas de color oscuro debido a la intensa alteración biotítica que la afecta. Presentan textura porfídica fina y afanítica. Estas rocas están atravesadas por un denso enrejado polidireccional de vetillas de cuarzo, de cuarzo-anhidrita y calcopirita con minerales subordinados en distintas proporciones.

Hacia el oeste las rocas oscuras del CMET son cortadas por las unidades de brechas correspondientes al Complejo de Brechas Braden. Hacia el este están cortadas por la Tonalita (ex -Diorita Sewell).

#### – **Pórfido Diorítico (ex Diorita)**

Bajo esta denominación se agrupan una serie de cuerpos intrusivos y diques menores alineados en una dirección norte-sur que presentan una gran extensión vertical reconociéndose desde los niveles superiores TEN-4 hasta más abajo del nivel Teniente-8. Es habitual que en el contacto con el Complejo Máfico El Teniente (ex andesita) se generen brechas hidrotermales y/o brechas ígneas. Esta corresponde a la litología problemática en el sector HW por sus condiciones geotécnicas poco favorables para el caving.

#### – **Pórfidos Latíticos**

Corresponden normalmente a cuerpos tabulares tipo filones de poca potencia (2 a 6m) los que cortan las rocas oscuras del CMET y a los Intrusivos Dioríticos y la Tonalita.

Presentan textura porfídica con 60% de fenocristales de plagioclasa y biotita, y ojos de cuarzo en una masa fundamental de cuarzo y feldespato. Constituyen una unidad con una ley media de Cu inferior a 0,2% de Cu.

– **Complejo de Brechas Braden**

Consiste en un complejo de brechas emplazado en la parte central del yacimiento. Tiene la forma de un cono invertido con un diámetro de 1200[m] en superficie y una continuidad reconocida en profundidad de 1800 [m].

La Brecha Braden se constituye de fragmentos redondeados a subredondeados, polimícticos en una matriz de polvo de roca y cemento de sericita con cantidades menores de turmalina, calcita y pirita.

– **Brecha de Turmalina (ex Brecha Marginal de Turmalina)**

Brecha de color gris oscuro compuesta por fragmentos angulosos y sub-angulosos de composición principalmente andesítica. Los clastos presentan grados variables de alteración cuarzo-sericita-clorita y se encuentran cementados por turmalina y cuarzo, con cantidades menores de anhidrita, carbonatos calcopirita y sulfosales de la serie tenantita tetrahedrita.

– **Brecha de Clorita (ex Brecha Marginal de Clorita)**

Se localiza entre las coordenadas 500N y 50N, en contacto con las rocas oscuras del CMET. Corresponde a una franja irregular con un ancho que varía entre 5 y 30 [m].

Es una brecha que presenta una matriz de color verde. Está constituida por fragmentos angulosos de “andesitas de la mina” de color negro, con formas angulares a sub-angulares de tamaños centimétricos. La matriz está compuesta principalmente por polvo de roca y clorita, y en menor cantidad sericita y anhidrita. Además incluye sulfuros de cobre, entre los cuales predominan calcopirita y bornita, y sulfuros de arsénico y antimonio.

– **Brecha Ígnea (Brecha de Contacto)**

Se ubican preferentemente en el contacto entre el Complejo Máfico El Teniente y los distintos pórfidos que la instruyen.

Esta roca está formada por fragmentos sub-redondeados de intrusivo de color blanco y por fragmentos semi-angulosos de andesita envueltos en una matriz afanítica a porfírica de color negro. Los fragmentos de más fácil identificación son los de diorita que alcanzan hasta 1 metro de diámetro.

De las litologías antes identificadas la que indica problemas e incide en la decisión de aplicar o no forzamiento es el pórfido diorítico del sector oeste, el cual además cuenta con

alteraciones de tipo hidrotermal tardía (AHT), con rellenos duros de cuarzo anhidrita y bornita entre sus estructuras.

Este cuerpo no está afectado por un sistema de fallas, a diferencia de la zona de diorita central, lo cual incide de manera directa en la hundibilidad del cuerpo diorítico.

### **2.5.2 Alteración y mineralización**

El yacimiento El Teniente se formó en un proceso continuo de alteración y mineralización, en el que se han podido diferenciar cuatro etapas hipógenas sobre impuestas: Tardimagmática, Hidrotermal principal, Hidrotermal Tardía e Hidrotermal Póstuma. A estas etapas se sobre impone una alteración argílica avanzada de origen supérgeno que oblitera los rasgos primarios de las rocas.

#### **– Etapa Tardimagmática**

Corresponde a la primera etapa de alteración-mineralización conocida en el yacimiento. Se caracteriza por la coexistencia en equilibrio de la alteración biotítica pervasiva y la presencia de un intenso enrejado de vetillas rellenas principalmente por cuarzo, anhidrita y sulfuros. Su asociación mineralógica de mena corresponde a calcopirita, pirita, bornita, molibdenita y magnetita, y su asociación mineralógica de ganga corresponde a cuarzo, anhidrita, feldespato potásico, biotita y clorita.

#### **– Etapa Hidrotermal principal**

Causada por la reacción de los fluidos tardimagmáticos con aguas meteóricas. Esta etapa se sobre impone a la anterior. Se desarrolla a partir de vetillas que generan halos de alteración de ancho variable, los cuales transforman la mineralogía y textura tardimagmáticas. Su asociación mineralógica de mena corresponde a calcopirita, pirita y molibdenita, y su asociación mineralógica de ganga corresponde a cuarzo, sericita, clorita, anhidrita, y turmalina.

#### **– Etapa Hidrotermal Tardía**

Está relacionada con el emplazamiento del anillo de brecha de turmalina en torno a la brecha Braden. Conocida como Brecha Marginal, se desarrolla a través de halos de vetas y vetillas que se distribuyen en una franja concéntrica al anillo de brechas. La mineralogía de alteración está compuesta por la asociación cuarzo, turmalina, sericita, clorita, yeso y/o carbonatos y la metálica consiste en calcopirita, bornita, pirita, molibdenita y tenentita/tetrahedrita.

## 2.6 Estructuras Geológicas.

En el nivel de hundimiento de la mina Esmeralda se observan principalmente dos dominios estructurales en el sector definido para el proyecto. Los dominios estructurales presentes son los siguientes:

**Dominio Estructural N°1:** Localizado en contacto con el Complejo de Brechas Braden y al oeste del Dominio Estructural 12 (DE 12). Este dominio se caracteriza por un patrón estructural de orientación preferencial N20°-30°W.

Se emplaza en rocas pertenecientes al Complejo Máfico El Teniente en Ambiente Hidrotermal Tardío (AHT), las que se encuentran intruídas por cuerpos de Pórfido Diorítico y Brecha Ígnea. Las rocas oscuras presentan una pseudo-brechización a anhidrita que no alcanza a conformar una brecha de anhidrita.

Las estructuras son vetillas HT y y vetillas HT falladas. Los rellenos característicos corresponden a anhidrita-carbonatos-bornita-clorita. En general estas presentan una disposición u orientación que es concéntrica al borde de la Brecha Braden.

**Dominio Estructural N°2:** Localizado al sur del cuerpo de diorita, el cual presenta un patrón estructural N30°-70°E, donde destaca la presencia de la falla P.

## 2.6 Hundibilidad

La hundibilidad es una medida usualmente cualitativa de la predisposición que tiene un yacimiento a hundir (producir caving) bajo circunstancias particulares. En la práctica minera el problema es predecir la geometría del hundimiento (zona hundida) expresada como “radio hidráulico” (relación entre el área/perímetro) que se requiere para iniciar el proceso de caving del macizo rocoso dado un conjunto estimado de propiedades geotécnicas (Rubio apuntes MI58B) .

Las propiedades geotécnicas corresponden a:

- Orientación de las estructuras, espaciamiento y persistencia.
- Estructuras mayores (ejemplo: fallas, diques)
- Esfuerzos in-situ y los esfuerzos inducidos por la excavación.
- Resistencia de las discontinuidades y del macizo rocoso.
- Geometría del hundimiento.
- Desconfinamiento, slot, o acondicionamiento del macizo rocoso.

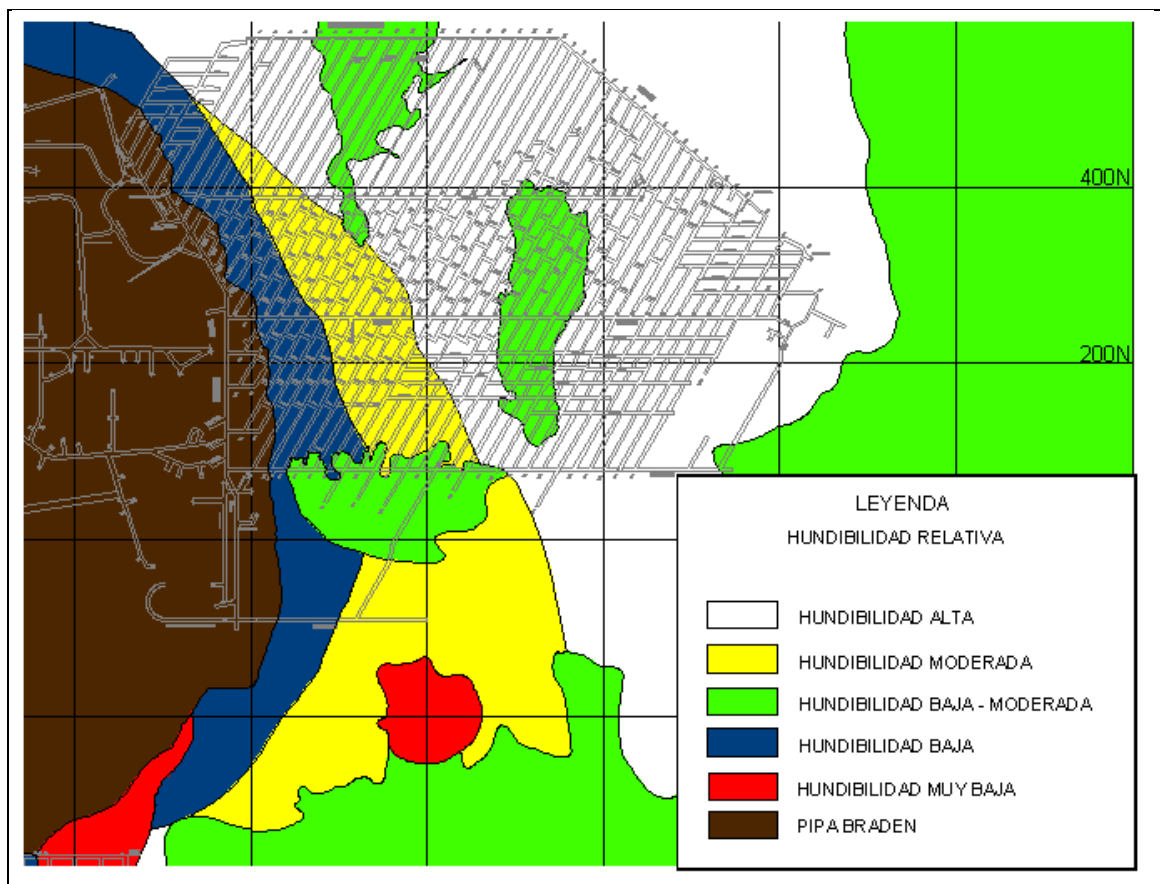


Figura 2.1: Mapa de características de hundibilidad mina Esmeralda

La Superintendencia de Geología ha emitido el plano GL8-8376 de la zonación de la hundibilidad relativa del yacimiento El Teniente. Esta zonación, asociada a las características geológicas, define 5 niveles; Alta, Moderada, Baja-Moderada, Baja, Muy Baja.

Los cuerpos de diorita en ambiente Hidrotermal Principal (HP), según los antecedentes expuestos, tienen una respuesta menor a la hundibilidad que las andesitas en el mismo ambiente. Este comportamiento también puede ocurrir en los cuerpos de Diorita, pero en ambiente Hidrotermal Tardío. Entonces, se podría esperar una disminución de su hundibilidad, de moderada (GL8-8376) a una baja-moderada en la nueva actualización.

La experiencia de forzamiento en el sector Ten-4 Sur puso en evidencia una importante interrogante respecto de la hundibilidad del sector de rocas adyacentes a la brecha Braden, en la franja más cercana del ambiente HT.

Los antecedentes, algunos de ellos preliminares, son contradictorios:

- El fracturamiento medido en las galerías del sector Esmeralda preliminarmente indica una baja intensidad en el sector oeste, muy cercano a la brecha Braden, similar al bajo fracturamiento encontrado en el sector de posible forzamiento.
- La caracterización del stockwork de las andesitas del sector forzamiento presenta propiedades favorables a la hundibilidad. El stockwork de las andesitas HT de Esmeralda se puede considerar similar a la andesita hidrotermal tardío del Teniente Sub-6. La caracterización de éste indica menos parámetros favorables a la hundibilidad que los del sector forzamiento.
- Existen diversos antecedentes mineros del sector Oeste, como la actual explotación del sector por la mina Esmeralda y la anterior explotación de la Mina Teniente 4 Central, que indican presencia de mineral colgado (post evaluación geomecánica TTE 4 sur).
- La justificación del proyecto forzamiento no está relacionado directamente con una mala hundibilidad, sino más bien con mejorar la productividad del sector (SPL - I – 053 – 2003).

En conclusión, el cuerpo diorítico asociado al sector de forzamiento presenta una hundibilidad baja moderada, la cual corresponde a la tercera categoría más baja de las usadas en El Teniente. Además, existe una gran interrogante respecto de las rocas adyacentes a la pipa de brechas Braden, las cuales históricamente han tenido problemas respecto de su hundibilidad.



## 2.7 Caracterización geotécnica del macizo rocoso

Para llevar a cabo un análisis de las condiciones del macizo es necesario conocer los parámetros geotécnicos relevantes. La tabla N°2.1 muestra un resumen con las principales propiedades de la roca intacta para los distintos tipos litológicos presentes en el sector a forzar, los cuales son: CMET, Brecha de Anhidrita, Brecha Ígnea y Pórfido Diorítico.

**Tabla 2.1: Propiedades geotécnicas de la roca intacta sector forzamiento**

Propiedades Geotécnicas de la Roca Intacta para los Distintos Tipos Litológicos del Sector con Forzamiento Mina Esmeralda.					
Parámetros	CMET lado Hw	CMET lado Fw	Brecha Anhidrita	Brecha ígnea Andesita	Porfido Diorítico
Resistencia compresión uniaxial simple, CUS [MPa]	120	120	135	135	140
Resistencia en tracción indirecta, $T_i$ [MPa]	13	13	10	16	19
Densidad, $\gamma$ (gr/cm <sup>3</sup> )	2.85	2.85	2.77	2.74	2.75
Porosidad, $\eta$ (%)	0.30	0.30	1.44	1.12	0.62
Módulo de deformabilidad, $E_i$ [GPa]	57	60	58	47	37
Razón de Poisson, $\nu$	0.17	0.11	0.17	0.12	0.19
Parámetro $m_i$ de Hoek-Brown	17.3	17.3	17	20.5	26
Parámetro $s$ de Hoek-Brown	1.0				
Parámetro $a$ de Hoek-Brown	0.5				
Parámetro $\sigma_{ci}$ de Hoek-Brown, [MPa]	104	87	100	103	130
Parámetro $\sigma_{ti}$ de Hoek-Brown, [MPa]	-6	-5	-5	-5	-10
Cohesión, $c_i$ [MPa]	17	14	16	16	20
Angulo de fricción, $\Phi_i$ [°]	46	46	46	48	50

### 2.7.1 Esfuerzos

El estado tensional in situ en el sector Oeste de mina Esmeralda queda definido por lo presentado en Tabla (SGL-I-050-2005).

**Tabla 2.2: Estado tensional sector oeste mina Esmeralda**

Esfuerzo	Magnitud[MPa]	Azimuth	Inclinación
Esfuerzo principal mayor	42.8	137.8	(10.8)
Esfuerzo principal intermedio	24.0	218.5	40.2
Esfuerzo principal menor	20.9	60.0	47.8

### 2.7.2 Subsistencia

Según Antonio Bello (1995 ver 1) “Se conoce por subsidencia el fenómeno de asentamiento asociado a la construcción de excavaciones subterráneas, aunque en el mismo suelen verse involucrados diversos efectos. Su importancia radica en los efectos que puede producir en los edificios, construcciones o servicios en niveles superiores o la superficie”. Este punto es de gran importancia en el análisis de métodos de explotación por hundimiento, pues se debe recordar que El Teniente corresponde a una mina con diferentes niveles de producción a diferentes cotas, lo cual obliga a estudiar la incidencia de la extracción de un nivel en relación con los que se ubican más arriba.

Los niveles que se verían más afectados por la subsidencia corresponden a TTE. Sub-4 y TTE.-5 (detalles en anexo A1 ). Ambos son los más cercanos a la zona de producción de mina Esmeralda y se encuentran sobre el layout de ésta. Por lo tanto, a medida que avance el frente de la mina, así también avanzará la subsidencia en sectores superiores. Los ángulos de subsidencia de cada uno de los sectores productivos de El Teniente se presentan en la siguiente tabla (SGM-109/2008):

**Tabla 2.3: Ángulos de desplome y fracturamiento mina El Teniente**

SECTOR	ANGULOS DE SUBSIDENCIA (Desplome/Fracturamiento)			
	NORTE	SUR	ESTE	OESTE
ESMERALDA	68°/58°	71°/50°	71°/55°	71°/50°
RESRVAS NORTE	66°/55°	77°/64°	64°/57°	65°/55°
PIPA NORTE	N/A	77°/60°	67°/50°	67°/50°
DIABLO REGIMIENTO	76°/65°	70°/60°	83°/69°	86°/74°
TEN 4 SUR	N/A	69°/57°	64°/56°	76°/69°
TEN 4 REGIMIENTO	79°/71°	72°/67°	72°/67°	74°/68°

### 2.7.3 Sismicidad

Según Gibowicz (1993 ver 2) “la Energía Plástica Disipada (DPE) es la energía liberada por el macizo rocoso que cede en una etapa de la extracción. Generalmente la DPE es toda la energía liberada producto de deformación y sólo una pequeña fracción de ésta es liberada en forma de sismicidad medible”...

...”Esta fracción medible no es constante, pero usualmente está dentro de un rango pequeño, típicamente 2%-8% de la DPE teórica se manifiesta como energía sísmica. Esta energía sísmica medible es conocida como sismicidad y los niveles de liberación tienen como resultado eventos sísmicos.

Es necesario medir las condiciones de sismicidad mediante el registro de los eventos sísmicos, lo que permite calcular la energía liberada y evaluar condiciones de seguridad.

Las condiciones sísmicas en Esmeralda y específicamente el sector oeste se detallan en las siguientes tablas:

**Tabla 2.4: Eventos sísmicos mina Esmeralda**

Fecha de las mediciones	Eventos relevantes	Eventos no relevantes	Total	MAYORES A 1	ESTALLIDO DE ROCA
23/4 a 23/5	714	1948	2662	2	1
23/5 a 23/6	23	2249	2272	1	0
23/6 a 23/7	31	1665	1696	1	0
23/7 a 23/8	42	1110	1152	1	0
23/8 a 23/9	39	1235	1274	1	0
23/9 a 23/10	327	1274	1601	7	0
23/10 a 23/11	95	2715	2810	8	0
23/11 a 23/12	324	9255	9579	6	0

**Tabla 2.5: Eventos sísmicos sector oeste mina Esmeralda**

Fecha de las mediciones	Oeste relevantes	Oeste no relevantes	total Oeste	MAYORES A 1 HW	ESTALLIDO DE ROCA HW
23 de abril - 23 de mayo	11	1198	1209	1	0
23 de mayo - 23 de junio	8	732	740	0	0
23 de junio - 23 de julio	12	456	468	0	0
23 de julio - 23 de agosto	21	314	335	1	0
23 de agosto - 13 de septiembre	30	398	428	1	0
23 de septiembre - 23 de octubre	36	445	481	4	0
23 de octubre - 23 de noviembre	44	1501	1545	2	0
23 de noviembre - 23 de diciembre	72	5092	5164	3	0

Gráficamente:

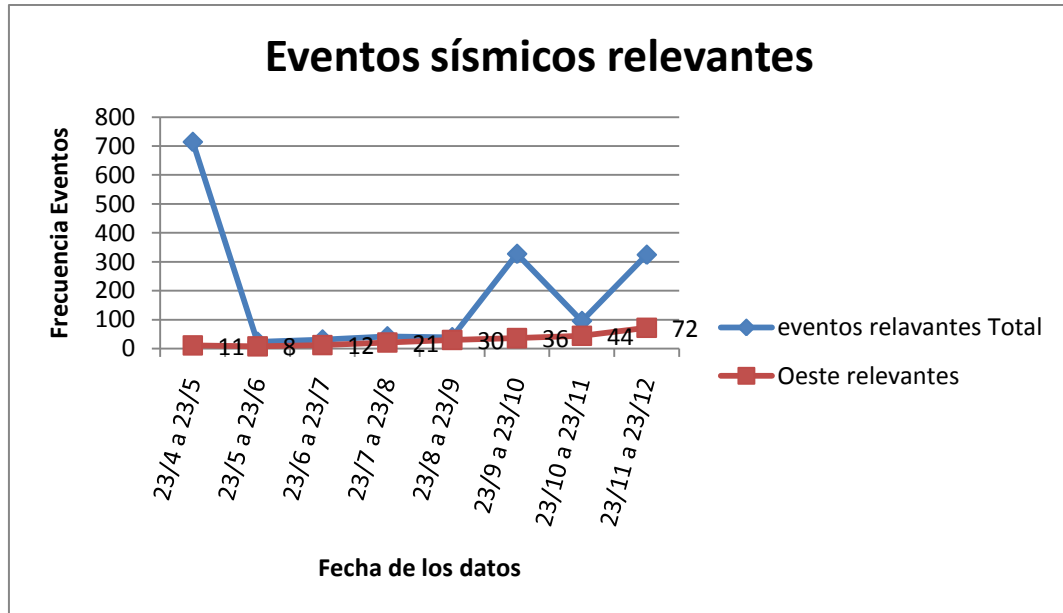


Gráfico 2.1: Eventos sísmicos relevantes mina Esmeralda

De los datos anteriores y del gráfico superior se puede concluir que en el período de mayo a septiembre la mayoría de los eventos sísmicos estaban relacionados al sector oeste, lo que indica una alta sismicidad en toda la mina y aún mayor en el sector oeste.

En conclusión, la condición sísmica en el sector, además de no ser favorable, muestra una clara tendencia creciente de eventos relevantes en los últimos meses, tanto así que casi se han cuadruplicado en el último trimestre (Fuente SGM-GOP-212-08 PPM).

## 2.8 Métodos de explotación

Como se ha mencionado en el Capítulo 2, dado las características del yacimiento, éste es explotado mediante métodos por hundimiento, más específicamente en la actualidad el Panel Caving. El sector de mina Esmeralda no es diferente, e incluso en este sector se han aplicado variantes de este método con la finalidad de mejorar su productividad.

Estas variantes corresponden a “panel caving con hundimiento previo” y el “panel caving con hundimiento avanzado”. Estas variantes apuntan a dos objetivos: el primero es alejar los trabajos y desarrollos de pre-producción de la zona de concentración de esfuerzos o “abutment stress zone”, de modo de generar mejores condiciones de seguridad evitando

problemas de inestabilidad geotécnica. El segundo es entregar una mayor proporción de área disponible para el proceso productivo.

También en algunos sectores del yacimiento, excepcionalmente, se ha aplicado la variante con hundimiento forzado, que consiste en fragmentar y extraer la parte inferior de la columna mineralizada utilizando perforación y tronadura con tiros de gran diámetro.

La descripción conceptual de las 3 variantes del método Panel Caving se presentan a continuación.

### 2.8.1 Panel caving convencional

Se caracteriza por mantener paralela la línea de incorporación de puntos de extracción con la línea de avance del frente de hundimiento. Esta modalidad se aplica en aquellos sectores de la mina donde la columna mineralizada es principalmente primaria.

Debido a la fragmentación más gruesa del mineral primario, las mallas de extracción del Panel Caving son de mayores dimensiones, con variaciones según el sector productivo de la mina.

La secuencia de desarrollo de las labores se muestra en la figura 2.2 y se detalla a continuación (Kartzulovic, 1998; Rojas et al, 2000):

1. Desarrollo labores niveles de producción y de hundimiento.
2. Excavación de las zanjas o "bateas" recolectoras de mineral.
3. Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de hundimiento hacia las bateas abiertas.
4. Inicio de la extracción.

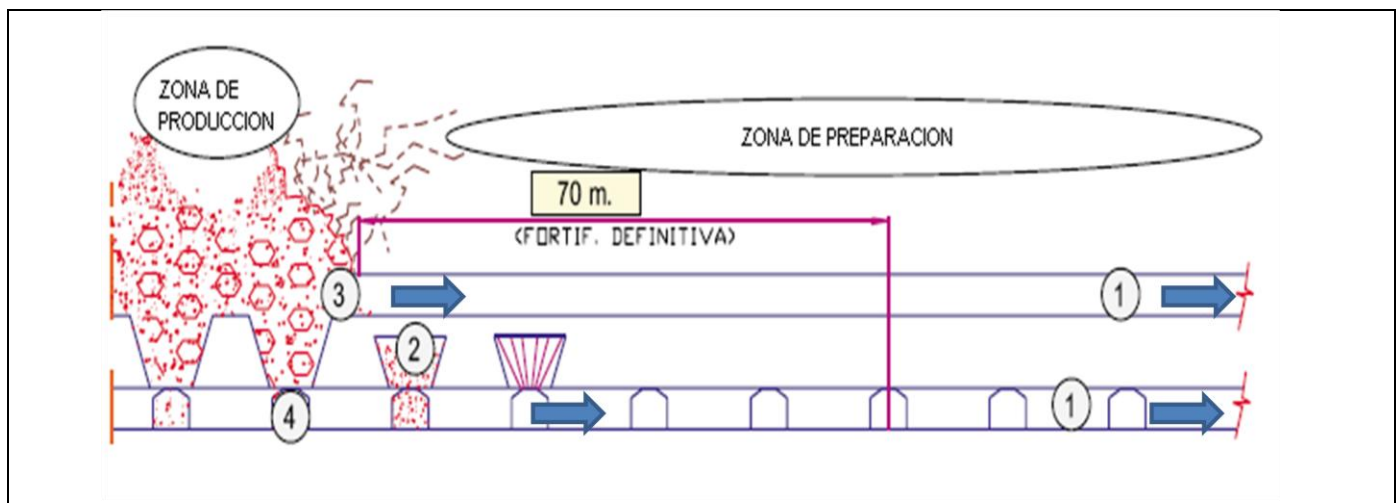


Figura 2.2: Sección transversal panel caving convencional

### 2.8.2 Panel caving con hundimiento previo

Con la finalidad de disminuir el efecto de la concentración de esfuerzos se definió la variante conocida como “hundimiento previo”, que consiste en anticipar la socavación con respecto al desarrollo de las labores en el nivel de producción.

La principal característica de esta variante es el desarrollo de todas las labores del nivel de producción bajo área completamente socavada, hasta una distancia de seguridad por detrás del frente de socavación. La secuencia de excavación de las labores es la siguiente (Karzulovic, 1998; Rojas et al, 2000):

1. Desarrollo de las labores del nivel de hundimiento.
2. Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de socavación hasta alcanzar una cierta distancia por delante del futuro frente de extracción.
3. Desarrollo de las labores del nivel de producción.
4. Apertura de bateas bajo área socavada.
5. Inicio de la extracción.

