UNIVERSIDAD
SAN SEBASTIAN

FACULTAD DE INGENIERÍA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA

SEDE CONCEPCIÓN

ESTUDIO DE PREFACTIBILIDAD TÉCNICO RAMPA DE EXPLORACIÓN Y ACCESO MINERÍA SUBTERRANEA MINERA EL DORADO, OVALLE

Memoria para optar al Titulo de Ingeniero Civil en Minas

Profesor Guía: Ingeniero Jorge Antonio Villarroel Villalobos

Alumno: Patricio Andrés Torres Torres

Concepción, Chile
2018

© Patricio Andres Torres Torres

Se autoriza la reproducción parcial o total de esta obra, con fines académicos, por cualquier forma, medio o procedimiento siempre y cuando se incluya cita bibliográfica del documento.

HOJA DE CALIFICACIÓN

En Concepción, el ____ *d*e _____ de _____, los abajo firmantes dejan constancia que el alumno Patricio Andrés Torres Torres de la carrera Ingeniería Civil en Minas ha aprobado la tesis para Optar al título de Ingeniero Civil en Minas con una nota de _____.

_____

Profesor Jorge Antonio Villarroel Villalobos

_____

Profesor Luis de la Torre Urzúa

DEDICATORIA

A mis padres, José Javier Torres Barra y Flor Ximena Torres Calderón, que han dedicado su vida en educarme y darme las herramientas con las cuales he logrado concretar todos los objetivos propuestos en mi vida. Sin ellos nada de esto sería posible, por su comprensión, motivación, apoyo incondicional y por sobre todo paciencia.

A mi hermano, Oscar Felipe Torres Torres, por siempre ser ejemplo de perseverancia y responsabilidad, parte importante en mi desarrollo como persona.

A mi novia, Monserratt Ailín Araya Briceño, por su energía y ayuda en todo el proceso universitario, motivándome a soñar y lograr llegar más allá de mis límites.

AGRADECIMIENTOS

Al Sr. Jorge Antonio Villarroel Villalobos, profesor guía de este proyecto, por sus sabios consejos y recomendaciones en cada una de las consultas, mostrando total disponibilidad y comprensión ante las inquietudes.

A mis padres por toda la ayuda y comprensión en el proceso. Sin ellos nada de esto sería posible, cada una de las palabras y muestras de cariño contribuyeron en cada uno de los cálculos y palabras escritas en este proyecto.

A mi hermano Oscar Felipe Torres Torres, por cada uno de los consejos y por tenderme la mano cada vez que lo necesité en el desarrollo de la carrera como de la tesis. Por darme motivos de superación y alegrías, como lo es y será mi sobrino Julián.

A mi pareja Monserratt A. Briceño, por compartir alegrías, tristezas, estrés y sueños, aportando a concretar todos y cada uno de los desafíos.

A mis amigos en general, por sus palabras de apoyo, cariño, distracción y comprensión en este proceso.

A mis compañeros de universidad y futuros colegas, por compartir momentos desafiantes y enriquecedores que han sucedido a lo largo del camino para convertirnos Ingenieros Civiles en Minas.

A todos los docentes de los cuales tuve el agrado de recibir sus enseñanzas, haciendo del proceso de aprendizaje un camino interesante al éxito.

Gracias totales.

RESUMEN

El diseño técnico de la rampa de exploración y acceso a minería subterránea en Minera El Dorado, ubicada en la localidad de Ovalle, comprendió en los estudios de prefactibilidad del proyecto, realizando cálculos de carácter especializado tanto en perforación y tronadura, ventilación, fortificación, carguío y transporte, drenaje de aguas, abastecimiento de esta misma, servicios eléctricos y el diseño mismo de la rampa en especificaciones técnicas de dimensiones y labores a realizar.

En el diseño de la rampa se selecciona radio de 80m por seguridad por cargas litostáticas y esfuerzos debido a las diferencias de cota entre diferentes niveles de la rampa. Los turnos fueron seleccionados para evitar tiempos muertos, para realizar el proyecto de manera eficiente.

El diseño de la perforación y tronadura con voladura de contorno nos da un total de 60 barrenos cargados, de los cuales los de contorno son de baja carga lineal con el fin de realizar pre-corte en el macizo y no fracturar las cajas y techo.

La fortificación fue diseñada para 5 clases de roca según índices de Q de Barton, para poder facilitar la elección adecuada del método según la calidad del macizo rocoso, ya que este no es de calidad uniforme en toda su dimensión.

El carguío y transporte fue calculado respecto a los tiempos de ciclo de cada uno de los equipos y las operaciones, dando los resultados de 3 camiones y 1 scoop.

La ventilación fue calculada según criterios SERNAGEOMIN y de Docente de la carrera. Con el caudal calculado, se seleccionó la opción de utilizar dos ventiladores con mangas paralelas para alimentar la frente de manera adecuada cumpliendo con todos los parámetros.

Los servicios anexos fueron diseñados respectos a los requerimientos de la maquinaria para el óptimo funcionamiento.

Se agregó cotización de equipos de manera complementaria el diseño del proyecto.

ABSTRACT

The technical design of the ramp for exploration and access to underground mining in Minera El Dorado, located in the town of Ovalle, included in the pre-feasibility studies of the project, making calculations of specialized character in both perforation and thunder , ventilation, fortification, loading and transport, water drainage, supply of this same, electrical services and the design of the ramp in technical specifications of dimensions and work to be carried out.

In the design of the ramp, 80m radio is selected for safety by litostatic loads and efforts due to the differences in elevation between different levels of the ramp. The shifts were selected to avoid downtime, to do the project efficiently.

The design of the perforation and blasting with contour blasting gives us a total of 60 loaded sweeps, of which the contour are low linear load in order to perform pre-cut in the massif and not fracture the boxes and ceiling.

The fortification was designed for 5 kinds of rock according to Barton Q-indexes, in order to facilitate the proper choice of the method according to the quality of the Rocky massif, since this one is not of uniform quality in all its dimension.

The loading and transport was calculated with respect to the cycle times of each of the equipment and operations, giving the results of 3 trucks and 1 scoop.

Ventilation was calculated according to SERNAGEOMIN and career teaching criteria. With the calculated flow, the option of using two parallel-sleeved fans was selected to adequately feed the forehead in compliance with all the parameters.

The annexed services were designed with regard to the requirements of the machinery for the optimum operation.

Added team quotation in a complementary way project design.

METODOLOGÍA

El método para la realización del diseño de la rampa de exploración y acceso a minería subterránea en Minera El Dorado fue consultar una amplia gama de textos de características profesionales y técnicos obtenidos a través de la web o de consultas con docentes de la carrera, además de los facilitados por el profesor guía.

Además, se realizaron múltiples reuniones con el docente tutor, ayudado en avances semana a semana del trabajo realizado y apoyando en los siguientes pasos a realizar.

Se realizaron entrevistas a docentes y profesionales del área, en las instalaciones de la Universidad, de seminarios y simposio, con el fin de nutrir conocimientos y analizar diferentes caminos hacia la obtención de resultados requeridos.

INDICE CONTENIDOS

Contenido

CAPITULO I: DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

1.1 INTRODUCCIÓN 1

1.2 OBJETIVOS 2

1.2.1 Objetivo general 2

1.2.2 Objetivos Específicos 2

1.3 ALCANCES 3

1.3.1 Beneficiarios 3

1.3.2 Competencias 3

1.4 ANTECEDENTES GENERALES 4

1.4.1 Ubicación del proyecto 4

1.4.2 Climatología 4

1.4.3 Hidrología 5

1.4.4 Geología de área 6

1.4.5 Geomorfología del área 8

1.4.6 Características tipos de suelo de Ovalle 8

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

2.1 RAMPA 10

2.1.1 Consideraciones para el diseño de rampas 10

2.1.2 Procedimiento de diseño 11

2.1.3 Rampas rectas. 12

2.1.4 Rampas en zigzag 13

2.1.5 Rampas en espiral 14

2.1.6 Parámetros de diseño 16

2.2 PERFORACIÓN Y TRONADURA 17

2.2.1 Esquemas de voladura en túneles 17

2.2.2 Cálculo de voladuras 18

2.3 FORTIFICACIÓN DE MINAS 27

2.3.1 Sistemas de fortificación 27

2.3.2 Fortificación con Pernos. 29

2.3.3 Mallas 34

2.3.4 Shotcrete 35

2.3.5 Criterios guía de diseño de fortificación 42

2.3.6 Método semi-empírico “Abaco de Barton” 42

2.3.7 Determinación de la fortificación 49

2.3.8 Largo de perno mínimo: 51

2.3.9 Máxima extensión sin fortificar. 51

2.4 **CARGUÍO Y TRANSPORTE** 52
2.4.1 Carguío 52
2.4.2 Transporte 53
2.4.3 Proceso de selección de equipos 54
2.5 **VENTILACIÓN** 57
2.5.1 Ventilación principal 57
2.5.2 Ventilación auxiliar 57
2.5.3 Sistemas de ventilación auxiliar 58
2.5.4 Consideraciones técnicas para la ventilación de minas subterráneas 59
2.5.5 Medición de la velocidad del aire 60
2.5.6 Determinación del caudal de aire necesario en el interior mina 65

CAPITULO III: DESARROLLO
3.1 DISEÑO DE RAMPA 67
3.1.1 Dimensiones 67
3.1.2 Pendiente 68
3.1.3 Radio de curvatura 68
3.1.4 Condiciones. 69
3.1.5 Ubicación 71
3.1.6 Volúmenes 72
3.1.7 Personal 74
3.2 PERFORACIÓN Y TRONADURA 76
3.2.1 Cálculo Datos 77
3.2.2 Cuele y Contracuele 77
3.2.3 Zapatera 81
3.2.4 Contornos (con voladura de contorno o recorte) 83
3.2.5 Destrozas 85
3.2.6 Resumen Perforación y tronadura 88
3.2.7 Consideraciones 89
3.3 DESARROLLO FORTIFICACIÓN 90
3.3.1 Selección ESR 90
3.3.2 Relación De 90
3.3.3 Determinación del largo del perno mínimo 92
3.3.4 Fortificación Clase I 93
3.3.5 Fortificación Clase II 94
3.3.6 Fortificación Clase III 95
3.3.7 Fortificación Clase IV 96
3.3.8 Fortificación Clase V 97
3.3.9 Resumen fortificación 98
3.3.10 Máxima extensión sin fortificar 98
3.3.11 Acuñadura 99

3.4 CARGUÍO Y TRANSPORTE 102
3.4.1 Distancias 102
3.4.2 Ciclos Maquinarias 104
3.4.3 Operación de carguío y transporte 107
3.5 VENTILACIÓN 109
3.5.1 Determinación caudal de aire requerido 109
3.5.2 Determinación del caudal de aire necesario en el interior mina 110
3.5.3 Caudal según desprendimiento de gas 110
3.5.4 Caudal según la producción 110
3.5.5 Caudal según consumo de explosivos: 110
3.5.6 Caudal según equipos diésel: 111
3.5.7 Caudal según temperatura 112
3.5.8 Ventilador 112
3.6 SERVICIOS ANEXOS 114
3.6.1 Servicio eléctrico 114
3.6.2 Servicio de drenaje de aguas 115
3.6.3 Servicio abastecimiento de agua 116
3.6.4 Ubicación servicios 116
3.7 COTIZACIÓN DE EQUIPOS 117

CAPITULO IV: RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES
4.1 RECOMENDACIONES 119
4.2 CONCLUSIONES 120

CAPITULO V: REFERENCIAS 123

ÍNDICE DE FIGURAS

Figuras

Fig. 1 – Mapa geológico general, Ovalle, IV Región de Coquimbo 7
Fig. 2 – Vista en planta de una rampa recta con 12% de gradiente 12
Fig. 3 – Vista en planta de la rampa en zig-zag con 14% de gradiente. 13
Fig. 4 – Vista en planta de una rampa en espiral con 14% de gradiente 14
Fig. 5 – Rampa tipo caracol 15
Fig. 6 – Zonas de una voladura en túnel 18
Fig. 7 – Cuele de cuatro secciones 21
Fig. 8 – Geometría de los barrenos de la zapatera 24
Fig. 9 – Categorías de soporte basadas en el índice de Calidad Tunelera Q 50
Fig. 10 - Largos equivalentes 1, para α = 0,00189 63
Fig. 11 - Largos equivalentes 2, para α = 0,00189 63
Fig. 12 - Largos equivalentes 3, para α = 0,00189 64
Fig. 13 – Ejemplo bocamina. 70
Fig. 14 – Ubicación por Google Earth del proyecto 71
Fig. 15 – Dimensiones rampa 73
Fig. 16 – Esquema rampa de perfil 75
Fig. 17 – Malla de perforación 88
Fig. 18 – De seleccionado en gráfico de Barton 91
Fig. 19 – Diagrama de Barton Clase I 93
Fig. 20 – Fortificación Clase I 93
Fig. 21 – Diagrama de Barton Clase II 94
Fig. 22 – Fortificación Clase II 94
Fig. 23 – Diagrama de Barton Clase III 95
Fig. 24 – Fortificación Clase III 95
Fig. 25 – Diagrama de Barton Clase IV 96
Fig. 26 – Fortificación Clase IV 96
Fig. 27 – Diagrama de Barton Clase V 97
Fig. 28 – Fortificación Clase V 97
Fig. 29 - Barretillas 100
Fig. 30 - Varofoil controllable pitch fans 113

ÍNDICE DE TABLAS

Tablas

Tabla 1 – Parámetros de diseño 15
Tabla 2 – Parámetros cálculo de destroza 25
Tabla 3 – Parámetros cálculo contornos 26
Tabla 4 – Criterio de selección Jn 44
Tabla 5 – Criterio de selección Jr 45
Tabla 6 – Criterio de selección Ja 46
Tabla 7 – Criterio de Selección Jw 47
Tabla 8 – Criterio de selección SFR 48
Tabla 9 – Valoración según Q de Barton 48
Tabla 10 – Valores de ESR 49
Tabla 11 - Coeficiente de resistencia aerodinámica 62
Tabla 12 – Resumen dimensiones 68
Tabla 13 – Radios de curvatura 69
Tabla 14 – Coordenadas UTM 71
Tabla 15 – Dotación 74
Tabla 16 - Explosivos (aptos para diámetro de 53mm) 76
Tabla 17 – Resumen perforación y tronadura. 89
Tabla 18 – Clases de calidades de macizo rocoso 91
Tabla 19 – Resumen Fortificación 98
Tabla 20 – Distancias componentes proyecto 103
Tabla 21 – Tiempo maniobras Scoop 105
Tabla 22 – Equipos a utilizar carguío y transporte 108
Tabla 23 – Valores según personal que trabaja 109
Tabla 24 – Valores según la producción 110
Tabla 25 – Valores según el equipo Diesel 111
Tabla 26 – Resumen cálculo de caudales 112

CAPITULO I: DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

1.1 Introducción

El proyecto Mina “El Dorado” contempla la recuperación de los minerales de Hierro (Magnetita y hematita principalmente) existentes en los desmontes ubicados en la mina.

Actualmente consta de cuatro rajos de los cuales ha extraído el mineral, pero estos ya se encuentran con faenas paralizadas debido a la baja rentabilidad. Ante este escenario se desea realizar la extracción por minería subterránea a futuro.

Para la realización del proyecto subterráneo se necesitan una variada cantidad de instalaciones y construcciones, una de estas es la rampa de acceso a la faena, la cual igual servirá para reconocimiento y exploración de posibles nuevos frentes.

Una rampa posee gran cantidad de características en su diseño, las más importantes son las siguientes:

1. Facilitar el acceso de equipos y maquinarias pesadas.
2. Permitir unir labores horizontales que se encuentran en diferentes cotas o profundidades, así como también se realiza la extracción del mineral.
3. Acceso al personal, así como sus materiales, insumos y las herramientas al interior de la mina.
4. Las dimensiones dependen de la maquinaria que transita por ella.

El proyecto Mina El Dorado se localiza en la IV Región de Coquimbo, Provincia de Limarí, Comuna de Ovalle, específicamente hacia el noroeste de la ciudad de Ovalle. Localmente el proyecto se encuentra situado en el kilómetro 6 de la Ruta 43 que une las localidades de Ovalle y La Serena, encontrándose a 7 Km en línea recta por la Ruta D – 525.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo General

Desarrollar estudio de prefactibilidad de diseño de rampa con condiciones óptimas de operación para proyecto de minería subterránea en mina “El Dorado”

1.2.2 Objetivos Específicos

- Diseñar rampa para cumplir con los requerimientos entregados por la empresa y determinación de la construcción del proyecto.
- Calcular y diseñar malla de perforación y tronadura para la construcción de la rampa
- Diseñar sistema de carguío y transporte de materiales de la rampa
- Recomendar método de fortificación para la rampa
- Diseñar sistema de ventilación para la etapa de construcción.
- Diseñar servicios anexos (Electricidad, drenaje de mina y abastecimiento de agua a la mina)

1.3 Alcances

1.3.1 Beneficiarios

- Propietario de la mina El Dorado, Don Fernando Zapata.
- Oportunidad de investigación y desarrollo de proyectos, para estudiantes de la Universidad San Sebastián para carreras de ingeniería.
- El diseño optimo y seguro de una rampa, disminuye los riesgos asociados a un eventual colapso del macizo rocoso, protegiendo al personal, maquinarias, equipos y materiales que existen en el lugar.
- Diseño y construcción de la rampa permite activar producción de la mina “El Dorado”, produciendo ingresos y fuentes de trabajo.

1.3.2 Competencias

- Desarrollar funciones de diseño de rampa para el óptimo funcionamiento de las labores mineras.
- Ejecutar los estudios y cálculos de malla de perforación y tronadura para un óptimo avance y tamaño de la marina
- Desarrollar análisis, cálculos y evaluaciones en base a los aprendizajes adquiridos durante en desarrollo de la carrera.
- Resolver problemas del contexto profesional, rigiéndose por los marcos técnicos, éticos y legales vigentes.
- Emprender proyectos técnicos – profesionales, evidenciando perseverancia, responsabilidad y compromiso.

1.4 Antecedentes Generales

1.4.1 Ubicación Del Proyecto

El proyecto Mina El Dorado se localiza en la IV Región de Coquimbo, Provincia de Limarí, Comuna de Ovalle, específicamente hacia el noroeste de la ciudad de Ovalle. Localmente el proyecto se encuentra situado en el kilómetro 6 de la Ruta 43 que une las localidades de Ovalle y La Serena, encontrándose a 7 Km en línea recta por la Ruta D-525 (dirección N 70º W) de la primera.

1.4.2 Climatología

A nivel comunal, el clima puede clasificarse como de estepa templada con precipitaciones invernales, que van entre los 100 y 200 mm, lo que señala los límites de la provincia. Las temperaturas mínimas pueden ser inferiores a los 0ºC. La potencialidad vegetativa es de nueve a once meses, con temperaturas mensuales mayores a 10ºC (Oyanedel, 2011).

El Clima en donde el elemento más relevante es la presencia de nubosidad costera y matinal, originada por la subsidencia de aire tropical y el mar frío adyacente que provee de humedad. A nivel regional, puede clasificarse como una zona árida que abraca desde Coquimbo a Aconcagua. (DGA, 2004).

El otro tipo de clima existente corresponde al clima Semiárido templado con lluvias invernales (BSks). Este clima se sitúa en el valle del río Limarí, caracterizándose por ser un clima seco en el cual la evaporación es superior a la precipitación y donde no hay excedentes hídricos. Sus temperaturas medias anuales son inferiores a 18°C. (Gallardo, 1986); (DGA, 2004).

La información presentada por la DGA, donde define el tipo de clima, corresponde al tipo de Semiárido con nublados abundantes (BSn), el cual se presenta a lo largo de toda la costa. Su Influencia llega hasta el interior hasta 40 km, por medio de los valles transversales y quebradas. Su mayor característica es la abundante nubosidad, humedad, temperaturas moderadas, con un promedio de precipitaciones de 130 mm anuales con un periodo secos de 8 a 9 meses.

Gallardo (1986) describe este tipo de Diagrama obtenido de la Memoria de Título "Zonación de Regímenes Hídricos mediante Índices bioclimáticos de la zona comprendida entre la III y X región" (Fuentes. A. 2007).

1.4.3 Hidrología

La precipitación anual varía de 100 mm en Coquimbo a 300 mm en Aconcagua. El período seco se extiende de ocho a once meses y el déficit hídrico anual se mantiene entre 1.000 y 1.200 mm. El índice de humedad invernal pasa de valores algo inferiores a 0,5 a algo superiores a 1, lo que evidencia la existencia de una corta estación húmeda de uno a dos meses. El régimen térmico acumula anualmente entre 1.600 y 1.700 días – grado (Santibáñez et al. 2008).

El régimen hídrico de esta zona (Agroclima Ovalle), se caracteriza por una precipitación anual de 125,7 mm siendo junio el mes más lluvioso con 35,7 mm. La evaporación de bandeja llega a 1.676 mm anuales, con un máximo mensual en febrero de 254 mm y un mínimo mensual en julio de 52 mm. Como la precipitación es siempre menor a la evaporación, no hay lluvia de lavado. La estación seca es de 10 meses, agosto a mayo, con dos meses no húmedos; junio y julio (INIA, 1989).

Siguiendo la clasificación de los tipos de climas existentes (BSn y BSks) las precipitaciones obedecen a las condiciones que son entregadas por este tipo de climas. En el clima BSks, las isoyetas de 200 y 350 mm definen con claridad los márgenes norte y sur del clima de estepa templada. (Gallardo, 1986)

La estación agroclimática Ovalle registra una temperatura media anual de 16,6°C, con una mínima de 9,4°C y una máxima de 23,8°C. En general, esta cuenca se encuentra bajo la influencia de un bioclima con escasez de precipitaciones y durante nueve meses del año presenta déficit hídrico (DGA, 2008)

Para el clima BSn, el número de días con precipitaciones varían entre 15 a 20 como promedio, constituyendo precipitaciones débiles inferiores a 5 mm una gran

parte de ellas. La precipitación promedio varía desde aproximadamente los 100 mm al norte, ascendiendo gradualmente a los 150 mm al sur de Tongoy, 200 mm en la desembocadura del río Choapa y cerca de 250 mm en el sector de Los Molles, para terminar en 275 mm en el sector de Pichidangui – Quilimarí. (Gallardo, 1986).

Por otra parte, se produce un aporte de humedad en los sectores en que la topografía intercepta la nubosidad, alrededor de los 400 y 500 m de altura, produciéndose condensación de la humedad atmosférica en forma de rocío, permitiendo que algunos lugares como Los Altos de Talinay, simulen condiciones hídricas aptas para mantener un bosque hidrófilo. Finalmente, en el sector la evapotranspiración potencial varía alrededor de los 1.000 mm al año, alcanzando durante el verano un valor del orden de los 150 mm de promedio al mes e inferior a los 50 mm durante algunos meses del invierno. (Gallardo, 1986).

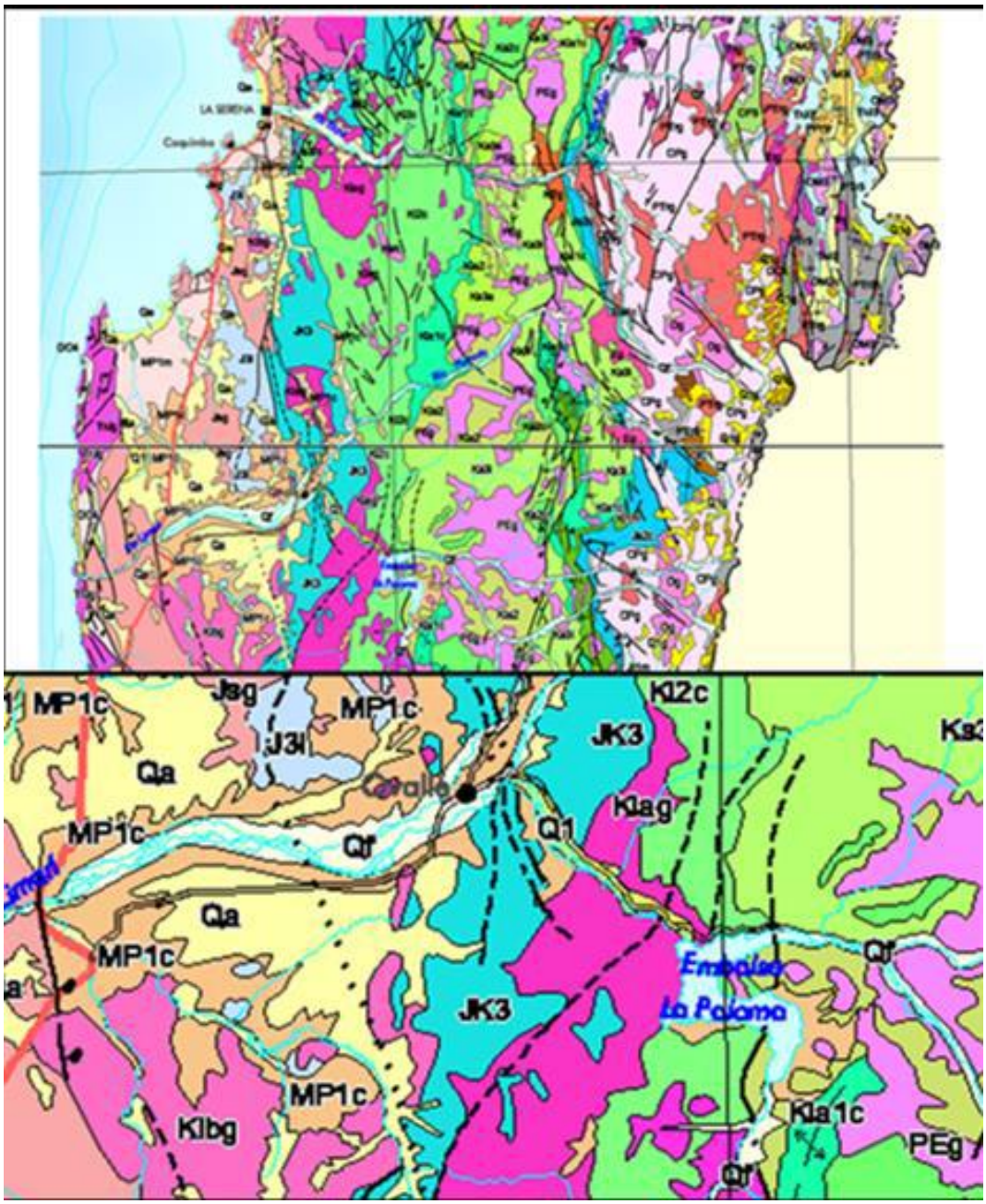
1.4.4 Geología Del Área

La geología de la cuenca del Limarí consiste en una variedad de formaciones de rocas, con edades entre el Paleozoico hasta la Cuaternario. La cordillera está compuesta por la serie volcánica Doña Ana (Oligoceno - Mioceno tardío). En contraste con otras partes de los Andes, no existe volcanismo cuaternario en la Región de Coquimbo. Sin embargo, en términos tectónicos, se identifican dos grandes fases, el Jurásico a Cretácico Inferior (de tipo Marianas extensiva) y el Cretácico Superior (de tipo Andes compresivo) (Oyarzún, 2008).

