



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

**CATASTRO DE PRÁCTICAS OPERACIONALES Y DE DISEÑO PARA LA  
MEDIANA MINERÍA SUBTERRÁNEA EN CHILE**

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

**YONATHAN EMILIO MOLINA REYES**

**PROFESOR GUÍA:**

**JAVIER VALLEJOS MASSA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN**

**RAÚL CASTRO RUIZ**

**HANS GÖPFERT HIELBIG**

**SANTIAGO DE CHILE**

**OCTUBRE 2013**

## RESUMEN

La minería mediante caserones constituye el método de explotación subterráneo más empleado en Chile, en cuanto a número de faenas se refiere. De un catastro de 40 faenas nacionales subterráneas, un 55% de ellas utiliza caserones abiertos, un 13% corresponde a caserones con relleno y un 8% se explota mediante métodos por hundimiento. Actualmente, no se dispone de datos oficiales que permitan analizar las prácticas operacionales y de diseño de la mediana minería subterránea en Chile. Por esto, resulta necesario analizar y evaluar comparativamente las principales características e indicadores del método de explotación por subniveles, utilizado en éste tipo de faenas mineras, de manera de generar herramientas o procedimientos que permitan obtener mejores desempeños.

Esta memoria forma parte del proyecto Innova Chile-Corfo 11IDL2-10630 denominado “Desarrollo de Herramientas de diseño para minería subterránea selectiva en Chile” y tiene como objetivo establecer el estado del arte de la mediana minería subterránea en Chile. El estudio se realiza mediante la elaboración de un catastro que reúne información de referencias públicas y la recopilada durante visitas y estadías en cinco operaciones subterráneas ubicadas en la zona centro y norte del país, las que utilizan caserones por subniveles como método de explotación.

Los antecedentes recopilados incluyen: información general de la mina, geometría del yacimiento, mineralización, ritmos de producción, cantidad de personal, geología y geotecnia, costos, índices mineros, estabilidad de caserones y pilares, entre otras. La información recopilada ha sido procesada, tabulada y estandarizada de forma de ser comparable entre sí de manera agregada, con lo cual se obtienen los principales indicadores relacionados con el diseño, perforación, tronadura, carguío y transporte.

Del estudio se desprende que el principal mineral en explotación es el cobre, encontrándose en el 80% de las minas visitadas. La calidad del macizo rocoso corresponde a un Rock Mass Rating (RMR) superior a 60, dando cuenta de una roca de buena calidad. Los índices de perforación varían entre 7,6-28 t/m para perforación Long Blast Hole (LBH) y entre 6-8 t/m para Undercut (UC). El factor de carga en tronadura LBH varía entre 220 y 300 g/t. Respecto a la base de datos de diseño y levantamiento topográfico, ha sido posible recopilar información de aproximadamente 100 caserones. Adicionalmente, en base a 51 mediciones de esfuerzos in-situ en faenas se propone una relación preliminar entre los esfuerzos vertical y horizontal con la profundidad.

Se recomienda incorporar otras operaciones mineras en el estudio, con el objeto de realizar un compendio aún más distintivo del estado actual de la mediana minería de Chile. Los datos aportados por las empresas mineras deberán ser revisados en terreno para corroborar si son puestos en práctica y por ende determinar su representatividad. El análisis comparativo presentado en éste trabajo puede ser utilizado como una herramienta de consulta en el diseño de nuevos proyectos. La metodología de trabajo está orientada en el mejoramiento continuo de las prácticas operacionales y de diseño, estimulando cambios y mejoras en estos procesos.

## **ABSTRACT**

Sublevel Open Stopping (SLOS) is the most commonly practiced underground mining method in Chile, in terms of number of mines. A recent study of Chilean mining methods revealed that from 40 mining operations, 55% use a variant of SLOS where stopes are not backfilled, 13% use cut and fill, while 8% of the mines use massive caving methods. Today, there are no official records of operational and design practices in midsize underground mining in Chile. Therefore, it is necessary to analyze and compare the main characteristics and indicators of the sublevel stopping method, in order to develop tools or procedures for obtaining better performances.

This thesis is part of the project Innova Chile CORFO 11IDL2-10630 "Development of design tools for selective underground mining in Chile" and aims to establish the state of the art in midsize underground mining in Chile. The study develops a survey that compiles information from public references and collected during visits to five underground mining operations located in central and northern part of the country, which use the sublevel stopping mining method.

Data collected from participating mines includes: general information, deposit geometry, mineralization, production rates, staff, costs, mining index, stopes and pillars geometry, among others. Once obtained, information is processed, tabulated and standardized for comparison. The main indicators obtained are related to layout, drilling, blasting, loading and hauling.

The study shows that the main mineral extracted is copper, found in 80% of the visited mines. The quality of rock mass corresponds to a Rock Mass Rating (RMR) greater than 60, which stands for a good quality rock mass. Perforation rates range from 7,6 to 28 t/m for drilling at Long Blast Hole (LBH) and 6-8 t/m for Undercut (UC). The load factor in blasting LBH varies between 220 and 300 g/t. Available data has been collected from about 100 stopes, regarding the mine design and cavity survey. In addition, a collected database of 51 stress measurements of Chilean mines suggest a preliminary relationship between vertical and horizontal stresses with depth.

It is highly recommended to incorporate new mining operations in the study, in order to develop a more comprehensive compilation of the current state of the Chilean mid-size mining. Data provided by mining companies should be checked on field to verify whether they are implemented and to determine how representative they are. The comparative analysis presented in this thesis may be used as a reference tool during the design of new projects. The methodology is focused on continuous improvement of operational and design practices, stimulating changes and improvements in these processes.

## DEDICATORIA

*A mis padres, por mostrarme que con humildad, esfuerzo y perseverancia  
es posible surgir en la vida.*

## **AGRADECIMIENTOS**

Cuando se trazan objetivos en la vida está siempre en nosotros, de forma inherente, pensar si será posible alcanzarlos y cuánto tiempo tomará ello. Hoy, luego de innumerables acontecimientos, algunos tristes y muchos más alegres, veo mis sueños realizados en la compañía permanente de mi familia y amigos, sin la presencia de ellos esto no sería posible.

En primer lugar debo agradecer a mis padres y hermana por apoyarme en todo momento, en los desafíos y proyectos que he tomado en mi vida, ustedes han sido y serán mi motivación. También a Jorge, Elisa y Bárbara por darme un espacio en su hogar y hacerme sentir como en casa, siéntanse muy parte de esto.

A mis grandes amigos Damián, Yeral y Matías les doy las gracias por apoyarme y abrirme las puertas de su hogar, ustedes contribuyeron verdaderamente en mi desarrollo como persona y estudiante. A mis amigos mineros por permitirme formar parte de un gran grupo humano, recordaré nuestras celebraciones, partidos y anécdotas.

Correspondo a la confianza depositada por el profesor Dr. Javier Vallejos, por su contante supervisión, apoyo y revisión de este trabajo. También a los profesores que forman parte de la comisión por sus valiosas correcciones y sugerencias.

Agradezco a los funcionarios y profesores por contribuir en mi crecimiento educacional, en especial a Juanita por su eficiencia y disposición a solucionar todos los problemas y dudas que tuve en mi paso por el departamento de Ingeniería de Minas. También agradezco a Luchito y Carlitos por las conversaciones y café para despejar mi mente en las mañanas y por su valioso aporte al departamento.

Agradezco a las empresas participantes y a quienes laboran en ellas, han colaborado enormemente en la elaboración de este catastro y en mi crecimiento como profesional.

También he de agradecer a Waimme Chile por el apoyo monetario en los últimos años de carrera, en los períodos que más se requerían.

A Innova Chile-Corfo por el proyecto 11IDL2-10630, con el que fueron financiados los viajes de ésta memoria.

Finalmente, agradezco a mi ex mejor amiga, hoy mi polola, por estar siempre presente entregándome palabras de aliento y cariño, esto es para nosotros.

Espero seguir cumpliendo con las expectativas puestas en mí, siendo fiel a los principios y enseñanzas de mis padres.

## TABLA DE CONTENIDO

<b>1. INTRODUCCIÓN</b> .....	<b>1</b>
1.1. Generalidades.....	1
1.2. Definición del problema.....	1
1.3. Objetivos .....	2
1.3.1. Objetivo general.....	2
1.3.2. Objetivos específicos .....	2
1.4. Alcances .....	2
<b>2. ANTECEDENTES</b> .....	<b>3</b>
2.1. Mediana Minería en Chile .....	3
2.2. Empresas de la Mediana Minería y su Distribución Territorial .....	5
2.3. Métodos de explotación subterráneos .....	7
2.3.1. Método de explotación Sublevel Stopping .....	8
2.3.1.1. Dirección de minería .....	8
2.3.1.2. Desarrollos y Preparación.....	9
2.3.1.3. Dimensiones de caserones.....	10
2.4. Sistemas de calificación y clasificación del macizo rocoso .....	10
2.4.1. RQD .....	10
2.4.2. Clasificación del macizo rocoso, Q .....	12
2.4.3. Método de Bieniawski .....	13
2.4.4. Sistema de Laubscher .....	13
2.4.5. Clasificación GSI.....	14
2.5. Estimación de fortificación y/o soporte en excavaciones subterráneas. ....	14
2.6. Estabilidad de caserones .....	16
2.6.1. Método de estabilidad gráfico .....	16
2.6.1.1. Número de estabilidad .....	17
2.6.1.2. Radio Hidráulico .....	18
2.6.2. Método de estabilidad Modificado.....	19
2.6.3. Método de Laubscher .....	23
2.7. Control de estabilidad .....	24
2.7.1. Sistema de monitoreo de cavidades .....	24
2.7.1.1. Sistema Optech .....	24

2.7.1.2.	Sistema C-ALS .....	25
2.7.1.3.	Sistema I-Site .....	25
2.7.2.	Instrumentación mediante cables .....	26
2.7.2.1.	Cables BRED.....	26
2.7.2.2.	Sistema de Monitoreo TDR.....	27
2.7.3.	ELOS .....	27
2.8.	Esfuerzos tectónicos .....	28
2.8.1.	Medición de esfuerzos .....	31
2.8.1.1.	Técnica de Overcoring.....	31
2.8.1.2.	Procedimiento de Medición.....	31
2.8.2.	Registro de esfuerzos tectónicos nacionales .....	33
<b>3.</b>	<b>METODOLOGÍA .....</b>	<b>35</b>
3.1.	Cuestionario estándar .....	35
3.2.	Recopilación y procesamiento .....	37
3.2.1.	Trabajo en terreno .....	37
3.2.2.	Trabajo de gabinete .....	37
3.3.	Herramientas de análisis.....	38
3.4.	Consideraciones .....	38
<b>4.</b>	<b>CATASTRO DE PRÁCTICAS OPERACIONALES Y DE DISEÑO .....</b>	<b>39</b>
4.1.	Información general .....	39
4.2.	Método de explotación .....	42
4.2.1.	Mina A.....	42
4.2.2.	Mina B.....	43
4.2.3.	Mina C .....	44
4.2.4.	Mina D .....	44
4.2.5.	Mina E.....	46
4.3.	Infraestructura.....	47
4.3.1.	Normativa vigente .....	47
4.3.2.	Labores Mineras .....	48
4.3.2.1.	Acceso principal.....	48
4.3.2.2.	Nivel de extracción o nivel base .....	49
4.3.2.3.	Estocada de carguío.....	49

4.3.2.4.	Galerías de Producción .....	51
4.3.2.5.	Galería de zanja .....	52
4.3.2.6.	Nivel de perforación .....	52
4.3.2.7.	Otras Galerías .....	54
4.3.2.8.	Traspaso de materiales .....	54
4.3.3.	Diseño de Galerías .....	57
4.4.	Índice de preparación.....	61
4.5.	Perforación y tronadura.....	61
4.5.1.	Equipos de perforación .....	61
4.5.1.1.	Perforación de desarrollo.....	62
4.5.1.2.	Perforación de Producción.....	63
4.5.2.	Eficiencia de perforación y tronadura.....	64
4.5.3.	Perforación y tronadura de producción .....	66
4.5.3.1.	Mina A.....	67
4.5.3.2.	Mina B.....	70
4.5.3.3.	Mina C .....	74
4.5.3.4.	Mina D .....	75
4.5.3.5.	Mina E.....	78
4.6.	Carguío y transporte .....	79
4.7.	Equipos de apoyo .....	80
4.8.	Ventilación .....	82
4.9.	Parámetros de Roca Intacta y macizo rocoso.....	83
4.9.1.	Mina A.....	83
4.9.2.	Mina B.....	84
4.9.3.	Mina C .....	85
4.9.4.	Mina D .....	86
4.9.5.	Mina E.....	87
4.10.	Fortificación de galerías .....	87
4.10.1.	Tipos de fortificación .....	88
4.10.2.	Fortificación en Mina A .....	89
4.10.3.	Fortificación en Mina B .....	90
4.10.4.	Fortificación en Mina C .....	91



4.10.5.	Fortificación en Mina D .....	92
4.10.6.	Fortificación en Mina E .....	93
4.10.7.	Estimación de fortificación y/o soporte de galerías con método empírico.....	95
4.11.	Costos Mina .....	97
4.12.	Esfuerzos in-situ .....	98
4.12.1.	Esfuerzos horizontal y vertical .....	100
4.12.2.	Razón de esfuerzos horizontal/esfuerzo vertical.....	102
4.13.	Estabilidad de caserones .....	103
4.13.1.	ELOS vs RH.....	103
<b>5.</b>	<b>CONCLUSIONES, RECOMENDACIONES Y TRABAJOS FUTUROS.....</b>	<b>105</b>
5.1.	Conclusiones .....	105
5.2.	Recomendaciones .....	109
5.3.	Trabajos futuros .....	109
<b>6.</b>	<b>REFERENCIAS .....</b>	<b>110</b>
<b>7.</b>	<b>ANEXOS .....</b>	<b>112</b>
7.1.	Anexo A: Cuestionario .....	113
7.2.	Anexo B: Reglamento de Seguridad Minera .....	123
7.3.	Anexo C: Diagramas de disparo perforación de avance .....	128
7.4.	Anexo D: Equipos de ventilación .....	131
7.5.	Anexo E: Equipos Mina.....	135

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Resumen de producción metálica 2011, tipo de empresa y producto. ....	5
Tabla 2. Clasificación Índice de calidad RQD.....	11
Tabla 3. Clasificación de calidad de macizo, basado en Q (Barton et al. 1974).....	12
Tabla 4. Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989).....	13
Tabla 5. Clasificación según MRMR (Laubscher, 1990). ....	14
Tabla 6. Clasificación GSI (Hoek et al., 1995).....	14
Tabla 7. Esfuerzos tectónicos en Chile, obtenidos de la literatura disponible. ....	33
Tabla 8. Información general de yacimientos visitados. ....	40
Tabla 9. Dimensiones de yacimientos de minas visitadas. ....	40
Tabla 10. Ritmo de producción y cantidad de personal por faena.....	40
Tabla 11. Software de diseño utilizado por mina.....	41
Tabla 12. Dimensiones de caserones, Mina A. ....	42
Tabla 13. Acceso principal y número de salidas por faena. ....	48
Tabla 14. Dimensiones rampas de acceso. ....	49
Tabla 15. Geometría de diseño de estocadas de carguío.....	50
Tabla 16. Dimensiones de galerías de transporte. ....	52
Tabla 17. Dimensiones galería de zanja. ....	52
Tabla 18. Dimensiones galerías de perforación por faena. ....	53
Tabla 19. Otros tipos de galerías utilizadas en Mina B. ....	54
Tabla 20. Otros tipos de galerías utilizadas en Mina D. ....	54
Tabla 21. Índice de preparación por faena participante. ....	61
Tabla 22. Jumbos de perforación de avance, Mina B .....	62
Tabla 23. Jumbos de perforación de avance, Mina C. ....	62
Tabla 24. Jumbos de perforación de avance, Mina D. ....	63
Tabla 25. Jumbos de perforación de avance, Mina E. ....	63
Tabla 26. Equipos de perforación de producción. Mina A. ....	63
Tabla 27. Equipos de perforación de producción. Mina B. ....	63
Tabla 28. Equipos de perforación de producción. Mina C.....	64
Tabla 29. Equipos de perforación de producción. Mina D.....	64
Tabla 30. Equipos de perforación de producción. Mina E .....	64
Tabla 31. Índices Mineros .....	65

Tabla 32. Parámetros generales de diseño de realce. ....	67
Tabla 33. Parámetros generales tronadura de banqueo. ....	68
Tabla 34. Parámetros generales de diseño de realce. ....	74
Tabla 35. Parámetros generales tronadura de banqueo. ....	74
Tabla 36. Explosivos utilizados en tronaduras de realce.....	74
Tabla 37. Explosivos utilizados en tronadura de banqueo. ....	75
Tabla 38. Parámetros de perforación y tronadura de producción en Mina D. ....	75
Tabla 39. Parámetros generales de diseño de realce. ....	79
Tabla 40. Parámetros generales tronadura de banqueo, Mina E .....	79
Tabla 41. Flota de carguío de minas participantes.....	80
Tabla 42. Distancia de transporte de equipos LHD. ....	80
Tabla 43. Flota de equipos de transporte.....	80
Tabla 44. Equipos de apoyo, Mina A.....	81
Tabla 45. Equipos de apoyo, Mina B.....	81
Tabla 46. Equipos de apoyo, Mina C. ....	81
Tabla 47. Equipos de apoyo, Mina D. ....	81
Tabla 48. Equipos de apoyo, Mina E.....	82
Tabla 49. Requerimientos de aire por faena visitada. ....	82
Tabla 50. Ventiladores Principales. ....	83
Tabla 51. Ventiladores Secundarios.....	83
Tabla 52. Parámetros roca intacta, Mina A. ....	84
Tabla 53. Parámetros roca intacta, Mina B. ....	84
Tabla 54. Parámetros macizo rocoso, Mina B.....	85
Tabla 55. Parámetros roca intacta, Mina C. ....	85
Tabla 56. Parámetros de estabilidad en base a gráfica de Laubscher para caserones en Mina C.....	86
Tabla 57. Parámetros macizo rocoso, Mina D.....	86
Tabla 58. Parámetros roca intacta, Mina D. ....	86
Tabla 59. Unidades geotécnicas de Mina D.....	87
Tabla 60. Parámetros roca intacta, Mina E. ....	87
Tabla 61. Sistemas de fortificación recomendados para Mina D.....	93
Tabla 62. Soporte y/o fortificación estimada para galería estándar de minas participantes.....	97

Tabla 63. Costos totales mina. ....	97
Tabla 64. Registro de esfuerzos in-situ de minas en estudio. ....	99
Tabla 65. Parámetros de diseño típicos para minas de Sublevel Stopping en Chile.....	108

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Producto interno bruto por sector.....	3
Figura 2. Comparación de valorización de exportaciones anuales, 2011. ....	4
Figura 3. Distribución territorial de la mediana minería nacional. ....	6
Figura 4. Categorización de métodos de explotación.....	7
Figura 5. Geometría caserón de explotación.....	10
Figura 6. Procedimiento de cálculo de RQD (Deere, 1989). ....	11
Figura 7. Gráfica de Grimstad & Barton (1993) para estimar soporte y/o fortificación (Palmstrom & Broch, 2006).....	15
Figura 8. Relación entre el número de estabilidad y el radio hidráulico, (After Mathews et al, 1980). ....	17
Figura 9. Factores de corrección para método de estabilidad (Mathews et al., 1981). ..	18
Figura 10. Gráfico de Estabilidad Modificado, para 175 casos históricos (tomado de Potvin, 1988). ....	19
Figura 11. Gráfico de Estabilidad Modificado, para caserones soportados (Tomado de Potvin, 1988). ....	20
Figura 12. Factores de corrección A, B y C modificados (Potvin, 1988). ....	21
Figura 13. Gráfico Modificado de Estabilidad con Zona Soportada por Cable (Potvin, 1988).....	21
Figura 14. Gráfico Modificado de Estabilidad, soporte de pared colgante por cables (Nickson, 1992). ....	22
Figura 15. Gráfico de estabilidad de Laubscher (1990).....	23
Figura 16. Monitoreo Tridimensional de Cavidades por medio de equipo Optech. ....	24
Figura 17. Sistema de monitoreo CMS (Facilitado por Mina A).....	25
Figura 18. Escáner C-ALS.....	25
Figura 19. Sistema de monitoreo I-Site. ....	26
Figura 20. Instrumentación mediante cables BRED.....	26
Figura 21. Sistema de monitoreo TDR. ....	27
Figura 22. Estimación de ELOS (Tomado de Geoffrey, 2009) ....	28
Figura 23. Mapa de esfuerzos de la Tierra.....	28
Figura 24. Distribución de esfuerzos verticales-tectónicos (Hoek and Brown, 1978) ....	30
Figura 25. Razón de esfuerzos horizontales/verticales (Hoek and Brown, 1978) ....	30
Figura 26. Metodología de instalación de celda HI.....	32
Figura 27. Equipo de perforación y testigo obtenido. ....	32

Figura 28. Metodología de trabajo.....	35
Figura 29. Información recopilada a través de cuestionario estándar. ....	36
Figura 30. Procedimiento de trabajo en bases de datos de diseño y levantamiento topográfico de caserones. ....	38
Figura 31. Gráfico de productividad de faenas.....	41
Figura 32. Caserón tipo en mina A.....	43
Figura 33. Caserón de diseño y levantamiento topográfico de la cavidad, Mina B. ....	43
Figura 34. Caserón tipo en mina C.....	44
Figura 35. Secuencia de explotación de veta angosta, Mina D.....	45
Figura 36. Caserón tipo en mina E.....	47
Figura 37. Nivel Base Mina A. ....	50
Figura 38. Nivel de extracción, simple y doble, de Mina B. ....	51
Figura 39. Nivel de producción Mina C. ....	51
Figura 40. Nivel de perforación Mina E. ....	53
Figura 41. Planta Troya de Traspaso Mina D.....	55
Figura 42. Perfil troya de traspaso Mina D. ....	55
Figura 43. Pique de traspaso en Mina B. ....	56
Figura 44. Estación de carguío Mina A ....	56
Figura 45. Diagrama de perforación, Sección 5.0 x 5.0 metros.....	58
Figura 46. Diagrama de perforación, Sección 4.0 x 4.0 metros.....	59
Figura 47. Diagrama de perforación, rampa de acceso Mina B. ....	60
Figura 48. Esquema de perforación tronadura de realce. ....	68
Figura 49. Esquema de perforación en tronadura de banqueo. ....	69
Figura 50. Perforación y tronadura Chimenea VCR. ....	71
Figura 51. Estándar de perforación y tronadura LBH, Mina B. ....	72
Figura 52. Perforación y tronadura de realce en Mina B. ....	73
Figura 53. Perfil esquemático de explotación en Mina D. ....	76
Figura 54. Perfil perforación de producción Mina D. ....	77
Figura 55. Diagrama de perforación Banqueo, Mina E ....	78
Figura 56. Índice de ventilación por mina.....	82
Figura 57. Tipo de fortificación activa.....	88
Figura 58. Tipo de fortificación pasiva.....	88
Figura 59. Fortificación sistemática mediante pernos split set en Mina A. ....	89

Figura 60. Proyección de pernos helicoidales. ....	89
Figura 61. Fortificación en galería de transporte y punto de extracción, Mina C. ....	91
Figura 62. Proyección de fortificación mediante pernos helicoidales. ....	92
Figura 63. Disposición geométrica de pernos en cruzado de extracción, Mina E. ....	94
Figura 64. Disposición geométrica de pernos en intersecciones, Mina E. ....	94
Figura 65. Disposición de pernos en galería de acceso. ....	95
Figura 66. Gráfica de Barton and Grimstad (1993) estimación de soporte y/o fortificación de minas participantes. ....	96
Figura 67. Costo mina por faena visitada. ....	98
Figura 68. Relación entre esfuerzo vertical y la profundidad. ....	100
Figura 69. Relación entre esfuerzo horizontal NS y esfuerzo vertical zz. ....	101
Figura 70. Relación entre esfuerzo horizontal EW y esfuerzo vertical zz. ....	101
Figura 71. Razón de esfuerzos en dirección N-S, ajustados y medidos ....	102
Figura 72. Razón de esfuerzos en dirección E-W, ajustados y medidos. ....	103
Figura 73. ELOS versus Radio Hidráulico, Pared colgante ....	104
Figura 74. ELOS versus Radio Hidráulico, Pared yacente. ....	104

# **1. INTRODUCCIÓN**

## **1.1. Generalidades**

Con el derrumbe de la mina San José, en agosto de 2010, quedan en evidencia las deficiencias en seguridad y los desafíos que enfrenta la mediana minería subterránea del país.

La minería mediante caserones constituye el método de explotación subterráneo más empleado en el país, en cuanto a número de faenas se refiere (Zablocki, 2009). De un catastro de 40 faenas nacionales subterráneas, un 55% de ellas utiliza caserones abiertos (SLOS), un 13% corresponde a caserones con relleno (Cut & Fill) y un 8% se explota mediante métodos por hundimiento o caving (Block Caving o Panel Caving), asociados a la gran minería del cobre con mayores tasas de producción y costos más bajos por tonelada producida.

Hoy en día, no se cuenta con datos oficiales que permitan realizar un "*benchmark*" de parámetros geotécnicos, geológicos, prácticas operacionales y de diseño con fines comparativos del estado del arte en que se encuentra la mediana minería nacional. La información existente es tratada de forma particular e independiente por cada operación, por cuanto no se tiene un adecuado levantamiento de la situación actual de estas operaciones.

Bajo este contexto y con el apoyo de Innova Chile-Corfo, los académicos del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile han asumido el desafío de configurar un programa de Investigación y Desarrollo para la mediana minería subterránea, que permita hacer este tipo de faenas más seguras y eficientes. La presente memoria de Título se enmarca dentro del proyecto 11IDL2-10630 denominado "*Desarrollo de herramientas de diseño para minería subterránea selectiva en Chile*", siendo el punto de partida de la investigación que tiene una duración de 3 años y que comenzó en enero de 2012.

## **1.2. Definición del problema**

El proceso de explotación de un determinado sector mineralizado, se inicia a partir de antecedentes geológicos que involucran, entre otros, a la forma del cuerpo mineralizado, el sistema estructural predominante, la calidad de la mineralización, tipos de rocas y sus propiedades. En base a estos antecedentes el ingeniero debe buscar las alternativas, que desde un punto de vista técnico-económico entregan la mejor opción de explotación. Una vez definido el sistema de explotación que mejor se adecue al yacimiento mineral, el profesional deberá trabajar en la selección de las técnicas de diseño que será necesario aplicar, en los parámetros de diseño de las labores de infraestructura y en los equipos que serán utilizados para extraer el mineral.

Actualmente, no se dispone de datos oficiales que permitan evaluar comparativamente las principales características e indicadores del método de explotación por subniveles,



de forma de generar herramientas o procedimientos que favorezcan la obtención de mejores indicadores.

En vista a lo anterior, el análisis comparativo resulta de gran ayuda en facilitar el trabajo, ya que puede ser utilizado como una herramienta útil para revisar lo que otros han realizado, tomarlo como una base, optimizarlo y adaptarlo a la realidad a la cual se desea aplicar.

### **1.3. Objetivos**

#### **1.3.1. Objetivo general**

Establecer el estado del arte de la mediana minería subterránea en Chile, mediante un catastro de prácticas operacionales y de diseño.

#### **1.3.2. Objetivos específicos**

En pos del cumplimiento del objetivo planteado anteriormente se realiza lo siguiente:

- Desarrollo de un cuestionario estándar para la recopilación de datos.
- Visita a faenas participantes.
- Desarrollo de un benchmark operacional con elementos de diseño en mediana minería subterránea en Chile.

### **1.4. Alcances**

El estudio se realiza en base a cinco operaciones subterráneas nacionales ubicadas en la zona centro y norte del país, las que utilizan caserones por subniveles como método de explotación, y son consideradas como representativas del método de explotación en Chile. Adicionalmente, se utiliza información recopilada de la literatura disponible. Cabe mencionar que toda la información es entregada de manera de no revelar en ningún momento la procedencia de los datos.

Respecto a la información de estabilidad de caserones y pilares, no se profundiza mayormente en el tema debido a que esta memoria pretende ser en gran medida el punto de partida del proyecto en que se encuentra inserta, y será en futuros trabajos en que esto será abordado en mayor detalle.

Por último, se asume que toda la información recibida de parte de las empresas participantes en el catastro es fidedigna y que representa cabalmente las prácticas operacionales y de diseño aplicados en las faenas visitadas.

## 2. ANTECEDENTES

### 2.1. Mediana Minería en Chile

El aporte realizado por la minería a la riqueza del país queda reflejado en la contribución directa al Producto Interno Bruto (De Solminihac, 2012), cercano al 15,2% del total medido. Además de ello, debe ser considerado el aporte indirecto a través de los distintos sectores que prestan servicios a la minería como: construcción, comercio, transporte, energía, entre otros, como se indica en la Figura 1.

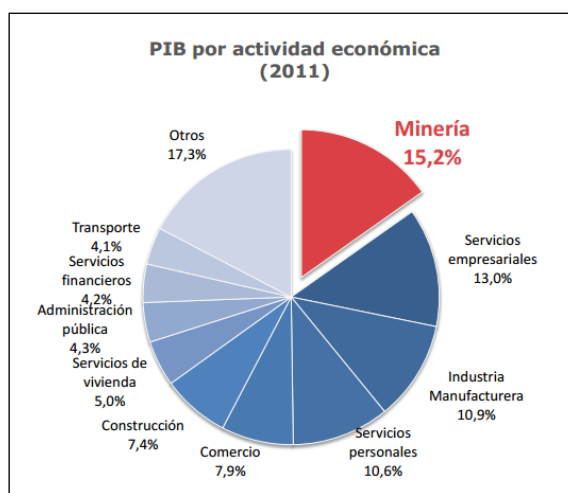


Figura 1. Producto interno bruto por sector<sup>1</sup>.

Fuente. Banco Central de Chile, 19 de marzo de 2012.

La minería puede ser clasificada en 3 subsectores, en grandes, medianas y pequeñas empresas, en base a su importancia económica, tamaño y producción. El IIMCH las categoriza de la siguiente manera:

- Pequeña Minería: explotan hasta 300 toneladas de mineral al día.
- Mediana Minería: explotación entre 300 y 8.000 toneladas de mineral al día.
- Gran Minería: explotación igual o superior a 8.000 toneladas de mineral al día.

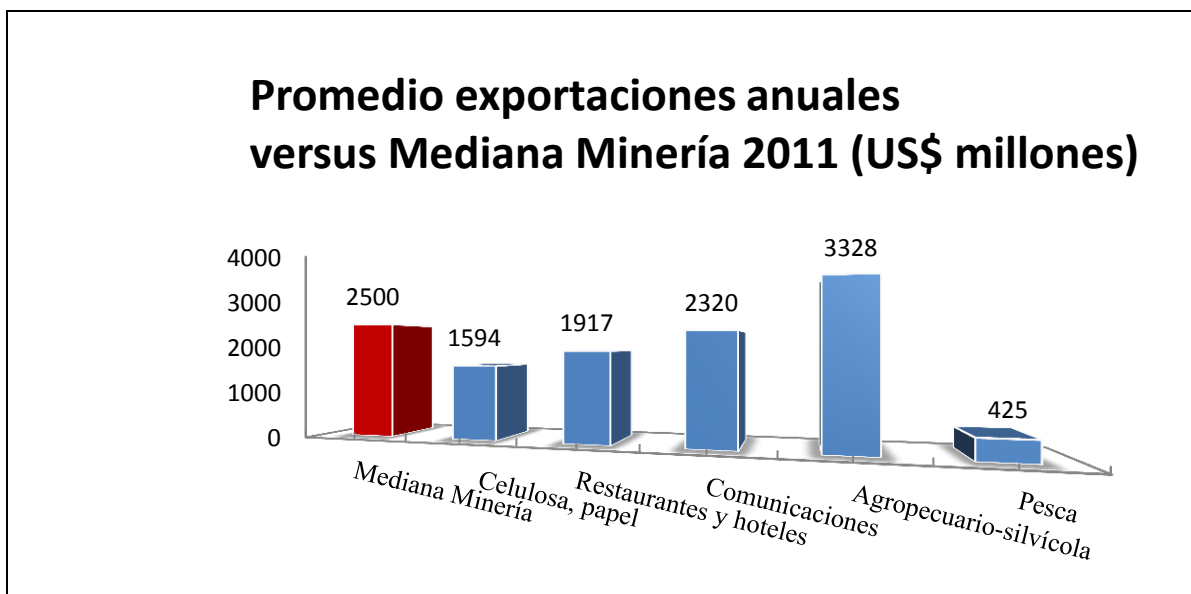
A su vez, la clasificación efectuada por SERNAGEOMIN y ENAMI, es como sigue:

- Grandes Empresas
  - Categoría A: Igual o superior a 1.000.000 horas/personas trabajadas durante el período de un año (corresponde al trabajo promedio aproximado de más de 400 trabajadores durante un año).

<sup>1</sup> Las Nuevas Series de Cuentas Nacionales publicadas por el Banco Central de Chile revisan las estimaciones anuales correspondientes al período 2003-2011 al utilizar una nueva Compilación de Referencia (CdeR2008). De esta forma, la participación de la minería pasa de un 19,2% el 2010 con la metodología antigua a un 15,2% el 2011 con la metodología nueva.

- Medianas Empresas:
  - Categoría B: Igual o superior a 200.000 e inferior a 1.000.000 horas/persona trabajadas durante el período de un año (corresponde al trabajo promedio de un mínimo de 80 y un máximo de 400 trabajadores durante el año).
  - Categoría C: Menos de 200.000 horas/persona trabajadas durante el período de un año (Corresponde al trabajo promedio de 12 y un máximo de 80 trabajadores durante el año).
- Pequeñas Empresas: Menos de 27.000 horas/persona trabajadas durante el período de un año (Corresponde al trabajo promedio de menos de 12 trabajadores durante el año).

La mediana y la pequeña minería, pese a la volatilidad de los mercados, continúan siendo un sólido pilar de nuestra economía. En particular, "la mediana minería es un sector productivo de real importancia en Chile, con exportaciones valorizadas comparables o superiores a las de industrias como del vino, la celulosa o el salmón". La valorización de las exportaciones de cobre de la mediana minería es del orden de US\$ 2.500 millones. La siguiente gráfica ejemplifica lo señalado anteriormente, en cuanto a la valorización de las exportaciones de algunos sectores productivos comparados con la mediana minería.



**Figura 2. Comparación de valorización de exportaciones anuales, 2011.**

El aporte de este tipo de empresas no sólo se traduce en la explotación de yacimientos que dadas sus dimensiones solo son rentables a esta escala, sino que además contribuyen directamente en la generación de empleos calificados, en zonas con escasas alternativas laborales. No menor es el hecho de que son descubridores de

prácticamente la mayoría de los yacimientos importantes, que hoy son explotados por la gran minería.

De acuerdo a registros obtenidos de la Sociedad Nacional de Minería (SONAMI), en 2010 se contaba con registro de 29 empresas de mediana minería y alrededor de 38 asociaciones mineras, integradas por más de 3.000 pequeños empresarios mineros.

A continuación es presentado un resumen de la producción de la minería metálica nacional, clasificada de acuerdo a la definición conferida por SERNAGEOMIN.

**Tabla 1. Resumen de producción metálica 2011, tipo de empresa y producto.**

<b>Categoría</b>	<b>Cu (tmf)</b>	<b>Mo (tmf)</b>	<b>Au (kg)</b>	<b>Ag (kg)</b>	<b>Fe (tmf)</b>	<b>Zn (tmf)</b>
Grandes	4.859.400	40.698	37.361	1.178.518	5.998.267	-
Medianas	305.581	-	6.385	98.399	1.749.175	36.602
Pequeñas	92.214	-	1.391	14.355	-	-
Total	5.257.195	40.698	45.137	1.291.272	7.747.442	36.602

Fuente. SERNAGEOMIN

## **2.2. Empresas de la Mediana Minería y su Distribución Territorial**

El principal recurso en explotación por la mediana minería en Chile es el cobre, generando concentrados, sulfatos o cátodos de este mineral. Además de ello, como fue señalado anteriormente, explota importantes yacimientos de oro, hierro, manganeso, zinc, entre otros. En el siguiente mapa se muestra la distribución territorial de la mediana minería nacional.



Región	Empresa/Faena	Ubicación
Tarapacá	Sagasca	140 km al interior de Iquique
Antofagasta	Cenizas Taltal (Faenas Las Lunas, Altamira, Doña Elba y Filomena)	60 km al sur de Taltal
Antofagasta	Cerro Dominador	A 20 km de Calama
Antofagasta	El Peñón	150 km al sureste de Antofagasta
Antofagasta	Mantos de la Luna	36 km al sur de Tocopilla
Antofagasta	Michilla	70 km al sur de Tocopilla
Antofagasta	Sierra Miranda	60 km al noreste de Antofagasta
Antofagasta	Franke	77 km al sureste de Taltal
Atacama	Atacama Kozan	Tierra Amarilla
Atacama	Carola	10 km al oriente de Tierra Amarilla, Distrito Punta del Cobre
Atacama	Cerrillos (Planta)	30 km al sur de Copiapó
Atacama	Dos Amigos	40 km al sur de Vallenar, localidad de Domeyco
Atacama	Ojos del Salado	25 al sur de Copiapó
Atacama	Punta del Cobre	Tierra Amarilla a 20 km de Copiapó
Atacama	Refugio	A 160 km de Copiapó
Atacama	Falda Verde	Comuna de Chañaral
Coquimbo	Carmen de Andacollo	40 km al sureste de Coquimbo
Coquimbo	Andacollo Oro	55 km al sureste de La Serena
Coquimbo	Tres Valles	Valle del Choapa
Coquimbo	Nueva Esperanza	Cercanía de Los Vilos
Coquimbo	Talcuna	50 km al este de La Serena
Valparaíso	Cerro Negro	210 km de Santiago, comuna de Cabildo
Valparaíso	El Bronce de Petorca	8 km de Petorca
Valparaíso	Cenizas-Cabildo	Cabildo, Provincia de Petorca
Valparaíso	Mina Pullali y Planta batuco	Cercanía de La Ligua
Metropolitana	Florida	Localidad de Alhué, 180 km al sureste de Santiago
O'Higgins	Valle Central	Tranque Colihues, Rancagua
Aysén	El Toqui	120 km al noreste de Coyhaique

Figura 3. Distribución territorial de la mediana minería nacional.

Fuente: Revista Minería Chilena

## 2.3. Métodos de explotación subterráneos

La selección del método de explotación debe considerar diversos aspectos, de forma de asegurar condiciones óptimas de seguridad y rentabilidad en su aplicación. Algunos de los antecedentes necesarios a tener en cuenta a la hora de su elección son:

- Geología: litología y continuidad de ésta.
- Geometría: forma, dimensiones, orientación y profundidad del cuerpo mineralizado.
- Características del macizo rocoso: calidad y resistencia de la roca.
- Tectónica: sistemas estructurales importantes que puedan afectar la estabilidad de las excavaciones o la secuencia de extracción.
- Distribución de leyes: continuidad de la distribución.
- Ritmo de producción: tamaño y forma del cuerpo mineralizado que permitan el ritmo deseado.

Existe gran cantidad de métodos mineros aplicables a la extracción de cuerpos mineralizados subterráneos. La Figura 4 presenta los métodos más utilizados.

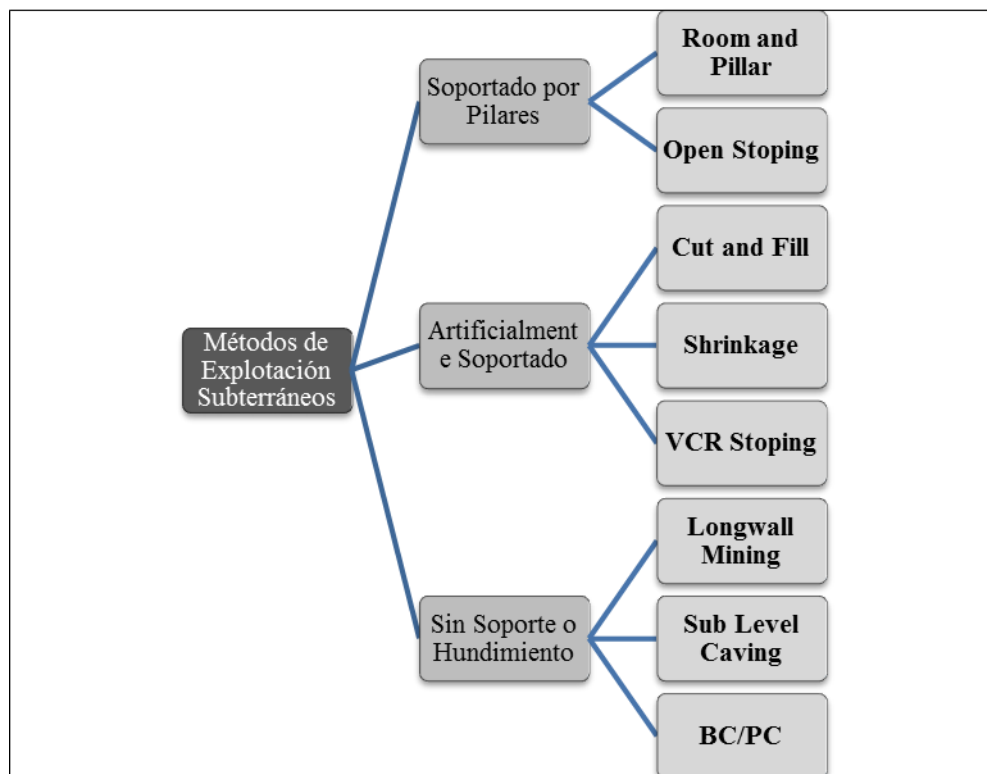


Figura 4. Categorización de métodos de explotación.

El método mayormente empleado en extracciones subterráneas nacionales, es sin lugar a dudas, Sublevel Stopping debido a su aplicabilidad a los cuerpos mineralizados presentes en los yacimientos, además del grado de seguridad otorgado.

En los siguientes puntos se entrega una revisión general del método, para posteriormente pasar a un análisis en detalle de diseño y operación de las minas visitadas.

En Chile existen por lo menos 40 minas subterráneas con producción por sobre las 200 toneladas de mineral al año. Respecto al método de explotación más empleado en minería subterránea, mientras la gran minería utiliza métodos por hundimiento, el resto usa mayoritariamente la explotación por sublevel stopping o con tiros largos por subniveles. Ésta metodología de explotación ha sufrido numerosos cambios en su diseño original, principalmente dado por los avances tecnológicos, en equipamientos y técnicas de perforación y tronadura, acompañado de un control de eficiencia y seguridad.

De acuerdo a Potvin (1988), existen tres características principales que distinguen al método de otros. A su entender son las siguientes:

- Método sin entrada de personal, una vez iniciadas las labores de extracción.
- Caserón es dejado abierto hasta su completa explotación.
- El caserón es diseñado para mantenerse estable en el tiempo.

### **2.3.1. Método de explotación Sublevel Stopping**

Este método de explotación consiste básicamente en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación en tajadas hacia una cara libre, previamente desarrollada desde una chimenea de corte. La extracción del mineral dejando vacío el volumen desde el cual es extraído, requiere que tanto la roca caja como la mineral sean competentes, de forma que brinden las condiciones necesarias que le permitan al método auto sustentarse en base a la geometría propia del diseño, apoyado en losas y pilares, cuyas dimensiones dependerán de las características del yacimiento, la explotación y el macizo rocoso. En cuanto al campo de aplicación del método, éste es preferentemente utilizado en yacimientos de forma tabular verticales o sub-verticales. Igualmente es aplicable en cuerpos mantiformes de mayor potencia, subdivididos en caserones separados por losas y pilares que posteriormente pueden ser recuperados, total o parcialmente.

#### **2.3.1.1. Dirección de minería**

La disposición de los caserones con respecto a la orientación del cuerpo mineral puede ser de dos formas:

- Longitudinal: Es empleada en yacimientos cuya potencia no sobrepasa el ancho del caserón. La dirección de retroceso es a lo largo del rumbo del cuerpo mineral.

- Transversal: En este caso la dirección de retroceso es perpendicular al rumbo del cuerpo mineral. A diferencia del anterior, esta dirección es utilizada cuando la potencia excede las dimensiones dadas por la estabilidad del caserón.

### **2.3.1.2. Desarrollos y Preparación**

Las labores mineras de desarrollo y preparación cumplen como función principal dar acceso al cuerpo mineral, de forma de definir las unidades básicas de explotación y permitir su extracción.

El nivel superior del caserón consiste básicamente en una o más galerías de perforación, desde donde se realiza la perforación en forma descendente, con diámetro no mayor a 6" y longitudes en función del diseño y del equipo utilizado.

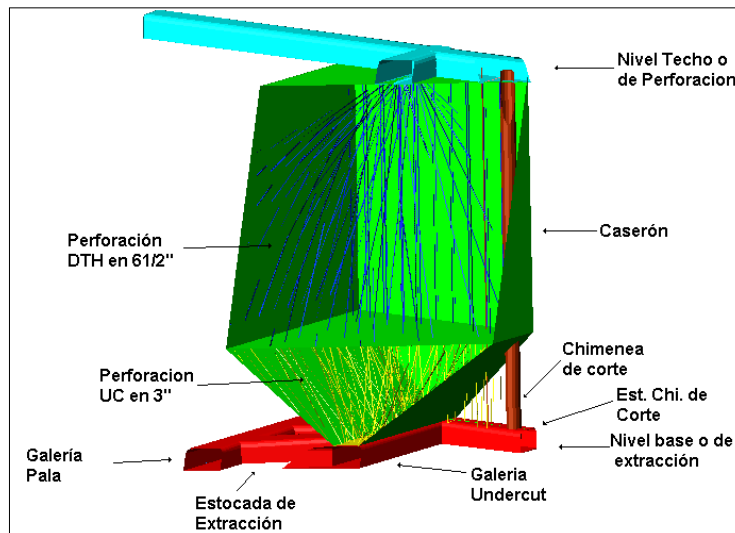
A su vez, el nivel inferior o de producción consta de:

- Galería de zanja: Dispuesta en el eje longitudinal del caserón, desde esta labor se realiza la perforación de tiros radiales ascendentes destinados a la creación de la Zanja Recolectora de mineral. Esto es efectuado con un diámetro de perforación no mayor a 3".
- Galería de Transporte: Situada de manera paralela a la Galería Undercut, tiene por función permitir el desplazamiento de los equipos de carguío. Además es utilizada como vía de conexión entre caserones.
- Estocadas de carguío: Emplazadas aproximadamente a 60° respecto a la Galería de Transporte, a través de esta disposición de galerías los equipos LHD extraen el mineral proveniente de la zanja recolectora.
- Piques de traspaso: Excavación vertical o sub vertical, que comunica el nivel de producción con el de transporte principal u otro punto intermedio.

La correcta ubicación de los niveles de perforación y producción dependen esencialmente de la orientación que permita obtener la máxima recuperación del cuerpo mineralizado, restringido al largo máximo de perforación que permitan los equipos. Además debe ser considerada la distancia entre niveles y accesos existentes.

La forma de los caserones debe corresponder a una geometría regular, que pueda ser operacionalmente recuperable. La inclinación de la cámara superior debe ser mayor al ángulo de reposo del material tronado (50° a 55°), tal que el mineral escurra naturalmente por gravedad. En la Figura 5 se muestra la ubicación de la infraestructura que define un caserón.





**Figura 5. Geometría caserón de explotación.**

### **2.3.1.3. Dimensiones de caserones**

La geometría del cuerpo mineralizado definirá las dimensiones de un caserón. Ésta se ve restringida por las condiciones operativas de los equipos mineros y de las condiciones que aseguren la estabilidad de la excavación. En cuerpos mantiformes de mayor potencia deben ser considerados pilares y losas de forma de subdividir el yacimiento, estos bloques de roca que son dejados sin explotar pueden ser extraídos posteriormente haciendo uso de técnicas de tronadura masiva.

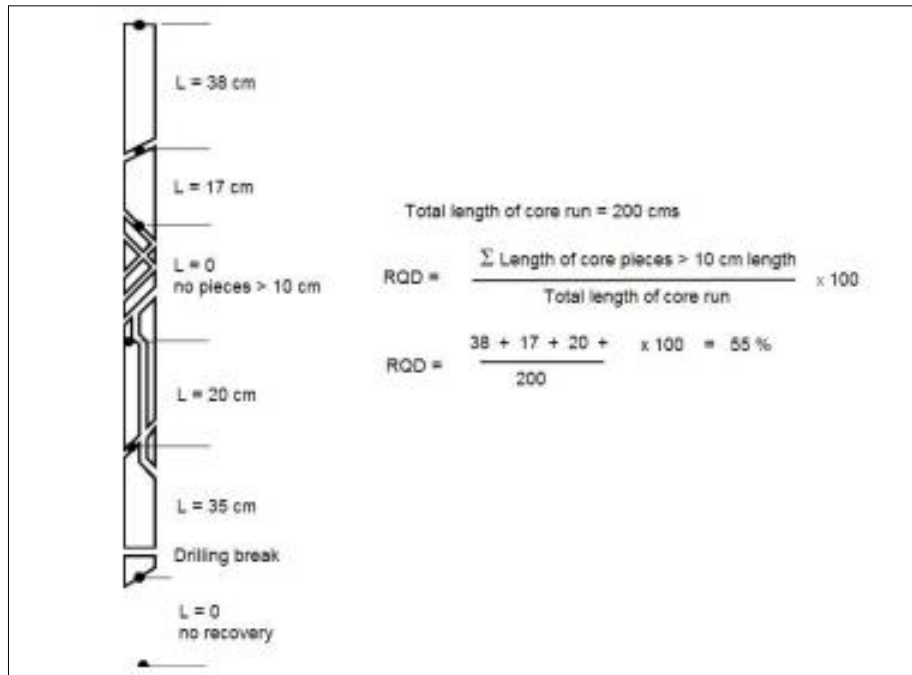
El ancho y largo de las excavaciones se ven limitados primordialmente por condiciones geomecánicas de estabilidad del sector de la mina. La altura en cambio, se ve restringida por condiciones geomecánicas del cuerpo y principalmente por el largo máximo que logran los equipos de perforación disponibles.

