

# PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

## FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PONTIFICIA  
**UNIVERSIDAD**  
**CATÓLICA**  
DEL PERÚ

### Estudio de Caso para la Optimización de las Operaciones Unitarias que Intervienen en la Excavación de los Túneles 2 y 3 del Proyecto Nuevo Nivel Mina con Pendientes de 22%.

Tesis para optar el Título de **Ingeniero de Minas**, que presenta el bachiller:

**Christian Joel Echevarría Matos**

**ASESOR: Dr. Humberto Iván Pehovaz Álvarez**

Lima, Julio de 2015

## RESUMEN DE TESIS

El Proyecto Nuevo Nivel Mina, es uno de los cuatro proyectos estructurales más grandes que la empresa Codelco viene realizando para aumentar su producción de cobre en los siguientes años. Este gran proyecto está conformado por varios proyectos independientes que al final se unirán y darán vida al Nuevo Nivel de la mina El Teniente. Uno de estos proyectos consiste en la construcción de diversos túneles, dentro de los cuales se encuentran el Túnel Correa 2 y el Túnel Correa 3.

Se realizó un estudio sobre la construcción de estos túneles tomando como muestra uno de ellos, para analizar el proceso operativo del ciclo de minado dado por la empresa colaboradora y evitar mayores problemas en el futuro. Se comparó el proceso de construcción actual con la ofertada para determinar si se cumplían los rendimientos y plazos propuestos por la contratista y de no ser así determinar los problemas principales y sugerir mejoras.

Se realizó levantamiento de la información, registrando las actividades que contenían los procesos operativos principales de la construcción de los túneles. Esta información fue obtenida con colaboración de los jefes de turno de la empresa colaboradora tomando tiempos, analizando los motivos de las demoras, calculando la cantidad de insumos que se estaban utilizando, etc. Con esta información se calculó los rendimientos reales para compararlos con los teóricos.

Analizando los resultados obtenidos se determinó que los rendimientos propuestos no se cumplieron por diferentes motivos; por lo que basándonos en la información obtenida, se analizaron los principales problemas operativos y realizaron mejoras que aumentaron el rendimiento diario, entre las mejoras propuestas se encuentra el desarrollo de un óptimo diagrama de disparo basado en la teoría de Holmberg.

Finalmente se determinó que a pesar de haber disminuido notablemente el atraso que se generó por las diversas pérdidas operativas, el proyecto no terminaría de ser construido para la fecha ofertada debido a diversos factores y eficiencias muy altas que se tomaron al hallar los rendimientos teóricos y por estar basados en construcciones de túneles similares pero sin pendiente.

## ÍNDICE

Capítulo 1: Introducción .....	5
1.1. CODELCO .....	6
1.2. La Vicepresidencia de Proyectos.....	9
1.3. El Proyecto Nuevo Nivel Mina.....	11
Capítulo 2: Metodología de Estudio.....	14
2.1. Planteamiento del Problema .....	14
2.2. Objetivos .....	15
2.2.1. Objetivos Generales .....	15
2.2.2. Objetivos Específicos.....	15
2.3. Justificación .....	16
2.4. Alcances.....	17
2.5. Muestra de Estudio .....	17
2.6. Ubicación .....	20
2.7. Geología.....	22
2.7.1. Geología Regional .....	22
2.7.2. Geología Local.....	23
2.8. Geotecnia.....	24
Capítulo 3: Marco Teórico.....	26
3.1. La construcción de Túneles.....	26
3.2. Los métodos de construcción.....	26
3.3. Método de Perforación y Voladura .....	27
3.3.1. La Perforación .....	27
3.3.2. La Voladura .....	30
3.3.3. La Ventilación.....	32
3.3.4. Extracción De Material .....	34
3.3.5. El Sostenimiento .....	35
3.4. Criterio de definición de Sostenimiento.....	36
3.5. Diseño De Voladura: Roger Holmberg.....	39
3.5.1. Avance por disparo .....	39
3.5.2 El Arranque .....	40
3.5.3. Diseño de taladros de ayuda .....	42

3.5.4. Diseño taladros de contorno .....	43
3.5.5 Diseño de taladros de arrastre .....	43
3.6. Los Explosivos.....	43
3.6.1. Descripción .....	43
3.6.2. Tipos de explosivos .....	44
3.6.3. Propiedades de los explosivos .....	45
Capítulo 4: Metodología de Trabajo Propuesto .....	46
4.1. Proceso Constructivo .....	46
4.1.1. Perforación .....	47
4.1.2. Carga de Explosivos.....	48
4.1.3. Ventilación .....	48
4.1.4. Carguío y Acarreo.....	48
4.1.5. Sostenimiento.....	49
4.2. Instalaciones y servicios de los túneles .....	50
4.3. Rendimientos de la Propuesta .....	51
Capítulo 5: Evaluación operativa del ciclo de excavación .....	54
5.1. Rendimientos Reales .....	54
5.2. Análisis de los Rendimientos Reales .....	60
5.3. Pérdidas en el ciclo .....	64
5.4. Comparación entre los valores teóricos y reales.....	65
5.5. Identificación de los principales problemas y sus consecuencias .....	67
Capítulo 6: Propuestas de Mejora.....	68
6.1. El Diseño de la Malla de Perforación Existente.....	68
6.2. Nuevo diseño de malla de disparo.....	70
6.3. Perforación de Avance.....	74
6.4. La extracción de material estéril .....	74
6.5. El Sostenimiento.....	77
6.6. Las pérdidas en el ciclo .....	78
Capítulo 7: Aplicación de las Propuestas .....	79
Capítulo 8: Conclusiones .....	88

## Índice de Figuras

Figura 1. Perfil de producción – Escenario Referente.....	5
Figura 2. Plan Integrado de Producción .....	6
Figura 3. Producción Anual Divisiones Codelco.....	8
Figura 4. Ventas de Cobre por Destino y por Tipo de Cobre .....	9
Figura 5. Proyecto NNM.....	11
Figura 6. Perfil típico de las operaciones mineras del proyecto.....	12
Figura 7. Túnel Correa .....	13
Figura 8. Plataforma Confluencia Norte y Sur .....	13
Figura 9. Proyecto Movimiento Masivo de Tierra para Montaje de Correas de Superficie.....	15
Figura 10. Vista aérea de las obras del proyecto. ....	18
Figura 11. Perfil Túnel Correa 2.....	19
Figura 12. Perfil Túnel Correa 3.....	19
Figura 13. Ubicación del Proyecto .....	21
Figura 14. Vista Aérea del lugar de trabajo.....	22
Figura 15. Perfil geológico Túnel Correa 2.....	23
Figura 16. Perfil Geológico Túnel Correa 3.....	24
Figura 17. Calidad Geotécnica Macizo Rocoso.....	25
Figura 18. Resistencia al desgaste vs tenacidad .....	29
Figura 19. Variación del diámetro de perforación basado en tamaño de la sección.....	29
Figura 20. Tipos de Taladros en un Diagrama de Disparo.....	30
Figura 21. Taladros Burn Cut de Primer Corte .....	31
Figura 22. Taladros Large Hole Cut de Primer Corte.....	32
Figura 23. Ventilación aspirante.....	33
Figura 24. Ventilación Impelente.....	33
Figura 25. Ventilación mixta. ....	33
Figura 26. Tipos de Zonas existentes en una excavación.....	35
Figura 27. Q vs Sostenimiento propuesto .....	38
Figura 28. Distancia entre taladros vs Diámetro de taladros vacíos.....	40
Figura 29. Tipos de Explosivos .....	44
Figura 30. Selección de Explosivos.....	45
Figura 31. Distribución del Tiempo de Ciclo por Disparo.....	61
Figura 32. Porcentaje de Tiempos en un Disparo .....	62
Figura 33. Tiempo Promedio de las Operaciones del Ciclo del Túnel.....	63
Figura 34. Distribución de las Pérdidas Reales.....	65
Figura 35. Tiempo Promedio de las Pérdidas Reales.....	65
Figura 36. Diagrama Disparo Actual tipo II .....	68
Figura 37. Diagrama de Disparo Actual Tipo III.....	69
Figura 38. Nuevo Arranque .....	71
Figura 39. Nuevo Diagrama Disparo .....	72
Figura 40. Halo de Influencia Del Nuevo Diagrama .....	73
Figura 41. Costos Túnel Correa 3.....	85

Figura 42. Costos Túnel Correa 2..... 87

**Índice de tablas**

Cuadro 1. Aproximación Vida Útil de los Aceros de Perforación ..... 28

Cuadro 2. Sistemas de Sostenimiento ..... 36

Cuadro 3. Índice de Calidad Q ..... 37

Cuadro 4. Valores ESR según el Tipo de Excavación ..... 38

Cuadro 5. Sostenimiento por tipo de roca ..... 49

Cuadro 6. Resumen Rendimientos Propuesta ..... 53

Cuadro 7. Rendimiento diario de la Propuesta por Tipo de Roca..... 53

Cuadro 8. Parámetros Geométricos del Túnel Correa 3..... 54

Cuadro 9. Sobreexcavación Túnel Correa 3..... 55

Cuadro 10. Metros Equivalentes por Esponjamiento ..... 55

Cuadro 11. Datos para el Sostenimiento Túnel Correa 3 ..... 56

Cuadro 12. Valores del Sostenimiento Túnel Correa 3..... 57

Cuadro 13. Datos para la Perforación Túnel Correa 3..... 57

Cuadro 14. Rendimientos Diarios Reales en el túnel Correa 3..... 59

Cuadro 15. Parámetros para Rendimientos..... 63

Cuadro 16. Rendimientos Reales ..... 64

Cuadro 17. Comparación Rendimientos ..... 65

Cuadro 18. Comparación Rendimientos Diarios..... 66

Cuadro 19. Comparación de tiempos ..... 66

Cuadro 20. Burden Arranque ..... 71

Cuadro 21. Burden Diagrama Disparo Nuevo ..... 72

Cuadro 22. Rendimiento Excavador Frontal a lo Largo del Túnel ..... 75

Cuadro 23. Rendimiento Nuevo Scoop a lo Largo del Túnel ..... 76

Cuadro 24. Ahorro por el Cambio de Equipo ..... 76

Cuadro 25. Ahorro por Creación de Estocadas ..... 77

Cuadro 26. Tiempos por Ciclo con el Nuevo Diagrama..... 80

Cuadro 27. Tiempos de las Distintas Pérdidas con el Nuevo Diagrama..... 80

Cuadro 28. Nuevos tiempos por Operación Unitaria..... 82

Cuadro 29. Nuevos Rendimientos ..... 83

Cuadro 30. Nuevos Plazos ..... 83

Cuadro 31. Costos Túnel Correa 3 ..... 84

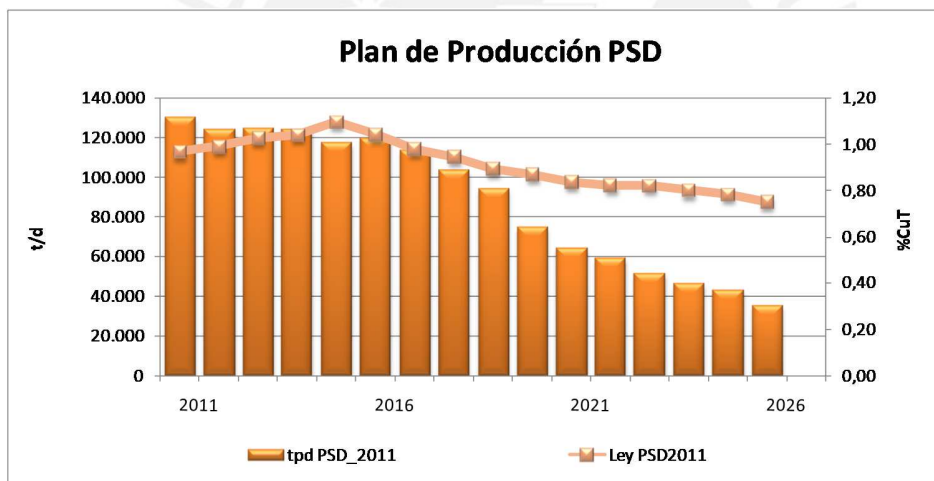
Cuadro 32. Costos Túnel Correa 2 ..... 86

## Capítulo 1: Introducción

Se estima que a partir del año 2017, comenzará el agotamiento inevitable de las reservas mineras en los sectores productivos actuales, los que se encuentran ubicados sobre el Nivel Teniente 8, por lo que Codelco Chile División El Teniente, impulsó el desarrollo del Proyecto Nuevo Nivel Mina (**PNNM**), el cual permitirá reponer las reservas mineras que se agotan y de esta forma proporcionar la continuidad operacional de la División.

El actual plan sin desarrollo de la División El Teniente (PSD 2011), considera la explotación de la mina hasta el año 2026, escenario que plantea el cierre del complejo mina-concentradora, por el agotamiento de los sectores productivos que se ubican sobre el nivel Teniente 8. Este plan se define como el escenario de referencia para el proyecto Nuevo Nivel Mina (NNM).

El Plan sin desarrollo 2011 en términos de volúmenes de producción se muestra en la Figura 1.

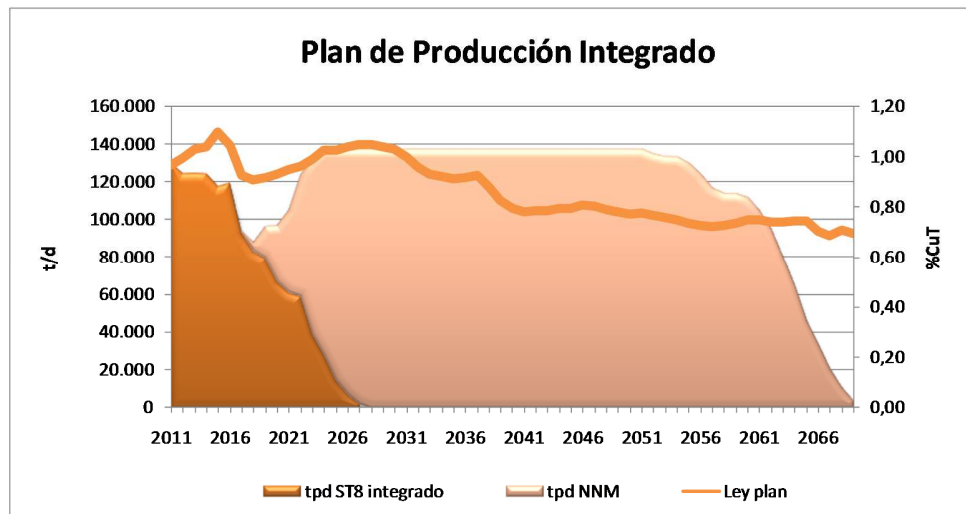


Fuente: Codelco

Figura 1. Perfil de producción – Escenario Referente

En este escenario, el proyecto NNM permite dar continuidad a la operación de la División el Teniente, explotando las reservas mineras ubicadas bajo el nivel Teniente 8, constituyendo un plan integrado de producción, a una tasa en régimen de 137 kt/d, que le otorga a la mina una vida útil hasta el año 2069.