La región también contiene grandes depósitos de interés económicos, llevando la región a actividades de minería extensivas. El rango costal consiste mayormente de rocas calco-alcalinas mesozoicas (intrusivas, sedimentarias), alternando con rocas volcánicas andesitas. Existen sedimentos cuaternarios aluviales concentrados en los lechos de ríos en la parte inferior de la cuenca. (Strauch et al., 2009; Oyarzún, 2010).

Para la descripción del Terreno ubicado en la mina El Dorado, se procedió al uso dos tipos de mapas Geológicos correspondiente a la IV Región de Coquimbo, Chile. Mapa Geológico General, usado para ver los principales tipos de suelo de la zona de Ovalle.

Fig. 1 – Mapa geológico general, Ovalle, IV Región de Coquimbo



Fuente: SERNAGEOMIN,2008

1.4.5 Geomorfología Del Área

Con respecto a la geomorfología, la cuenca se caracteriza por las formas principales de las montañas altas de la Cordillera de los Andes, las montañas medianas, los valles transversales y la franja costera. Las montañas de gran altura corresponden a la cordillera de los Andes. Las cimas superan los 3.500 metros sobre el nivel del mar, alcanzando la frontera chilena-argentina a casi 6.000 msnm. (Sernageomin, 2008)

El grupo de montañas de altura media no superan los 3.000 msnm y están separadas de la Cordillera de los Andes por la falla geológica de Vicuña. Aparece como un relieve, discontinuo y está sujeto a intensa disección pluvial. Los valles transversales se caracterizan por presentar un sistema completo de terrazas que corresponden a superficies de sedimento marino. La franja costera describe un área donde comienzan las terrazas de sedimento marino. “Los Altos de Talinay”, una parte de la estructura geo-mórfica costera, presenta un conjunto de plataformas de abrasión marina que se relaciona a los niveles de sedimento en las bahías de Coquimbo y Tongoy. (Sernageomin, 2008)

1.4.6 Características Tipos De Suelo De Ovalle

El suelo de la ciudad de Ovalle se considera como un suelo de características estables buenas (A1 - A2,5 según Tabla de ASSHTO) por su mayor porcentaje granulométricos de gravas. Este nunca se obtiene sólo, normalmente se encuentra combinado con otras partículas como las arcillas y limos. (ASSHTO, 1993) Suelo de la IV Región (SAG, 2008)

Los tipos de suelos de la IV Región se encuentran en los valles de la Cordillera de los Andes, y corresponde a sedimentaciones de ríos, suelos pedregosos o arenosos muy poco evolucionados o con una evolución incipiente. Suelos de las pampas desérticas, suelos con elevados contenidos de sales o de sodio, los tipos de suelo son:

A. Suelos Semiáridos: Por encontrarse en una zona intermedia entre el desierto del norte y la vegetación de la zona central.
   1. Planicie Litoral: Presenta terrazas escalonadas de gran extensión, sobre todo en áreas de desembocaduras de ríos con algunas formaciones dunarias, presencia de suelo arenoso que es poroso y permeable, no retiene humedad. En la costa predomina el clima desértico
   2. Depresión Intermedia: Cordones transversales que unen la cordillera de la costa con la de Los Andes, originando valles.

B. Suelos de Serranías Áridas y Semiáridas: Suelos ubicados en las serranías interiores y costeras entre Copiapó y Los Vilos.
   1. Sector Norte: Petrocálcico: Horizonte rico en carbonatos y cementado por los mismos
   2. Sector Sur: Suelos de la Depresión Intermedia. Suelo tipo desierto, evolucionado por el aumento en las precipitaciones y cobertura vegetal.
   3. Sector Costero Sur: Suelos poco desarrollados, debido a la presencia de materiales parentales sedimentaros muy gruesos, superficiales e inestables, y a la falta de agua, los suelos derivados sedimentos de texturas medias y finas son delgados a moderadamente profundos.

C. Horizonte Argílico: En los suelos más desarrollado (acumulación de arcilla en la profundidad). Presenta un cambio textural profundo con relación al horizonte Superior.
   1. Sedimentario: Material sólido, acumulado sobre la superficie terrestre derivado de las acciones de fenómenos y procesos que actúan en la atmosfera.
   2. Parentales: Lecho de minerales consolidados.

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

2.1 Rampa (Universidad Nacional de Cajamarca, 2017)

Las rampas son llamadas también desarrollos o galerías inclinadas, cuyo objetivo fundamental es aprovechar o ganar altura.

Normalmente se realizan fuera de veta por su alto costo de mantenimiento en mineral.

El diseño de rampas requiere de conocimientos matemáticos y físicos que se dictan durante la formación de los profesionales en ingeniería, pero el conocimiento práctico y la experiencia complementan para efectuar un diseño óptimo y acertado

2.1.1 Consideraciones Para El Diseño De Rampas

- Procurar que la rampa tenga la menor longitud de desarrollo como sea posible.
- La gradiente debe ser la óptima para desarrollar velocidad de 20 a 30 km/hora y que todos los vehículos no tengan dificultad para subir.
- Los radios de curvatura mínimo deben de tener una amplitud suficiente y necesaria para que todos los vehículos puedan girar libremente sin retroceder y evitar accidentes.
- La sección transversal debe ser la óptima para la libre circulación de todos los vehículos de la mina; compensando el ancho con la altura, siendo la mínima posible la altura.
- Tratar de evitar trabajos de sostenimiento, procurando desviar la rampa por terrenos con mejores condiciones de estabilidad y autosoporte.

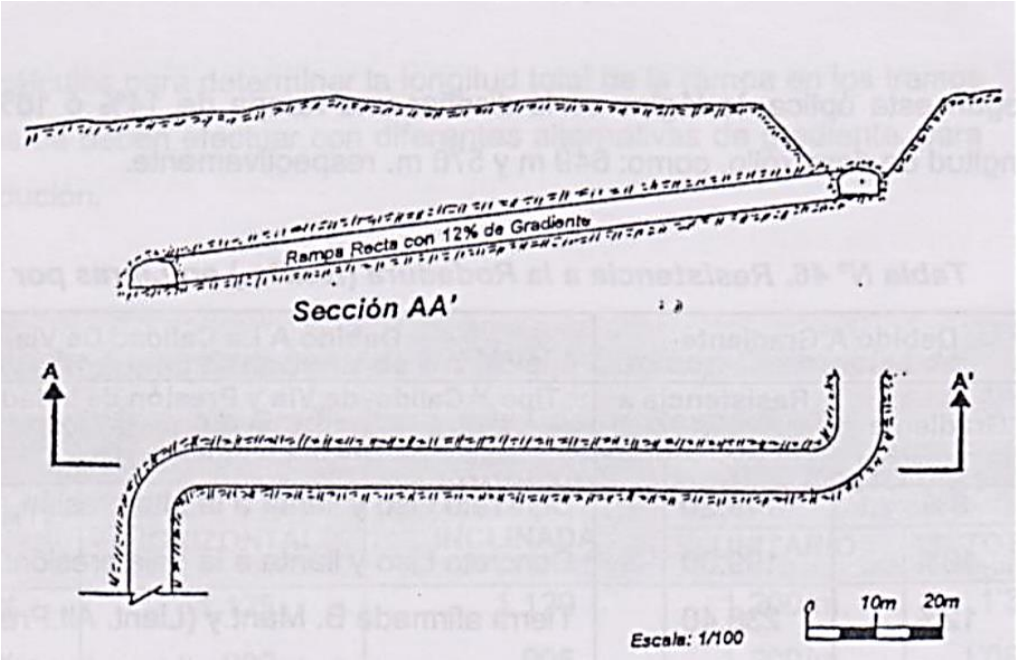
2.1.2 Procedimiento De Diseño

- Se debe preparar un juego de planos topográficos de cada uno de los niveles en el que deben encontrarse los mapeos geológicos al detalle; así como la sección longitudinal y secciones transversales del depósito mineralizado
- He de considerar que en el sistema trackless, las rampas reemplazan a las chimeneas del sistema convencional, en cuanto a la función de acceso, extracción y ventilación; por esto, adyacente a la rampa o en el eje de su trayectoria, se debe diseñar y planear la ejecución de chimeneas de transferencia de minera y de servicios; por lo tanto, cada tajeo o grupo de tajeos deben tener rampas de acceso. Como los costos de perforación, sostenimiento y mantenimiento son mucho más altos que hacer chimeneas en el sistema convencional, por esto, la longitud de los tajeos debe de ser lo suficientemente largos para justificar y menguar estos costos.
- Determinar la pendiente u porcentaje de inclinación de la rampa. Para que el equipo pueda rodar en una pendiente alta con tal resistencia a la rodadura, se requerirá un motor de mayor potencia, mayor consumo de combustible y llantas. Aun pavimentando la rampa de 16 % tiene una resistencia a la rodadura demasiado alta para equipos convencionales.
- El siguiente paso es determinar los radios de curvatura mínimos, de acuerdo o en función al equipo que se va a emplear, las dimensiones de las labores y la geometría del depósito mineralizado. En los catálogos de los equipos se especifican estos radios de curvatura mínimos, los que se deben de tomar como pauta para adaptar a cada caso particular de tipo y forma de yacimiento y dimensiones de labores y pilares.
- Luego se tiene también, que determinar el eje de la trayectoria de la rampa en función de la forma o geometría del yacimiento, las condiciones mecánicas del relleno mineralizado y de las rocas encajonantes, también se tiene que considerar el método de explotación por aplicarse, para definir el ingreso a los niveles y el acceso de los servicios y por último, también se debe considerar el mínimo radio de curvatura durante su desarrollo

2.1.3 Rampas Rectas

Tienen la ventaja respecto a las de trayectorias combinadas de tramos rectos y cursos, de proporcionar mayor visibilidad a los operadores de equipo pesado y en general a todo el personal que trabaja en la mina, que se moviliza generalmente en vehículos con motores diésel, y con esto evitar riesgos de accidentes; pero se tendría la desventaja de extraerse mucho desmonte, si se desarrolla fuera del yacimiento, o bajar el porcentaje de recuperación, si se desarrolla sobre mineral.

Fig. 2 – Vista En Planta De Una Rampa Recta Con 12 % De Gradiente



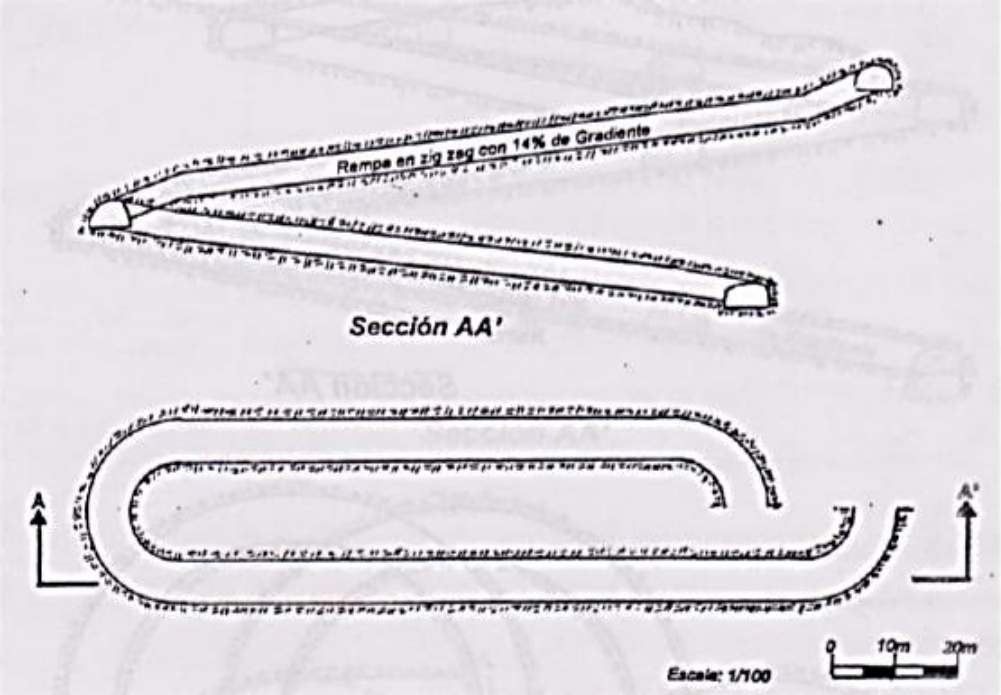
Fuente: Universidad Nacional de Cajamarca, 2017

2.1.4 Rampas En Zigzag

Se compone de una combinación de tramos rectos y curvos, estas se caracterizan por tener 5 tramos por vuelta y repetitivas en las siguientes vueltas; estos tramos se componen, de 3 tramos curvos de un solo radio de curvatura, dos de un cuarto de circunferencia y uno de media circunferencia; además, tiene un tramo recto largo y un tramo recto corto; la diferencia entre los tramos recto largo y corto, es función del buzamiento del yacimiento mineralizado.

Este diseño es ventajoso en yacimientos compuestos por varias vetas o mantos paralelos de similares buzamientos o en cuerpos mineralizados irregulares; además, permite mejor visibilidad que otras rampas con tramos curvos.

Fig. 3 – Vista En Planta De La Rampa En Zig – Zag Con 14 % De Gradiente



Fuente: Universidad Nacional de Cajamarca, 2017

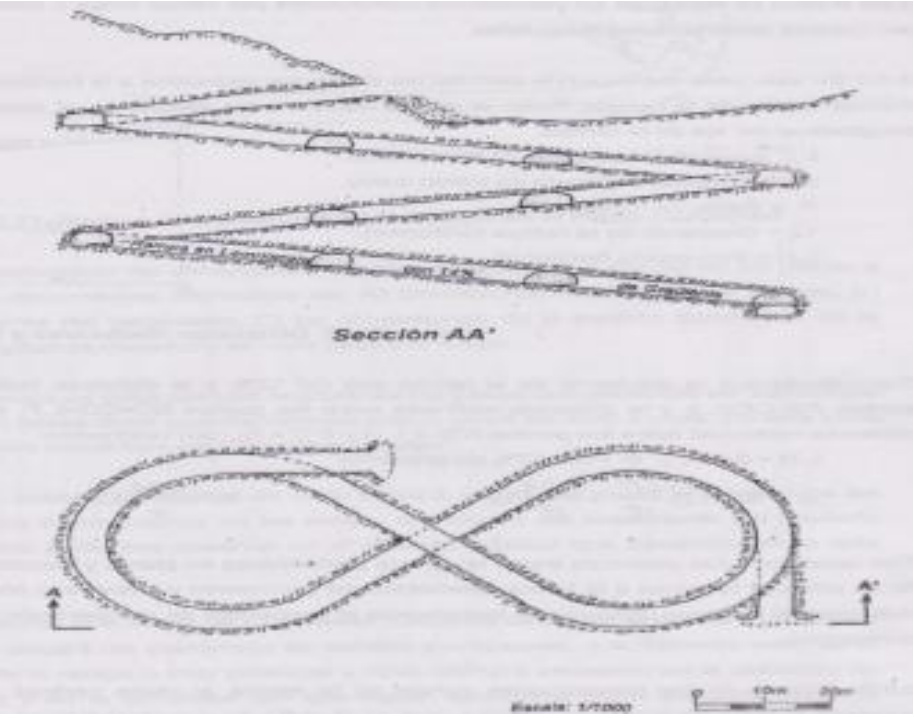
2.1.5 Rampas En Espiral

Esta clasificación abarca las rampas en tipo caracol o en forma de “8”. Se compone de una combinación de un tramo recto y un curvo, estas se caracterizan por tener dos tramos por vuelta y repetitivas en las siguientes vueltas; el tramo curvo se compone de tres cuartos de circunferencia y el recto es función del buzamiento del yacimiento mineralizado.

Los inconvenientes que puede presentar este tipo de diseño pueden ser:

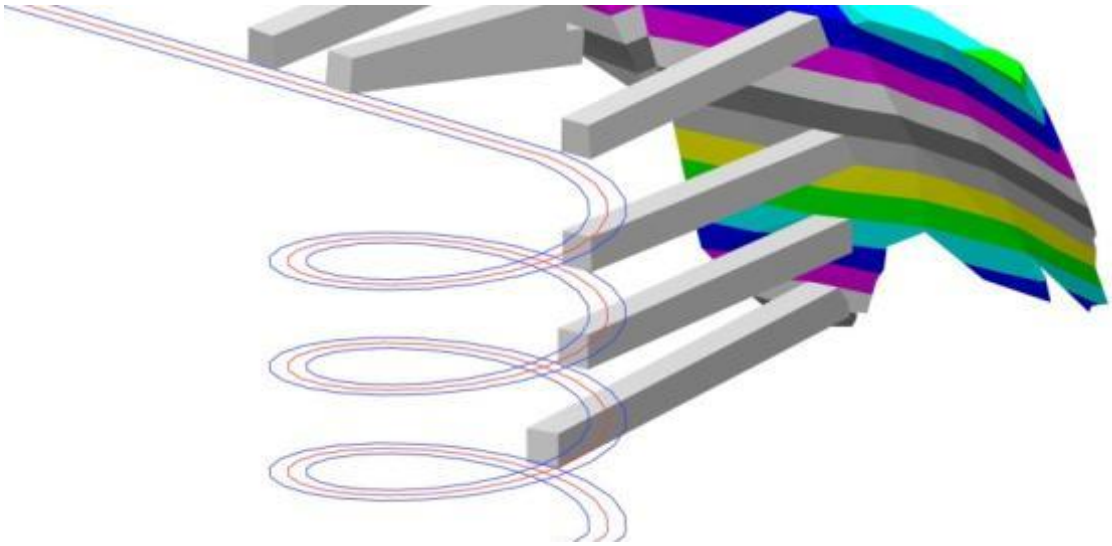
- El tráfico de volquetes es mayor.
- Causa un mayor desgaste de los neumáticos.
- Aumentan con respecto a otros diseños, el riesgo de accidentes por dificultad de visión, cruce con maquinaria, etc.
- Este diseño es ventajoso en yacimientos compuestos por una sola veta o manto, así mismo tiene la ventaja de desarrollarse sólo o en la mayor parte de la zona mineralizada.

Fig. 4 – Vista En Planta De Una Rampa En Espiral Con 14 % De Gradiente



Fuente: Universidad Nacional de Cajamarca, 2017

Fig. 5 – Rampa Tipo Caracol



Fuente: Mina Cobre Las Cruces, 2011

2.1.6 Parámetros De Diseño

- Principales: Sección, gradiente, radio de curvatura, longitud.
- Auxiliares: Peralte y declive.

2.1.6.1 Sección

Varía de acuerdo con la capacidad de producción a las características geotécnicas del terreno con los cuales se elige el tamaño del equipo a emplear:

Tabla 1 – Parámetros de diseño

	Ancho (m)	**Altura**
Rampas Principales	3.2 – 6.0	3.0 – 4.0
Rampas Secundarias	2.5 – 3.5	2.5 – 3.0

Fuente: Universidad Nacional de Cajamarca, 2017

Para determinar estas secciones y otros accesos se tienen varios métodos:

- El ancho debe ser entre 1.75 a 2.0 m. más ancho que el equipo más grande que se emplea y la altura es 0.50 m. más alto que la suma del ancho y altura del equipo elegido.
- Otro método considera que la altura de la labor de be ser 1.0 m. a 1.3 m más alto que el equipo elegido.
- También se menciona que la diferencia entre el ancho y la altura de una labor debe ser en un máximo de 2.0 m.

2.1.6.2 Gradiente O Pendiente

Cada rampa tiene una pendiente más favorable a su gradiente óptima, determinada principalmente por su producción, evolución o desarrollo y por sus costos de operación.

La gradiente optima esta entre 8 a 10 % pudiendo llegar hasta 15 %; siendo la gradiente promedio de 10 % con resultados satisfactorios.

2.1.6.3 Radio De Curvatura

Lo aconsejable es que las vías de transporte deban ser lo más rectas posibles, o que las curvas deben tener un radio de curvatura más grande. Estos radios se eligen en razón a los equipos a emplearse. Tenemos dos tipos de curvatura:

- RI: Radio de curvatura interno
- RC: Radio de curvatura externo

Es más usual tener en cuenta el RE que es el óptimo a fin de evitar choques accidentales u otros problemas de interrupción de transporte, debiendo ser lo suficientemente amplio para una circulación eficaz.

Para elegir el radio de curvatura óptimo en una mina, se tomará el RE del equipo más grande en longitud.

2.2 Perforación Y Tronadura (López Jimeno, 1994)

Perforación y Tronadura, se refiere a las primeras operaciones de producción, que tienen por finalidad el arranque del mineral o estéril desde el macizo rocoso. Con estas operaciones se generan excavaciones o bancos, según se trate de minería subterránea o a rajo abierto. En cualquier caso, una buena operación de perforación y tronadura permite obtener un material tronado de tamaño adecuado para facilitar la posterior operación de transporte, pero además permite minimizar el consumo de explosivos.

La perforación es la operación que se realiza con la finalidad de abrir huecos en el macizo rocoso, con una distribución y geometría adecuada, en donde se alojarán cargas explosivas.

La tronadura es la operación que tiene por finalidad el arranque del mineral desde el macizo rocoso, aprovechando de la mejor manera posible la energía liberada por el explosivo colocado en los tiros realizados en la etapa de perforación. El mejor aprovechamiento se obtiene al aplicar la energía justa y necesaria para generar una buena fragmentación del mineral, evitando daños en las cajas y techo de la labor minera.

2.2.1 Esquemas De Voladura En Túneles

Las voladuras en túneles y galerías se caracterizan por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los barrenos del cuele y contracuele hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección.

La destroza, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los barrenos de zapatera.

Fig. 6 – Zonas De Una Voladura En Túnel

Fuente: López Jimeno, 1994

Los barrenos de contorno son los que establecen la forma final del túnel, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras en el emboquille y avance.

En cuanto a la posición del cuele, ésta influye en la proyección del escombro, en la fragmentación y también en el número de barrenos. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente ésta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombro es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado.

2.2.2 Cálculo De Voladuras

Las voladuras en túneles y galerías son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido, como ya se ha indicado, a que la única superficie libre es el frente de excavación. Los consumos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas alto. Por otro lado, las dimensiones de las piedras en el cuele son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero poseer una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a los 3.000 m/s, para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de barrenos de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de explosión empujan al aire alojado entre la columna de explosivo y la pared del barreno,

comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque, destruyendo así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo.

En cuanto a la perforación, ésta se ha mecanizado intensamente en las últimas décadas, en base al desarrollo de jumbos hidráulicos, con uno o varios brazos, automatizados y más versátiles. Esto ha hecho que la elección de los cueles se dirija hacia el grupo de los denominados de barrenos paralelos, pues son mucho más fáciles de perforar, ya que no hay necesidad de cambiar el ángulo de las deslizaderas, y los avances no están tan condicionados por la anchura de los túneles como en el caso de los cueles en ángulo. Así pues, los cueles pueden clasificarse en dos grandes grupos:

- Cueles de barrenos paralelos y
- Cueles de barrenos en ángulo.

Los primeros son los que más se emplean en proyectos con perforación mecanizada, mientras que los del segundo grupo han caído muy en desuso por la laboriosidad de la perforación y sólo se aplican en excavaciones pequeñas.

A continuación, se exponen por orden de importancia los distintos tipos de cueles, así como el cálculo de los esquemas y cargas en el resto de las secciones, que son por lo general independientes de la clase de cuele aplicado.

2.2.2.1 Cueles Cilíndricos

Actualmente, es el tipo de cuele que se utiliza con más frecuencia en la excavación de túneles y galerías, con independencia de las dimensiones de éstas. Se considera que es una evolución o perfeccionamiento de los cueles quemados que se comentarán más adelante.

Consta de uno o dos barrenos vacíos o de expansión, hacia los que rompen escalonadamente los barrenos cargados.

Todos los barrenos dentro del cuele se sitúan muy próximos, alineados y paralelos, por lo que es muy habitual usar jumbos dotados con paralelismo automático.

El tipo de cuele cilíndrico más empleado es el de cuatro secciones, ya que es el más sencillo de replanteo y ejecución. La metodología de cálculo de esquemas y cargas de este cuele y del resto de las zonas de un túnel corresponde a las teorías suecas, actualizadas por Holmberg (1982), y simplificada por Oloffsson (1990), y se estudian seguidamente. Por último, se indican otros tipos de cueles cilíndricos que se han utilizado con éxito y están bien experimentados.

2.2.2.2 Avance Por Disparo

El avance por disparo está limitado por el diámetro del barreno de expansión y la desviación de los barrenos cargados. Siempre que ésta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios «X» pueden llegar al 95% de la profundidad de los barrenos «L».

$$X = 0{,}95 * L$$

En los cueles de cuatro secciones la profundidad de los barrenos puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0{,}15 + 34{,}1 D_2 - 39{,}4\, D_2^2$$

Donde:

D_2= Diámetro del barreno vacío (m)

Cuando se utilizan cueles de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo.

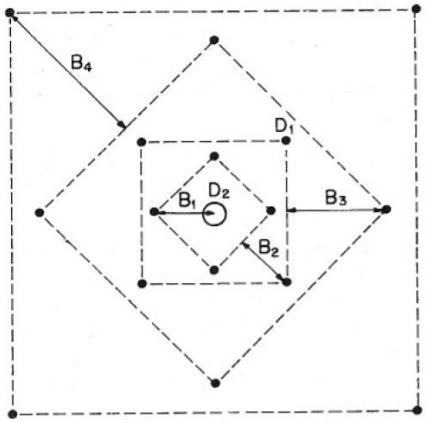
$$D_2 = D_2' * \sqrt{NB}$$

donde “D_2'” es el diámetro de los dos barrenos vacíos.

2.2.2.3 Cuele Y Contracuele

El esquema geométrico general de un cuele de cuatro secciones con barrenos paralelos se indica en la Fig. 7.

Fig. 7 – Cuele De Cuatro Secciones



Fuente: López Jimeno, 1994

La distancia entre el barreno central de expansión y los barrenos de la primera sección no debe exceder de «1,7 D_2» para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhström, 1963). Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el barreno cargado y el vacío.

Para burdens mayores de «2 D_2» el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos barrenos. Incluso si la piedra es inferior a «D_2», pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del cuele. Por eso, se recomienda que los burdens se calculen sobre la base de «B = 1,5 D_2».