## **2.4. Sistemas de calificación y clasificación del macizo rocoso**

Los sistemas de calificación y clasificación geotécnica tienen como propósito observar en terreno propiedades del macizo rocoso y asignarle un índice de calidad. La calificación establecida posteriormente es utilizada en correlaciones y gráficos empíricos que ajustan la geometría de la excavación con la calidad del macizo rocoso para otorgar un índice de estabilidad.

### **2.4.1. RQD**

El índice RQD (Rock Quality Designation) propuesto por Deere et al. (1963-1967) se define como el porcentaje recuperado de testigos cuya longitud es superior a 10 cm, respecto a la extensión del sondaje. Se debe considerar que el procedimiento de cálculo no considera las roturas propias del proceso de perforación. La siguiente imagen indica la definición del índice RQD dada anteriormente.



**Figura 6. Procedimiento de cálculo de RQD (Deere, 1989).**

Palmstöm (1982) sugirió que, cuando no se tienen testigos disponibles pero las discontinuidades son visibles en la superficie expuesta o en galerías de exploración, el RQD puede ser estimado en base al número de discontinuidades por unidad de volumen. Para ello sugiere la siguiente relación:

$$RQD = 115 - 3,3 * Jv$$

Donde  $Jv$  es la suma del número de diaclasas por unidad de largo de todo el sistema de fracturas (discontinuidades) conocido como recuento de diaclasas volumétrico.

De acuerdo a los procedimientos de cálculo se tendrá que la designación de la calidad de la roca puede variar de 0 a 100, desde macizos rocosos de muy mala calidad a excelente calidad.

**Tabla 2. Clasificación Índice de calidad RQD.**

Índice de Calidad RQD (%)	Calidad
0-25	Muy Mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

## 2.4.2. Clasificación del macizo rocoso, Q

La metodología de estabilidad gráfica utiliza el método desarrollado en el Norwegian Geomechanics Institute por Barton et al, 1974. Ésta clasificación fue desarrollada inicialmente para túneles en obras civiles, se le conoce también como Rock Tunneling Quality Index (Q).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

- RQD: Designación de la calidad de la roca definida por Deere et al. (1967).
- Jn: Coeficiente asociado al número de set de estructuras en el macizo rocoso (Joint Set Number).
- Jr: Coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras en el macizo rocoso (Joint Roughness Number).
- Ja: Coeficiente asociado al grado de alteración de las estructuras en el macizo rocoso (Joint Alteration Number).
- Jw: Coeficiente asociado a la condición de aguas en las estructuras en el macizo (Joint Water Reduction Factor).
- SRF: Factor asociado al posible efecto de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso (Stress Reduction Factor).

**Tabla 3. Clasificación de calidad de macizo, basado en Q (Barton et al. 1974).**

Índice de Calidad Q	Descripción Macizo Rocosos
0,001–0,01	Excepcionalmente Pobre
0,01-0,1	Extremadamente Pobre
0,1-1	Muy Pobre
1-4	Pobre
4-10	Regular
10-40	Buena
40-100	Muy Buena
100-400	Extremadamente Buena
400-1.000	Excepcionalmente Buena

### 2.4.3. Método de Bieniawski

Clasificación geomecánica propuesta por Bieniawski (1973) que ha sufrido numerosas modificaciones desde su presentación inicial. La descripción que aquí sigue se basa en la versión de clasificación de 1989 (Bieniawski, 1989).

La valorización del macizo rocoso RMR (Rock Mass Rating) se obtiene de la estimación de seis parámetros aplicados a las zonas delimitadas por discontinuidades geológicas, denominadas dominios estructurales. Estos parámetros son:

- UCS: Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- RQD: Designación de la calidad de la roca definida por Deere et al. (1967).
- S: Espaciamiento entre estructuras.
- Jc: Condición de las estructuras.
- Wc: Presencia de agua.
- Od: Orientación de discontinuidades.

A cada variable le es asignado un puntaje, cuya suma indica el resultado del índice de clasificación.

La clasificación del método se encuentra dividida en intervalos de 20 puntos o cinco clases, tal como se muestra en la Tabla 4.

Tabla 4. Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989).

RMR	Descripción del Macizo Rcoso	Clase
81-100	Muy Bueno	I
61-80	Bueno	II
41-60	Medio	III
21-40	Malo	IV
0-20	Muy Malo	V

### 2.4.4. Sistema de Laubscher

La clasificación geomecánica elaborada por Laubscher (1977, 1984), Laubscher & Taylor (1976) y Laubscher & Page (1990) corresponden a modificaciones del método original desarrollado por Bieniawski (1976). Las modificaciones propuestas apuntan en la dirección de acercar el método a aplicaciones mineras y no a casos de ingeniería civil como se concibió originalmente el sistema RMR de Bieniawski.

El nuevo índice corresponde a MRMR (Modified Rock Mass Rating), el cual incorpora nuevas experiencias basadas en explotaciones mineras en roca dura y a gran profundidad. Debe considerarse que gran parte de los casos históricos en que se basa el sistema provienen de operaciones de hundimiento, originalmente de minas de asbesto en África. Los nuevos ajustes toman en cuenta el valor base de RMR e introducen información de cambios en los esfuerzos, efectos de las voladuras y la meteorización.

La categorización del sistema se muestra en la Tabla 5.

**Tabla 5. Clasificación según MRMR (Laubscher, 1990).**

Calidad del macizo	Clase	MRMR
Muy Mala	5	0-20
Mala	4	21-40
Regular	3	41-60
Buena	2	61-80
Muy Buena	1	81-100

#### **2.4.5. Clasificación GSI**

Hoek et al. (1995) propusieron un índice geológico de resistencia, GSI (Geological Strength Index). La clasificación proporciona un sistema para evaluar la calidad del macizo rocoso en función de la resistencia y deformabilidad del mismo. La resistencia y deformabilidad se basan en los siguientes parámetros:

- Estructuras del macizo rocoso, blocosidad y grado de trabazón.
- Condiciones de las discontinuidades.

El índice de clasificación puede variar de 0 a 100, con ello se definen 5 clases de macizos rocosos, la categorización se entrega en Tabla 6.

**Tabla 6. Clasificación GSI (Hoek et al., 1995).**

Calidad del Macizo Rocoso	GSI
Muy Mala	0-20
Mala	20-40
Regular	40-60
Buena	60-80
Muy Buena	80-100

#### **2.5. Estimación de fortificación y/o soporte en excavaciones subterráneas.**

Existen diversas metodologías empíricas que permiten estimar los requerimientos de fortificación en excavaciones subterráneas. Estas técnicas relacionan las dimensiones de una excavación y la calidad del macizo rocoso con los elementos de fortificación requeridos. Una técnica ampliamente utilizada es la desarrollada por Grimstad & Barton (1993), ésta permite estimar los requerimientos de fortificación según las condiciones del macizo rocoso del túnel.

Esta curva empírica relaciona la calidad del macizo rocoso, a través del índice Q de Barton con la luz máxima de la excavación (S) ajustada por un factor de seguridad según el tipo de excavación, ESR (Excavation Support Ratio).

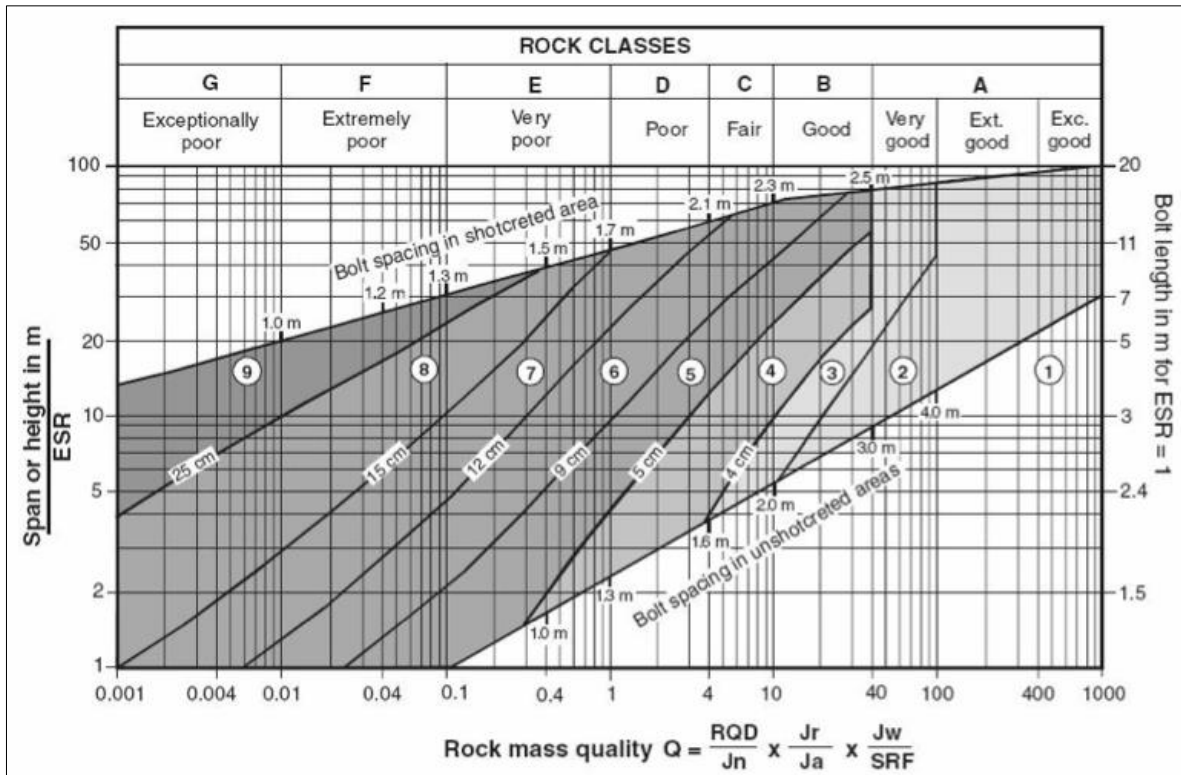


Figura 7. Gráfica de Grimstad & Barton (1993) para estimar soporte y/o fortificación (Palmstrom & Broch, 2006).

Los números que se encuentran encerrados en la Figura 7 corresponden a las distintas categorías de reforzamiento. Las categorías desarrolladas son:

1. No se requiere soporte.
2. Pernos puntuales.
3. Pernos sistemáticos.
4. Pernos sistemáticos con shotcrete no reforzado entre 40 y 90mm de espesor.
5. Shotcrete reforzado con fibra entre 50 y 90mm de espesor más perno.
6. Shotcrete reforzado con fibra entre 90 y 120 mm de espesor más pernos.
7. Shotcrete reforzado con fibra entre 120 y 150mm de espesor más pernos.
8. Shotcrete reforzado con fibra de espesor mayor a 150mm con marcos reforzados y pernos.
9. Casquete de concreto.

La longitud del refuerzo en una excavación queda determinada mediante las siguientes relaciones:

$$L_{Techo} = 2 + \frac{0,15 * B}{ESR}$$

$$L_{Pared} = 2 + \frac{0,15 * H}{ESR}$$

## **2.6. Estabilidad de caserones**

### **2.6.1. Método de estabilidad gráfico**

El método de estabilidad propuesto por Mathews et al. (1980) es una metodología ampliamente usada en el análisis de estabilidad de caserones, que debe ser considerada exclusivamente para el diseño de cámaras sin entrada de personal. Éste método empírico se sustenta sobre la base de 26 casos recopilados en 3 minas (Dos en Canadá y una en Australia), además de 29 casos obtenidos de la literatura. Los casos estudiados corresponden a caserones situados bajo 1000 m de profundidad.

Según la metodología se tiene que los factores que controlan el diseño de estabilidad de los caserones son los siguientes:

- Tamaño, forma y orientación de la excavación.
- Resistencia de la roca y estructura.
- Esfuerzos en las paredes del caserón.

Conjuntamente, el método da cuenta de tres zonas de estabilidad, estas son:

- Estable: No presenta daños significativos.
- Inestable: La excavación podría sufrir hundimientos localizados.
- Zona Caving: Excavación podría no estabilizarse antes de ser rellenada por completo.

El método se sustenta sobre la base de dos parámetros de entrada: el número de estabilidad  $N^2$ , diseñado para acomodarse a condiciones de esfuerzo, estructura y orientación de la excavación y el factor de forma o radio hidráulico de las paredes del caserón (Ver Figura 8).

---

<sup>2</sup> Posteriormente, Potvin (1980) introduce el número de estabilidad modificado ( $N'$ ), realizando modificaciones en los factores de ajuste por discontinuidades y por gravedad, B y C respectivamente.

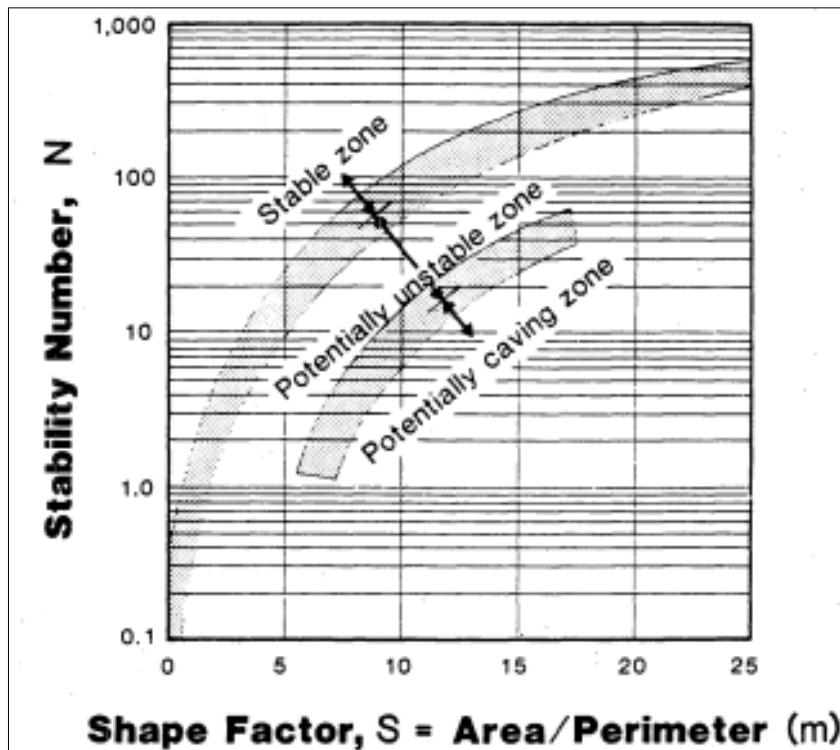


Figura 8. Relación entre el número de estabilidad y el radio hidráulico, (After Mathews et al, 1980).

### 2.6.1.1. Número de estabilidad

Por definición, el número de estabilidad es:

$$N = Q' * A * B * C$$

En que:

$$Q' = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja}$$

Donde:

**Q'**: Clasificación de la calidad de la roca (Barton Modificado).

**Factor A** (Factor de esfuerzo de la roca): Este factor de corrección incorpora los efectos de esfuerzos inducidos en la superficie de la pared expuesta. Se obtiene gráficamente y corresponde a la relación entre el esfuerzo de compresión uniaxial ( $\sigma_c$ ) y el esfuerzo de compresión inducido ( $\sigma_i$ ).

**Factor B** (Factor de ajuste por orientación de las estructuras.): El factor B es el ajuste realizado por condición de estructuras. La orientación más favorable corresponde a estructuras perpendiculares a la superficie y se le asignan los más altos valores.



**Factor C (Factor de ajuste de la orientación de las superficies):** El factor C da cuenta de los modos de fallas de las paredes del caserón.

Los factores de corrección para el método de estabilidad se muestran en la Figura 9.

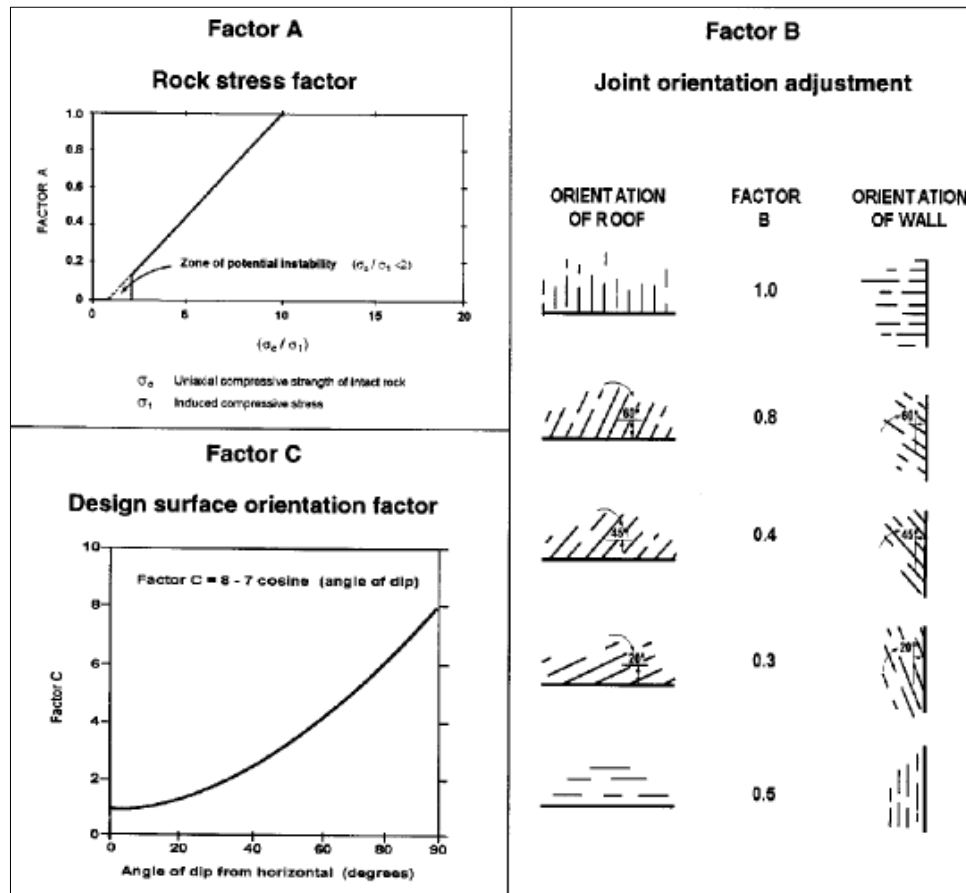


Figura 9. Factores de corrección para método de estabilidad (Mathews et al., 1981).

### 2.6.1.2. Radio Hidráulico

El término radio hidráulico fue originalmente tomado de la industria civil, usado para expresar la forma y tamaño de un conducto.

En la industria minera, el radio hidráulico o factor de forma entrega una descripción en dos dimensiones de la superficie de la pared expuesta. Sin embargo, no considera la orientación de la superficie de las paredes, además no incorpora el efecto de la gravedad ni las estructuras geológicas.

$$RH (m) = \frac{\text{Área (m}^2\text{)}}{\text{Perímetro (m)}}$$

### 2.6.2. Método de estabilidad Modificado

El Gráfico de Estabilidad Modificado propuesto por Potvin (1988), surge como resultado de la visita a 40 minas que utilizan caserones abiertos en Canadá. La base de datos generada para el back análisis de la condición de estabilidad consiste en 175 casos de paredes sin soporte y 67 soportadas, Ver Figura 10 y Figura 11.

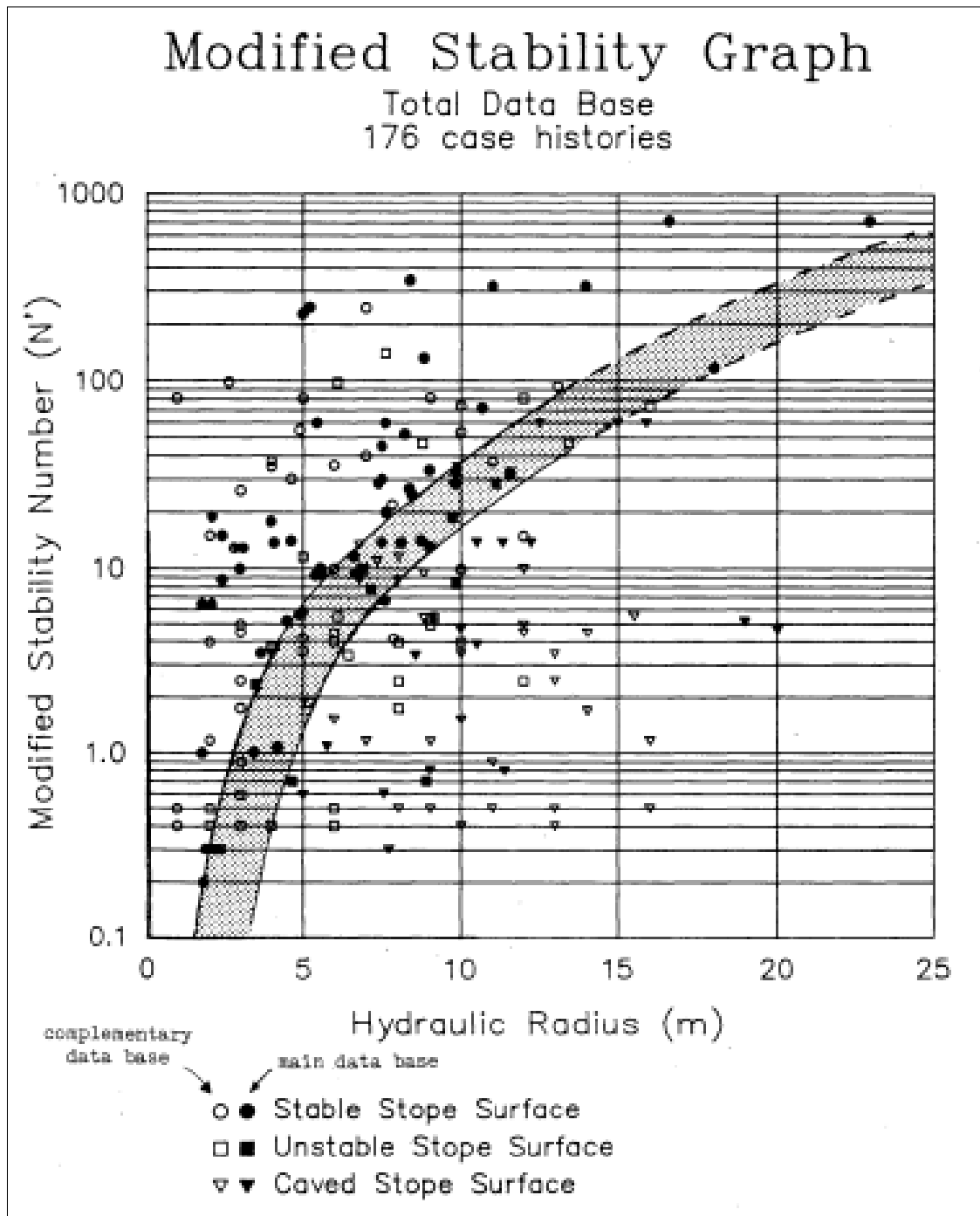
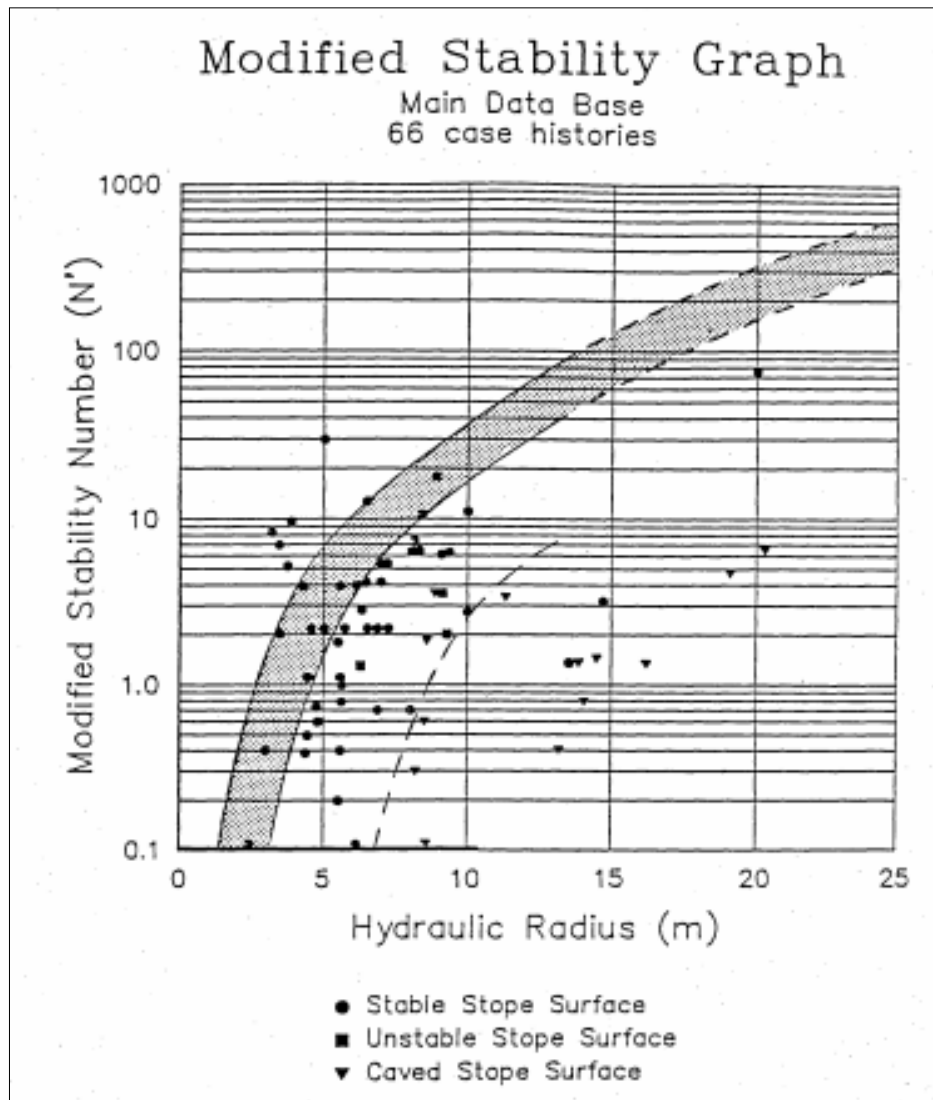


Figura 10. Gráfico de Estabilidad Modificado, para 175 casos históricos (tomado de Potvin, 1988).



**Figura 11. Gráfico de Estabilidad Modificado, para caserones soportados (Tomado de Potvin, 1988).**

Los casos históricos fueron divididos en dos bases, una principal consistente en 84 casos recopilados durante las visitas y una base complementaria que contiene 91 casos reunidos de la literatura que presentaban incertidumbre en uno o más de sus parámetros.

Algunas de las mejoras incorporadas por Potvin (1988) al método original desarrollado por Mathews et al. (1981) son:

- Aumento de la base de datos.
- Refinamiento de la zona potencialmente inestable.
- Modificaciones en los factores correctivos A, B y C, ver Figura 12.
- Incorporación de una zona de requerimiento de soporte, ver Figura 13.

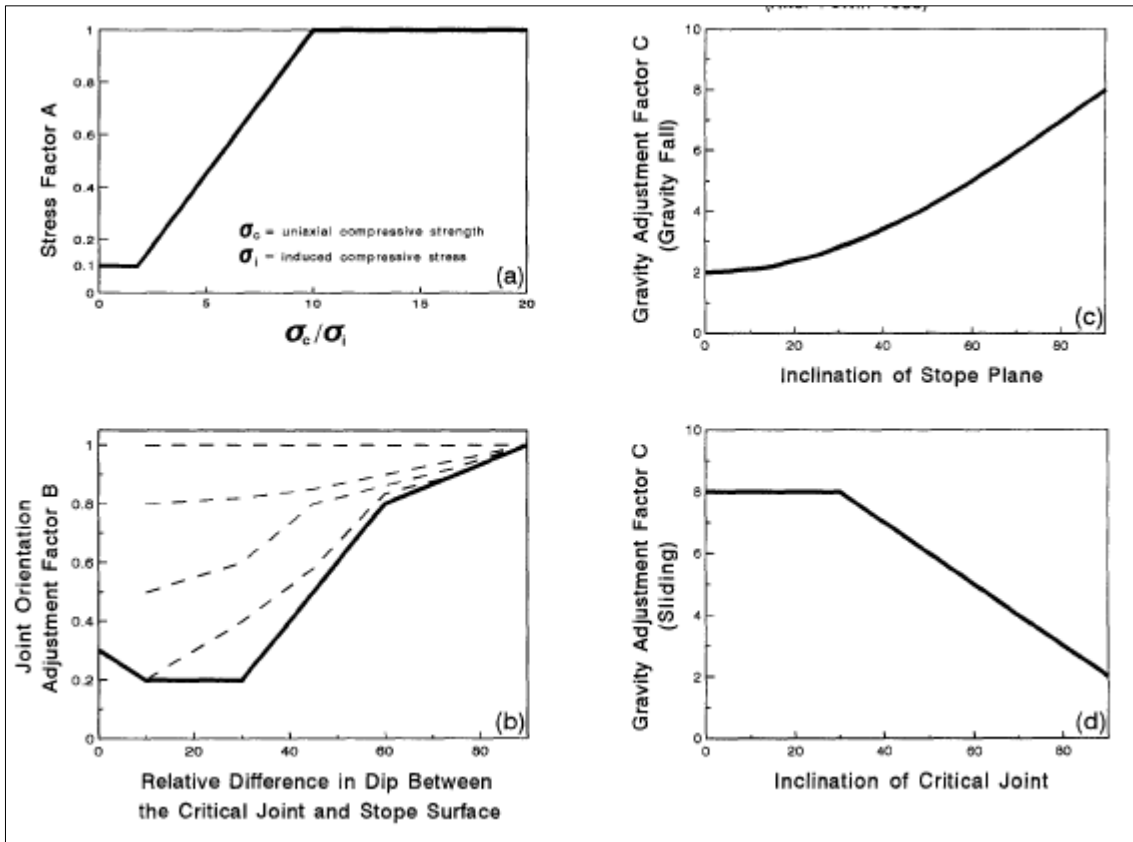


Figura 12. Factores de corrección A, B y C modificados (Potvin, 1988).

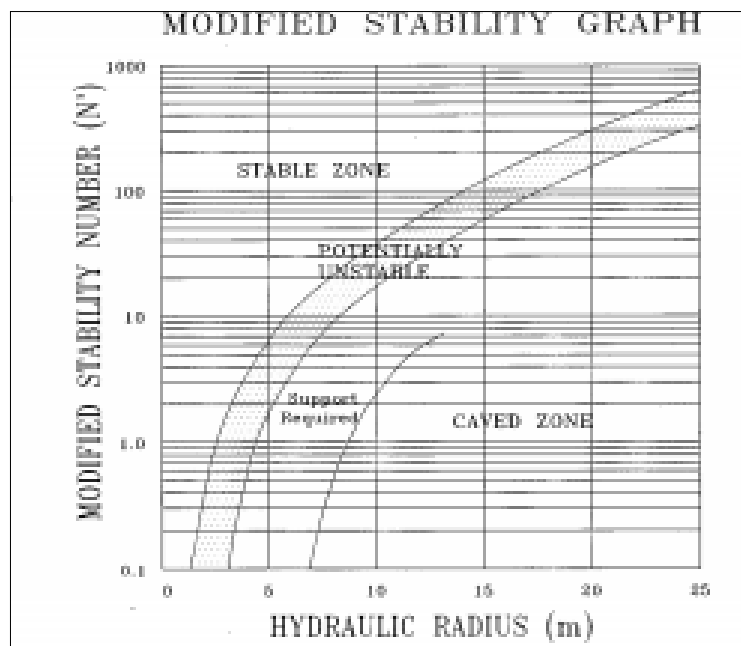


Figura 13. Gráfico Modificado de Estabilidad con Zona Soportada por Cable (Potvin, 1988).

Otros aportes al método de estabilidad son entregados por Nickson (1992), quien incorpora información adicional a la zona de Soporte Requerido utilizando técnicas estadísticas. La nueva base de datos incorpora información empírica de 46 nuevos casos de soporte (Figura 14), recogidos en visitas a 13 minas en Canadá, Estados Unidos e Irlanda. La aplicación de esta nueva guía de soporte se extiende al diseño de paredes colgantes que incorporan cableado, ésta aproximación se conoce como el "Point Anchor Approach" (fortificación de paredes de caserones mediante líneas de cables desde un subnivel) (Nickson, 1992).

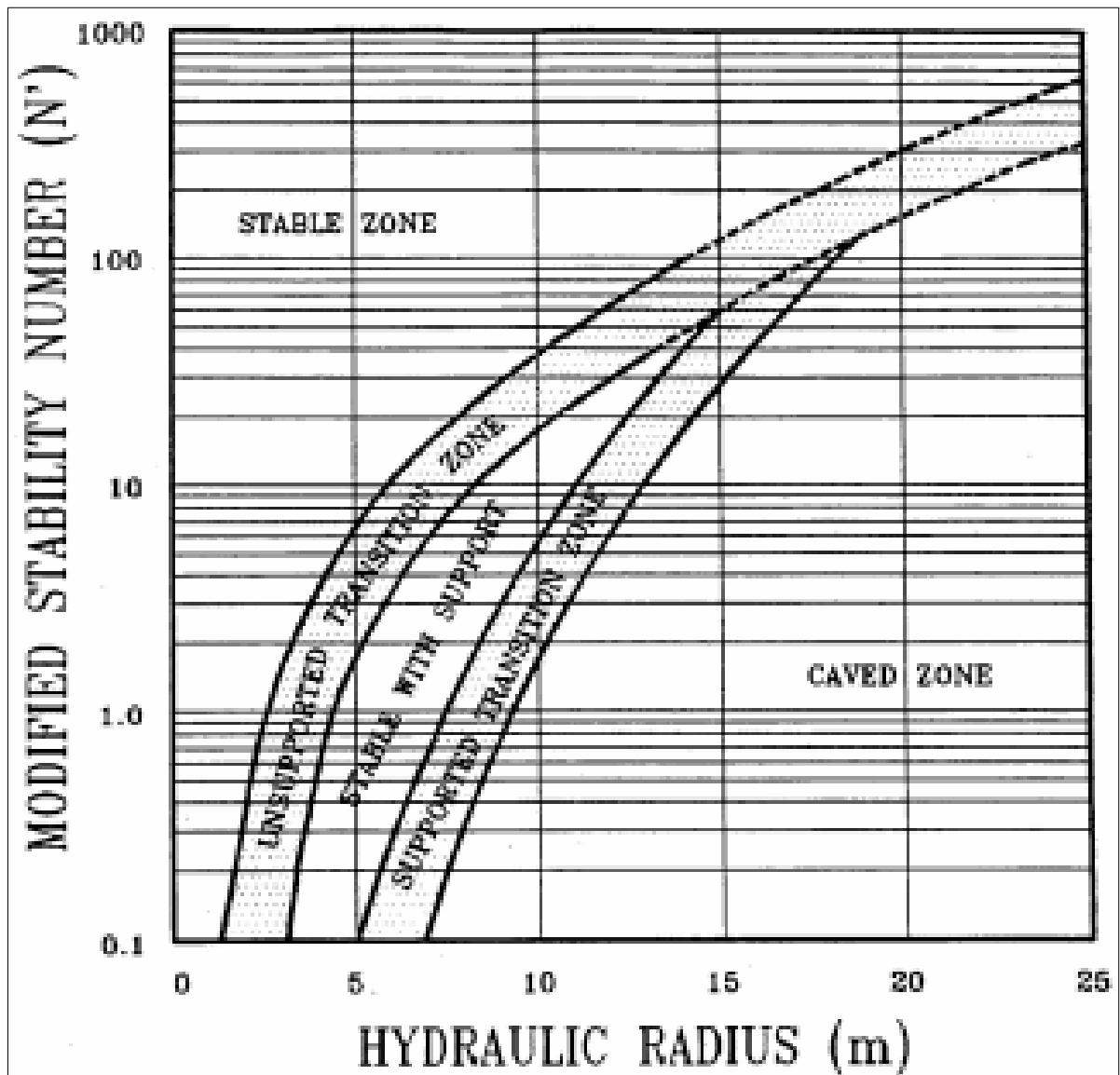


Figura 14. Gráfico Modificado de Estabilidad, soporte de pared colgante por cables (Nickson, 1992).

### 2.6.3. Método de Laubscher

El ábaco propuesto por Laubscher (1990), permite evaluar el grado de hundibilidad de un bloque. Para ello, al igual que las metodologías entregadas en los acápites anteriores, se relaciona la calidad del macizo rocoso por medio del Índice MRMR (Mining Rock Mass Rating) y el radio hidráulico (RH) de una excavación. El gráfico desarrollado se entrega en la Figura 15.

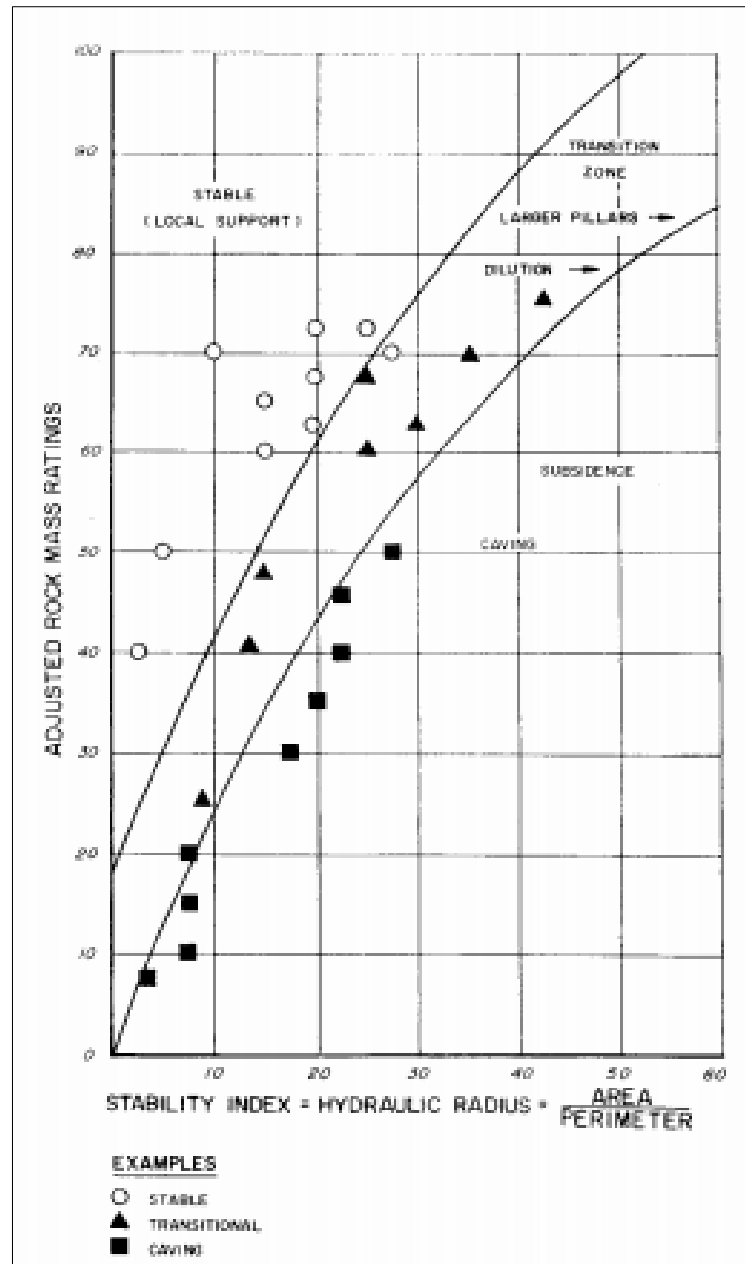


Figura 15. Gráfico de estabilidad de Laubscher (1990).

## 2.7. Control de estabilidad

La dilución corresponde a un porcentaje de roca mineral o estéril que se incorpora a la unidad básica de explotación, que puede ser o no planificada. Hasta 1991, la cantidad de dilución de la pared de un caserón era estimada de manera muy aproximada. La dilución no planificada producto de un conjunto de variables como geometría de explotación, razón de extracción, condiciones de esfuerzos, litología y otros, solo era cuantificable por medio de las toneladas de mineral y estéril extraídas del caserón.

Con el desarrollo del CMS (Cavity Monitoring Survey) por parte de Miller et al. (1991) pudo ser aproximada en mayor detalle la dilución de un caserón. El resultado del manejo de la información entregada por un sistema de monitoreo de cavidades permite establecer de manera cuantitativa el volumen de roca final extraído del caserón, conocido como sobre excavación.

### 2.7.1. Sistema de monitoreo de cavidades

#### 2.7.1.1. Sistema Optech

Optech es un Sistema Láser Semi-Robotizado que realiza un levantamiento topográfico de puntos. Es utilizado para medir la forma y tamaño de las cavidades encontradas típicamente en las operaciones de extracción de mineral, monitoreo de galerías, entre otras. Posteriormente es posible representar estas mediciones en tres dimensiones mediante volúmenes (Ver Figura 16 y Figura 17).

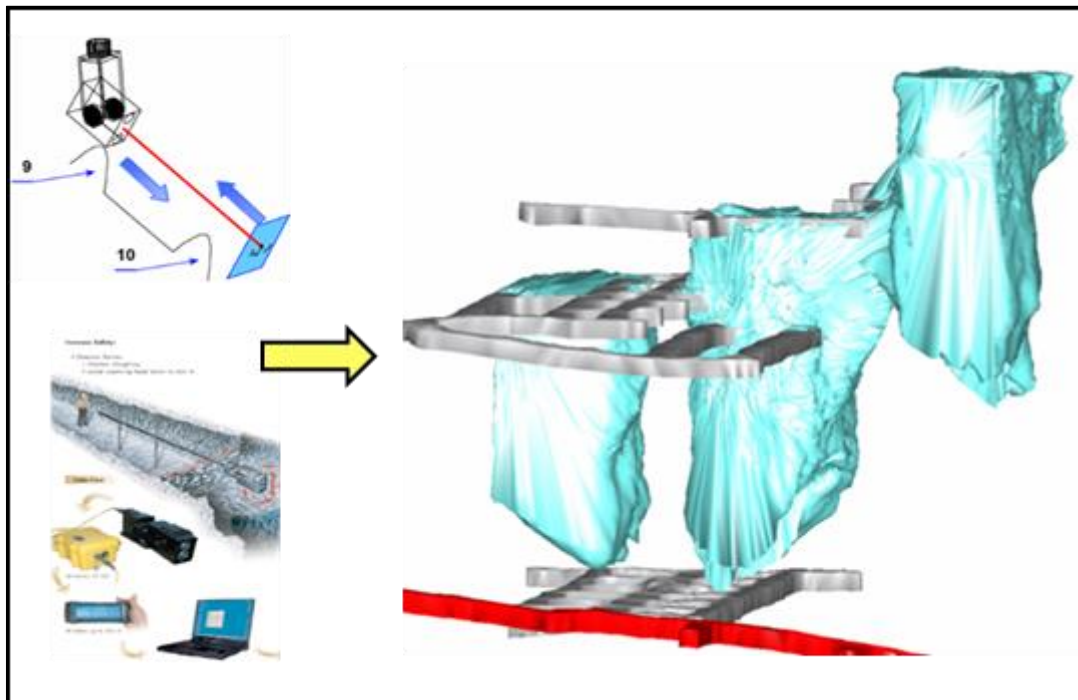


Figura 16. Monitoreo Tridimensional de Cavidades por medio de equipo Optech.



Figura 17. Sistema de monitoreo CMS (Facilitado por Mina A).

### 2.7.1.2. Sistema C-ALS

El sistema C-ALS consiste en un scanner láser 3D miniaturizado con un diámetro de 50mm, la unidad es despegable en perforaciones para mediciones de tiros de perforación y cavidades. La cabeza motorizada para escaneo de 2 ejes, asegura un escaneo completo en 360°, cubriendo un rango de 150 metros. La brújula digital incorporada dentro del cabezal de escáner, junto a sensores de paso y rotación permiten el posicionamiento y orientación de la unidad misma y el resultante punto final del pozo (Ver Figura 18).

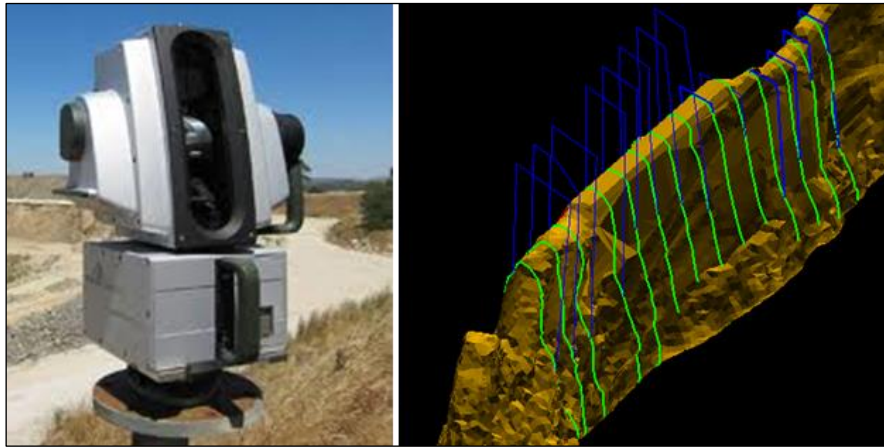


Figura 18. Escáner C-ALS.

### 2.7.1.3. Sistema I-Site

El sistema de monitoreo de cavidades I-Site es una tecnología que permite capturar información topográfica en detalle. Dentro de sus capacidades está el medir: posición, color e intensidad de reflexión en tres dimensiones de superficies, objetos y estructuras. El instrumento de medición se compone de una cámara digital panorámica de alta resolución que permite la adquisición de la imagen en 360° simultánea con el escaneo (Ver Figura 19).





**Figura 19. Sistema de monitoreo I-Site.**

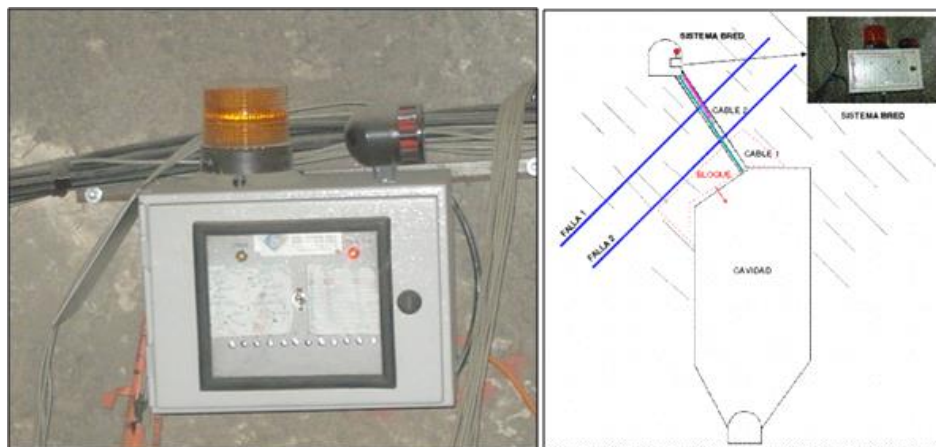
Estos equipos de monitoreo de cavidades permiten conocer con un alto grado de exactitud, tanto la forma como tamaño que alcanzan las excavaciones generadas producto de la explotación del mineral. Esta valiosa información puede ser contrastada con el diseño original de caserones, obteniendo de ello un registro de la sobre excavación de sus paredes

## **2.7.2. Instrumentación mediante cables**

### **2.7.2.1. Cables BRED**

El sistema de monitoreo BRED (Broken Rock Electric Device) es una alarma visual, que se activará en caso de que las cavidades monitoreadas pierdan su estabilidad.

Este sistema se compone de una serie de cables de pequeño diámetro y longitud variable. Cuando se produce un corte de uno de los cables, se activa una baliza y un indicador led que mostrará la profundidad donde ocurre el desprendimiento de terreno (Figura 20).



**Figura 20. Instrumentación mediante cables BRED.**

### 2.7.2.2. Sistema de Monitoreo TDR

La tecnología TDR (Time Domain Reflectometry) es una forma de detección del comportamiento del macizo rocoso en minería subterránea. El sistema requiere la instalación de un cable coaxial en un pozo llenado con lechada de cemento, el que puede ser instalado dependiendo de los requerimientos, hacia arriba o abajo.

El equipo TDR es capaz de generar un pulso eléctrico a lo largo del cable. Si el cable se encuentra en las condiciones originales en que fue instalado, el pulso transmitido se absorberá en la terminación final y no se reflejará hacia el TDR. En cambio, si existen deformaciones o el cable se encuentra dañado, cada discontinuidad emitirá un eco que se reflejará hacia el instrumento.

La reflexión generada producto de las deformaciones puede ser representada como una función del tiempo y conociendo la velocidad de propagación de la señal será posible obtener la distancia a la cual se produjo el corte del cable.

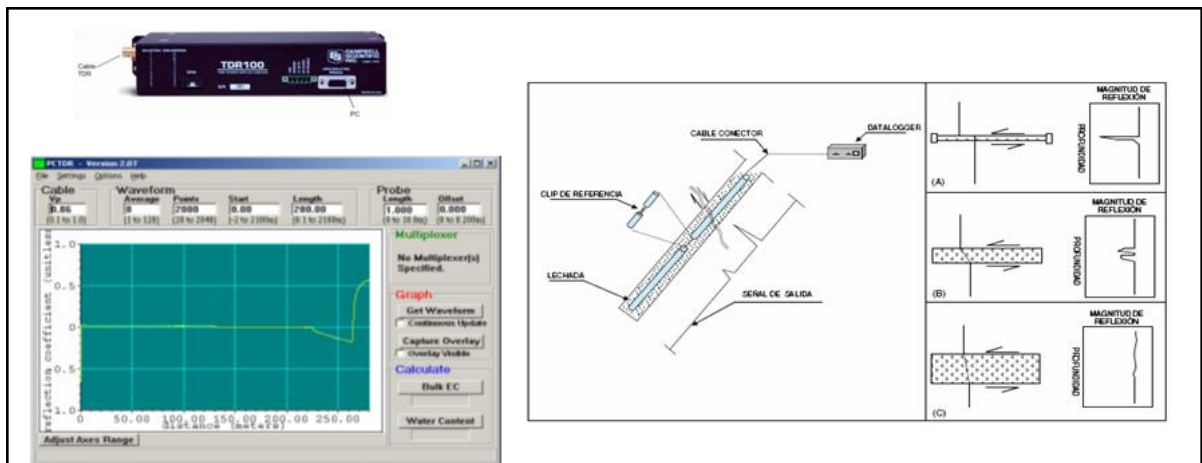


Figura 21. Sistema de monitoreo TDR.