En la Figura 2 se muestra el Plan Integrado de producción y la ley del Plan.



Fuente: Codelco

Figura 2. Plan Integrado de Producción

### 1.1. CODELCO

Codelco es el primer productor mundial de cobre y posee, además, cerca del treinta por ciento de las reservas mundiales del metal rojo.

El nombre Codelco representa a la Corporación Nacional del Cobre de Chile, una empresa autónoma propiedad del Estado chileno, cuyo negocio principal es la exploración, desarrollo y explotación de recursos mineros de cobre y subproductos, su procesamiento hasta convertirlos en cobre refinado, y su posterior comercialización.

Posee activos por US\$ 31.645 millones, y un patrimonio que a fines de 2012 ascendía a US\$ 12.178 millones. Su principal producto comercial es el cátodo de cobre grado A.

Desde el 1 de marzo de 2010, fecha en que entró en vigencia la Ley 20.392, la dirección superior y administración de la empresa la ejerce un Directorio, conformado de la siguiente manera:

- Tres directores nombrados por el Presidente de la República.
- Dos representantes de los trabajadores de Codelco, elegidos por el Presidente de la República sobre la base de quinas separadas que, para cada cargo, deberán proponer la Federación de Trabajadores del Cobre, por una parte, y la Asociación Nacional de



Supervisores del Cobre y la Federación de Supervisores del Cobre en conjunto, por la otra.

- Cuatro directores nombrados por el Presidente de la República, a partir de una terna propuesta para cada cargo por el Consejo de Alta Dirección Pública, con el voto favorable de cuatro quintos de sus miembros.

El Presidente Ejecutivo de Codelco es designado por el Directorio, el que le delega las facultades necesarias para el ejercicio de su cargo. Su función es ejecutar los acuerdos del Directorio y supervisar todas las actividades productivas, administrativas y financieras de la Corporación.

La Carta de Valores es una guía en todas las decisiones de negocios y orienta el accionar de todos quienes trabajan en Codelco, más allá de los roles específicos que desempeñan día a día. Quienes trabajan en Codelco buscan cumplir los compromisos y ser reconocidos por la forma de hacer las cosas.

Codelco tiene seis divisiones mineras en operación: Chuquicamata, Radomiro Tomic, Salvador, Andina, El Teniente y Gabriela Mistral. A estas operaciones se suman División Ventanas (fundición y refinación), desde mayo de 2005; y División Ministro Hales, desde 2010, cuyo yacimiento se encuentra en construcción. La filial Minera Gaby SpA, en operación desde mayo de 2008, se convirtió en la nueva División Gabriela Mistral desde el 2 de enero de 2013. Además, Codelco es dueño del 49% de la Sociedad Contractual Minera El Abra y del 20% de Anglo American Sur S.A. (a través de diferentes sociedades). También participa en diversas filiales orientadas a la exploración y desarrollo tecnológico.

La producción de cada una de sus operaciones en estos dos últimos años se presenta en la Figura 3.

Producción de cobre y molibdeno						
(Toneladas métricas finas)						
	Cobre				Molibdeno	
	2012	2011	2012	2011	2012	2011
Radomiro Tomic	427.791	427.791	1.459	1.573		
Chuquicamata	355.901	443.381	6.318	11.314		
Salvador	62.728	69.046	1.154	1.024		
Andina	249.861	234.348	4.652	3.174		
El Teniente	417.244	400.297	6.094	6.012		
Gabriela Mistral	133.000	118.078				
CODELCO	1,646.525	1,735.246	19.676	23.098		
El Abra	75.178	60.923				
Anglo American Sur S.A.	35.85					
Total	1,757.55	1,796.17	19.676	23.098		
Otros subproductos						
	Oro		Plata		Ácido	
	2012	2011	2012	2011	2012	2011
Chuquicamata	751	1.444	106.927	210.710	1,121.370	1,129.709
Salvador	867	1.041	32.01	41.664	472.300	492.452
Andina			62.465	59.02		
El Teniente	738	781	82.771	81.775	1,215.417	1,187.548
Ventanas					321.382	352.535
Total	2.355	3.265	284.173	393.17	3,130.47	3,162.24

Fuente: Codelco

**Figura 3. Producción Anual Divisiones Codelco**

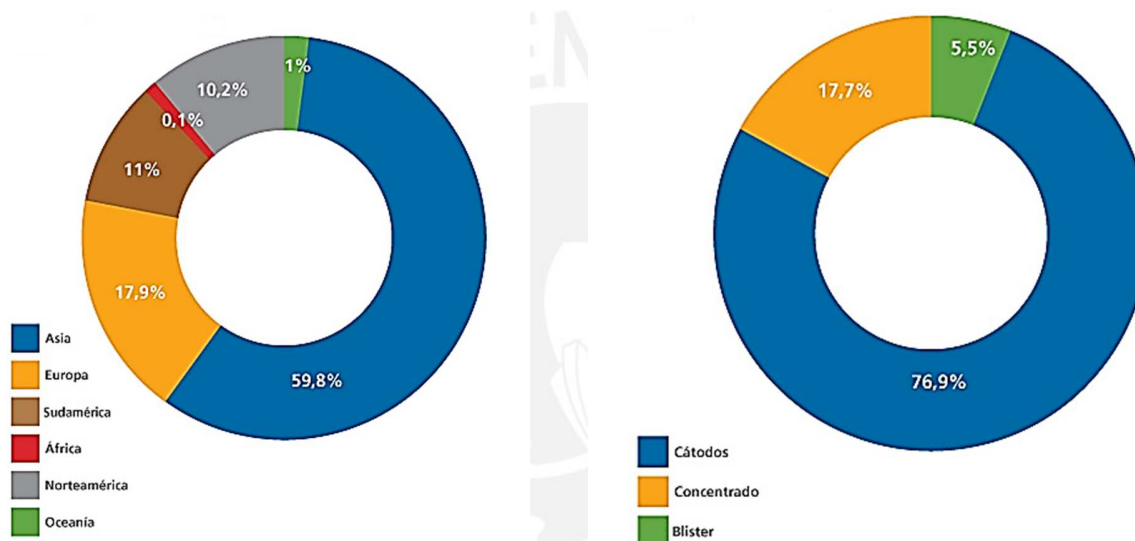
La empresa realiza exploraciones mineras en Chile, Brasil y Ecuador.

Codelco se ve afectado fuertemente por las variaciones en el precio del cobre por ser éste su principal producto. Durante los últimos años, el precio del cobre ha sido favorecido por la evolución de los fundamentos del mercado. Estos indican que desde 2003, excepto los años de crisis, han predominado los balances de sobreconsumo; mientras que los stocks comerciales disminuyeron, ubicándose en un nivel bajo.

Durante 2012, el precio promedio anual de la Bolsa de Metales de Londres alcanzó un nivel de 360,6 centavos de dólar por libra (c/lb), mostrando una disminución de 39,1 c/lb (9,8%) respecto de 2011. Por su parte, los stocks totales en las Bolsas de Metales -Londres, Nueva York y Shanghai mostraron un incremento, pasando de 544 miles de toneladas a fines de diciembre de 2011 a 589 miles de toneladas a fines de diciembre de 2012.

Al examinar el nivel de precios anual desde una perspectiva amplia, se aprecia que la cotización promedio continuó ubicándose en un nivel alto a pesar de la baja experimentada. Asimismo, durante los últimos años, el precio del cobre se ha visto favorecido por la evolución de los fundamentos del mercado.

Las ventas de cobre ascendieron a un total de 1,9 millones de toneladas, que se destinaron en un 59,8% a Asia; 17,9% a Europa; 11% a Sudamérica, y 10,2% a Norteamérica. El 76,9% de las ventas correspondió a cátodos, el 17,7% a concentrados de cobre no procesados en las fundiciones de Codelco y 5,5% restante corresponde a ventas de blíster.



Fuente: Codelco

Figura 4. Ventas de Cobre por Destino y por Tipo de Cobre

## 1.2. La Vicepresidencia de Proyectos

Codelco gestiona y ejecuta su extensa cartera de proyectos de inversión a través de la Vicepresidencia de Proyectos (VP), organización que conceptualiza, diseña, construye y pone en marcha todos aquellos proyectos con base geo-minero-metalúrgica que superan los US\$ 10 millones.

La Vicepresidencia de Proyectos (VP) fue creada en enero del 2005, en el marco de un rediseño integral del área de la sección de Proyectos de la Corporación. Dicha reestructuración se orientó a reconocer, diferenciar y establecer responsabilidades claras entre las dos grandes vías a través

de las cuales Codelco crea y captura valor para su dueño: por una parte, Operaciones de activos existentes (esencialmente a cargo de las Divisiones) y, por otra, el desarrollo de Proyectos para crear nuevos activos (esencialmente a cargo de la VP).

Las razones que inspiraron a la alta dirección de Codelco para decidir ese cambio sustancial en la forma de gestionar sus inversiones se resumen en tres ideas centrales:

1. La necesidad de impulsar un plan de inversiones de gran magnitud para asegurar el desarrollo del máximo potencial de valor de las reservas y recursos que dispone la Empresa.
2. La conveniencia de separar responsabilidades en materia de gestión operacional y gestión de inversiones, pero velando a la vez por la unidad de objetivos.
3. La necesidad de asegurar que en el ámbito de la gestión de proyectos de inversión se apliquen las mejores prácticas, se disponga de las competencias específicas que requiere la tarea y se cuente con las mejores plataformas de apoyo disponibles.

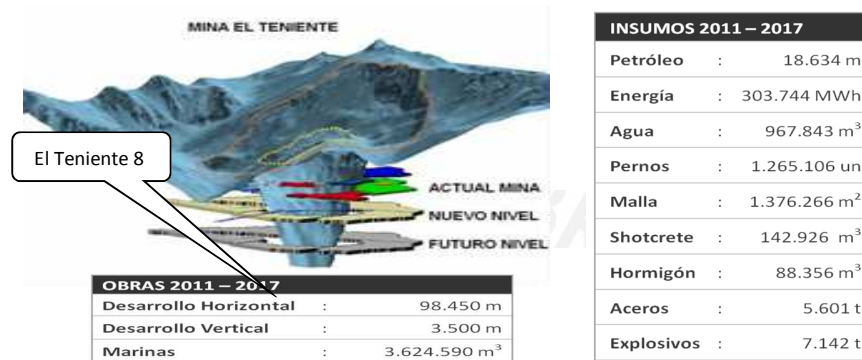
En las etapas de las pre inversiones (estudios de pre factibilidad y factibilidad), la VP procura maximizar la rentabilidad de la inversión, agregando valor en cada una de las fases de desarrollo, con el objetivo de ofrecer el mejor negocio posible a la Corporación. Luego, en la etapa de ejecución de las inversiones, busca capturar la promesa ofrecida privilegiando los aspectos plazo, costo, calidad y sustentabilidad, con un estándar de gestión de proyectos de alto nivel que se orienta a maximizar el valor económico de Codelco.

Con 13 proyectos en etapa de ejecución, los recursos del año 2012 están destinados principalmente al desarrollo de 4 proyectos estructurales –Mina Chuquicamata Subterránea, Ministro Hales, Nueva Andina Fase II y Nuevo Nivel Mina El Teniente-, proyectos que transformarían el modelo de gestión de la empresa y que involucrarían grandes desafíos tecnológicos.

El gran propósito de Codelco y la VP ha sido siempre ejecutar todos los proyectos en plazo, costo, calidad y sustentabilidad, y muy especialmente, con seguridad sin tener que lamentar accidentes graves.

### 1.3. El Proyecto Nuevo Nivel Mina

Uno de los cuatro proyectos estructurales de Codelco, Nuevo Nivel Mina (NNM) consiste en ampliar la mina El Teniente en un sector más profundo del cerro (cota 1.880), sumando una nueva superficie de 2 millones 050 mil metros cuadrados y asegurando la continuidad operacional de la División El Teniente.



Fuente: Codelco

Figura 5. Proyecto NNM

El proyecto NNM suma 2.020 millones de toneladas de reservas, con una ley media de cobre de 0,86% y una ley media de molibdeno de 0,022%, que se traducen –en un período de más de 50 años de operación contados desde fines de 2017- en más de 17 millones de toneladas de cobre fino.

La configuración del proyecto contempla una explotación a través del sistema panel caving, con el 100% del área preacondicionada mediante fracturamiento hidráulico y un esquema de niveles típico de la mina El Teniente: hundimiento, producción, ventilación, acarreo y chancado. La diferencia es que, en este caso, el mineral va a ser sacado a superficie –al concentrador Colón- a través de un sistema de correas transportadoras.

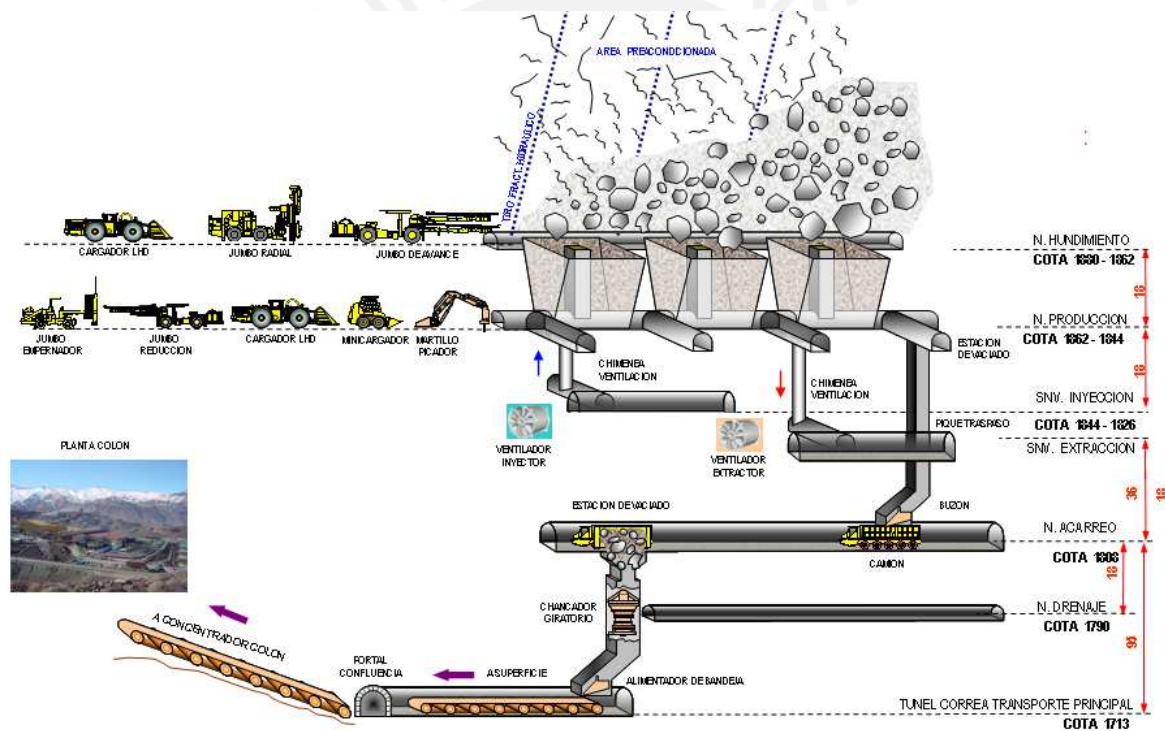
Nuevo Nivel Mina permitirá mantener la capacidad de El Teniente en las actuales 137.000 toneladas por día (tpd), que equivalen a una producción en régimen en torno a 430.000 toneladas de cobre fino al año. Y deja abierta la opción, hacia el año 2020, de tomar la decisión de iniciar las obras necesarias para llegar a producir 180.000 tpd.