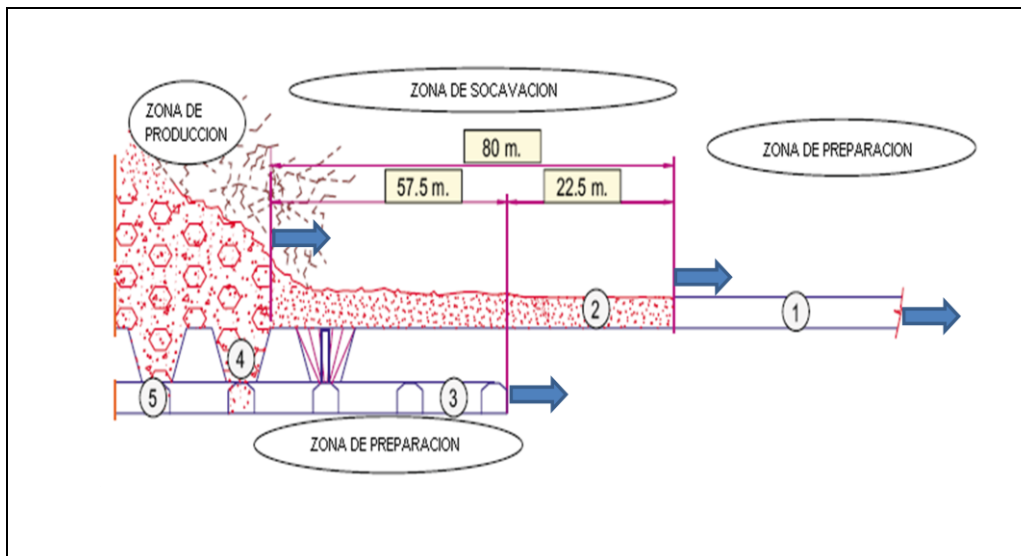
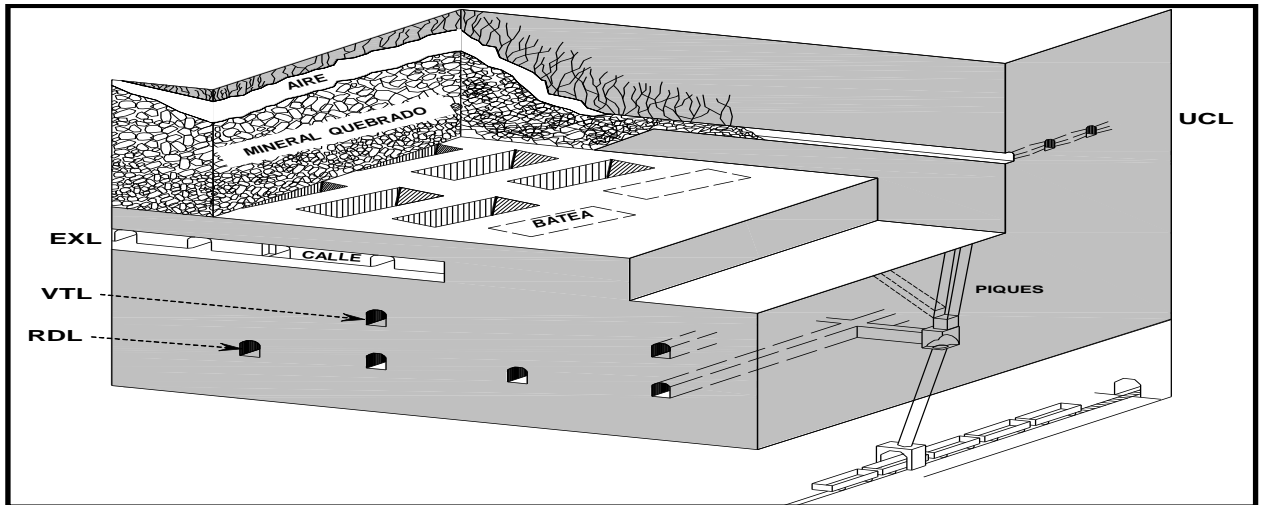


Figura 2.3: Sección transversal panel caving con hundimiento previo



**Figura 2.4: Vista isométrica panel caving hundimiento previo**

(fuente: Evolución métodos de explotación mina El Teniente)

En la vista isométrica se puede apreciar el desarrollo del nivel de producción y la excavación de las galerías de zanja y bateas bajo una zona previamente socavada.

### 2.8.3 Panel caving con hundimiento avanzado

En esta variante la socavación en el nivel de hundimiento se realiza sobre un nivel de producción parcialmente desarrollado, dejando las galerías de zanjas y bateas para ser excavadas bajo área hundida o socavada. La ventaja de esta variante con respecto a la anterior es que proporciona una mayor flexibilidad en el desarrollo del nivel de producción. La secuencia de excavación de las labores se detalla a continuación (Karzulovic, 1998):

1. Desarrollo de las labores del nivel de hundimiento y de algunas del nivel de producción. En general solamente se construyen las calles de producción.
2. Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento, avanzando con el frente de socavación hasta alcanzar una cierta distancia por delante del futuro frente de extracción.
3. Se desarrollan las restantes labores del nivel de producción en el sector bajo el área socavada.
4. Se realiza la apertura de las bateas.
5. Se inicia la extracción.

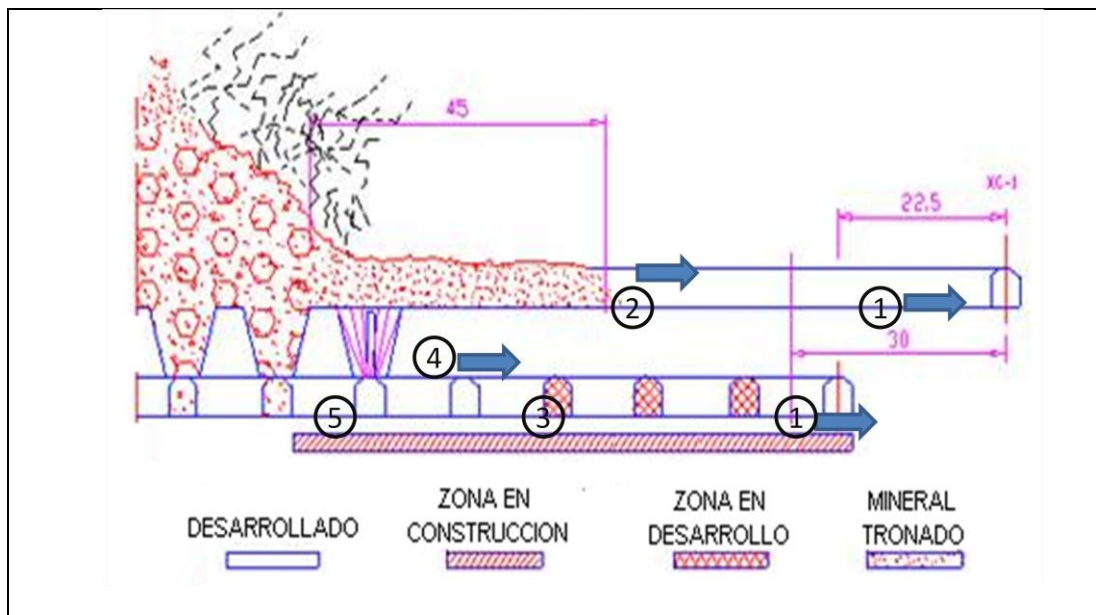
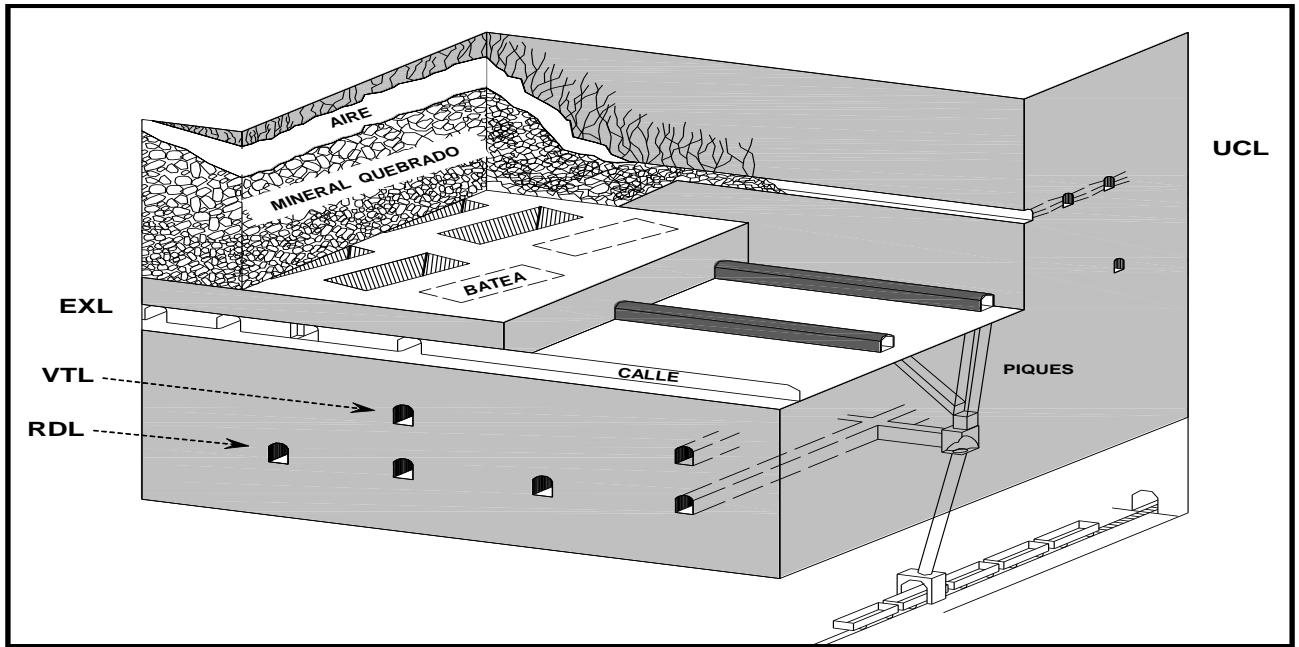


Figura 2.5: Sección transversal panel caving hundimiento avanzado





**Figura 2.6: Vista isométrica panel caving con hundimiento avanzado**

(fuente: Evolución métodos de explotación mina El Teniente)

En esta vista isométrica se puede apreciar el desarrollo en zonas donde todavía no se ha iniciado la socavación; es decir, el nivel de producción va “avanzando” con respecto al frente de socavación (Cavieres 1999).

La diferencia entre estas 2 últimas variantes del método radica principalmente en el orden de las actividades a realizar y la flexibilidad otorgada por cada una de ellas. Este es un punto relevante pues la flexibilidad es mayor en la variante con hundimiento avanzado.

### 2.8.4 Panel caving convencional con forzamiento

Esta variante tiene una secuencia por definir y sus principales características quedan plasmadas en la figura siguiente:

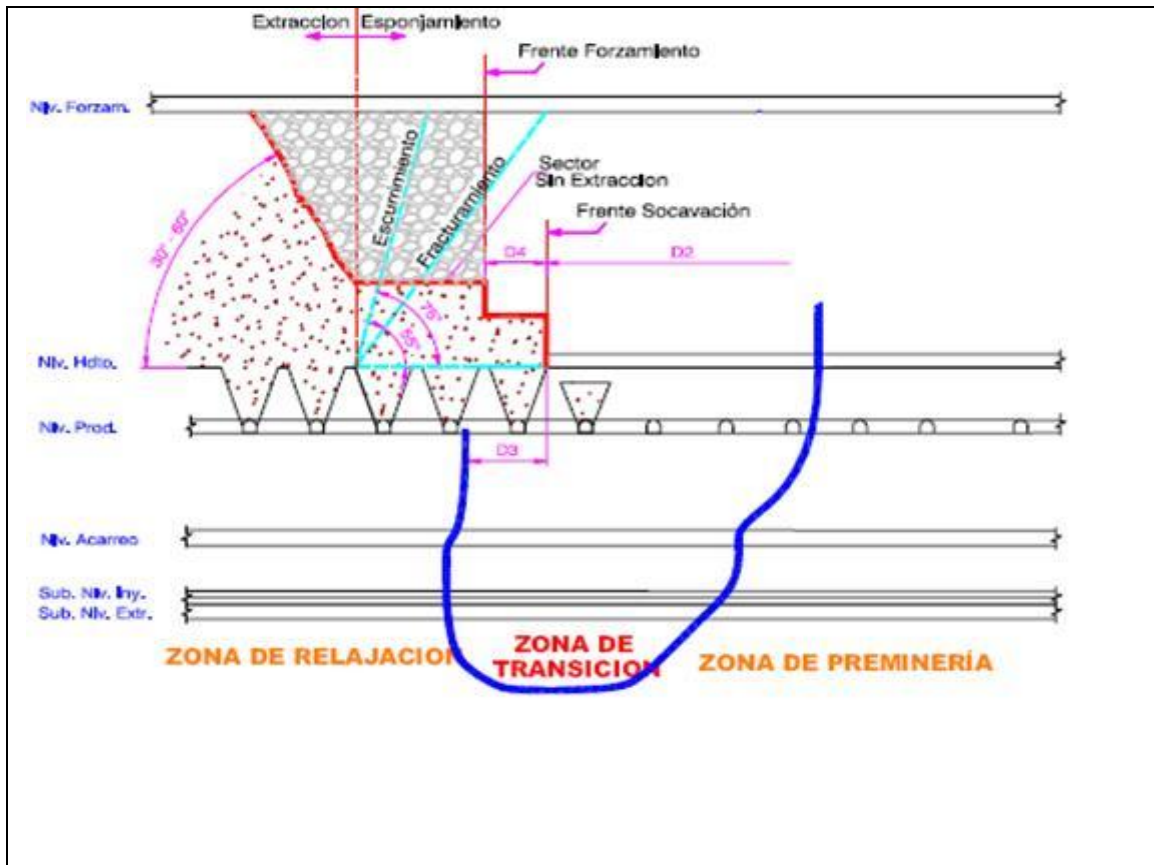
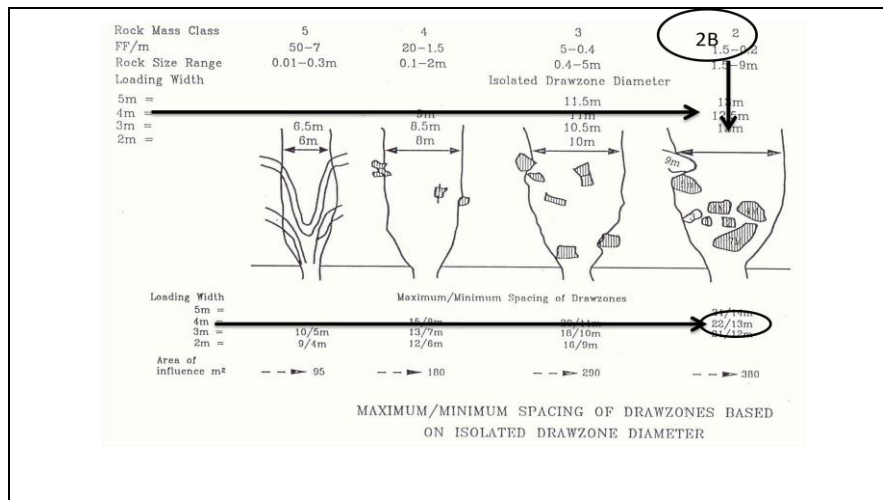


Figura 2.7: Vista transversal variante panel caving convencional con forzamiento

(fuente: Evolución métodos de explotación mina El Teniente)

## 2.9 Malla de extracción

La malla utilizada en la mina Esmeralda corresponde a la malla Teniente, donde se determina el diámetro del elipsoide de extracción, el consiguiente espaciamiento entre los puntos de extracción y la altura de interacción de los elipsoides de extracción mediante la metodología de Laubscher y Kvpil.



Es importante señalar que la orientación de las calles responde a evitar condiciones geomecánicas desfavorables y sus parámetros de diseño corresponden a :

Orientación calles N 30° E.

Orientación zanjas E-W.

Así quedan definidas todas las condiciones con las cuales se trabaja en la mina Esmeralda en lo que a diseño se refiere. Este es un punto importante pues corresponde a las bases con las cuales se trabajara durante todo el estudio.

## 2.10 Resumen de antecedentes

- La mineralización del sector HW corresponden a Hidrotermal Principal en el CMET y una mineralización hidrotermal tardía en el pórfido diorítico. Este tipo de mineralización implica que las estructuras menores (fallas) tienen un sello duro, lo cual genera una granulometría gruesa y por consiguiente colgaduras en los puntos de extracción y los consiguientes problemas operacionales.
- La hundibilidad del sector asociado a las brechas Braden es baja, lo cual indica posibles problemas de continuidad en el caving y la consiguiente baja de productividad.
- Respecto de la caracterización geotécnica, el pórfido diorítico presenta la mayor resistencia a la compresión uniaxial y a la tracción; asimismo, mayor cohesión y ángulo de fricción interna que las otras litologías presentes en el sector. Todos estos factores indican condiciones poco favorables para la fragmentación.
- La actividad sísmica ha aumentado de manera considerable en el sector, este es un punto muy relevante pues afecta de manera directa la seguridad de las personas involucradas en el proceso productivo.
- Estos antecedentes indican que existe una alta probabilidad de incumplimiento de las metas de producción planteadas por el Departamento de Planificación a Largo Plazo. Esto significa un grave problema, pues existen compromisos de producción asociados a estos planes , y por lo tanto es necesario plantear soluciones que nos permitan enfrentar esto de manera adecuada.

## Capítulo 3

### Análisis conceptual de alternativas

La aplicación del método Panel Caving está expuesta a una serie de eventos geotécnicos que suelen afectar de manera directa los planes de producción. Como se ha visto en los capítulos anteriores la mina Esmeralda no es diferente a los otros sectores explotados por esta vía, incluso existen conjunciones de propiedades intrínsecas del sector que han producido eventos con graves consecuencias, tanto en la producción como en la seguridad de las personas; tales como colapsos, planchoneos y gran actividad sísmica. Todo esto, además de afectar la producción, obliga a incurrir en gastos de reparación, retrasos en cuanto al avance programado del frente de hundimiento e incumplimiento de las metas de producción programadas por disminución del área efectiva de extracción, entre otros.

El problema actual responde al avance del frente de explotación de mina Esmeralda, el cual en pocos meses se emplazará en un cuerpo intrusivo félsico denominado pórfido diorítico. Dicho cuerpo se ubica entre las galerías de zanjas Z-28 y Z-37 según se aprecia en la figura siguiente:

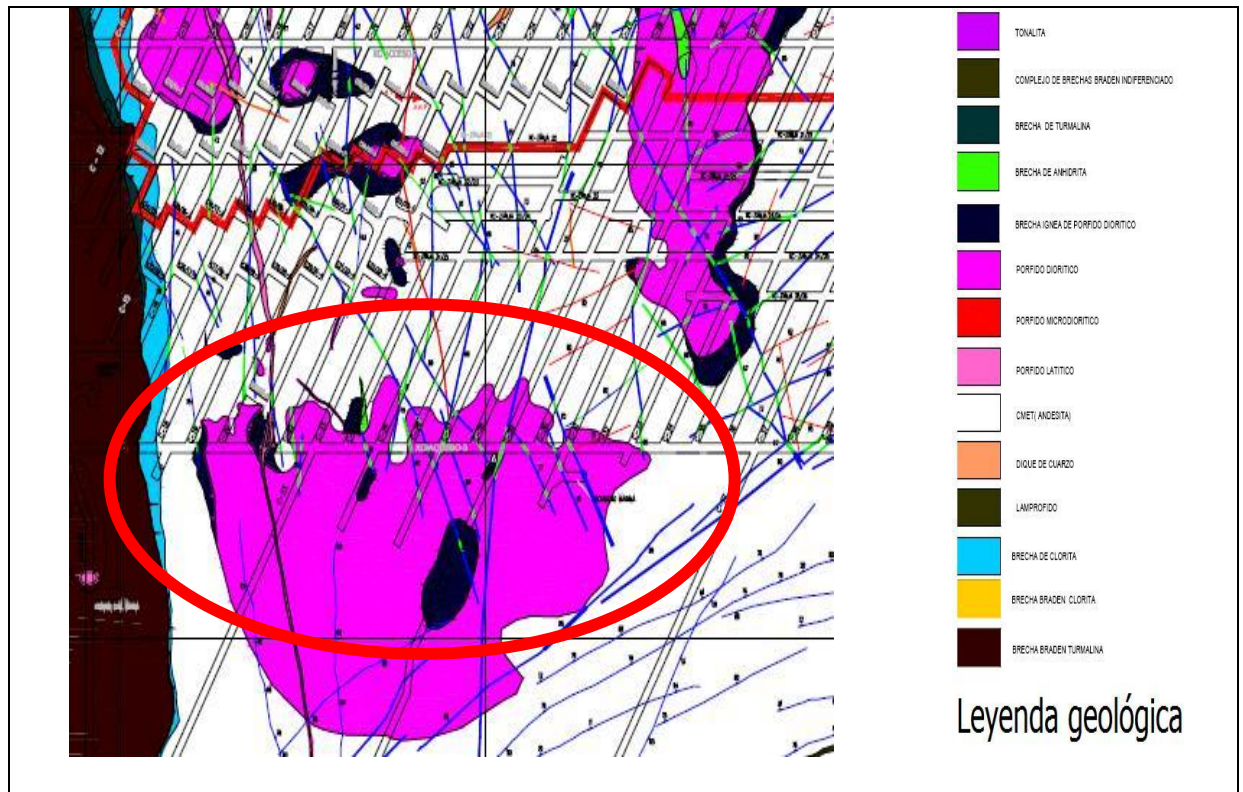


Figura 3.1: Geología sector oeste de mina Esmeralda

Las características geológico-geotécnicas de este cuerpo intrusivo descritas en los capítulos anteriores indican que existirán problemas tanto de fragmentación como de hundibilidad (ver capítulo 2.7).

La calidad geotécnica del macizo rocoso al cual se está accediendo en el sector oeste es diferente a la del sector explotado en la actualidad, pues corresponde a un pórfido diorítico con baja frecuencia de fracturas (0 a 3 FF/m<sup>3</sup>) y que además están selladas con un relleno muy resistente correspondiente a mineralización hidrotermal tardía (HT) (ver caracterización geológico-geotécnica HW capítulo 2.5).

Para efectos de cumplir con la producción comprometida por la superintendencia de planificación y la gerencia de recursos minero y desarrollo (GRMD) es necesario analizar opciones para atenuar los problemas antes señalados. Entre las posibles opciones se encuentran aquellas que han sido aplicadas anteriormente en la división para enfrentar problemas de este tipo: explotación de cuerpos con baja hundibilidad y conocidos problemas de fragmentación, usualmente asociados a sectores aledaños a la pipa de brechas Braden.

Estas opciones corresponden a un forzamiento (aplicado en Teniente 4-Sur), o continuar con el actual hundimiento avanzado.

### **3.1 Opción forzamiento**

También conocido como hundimiento forzado o asistido, este método se ha empleado en sectores explotados mediante Block y Panel caving para asegurar la propagación del hundimiento o inducirlo cuando éste se ha colgado. Su aplicación requiere la utilización de tronadura y la creación de slots que permitan albergar el material tronado, facilitar su futura extracción y lograr una conexión más rápida con material quebrado con la finalidad de inducir el caving (Raúl Castro, curso diplomado en métodos de extracción por hundimiento).

Inducir el caving es una práctica habitual en minería subterránea cuando las condiciones de hundibilidad no son adecuadas para la propagación del caving. Lo que se busca es evitar la formación de colpas de gran tamaño, así como también la liberación súbita de energía que puede provocar desde eventos sísmicos sin relevancia hasta estallidos de roca. Otro aspecto importante es la posibilidad de aumentar la producción, factor relevante en cuanto a la aplicación de esta variante en el sector oeste de mina Esmeralda.

La aplicación de forzamiento tiene un parentesco con otros métodos de explotación como el sub level caving, de hecho la idea de forzar el hundimiento viene de ahí. Para ello se

deben manejar márgenes de diseño que hagan posible adecuar esta metodología de explotación al método utilizado actualmente (Panel Caving con hundimiento avanzado).

Experiencias anteriores indican buenos resultados tanto en la conexión a material quebrado de niveles superiores como en la granulometría esperada. (Experiencia forzamiento TTE. 4-Sur). De esta experiencia se pudo concluir que el forzamiento es capaz de aumentar la productividad, pues entrega una granulometría más favorable y, adicionalmente, disminuye las limitaciones de velocidad de extracción durante la extracción del esponjamiento de la columna forzada (21 [m] de columna en este caso).

- **Cambio de variante**

Para la aplicación del forzamiento es necesario un cambio de variante desde un Panel Caving con hundimiento avanzado a un Panel Caving con hundimiento convencional. Este cambio presenta una serie de ventajas las cuales se describen a continuación:

- **Ventaja 1:** la altura de la batea desde el techo del nivel de producción hasta el piso del nivel de hundimiento es de 15 metros. Esto significa disponer de una batea capaz de almacenar un mayor tonelaje y también de una mejor cara libre para las tronaduras de forzamiento y extracción del material esponjado producto del forzamiento.
- **Ventaja 2:** mayor flexibilidad para hacer los desarrollos tanto en el nivel de producción como en el de hundimiento. Esto es importante dado que las labores de forzamiento requieren un complejo y ordenado proceso en sus etapas de excavación y fortificación.
- **Ventaja 3:** no necesita tener área socavada de hundimiento. Esto también implica mayor flexibilidad y menor dificultad para la operación de los equipos.
- **Ventaja 4:** contempla menos desarrollos en el nivel de hundimiento, lo cual significa una disminución de los costos de desarrollo aplicables a la comparación económica en la parte final de esta memoria.

### 3.2 Opción hundimiento avanzado

La última de las alternativas corresponde a continuar aplicando la variante de hundimiento avanzado en la explotación del sector oeste de mina Esmeralda. Esta alternativa implica asumir los riesgos de las condiciones de baja hundibilidad y sus problemas asociados: aumento en la reducción secundaria, bajas velocidades de extracción y aumento de la probabilidad de puntos colgados (problemas asociados al pórfido diorítico).

### 3.3 Comparación de las opciones

A continuación se elabora una comparación de las opciones antes mencionadas con respecto a sus características más relevantes. Los factores a comparar serán fragmentación, hundibilidad, área disponible, sismicidad y entrada en producción.

Ítem	Forzamiento	Hundimiento Avanzado
Fragmentación	Favorable y adecuada para el manejo del material.	Fragmentación de acuerdo al diseño (en este caso desfavorable).
Hundibilidad	Asegurada debido a la gran cantidad de mineral tronado.	Baja y dependiente de las litologías presentes.
Disponibilidad física	Más baja que con el hundimiento avanzado.	Mayor disponibilidad 75% aproximado
Sismicidad	Existe inducción de eventos sísmicos de baja intensidad producto de las tronaduras de forzamiento.	No existe disminución en las condiciones de sismicidad.
Entrada en producción	Lenta entrada en producción debido a la coordinación de las actividades de preparación minera.	Más lenta que convencional, pero más rápida que con forzamiento, pues permite cierto grado de simultaneidad en la preparación minera.
Complejidad en la preparación minera	Alta, debido a las mayores restricciones en el desarrollo y construcción de las labores.	MODERADA, debido a la simultaneidad en la preparación de los niveles. Sin embargo, deben respetarse franjas de seguridad de las labores asociadas al frente de socavación.