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, la piedra práctica se calcula a partir de:

$$B_1 = 1{,}7\ D_2 - E_p$$

$$B_1 = 1{,}7\ D_2 - (\alpha * L * e')$$

Donde:

E_P= Error de perforación (m).

α = Desviación angular (m/m).

L = Profundidad de los barrenos (m).

e' = Error de emboquille (m).

En la práctica la precisión de la perforación es lo suficientemente buena y se trabaja con un valor de la burden igual a vez y media el diámetro de expansión.

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_l = 55\, D_1 \left[\frac{B}{D_2}\right]^{1,5} * \left[B - \frac{D_2}{2}\right] * \left[\frac{c}{0,4}\right] * \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

q_l = Concentración de carga (kg/m).

D_1 = Diámetro de perforación (m).

D_2 = Diámetro de barreno de expansión (m).

B = Dimensión del burden (m).

c = Constante de la roca.

PRP_{ANFO} = Potencia Relativa en Peso de explosivo referida al ANFO.

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que para una - concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión de la piedra a partir de la ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco más complejo.

Para calcular el resto de las secciones, se considera que ya existen unos huecos rectangulares de anchura «Ah» y que se conocen las concentraciones lineales de carga «q_1». El valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h * q_1 * PRP_{ANFO}}{D_1 * c}}$$

Cuando existe un error en la perforación, la superficie libre de «Ah» difiere de la distancia «Ah'» en la primera sección, por lo que

$$A_h = \sqrt{2}(B_1 - E_p)$$

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10{,}5 * 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) * q_1 * PRP_{ANFO}}{D_1 * c}}$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de barrenos para obtener la piedra práctica.

$$B_2 = B - E_p$$

Una regla de dedo para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección «B» no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección.

Las longitudes de los retacados se estiman con:

$$T = 10\, D_1$$

2.2.2.4 Zapateras

El burden de los barrenos de zapatera dispuestos en filas se calcula:

$$B = 0{,}9 \sqrt{\frac{q_l * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f\ (S/B)}}$$

Donde:

f = Factor de fijación. Generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

(S/B) = Relación entre espaciamiento y el burden, se suele tomar igual a 1

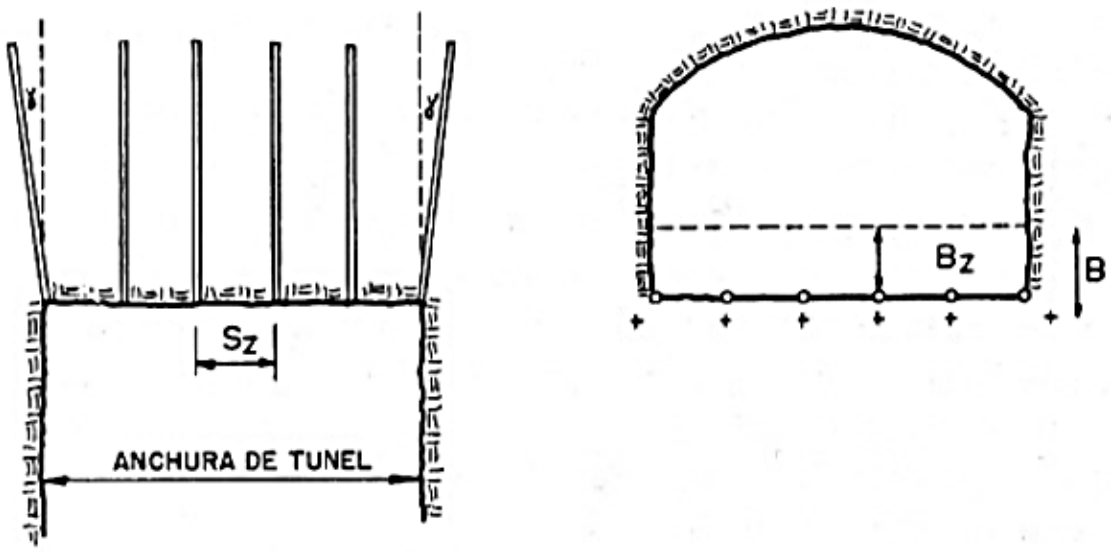
$\bar{c}$ = Constante de roca corregida

$\bar{c}$ = c + 0,05 para B ≥ 1,4 m

$\bar{c}$ = c + 0,07/B para B < 1,4 m

En los barrenos de zapateras es necesario considerar el ángulo de realce «γ» o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m el ángulo de 3°, que equivale a 5cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

Fig. 8 – Geometría De Los Barrenos De La Zapatera



Fuente: López Jimeno, 1994

El número de barrenos vendrá dado por

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{AT + 2L * \operatorname{sen}\gamma}{B} + 2\right]$$

Donde:

AT = Anchura del túnel (m)

El espaciamiento práctico para los barrenos de rincón será:

$$S'_z = S_z - L * \operatorname{sen}\gamma$$

El burden práctico «B_z» se obtiene a partir de

$$B_z = B - L * \operatorname{sen}\gamma - E_p$$

Las longitudes de la carga de fondo «l_f» y de columna «l_c» deben ser

$$l_f = 1{,}5 * B_z$$

$$l_c = L - l_f - 10\, D_1$$

La concentración de la carga de columna puede reducirse al 70% de la de fondo. Sin embargo, se suele emplear la misma concentración por motivos de tiempo de preparación. El retacado se fija en «T=10D_1'» y la condición que debe cumplir la piedra es «B ≤ 0,6 L»

2.2.2.5 Destroza

El método para calcular el esquema de los barrenos de destroza es similar al empleado para los de zapatera, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamiento/burden.

Tabla 2 – Parámetros Cálculo De Destroza

Dirección de salida de los barrenos	Factor de Fijación «f»	Relación «S/B»
• Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
• Hacia abajo	1,20	1,25

Fuente: López Jimeno, 1994

La concentración de la carga de columna, para ambos tipos de barrenos, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo

2.2.2.6 Contorno

Si en la excavación no se precisa una voladura de contorno o de recorte, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los barrenos de zapatera, con los siguientes valores:

Tabla 3 – Parámetros Cálculo Contornos

Factor de Fijación	f = 1,2
Relación S/B	S/B = 1,25
Concentración de la carga de columna	qc = 0,5 qf, (qf = concentración carga de fondo)

Fuente: López Jimeno, 1994

En caso de tener que realizar voladuras con contorno el espaciamiento entre barrenos se calcula a partir de

$$S_c = K * D_1$$

Donde «K» varía entre 15 y 16. La relación S/B debe ser 0,8

La concentración lineal de carga mínima se determina en función del diámetro de perforación. Para barrenos con calibre inferior a los 150mm se emplea la ecuación

$$q_{lc} = 90 * {D_1}^2$$

Donde «D_1» se expresa en m.

2.3 Fortificación De Minas (Rosso, 2010)

La fortificación se puede definir como una operación unitaria, la cual tiene como objetivo reforzar o sostener el contorno de una excavación o labor subterránea, como las cajas y el techo, a través de distintos elementos como, por ejemplo:

- Pernos (helicoidales, fibra, Split set, swellex)
- Malla (biscocho, acma)
- Shotcrete (con fibra, sin fibra)
- Marcos (metálicos, noruegos, madera)
- Cables (simple, dobles, triples)

¿Por qué debemos fortificar?

El Reglamento de Seguridad Minera (D.S. N° 132, capitulo sexto, articulo 157), señala que: “Los trabajos subterráneos deben ser provistos, sin retardo, del sostenimiento más adecuado a la naturaleza del terreno y solamente podrán quedar sin fortificación los sectores en los cuales las mediciones, los ensayos, su análisis y la experiencia en sectores de comportamiento conocido, hayan demostrado su condición de autosoporte consecuente con la presencia de presiones que se mantienen por debajo de los limites críticos que la roca natural es capaz de soportar”.

2.3.1 Sistemas De Fortificación

Los sistemas de fortificación son un conjunto de elementos que son instalados durante la construcción de una labor subterránea, con el fin de estabilizar el contorno de la excavación producto del mismo desarrollo y de la actividad minera a través de 3 objetivos como son: reforzar, sostener y contener los bloques.

En general los tipos de fortificación buscan proteger la integridad física de las personas y de los equipos mineros, además de asegurar el negocio minero dándole estabilidad a la excavación minera. Las técnicas de diseño labores

subterráneos aceptadas en la actualidad están basadas considerando los siguientes fundamentos:

- El principal autosoporte de una excavación subterránea es la roca que rodea a dicha excavación, ya que al realizar la excavación se va formando un arco de descarga alrededor del túnel que transmite las tensiones a ambos lados de la excavación. Es por lo anterior que para facilitar la distribución de las tensiones en los túneles se deben diseñar con formas redondeados evitando la formación de ángulos en las esquinas.
- Como primer principio siempre es conveniente mantener lo menos alteradas las características iniciales de la roca, generalmente en las excavaciones de túneles se usan explosivos, por lo que se deben emplear técnicas que minimicen los efectos de las tronaduras sobre la roca.

La fortificación o sostenimiento se aplicará de forma que el terreno deje de deformarse y la roca alcance o desarrolle su capacidad de autosoporte.

- El anillo de roca que rodea al túnel es el principal elemento que proporciona estabilidad a la excavación, por lo tanto, el sostenimiento tendrá como primera misión evitar que el terreno pierda propiedades mecánicas por efecto del proceso de desarrollo o avance, o incluso que las mejore. Solamente en segundo lugar se sitúa la capacidad resistente por sí misma del sostenimiento, que es muy pequeña comparada con las grandes tensiones que pueden existir en el interior de los macizos rocosos, habituales en la minería subterránea.

Los elementos generalmente usados para la fortificación de las excavaciones subterráneas en roca para la aplicación en minería son tres: El shotcrete, la malla de contención y los pernos o cables de anclaje. Además de estos elementos se usan otros en algunas circunstancias, especialmente cuando se trata de atravesar zonas de roca de mala calidad, como por ejemplo las cerchas metálicas.

2.3.1.1 Fortificación Con Madera

Fue el sistema más utilizado hasta la segunda guerra mundial, cuando comenzó a ser desplazada por el acero. Sus principales desventajas es ser un material altamente combustible y que se degrada fácilmente por organismos parasitarios (ej: hongos, insectos).

2.3.1.2 Fortificación Con Marcos De Acero "Marco Noruego"

Es uno de los sistemas más utilizados ya que el acero es uno de los elementos que mejor resiste el agresivo ambiente minero, especialmente los relacionados a temperatura, humedad, gases y agua. Además, el acero tiene dos características de gran relevancia en la minería subterránea: es un elemento incombustible y reutilizable.

2.3.2 Fortificación Con Pernos

Principalmente la fortificación con pernos se basa en oponerse a la deformación del macizo rocoso, ayudando al macizo rocoso a autosoportarse. El perno pasa a formar parte del mismo entorno, reforzando la resistencia de la roca.

Los tipos de pernos más comunes ó más usados en el sostenimiento de terrenos son: pernos con anclajes expansivos, estabilizadores de fricción, pernos cementados con resina o cemento y los cables de acero ó también llamados pernos cables. En la selección de los elementos para sostenimiento es muy importante tener un conocimiento de las funciones y las resistencias de cada elemento.

También toma en cuenta la altura de las labores, el tipo de roca y su clasificación, el tipo de maquinaria disponible, el tiempo de vida útil de la labor, etc.

Sus ventajas son:

- Versatilidad, puede ser usado bajo cualquier geometría de la galería.
- Relativamente económico.

- La instalación puede ser manual ó mecanizada.
- Simple de transportar e instalar.
- Insensible a los efectos de proyección de tronaduras.

2.3.2.2 Pernos Anclados Mecánicamente

Un perno para roca con anclaje de expansión controla el movimiento o el desplazamiento de la masa rocosa induciendo la presión de la tensión de la barra entre el anclaje y la platina de apoyo. Este tipo de soporte produce una tensión de aproximadamente 3.5 toneladas y tiene una resistencia en tracción máxima de 12,5 toneladas.

Ventajas:

- Relativamente Barato.
- Soporte inmediato.
- Se puede tensar (roca resistente)

Desventajas:

- Uso limitado a macizos competentes.
- Debe ser monitoreado para tensar correctamente.
- Su capacidad de soporte es afectada por vibraciones de tronadura.
- Sólo uso temporal.

2.3.2.2 Pernos De Acero Lechados

Son los pernos más utilizados en minería subterránea, fabricados en barra construcción (fierro corrugado), el tipo helicoidal y Cables de Acero instalado en una lechada de resina o cemento resiste el movimiento del terreno debido a los puntos de contacto del enclavamiento mecánico del perno. La unión resina o lechada con la roca depende de las irregularidades encontradas dentro de la perforación y de la estructura de la roca.

Ventajas:

- Competente y durable.
- Gran capacidad de soporte en macizos competentes.

Desventajas:

- Requiere tiempo de curado para alcanzar su máxima resistencia.
- La calidad de la lechada y el proceso de lechado es difícil de controlar y mantener.
- No se pueden usar en zonas con aporte de agua.
- Se pueden tensar sólo siguiendo un procedimiento especial.

2.3.2.3 Pernos De Aceros Lechados Con Resina

Ventajas:

- Competente y durable.
- Gran capacidad de soporte en macizos competentes.
- Capacidad de soporte rápida.
- Si se usa un compuesto de fragüe rápido en el fondo, se pueden tensar.

Desventajas:

- El diámetro de la perforación es crucial.
- La calidad de la resina puede ser afectada por el ambiente de la mina.
- El manejo de la resina puede ser desordenado y peligroso, además de generar desperdicios.
- La resina tiene una vida limitada.
- Relativamente más cara.

2.3.2.4 Pernos De Fricción “Split Set”

La fricción ejercida por los costados del perno lo mantiene en su lugar creando fuerzas que se extienden radialmente. Este proceso provee la fuerza de fricción que actúa previniendo el movimiento o separación del terreno.

Se alcanzan valores de anclaje de 1 á 1.5 toneladas por cada 30,5 cm con éstos elementos, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca. Los estabilizadores se utilizan generalmente en roca severamente agrietada o fracturada sujeta a condiciones de baja tensión.

Ventajas:

- Instalación simple.
- Capacidad de soporte inmediata.
- No necesita más que un jackleg o jumbo.
- Fácil instalación de malla.

Desventajas:

- Relativamente caro.
- El diámetro del tiro es crucial en la prevención de la falla del sistema.
- La instalación exitosa de pernos largos es difícil de lograr.
- Sólo soporte temporal (tratamiento).
- Corrosión.

2.3.2.5 Pernos Cables

La fortificación con cable se realiza principalmente donde existen bloques de gran magnitud, los cuales tanto por peso propio, tamaño y longitud del soporte a instalar, no pueden ser contenidos por los pernos helicoidales, fibras o Split set.

Dependiendo de la solicitación a que será sometido el cable, eventualmente pueden considerarse diseños de cables dobles o triples.

Ventajas:

- Competente y durable.
- Gran capacidad de soporte en macizos competentes
- Relativamente barato.
- Se puede cablear a cualquier largo.

Desventajas:

- Requiere tiempo de curado para alcanzar su máxima resistencia.
- La calidad de la lechada y el proceso de lechado es difícil de controlar y mantener.
- No se pueden usar en zonas con aporte de agua.
- Se pueden tensar sólo siguiendo un procedimiento especial.

Existen en la literatura para inyectar la lechada a los pernos cables dos alternativas:

- Utilizando manguera de retorno al fondo.
- Manguera de inyección y sale por el tiro

2.3.2.6 Perno Swellex

Desde su introducción hace 25 años, el sistema de anclaje Swellex ha obtenido un amplio reconocimiento en la industria minera y de tunelería.

Swellex es un perno de anclaje hecho de un tubo soldado doblado sobre sí y sellado en un extremo. Se expande utilizando un flujo de agua de alta presión entregado por una bomba especial. El perno se expande al interior de un tiro, y el proceso de instalación es fácil y muy similar al de otros pernos de anclaje. Esto hace de Swellex algo accesible para todos los operadores.

Ya que requisitos de seguridad en minas y en túneles son más severos, el soporte confiable y versátil disponible con los pernos de anclaje Swellex los han transformado en la mejor opción para la mayoría de las soluciones de problemas y para el uso diario.

El perno de anclaje Swellex está sellado en un extremo; el otro extremo está equipado con una boquilla especial usada para inflación. La expansión del perno, al interior del tiro, crea un roce y un ancla interlocking, lo que entrega soporte a toda la columna y soporte a toda la longitud del tiro.

Debido a este mecanismo de anclaje, el perno Swellex se puede adaptar a una amplia variedad de rocas y entrega una capacidad de anclaje buena a excelente. El perfil del acero puede adaptar movimientos de despojamiento sin falla.

La simplicidad del sistema puede explicar su rendimiento. El operador simplemente perfora un hoyo en la roca, inserta el perno y lo infla a una presión predeterminada utilizando un sistema de inflación especialmente diseñado. La bomba se detiene cuando alcanza la presión de inflación recomendada que garantiza la calidad de la instalación. Los pernos de anclaje Swellex pueden fácilmente ser puestos a prueba en cualquier momento para controlar el rendimiento.

2.3.2.7 Accesorios De Fortificación “Planchuelas”

Estos elementos están diseñados principalmente para cumplir tres funciones:

- Proveer un confinamiento de la superficie fracturada y por lo tanto un soporte de la zona entre pernos manteniendo la integridad del macizo rocoso.
- Diseñadas para distribuir la carga en la cabeza del perno, de manera uniforme en la roca adyacente.
- Mantienen la elasticidad y la dirección de la carga.

2.3.3 Mallas

La armadura sirve para absorber las solicitaciones por contracción, aumentar la resistencia a la tracción / cizallamiento y para repartir las cargas concentradas.

Esta alternativa de fortificación es recomendable cuando se quiere garantizar obras subterráneas sometidas a los esfuerzos mencionados anteriormente. La abertura o luz de la malla no debe ser inferior a 5 centímetros, siendo la más utilizada la de 10.

La malla es fabricada en alambre galvanizado se emplean en la fortificación de túneles mineros y en la contención de terrenos y taludes.

Los rollos de fabrican en el largo y ancho especificado por el cliente, siendo el rollo más común es el de 25 x 2.50 para la malla 100-06 y de 25 x 2.00 para el resto.

2.3.3.1 Malla Trenzada

Flexible y resistente. Se recomienda instalarla en tramos de 1.0 –1.5 m. Con un patrón de pernos de 1.5-2.0 m la malla soporta 2.5 t x m2. Su uso con shotcrete es inapropiado, debido al considerable rebote.

2.3.3.2 Malla Electrosoldada:

Es mucho más rígida que la malla trenzada, lo cual hace que sea difícil acomodarla a las irregularidades de la roca, pero crea un mayor confinamiento de la zona entre pernos. La principal ventaja es la posibilidad de colocar shotcrete en una etapa posterior.

2.3.4 Shotcrete

En este punto se verán los conceptos generales del uso del shotcrete como elemento fortificador de labores subterráneas. El shotcrete puede ser usado de las siguientes maneras:

- Primario: Shotcrete utilizado como elemento de sostenimiento primario, siendo este el encargado principal de mantener la estabilidad de la excavación.
- Complementario: Shotcrete utilizado como complemento de un sistema de fortificación primario (Shotcrete como sistema de fortificación secundario o sostenimiento secundario).

- Reparador: Shotcrete utilizado para la reparación de un sistema de fortificación previamente instalado que presenta deterioro o fallas, o que requiera de un aumento en sus niveles de fortificación.

El shotcrete proyectado es una excelente herramienta de soporte primario, secundario de estabilización de desarrollos de túneles por periodos de tiempo relativamente cortos. En la minería subterránea dinámica y moderna se hace necesario el uso del shotcrete por lo que se ha ido complementando con los métodos tradicionales de fortificación y en algunos casos reemplazándolos, obviamente dependiendo de las condiciones geomecánicas de las labores subterráneas.

Con el desarrollo de nuevas tecnologías de aditivos se ha logrado mejorar la calidad de las mezclas de shotcrete, a la vez acelerar los ciclos productivos en el desarrollo de túneles y explotación minera subterránea, mejorando considerablemente los rendimientos de los avances.

2.3.4.1 Función Del Shotcrete

Principalmente la fortificación con shotcrete con o sin fibra tiene dos grandes aplicaciones o efectos, los cuales son:

Sellar las superficies de la roca, rellenando las juntas y/u grietas existentes en la roca, evitando la caída de bloques pequeños y la alteración de la roca, de esta manera las labores subterráneas puedan mantener su capacidad de estabilidad por un período de tiempo más largo.

Generar un anillo en el túnel o desarrollo subterráneo, que genera una resistencia que trabaja en forma similar a la de un marco, la que soporta las cargas de la roca al deformarse. También este anillo es capaz de resistir la carga puntual ejercida por pequeñas cuñas o bloques que quedan descansando sobre la capa de shotcrete.

2.3.4.2 Consideraciones Generales Del Shotcrete

Para una óptima aplicación de la fortificación con shotcrete se necesita considerar algunos factores importantes tales como: el diseño de la mezcla (cemento, agua, áridos), el espesor usado en la fortificación, el tiempo de fraguado ó aplicación de la mezcla, el tipo de fibra utilizado, la presión de aire comprimido para una correcta compactación en las paredes de la excavación, el tipo de aditivo acelerador utilizado y por supuesto la experiencia del operador al aplicar la mezcla.

2.3.4.3 Materiales De Elaboración De La Mezcla

El shotcrete es básicamente una mezcla de tres materiales: cemento, agua y áridos.

- Cemento de Alta Resistencia: Este cemento actúa como aglutinante en la mezcla del shotcrete y tiene la función de fijar las partículas de agregado a la matriz. El cemento también es el lubricante principal del shotcrete, tiene un fraguado hidráulico o sea un fraguado rápido comenzando a obtener resistencias a las pocas horas de su mezcla y por lo tanto es parcialmente responsable de las propiedades mecánicas del shotcrete endurecido.

La función principal del cemento es de fraguar extremadamente rápido, alcanzando resistencias tempranas de 120 kgf/cm2 a las 24 horas de su aplicación y permitiendo ingresar a la preparación de frentes de trabajo a los pocos minutos de terminada la fortificación.

- Áridos: los agregados de arena y grava constituyen el esqueleto de la matriz del shotcrete proyectado, siendo aproximadamente el 75% del volumen de la mezcla de shotcrete, arena y grava.

La composición geológica del agregado tiene una fuerte influencia en la manejabilidad y en otras propiedades del shotcrete endurecido tales como su resistencia.

Los agregados tienen diferentes funciones: La homogenización de la mezcla del shotcrete proyectado, determinación del consumo de agua, llenante de menor costo en la matriz, consecución de propiedades mecánicas de la mezcla (resistencia a la tensión, flexión y resistencia a la compresión), la trabajabilidad de la mezcla (forma de partículas y finos), un incremento en la durabilidad requerida (porosidad y dureza), es por estas razones que al agregado debe dársele la más alta importancia, pero no siempre es el caso.

Por ejemplo, si el contenido de finos es ≤ 0.125 mm cambia en un mínimo porcentaje, una mezcla que se clasifica como muy manejable puede convertirse en una mezcla imposible de bombear, o si el contenido de componentes blandos en un agregado es demasiado alto baja su resistencia al congelamiento.

- Agua: el agua cumple con dos importantes funciones para crear las mezclas de shotcrete, primeramente reacciona químicamente con el cemento para producir la parte sólida de la pasta del cemento que es lo que le da resistencia al shotcrete y en segundo lugar le entrega la trabajabilidad de la mezcla, importante propiedad para formar una mezcla de shotcrete homogéneo y bien compactado, está agua proviene de dos fuentes: el agua añadida en el proceso de fabricación y la humedad presente en los áridos, ya que la consistencia (plasticidad) de la mezcla la regula principalmente el agua y los aditivos (como los reductores de agua).

El agua de mezclado no debe tener ningún componente que retarde o acelere la hidratación de la mezcla ya que estás pueden actuar sobre el cemento teniendo una aceleración no controlada, afectando su vida útil y su factor de seguridad.

2.3.4.4 Shotcrete Húmedo O Seco (Putzmaister, 2015)

2.3.4.4.1 Shotcrete Por Vía Húmeda:

El hormigón ya mezclado con agua se transporta por la tubería hasta la boquilla donde se mezcla con aire comprimido y acelerante para proyectarse sobre el sustrato.

Proyección con equipo robotizado por vía húmeda: Es el método más eficiente en proyectos con altos niveles de producción. Los equipos robotizados se utilizan sobre todo en aplicaciones subterráneas, para acotar los ciclos de trabajo y aumentar la seguridad del operador, controlando el brazo proyector en remoto fuera de la zona de peligro.

Proyección manual por vía húmeda: Se utiliza en espacios donde no cabe un equipo robotizado. Las bombas para la proyección por vía húmeda también están disponibles con sistema de dosificación de aditivos

2.3.4.4.2 Shotcrete Por Vía Seca:

La mezcla seca se transporta mediante aire comprimido hasta la boquilla, donde se mezcla con agua y acelerante para ser proyectado sobre el sustrato

Proyección con equipo robotizado por vía seca: Se suele utilizar cuando se requiere un rendimiento más alto en comparación con la proyección manual, pero las circunstancias logísticas no facilitan la aplicación de la vía húmeda. El suministro de material seco es más flexible, dado que permite un tiempo de almacenado casi ilimitado y puede ser transportado sobre largas distancias.

2.3.4.5 Técnicas De Fortificación De Túneles Usando Shotcrete

- Shotcrete con Fibra

Debido al excelente resultado que ha tenido la adición de fibra en la mezcla de las grandes obras del metro y minería subterránea de nuestro país, se han incorporado fibras estructurales al hormigón proyectado, reemplazando definitivamente a la malla apernada o electrosoldada. Actualmente, en distintas minas subterráneas es la técnica de fortificación más utilizada. La adición de la fibra sintética, como metálica mejora la resistencia flexural del shotcrete y aumenta la durabilidad, la dureza y reduce la formación de fisuras por retracción.

El comportamiento del hormigón proyectado frente a la absorción de energía mejora notablemente gracias a la ductilidad que le otorgan las fibras en dosis adecuadas, llegando a aumentar hasta en 5 veces la energía de rotura del hormigón respecto al shotcrete sin refuerzo.

Los estudios realizados pueden demostrar que el rendimiento de avance se puede incrementar hasta en un 40% debido al ahorro que se obtiene con la no instalación de malla de refuerzo, además de evitar la exposición a riesgos del personal que ejecuta la tarea.

2.3.4.6 Shotcrete reforzado con malla metálica

Esta solución ha sido implementada en la minería debido a la rapidez con la cual puede ser colocada la malla metálica y su capacidad de adecuarse a la forma del terreno.