El proyecto considera los desarrollos, obras, construcciones e infraestructura necesarios para poner en explotación un nuevo nivel de la mina, un sistema de manejo de materiales para

transportar el mineral a la actual planta de Colón y las instalaciones necesarias para la normal operación del complejo productivo.

Desarrollo y operación de un nuevo nivel de explotación de la mina desde la cota 1.880 msnm, que considera:

- ▶ Nivel de hundimiento.
- ▶ Nivel de producción.
- ▶ Sistema de ventilación, con portales de inyección y extracción, y sus respectivos sub-niveles.
- ▶ Nivel de acarreo (transporte intermedio).
- ▶ Nivel de drenaje.



Fuente: Codelco

Figura 6. Perfil típico de las operaciones mineras del proyecto

Chancado Primario, Transporte y Acopio de mineral desde el NNM a la planta Colón existente, que considera:

- ▶ Estación de chancado de mineral, equipada con un chancador giratorio de 60"x89" para una capacidad de 60 kt/d y equipos para la alimentación y descarga
- ▶ Correa principal de transporte del mineral de 84" de ancho, entre las instalaciones de chancado, plataforma Confluencia y planta Colón, de longitud total de 11 Km.
- ▶ Edificio de acopio de mineral vecino a la planta Colón.
- ▶ Modificación de correa 240-CV-11 existente en Colón.

El acceso al nuevo nivel de explotación de la mina mediante 2 túneles para el transporte de mineral y transporte de personal, de 9 km de longitud cada uno, entre la plataforma Confluencia y la Mina.



Fuente: Codeco

Figura 7. Túnel Correa



Fuente: Codeco

Figura 8. Plataforma Confluencia Norte y Sur

## Capítulo 2: Metodología de Estudio

### 2.1. Planteamiento del Problema

Para lograr que el inicio de la explotación de la Mina El Teniente, se realice el año 2017, es necesario contar oportunamente con la **Infraestructura de Acceso**, lo que facilitará la construcción de los desarrollos de preparación minera del Nuevo Nivel Mina.

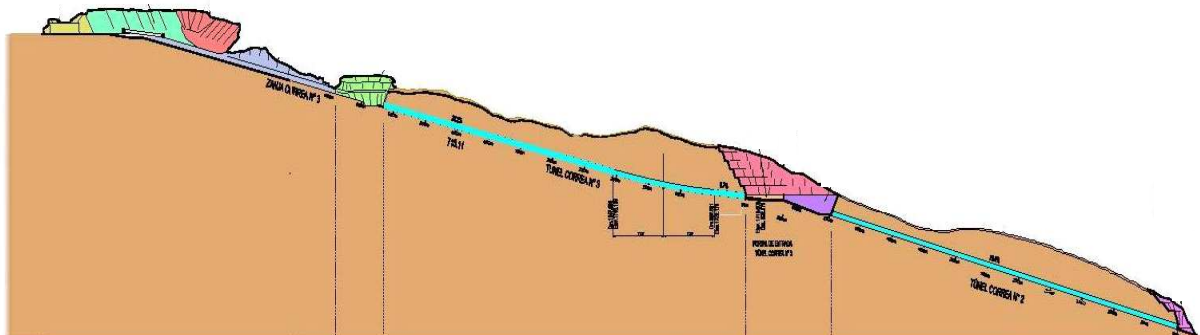
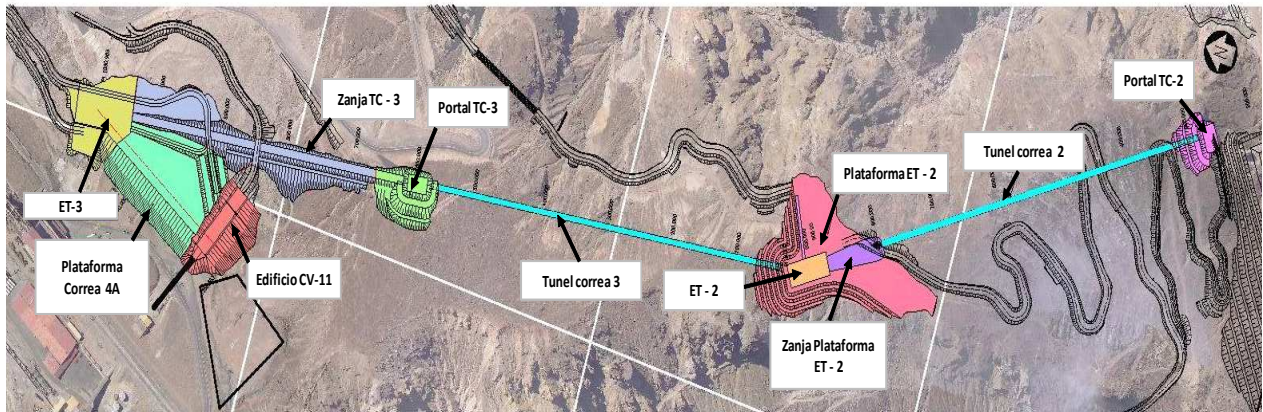
Por lo que, se definieron una serie de Obras denominadas “Obras Tempranas”, entre las cuales podemos mencionar las siguientes:

- Construcción de la Plataforma Confluencia.
- Correa Principal de Transporte de Mineral (Plataforma Confluencia – Planta Colón).
- Movimiento de Tierras Masiva para Montaje de Correas de Superficie.

El área de Construcción e Infraestructura, tiene como responsabilidad la materialización de todas estas obras que son complementarias y de enlace para la operación global del Proyecto.

La obra Movimiento de Tierras Masivas para Montaje de Correas de Superficie tiene entre sus principales características, la excavación de tres túneles, los cuales alojarán la correa que transportará el mineral proveniente de la nueva mina. Debido a la importancia de tener las Obras Tempranas en los plazos previstos, se hace necesario que no haya atraso en la construcción de los túneles correa que está a cargo de la Vicepresidencia de Proyectos de Codelco, por lo que se ha planteado realizar un seguimiento a las operaciones unitarias en la construcción de los túneles para analizar los rendimientos, comparándolos con los considerados en la propuesta y en caso existiera diferencias que podrían derivar en un atraso conocer el motivo del mismo y plantear los medios correctivos para finalizar la excavación de los túneles a tiempo.





Fuente: Codelco

**Figura 9. Proyecto Movimiento Masivo de Tierra para Montaje de Correas de Superficie**

## 2.2. Objetivos

### 2.2.1. Objetivos Generales

Identificación, Definición, Estudio y Optimización de los ciclos correspondientes a las Operaciones Unitarias que permiten la excavación de túneles de gran pendiente, mediante el análisis y propuesta de mejoras.

### 2.2.2. Objetivos Específicos

- Identificar los parámetros operacionales más críticos y plantear mejoras.
- Analizar y evaluar los parámetros operacionales críticos identificados que intervienen en el ciclo del túnel, como por ejemplo; extracción del estéril, ventilación, drenaje, entre otras.

- Evaluar el cumplimiento de los Plazos para la excavación de los túneles.
- Comparar los rendimientos reales del ciclo de excavación y los programados por la empresa ejecutora de los trabajos en la fase de licitación. Fundamentalmente para definir el impacto sobre los rendimientos de avance diario, es decir, la cuantía metros por día.

### 2.3. Justificación

La necesidad de terminar el proyecto en los plazos establecidos trae como consecuencia que las diversas operaciones que están involucradas en el ciclo de excavación del túnel se realicen con una alta eficiencia, debido a su influencia directa en los altos costos que podría generar el realizarlo de manera ineficiente y el retraso que esto genera en el programa del proyecto. El Proyecto no puede retrasarse por lo que estas operaciones se deben diseñar de tal forma que se adecuen para las diferentes características de los Macizos Rocosos dentro del proyecto a realizar.

El proyecto Nuevo Nivel Mina no puede atrasarse por que generaría:

- Pérdida de competitividad de la División El Teniente y, por ende, de CODELCO CHILE
- Pérdida de la oportunidad de incorporarse a un mercado insatisfecho
- Pérdidas de ingresos.

En la práctica hay muchas operaciones que usualmente no se realizan de forma muy eficiente por lo que el resultado es desfavorable para la mina. Estos factores necesitan ser optimizados para de esta forma reducir costos y tiempos en el ciclo de minado. Alguno de estos factores en la perforación son: Desviaciones en el paralelismo de los taladros que trae como consecuencia una mala fracturación de la roca además de un menor avance, espaciamiento irregular entre los taladros que da como resultado una fragmentación mayor a lo esperado y algunas veces sopla el disparo, un número insuficiente de taladros de alivio o de taladros de producción. Mientras que en la voladura influyen factores como la cantidad de explosivo a utilizar, tamaño del taco, secuencia de disparo, etc.

El método tradicional de perforación y voladura para la construcción de túneles tiene una gran base de sustento en la experiencia y pericia de los ingenieros y trabajadores, que si bien da buenos resultados, éstos pueden ser optimizados mediante procedimientos y fundamentos

científicos basados en diferentes conceptos técnicos aplicados en los diferentes subprocesos que están incluidos dentro del método.

#### **2.4. Alcances**

Se realizará un levantamiento de datos en la mina El Teniente, en la que se recabará la información necesaria para el desarrollo de la presente tesis, consistente de: mallas de perforación, zonificación del macizo rocoso, carga explosiva, rendimiento de avance, tipo de sostenimiento, nivel de fragmentación obtenida, sobre-excavación y ciclo de trabajo.

Basándose en el análisis de la información obtenida, se propondrá un nuevo diseño de malla de perforación y carga explosiva, la cual será evaluada con el Departamento de Operaciones del proyecto, a partir del cual se implementará a nivel piloto esta propuesta técnica y se realizará un nuevo levantamiento de datos que permitirá realizar un análisis comparativo entre el sistema anterior y el nuevo sistema propuesto.

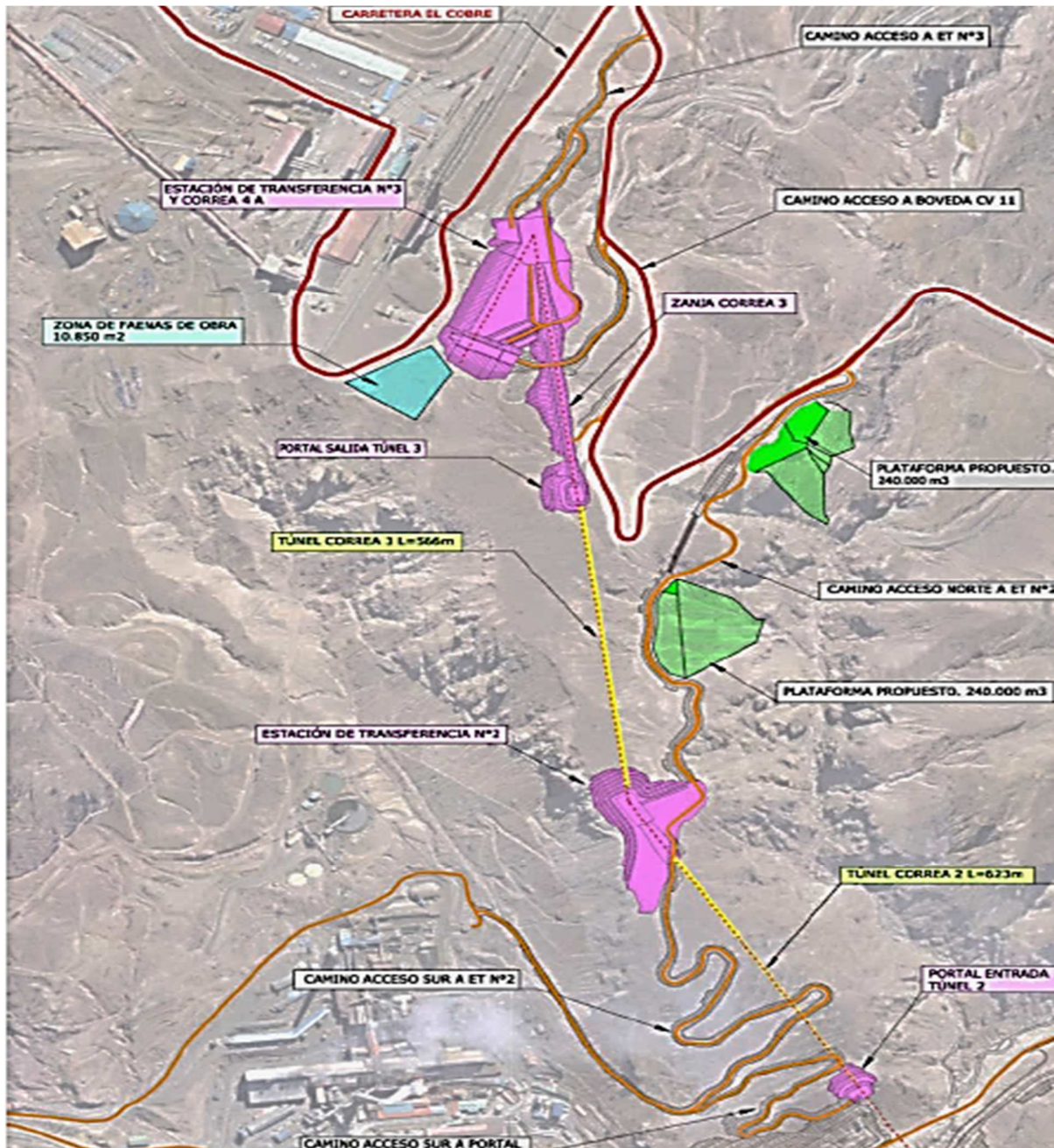
En gabinete se evaluará toda la información y se añadirá un análisis económico basándonos en la determinación de los precios unitarios de cada actividad (la existente y la propuesta).