**Tabla 3.1: Comparación cualitativa de opciones de explotación**



### 3.4 Análisis cualitativo de las opciones

Es importante recordar que para la aplicación del forzamiento es necesario cambiar la variante de método de explotación desde un hundimiento avanzado a uno convencional. Este cambio, además de ser necesario, presenta varias ventajas (ver acápite 2.5.4).

En cuanto a las ventajas que presenta el forzamiento lo más relevante es que entrega una solución real a los problemas de fragmentación y hundibilidad. Esto significa posibilidades de aumentar la producción y ventajas económicas al disminuir los tiempos de recuperación del mineral.

Debido a que en el sector oeste de Esmeralda existe una alta concentración de leyes resulta atractivo analizar las alternativas de aumentar los ritmos de extracción. Esta situación se muestra en la figura siguiente generada por la herramienta de cubicación utilizada en la superintendencia de planificación a largo plazo, en la cual se indica el sector tentativo de aplicación del método de forzamiento y sus leyes asociadas:

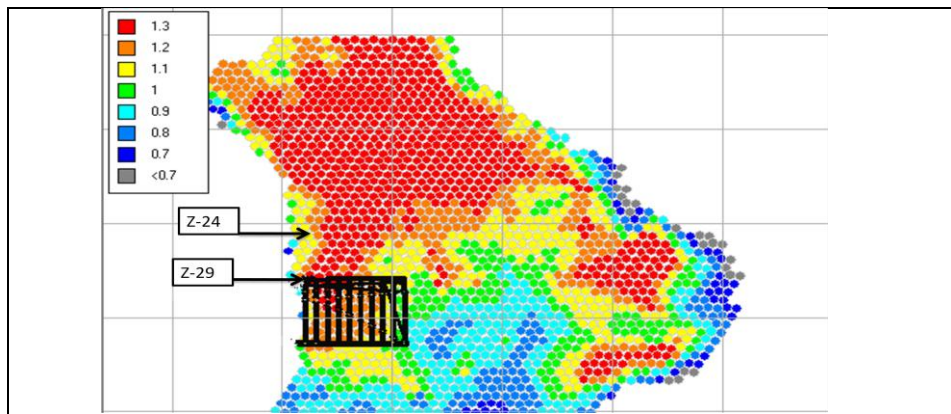


Figura 3.2: Distribución de leyes y sector tentativo forzamiento mina Esmeralda

Figura 3.2 muestra la distribución de leyes de la mina Esmeralda y el sector tentativo para la aplicación del forzamiento.

Como se aprecia en la figura, en la zona oeste de mina Esmeralda existen altas leyes de mineral y, dependiendo del método de extracción que se utilice, se obtendrán diferentes beneficios económicos. Aquí nace un interés por estimar las ganancias dependiendo del tipo de explotación que se lleve a cabo en el sector, y verificar si la inversión asociada a las labores necesarias para la explotación mediante forzamiento genera retornos que justifiquen su aplicación. Para esto se realizará una evaluación económica de las opciones mencionadas incluyendo los resultados y recomendaciones correspondientes.

## Capítulo 4

### Programa de actividades

#### 4.1 Criterio de subsidencia

- El inicio de las labores está delimitado por las actividades de incorporación de puntos de extracción y su ángulo de subsidencia asociado. Esto incide en el desarrollo de las galerías de forzamiento.
- Este desarrollo debe ser realizado fuera de la envolvente de fracturamiento (línea de subsidencia) correspondiente a la galería de zanja 24 actualmente en operación. El ángulo de subsidencia en el sector oeste de mina Esmeralda se estima entre  $49^\circ$  y  $55^\circ$  dependiendo del tipo de roca que se esté explotando.
- Para el tipo de roca correspondiente al sector Oeste (Pórfido Diorítico y CMET) los valores del ángulo de fracturamiento y desplome se estiman en  $50^\circ$  y  $71^\circ$  respectivamente (NI-SGM-109-2008 Ficha geomecánica Mina Norte).
- El nivel de forzamiento se ubica 74 metros por sobre el nivel de hundimiento.

Según estos criterios, la distancia de subsidencia corresponde a 62 m desde la zanja 24.

Luego, considerando una distancia entre galerías de zanjas de 19,64 [m] (ver Capítulo 2.9), para realizar trabajos en un nivel 74 metros más arriba estos deben iniciarse 4 galerías de zanjas más allá de la galería de zanja 24, es decir a partir de la galería de zanja 29 como indica la figura.

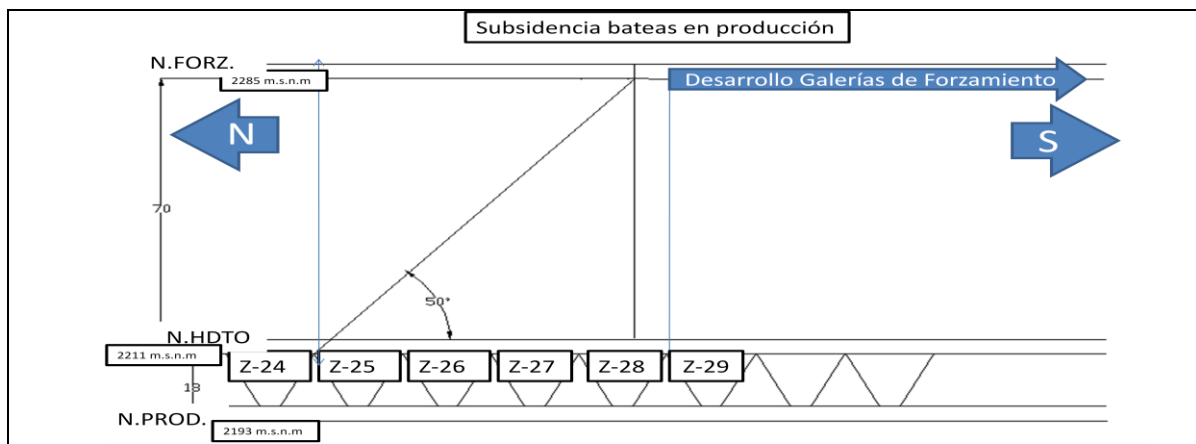


Figura 4.1: Sección transversal y aplicación criterio de subsidencia mina Esmeralda

## 4.2 Secuencia operacional del forzamiento

Esta secuencia debe ser desarrollada a partir de las restricciones de distancias consideradas permisibles para una ejecución segura de las actividades.

La secuencia se detalla con el siguiente esquema:

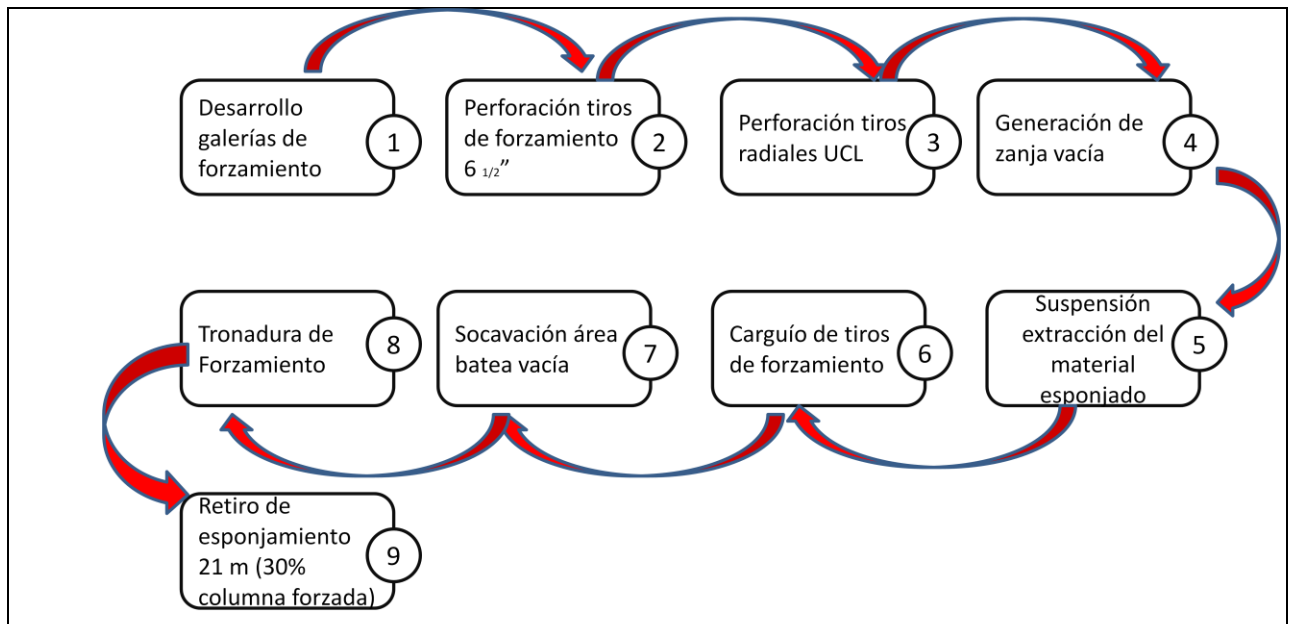


Figura 4.2: Diagrama de secuencia operacional Forzamiento

Con este esquema se genera la secuencia operacional del forzamiento la cual se explica mediante la siguiente figura:

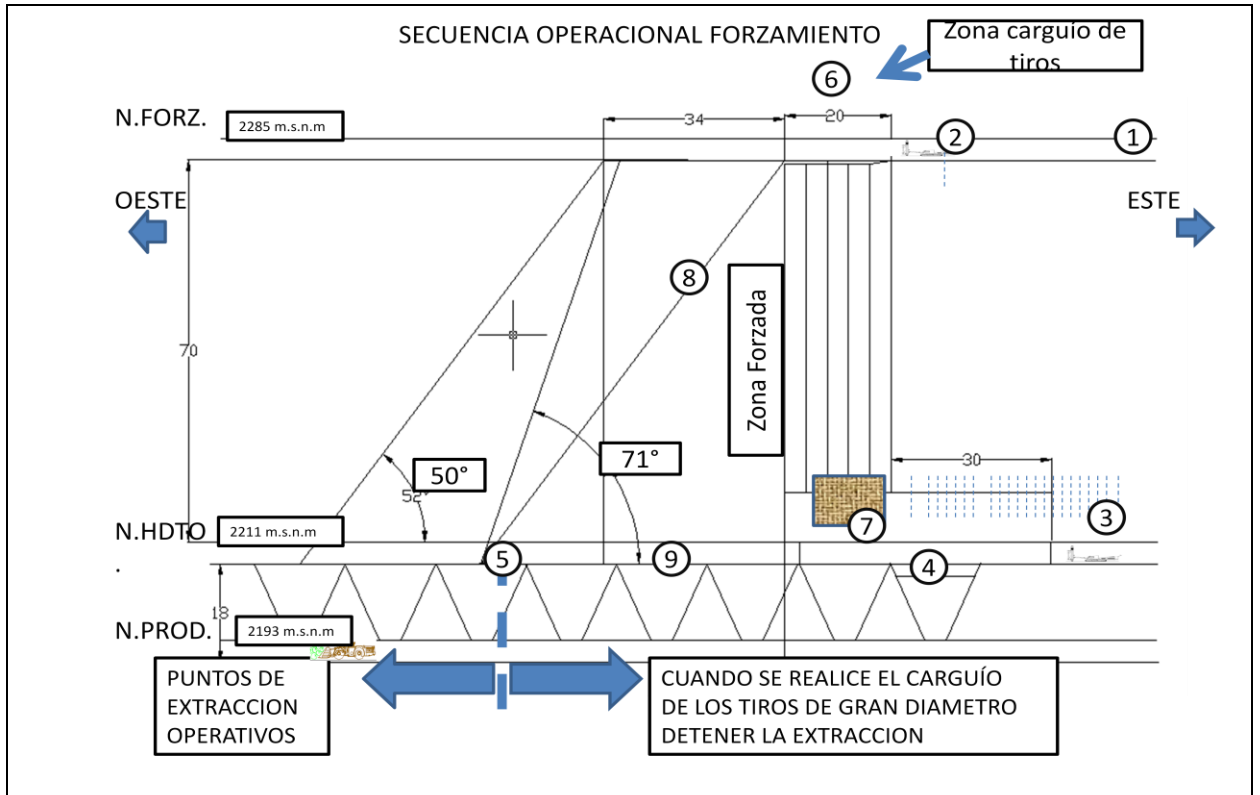


Figura 4.3: Esquema sección transversal forzamiento mina Esmeralda

Una vez generada la secuencia operacional es posible realizar la programación detallada de las actividades necesarias para lograr la ejecución de esta secuencia.

### 4.3 Identificación de actividades

En este acápite las tareas se detallarán y explicarán de acuerdo al nivel en el cual sean llevadas a cabo.

Las actividades a realizar se enumeran a continuación:

1. Desarrollo de las galerías en el nivel de forzamiento.
2. Excavación de las chimeneas slot mediante Raise Borer.
3. Perforación de los tiros radiales DTH de forzamiento de  $\Phi 6\ 1/2''$  .
4. Tronadura de forzamiento.
5. Desarrollo de las galerías en el nivel de hundimiento.
6. Desarrollo de las conexiones que generarán el slot en el nivel de hundimiento.
7. Desarrollo de las estocadas de marinas en UCL mediante Raise Borer.
8. Perforación de socavación en altura de bateas  $\Phi 2\ 1/2''$  .

### 4.4 Programa de desarrollo

#### 4.4.1 Desarrollo de las galerías en el nivel de forzamiento.

El desarrollo de las galerías de forzamiento corresponde a una actividad crítica, puesto que determina el sector en el que comienza el forzamiento.

La disposición de las galerías será en dirección Norte-Sur y el slot de forzamiento quedará ubicado sobre la galería de zanja 29 tal como muestra la figura:

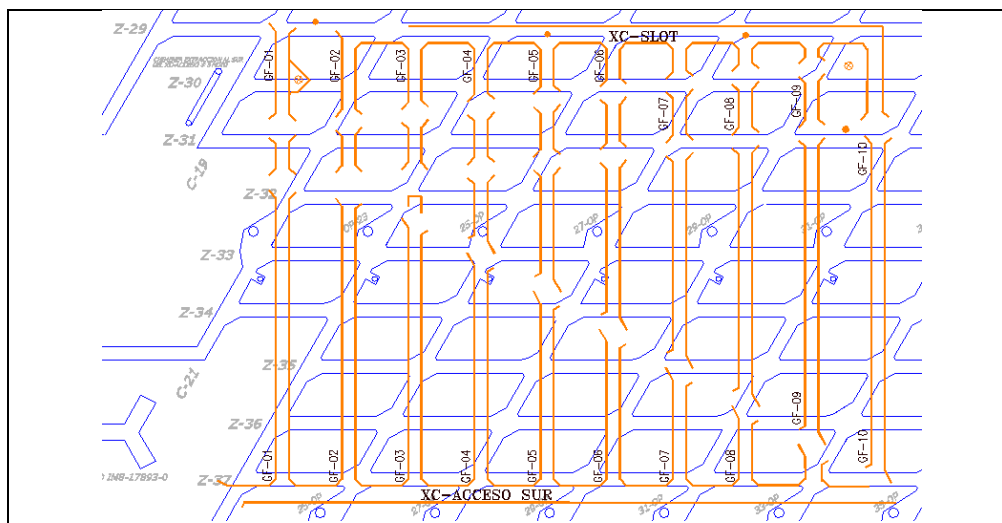
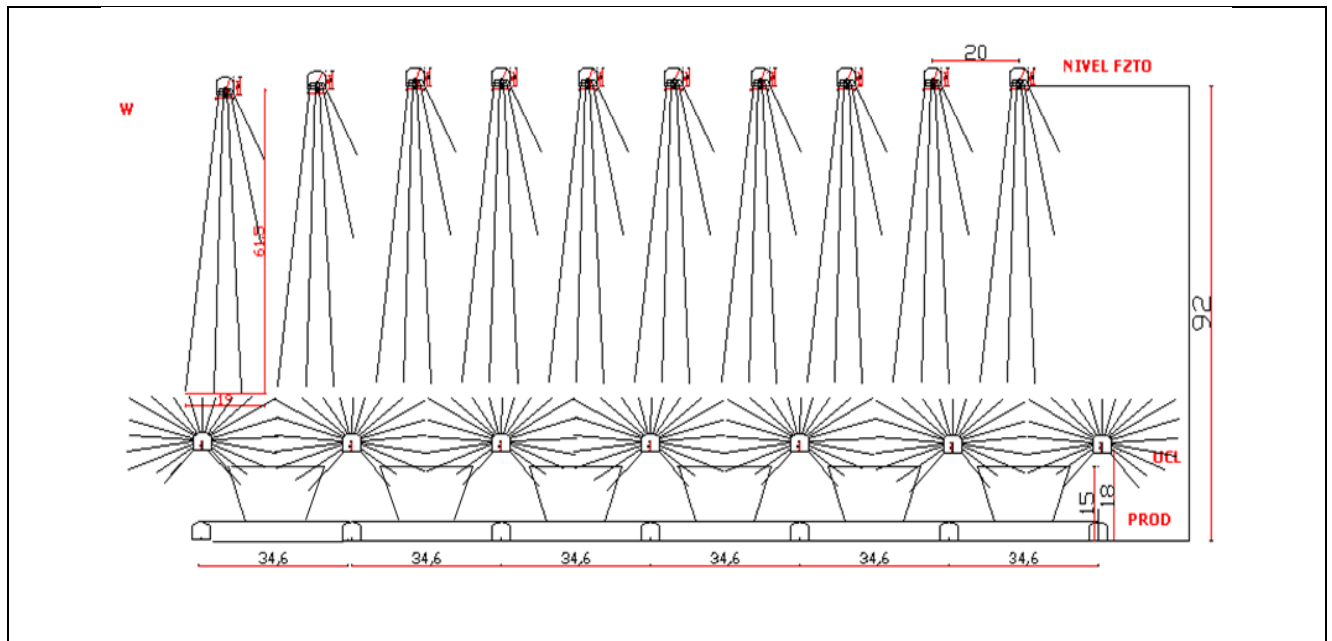


Figura 4.4: Vista en planta de la disposición y geometría del nivel de forzamiento

En la figura se aprecia en azul el nivel de producción y en color naranja la disposición de las galerías de forzamiento.



**Figura 4.5: Corte E-W y disposición labores forzamiento mina Esmeralda**

Es necesario generar una galería de slot en la zona norte que servirá de cara libre para las tronaduras de forzamiento. Para la creación de esta slot es necesario a su vez crear 3 chimeneas mediante Raise Borer.

Las dimensiones y velocidades de avance de los desarrollos del nivel de forzamiento son:

- Galería slot :sección de 5x4 [m] con un rendimiento de 80[m/mes]
- Galerías forzamiento :sección de 4,3x3,6[m] con un rendimiento de 95[m/mes]
- Chimeneas Raise Borer  $\Phi$  1,83 [m], rendimiento de 60 [m/mes]
- Los detalles de la fortificación y de los rendimientos mensuales se aprecian en los anexos B y C.

El desarrollo de las galerías de forzamiento se presenta en la siguiente figura:

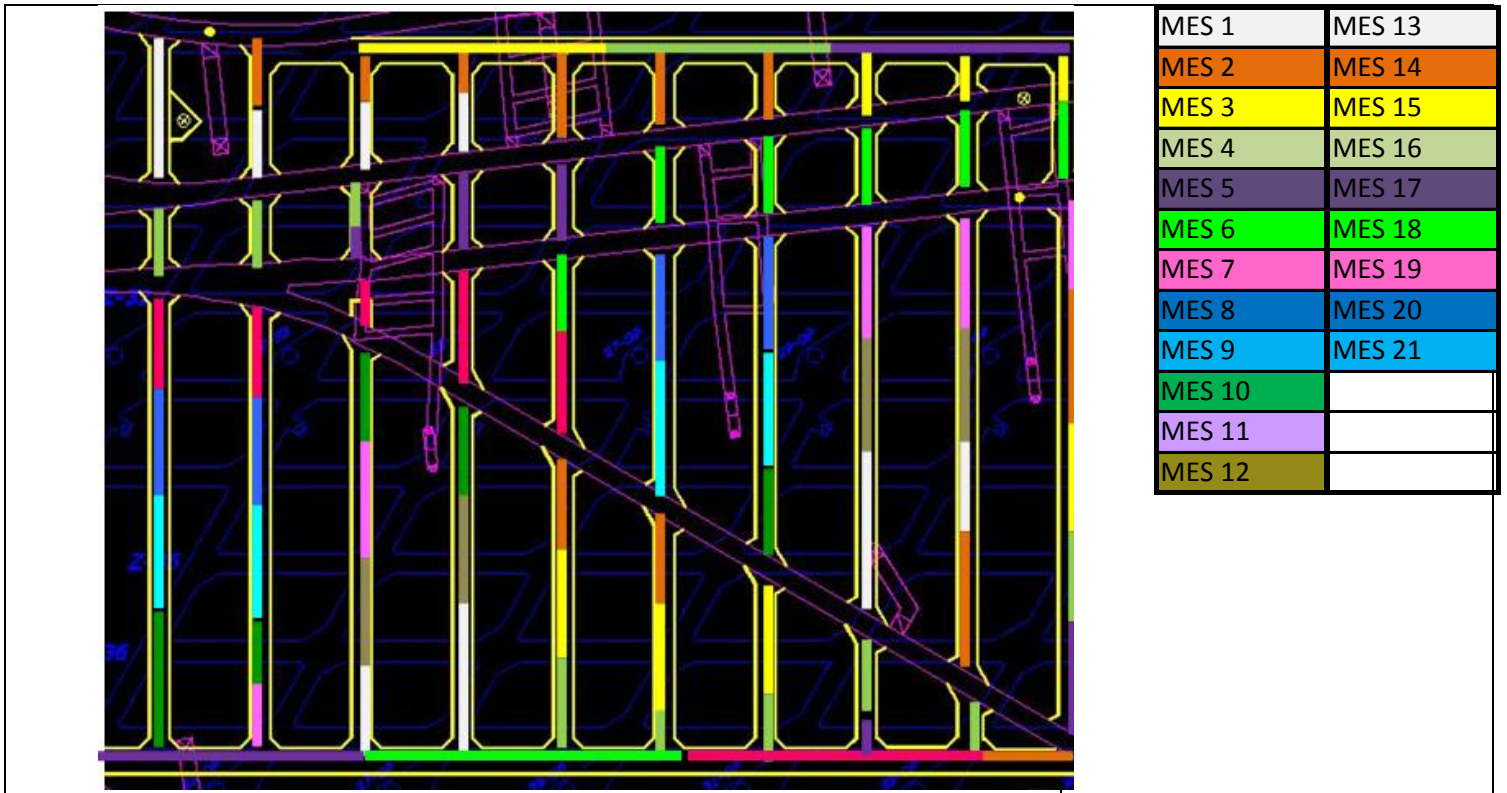


Figura 4.6: Representación gráfica de avances nivel de forzamiento

Los desarrollos del nivel de forzamiento finalizan el mes 21 respetando todas las condiciones de distancias permisibles y velocidades de avance.

#### 4.4.2 Excavación de las chimeneas Raise Borer

El desarrollo del XC slot permite la ubicación de los equipos Raise Borer a partir del tercer mes, pues en esta fecha ya existen suficientes accesos para eludir las zonas en desarrollo. Luego, considerando la velocidad de avance de los mismos, esta actividad toma 4 meses en su ejecución total.

#### 4.4.3 Perforación de los tiros de forzamiento

La de perforación se realizará mediante equipos DTH (Down The Hole). Los tiros de forzamiento tendrán 6 ½" de diámetro, y se estima un rendimiento de 5.000 metros barrenados por mes utilizando 2 equipos.

- **Burden y espaciamento:** En base a los resultados obtenidos en forzamientos anteriores y a la recomendación de personal de P&T de la SIM, el burden propuesto en los diseños es de 4 m y el espaciamento entre 6 y 6,5 metros

- Por recomendación geomecánica (Post-evaluación geomecánica del proyecto de forzamiento de HW Teniente 4 Sur SPL-1-053-2003) al aplicar un Burden de 4 metros entre abanicos, un espaciamento de 6 m, y considerando la longitud de los tiros y la desviación máxima aceptable, la separación entre calles se limita a un máximo de 20 metros.
- Rendimientos: Para el diagrama presentado a continuación y el espaciamento antes mencionado se estima una velocidad de avance lineal a través de las galerías de 85 m (21 abanicos) por mes, equivalente a 5.000 mb/mes.

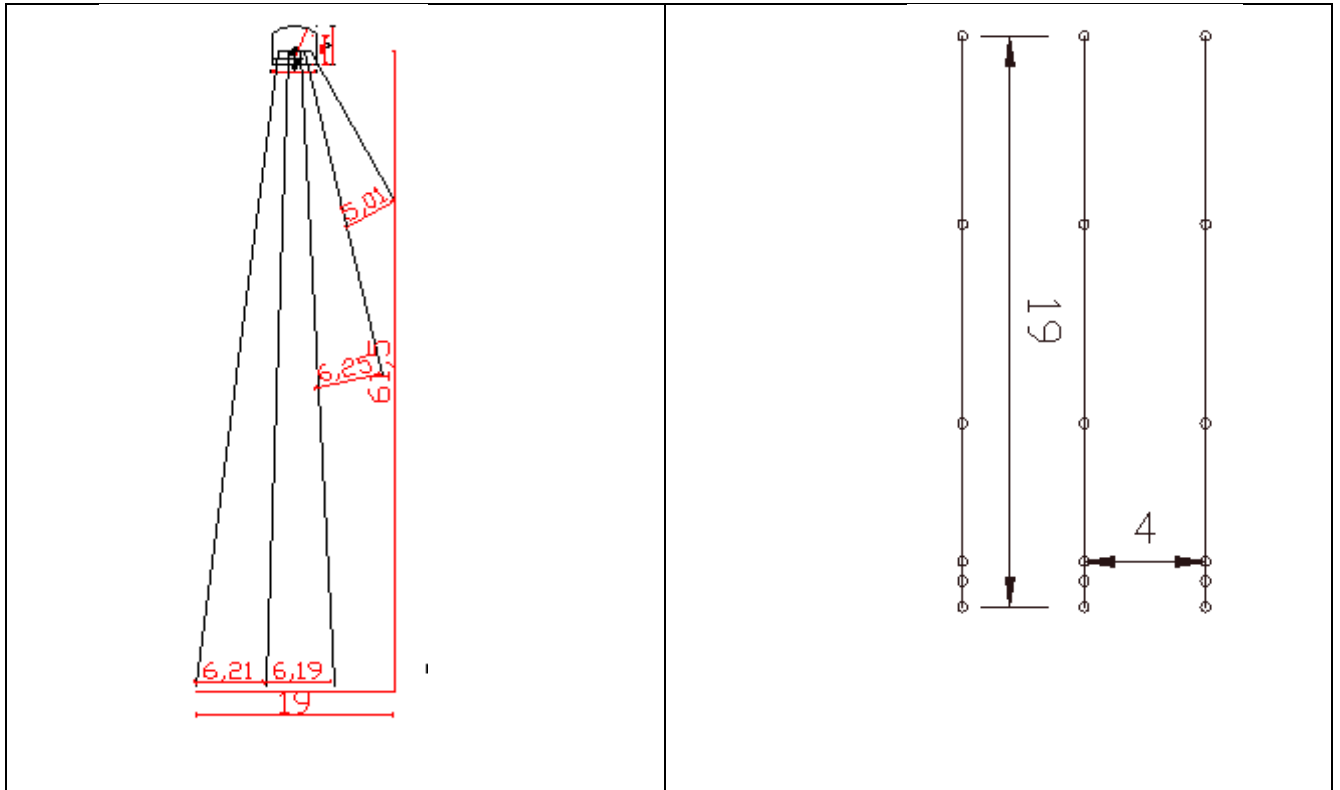
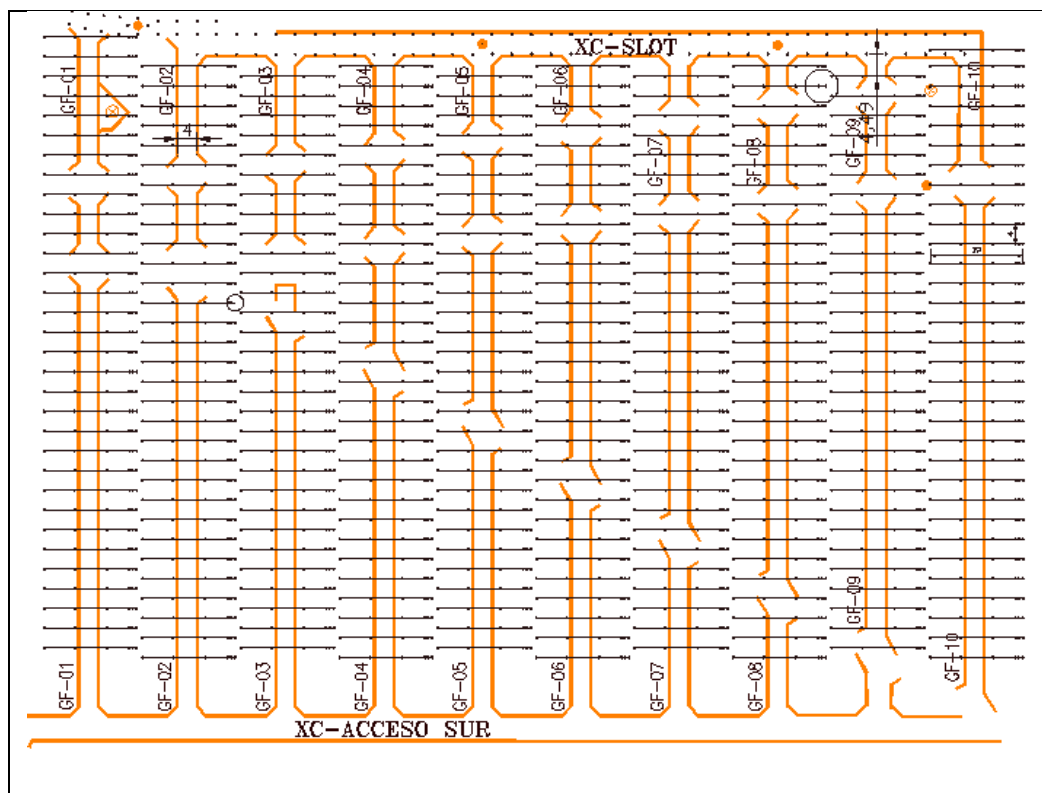


Figura 4.7: Burden y espaciamento de tiros de forzamiento

Diagrama de tiros para el forzamiento (elaborado por MG ingenieros detalle de los tiros en Anexo D).