La malla metálica normalmente utilizada en algunas minas subterráneas para reforzar el shotcrete es la malla 10006 tipo bizcocho. Por lo anterior, en adelante, cuando se use el término de malla metálica, se referirá a dicha malla.

Las observaciones hechas en terreno y laboratorio revelan que la resistencia que proporciona la malla posterior a la rotura del shotcrete lo realiza con una gran deformación. Esto induce un aumento de la extensión de la falla del shotcrete hasta estabilizarse mediante el anclaje que proporciona el shotcrete no dañado en todo su perímetro. Esto se traduce en un considerable aumento de resistencia respecto al sistema conformado únicamente por la malla bizcocho con igual apernado de anclaje y para deformaciones menores a 10cms en el punto central del panel.

Uno de los grandes problemas observados en el uso de la malla metálica como refuerzo del shotcrete está en el hecho de que, ante cargas considerables y la inminente propagación y unión de fisuras, se produce un desprendimiento del recubrimiento de la malla. Las dimensiones de este desprendimiento pueden comprometer la seguridad del personal que se encuentre en el túnel al momento

de estas roturas, ya que el recubrimiento corresponde a la mitad del espesor del shotcrete.

Si la malla se colocara sobre el shotcrete ya instalado, esta sería solicitada cuando el shotcrete falle, permitiendo una distribución de la carga en todo su manto, haciendo trabajar a mayor cantidad de material y absorbiendo más energía. Por otro lado, esta configuración serviría para contener la caída de planchones. Sin embargo, las condiciones de borde que implica el estar anclado por todo su contorno en el shotcrete entregan una condición más favorable que un anclaje único en las planchuelas, lo que podría mejorarse aumentando el área de contacto entre planchuela y malla. Por otro lado, se ha observado en terreno que, al ser impactadas por el flujo de shotcrete, el uso de mallas tipo bizcocho puede dejar grandes espacios vacíos que quedan detrás de ella producto de una mayor vibración y deformabilidad al momento del impacto.

2.3.4.7 Métodos Clásicos De Diseño De Shotcrete En Minería Subterránea

Los parámetros o consideraciones a tener en cuenta para diseñar un revestimiento de shotcrete en una labor subterránea incluyen: espesor, resistencia tanto temprana como final, tipo de fibra, tiempos de aplicación y el uso de otros elementos combinados de soporte con este.

Existen diversos métodos de diseño o de selección de shotcrete para roca o soporte de túneles y taludes de roca, basados en gran parte en reglas empíricas. El diseño empírico se ha desarrollado sobre la actual experiencia en túneles. También existe una amplia gama de métodos analíticos, disponibles mediante programas basados en métodos numéricos, que permiten estructurar y diseñar óptimamente un revestimiento de shotcrete. Estos programas han ido mejorando su aplicabilidad en la medida que logran incorporar modelos constitutivos más realistas, modelos tridimensionales y modelos que incorporen las secuencias constructivas de excavación y soporte.

2.3.5 Criterios Guía De Diseño De Fortificación

Metodología de Diseño aplicadas para determinar el Sistema de Fortificación.

a. Juicio del experto:
b. Semi - empíricas: Basadas en aspectos geométricos de la labor, en el comportamiento del macizo rocoso, geología y estructura de la zona, y distribución de esfuerzos. Ejemplo: ábaco de Barton.
c. Analíticas: Basada en la implementación computacional de aspectos geométricos de la labor, geometría y propiedades de resistencia del macizo rocoso. Ejemplo: Unwedge.
d. Numéricas: Basada en la implementación computacional de aspectos geométricos de la labor, geometría, propiedades de resistencia del macizo rocoso y distribución de esfuerzos.

2.3.6 Método Semi – Empírico "Abaco De Barton"

Clasificación Geotécnica De Macizo Rocoso

El índice Q de calidad de roca (Tunnelling Quality Index), desarrollado por Barton et al, en 1974 con modificaciones menores en 1993. El método de clasificación de rocas de Barton se desarrolló para estimar la fortificación de túneles en función del índice Q de calidad geotécnica, definido por:

$$Q = (RQD/Jn)\ x\ (Jr/Ja)\ x\ (Jw/SRF)$$

Donde:

R.Q.D: Índice de calidad de la roca.

Jn: Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación.

Jr: Índice de que contempla la rugosidad, relleno y continuidad de las discontinuidades.

Ja: Índice de alteración de las discontinuidades.

Jw: Coeficiente reductor por la presencia de Agua.

SRF: (Stress reduction factor) Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso.

El primer coeficiente (R.Q.D/Jn) representa el tamaño de los Bloques. El segundo coeficiente (Jr/Ja) representa la resistencia al corte entre los bloques. El tercer y último coeficiente (Jw/SRF) representa el estado tensional del macizo rocoso.

2.3.6.1 RQD (Rock Quality Designation)

Es la designación de la calidad de la roca definida por Deere et al. (1967), que en sondaje corresponde a la suma de los largos de los trozos mayores de 10 cm por metro de perforación.

El cálculo del RQD del macizo rocoso en labores, se puede realizar mediante medidas ortogonales o estimado del número de discontinuidades por unidad de volumen Jv mediante la siguiente relación propuesto por Palmström (1974), para macizos rocosos libres de arcilla:

$$RQD = 115 - 3{,}3\, Jv\ (aprox.)$$

2.3.6.2 Jn

Es un coeficiente asociado al número de sets de estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Set Number), que puede variar de 0,5 (macizo masivo o con pocas estructuras) a 20 (roca totalmente disgregada o triturada). El coeficiente Jn se calcula según la forma que se indica en la tabla siguiente, teniendo presente en el caso de intersecciones de túneles el valor de Jn debe multiplicarse por 3 y en el caso de portales de túneles el valor Jn debe multiplicarse por 2.

Tabla 4 – Criterio De Selección Jn

Caso	Condición	Jn
A	Macizo rocoso masivos, sin o con muy pocas estructuras	0,5 a 1
B	Macizo rocoso con un único set de estructuras	2
C	Macizo rocoso con un set de estructuras más estructuras aleatorias	3
D	Macizo rocoso con dos sets de estructuras	4
E	Macizo rocoso con dos sets de estructuras más estructuras aleatorias	6
F	Macizo rocoso con tres sets de estructuras	9
G	Macizo rocoso con tres sets de estructuras más estructuras aleatorias	12
H	Macizo rocoso con cuatro o más sets de estructuras, con muchas estructuras aleatorias, con bloques cúbicos, etc.	15
J	Macizo rocoso totalmente desintegrado, similar a un suelo granular	20

Fuente: Barton, 2000

2.3.6.3 Jr

Es un coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Roughness Number), que puede variar de 0,5 (estructuras planas y pulidas) a 5 (estructuras poco persistentes espaciadas a más de 3 m). Se calcula en función de la rugosidad de las estructuras más débiles. El valor de Jr debe calcularse como se indica en la tabla siguiente:

Tabla 5 – Criterio De Selección Jr

Caso	Condición	Jr
a) Hay contacto entre las paredes de las estructuras *b) Desplazamiento de corte, menores de 10 cm producen contacto entre las paredes de la estructura*		
A	Estructuras discontinuas o que presentan puentes de roca	4
B	Estructuras onduladas y rugosas (o irregulares)	3
C	Estructuras onduladas y lisas	2
D	Estructuras onduladas y pulidas	1,5
E	Estructuras planas y rugosas	1,5
F	Estructuras planas y lisas	1
G	Estructuras planas y pulidas	0,5
c) Los desplazamientos de corte, no producen contacto entre las paredes de las estructuras		
H	Estructuras con rellenos arcillosos de espesor suficiente como para impedir el contacto entre cajas de las estructuras	1
J	Estructuras con rellenos de roca molida y/o materiales granulares de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas y las estructuras	1

Fuente: Barton, 2000

2.3.6.4 Ja

Es un coeficiente asociado a la condición o grado de alteración de las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Alteration Number), que puede variar de 0,75 (vetillas selladas en roca dura con rellenos resistentes y no degradables) a 20 (estructuras con rellenos potentes de arcilla). Se calcula en función de la alteración de las estructuras más débiles, es decir de las que están más

favorablemente orientadas al deslizamiento. El valor de Ja se calcula de acuerdo con la tabla siguiente:

Tabla 6 – Criterio De Selección Ja

Caso	Condición	Ja
Contacto entre paredes		
A	Estructuras bien trabadas y selladas con rellenos duros	0,75
B	Paredes inalteradas, solo con pátinas locales	1
C	Ligera alteración, sin arcilla	2
D	Estructura con poco contenido de arcillas	3
E	Rellenos arcillosos o similares	4
Contacto antes de desplazamiento de 10 cm		
F	Salbanda no arcillosa	4
Contacto antes de 10 cm o sin contacto entre paredes		
H	Relleno arcilloso duro	6
I	Fallas con rellenos arcillosos blandos	8
J	Fallas con rellenos arcillosos expansivos	8-12
Sin contactos entre paredes		
L	Fallas con relleno duro de arcillas limosas o arenosas	5
M	Fallas gruesas con relleno arcilloso duro	10
N	Fallas gruesas con relleno arcilloso blando	13
O	Fallas gruesas con relleno arcilloso expansivo	13-20

Fuente: Barton, 2000

2.3.6.5 Jw

Es un coeficiente asociado a la condición de agua en las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Water Reduction Factor), que puede variar de 0,05 (flujo notorio de agua, permanente o que no decae en el tiempo) a 1 (estructuras secas o con flujos mínimos de agua). El valor de JW se calcula de acuerdo con la tabla siguiente.

Tabla 7 – Criterio De Selección Jw

Caso	Condición	Pw (Mpa)	Jw
A	Túneles secos o con infiltraciones menores (e.g. 5 lt/min localmente o solo en algunos sectores)	< 0,1	1
B	Infiltración y presiones moderadas, que ocasionalmente causan el lavado del relleno de las estructuras	0,1 a 0,25	0,66
C	Infiltraciones y presiones importantes en roca competente con estructuras sin relleno.	0,25 a 1,0	0,5
D	Infiltración y presiones importantes que causan lavado de los rellenos de las estructuras.	0,25 a 1,0	0,33
E	Infiltraciones muy importantes o agua a presión gatillada por la tronadura pero que decae en el tiempo.	>10	0,1 a 0,2
F	Infiltración excepcionalmente altas o agua a presión continúan sin decaer en el tiempo	25° - 30°	4

Fuente: Barton, 2000

2.3.6.6 SRF

Es un coeficiente asociado al efecto de las condiciones de esfuerzo en el macizo rocoso (Stress Reduction Factor), que puede variar de 0,05 (concentraciones importantes de esfuerzos en roca competente) a 20 (condiciones favorables a la ocurrencia de estallidos de roca). El factor SRF se calcula de la forma que se indica a continuación.

Tabla 8 – Criterio De Selección SFR

Caso	Roca competente con problemas de esfuerzos	SFR
A	Esfuerzos bajos cerca de la superficie (h<50m)	2,5
B	Esfuerzos medianos (h=50 a 500m)	1
C	Altos esfuerzos, gran cobertura (h>500m)	0,5 – 2
D	Desprendimientos moderados de roca	5 – 50
E	Fuertes desprendimientos de roca	50 – 200
Terreno fluyente ("aqueezing")		
F	Con moderadas presiones	5 – 10
G	Con altas presiones	10 – 20

Fuente: Barton, 2000

Los distintos valores del parámetro Q, se pueden agrupar en los rangos que muestra en la siguiente tabla.

Tabla 9 – Valoración Según Q De Barton

Q	Valoración
0,001 – 0,01	Excepcionalmente Mala
0,01 – 0,1	Extremadamente Mala
0,1 – 1	Muy Mala
1 – 4	Mala
04 – 10	Media
10 – 40	Buena
40 – 100	Muy Buena
100 – 400	Extremadamente Buena
400 – 1000	Excepcionalmente Buena

Fuente: Barton, 2000

2.3.7 Determinación De La Fortificación

Para relacionar el valor del Índice Q con la fortificación requerida para asegurar la estabilidad de un desarrollo subterráneo, Barton et al. (1974) definieron un parámetro adicional que llamaron Dimensión Equivalente de la Excavación De.

Este se obtiene como:

$$De = \frac{Diámetro\ o\ Alto\ (m)}{ESR}$$

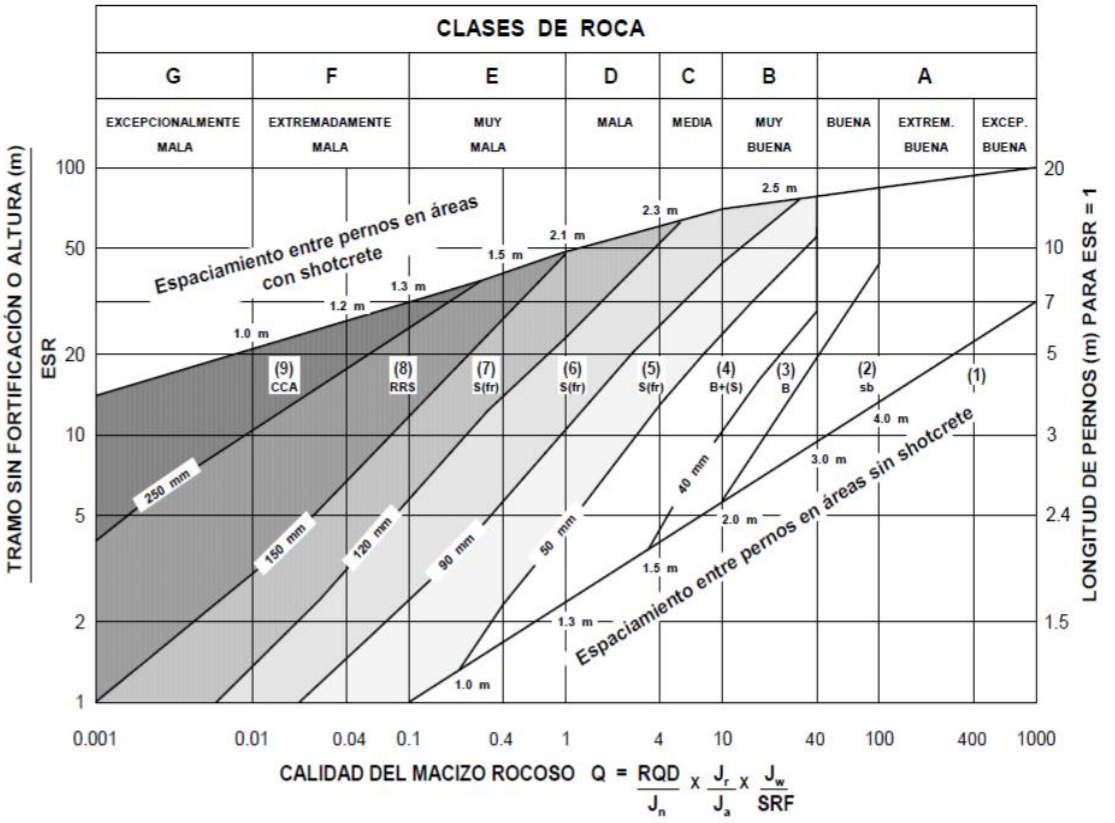
Donde, ESR corresponde a la Razón de soporte (Excavation Support Ratio), cuyo valor relaciona el uso de la excavación y el nivel de seguridad requerido al sistema de soporte para mantener la estabilidad de la excavación. En la Tabla siguiente se muestran los valores recomendados para ESR actualizados por Grimstad & Barton (1993).

Tabla 10 – Valores De ESR

Caso	Tipo de desarrollo subterráneo	ESR
A	Labores mineras temporales	2 – 5
B	Labores mineras permanentes, túneles para la conducción de agua (excluyendo túneles de presión), túneles piloto, cruzados y cabeceras de grandes excavaciones	1,6 – 2
C	Cavernas de almacenaje, plantas de tratamiento de agua, autopistas, ferrovías menores, túneles de acceso	1,2 – 1,3
D	Centrales eléctricas, autopistas y ferrovías mayores, recintos de defensa civil, portales, intersecciones	0,9 – 1,1
E	Centrales nucleares, estaciones ferroviarias, recintos públicos y deportivos, fábricas y túneles principales con cañerías de combustible	0,5 – 0,8

Fuente: Barton, 2000

Fig. 9 – Categorías De Soporte Basadas En El Índice De Calidad Tunelera Q



CATEGORÍAS DE FORTIFICACIÓN

1. Sin Fortificación
2. Pernos Puntuales, sb
3. Pernos Sistemáticos, B
4. Pernos Sistemáticos con Shotcrete, 40 - 100 mm, B+S
5. Shotcrete con Fibras, 50 - 90 mm y Pernos, S(fr) + B
6. Shotcrete con Fibras, 90 - 120 mm y Pernos, S(fr) + B
7. Shotcrete con Fibras, 120 150 120 mm y Pernos, S(fr) + B
8. Shotcrete con Fibras, > 150 mm con Pernos y Marcos Reforzados con Shotcrete, S(fr) + RRS + B
9. Revestimiento de Hormigón, CCA

Fuente: Barton, 2000

Barton entrega además información adicional referida a recomendaciones de largo de pernos, máximo extensión del tramo sin fortificar y la presión de soporte al techo.

2.3.8 Largo De Perno Mínimo

Corresponde al largo mínimo del perno para que pase la zona elástica con probabilidad de derrumbe a la zona plástica, con roca competente. Este cálculo se realiza, en relación con el largo y ancho de la labor.

El largo de los pernos puede ser estimado por la relación siguiente:

Techo:

$$L = \frac{2 + 0{,}15B}{ESR}$$

Paredes:

$$L = \frac{2 + 0{,}15H}{ESR}$$

B= ancho excavación.

H= altura excavación.

Donde L es el largo de los pernos.

2.3.9 Máxima Extensión Sin Fortificar.

La máxima extensión recomendada del tramo sin fortificar antes del próximo disparo está dada por:

Tramo máximo sin soporte:

$$S_s = 2\, ESR\, Q^{0,4}$$

2.4 Carguío Y Transporte (Ortiz, 2008)

El carguío y transporte constituyen operaciones principales y fundamentales para el funcionamiento de una faena minera. Estos son responsables del movimiento del mineral o estéril que ha sido fragmentado en EL proceso de tronadura.

2.4.1 Carguío

Consiste en la carga de material mineralizado de alta o baja ley, estéril o en algunos casos de directa comercialización, para conducirlo a los posibles destinos, ya sea el chancado, stock de mineral, botaderos u otros destinos.

La operación de carguío involucra el desarrollo de una serie de funciones que aseguran que el proceso se lleve a cabo con normalidad y eficiencia.

Funciones que aseguran un proceso óptimo y normal:

- Planificación De La Mina

Esta etapa del proceso de la explotación minera se ocupa de definir los sectores de carga, las direcciones de carguío y el destino de los materiales de acuerdo con leyes de clasificación y tonelajes definidas previamente.

- Operación De La Mina

La operación es la función que se responsabiliza del manejo y organización de los equipos de carga en la mina, así como de supervisar el entorno, especialmente en lo referido a frentes de carga, posición de equipos de carguío y nivel de pisos.

- Jefe De Operaciones:

La operación minera está a cargo de un jefe de operaciones, quien asigna los equipos y operadores en los turnos respectivos. En faenas a gran escala es apoyado por un sistema de despacho (dispatch), que controla de una forma global la producción, complementado por un proceso de optimización continua.

- Operador Del Equipo De Carguío:

Es la persona que está directamente a cargo de la operación de carga de su equipo. Además, es responsable de definir la posición de los camiones para la carga y de evitar que la carga caiga en forma brusca sobre la tolva del camión, lo que puede dañar el equipo de transporte y/o al operador de éste.

- Topografía

Mediante esta función se definen las diferentes zonas de trabajo, en cuanto a control del nivel de pisos y frentes de carguío. Asimismo, el equipo de topografía es responsable de marcar y/o validar las zonas mineralizadas para su posterior destino, tanto por medio de conexión radial como por envío de datos hacia los sistemas de despacho (dispatch).

- Equipos Auxiliares

Los equipos auxiliares se encargan de mantener en buen estado las zonas de carguío y transporte, especialmente el nivel de pisos, de acuerdo con instrucciones del Jefe de operaciones y/o el operador del equipo de carguío. Por lo tanto, la interacción con estos responsables es permanente, no sólo para la correcta operación de carguío, sino también para vigilar y evaluar la presencia de elementos del entorno.

2.4.2 Transporte

El transporte consiste en el traslado de material mineralizado y/o estéril desde la frente hacia los posibles destinos, ya sea el chancado, stock de mineral, botaderos de estéril o comercialización.

Las funciones involucradas en el proceso de transporte son las siguientes:

- Planificación De La Mina

Está a cargo de la definición de las rutas de transporte y del destino de los materiales de acuerdo con leyes de clasificación y tonelajes definidas previamente.

- Operación De La Mina

Responsable de los equipos de transporte en la mina, así como de supervisar el entorno relacionado con la operación, ya sea en el sector de carga, en la ruta y/o en las zonas de descarga.

- Un Jefe De Operaciones

Quien asigna equipos y operadores en los turnos respectivos. En faenas a gran escala es apoyado por un sistema de despacho (dispatch)

- Operador Del Equipo De Transporte:

Quien está directamente a cargo de la operación de transporte y de su equipo, el cual debe revisar siempre antes y después de la jornada de trabajo (turno).

- Topografía

En particular para la operación de transporte, esta función se encarga de las áreas de trabajo en cuanto al control del nivel de pisos en toda la ruta de los camiones.

- Equipos Auxiliares

Esta sección está a cargo de mantener en buen estado las zonas de carguío y transporte, especialmente el nivel de pisos, de acuerdo con las instrucciones del Jefe de operaciones y/o el operador del equipo de transporte.

2.4.3 Proceso De Selección De Equipos

2.4.3.1 Determinar La Producción Requerida

Se debe definir la cantidad total de mineral a producir tomando en cuenta todos los factores internos y externos del proyecto (proyecciones de ventas, contratos, cantidad de reservas disponible y otras operaciones de la compañía). Estos requerimientos se establecen, generalmente, para periodos de un año. La producción total anual debe entonces convertirse en tasas de producción diaria u horaria para cada operación. La tasa de producción de ciertas operaciones

unitarias se verá afectada por variables como el porcentaje de recuperación, ley del mineral y razón de sobrecarga.

2.4.3.2 Determinar Alcance O Recorridos De Transporte

Equipos de base fija cargan en un punto y luego rotan en torno a su centro para descargar en otro punto. La máxima distancia horizontal sobre la cual un equipo puede cargar o botar el material se define como su alcance. La geometría del depósito a excavar es el factor primario para determinar el alcance requerido por el equipo.

Los recorridos de transporte se refieren a las distancias y pendientes que deben recorrer equipos móviles. Tanto para las unidades de transporte como para aquellas que combinan el carguío con el transporte, hay cierta distancia que debe ser recorrida para llegar al punto de descarga. Sin embargo, esta distancia no es necesariamente una línea recta

2.4.3.3 Calcular Tiempo De Ciclo

El tiempo de ciclo para una operación unitaria puede dividirse en dos componentes principales. La primera componente la constituyen todas aquellas operaciones que tienen una duración relativamente constante de una aplicación a la próxima. EL tiempo necesario para realizar cada una de estas funciones pueden obtenerse generalmente de la documentación del fabricante del equipo. La componente variable del ciclo está asociada con el tiempo de viaje para equipos móviles y con el tiempo de giro en el caso de equipos de base fija.

2.4.3.4 Calcular Capacidad

La relación general entre tasa de producción, duración del ciclo y capacidad es bastante simple y puede establecerse como:

$$Tasa\ de\ producción = capacidad * (N°\ de\ ciclos/unidad\ de\ tiempo)$$

Es importante recordar que los equipos están diseñados para manejar un cierto peso, por lo que en los cálculos finales se debe considerar la densidad del material, así como su esponjamiento, para asegurarse de que tiene la capacidad de manejar el material requerido.

2.4.3.5 Iterar Para Mejorar La Productividad

El tipo de maquinaria considerado en el punto 3 puede no ser el adecuado y tras el cálculo de la capacidad requerida, puede ser necesario utilizar un tipo de maquinaria diferente. Al seleccionar un tipo diferente de equipos, los tiempos de ciclo deben ser reestimados, así como las capacidades y factores de eficiencia. El cálculo de la capacidad debe ser refinada nuevamente para determinar si el equipamiento propuesto puede satisfacerla. Varias iteraciones pueden ser necesarias antes de encontrar una solución satisfactoria. Sin embargo, puede haber más de una solución al problema de carguío y transporte.

2.4.3.6 Calcular El Tamaño De La Flota De Equipos

Se puede disponer de una flota de equipos que deben realizar las labores (ya sea porque una unidad de carguío y una de transporte pueden no satisfacerlos requerimientos de producción, o bien, porque no se quiere tener toda la producción dependiente de un solo equipo).

2.4.3.7 Iterar Para Reducir Costos De Capital Y De Operación

La fase técnica del proceso de selección identificará cierto número de sistemas alternativos de carguío y transporte. Una comparación de costos debe realizarse, que considere el costo de capital, costo de operación y la vida de los equipos en años. Adicionalmente al análisis económico tradicional de ingeniería, se pueden realizar simulaciones de los distintos sistemas de carguío y transporte, lo que permiten verificar algunas de las hipótesis que se asumieron para su selección.

2.5 Ventilación (Sernageomin, 2015)

La Ventilación de Minas, tiene por misión principalísima el suministro de aire fresco con el objeto de lograr condiciones ambientales y termo-ambientales adecuadas para todo el personal que labore en faenas mineras subterráneas, como también para atender la operación de diversos equipos e instalaciones subterráneas.

La ventilación en minas subterráneas debe cumplir con los siguientes objetivos:

- Suministrar el oxígeno para la respiración de las personas.
- Proporcionar el volumen de aire para los equipos Diesel e instalaciones subterráneas.
- Evitar la formación de mezclas explosivas.
- Diluir y extraer los gases tóxicos y polvo en suspensión.
- Reducir la temperatura.

2.5.1 Ventilación Principal

Toda mina subterránea deberá disponer de circuitos de ventilación, natural o forzado, para mantener el suministro permanente de aire fresco y retorno de aire viciado.

El caudal de aire que circule por la mina dependerá del número de trabajadores, la extensión y sección de las labores, el tipo de maquinarias de combustión interna y las emanaciones de gases naturales de la mina.

2.5.2 Ventilación Auxiliar

Como ventilación auxiliar se define aquellos sistemas que haciendo uso de ductos y ventiladores auxiliares, ventilan áreas restringidas de las minas subterráneas.

El objetivo de la ventilación es mantener las galerías en desarrollo y frentes de explotación, con un ambiente adecuado para el buen desempeño de hombres y

máquinas, es decir, con un nivel de contaminación ambiental bajo las concentraciones máximas permitidas

Los frentes de explotación o desarrollo que se encuentren distante de la corriente y la aireación de dicho sitio se haga lenta, deben emplearse ductos u otros medios auxiliares adecuados a fin que se produzca la renovación continua del aire.