Todo lo anterior nos permitirá plantear recomendaciones aplicables a este proyecto en particular y extrapolar los resultados que podrían ser aplicables a proyectos similares.

#### **2.5. Muestra de Estudio**

Dentro de los proyectos que se realizarán para desarrollar el Nuevo Nivel, se encuentra el movimiento de tierra masivo para el montaje de las correas superficie.

En términos generales esta obra comprende la ejecución de un movimiento de tierra masivo, la construcción y sostenimiento de los Túneles Correa denominados TC2 y TC3 con sus correspondientes portales de entrada y salida, la Zanja Correa 3 para posteriormente ejecutar un Túnel falso de arco corrugado así como la obras del Túnel Liner ubicado en la correa CV-11.

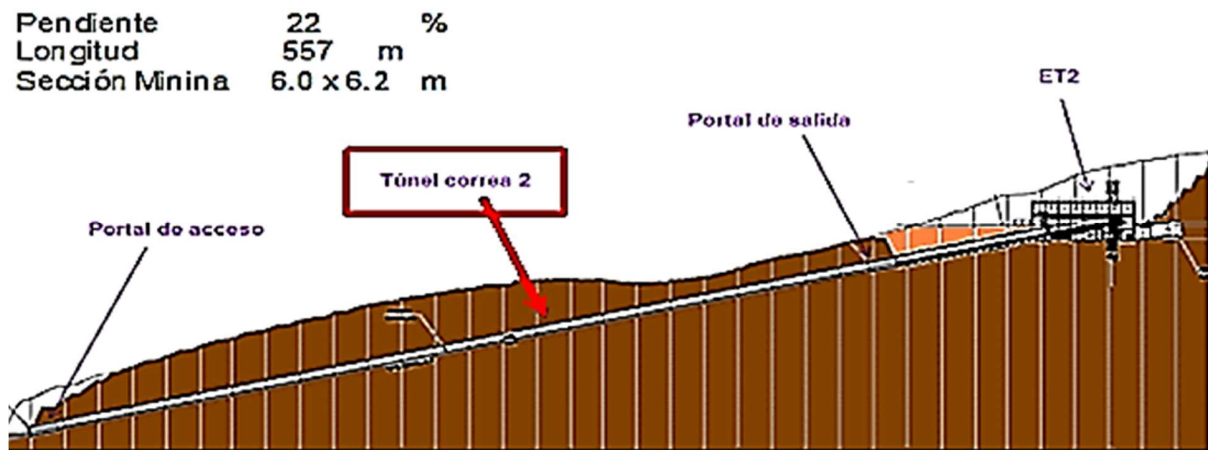


Fuente: Codelco

Figura 10. Vista aérea de las obras del proyecto.

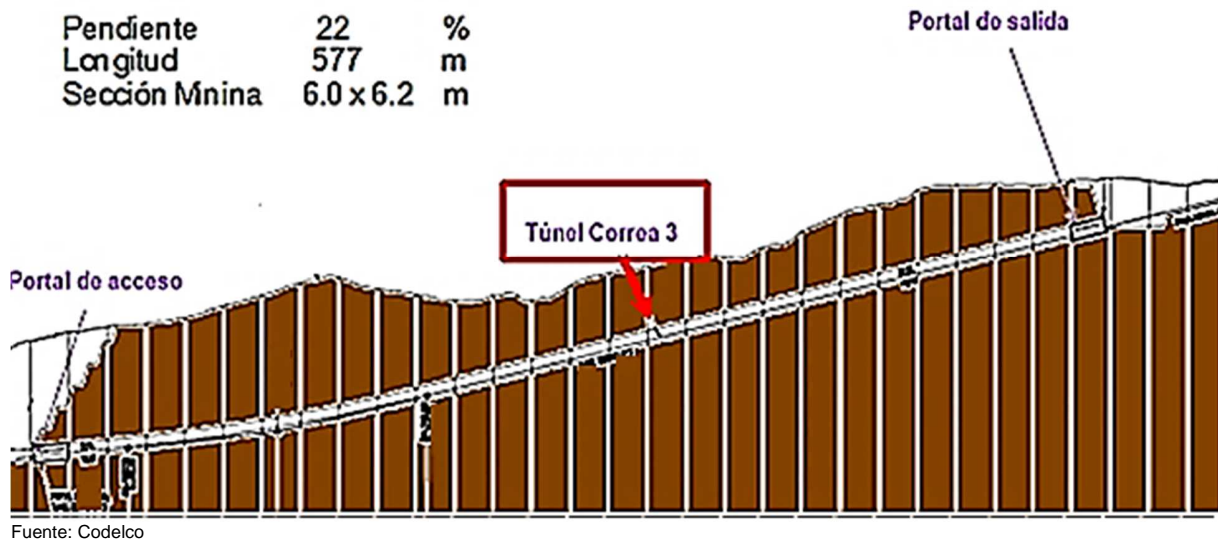
Se propone ejecutar las labores a cielo abierto con dos equipos globales formados cada uno por 3 vagones perforadores Sandvik, 3 excavadoras CAT 375 y 2 bulldozer Komatsu D-375 con ripper.

Para las labores mineras se considera un método tradicional de Perforación y Voladura en roca con una base de equipos (1 jumbo de avance semiautomático de 2 brazos + 1 roboshot + 2 scoops + 1 pala exterior + 3 camiones) que atacarán en primer lugar el Túnel Correa 3 desde el portal de entrada y posteriormente el Túnel Correa 2 desde el portal de salida.



Fuente: Codelco

Figura 11. Perfil Túnel Correa 2.



Fuente: Codelco

Figura 12. Perfil Túnel Correa 3.

Lo más crítico dentro de todos los trabajos a realizar en esta etapa es la construcción de los túneles (Túnel correa 2, Túnel correa 3 y Túnel CV-11). Estos túneles tienen como finalidad albergar la cinta transportadora que llevará el material desde la estación del ferrocarril en el Stock-Pile hasta la zona donde se encuentra el túnel correa principal que conectará la zona denominada Caletones con el interior de la mina El Teniente.

Los túneles presentan una sección transversal de geometría curva en bóveda con radio interior de 3,0 m y centro a 3,2 m, de solera y hastiales rectos de 2,95 m de altura. Su altura depende de la calidad del macizo rocoso y está comprendido entre 6,10 m y 6,30 m, de la misma manera, el ancho está comprendido entre 6,2 m y 6,4 m. La sección útil es de 6,0 x 6, 20 m y su sección a excavar es de aproximadamente 35 m<sup>2</sup>. Una de sus principales características es la pendiente pronunciada de aproximadamente 22%.

El presente estudio se realizará en el túnel correa 3 que es a la fecha el único que se encuentra en construcción.

## 2.6. Ubicación

El proyecto se localiza en la Región del Libertador General Bernardo O'Higgins, a 80 km al Sureste de la ciudad de Santiago y a 44 km al Este de la ciudad de Rancagua, en la provincia de Cachapoal, comuna de Machalí, específicamente en la División El Teniente de la Corporación Nacional del Cobre de Chile (Figura 13).

El acceso al proyecto se realizará a través de la Carretera El Cobre Presidente Eduardo Frei Montalva, en adelante Carretera El Cobre, hasta el sector de Maitenes, donde empalmará con un nuevo camino privado que se conectará con el área del proyecto. Este nuevo camino, entre Maitenes y el sector de Confluencia, contará con un sistema de control y vigilancia permanente.

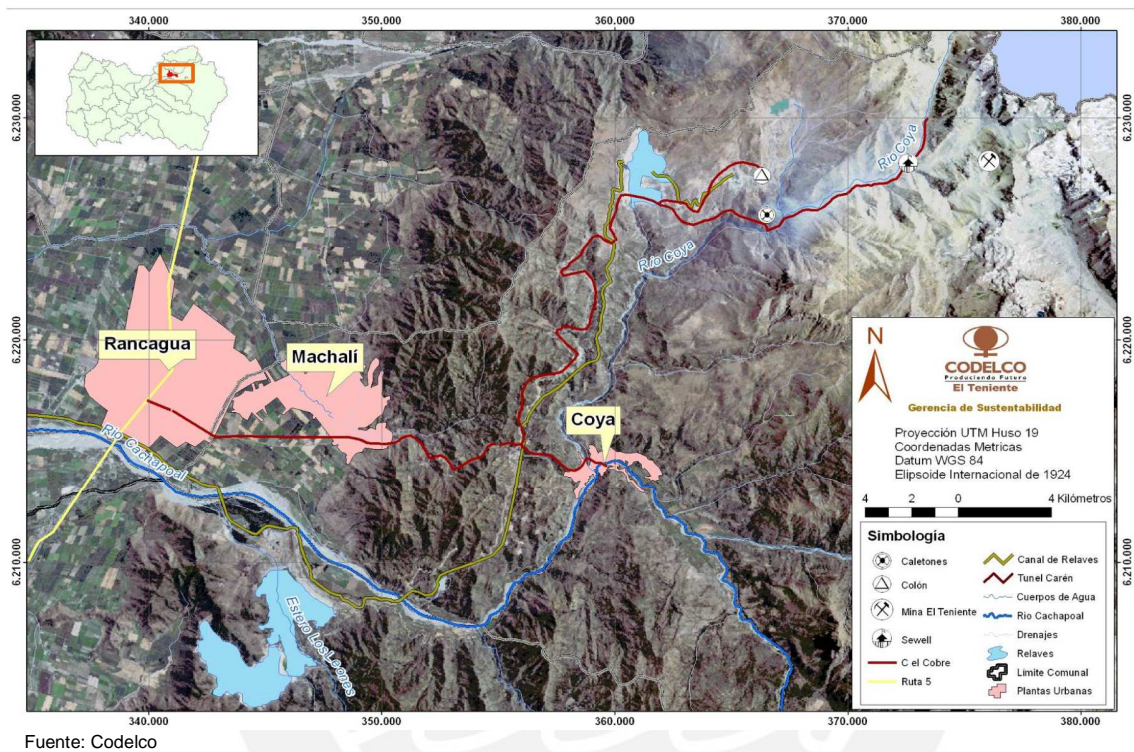


Figura 13. Ubicación del Proyecto

La ubicación de los túneles, al igual que el resto de obras que son parte de este proyecto se encuentran desde las Plataformas de confluencia Norte ubicada en el centro industrial Caletones, hasta el Stock Pile que se encuentra ubicado al sur-este de Colón Alto, todo dentro de las inmediaciones de la División El Teniente (Figura 14).



Fuente: Codelco

**Figura 14. Vista Aérea del lugar de trabajo**

El acceso principal a los túneles al igual que el de las instalaciones en faena se realizará por el tramo 5 de la carretera El cobre, aproximadamente en el kilómetro 49.

## 2.7. Geología

### 2.7.1. Geología Regional

El distrito es dominado por rocas volcánicas del Mioceno (Formación Farellones) las que son intruídas por rocas ígneas de composición intermedia. En el área del yacimiento, es intruída por las rocas del Complejo Máfico El Teniente (CMET) y, luego, por cuerpos félsicos. Se reconocen cuerpos de brecha ígnea y brechas magmático-hidrotermales en los contactos de los cuerpos félsicos con las rocas máficas. El Complejo de Brecha Braden, forma una pipa, intruyendo a las unidades anteriores. Por último, las rocas mencionadas son cortadas por diques de lampórfido y marcan el fin de los eventos de mineralización.

El concepto de Complejo Máfico es introducido por Skewes y otros (2002). El CMET es la unidad litológica más extensa y donde se aloja el 80% de la mineralización. Corresponde a un conjunto de rocas del Mioceno Superior, sub-volcánicas de composición básica y afinidad toleítica, entre

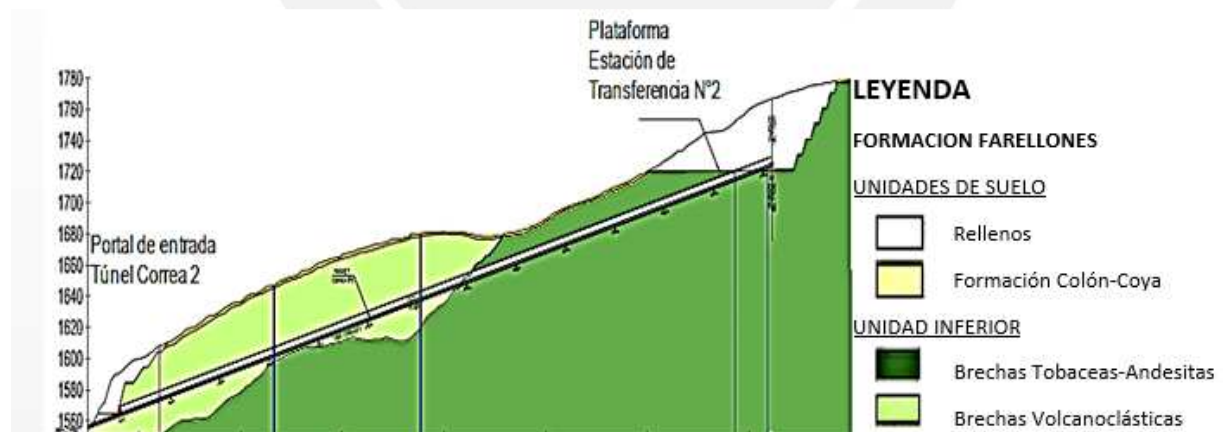


los que se tienen gabros, diabasas, pórfidos basálticos. También incluyen brechas de biotita. Se extiende verticalmente con forma de lacolito, de más de 2 km.

Las rocas de este complejo, contienen plagioclasa, relictos de piroxeno y presentan una fuerte alteración potásica biotítica que les da su característica coloración gris pardo a negro, presentan textura afanítica a porfírica con fenocristales de plagioclasa, los que varían en su tamaño. Las texturas de grano fino corresponderían a los márgenes del intrusivo y las de grano grueso al centro de éste. Las características originales de la roca han sido alteradas por la mineralización y alteración, de las cuales los minerales más comunes son biotita, anhidrita, cuarzo, clorita, sericita, actinolita, y turmalina.