En la figura 4.8 a continuación se muestra el diagrama de perforación final de todos los tiros de forzamiento en una vista en planta:



**Figura 4.8: Vista en planta de la disposición de tiros nivel forzamiento**

En resumen, para cada abanico se tiene:

**Tabla 4.1: Factor de carga tiros de forzamiento**

Área de cobertura	1168,5 [m <sup>2</sup> ]
Densidad de la roca	2,7 [ton/m <sup>3</sup> ]
Diámetro de perforación	6 1/2"
Burden	4 [m]
Material arrancado	12620 [ton]
Número de tiros	5
Longitud de barrenadura	234 [m]
Longitud cargada	181,5 [m]
Densidad de carga	0,9 [gr/cm <sup>3</sup> ]
Cantidad de explosivo	3493 [kg]
Rendimiento de perforación	54 [ton/mb]
Rendimiento explosivo	277 [gr/ton]

#### 4.4.4 Tronadura de Forzamiento

La tronadura de forzamiento está sujeta a restricciones de sismicidad, por lo tanto no es recomendable tronar más de 1000 m<sup>2</sup> por mes, de lo contrario aumenta la probabilidad de inducir un alto grado de sismicidad dado el gran diámetro de los tiros de forzamiento y su alto factor de carga asociado (277 [gr/ton]).

En suma, se estima tronar un promedio de 800 m<sup>2</sup> mensuales durante un total de 58 meses. Estas tronaduras no se mantienen constantes en el tiempo debido a que se debe extraer el 30% de la columna forzada a una velocidad de 0,6 [tpd/m<sup>2</sup>]. Con esta velocidad el esponjamiento se extrae en un período de 4 meses y se debe suspender su extracción tal como se indica en la figura 4.3.

El detalle de estas tronaduras se encuentra en anexo E.

#### 4.4.5 Desarrollo de las galerías del nivel de hundimiento

Para estos desarrollos se estima un avance de 80 metros por mes. Las calles que deben ser desarrolladas se muestran en verde en la siguiente figura:

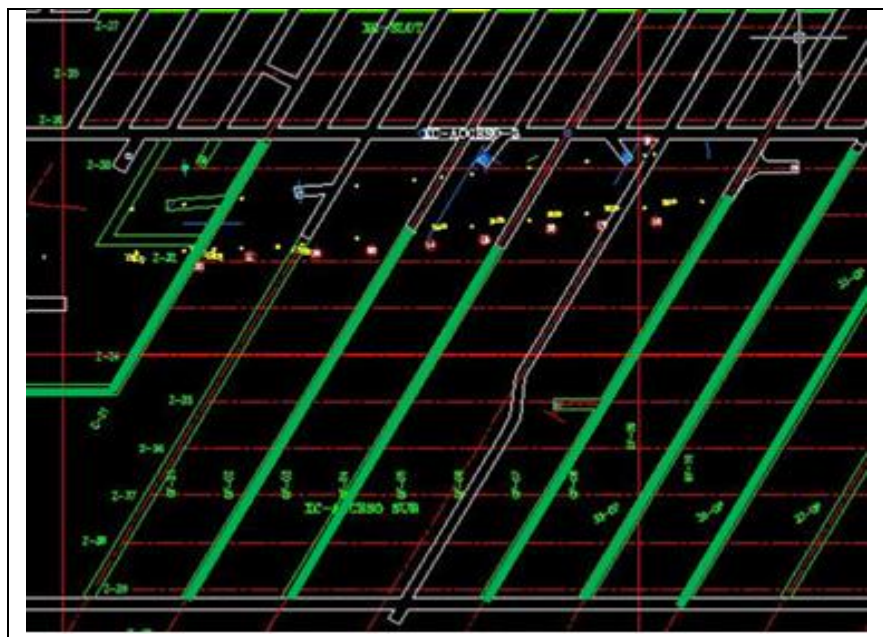


Figura 4.9: Vista en planta de desarrollos nivel de hundimiento

En la figura se aprecia un total de 982 [m] de calles que deben ser desarrolladas y según el rendimiento indicado en el párrafo anterior esta tarea duraría un total de 12 meses.

#### 4.4.6 Desarrollo de las conexiones que generan el slot del nivel de hundimiento

Para llevar a cabo el cambio de variante es necesario generar una cara libre en el UCL. La importancia de este cambio se explicó en el punto 2.5.4 y la disposición de las obras queda plasmada en la figura siguiente:

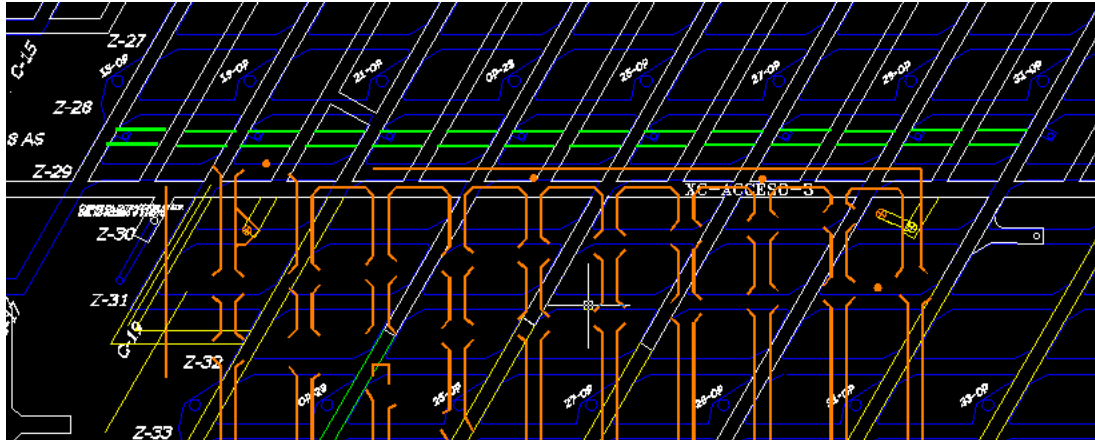


Figura 4.10: vista en planta de slot nivel hundimiento

Anexo al desarrollo de las conexiones es necesario crear un slot de 10 metros de alto para almacenar el material producido por las tronaduras de socavación en altura. Este proceso toma un total de 8 meses considerando los rendimientos estimados para las conexiones de las chimeneas Blind hole 0,8 [m] (10 unidades) y su respectiva tronadura para la formación del Slot.

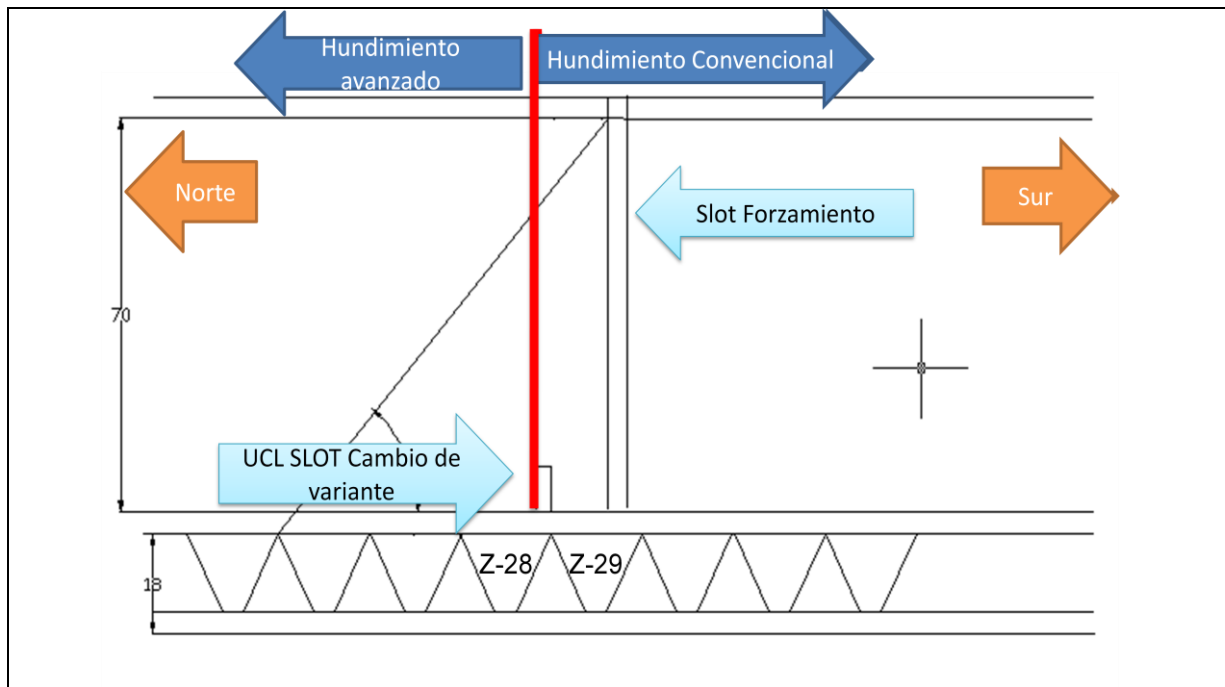


Figura 4.11: Sección N-S slot nivel de hundimiento y slot forzamiento

#### 4.4.7 Estocadas de carguío en UCL mediante Raise Borer.

Es necesario el desarrollo de 5 estocadas de carguío ubicadas en las calles 21, 23, 26, 27 y 31. Esta actividad toma un total de 5 meses en su ejecución.

#### 4.4.8 Perforación de socavación en altura de bateas $\Phi 2\ 1/2''$

La barrenadura de los tiros se extiende durante 45 meses. Esto va de la mano con la incorporación de área y de bateas del plan asociado al avance con forzamiento del sector oeste de mina Esmeralda.

El diagrama de los tiros de socavación en altura se presenta a continuación:

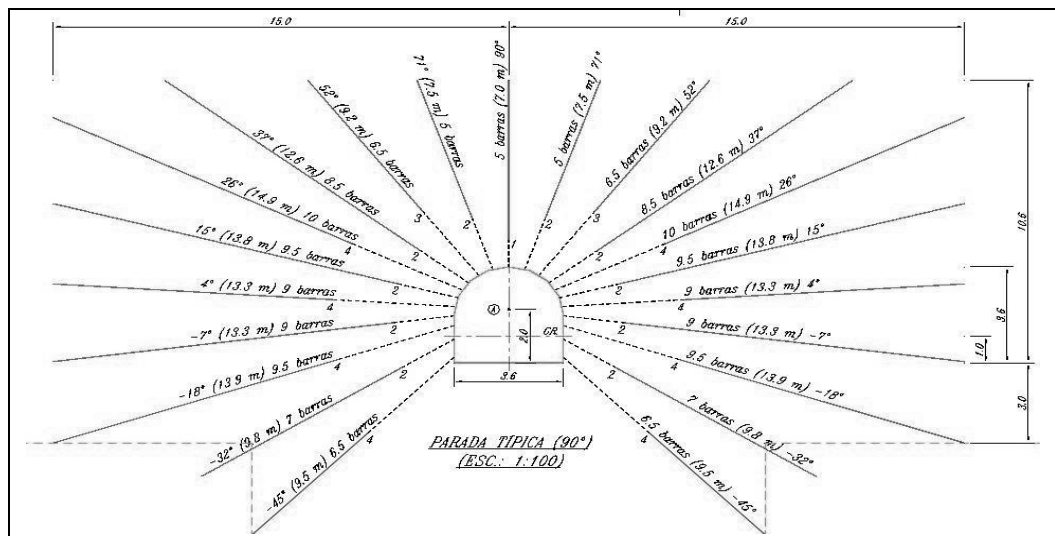
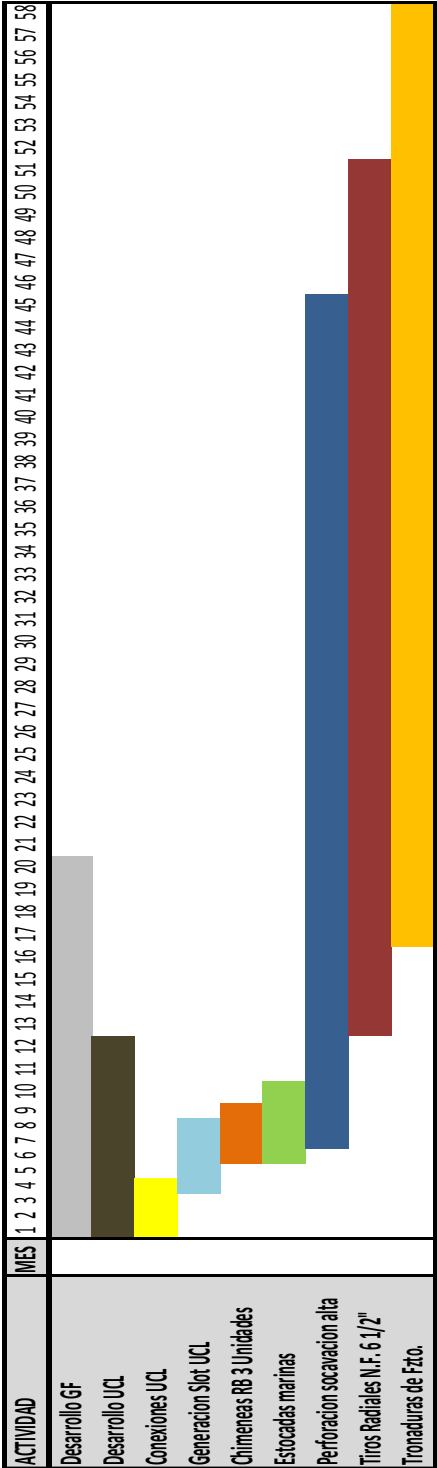


Figura 4.12: Diagrama de disparos socavación radial panel caving convencional

El rendimiento de avance lineal se estima en 43 metros por mes. Con este rendimiento se estima que esta actividad tomaría un total de 38 meses desde su inicio.

Una vez detalladas todas las tareas a realizar y su tiempo estimado de ejecución es posible presentar la carta Gantt correspondiente a la programación de actividades.

**Tabla 4.13: Carta Gantt de actividades forzamiento**



## Capítulo 5

### Criterios de planificación

#### 5.1 conceptos generales de planificación

Antes de proceder a la evaluación económica es necesario generar una planificación del programa de producción del sector a explotar.

En el caso de minas con método de extracción Block/Panel Caving existen básicamente 2 tipos de planificación (Rubio E., Scoble M., Scott W., 2001):

- Planificación de Largo Plazo.
- Planificación de Corto Plazo.

##### 5.1.1 Planificación de largo plazo

En esta etapa de planificación se busca:

- Maximizar el VAN del proyecto.
- Maximizar la vida de la mina; es decir, evitar la dilución y aumentar la recuperación.

Esta etapa de planificación está regida por parámetros tales como:

- Velocidad de extracción: cantidad de toneladas aceptables a ser extraídas de cada punto de extracción en una cierta unidad de tiempo.
- Secuencia de extracción: en base no sólo a los resultados económicos sino que también en la estabilidad geomecánica del sector productivo en su conjunto.
- Ángulo de extracción: en función de minimizar la dilución, manteniendo un mínimo de superficie de contacto entre el mineral y el estéril o zona de dilución.
- Productividad del punto de extracción: en función de la productividad de los equipos.

##### 5.1.2 Planificación de corto plazo

En esta etapa de planificación se busca:

- Maximizar la ley media.
- Aumentar la producción.
- Minimizar la dilución.
- Minimizar el costo de producción.

A su vez en esta etapa de planificación también existen algunas restricciones tales como:

- Control de la extracción: se relaciona en gran medida con la vida de la mina a través de la dilución y la estabilidad geomecánica.
- Índice de uniformidad: mide la diferencia de tonelaje extraído entre un punto de extracción con respecto a sus puntos vecinos para controlar la dilución.
- Distribución granulométrica en el punto de extracción: medida de la madurez del punto de extracción debido a la fragmentación secundaria.
- Estado del punto de extracción: registro de la disponibilidad de recursos con los cuales se quiere hacer la planificación punto abierto, cerrado, colgado, etc.

## **5.2 Secuencia de planificación mina El Teniente**

Mina El Teniente cuenta con un sistema de planificación bien estructurado y sistematizado, en el cual el proceso global considera desde la recepción del modelo geológico hasta el plan minero que maximiza el beneficio del negocio.

El trabajo de planificación de mediano y largo plazo es llevado a cabo en la superintendencia de planificación de mediano y largo plazo (SPL).

Dentro de los alcances del proyecto se contempla generar una planificación de largo plazo a escala mensual, en la cual se evalúe económicamente la opción con forzamiento así como la de continuar mediante el hundimiento avanzado. Este proceso debe ceñirse al método de la planificación de El Teniente el cual se resume en el diagrama siguiente:

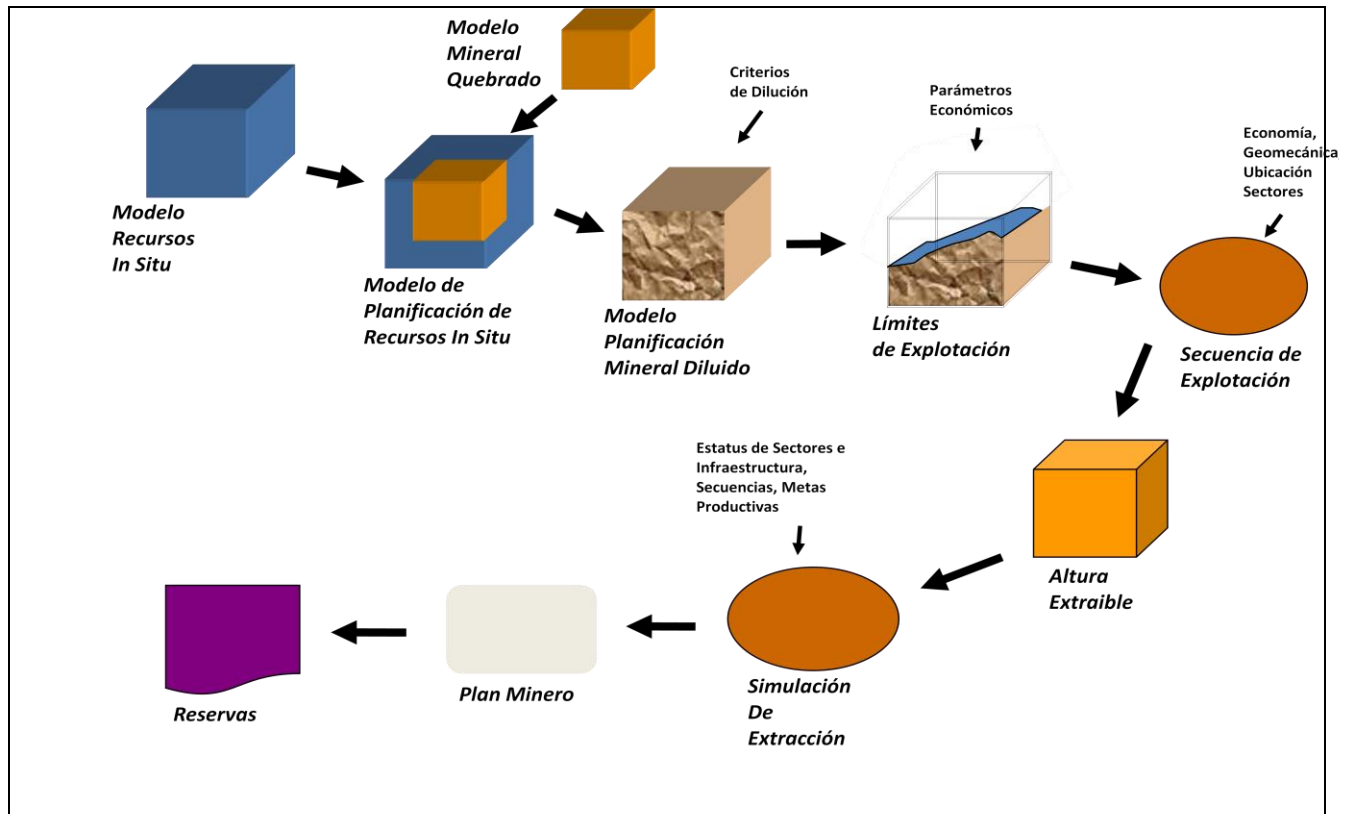


Figura 5.1: Diagrama de planificación largo plazo división El Teniente

### 5.2.1 Modelo de recursos in situ

Este es entregado por la superintendencia de geología, la cual emite un modelo actualizado para el proceso de planificación del año siguiente.

Las variables que este maneja corresponden a:

- Coordenadas: Este, Norte, Cota.
- Tamaño del bloque : 20x20x20m de acuerdo a la malla de sondajes.
- Cobre.
- Molibdeno.
- Arsénico.
- Antimonio.
- Litología.
- Densidad.
- Categoría de Recursos: Medido, Indicado, Inferido.
- Mineralogía.



### **5.2.2 Modelo de mineral quebrado**

Consiste en una reconstitución del material de la cavidad mediante balance de masas a partir de la estimación del inventario de recursos originales del yacimiento y la extracción histórica.

En este proceso se utiliza el modelo de Laubscher para estimar los distintos porcentajes de entrada de dilución (PED). Finalmente se escoge el PED que minimiza el error.

Además en este proceso se aplican factores de ajuste de las leyes según el siguiente criterio:

- 85% para los primeros 100 m de columna quebrada
- 70% desde los 100 m en adelante

Finalmente se realiza una categorización de los recursos mediante una reconciliación entre los datos de las columnas asociadas al modelo. En este caso se considerarán datos indicados para los primeros 100 metros de columna e inferidos de los 100 metros en adelante. Los datos donde el modelo no se ajusta satisfactoriamente se consideran inferidos.

### **5.2.3 Modelo de planificación mineral diluido**

Este modelo se obtiene aplicando la metodología de Laubscher para estimar la dilución del mineral quebrado. Se trata de un modelo de estimación de mezcla que además considera datos empíricos de observaciones en terreno efectuadas en los puntos de extracción.

Este trabajo se lleva a cabo mediante un programa (Gen-Q) que recibe el modelo quebrado para convertirlo en un modelo diluido.

### **5.2.4 Límites de explotación**

Consiste en determinar la ley del mineral que equilibra los ingresos y los costos para generar una ley de corte. Esta se utiliza como primera aproximación para estimar la porción económica extraíble, área y altura económica, y depende de los parámetros económicos de largo plazo entregados por el Plan de Negocios y Desarrollo del año en curso (PND).

### **5.2.5 Secuencia de explotación**

Esta etapa consiste en evaluar los factores de tipo geomecánicos, económicos y estado actual de la explotación. Para el caso en estudio la secuencia de explotación está definida y corresponde a avanzar de oeste a este y de norte a sur en el trabajo de incorporación de bateas.

### **5.2.6 Altura extraíble**

Este parámetro se calcula mediante el programa Much, el cual considera 3 valores para la definición de alturas extraíbles:

- Altura técnica por zona de barro y agua.
- Altura de riesgo de colapso.
- Altura económica.

La altura por barro y agua se estima mediante un análisis predictivo de potencial entrada de barro y agua en los puntos de extracción y también por antecedentes históricos de la extracción.

### **5.2.7 Simulación de la extracción**

Para elaborar un modelo simulación de la extracción es necesario disponer de datos reales respecto de las variables que afectan esta operación. Además, es necesario conciliar el tonelaje de cada uno de los sectores que entregan mineral a la planta para mantener una alimentación constante. Esto implica que para la aplicación del forzamiento se debe aceptar una pérdida inicial de producción de parte del sector Oeste debido a las labores de pre minería involucradas en el forzamiento (la cuantificación de este tonelaje es analizada en el Capítulo 6 Simulación de la Producción)

## Capítulo 6

### Simulación de la producción

Simulación se define como la imitación de un proceso o sistema de la vida real a través del tiempo. Se trata de una metodología indispensable para la resolución de problemas, que puede dar respuesta a muchas situaciones reales. Además puede ser aplicada tanto para describir como para analizar el comportamiento de un sistema dado. También se puede utilizar para el diseño de un nuevo sistema. Tanto los sistemas pre-existentes como los conceptuales pueden ser modelados mediante simulación (Banks 1998 Banks, J.).

Para la planificación en El Teniente se utiliza un modelo lineal de estimación de capacidades de producción. Para llevar a cabo un plan minero y su posterior evaluación económica es necesario conocer las tasas de producción de los períodos en evaluación, como se explicó en el acápite 5.2.6. Esto se realiza mediante el software Xprod, que es un modelo lineal programado en visual basic, el cual utiliza una interfaz en Excel y simula la producción mediante una secuencia de restricciones aplicadas a una planilla en macros.

Este modelo de simulación se resuelve mediante un método heurístico y su principal particularidad es la de generar planes de producción a escala mensual y para un período de tiempo de hasta 25 años(SPL-I-001/2007 “Herramienta para la simulación de planes de producción mina”).