2.5.3 Sistemas De Ventilación Auxiliar

Sistema Impelente: El aire es impulsado dentro del ducto y sale por la galería en desarrollo ya viciado. Para galerías horizontales de poca longitud y sección - menores a 400 metros y de 3 x 3 metros de sección - lo conveniente es usar un sistema impelente de mediana o baja capacidad, dependiendo del equipo a utilizar en el desarrollo y de la localización de la alimentación y evacuación de aire del circuito general de ventilación de la zona.

Sistema Aspirante: El aire fresco ingresa a la frente por la galería y el contaminado se extrae por la ductería. Para ventilar desarrollos de túneles desde la superficie se prefiere el sistema aspirante, aun cuando se requieren elementos auxiliares para remover el aire de la zona muerta, comprendida entre la frente y el extremo de la ductería de aspiración.

Sistema Combinado: Es aspirante e impelente. Emplea dos tendidos de ductería, uno para extraer aire y otro para impulsar aire limpio a la frente en avance. Este método reúne las ventajas de los dos tipos básicos, ya que mantiene la galería y la frente en desarrollo con una renovación constante de aire limpio y alcanza la velocidad de la extracción de los gases de disparos, con la desventaja de su más alto costo de instalación y mantención. Para galerías de mayor sección (más de 12 m2), y con una longitud sobre los 400 metros, el uso de un sistema aspirante o combinado es más recomendable para mantener las galerías limpias y con buena visibilidad para el tráfico de vehículos, sobre todo si son equipos Diesel.

2.5.4 Consideraciones Técnicas Para La Ventilación De Minas Subterráneas

- En todos los lugares de la mina donde accede personal, el ambiente deberá ventilarse por medio de una corriente de aire fresco, de no menos de 3 m^3/min y por persona en cualquier sitio de la mina, y la velocidad promedio no podrá ser mayor de 150 (m/min), ni inferior a 15 (m/min)
- En toda mina subterránea se deberá disponer de circuitos de ventilación natural o forzado al objeto de mantener un suministro permanente de aire fresco y retorno del aire viciado.
- En las minas se deberá realizar semestralmente un aforo de ventilación en las entradas y salidas principales de la mina, y anualmente un control general de toda la mina. Los resultados obtenidos a estos aforos deberán registrarse y mantenerse disponible para el Servicio.
- En las minas donde en el desarrollo de las galerías se use ventilación auxiliar, el extremo de la manga de ventilación no deberá estar a más de treinta metros de la frente.
- En caso de ser necesario ventilar galerías y/o chimeneas con aire comprimido se deberá adicionar a esto sopladores tipo venturi.
- No se permitirá la ejecución de trabajos en el interior de las minas subterráneas cuya concentración de oxígeno en el aire, en cuanto a peso, sea inferior a 19,5 %.
- Los ventiladores principales de la mina se instalarán en lugares a prueba de fuego.
- En caso de paralización imprevista de los ventiladores principales, el personal deberá ser evacuado de los frentes, hacia lugares ventilados, o a la superficie si es necesario, según las condiciones ambientales existentes.

2.5.5 Medición De La Velocidad Del Aire (Villarroel, 2018)

La medición de la velocidad de aire nace directamente del caudal (m^3/s) se hace mediante la ecuación de continuidad $Q = V * A$, determinando la velocidad y el área en el terreno.

2.5.5.1 Caída De Presión

El flujo de aire se origina porque existe una diferencia de presión entre dos puntos del sistema, para poder lograr esta diferencia es necesario agregar energía al sistema.

Esta energía es necesaria para superar las resistencias que las labores mineras le ponen al paso de una cantidad determinada de aire.

Estas resistencias originan entonces una caída o pérdida de presión que llamaremos “H” y está dada en mm. de columna de agua o Kg/m^2

Las pérdidas de presión están formadas por dos componentes:

- Pérdidas por fricción (Hf)
- Pérdidas por choque (Hx)

$$H = Hf + Hx$$

Las pérdidas por fricción representan las pérdidas de presión en el flujo lineal, a lo largo del ducto y es producida por el rozamiento del aire contra las paredes del ducto.

Las pérdidas por choque son de origen local producidas por diferentes accidentes como lo son: cambiar el área, bifurcaciones o uniones, obstrucciones, cambios de dirección, etc.

2.5.5.2 Ley De Resistencia

Entre los cursos de hidrodinámica, se demuestra que la diferencia de presión entre dos áreas de un ducto está dada por la ecuación de atkinson:

$$Hf = \frac{\alpha * Lf * P * V^2}{A} \; ; (mm\ de\ c.a.o\ Kg/m^2)$$

Donde:

Lf = Largo de la labor en m

A = Área de la labor en m^2

P = perímetro de la labor en m

V = velocidad del aire en m/s

α = Coeficiente de resistencia aerodinámica en $Kg * s^2/m^4$ = $f * \gamma/8g$

f = Coeficiente de roce

γ = Peso especifico del aire en Kg/m^3

g = Aceleración de gravedad en m/s^2

Como $V = Q/A$, podemos colocar la fórmula anterior como sigue:

$$Hf = \frac{\alpha * Lf * P * Q^2}{A^3} \; ; (mm\ de\ c.a.o\ Kg/m^2)$$

El peso específico usado en ventilación de minas es 1,2 kg/m^3. Este es el peso de 1 metro cúbico de aire, con la presión de 1 atmósfera a una temperatura de 15 °C y una humedad de 60 %

Tabla 11 - Coeficiente De Resistencia Aerodinámica Para γ=1,2 kg/m^3

Tipo de galería	Irregularidades de la superficie	Valores básicos de $\alpha * 10^2$		
		Limpias	Obstrucción	
			Pequeña	Moderada
Superficie suave (forrada)	Mínimo	19	29	48
	Promedio	29	38	57
	Máximo	38	48	67
Roca sedimentaria (carbón)	Mínimo	57	67	86
	Promedio	105	114	133
	Máximo	133	143	162
Galerías enmaderadas	Mínimo	152	162	190
	Promedio	181	190	209
	Máximo	200	209	220
Roca ígnea	Mínimo	171	181	200
	Promedio	279	285	304
	Máximo	371	380	399

Fuente: Villarroel, 2018

2.5.5.3 Perdidas Por Choque (Resistencias Locales)

Las perdidas por choque son de origen local, producidas por turbulencias, remolinos, frenadas, entre otras del aire al enfrentar diversos accidentes del circuito.

Los accidentes son: cambios de dirección, entradas, contracciones, etc.

También depende de la velocidad y el peso específico del aire.

A continuación, se adjuntan tablas de Largos equivalentes para pérdidas por choque más comunes y diferentes tamaños de galerías. Estos valores se obtuvieron para aire normal, y un coeficiente de resistencia aerodinámica $\alpha = 0{,}00189$.

Para obtener datos de acuerdo con un α determinado los valores deben ser multiplicados por $0{,}00158 * \gamma/\alpha$

- Se incluyen las pérdidas en la galería que sigue al choque, la única excepción es la salida.
- Se excluyen pérdidas por choque en la salida o descarga si hay un ventilador.

Fig. 10 - Largos Equivalentes 1, Para α=0,00189

Tipo de Singularidad	Sección de la Galería (m)				
	2x2	2,5x2,5	3x3	3,5x3,5	4,5x4,5
Angulo recto quebrado	15,0	16,2	20,1	24,4	30,5
Angulo agudo quebrado	26,0	34,5	43,0	51,8	64,6
Contracción gradual	0,3	0,3	0,3	0,6	0,6
Contracción abrupta	1,6	2,5	3,0	3,7	4,6

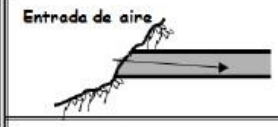
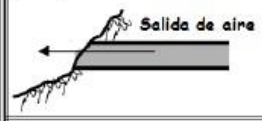
Fuente: Villarroel, 2018

Fig. 11 - Largos Equivalentes 2, Para α=0,00189

Tipo de Singularidad	Sección de la Galería (m)				
	2x2	2.5x2.5	3x3	3.5x3.5	4.5x4.5
Expansión gradual	0,3	0,3	0,3	0,6	0,6
Expansión abrupta	3,4	4,6	5,8	7,0	8,5
Derivación rama derecha	5,2	7,0	8,9	10,7	13,1
rama 90°	3 4,5	45,7	57,3	68,6	86,0
Unión rama derecha	10,4	13,7	17,1	20,8	26,0
rama 90°	5,2	7,0	8,9	10,7	13,1

Fuente: Villarroel, 2018

Fig. 12 - Largos Equivalentes 3, Para α=0,00189

Tipo de Singularidad	Sección de la Galería (m)				
	2x2	2,5x2,5	3x3	3,5x3,5	4,5x4,5
	0,3	0,5	0,6	0,9	1,2
	11,3	15,0	18,6	22,6	28,0
	0,3	0,3	0,3	0,6	0,6
	50,0	66,3	83,2	100,0	125,0

Fuente: Villarroel, 2018

2.5.5.4 Fórmula Fundamental De La Ventilación

$$H = \frac{\alpha * (Lf + Le) * P * Q^2}{A^3} \; ; (mm\ de\ c.a.o\ Kg/m^2)$$

Donde:

H = caída de presión

Lf = Largo de la labor en m

Le = Largo equivalente en m

A = Área m^2

P = perímetro de la labor en m

α = Coeficiente de resistencia aerodinámica en $Kg * s^2/m^4$

Q = caudal en m^3/s

2.5.6 Determinación Del Caudal De Aire Necesario En El Interior Mina

2.5.6.1 Caudal Según Personal Que Trabaja

$$Q = f * N \ (m^3/\text{min})$$

f = volumen de aire necesario por persona (3 m^3/min).

N = Número de personas trabajando.

2.5.6.2 Caudal Según Desprendimiento De Gas

$$Q = 0{,}139 * q \ (m^3/\text{min})$$

q = volumen de gas que se desprende de la mina durante 24 hrs (m^3).

2.5.6.3 Caudal Según La Producción

$$Q = u * T \ (m^3/\text{min})$$

u = En minas metálicas varía generalmente entre 0,6 a 1 (m^3/min) según consumo de madera.

T = producción diaria en toneladas.

2.5.6.4 Caudal Según Consumo De Explosivos

$$Q = 16{,}67 * E \ (m^3/\text{min})$$

E= cantidad de explosivo a detonar (Kg).

2.5.6.5 Caudal Según Equipos Diesel

$$Q = 2{,}83 * HP \ (m^3/\text{min})$$

HP = N° caballos de fuerza del motor Diesel.

Resultado debe ser duplicado debido a factor de seguridad, solo en este caso.

2.5.6.6 Caudal Según Temperatura

La legislación chilena señala que la temperatura húmeda máxima en el interior de una mina no podrá exceder de 30°C, para jornada de trabajo de 8 hrs y debe disminuirse a 6 hrs si dicha temperatura se eleva a los 32°C.

En esta situación deberá en primer lugar hacerse una estimación del calor generado ya sea por la roca o por los equipos instalados o ambos, y con este valor hacer una estimación del caudal de aire necesario.

$$Q = 0{,}24 * \frac{G}{d}(t_1 - t_2)\ (m^3/\mathrm{min})$$

G = Peso total del aire Kg/min

$(t_1 - t_2)$ = diferencia de temperatura °C

d = densidad del aire Kg/m^3

2.5.6.7 Gradiente Geotérmico

El clima dentro de las minas no presenta mayores preocupaciones en aquellas poco profundas, sin embargo, cuando tiene profundidades mayores de 1000m éste es un problema que debe ser atendido.

La temperatura mínima en minas debe ser mayor que 2°C para evitar congelamiento de agua en cañerías o piso de galerías.

Gradiente geotérmico se define como la diferencia de temperatura por unidad de profundidad (en la zona geotérmica)

Varía entre 1° y 5° C por cada 100m.

- Menos de 300 m de profundidad: 2°C / 100 m
- Menos de 1000 m de profundidad: 3°C / 100 m
- 1000 a 2500 m de profundidad: 4,5° C / 100 m

CAPITULO III: DESARROLLO

3.1 Diseño De Rampa

El proyecto Rampa de la mina “El Dorado” nace de la necesidad de explorar y acceder al yacimiento de manera subterránea. Para efectos del proyecto, el dueño de la mina ha entregado una serie de requerimientos y limitaciones, las cuales regirán el desarrollo de este proyecto.

Requerimientos y limitaciones dadas:

- Para este proyecto se pide que la Rampa tenga una profundidad vertical (diferencia de cota) de 300m desde la superficie.
- El trabajo de transporte debe ser realizado por camiones tolva.
- Rampa tipo espiral, para facilitar futuras labores de minería subterránea bajo los modelos Shrinkage y Sublevel Stoping.
- El desarrollo de la rampa debe realizarse por zona mineralizada de hierro, la roca posee una densidad de 5,4 ton/m^3.

3.1.1 Dimensiones

Este parámetro es medido debido a las dimensiones de los equipos elegidos que tendrán tránsito por la rampa, de los cuales el de mayores dimensiones es el camión tolva. Los camiones tolva poseen dimensiones máximas de 3,0m x 3,0m generalmente. (Consultando proveedores como Kaufmann, Volvo, Mack, Fotón, entre otros).

- Ancho: A los 3,0 m de ancho que utiliza el camión tolva, se deben agregar 2,0 m como factor de seguridad para su libre desplazamiento de forma segura. Para el caso del proyecto se agregarán 2,5 m como factor de seguridad y ayudando al desplazamiento de la maquinaria. Además, se contempla 0,5 m para la zanja colectora de líquidos que circulen en la rampa. Por lo tanto, la rampa constará con un total de 6,0 m de ancho.

- Alto: El alto de la rampa es seleccionado sumando a los 3,0 m de alto de un camión tolva convencional, un factor de seguridad de 1,3 m para que pueda ser cargado en el interior por el correspondiente cargador. Además de esto se debe considerar espacio para la instalación de una manga de ventilación que cumpla con las condiciones de seguridad de la faena. A esto se le debe agregar la consideración de eventual espacio para realizar fortificación según sean las condiciones del macizo en el trayecto de la rampa. Por lo tanto, la altura de la rampa será de 5,5 m.

Tabla 12 – Resumen Dimensiones

	Ancho (m)	Alto (m)
Dimensiones	6,0	5,5

Fuente: Propia

3.1.2 Pendiente

La pendiente optima esta entre 8 a 10 % pudiendo llegar hasta 15 %; siendo la pendiente promedio de 10 % con resultados satisfactorios. Dependiendo de la calidad de la carpeta de rodado, será la tracción del equipo al suelo, por lo tanto, una pendiente extrema no permitirá el libre y optimo tránsito de los equipos.

Para efectos de esta rampa se realizará con una pendiente del 10 %, lo cual significa que, por cada 10 0m de avance horizontal, se logran 10 m de avance vertical.

3.1.3 Radio De Curvatura

El radio de curvatura mínimo para el equipo más crítico es el radio de curvatura del camión tolva. Tomando en consideración las especificaciones técnicas de los proveedores consultados, el mayor radio de curvatura crítico es de 23 m.

Bajo estos parámetros se realizan los cálculos para obtener el avance con diferentes radios de curvatura por sobre esos 23 m, con el fin de encontrar el

radio optimo y seguro para el desarrollo de la labor, tomando en consideración la diferencia de cotas por cada vuelta para evitar colapso del macizo.

Tabla 13 – Radios De Curvatura

Tipo	Radio (m)	Distancia horizontal (m)	Distancia vertical (m)	Distancia inclinada (m)
A	23	144,5	14,45	145,23
B	30	188,5	18,85	189,44
C	40	251,3	25,13	252,58
D	50	314,2	31,42	315,73
E	60	377,0	37,70	378,87
F	80	502,7	50,27	505,16

Fuente: Propia

Siendo el tipo F de rampa la seleccionada, debido que al tener un radio de curvatura de 80m, la diferencia de cota entre una vuelta de la rampa a otra es de 50,27m, distancia suficiente para prevenir posibles colapsos del macizo rocoso por las labores.

- Radio interno: 77m.
- Radio Externo: 83m.

3.1.4 Condiciones

La rampa constará de primos 100 m en superficie, de descubrimiento de material con el fin de soterrarse 10 m de profundidad, recién en ese punto comenzará la labor subterránea como bocamina. Esta bocamina estará provista de fortificación de hormigón armado con una prolongación de los primeros 30 metros del túnel. El túnel constará con 100 m rectos, para luego comenzar a girar con el radio de curvatura antes mencionado.

Fig. 13 – Ejemplo Bocamina

Fuente: Cerro Moro, 2016

La rampa constará con estocadas de seguridad para el libre tránsito de los equipos, tanto camiones, jumbos y cargador o scoop según sea seleccionado. Estas estocadas serán construidas cada 200m vistos desde el punto más profundo de la rampa, con el fin de que puedan girar en dichos emplazamientos. Estas estocadas tendrán una profundidad de 12m. En estas estocadas se dispondrá de piscinas de líquidos drenados con bombas de levante para formar el sistema que permita retirar estos líquidos a superficie.

3.1.5 Ubicación

Coordenadas:

Tabla 14 – Coordenadas Utm

Punto	Coordenadas UTM		
	Zona	Coordenada Este	Coordenada Norte
Inicio Soterramiento	19 J	286250.78 m E	6616927.86 m S
Entrada Bocamina	19 J	286337.77 m E	6616978.03 m S
Planta de Tratamiento	19 J	286620.27 m E	6616799.24 m S

Fuente: Propia

Fig. 14 – Ubicación Por Google Earth Del Proyecto

Fuente: Google Earth,2018

Distancia entre Inicio Soterramiento a Planta de Tratamiento:

- Distancia en línea recta: 400 m

Dirección:

- Desde el punto Inicio Soterramiento, la labor tendrá una dirección de 60°E.

3.1.6 Volúmenes

Existen dos tipos de volúmenes, volumen nominal que corresponde al volumen de roca que se extrae calculando con resultados matemáticos, y el volumen real que corresponde al volumen nominal más un factor de esponjamiento propio de la fracturación de la roca. Es ente caso se considerará un factor de esponjamiento del 40 %

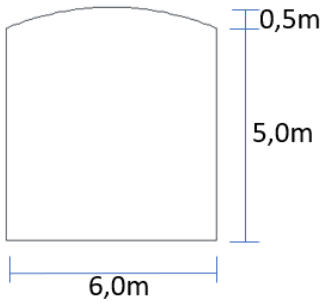
3.1.6.1 Volumen Soterramiento

- Volumen Soterramiento nominal: 17500m3
- Volumen Soterramiento Real: 24500m2

3.1.6.2 Volumen Rampa

Área Frente: 32,124 m^2

Fig. 15 – Dimensiones Rampa



Fuente: Propia

Distancia total de labores subterráneas.

- Distancia labores subterráneas: 2914,4 m

3.1.6.3 Volumen Nominal De Roca A Remover Subterránea:

$$V_{Ns} = Distancia\ inclinada * Área\ de\ la\ labor$$

$$V_{Ns} = 2914{,}4m * 32{,}12m^2$$

$$V_{Ns} = 93610{,}53\ m^3$$

3.1.6.4 Volumen Real De Roca A Remover Subterránea:

$$V_{Rs} = V_{Ns} * factor\ de\ esponjamiento$$

$$V_{Rs} = 93610{,}53\ \ m^3 * 1{,}4$$

$$V_{Rs} = 131054{,}74\ m^3$$

3.1.6.5 Volumen Estocadas:

La longitud total subterránea de la rampa es de 2914,4m. Las estocadas se dispondrán a cada 200m, por lo cual nos da un total de 14 estocadas. Estas serán de las mismas dimensiones de la rampa (6,0m x 5,5m), con una profundad de 12 metros.

$$Volumen\ nominal = 12m * 32{,}124m^2 * 14$$

$$Volumen\ nominal = 5396{,}83m^3$$

$$Volumen\ real = 5396{,}83m^3 * 1{,}4$$

$$Volumen\ nominal = 7555{,}56m^3$$

3.1.7 Personal

Sistema de turno a utilizar será del tipo 5x2 (lunes a viernes de trabajo, sábado y domingo libre). Los turnos serán de 9 hrs, con el fin de traslaparlos y poder realizar el cambio de personal en la frente, evitando pérdidas de tiempo.

La dotación por turno será de 20 personas con los siguientes cargos:

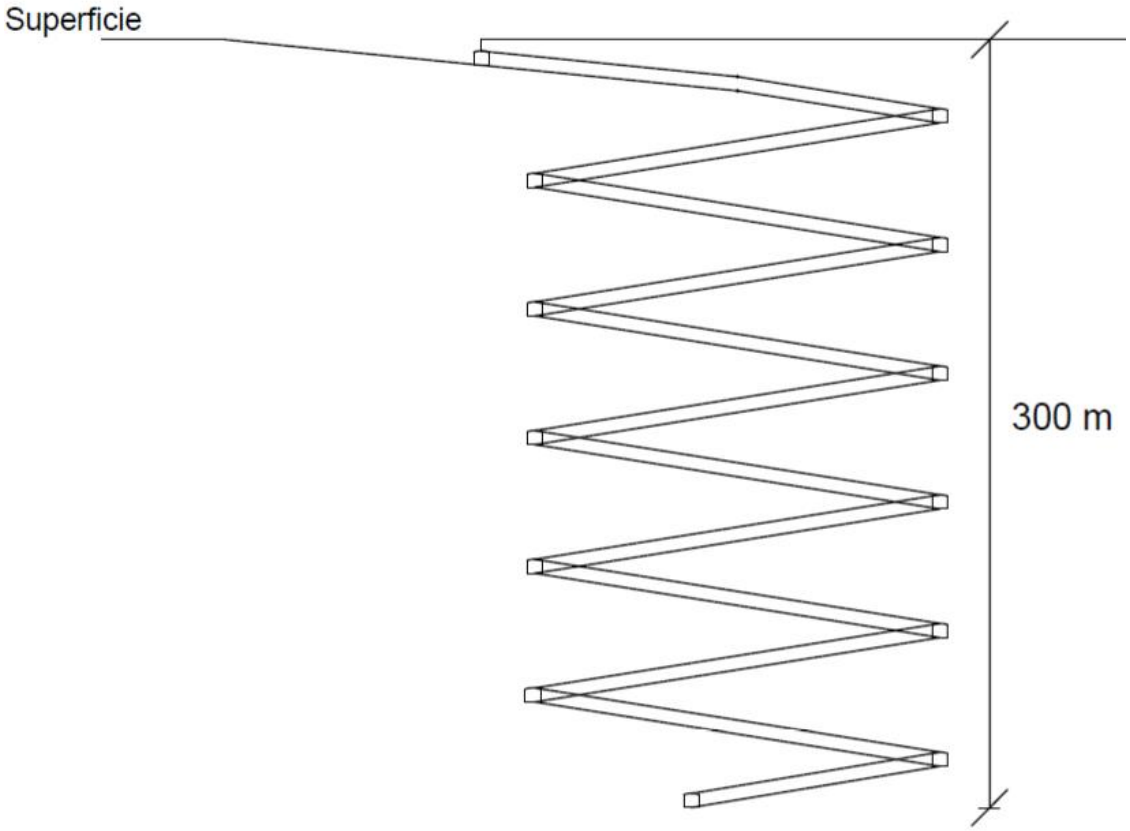
Tabla 15 – Dotación

CARGO	CANTIDAD
OPERADOR SCOOP	1
OPERADOR BOOMER 282	1
PUNTERO BOOMER 282	1
OPERADOR CAMIÓN	3
JEFE DE TURNO	1
CAPATAZ	1
OPERADOR EQUIPO DE LEVANTE	1
MINEROS	4
AYUDANTE MINERO	1
CHOFER SERVICIOS (LICENCIA MANIPULADOR DE EXPLOSIVOS	1
ELÉCTRICO	1
MECÁNICO	2
SERVICIOS	2
TOTAL PERSONAL:	20

Fuente: Propia

Esquema:

Fig. 16 – Esquema Rampa De Perfil



Fuente: Propia

3.2 Perforación Y Tronadura

Para el diseño de la malla de perforación se tomaron las siguientes consideraciones:

- Utilización de Jumbo boomer 282, debido a que el área de cobertura de sus brazos es de 45 m2, siendo la perforadora de avance frontal más optima de la familia de Jumbos de Epiroc.
- Barra BMH 2843, con 4,310m largo de barra (L) que nos entrega 4,015m longitud de avance efectiva (X).
- Los explosivos fueron seleccionados desde el Guía del explosivista de Enaex, utilizando Anfo a granel como carga de columna (al no existir presencia de agua) y Dinamita Tronex Plus como prima.
- Para cumplir con el radio de giro, ya que el avance real por tronadura será de 4 m, por cada vez que se perforen los barrenos, se deben realizar con un ángulo de 3° en sistema sexagesimal.