### 2.7.3. ELOS

Un método ampliamente usado para la estimación de dilución en caserones, resulta ser la estimación del parámetro ELOS (Equivalent Linear Overbreak Slough) introducido por Clark & Pakalnis (1997). Este factor fue incorporado en un intento por cuantificar el sobre quiebre sin tener en cuenta el ancho del caserón.

ELOS expresa el largo o profundidad equivalente de volumen de material asociado al derrumbe en la superficie de la pared de un caserón. La definición fue desarrollada para eliminar la confusión derivada de las diversas definiciones de dilución utilizadas en la industria.

$$\text{ELOS (m)} = \frac{\text{Volumen de sobre excavación en la pared}}{\text{Área de la pared}}$$

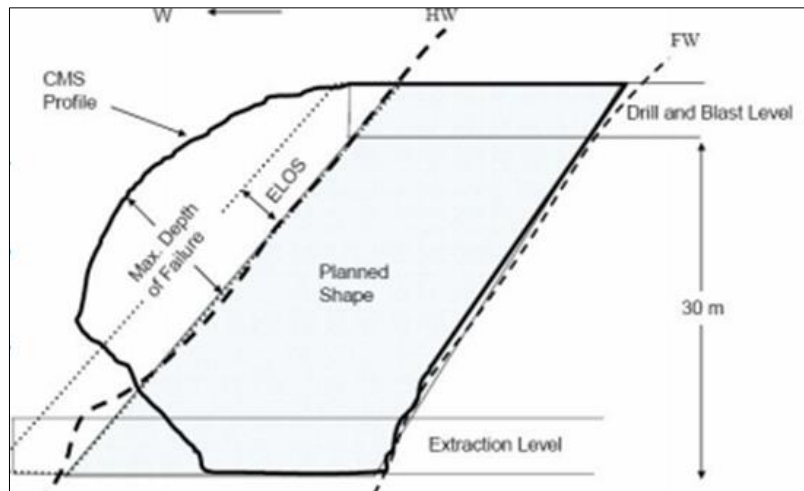


Figura 22. Estimación de ELOS (Tomado de Geoffrey, 2009)

De ello se desprende que la dilución minera queda de la siguiente forma:

$$\text{Dilución (\%)} = \frac{\text{ELOS}}{\text{Ancho de Mineral}}$$

## 2.8. Esfuerzos tectónicos

Como resultado de la acción de los distintos procesos geológicos actuantes en un determinado lugar, es que podemos encontrar en cierto instante un estado tensional característico en un punto de la corteza terrestre. La Figura 23 da cuenta del mapa de esfuerzos tectónicos en el mundo.

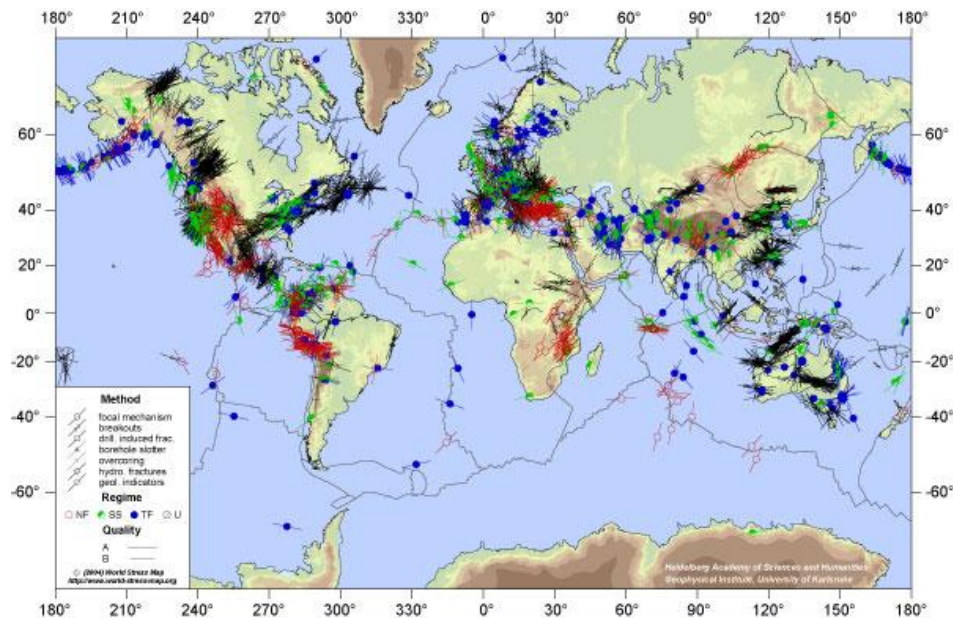


Figura 23. Mapa de esfuerzos de la Tierra.

Fuente: World Stress Map Project. <http://www-wsm.physik.uni-karlsruhe.de>

El estado tensional queda definido como sigue:

$$\sigma_{vertical} = \rho * g * z$$
$$\sigma_{horizontal} = \frac{\nu}{1 - \nu} \sigma_v = k * \sigma_v$$

Donde:

$\sigma_{vertical}$ : Esfuerzo gravitacional vertical, [MPa].

$\sigma_{horizontal}$ : Esfuerzo gravitacional horizontal, [MPa].

$z$ : Profundidad [m].

$\rho$ : Densidad de la masa rocosa, [kg/m<sup>3</sup>].

$g$ : Aceleración de gravedad [m/s<sup>2</sup>].

$\nu$ : Razón de Poisson.

De lo anterior se tiene que la componente horizontal es menor que la vertical, excepto para  $\nu=0,5$ .

Investigaciones acerca del estado de esfuerzos a los que se encuentra sometida la roca, muestran que la Ecuación 8 y Ecuación 9 no son completamente válidas, debido a las diferencias en orientación y magnitud de los esfuerzos registrados.

Las relaciones de esfuerzo vertical y horizontal en función de la profundidad, obtenidas a través de mediciones in-situ, pueden ser encontradas en Figura 24 y Figura 25.

De ello se desprende lo siguiente:

- Los esfuerzos en la dirección vertical y horizontal no necesariamente siguen el modelo elásticos de las ecuaciones antes mencionadas.
- Los esfuerzos horizontales son notoriamente mayores que los esfuerzos verticales.

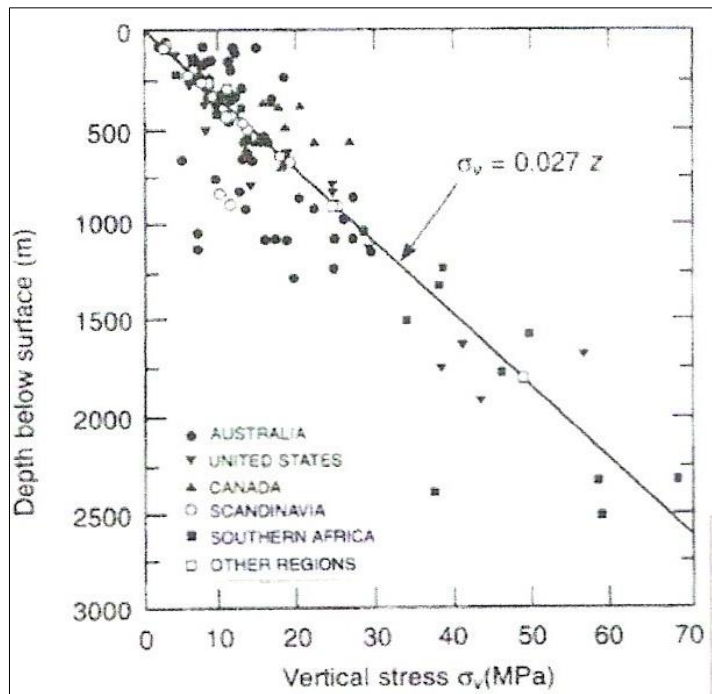


Figura 24. Distribución de esfuerzos verticales-tectónicos (Hoek and Brown, 1978)

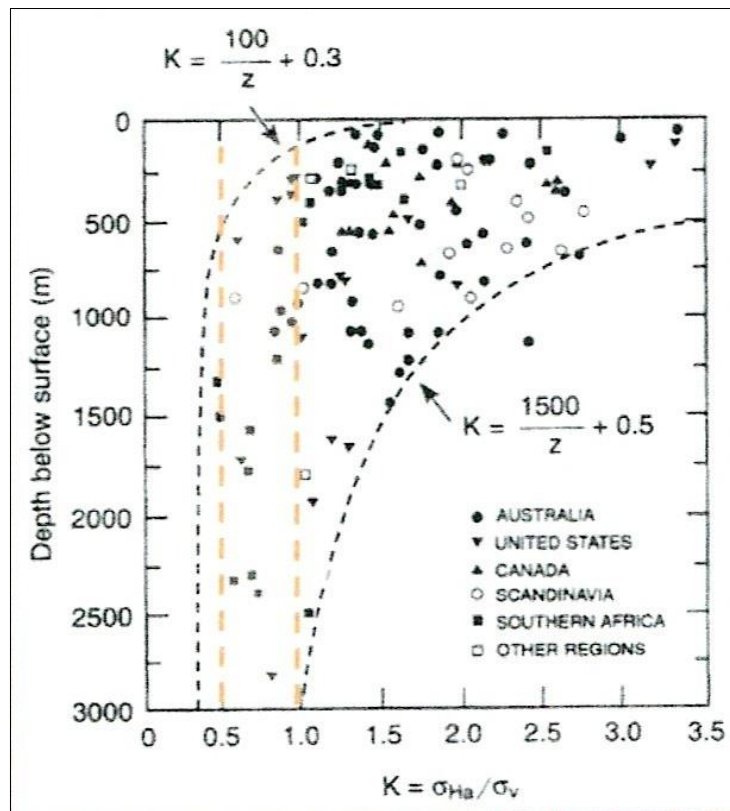


Figura 25. Razón de esfuerzos horizontales/verticales (Hoek and Brown, 1978)

### **2.8.1. Medición de esfuerzos**

La literatura especializada ofrece una gran cantidad de métodos que permiten determinar el nivel de esfuerzos absolutos en un lugar. Las técnicas disponibles pueden ser clasificadas en tres grupos dependiendo de su ubicación y características geomecánicas de la roca en estudio:

- Ensayos adyacentes a la superficie, menor a 1m.
- Ensayos en perforaciones de poca profundidad, entre 10 a 30m.
- Ensayos a gran profundidad, mayor a 30m.

Un método empleado para la medición de esfuerzos en ensayos de poca profundidad es la técnica de "*Overcoring o Sobre perforado*" que utiliza la celda triaxial desarrollada por CSIRO (Commonwealth Scientific and Industrial Research Organisation), denominada *Hollow Inclusion*.

#### **2.8.1.1. Técnica de Overcoring**

La medición realizada mediante la técnica de overcoring entregará un valor puntual, representativo exclusivamente del lugar donde sea realizado el ensayo. La presencia de estructuras geológicas, contactos geológicos, etc. puede provocar cambios significativos en la magnitud y orientación de los esfuerzos.

#### **2.8.1.2. Procedimiento de Medición**

El procedimiento de medición de esfuerzos para la técnica overcoring es como sigue:

- Inicialmente se perfora un sondaje de 155mm de diámetro, hasta la ubicación que se desea efectuar la medición.
- Se perfora un segundo sondaje de 38mm de diámetro, concéntrico al anterior, de un largo aproximado de 600mm.
- Se limpian las perforaciones realizadas.
- Al interior de perforación menor se instala una celda triaxial, que posee 12 estampillas strain gages.
- Instalado el instrumento, la perforación menor es sobre perforada al diámetro de 155mm.
- Producto de la acción anterior se liberan o alivian los esfuerzos en el testigo.
- La relación de esfuerzo-deformación es determinada mediante un ensayo biaxial aplicado al testigo recuperado de la perforación.



Por medio de la celda *Hollow Inclusion*, es posible determinar por completo el estado de esfuerzos de la roca (esfuerzos principales, direcciones y esfuerzos según el sistema coordinado). El proceso de obtención se muestra gráficamente en la Figura 26.

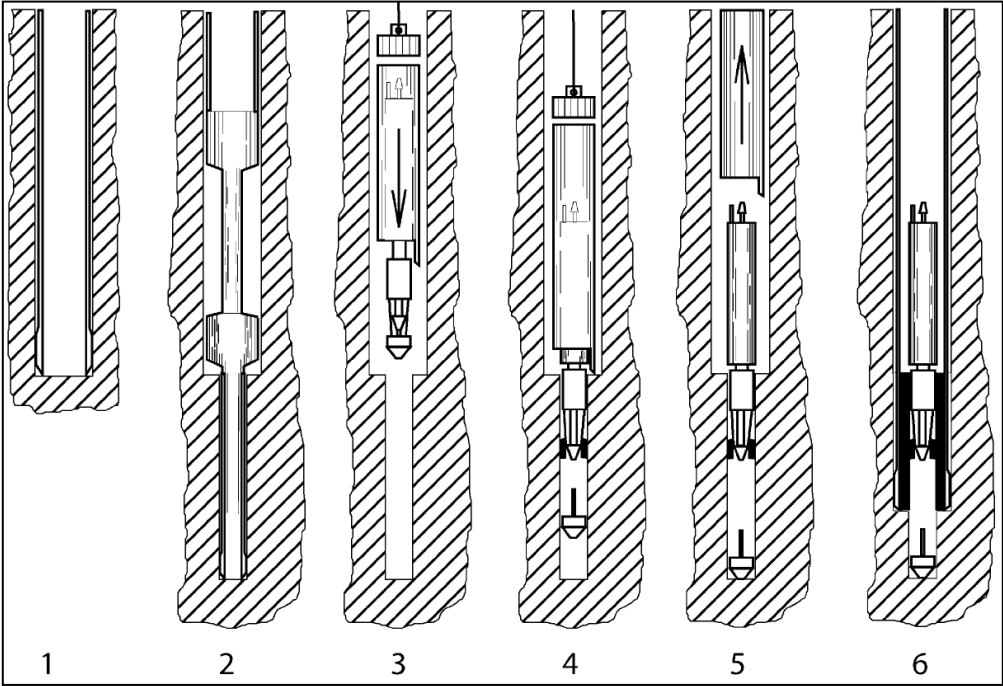


Figura 26. Metodología de instalación de celda HI.



Figura 27. Equipo de perforación y testigo obtenido.

## 2.8.2. Registro de esfuerzos tectónicos nacionales

En la Tabla 7 se resumen los valores de esfuerzos tectónicos en diferentes lugares de Chile, obtenidos de la literatura disponible (Chacón, 1988), indicando magnitud y orientación de esfuerzos principales ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  y  $\sigma_3$ ), esfuerzos principales secundarios ( $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$  y  $\sigma_z$ ) en las direcciones Este-Oeste, Norte-Sur y la vertical, el esfuerzo vertical promedio, profundidad de la medición, razones de esfuerzo horizontal/vertical.

Tabla 7. Esfuerzos tectónicos en Chile, obtenidos de la literatura disponible.

Registro	$\sigma_1$			$\sigma_2$			$\sigma_3$			$\sigma_{NS}$ [MPa]	$\sigma_{EW}$ [MPa]	$\sigma_{ZZ}$ [MPa]	$\sigma_{NE}$ [MPa]	$\sigma_{NZ}$ [MPa]	$\sigma_{EZ}$ [MPa]	Profundidad [m]
	Magnitud [MPa]	Azi [°]	Incl. [°]	Magnitud [MPa]	Azi [°]	Incl. [°]	Magnitud [MPa]	Azi [°]	Incl. [°]							
CHU1	3,02	91,30	-16,90	2,70	197,60	-42,60	2,54	345,10	-42,50	2,62	2,99	2,65	0,02	0,08	-0,11	106
CHU3	5,86	264,70	25,20	4,07	236,30	-61,80	3,34	169,10	11,70	3,41	5,50	4,36	0,27	0,08	-0,71	177
CHU4	11,54	73,90	-7,70	6,93	171,70	-43,90	5,91	336,00	-45,10	6,85	11,02	6,50	1,41	0,30	-0,77	265
CHA4	42,00	131,00	87,00	37,00	224,00	137,00	12,00	44,00	133,00	30,25	35,26	25,49	-8,93	-7,53	-10,32	283
CHA5	43,00	182,00	121,00	25,00	129,00	44,00	18,00	253,00	61,00	37,51	19,92	28,57	-0,95	-8,88	-3,07	345
CHA6	69,00	230,00	92,00	41,00	317,00	32,00	30,00	141,00	58,00	47,66	54,34	38,00	17,64	-4,54	2,24	595
CHA7	48,00	154,00	112,00	45,00	193,00	27,00	22,00	250,00	106,00	44,52	26,35	44,13	-7,69	0,76	5,93	721
CHA8	61,00	157,00	124,00	39,00	63,00	96,00	23,00	325,00	145,00	48,55	39,51	34,93	-3,03	-15,34	8,46	579
CHA9	49,00	185,00	70,00	37,00	308,00	35,00	6,00	265,00	117,00	47,59	12,61	31,80	-1,74	4,77	12,65	714
CHA10	54,00	17,00	155,00	51,00	303,00	83,00	34,00	216,00	114,00	42,30	45,97	50,74	-6,76	6,20	3,80	554
CHA11	10,00	213,00	87,00	8,00	308,00	35,00	6,00	301,00	125,00	9,08	7,55	7,37	1,50	-0,42	0,83	290
CHA12	14,00	185,00	110,00	10,00	150,00	24,00	1,00	90,00	103,00	13,51	1,46	10,03	0,36	-1,26	-2,03	355
CHA13	8,00	186,00	64,00	6,00	345,00	28,00	2,00	272,00	99,00	7,63	2,11	6,26	0,27	0,74	0,66	390
CHA15	8,00	184,00	108,00	5,00	206,00	20,00	3,00	276,00	97,00	7,71	3,07	5,22	0,43	-0,86	0,18	136
CHA16	49,00	90,00	107,00	23,00	19,00	44,00	6,00	165,00	52,00	13,40	46,24	18,36	2,49	-8,06	9,21	105
CHA17	6,00	199,00	47,00	4,00	3,00	44,00	2,00	102,00	82,00	4,88	2,22	4,90	0,69	0,89	0,60	52
CHA18	7,00	115,00	74,00	4,00	23,00	84,00	2,00	93,00	163,00	4,51	6,09	2,40	-1,06	0,37	-1,28	241
CHA19	9,00	123,00	85,00	5,00	301,00	5,00	3,00	213,00	90,00	4,77	7,20	5,03	-2,73	0,20	-0,28	192



**Tabla7. Esfuerzos tectónicos en Chile, obtenidos de la literatura disponible (continuación).**

Registro	$\sigma_1$			$\sigma_2$			$\sigma_3$			$\sigma_{NS}$ [MPa]	$\sigma_{EW}$ [MPa]	$\sigma_{ZZ}$ [MPa]	$\sigma_{NE}$ [MPa]	$\sigma_{NZ}$ [MPa]	$\sigma_{EZ}$ [MPa]	Profundidad [m]
	Magnitud [MPa]	Azi [°]	Incl. [°]	Magnitud [MPa]	Azi [°]	Incl. [°]	Magnitud [MPa]	Azi [°]	Incl. [°]							
CHA20	12,00	111,00	111,00	11,00	52,00	36,00	3,00	190,00	62,00	5,05	11,55	9,40	-1,26	-3,43	-0,16	376
CHA21	4,00	328,00	157,00	3,00	78,00	98,00	2,00	171,00	111,00	2,27	3,03	3,70	0,05	0,65	-0,25	146
CHA22	62,00	111,00	92,00	16,00	25,00	17,00	11,00	201,00	63,00	16,69	55,34	16,97	-17,27	-0,68	1,72	87
CHA23	42,00	100,00	100,00	22,00	71,00	11,00	13,00	189,00	85,00	13,90	40,54	22,56	-4,73	-1,47	3,35	337
CHA24	8,00	240,00	65,00	4,00	122,00	45,00	3,00	169,00	124,00	4,19	6,44	4,37	1,56	1,23	1,22	227
CHA25	7,00	90,00	119,00	5,00	354,00	102,00	4,00	244,00	149,00	4,94	6,26	4,80	-0,08	0,24	1,27	342
CHA26	6,00	268,00	173,00	3,00	75,00	97,00	3,00	165,00	92,00	2,99	3,05	5,96	-0,01	-0,03	-0,35	292
CHA27	8,00	274,00	97,00	4,00	196,00	31,00	3,00	180,00	120,00	3,27	7,92	3,81	-0,27	0,47	-0,48	397
CHA29	3,00	234,00	166,00	2,00	266,00	78,00	2,00	174,00	83,00	2,02	2,04	2,94	0,01	-0,14	-0,19	481
CHA30	74,00	189,00	83,00	15,00	301,00	19,00	12,00	277,00	107,00	71,70	13,76	15,53	9,23	6,87	2,03	252
CHA32	14,00	248,00	116,00	12,00	235,00	26,00	8,00	156,00	95,00	8,97	12,58	12,45	2,06	0,01	-0,96	167
CHA33	13,00	146,00	111,00	7,00	75,00	49,00	5,00	36,00	132,00	9,86	8,22	6,92	-2,94	-2,49	0,55	96
CHA34	18,00	179,00	93,00	12,00	117,00	7,00	8,00	89,00	96,00	17,98	8,06	11,96	-0,25	-0,27	-0,45	207
CHA36	63,00	255,00	77,00	29,00	102,00	14,00	6,00	167,00	96,00	9,71	57,73	30,56	13,31	4,38	6,82	400
CHA37	40,00	219,00	74,00	15,00	336,00	31,00	3,00	119,00	64,00	26,21	17,15	14,64	15,57	2,76	8,33	400
CHA39	73,00	92,00	95,00	20,00	14,00	24,00	12,00	180,00	67,00	13,37	72,55	19,08	-1,75	-3,12	4,54	500
CHA40	14,00	77,00	136,00	6,00	29,00	57,00	3,00	137,00	65,00	4,89	8,55	9,56	2,04	0,02	4,70	300
CHA41	27,00	174,00	74,00	8,00	285,00	39,00	3,00	253,00	125,00	25,06	5,07	7,87	-2,82	5,69	1,68	300

### 3. METODOLOGÍA

Para la obtención de los objetivos planteados, el trabajo sigue la siguiente metodología:



Figura 28. Metodología de trabajo.

#### 3.1. Cuestionario estándar

Inicialmente se desarrolla un cuestionario único para la recopilación de información, de modo de unificar el formato y los antecedentes necesarios para llevar a cabo el proyecto. La Figura 29 muestra un esquema de los ítems que contiene dicho cuestionario (Para revisar en detalle el Cuestionario revisar Anexo A: Cuestionario ).

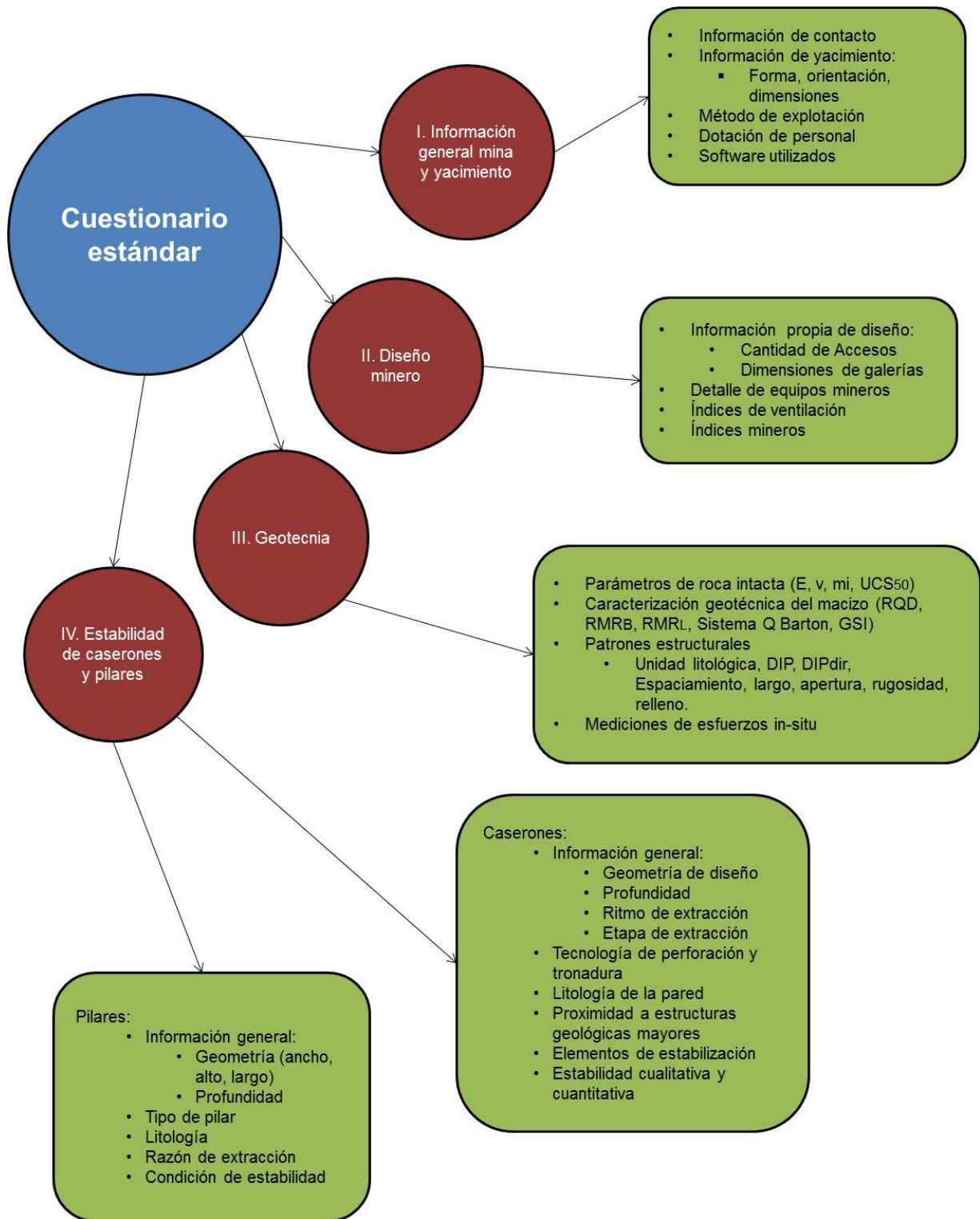


Figura 29. Información recopilada a través de cuestionario estándar.

## **3.2. Recopilación y procesamiento**

Los antecedentes para la realización del trabajo son obtenidos mediante trabajo en terreno y de gabinete.

### **3.2.1. Trabajo en terreno**

Se visitan las faenas participantes durante un período de tres a cuatro semanas, durante el cual se recaba la información contenida en el cuestionario único de adquisición de antecedentes, además se colectan las bases de datos existentes de diseño y levantamiento topográfico de las cavidades generadas producto de la explotación minera mediante Sublevel Stopping. Durante esta etapa se analiza la cantidad y calidad de la información proporcionada por la empresa visitada.

### **3.2.2. Trabajo de gabinete**

En esta etapa, los antecedentes recopilados de la literatura y en terreno deben ser ordenados, tabulados y analizados.

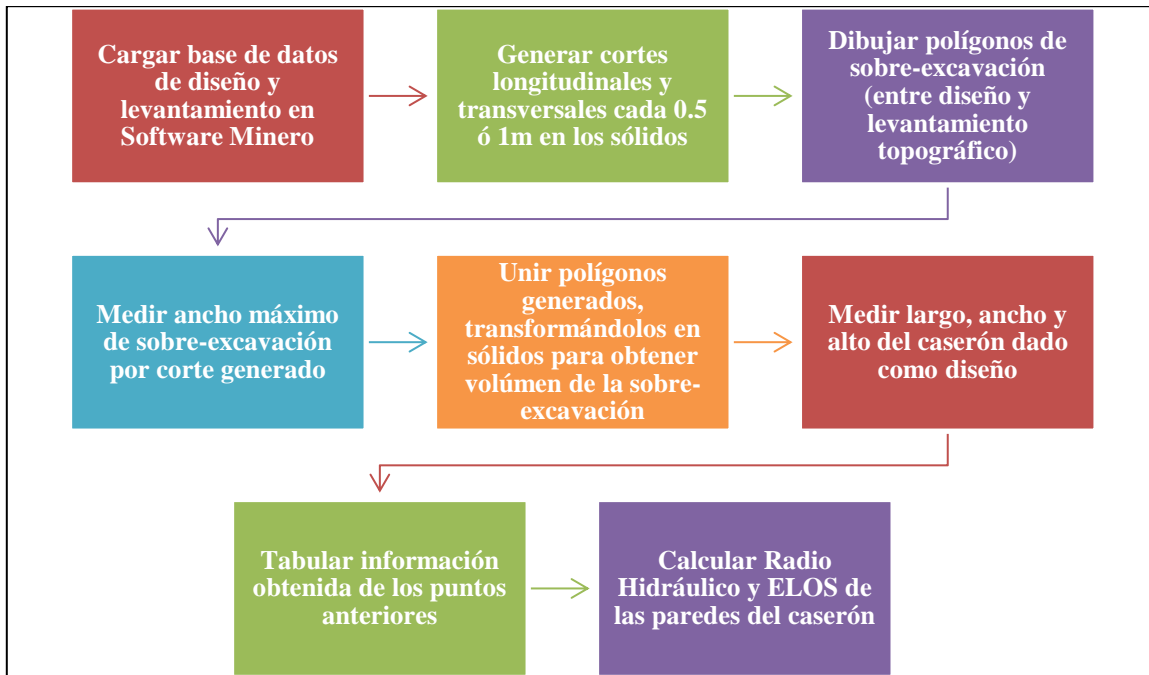
Inicialmente se realiza una compilación de trabajos desde distintas referencias públicas, apoyándose en publicaciones, memorias de título, informes de empresas y todo material considerado relevante y sea un aporte al estudio. Se tiene especial énfasis en la información relacionada con ensayos de esfuerzos in-situ en Chile.

Al mismo tiempo, las bases de datos de diseño y levantamientos topográficos de cavidades son cargadas en distintos Software de Diseño Minero<sup>3</sup>, continuando con el análisis iniciado en terreno. Primeramente se consideró dentro de los alcances de la Memoria de Título estudiar la estabilidad de las paredes que componen un caserón desde un punto de vista cuantitativo, para ello es necesario calcular la sobre-excavación de las paredes utilizando el procedimiento desarrollado en la Figura 30.

El procedimiento es aplicado únicamente en 2 casos, configurándose de esta forma como el punto de inicio del módulo de adquisición de información, cálculo de sobre-excavación y RH del software que será generado por el proyecto, del cual esta memoria forma parte. En la siguiente figura se muestra un diagrama de flujo, donde se indican cada una de las etapas contempladas en el procedimiento de trabajo con sólidos de diseño y tomas de cavidades.

---

<sup>3</sup> Minesight 3D, Vulcan 3D



**Figura 30. Procedimiento de trabajo en bases de datos de diseño y levantamiento topográfico de caserones.**

### **3.3. Herramientas de análisis**

Serán empleados los siguientes programas computacionales como herramientas de análisis y apoyo en la realización de la memoria de título.

- Vulcan 3D.
- Minesight 3D.
- Autocad.

### **3.4. Consideraciones**

En vista de la privacidad de la información que puede ser adquirida, el trabajo se registrará por el siguiente acuerdo de confidencialidad:

- En ningún momento el nombre o dueño de la operación minera será distribuido, publicado o relacionado con alguno de los datos recolectados.
- Los datos serán compilados y presentados de forma agregada, sin que exista posibilidad de identificar a personas, mineras o compañías.
- La información de contacto será utilizada únicamente para fines de correspondencia.

## **4. CATASTRO DE PRÁCTICAS OPERACIONALES Y DE DISEÑO**

El benchmarking que será presentado en el siguiente capítulo es desarrollado de acuerdo a los objetivos ya trazados, siguiendo la línea de trabajo entregada. Como fue mencionado en la metodología de trabajo, inicialmente fue desarrollado un cuestionario estándar que es utilizado para recolectar la información en cada una de las faenas visitadas. En vista de la confidencialidad de la información, los resultados se presentan en forma agregada. En ningún momento se revela el nombre de la empresa a que pertenecen. Para la elaboración del benchmark se han considerado cinco faenas que colaboran con información completa y que son consideradas como representativas del método de explotación Sublevel Stopping en Chile.

Los datos recopilados son los siguientes:

- Información general de yacimiento.
- Información de diseño.
- Información geológica.
- Información geotécnica.
- Estabilidad de caserones.

El *benchmark* intenta dar cuenta de la situación actual de la mediana minería subterránea en Chile, en términos de prácticas operacionales y diseños implementados.

### **4.1. Información general**

El análisis comparativo preliminar está relacionado con la información general recolectada de las faenas visitadas, esto incluye lo siguiente:

- Forma y orientación del yacimiento.
- Dimensiones del yacimiento.
- Tipo de Mineral y distribución de leyes.
- Dotación de personal.
- Ritmo de producción.

La información comienza con una descripción global de la forma del yacimiento, el/los minerales de interés y la distribución de los mismos. De la Tabla 8 se desprende que en los yacimientos de las operaciones visitadas predominan formas irregulares y tabulares, en su mayoría constituidos por cuerpos mantiformes elongados y cuerpos de menor potencia de tipo tabulares subverticales.

El principal mineral explotado es sin lugar a dudas el cobre, sin embargo cabe destacar las importantes cantidades de oro obtenidas como subproducto. La distribución de leyes es errática en la mayoría de los casos, básicamente porque se generan bolsones con altas concentraciones de los minerales señalados en la Tabla 8.

**Tabla 8. Información general de yacimientos visitados.**

Faena	Forma General	Tipo Mineral	Distribución de leyes
Mina A	Irregular	Cu-Fe-Au	Errática
Mina B	Irregular	Cu	Uniforme
Mina C	Irregular	Cu-Au-Ag	Errática
Mina D	Tabular	Au-Ag-Zn	Errática
Mina E	Irregular	Cu-Au-Ag	Errática

En cuanto a la orientación de los yacimientos, rumbo y manto, obedece principalmente a un control estructural de los cuerpos de mena, y en general se orientan paralelos a los sistemas de fallas presentes.

La mineralización se presenta diseminada y/o en venillas dentro de las distintas litologías que conforman estos yacimientos, constituyéndose numerosos cuerpos irregulares y tabulares separados dentro del área señalada en la Tabla 9.

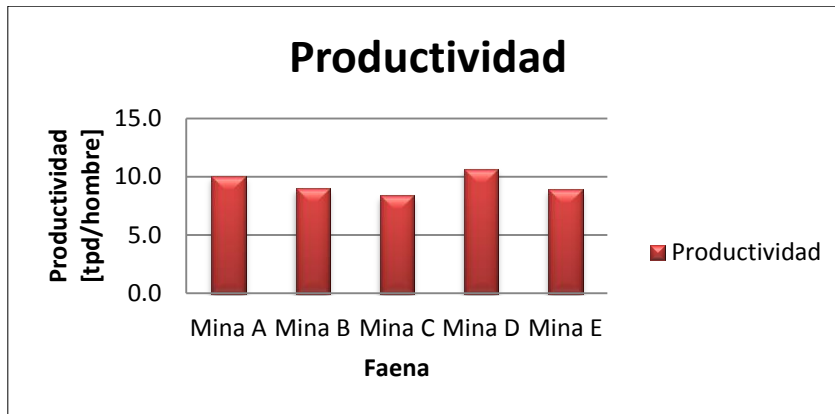
**Tabla 9. Dimensiones de yacimientos de minas visitadas.**

Faena	Largo [m]	Ancho [m]	Altura [m]
Mina A	1.500	1.300	600
Mina B	1.800	800	600
Mina C	900	600	400
Mina D	1.700	1.600	600
Mina E	800	800	400

Se utiliza la definición entregada por el Instituto de Ingenieros de Minas (IIMCH) en 1990, que clasifica como compañías de mediana minería a aquellas que explotan entre 300 y 8.000 toneladas de mineral al día. Según esta clasificación las cinco faenas visitadas corresponden a la categoría mencionada. En la siguiente tabla queda reflejado el ritmo de producción, personal y productividad por hombre de las minas visitadas.

**Tabla 10. Ritmo de producción y cantidad de personal por faena.**

Faena	Ritmo de Producción [tpd]	Personal [NºHombres]	Productividad [tpd/Hombre]
Mina A	4.500	450	10,0
Mina B	5.400	600	9,0
Mina C	6.700	800	8,4
Mina D	3.800	356	10,7
Mina E	4.000	450	8,9



**Figura 31. Gráfico de productividad de faenas.**

Considerando la productividad como la relación existente entre el tonelaje extraído y la cantidad de trabajadores de la faena, se observa que el rango de productividad por trabajador es 8 a 11 [t/hombre] para las empresas de mediana minería seleccionadas.

Respecto a los especialistas geotécnicos, se observa que en cada una de las faenas visitadas se cuenta con al menos uno de estos profesionales, trabajando jornada completa. Además, existen empresas especializadas en el área geotécnica que prestan servicios de asesorías por proyectos o ante eventualidades, aportando con personal adicional especializado por cortos períodos de tiempo en faena.

El predominio de las herramientas de diseño recae en los programas Vulcan y Minesight, siendo este último el de mayor utilización con un 80%. Estas poderosas herramientas son manejadas a toda escala dentro de las operaciones; incluyendo el diseño, geología, geotecnia y planificación.

**Tabla 11. Software de diseño utilizado por mina.**

Faena	Software
Mina A	Minesight
Mina B	Minesight
Mina C	Minesight
Mina D	Vulcan
Mina E	Minesight

Entre los programas geomecánicos/geotécnicos más utilizados por los consultores se tienen:

- Análisis estructural: Dips - Swedge - Pswedge – Unwedge.
- Procesamiento Información: Rockdata – Rocklab.
- Análisis Equilibrio Límite: Xstable 5.0 – Slide.
- Modelamiento Numérico: Phases - Flac - Udec - Flac 3D - Map 3D.



## 4.2. Método de explotación

La totalidad de las minas participantes del benchmark utiliza caserones por subniveles como método subterráneo de explotación, para ello han adoptado la variantes que se adapte de mejor manera a los cuerpos mineralizados presentes en sus yacimientos. En seguida se describen los diseños de las unidades de explotación existentes en las faenas visitadas.

### 4.2.1. Mina A

El dimensionamiento de caserones en Mina A se realiza de acuerdo a diversas consideraciones, entre las que destacan las siguientes:

- Revisión de información base:
  - Geología del nivel.
  - Mapeo estructural del nivel y sistemas estructurales del nivel de interés.
  - Mapeo geotécnico ( $RMR_{BIENIAWSKI}$  y  $Q_{BARTON}$ ).
- Modelo geotécnico: Se tiene un modelo de calidad de la roca para todos los sectores productivos de la mina. Además, se revisa el modelo estructural 3D del sector para analizar el dominio de estructuras que controlan el cuerpo.
- Análisis de estabilidad:
  - Análisis geométrico – estructural: Esto se realiza con el objetivo de identificar zonas sensibles definidas por estructuras y condición geométrica del caserón.
  - Análisis gráfico de estabilidad de Mathews: Para la revisión de estabilidad de paredes se cuenta con información de la calidad de roca (Q de Barton). En caso de no estar disponible, se extrapola esta información realizando un análisis preliminar.

La Tabla 12 indica el dimensionamiento de algunos caserones explotados en Mina A.

**Tabla 12. Dimensiones de caserones, Mina A.**

Caserón	Largo [m]	Alto [m]	Ancho [m]
C1A	77	60	10
C2A	80	60	16
C3A	70	120	10
C4A	51	45	6
C5A	55	38	5
C6A	31	36	8
C7A	20	74	5

En la Figura 32 se entrega un caserón explotado en mina A.

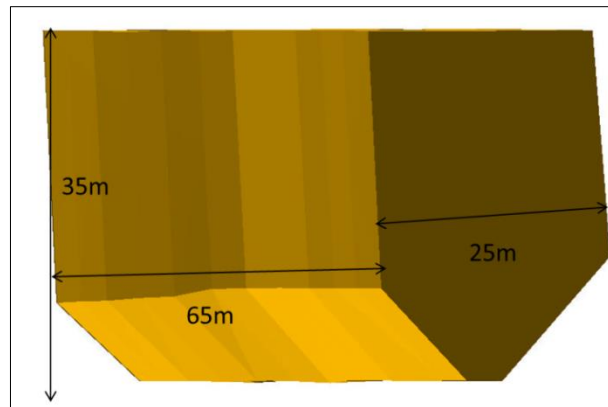


Figura 32. Caserón tipo en mina A.

#### 4.2.2. Mina B

La calidad de la roca en la Mina B permite aplicar el método de explotación de caserones por subniveles (Sublevel Open Stopping). Debido a la diversidad de geometrías de los cuerpos mineralizados y las diferentes geometrías para las labores que deben construirse para la explotación del mineral, se han desarrollado estándares y criterios uniformes orientados a los procesos de diseño, desarrollo, preparación y explotación de caserones.

Dimensiones más comunes para caserones explotados en Mina B son:

- Altura: 40 - 100 metros.
- Ancho: 30 - 100 metros.
- Largo: 20 - 200 metros.

En la Figura 33 se muestra un caserón tipo explotado en Mina B.

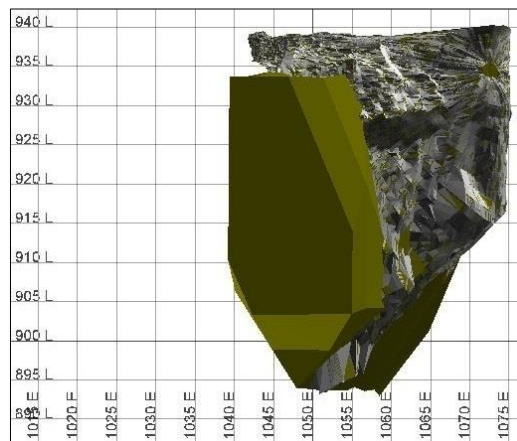


Figura 33. Caserón de diseño y levantamiento topográfico de la cavidad, Mina B.

### 4.2.3. Mina C

En la Mina C las dimensiones de un caserón se definen por la forma geométrica del cuerpo mineralizado a explotar, y deben limitarse a las condiciones operativas de los equipos mineros y de la excavación. El diseño para cuerpos de grandes dimensiones considera pilares verticales y horizontales que luego se extraen utilizando técnicas de tronadura masiva.

Algunas consideraciones en el diseño de los caserones son las siguientes:

- Ancho y largo: el ancho utilizado en el diseño preliminar es de 25m y su largo dependerá de la extensión de la zona mineralizada, esto fluctúa entre 25 a 80m.
- Altura: dependiendo de la zona mineralizada variará entre 48 y 108m, ajustándose a múltiplos de 16m.

En la Figura 34 se entrega un caserón explotado en Mina C.

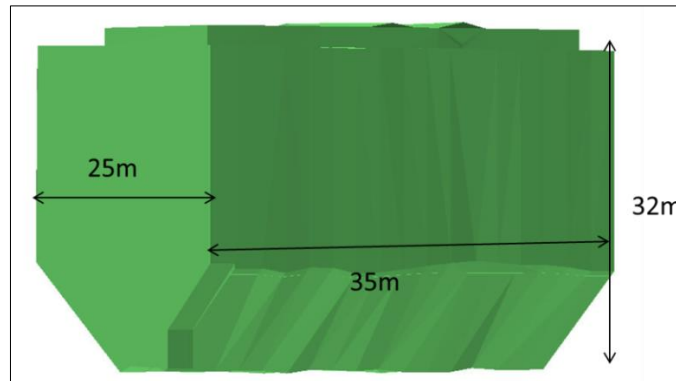


Figura 34. Caserón tipo en mina C.

### 4.2.4. Mina D

En la Mina D la explotación de las vetas se realiza mediante caserones por subniveles, utilizando para ello tiros radiales. La perforación DTH se realiza desde distintos subniveles construidos en el bloque, hacia el techo y piso.

Las dimensiones del bloque quedan definidas en función de la geometría del cuerpo mineralizado, entregada en un modelo de reserva a cargo de la unidad de ingeniería a largo plazo. Las dimensiones de los bloques para vetas angostas y anchas es el siguiente:

- **Dimensiones del bloque en vetas angostas:**
  - Alto: 100m.
  - Largo: 70m.
  - Ancho: 4m.
  - Distancia entre subniveles: 20m.

- **Dimensiones del bloque en veta ancha:**

- Alto: 140 m.
- Largo: 125 m.
- Ancho: 25 m.
- Distancia entre subniveles: 20 m.

En éste yacimiento se explotan vetas mayores a 0.5m de ancho.

La secuencia utilizada para la explotación del bloque es la siguiente:

- Se realizan las labores del nivel base del bloque.
- Se comienza la explotación de la veta longitudinalmente.
- Desde un subnivel de perforación superior se realiza la perforación radial hacia el techo y piso, de esta forma se asciende en la explotación del bloque.
- El caserón final se compone de todas las excavaciones realizadas de acuerdo a la secuencia aquí expuesta, en la Figura 35 se indica la secuencia seguida en Mina D para la explotación del bloque.

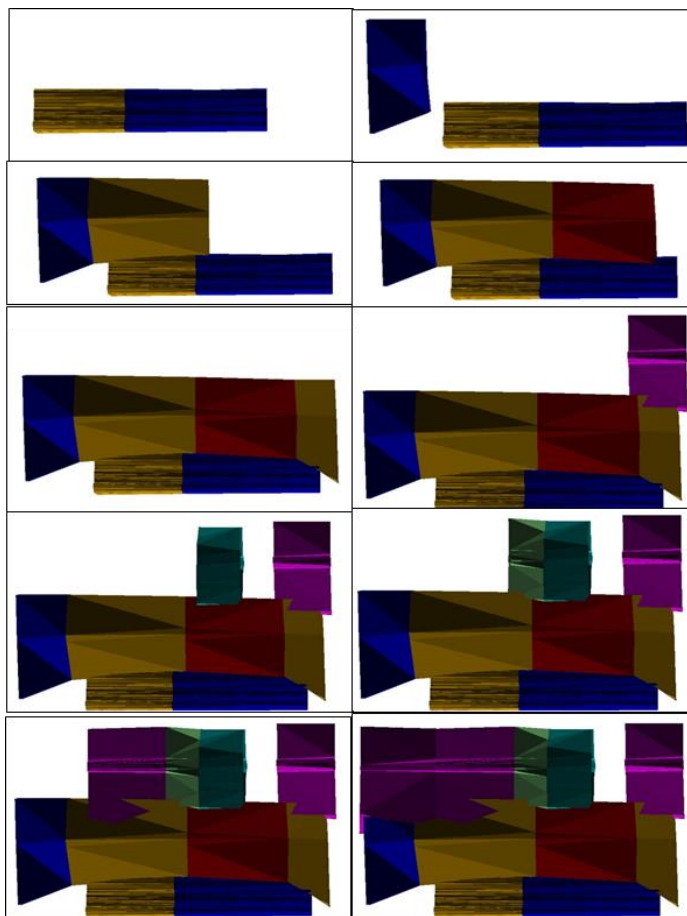


Figura 35. Secuencia de explotación de veta angosta, Mina D.

Para estimar las dimensiones máximas estables de los caserones, pilares y losa, se realizó un análisis retrospectivo para cada condición. Este análisis considera lo siguiente:

- Para estimar los RH máximos admisibles para una condición estable para las paredes de los caserones, se realizó un back análisis a partir de la condición de estabilidad de los caserones explotados en un sector de la mina. El estado de extracción final del caserón fue determinado mediante levantamiento láser 3D.
- Para la estabilidad de pilares y placas se consideró información recopilada sobre el comportamiento del macizo rocoso evaluada en terreno y a la experiencia del consultor que realizó el estudio.

#### **4.2.5. Mina E**

Inicialmente en Mina E se toman como base los informes geomecánicos de consultores externos sustentados en la experiencia de faenas similares (cercanas al yacimiento), para definir los principales parámetros de diseño del método de explotación Sublevel Stopping. Considerando los antecedentes anteriores y la ley de corte para el método se generan sólidos en el modelo de bloques de manera preliminar.

El procedimiento de diseño de unidades de explotación de los distintos sectores se realiza por medio de un análisis visual de los sólidos de las unidades geológicas, además de secciones y plantas del modelo de bloques orientadas en la dirección deseada. Del análisis visual se procede a delimitar los recursos de las distintas zonas encerradas, por medio de polígonos en secciones cada 4 ó 5 m a aquellas zonas con leyes mayores a la ley de corte definida.

Para validar mediante criterios geomecánicos el diseño y la secuencia de explotación definida de manera preliminar, como se mencionó anteriormente, en Mina E se abordan los siguientes análisis:

- Análisis por clasificación de roca.
- Análisis por patrones estructurales que conforman posibles cuñas que puedan provocar inestabilidad de techos y paredes.
- Análisis de optimización de la recuperación de reservas, mediante eventos Mass Blast sobre pilares y losas.

Las dimensiones más comunes de caserones encontrados en Mina E son:

- Ancho: 20-30m.
- Alto: 30-70m.
- Largo: 30-70.

En la Figura 36 se entrega un caserón explotado en Mina E.

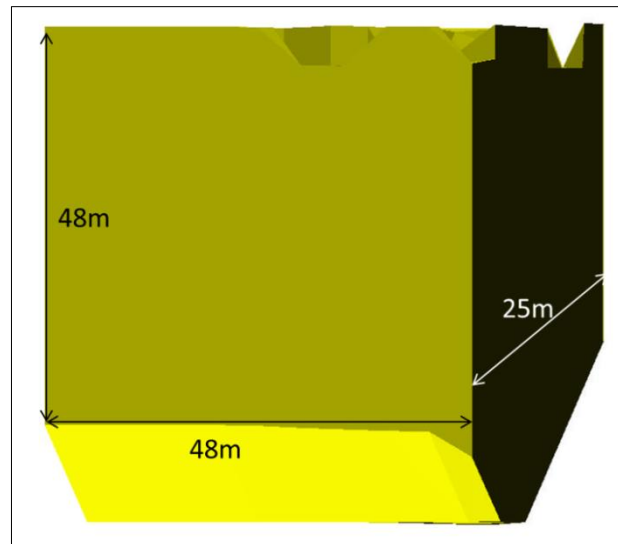


Figura 36. Caserón tipo en mina E.