Los input para la utilización de este software son los siguientes:

- Modelo diluido.
- Altura extraíble.
- Restricciones geomecánicas.
- Secuencia de entrada en operación de los puntos de extracción.
- Área a incorporar a la producción por período de tiempo
- Disponibilidad de área según variante de explotación utilizada
- Estrategia de extracción
- Plan de producción requerido y flota LHD por período
- Parámetros operacionales de los equipos LHD
- Relación entre puntos de extracción y punto de vaciado asociado
- Capacidad productiva máxima de calles y puntos de vaciado

El detalle del funcionamiento de la herramienta de simulación (Xprod ) se incluye en el Anexo F.

## **6.1 Descripción de los inputs**

### **6.1.1 Modelo diluido**

Ver acápite 5.2.3

### **6.1.2 Altura extraíble**

Ver acápite 5.2.6

### **6.1.3 Restricciones geomecánicas y estrategia de extracción**

Estas restricciones se aplican a la velocidad de extracción y dependen del método de explotación utilizado. En el caso del forzamiento se supone una velocidad de extracción de 0,6 [tpd/m<sup>2</sup>].

Una restricción importante es la suspensión de la producción durante el carguío de los tiros de forzamiento de la galería de zanja siguiente, tal como se muestra en la figura de secuencia operacional (acápite 4.2). Esta velocidad de extracción se aplicará hasta la remoción de todo el esponjamiento correspondiente a las tronaduras de forzamiento, es decir 21 metros (30% de 70 metros) de la columna forzada.

La condición anterior incide tanto en las velocidades de extracción de los puntos como en la secuencia de entrada en producción de los mismos, puesto que se debe extraer todo el esponjamiento en la zanja forzada antes de forzar la zanja colindante al Sur.

Una vez extraído el 30% de altura de columna económica es factible aumentar esa velocidad de extracción hasta llegar a 1,5 [tpd/m<sup>2</sup>] (ver acápite 6.1.7 estrategias de extracción).

### **6.1.4 Secuencia de entrada en operación de los puntos de extracción**

En general se respeta el criterio de incorporación de 2 bateas por mes, incorporándolas de oeste a este y de norte a sur, respetando el rango de los ángulos de extracción entre 30° y 45°.

### **6.1.5 Área a incorporar a la producción por período de tiempo**

Se mantiene el criterio de incorporación de 2 bateas por mes, esto equivale a 4 puntos de extracción por período.

### 6.1.6 Disponibilidad de área según variante de explotación utilizada

Dado que se trata de una extracción en la zona de forzamiento se aplican los siguientes índices de disponibilidad, obtenidos empíricamente para los diferentes sectores en explotación y su respectiva variante asociada.

Luego, las disponibilidades de área se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 6.1: Disponibilidad de área alternativa forzamiento

<b>Z-24 y puntos sin fz al sur de diorita</b>		
0-5%Hp	60	%
25-30%Hp	60	%
Liberado	70	%
<b>Restricción forzamiento Z-28 altura 10 m cuando quema Z-29</b>		
0-5%Hp	25	%
25-30%Hp	100	%
Liberado	90	%
<b>Zona central</b>		
0-5%Hp	50	%
25-30%Hp	60	%
Liberado	70	%
<b>Área nueva Z-24 al sur</b>		
0-5%Hp	70	%
25-30%Hp	70	%
Liberado	70	%
<b>Restricción forzamiento Z-27, altura 20 m cuando quema Z-29</b>		
0-5%Hp	50	%
25-30%Hp	60	%
Liberado	80	%
<b>Puntos forzados Z-28 en adelante</b>		
Altura de cambio	21	m
Velocidad asociada	0.60	tpd/m2
Disponibilidad media	75	%
Vel Liberada 2	1.50	tpd/m2
Altura de cambio 2	70	m

Para la disponibilidad sin forzamiento se diferencian solo 4 zonas con restricciones, las cuales se indican a continuación:

**Tabla 6.2: Disponibilidad de área alternativa panel caving con hundimiento avanzado**

<b>Z-24 hacia el sur</b>		
0-5%Hp	60	%
25-30%Hp	60	%
Liberado	70	%
<b>Área nueva Z-24 al sur</b>		
0-5%Hp	70	%
25-30%Hp	70	%
Liberado	70	%
<b>Zona central</b>		
0-5%Hp	50	%
25-30%Hp	60	%
Liberado	70	%
<b>Zona pórfido diorítico Z-28 al sur</b>		
Altura de cambio	60	m
Velocidad asociada	0.35	tpd/m <sup>2</sup>
Disponibilidad media	75	%

### 6.1.7 Estrategias de extracción

#### Estrategia de extracción con forzamiento

Para el caso del forzamiento esto se refiere a las velocidades máximas de extracción de los puntos forzados, recomendadas por la fichas geomecánicas de mina norte (Nº SGM-109/2008)

Tabla 6.3: Velocidades de extracción mina Esmeralda alternativa forzamiento

ESTRATEGIA DE EXTRACCIÓN FORZAMIENTO				
	% Extracción	En Régimen		
		(*)Zona forzamiento Z-28 al sur	zona CMET Z-27 al norte	Fuera de la zona forzada
Velocidad efectiva de extracción [tpd/m <sup>2</sup> ]	5%	0,60	0,28	0,35
	10%	0,26	0,34	0,43
	15%	0,29	0,40	0,50
	20%	0,33	0,47	0,59
	25%	0,38	0,55	0,69
	30%	0,43	0,65	0,81
	30%	0,50	1,00	1,00
	>30%	1,50	1,00	1,00

- (\*)Variable, según la fase en que se encuentre el Forzamiento. Las bateas utilizadas para extraer esponjamiento (30% de la columna forzada) de la tronadura de tiros largos no deben superar las 0,80 [TPD/m<sup>2</sup>] y, de acuerdo a experiencia en TTE. 4-SUR, la velocidad efectiva corresponde a 0,60 [TPD/m<sup>2</sup>].
- Las bateas ubicadas dentro de la proyección horizontal del fracturamiento deberán estar detenidas durante el carguío de los tiros, es decir, sin extracción.
- Una vez liberada la columna (sobre un 30% de la altura de columna económica) la velocidad de extracción para la zona forzada puede llegar a 1,5 [TPD/m<sup>2</sup>].

#### Estrategia de extracción sin forzamiento

La estrategia para esta alternativa responde y se ciñe a las recomendaciones geomecánicas (SGM-109-2008).

Al norte de la zanja 27 las velocidades de extracción son las mismas que para la zona forzada (pues todavía no se llega al pórfido diorítico). Existe una zona de transición entre la

galería de zanja 28 y la 29, debido a la forma del pórfido diorítico que no abarca la totalidad los puntos de extracción correspondientes a esta zanja.

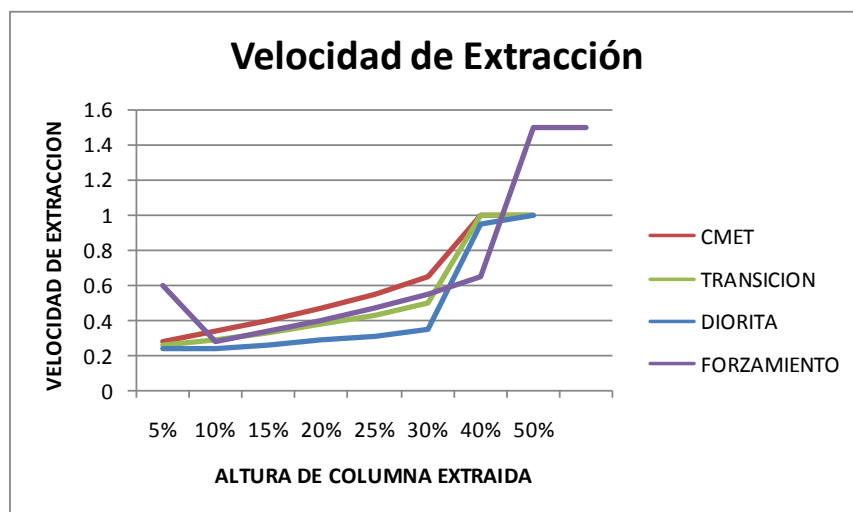
Al sur de la zanja 29 disminuirán las velocidades de extracción debido a la baja hundibilidad del pórfido.

La caracterización y resumen de velocidades para la alternativa sin forzamiento queda definida por la siguiente tabla:

**Tabla 6.4: Velocidades de extracción alternativa hundimiento avanzado**

ESTRATEGIA DE EXTRACCIÓN HUNDIMIENTO AVANZADO				
	% EXTRACCIÓN	AL SUR Z-27	INTERFASE	DIORITA
VELOCIDAD EFECTIVA DE EXTRACCIÓN [tpd/m <sup>2</sup> ]	5%	0,28	0,26	0,24
	10%	0,34	0,29	0,24
	15%	0,4	0,33	0,26
	20%	0,47	0,38	0,29
	25%	0,55	0,43	0,31
	30%	0,65	0,50	0,35
	40%	1	1	0,95
	50%	1	1	1

La velocidades de extracción para ambas alternativas están representadas en el gráfico siguiente:



**Gráfico 6.1: Velocidades de extracción**

### 6.1.8 Plan de producción requerido y flota LHD por período

El plan de producción responde a los requerimientos para cada sector de la mina de acuerdo al PND 2009 (detalles en Anexo I).



La flota de LHD's por período corresponde a 10 durante los primeros 5 meses, luego 14 para los siguientes 7 meses. Para los períodos posteriores se considera una flota de 17 LHD's estimada de acuerdo al plan de negocios y desarrollo del quinquenio (SPL-I-010-2008).

#### **6.1.9 Parámetros operacionales de los equipos LHD**

Se trata de datos empíricos entregados por los ingenieros de operaciones de mina Esmeralda. Se estiman 10 horas de producción efectiva por día y una capacidad de carga de 7 toneladas por palada para un LHD de 7 yd<sup>3</sup>.

#### **6.1.10 Relación entre punto de extracción y punto de vaciado asociado**

Este ítem se refiere a definir en qué punto de vaciado X se dejará el mineral extraído desde el punto de extracción Y.

#### **6.1.11 Capacidad productiva máxima de calles y puntos de vaciado**

Corresponde a la capacidad máxima de transporte diario de los puntos de vaciado asociado a sus calles respectivas.

### **6.2 Resultados de la simulación**

Luego de aplicar todos los input requeridos por el programa Xprod se obtienen los resultados correspondientes al tonelaje total extraído, para cada punto y en cada uno de los períodos analizados, y su respectiva ley; para un total de 25 años a escala mensual.

Adicionalmente, para una correcta elaboración de la evaluación económica, es necesario conocer las leyes de molibdenita para cada uno de los períodos asociados al resultado entregado por el programa.

Los resultados requeridos son generados con la herramienta programada en visual basic conocido como visualizador V8. Este, mediante el modelo de bloques diluido, calcula las leyes de molibdeno para cada uno de los puntos en cada uno de los períodos, entregándolos en archivos de texto. Los resultados de la simulación de la producción de la aplicación de forzamiento en el sector oeste de mina Esmeralda se presentan en el Anexo G.

El análisis de los resultados queda representado por análisis de producción, disponibilidad de área, colgaduras y capacidades máximas de producción para cada una de las alternativas.

### 6.2.1 Análisis de la producción

El gráfico siguiente muestra el promedio diario de los tonelajes para los diferentes planes de producción.

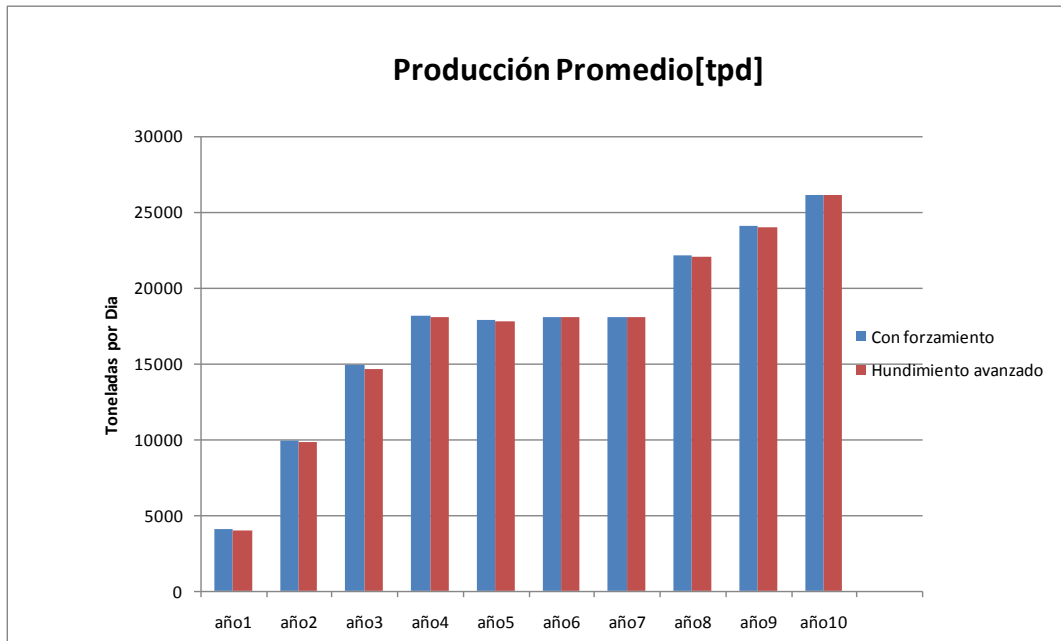


Gráfico 6.2: Tonelaje promedio por día entre forzamiento y hundimiento avanzado

Aquí se aprecian sólo leves diferencias entre ambas alternativas, y como el forzamiento reporta mayores producciones para cada año. Luego en el gráfico 6.3 se muestran las diferencias de tonelaje entre las 2 alternativas estudiadas.

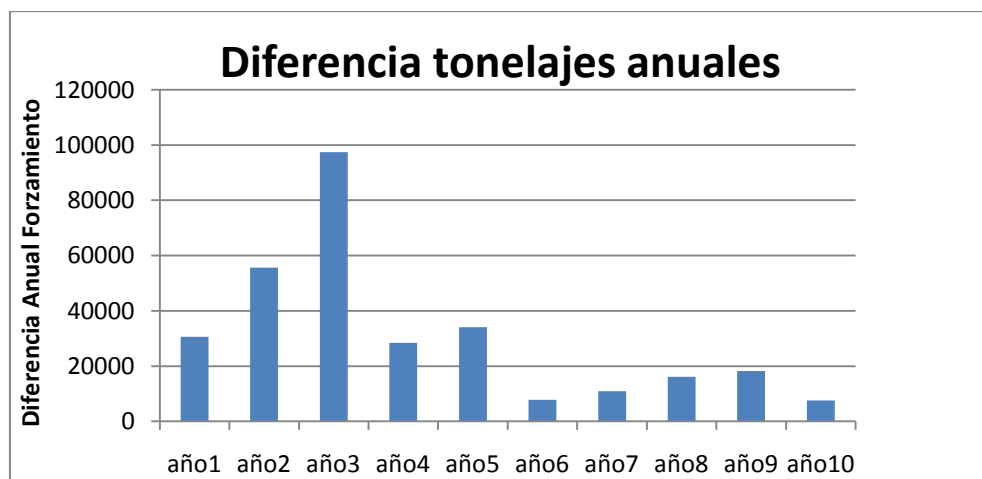


Gráfico 6.3: Diferencia de tonelajes entre forzamiento y hundimiento avanzado

En el gráfico 6.3 se aprecian los mayores tonelajes obtenidos por la alternativa con forzamiento notando el efecto al aumentar la velocidad de extracción, especialmente después de iniciado el forzamiento. Si bien estas diferencias no son muy grandes (2% aproximadamente), se debe recordar que el beneficio está asociado a la pronta recuperación de leyes altas del sector forzado.

### 6.2.2 Análisis de crecimiento y disponibilidades

Las bajas diferencias mencionadas en el acápite anterior se explican analizando el área abierta disponible por período para cada alternativa reflejado en el gráfico 6.4.

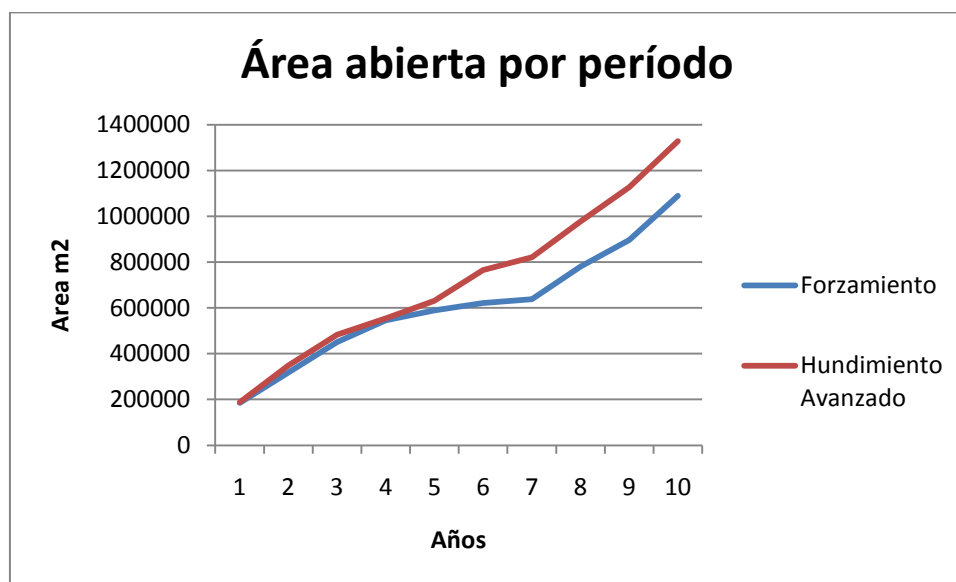
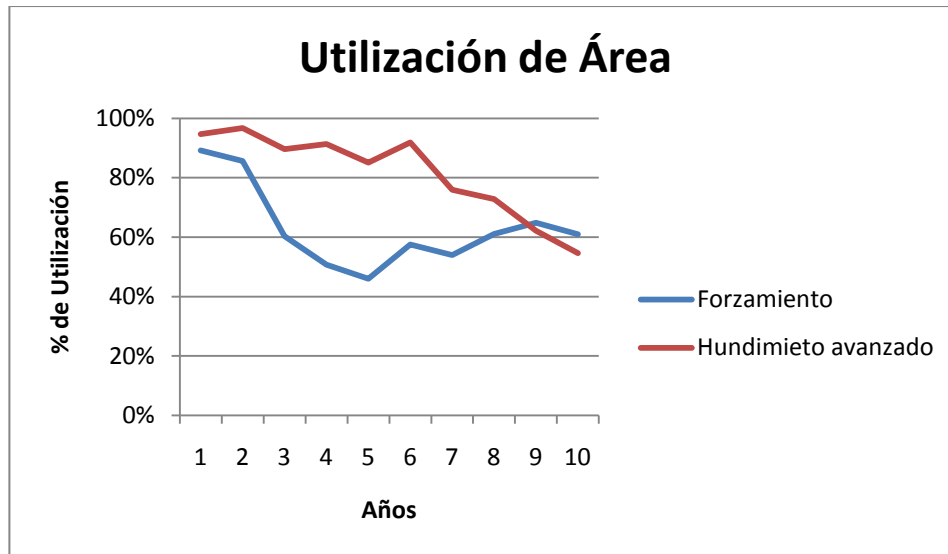


Gráfico 6.4: Área abierta por período

Aquí se aprecia que el área abierta es similar para ambas alternativas hasta el año 5, la gran diferencia que se aprecia en el año 6 indica grandes diferencias en cuanto al crecimiento del sector oeste de la mina al aplicar forzamiento.

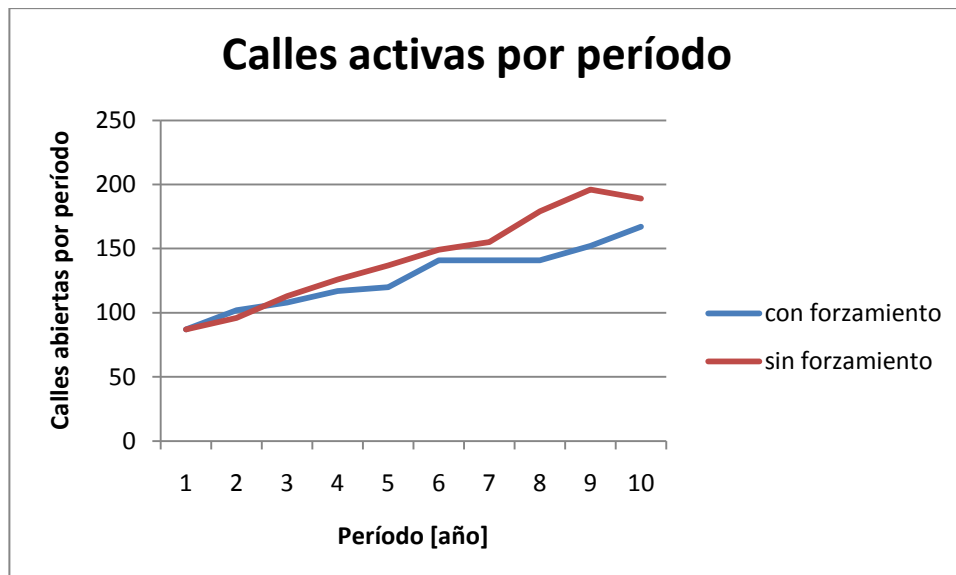
La utilización del área abierta queda representada en el gráfico 6.5.



**Gráfico 6.5: Utilización de área abierta por período**

Aquí se aprecia claramente la mayor eficiencia de utilización del área abierta al aplicar Hundimiento avanzado, esta utilización explica las bajas diferencias en los tonelajes totales al comparar las alternativas pues compensa las bajas velocidades de extracción con una gran cantidad de área utilizable para equiparar la producción.

Ratificando la utilización de área, el grafico 6.6 muestra las calles en producción para ambas alternativas.



**Gráfico 6.4: Calles activas por período**

El gráfico anterior indica una menor disponibilidad de calles al aplicar forzamiento a partir del segundo año explicando una vez más las bajas diferencias en los tonelajes totales.

### 6.2.3 Reducción secundaria

Una de las ventajas al aplicar forzamiento corresponde a la entrega de una granulometría adecuada disminuyendo la reducción secundaria, este efecto se aprecia en el siguiente gráfico.

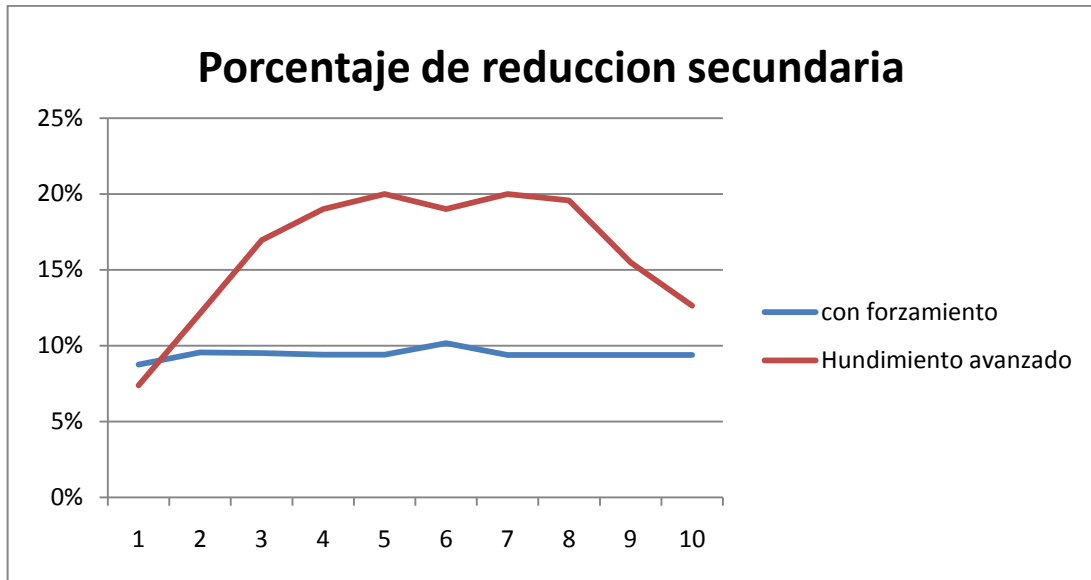


Gráfico 6.5: Efecto de la reducción secundaria

El gráfico 6.5 muestra un evidente aumento en la reducción secundaria a medida que la explotación se introduce en el pórfido diorítico al aplicar hundimiento avanzado, y su disminución al salir de este. Por parte del forzamiento no se aprecia un aumento notorio, esto indica que el forzamiento mantiene las condiciones de granulometría de acuerdo a las curvas granulométricas para cada alternativa (Anexo H).

## Capítulo 7

### Evaluación económica

Con los resultados entregados por la simulación Xprod, y de acuerdo a la metodología de planificación utilizada en la superintendencia de planificación de mediano y largo plazo, se obtuvieron las leyes y tonelajes para cada uno de los períodos involucrados en el proyecto a escala mensual.

#### 7.1 Período de evaluación

El periodo de evaluación del proyecto se estima hasta el cierre del área correspondiente a la zona de forzamiento, esto ocurre el año 10 para la alternativa de forzamiento con las velocidades de extracción informadas en el acápite 6.1.7.

Lo anterior se verifica mediante la herramienta visualizador, la cual representa mediante colores el estado de cada uno de los puntos involucrados en el análisis.

La aplicación del VAN a periodos más cortos se ve reflejada en el siguiente gráfico:

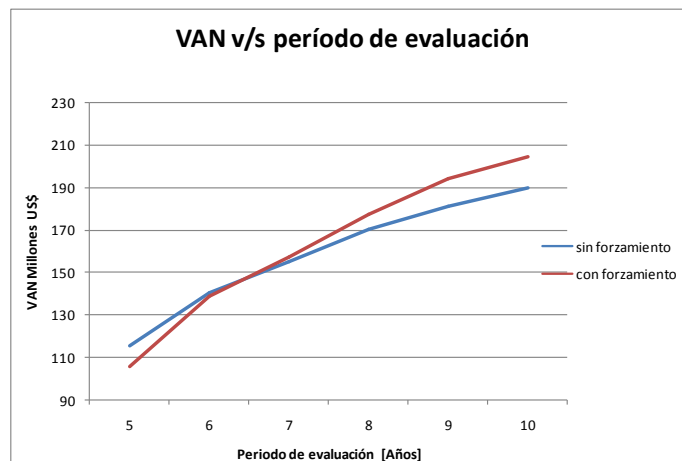


Gráfico 7.1: Períodos de Evaluación

En la figura se aprecia que hasta el año 6 la opción sin forzamiento es más rentable. Esto se explica por la diferencia en las restricciones que presenta esta alternativa (ver acápite 6.1.7). Después de este periodo los retornos con forzamiento son mayores dado por la mayor velocidad de extracción cuando se libera la columna (1,5 [tpd/m<sup>2</sup>]).