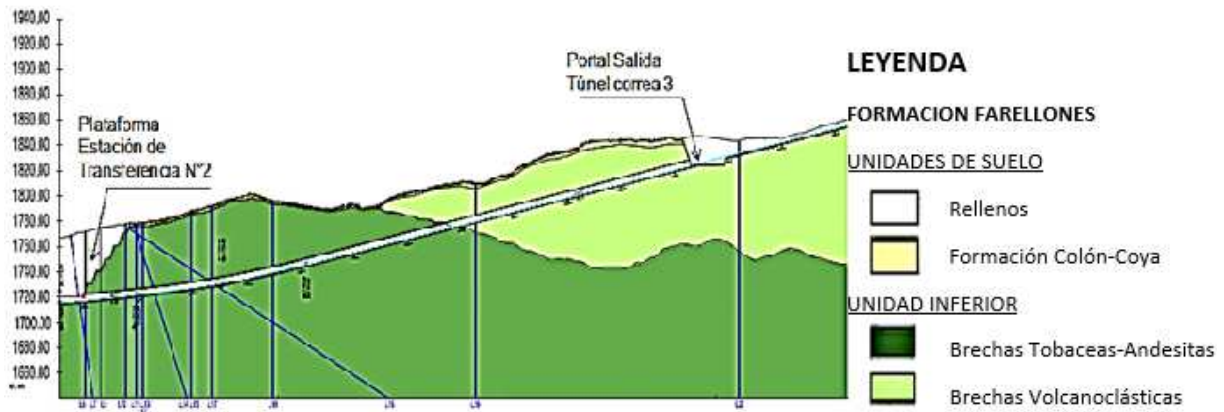
### 2.7.2. Geología Local

Los túneles se excavarán en terreno volcánico, principalmente en Brechas volcanoclásticas con clásticos métricos y en Brechas Tobáceas con Andesitas. La formación geológica de la localidad es conocida como Formación Colón-Coya, esta formación es reconocida por Enrione (1972) y luego definida por Gómez (2001). Consiste en depósitos de potencia variable de centímetros a 150 m, de lahares de granulometría heterogénea y matriz arcillo-cinerítica, intercalados localmente por niveles de ceniza, coladas andesíticas y gravas fluviales. Su contacto basal corresponde a una disconformidad con las formaciones Coya-Machalí y Farellones. En el techo se presenta la superficie de erosión actual. Dataciones radiométricas K/Ar en lavas, indican una edad Plioceno - Pleistoceno (Charrier y Munizaga, 1979).



Fuente: Codelco

Figura 15. Perfil geológico Túnel Correa 2

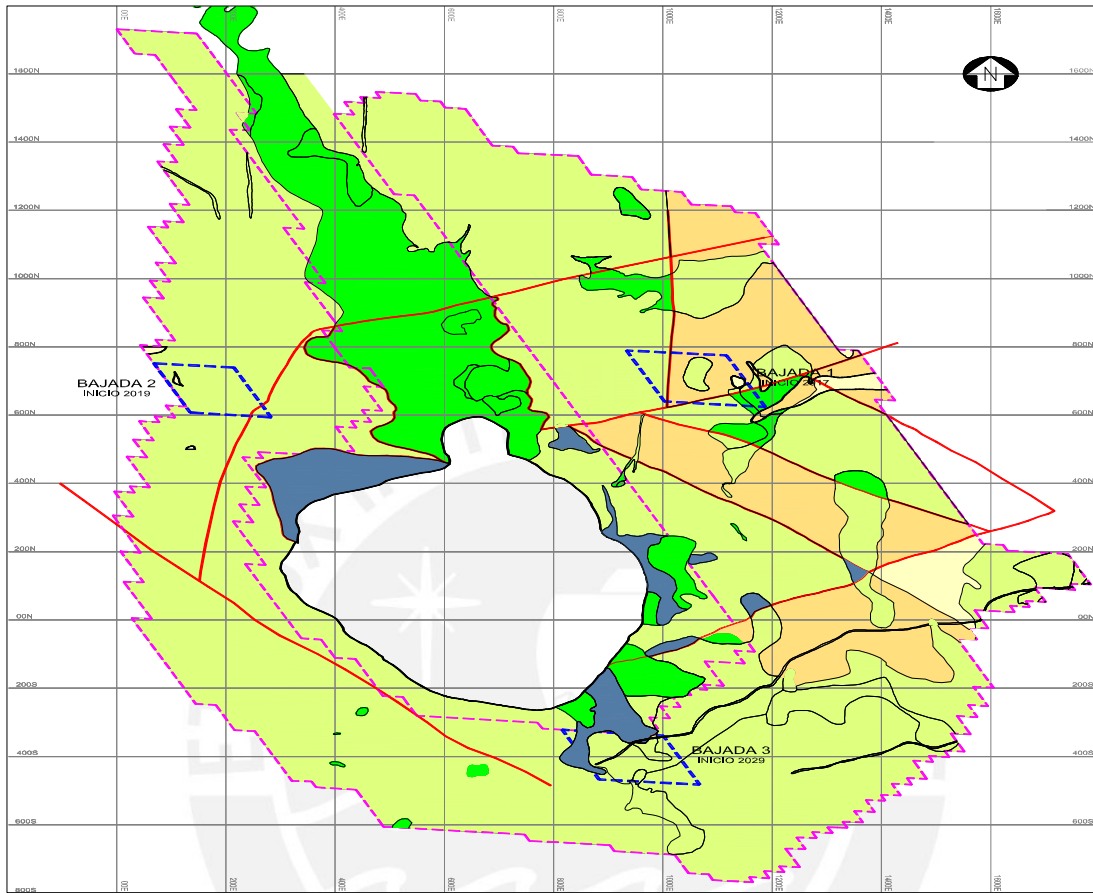


Fuente: Codelco

Figura 16. Perfil Geológico Túnel Correa 3

## 2.8. Geotecnia

Según la clasificación geotécnica del macizo rocoso de Laubscher y Jakubec (2001), se han estimado calidades de roca con rating de 61-80 (calidad buena) y 51-60 (calidad regular). Para el sector de inicio 1 coexisten calidades geotécnicas buena (61-70) y regular (51-60), y para el sector de inicio 2 calidad regular (Ver Figura 17 y Anexo 1).



**RANGOS IRMR**

$0 \leq$		$< 20$	$51 \leq$		$< 60$
$21 \leq$		$< 30$	$61 \leq$		$< 70$
$31 \leq$		$< 40$	$71 \leq$		$< 80$
$41 \leq$		$< 50$	$81 \leq$		$< 100$

SIMBOLOGÍA:



Sectores de Inicio



Envolvente PNMM - LC=0,60 %Cu

Fuente: Codelco

Figura 17. Calidad Geotécnica Macizo Roco

## Capítulo 3: Marco Teórico

### 3.1. La construcción de Túneles

Un túnel es la perforación que se hace en un terreno de forma horizontal o casi horizontal, a mano o con máquinas, en donde la longitud de éste domina las demás dimensiones. Se le da una inclinación de 3% o 4% para permitir el escurrimiento de las aguas provenientes de los trabajos de perforación y de las filtraciones eventuales del terreno.

Normalmente se define como túnel, cuando existe salida a superficie por ambos extremos de la excavación; cuando la labor tiene una sola salida a superficie se le denomina socavón y cuando no tiene salida a superficie se le llama galería. Como el método es el mismo en el presente trabajo se le seguirá llamando túneles a cualquiera de estos 3 por motivos prácticos.

Para la construcción de un túnel se requiere una zanja a la que se confiere una cubierta de material de obra y luego se tapa con tierra. La construcción de los túneles se inició en las minas, posteriormente se construyeron en las carreteras, en las vías del metro y del ferrocarril. En esos tiempos se utilizaban métodos tradicionales, pero al pasar los años surgieron sistemas modernos, los cuales excavan por completo todas las dimensiones necesarias para el túnel. Por medio de perforadoras se abre el túnel, estas son de aire comprimido que se montan sobre vehículos móviles; el túnel se abrirá excavando corredores en la roca. Posteriormente, mientras se construyen los revestimientos de hormigón para sostener el túnel, los explosivos detonan dentro de los taladros y por medio de cintas transportadoras se extrae el material. El túnel se sostiene por medio del recubrimiento con una capa de shotcrete, que conforma una superficie firme para apoyar la perforadora.

### 3.2. Los métodos de construcción

En la construcción de túneles, dependiendo de las variables usadas en el diseño y de la estrategia empleada se usa en la operación, se pueden clasificar en tres métodos:

- Los métodos manuales.
- Mecanizados
- Especiales.

No obstante, se puede utilizar una combinación de los tres métodos para optimizar el proyecto.

### **Métodos Manuales:**

Se le dice así principalmente cuando las operaciones de perforación y voladura son realizadas con energía manual. Por ejemplo: Perforación con Jack-leg y carguío manual de explosivos.

### **Métodos Mecanizados:**

Cuando se utilizan equipos automatizados y la participación del hombre es solo de operación de un sistema que puede funcionar con energía neumática, hidráulica, etc. Por ejemplo: Perforación con Jumbo Electrohidráulico y carguío mecanizado de explosivos.

### **Métodos Especiales:**

Cuando el aporte del hombre es solo de operación de un sistema y no se usan explosivos para fragmentar la roca. Por ejemplo: Uso de Tunnel Boring Machine (T.B.M) en un túnel de gran diámetro y longitud.

## **3.3. Método de Perforación y Voladura**

### **3.3.1. La Perforación**

En el caso de túneles de sección 6.0x6.2 metros se emplea la perforación mecanizada, en la cual se utilizan máquinas perforadoras de accionamiento diesel o electrohidráulico. Con estas máquinas se puede aprovechar la energía de una manera más óptima que con las que son accionadas por medio de aire comprimido.

La velocidad de perforación que se puede alcanzar con este sistema va desde 0,8 m/min a 2,00 m/min (mucho mayor a la velocidad de una perforadora manual que está entre 0.1 a 0.4 m/min dependiendo de la dureza de la roca). En el área de construcción de túneles la perforación con máquinas diesel o hidráulicas son muy frecuentes en secciones entre 9 m<sup>2</sup> a 49 m<sup>2</sup> debido a su gran eficiencia. Para secciones mayores se combina este sistema con perforaciones de banqueo neumática o hidráulica.

Los equipos que se utilizan son los llamados Jumbos de perforación electrohidráulicos que consisten principalmente de:

- **Chassis o Carrier:** Estructura perfilada metálica donde se monta todo el sistema de funcionamiento y translación del equipo.
- **Brazos de Perforación:** Elementos metálicos donde van montadas las perforadoras y que accionadas por pistones hidráulicos permiten el posicionamiento y direccionamiento

de las perforadoras para realizar el diagrama de disparo. Existen modelos de jumbos de 1, 2, 3 o 4 brazos y una importante tarea es realizar una adecuada elección del jumbo que se utilizan en la construcción del túnel basándonos en criterios técnicos y económicos.

- **Sistema de potencia:** Consiste principalmente en los motores eléctricos que permiten el funcionamiento de las bombas hidráulicas que accionan las perforadoras; los cuales dependen del tipo y modelo del equipo. Normalmente la potencia de los motores eléctricos varía de 30 a 60 KW y la presión del sistema del mecanismo de impacto varía de 150 a 250 bar.
- **Perforadoras hidráulicas:** Existen diversos modelos según el fabricante que las construya. Algunos de sus parámetros de funcionamiento son: 15 KW de máxima potencia de impacto, consumo de agua de 1.1 a 1.5 litros/segundo por equipo, 250 a 350 RPM de velocidad de rotación, pesan de 140 a 180 kg y su nivel de ruido puede estar dentro de 100 a 120 dB.

Los aceros de perforación son herramientas que utiliza la perforadora para lograr su trabajo, éstos son confeccionados con una aleación de carburo de tungsteno que les permite tanto resistencia como tenacidad. Su vida útil depende de la dureza de la roca, su abrasividad, la habilidad del operador del jumbo, el estado mecánico de la perforadora hidráulica y las condiciones estructurales de la roca a perforar. En el cuadro 1 se detalla una aproximación de su vida útil.

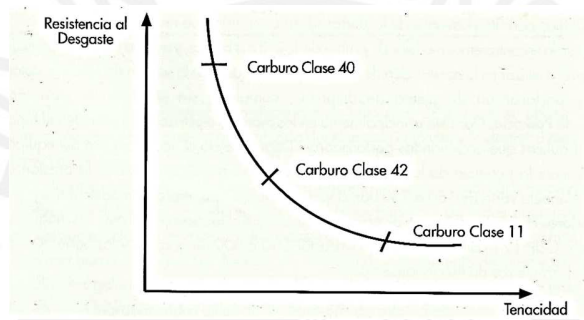
**Cuadro 1. Aproximación Vida Útil de los Aceros de Perforación**

Acero de Perforación	Vida Útil (mts)
Bit	100 a 350
Culatín	400 a 1000
Barras	400 a 1000
Coplas	400 a 1000
Corona Escareadora	150 a 300
Adaptador Piloto	300 a 500

Los aceros deben resistir altas velocidades de perforación, por lo que deben cumplir las siguientes características:

- **Rigidez:** Necesario para reducir las pérdidas de energía, y así mejorar el alineamiento de los taladros.
- **Resistencia a la fatiga:** Para soportar los esfuerzos a la tracción y compresión.
- **Tenacidad:** Para evitar su rotura cuando está sometido a altos esfuerzos de tracción y de compresión.
- **Dureza:** Para asegurar una mejor vida útil en las barras y para perforar en roca dura.

No obstante, estas características no son compatibles totalmente, ya que como se puede ver en la figura 18 cuanto mayor resistencia al desgaste, menor es la tenacidad del acero de perforación y viceversa. Cada fabricante construye los aceros empleando la mejor combinación, siendo la misión del constructor del túnel elegir adecuadamente los aceros.



Fuente: Construcción de Túneles (Salinas, 1980)

**Figura 18. Resistencia al desgaste vs tenacidad**

La variación del diámetro de perforación en la construcción de túneles varía dependiendo del tamaño de la sección (figura 19). En el Anexo 2 se presenta información sobre las fallas de los aceros de perforación.

Barrenas Integrales	Aceros Mecanizados	Aceros Mecanizados
Ø : 27 a 40 mm	Ø : 35 a 45 mm	Ø : 38 a 51 mm
		
< 10 m <sup>2</sup>	10 a 30 m <sup>2</sup>	> 30 m <sup>2</sup>
Sistema Manual	Sistema Mecanizado	Sistema Mecanizado

Fuente: Construcción de Túneles (Salinas, 1980)

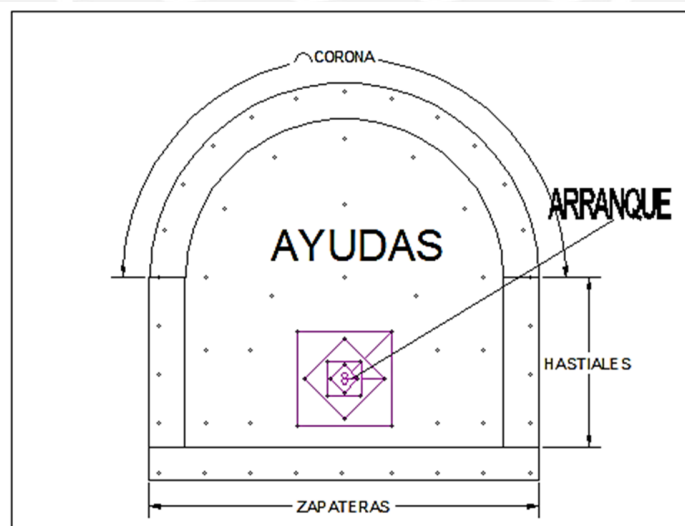
**Figura 19. Variación del diámetro de perforación basado en tamaño de la sección**

### 3.3.2. La Voladura

La principal diferencia entre una voladura realizada para el avance de un túnel y la realizada a cielo abierto es que en un túnel siempre se tendrá una cara libre, mientras que a cielo abierto se tendrán dos o más caras libres. Cuando se realiza la excavación de túneles, la roca está más restringida a ser quebrada a no ser que se forme una segunda cara libre para de esa forma asemejar la voladura a una a cielo abierto con dos caras libres.