Datos:

- Altura hastiales: 5,0 m
- Arco de coronación (flecha): 0,5 m
- Ancho: 6,0 m
- Tiros de alivio (D2): 3 tiros de 150 mm cada uno
- Diámetro de barrenos cargados (D1): 53 mm
- Constante de roca corregida: 0,4
- Angulo de barrenos de contorno (γ) = 3°
- Desviación angular (α) = 10 mm/m
- Error de emboquille (ê) = 20 mm

Tabla 16 - Explosivos (Aptos Para Diámetro De 53mm)

Explosivo	Densidad (g/cc)	PRP anfo
Anfo a Granel	0,77	1,00
Dinamita Tronex Plus	1,18	1,22

Fuente: Propia

3.2.1 Cálculo Datos

3.2.1.1 Cálculo Diámetro Equivalente De Los Taladros Vacíos

$$D_2 = D_2' * \sqrt{N}$$

$$D_2 = 0{,}150 * \sqrt{3}$$

$$D_2 = 0{,}260\ m$$

3.2.1.2 Cálculo Error De Perforación Inherente A La Labor

$$Ep = \alpha * L + \hat{e}$$

$$Ep = 10\frac{mm}{m} * 4{,}310m + 20mm$$

$$Ep = 0{,}063\ m$$

3.2.1.3 Cálculo Taco

$$T = 10 * D_1$$

$$T = 10 * 0{,}053\ m$$

$$T = 0{,}53\ m$$

3.2.2 Cuele y Contracuele

3.2.2.1 Sección 1:

Burden práctico B_1

$$B_1 = 1{,}7\ D_2 - E_p$$

$$B_1 = 1{,}7\ D_2 - (\alpha * L * e')$$

$$B_1 = 1{,}7 * 0{,}260\ m - 0{,}063\ m$$

$$B_1 = 0{,}379\ m$$

Superficie libre Ah_1:

$$Ah_1 = \sqrt{2} * B_1$$

$$Ah_1 = \sqrt{2} * 0{,}379\ m$$

$$Ah_1 = 0{,}536\ m$$

Concentración lineal de carga:

$$q_l = 55\ D_1 \left[\frac{B}{D_2}\right]^{1,5} * \left[B - \frac{D_2}{2}\right] * \left[\frac{c}{0{,}4}\right] * \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

$$q_{l1} = 55 * 0{,}053 \left[\frac{0{,}379m}{0{,}260m}\right]^{1,5} * \left[0{,}379m - \frac{0{,}260m}{2}\right] * \left[\frac{0{,}4}{0{,}4}\right] * \frac{1}{1{,}00}$$

$$q_{l1} = 1{,}277\ {}^{Kg}/_{m}$$

Carga por barreno:

$$Q_{B1} = (L - T) * q_{l1}$$

$$Q_{B1} = (4{,}310\ m - 0{,}53\ m) * 1{,}277\ {}^{Kg}/_{m}$$

$$Q_{B1} = 4{,}827\ kg$$

3.2.2.2 Sección 2:

Superficie libre Ah_2:

$$Ah_2 = \sqrt{2} * (B_1 - Ep)$$

$$Ah_2 = \sqrt{2} * (0{,}379m - 0{,}063m)$$

$$Ah_2 = 0{,}447\ m$$

Concentración lineal de carga

$$q_{l2} = q_{l1} * 1{,}1$$

$$q_{l2} = 1{,}277\ {}^{kg}/_{m} * 1{,}1$$

$$q_{l2} = 1{,}4047\ {}^{kg}/_{m}$$

Burden práctico B_2

$$B_2 = 8{,}8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_{h2} * q_{l2} * PRP_{ANFO}}{D_1 * c}} - Ep$$

$$B_2 = 8{,}8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0{,}447m * 1{,}4047 \frac{kg}{m} * 1{,}00}{0{,}053m * 0{,}4}} - 0{,}063m$$

$$B_2 = 0{,}416m$$

Superficie libre con error de perforación

$$Ah_2' = \sqrt{2}\,(B_2 + \frac{Ah_1}{2})$$

$$Ah_2' = 0{,}97m$$

Carga por barreno:

$$Q_{B2} = (L - T) * q_{l2}$$

$$Q_{B2} = (4{,}310\ m - 0{,}53\ m) * 1{,}4047\ {}^{Kg}/_{m}$$

$$Q_{B2} = 5{,}31\ kg$$

3.2.2.3 Sección 3:

Superficie libre Ah_3:

$$Ah_3 = \sqrt{2} * (B_2 + \frac{Ah_1}{2} - Ep)$$

$$Ah_3 = \sqrt{2} * (0{,}416m + \frac{0{,}536m}{2} - 0{,}063m)$$

$$Ah_3 = 0{,}878\ m$$

Concentración lineal de carga

$$q_{l3} = q_{l2} * 1{,}2$$

$$q_{l3} = 1{,}4047\ {}^{kg}/_{m} * 1{,}2$$

$$q_{l3} = 1{,}635\ {}^{kg}/_{m}$$

Burden práctico B_3

$$B_3 = 8{,}8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_{h3} * q_{l3} * PRP_{ANFO}}{D_1 * c}} - Ep$$

$$B_3 = 8{,}8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0{,}878m * 1{,}685 \frac{kg}{m} * 1{,}00}{0{,}053m * 0{,}4}} - 0{,}063m$$

$$B_3 = 0{,}672m$$

Superficie libre con error de perforación

$$Ah'_3 = \sqrt{2}\,(B_3 + \frac{Ah'_2}{2})$$

$$Ah'_3 = 1{,}636m$$

Carga por barreno:

$$Q_{B3} = (L - T) * q_{l3}$$

$$Q_{B3} = (4{,}310\ m - 0{,}53\ m) * 1{,}685\ {}^{Kg}/_{m}$$

$$Q_{B3} = 6{,}368\ kg$$

3.2.2.4 Sección 4:

Superficie libre Ah_4:

$$Ah_4 = \sqrt{2} * (B_3 + \frac{Ah'_2}{2} - Ep)$$

$$Ah_4 = \sqrt{2} * (0{,}672m + \frac{0{,}970m}{2} - 0{,}063m)$$

$$Ah_4 = 1{,}547\ m$$

Concentración lineal de carga

$$q_{l4} = q_{l3}$$

$$q_{l4} = 1{,}685\ {}^{kg}/_{m}$$

Burden práctico B_4

$$B_4 = 8{,}8 * \ 10^{-2} \sqrt{\frac{A_{h4} * \ q_{l4} * PRP_{ANFO}}{D_1 * c}} - Ep$$

$$B_4 = 8{,}8 * \ 10^{-2} \sqrt{\frac{1{,}547m * \ 1{,}685 \frac{kg}{m} * 1{,}00}{0{,}053m * 0{,}4}} - 0{,}063m$$

$$B_3 = 0{,}913m$$

Superficie libre con error de perforación

$$Ah'_4 = \ \sqrt{2}\ (B_4 + \frac{Ah'_3}{2})$$

$$Ah'_4 = 2{,}448m$$

Carga por barreno:

$$Q_{B4} = (L - T) * q_{l4}$$

$$Q_{B4} = (4{,}310\ m - 0{,}53\ m) * 1{,}685\ {}^{Kg}/_{m}$$

$$Q_{B4} = \ 6{,}369\ kg$$

3.2.3 Zapatera

- $\emptyset = 0{,}053\ m$
- $q_l = 1{,}277\ {}^{Kg}/_{m}$
- $c = 0{,}4$
- $\hat{c} = 0{,}05 + 0{,}4 = 0{,}45$
- $f = 1{,}45$
- ${}^{S}/_{B} = 1$

Burden

$$B = 0{,}9\sqrt{\frac{q_l * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f\ (S/B)}}$$

$$B = 0{,}9\sqrt{\frac{1{,}277\ \ Kg/m * 1{,}00}{0{,}45 * 1{,}45 *\ 1}}$$

$$B = 1{,}259m$$

Número de barrenos

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{AT + 2L *\ \operatorname{sen}\gamma}{B} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{6{,}0\ m + 2 * 4{,}31 *\ \operatorname{sen} 3°}{1{,}259\ m} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ [7{,}12]$$

$$NB = 7\ barrenos\ de\ zapatera$$

Espaciamiento entre barrenos

$$S_z = \frac{AT}{NB - 1}$$

$$S_z = 1\ m$$

Espaciamiento para barrenos de rincón S'_z

$$S'_z = S_z - L *\ \operatorname{sen}\gamma$$

$$S'_z = 1m - 4{,}31m *\ \operatorname{sen} 3°$$

$$S'_z = 0{,}77m$$

Burden práctico de zapatera B_z

$$B_z = B - L *\ \operatorname{sen}\gamma - E_p$$

$$B_z = 1{,}259m - (4{,}31\ m * \operatorname{sen} 3°\ ) - 0{,}063m$$

$$B_z = 0{,}970m$$

Longitud carga de fondo l_f y columna l_c

$$l_f = 1{,}5 * B_z$$

$$l_f = 1{,}5 * 0{,}970m$$

$$l_f = 1{,}2125$$

$$l_c = 4{,}31m - 1{,}2125m - 10 * 0{,}053$$

$$l_c = 2{,}567\ m$$

Carga por barreno en zapatera

$$Q_{Bz} = (l_f * q_{lz}) + (l_c * q_{lz})$$

$$Q_{Bz} = (1{,}2125m * 1{,}277\ {}^{kg}/_{m}) + (2{,}567m * 1{,}277\ {}^{kg}/_{m})$$

$$Q_{Bz} = 4{,}826\ Kg$$

3.2.4 Contornos (Con Voladura De Contorno O Recorte)

$\emptyset = 0{,}053\ m$

3.2.4.1 Contornos De Techo

Espaciamiento barrenos contorno de techo

$$S_{Ct} = 15 * D_1$$

$$S_{Ct} = 15 * 0{,}053m$$

$$S_{Ct} = 0{,}795m$$

Buden contorno de techo

$$B_{Ct} = \frac{S_{Ct}}{0{,}8} - L\ \text{sen}\,3°$$

$$B_{Ct} = \frac{0{,}795m}{0{,}8} - 4{,}31m\ \text{sen}\,3°$$

$$B_{Ct} = 0{,}768m$$

Carga lineal contorno de techo

$$q_{lct} = 90 * D_1^2$$

$$q_{lct} = 90 * 0{,}053^2 m$$

$$q_{lct} = 0{,}253\ {}^{Kg}/_{m}$$

Número de barrenos en contorno de techo

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{Largo\ techo}{S_{Ct}} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{6{,}135m}{0{,}795m} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ [9{,}7\ barrenos]$$

$$NB = 9\ barrenos\ para\ el\ contorno\ te\ techo$$

Carga por barreno en contorno de techo

$$Q_{Ct} = (L - T) * q_{Ct}$$

$$Q_{Ct} = (4{,}31m - 0{,}53m) * 0{,}253\ {}^{Kg}/_{m}$$

$$Q_{Ct} = 0{,}956\ Kg$$

3.2.4.2 Contornos Hastiales

Longitud que resta para los 5,0 m de altura de hastiales

$$A_{Ch} = 5{,}0m - B_z - B_{Ct}$$

$$A_{Ch} = 5{,}0m - 0{,}970m - 0{,}768m$$

$$A_{Ch} = 3{,}262m$$

Espaciamiento barrenos contorno de techo

$$S_{Ch} = K * D_1$$

$$S_{Ch} = 16 * 0{,}053m$$

$$S_{Ch} = 0{,}848m$$

Buden contorno de techo

$$B_{Ch} = \frac{S_{Ct}}{0{,}8} - L \ \text{sen}\, 3°$$

$$B_{Ch} = \frac{0{,}848m}{0{,}8} - 4{,}31m \ \text{sen}\, 3° - Ep$$

$$B_{Ch} = 0{,}771m$$

Carga lineal contorno de techo

$$q_{lch} = 90 * D_1^2$$

$$q_{lch} = 90 * 0{,}053^2 m$$

$$q_{lch} = 0{,}253 \, {}^{Kg}/_{m}$$

Número de barrenos en contorno de techo

$$NB = Número\ entero\ de \left[\frac{Largo\ hastiales}{S_{Ch}} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de \left[\frac{3{,}262m}{0{,}848m} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ [5{,}8\ barrenos]$$

$$NB = 5\ barrenos\ para\ el\ contorno\ te\ techo$$

Carga por barreno en contorno de techo

$$Q_{Ch} = \ (L - T) * q_{Ch}$$

$$Q_{Ch} = \ (4{,}31m - 0{,}53m) * 0{,}253 \ {}^{Kg}/_{m}$$

$$Q_{Ch} = 0{,}956\ Kg$$

3.2.5 Destrozas

Cómo la superficie libre de la cuarta sección del cuele es $Ah'_4 = 2{,}448m$ y el burden de los barrenos de contorno hastiales es $B_{Ch} = 0{,}771m$, la zona de destroza lateral disponible para la anchura del túnel $AT = 6{,}0m$ es:

$$A_{D_l} = AT - Ah'_4 - \ B_{Ch}$$

$$A_{D_l} = 6{,}0m - 2{,}448m - \ 0{,}771m - 0{,}771m$$

$$A_{D_l} = 2{,}01\ m$$

Para el caso de destrozas superiores, tenemos:

$$A_{D_s} = Alto\ de\ la\ frente - Ah'_4 - \ B_z - B_{Ct}$$

$$A_{D_s} = 5{,}5m - 2{,}448m - \ 0{,}970m - 0{,}768m$$

$$A_{D_s} = 1{,}314m$$

3.2.5.1 Destrozas Laterales

$$B = 0{,}9\sqrt{\frac{q_l * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f\ (S/B)}}$$

$$B = 0{,}9\sqrt{\frac{0{,}253\ \ Kg/m * 1{,}00}{0{,}45 * 1{,}20 * \ 1{,}25}}$$

$$B = 0{,}55m$$

Número de barrenos

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{A_{D_h} + 2L * \ \operatorname{sen}\gamma}{B} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{2{,}01\ m + 2 * 4{,}31 * \ \operatorname{sen} 3°}{0{,}55m} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ [6{,}47]$$

$$NB = 6\ barrenos\ de\ destroza\ lateral$$

Espaciamiento entre barrenos

$$S_{Dl} = \frac{A_{D_h}}{NB - 1}$$

$$S_{Dl} = \frac{2{,}01\ m}{6 - 1}$$

$$S_{Dl} = 0{,}42\ m$$

Burden práctico de Destrozas laterales B_{Dh}

$$B_{Dl} = B - L * \text{ sen}\,\gamma - E_p$$

$$B_{Dl} = 0{,}55m - (4{,}31\ m * \text{sen}\,3°\ ) - 0{,}063m$$

$$B_{Dl} = 0{,}29m$$

Carga por barreno en Destrozas laterales

$$Q_{BDl} = (L - T) * q_{lDh}$$

$$Q_{BDl} = (4{,}31m - 0{,}53) * 0{,}253\ {}^{Kg}/_{m}$$

$$Q_{BDl} = 0{,}953\ Kg$$

3.2.5.2 Destrozas Superiores

$$B = 0{,}9\sqrt{\frac{q_l * PRP_{ANFO}}{\bar{c} * f\ (S/B)}}$$

$$B = 0{,}9\sqrt{\frac{0{,}253\ \ Kg/m * 1{,}00}{0{,}45 * 1{,}45 *\ 1{,}25}}$$

$$B = 0{,}50m$$

Número de barrenos

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{A_{D_s} + 2L *\ \text{sen}\,\gamma}{B} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ \left[\frac{1{,}314\ m + 2 * 4{,}31 *\ \text{sen}\,3°}{0{,}50m} + 2\right]$$

$$NB = Número\ entero\ de\ [5{,}5]$$

$$NB = 5\ barrenos\ de\ destroza\ lateral$$

Espaciamiento entre barrenos

$$S_{Ds} = \frac{A_{D_s}}{NB - 1}$$

$$S_{Ds} = \frac{1{,}314\ m}{5-1}$$

$$S_{Ds} = 0{,}32\ m$$

Burden práctico de Destrozas superiores B_{Ds}

$$B_{Ds} = B - L * \ \operatorname{sen}\gamma - E_p$$

$$B_{Ds} = 0{,}50m - (4{,}31\ m * \operatorname{sen} 3°\ ) - 0{,}063m$$

$$B_{Ds} = 0{,}21m$$

Carga por barreno en Destrozas superiores

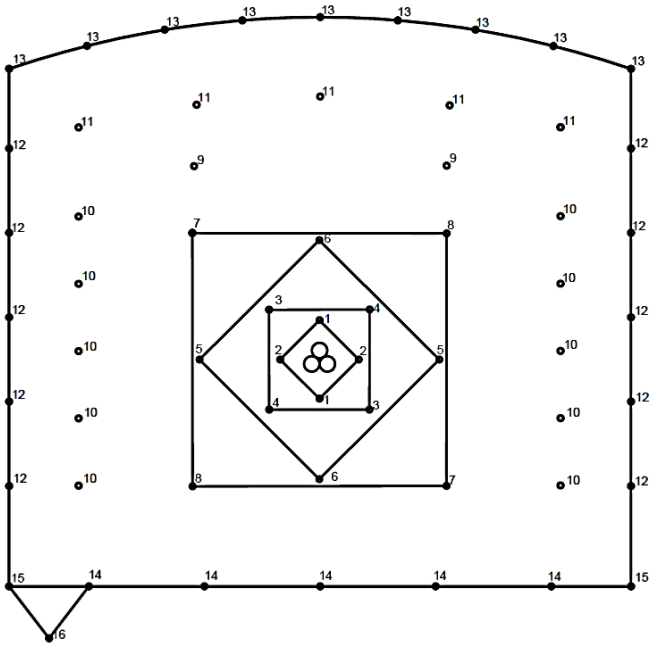
$$QB_{Dl} = (L - T) * q_{lDs}$$

$$Q_{BDs} = (4{,}31m - 0{,}53) * 0{,}253\ {}^{Kg}/_{m}$$

$$Q_{Dl} = 0{,}953\ Kg$$

3.2.6 Resumen Perforación Y Tronadura

Fig. 17 – Malla De Perforación



Fuente: Propia

Tabla 17 – Resumen Perforación Y Tronadura.

Sección	Cantidad barrenos	Carga por barreno (kg)	Carga total (kg)
Cuele y contracuele			
Sección 1	4	4,83	19,32
Sección 2	4	5,31	21,24
Sección 3	4	6,37	25,48
Sección 4	4	6,37	25,48
Zapateras	8	4,83	38,64
Contorno de techo	9	0,96	8,64
Contorno hastiales	10	0,96	9,60
Destroza	17	0,96	16,32

Fuente: Propia

3.2.7 Consideraciones

- Carga total de la voladura = 164,72 kg
- Avance = 4,015 m
- Volumen de roca arrancado = 128,96 m^3
- Consumo especifico de explosivo = 1,28 kg/m^3
- Número total de barrenos = 60
- Longitud total perforada = 258,6 m
- Perforación específica = 2,0 m/m^3
- A una distancia de 0,5m bajo el barreno de rincón izquierdo de la zapatera se hará una perforación extra con motivo de la construcción de zanja recolectora de agua. Esta perforación será realizada con el mismo Boomer. Si la zanja no queda directamente construida con la tronadura, se procederá a arreglar detalles de forma manual
- Barrenos de destroza son reposicionados de manera equitativa en el espacio disponible, con el fin de que al momento de tronar la energía de los explosivos se distribuya equitativamente en dirección a la cara libre.

3.3 Desarrollo Fortificación

La recomendación de sostenimiento que se entrega en este documento es válida para la rampa de exploración y posterior acceso a labores mineras subterráneas en mina “El Dorado”, Ovalle.

Las dimensiones de esta rampa son las siguientes:

- Ancho: 6,0 m
- Alto: 5,5 m

La diferencia de cota entre la bocamina (nivel de acceso en superficie) y la parte más profunda de esta rampa es de 300 m.

Esta rampa es construida con el objeto de exploración de recursos de forma temporal y posterior a esto servirá como acceso a labores de forma permanente, por lo cual el sostenimiento debe estar diseñado para estos dos objetivos.

3.3.1 Selección ESR

Debido a que la excavación corresponde a rampa de acceso, se considerará el parámetro ESR = 1,3. Escogido desde la Tabla 10

El valor de ESR asumido para túneles de acceso, que tiene importancia al ser de acceso principal de la mina y que tiene al mismo tiempo una vida útil prolongada. Si posteriormente parte de los túneles son para otros objetivos o tiene una vida útil reducida, se podrá considerar otro valor de ESR.

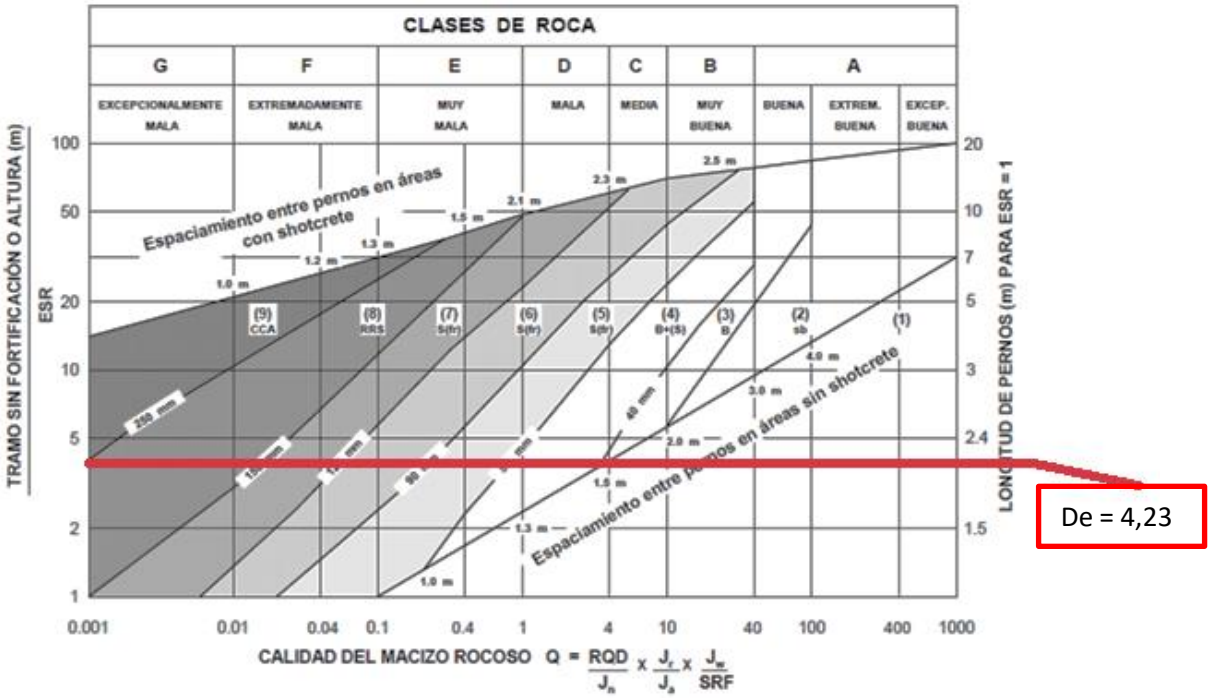
3.3.2 Relación De

$$De = \frac{Diámetro\ o\ Alto\ (m)}{ESR}$$

$$De = \frac{5{,}5\ (m)}{1{,}3}$$

$$De = 4{,}23$$

Fig. 18 – De Seleccionado En Gráfico De Barton



Fuente: Propia

Para la recomendación de sostenimiento, se definieron cinco clases de calidades de macizo rocoso definidas por el parámetro Q. La tabla 15 muestra los rangos de las clases definidas.

Tabla 18 – Clases De Calidades De Macizo Rocoso

Clase	Rango Q
I	10 < Q
II	1 < Q < 10
III	0,1 < Q < 1
IV	0,01 < Q < 0,1
V	0,004 < Q < 0,01

Fuente: Propia

3.3.3 Determinación Del Largo Del Perno Mínimo

3.3.3.1 Techo:

$$L_t = \frac{2 + 0{,}15B}{ESR}$$

$$L_t = \frac{2 + 0{,}15\ (6{,}0\ m)}{1{,}3}$$

$$L_t = 2{,}23\ m$$

3.3.3.2 Paredes:

$$L_p = \frac{2 + 0{,}15H}{ESR}$$

$$L_p = \frac{2 + 0{,}15\ (5{,}5\ m)}{1{,}3}$$

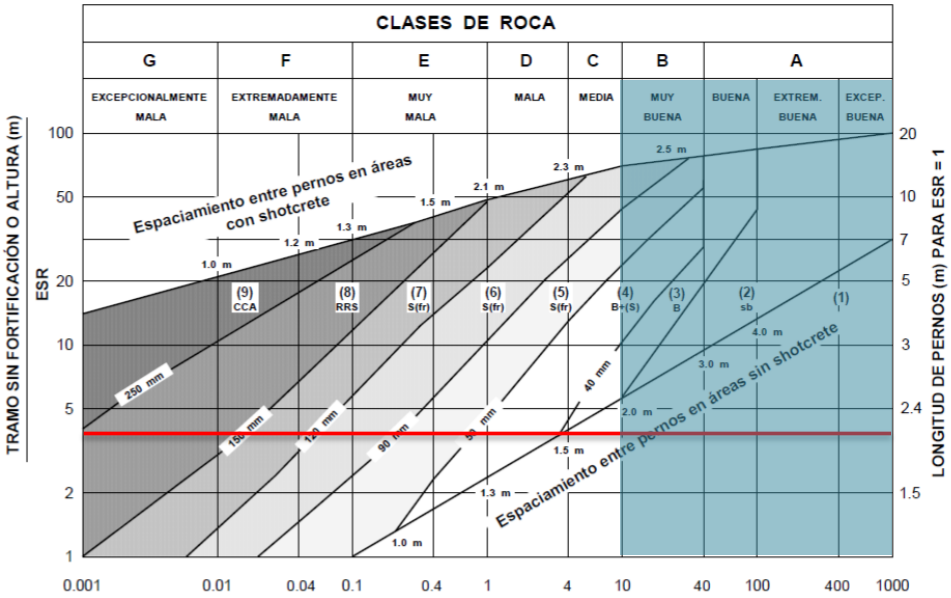
$$L_p = 2{,}17\ m$$

Por lo cual el largo mínimo de los pernos es:

- Techo: 2,23 m
- Paredes: 2,17 m

3.3.4 Fortificación Clase I

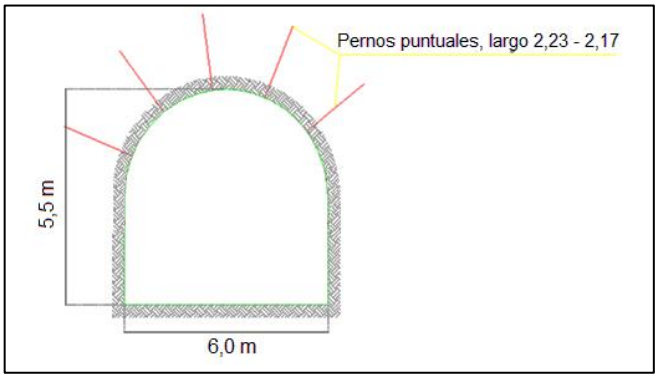
Fig. 19 – Diagrama De Barton Clase I



Fuente: Propia

Pernos puntuales, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca de 22 mm, largo 2,23m para techo y 2,17 m para paredes como mínimo.

Fig. 20 – Fortificación Clase I

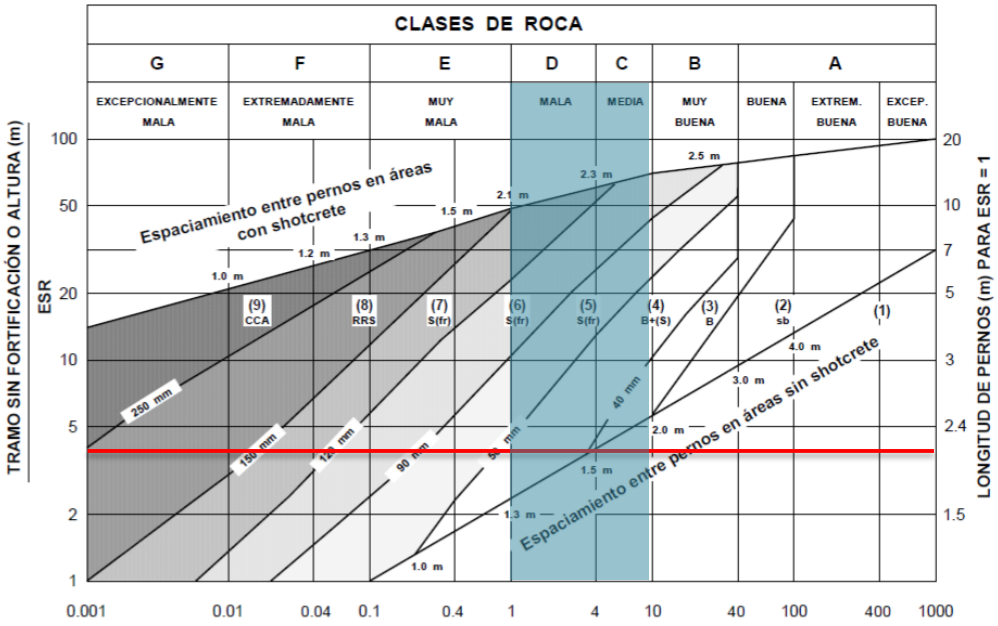


Fuente: Propia

Perno puntual considera que los pernos se instalan en forma ocasional, según algún requerimiento especifico debido, por ejemplo, a la presencia de una cuña, la que se ubica dentro de una roca de muy alta calidad geotécnica.