## 7.2 Consideraciones y diferencias de obras e inversión

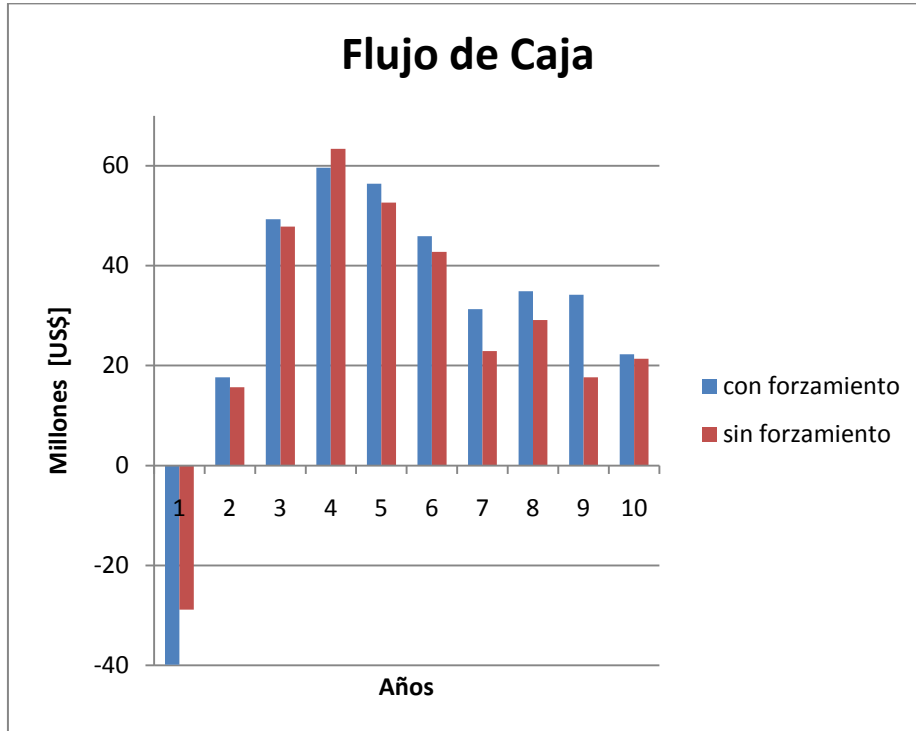
Las principales diferencias de obras y costos para las alternativas se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 7.1: Diferencias de inversión de alternativas de explotación

Diferencias económicas		
	Con Forzamiento	Sin Forzamiento
Producción	Acorde a los resultados de la simulación	Acorde a los resultados de la simulación
Desarrollo de galerías de forzamiento	Desarrollo de un total de 1642 [m] de Galerías de forzamiento.	No hay desarrollo de galerías de forzamiento
Obras eléctricas Nivel de Forzamiento	Necesarias para el desarrollo de las galerías y de los tiros de forzamiento	No son necesarias
Desarrollos UCL	Desarrollo de 908 [m] de galerías en el nivel de hundimiento	Desarrollo de 1602 [m] de galerías en el nivel de hundimiento
Obras de saneamiento nivel Forzamiento	Necesarias para el desarrollo de las galerías y de los tiros de forzamiento	No se aplica
Reducción secundaria	Normal de acuerdo al mineral extraído en cada una de las zonas (ver Anexo H)	Mayores que al aplicar forzamiento debido a las condiciones del Pórfido Diorítico (Anexo H)
Socavación alta	Sólo en Zonas Forzadas y con Hundimiento Convencional	No se aplica
Generación de Slot	Es necesario generar 2 Slot, uno en el UCL y otro en el nivel de Forzamiento	No se aplica
Generación de bateas	Bateas altas bajo área sin socavar (Hundimiento Convencional)	Bateas bajas bajo área socavada (Hundimiento Avanzado)
Chimeneas Raise Borer	Utilizadas para dar cara libre al Slot del Nivel de Forzamiento y para puntos de vaciado de marinas	Sólo usadas para los puntos de vaciado de marinas
Perforación DTH	Aplicada a todo el nivel de forzamiento	No se aplica
Tronadura de forzamiento	Aplicada a todo el nivel de forzamiento	No se aplica

## 7.3 Análisis de los resultados

### 7.3.1 Análisis de los flujos de caja.



**Gráfico 7.2: Flujos de caja de alternativas de explotación**

En el gráfico se puede apreciar la mayor inversión durante el primer año para la alternativa con forzamiento. Esto se explica por el alto costo asociado a los desarrollos.

El segundo año comienzan las tronaduras de forzamiento (Mes 17), lo que explica el aumento de los retornos. Esto no ocurre en el año 4, donde la alternativa sin forzamiento presenta mejores retornos. Esto se explica pues para éste año el área abierta para la alternativa sin forzamiento alcanza la zona de mayores leyes.

Luego se puede apreciar para el año 5 en adelante que la alternativa con forzamiento presenta mayores retornos, esto es asociado al área abierta con velocidades de extracción de forzamiento. Además del término de las tronaduras de forzamiento(mes 58). Este comportamiento se repite para todos los años restantes de vida del proyecto, disminuyendo a medida que se agotan las reservas de las columnas explotadas mediante el método con forzamiento.



Bajo este perfil de ingresos en la tabla siguiente se indican los parámetros económicos relevantes para cada una de las alternativas.

**Tabla 7.2: Resultados de evaluaciones económicas de alternativas de explotación**

VAN sin forzamiento	VAN con forzamiento
190 MUS\$	204 MUS\$
TIR sin forzamiento	TIR con forzamiento
5.49%	4.43%

Estos resultados permiten afirmar que el forzamiento es una alternativa , pero presenta retornos más lentos. Esto es consistente con los flujos de caja superiores en el primer año de la alternativa sin forzamiento.

### 7.3.2 Análisis del costo mina

Es importante evaluar cómo afecta la aplicación de forzamiento a los costos de producción. Para esto se realizó un análisis de los costos mina para cada una de las alternativas y luego se dividió el total de gastos anuales por las toneladas acumuladas de mineral extraído, los resultados se muestran en la siguiente tabla:

**Tabla 7.3: Aumento de costos de producción alternativa forzamiento**

Período	Con forzamiento [US\$/ton]	Sin Forzamiento [US\$/ton]	Diferencia [US\$/ton]
Acumulado 1 Año	14,35	8,77	5,58
Acumulado 2 Años	9,53	7,07	2,47
Acumulado 3 Años	7,70	6,37	1,33
Acumulado 4 Años	6,87	6,06	0,81
Acumulado 5 Años	6,51	5,83	0,68

Esta tabla refleja el costo de producción estimado en diferentes años , aquí se utilizará el costo a 5 años como representativo de la diferencia de costos de producción pues es en este año que terminan las tronaduras de forzamiento (mes 58) y las diferencias de inversión entra ambas alternativas. Este análisis permite concluir que la aplicación de forzamiento eleva los costos en 68 [US\$ cent/ton].

- Diferencia Costo producción: 0,68 US\$/ton aplicando forzamiento.
- Diferencia de costos en la preparación: 26 MUS\$ aplicando forzamiento.
- Diferencia costos reducción secundaria: -7 MUS\$ al aplicar forzamiento.

### 7.3.3 Análisis de sensibilidad ante el precio del cobre

A continuación se presentan los resultados de ambas evaluaciones económicas ante variaciones en el precio del cobre:

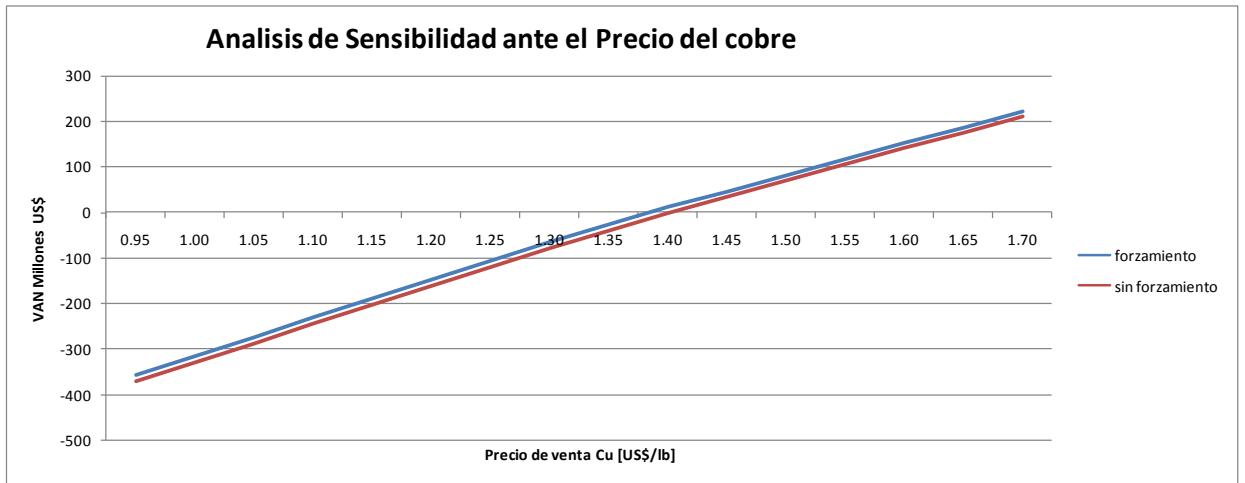


Gráfico 7.3: Análisis ante el precio del cobre

Aquí se aprecia que el precio del cobre no implica diferencias en cuanto a los resultados de la evaluación pues al aplicar forzamiento siempre se espera obtener mayores beneficios debido a las mayores productividades (ver figura 6.2).

Analizando profundamente estos valores podemos apreciar que el precio del cobre es un factor muy relevante, pues la diferencia entre una alternativa y otra entrega un promedio de 16MUS\$ al aplicar forzamiento, si bien esta diferencia es pequeña evaluando a un precio de 1,67US\$/lb es un factor muy relevante cuando el precio es más bajo esto se puede apreciar en el siguiente gráfico:

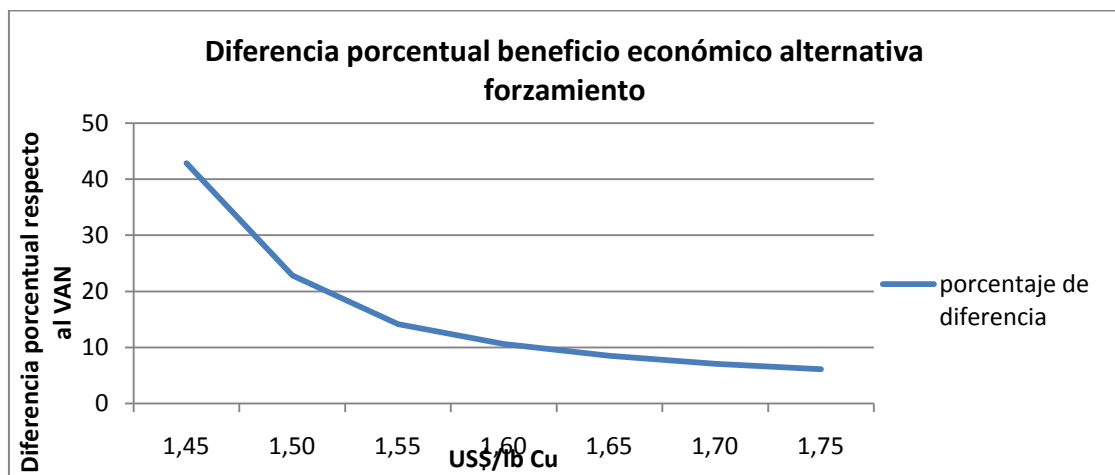


Gráfico 7.4: Diferencia porcentual alternativa forzamiento

En este gráfico se aprecia la importancia de la diferencia de 16 MUS\$ del VAN para ambas alternativas. En caso que el precio de evaluación sea bajo este porcentaje puede representar hasta un 45% del VAN total del proyecto, esto lo convierte en una opción económicamente atractiva ante bajas proyecciones económicas.

### 7.3.4 Análisis respecto de la tasa de descuento

Los efectos de la tasa de descuento se aprecien en el siguiente gráfico:

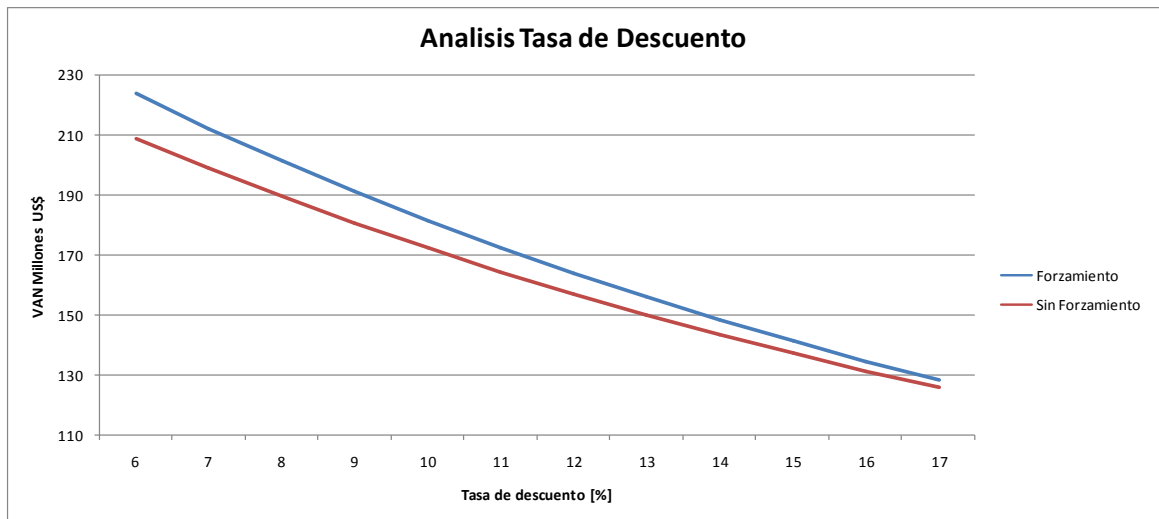


Gráfico 7.5: Análisis de la tasa de descuento

En este gráfico podemos apreciar que al aumentar la tasa de descuento las alternativas son cada vez más parecidas en cuanto a su rentabilidad. Esto se explica por las altas inversiones tempranas aplicadas en la alternativa de forzamiento. Esto se explica pues al aumentar la tasa de descuento las inversiones tempranas disminuyen el potencial económico de un proyecto.

## Capítulo 8

### Conclusiones y recomendaciones

#### 8.1 Conclusiones

El análisis bibliográfico indica que la unidad litológica (pórfido diorítico) del sector oeste en estudio tiene una baja frecuencia de fractura que, además, están selladas por un relleno muy resistente. Esta situación conlleva condiciones de baja hundibilidad que podrían ser mejoradas con una inducción del hundimiento mediante un proceso de forzamiento.

Este trabajo permite concluir que la aplicación de la variante de forzamiento es viable técnicamente considerando los rendimientos empíricos en cada una de las operaciones necesarias para su aplicación.

Desde el punto de vista económico la opción de forzamiento es rentable dado que permite mejorar el perfil de velocidades de extracción.

El proceso de planificación con aplicación de forzamiento es evidentemente más complejo, debido a la gran cantidad de actividades adicionales necesarias para su aplicación y su respectiva coordinación.

La programación de actividades indica que el tiempo requerido para iniciar la aplicación del forzamiento es de 17 meses a partir de la puesta en marcha del proyecto, además define el término de las tronaduras en un plazo de 58 meses.

El análisis bibliográfico de estimación de la fragmentación, permite estimar una granulometría adecuada mediante la aplicación del forzamiento, reforzando el concepto de aumento de la productividad y de mejoras en el proceso de propagación y conexión del caving.

Los resultados indican que la aplicación del forzamiento aumenta el costo de producción en 0,68 [US\$/ton] y requiere una inversión de 67 MUS\$, mientras que el hundimiento avanzado solo requiere de 41 MUS\$. Los resultados de las evaluaciones económicas indican un VAN de 204 MUS\$ y de 190 MUS\$ para el forzamiento y el hundimiento avanzado respectivamente, análogamente una TIR de 4,43% y 5,49%.

Las actividades críticas identificadas en el proceso corresponden a las de mayor tiempo de duración (A. van Wageningen 2008).

Bajo este criterio, el cuello de botella corresponde a la barrenadura de los tiros de forzamiento (ver carta Gantt figura 4.13). Ésta actividad está restringida por la secuencia de forzamiento (ver figura 4.3), y no pueden ser adelantadas, es decir no es posible avanzar con la barrenadura de forzamiento de acuerdo al rendimiento máximo del equipo de perforación pues esto implica dejar tiros vacíos y/o cargados durante mucho tiempo y considerando la magnitud de los esfuerzos presentes en el sector (ver tabla 2.2) implicaría desvío o corte de tiros, lo cual representa un peligro.

Finalmente, la aplicación del forzamiento implica: Leve aumento en la producción, disminución en los costos de reducción secundaria, asegura el hundimiento del pórfido diorítico y además presenta una leve diferencia económica de acuerdo al VAN.

Las debilidades de este proyecto corresponden a:

- Cumplir con el programa de actividades debido a la organización de las mismas o imprevistos que se puedan presentar durante su ejecución.
- Respetar las velocidades máximas de extracción por punto para evitar la entrada pronta de dilución.
- El efecto de la alta concentración de esfuerzos que puede provocar desvío y corte de tiros.
- La seguridad de los operadores al trabajar en una zona afectada por subsidencias y sectores entre líneas de fracturamiento y desplome en el nivel de forzamiento.
- El efecto de las tronaduras de forzamiento sobre los niveles de hundimiento y producción.
- Una diferencia de inversión de 26 MUS\$ y un VAN muy parecido a la alternativa de hundimiento avanzado.
- Introducir un cambio de variante a pesar de presentar una serie de ventajas es siempre complicado

## 8.2 Recomendaciones

Considerando las debilidades mencionadas en el acápite anterior se recomienda no aplicar forzamiento en el sector oeste de mina Esmeralda tanto por la diferencia de inversión de 26 MUS\$, como por el gran riesgo respecto de las situaciones que pueda provocar el forzamiento en cuanto a la estabilidad, sismicidad y por sobre todo el monitoreo y control de las actividades necesarias para su aplicación. Lo anterior indica que a pesar que el forzamiento es una alternativa viable, el aumento esperado de la productividad y el beneficio económico asociado a la recuperación pronta de altas leyes no se ve representado en los resultados de las simulaciones ni en la evaluación económica respectiva.

Quedan fuera del alcance de este estudio y se recomienda establecer estudios futuros, análisis y planes de control tales como:

- Análisis granulométrico para ambas alternativas de explotación y su respectivo efecto en la producción.
- Análisis de la inducción de sismicidad producida por las tronaduras de forzamiento para establecer rangos máximos.
- Análisis respecto de la distribución de esfuerzos para todos los niveles involucrados en el sector forzado.
- Revisión de los daños de cada uno de los niveles involucrados en el proceso de aplicación de forzamiento tanto en etapas posteriores como previas a las tronaduras de forzamiento.
- Análisis de la propagación del caving en altura.
- Análisis respecto de las velocidades reales de extracción para un pórfido diorítico con baja hundibilidad al aplicar un método de hundimiento avanzado.

## Bibliografía

1. JOSE SEGUEL, Zonación de la hundibilidad relativa del yacimiento El Teniente GL8-8376, p 1
2. BELLO 1995, Aspectos gráficos en la predicción de subsidencia, p 12
3. GIBOWICS S. 1993, " Seismic moment tensor and the mechanism of seismic events in mines, p 12
4. ROJAS E., MOLINA R., BONANI A. y CONSTANZO H. 2000. The preundercut caving method at El Teniente Mine, Codelco – Chile, Proceedings of Massmin 2000, pp 261 – 266.
5. KARZULOVIC A. 1998. Evaluación Geotécnica Métodos de Socavación Previa y Avanzada Mina El teniente, estudio DT – CG – 98 – 003, división El Teniente, CODELCO CHILE, pág. 1-19.
6. RUBIO E.2007, apuntes curso MI58-B diseño de minería subterránea
7. BRZOVIC A., QUEZADA O, 2000, GL 122/00 Parámetros geológicos que inciden en el proceso de hundimiento mina el teniente fase 1 año 2000.
8. GUERRA P., CONSTANZO H., Post - Evaluación Geomecánica Proyecto HW Teniente 4 SUR. SPL - I – 053 – 2003 Codelco Chile – División EL Teniente pág.10
9. SEGUEL S. JOSÉ MILLÁN G., Antecedentes Geológico-Geotécnicos Sector al norte de cruzado acceso 3 nivel de hundimiento mina Esmeralda José SGL-I-050-2005 pág. 16, 22-35
10. Cavieres p.1999, Evolución de los Métodos de Explotación en la Mina El Teniente, capítulo 2,3
11. SGM-109/2008 Fichas Geomecánicas Sectores PND-2009 Patricio Cavieres et. Al, pág.3
12. PPM SGM-GOP-212-08 Recomendaciones Geomecánicas PPM mayo 2008-enero 2009 Mina Esmeralda pág. 7
13. JOSÉ SEGUEL S. JOSÉ RODRIGO B., Caracterización Geológico Geotécnica sector HW mina Esmeralda GL-I-035/2002, p12-20
14. Raúl Castro, curso diplomado en métodos de extracción por hundimiento.

15. SPL-I-001/2007 “Herramienta para la simulación de planes de producción mina” José miguel Castro. Pp 1-41
16. BANKS 1998 , Handbook of Simulation: Principles, Methodology, Advances, Applications, and Practice, Massmin 2004 p 367
17. Plan de Negocios y desarrollo 2009 (PND) División el Teniente, Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (GRMD)
18. SGM-171/2006 Análisis de Subsistencia PND 2007, Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (GRMD) p 4-7
19. RUBIO, E., DUNBAR S. AND SCOBLE M. 2001, Scheduling in Block Caving Operations Using Operations Research Methods, pág. 6-12
20. SGL NNM-ICO-INF N°003,Backanalysis fragmentación RENO-T4-DIABLO REGIMIENTO, p 133
21. A. van Wageningen 2008, “Maximising capital development using the theory of constraints – a theoretical approach”, MassMin 2008, p 380



## Anexo A

### Subsidencia

A continuación se identifican las labores de infraestructuras que se verán afectadas por este fenómeno y el año en que esto ocurrirá. Para la mina Esmeralda el efecto de subsidencia afecta a muchos sectores, los cuales se detallan en las siguientes tablas:

**Tabla A1: Efecto de subsidencias mina El Teniente**

Nivel afectado por subsidencia	Año	Cota	Descripción subsidencia
Tte. 1 Retram	2009	2606	Conexión OP-15 desde 410 E al Fw
Tte. Sub-B	2009	2526	Acceso Sur desde 760 E al Fw.
	2011		Acceso Sur desde 750 E al Fw.
	2012		Acceso Sur desde 720 E al Fw.
Tte. Sub-C	2009	2474	Conexión V31-V32; Adit 10 desde conexión V31-V32 al Fw; Hw DR
	2010		Hw DR Sur desde coordenada -200 N al Norte; XC-61S (SNV) desde conexión V31-V32 al Fw.
	2011		Inicio rampa a nivel LBH-1.
	2012		Adit 10 desde conexión adit 32 al Fw; XC-61S (SNV) desde coordenada 770 E al Fw; ventilador V-39.
Tte. 3 Isla Producción	2009	2408	Nuevo Socavón Hw desde coordenada -110 N al Norte; XC-82S desde rampa a UCL Tte. 4 al Fw; ventilador V-38; XC-72S desde Rampa a UCL Tte. 4 al Fw; Hw DR 1 desde coordenada 800 E al Fw; Galería de drenaje desde
	2010		Nuevo socavón Hw completo; Galería de drenaje desde coordenada -150 N al Norte.
	2011		Inicio rampa a Tte. 3 (desde Hw DR UCL LHD); Galería de drenaje desde rampa a UCL Tte. 4 al Norte.
	2012		Rampa a Tte. 3 (desde Hw DR UCL LHD) desde coordenada 870 E al Fw; Galería de drenaje desde coordenada -215 N al Norte; Rampa a UCL Tte. 4 completa; Rampa a SNV Tte. 3 Isla; Taller Martillos; Barrio cívico Tte. 3 Isla; Hw DR Tte. 3 Isla desde taller martillos al Fw.
			2013
	2014		Barrio cívico completamente afectado; Galería drenaje desde coordenada -220 N al Norte.
	2015		Sub estación eléctrica ubicada en acceso Isla Tte. 3 frente a rampa a Hw DR UCL LHD; Rampa a Hw DR UCL LHD, desde acceso Isla Tte. 3 al Fw; Acceso Isla Tte. 3 desde rampa a Hw DR UCL LHD al Fw.
	2016		Acceso Isla Tte. 3 desde coordenada 780 E al Fw; Galería drenaje afectada por completo
Tte. 4 Nivel de Producción	2009	2354	Rampa a OP-15 desde coordenada 890 E al Fw, Inicio rampa a UCL; XC-41AS red vial desde coordenada -30 N al Norte; Barrio cívico viejo afectado por completo; Hw DR desde Z-67 al Norte; Calles de producción desde C-7R a C-23L desde coordenada -70 N al Norte y desde C-23L a C-37L desde coordenada -50 N al Norte; Estación mantención primer nivel frente a Z-67 Z-68.
	2010		Hw DR desde Z-69 al Norte, Calle de producción desde C-7R a C-11L desde coordenada -120 N al Norte y desde C-23L a C-37L desde coordenada -50 N al Norte.
			2011
	2012		Rampa desde XC-41Red Vial a nivel de producción desde coordenada 920 E al Fw, Rampa desde XC-41Red Vial a nivel de producción y traspaso desde coordenada 900 E al Fw nivel de producción Tte. 4 Sur queda sin acceso; Hw DR afectado completo; XC-65S desde coordenada 970 E al Hw nivel de reducción Tte. 3 Isla queda sin acceso.