Después que se realice este primer corte, los demás taladros del diagrama de disparo actuarán contra dos caras libres, pero hay algunas diferencias con una voladura a cielo abierto; se necesita una mayor carga específica de explosivos, de esta manera, hay una mayor desviación de los taladros y una mayor fragmentación.

Debido a que la segunda cara libre es importante para el buen desempeño de la voladura, su diseño y creación son muy importantes. Los taladros que ayudan en su formación son los denominados taladros de primer corte y cuando son disparados dejan tras de sí un espacio central que permite al resto de taladros del diagrama actuar contra dos caras libres. El resto de taladros tienen el nombre conforme a su ubicación en el diagrama de disparos, así tenemos: taladros de techo o coronas, de descarga, de contorno o cajas y de piso o zapateras. En la figura 20 se muestran estos taladros dentro del diagrama de disparo.



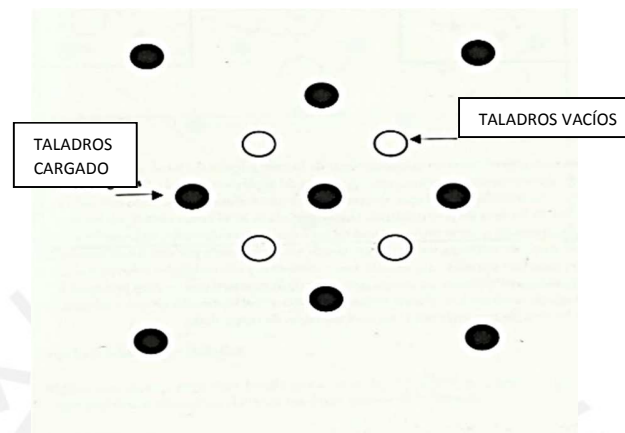
Fuente: Construcción de Túneles (Salinas, 1980)

**Figura 20. Tipos de Taladros en un Diagrama de Disparo**

Existen dos diseños principales de taladros de primer corte en la perforación mecanizada, éstos son:



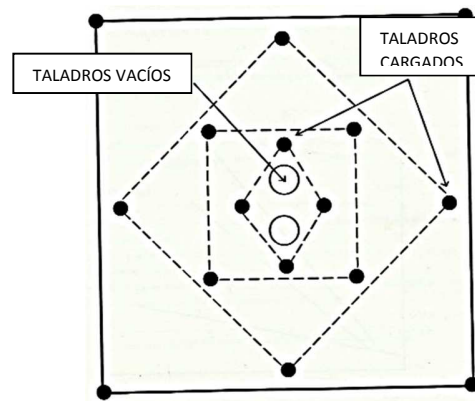
- **Burn Cut:** Corresponde cuando todos los taladros son perforados en forma paralela normales a la cara de la galería y son del mismo diámetro. Un tiro en el medio es cargado con gran cantidad de explosivos y los otros 4 taladros alrededor son dejados vacíos, los cuales actuarán como una cara libre para la salida del disparo. Una segunda alternativa es dejar el taladro central vacío y los otros 4 alrededor cargados (figura 21).



Fuente: Construcción de Túneles (Salinas, 1980)

**Figura 21. Taladros Burn Cut de Primer Corte**

- **Large Hole Cut:** Son los más utilizados en la construcción de túneles y el esquema de funcionamiento es similar a la del Burn Cut con la excepción que el taladro central siempre será vacío y de mayor diámetro que los restantes taladros del diagrama. Su ubicación frecuente es inmediatamente sobre la línea de los taladros de piso pudiendo ubicarse también en el sector central del frente de la galería. Está compuesta por uno o más taladros vacíos centrales, los cuales estarán rodeados de taladros cargados de menor diámetro. Los taladros cargados serán ubicados en cuadrado alrededor de la apertura que se vaya provocando. El número de cuadrados en el corte estará limitado a que el Burden del último cuadrado, no debe exceder el burden de los taladros de descarga para una concentración de carga dada (figura 22).



Fuente: Construcción de Túneles (Salinas, 1980)

Figura 22. Taladros Large Hole Cut de Primer Corte

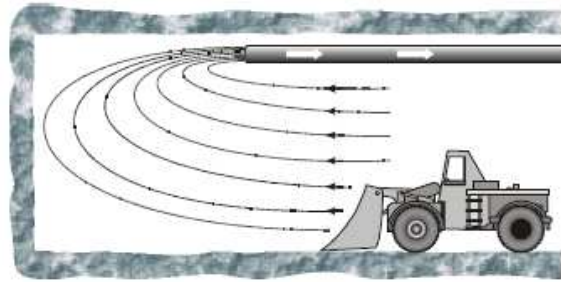
### 3.3.3. La Ventilación

La ventilación de minas y túneles constituye una operación fundamental cuya función es la de renovar el aire, diluir los gases contaminantes y polvo y controlar los humos en caso de incendio. Esta operación asegura unas condiciones ambientales no peligrosas para la circulación (respiración y visibilidad) y en caso de incendio garantiza las condiciones de evacuación y de intervención de los equipos de emergencia. En base al volumen de los gases nocivos emitidos, se adecúa el volumen de aire limpio y fresco necesarios.

Existen diferencias entre la ventilación en fase de construcción y de explotación, pues en la primera se emiten más contaminantes, principalmente en la zona del frente de avance, estando además allí los operarios durante toda la jornada de trabajo. Otra diferencia importante en la ventilación durante la construcción de un túnel es que sólo tiene una entrada, por lo que la ventilación debe conseguirse asegurando la circulación desde la entrada hasta el frente de avance.

Básicamente, se pueden adoptar tres tipos de ventilación en construcción:

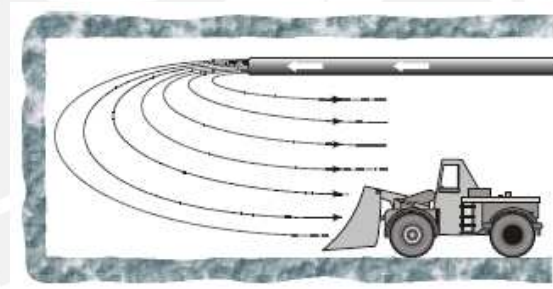
- **Ventilación aspirante:** en ella se emplea la conducción del aire como aspirante (tubería rígida) extrayendo el polvo y los gases. El aire entra por la boca del túnel y atraviesa toda su sección hasta llegar al frente de avance, mezclándose así con los distintos contaminantes que puedan existir. Un ventilador acoplado a la tubería hace que el aire del frente entre en ésta y sea expulsado por su otro extremo al exterior del túnel (figura 23).



Fuente: www.Construmática.com

**Figura 23. Ventilación aspirante.**

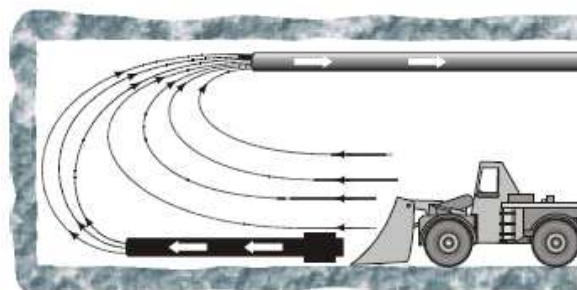
- **Ventilación impelente:** se alimenta el frente de ataque con aire a través de la tubería de impulsión, saliendo el aire sucio a través de la galería que se está perforando. El tapón de humos, gases y polvo que ocupa el fondo del túnel es removido por el aire fresco soplado por la tubería, siendo así diluido y empujado a lo largo del túnel hasta su emboquille, por donde es expulsado hacia el exterior (figura 24).



Fuente: www.Construmática.com

**Figura 24. Ventilación Impelente.**

- **Ventilación mixta:** es una combinación de las anteriores; cuando se produce la pega (voladura) se adopta la disposición aspirante y una vez extraída la mayor parte de los gases sucios, se cambia a impelente (figura 25).



Fuente: www.Construmática.com

**Figura 25. Ventilación mixta.**

En el caso particular de los túneles en estudio, debido a su pendiente, se debe considerar un mayor tiempo de ventilación cuando se está avanzando de manera ascendente debido a la concentración de los gases en la parte superior.

Según el reglamento de seguridad minera chileno, la corriente de aire no debe ser menor a 3 m<sup>3</sup>/min por persona, la manga de ventilación no puede ser colocada a más de 30 metros del frente, se debe tener un riguroso mantenimiento por lo menos cada 3 meses y el oxígeno no puede ser menor a 19.5 %. Según el decreto supremo 594 (Chile), los límites máximos permisibles del monóxido de carbono es 40 ppm y del óxido de nitrógeno 20 ppm.

En el Anexo 3 se tiene parte del reglamento de seguridad minera chileno que corresponde a la parte de ventilación, así como los límites permisibles.

#### 3.3.4. Extracción De Material

Una vez que el frente del túnel ha sido perforado y volado, será necesario retirar el material volado y transportarlo a la superficie, para lo cual tendremos que elegir la mejor estrategia de acuerdo a las restricciones de sección, longitud e inclinación del túnel, ensanches existentes, estocadas de carguío, etc.

Como la sección a trabajar es de 6.0m x 6.2m la mejor combinación será utilizar cargadores de mina de bajo perfil y camiones Dumper, debido a que pueden limpiar el frente rápida y eficientemente.

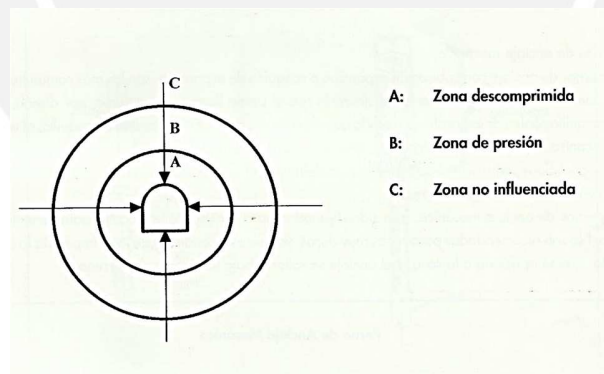
- **Cargadores de mina de bajo perfil:** Son los llamados Scoop o LHD (Loading, Hauling and Dumping) que son en palabras simples cargadores frontales de bajo perfil equipados con un balde de dimensiones importantes (3.5, 6, 7 m<sup>3</sup>) que carga, traslada y descarga la roca quebrada en tramos cortos de hasta 200 metros. Este equipo consta principalmente de dos partes pivoteadas por medio de un eje central, lo que le da flexibilidad para dar curvas de pequeño radio. Está montado sobre neumáticos y equipado con motor diesel (aunque existen algunos con motores eléctricos). Las mayores ventajas de su uso en la construcción de túneles son: Autonomía de operación, rapidez de traslado, alta productividad, versatilidad y bajo costo de operación. Hasta 200 metros es una distancia óptima para túneles horizontales; para pendientes de 15 a 20 %, el rendimiento baja alrededor de 35% por lo que la distancia debe ser menor. En el Anexo 4 se presenta con mayor detalle el cálculo de rendimiento del Scoop.

- **Camiones Dumper:** Corresponden a unidades de transporte autopropulsadas, equipadas con una tolva con bajo centro de gravedad, basculante, que permite la descarga hacia atrás. Básicamente están compuestos por un chasis pivotado al centro donde se ubica la unidad motriz con todos sus componentes eléctricos e hidráulicos y la tolva de mineral. Están montados sobre neumáticos y son accionados por motores diesel.

### 3.3.5. El Sostenimiento

En todas las excavaciones que se realice uno de los temas más importantes es conocer qué tipo de roca se va a excavar. El conocimiento que tengamos de las características geomecánicas de la roca, nos permitirá saber cómo soportarla una vez que la excavación se haya realizado.

Antes de abrir un túnel, o cualquier otra excavación, la roca se presenta confinada, sometida a una serie de presiones primarias, equilibradas, provenientes de la fuerza de gravedad y del tectonismo. Al excavar la roca tiende a ceder o caer ante las elevadas presiones tangenciales que aparecen en el borde y que solo ofrecen resistencia gracias al frotamiento a lo largo de una o varias direcciones privilegiadas conforme a la existencia de ángulos de fricción interna y a la cohesión existente. En la figura número 26 se puede apreciar las zonas existente en una excavación.



Fuente: Construcción de Túneles (Salinas, 1980)

**Figura 26. Tipos de Zonas existentes en una excavación**

Existen dos tipos de sostenimiento que nos ayudará a soportar la roca, éstos son:

- **Sostenimiento activo:** Permite que el macizo rocoso sea auto soportante, modificando internamente sus características estructurales.

- **Sostenimiento Pasivo:** Es aquel sistema de sostenimiento que solo soporta la masa rocosa que se pueda desprender, sin hacer interactuar al macizo rocoso para que pueda alcanzar una condición auto soportante.

En el cuadro 2 apreciamos sistemas de sostenimiento más comunes.

**Cuadro 2. Sistemas de Sostenimiento**

Sostenimiento Activo	Rígidos	Pernos con lechada de cemento
		Split set
		Swellex
		Pernos de anclaje mecánico
	Flexibles	Pernos con resina
		Cables tensados
Sostenimiento Pasivo	Rígidos	Cables con lechada de cemento
		Marcos metálicos
		Marcos de madera
	Flexibles	Shotcrete
		Marco alemán
		Mallas metálicas
		Postes hidráulicos
		Shotcrete con malla
	Strap	

### 3.4. Criterio de definición de Sostenimiento

Para describir la calidad del macizo rocoso y asignar el sostenimiento más adecuado, se tienen varios índices, entre los cuales están los siguientes:

- Índice RQD
- Sistema de clasificación RMR
- Índice de calidad de Q
- Índice de Resistencia geológica GSI

Se usará el Índice de calidad de Barton (Q), el cual consiste en la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \dots 1$$

Dónde:

RQD, es el índice de calidad de la roca.

$J_n$ , es el índice que representa el número de familias de juntas.

$J_r$ , es el índice de rugosidad de las juntas.

$J_a$ , es el índice de alteración de las juntas.

$J_w$ , es el factor de reducción por presencia de agua en las juntas.

SRF, es el factor por reducción por esfuerzos.

En el siguiente cuadro se presenta la calidad de la roca según el valor del índice de calidad Q.