### 4.3. Infraestructura

Los antecedentes entregados en esta sección se refieren al diseño minero, abarcando la normativa vigente para el dimensionamiento de galerías y cuadros comparativos de las distintas labores presentes en las minas participantes del benchmark.

#### 4.3.1. Normativa vigente

En Chile el organismo fiscalizador que regula las actividades mineras es el Servicio Nacional de Geología y Minería (SERNAGEOMIN), entidad que se basa principalmente en el Decreto Supremo N° 72 de 1985, Reglamento de Seguridad Minera, cuyo texto refundido, coordinado y sistematizado fue fijado mediante el D.S. N° 132 de 2002 del ministerio de Minería. El que entró en vigencia el 7 de febrero de 2004, con su publicación en el Diario Oficial. El objetivo del "Reglamento de Seguridad Minera", definido en su primer artículo, es el de establecer el marco regulatorio general al que deben someterse las faenas mineras de la industria extractiva minera nacional para:

- Proteger la vida e integridad física de las personas que se desempeñan en dicha industria y de aquellas que bajo circunstancias específicas y definidas están ligadas a ellas.
- Proteger las instalaciones e infraestructuras que hacen posible las operaciones mineras, y por ende, la continuidad de sus procesos.

El Reglamento de Seguridad Minera, en su artículo 22, establece que las empresas deberán presentar, antes del inicio de sus operaciones, para la aprobación del SERNAGEOMIN, el método de la explotación de la mina. Además, deben presentar un Reglamento de Fortificación.

### 4.3.2. Labores Mineras

Los distintos tipos de infraestructuras posibles de encontrar en una operación subterránea son entregados:

- Rampa de acceso.
- Galerías de transporte, perforación, reconocimiento, etc.
- Chimeneas de ventilación.
- Estocadas de carguío y drenaje.
- Estocadas de acumulación de marinas, mineral, subestaciones eléctricas.
- Troya de Carguío y Traspaso.
- Piques de traspaso.

El dimensionamiento de galerías se guía principalmente de acuerdo a lo siguiente:

- Dimensiones de los equipos que transitarán por la labor.
- Regirse por el Decreto Supremo N°72 "Reglamento de Seguridad Minera", cumpliendo el artículo 119 y 125 (Ver Anexo B de artículos utilizados).
- Considerar instalaciones como cañerías de aire comprimido, agua, conductores eléctricos, comunicaciones, entre otros.

#### 4.3.2.1. Acceso principal

De acuerdo al Artículo 79 de mencionado reglamento, en toda mina de explotación subterránea deberán existir por lo menos 2 labores principales de comunicación con el exterior que deben estar habilitadas para el tránsito de personas. En la Tabla 13 se muestra la cantidad de accesos operativos en cada una de las operaciones participantes.

**Tabla 13. Acceso principal y número de salidas por faena.**

Faena	Acceso Principal	Cantidad de Accesos
Mina A	Rampa	6
Mina B	Rampa	5
Mina C	Rampa	4
Mina D	Rampa	9
Mina E	Rampa	6

De la tabla anterior se desprende que la única vía de acceso utilizada para entrada de personal y equipos a cada mina es mediante una rampa principal. Las chimeneas de comunicación a superficie son utilizadas como vías de entrada y salida de aire, y se encuentran habilitadas en caso de requerir su utilización como vía de acceso/escape ante emergencias. Las dimensiones e inclinación máxima de las rampas de acceso, se presentan en la siguiente tabla.

**Tabla 14. Dimensiones rampas de acceso.**

Faena	Ancho [m]	Alto [m]	Pendiente [%]
Mina A	5,0	4,0	10
Mina B	6,0	5,0	15
Mina C	5,0	4,0	12
Mina D	4,5	4,2	15
Mina E	5,0	4,0	14

La construcción de rampas de acceso, además de las consideraciones expuestas inicialmente, debe tener en cuenta los siguientes parámetros:

- Evitar cambios de pendientes mayores a 5%.
- Realizar desquinces o estocadas para permitir estacionamiento de equipos ante posibles desperfectos mecánicos.
- Radio de giro considerando los equipos que circularán por el sector.

#### **4.3.2.2. Nivel de extracción o nivel base**

El nivel base es el lugar donde se realiza la recepción y extracción del material quebrado. Se compone por una galería zanja (Undercut), estocadas de extracción o carguío y una galería de transporte o acarreo.

#### **4.3.2.3. Estocada de carguío**

La estocada o cruzado es el lugar donde se inicia la secuencia de extracción y carguío, por lo cual es una galería clave en el proceso productivo. La galería estará expuesta a deteriorarse por múltiples condiciones, entre las cuales se tienen:

- Calidad de la roca.
- Condición de agua.
- Desgaste producto del flujo de mineral, en la visera.
- Daño por reducción secundaria.

Resulta conveniente tener en cuenta estas consideraciones desde su construcción, de forma de proteger la estocada durante su vida útil, mediante un sistema adecuado de fortificación. La Tabla 15 presenta la geometría de estocadas utilizada en las faenas participantes.



Tabla 15. Geometría de diseño de estocadas de carguío.

Faena	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Ángulo [°]	Distancia entre estocadas [m]
Mina A	4,0	4,0	11	65	16
Mina B	4,5	3,7	17-22	40-50	15
Mina C	4,0	4,0	12	70	15
Mina D	3,8	3,8	12	70	14
Mina E	4,0	4,0	12	60	15

Las estocadas de extracción basan su diseño en las siguientes consideraciones operativas:

- Se diseñan con un largo que permita al equipo LHD cargar sin quiebres.
- Considera una visera de desgaste.
- El ancho y alto de la estocada de extracción depende de las dimensiones del equipo de carguío a utilizar.
- Ángulo con respecto a la galería de transporte debe permitir el viraje sin inconvenientes del equipo que se va a utilizar.

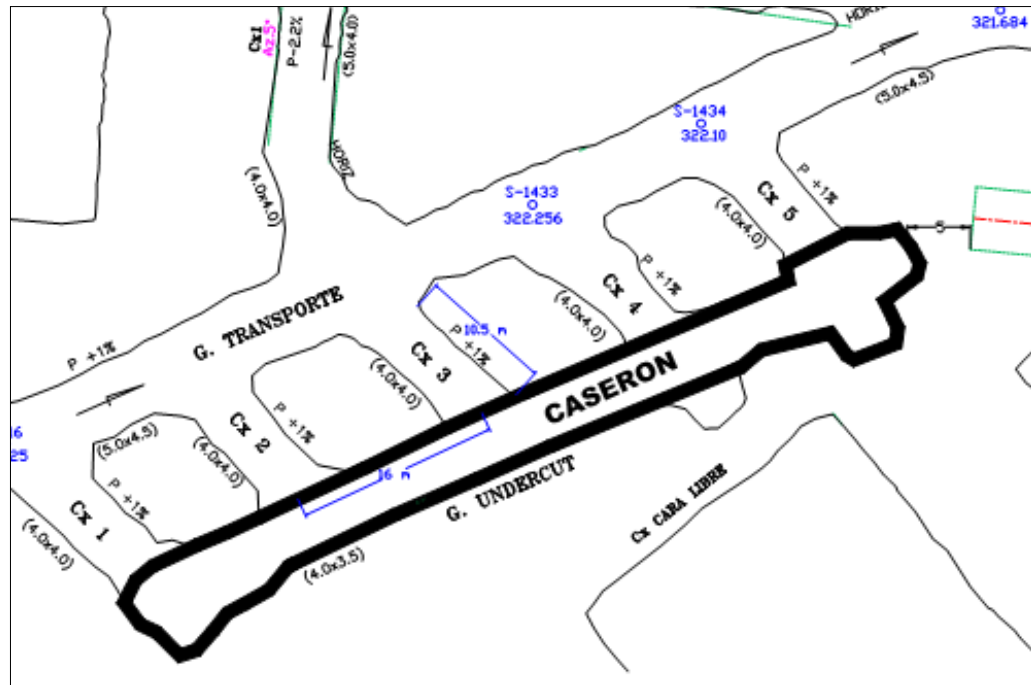


Figura 37. Nivel Base Mina A.



De las faenas en comparación sólo las minas B y D poseen piques de traspaso de mineral, el resto de ellas utiliza estocadas de acumulación de marinas y mineral, donde mediante cargadores frontales se realiza el traspaso de material a camiones para su transporte hacia el exterior de la operación. Las operaciones consideran en el diseño de galerías de producción pendientes menores a 2% para facilitar el drenaje del sector en explotación. En las minas A, B, C y D se observó que adicional a ello se utilizan estocadas de drenaje de 15m con una pendiente de 12%. Posteriormente, el agua acumulada es devuelta a la red interior para su posterior utilización. Las dimensiones típicas de galería de transporte en cada faena son las siguientes:

**Tabla 16. Dimensiones de galerías de transporte.**

Faena	Ancho [m]	Alto [m]
Mina A	5,0	4,5
Mina B	4,5	3,7
Mina C	5,0	4,5
Mina D	4,0	4,0
Mina E	5,0	4,5

#### **4.3.2.5. Galería de zanja**

La galería base de perforación o galería de zanja es la labor desde la cual se realiza la perforación radial para generar la zanja recolectora de material. Las dimensiones representativas de este tipo de galería, para cada operación son entregadas en la Tabla 17.

**Tabla 17. Dimensiones galería de zanja.**

Faena	Ancho [m]	Alto [m]
Mina A	4,0	4,0
Mina B	4,5	3,7
Mina C	4,0	4,0
Mina D	3,8	3,8
Mina E	4,0	4,0

#### **4.3.2.6. Nivel de perforación**

El nivel de perforación corresponde a las galerías desde la cuales equipos de perforación DTH o simba realizan las labores de perforación del caserón. En la Figura 40 se indica la configuración del nivel superior de perforación de un caserón en Mina E.

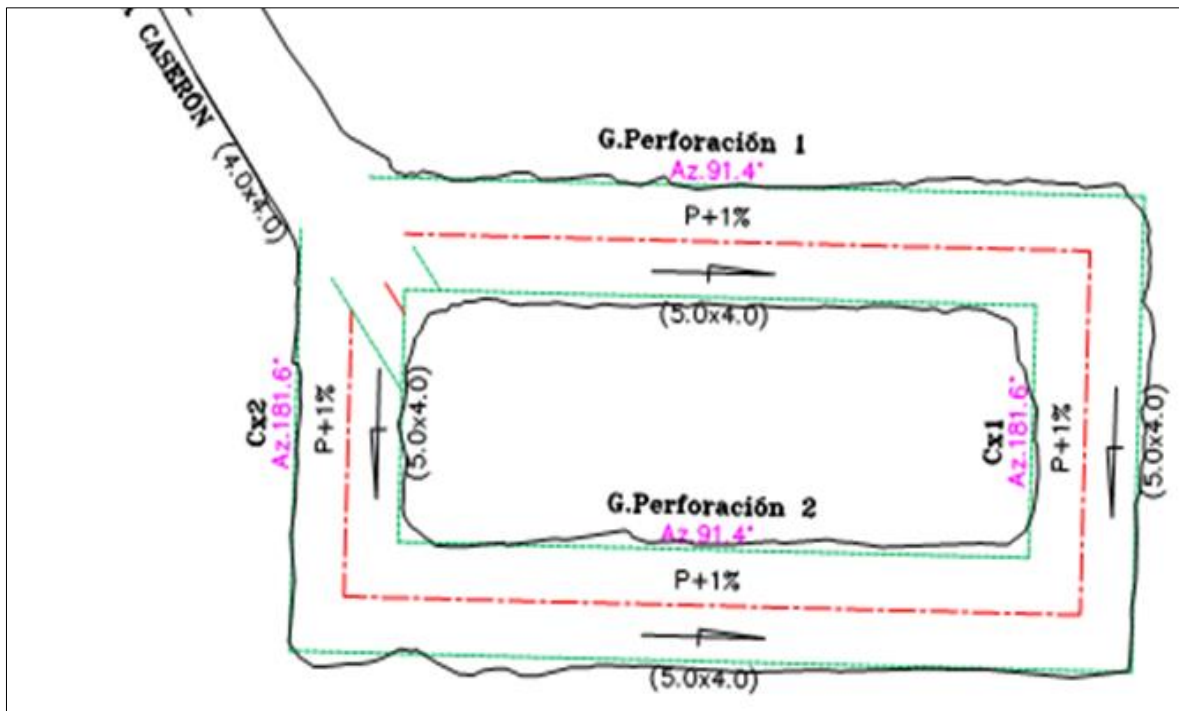


Figura 40. Nivel de perforación Mina E.

La ubicación del nivel obedece en mayor parte a consideraciones económicas, apoyado en aspectos geológicos y geotécnicos del sector de interés. A su vez, las galerías de perforación basan su diseño en aspectos adicionales al de otro tipo de galerías, tales como:

- Diagramas de perforación.
- Secuencia de explotación de caserones.
- Secuencia de tronadura.

Las dimensiones observadas de los diseños recibidos en las faenas, se entregan en la Tabla 18.

Tabla 18. Dimensiones galerías de perforación por faena.

Faena	Ancho [m]	Alto [m]
Mina A	5,0	4,0
Mina B	5,0	3,7
Mina C	5,0	4,0
Mina D	3,8	3,8
Mina E	5,0	4,0

#### 4.3.2.7. Otras Galerías

A continuación se entregan dimensiones típicas observadas de otros tipos de galerías que forman parte de las excavaciones realizadas en operaciones subterráneas (Tabla 19 y Tabla 20).

**Tabla 19. Otros tipos de galerías utilizadas en Mina B.**

Tipo de Infraestructura	Tipo de galería	Sección Semicircular [m]
Desarrollos	Chiflones	5,0 x 4,1
Nivel de Transporte	Túnel TMC	6,0 x 5,0
Otras galerías	Estocada de drenaje	4,0 x 3,5
	Estocada acumulación de Marinas	4,5 x 5,0
	Estocada acumulación de Mineral	4,5 x 5,0
	Estocada de chimenea de Ventilación	4,5 x 3,7
	Estocada sala de bomba	5,0 x 3,7
	Estocada Chimenea Corte	4,5 x 3,7

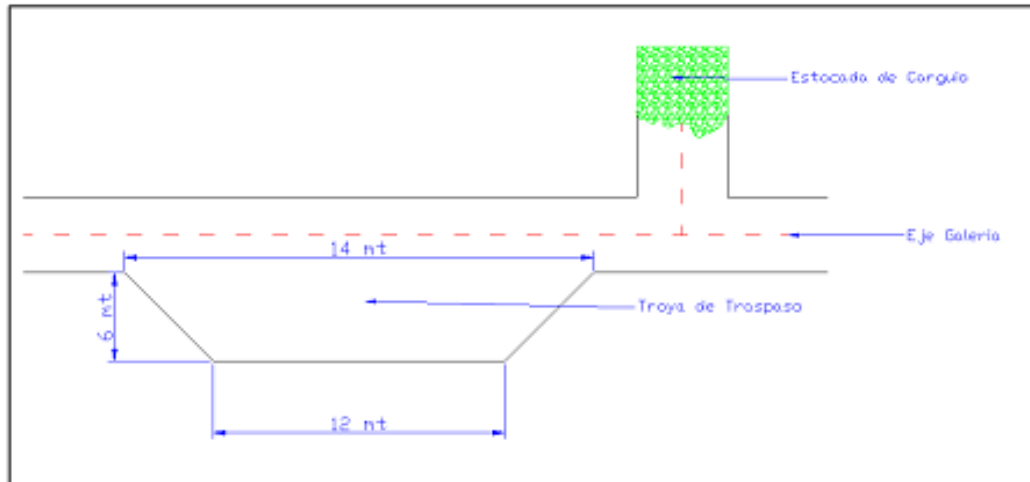
**Tabla 20. Otros tipos de galerías utilizadas en Mina D.**

Tipo de infraestructura	Sección [m]
Cámara de Sondaje	5,0 x 5,0 x 5,0
Galería de reconocimiento	3.4 x 3.4
V.C.R.	2.0 x 2.0
Estocada de drenaje	3.8 x 3.8
Estocada de acumulación de marinas	3.8 x 3.8
Estocada chimenea ventilación	3.8 x 3.8
Estocada sala de Bomba	3.8 x 3.8
Estocada Subestaciones Eléctricas	4.0 x 8.0
Refugio Peatonal	1.5 x 1.5 x 2.0

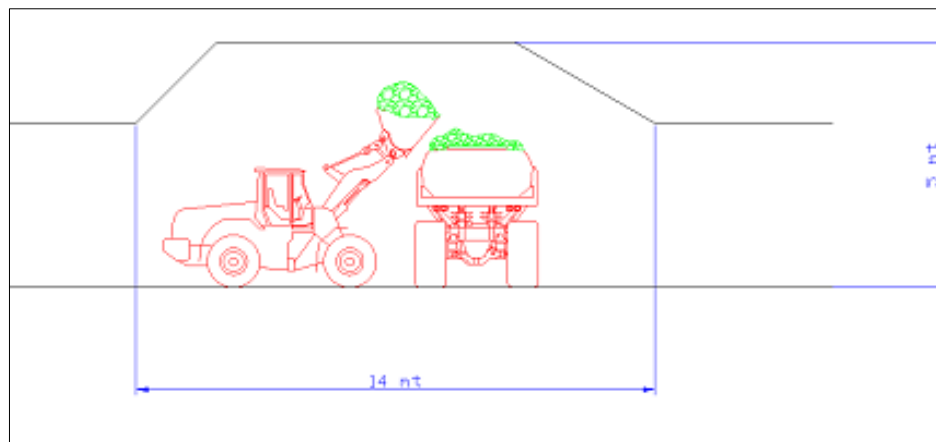
#### 4.3.2.8. Traspaso de materiales

Los equipos utilizados para el manejo de materiales, operaciones de carguío y transporte, son básicamente similares en cada una de las faenas visitadas, únicamente se diferencian en capacidad, marca y cantidad de equipos. Inicialmente el mineral es extraído a través de estocadas de carguío mediante equipos LHD, los cuales conducen el material hacia estaciones de transferencia, que dependiendo del caso pueden ser piques de traspaso y/o estaciones de carguío.

En Mina D, el sistema de transporte principal se basa en el acarreo de material desde estocadas de carguío hasta chimeneas de traspaso, que lo conducen hasta una troya o estación de traspaso en el nivel principal de la mina. La configuración de la troya se especifica en Figura 41 y Figura 42.



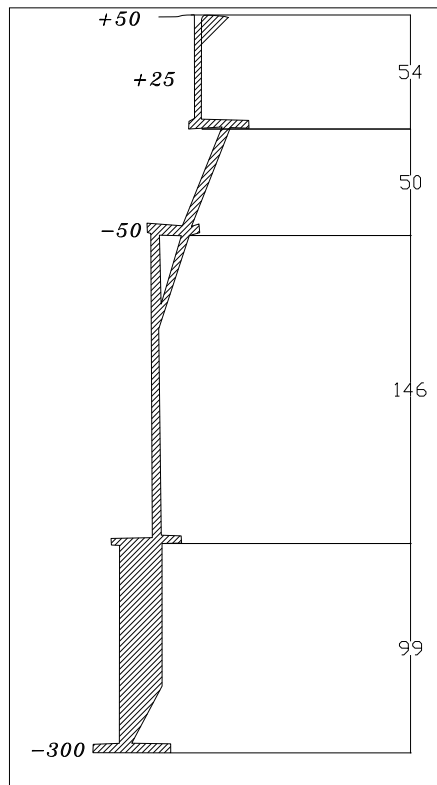
**Figura 41. Planta Troya de Traspaso Mina D.**



**Figura 42. Perfil troya de traspaso Mina D.**

Las dimensiones entregadas de este sistema de traspaso son estándares para la operación de la Mina D en su totalidad.

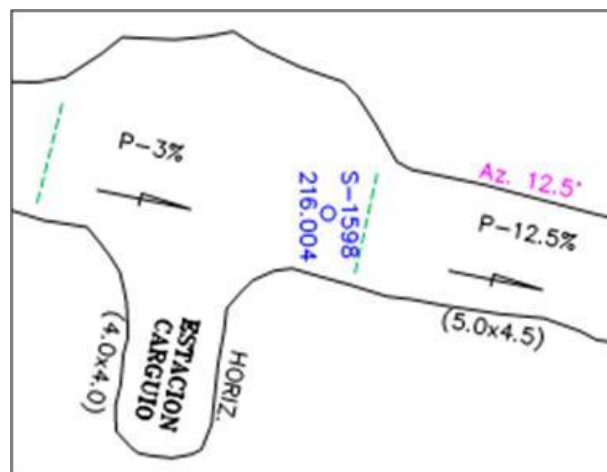
En la Mina B, por ejemplo, se utiliza un pique de traspaso para trasladar el material desde los distintos niveles de producción hasta un nivel de transporte principal donde el mineral es conducido hacia el exterior. Los piques están conformados por una chimenea de traspaso, puntos de vaciado, tolva, sucucho y buzón. La Figura 43 corresponde a la disposición del pique de traspaso en Mina B.



**Figura 43. Pique de traspaso en Mina B.**

En las Minas A, C y E los equipos LHD conducen el mineral desde los puntos de extracción hasta galerías de acopio, desde donde el material es cargado a camiones mediante cargadores frontales y desde allí transportado hacia el exterior de la mina.

La Figura 44, entrega la configuración geométrica de las estaciones de carguío. En la imagen es posible observar una sección de 5.0 x 4.5 m para la galería principal con desquinche frente a la estación de transferencia.



**Figura 44. Estación de carguío Mina A**

### 4.3.3. Diseño de Galerías

En este ítem corresponde analizar los distintos diagramas de disparo de galerías y caserones recopilados de la información entregada por las faenas. Se entiende por diagrama de disparo a la configuración o disposición geométrica de los tiros para realizar una excavación y avanzar por una galería o túnel. La geometría en este diseño está determinada por los siguientes parámetros:

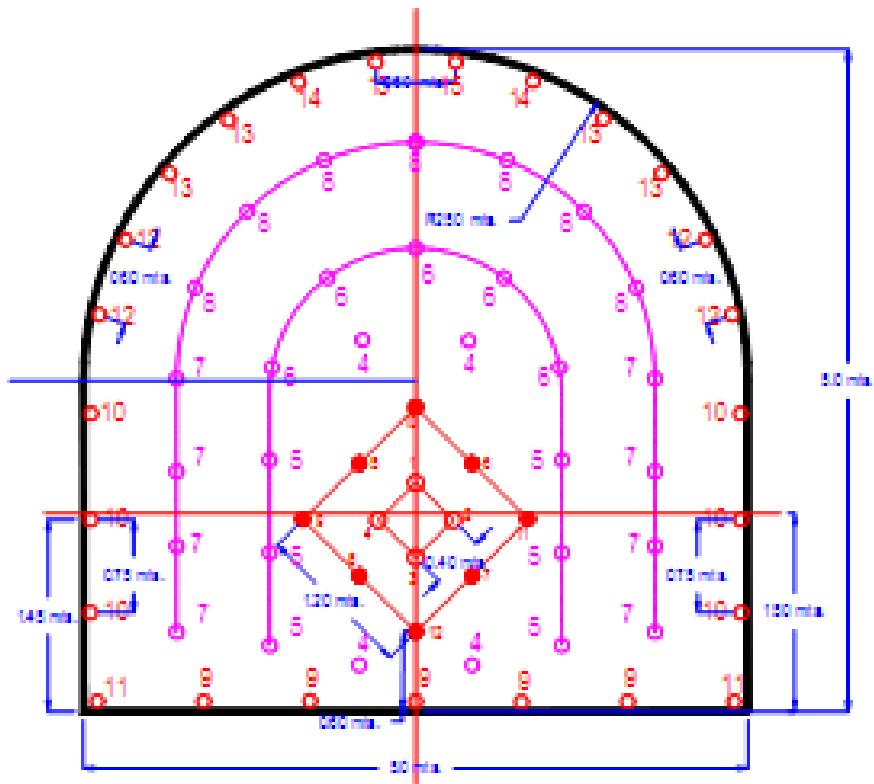
- Diámetro de perforación ( $\varnothing$ ).
- Burden (B): Distancia de un tiro a la cara libre. Se mide perpendicularmente.
- Espaciamiento (E): Distancia entre tiros contiguos de una misma hilera.
- Longitud de los tiros (L).
- Taco (T): Longitud del tiro que no se rellena con explosivo.

En la excavación de túneles predomina una dirección (longitud) y se dispone de solo una cara libre para la acción de los explosivos.

La Figura 45, Figura 46 y Figura 47 corresponden a diagramas de perforación de avance de diferentes secciones utilizadas en las minas seleccionadas, en cada uno de ellos se entrega adicionalmente la cantidad de explosivo utilizado por tiro.

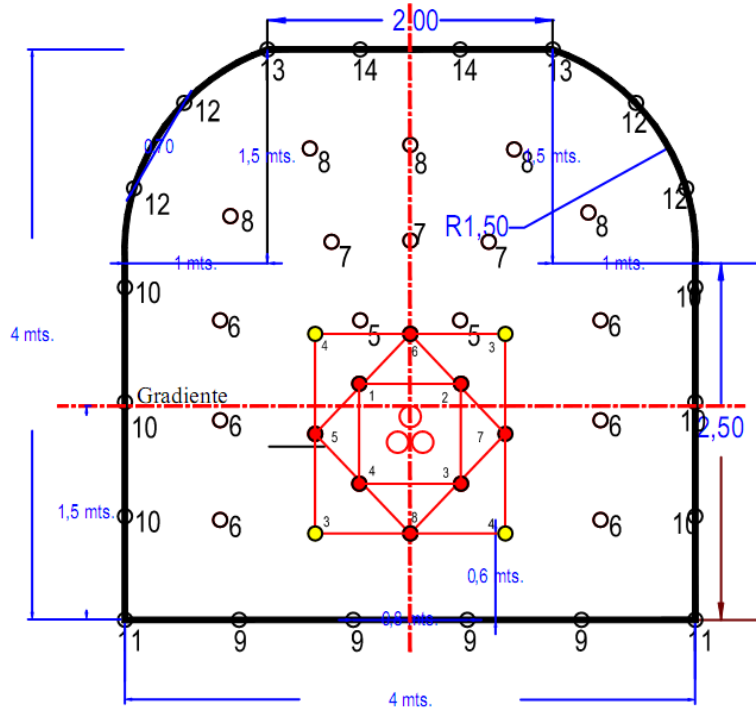
En Anexo C se entregan diagramas de perforación, de forma de complementar los que son expuestos.





	N° PERFOR.	EXPLOSIVOS				TOTAL ANFO + TRO	TRIMEX UN	FACTOR CARGA=2.10 KG/M3
		TRONEX 1 18x8 UNIDAD	Total	ANFO KG				
RAINURAS	12	1	1	1.20x2.9x12	44.54	-		
AUXILIARES ( 1 )	14	1	14	1.20x2.9x14	52.00	-		
AUXILIARES ( 2 )	15	12	180	-	-	-	CORDON DET.= 90 ML	
ZAPATERA	7	21	147	-	-	-	NONELES MB= 12 UN	
PERIFERIA	18	1	20	-	-	140	NONELES LP= 55 UN	
TOTAL ( Kg. )	67	-	373	-	96.54	19.63 kg	L.PERFOR. = 3.00 ML	
TOTAL Eq. Anfo	-	-	88.48	-	96.54	19.63 kg	TACO = 1.00 ML	

Figura 45. Diagrama de perforación, Sección 5.0 x 5.0 metros.



	Nº PERFOR.	EXPLOSIVOS			TOTAL PULSAR	TOTAL ANFO	TOTAL TRIMEX
		PULSAR	ANFO	TRIMEX			
<b>RAINURAS</b>	13	1	1.28 X 2.9	-	13	49	-
AUXILIARES ( 1 )	5	1	1.24 X 2.9	-	5	190	-
AUXILIARES ( 2 )	11	1	1.28 X 2.8	-	11	40	-
PERIFERIA	14	1	-	6	14	-	84
ZAPATERAS	6	17	-	-	102	-	-
<b>TOTAL</b>	<b>49</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>145</b>	<b>108</b>	<b>84</b>

DENSIDAD DE CARGA : 140 KG/ 55 M3 = 2.6 KG/M3

NONELES MS = 13 UN

NONELES LP = 36 UN

CORDON DET.= 70 ML

GUIA COMP. = 2 UN.

L. PERFOR. = 3.7 ML

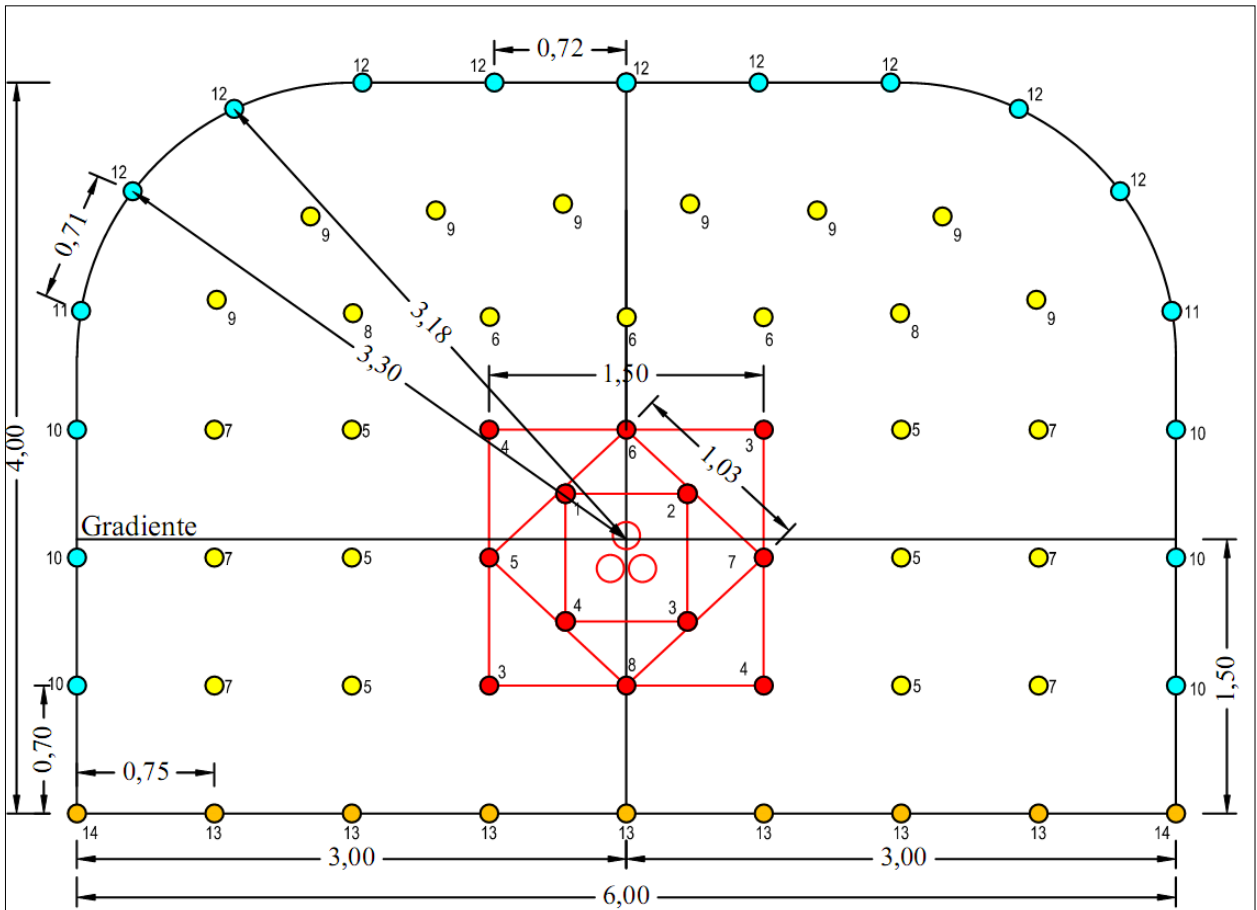


NONELES MS



NONELES LP

Figura 46. Diagrama de perforación, Sección 4.0 x 4.0 metros.



FICHA TECNICA	
Sección	6x4
Nº Barrenos	63
Nº Barrenos con Anfo	37
Nº Barrenos con Trimex	17
Nº Barrenos con Pulsar	9
Total Barrenos	<b>48</b>
Densidad Anfo	0,8 gr/cc
Diámetro Perforación	45 mm
Anfo / mt perf.	1,24 kbg/mt

DESCRIPCION	
Anfo por Tiro	3,472 Kg
Largo con Carga	2,8 mts
Total Anfo	<b>125</b> Kg (Pedir 5 sacos)
Pulsar Cebo	63 Unidades
Pulsar Zapateras	119 Unidades
Total Pulsar	<b>216</b> Unidades
Nº Barrenos con Trimex	17 Unidades
Cant. Trimex por Barreno	6 Unidades
Largo con Carga	2,9 mts
Total Trimex	<b>102</b> Unidades

Figura 47. Diagrama de perforación, rampa de acceso Mina B.

## 4.4. Índice de preparación

La preparación del método tiene relación con todos los desarrollos necesarios para la explotación del cuerpo, la mayor parte de estos desarrollos se destruyen a medida que avanza la explotación, siendo la menos perjudicada la galería de transporte. Los desarrollos requeridos para la preparación son los siguientes:

- Galería de transporte.
- Galerías de perforación.
- Galería de corte.
- Estocadas de carguío.
- Chimenea de corte y ventilación.

El índice de preparación corresponde a la razón entre tonelaje a extraer del caserón en diseño y los metros de labores de preparación del caserón. Este parámetro incluye el 100% de chimeneas de corte y un 75% de las chimeneas de ventilación (t/m\_prep). El índice por faena participante se presenta en la Tabla 21.

Tabla 21. Índice de preparación por faena participante.

Mina	Índice de preparación (t/m preparado)
A	>210
B	>250
C	>250
D	<90
E	>240

## 4.5. Perforación y tronadura

### 4.5.1. Equipos de perforación

Existen diferentes métodos de perforación, diferenciados principalmente por el tipo de energía utilizada. Además, se tienen diversas formas de clasificar las perforaciones, tales como:

- Según el método mecánico de perforación:
  - Métodos rotopercutivos
  - Métodos rotativos
- Según tipo de maquinaria:
  - Perforación Manual
  - Perforación Mecanizada
- Según tipo de trabajo:
  - Perforación de banqueo
  - Perforación de avance de galerías y túneles
  - Perforación de producción

- Perforación de Chimeneas y piques
- Perforación de sostenimiento de rocas

#### 4.5.1.1. Perforación de desarrollo

La perforación de desarrollo o de avance corresponde a perforaciones horizontales realizadas de forma manual o mecanizada. En mediana minería es común encontrarse con perforadoras neumáticas o jack-legs para llevar a cabo las labores, pero por lo general son utilizados jumbos de avance de uno o dos brazos de perforación que permiten realizar las labores en forma rápida y automatizada.

##### Mina A

En la perforación de avance se tiene un jumbo electrohidráulico de 2 brazos, modelo Rocket boomer 282, está dotado de dos perforadoras Atlas Copco Modelo COP 1838ME, cuyas características principales son:

- Potencia: 120 [kW]-
- Sistema de Barrido: Semi-húmedo-
- Diámetro de Bits: 45 [mm].
- Longitud de Perforación: 3.9 [m].

##### Mina B

La Tabla 22 presenta los jumbos de perforación de avance utilizados en la Mina B.

**Tabla 22. Jumbos de perforación de avance, Mina B**

Equipo	Modelo	Marca	Cantidad
Jumbo	Boomer H127	Atlas Copco	3
Jumbo	Monomatic HS205D	Tamrock	2

##### Mina C

Se utilizan equipos de perforación Jumbos Electrohidráulicos Rocket Boomer, los modelos y cantidad de ellos se presentan en la Tabla 23:

**Tabla 23. Jumbos de perforación de avance, Mina C.**

Equipo	Modelo	Marca	Cantidad
Jumbo	Rocket boomer 282	Atlas Copco	6
	Rocket boomer 281	Atlas Copco	1
	Rocket boomer S1d	Atlas Copco	2

Estos equipos están dotados de dos perforadoras Atlas Copco, Modelo COP 1838 ME.

## Mina D

Los equipos de perforación disponibles en la faena D se incluyen la Tabla 24.

**Tabla 24. Jumbos de perforación de avance, Mina D.**

Equipo	Modelo	Marca	Cantidad
Jumbo	Boomer H-281	Atlas Copco	4
	Boomer S1D-4	Atlas Copco	2
	Boomer H-104	Atlas Copco	1

## Mina E

Las secciones de perforación y tronadura que se realizan en Mina E son de 4 x 3,5 m<sup>2</sup>, 4 x 4 m<sup>2</sup>, 5 x 4 m<sup>2</sup> y de 6 x 4 m<sup>2</sup>. Se perfora mediante los equipos en la Tabla 25.

**Tabla 25. Jumbos de perforación de avance, Mina E.**

Equipo	Modelo	Marca	Cantidad
Jumbo	Rocket boomer 282	Atlas Copco	1
	Axera D-06	Sandvik	1

### 4.5.1.2. Perforación de Producción

Este tipo de perforación incluye orientaciones verticales e inclinadas, realizadas preferentemente con equipos DTH y Simba radial de forma de preparar los trabajos para la explotación de caserones. La perforación de producción es en sí una operación crítica, debido a que de ella depende la producción diaria, en especial el abastecimiento de mineral para la planta de beneficio. Los equipos utilizados para la perforación de producción son entregados de manera separada para cada faena, de modo de proveer una mayor cantidad de antecedentes respecto al número, modelo y marca de los equipos.

## Mina A

**Tabla 26. Equipos de perforación de producción. Mina A.**

Tipo	Modelo	Marca	Cantidad
DTH	CMM2-E	Ingersoll Rand	3
Radial	Simba 1257	Atlas Copco	1

## Mina B

**Tabla 27. Equipos de perforación de producción. Mina B.**

Tipo	Modelo	Marca	Cantidad
DTH	H264	Atlas Copco	3
Simba	H21-252	Atlas Copco	2

## Mina C

El proceso de arranque del mineral desde los caserones de producción es llevada a cabo mediante la perforación de tiros radiales desde galería de zanja y tiros de banqueo LBH. Los equipos utilizados para realizar esta labor se presentan en la Tabla 28.

**Tabla 28. Equipos de perforación de producción. Mina C.**

Tipo	Modelo	Marca	Cantidad
DTH	Roc 460	Atlas Copco	1
	PWH 5000	PWH	2
	CMM2-E	Ingersoll Rand	1
Radial	Simba 1257	Atlas Copco	1

## Mina D

En la Mina D la variante utilizada para el método Sublevel Stopping es de tiros radiales, los equipos disponibles para ello se describen en la Tabla 29.

**Tabla 29. Equipos de perforación de producción. Mina D.**

Tipo	Modelo	Marca	Cantidad
Radial	Simba H-157	Atlas Copco	3
	Simba H-1254	Atlas Copco	1
	Simba H-254	Atlas Copco	1
	Simba H-1257	Atlas Copco	1
	Simba DL-210	Atlas Copco	1

## Mina E

Los equipos disponibles para realizar banqueo y realce en la Mina E se incluyen la Tabla 30.

**Tabla 30. Equipos de perforación de producción. Mina E**

Tipo	Modelo	Marca	Cantidad
DTH	CMM2-E	Ingersoll Rand	3
Radial	Simba 1257	Atlas Copco	1

En Anexo E pueden ser revisadas en detalle las características de los equipos mencionados.

### 4.5.2. Eficiencia de perforación y tronadura

Los índices de diseño asociados a cada operación colaboradora con el benchmark, se entregan en la Tabla 31.

**Tabla 31. Índices Mineros**

Índices	Mina A	Mina B	Mina C	Mina D	Mina E
Metros perforados/disparo	217	164	160	178	196
Metros de avance por disparo	3,1	3,8	3,2	3,4	3,2
Eficiencia de disparo (%)	85	92	85	89	85
Toneladas de marina por metro de avance (t/m)	-	50	54	54	-
Factor de carga en tronadura de avance (kg/m)	-	52	48	45	.
Factor de carga en tronadura UC (g/t)	320	320	300	350	320
Factor de carga en tronadura CP (g/t)	-	290	-	240	-
Índice de perforación LBH (t/m)	28	>27	22	7,6	21
Índice de perforación UC (t/m)	8	>7	8	6	8
Índice de perforación CP (t/m)	-	>9	-	7	-
Factor de carga en tronadura LBH (g/t)	268	220	300	240	244

La descripción de cada uno de los índices detallados en la tabla anterior, se desarrollan a continuación:

- Índice de perforación por disparo: Metros totales de perforación requeridos en un round de disparo de galería (m\_perforados/disparo).
- Metros de avance por disparo: Longitud de la galería resultante por cada disparo de avances (m\_avance/disparo).
- Eficiencia de disparo: Razón porcentual entre la longitud de la galería resultante en un disparo de avances y la longitud de la perforación (%).
- Toneladas de marina por metro de avance: Razón promedio entre el tonelaje de marinas generados en un disparo de avances y la longitud de la galería resultante en el mismo (t\_marinas/m\_avance).
- Factor de carga en tronadura de avance: Razón entre los kilogramos de explosivo cargados en tronadura de avance y los metros de avance resultantes en dichas tronaduras (Kg\_explosivo/m).
- Factor de carga en tronadura de chimeneas: Razón entre los kilogramos de explosivo cargados en tronadura de chimeneas y los metros de chimenea resultantes en dichas tronaduras (Kg\_explosivo/m).
- Índice de perforación LBH: Razón entre tonelaje a extraer de la zona LBH del caserón en diseño y los metros de perforación DTH según diámetro (t/m\_perf)
- Índice de perforación UC: Razón entre tonelaje a extraer de la zona de UC del caserón en diseño y los metros de perforación radial de 3" diámetro (t/m\_perf).



- Índice de perforación CP: Razón entre tonelaje a extraer de la zona de CP del caserón en diseño y los metros de perforación radial de 3" diámetro ( $t/m_{perf}$ ).
- Factor de carga en tronadura LBH: Razón entre los gramos de explosivo equivalente, cargados en una tronadura LBH y el tonelaje de material tronado ( $g_{explosivo}/t$ ).
- Factor de carga en tronadura UC: Razón entre los gramos de explosivo cargados en una tronadura UC y el tonelaje de material tronado ( $g_{explosivo}/t$ ).
- Factor de carga en tronadura CP: Razón entre los gramos de explosivo cargados CP y el tonelaje de material tronado ( $g_{explosivo}/t$ ).

### **4.5.3. Perforación y tronadura de producción**

Perforación y tronadura son procesos claves en toda faena minera, debido a que son la primera operación unitaria del proceso productivo. En los acápite siguientes se entregarán los parámetros utilizados en cada una de las operaciones que forman parte del benchmark.

De acuerdo a la información provista por los participantes del proyecto, se tiene que la mayor parte de las faenas mineras utiliza el método de explotación mediante subniveles en la variante LBH, para ello realizan tiros en realce y banqueo. Los tiros realizados en realce corresponden a la perforación de la zanja recolectora de mineral; la perforación de banqueo es realizada desde el nivel superior de perforación con tiros de mayor diámetro y de gran longitud.

Adicionalmente, en esta sección se dan a conocer los tipos de explosivos con que se trabaja habitualmente en las empresas colaboradoras. De forma de agrupar toda la información de explosivos en un mismo lugar, se reúnen los explosivos utilizados tanto en producción como de desarrollo. Los principales objetivos buscados con la tronadura de producción en las operaciones son:

- Lograr un adecuado tamaño de fragmentación que permita minimizar costos en las operaciones siguientes.
- Minimizar el daño al macizo rocoso.

La elección del explosivo se fundamenta esencialmente en las características que éste ofrezca, en especial que posea la suficiente energía que pueda ser liberada controladamente para fragmentar la roca. Será por lo tanto, de vital importancia conocer las propiedades que caracterizan a los explosivos, ya que de ello dependerá su rendimiento bajo las condiciones que sea aplicado. Algunas de estas propiedades son:

- Potencia: Contenido de energía que posee el explosivo, medida de las fuerzas que pueda desarrollar.
- Velocidad: Velocidad a la cual puede desplazarse el frente de detonación a través de la columna explosiva.

- Densidad: Determina la cantidad de explosivo que debe ser cargado en un tiro.
- Resistencia al agua: Capacidad resistiva del explosivo a la exposición al agua sin perder sensibilidad ni eficiencia.
- Presión de detonación: Presión a la cual se propaga la onda a través de la columna explosiva. Se utilizan explosivos de alta presión de detonación en rocas duras y competentes.
- Sensibilidad: Susceptibilidad del explosivo a su iniciación.
- Sensitividad: Capacidad de propagación de la detonación del explosivo.

#### **4.5.3.1. Mina A**

A continuación se detallará la información de la perforación de producción en Mina A.

##### **a) Perforación de producción**

La perforación de producción consiste en la perforación radial en la galería base (Gu), conocida como perforación de realce, y en la perforación con tiros largos desde los subniveles de perforación (GP), denominada perforación de banqueo. Tanto la perforación de realce como de banqueo se realizan en un plano vertical paralelo a la cara libre. Para la perforación de banqueo se utilizan martillos neumáticos DTH, mientras que para la perforación de realce se usa un equipo denominado Simba.

Los parámetros generales y diagrama de una perforación tipo de la operación se entregan en la Tabla 32 y Figura 48.

**Tabla 32. Parámetros generales de diseño de realce.**

Ítem	Valor	Unidad
Equipo de perforación	Simba	
Diámetro de perforación	2 ½	pulg.
Burden	2,00	m
Espaciamiento	2,50	m
Largo de perforaciones	9 a 20	m
Metros perforados por parada de perforación	230	m

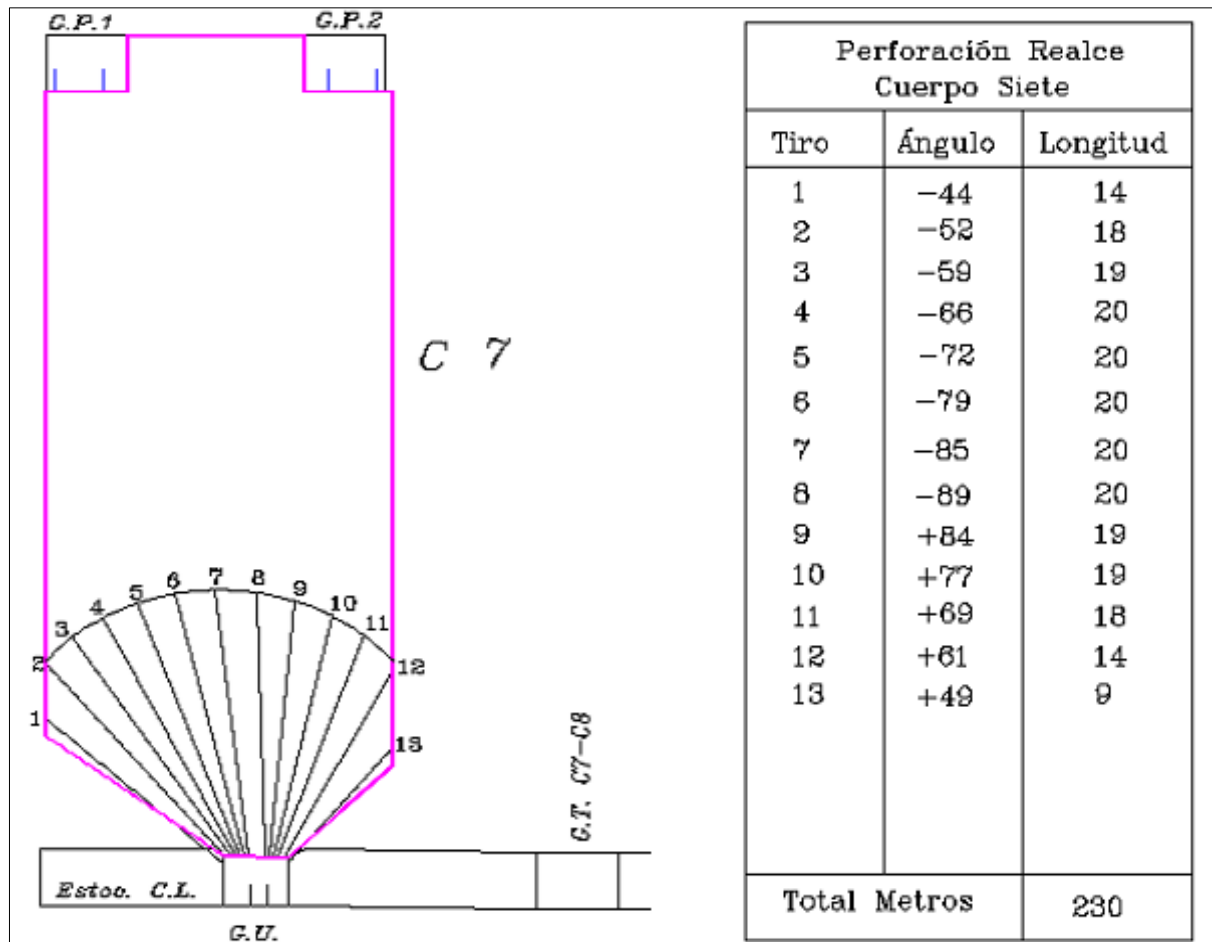


Figura 48. Esquema de perforación tronadura de realce.

Los parámetros generales de tronadura de banqueo en Mina A son entregados en la Tabla 33.

Tabla 33. Parámetros generales tronadura de banqueo.

Ítem	Valor	Unidad
Equipo de peroración	DTH	
Diámetro de peroración	4 ½	Pulgadas
Burden	3,00	m
Espaciamiento	3,00	m
Largo de peroraciones	7 a 41	m
Metros perforados por parada de perforación	425	m

Los diagramas presentan una altura de banqueo y de realce de:

- Altura de los bancos: 36 a 50 m.
- Altura del techo del realce: de 12 a 18 m.