**Tabla A1: Efecto de subsidencias mina El Teniente**

Nivel afectado por subsidencia	Año	Cota	Descripción subsidencia
Tte. Sub 4	2009	2330	Hw DR desde XC-54DS al Norte; Conexión XC-54DS con Hw DR; XC 49DS desde estación de picado 5L-7L al Norte; XC-44DS desde coord. 40 N al Norte; XC-39DS desde coordenada 5 N al Norte; XC-34DS desde estación de picado 37L al Norte; conexión entre XC-39DS y XC-34DS; Estaciones de picado afectadas en el XC-54DS: 7R-5R, en el XC-49DS: 1L-3L y 5L-7L, en el XC-39DS: 21L-23L, 25L-27L y 29L-31L, y en el XC-34DS: 37L.
	2010		Hw DR desde coordenada -100 N al Norte; Sub estación eléctrica ubicada en Hw DR frente a XC-54DS; XC-54DS desde coord. -100 N al Norte; XC-49DS desde estación de picado 9L-11L al Norte; XC-44DS desde coord. 40 N al Norte; XC-39DS desde conexión XC-39DS y XC-34DS al Norte; XC-34DS afectado por completo; Conexión entre XC-39DS y XC-34DS afectado por completo; Estaciones de picado afectadas en el XC-54DS: 3R-1R y 1L-3L, en el XC-49DS: 9L-11L, en el XC-39DS: 33L-35L.
	2011		Hw DR desde coordenada -150 N al Norte; XC-54DS desde estación de picado 5L-7L al Norte; XC-49DS desde estación de picado 9L-11L al Norte; XC-44DS coord. -35 N y estación de picado 21L-23L; XC-39DS afectado por completo; Conexión entre XC-44DS y XC-39DS desde coord. -60 N al Norte; Estaciones de picado afectadas en el XC-54DS: 5L-7L, en el XC-44DS: 21L-23L; Se pierde acceso a estaciones de vaciado en el XC-44DS: 13L-15L y 17L-19L.
	2012		Hw DR desde coordenada -210 N al Norte; Inicio Rampa a Tte. 4 producción; XC-59DS desde estación de picado 3R-1R al Hw; XC-54DS desde estación de picado 9L-11L; XC-49DS desde coord. -100 N al Norte; XC-44DS desde coord. -35 N y estación de picado 25L-27L; Conexión entre XC-44DS y XC-39DS desde coord. -90 N al Norte; Estaciones de picado afectadas en el XC-59DS: 7R-5R y 3R-1R, en el XC-54DS: 9L-11L, en el XC-44DS: 21L-23L, y Se pierde acceso a estaciones de vaciado en el XC-59DS: 1L-3L, 5L-7L, 9L-11L, 13L-15L y 17L-19L, en el XC-54DS: 13L-15L, 17L-19L, 21L, 23L y 25L, en el XC-49DS: 13L-15L, 17L-19L, 21L-23L y 25L-27L y en el XC-44DS: 25L-27L y 29L-31L; nivel Tte. Sub 4 reducción queda aislado.
	2013		Hw DR afectado por completo; Rampa a producción isla LHD desde coordenada -240 N al Norte.
	2014		Rampa a producción isla LHD desde coordenada -300 N al Norte.
	2015		Rampa a producción isla LHD desde coordenada -330 N al Norte.
	2016		Rampa a producción isla LHD desde coordenada -365 N al Norte; Inicio rampa a UCL Isla LHD.
	2017		Rampa a producción isla LHD afectada por completo.
	Acarreo Ten 5		2009
2010		HW-DR hasta XC 55 DS; XC 50 DS hasta 5-7L OP; XC 40 DS hasta 25-27L OP; XC 35 DS hasta 37-39 OP	
2011		HW-DR hasta rampa a Ten Sub-4 (sin acceso); XC 55 DS hasta 3-1R OP; XC 50 DS hasta Hw 9-11L OP; XC 40 DS hasta 29-31L OP; XC 35 DS hasta Hw CH. V. XC34DS.	
2012		HW-DR hasta 5-7R; XC 55 DS hasta 5-7 OP; XC 50 DS hasta Hw 13-15L OP; XC 40 DS hasta 33-35L OP; XC 35 DS hasta Fw CH. V. XC34DS.	
2013		XC 53 AS; XC 45 DS hasta 25-27L OP; XC 40 DS hasta FR. SOND.; XC 35 DS.	
2014		Pique piloto Raise Borer; Acceso Norte XC 64S; Acceso Norte Tte. Drive Exploración; Acceso Norte XC 60S; XC 55 DS hasta 13-15L OP; XC 53 AS hasta 4 OP; XC 45 DS (13-15L, 17-19L y 29-31L); XC 40S; XC 35 DS.	
2015		CH Marina; Tte. Drive Exploración hasta XC 64S; XC 60S; XC 55 DS; XC 45 DS; XC 40 DS; XC 35 DS (labor completa).	
2016		Acceso Norte XC 71S; XC 64S (hasta BF OP); XC 60S; XC 55 DS (al norte 13-15L OP); XC 45 DS (labor completa).	
2017		XC 71S (hasta 10 OP); XC 64S (3F OP); XC 60 DS (13-15L); XC 50 DS (17-19L OP).	
2018		Acceso Norte XC 77S; XC 71S (BF OP); XC 64S (5F OP); XC 60 DS; XC 53 AS; XC 50 DS (21-23L OP).	
2019		XC 77S hasta intersección XC 70S; XC 70S; XC 71S hasta al norte 8F OP); XC 64S (9-11F OP); XC 60S (17-19L); XC 50 DS (25-27L y Chimenea de Ventilación).	
2020		XC 77S (hasta 5F OP); XC 71S (hasta 11F OP); XC 64S (hasta 13-15F); XC 60 DS; XC 55 DS (17-19L OP).	
2021		XC 85S (hasta BF OP); XC 77S (hasta 8F OP); XC 71S (hasta 16F OP); XC 64S (labores finales); XC 60 DS (hasta 21-23L, labor completa); XC 55 DS (hasta Chimenea Ventilación, labor completa).	
2022	XC 85S (hasta 5F OP); XC 77S (hasta 11F OP); XC 71S (hasta 20F OP).		

De las tablas anteriores podemos apreciar que la mayor cantidad de subsidencias son producidas en los sectores Tte. Sub-4 y acarreo Tte. 5, ambos son los más cercanos a la zona de producción de mina Esmeralda y se encuentran sobre el layout de mina Esmeralda, por lo tanto a medida que avance el frente de la mina así también avanzaran las subsidencias en sectores superiores.

## Anexo B

### Detalles de la fortificación

#### Dimensiones de la fortificación galería Slot nivel de Forzamiento

Para el desarrollo de estas galerías se considera una velocidad de avance de 80 [m/mes] para los primeros meses (desarrollo de Slot) hasta lograr alcanzar una velocidad de 95 [m/mes] para una galería completamente fortificada. Las especificaciones de fortificación corresponde a perno, malla y shotcrete como se muestra en la figura siguiente recomendada por la Post-evaluación geomecánica del proyecto de forzamiento de HW Teniente 4 Sur (SPL-1-053-2003).

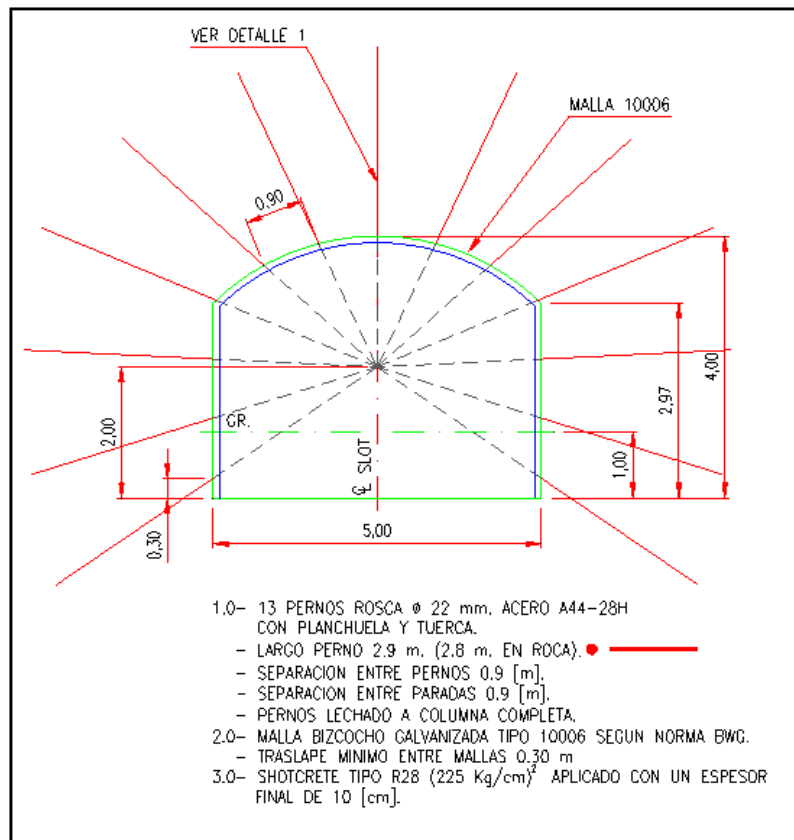


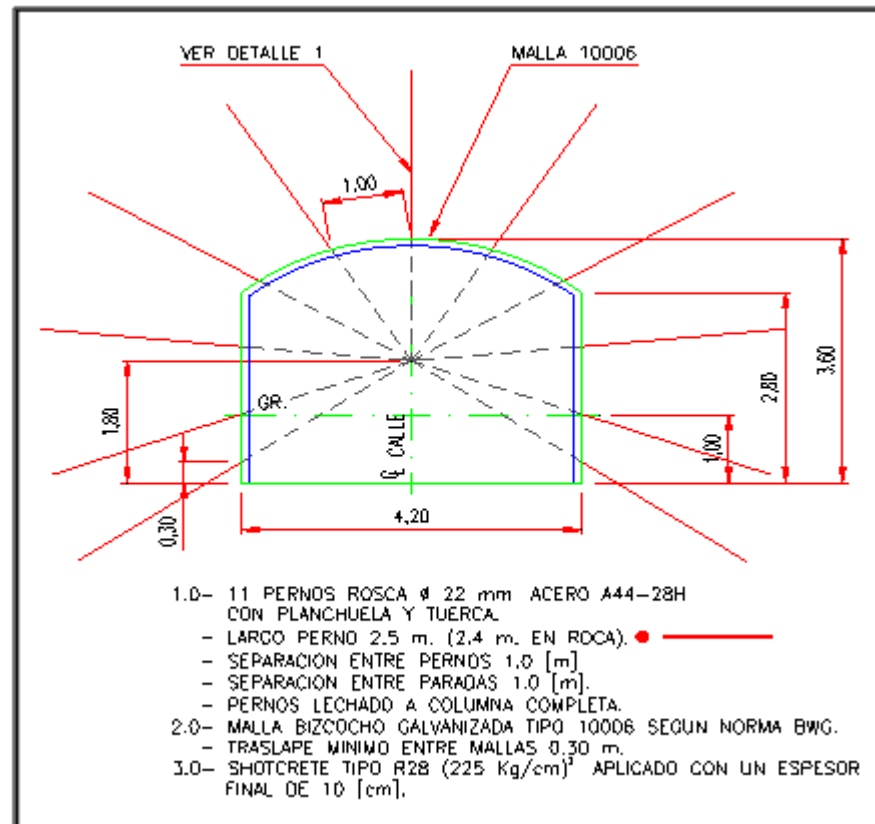
Figura B1: Detalle de fortificación Slot forzamiento

**Slot:** Fortificar con 13 pernos rosca con un largo de 2.9 m. (2.8 m. en roca), de 22 mm. de diámetro, de acero A44-28H, con planchuela y tuerca, con una separación entre pernos y

paradas de 0.9 m. Además considerar malla galvanizada del tipo 10006 según norma BWG, con un traslape mínimo entre mallas de 30 cm. Por último proyectar 10 cm. de shotcrete R28, el cual debe entregar una resistencia final de  $225 \text{ kg/cm}^2$ .

### Detalle de fortificación calles de forzamiento

La fortificación de las calles de forzamiento se describe en la siguiente figura:



**Figura B2: Detalle de fortificación galerías nivel forzamiento**

Calles Nivel de Forzamiento al Sur del XC-28: Fortificar con 11 pernos rosca con un largo de 2.5 m. (2.4 m. en roca), de 22 mm. de diámetro, de acero A44-28H, con planchuela y tuerca, con una separación entre pernos y paradas de 1.0 m. Además considerar malla galvanizada del tipo 10006 según norma BWG, con un traslape mínimo entre mallas de 30 cm. Por último proyectar 10 cm. de shotcrete R28, el cual debe entregar una resistencia final de  $225 \text{ kg/cm}^2$ .

## B2. Detalle de rendimientos

### Desarrollo de galerías de forzamiento

El detalle de desarrollo de las galerías de forzamiento se presenta en la siguiente tabla:

**Tabla B1: Detalle de desarrollo galerías de Forzamiento**

		mes 1	mes 2	mes 3	mes 4	mes 5	mes 6	mes 7	mes 8	mes 9	mes 10	mes 11	mes 12	mes 13	mes 14	mes 15	mes 16	mes 17	mes 18	mes 19	mes 20	
<b>Desarrollo galerías forzamiento</b>	<b>m</b>	<b>70</b>	<b>95</b>	<b>87</b>	<b>81</b>	<b>87</b>	<b>90</b>	<b>90</b>	<b>96</b>	<b>98</b>	<b>97</b>	<b>88</b>	<b>88</b>	<b>89</b>	<b>88</b>	<b>90</b>	<b>81</b>	<b>69</b>	<b>65</b>	<b>65</b>	<b>21</b>	
XC slot	151			52	48	51																
GF-01 entre XC-30 AS y Z-29	30	30																				
GF-02 entre XC-30 AS y Z-29	28	14	14																			
GF-03 entre XC-30 AS y Z-29	26	14	12																			
GF-04 entre XC-30 AS y Z-29	24	12	12																			
GF-05 entre XC-30 AS y Z-29	21		21																			
GF-06 entre XC-30 AS y Z-29	19		19																			
GF-07 entre XC-30 AS y Z-29	17		17																			
GF-08 entre XC-30 AS y Z-29	13			13																		
GF-09 entre XC-30 AS y Z-29	12			12																		
GF-10 entre XC-30 AS y Z-29	10			10																		
GF-01 entre XC-30 AS y XC-32 AS	12				12																	
GF-02 entre XC-30 AS y XC-32 AS	13				13																	
GF-03 entre XC-30 AS y XC-32 AS	14				8	6																
GF-04 entre XC-30 AS y XC-32 AS	15					15																
GF-05 entre XC-30 AS y XC-32 AS	15					15																
GF-06 entre XC-30 AS y XC-32 AS	15						15															
GF-07 entre XC-30 AS y XC-32 AS	15						15															
GF-08 entre XC-30 AS y XC-32 AS	15						15															
GF-09 entre XC-30 AS y XC-32 AS	15						15															
GF-10 entre XC-30 AS y XC-32 AS	15						15															
GF-01 al N XC CABECERA SUR	90							20	24	24	22											
GF-02 al N XC CABECERA SUR	86							20	24	24	18											
GF-03 al N XC CABECERA SUR	79									22	20	22	15									
GF-03 entre XC-32 AS y XC-50 DS	9							9														
GF-04 al N XC CABECERA SUR	68										22		24	22								
GF-04 entre XC-32 AS y XC-50 DS	21							21														
GF-05 al N XC CABECERA SUR	57														20	22	15					
GF-05 entre XC-32 AS y XC-50 DS	35						15	20														
GF-06 al N XC CABECERA SUR	45														20	22	3					
GF-06 entre XC-32 AS y XC-50 DS	49								24	25												
GF-07 al N XC CABECERA SUR	33															22	11					
GF-07 entre XC-32 AS y XC-50 DS	62								24	25	13											
GF-08 al N XC CABECERA SUR	22															12	10					
GF-08 entre XC-32 AS y XC-50 DS	76											22	20	32			2					
GF-09 entre XC-32 AS y XC-50 DS	90											24	22	20	24							
GF-09 entre XC cabecera SUR y XC-50 DS	10																10					
GF-10 entre XC-32 AS y XC-50 DS	102											22			24	12	30	14				
XC CABECERA SUR	206																	55	65	65	21	

## Anexo C

### Barrenadura de tiros

Esta corresponde a la segunda actividad crítica, pues es necesario mantener una distancia de 30 metros desde la última línea de bateas socavadas para dar espacio a generar las bateas vacías (sin socavar) debajo de zona barrenada y cargada (para la seguridad de los trabajadores).

El rendimiento de avance se calcula mediante el diagrama de tiros presentado y considerando un rendimiento de avance de 6000 [mb/mes] para 2 perforadoras, luego considerando la cantidad de metros que se barrenan por cada abanico de disparo (284 [m]) luego considerando un espaciamiento de 2 metros entre cada abanico implica que podemos avanzar 43 metros lineales en la dirección de la calle UCL por mes.

La siguiente tabla muestra los avances mensuales de Barrenadura de tiros de socavación aplicando los parámetros antes mencionados para cada una de las calles:

**Tabla C1: Detalle de barrenadura de socavación**

	mes 7	mes 8	mes 9	mes 10	mes 11	mes 12	mes 13	mes 14	mes 15	mes 16	mes 17	mes 18	mes 19
calle 19	21.5		21.5				14						
calle 21	21.5		21.5					21.5					21.5
calle 23		21.5		21.5			29						21.5
calle 25		21.5		21.5				21.5					
calle 27					45				14	14			
calle 29						45			15	15			
calle 31									14	14			
calle 33													
	mes 20	mes 21	mes 22	mes 23	mes 24	mes 25	mes 26	mes 27	mes 28	mes 29	mes 30	mes 31	mes 32
calle 19													
calle 21							21.5					7.5	
calle 23							21.5					21.5	
calle 25		21.5						21.5				14	
calle 27		21.5	14					21.5					
calle 29				15					21.5				
calle 31			14						21.5				
calle 33										43			
	mes 33	mes 34	mes 35	mes 36	mes 37	mes 38	mes 39	mes 40	mes 41	mes 42	mes 43	mes 44	mes 45
calle 19									3				
calle 21											5		
calle 23							7.5				16		
calle 25							21.5				17		
calle 27							14					16	
calle 29	21.5							17				10	
calle 31	21.5							20	5				10
calle 33									27				10

Como se aprecia en la tabla la Barrenadura de los tiros se extiende durante 45 meses, esto va de la mano con los avances de incorporación de área y de bateas del plan de incorporación asociado al avance con forzamiento del sector Hw de mina Esmeralda.







## Anexo D

### Detalle tiros forzamiento

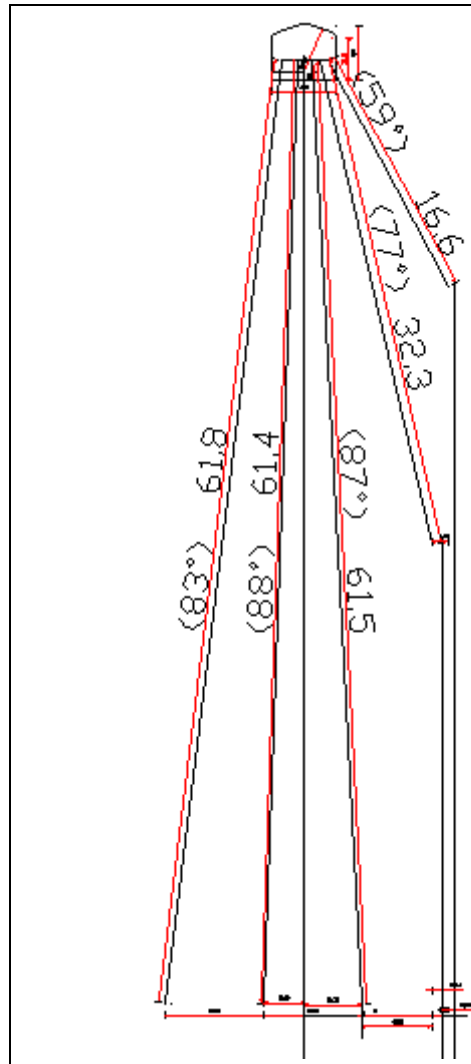


Figura D1: Detalle de los tiros de Forzamiento

Vista transversal corte E-W en el cual se detalla el ángulo y largo de cada uno de los tiros de forzamiento.

## Anexo E

### Detalle de Tronaduras de forzamiento

Este queda representado en metros cuadrados forzados por mes mediante la siguiente tabla y su dibujo adjunto:

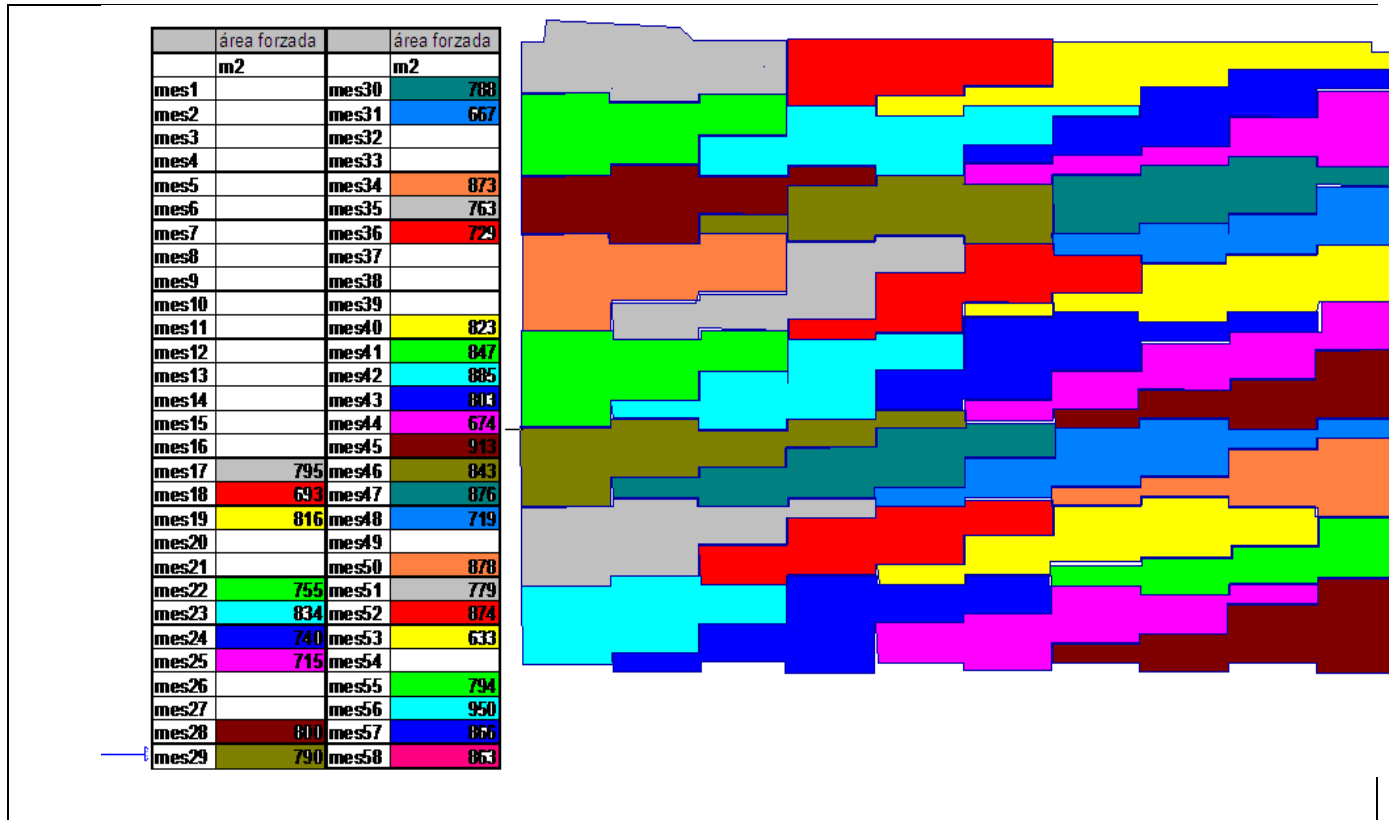


Figura E1: Detalle de tronaduras de Forzamiento

El criterio corresponde a no dejar escalones de más de 12 metros para evitar inestabilidades y no forzar más de 1000 [m<sup>2</sup>/mes] para evitar inducción de sismicidad.

## Anexo F

### Descripción de la herramienta para generar programas de producción "XPROD"

Para facilitar la comprensión de la generación de programa de producción, se utilizará el diagrama de flujo presentado a continuación:

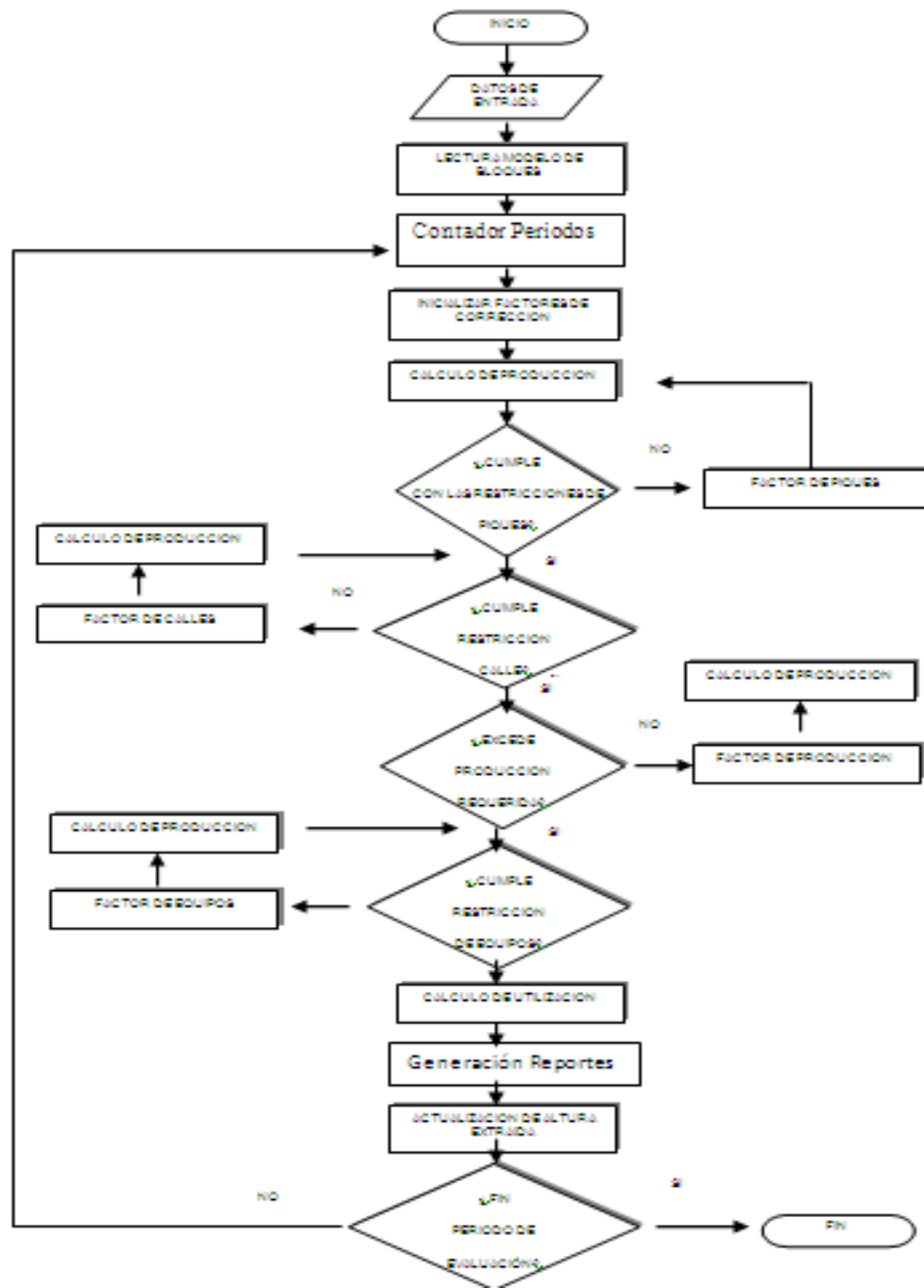


Figura F1: Diagrama de descripción herramienta Xprod

## 1. Objetivo de la herramienta

Consiste en simular la generación de programas de producción en función de la tasa de incorporación de área, altura extraíble y velocidad de extracción. Además se debe considerar las restricciones de capacidad productiva asociada al nivel de producción, como son producción máxima por calle, por flota de LHD y flujo máximo por punto de vaciado.

## 2. Descripción de la Herramienta.

Los pasos descritos en el diagrama de flujo son:

1. Inicio

2. Ingreso de datos de entrada.

- Modelo diluido.
- Altura Extraíble.
- Restricciones Geomecánicas.
- Secuencia de entrada en operación de los puntos de extracción.
- Área a incorporar a la producción por período de tiempo
- Disponibilidad de área según variante de explotación utilizada
- Estrategia de extracción
- Plan de producción requerido y flota LHD por período
- Parámetros operacionales de los equipos LHD
- Relación entre punto de extracción y punto de vaciado asociado
- Capacidad productiva máxima de calles y puntos de vaciado

3. Lectura del modelo de bloques.

4. Contador interno de periodo de evaluación.

5. Se inicia la iteración en el período t=1. Se inicializa el valor de los factores de corrección de la velocidad de extracción.

6. Cálculo de Producción.

La capacidad productiva máxima de área abierta P(t) viene dada por la ecuación F1

**Ecuación F1: Capacidad Productiva**

$$P(t) = \sum_{K=1}^{NP(t)} a(k) \times v(k, t) \times D$$

Donde:

$P(t)$  = Producción total del periodo  $t$ , tpd.