3.3.5 Fortificación Clase II

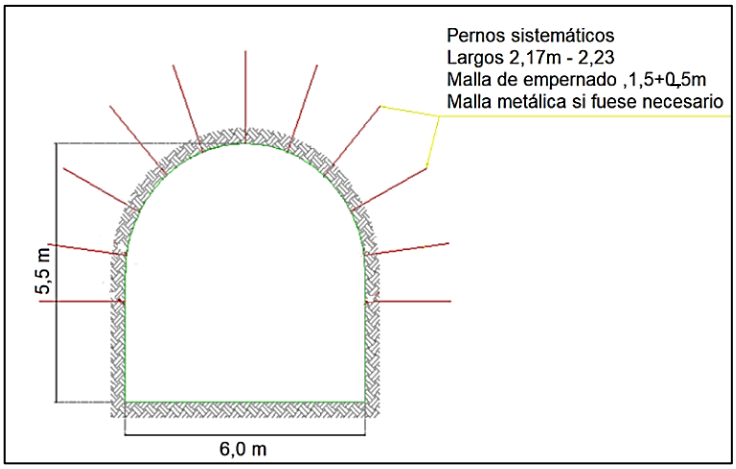
Fig. 21 – Diagrama de Barton Clase II



Fuente: Propia

Pernos sistemáticos, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca de 22mm, largo 2.23m – 2,17m, malla de empernado 1.5 ± 0.5m. Malla metálica si fuese necesario para control de bloques y cuñas puntuales.

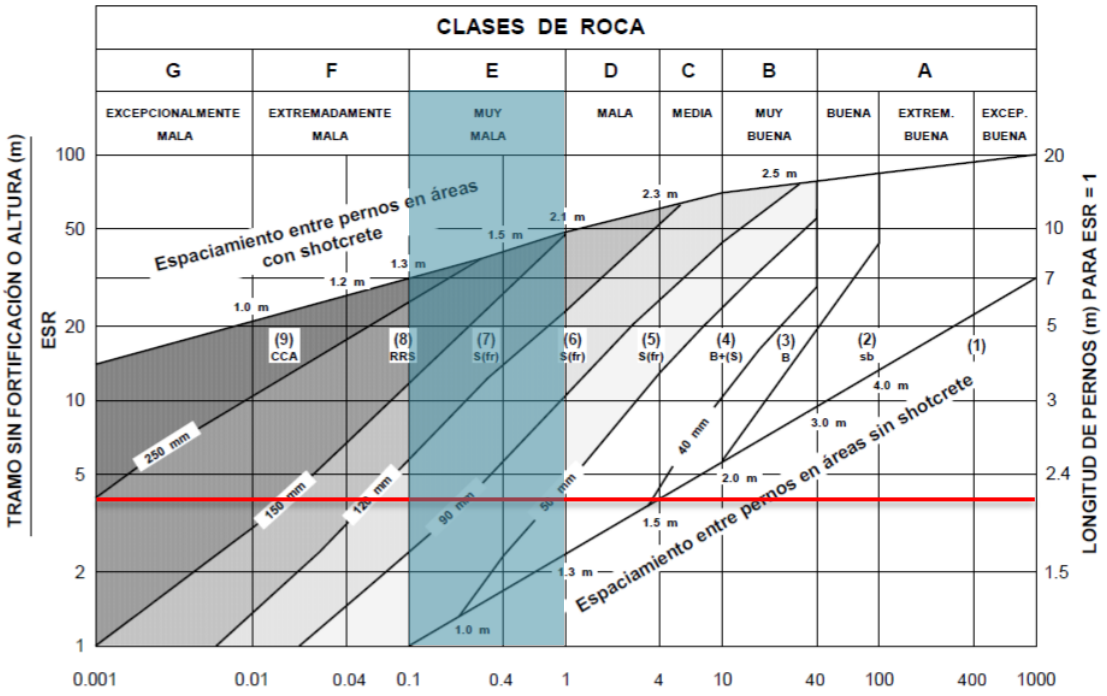
Fig. 22 – Fortificación Clase II



Fuente: Propia

3.3.6 Fortificación Clase III

Fig. 23 – Diagrama de Barton Clase III

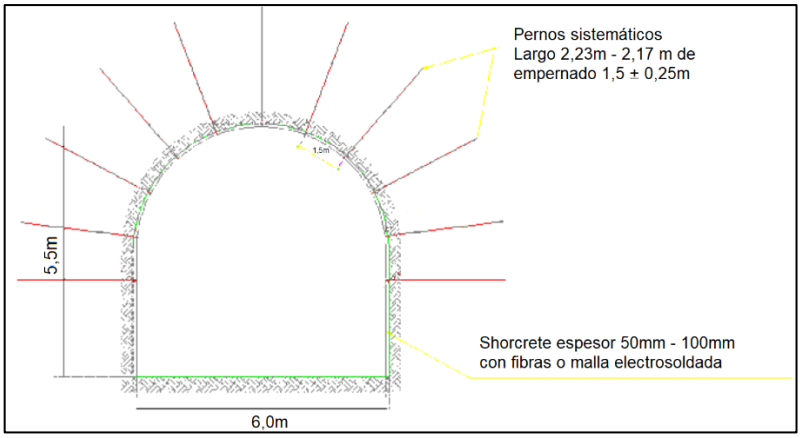


Fuente: Propia

Pernos sistemáticos, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca de 22 mm, largo 2,23 m- 2,17 m. malla de empernado 1,5±0,25 m.

Shotcrete de 50 mm a 100 mm de espesor con fibras o malla electrosoldada.

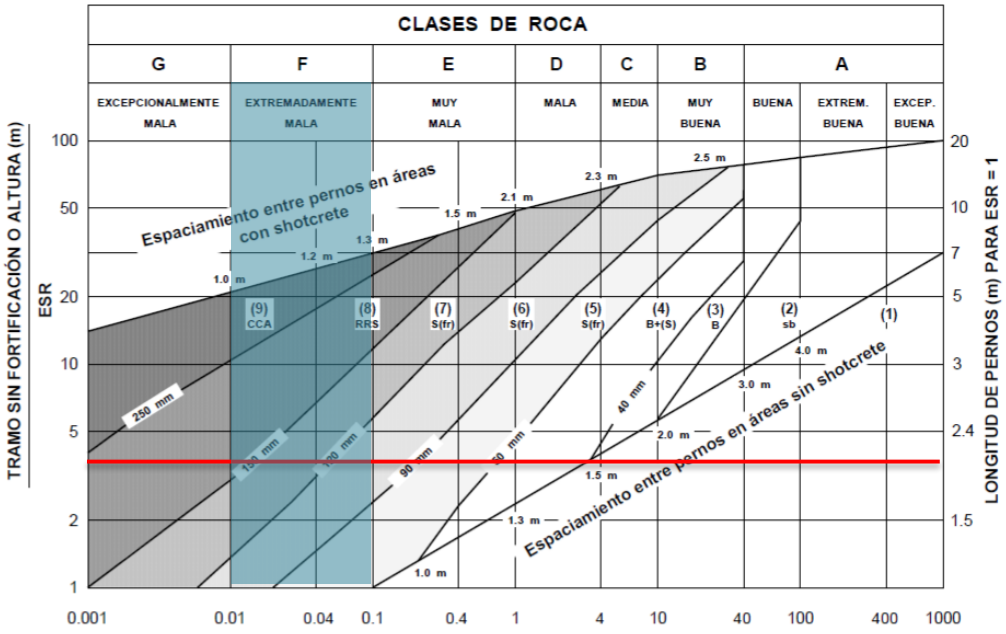
Fig. 24 – Fortificación Clase III



Fuente: Propia

3.3.7 Fortificación Clase IV

Fig. 25 – Diagrama de Barton Clase IV

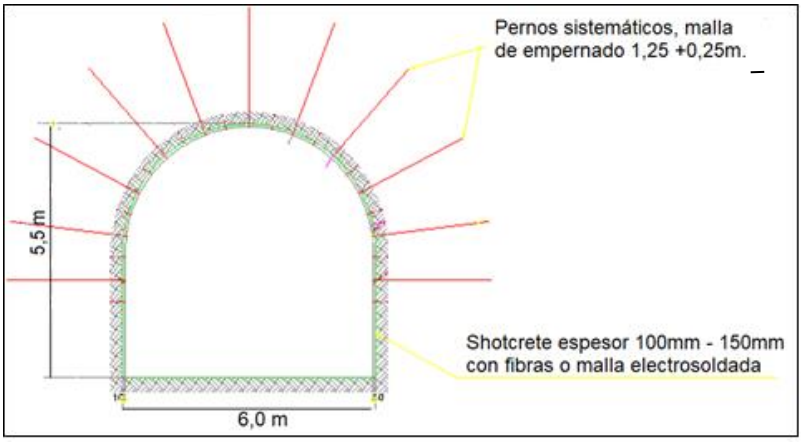


Fuente: Propia

Pernos sistemáticos, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca de 22 mm, largo 2,23 m- 2,17m. malla de empernado 1,25±0,25 m.

Shotcrete de 100 mm a 150 mm de espesor con fibras o doble malla electrosoldada.

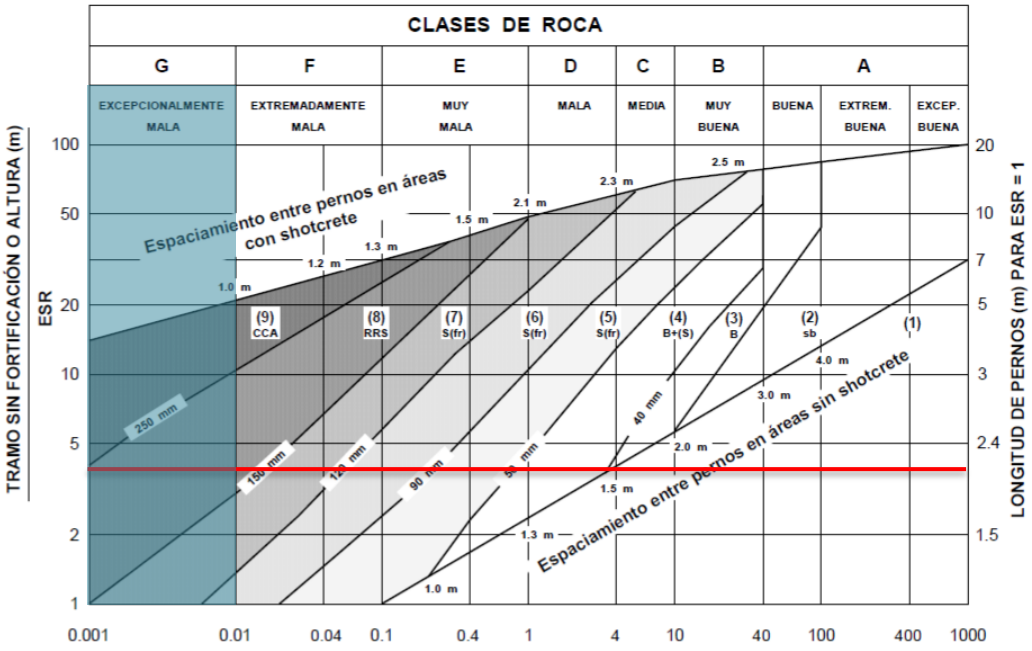
Fig. 26 – Fortificación Clase IV



Fuente: Propia

3.3.8 Fortificación Clase V

Fig. 27 – Diagrama de Barton Clase V



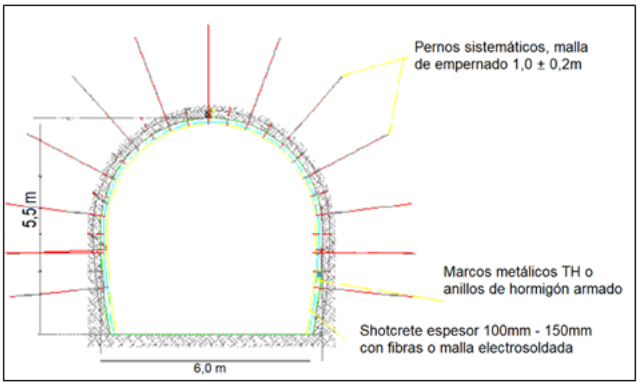
Fuente: Propia

Pernos sistemáticos, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca de 22mm, largo 2,23m – 2.17m. malla de empernado 1.0 ± 0.2m.

Shotcrete de 150mm a 250mm de espesor con fibras o doble malla electrosoldada.

Marcos metálicos tipo TH o anillos de hormigón armado, separación 1,5 ± 0,5m.

Fig. 28 – Fortificación Clase V



Fuente: Propia

3.3.9 Resumen Fortificación

La recomendación de fortificación para cada clase definida en este informe en la rampa de exploración y posterior acceso a labores corresponde a una sugerencia propuesta y a los lineamientos de soporte general, la que debe ser revisada en terreno y comprobar su buen funcionamiento. La Tabla 19 resume el sostenimiento propuesto para cada Clase.

Tabla 19 – Resumen Fortificación

Clase	Rango Q
I	Pernos puntuales, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca de 22mm, largo 2,23m-2,17m.
II	Pernos sistemáticos lechados a columna completa, con planchuela y tuerca 22mm, largo 2,23m – 2,17m, malla de empernado 1,5m ± 0,5m. Malla metálica si fuese necesario con traslape de 30cm.
III	Pernos sistemáticos, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca 22mm, largo 2,23m – 2,17m, malla de empernado 1,5m ± 0,5m. Shotcrete de 50mm a 100mm con fibras o malla electrosoldada.
IV	Pernos sistemáticos, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca 22mm, largo 2,23m – 2,17m, malla de empernado 1,25m ± 0,25m. Shotcrete de 100mm a 150mm con fibras o doble malla electrosoldada.
V	Pernos sistemáticos, lechados a columna completa, con planchuela y tuerca 22mm, largo 2,23m – 2,17m, malla de empernado 1,0m ± 0,2m. Shotcrete de 150mm a 250mm de espesor con fibras o doble malla electrosoldada. Para calidades de roca muy bajas marcos metálicos tipo TH o anillos de hormigón armado.

Fuente: Propia

Para la fortificación de bocamina, se considerará la clase V por los primeros 30 metros, de persistir condiciones de este tipo, se seguirá hasta pasar a otra clase de Q de Barton.

3.3.10 Máxima extensión sin fortificar

Valor debe ser calculado en terreno según condiciones del macizo rocoso respecto al índice Q.

Tramo máximo sin soporte:

$$S_s = 2\, ESR\, Q^{0,4}$$

3.3.11 Acuñadura

La acuñadura es la actividad destinada a detectar y hacer caer de manera controlada rocas que se encuentren ligeramente desprendidas del techo o cajas de una labor minera. Esta actividad es obligatoria y permanente en las zonas agrietadas, así como el control de los riesgos al realizar la acuñadura. El personal que desarrolla esta actividad debe estar adecuadamente entrenado, de manera que sepa dónde y cómo ubicarse, y cómo manejar eficientemente las herramientas para realizar esta labor.

Toda galería que no esté fortificada debe ser inspeccionada periódicamente a objeto de evaluar sus condiciones de estabilidad y requerimientos de "acuñadura", debiendo realizarse de inmediato las medidas correctivas ante cualquier anormalidad detectada.

La caída de pequeñas piedras que alertan sobre posibles desprendimientos de rocas de mayor tamaño, se denomina goteo o graneo. Por su parte, la caída de rocas de mayor tamaño, generalmente en forma de láminas que se desprenden de la frente, techo o cajas en galerías subterráneas, o también de la cara de los bancos en minería a rajo abierto, se denomina planchón.

3.3.11.1 Causas de los Accidentes por Caída de Rocas

Generalmente los accidentes que se producen por caídas de rocas se deben a las siguientes causas:

- Falta de acuñadura: los trabajadores confían sólo en una revisión ocular o en la creencia que el cerro no presenta mayores problemas de planchoneo, por lo que piensan que acuñar es una pérdida de tiempo.
- Acuñadura deficiente: a veces la caída de roca ocurre a pesar de haber acuñado previamente una labor, ya que se ha hecho botando solo aquellas rocas que se ven sueltas de manera más evidente, sin considerar que hay rocas sueltas que no se ven a simple vista.

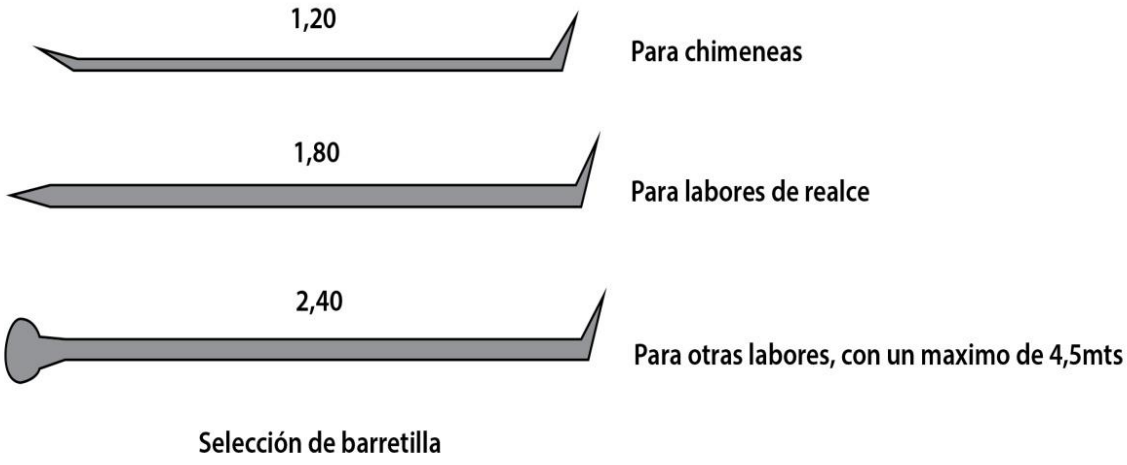
- Acciones inseguras al acuñar: los accidentes también ocurren, por ejemplo, cuando el trabajador toma una mala posición para acuñar, colocándose muy cerca del lugar donde caerá el planchón, o por no usar el equipo adecuado.

3.3.11.2 Implementación de Acuñadura

Las herramientas diseñadas para acuñar se llaman “barretillas de seguridad”, “llaucas” o “acuñadores”. Sus dimensiones mínimas son de 1,2 m. para el trabajo en chimeneas, de 1,8 m. para labores de realce, y de 2,4 m. para otras labores, con un máximo de 4,5 m.

Las barretillas deben tener buena resistencia a los golpes, fabricadas de fierro duro, aluminio o fibra de vidrio. No está permitido el uso de coligues en la acuñadura de galerías subterráneas, como tampoco reemplazar este elemento por otros como cucharas de carguío, brocas, picotas, palas o el uso de las manos.

Fig. 29 - Barretillas



Fuente: Sernageomin

3.3.11.3 La Operación de Acuñar

Consideraciones Previas

- Se debe determinar la zona a acuñar, probando la firmeza del techo y costados golpeando la roca con uno de los extremos de la barretilla. Se debe comenzar por la parte fresca (roca firme), de manera que el sonido metálico o fuerte vibración de la barretilla que ocurre en este caso, pueda diferenciarse del sonido apagado y poca o ninguna vibración cuando se golpea roca suelta.
- La revisión del estado de la labor y su acuñadura debe efectuarse con un mínimo de dos personas.
- Al acuñar un determinado sector, se debe prohibir el paso de personas o vehículos hasta que el sector se encuentre seguro, colocando barreras o letreros avisando de esta medida
- Se debe verificar en la zona de acuñadura la existencia de instalaciones eléctricas o cañerías de aire comprimido o agua, las que deberán protegerse por la eventual caídas de planchones sobre ellas.
- Para labores que sobrepasen los 4,5m de altura, se ocupará equipo de levante para realizar la operación.

3.3.11.4 Normas Para Efectuar La Acuñadura En Desarrollo Horizontal

La secuencia para revisión y acuñadura en galerías debe comenzar en el techo y continuar en las cajas, en ambos casos desde atrás hacia la frente de trabajo, teniendo en cuenta las siguientes consideraciones:

- Fractura del terreno
- Planos de falla
- Rocas sospechosas
- La acuñadura debe efectuarse con adecuada iluminación
- Los acuñadores deben tener un largo adecuado a la sección.

3.4 Carguío Y Transporte

Sé calculará la flota de camiones y cargadores necesarios para la labor en base al peor de los casos, que corresponde al tiro final de la construcción de la rampa, ya que se dispondrá de la flota total de camiones desde el inicio, que durante el desarrollo del proyecto se encontrarán trabajando en otras operaciones de la mina y se hará uso de ellos cuando sea necesario extraer la marina.

Datos:

- Se hará utilización de un scoop debido a la versatilidad del equipo para llevar tanto el motor en punta o la pala en punta, facilitando las labores de ir a la frente a cargar e ir a la estocada a cargar el camión, sin necesitar girar ni transitar en reversa.
- La distancia máxima que debe recorrer el scoop desde la frente a la estocada donde se encontrará el camión es de 200m.

3.4.1 Distancias

- La distancia entre la planta de tratamiento, donde se hará la descarga y el inicio del soterramiento de la rampa es de 400m.
- La distancia entre el soterramiento y la bocamina es de 100,5m
- La distancia entre la bocamina y el final de la rampa es de 2915m
- Distancia total entre el final de la rampa y la planta es de: 3415m
- La primera estocada estará ubicada a 200m al final de la rampa

Tabla 20 – Distancias entre componentes de la rampa.

Distancias (m)					
Puntos	Planta	Inicio Soterramiento	Bocamina	E14	Final Rampa
Planta	0	400	500	3215	3415
Inicio Soterramiento	400	0	100	2815	3015
Bocamina	500	100	0	2715	2915
E1	615	215	115	2600	2800
E2	815	415	315	2400	2600
E3	1015	615	515	2200	2400
E4	1215	815	715	2000	2200
E5	1415	1015	915	1800	2000
E6	1615	1215	1115	1600	1800
E7	1815	1415	1315	1400	1600
E8	2015	1615	1515	1200	1400
E9	2215	1815	1715	1000	1200
E10	2415	2015	1915	800	1000
E11	2615	2215	2115	600	800
E12	2815	2415	2315	400	600
E13	3015	2615	2515	200	400
E14	3215	2815	2715	0	200
Final rampa	3415	3015	2915	200	0

Fuente: Propia

3.4.2 Ciclos Maquinarias

3.4.2.1 Scoop

Al ser una labor con solo un frente de avance y la necesidad de sacar marina cada dos turnos, no se necesita más que un solo cargador.El equipo scoop seleccionado corresponde a un CAT R1700G, debido a la capacidad del balde de $7{,}3m^3$

- Capacidad balde: $7{,}3m^3$ $(Cucharón\ 5)$
- Velocidad scoop cargado (V_c): $5{,}0\ km/h\ \rightarrow\ 83{,}3\ m/min$
- Velocidad scoop descargado (V_d): $7{,}0\ km/h\ \rightarrow\ 116{,}67\ m/min$

Tiempo operación de carga del balde (t_c)

$$t_c = 2{,}0\ min$$

Tiempo operación de descarga del balde (t_d)

$$t_d = 0{,}5\ min$$

Tiempo del trayecto a descargar (t_{td})

$$t_{td} = \frac{200\ (m)}{83{,}3\ (m/min)} = 2{,}4\ min$$

Tiempo del trayecto a cargar (t_{tc})

$$t_{tc} = \frac{200\ (m)}{116{,}67\ (m/min)} = 1{,}7\ min$$

Tiempo de maniobras (t_m)

$$t_m = 2{,}0\ min$$

Tabla 21 – Tiempo Maniobras Scoop

Tiempos		
Ítem	Nomenclatura	Valor
Tiempo operación de carga del balde	t_c	2,0 min
Tiempo operación de descarga del balde	t_d	0,5 min
Tiempo del trayecto a descargar	t_{td}	2,4 min
Tiempo del trayecto a cargar	t_{tc}	1,7 min
Tiempo de maniobras	t_m	2,0 min
Tiempo total ciclo	t_t	8,6 min
Se necesitan 3 ciclos para cargar el camión completamente		
Tiempo total de 3 ciclos	t_{t3c}	25,8 min
+ 2,0 min en caso de eventualidades en la operación		
Tiempo total de carga	t_{Tcarga}	27,8 min

Fuente: Propia

Tiempo total del proceso de carga: $t_{Tcarga} = 27{,}8\,\text{min} \rightarrow 27\,\text{min}\; y\; 48\; seg$

3.4.2.2 Camión

La flota de camiones se comprará al comienzo y se dispondrá en todo momento. Mientras no sea necesario extraer marina, los camiones se encontrarán trabajando en otras labores de la mina.

El camión seleccionado para esta operación es el camión Mack Granite GU 813 Euro 5, con una capacidad de tolva de $20\,m^3$. Este camión fue seleccionado por las prestaciones que entrega en minería, siendo de gran versatilidad y durabilidad

en terrenos complejos y agresivos, además de la capacidad de tolva y dimensiones que posee.

- Capacidad de tolva: $20m^3$
- Velocidad camión cargado (V_c): $5{,}0\ km/h\ \rightarrow\ 83{,}3\ m/min$
- Velocidad camión descargado (V_d): $25{,}0\ km/h\ \rightarrow\ 416{,}67\ m/min$

Tiempo del trayecto a descargar (t_{td})

$$t_{td} = \frac{3215\ (m)}{83{,}3\ (m/min)} = 38{,}6\ min$$

Tiempo del trayecto a cargar (t_{tc})

$$t_{tc} = \frac{3215\ (m)}{416{,}67\ (m/min)} = 7{,}7\ min$$

Tiempo de maniobra de tomar posición para descargar carga (t_{m1})

$$t_m = 2{,}0\ min$$

Tiempo de maniobra de tomar posición para ser cargado (t_m)

$$t_m = 1{,}0\ min$$

Tiempo total del proceso de transporte (t_T):

$$t_{Ttransporte} = 49{,}3\ \text{min} \rightarrow 49\ \text{min}\ y\ 18\ seg$$

IMPORTANTE: Para los cálculos de la flota se debe tener en cuenta que el camión que sube cargado no debe ser interrumpido en su proceso de transporte.