**Cuadro 3. Índice de Calidad Q**

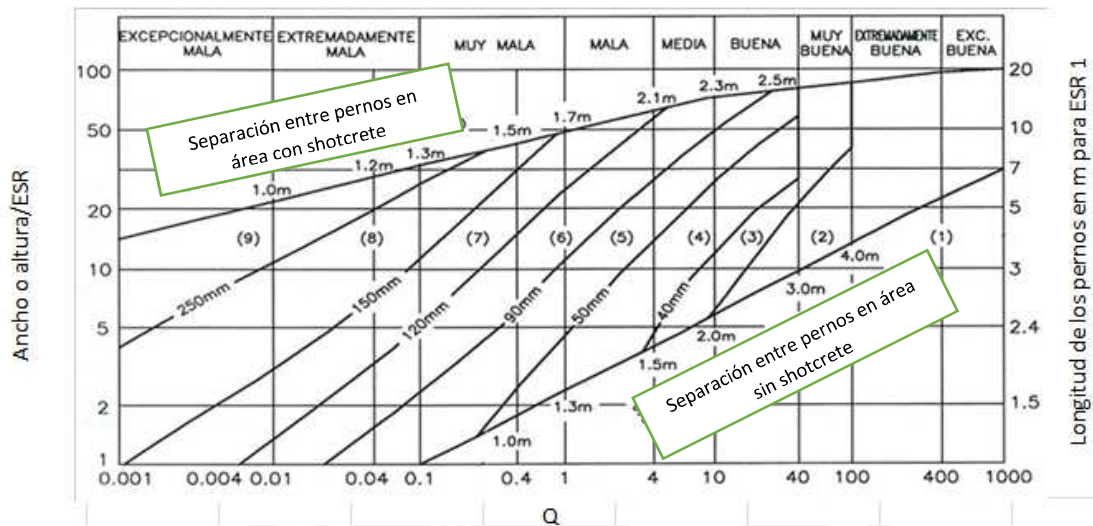
Índice de calidad Q	Descripción Macizo Rocoso	RMR
0.001-0.01	Excepcionalmente Pobre	0-3
0.01-0.1	Extremadamente Pobre	3-23
0.1-1	Muy Pobre	23-44
1-4	Pobre	44-56
4-10	Regular	56-65
10-40	Bueno	65-77
40-100	Muy Bueno	77-85
100-400	Extremadamente Bueno	85-98
400-1000	Excepcionalmente Bueno	98-100

El índice de la calidad del macizo rocoso (Q), se obtiene a partir del producto de los siguientes tres cocientes:

- $\frac{RQD}{J_n}$ , representa la estructura del macizo rocoso, es una medida aproximada del tamaño de los bloques.
- $\frac{J_r}{J_a}$ , representa las características de fricción de las paredes de una fractura o del material de relleno donde hay mayor probabilidad que inicie el fallamiento.
- $\frac{J_w}{SRF}$ , es un factor empírico que relaciona los esfuerzos activos del medio rocoso.

Para determinar los parámetros que se usan para hallar el valor Q se utilizan una serie de tablas predeterminadas, éstas se presentan en el Anexo 5.

En la figura 27 se presenta la relación que existe entre el índice de la calidad del macizo rocoso (Q) y el sostenimiento propuesto:



Fuente: (Barton, 1975)

**Figura 27. Q vs Sostenimiento propuesto**

Categorías de sostenimiento:

1. Sin Sostenimiento.
2. Empernado Puntual.
3. Empernado Sistemático.
4. Empernado Sistemático con shotcrete.
5. Shotcrete con fibra, 50-90mm,
5. Shotcrete con fibra, 50-90mm, y emperrado.
6. Shotcrete con fibra, 90-120mm.
7. Shotcrete con fibra, 90-120mm, y emperrado.
8. Shotcrete con fibra, >150mm, emperrado y cerchas metálicas.
9. Revestimiento de shotcrete y emperrado.

En el gráfico, además del valor Q es necesario la longitud más crítica y del valor del ESR, éste último depende del tipo de excavación a realizar. En el Cuadro 4 se presentan los valores de ESR según el tipo de excavación.

**Cuadro 4. Valores ESR según el Tipo de Excavación**

TIPO DE EXCAVACION		ESR
A	Excavaciones Mineras Temporales	3-5
B	Pozos Verticales de Sección Circular	2.5
C	Exc. Mineras Permanentes, Túneles Hidraulicos, Túneles Pilotos, Pozos Planos, Exc. Iniciales de Gran Sección	1.6
D	Cavernas de Almacenamiento, Plantas de Tratamiento de Aguas, Túneles Carreteros y Ferroviarios de Sección Completa	1.3
E	Cavernas Hidroelectricas, Túneles de Gran Sección, Excavaciones Militares, Emboquilles de Túneles	1
F	Instalaciones Nucleares, estaciones de Ferrocarril e Instalaciones Industriales	0.8



### 3.5. Diseño De Voladura: Roger Holmberg

#### 3.5.1. Avance por disparo

En un Diagrama de disparo, una de las partes más importantes es la generación de la primera cara libre de la frente, la cual se genera con perforaciones de mayor diámetro ubicadas en el centro del arranque llamados taladros de alivio. Estos taladros son fundamentales en el avance real del frente, ya que éstos establecen el largo efectivo dependiendo de su profundidad.

Para establecer la cantidad de taladros vacíos según el largo de perforación, se usarán las fórmulas de Roger Holmberg.

Holmberg, propone una fórmula para determinar la profundidad de la perforación en función del diámetro del tiro vacío, considerando una desviación máxima de 2% en la perforación.

$$H = 0.15 + 34.1\phi - 39.4\phi^2 \dots\dots 2$$

Donde:

H = Profundidad de la perforación en metros.

$\phi$  = Diámetro del barrenos vacío en metros.

Se emplea la siguiente fórmula para determinar el taladro vacío en caso de utilizar dos o más barrenos vacíos en el arranque.

$$\phi = d\sqrt{n} \dots\dots 3$$

Donde:

$\phi$  = Diámetro del taladro vacío en metros.

d = Diámetro de la perforación en metros.

n = N° de Taladros Vacíos.

### 3.5.2 El Arranque

En todo diagrama de disparo, la diferencia en relación al avance obtenido por éste, radica en la elección de un adecuado arranque y en la calidad de la perforación para materializarlo en el terreno.

Dentro de la gama existente de arranques, se considerará el análisis de la denominada técnica sueca, la cual consiste básicamente en perforar todos los taladros que conforma el diagrama de disparo en forma paralela, además de la incorporación de 1 o más taladros de mayor diámetro que son los que constituyen la generación de la primera cara libre.

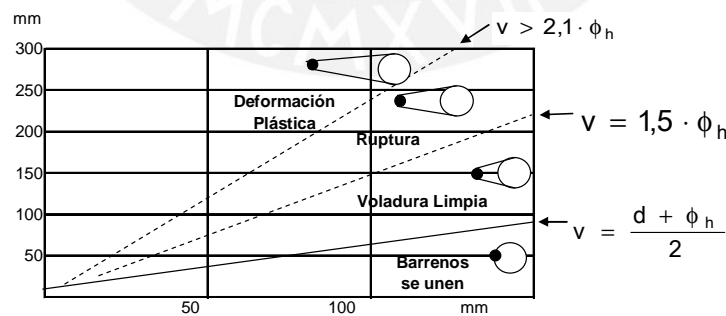
El diseño del arranque consiste en la perforación de 3 o 4 cuadrantes, los cuales tienen 4 perforaciones en sus vértices, que son los encargados de quebrar y posteriormente proyectar la roca. Se debe tener en cuenta lo siguiente:

Si:

- $v > 2.1 \phi_h$  "Deformación Plástica "
- $1.5 \phi_h < v < 2.1 \phi_h$  "Rotura incompleta "
- $1.5 \phi_h > v > (d + \phi_h) / 2$  "Rotura completa".

Donde:

- $v$  = Burden.
- $\phi_h$  = Diámetro del taladro vacío.
- $d$  = Diámetro de Perforación.



Fuente: López Jimeno

Figura 28 . Distancia entre taladros vs Diámetro de taladros vacíos

Holmberg recomendaba que el Burden del primer cuadrante debería ser 1.5 veces el diámetro del taladro vacío o de alivio para obtener una buena fragmentación y salida del material. Cuando

la desviación de perforación es superior al 1%, el Burden práctico se calcula a partir de las siguientes expresiones:

$$v_1 = 1.7 \phi_h - Ep \dots 4$$

$$v_1 = 1.7 \phi_h - (\alpha L + \varepsilon) \dots 5$$

Donde:

$v_1$  : Burden práctico.

Ep: Error de perforación (m).

$\alpha$ : Desviación angular (m/m).

L: Profundidad de los taladros (m).

$\varepsilon$ : Error de emboquille (m).

En la práctica, la precisión es aceptable, por lo que se puede trabajar con el Burden igual a 1.5 veces el diámetro del taladro vacío. La concentración de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55d \left[ \frac{v}{\phi_h} \right]^{1.5} x \left[ v - \frac{\phi_h}{2} \right] x \left[ \frac{c}{0.4} \right] x \frac{1}{RWS_{ANFO}} \dots 6$$

Donde:

$q_1$  : Concentración lineal de carga (Kg/m)

$\phi_h$  : Diámetro taladro vacío

d: Diámetro de perforación

v: Burden

c: Constante de roca

$RWS_{ANFO}$  : Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe un hueco rectangular de anchura  $A_h$  y que se conocen las concentraciones lineales de carga  $q_1$ , entonces el valor del burden se calcula a partir de:

$$v = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h x q_1 x RWS_{ANFO}}{dxc}} \dots\dots 7$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura la distancia  $A_h$  queda de la siguiente manera:

$$A_h = \sqrt{2} (v_1 - Ep) \dots\dots 8$$

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$v = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(v_1 - Ep) x q_1 x RWS_{ANFO}}{dxc}} \dots\dots 9$$

Gustafsson (1973) sugiere que el Burden para cada sección se calcule con:

$$v = 0.7 v_1 \dots\dots 10$$

Para determinar el número de secciones necesarias se suele seguir que la longitud del lado de la última sección no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El cálculo para el resto de secciones sigue un proceso similar.

La longitud del taco puede calcularse como:

$$T = 10d \dots\dots 11$$

### 3.5.3. Diseño de taladros de ayuda

El método para calcular los taladros auxiliares se realiza básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, si se considera que la altura de ésta es igual al avance del disparo.

$$v = \sqrt{\frac{q_1 x RWS_{ANFO}}{fx(S/V)xc}} \dots\dots 12$$

Donde:

$f$ =factor de fijación, generalmente se toma 1.45 si son ayudas en las que el taladro saldrá hacia arriba u horizontales, si los taladros tienen que salir para abajo el factor es 1.2.

$S/V$ = Relación entre el espaciamiento y el Burden. Se suele tomar 1.25.

$\bar{c}$ = Constante de roca corregida. Si el Burden es mayor o igual a 1.4, a la constante de la roca se le agrega 0.05, caso contrario se le agrega  $0.07/V$ .

### 3.5.4. Diseño taladros de contorno

Cuando en la excavación no se utiliza voladura controlada, el cálculo es similar al diseño anterior, con la diferencia que el factor de fijación es 1.2 y el factor de relación ( $S/V$ ) es 1.25.

En caso se use la voladura controlada el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de:

$$S = K \phi \dots\dots 13$$

### 3.5.5 Diseño de taladros de arrastre

Similar al de las ayudas, con la diferencia que el factor de fijación es 1.45 y el factor de relación ( $S/V$ ) es 1.

## 3.6. Los Explosivos

### 3.6.1. Descripción

Los explosivos son materiales que sufren reacciones químicas muy rápidas en las que se liberan productos gaseosos y energía. Los gases liberados en estas reacciones, en condiciones de alta presión, liberan fuerzas sobre las paredes de la zona de perforación, lo que provoca la fractura y el desplazamiento de la roca.

Los componentes de los explosivos que generan estos gases se llaman elementos básicos o ingredientes. Para obtener la máxima energía en una reacción es necesario que los elementos se oxiden completamente y formen:

- $CO_2$  producto de la reacción del Carbono.
- $H_2O$  producto de la reacción del Hidrógeno.
- $NO_2$  producto de la reacción del Nitrógeno.

### 3.6.2. Tipos de explosivos

Los explosivos se dividen en tres categorías, como se puede observar en la figura 29.



Fuente: Codelco educa

**Figura 29. Tipos de Explosivos**

-Los explosivos mecánicos son los que utilizan principalmente la energía mecánica para fragmentar la roca. Ya no se usan en minería, y sus funciones se restringen a labores puntuales y/u obras civiles con requerimientos de explosivos menores.

- Los explosivos nucleares utilizan la energía nuclear para fragmentar la roca. Dadas las características propias de los elementos nucleares que se emplean como fuente de energía y los riesgos asociados no se utilizan actualmente en minería.

- En minería se usan los explosivos químicos, que son la mezcla de elementos oxidantes y combustibles, en la cual el oxígeno es comúnmente el elemento oxidante.

De acuerdo con el tipo de energía que se libera, los explosivos químicos se dividen en altos explosivos y agentes de voladura. Los altos explosivos detonan por medio de un detonador mientras que los agentes de voladura necesitan de otro producto explosivo para detonar de manera confiable.

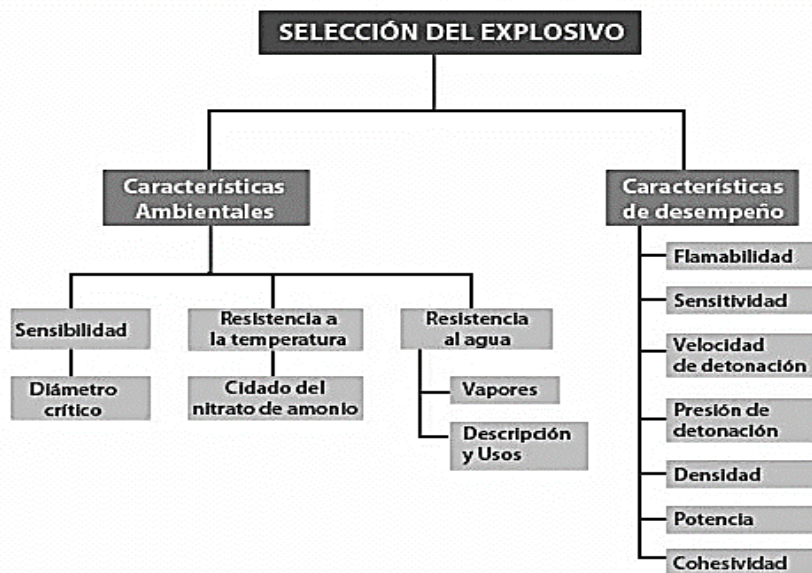
- **Dinamitas:** Son altos explosivos que tienen como componente principal la nitroglicerina. Al ser esta altamente sensible al choque, la fricción o el calor, es necesario mezclarla con elementos inertes para su manipulación. Se dividen en dos grupos las dinamitas granuladas y las dinamitas gelatinas que poseen nitrocelulosa haciéndola resistente al agua.