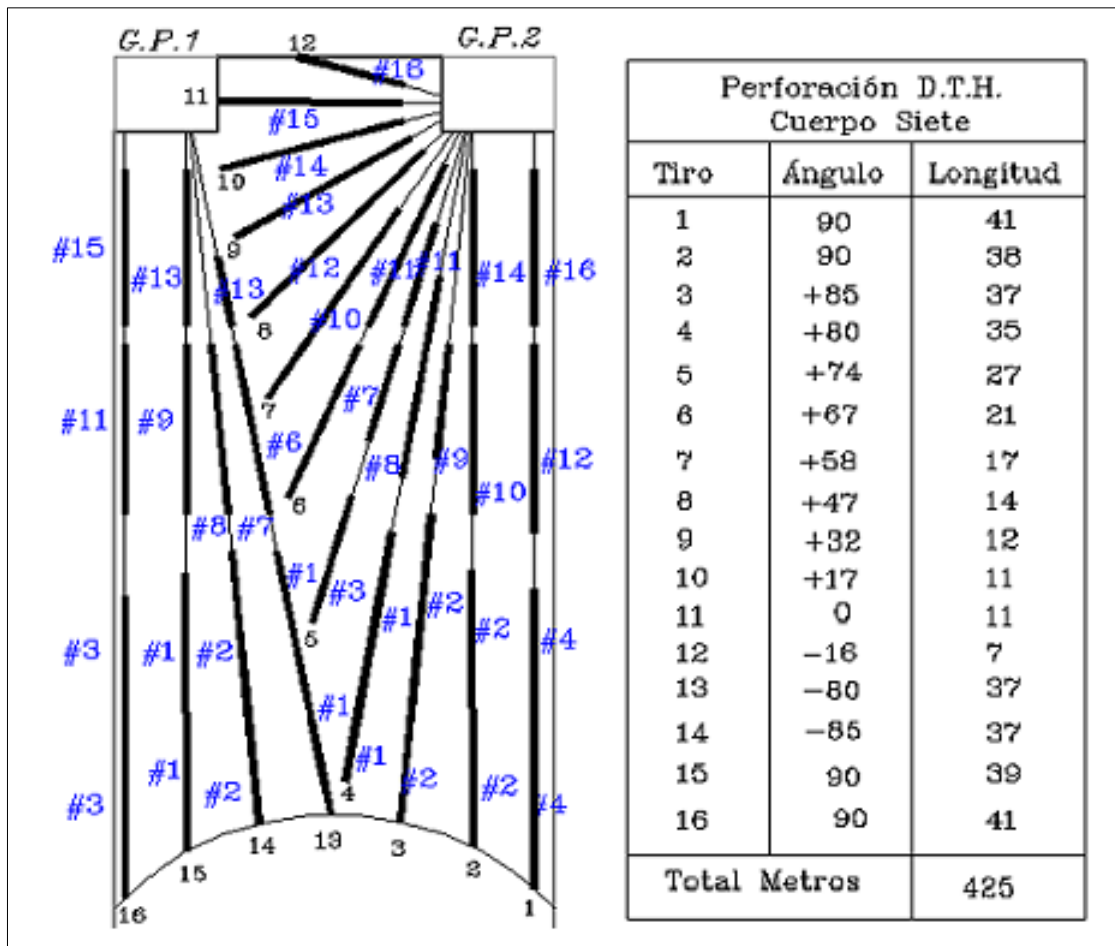


Figura 49. Esquema de perforación en tronadura de banco.

### b) Tronadura de producción:

Los explosivos utilizados en Mina A son fabricados por la empresa Orica, cuyos trabajadores son los encargados de llevarlos a las posturas de carguío. Los explosivos utilizados son los siguientes:

- Anfo normal: Amex, utilizado para cargar los tiros de banqueo que estén sin presencia de agua.
- Anfo Húmedo: Utilizado para el carguío de los tiros de realce, por tener buena confinación. Presión óptima de carguío 80 psi.
- Power Gel 3 ½" x 16": Emulsión encartuchada utilizada en banqueo para cargar los tiros con presencia de agua.
- Iniciador APD: Pentex de 225 g. para el realce y 450 g. para banqueo.
- Detonadores: EXEL SS, sistema no eléctrico compuesto por un detonador, un tubo de choque para la transmisión de la señal y un conector J para efectuar las conexiones con cordones detonantes.

- Cordón detonante: cordón detonante Cordex, utilizado para iniciar los retardos todos a la vez.
- Guía Compuesta: Ésta consiste en 3 metros de guía a fuego con un fulminante adosado a uno de sus extremos, el cual tiene el objetivo de iniciar el cordón detonante y así iniciar toda la tronadura.
- Sistema de iniciación electrónico: Este sistema corresponde al sistema I-KON.

#### **4.5.3.2. Mina B**

##### **a) Chimenea VCR**

Una vez definida la ubicación de los niveles de producción y perforación se debe seleccionar la ubicación de la chimenea de corte, correspondiente a la cara libre del caserón. La ubicación de esta labor se basa en:

- El corte se construye para generar la primera cara libre de un caserón.
- El corte se debe ubicar en el sector más ancho del caserón para evitar perder mineral por el angostamiento de la cara libre a medida que avanza la tronadura.
- La chimenea de corte se ubica en un extremo de la galería de corte.
- El largo de la chimenea de corte es igual a la altura máxima del caserón.

El estándar de perforación y tronadura para chimenea VCR se entrega en la Figura 50.

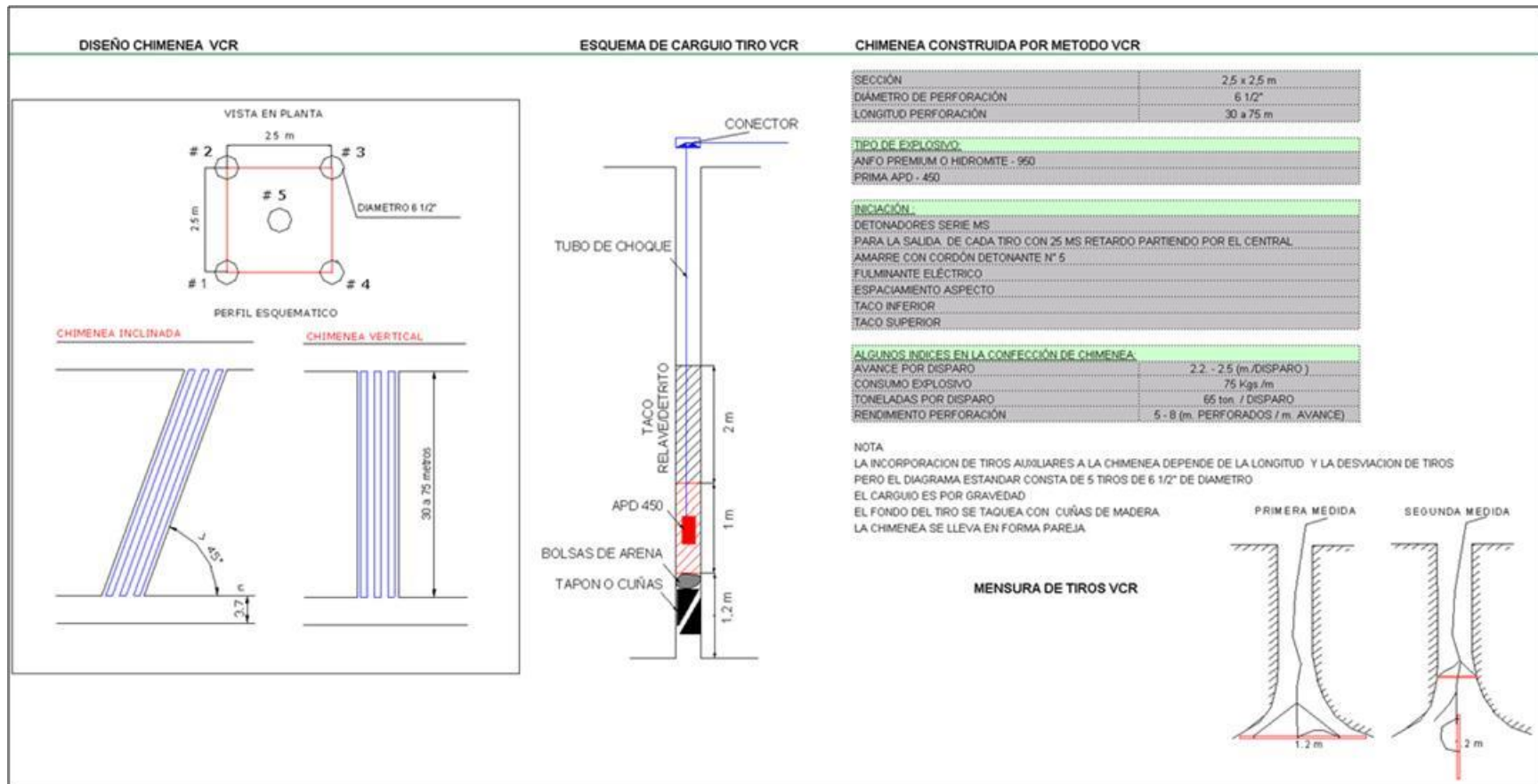


Figura 50. Perforación y tronadura Chimenea VCR.

## b) Perforación y Tronadura DTH

El estándar de perforación y tronadura DTH aplicado en los niveles productivos de Mina B son entregados en Figura 51.

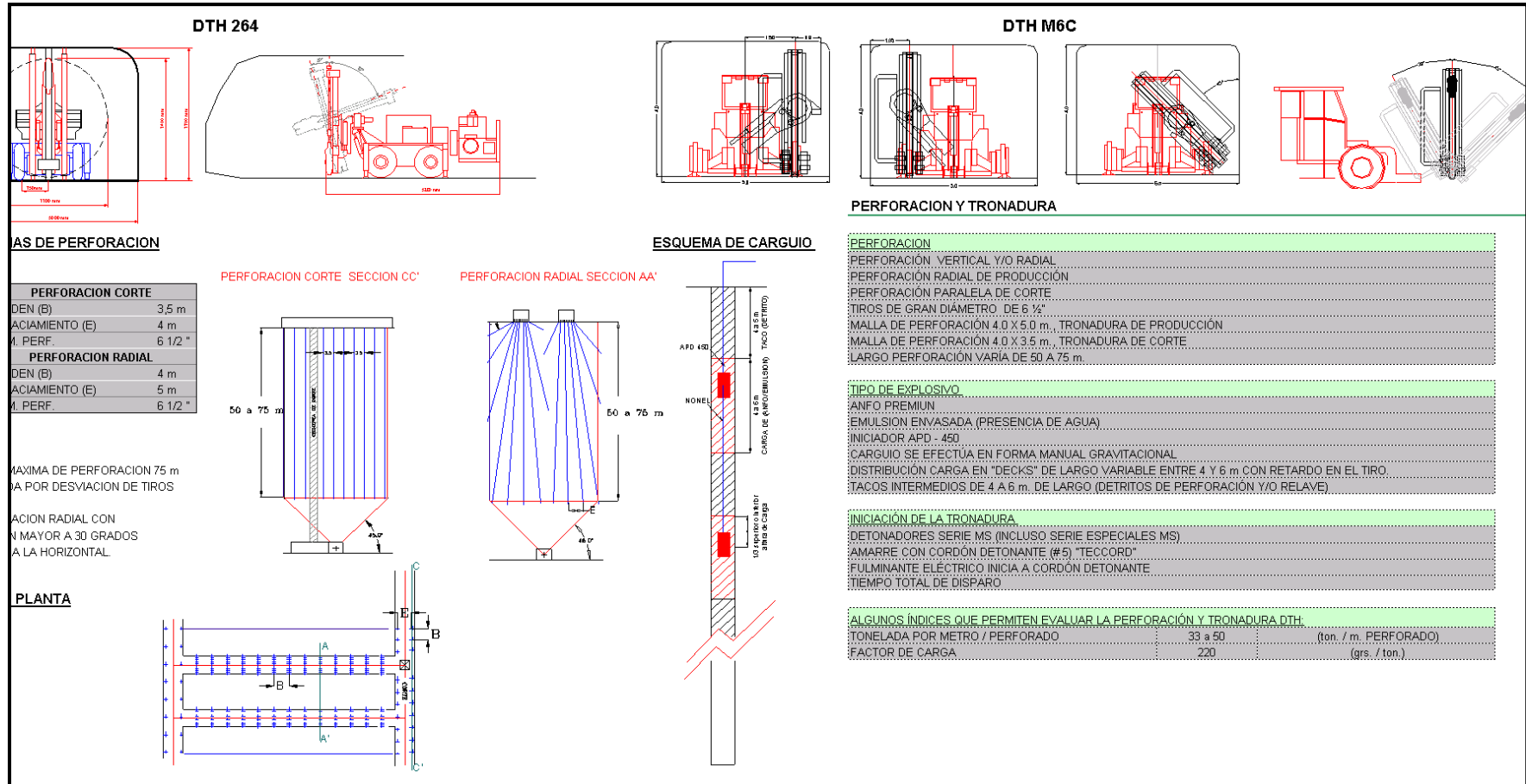


Figura 51. Estándar de perforación y tronadura LBH, Mina B.

### c) Perforación y tronadura de realce

El estándar de perforación y tronadura de realce es el entregado en la Figura 52.

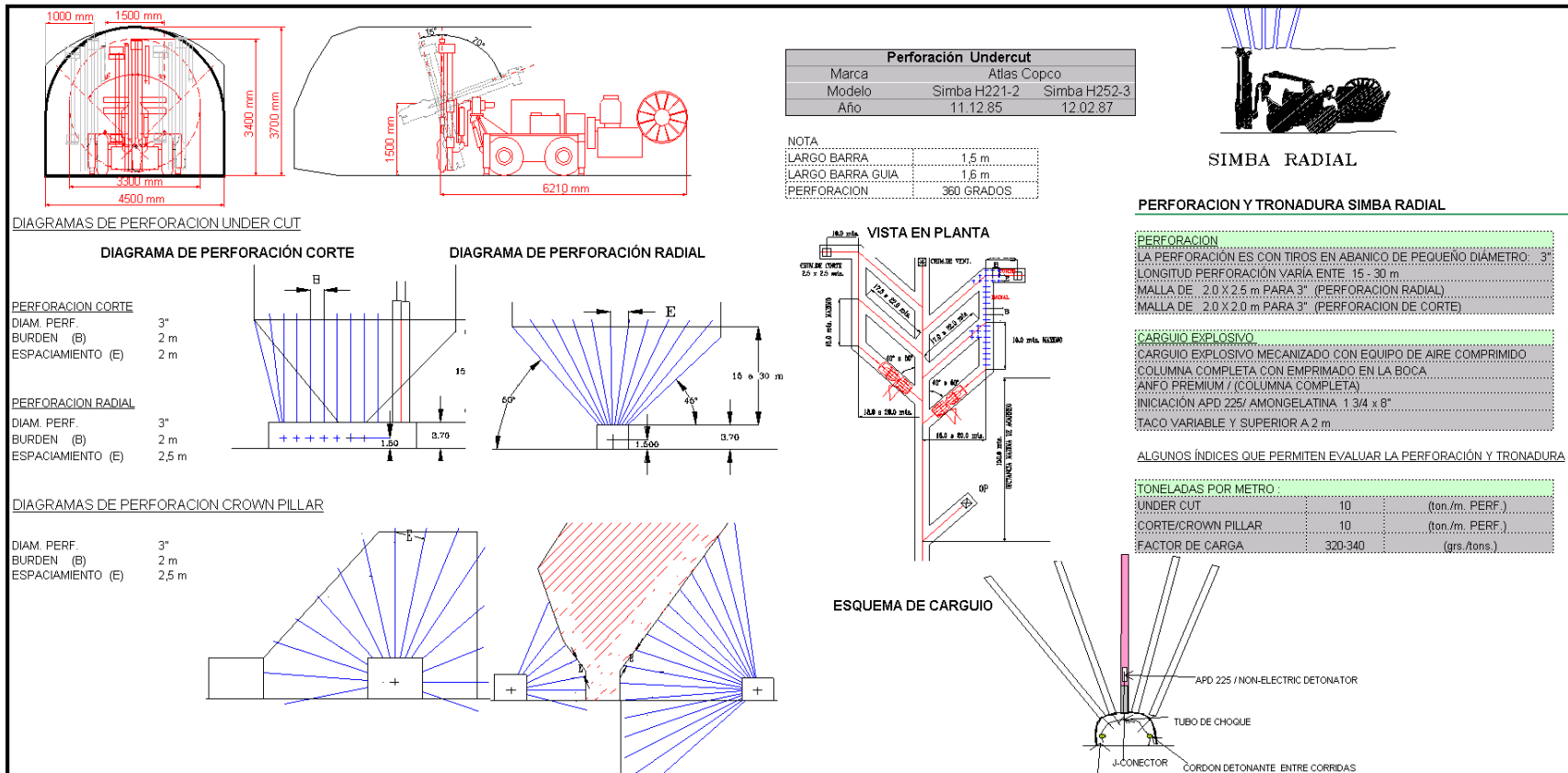


Figura 52. Perforación y tronadura de realce en Mina B.



### 4.5.3.3. Mina C

A continuación se presenta la perforación y tronadura de producción de la Mina C.

#### a) Perforación de producción

La Mina C utiliza la variante LBH del método Sublevel Stopping, los parámetros involucrados en la perforación de realce y banqueo se entregan en Tabla 34 y Tabla 35, respectivamente.

Tabla 34. Parámetros generales de diseño de realce.

Ítem	Valor	Unidad
Equipo de perforación	Simba	
Diámetro de perforación	2 ½	pulg.
Burden	2,00	m
Espaciamiento	2,50	m
Largo de perforaciones	9 a 20	m

Tabla 35. Parámetros generales tronadura de banqueo.

Ítem	Valor	Unidad
Equipo de perforación	DTH	
Diámetro de perforación	5 ½	pulg.
Burden	3,00	m
Espaciamiento	3,00	m
Largo de perforaciones	7 a 41	m

#### b) Tronadura de producción

Los explosivos y accesorios utilizados en tronaduras de realce son:

Tabla 36. Explosivos utilizados en tronaduras de realce

Producto	Cantidad	Características
Carga de columna	Máximo 150kg. por retardo	Anfo húmedo
Iniciador	2 un. de Pentex Cy 225g por carga.	Uno en el fondo de la carga y otro a media columna de carga
Detonador	1 un. De Detonador Exel SS por cada iniciador Pentex Cy	Se utilizan Detonadores Exel SS
Taco	Un taco por cada tiro cargado.	Dependiendo del tiro y según el espaciamiento de diseño, el taco varía entre 1 y 6m.

Las tronaduras de banqueo se realizan cargando y tronando en un solo evento 1 ó 2 corridas, dependiendo de las necesidades de producción. Las especificaciones de explosivos y accesorios utilizados en tronadura de banqueo se entregan en Tabla 37.

**Tabla 37. Explosivos utilizados en tronadura de banqueo.**

Producto	Cantidad	Características
Explosivo en carga de columna	Máximo 150kg por unidad de retardo (18.2m. de carga)	Anfo Estándar
Iniciador	1 un. de Pentex Cy 450g por carga.	Para columnas de carga de hasta 10m.
	2 un. de Pentex Cy 450g Por carga	Para columnas de carga de más de 10 m.
Detonador	1un. De Detonador Exel SS por cada iniciador Pentex Cy	Se utilizan Detonadores Exel SS
Retardo de superficie	Conector MSCB de 67MS	1un. para retardar la secuencia de detonación de las cargas de las GP1 respecto a la GP2 2un. Para retardar la secuencia de detonación entre corridas de perforación consecutivas.
	Conector MSCB de 42MS	Para retardar la secuencia de detonación entre las cargas de una misma GP.
Tacos de gravilla	Taco inferior para las perforaciones que están rotas.	0,80m
	Taco intermedio	1 a 2m
	Taco Superior	2m

#### 4.5.3.4. Mina D

Como ha sido mencionado con anterioridad, en Mina D se explotan vetas de baja potencia, para ello se realizan tiros en abanicos en la perforación de producción. Los subniveles de producción se encuentran separados aproximadamente por 20 metros. En la Tabla 38 se indican los parámetros de perforación y tronadura en Mina D.

**Tabla 38. Parámetros de perforación y tronadura de producción en Mina D.**

Veta	Burden	Espaciamiento	Diámetro de perforación
0,5 - 1m	1,5	0,8 – 1,3	2 ½ "
1 – 1,5m	1,5	0,8 – 1,3	2 ½ " ó 3"
1,5 - 2m	1,5	1,3 – 1,8	2 ½ " ó 3"
>2m	1,8	1,3 - 2m	2 ½ " ó 3"

Los largos de perforación ocupados para la operación dependen de la separación entre subniveles, de esta forma se tiene que:

- 8 metros cuando los subniveles se encuentran a 20m.
- 6 metros cuando los subniveles se encuentran a 15m.

En la Figura 53 se entrega un perfil de explotación de veta angosta y de veta ancha utilizada en la Mina D.

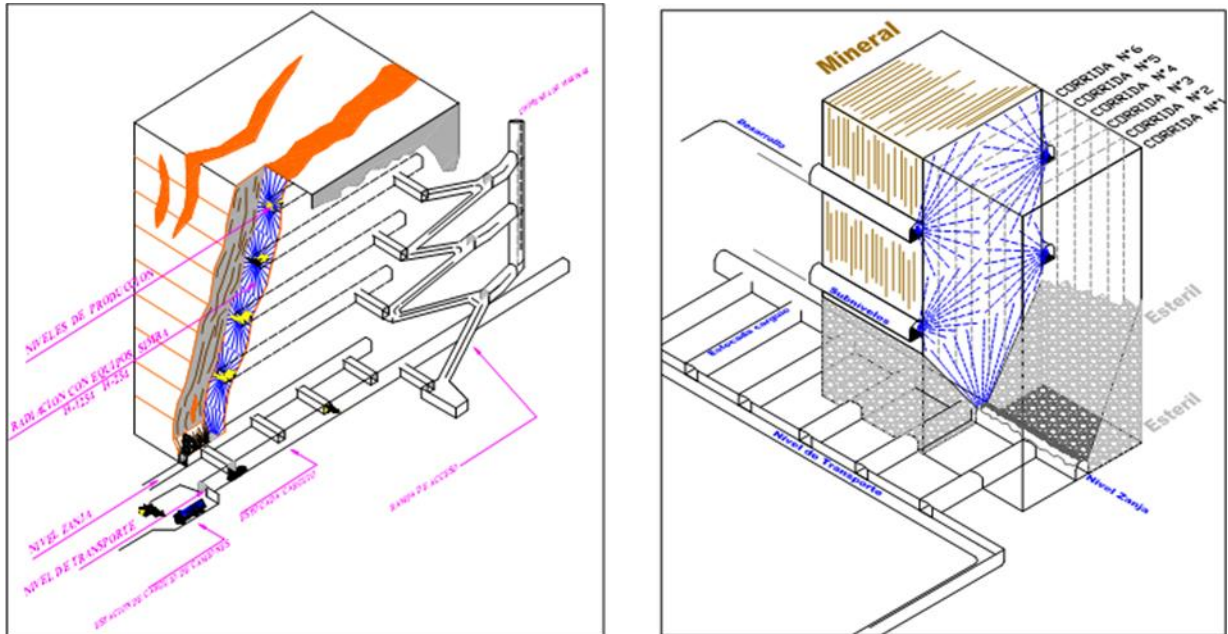


Figura 53. Perfil esquemático de explotación en Mina D.

La Figura 54 corresponde a un perfil de la perforación planificada para la explotación de un caserón en Mina D.

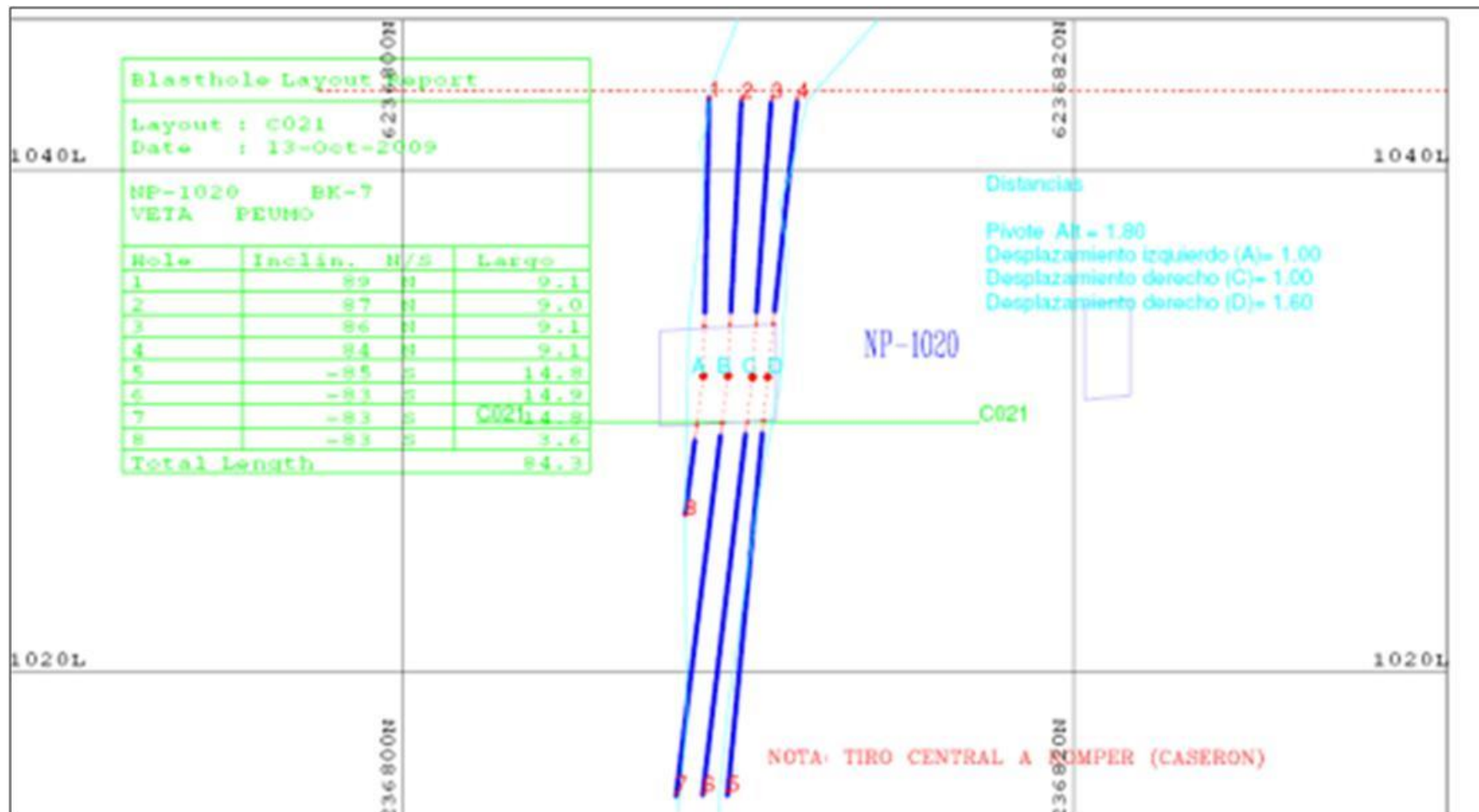


Figura 54. Perfil perforación de producción Mina D.

### 4.5.3.5. Mina E

De igual forma como la mayor parte de las minas visitadas, en Mina E han incorporado el método Sublevel Stopping en su modalidad LBH, realizando banqueo y realce.

#### a) Perforación de producción

En la Figura 55 se muestran diagramas de perforación de banqueo utilizados en la Mina E.

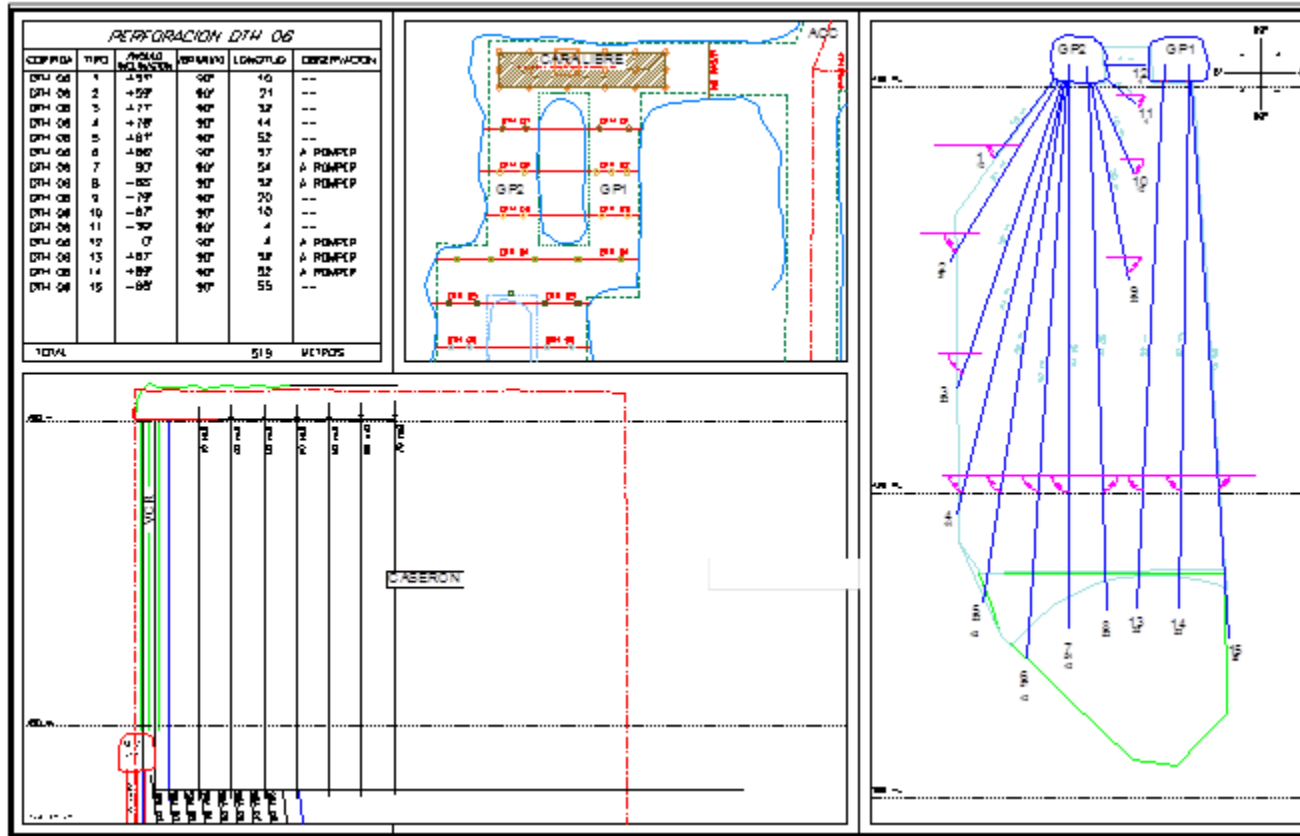


Figura 55. Diagrama de perforación Banqueo, Mina E.

Los parámetros generales de perforación de banqueo y realce de un caserón en Mina E, son entregados en la Tabla 39 y Tabla 40.

**Tabla 39. Parámetros generales de diseño de realce.**

Ítem	Valor	Unidad
Equipo de perforación	Simba	
Diámetro de perforación	2 ½	pulg.
Burden	2,40	m
Espaciamiento	2,60	m
Largo de perforaciones	9 a 20	m

**Tabla 40. Parámetros generales tronadura de banqueo, Mina E.**

Ítem	Valor	Unidad
Equipo de perforación	DTH	
Diámetro de perforación	5 ½	pulg.
Burden	3,5	m
Espaciamiento	3,7	M

#### **b) Tronadura de Producción**

En la tronadura de banqueo (L.B.H.) se utiliza Anfo iniciado por APD, detonador no eléctrico (Exell) y cordón detonante de 5 [g/m]. En presencia de agua se reemplaza el Anfo por emulsión encartuchada (Power Gel).

Las principales consideraciones respecto a la tronadura tomadas en cuenta en la operación, son las siguientes:

- Carga máxima de explosivo por retardo utilizado: 150 Kg, tanto para realce como para banqueo.
- Para el cálculo de carga por unidad de retardo, se utilizan los siguientes parámetros de concentración lineal de carga, ya sea en realce o en banqueo.
- Banqueo: 12,2 Kg/m para un diámetro de perforación de 5 ½”.
- Realce: 3,3 Kg/m para un diámetro de perforación de 2 ½”.

#### **4.6. Carguío y transporte**

El mineral generado producto de las operaciones unitarias de perforación y tronadura es extraído, transportado y depositado mediante equipos Scooptram en los sistemas de traspaso ya mencionados. La cantidad, capacidad y marca de los equipos involucrados en esta operación se entrega en la Tabla 41.

**Tabla 41. Flota de carguío de minas participantes.**

Faena	Equipos [N°]	Capacidad [yd <sup>3</sup> ]	Marca
Mina A	3	7	Tamrock
Mina B	7	10	Wagner
Mina C	6	7	Sandvik
Mina D	11	4-6	Atlas Copco - Sandvik
Mina E	3	7	Tamrock

Las distancias de transporte y rendimientos promedio informadas por las faenas son indicados en la Tabla 42.

**Tabla 42. Distancia de transporte de equipos LHD.**

Faena	Distancia Transporte [m]	Rendimiento [t/hr]
Mina A	70	90
Mina B	120	50
Mina C	150	70
Mina D	150	25
Mina E	80	80

El sistema de transporte principal de mineral, desde el interior de la mina, se realiza mediante camiones de gran capacidad. Como fue mencionado en el punto anterior, la mina B utiliza piques de traspaso de mineral para comunicar los distintos niveles productivos con un nivel principal de transporte, desde el cual el material es acarreado al exterior por medio de los equipos señalados en la Tabla 43.

**Tabla 43. Flota de equipos de transporte.**

Faena	Equipos [N°]	Capacidad [t]	Marca
Mina A	8	30	Volvo
Mina B	15	50	M. Benz - Mack - Ford
Mina C	17	36	Mercedes Benz
Mina D	5	25	Volvo
Mina E	8	30	Volvo

#### **4.7. Equipos de apoyo**

Otros equipos que contribuyen significativamente a las operaciones unitarias realizadas en una operación minera se entregan en las siguientes tablas, la información de este tipo de equipos será expuesta de igual forma como fue presentada la información de equipos de perforación.

## Mina A

**Tabla 44. Equipos de apoyo, Mina A.**

Equipo	Marca	Cantidad [N°]
Cargador	Volvo	4
Plataformas	Manitou MT-732	3
Camión	Mixer	3

## Mina B

**Tabla 45. Equipos de apoyo, Mina B.**

Equipo	Modelo	Marca	Cantidad [N°]
Acuñadura	Scammer 1000	Normet	1
Soporte	Boltec 335	Atlas Copco	1

## Mina C

**Tabla 46. Equipos de apoyo, Mina C.**

Equipo	Marca/Modelo	Cantidad [N°]
Cargadores	Volvo L120 F	3
Plataformas	Manitou MT-732	4
	JCB 533-105	5
	JCB 531-70	4
Equipos para Hormigón	Putzmeister TK 25	1
	Robot Shotcretero	2
	Normet Tornado	4

## Mina D

**Tabla 47. Equipos de apoyo, Mina D.**

Equipo	Marca	Cantidad [N°]
Cargador Frontal	Volvo L120E	3
Soporte	Rocmec	1
Acuñador	Bell	2
Grúa	Manitou	4
Motoniveladora	-	1



## Mina E

Tabla 48. Equipos de apoyo, Mina E

Equipo	Marca	Cantidad [N°]
Cargador Frontal	Volvo	4
Plataformas	Manitou MT-732	3
Camión	Mixer	3
Acuñador	-	1

### 4.8. Ventilación

El Artículo 137 del Reglamento de Seguridad Minera señala: "En toda mina subterránea se deberá disponer de circuitos de ventilación, ya sea natural o forzado a objeto de mantener un suministro permanente de aire fresco y retorno de aire viciado". La información otorgada por las faenas en cuanto a requerimientos de aire y el índice de ventilación se entrega en la Tabla 49 (Ver Anexo D: Equipos de ventilación).

Tabla 49. Requerimientos de aire por faena visitada.

Faena	Requerimiento aire [cfm]	Índice ventilación [cfm/tpd]
Mina A	466.000	104
Mina B	400.000	74
Mina C	530.000	79
Mina D	340.000	89
Mina E	250.000	63

En la Figura 56 se observa que la razón entre el requerimiento de aire (cfm) y las toneladas extraídas por día es superior a 60 en las minas estudiadas. Sin embargo, se debe considerar este valor como un aproximado ya que no existen suficientes mediciones de caudal que respalden este índice entregado.

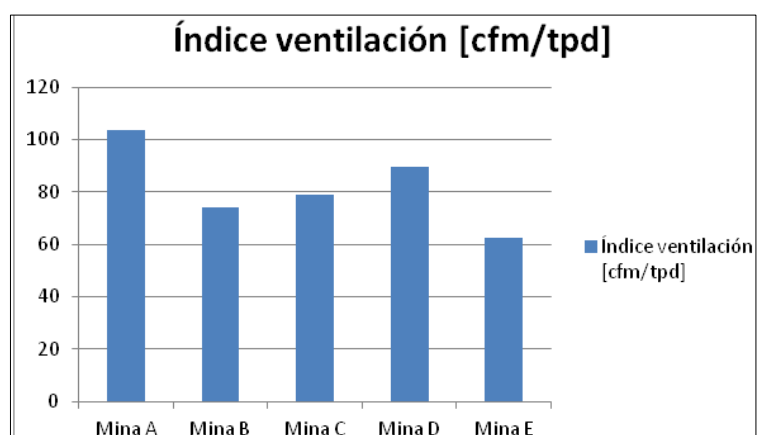


Figura 56. Índice de ventilación por mina.

La red principal de ventilación mina se compone por un circuito de inyección y extracción a través de rampas y chimeneas. Este sistema permite operar las minas bajo condiciones óptimas de ventilación. El sistema de ventilación principal de cada mina consta de los ventiladores indicados en la Tabla 50.

**Tabla 50. Ventiladores Principales.**

Faena	Marca	Capacidad [HP]
Mina A	Howden	400
Mina B	AEC	220
Mina C	Alphair	400
Mina D	Alphair	400
Mina E	Howden	100

La función que cumple una red secundaria de ventilación es suministrar aire fresco a las labores subterráneas. Los equipos de ventilación secundaria toman el aire proveniente de la red principal y la recirculan al interior de la faena. Los ventiladores secundarios con que cuentan en las minas A, B y D se muestra en la Tabla 51.

**Tabla 51. Ventiladores Secundarios**

Faena	Marca	Capacidad [HP]
Mina A	Howden	75
Mina B	Joy howden	110
Mina D	Alphair	4-75

#### **4.9. Parámetros de Roca Intacta y macizo rocoso.**

Los parámetros de roca intacta y macizo rocoso, determinados a partir de ensayos de laboratorio y análisis en terreno, serán entregados de acuerdo a las distintas litologías que conforman los yacimientos de las minas estudiadas. Considerando la información provista por cada una de las faenas participantes se tiene que predominantemente existen rocas de buena calidad, considerando los sistemas de clasificación previamente entregados.

##### **4.9.1. Mina A**

En Mina A se ha desarrollado un modelo geotécnico que considera dentro sus variables un modelo litológico, modelo de alteración, modelo estructural y la caracterización del macizo rocoso (grado de fracturamiento).

Se reconocen diferencias en el grado de fracturamiento, por tanto se definen límites entre distintas zonas. Sobre estos cuerpos definidos con el criterio mencionado se establecen rangos de calidad para el macizo rocoso en los distintos sectores de la mina.

Mediante el gráfico de estabilidad de Laubscher se relaciona la calidad del macizo rocoso expresada a través del parámetro MRMR (Mining rock mass rating) y el radio hidráulico de una excavación. Considerando lo anterior se entregan dimensiones máximas de caserones admisibles para ser desarrollados.

**Tabla 52. Parámetros roca intacta, Mina A.**

Litología	UCS [MPa]	Módulo de Young, E [GPa]	Módulo de Poisson [ν]
L-A1	253	78,2	0,28
L-A2	223	75,7	0,29
L-A3	178	80,8	0,29
L-A4	173	89,4	0,29
L-A5	182	97,7	0,21

#### 4.9.2. Mina B

En Mina B la información recogida en terreno a través de celdas de mapeo es digitalizada y analizada con el fin de obtener a partir de ella una estimación del RMR, el que se obtiene asignando los rating a cada uno de los parámetros mapeados. Posterior a ello se desarrolla un modelo geotécnico, representación simplificada de las características geológicas y geotécnicas del macizo rocoso. Éste modelo se conforma por la integración de una serie de elementos, estos son:

- Modelo litológico.
- Modelo de alteración y modelo de discontinuidades.
- Propiedades roca intacta y caracterización del macizo rocoso.
- Morfología (topografía, modelo de cavidades, etc.).
- Modelo hidrogeológico.

De acuerdo a los antecedentes, el modelo conceptual dice relación con un macizo competente, de buena a muy buena calidad geotécnica y con presencia de fallas mayores que atraviesan toda la mina, el entorno a éstas es de regular calidad geotécnica.

**Tabla 53. Parámetros roca intacta, Mina B.**

Litología	UCS [MPa]	Módulo de Young, E [GPa]	Módulo de Poisson, ν
L-B1	147,3	84,4	0,26
L-B2	141	68,6	0,22
L-B3	215,6	70,9	0,18
L-B4	170,1	73,5	0,21

**Tabla 54. Parámetros macizo rocoso, Mina B.**

Litología	RQD [%]	RMR <sub>Laubscher90</sub>	RMR <sub>Bieniawski89</sub>	Q	GSI	Densidad [t/m <sup>3</sup> ]
L-B1	55-70	63	65-70	29	55-65	2,73
L-B2	50-70	59	58-63	28	45-55	2,72
L-B3	55-70	65	65-70	37	55-65	2,60
L-B4	-	62	-	29	-	2,69

El dimensionamiento de caserones se realiza por medio del gráfico de Laubscher considerando un MRMR representativo, con lo cual se establece un radio hidráulico máximo de la cavidad final.

### 4.9.3. Mina C

En mina C se ha elaborado un modelo geotécnico basado en el grado de fracturamiento del macizo rocoso. De acuerdo a esta caracterización se tiene un macizo de alta competencia y bajo fracturamiento, con excepción de los sectores cercanos a fallas. A partir del modelo se identifican potenciales mecanismos de inestabilidad.

El análisis de estabilidad de caserones revisa la sensibilidad al derrumbe progresivo en techos y paredes por medio del método gráfico de Laubscher. En base a los análisis se adoptan distintos criterios de ubicación del techo dentro de la gráfica de Laubscher, en función de su potencialidad de afectar infraestructura. Los criterios utilizados son:

- Si el techo tiene potencial de afectar infraestructura, se acepta como condición estable si se ubica dentro o sobre una franja cercana a la línea límite Estable y de Transición.
- En caso de no presentar interferencia, se acepta como condición estable en la gráfica de Laubscher si se ubica dentro o sobre de una franja dentro de la zona de transición.

Los parámetros de roca intacta en Mina C se indican en la Tabla 55.

**Tabla 55. Parámetros roca intacta, Mina C.**

Litología	UCS [MPa]	Módulo de Young, E [GPa]	Módulo de Poisson, $\nu$
L-C1	221	84,2	0,21
L-C2	339	93,9	0,26
L-C3	193	67,7	0,29
L-C4	163	78,5	0,25

Los parámetros de estabilidad gráfica de Laubscher para techo en algunos caserones en Mina C se entregan en la Tabla 56.

**Tabla 56. Parámetros de estabilidad en base a gráfica de Laubscher para caserones en Mina C.**

Sector	Caserón	Rango de MRMR		RH Techo diseño	RH Estable-Transición	RH transición
		MRMR min.	MRMR máx.			
1	C1_1	41	48	8.3	11.0	13.0
	C2_1	41	48	8.6	11.0	13.0
	C3_1	34	41	8.3	7.8	11.4
2	C1_2	31	38	7.3	6.6	9.7
	C2_2	34	41	8.8	7.8	11.4
	C3_2	31	38	5.6	6.6	9.7

#### 4.9.4. Mina D

En Mina D se realizan estudios geotécnicos de los distintos sectores de explotación y en base a ello se realiza el dimensionamiento de caserones. En general, se tiene una zona de falla o mineralizada con  $RMR_L$  de 40, mientras que la roca caja es superior a un  $RMR_L$  de 60.

Los parámetros de macizo rocoso se entregan en la Tabla 57.

**Tabla 57. Parámetros macizo rocoso, Mina D.**

Litología	RQD [%]	$RMR_{Laubscher90}$	$RMR_{Bieniawski89}$	Q	GSI
L-D1	55-75	67	55-65	0,72-1,96	50-60
L-D2	50-65	64	55-65	1,44-7,66	70
L-D3	40-50	-	-	-	75
L-D4	50-75	60	55-65	1,44 – 7,66	55-65

Los parámetros de roca intacta por litología se entregan en la Tabla 58.

**Tabla 58. Parámetros roca intacta, Mina D.**

Litología	UCS [MPa]	Módulo de Young, E [GPa]	Módulo de Poisson, $\nu$
L-D1	281	71,3	0,25
L-D2	288	68,1	0,33
L-D3	288	68,1	0,33
L-D4	260	75,5	0,26

De forma complementaria en Mina D han sido definidas cinco unidades geotécnicas de acuerdo a características litológicas, mineralógicas, hidrogeológicas, patrones de

discontinuidades mayores y modelo de esfuerzos. Las características de las cinco unidades se presentan en la Tabla 59.

**Tabla 59. Unidades geotécnicas de Mina D.**

Unidades geotécnicas	UG1	UG2	UG3	UG4	UG5
Descripción	Fallas	Roca altamente fracturada formando un halo entorno a fallas mayores	Zonas con mineralización de Au, Ag y/o Zn, Cu, Pb. Forma tabular con inclinación de 60°-80°	Compuesta por tobas	Compuesta por andesitas
RMR <sub>B</sub>	30-40	40-50	45-55	55-70	55-70
RQD	0-25	30-40	40-50	50-70	50-70
GSI	25-35	35-45	40-50	55-65	55-65
Calidad Geotécnica (Bieniawski)	Mala	Regular	Regular	Regular a buena	Regular a buena

#### 4.9.5. Mina E

La geología en donde se encuentra situada la Mina E indica que se tiene una roca competente de buena calidad geotécnica, con valores promedio de MRMR mayores a 60 según la caracterización geomecánica de Laubscher. En la Tabla 60 se indican los parámetros de roca intacta de Mina E.

**Tabla 60. Parámetros roca intacta, Mina E.**

Litología	UCS [Mpa]	Módulo de Young, E [GPa]	Módulo de Poisson, $\nu$
L-E1	232	90,9	0,24
L-E2	203	72,4	0,29
L-E3	189	71,8	0,27
L-E4	217	65,9	0,28
L-E5	264	86,7	0,28
L-E6	252	75,5	0,24

#### 4.10. Fortificación de galerías

En la minería subterránea chilena, la mayor ocurrencia de accidentes graves o fatales es producto de la caída de rocas, ya sea desde el techo, caja y/o frentes de las galerías. Esto se debe a que las excavaciones generadas rompen el equilibrio en que se encuentra la masa rocosa. El peligro de caída de rocas será aún mayor en presencia de rocas con un alto grado de descomposición, y tenderá a aumentar en presencia de secciones de mayor tamaño. Por ello, se considera como primera medida la acuñadura,

acción destinada a identificar y eliminar en forma manual o mecanizada las rocas sueltas de techo, caja y frentes de galerías.

#### 4.10.1. Tipos de fortificación

La función principal que cumple la fortificación es evitar desprendimientos o caídas de rocas que puedan provocar lesiones en el personal y/o dañar equipos e instalaciones. Existen diversos tipos de fortificación, la clasificación puede ser vista en Figura 57 y Figura 58.

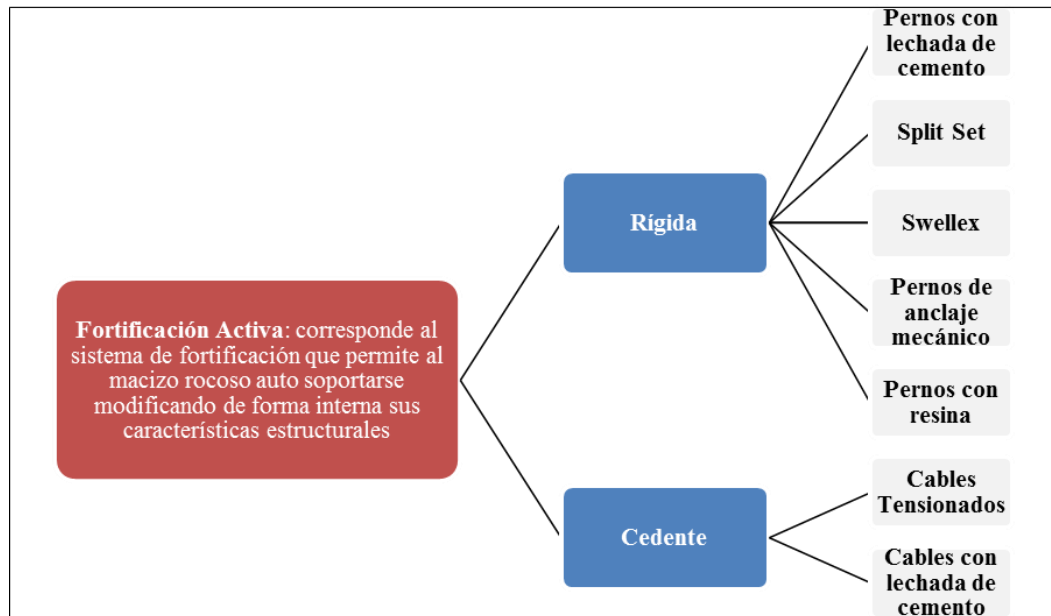


Figura 57. Tipo de fortificación activa.