Tiempos que demora el camión de una estocada a otra (200m)

$$t_{descargado} = \frac{200\ m}{416{,}67\ (m/min)} = 0{,}48\ \text{min} \rightarrow 29\ seg$$

$$t_{cargado} = \frac{200\ m}{83{,}3\ (m/min)} = 2{,}4\ \text{min} \rightarrow 2\ \text{min}\ y\ 24\ seg$$

3.4.3 Operación De Carguío Y Transporte

Antes de retirar la marina, este debe ser regada, utilizando para esto la manguera que alimenta al Boomer 282.

El volumen total de marina a remover por tiro es $V_T = 179{,}9\ m^3$, por lo cual se necesitan 9 camionadas para poder extraer el total.

El camión 1 (C_1) es cargado completamente en 27 minutos y 48 segundos en la estocada 14 (E_{14}), instante en el cual comienza si ascenso hacia la plata de tratamiento, mientras el scoop se dirige a la frente a cargar la pala nuevamente para comenzar el proceso de carga con el camión 2 (C_2).

C_1 demora 2 min y 24 segundos en pasar por E_{13}, donde se encuentra C_2, una vez que C_1 pasa por la estocada, C_2 se dirige a tomar posición en E_{14}, demorando 1 min y 29 segundos en tomar posición para ser cargado. Todo esto ha demorado 3 min y 53 segundos, faltando solo 23 min y 55 segundos para completar el ciclo de carga de C_2 para que comience su ascenso a la planta. Cuando esto suceda C_3 ya se encontrará en E_{13} con el fin de tomar posición para ser cargado posteriormente.

Cuando C_2 inicia su marcha a la planta 27 min y 48 segundos después de que C_1 la iniciara, C_1 ya ha logrado avanzar 2315,7m, a 899,26m de la planta, trayecto que demorará 10,8min, más 2 minutos de maniobra para realizar la descarga en la planta, más 1,2 min que demora en volver hasta la bocamina, lo cual nos da un tiempo de 14 min.

En estos 14 min C_2 avanzó 1166,2m, ubicándose a 1548,8m de la bocamina. Por leyes de Movimientos Uniformes (a velocidad constante), C_1 y C_2 se encontrarían dentro de la rampa a 1292,6m de la bocamina en 3,1 min. Por razón de seguridad C_1 esperará en E_5 a que pase C_2, periodo que demorará 7,6 min (21,6 min de trayecto total realizado por C_2). Desde este punto solo faltan 6 min para que C_3 termine de ser cargado y comience su marcha, tiempo más que suficiente para que C_1 llegue a tomar posición a E_{13} (solo necesita 4 min).

Por lo tanto, se necesita una flota de 3 camiones, que cumplan con el ciclo tres veces para extraer el total de la marina por tiro.

Para evitar eventualidades los mecánicos de la dotación por turno realizaran mantenciones a las maquinarias en los tiempos que no sean utilizados en el proceso de construcción de la rampa.

Tabla 22 – Equipos a utilizar carguío y transporte

Equipo	*Marca*	*Cantidad*
Scoop	CAT R1700G	1
Camión	Mack Granite GU 813 Euro 5	3

Fuente: Propia

3.5 Ventilación

3.5.1 Determinación Caudal De Aire Requerido

La medición de la velocidad de aire nace directamente del caudal (m^3/s) se hace mediante la ecuación de continuidad $Q = V * A$, determinando la velocidad y el área en el terreno.

Este valor de caudal (Q) es obtenido a través de la sumatoria de los resultados obtenidos del cálculo de diferentes caudales según el requerimiento, estos son:

1. Caudal según personal que trabaja:
2. Caudal según desprendimiento de gas:
3. Caudal según la producción:
4. Caudal según consumo de explosivos:
5. Caudal según equipos diésel:
6. Caudal según temperatura

Pérdidas por choque y pérdidas por fricción serán desestimadas ya que la ventilación será a través de manga de ventilación del tipo impelente con ventilador axial, llevada hasta la frente.

3.5.2 Determinación Del Caudal De Aire Necesario En El Interior Mina

Caudal según personal que trabaja:

$$Q = f * N \ (m^3/\min)$$

f = volumen de aire necesario por persona (3 $m^3/\min$).

N = Número de personas trabajando.

Tabla 23 – Valores según personal que trabaja

ITEM	VALOR
$\boldsymbol{f}$	$3\ (m^3/\min)$
$\boldsymbol{N}$	20

Fuente: Propia

$$Q = 3(m^3/\min) * 20$$

$$Q = 60\ (m^3/\min)$$

3.5.3 Caudal Según Desprendimiento De Gas:

$$Q = 0{,}139 * q\ (m^3/\min)$$

q = volumen de gas que se desprende de la mina durante 24 hrs (m^3).

No existe desprendimiento de gas, por lo tanto:

$$Q = 0{,}139 * 0\ (m^3/\min)$$

$$Q = 0\ (m^3/\min)$$

3.5.4 Caudal Según La Producción:

$$Q = u * T\ (m^3/\min)$$

u = En minas metálicas varía generalmente entre 0,6 a 1 ($m^3/\min$) según consumo de madera.

T = producción diaria en toneladas.

Tabla 24 – Valores según la producción

ITEM	VALOR
$\boldsymbol{u}$	0,6 ($m^3/\min$) (no existe consumo de madera
$\boldsymbol{T}$	696,38 ton

Fuente: Propia

$$Q = 0{,}6(m^3/\min) * \ 696{,}38\ ton$$

$$Q = \ 417{,}83\ (m^3/\min)$$

3.5.5 Caudal Según Consumo De Explosivos:

$$Q = 16{,}67 * E\ (m^3/\min)$$

E= cantidad de explosivo a detonar (Kg).

$\boldsymbol{E} = 164{,}72\ kg$

$Q = 16{,}67 * 164{,}72\ kg\ (m^3/\text{min})$

$Q = 2745{,}88\ (m^3/\text{min})$

3.5.6 Caudal Según Equipos Diésel:

$$Q = 2{,}83 * HP\ (m^3/\text{min})$$

HP = N° caballos de fuerza del motor Diesel.

Tabla 25 – Valores Según La Equipo Diesel

Equipo	Cantidad	HP	HP total
$\boldsymbol{MACK\ \ Granite\ GU\ 813\ Euro\ 5}$	3	440	1320
$\boldsymbol{CAT\ R1700G}$	1	353	353
$\boldsymbol{Boomer\ 282}$	1	78	78
$\boldsymbol{Manitou}$	1	94	94
$\boldsymbol{Mitsubishi\ L-200\ (explosivos)}$	1	134	134
TOTAL			1979 HP

Fuente: Propia

$$Q = 2{,}83 * 1979\ HP\ (m^3/\text{min})$$

$$Q = 5600{,}57\ (m^3/\text{min})$$

$$Q = 5600{,}57\ (m^3/\text{min}) * 2$$

$$Q = 11201{,}14\ (m^3/\text{min})$$

3.5.7 Caudal Según Temperatura

Por gradiente geotérmico, en minas poco profundas (menores a 1000m de profundidad), no se tienen variaciones considerables de temperatura, siendo 2°C cada 100m para minas de 300 m de profundidad, por lo cual es despreciable para el proyecto.

$$Q = 0\ (m^3/\min)$$

Tabla 26 – Resumen Cálculo De Caudales

Item	**Caudal** $(\boldsymbol{m^3/\min})$
Caudal según personal que trabaja	60
Caudal según desprendimiento de gas	0
Caudal según la producción	417,83
Caudal según consumo de explosivos	2745,88
Caudal según equipos diésel	11201,14
Caudal según temperatura	0
CAUDAL TOTAL	14424,85 $(m^3/\min)$
+ 20% factor de seguridad	17.309,82$(m^3/\min)$

Fuente: Propia

Caudal total requerido para la ventilación:

$$Q = 17309{,}82(m^3/\min)$$

$$Q = 611209{,}74\ cfm$$

3.5.8 Ventilador

Para efectos de poder alimentar las labores con el caudal requerido, se hará la utilización de dos ventiladores tipo Varofoil controllable pitch fans de la empresa Howden. Este ventilador ofrece un caudal máximo de 400.000 cfm. Dos

ventiladores de este tipo nos alimentarían con 800000 cfm nominal, pero considerando un 80 % de rendimiento, nos dan 640000cfm, lo necesario para la seguridad de los trabajadores y maquinaria.

Las mangas de ventilación para los dos ventiladores irán en paralelo por la rampa, mangas que serán productos de la empresa Cidelsa, empresa de soluciones en ventilación. Serán ocupadas mangas de 1,5 m de diámetro y 25 m de largo, que serán acopladas por los dispositivos dispuestos por las propias mangas.

Para colgar las mangas se utiliza una solapa perforada con ojetillos a lo largo del tramo de la manga, asegurando una distribución uniforme del peso y una fácil instalación. Los ganchos utilizados son metálicos y ofrecen el soporte necesario. La unión entre ductos se realiza mediante ganchos mosquetones.

Fig. 30 - Varofoil controllable pitch fans

Fuente: Howden

3.6 Servicios Anexos

3.6.1 Servicio Eléctrico

Se instalarán salas eléctricas en la superficie y en las estocadas E2, E5, E8, E11 y E14. Dichas salas eléctricas tendrán en su interior un transformador de 15kVA de potencia, el cual reducirá la tensión de 12,5kV a 380V trifásico, esto para evitar las perdidas por caída de tensión en el largo de la línea y absorber las potencias de las cargas a conectar. En las Estocadas E1 y E3, se instalarán TDF y A (Tableros de Distribución de Fuerza y Alumbrados) en 380V, el cual alimentará de energía eléctrica al Jumbo en su movimiento y trabajo, y a su vez distribuirá la iluminación de la Rampa en dichos pisos. Lo mismo se continuará repitiendo en las cotas inferiores de la Rampa.

La iluminación de la Rampa se realizará en 220V, utilizando equipos fluorescentes a cada 20 metros de separación uno del otro. Para esto se alimentarán los equipos desde las salas eléctricas y TDF y A. Se canalizarán 5 conductores que contaran con; 3 Fases de alimentación (R, S y T), 1 Neutro o tierra de servicio que será del doble de la sección de una fase (para servir de retorno de cada fase), y 1 Tierra de protección para aterrizar los equipos. El conexionado se realizará fase por medio en los equipos, para que, en caso de falla en alguna fase, no existan sectores completos de la rampa sin iluminación. A cada 2 equipos fluorescentes se instalarán equipos de emergencia para la iluminación de la Rampa en caso de una falla en el sistema eléctrico general.

Todo lo mencionado anteriormente, se realizará bajo la normativa eléctrica vigente en Chile NCH 4/2003 y anexos correspondientes a estándares internacionales. Se separarán las bandejas de transporte de conductores, una bandeja exclusiva para la alimentación de salas eléctricas (tensión de 12,5kV), y otra bandeja con la baja tensión (380V y 220V). Equipos fluorescentes con IP65 (protección al polvo y chorros de agua en todas las direcciones), y los conductores tendrán especificación para trabajar en bandejas y directamente enterrados con una chaqueta de pvc resistente al agua, golpes y trabajos en lugares inhóspitos.

3.6.2 Servicio De Drenaje De Aguas

Tomando en consideración la utilización de 100 l/min por parte del BOOMER 282, más un factor de agua aportado por el macizo rocoso en el total de la rampa de 200 l/min máximo estimado, se tiene como total 300 l/min que necesitan ser drenados desde el final de la rampa hasta superficie. Como factor de seguridad se tendrá en cuenta la utilización de bombas con un mínimo de 500 l/min.

Teniendo en cuenta que en las estocadas E2, E5, E8, E11 y E14 se encuentran salas eléctricas, no se puede disponer de estas para el almacenamiento de agua y su drenaje, por lo tanto, se dispondrá de piscinas recolectoras en las estocadas E1, E4, E7, E10 y E13. Entre estas estocadas hay una diferencia de cota de 60m, factor que se transforma en nuevo requerimiento para la elección de la bomba.

Las piscinas recolectoras para utilizar serán estanques de 10000 litros de capacidad, con flotadores que accionarán las bombas para el debido drenaje del agua hacia superficie cuando sea necesario. La bomba para utilizar será el modelo Riggio SB3 T750, bomba para aguas residuales, eléctrica, centrífuga y de acero inoxidable, aptas para el bombeo de aguas negras domésticas e industriales, líquidos viscosos y corrosivos, líquidos con sustancias fibrosas y sólidas, estiércol líquido de tratamientos agrícolas, aguas sucias y fangosas. Bomba que ofrece un levante de 83 m verticales y un caudal de 210000 l/min regulables. El estanque para utilizar será de la empresa BIOPLASTIC, producto de polietileno, estanque vertical reforzado de 10000 litros. El estanque debe ser instalado sobre una base nivelada sin piedras ni imperfecciones, debe soportar el peso total del estanque (incluido el líquido).

Los ductos que unirán el circuito de drenaje serán mangueras de polietileno de alta densidad que soporten altas presiones.

El agua será recolectada a través de la zanja, que irá por la parte interior del radio de curvatura de la rampa. Las mangueras irán a nivel de piso por la pared del túnel, por sobre la zanja.

3.6.3 Servicio Abastecimiento De Agua

El único equipo que necesita abastecimiento de agua es el BOOMER 282, con una necesidad de 100l/min. Para el abastecimiento de esta agua se utilizará una bomba en superficie del tipo Motobomba a gasolina 3 HP Power Pro, adquirida desde SODIMAC. Esta bomba nos ofrece un caudal de 133 l/min, es necesario solo una bomba para inyectar el agua hacia la mina, el resto del trabajo lo hace la propia gravedad para alimentar al BOOMER 282 con lo que necesita. Los ductos serán dispuestos juntos a las manqueras de drenaje mencionadas en el punto anterior.

3.6.4 Ubicación Servicios

Las redes eléctricas y las redes de agua deben estar ubicadas en paredes distintas, por lo cual la red eléctrica irá por la parte exterior de la rampa y las redes húmedas por zona interior.

3.7 Cotización De Equipos

Para esta sección se realiza la cotización de algunos equipos a utilizar en el proyecto, especialmente de los equipos más grandes y costosos.

1. Boomer 282 – Atlas Copco, 2018

   Precio de venta: $ 316.184.120 CLP

   Estado: Usado

2. Boomer 282 – Atlas Copco, 2013

   Precio de venta: $ 144.379.391 CLP

   Estado: Usado

3. MACK Granite GU 815 E5

   Precio de venta: $36.000.000 CLP

   Estado: Usado

4. CAT R1700G*

   Precio de venta: $404.802.032 CLP

   Estado: Usado

5. Bomba Centrífuga Reggio SB2 750 T

   Precio de Venta: $909.339 CLP

   Estado: Nuevo

6. Motobomba a gasolina 3 HP Power Pro

   Precio de venta: $140.990 CLP

   Estado: Nuevo

7. Estanque de 10000 L Bioplastic

   Precio de venta: $935.000 CLP

   Estado: Nuevo

8. Dinamita Tronex Plus

Precio venta: US $ 75.222 (Caja de 44 unidades)

Estado: Nuevo

9. Anfo a Granel

Precio Venta: US$ 0.84 (por kilogramo)

Estado: Nuevo

CAPITULO IV: RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES

4.1 Recomendaciones

Se recomienda la utilización de un BOOMER 282 debido al área de la frente que debe ser perforada, este es el equipo que más se acomoda sin sobredimensionar no quedar por debajo de la altura y ancho de la labor.

Se recomienda la utilización del camión Mack Granite 813 Euro 5 debido a su gran capacidad de tolva, bajo costo comparado a los otros camiones del mercado con características similares y por sus prestaciones en minería, siendo un equipo totalmente confiable y de larga durabilidad

Se recomienda la utilización del scoop CAT R1700G debido a su capacidad de pala, que logra cargar el camión en 3 paladas, los cual está totalmente dentro de los parámetros, menos de 3 paladas significa que el camión es de bajo tonelaje y más de 4 paladas quiere decir que la mala es de muy bajó volumen.

Se recomienda la utilización de Anfo Granel debido a que es un explosivo de bajo costo, aunque muy agresivo con al macizo, los cálculos fueron sacados con un precorte de baja carga lineal y más barrenos con el fin de fracturar la roca caja.

Se recomienda Dinamita Tronex Plus como prima debido a su alto poder detonante, haciendo que los barrenos detonen de forma óptima, reduciendo la posibilidad de tiros quedados.

Se recomienda utilizar un equipo de levante para las acciones fortificación y acuñadura, debido que la labor excede los 4,5m de altura.

Se recomienda utilizar el ventilador Howden seleccionado ya que nos entrega un factor de seguridad bastante amplio en caso de ser necesario ingresar más equipos o personal.

Se recomienda hacer los cambios de turnos en la frente ya que los turnos fueron diseñados con traslape para este efecto.

Se recomienda la instalación de las salas eléctricas y de los estanques sobre bases de hormigón.

4.2 Conclusiones

El estudio de prefactibilidad del diseño de la rampa para minería subterránea en minera El Dorado, en Ovalle, entrega resultados positivos de realización, siendo totalmente posible realizar el proyecto bajo las consideraciones y requerimientos dados por la empresa, en relación con dimensiones y maquinarias. Aunque, realizar un proyecto de esta envergadura con solo fines exploratorios no es altamente recomendable, debido a los altos costos del proyecto. Habiendo otras formas de realizar prospección y exploración más baratas, se recomienda comenzar por aquellas, y una vez que se tiene cierto grado de certeza, es más seguro efectuar el proyecto de la rampa, aunque la decisión siempre recae sobre el inversionista, quien dictamina lo que quiere hacer, a pesar de los costos.

La ventaja de este proyecto en base a la exploración es que sí entregara resultados positivos, encontrando yacimientos rentables para explotación, la rampa ya nos ofrece condiciones inmediatas para comenzar labores de desarrollo para llevar a cabo la extracción y aprovechamiento del yacimiento. La rampa está diseñada para labores tanto de exploración y acceso de manera permanente a labores de explotación subterránea, solo sería necesario realizar nuevos cálculos de ventilación principal y auxiliar según corresponda al método de explotación y labores a desarrollar.

La ubicación del inicio del soterramiento ha sido elegida debido a la proximidad a la planta de tratamiento, en tal punto de que la bocamina se encuentre a los pies de una pequeña loma, dándonos una mayor profundidad y roca menos erosionada, con el fin de tener mayor seguridad en las instalaciones y el sostenimiento. La pendiente del 10% es elegida por los camiones y equipos que deben transitar por la rampa, debido a que, para suelos irregulares, esta es la pendiente más recomendable, permitiendo que los equipos se puedan desplazar tanto en entrando o saliendo de la rampa. El radio de curvatura de 80m es el indicado ya que con radios menores teníamos menor distancia entre un nivel y otro de la rampa, lo cual nos podía terminar efectuando colapsos del macizo rocoso.

El personal para el desarrollo de la rampa será una dotación de 20 personas en los cargos especificados en la tabla 15, con turnos 5x2, con 9 horas por turno. Este sistema de turno está diseñado con el fin de que exista un traslape entre los turnos, que nos permita hacer el cambio de dotación en la frente y así no tener tiempos muertos de trabajo.

Respecto a los tiempos, teniendo en cuenta que se realizarán 3 tronaduras cada 2 días de trabajo y sabiendo que cada tronadura tiene un avance efectivo de 4,015m, con 5 días efectivos de trabajo a la semana, en aproximadamente 2 años el proyecto debería estar totalmente realizado, teniendo en consideración eventualidades que puedan surgir en el trayecto.

El cálculo de la perforación y tronadura con voladura de contorno nos entrega datos duros respecto a la cantidad de explosivo a utilizar con la cantidad de barrenos y su disposición en la malla. Ya que este proyecto corresponde a una rampa de exploración, pero aún más importante, de futuro acceso a labores, el macizo rocoso debe mantener su estabilidad lo más posible durante el desarrollo del proyecto alargando así su vida útil. Para esto se realizó calculo con voladura de contorno, lo cual nos entrega una mayor cantidad de barrenos tanto de contorno (hastiales y de techo) y destrozas, los cuales van con baja carga lineal, con el fin de que el Anfo sea afectivo en la tronadura, pero sin golpear de manera significativa la roca caja. Por lo tanto, más barrenos, menos carga.

Para la fortificación no podemos determinar solo un método aplicable a toda la rampa, debido que el macizo rocoso no es homogéneo, teniendo zonas con mayor estabilidad y otras con menor. Para poder responder a esta problemática se toma la decisión de crear un criterio de clasificación en cinco clases de roca según su Q de Barton. Para cada uno de los estados del macizo se especifica el tipo de fortificación requerida, además se explica como poder obtener los datos para lograr estimar el Q de Barton correspondiente. Para este trabajo de estimación, el profesional competente debe realizar las mediciones y tomar la decisión en terreno. En este caso el jefe de turno debe contar con las

competencias geológicas y geotécnicas necesarias para realizar esta labor, que también servirá para poder calcular la máxima extensión sin fortificar.

El carguío y transporte es calculado en el punto más crítico del desarrollo de la rampa (el ultimo disparo), debido a que los equipos serán obtenidos desde el inicio, por lo cual tendrán disponibilidad total. Estos equipos que no sean requeridos desde el inicio realizarán labores en superficie, ya que cabe destacar en minera El Dorado cuenta con 4 rajos de extracción actual, por lo tanto, cuando sea necesario la utilización de los equipos solo se debe coordinar con las otras labores para que exista la disponibilidad según los requerimientos.

Debido a el caudal requerido calculado se toma la decisión de utilizar dos ventiladores con mangas paralelas, ya que, con ese caudal para un solo ventilador y manga, exigía una mayor sección de ducto o aumentar la velocidad, lo cual dificulta las labores de sobremanera. Cabe destacar que realizar una chimenea de ventilación (quede ir en el eje central de la rampa) puede facilitar de sobremanera una ventilación natural, pero se recomienda hacer cuando se tome la decisión de explotar el yacimiento.

El servicio de anexo de electricidad está completamente ligado a las caídas de tensión, por este motivo es que se toma la decisión de la instalación de estas salas eléctricas, además nos permiten tener un correcto funcionamiento y poder adquirir in situ los requerimientos eléctricos para cada labor. El drenaje de agua se realiza a través de sistema de zanja-estanque-bomba, de tal forma que la zanja recolecta el agua, se almacena en los estanques, estos disponen de un flotador el cual activa la comba que propulsa el agua hacia la superficie, en estaciones determinadas según la profundidad alcanzada.

El abastecimiento de agua en superficie es netamente para suministrar los requerimientos del jumbo, para esto se instala solo una bomba en superficie que propulsa el agua hacia el interior y luego la gravedad hace el trabajo de llegar con esta agua hasta el jumbo en profundidad.

CAPITULO V: REFERENCIAS

Anónimo. (2017). Rampas minería subterránea. Universidad de Cajamarca. Recuperado de https://es.scribd.com/document/365667573/RAMPAS-MINERIA-SUBTERRANEA

Bioplastic. (2018). Estanque de 10000 L. Recuperado de https://articulo.mercadolibre.cl/MLC-471235741-estanque-de-10000l935000coniva-precio-oferta-_JM

Cat. (2018). R1700G Underground mining loader. Recuperado de https://www.cat.com/es_MX/products/new/equipment/underground-hard-rock/underground-mining-load-haul-dump-lhd-loaders/18233686.html

Dga. (2004). Dirección General de Aguas. Recuperado de http://www.dga.cl/Paginas/default.aspx

Enaex. (2014). Guía del explosivista. Recuperada de http://www.diexa.cl/img/GUIA_DEL_EXPLOSIVISTA.pdf

Epiroc. (2018). Boomer 282, face drilling rig. Recuperado de http://www.podshop.se/Epiroc/epiroc/Products/DownloadLowres/?productRef=82429

Gallardo. (1996). Descripción y caracterización de la comuna de Canela y sus comunidades agrícolas región de Coquimbo. Recuperado de http://www.tesis.uchile.cl/tesis/uchile/2006/barra_r/sources/barrar.pdf

Howden. (2015). Axial Fans and Centrifugal Blowers. Recuperado de https://www.howden.com/Brochures/Howden%20American%20Fan%20Product%20Catalog.pdf

López, J. (1994). Manual de perforación y voladura de rocas, Instituto geológico y minero de España. Recuperado de

Mack. (2018). Mack granite Gu 813 Euro 5. Recuperado de http://www.salfa.cl/media/filer_public/c4/b6/c4b62dbb-61ab-4fe6-8e91-e8933865370c/pd-800004fichatecnica.pdf

Ortiz, J. (2018). Generalidades acerca del manejo de minerales, Curso explotación de minas, Universidad de Chile

Oyanedel. (2011). Anexo descripción y caracterización de la comuna de Ovalle y sus comunidades agrícolas, región de Coquimbo. Recuperado de https://www.gorecoquimbo.cl/gorecoquimbo/site/artic/20160425/asocfile/201 60425131250/cos_aguas_lluvias__tomo_i__anexo_2.pdf

Reggio. (2018). Bomba Centrífuga SB2 750 T. Recuperado de https://www.hidrotecnica.cl/ficha/BOM1013101/bomba-centrif-sb3-750t-7-5hp-380v-13amp-2-x-11-2

Rosso, D. (2010). Fortificación de minas, Diplomado en mecánica de rocas, Universidad de Antofagasta.

Sernageomin. (2014). Guía n° 5 fortificación y acuñadura. Recuperado de http://www.sernageomin.cl/wpcontent/uploads/2018/10/G5FortificacionAcunadura.pdf

Sernageomin. (2015). Ventilación de minas. Recuperado de http://sitiohistorico.sernageomin.cl/pdf/presentaciones-geo/Ventilacion-en-minas-subterraneas(ErickVargasSernageomin).pdf

Sernageomin. (2008). Mapa Geológico de Ovalle, Región de Coquimbo. Recuperado de

http://www.ipgp.fr/~dechabal/Geol-millon.pdf; http://biblioteca.sernageomin.cl/opac/index.asp?param=o%A5%A6k%5E%5D%D8%A1%A1j%8B%82%7Fp&Op=5

Sodimac. (2018). Motobomba a gasolina 3 HP Power Pro. Recuperado de https://www.sodimac.cl/sodimac-cl/product/3408019/Motobomba-a-gasolina-3-HP

Villarroel, J. (2018). Ventilación y fortificación de minas, Curso ventilación y fortificación de minas, Universidad San Sebastián.