$a(k)$  = Área de influencia del punto de extracción  $k$ , m<sup>2</sup>

$v(k,t)$  = Velocidad de extracción del punto de extracción  $k$  en el período  $t$ ,  
tpd/m<sup>2</sup>

$D$  = Disponibilidad de área

La velocidad de extracción depende de si el punto esta liberado sobre el 30% de la columna ver ecuación 4.xx o si se encuentra bajo las restricciones geomecánicas ver ecuación F1

**Ecuación F2: Velocidad de extracción puntos liberados**

$$v(k,t) = D(3,m) \times v(3)$$

**Ecuación F3: Velocidad de extracción bajo restricciones**

$$v(k,t) = D(1,m) \times v(1) \times \frac{D(2,m) \times v(2) - D(1,m) \times v(1)}{0.3 \times H_p(k)} \times z(k,t)$$

Donde:

$v(k,t)$  = Velocidad de extracción (disponible) del punto de extracción  $k$  en el período  $t$ ,  
tpd/m<sup>2</sup>

$D(1,m), D(2,m), D(3,m)$  = Disponibilidad de área abierta de la variante de explotación  $m$  según rango de altura extraída (0 – 5%, 25 – 30% y 30% de la altura de material primario respectivamente), %

$H_p(k)$  = Altura de roca primaria del punto de extracción  $k$  al período  $t$ , m

7. ¿Se cumple la restricción de capacidad productiva de piques?

Esta restricción establece que la capacidad de flujo de mineral a través de cada pique, debe ser menor a su capacidad máxima productiva del punto de vaciado. Ver F4

**Ecuación F4: Restricción capacidad piques**

$$P_{s_0}(i) \geq \sum_{K=1}^{NP(t)} P(k,t) \quad P(k,t) \in s(i)$$

Donde:

$P_{s_0}(i)$  = Máxima capacidad productiva del punto de vaciado i, tpd

$P(k,t)$  = Producción asociada al punto de extracción k en el período t, tpd

$NP(t)$  = Número de puntos de extracción incorporados a la producción en el período t

$s(i)$  = Puntos de vaciado i

Si se cumple esta restricción se sigue con el paso 8, si no, se sigue con el paso 15, donde calcula la producción según el factor de piques.

8. ¿Se cumple la restricción de capacidad productiva de calles?

La restricción de capacidad productiva de calles se define como la capacidad productiva máxima, ésta debe ser mayor a la producción de cada calle.

**Ecuación F5: Restricciones capacidad calles**

$$P_{c_0}(j) \geq \sum_{K=1}^{NP(t)} P(k,t) \quad P(k,t) \in c(i)$$

Donde:

$P_{c_0}(j)$  = Máxima capacidad productiva de la calle j tpd

$P(k,t)$  = Producción asociada al punto de extracción  $k$  en el período  $t$ , tpd

$NP(t)$  = Número de puntos de extracción incorporados a la producción en el período  $t$

$c(j)$  = Calle  $j$

Si se cumple la restricción se sigue con el paso 9, de lo contrario se sigue con el paso 16 y se recalcula la producción según factor calle.

9. ¿Se excede la capacidad requerida?

La restricción de capacidad productiva requerida se define como la producción por período. Ésta no puede exceder la producción que se compromete en el plan de producción.

Ecuación F6: Restricción capacidad requerida

$$P(t) \leq P_o(t)$$

Donde:

$P(t)$  = Producción total del período  $t$ , tpd

$P_o(t)$  = Producción requerida en el período  $t$ , tpd

Si se cumple con esta restricción se sigue con el paso 10, si no se cumple, se sigue con el paso 18 y recalcula la producción según el factor de producción.

10. ¿Se cumple la restricción de capacidad productiva de flota de LHD?,

La restricción de capacidad productiva de la flota de LHD se define como las horas de operación de la flota de LHD requeridas por la capacidad productiva del sector. Éstas deben ser menores a las horas de operación disponibles de la flota de LHD existentes en el sector.

**Ecuación F6: Restricción capacidad flota LHD**

$$HP_o(t) \geq \sum_{K=1}^{NP(t)} hp(k,t)$$

Donde:

$HP_o(t)$  = Horas de transporte de equipos LHD disponible en el período t, h

$hp(k,t)$  = Horas de transporte de equipos LHD requeridas por la producción asociada al punto de extracción k en el período t, h.

$NP(t)$  = Número de puntos de extracción incorporados a la producción en el período t

La ecuación 4.15 señala las horas de operación de equipos LHD requeridas para extraer la producción asociada a un punto de extracción en función del tiempo, ciclo de transporte y factor de balde.

**Ecuación F7: Consumo de recursos de LHD**

$$hp(k,t) = \frac{1}{60} \times [2 \times tc(k,t) + t_o] \times \left[ \frac{a(k) \times v(k,t)}{C_o} \right]$$

Donde:

$tc(k,t)$  = Tiempo de ciclo de transporte de equipo de LHD asociado al punto de extracción k, min.

$t_o$  = Tiempo de carga, descarga e interferencia de un equipo LHD (tiempo fijo), min/ciclo.

$a(k)$  = Área de influencia del punto de extracción k, m<sup>2</sup>



$v(k,t)$  = Velocidad de extracción (disponible) del punto de extracción  $k$  en el período  $t$ , tpd/m<sup>2</sup>

$C_o$  = Capacidad del balde del equipo LHD, t

La ecuación F9 señala el cálculo del tiempo de ciclo de operación del equipo LHD en función de los parámetros de operación del equipo (velocidad máxima, aceleración/desaceleración) y de la distancia de transporte.

**Ecuación F8: Tiempo de ciclo de LHD**

$$t_c(k, t) = \frac{v_{m\acute{a}x}}{60} \times \left[ \frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_2} \right] + \frac{1}{60v_{m\acute{a}x}} \times \left[ d(k, s) - v_{m\acute{a}x}^2 \times \left[ \frac{1}{2a_1} + \frac{1}{2a_2} \right] \right]$$

Donde:

$a_1, a_2$  = Aceleración/desaceleración de un equipo LHD, m/s<sup>2</sup>

$d(k,s)$  = Distancia entre el punto de extracción  $k$  y el punto de vaciado  $s$ , m

$v_{m\acute{a}x}$  = Velocidad máxima operacional de un equipo LHD, Km/h

Si se cumple con la restricción se sigue con el paso 11, si no se cumple, se sigue con el paso 20 y recalcula la producción según el factor de equipos.

11. Se calcula la utilización de área y la utilización de flota de LHD para la producción resultante en el período  $t$ .

La utilización de área abierta se estima como la razón entre la producción extraída y la producción máxima extraíble del área abierta.

**Ecuación F9: Utilización de área abierta**

$$U_a(t) = 100 \times \frac{A_q(t) \times \frac{P'_q(t)}{P_q(t)} + A_l(t) \times \frac{P'_l(t)}{P_l(t)}}{A_q(t) + A_l(t)}$$

Donde:

$U_a(t)$  = Utilización del área abierta en el período t, %

$A_q(t)$ ,  $A_l(t)$  = Área abierta en quiebre y liberada al período t, m<sup>2</sup>

$P_q(t)$ ,  $P_l(t)$  = Producción máxima asociada a área en quiebre y al área liberada al período t, tpd

$P'_q(t)$ ,  $P'_l(t)$  = Producción efectivamente extraída del área liberada y del área en quiebre en el período t, tpd

La utilización de la flota de LHD viene dada por la ecuación F11 Dicha ecuación corresponde al cuociente entre las horas efectivas de operación de equipos LHD y las horas disponibles de la flota de LHD

**Ecuación F10: Utilización de flota LHD**

$$U_p(t) = 100 \times \frac{HP'(t)}{HP_o(t)}$$

Donde:

$U_p(t)$  = Utilización de la flota LHD en el período t, %

$HP_o(t)$  = Horas de transporte del equipo LHD disponibles en el período t, h

$HP'(t)$  = Horas de transporte de equipos LHD utilizadas en el período t, h

12. Se generan los reportes de salida (Excel y archivo de Texto) con los resultados de la simulación en el periodo t.

13. Se actualiza la altura extraída para el período t+1.

Se calcula la producción, para el perfil de velocidades de extracción ingresadas corregidas por disponibilidad de área abierta.

14. ¿Ha finalizado el período de evaluación?

Si el periodo de evaluación ha finalizado, termina la simulación, de lo contrario, se vuelve al paso 4.

15. Factor de piques

En la situación que no se cumple con la restricción de capacidad productiva de piques, se calcula el factor de corrección de la velocidad de extracción asociado a la capacidad productiva de los piques. Éste factor, expresa la corrección producida por exceder la capacidad del punto de vaciado “i” al cual descarga el punto de extracción “k” en el período t.

**Ecuación F11: Factor de Piques**

$$R3(k, t) = \frac{Ps(i, t)}{Ps_o(i)}$$

Donde:

$Ps(i, t)$  = Capacidad productiva del punto de vaciado i en el período t, tpd

$Pso(i)$  = Máxima capacidad productiva del punto de vaciado i, tpd

Determinado el factor de piques se recalcula la velocidad de extracción corregida de cada punto de extracción. Ver ecuación F12.

**Ecuación F12: Factor de corrección de la velocidad de extracción**

$$v'(k, t) = \frac{v(k, t)}{R1(k, t) \times R2(k, t) \times R3(k, t) \times R4(k, t)}$$

Donde:

$v'(k, t)$  = Velocidad de extracción corregida por limitantes de producción

$v(k, t)$  = Velocidad de extracción (disponible) del punto de extracción k en el período t, tpd/m<sup>2</sup>

$R1(k, t), R2(k, t), R3(k, t), R4(k, t)$  = Factores de corrección de la velocidad de extracción aplicados sobre el punto de extracción k en el período t.

Con esta velocidad de extracción corregida se calcula capacidad productiva en el paso 6.

#### 16. Factor de calles

Se calcula el factor de corrección de la velocidad de la extracción asociado a la capacidad productiva de calles. El factor de calles expresa la corrección producida por exceder la capacidad productiva de la calle "j" al cual pertenece el punto de extracción "k", durante el período t.

#### **Ecuación F13: Factor de Calles**

$$R2(k, t) = \frac{Pc(j, t)}{Ps_o(j)}$$

Donde:

$Pc(j, t)$  = Capacidad productiva de la calle j en el período t, tpd

$Pc_o(j)$  = Máxima capacidad productiva de la calle j, tpd

Determinado el factor de calles se recalcula la velocidad de extracción corregida de cada punto de extracción. Ver ecuación F13

17. Se calcula la capacidad productiva corregida y se vuelve al paso 8.

#### 18. Factor de producción

Para determinar el factor de producción, se calcula el factor de corrección de la velocidad de extracción asociado a la producción total requerida. El factor de producción expresa la corrección producida al exceder el requerimiento productivo del sector en el período t y afecta por igual a todos los puntos de extracción abiertos.

#### **Ecuación F14: Factor de Producción**

$$R1(k, t) = \frac{P(t)}{P_o(t)}$$

Donde:

$P(t)$  = Producción total del período t, tpd

$P_o(t)$  = Producción requerida en el período t, tpd

Determinado el factor de producción se recalcula la velocidad de extracción corregida de cada punto de extracción. Ver ecuación F13

19. Se calcula la capacidad productiva corregida. Se vuelve al paso 9.

## 20. Factor de Equipos

Se calcula el factor de corrección de la velocidad de extracción asociado a la capacidad productiva de la flota de LHD. El factor de equipos expresa la corrección producida por exceder la capacidad de transporte de la flota LHD en el período t y afecta por igual a todos los puntos de extracción abiertos, ver ecuación F15. En la ecuación F16 se señala el cálculo de las horas disponibles de operación de la flota de equipos LHD.

### **Ecuación F15: Factor de equipo**

$$R4(k, t) = \frac{HP(t)}{HP_o(t)}$$

### **Ecuación F16: Horas disponibles de la flota LHD**

$$HP_o(t) = N_{LHD}(t) \times H_{op}$$

$HP(t)$  = Horas de transporte de equipos LHD requeridas en el período t, h

$HP_o(t)$  = Horas de transporte de equipos LHD disponibles en el período t, h

$N_{LHD}(t)$  = Flota LHD en el período t

$H_{op}$  = Horas de operación efectiva diaria de un equipo LHD, h/día

Determinado el factor de equipos se recalcula la velocidad de extracción corregida de cada punto de extracción. Ver ecuación F13

21. Se calcula la capacidad productiva corregida. Se vuelve al paso 10.

## Anexo G: Resultados de simulación de la producción

### Forzamiento

Una vez cubicados los tonelajes mediante la herramienta visualizador V8 y ponderar los resultados para cada año el reporte se muestra a continuación:

**Tabla G1: Resultados de producción de simulación Xprod variante forzamiento**

año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ley Cu %	1.285	1.262	1.203	1.149	1.114	1.088	1.037	1.022	0.993	0.945
Ley Mo %	0.036	0.030	0.026	0.024	0.024	0.024	0.022	0.022	0.021	0.021
Ton total año	1469048	3579532	5354051	6502147	6415894	6479897	6487789	7954617	8657555	9396093

### Sin forzamiento

Análogamente para el avance sin forzamiento los tonelajes y leyes anuales se presentan a continuación:

**Tabla G2: Resultados de producción de simulación Xprod variante sin forzamiento**

año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ley Cu %	1.286	1.266	1.211	1.162	1.132	1.096	1.057	1.020	0.980	0.927
Ley Mo %	0.037	0.031	0.026	0.024	0.023	0.023	0.025	0.024	0.022	0.021
Ton total año	1437291	3526256	5265251	6489552	6393062	6483784	6485887	7948452	8645797	9396193

Las leyes y tonelajes son calculados en base a los resultados mensuales reportados punto a punto por el programa visualizador.

## Anexo H: Reducción secundaria

Los parámetros de reducción secundaria se calculan de acuerdo a las curvas granulométricas para cada tipo de roca, estas quedan representadas de acuerdo al plano siguiente:

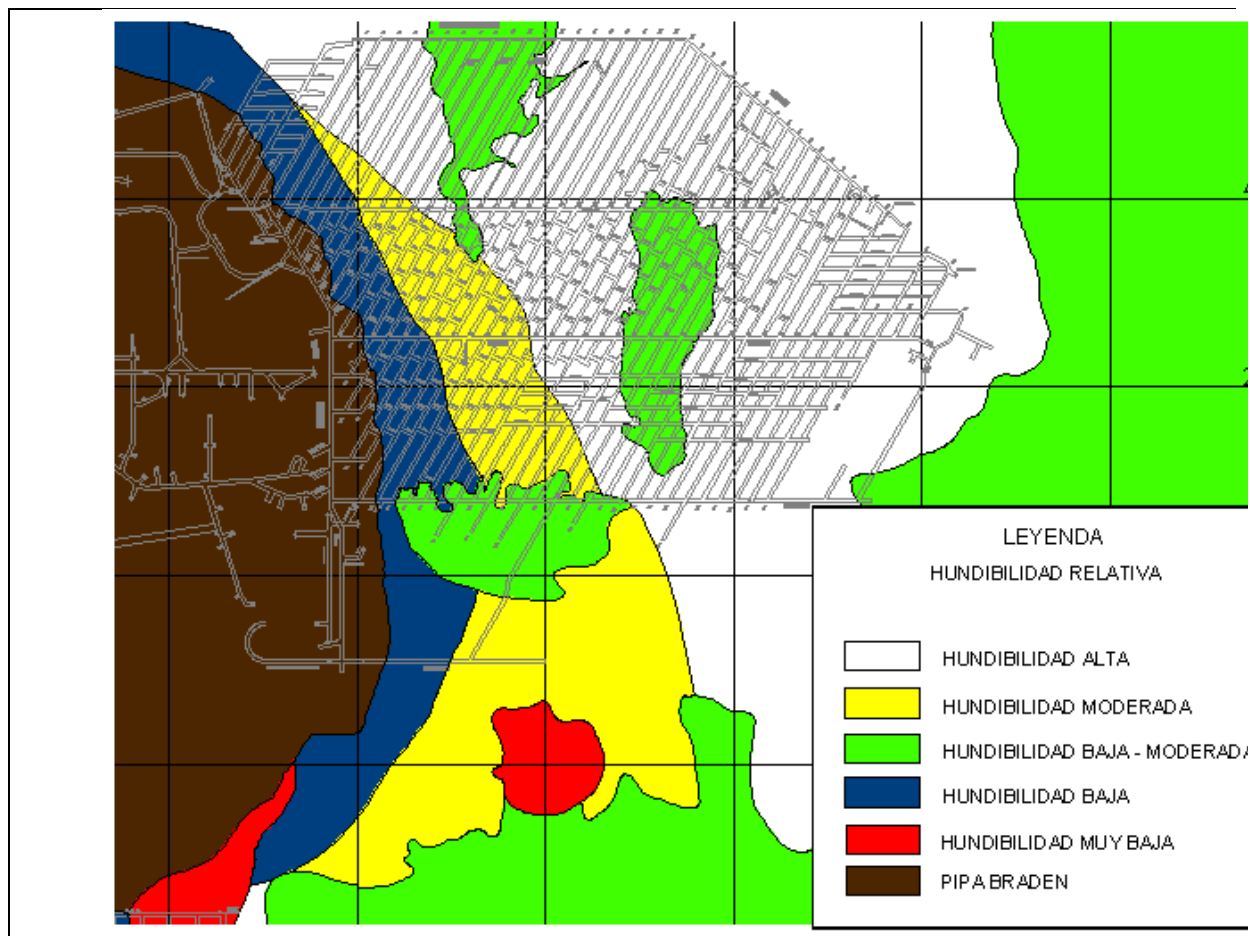
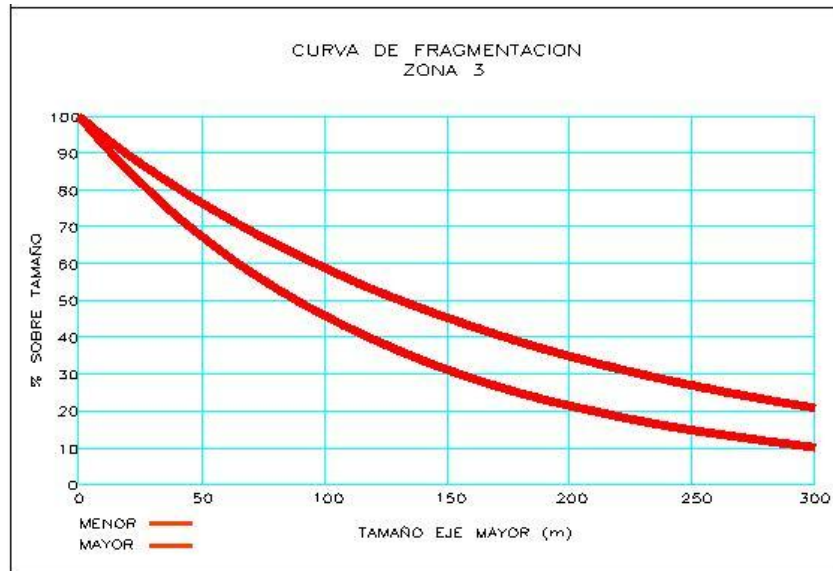


Figura H1: Plano de hundibilidad mina Esmeralda

Y la curva granulométrica asociada a la zona Oeste (correspondiente a la zona forzada) se presenta a continuación:



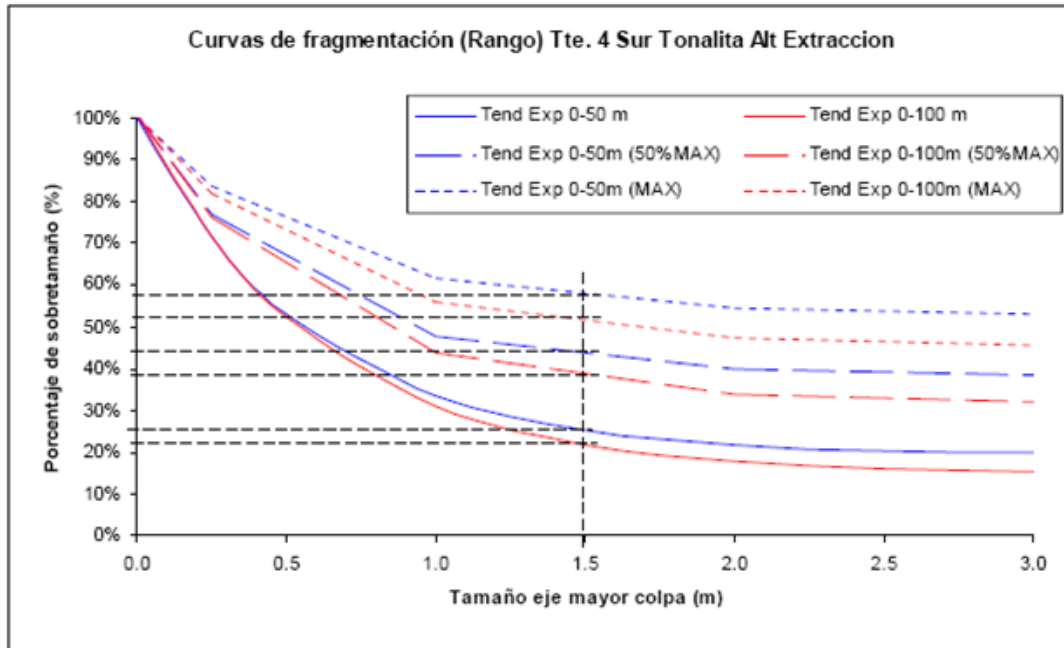
**Gráfico H1: Curva de fragmentación pórfido diorítico.**

Aquí la línea superior corresponde a la granulometría esperada durante los primeros metros de explotación de la columna y la línea inferior a la granulometría de los últimos metros de columna económica extraíble.

En esta curva podemos observar que para tamaños de eje mayor relevante (200cm) para los primeros metros presenta un 20% de sobretamaño y un 35% para los primeros metros de extracción de columna.

Luego buscando zonas con parámetros granulométricos similares se obtiene que a un 20% de sobretamaño existen 2.5 colgaduras cada 1000 ton de mineral procesado para la curva inferior (mina TTE 4 Sur).





**Gráfico H2: Curva de fragmentación TTE. 4 Sur**

(SGL NNM-ICO-INF N°003)

Reducción secundaria planificación sin forzamiento

Para la curva superior (primeros metros de extracción) se obtienen 4 colgaduras cada 1000 ton, luego con esto se estima para el pórfido diorítico una tasa de colgaduras de 4 cada 1000 ton y de 2.5 colgaduras para la zona CMET.

Además se estima una tasa de frecuencia de 2.5 colpas cada 1000 ton.

Los parámetros anteriores son aplicados a la alternativa sin forzamiento, para el avance forzado se considera un tasa de colgaduras constante de 2.5 cada 1000 ton y de 2.

Los parámetros de gramos por tonelada tanto para las colgaduras como para las colpas se estiman en 20 [gr/ton] y 35[gr/ton] respectivamente.

Con estos datos se estima un total en gastos en cachorreo de 19 MUS\$ al no aplicar forzamiento y de al aplicar forzamiento un cachorreo de 11 MUS\$ para la vida total del proyecto.

## Anexo I: Requerimientos por sector

El requerimiento para cada uno de los sectores productivos según PND 2009 se presenta en la siguiente tabla:

**Tabla 11: Requerimientos por sector productivo**

	año	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
	días	360	360	360	361	360	360	360	361	360	360	360
TTE 4Sur	tpd	30.327	25.752	12.515	11.100	10.152	3.500					
	%CuT	0.85	0.83	0.83	0.84	0.86	0.88					
Puente	tpd	4.587	2.000									
	%CuT	0.72	0.82									
Isla LHD	tpd	460										
	%CuT	0.95										
Pipa Norte	tpd	10.872	11.059	8.500	3.000							
	%CuT	0.94	0.92	0.96	0.98							
Esmeralda	tpd	34.728	38.272	41.045	41.180	45.017	45.000	45.000	45.000	45.000	45.000	45.000
	%CuT	1.06	1.02	1.02	1.09	1.07	1.06	1.03	0.99	0.96	0.92	0.89
Reservas Norte	tpd	29.628	31.500	33.000	35.000	35.000	36.000	35.000	33.000	30.500	25.000	22.000
	%CuT	1.01	1.05	1.11	1.26	1.29	1.24	1.17	1.08	0.99	0.92	0.91
Diablo Rgto	tpd	18.554	19.241	21.298	25.850	29.830	30.000	30.000	30.000	30.000	24.000	20.000
	%CuT	0.98	0.89	0.83	0.81	0.83	0.85	0.86	0.82	0.78	0.84	0.96
Pilar Norte	tpd		2.249	8.642	14.923	17.000	17.000	17.000	12.000			
	%CuT		1.51	1.47	1.35	1.40	1.31	1.23	1.26			
Pacifico	tpd						3.500	4.000	7.000	13.000	13.000	13.000
	%CuT						0.88	0.86	0.89	0.95	0.89	0.78
Dacita	tpd						2.000	6.000	10.000	15.000	20.000	20.000
	%CuT						1.49	1.49	1.40	1.33	1.28	1.20
Qda Pacifico	tpd	2.644										
	%CuT	0.83										
Sur Andes Pipa	tpd	249	3.928	6.000	3.946							
	%CuT	1.30	1.35	1.31	1.15							
Nuevo Nivel Mina	tpd									3.500	10.000	17.000
	%CuT									1.28	1.28	1.19
Desarrollos	tpd	2.342	2.000									
	%CuT	1.00	0.80									
<b>TOTAL</b>	<b>tpd</b>	<b>134.389</b>	<b>136.000</b>	<b>131.000</b>	<b>135.000</b>	<b>137.000</b>	<b>137.000</b>	<b>137.000</b>	<b>137.000</b>	<b>137.000</b>	<b>137.000</b>	<b>137.000</b>
	<b>%CuT</b>	<b>0.97</b>	<b>0.98</b>	<b>1.03</b>	<b>1.09</b>	<b>1.10</b>	<b>1.09</b>	<b>1.07</b>	<b>1.02</b>	<b>0.98</b>	<b>0.98</b>	<b>0.97</b>

## Anexo J: Parámetros evaluación económica

Los parámetros utilizados y sus respectivas unidades se presentan en la siguiente tabla:

**Tabla J1: Parámetros y precios Evaluación económica**

ITEM	UNIDAD	VALOR
Precio de venta cobre	US\$ / lbCu	1.67
Precio de venta molibdeno	US\$ / lbMo	10
Costo Mina	US\$ / ton	4.5
Costo Planta	US\$ / ton	7
Costo tratamiento concentrado molibdeno	US\$/Kg	3
Costo F y R cobre	US\$ / lbCu	0.35
Costo Administración	US\$/ton	0.89
Recuperación Metalúrgica cobre	%	0.89
Recuperación Metalúrgica molibdeno	%	0.58
Costo socavación alta	US\$/m2	180
Costo socavación baja	US\$/m2	85
Costo chimeneas Blind Hole	US\$/m	1786
Costo punto de vaciado marinas	US\$/u	200000
Costo Galería Forzamiento 4,3 [m]x3,6 [m]	US\$/m	2800
Costo Galería Slot Forzamiento 5 [m]x4 [m]	US\$/m	3403
Raise Borer	US\$/m	2888
Costo Perforación Radial UCL Socavación	US\$/mb	24
Costo desarrollo UCL galería P-M 3,6x 3,6	US\$/m	2045
Perforación DTH 6 1/2"	US\$/mb	110
Tronadura de Forzamiento Precio de explosivos y accesorios	US\$/m2	241
Costo generación de una Bateas vacía PC convencional	US\$/ud	12000
Costo batea Sin forzamiento	US\$/ud	23665
Costo Preparación minera m2	US\$/m2	2500
Costo construcción punto de extracción	US\$/un	450000
Costo Carpeta Rodado UCL	US\$/ml	1063