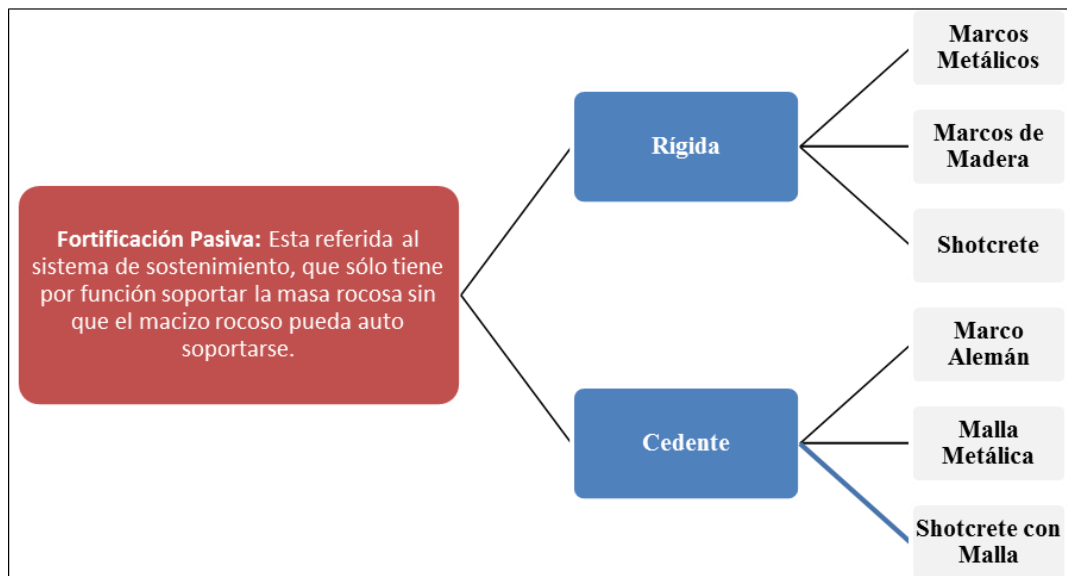


Figura 58. Tipo de fortificación pasiva.

#### 4.10.2. Fortificación en Mina A

En la Figura 59 es posible encontrar la fortificación sistemática de pernos Split set para una galería de sección 5,0 x 4,5 metros.

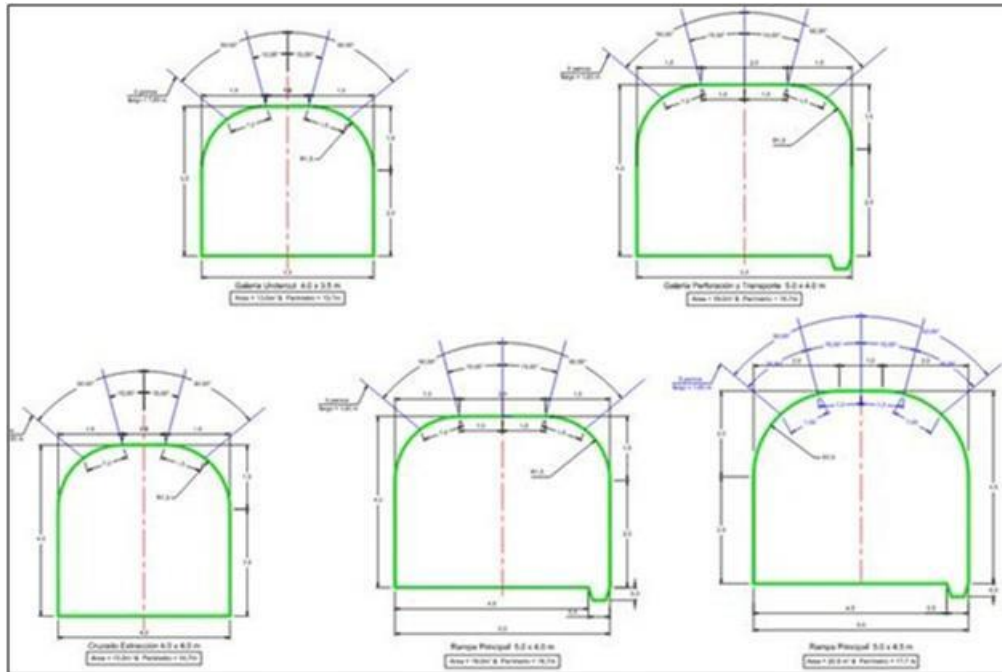


Figura 59. Fortificación sistemática mediante pernos split set en Mina A.

La proyección de pernos helicoidales en cruzado de extracción se realiza en 3 corridas de pernos en secuencia 4-5-4 de 3,15m de largo, en 3m de roca más malla 100-06 hasta el piso a lo largo del cruzado, además se utiliza shotcrete de 10cm de piso a piso. La configuración descrita anteriormente se muestra en la Figura 60.

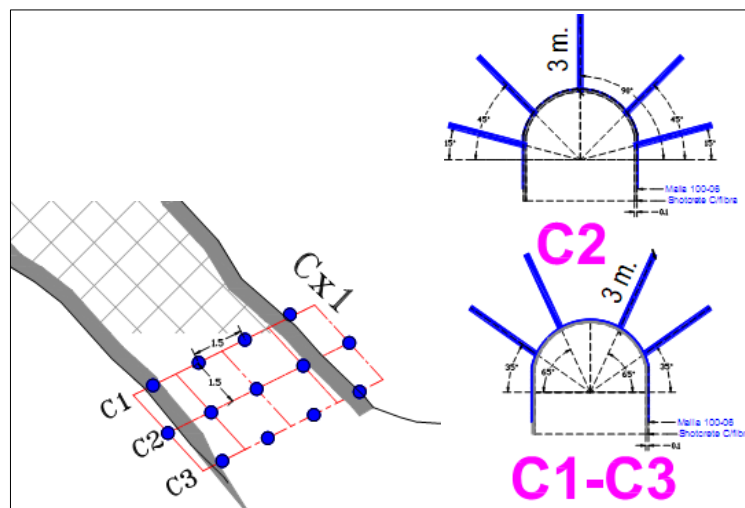


Figura 60. Proyección de pernos helicoidales.



### 4.10.3. Fortificación en Mina B

Las galerías cercanas a tronaduras de producción (Galerías de pala, estocadas de extracción) están sujetas a un efecto de tronadura mayor, y por lo tanto a continuos goteos de techo y paredes. Esta condición se puede solucionar con constante acuñadura, sin embargo, la repetición de esta práctica puede ser inoperante o inoportuna, y por lo tanto más cara que una fortificación sistemática.

El sistema de evaluación para realizar fortificación en Mina B será:

- Roca de mala calidad: localmente, en sectores influenciados por fallas mayores y roca alterada con un índice de calidad  $Q \leq 2$  es necesario aplicar un sistema de soporte.
- Zonas de altos esfuerzos: localmente, se pueden encontrar situaciones de concentración de cargas que requieren un tipo de soporte sistemático.

La categorización de fortificación que se realiza es de la siguiente forma:

- Acuñadura: es una alternativa a la fortificación, la acuñadura sistemática después de tronaduras cercanas es una buena solución para mantener los lugares de trabajo (galerías) libre de caída de rocas menores.
- Malla y pernos de Fricción (Split Set).

El tipo de fortificación recomendado en casos que se requiere evitar la acuñadura sistemática o en casos de roca de muy mala calidad será:

- Perno de Fricción: perno split set de 1,9 metros de longitud, 36mm de diámetro y no galvanizado. La longitud del perno de 1,9 metros garantiza sostener el área dañada por tronadura en el entorno de la galería. El contorno medido de daño alcanza hasta un máximo de 1 metro.
- Malla de alambre: la malla utilizada en la fortificación es la malla tipo 5008, con bizcochos de 5cm y alambre de 4mm de diámetro.

La configuración de la malla según estándar mina será:

- Configuración de galerías de 4,5 a 5,0 metros de ancho: tres paños de malla con 4 pernos Split Set por corrida cada 1,6-1,9 metros. Traslape de malla de 0,3 metros. La distribución de pernos es regular y debe colocarse un perno en el traslape de la malla. Esta distribución de pernos significa un máximo de 39 pernos para 15 metros lineales de galería. En caso de requerirse fortificar una longitud menor de galería, la malla deberá cortarse al largo requerido.
- Configuración para galerías de 6 metros de ancho: Cuatro paños de malla con 4 pernos Split Set por corrida cada 1,6-1,9 metros. Traslape de malla de 0,3

metros. La distribución de pernos es regular y debe colocarse un perno en el traslape de la malla. Esta distribución de pernos significa un máximo de 51 pernos para 15 metros lineales de galería. En caso de requerirse fortificar una longitud menor de galería, la malla deberá cortarse al largo requerido.

#### 4.10.4. Fortificación en Mina C

La fortificación en Mina C sigue básicamente parámetros idénticos a los vistos en mina A. En la Figura 61 encontraremos la fortificación realizada mediante pernos helicoidales en galerías de transporte y puntos de extracción.

El objetivo de esta fortificación de tipo robusto, es en consideración de los siguientes puntos:

- Continuidad operacional de forma segura.
- Control de caída de roca y desconfinamientos por efectos de energías de tronaduras de producción y de reducción secundarias en zona de viseras y galerías en general.
- Continuidad de acceso en caso de proyectos futuros.
- Continuidad de acceso y desarrollo en cruzados.

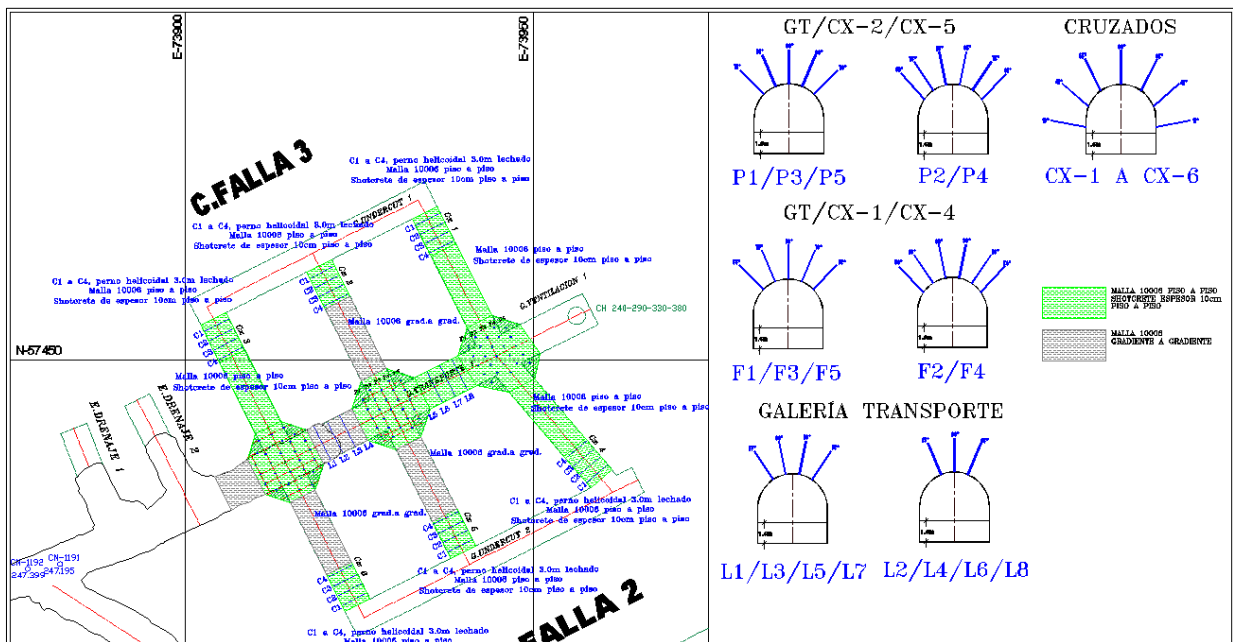


Figura 61. Fortificación en galería de transporte y punto de extracción, Mina C.

La Figura 62 da cuenta de la proyección en detalle de pernos helicoidales. Proyección de 5 corridas de pernos en secuencia 5-4-5-4-5 de 3,15m de largo, 3m en roca más malla 100-06 al techo, junto a shotcrete de 10cm de piso a piso.

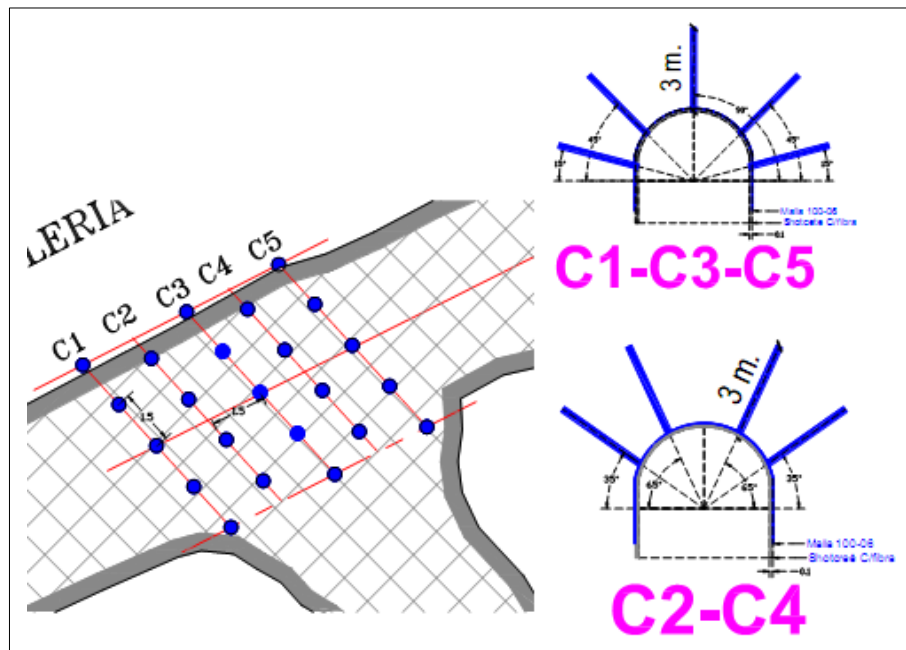


Figura 62. Proyección de fortificación mediante pernos helicoidales.

#### 4.10.5. Fortificación en Mina D

Para determinar los sistemas de fortificación en Mina D se han desarrollado estándares de fortificación por unidad geotécnica, estas recomendaciones son realizadas por asesores geotécnicos en base a la estimación de elementos de soporte y fortificación. Esto se basa en análisis de la información geológica-geotécnica, la aplicación de herramientas empíricas y en la consideración de aspectos geotécnicos, de seguridad y operacionales.

Las variaciones en la calidad del macizo rocoso y condiciones geomecánicas, unido a las diversas formas y dimensiones que las excavaciones subterráneas tienen, originan diferentes formas de deformación y comportamiento del macizo rocoso. Por ello existen una gran variedad de elementos y sistemas de fortificación y/o soporte para enfrentar cada condición. Los aspectos considerados en la definición del sistema de soporte y fortificación son:

- Tipo y uso de labor a fortificar.
- Calidad de macizo rocoso.
- Mecanismos de inestabilidad.
- Tiempo de exposición.
- Condiciones de tronadura.
- Condiciones particulares.

De acuerdo a la calidad del macizo rocoso de las distintas unidades geotécnicas, los sistemas recomendados de acuerdo a la metodología empírica desarrollada por Barton y Grimstad (1993), se indican en Tabla 61.

**Tabla 61. Sistemas de fortificación recomendados para Mina D.**

Unidad Geotécnica	Q Barton		Fortificación recomendada
	Mínimo	Máximo	
UG1	0,22	0,6	Shotcrete 2" a 4" reforzado con fibra más pernos sistemático y de acuerdo a evaluación local perno sistemático más malla
UG2	0,47	1,28	Perno sistemático más malla
UG3	1,03	2,79	Perno sistemático más malla y de acuerdo a evaluación local, perno sistemático
UG4	0,72	3,22	Perno sistemático más malla
UG5	1,44	6,45	Evaluando localmente, sin fortificación. En zonas de contacto con UG4 perno sistemático más malla

El estudio realizado por los asesores geotécnicos sugiere un largo de al menos 2,3 a 2,5 m para las galerías de preparación y desarrollo. El patrón de apernado para UG1 es 1 x 1 m independiente del tipo y ancho de la labor. Para la UG2, UG3, UG4 y UG5, el patrón de apernado varía entre 1,1x1,1 m a 1,3x1,3 m.

#### **4.10.6. Fortificación en Mina E**

El objetivo principal de esta fortificación es en consideración de los siguientes puntos:

- Continuidad operacional de forma segura.
- Control de caída de roca y desconfiamiento por efecto de energías de tronaduras de producción y reducción secundaria.
- Continuidad de acceso en caso de proyectos futuros.
- Cuidado de infraestructura por temporalidad.

Para la fortificación de los desarrollos se utilizan pernos Split-set dispuestos en forma sistemática y distanciados a un metro. En sectores donde atraviesan fallas la fortificación antes mencionada se cambia por pernos lechados, malla y shotcrete. En la Figura 64 se presenta la disposición de pernos en cruzados e intersecciones.

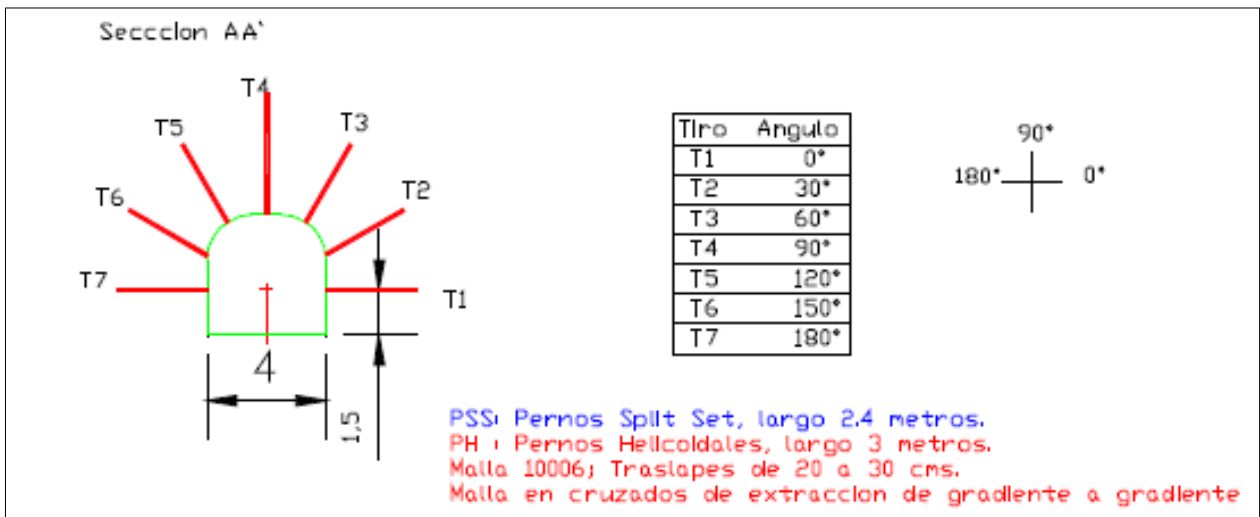


Figura 63. Disposición geométrica de pernos en cruzado de extracción, Mina E.

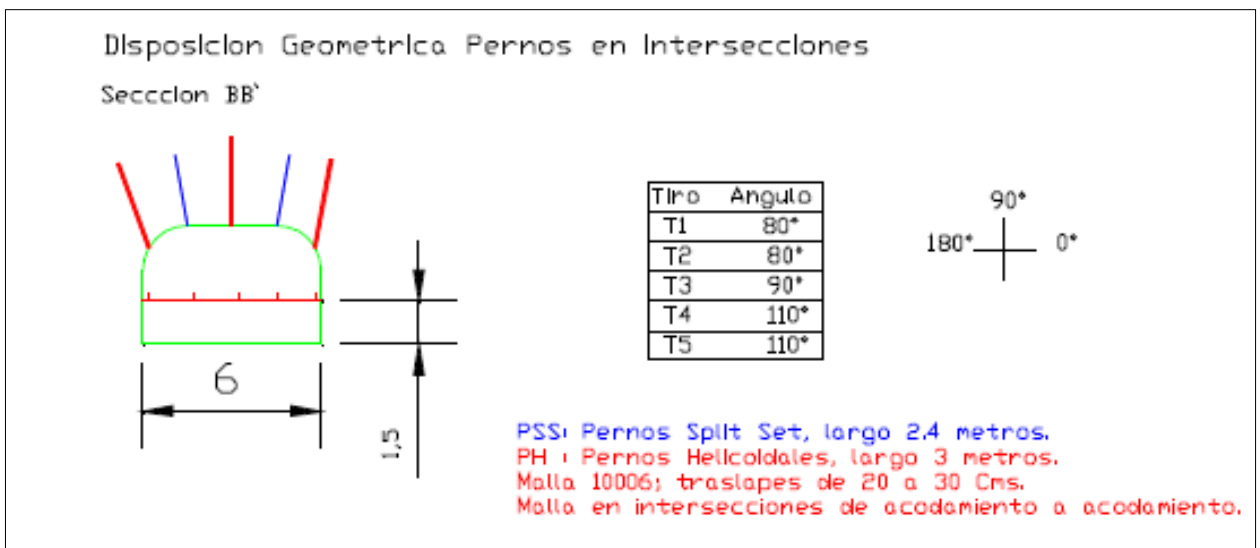


Figura 64. Disposición geométrica de pernos en intersecciones, Mina E.

En la Figura 65 se entrega un caso de fortificación robusta de la Mina E. Para este caso se consideran 30 pernos helicoidales en secuencia 4-5-4-3-3-3-3-3 más 19 pernos helicoidales en intersección con la galería de transporte en secuencia 3-4-5-4-3. Los pernos son de 3,15m de largo, incrustados 3m en roca. Adicionalmente se utiliza malla 100-06 hasta altura del acodamiento más shotcrete con fibra de 10cm de piso a piso.

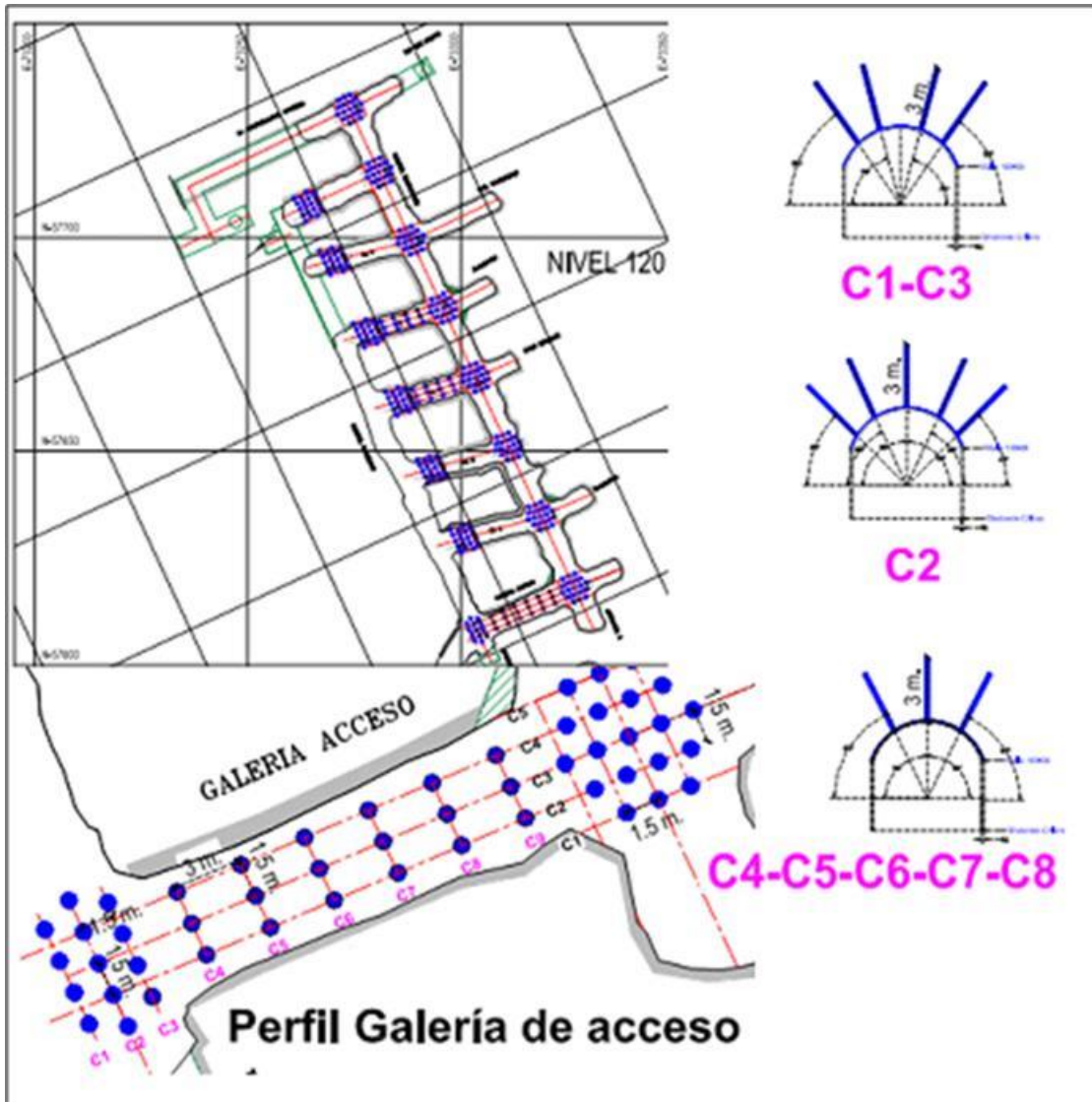


Figura 65. Disposición de pernos en galería de acceso.

#### 4.10.7. Estimación de fortificación y/o soporte de galerías con método empírico

Utilizando la metodología empírica de Barton and Grimstad (1990), considerando para ello un rango de calidad para la roca es posible observar un alto grado de semejanza, entre los resultados obtenidos aplicando el procedimiento y los antecedentes aportados por las empresas colaboradoras. Los resultados obtenidos se indican en la Figura 66.



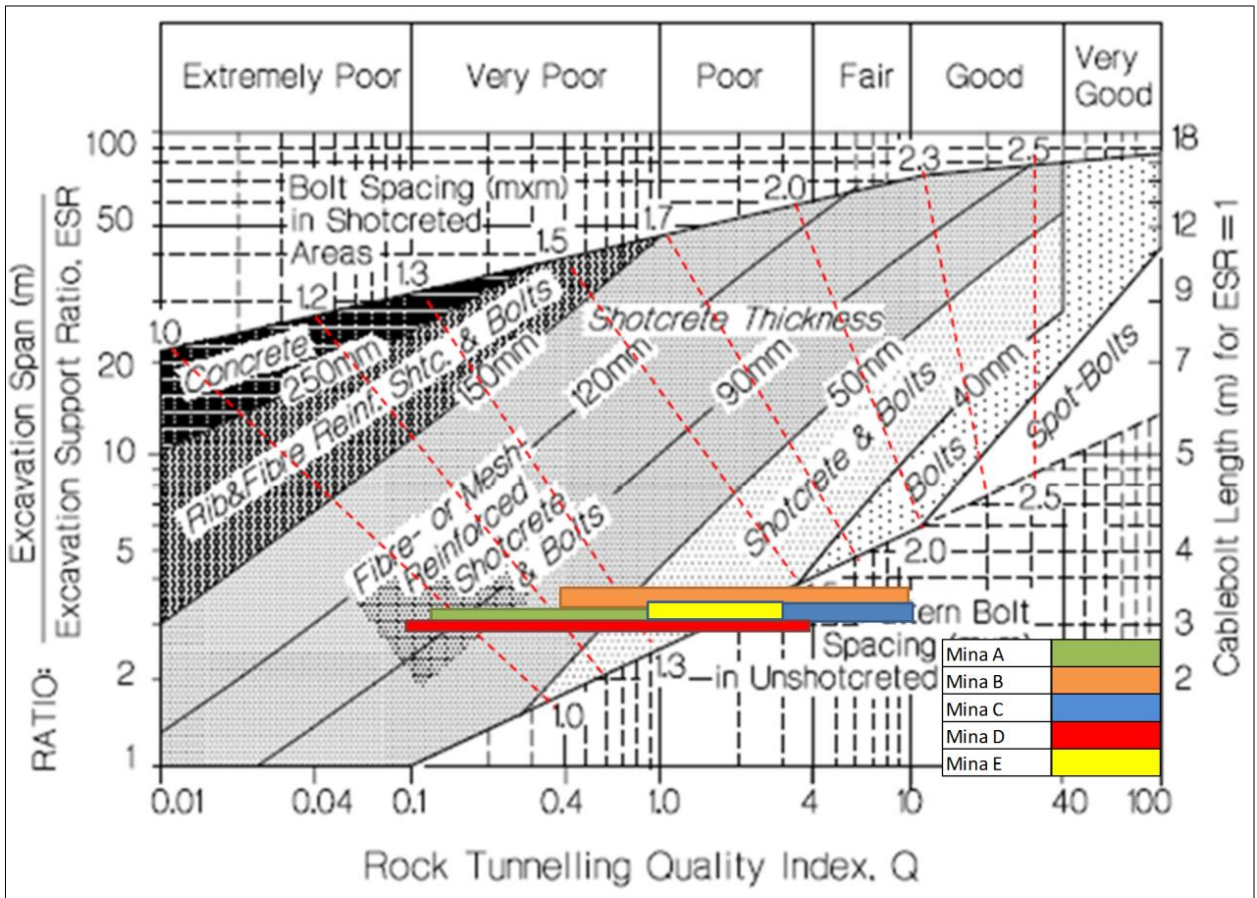


Figura 66. Gráfica de Barton and Grimstad (1993) estimación de soporte y/o fortificación de minas participantes.

Considerando la gráfica anterior es posible identificar los mecanismos de soporte y fortificación que serán requeridos en las distintas labores de las minas. Cabe señalar que esto es una aproximación a la realidad, ya que la selección final se ve influenciada y corregida por un mayor grado de información de terreno acerca de la geología y geotecnia.

En la Tabla 62 se entregan las estimaciones de fortificación y soporte recomendadas de acuerdo a la metodología de Grimstad y Barton (1993). Si bien no se aprecia concordancia entre el largo de los pernos entregados por las faenas participantes y los evaluados, éstos últimos deben ser tomados como un valor mínimo para las galerías de preparación y desarrollo, considerando que las técnicas empíricas que definen éste valor no consideran condiciones geológicas.

**Tabla 62. Soporte y/o fortificación estimada para galería estándar de minas participantes.**

Mina	Q		Galería	Fortificación Recomendada	Espaciamiento [m]	Largo [m]
	Mín.	Máx.	ancho [m]			
A	0,3	3,4	5	De acuerdo a evaluación local perno sistemático y malla. Shotcrete reforzado con fibra entre 50 y 90 mm de espesor más pernos	1,0-1,5	2,5
B	0,4	10,4	6	Pernos sistemáticos con shotcrete no reforzado entre 40 y 90mm de espesor y malla.	1,3-2,0	2,6
C	2	10,4	5	Pernos sistemáticos con shotcrete no reforzado entre 40 y 90mm de espesor. Perno puntual y de acuerdo a evaluación sin fortificación	1,5-2,0	2,5
D	0,2	6,5	4,5	Sin soporte puntual, pernos sistemáticos con shotcrete no reforzado entre 40 y 90 mm de espesor. De acuerdo a evaluación shotcrete reforzado con fibra entre 50 y 90mm de espesor más pernos	1,0-1,5	2,5
E	1,2	3,4	5	Pernos sistemáticos más malla. Evaluación local sin fortificación	1,3-1,5	2,5

#### **4.11. Costos Mina**

El punto en estudio corresponde al costo mina. En este caso se tienen los costos totales asociados al método de explotación Sublevel Stopping para cada faena participante. Además, se indica el año de referencia para una mejor comprensión de las cifras. Estos valores son indicados en la Tabla 63.

**Tabla 63. Costos totales mina.**

Faena	Costo Mina [US\$/ton]	Año Referencia
Mina A	17,18	2007
Mina B	14,70	2007
Mina C	16,45	2007
Mina D	27,68	2011
Mina E	18,76	2007



Los costos mina entregados por las faenas seleccionadas corresponden mayoritariamente al año 2007. Podemos observar que las minas en que su principal mineral en explotación es el cobre, tienen asociados costos menores entre 14 y 19 US\$/ton. En cambio, la Mina D registra un costo mina mayor al resto, apoyado en el hecho de explotar oro en cuerpos tabulares subverticales aislados, requiriendo gran cantidad de desarrollos para acceder al cuerpo mineralizado.

Los costos aquí indicados incluyen:

- Desarrollos y fortificación.
- Carguío y transporte.
- Producción y mantención.
- Administración e ingeniería.

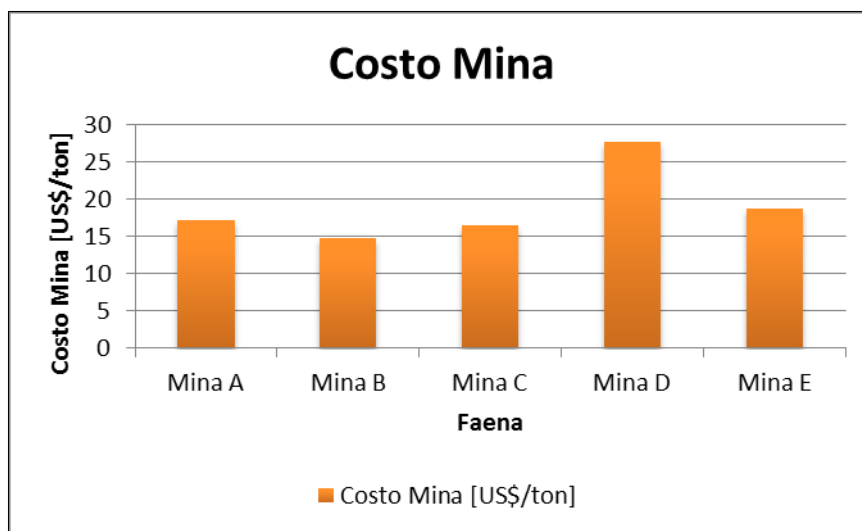


Figura 67. Costo mina por faena visitada.

#### 4.12. Esfuerzos in-situ

La información referente a la condición de esfuerzos in-situ disponible en algunas de las minas visitadas se presenta en la Tabla 64, en ella es posible encontrar la siguiente información:

- Magnitud de los esfuerzos principales,  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$ ; compresión positiva.
- Azimut de los esfuerzos principales.
- Inclinación de los esfuerzos principales.
- Componente vertical,  $\sigma_z$ , del tensor de esfuerzos resultante de la medición.
- Componentes horizontales, en las direcciones N-S y E-W, del tensor de esfuerzos resultantes de la medición.
- Componentes tangenciales, en las direcciones N-E, N-Z y E-Z.
- Profundidad.

**Tabla 64. Registro de esfuerzos in-situ de minas en estudio.**

Registro	$\sigma_1$			$\sigma_2$			$\sigma_3$			$\sigma_{NS}$ [MPa]	$\sigma_{EW}$ [MPa]	$\sigma_{ZZ}$ [MPa]	$\sigma_{NE}$ [MPa]	$\sigma_{NZ}$ [MPa]	$\sigma_{EZ}$ [MPa]	Prof. [m]
	Magnitud [MPa]	Azi. [°]	Incl. [°]	Magnitud [MPa]	Azi. [°]	Incl. [°]	Magnitud [MPa]	Azi. [°]	Incl. [°]							
B1	17,6	5	11	11,6	273	12	8,4	135	74	17,18	11,52	8,9	0,57	1,83	-0,49	310
B2	24,1	128	75	8,7	247	7	2,6	338	13	4,04	8,61	22,75	1,44	-3,59	3,57	310
B3	21,5	163	23	8,3	20	62	6,3	260	15	18,45	7,47	10,18	-3,5	-4,44	1,89	465
B4	21,2	81	19	7,8	345	16	2,2	218	65	7,43	19,12	4,65	1,32	2,35	5,39	230
B5	17,3	29	4	8,9	135	75	6,1	298	115	13,71	5,19	13,4	6,55	-1,62	4,22	500
B6	16,6	252	38	14,2	360	21	1	112	44	13,43	9,77	8,6	2,85	2,07	-7,2	39
B7	22,6	217	30	12	107,5	31	5	341	45	13,84	14,42	11,33	4,85	-7,04	-1,65	849
B8	36,9	316	13	11,7	202	61	11,1	52	25	23,95	22,95	12,8	-12,13	3,84	-4,13	811
B9	13,6	311	13	6,6	219	8	3,7	100	75	9,47	10,16	4,27	-3,27	1,09	-1,91	309
B10	13,5	267	10	5	166	46	1,4	6	42	3,07	13,21	3,62	0,2	-1,85	-1,63	154
C1	29,8	348,3	-34,9	12	132,5	-49,3	5,01	245	-18,2	7,31	22,36	17,14	-4,79	-0,19	-9,06	490
D1	46,77	164,5	-1,2	30,81	67,6	-80	19,41	74,7	9,9	44,86	21,65	30,48	-6,91	-0,18	-1,96	532
D2	53,09	349,3	-10,4	18,55	84,33	-25,2	16,33	58,8	62,5	50,7	19,35	17,93	-6,29	-6,49	0,35	524
E1	8,9	302,6	-29,8	4	207,7	-8,4	1,4	103,5	-58,8	14,05	4,7	16,06	-2,14	-2,34	1,5	500
E2	39,4	252,7	-9,3	26,7	228,9	-50,5	11,3	86,8	-33	27,77	15,89	22,24	-0,98	-0,06	7,23	460

#### 4.12.1. Esfuerzos horizontal y vertical

En base a la información recopilada de la literatura y la obtenida de los archivos provistos por las faenas mineras se tiene un registro de 51 mediciones de esfuerzos. Con esta cantidad de esfuerzos tectónicos a lo largo del país, se intentará definir un modelo de comportamiento que permita predecir las componentes N-S y E-W.

La relación entre el esfuerzo vertical y la profundidad se encuentra graficada en la Figura 68.

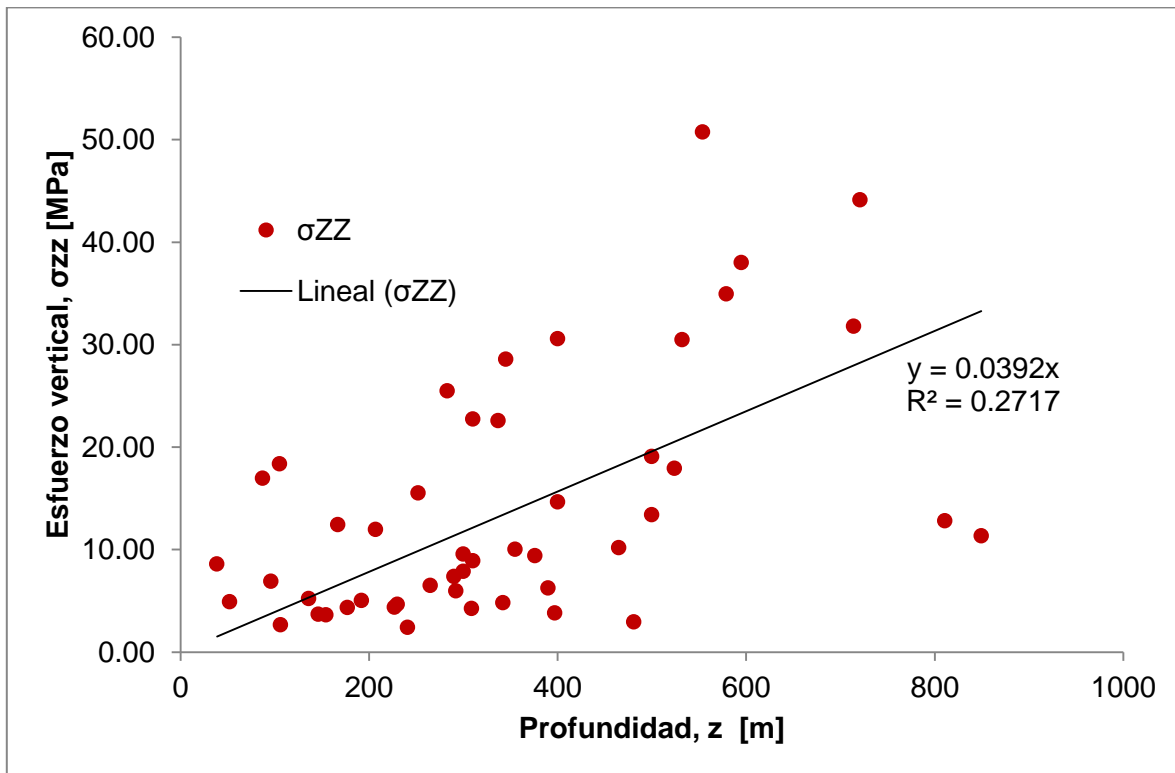


Figura 68. Relación entre esfuerzo vertical y la profundidad.

El factor de correlación observado indica la alta dispersión de la información recopilada. Sin perjuicio de ello, un modelo lineal ajustado para el esfuerzo vertical en función de la profundidad queda dado por:

$$\sigma_z = 0,0392 * z$$

A su vez, se ha realizado un procedimiento similar para los esfuerzos horizontales en las direcciones N-S y E-W. La representación de estas componentes respecto al esfuerzo vertical se presenta en la Figura 69 y Figura 70.

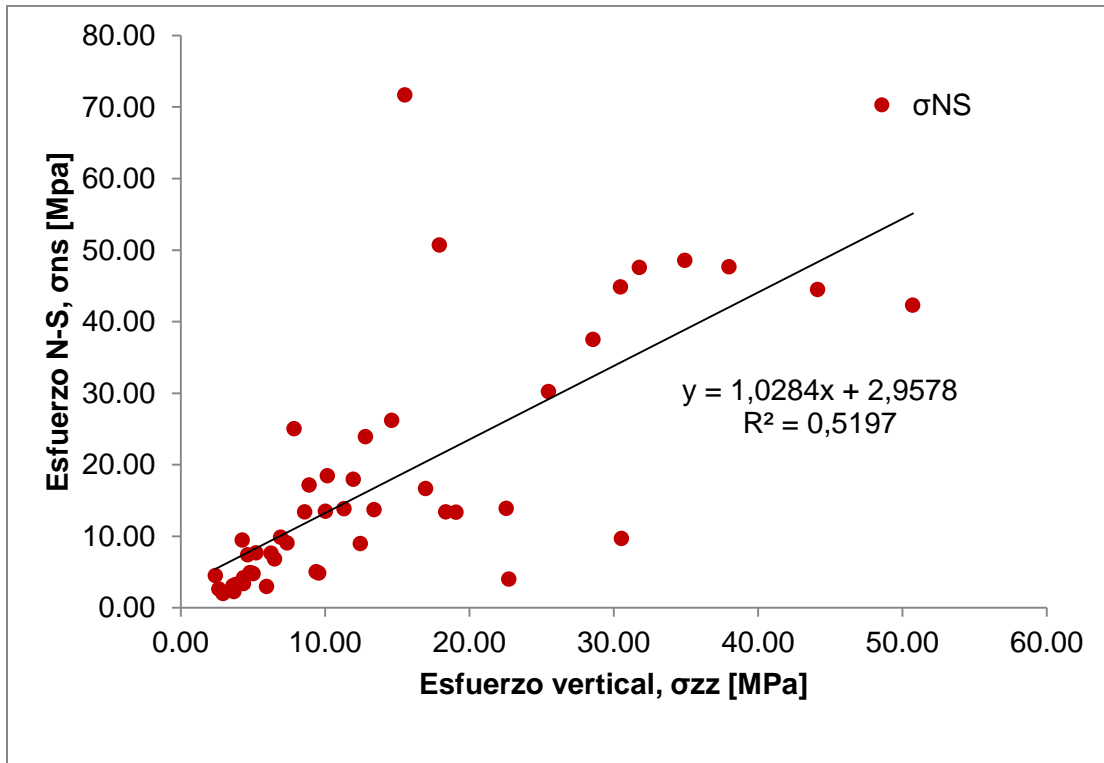


Figura 69. Relación entre esfuerzo horizontal NS y esfuerzo vertical zz.

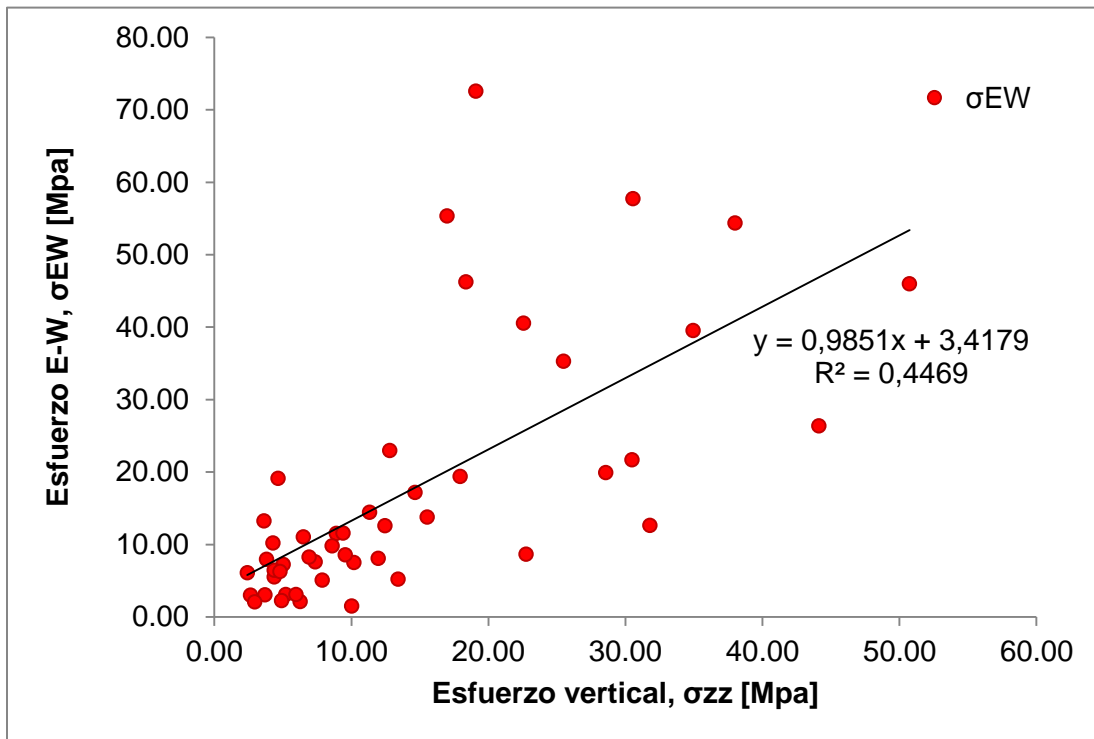


Figura 70. Relación entre esfuerzo horizontal EW y esfuerzo vertical zz.

El modelo lineal ajustado para el comportamiento entre el esfuerzo en la dirección N-S y E-W en función del esfuerzo vertical queda dado por:

$$\sigma_{NS} = 1,0284\sigma_{zz} + 2,960$$

$$\sigma_{EW} = 0,985\sigma_{zz} + 3,420$$

Reemplazando la ecuación para el esfuerzo vertical en función de la profundidad en las ecuaciones para  $\sigma_{NS}$  y  $\sigma_{EW}$  es posible relacionar los esfuerzos horizontales en las componentes N-S y E-W con la profundidad:

$$\sigma_{NS} = 0,040 * Z + 2,960$$

$$\sigma_{EW} = 0,039 * Z + 3,418$$

#### 4.12.2. Razón de esfuerzos horizontal/esfuerzo vertical

En la Figura 71 y Figura 72 se han graficado las razones de esfuerzo horizontal en la dirección N-S y E-W en función de la profundidad.

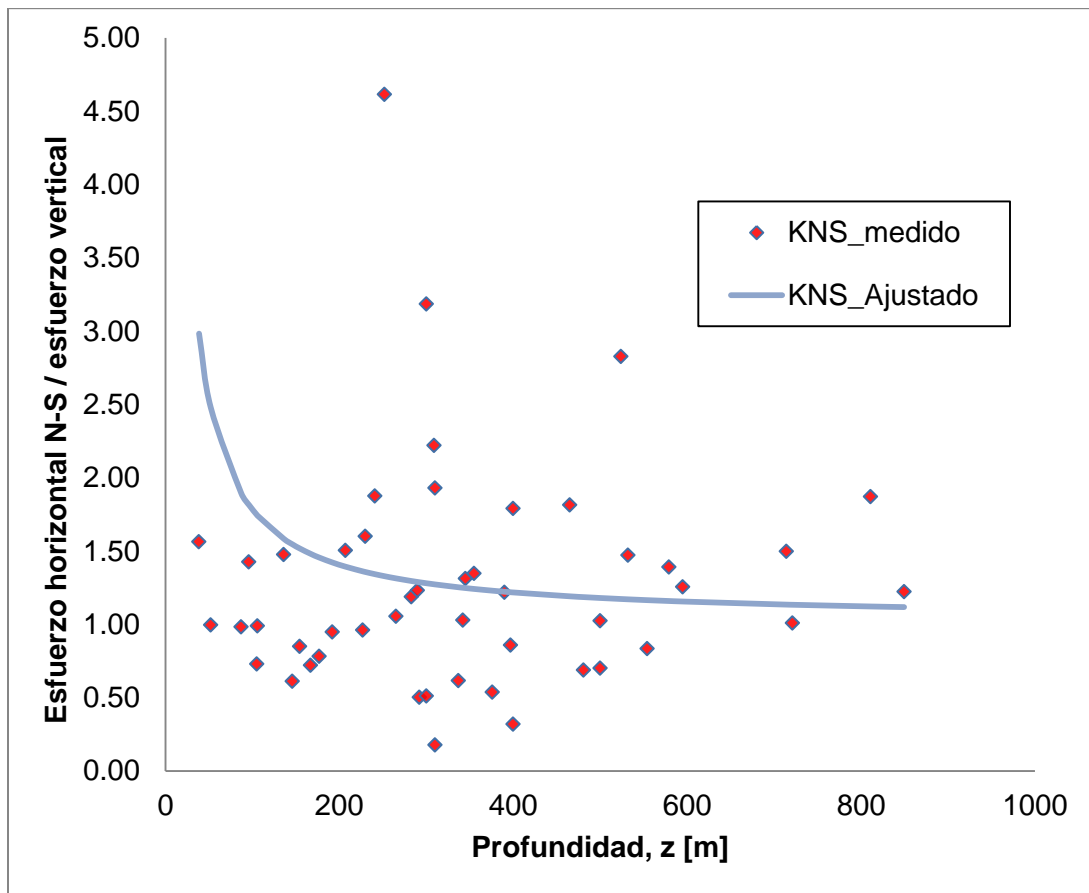


Figura 71. Razón de esfuerzos en dirección N-S, ajustados y medidos

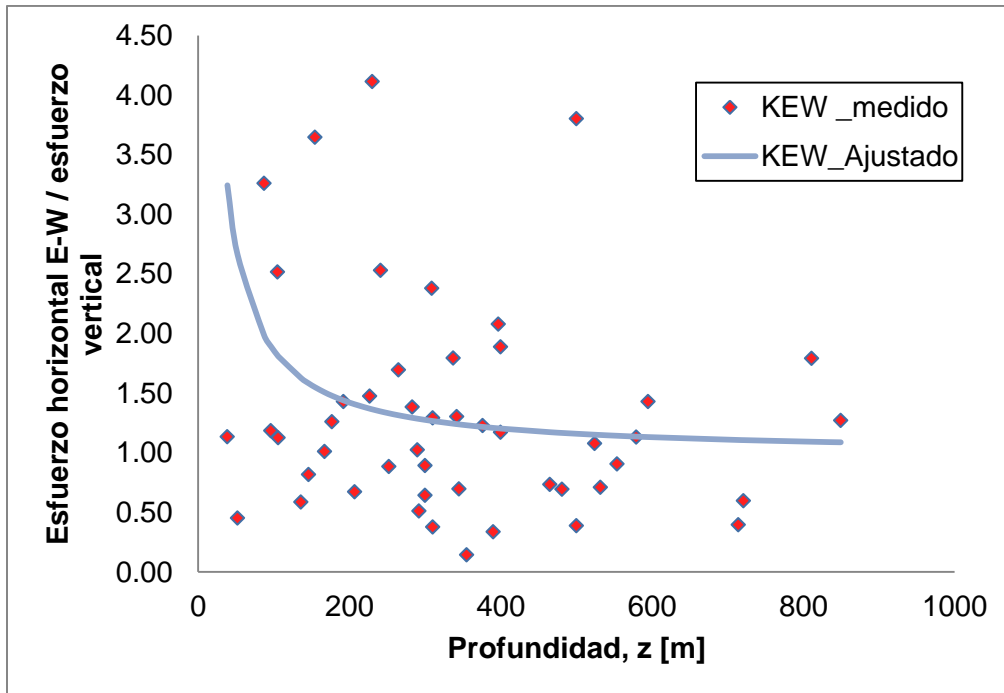


Figura 72. Razón de esfuerzos en dirección E-W, ajustados y medidos

En base al desarrollo anterior se tendrán las siguientes razones de esfuerzos en función de la profundidad:

$$K_{NS} = 75,454/z + 1,028$$

$$K_{EW} = 87,191/z + 0,985$$

#### 4.13. Estabilidad de caserones

Los diseños de caserones y levantamientos topográficos de las Minas B y D fueron tratados de acuerdo al procedimiento de cálculo de sobre-excavación, señalado en la metodología de trabajo. El análisis realizado tiene por objetivo estudiar preliminarmente las bases de datos referentes al diseño de caserones y contrastar esto con la información de levantamientos topográficos, recibidos por parte de las empresas participantes.

##### 4.13.1. ELOS vs RH

En la Figura 73 y Figura 74 se muestra la sobre excavación lineal versus radio hidráulico de las cavidades analizadas. En total se analizan 25 paredes colgantes e igual cantidad de paredes yacentes. De acuerdo a la gráfica, se tiene que para los casos en estudio (Minas B y D), a menor radio hidráulico se observa una mayor cantidad de sobre-excavación lineal equivalente. La desviación de los tiros

de perforación en vetas angostas, juega un rol fundamental en la cantidad de sobre-excavación que sufren minas que explotan este tipo de cuerpos mineralizados, como es el caso de la Mina D.

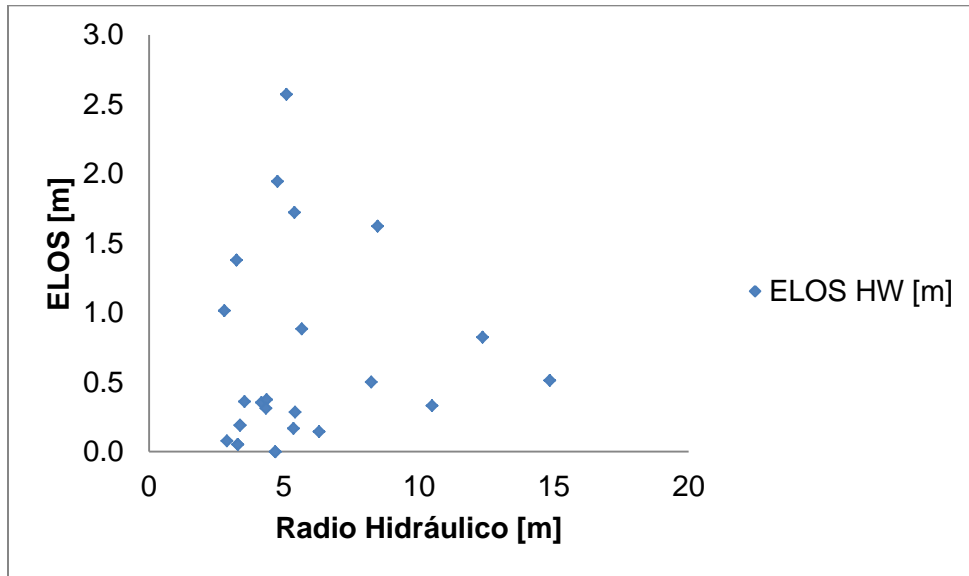


Figura 73. ELOS versus Radio Hidráulico, Pared colgante

En cambio, en el análisis de la pared yacente no se observa claramente una tendencia entre ELOS y el radio hidráulico asociado a cada pared. Acorde a lo visto la cantidad de sobre-excavación en parte de los casos analizados se debe a estructuras cercanas al caserón, a las cuales no se les consideró cabalmente. Esto sumado a condiciones de calidad deficientes de perforación y tronadura.

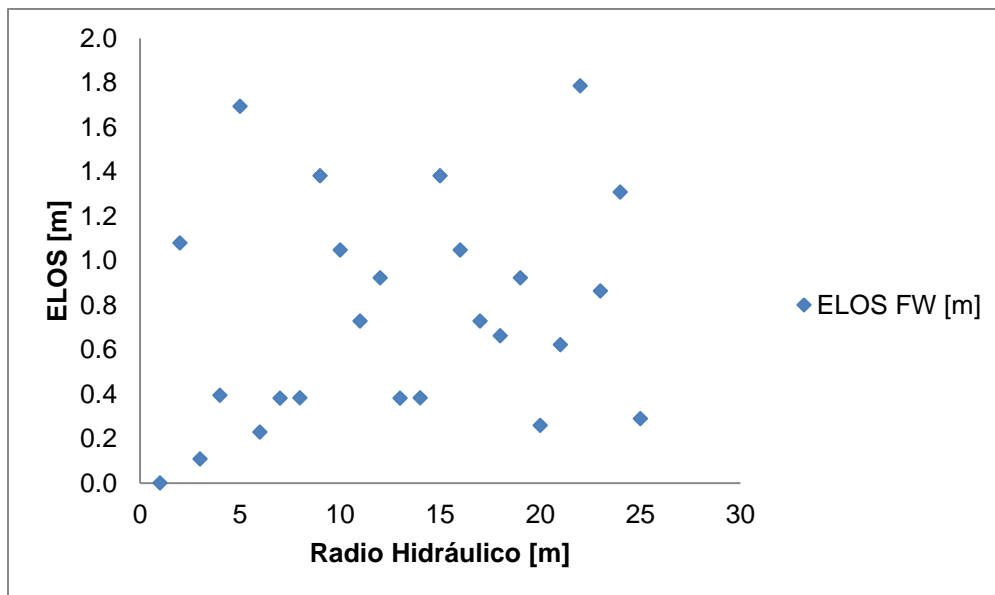


Figura 74. ELOS versus Radio Hidráulico, Pared yacente.

## **5. CONCLUSIONES, RECOMENDACIONES Y TRABAJOS FUTUROS**

### **5.1. Conclusiones**

El constante crecimiento de la minería en nuestro país exige una revisión cuidadosa y extensiva de las prácticas operacionales, más aún cuando es notorio que los entes que deben fiscalizar no dan abasto con la gran cantidad de faenas de pequeña y mediana minería que se encuentran actualmente en operación.

Para desarrollar este benchmark se visitaron 5 faenas mineras ubicadas en la zona centro y norte del país. La información recopilada de las minas participantes se complementa con una revisión adicional a datos disponibles en la literatura. Los antecedentes recopilados de las faenas participantes han conformado el benchmark de prácticas operacionales y de diseño de la mediana minería mediante Sublevel Stoping en Chile.

Las principales conclusiones de la información recopilada, a través del cuestionario único, son las siguientes:

- En los yacimientos de las operaciones participantes se observa predominio de cuerpos mineralizado irregulares, en su mayoría constituidos por cuerpos mantiformes elongados y cuerpos de menor potencia de tipo tabulares subverticales. El principal producto obtenido es el cobre, destacando además importantes cantidades de oro obtenidas como subproducto.
- Respecto a la clasificación del macizo rocoso, únicamente fue posible recopilar información de las minas B y D. En estas faenas se tiene una roca con índice de calidad RMR (RMRBieniawski y RMRLaubscher) superior a 60, correspondiente a roca de buena calidad e ideal para desarrollar el método Sublevel Stoping.
- El análisis de los datos indica que la única vía de acceso a las minas subterráneas participantes, tanto de personal como de equipos mineros, es a través de rampas. Las chimeneas de comunicación a superficie son utilizadas como vías de ventilación, encontrándose habilitadas en caso de requerir su utilización en caso de emergencias.
- Se observa que las secciones de las galerías desarrolladas en Mina D son menores a las del resto de faenas participantes, debido a que explota vetas de menor espesor y para ello utiliza equipos más pequeños. El equipo de perforación mayormente empleado para el desarrollo de galerías es el jumbo electrohidráulico Rocket Boomer 282 de Atlas Copco.
- El método de explotación subterráneo más empleado en las faenas colaboradoras es Sublevel Stoping, en la variante LBH (Long Blast Hole), realizando tiros en realce y banqueo. En estas minas la perforación de



producción se realiza con equipos DTH. Los diámetros de perforación son de 4 ½" y 5 ½", mientras que el largo de las perforaciones depende de la altura del caserón determinada en la etapa de diseño. En cambio en el caso de la mina D se trabaja con perforación radial, en que los diámetros son de 2 ½" y 3".

- El transporte de mineral a superficie se realiza en la mayoría de las faenas participantes mediante camiones Volvo de 30yd<sup>3</sup>, los cuales son cargados en estocadas de acumulación de mineral mediante cargadores marca Volvo.
- Respecto a los índices mineros documentados existen cifras similares entre las distintas empresas, con rendimientos y eficiencias muy similares. Lo mismo ocurre con los factores de carga en tronadura de avance y tronaduras de producción. Sin embargo, para completar este estudio es recomendable incorporar nuevas faenas, además se debe agregar una mayor cantidad de información sobre perforación y tronadura de modo de analizar si los índices coinciden con los obtenidos por la empresa.
- La información de fortificación entregada por las faenas participantes, en cuanto a recomendación provista para las distintas labores y unidades geotécnicas, arroja coincidencias con el cálculo desarrollado mediante herramientas empíricas (Barton and Grimstad). Cabe señalar que estas recomendaciones deben ser consideradas como una referencia inicial para la selección de los elementos de fortificación y soporte, ya que su implementación debe estar sujeto a las condiciones locales de cada excavación o labor subterránea.
- Los costos mina entregados por las faenas mineras corresponden mayoritariamente al año 2007. Se observa que las minas que explotan principalmente cobre tienen asociados costos menores (entre 14 y 19 [US\$/ton]). En cambio, la Mina D registra un costo mina mayor al resto, superando los US\$27, debido a que explotan oro en cuerpos tabulares subverticales aislados, requiriendo gran cantidad de desarrollos para acceder al cuerpo mineralizado. Debe ser considerado el hecho que el costo de ésta última operación es del año 2011, y se debe tener en cuenta el aumento del precio de los insumos y servicios.
- En base a la información recopilada de la literatura y la obtenida de los archivos provistos por las faenas mineras se tiene un registro de 51 mediciones de esfuerzos, en que predomina el método de la celda Hollow Inclusion desarrollado por CSIRO. Como resultado del benchmark se utiliza tiene la siguiente razón de esfuerzos, para las componentes NS y EW, en función de la profundidad:

$$K_{NS} = 75,454/Z + 1,028$$

$$K_{EW} = 87,191/Z + 0,985$$

- Se tiene que para los casos en estudio (Minas B y D), a menor radio hidráulico se observa una mayor cantidad de sobre-excavación lineal equivalente. El análisis de la pared yacente no arroja una clara tendencia entre ELOS y el radio hidráulico asociado a cada pared. La desviación de los tiros de perforación en vetas angostas, juega un rol fundamental en la sobre-excavación que sufren minas que explotan este tipo de cuerpos mineralizados, como es el caso de la Mina D.

Considerando la información referente al dimensionamiento de caserones se tiene que:

- A excepción de Mina D, el resto de faenas participantes (Minas A, B, C y E) utiliza las metodologías empíricas desarrolladas por Mathews (1980) para el dimensionamiento de caserones. Pese a manejar un procedimiento para la utilización de las técnicas, no se cuenta con un respaldo acabado de lo realizado. Gran parte de los informes elaborados para tal efecto no se encuentran disponibles, o bien, no existe respaldo de los mapeos geotécnicos que permitan una clasificación de la roca por unidad litológica, con lo cual se reconstruirían los casos de forma directa. En Mina B es posible encontrar un mayor número de informes de dimensionamiento de las unidades de explotación, elaborados por su asesor geotécnico, sin embargo, los archivos de diseño y levantamientos topográficos de las cavidades se encuentran incompletos, por lo que sólo es posible rescatar un número reducido de casos de estabilidad de caserones.
- A su vez, En Mina D se trabaja con dimensiones máximas estables posibles de aplicar en cada sector, esto entregado por su asesor geotécnico en base a trabajos desarrollados previamente. Cabe señalar que la faena maneja únicamente los valores máximos de radio hidráulico que pueden ser aplicados para hacer sus diseños estables. En este caso el consultor se reserva la información con que realiza el back análisis.
- El respaldo de procedimientos y acceso a la información en la mayor parte de las faenas participantes es precario. No existe un adecuado control de la información de diseño de las unidades básicas de explotación. Por lo anterior, se observan errores que se repiten en la historia de diseños de minas ya explotadas y en diseños actuales.

Los principales parámetros de diseño obtenidos de la revisión de la información provista por las faenas participantes son indicados en la Tabla 65.

**Tabla 65. Parámetros de diseño típicos para minas de Sublevel Stoping en Chile.**

Parámetro		Valor Típico	Comentario	
INFORMACIÓN GENERAL	Forma yacimiento	Irregular	Predomina en todos los yacimientos	
	Mineral	Cu	Principal mineral en el 80% de minas visitadas	
	Calidad de macizo rocoso	RMR <sub>B</sub> >60 (Roca buena)	Información de Minas B y D únicamente.	
	Ritmo de producción [tpd]	4.500 tpd	Ritmo mínimo. 3.800 tpd Ritmo máximo. 6.700 tpd	
	Productividad [ton/hombre]	9,5 tpd/hombre	Puede variar entre 8,4 y 10,7 tpd/hombre	
	Software Diseño	Minesight	80% de minas utiliza el software	
INFORMACIÓN DE DISEÑO	Acceso	Tipo	Rampa	100% de las minas utiliza rampa para acceso
		Sección	5 x 4 m	Sección mínima 4,5x4,2 m - Sección máxima. 6x5m
		Pendiente	12%	Puede variar ±20%
	Estocada de carguío	Sección	4x4 m	Puede incrementar pero no disminuir
		Largo	12 m	Puede variar entre 11m y 17m
		Ángulo	60°	Puede variar entre 40° y 70°
		Distancia	15 m	Puede variar entre 14m y 17m
	Galería Producción	Sección	5,0 x 4,5 m	Puede aumentar pero no disminuir
	Galería Perforación	Sección	5x4 m	Puede aumentar pero no disminuir
	Galería corte	Sección	4x4 m	Puede aumentar pero no disminuir
	Sistema de traspaso		Estocada de traspaso	40% de minas prefiere pique de traspaso y estocadas
	Flota de carguío	Capacidad	7 yd3	Puede variar un ±40%
		Distancia Transporte	100 m	Distancia varía entre 70 y 150m
	Índices	Ventilación	80 cfm/tpd	Puede variar un 20%
		Metros perforados por disparo	170	Puede variar dependiendo de la sección
		Metros avance por disparo	3,4	Puede variar ±10%
		Eficiencia de disparo	85	Puede aumentar en un 8%
		Perforación LBH	22 t/m	Puede variar en 7,6 y 28 t/m
		Perforación UC	7 t/m	Puede variar ±15%
	Factor de carga	Avance	48 kg/m	Puede variar ±10%
		UC	320 g/t	Puede variar ±10%
LBH		240 g/t	Puede aumentar hasta 300 g/t	
Instrumentación y monitoreo	Los sistemas más comunes de monitoreo son cables TDR y BRED Los sistemas de instrumentación topográfica son mediante I-Site y CMS			

No fue posible recopilar información del dimensionamiento de pilares, ya que sólo se manejan las recomendaciones provistas por los asesores geotécnicos. Sólo se entregan recomendaciones del ancho del pilar para distintas dimensiones de caserones.

Los índices mineros aquí indicados se encuentran en gran medida incompletos por parte de las operaciones, debido a que no se tiene un adecuado control sobre las prácticas operacionales en las minas colaboradoras.

Como se observa en terreno, el personal geotécnico es insuficiente para la cantidad de trabajo que se debe realizar, razón por la cual el profesional optimiza su tiempo y da prioridades a sus tareas diarias. Junto a lo anterior y al alto grado de rotación de personal, la información no logra ser almacenada ni procesada de manera correcta. No existe continuidad en el procesamiento de datos, debido a que cada profesional enfoca su trabajo en una forma distinta.

## **5.2. Recomendaciones**

De acuerdo a la información proporcionada por las faenas participantes se recomienda lo siguiente:

- Unificar y uniformizar el almacenamiento de la información de toda índole, esto con objeto de acceder a los procedimientos de forma rápida y confiable para mejorar las prácticas operacionales y de diseño.
- Mantener un control operacional de mayor rigurosidad, de forma de identificar procedimientos a los cuales se les aplique mejoras en su accionar. En cuanto a las prácticas de perforación sería conveniente controlar en terreno el posicionamiento y accionar de la maquinaria utilizada para tal efecto, controlando de esta manera los parámetros mismos de perforación (velocidad de avance, desviación de tiros, etc.).

## **5.3. Trabajos futuros**

Finalmente, se considera relevante mencionar que dada la importancia del establecimiento del estado del arte de la mediana minería, en cuanto a prácticas operacionales y diseño de la infraestructura, como de las unidades básicas de explotación, sigan incorporándose nuevas operaciones al estudio. De tal forma de realizar un compendio con una mayor cantidad de faenas mineras, siendo de esta forma aún más representativo del estado actual de este tipo de operaciones.

Conjunto a lo anterior, se establecerán criterios de diseño estándares mediante el desarrollo de herramientas para el diseño de caserones en mediana minería subterránea en Chile.

## 6. REFERENCIAS

Chacón Palacios, Enrique. 1988. Evaluación de esfuerzos tectónicos en minas chilenas y su incidencia en el diseño minero. Memoria de Ingeniero civil de Minas. Santiago, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas. 188p.

De Solminihac H, 2012. Desafíos de la minería en Chile: “Una oportunidad de crecimiento y desarrollo”. En: 6° SEMINARIO de acercamiento tecnológico (SAT): Codelco Digital: Construyendo la Minería del Futuro: 5 de Julio de 2012. Calama. Ministerio de Minería, Gobierno de Chile.

Hutchinson, D.J., diedrichs, M.S. (1996). Cablebolting in underground mines. Bitech Publishers Ltd., Vancouver. 416p.

Hoek, E. 2007. Practical Rock Engineering. Rock mass properties. Rocksciense.

Instituto de ingenieros de minas de Chile. Documentos convención. [En línea] <[http://www.iimch.cl/documentos/sonami\\_albertosalas.pdf](http://www.iimch.cl/documentos/sonami_albertosalas.pdf)> [Consulta: Marzo de 2012]

Instituto Nacional de Estadísticas. Estadísticas de accidentabilidad minera. [En línea] <[http://www.sernageomin.cl/pdf/mineria/estadisticas/accidentabilidad\\_Minera/AccidentesFatales2011SEGMIN.pdf](http://www.sernageomin.cl/pdf/mineria/estadisticas/accidentabilidad_Minera/AccidentesFatales2011SEGMIN.pdf)> [Consulta: Marzo de 2012].

Laubscher, D.H.1990 . A Geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. Journal of the South African Institute of mining and metallurgy. Vol. 90. N° 10: pp. 257-273.

Mawdesley, C., Trueman, R., Whithen, W.J. (2001). Extending the Mathews stability graph for open-stope design.

Nickson, S.D. 1992. Cable support guidelines for underground hard rock mine operations. M.A.Sc. Thesis, Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia, 223 p.

Potvin, Y. 1988. Empirical open stope design in Canada. Ph.D. Thesis, Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia, 343 p.

Servicio Nacional de Geología y Minería. [En línea] <[http://www.sernageomin.cl/pdf/mineria/estadisticas/anuario/anuario\\_2011.pdf](http://www.sernageomin.cl/pdf/mineria/estadisticas/anuario/anuario_2011.pdf)>. [Consulta: Marzo de 2012]

Revista Minería Chilena. 2009. El auge de la mediana minería. Revista Minería Chilena. N° 337: 52-53.

Zablocki, Andrzej. 2009. Minería subterránea a toda máquina. Revista Minería Chilena. N° 336: pp 121-135.

## **7. ANEXOS**

## 7.1. Anexo A: Cuestionario

A continuación se presenta el cuestionario desarrollado para la recopilación de datos basándose en la definición de variables a recolectar presentadas en la metodología de trabajo.

### Confidencialidad

Toda la información del cuestionario será manejada con la más estricta confidencialidad. En ningún momento el nombre o dueño de la operación será distribuida, publicada o relacionada con alguno de los datos recolectados. Los datos serán compilados y presentados en forma agregada sin ninguna posibilidad de identificar alguna persona, mina o compañía. La información de contacto será solamente utilizada para la correspondencia del cuestionario. Su información de contacto no será compartida con ningún tercero.

### Que recibirá por su participación

Quienes participen respondiendo el cuestionario serán parte del desarrollo de la primera versión del Manual de Diseño de mediana minería empleada en Chile. La primera versión de este será distribuido de forma gratuita entre los participantes.

### Cómo completar el cuestionario

Cuanta más información nos pueda proveer, mejor será la calidad del Manual de Diseño. Para la gran mayoría de la información solicitada se entrega una lista de alternativas. En el caso que usted considere que dentro del cuadro de alternativas no se encuentra la opción que mejor se adecue a su operación, puede ingresarla directamente en la celda, evitando seleccionar la opción. Si usted no tiene información para alguna de ellas le solicitamos dejar la celda vacía. Si no desea contestar una pregunta específica por favor marque una cruz "x" en la celda.

El cuestionario esta compuesto de dos secciones fundamentalmente. La primera sección (I. General, II. Diseño y III. Roca y Esfuerzos in-situ) comprende información general de la mina, cuerpo mineral, litología, tipos de roca, patrones estructurales, esfuerzos in-situ e información propia del diseño minero. Esta información debe ser completada solamente una vez para cada mina.

La segunda sección del cuestionario (IV. Caserones y V. Pilares) preguntan por información específica a la estabilidad de caserones y pilares. La información solicitada para caserones incluye geometría, profundidad, litología, perforación y tronadura, condición de estabilidad y dilución. La información solicitada para pilares incluye geometría, profundidad, tipo de pilar, litología y condición de estabilidad. Esta segunda sección del cuestionario puede ser completada para múltiples casos. El ideal es que esta sección sea completada para todos los casos en que se disponga de datos.

Desde ya, agradecemos su participación completando el cuestionario.

### Por favor enviar el cuestionario completado por email a:

Javier Vallejos

[email: jvallej@ing.uchile.cl](mailto:jvallej@ing.uchile.cl)

Departamento de Ingeniería de Minas

Universidad de Chile

Av. Tupper 2069 - Santiago - Chile.

Código Postal: 837-0451.

Fono: 978 4503 - Fax: 978 4985



**fcfm**

FACULTAD DE CIENCIAS  
FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
UNIVERSIDAD DE CHILE

**amtc**  
ADVANCED MINING TECHNOLOGY CENTER



# I. INFORMACIÓN GENERAL

Toda la información será tratada con estricta confidencialidad.

## 1.1. Información del Contacto

Compañía	<input type="text"/>	1
Nombre de Mina	<input type="text"/>	2
Región	<input type="text"/>	3
Provincia	<input type="text"/>	4
Nombre	<input type="text"/>	5
Cargo	<input type="text"/>	6
Email	<input type="text"/>	7
Teléfono	<input type="text"/>	8
Fecha en que se completo el cuestionario	<input type="text"/>	9

## 1.2. Forma Yacimiento

Forma General	<input type="text"/> <ul style="list-style-type: none"><li>1. Masiva</li><li>2. Tabular</li><li>3. Irregular</li><li>4. Otra</li></ul>	10
Tipo de Mineral	<input type="text"/>	11
Distribución de Leyes	<input type="text"/> <ul style="list-style-type: none"><li>1. Uniforme</li><li>2. Graduada</li><li>3. Errática</li></ul>	12
Descripción Adicional	<input type="text"/>	13

## 1.3. Orientación Yacimiento

Azimut[°]	<input type="text"/>	14
DIP [°]	<input type="text"/>	15
Descripción Adicional	<input type="text"/>	16

#### 1.4. Dimensiones Yacimiento

Corrida [m]	<input type="text"/>	17
Potencia [m]	<input type="text"/>	18
Altura [m]	<input type="text"/>	19
Descripción adicional	<input type="text"/>	20

#### 1.5. Método de Explotación

Método Utilizado	<input type="text"/>	21
	<ul style="list-style-type: none"><li>1. Open Stopping con relleno</li><li>2. Bench and Fill</li><li>3. Open Stopping sin relleno</li><li>4. Vertical Crater Retreat</li><li>5. Uphole Retreat con relleno</li><li>6. Uphole Retreat sin relleno</li><li>7. Room and Pillar</li><li>8. Cut and Fill Overhand</li><li>9. Cut and Fill Underhand</li><li>10. Otro</li></ul>	
Otro, Especificar por favor	<input type="text"/>	22
Ritmo de Producción [tpd]	<input type="text"/>	23
Horario de tronaduras de producción	<input type="text"/>	24

#### 1.6. Dotación de Personal

Personal Propio [N°]	<input type="text"/>	25
Personal Contratista [N°]	<input type="text"/>	26
Especialistas Geotécnicos [N°]	<input type="text"/>	27
Comentarios Adicionales	<input type="text"/>	

#### 1.7. Software utilizados

Software de Diseño Minero	<input type="text"/>	1
Software Geotécnico/Geomecánico	<input type="text"/>	2

## II. DESCRIPCIÓN DEL DISEÑO

Toda la información será tratada con estricta confidencialidad.

### 2.1. Accesos

Tipo de acceso	<input type="text"/>	1. Pique 2. Rampa 3. Ambos	5	Accesos [N°]	<input type="text"/>	
Dimensiones de accesos						
Pique	Longitud [m]	<input type="text"/>	4	Diámetro [m]	<input type="text"/>	5
Rampa	Ancho [m]	<input type="text"/>	7	Alto [m]	<input type="text"/>	5
Índice de preparación (m desarrollos/ton reservas)	<input type="text"/>		11			

### 2.2. Galerías

Estacadas de carguío	Ancho [m]	<input type="text"/>	22	Alto [m]	<input type="text"/>	25
Galería de producción	Ancho [m]	<input type="text"/>	27	Alto [m]	<input type="text"/>	25
Galerías generales	Ancho [m]	<input type="text"/>	20	Alto [m]	<input type="text"/>	21
Sistema de traspaso	<input type="text"/>		23	Diámetro [m]	<input type="text"/>	24
Accesos secundarios <small>(conexión entre subniveles)</small>	<input type="text"/>		25	Pendiente [%]	<input type="text"/>	25

### 2.3. Equipos

Flota de equipos de carguío [N°]	<input type="text"/>	27	Capacidad [ton]	<input type="text"/>	28			
Distancia de viaje [m]	<input type="text"/>	30						
Productividad [ton/hr]	<input type="text"/>	31						
Equipo de transporte	<input type="text"/>	32	Capacidad [ton]	<input type="text"/>	33	Marca	<input type="text"/>	34
	1. Camión 2. Correas 3. Skip 4. Otro							
Distancia de Viaje [m]	<input type="text"/>	35						
Flota de equipos de transporte [N°]	<input type="text"/>	36						

### 2.4. Ventilación

Cantidad equipos diesel [N°]	<input type="text"/>	37
Requerimiento aire [cfm]	<input type="text"/>	38
Índice de ventilación [cfm/tpd]	<input type="text"/>	39
Ventilador principal:		
Marca	<input type="text"/>	40
Capacidad [HP]	<input type="text"/>	41
Ventilador auxiliar:		
Marca	<input type="text"/>	42
Capacidad [HP]	<input type="text"/>	43

## 2.5. Indices Mineros

Preparación (ton/metro preparado)	<input type="text"/>	44	Razón entre tonelaje a extraer del caserón en diseño y los metros de labores de prepa
Metros perforados/disparo	<input type="text"/>	45	Índice de perforación por disparo. Metros totales de perforación requeridos en un rou
Metros de avance por disparo	<input type="text"/>	46	Longitud de la galería resultante por cada disparo de avances.
Eficiencia de disparo (%)	<input type="text"/>	47	Razón porcentual entre la longitud de la galería resultante en un disparo de avances y
Toneladas de marina por metro de avance (ton/m)	<input type="text"/>	48	Razón promedio entre el tonelaje de marinas generados en un disparo de avances y la
Factor de carga en tronadura de avance (kg/m)	<input type="text"/>	49	Razón entre los kilogramos de explosivo cargados en tronadura de avance y los metros
Factor de carga en tronadura de chimeneas (kg/m)	<input type="text"/>	50	Razón entre los kilogramos de explosivo cargados en tronadura de chimeneas y los me
Factor de carga en tronadura UC (kg/ton)	<input type="text"/>	51	Razón entre los kilogramos de explosivo cargados en una tronadura UC y el tonelaje de
Factor de carga en tronadura CP (kg/ton)	<input type="text"/>	52	Razón entre los kilogramos de explosivo cargados CP y el tonelaje de material tronado
Índice de perforación LBH (ton/m)	<input type="text"/>	53	Razón entre tonelaje a extraer de la zona LBH del caserón en diseño y los metros de pe
Índice de perforación UC (ton/m)	<input type="text"/>	54	Razón entre tonelaje a extraer de la zona de UC del caserón en diseño y los metros de
Índice de perforación CP (ton/m)	<input type="text"/>	55	Razón entre tonelaje a extraer de la zona de CP del caserón en diseño y los metros de
Factor de carga en tronadura LBH (kg/ton)	<input type="text"/>	56	Razón entre los kilogramos de explosivo equivalente, cargados en una tronadura LBH y

## 2.6. Costos (Indique año de referencia)

		Año Referencia
Inversión Mina (US\$)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 57
Costo total mina (US/ton)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 58
Costo desarrollo (US\$/ton)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 59

## 2.7. Costos Operaciones Unitarias

		Año Referencia
Costo de Avance (US\$/metro avance)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 60
Perforación Producción (US\$/metro perf.)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 61
Tronadura (US\$/ton tronada)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 62
Extracción (US\$/ton)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 63
Transporte (US\$/ton)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 64
Servicios e Infraestructura (US\$/ton)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 65
Costo manejo materiales (US\$/ton o % del total)	<input type="text"/>	<input type="text"/> 66

### III. ROCA Y ESFUERZOS IN-SITU

Toda la información será tratada con estricta confidencialidad.

#### 3.1. Roca intacta y macizo rocoso por unidad litológica

		Parametros de roca intacta				
Número	Unidad Litológica	Módulo de Young, E [GPa] <sup>67</sup>	Coefficiente de Poisson, $\nu$ <sup>68</sup>	Resistencia a la tracción, $\sigma_t$ [MPa] <sup>69</sup>	UCS50 [MPa] <sup>70</sup>	mi <sup>71</sup>
1						

Macizo Rocosos									
RQD [%] <sup>72</sup>	RMR <sub>Laubscher90</sub> <sup>73</sup>	RMR <sub>Gienlawski89</sub> <sup>74</sup>	Sistema Q de Barton						GSI <sup>81</sup>
			Jn <sup>75</sup>	Jr <sup>76</sup>	Jw <sup>77</sup>	Ja <sup>78</sup>	SRF <sup>79</sup>	Q <sup>80</sup>	

#### 3.2. Patrones estructurales (juntas) promedios por litología

Favor escoger la mejor alternativa de la lista desplegable

Número	Unidad Litológica	Dip <sup>82</sup>	DipDir <sup>83</sup>	Espaciamiento [m] <sup>84</sup>	Largo [m] <sup>85</sup>	Apertura [mm] <sup>86</sup>	Rugosidad <sup>87</sup>	Relleno <sup>88</sup>
1								

#### 3.3. Mediciones de esfuerzos in-situ

		Coordenadas Cartesianas						
Número	Unidad Litológica	Tipo de Medición <sup>92</sup>	Profundidad [m] <sup>93</sup>	$\sigma_{NS}$ [MPa] <sup>94</sup>	$\sigma_{EW}$ [MPa] <sup>95</sup>	$\sigma_V$ [MPa] <sup>96</sup>	$\tau_{NS/EW}$ [MPa] <sup>97</sup>	$\tau_{EW/V}$ [MPa] <sup>98</sup>
1								
2								

Esfuerzos Principales									Modulos
$\sigma_1$ [MPa] <sup>100</sup>	Azimet <sup>101</sup>	Inclinación <sup>102</sup>	$\sigma_2$ [MPa] <sup>103</sup>	Azimet <sup>104</sup>	Inclinación <sup>105</sup>	$\sigma_3$ [MPa] <sup>106</sup>	Azimet <sup>107</sup>	Inclinación <sup>108</sup>	E <sup>109</sup>
	[°]	[°]		[°]	[°]		[°]	[°]	[MPa]

## IV. RECOLECCIÓN DE CASOS-CASERONES

Nos sería de gran ayuda contar con un plano del sector en el que se ubica cada uno de los casos rec  
Toda la información será tratada con estricta confidencialidad.

### 4.1. Información general del caserón

Caso	1	
Nombre Caserón		112
Profundidad Bajo Superficie [m]		113
Ancho Caserón [m]		114
Alto Caserón [m]		115
Largo Caserón [m]		116
Azimut [°]		117
Tamaño total caserón [tons]		118
Ritmo extracción [tpd]		119
Etapa extracción		120
	1. Caserón Primario 2. Caserón Secundario 3. Caserón Terciario 4. Remanente	
Dirección minería		121
	1. Longitudinal 2. Transversal	
Relleno Utilizado		122
	1. Hidráulico 2. Pasta 3. Cemento 4. Marina 5. Ninguno	
Comentarios adicionales con respecto al tipo de relleno (%cemento, carguio y transporte, colocación, tiempo de fraguado, etc.)		123

#### 4.2. Perforación y tronadura de producción

Diámetro de Perforación [mm]		124
Largo de Tiro [m]		125
Número de Tiros		126
Burden [m]		127
Espaciamiento [m]		128
Explosivo Utilizado		129
Factor de carga [kg/ton]		130
Tamaño típico tronadura de producción [tons]		131
Diagrama de tiros		132

#### 4.3. Estructuras Geológicas Mayores (Fallas)

Proximidad al caserón	1. Falla intersecta caserón 2. Falla cercana, pero no intersecta caserones 3. No existen fallas	133
Comentarios adicionales con respecto a la Falla geológica (espesor, material, largo)		134

#### 4.4. Condición de estabilidad y cableado

##### 4.4.1. Estabilidad cualitativa

Pared del caserón										
	Colgante		Yacente		Techo		Termino1		Termino2	
Litología de la pared		135		138		141		144		147
Dip[°]		136		139		142		145		148
Estabilidad de la pared		137		140		143		146		149
	1. Estable 2. Inestable 3. Colapso		1. Estable 2. Inestable 3. Colapso		1. Estable 2. Inestable 3. Colapso		1. Estable 2. Inestable 3. Colapso		1. Estable 2. Inestable 3. Colapso	

Interpretación:

1. Estable: Poco o ningún deterioro durante período de servicio
2. Inestable: Caserones con falla limitada en las paredes, involucrando menos del 30% de la superficie
3. Colapso: Caserones presentan cantidad de falla inaceptable

##### 4.4.2. Estabilidad cuantitativa - Sobre excavación

En caso de contar con el valor medido de la dilución, puede escribirlo sobre el área enmarcada para cada pared, sin seleccionar la opción.

Recordar:

$$ELOS (m) = \frac{\text{volumen de sobre excavación en la pared}}{\text{área de la pared}} \quad \% \text{ Sobre Excavación} = \frac{ELOS}{\text{Ancho del mineral}}$$

Pared del caserón										
	Colgante		Yacente		Techo		Termino1		Termino2	
ELOS [m]										
Zona estabilidad		150		151		152		153		154
	1. Estable [ $< 0$ ] 2. Inestabilida 3. Inestabilida 4. Colapso [ $>$ ]		1. Estable [ $< 0$ ] 2. Inestabilida 3. Inestabilida 4. Colapso [ $>$ ]		1. Estable [ $< 0$ ] 2. Inestabilida 3. Inestabilida 4. Colapso [ $>$ ]		1. Estable [ $< 0$ ] 2. Inestabilida 3. Inestabilida 4. Colapso [ $>$ ]		1. Estable [ $< 0$ ] 2. Inestabilida 3. Inestabilida 4. Colapso [ $>$ ]	
% de Sobre Excavación		155		156		157		158		159

#### 4.4.3. Elementos de estabilización

Pared del caserón					
Colgante	Yacente	Techo	Termino1	Termino2	
Uso de Cableado <input type="text" value="160"/>	<input type="text" value="161"/>	<input type="text" value="162"/>	<input type="text" value="163"/>	<input type="text" value="164"/>	
<input type="text" value="1. Uso de cabl"/> <input type="text" value="2. Sin cablead"/> <input type="text" value="3. Otro"/>	<input type="text" value="1. Uso de cabl"/> <input type="text" value="2. Sin cablead"/> <input type="text" value="3. Otro"/>	<input type="text" value="1. Uso de cabl"/> <input type="text" value="2. Sin cablead"/> <input type="text" value="3. Otro"/>	<input type="text" value="1. Uso de cabl"/> <input type="text" value="2. Sin cablead"/> <input type="text" value="3. Otro"/>	<input type="text" value="1. Uso de cabl"/> <input type="text" value="2. Sin cablead"/> <input type="text" value="3. Otro"/>	
En caso de seleccionar otro, favor especificar <input type="text" value="165"/>	<input type="text" value="166"/>	<input type="text" value="167"/>	<input type="text" value="168"/>	<input type="text" value="169"/>	
Tipo de cable <input type="text" value="170"/>	<input type="text" value="171"/>	<input type="text" value="172"/>	<input type="text" value="173"/>	<input type="text" value="174"/>	
<input type="text" value="1. Liso"/> <input type="text" value="2. Liso doble"/> <input type="text" value="3. Birdcage/Bu"/> <input type="text" value="4. Casquillo"/>	<input type="text" value="1. Liso"/> <input type="text" value="2. Liso doble"/> <input type="text" value="3. Birdcage/Bu"/> <input type="text" value="4. Casquillo"/>	<input type="text" value="1. Liso"/> <input type="text" value="2. Liso doble"/> <input type="text" value="3. Birdcage/Bu"/> <input type="text" value="4. Casquillo"/>	<input type="text" value="1. Liso"/> <input type="text" value="2. Liso doble"/> <input type="text" value="3. Birdcage/Bu"/> <input type="text" value="4. Casquillo"/>	<input type="text" value="1. Liso"/> <input type="text" value="2. Liso doble"/> <input type="text" value="3. Birdcage/Bu"/> <input type="text" value="4. Casquillo"/>	
Diametro perforación [cm] <input type="text" value="175"/>	<input type="text" value="176"/>	<input type="text" value="177"/>	<input type="text" value="178"/>	<input type="text" value="179"/>	
Largo cableado [m] <input type="text" value="180"/>	<input type="text" value="181"/>	<input type="text" value="182"/>	<input type="text" value="183"/>	<input type="text" value="184"/>	
Espaciamiento cableado [m] <input type="text" value="185"/>	<input type="text" value="186"/>	<input type="text" value="187"/>	<input type="text" value="188"/>	<input type="text" value="189"/>	

## V. RECOLECCIÓN DE CASOS-PILARES




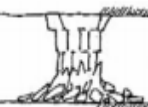

Nos sería de gran ayuda contar con un plano del sector en el que se ubica cada uno de los casos recolectados, de modo de contextualizar el área de estudio.

Toda la información será tratada con estricta confidencialidad.

Caso	1	2	3
Nombre del Pilar	<input type="text" value="190"/>	<input type="text" value="190"/>	<input type="text" value="190"/>
Tipo de Pilar	<input type="text" value="191"/>	<input type="text" value="191"/>	<input type="text" value="191"/>
Litología	<input type="text" value="192"/>	<input type="text" value="192"/>	<input type="text" value="192"/>
Ancho [m]	<input type="text" value="193"/>	<input type="text" value="193"/>	<input type="text" value="193"/>
Alto [m]	<input type="text" value="194"/>	<input type="text" value="194"/>	<input type="text" value="194"/>
Largo [m]	<input type="text" value="195"/>	<input type="text" value="195"/>	<input type="text" value="195"/>
Profundidad bajo superficie [m]	<input type="text" value="196"/>	<input type="text" value="196"/>	<input type="text" value="196"/>
Razón de extracción	<input type="text" value="197"/>	<input type="text" value="197"/>	<input type="text" value="197"/>
Condición de Estabilidad (Daño)	<input type="text" value="198"/>	<input type="text" value="198"/>	<input type="text" value="198"/>
	<input type="text" value="1. Ninguno"/> <input type="text" value="2. Menor"/> <input type="text" value="3. Moderado"/> <input type="text" value="4. Severo"/> <input type="text" value="5. Muy Severo"/>	<input type="text" value="1. Ninguno"/> <input type="text" value="2. Menor"/> <input type="text" value="3. Moderado"/> <input type="text" value="4. Severo"/> <input type="text" value="5. Muy Severo"/>	<input type="text" value="1. Ninguno"/> <input type="text" value="2. Menor"/> <input type="text" value="3. Moderado"/> <input type="text" value="4. Severo"/> <input type="text" value="5. Muy Severo"/>



Favor utilizar la siguiente escala de referencia para determinar la condición de estabilidad (daño) del pilar.

Rating	Descripción	Esquema
<b>1</b> Ninguno	No se observan fracturas ni desprendimientos relacionados a esfuerzos. Daño existente puede atribuirse a discontinuidades o tronadura.	
<b>2</b> Menor	Desprendimiento menor, fracturas en las esquinas. Esquinas y paredes del pilar pueden ser cóncavas, no suele deteriorarse después de iniciada la minería o el acañamiento.	
<b>3</b> Moderado	Lajeo, fracturas mayores a 1m de longitud. Discontinuidades abiertas, daño en esquinas, pilares pueden necesitar acañamiento. Forma original del pilar se mantiene.	
<b>4</b> Severo	Desprendimiento con forma de reloj de arena. Grietas abiertas en el pilar mayores a 1m de largo, escombros alrededor de los pilares. Forma original del pilar ya no es visible.	
<b>5</b> Muy Severo	Formación de grandes grietas abiertas. Pilar pierde la mayor parte de su resistencia residual.	

## **7.2. Anexo B: Reglamento de Seguridad Minera**

### **Artículo 22:**

Previo al inicio de sus operaciones, la empresa minera presentará al Servicio, para su aprobación, el método de explotación o cualquier modificación mayor al método aceptado, con el cual originalmente se haya proyectado la explotación de la mina y el tratamiento de sus minerales. Asimismo, se deberá presentar un proyecto de plan de cierre de las faenas mineras o cualquier modificación mayor que sufra a consecuencia de los cambios del método de explotación o del tratamiento de sus minerales, y sólo podrá operar después de obtener la conformidad del Servicio, el cual deberá pronunciarse dentro de los 60 días siguientes a la presentación.

Se entiende por modificación mayor, a cambios importantes de ritmos de explotación, de tecnología y diseño en los métodos de explotación, ventilación, fortificación o de tratamiento de minerales determinados y nuevos lugares de ubicación, ampliación o forma de depositación de residuos mineros, por alteraciones en el tipo de roca, leyes o calidad de los minerales, como también, adelantos tecnológicos, que impliquen más que una simple ampliación de tratamiento para copar las capacidades de proyecto de sus instalaciones.

Las Empresas Mineras deberán enviar, a petición del Servicio, una descripción de sus faenas, incluyendo datos o estimaciones acerca de las reservas de minerales clasificadas, capacidades instaladas y proyectos de ampliación.

De igual forma se deberá proceder con los botaderos de estériles, relaves y rípios de lixiviación.

### **Artículo 26:**

Las empresas mineras deberán elaborar y mantener un sistema documentado de procedimientos de operación que garanticen el cumplimiento de los reglamentos indicados en el artículo precedente.

El Servicio podrá solicitar a la Empresa Minera, cuando lo estime conveniente, el texto de los Reglamentos y Procedimientos aludidos en este artículo y en el anterior.

### **Artículo 28:**

Las Empresas Mineras deberán capacitar a sus trabajadores sobre el método y procedimiento para ejecutar correctamente su trabajo, implementando los registros de asistencia y asignaturas, que podrán ser requeridos por el Servicio.

**Artículo 30:**

Todos los equipos, maquinarias, materiales, instalaciones e insumos, deberán tener sus especificaciones técnicas y de funcionamiento en idioma español.

**Artículo 31:**

La Empresa minera debe adoptar las medidas necesarias para garantizar la vida e integridad de los trabajadores propios y de terceros, como así mismo de los equipos, maquinarias, e instalaciones, estén o no indicadas en este Reglamento. Dichas medidas se deberán dar a conocer al personal a través de conductos o medios de comunicación que garanticen su plena difusión y comprensión.

Tanto el acceso de visitas, como personal ajeno a las operaciones mineras de la faena, deberá estar regulado mediante un procedimiento que cautele debidamente su seguridad.

**Artículo 33**

Las empresas mineras deberán contar en sus faenas, en forma permanente o esporádica, con la dirección o asesoría técnica de uno o más ingenieros de minas o metalurgistas, civiles o de ejecución, según corresponda, cuyos títulos hayan sido reconocidos en Chile, quienes firmarán todo proyecto y se harán responsables por las obras mineras cuya ejecución tengan a cargo.

**Artículo 35**

Toda empresa minera con cien (100) o más trabajadores deberá contar en su organización con un Departamento de Prevención de Riesgos, el que deberá ser dirigido exclusivamente por un Experto Categoría "A" o "B", calificado por el Servicio.

El Servicio, atendiendo a la naturaleza o grado de riesgo que tengan las operaciones de una Empresa Minera, con menos de cien (100) trabajadores, también podrá exigirle la formación de un Departamento de Prevención de Riesgos. Estos Departamentos de Prevención de Riesgos deben ser dirigidos por un Experto calificado por el Servicio, a tiempo completo. En el caso de las empresas con menos de cien (100) trabajadores, el Servicio determinará la permanencia total o parcial del Experto.

La organización de Prevención de Riesgos debe tener permanencia en las faenas donde se realizan las operaciones mineras.

El Departamento de Prevención de Riesgos a que se refieren los incisos anteriores deberá depender directamente de la Gerencia General o de una organización que normalice y fiscalice en la Empresa acciones sobre Seguridad,

Calidad y Medio Ambiente, la que, a su vez, debe depender de la Gerencia General o de la máxima autoridad de la empresa.

### **Artículo 36**

Los productores mineros y los compradores de minerales y de productos beneficiados, deberán confeccionar mensualmente las informaciones estadísticas de producción, de compras y accidentes en los formularios establecidos por el Servicio.

La información estadística deberá ser enviada al Servicio en el transcurso del mes siguiente al que correspondan los datos.

Las empresas mineras deberán enviar, cuando les sea requerido por el Servicio, el organigrama de su personal superior.

### **Artículo 78**

La Empresa Minera deberá elaborar reglamentos específicos de a lo menos, las siguientes Actividades:

- a) Control de ingreso de personas a las faenas.
- b) Transporte, uso y manejo de Explosivos.
- c) Tránsito y Operación de Equipos en interior de mina.
- d) Fortificación.
- e) Emergencias.
- f) Transporte, Manipulación, Almacenamiento y Uso de Sustancias y Elementos Peligrosos.
- g) Operación del método de explotación, reconocimientos y desarrollos.
- h) Otros de acuerdo a las necesidades operacionales.

### **Artículo 79**

En toda mina en explotación deberán existir, a lo menos, dos labores principales de comunicación con la superficie, ya sean piques, chiflones o socavones, de manera que la interrupción de una de ellas no afecte el tránsito expedito por la otra. Las labores en servicio activo de la mina deberán, a su vez, tener una comunicación expedita con las labores principales de comunicación a la superficie, las que se mantendrán siempre en buen estado de conservación y salubridad.

Las referidas labores principales de comunicación con la superficie, deberán tener los elementos necesarios para la fácil circulación de las personas, en tal forma que, en caso de emergencia, éstas no tengan necesidad de adaptar equipos especiales de izamiento o de movilización para salir a la superficie.

### **Artículo 80**

En las minas nuevas en explotación, las labores principales de comunicación con la superficie se construirán separadas por macizos de veinte (20) metros de espesor, a lo menos, y no podrán salir a un mismo recinto o construcción exterior. Las instalaciones de cabrías o edificios construidos sobre la entrada de las labores de comunicación con la superficie, serán de material incombustible y no podrán ser utilizadas, a la vez, como depósitos de materiales combustibles o explosivos.

En las instalaciones antiguas o provisorias que no cumplan con lo prescrito en el inciso anterior, se tomarán las precauciones indicadas por las circunstancias con el in de evitar la propagación de un incendio y el efecto perjudicial del humo en la respiración de las personas que se encontrasen en las labores subterráneas.

En tal caso se deberán instalar puertas contra incendio y eficaces sistemas de detección y extinción de incendios, los que pueden ser automáticos o manuales; si dichos sistemas fueren manuales, en el recinto deberá permanecer una persona adecuadamente instruida mientras se encuentre una o más personas en las labores subterráneas.

### **Artículo 81**

Toda excavación minera, tales como piques de traspaso, debe contemplar los sistemas de protección para evitar la caída a ellas de personas, de objetos o de materiales, hacia los niveles inferiores.

### **Artículo 119**

El ancho útil de la labor por la cual transiten los vehículos será tal que deberá existir un espacio mínimo de cincuenta centímetros (0.50 m.), a cada costado del equipo y desde la parte más elevada de la cabina hasta el techo de la labor.

Cada treinta metros (30m), como máximo, se deberán disponer refugios adecuados, debidamente identificados y señalizados.

Distancias mayores a treinta metros (30m) podrán aplicarse siempre y cuando la sección de las galerías permita espacios mayores a un (1.0) metro a cada costado del equipo. Condiciones diferentes a las señaladas en este artículo y en casos especiales, podrán ser autorizadas por el

Servicio. El Servicio tendrá un plazo de treinta (30) días para responder la solicitud, desde la fecha de presentación de ella en la Oficina de Parte.

**Artículo 125**

La pendiente máxima admitida para la operación de un equipo de transporte será la recomendada por el fabricante, no pudiendo sobrepasar la capacidad límite de diseño de la máquina.

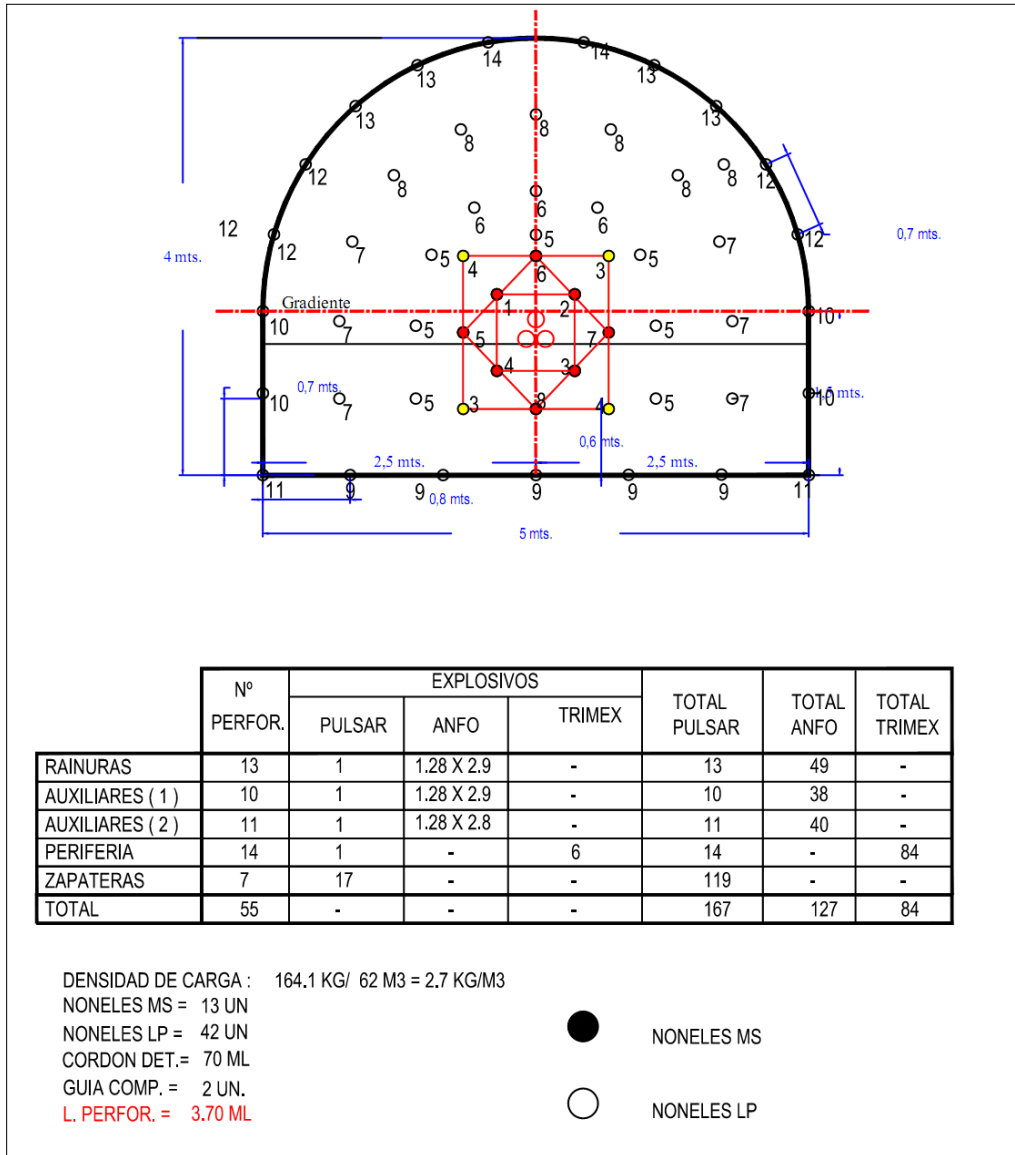
**Artículo 127**

Los lugares donde las máquinas diesel descarguen a piques o traspasos deberán poseer topes de seguridad, estar iluminados y contar con elementos supresores de polvo si fuese necesario, de manera tal que exista un ambiente apropiado y buena visibilidad en el lugar.

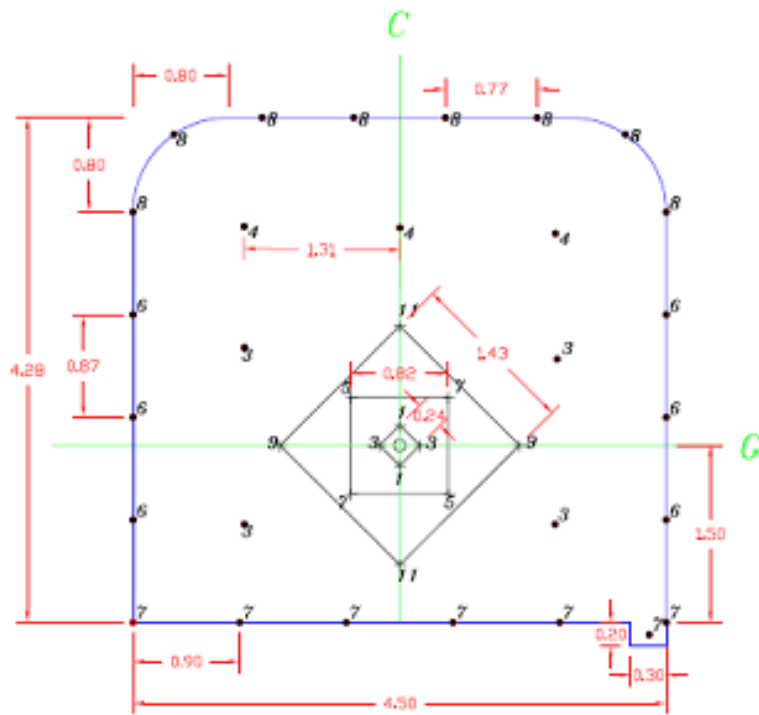
Se podrá prescindir de los topes cuando el pique tenga parrillas y estén a lo menos cincuenta centímetros (0,50 m) sobre el nivel del piso de la estación de vaciado.

### 7.3. Anexo C: Diagramas de disparo perforación de avance

Diagrama de perforación, Sección 5.0 x 5.0 metros.



**Diagrama de Disparo Mina E**



+ NONELES MS      ● NONELES LP

*C: Línea de Centro*

*G: Gradiente*

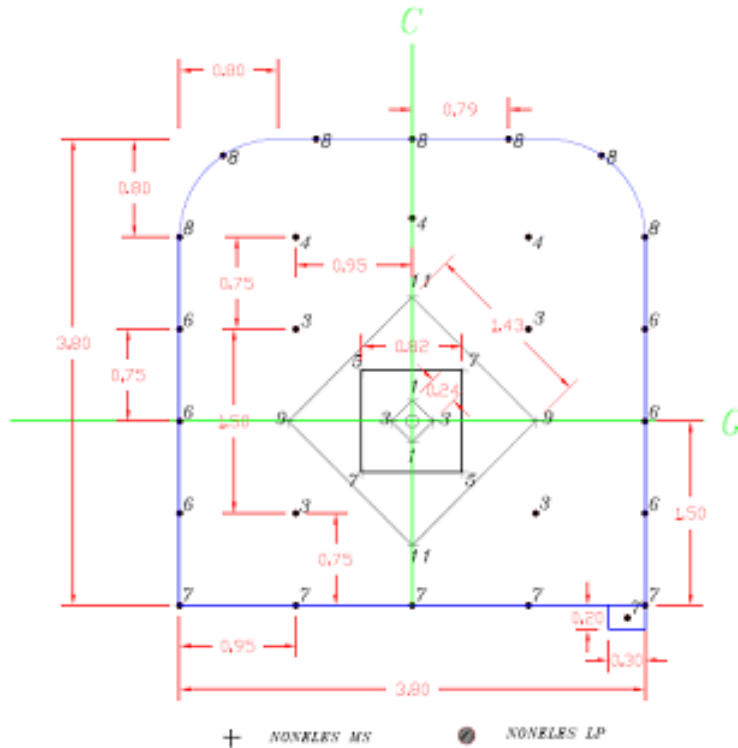
DIAGRAMA DE PRUEBA Sección 4,5m x 4,2 m		
N° Tiros	40	
N° Tiros huecos	1	
Longitud	3,5	metros
Diámetro (mm)	51	mm
ESCALA	1 :20	
Factor Carga	1143	grifon

ACCESORIOS						
NONELES MS						
Serie	1	3	5	7	9	11
Cantidad	2	2	2	2	2	2
NONELES LP						
Serie	3	4	5	6	7	8
Cantidad	4	3	0	6	7	8

EXPLOSIVOS		
ANFO	Kgs.	177
POWERGEL 11/8x8"	Unid	40
TRIMEX 11/16x32"	Unid	32
C.DETONANTE	Mts	15
FULMINANTE A FUEGO	Unid	2
GUIA A FUEGO	Mts	8

Diagrama de Disparo Mina D





*C: Línea de Centro*  
*G: Gradiente*

DIAGRAMA DE PRUEBA Sección 3,8m x 3,8 m		
N° Tiros	38	
N° Tiros huecos	1	
Longitud	3,5	metros
Diámetro (mm)	51	mm
ESCALA	1 :50	
Factor Carga	1478	gr/ton

ACCESORIOS						
NONELES MS						
Serie	1	3	5	7	9	11
Cantidad	2	2	2	2	2	2
NONELES LP						
Serie	3	4	5	6	7	8
Cantidad	4	3	0	6	6	7

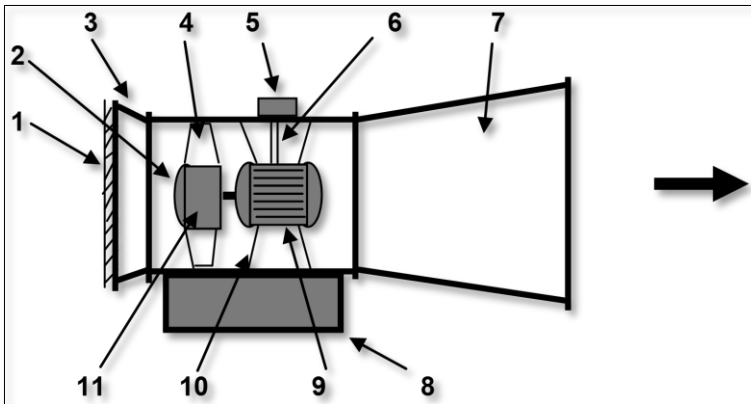
EXPLOSIVOS		
ANFO	Kgs.	173
POWERGEL 11/8x8"	Unid	38
TRIMEX 11/16x32"	Unid	28
C,DETONANTE	Mts	15
FULMINANTE A FUEGO	Unid	2
GUJA A FUEGO	Mts	8

**Diagrama de Disparo Mina D**

## 7.4. Anexo D: Equipos de ventilación

En este anexo se entregan las características de los ventiladores principal y auxiliar utilizados en las minas.

### A) Mina A: Ventilador Howden

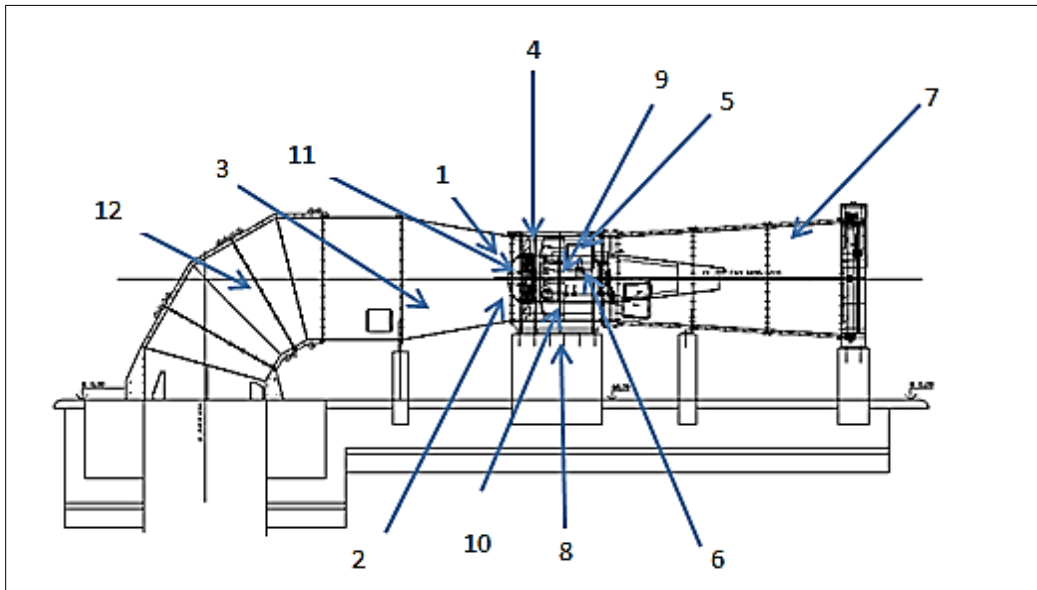


#### MANUAL DE PARTES DEL VENTILADOR

- 1.-Rejilla de entrada
- 2.-Domo de entrada
- 3.-Cono de entrada
- 4.-Aspas
- 5.-Caja de conexión
- 6.-Tubo de cables
- 7.-Difusor de salida
- 8.-Base de ventilador
- 9.-Motor eléctrico
- 10.-Tirantes de motor
- 11.-Rotor

INFORMACIÓN TÉCNICA DEL EQUIPO							
MARCA	<input type="text" value="Howden"/>	MODELO	<input type="text" value="48-26/1000-FB."/>	SERIE	<input type="text" value="1000 FULL BLADED"/>	FABRICA	<input type="text" value="Philadelphia fan compa"/>
CARACTERÍSTICAS OPERACIONALES							
POTENCIA	<input type="text" value="400"/>	CAUDAL	<input type="text" value="25,000"/>	ANGULO DE ASPA	<input type="text" value=""/>	TORGUE DE ASPA	<input type="text" value=""/>
VELOCIDAD	<input type="text" value="1,480"/>	Nº DE ASPAS	<input type="text" value=""/>	HB	<input type="text" value=""/>	FB	<input type="text" value="x"/>
				PARTIDA	<input type="text" value=""/>	<input type="text" value=""/>	<input type="text" value=""/>
					D	E/T	S
AMBIENTE DE TRABAJO							
PRESIÓN ESTÁTICA	<input type="text" value="3.2"/>	ALTURA	<input type="text" value="450"/>	FRAME	<input type="text" value="5810"/>		
CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS							
VOLTAJE	<input type="text" value="395"/>	AMPERAJE	<input type="text" value="54-52-52"/>	Nº MOTOR	<input type="text" value=""/>	CICLOS	<input type="text" value="50"/>

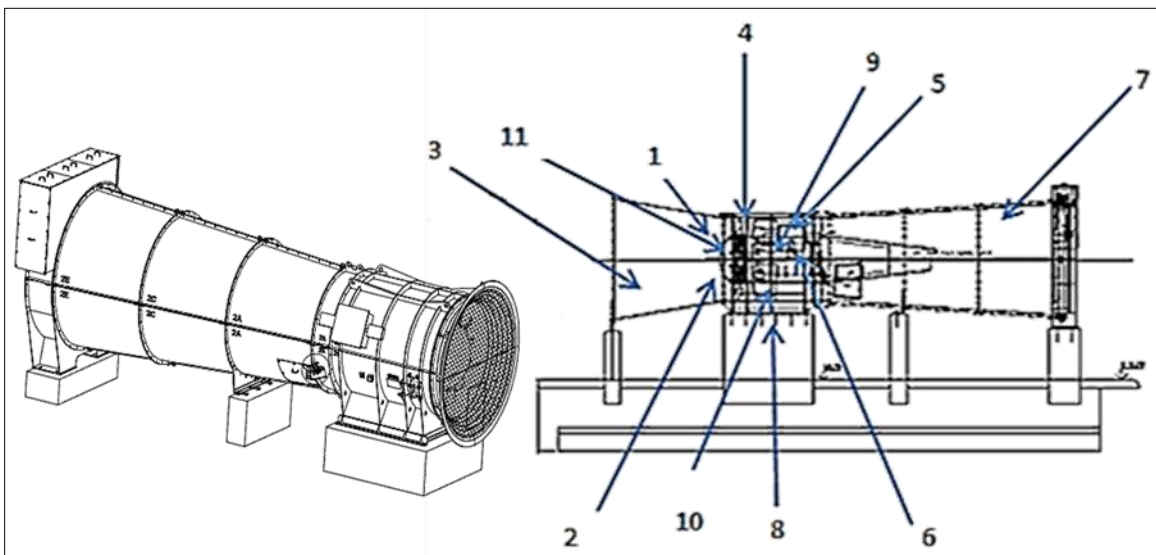
B) Mina C y E: Ventilador Alphair, Modelo 8400AMF 5000 FB



MANUAL DE PARTES DE UN VENTILADOR
1.- Rejilla de entrada
2.- Domo de entrada
3.- Cono de entrada
4.- Aspas
5.- Caja de conexione
6.- Tubo de cables
7.- Difunson de salida
8.- Base de ventilador
9.- Motor electrico
10.-Tirantes de motor
11.- Rotor
12.- Codo 90°

INFORMACIÓN TÉCNICA DEL EQUIPO											
MARCA	Alphair	MODELO	8400AMF 5000 FB	SERIE	62547 A03	FABRICA	Canada				
CARACTERÍSTICAS OPERACIONALES											
POTENCIA	400	Hp	CAUDAL	200,000	Cfm.	ANGULO DE ASPA	34	°	TORGUE DE ASPA		Lb/pie
VELOCIDAD	1000	rmp	N° DE ASPAS		un	HB		FB	X	PARTIDA	D E/T S
AMBIENTE DE TRABAJO											
PRESIÓN ESTÁTICA	8.0	"Wg	ALTURA	600	MM	FRAME	5810				
CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS											
VOLTAJE	380	V	AMPERAJE	568.7	A	N° MOTOR	1000962966	CICLOS	50	Hz	

C) Vista 2 de Ventilador Alphair, Modelo: 8400AMF 5000 FB



MANUAL DE PARTES DE UN VENTILADOR
1.-Rejilla de entrada
2.-Domo de entrada
3.-Cono de entrada
4.-Aspas
5.-Caja de conexione
6.-Tubo de cables
7.-Difusor de salida
8.-Base de ventilador
9.-Motor electrico
10.-Tirantes de motor
11.-Rotor

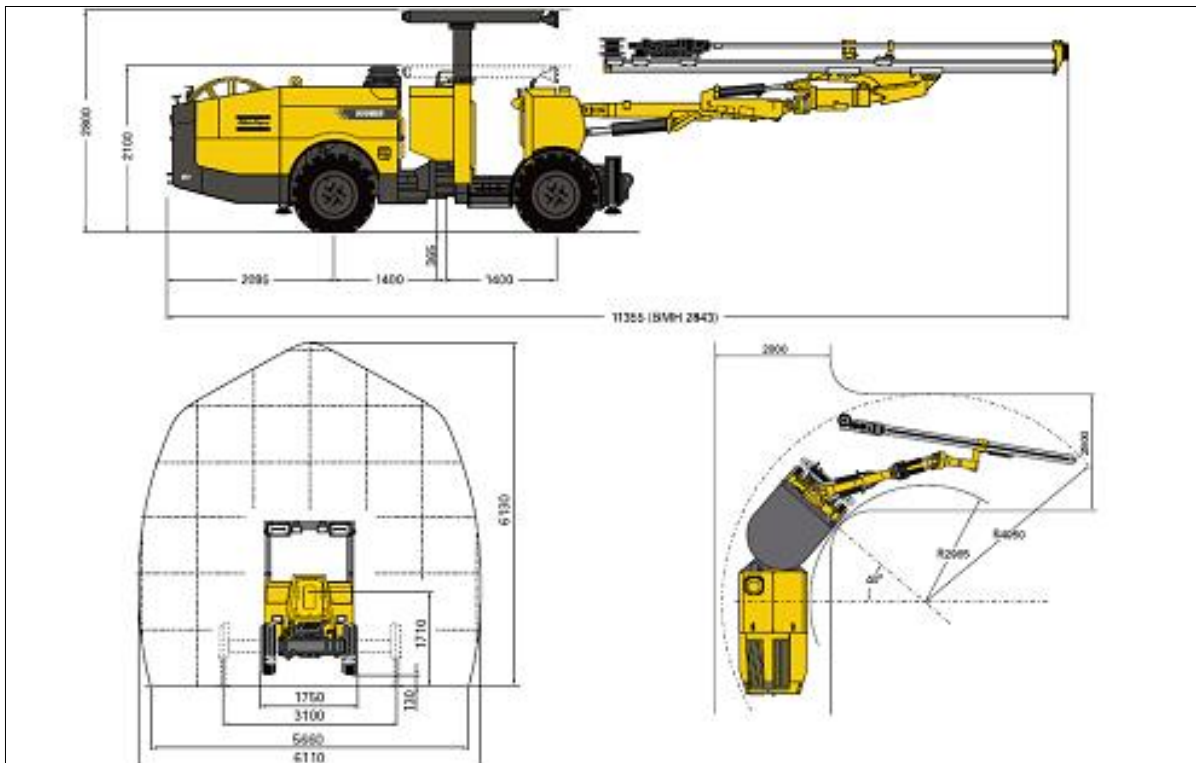
D) Ventilación Mina D:

Equipos de ventilación existentes en Mina D.

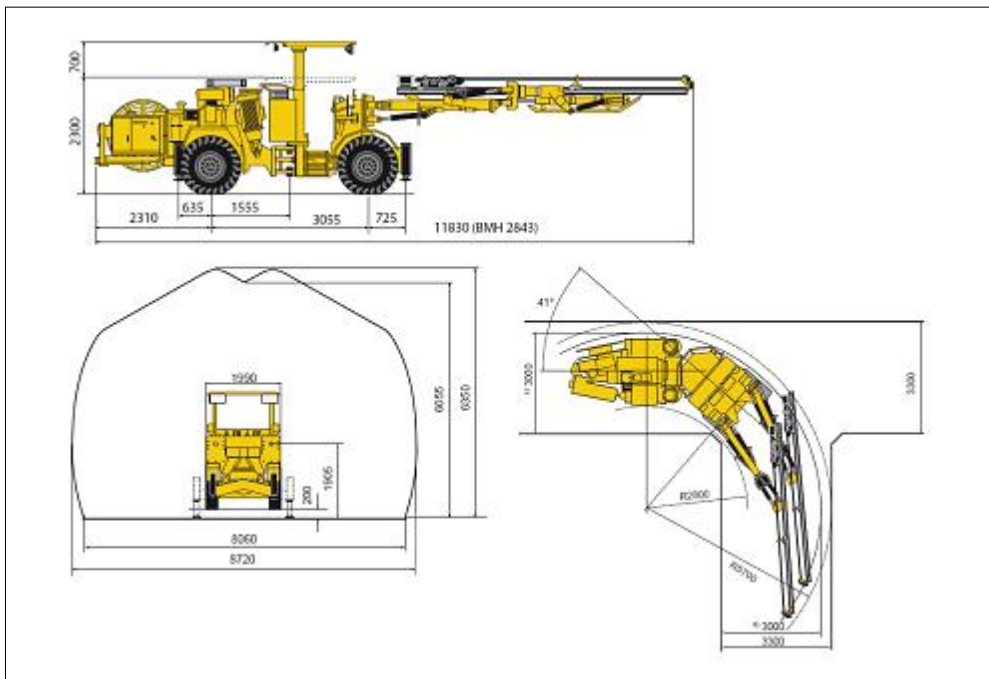
Marca: Trueno Modelo: 1500/55 Caudal: 109000 CFM Presión: 1.9" H2O Potencia: 75 HP Posición Aspas: 25° Status: En Funcionamiento	Marca: Zitron Modelo: Caudal: 75000 CFM Presión: 10" H2O Potencia: 150 HP Posición Aspas: 20° Status: Stand By
--	--

Marca: Alphair Modelo: 8400-VAX-3150 FULL BLADE Caudal: 232000 CFM Presión: 5.3" H2O Potencia: 400 HP Posición Aspas: 20° Status: En Instalación	Marca: Alphair Modelo: 8400-VAX-3150 FULL BLADE Caudal: 232000 CFM Presión: 5.3" H2O Potencia: 400 HP Posición Aspas: 20° Status: En funcionamiento
---	--

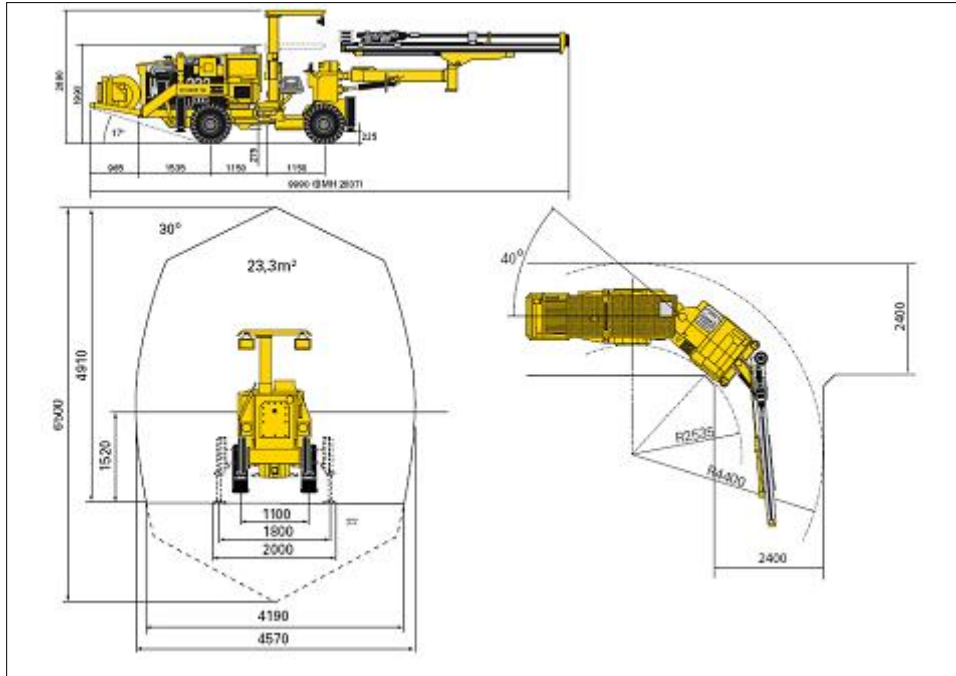
## 7.5. Anexo E: Equipos Mina



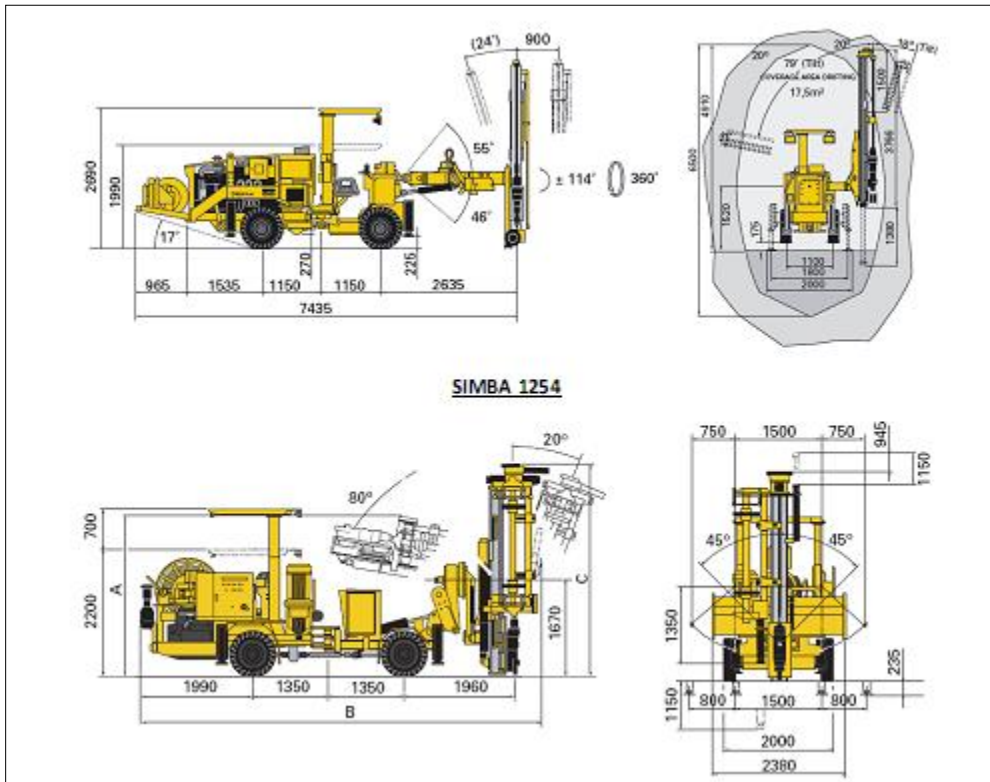
**Boomer S1D-4**



**Boomer 282**

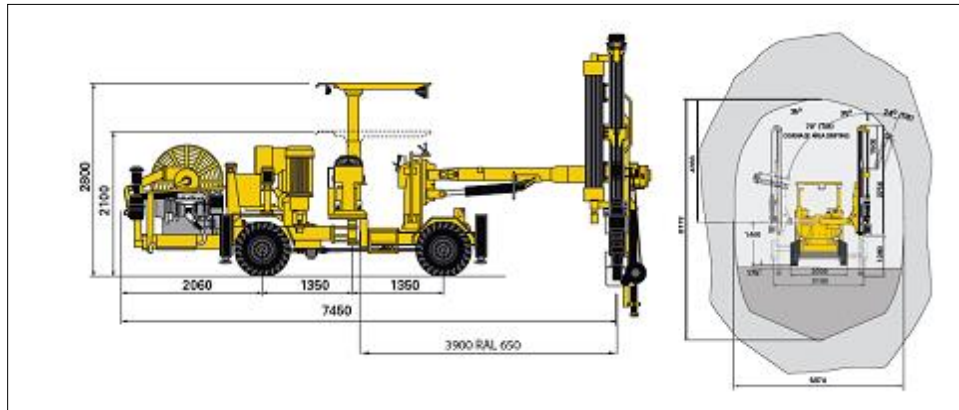


**Boomer 104**

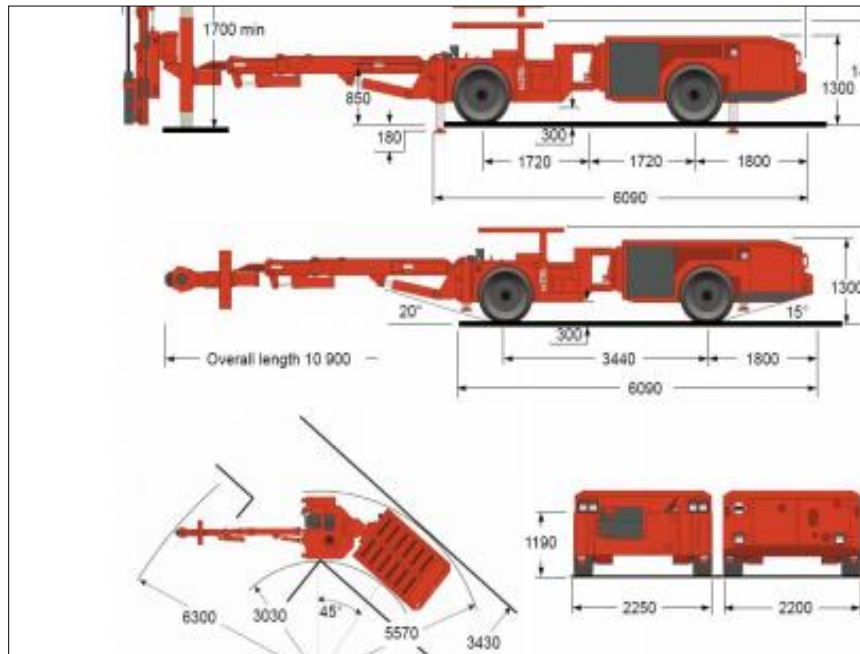


**SIMBA 1254**

**Simba 1254**



**Simba 1257**



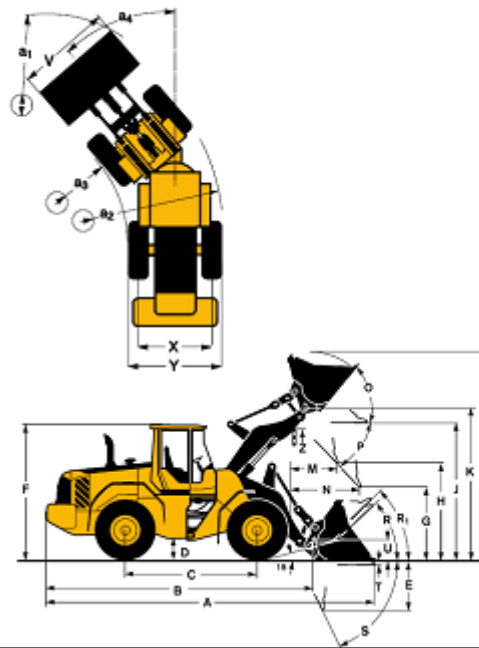
**Simba DS210L**



Neumáticos: 23.5 R25 L3

	Brazo estándar	Brazo largo
	L120E	L120E
B	6580 mm	7000 mm
C	3200 mm	-
D	420 mm	-
F	3370 mm	-
G	2133 mm	-
J	3780 mm	4290 mm
K	4090 mm	4610 mm
O	54°	-
P <sub>max</sub>	49°	-
R	42°	43°
R <sub>1</sub> *	47°	-
S	67°	64°
T	96 mm	145 mm
U	510 mm	-
X	2070 mm	-
Y	2670 mm	-
Z	3330 mm	3700 mm
a <sub>2</sub>	5730 mm	-
a <sub>3</sub>	3060 mm	-
a <sub>4</sub>	±40°	-

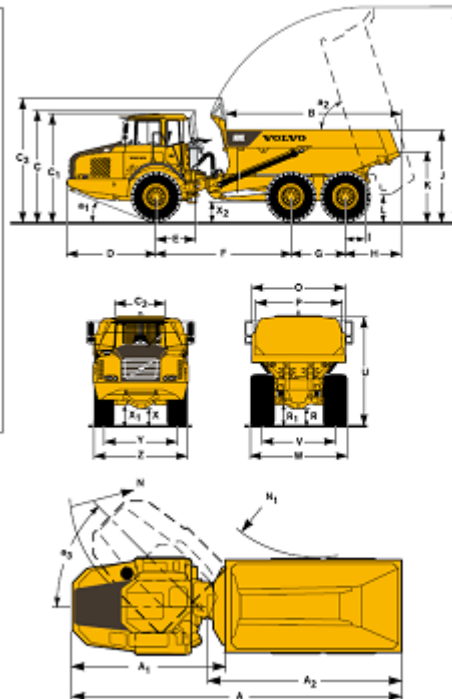
\* Posición de acarreo SAE



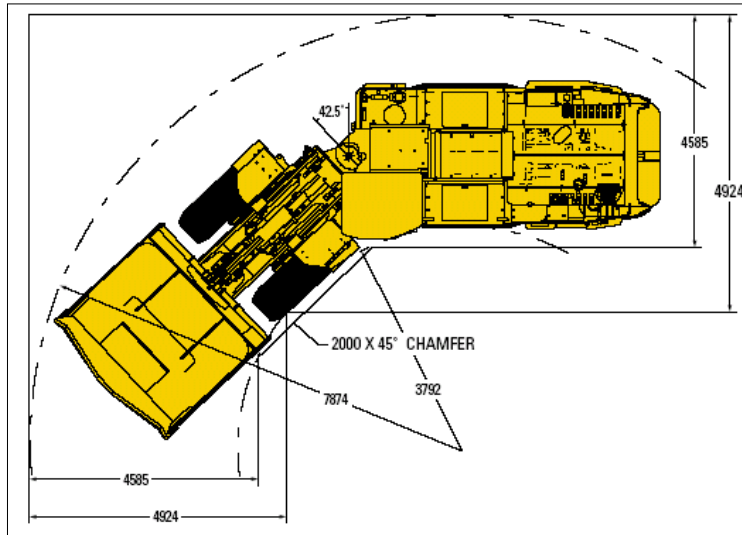
Cargador Volvo L120E

Sistema métrico (mm)					
Pos.	A25E				
A	10 220	J	2 778	X	456
A <sub>1</sub>	4 954	K	2 102	X <sub>1</sub>	581
A <sub>2</sub>	5 764	L	677	X <sub>2</sub>	650
B	5 152	M	6 559	Y	2 258
C	3 428	N	8 105	Y'	.....
C <sub>1</sub>	3 318	N <sub>1</sub>	4 079	Z	2 859
C <sub>2</sub>	1 768	P	2 700	Z'	.....
C <sub>3</sub>	3 760	R	512	a <sub>1</sub>	23,5°
D	2 764	R <sub>1</sub>	634	a <sub>2</sub>	74°
E	1 210	U	3 257	a <sub>3</sub>	45°
F	4 175	V	2 258		
G	1 670	V'	.....		
H	1 610	W	2 859		
I	603	W'	.....		

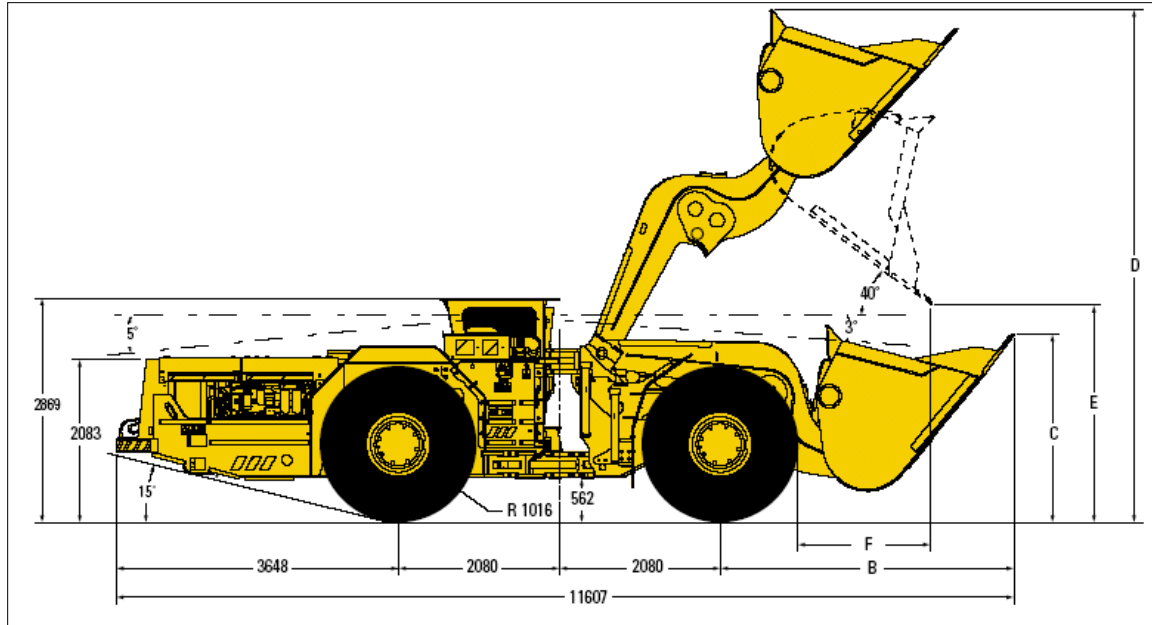
A25E: máquina sin carga con 23,5 R25



Camión Volvo A25E



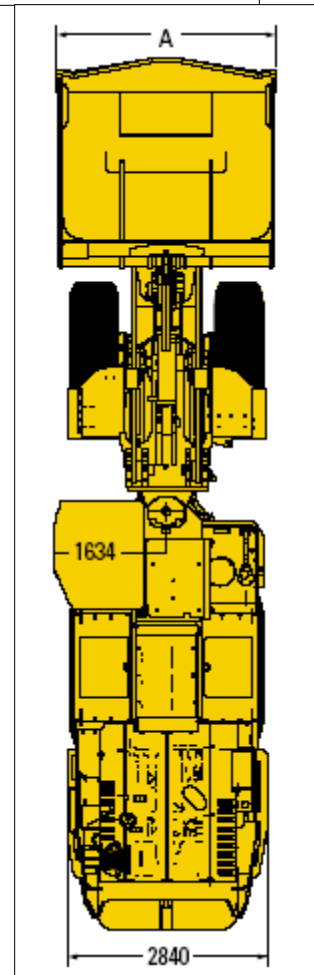
**ST1810 Atlas Copco**



**ST1810**  
**bucket dimensions**

MATERIAL DENSITY		STD						
		1.8	2.0	2.2	2.4	2.6	2.8	3.0
	tonnes/m <sup>3</sup>	1.8	2.0	2.2	2.4	2.6	2.8	3.0
	lbs/yd <sup>3</sup>	3035	3372	3709	4046	4384	4721	5058
<b>STANDARD BUCKETS</b>								
Bucket Volume (Nominal Heaped)	m <sup>3</sup>	9.5	8.8	8.0	7.3	6.7	6.3	5.8
	yd <sup>3</sup>	12.0	11.4	10.4	9.5	8.8	8.2	7.6
Bucket Width (A)	mm	3450	3250	3250	3250	3250	3250	3250
	inches	136	128	128	128	128	128	128
<b>TRAM POSITION</b>								
Axle Centerline to Bucket Tip (B)	mm	3868	3799	3682	3630	3578	3525	3473
Ground to Bucket Tip (C)	mm	2430	2339	2197	2117	2048	1979	1910
<b>RAISED POSITIONS</b>								
Back Height (D)	mm	6583	6583	6583	6583	6583	6583	6583
40° Dump Angle								
Reach (F)	mm	1719	1598	1477	1437	1396	1355	1315
Bucket Tip Height (E)	mm	2598	2724	2836	2945	2915	2906	3056
30° Dump Angle								
Reach (F)	mm	2059	1923	1787	1651	1596	1540	1485
Bucket Tip Height (E)	mm	2925	2987	3069	3141	3190	3241	3290

NOTE: Full dump angle is 42°



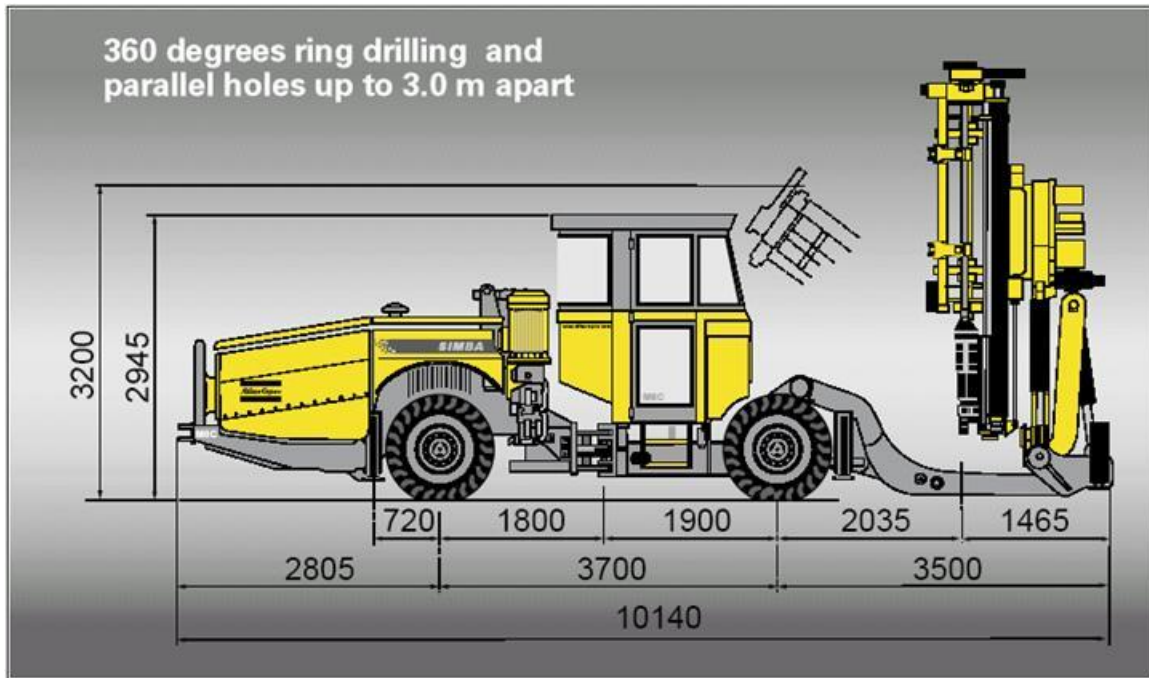
**ST1810,**



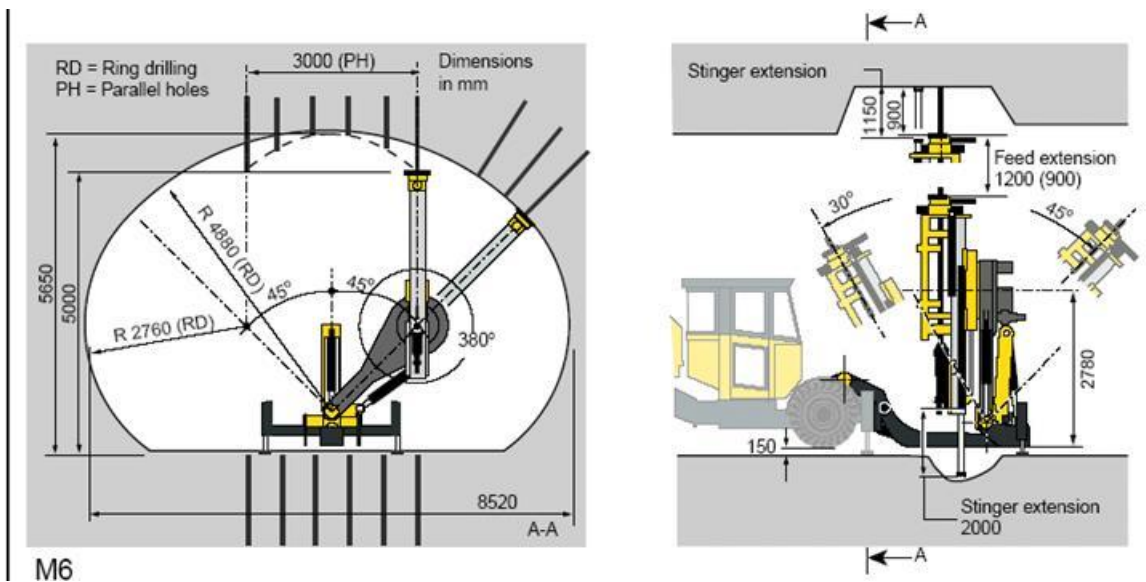
## ST-2G bucket dimensions

		STD							
MATERIAL DENSITY		tonnes/m <sup>3</sup> lbs/yds <sup>3</sup>	1.5 2538	1.6 2707	1.7 2876	1.9 3215	2.1 3553	2.4 4061	2.8 4720
<b>STANDARD BUCKETS</b>									
Bucket Volume (Nominal Heaped)	m <sup>3</sup>	2.5	2.3	2.1	1.9	1.7	1.5	1.3	
	yd <sup>3</sup>	3.3	3.0	2.8	2.5	2.3	2.0	1.7	
Bucket Width (A)	mm	1651	1651	1651	1651	1651	1549	1651	
	inches	65	65	65	65	65	61	65	
<b>TRAM POSITION</b>									
Axle Centerline to Bucket Tip (B)	mm	2443	2407	2344	2251	2191	2191	2025	
Ground to Bucket Tip (C)	mm	1510	1462	1381	1443	1368	1368	1285	
<b>RAISED POSITION</b>									
Back Height (D)	mm	3889	3845	3814	3732	3676	3676	3478	
40° Dump Angle									
Reach (F)	mm	1023	977	898	890	814	814	666	
Bucket Tip Height (E)	mm	1339	1378	1444	1467	1523	1523	1621	
30° Dump Angle									
Reach (F)	mm	1216	1156	1074	1070	978	978	815	
Bucket Tip Height (E)	mm	1548	1570	1630	1661	1693	1693	1764	
<b>E-O-D® (EJECT-O-DUMP) BUCKETS</b>									
Bucket Volume (Nominal Heaped)	m <sup>3</sup>	1.9			1.7	1.5			
	yd <sup>3</sup>	2.5			2.3	2.0			
Bucket Width (A)	mm	1651			1651	1549			
	inches	65			65	61			
<b>TRAM POSITION</b>									
Axle Centerline to Bucket Tip (B)	mm	2331			2307	2307			
Ground to Bucket Tip (C)	mm	1555			1525	1525			
<b>RAISED POSITION</b>									
Back Height (D)	mm	3909			3782	3782			
Level Bucket-Eject Position									
Reach (H)	mm	1496			1450	1450			
Bucket Tip Height (G)	mm	2327			2282	2282			

Descripción de dimensiones ST-2G.



**SIMBA M6 C Atlas Copco.**



M6

**Simba 264 Atlas Copco**