- **Suspensiones:** Son una mezcla de nitratos de amonio, sensibilizadores, combustibles, aluminio y cantidades variables de agua. Corresponde a un sistema que contiene al menos dos fases líquidas inmiscibles entre sí, una de las cuales está dispersa en la otra en forma de pequeñas gotas. A las emulsiones se les reconoce en este grupo.

- **Nitrocarbonatos:** Son los explosivos más usados en minería, concentrando el 80% del uso en el producto denominado ANFO, que está formado por 94% de nitrato de amonio y 6% de petróleo. Tienen la ventaja de ser más seguros en su manipulación y uso, permite que los componentes puedan ser mezclados en el mismo lugar de trabajo, obteniéndose mayor eficiencia.

### 3.6.3. Propiedades de los explosivos

Es importante conocer las características físicas y químicas de los explosivos, porque solo así es posible seleccionarlos para las operaciones mineras (ver Anexo 13).



Fuente: Codelco educa

Figura 30. Selección de Explosivos.

## Capítulo 4: Metodología de Trabajo Propuesto

En el presente capítulo se puede ver como se ha propuesto la construcción de los túneles, cuáles eran los rendimientos ofrecidos por el contratista, así como el plazo en el que se había estimado el término de los túneles. También se encuentra los rendimientos reales que se habían estado alcanzando antes de realizar este estudio.

### 4.1. Proceso Constructivo

Para la construcción de los túneles se empleará el método de Perforación y voladura para aquellas secciones con mejores comportamientos geológicos-geotécnicos que corresponden a los sostenimientos tipo I, II y III con índices de Barton  $Q > 0,1$ . Se contempla utilizar excavación mecánica en las secciones con  $Q < 0,1$ . El ciclo de excavación mediante perforación y voladura se comprende de las siguientes operaciones:

- Replanteo de ejes e instalación del Jumbo.
- Perforación de los taladros.
- Carga del explosivo.
- Disparo de los explosivos.
- Ventilación de la labor.
- Carga y transporte del estéril.
- Sostenimiento.

Durante el replanteo se marca el eje, los contornos y la rasante del frente de trabajo, luego se ubica el jumbo, para realizar la perforación de forma automática según el esquema del diagrama de disparo que se haya introducido previamente en el ordenador. Posteriormente se cargarán los taladros con los explosivos y se efectuará la voladura según la secuencia y cargas diseñadas. Luego de la voladura se debe esperar el tiempo necesario para evacuar los gases producidos por ella.

Después de la ventilación se realizará el recojo del material estéril mediante pala cargadora de perfil bajo desde el frente de trabajo hasta la boca del túnel donde se acopiará, para posteriormente con una pala cargadora auxiliar cargar los escombros sobre los camiones tolva para su transporte hasta el botadero.

Para finalizar se saneará el frente de trabajo, desprendiendo las piedras y bloques pequeños que puedan caer y ocasionar de esta forma situaciones peligrosas.



#### 4.1.1. Perforación

La perforación de los taladros de voladura se realizará con un jumbo hidráulico con dos brazos tipo Atlas Copco Rocket Boomer L2C.

Esta máquina cuenta con paralelismo automático en sus brazos de perforación, que permite una buena ejecución de la perforación de los taladros en relación al paralelismo y dirección de los mismos obteniendo un mejor resultado de las voladuras y un mejor acabado en el túnel. Su funcionamiento es eléctrico-hidráulico cuando están estacionados en su posición de trabajo, debiéndose disponer de suministros adecuados de electricidad, agua y aire hasta el frente de trabajo.

Se centra el jumbo según el eje antes de empezar, ya que desde esta posición es capaz de perforar el diagrama completo, evitando de esta forma tener que tomar dos posiciones distintas y la pérdida de tiempo que esto significa. Los taladros de recorte tienen una pequeña desviación hacia el exterior para emboquillar la siguiente voladura, esto es conocido como diente de sierra. El diámetro de perforación de los taladros es de 51 mm y el de los taladros vacíos de 102 mm, la longitud de perforación es variable dependiendo del tipo de roca encontrándose de 2,8 m y 3,9 m.

Se eligió para el trabajo la perforadora COP 1830 con una potencia de 18 kW y diámetro de pistón de 38 mm, en base a las características de la roca y velocidad de perforación que se requiere.

Se entrega a cada operador de jumbo un diagrama de disparo para cada una de las secciones dependiendo del tipo de roca en la que se encuentre trabajando. Estos diagramas se cargan directamente a la máquina y el operador puede ver el frente marcado en la pantalla integrada al equipo en el panel de mando. Para que esta labor sea realizada eficientemente, la topografía tiene que estar actualizada.

El tiempo requerido para esta actividad está dado por el número de perforaciones, la longitud de perforación y la velocidad de perforación de la perforadora. Vale destacar que durante todo el proceso de perforación se contará con una bomba eléctrica para el drenaje de las aguas aportadas por esta actividad y las aportadas por posibles filtraciones producidas, las cuales se descargarán en la red de drenaje principal del túnel.

#### 4.1.2. Carga de Explosivos

Para la carga de los taladros se utilizará el explosivo Tronex N° 2 para la parte central mientras que para el contorno se utilizará Softron. Los diagramas están detallados en el Anexo 6.

Con el objetivo de tener un control adecuado sobre el nivel de vibraciones y tener la máxima reducción del daño en la periferia y evitar la sobre excavación, se utiliza un sistema de retardos de milisegundos (Ms) y largo periodo(LP), el amarre se realiza con cordón detonante 5 gr/m, guía compuesta de 20' y taco de arcilla.

Para la carga en el frente se cuenta con la ayuda de un canastillo colocado en un equipo de levante del tipo manitou, con un diseño de canastillo definido y capacidad de soporte mayor a 1.5 toneladas, esta plataforma servirá para la colocación de los cebos, el carguío del explosivo, el taqueo y el amarre, de esta forma se tiene acceso a todos los taladros de forma segura, rápida y eficiente, la carga segura que puede levantar el canastillo es de 1 Tonelada aproximadamente, en el Anexo 7 está más detallado. Desde el instante que el explosivo llega al lugar de trabajo, ésta se señalizará con sus respectivos vigías humanos o mecánicos que indique el peligro por los explosivos lo que impide el paso de personal ajeno al trabajo a realizar. Luego de cargar los explosivos se procede a evacuar la zona de todo el personal a una zona segura fuera del radio de evacuación respectivo, excepto por el jefe de turno y un ayudante que inician el disparo y que después de iniciado éste salen de forma segura.

#### 4.1.3. Ventilación

Después de realizado la voladura se ventila el túnel para poder evacuar los gases nocivos, se realiza la revisión de posibles taladros quemados y restos de explosivos sobre los escombros. Se verifica posteriormente la concentración de gases nocivos (CO, humos nitrosos, %  $O_2$ ) con dispositivos digitales para que se pueda asegurar que se encuentren bajo los límites máximos permisibles para el caso de los nocivos y superior en el caso del oxígeno.

Finalmente cuando todos los parámetros se cumplan se procede con el regadío de los escombros y con el saneado de la bóveda y los hastiales.

#### 4.1.4. Carguío y Acarreo

Dada la pendiente pronunciada del túnel, se realiza el desescombro con pala de perfil bajo LHD; Siendo un 22% la pendiente existente, se tiene una lenta circulación de los equipos a lo largo del túnel, por lo tanto y dada la sección de excavación la capacidad de la cuchara debe ser de por lo menos 5  $m^3$ .

La pala cargadora recoge el material en el frente para transportarlo y depositarlo en el exterior a boca del túnel como lugar de acopio y de esta forma poder cargar los camiones de tolva de 20 m<sup>3</sup> después para no interferir con el ciclo del túnel, los camiones trasladan el material hacia el botadero en los horarios establecidos por la división para usar la carretera.

#### 4.1.5. Sostenimiento

El diseño de sostenimiento está basado en la clasificación geomecánica de Barton, comprobada mediante el cálculo de estabilidad de cuñas con programas y mediante programas de elementos finitos.

En el cuadro 5 se describen los sostenimientos aplicados en los túneles, según los distintos tipos de roca existentes.

Cuadro 5. Sostenimiento por tipo de roca

Túneles correa	Sostenimiento Tipo I	Sostenimiento Tipo II	Sostenimiento Tipo III	Sostenimiento Tipo IV	Portal
Aplicación	$Q > 10$	$10 > Q > 1$	$1 > Q > 0,1$	$Q < 0,1$	Boquilla
Shotcrete	-	7.5	13	20	30
Marco	-	-	-	Reticulado H1 50x102 c/1m	Reticulado H1 50x102 c/1m
Pernos $\phi$ 22mm	L = 3,5 m E(t) x E(l) 2,4 m x 2,4 m	L = 3,5 m E(t) x E(l) 2,1 m x 2,1 m	L = 3,5 m E(t) x E(l) 1,1 m x 1,1 m	L = 4 m E(t) x E(l) 1 m x 1 m	L = 4 m E(t) x E(l) 1 m x 1 m
Malla Electrosoldada	-	-	-	ACMA C-166 1 capa	ACMA C- 166 1 capa

**Pernos:** La colocación de pernos aporta resistencia a tracción y permite aprovechar las características resistentes propias de las rocas. Su perforación se realiza con los mismos jumbos empleados en la perforación de barrenos, el diámetro de la perforación es de 51 mm. Se utilizan pernos helicoidales de 22 mm de diámetro, calidad de acero A44-28H y una carga de rotura de 16 KN. Adicionalmente cada perno utiliza una planchuela de acero con tuerca de acero fundida y su adherencia a la roca se materializa con lechada de cemento. La relación agua cemento es de 0, 42.

**Malla:** El sostenimiento con malla está basada en la colocación de paños de longitudes equivalentes al perímetro de la labor a fortificar con un traslape mínimo de 30 cm entre paños, espacio que debe coincidir con una corrida de pernos para colocar la malla y presionarla hacia

la roca mediante la planchuela y tuerca. Finalmente el afianzamiento se logra con la ayuda de émbolos especialmente habilitados para adherir la malla a la roca.

**Shotcrete:** Como consecuencia del avance de la excavación de un túnel, el estado de equilibrio de éste se ve notablemente trastornado por el efecto de la descompresión del terreno, por ello inicialmente se proyecta una capa de sellado de acuerdo al tipo de roca y seguidamente se procede a colocar el resto del sostenimiento proyectado. El shotcrete se proyecta por vía húmeda debido a las ventajas que se tiene por este medio (la adición de agua se controla perfectamente, menor necesidad de aire comprimido, menor cantidad de polvo que por la vía seca, menor rebote, etc.).

**Marcos Reticulados:** La entibación de acero ofrece la ventaja de ser resistente tanto a los esfuerzos de compresión como a los de tracción. En el túnel se colocan marcos reticulares H1 50x102 espaciados 1 m entre marcos. Los marcos se anclan a terreno con la ayuda de pernos tipo PA-1 de 1,5 m de longitud. Este tipo de marco permite que cuando la presión del terreno sobre la cimbra supere cierto valor, los elementos empiezan a deslizar venciendo la fuerza de rozamiento y modificando su curvatura, de esta forma actúa como una válvula de seguridad.

#### 4.2. Instalaciones y servicios de los túneles

Las necesidades auxiliares necesarias para la elaboración de los túneles son:

- Instalaciones Generales en boca de túnel.
- Iluminación.
- Red Eléctrica.
- Red de aire comprimido.
- Red de ventilación.
- Red de desagüe.
- Red de agua.
- Depuración de aguas residuales.

Los mismos que son detallados en el Anexo 8, asimismo en el Anexo 9 se detallan los equipos que se utilizan en la labor.

### 4.3. Rendimientos de la Propuesta

Los rendimientos propuestos inicialmente estaban basados en la experiencia en obra y en ella ya estaban afectados por coeficientes de disponibilidad mecánica, coeficiente de aprendizaje, cambios de actividad, tiempos muertos, etc. Estos se detallan a continuación.

#### Excavación

El replanteo de la voladura y posicionamiento del Jumbo consiste en las labores de posicionamiento del jumbo en la posición de trabajo para que inicie la secuencia programada para la perforación de la voladura. El tiempo estimado para esta labor era de 20 minutos, tomando en cuenta que el equipo de perforación propuesto hace esta operación en una pantalla sin necesidad de marcar físicamente la frente.

El tiempo empleado para la perforación de los taladros depende principalmente de la perforabilidad del macizo rocoso, de la longitud de los taladros (110% de la longitud de avance) y del número de brazos del Jumbo. En este caso se consideró que la velocidad de perforación era de 2,5 m/s utilizando un jumbo de 2 brazos. El rendimiento de perforación se penaliza con tres parámetros; tiempo de cambio de tiro, tiempo por cambio de brocas de perforación y tiempo por averías. Por esto el rendimiento efectivo se estimó en 2 metros por minuto.

El tiempo estimado en cargar un tiro y cebarlo se estimó en 1,25 minutos, una vez realizado esta operación se procede a realizar la voladura, el tiempo necesario para la evacuación de los gases producidos por ésta se calculó en 20 minutos. Luego viene la ventilación estimada en 30 minutos y luego el chequeo de gases y el riego de la carga estimadas juntas en 20 minutos. El acañado de la frente de trabajo se estimó en una duración de 30 minutos.

#### Carga y transporte del estéril

El tiempo empleado para las labores de limpieza de la frente de trabajo, es función principalmente de las condiciones geométricas (sección de excavación, longitud de avance, tipo de túnel y pendiente), del tipo de terreno a excavar (factor de esponjamiento) y del rendimiento de la pala cargadora, así se ha estimado que el factor de esponjamiento del terreno era de 1,5 y que el rendimiento medio de la pala cargadora de perfil bajo era de 30 m<sup>3</sup>/h.

En la plataforma de la boca del túnel se ejecuta la retoma del material de las voladuras y su posterior carga sobre los camiones con capacidad de tolva de 20 m<sup>3</sup> para su transporte a

botadero. Esta labor no tiene influencia en el ciclo de trabajo ya que se realiza de forma independiente.

### Sostenimiento

**Colocación de shotcrete:** Dados los espesores de Shotcrete a colocar y la sección de los túneles correa, se estimó un rendimiento medio de 6 m<sup>3</sup>/h para su proyección a la frente de trabajo. En este rendimiento se había considerado la utilización de un Robot de proyección de Shotcrete.

**Marcos Reticulados:** El rendimiento de colocación de marcos metálicos, depende del tipo de marco a emplear y de la sección a cubrir o longitud de marco a emplear. Se estimó que el rendimiento de colocación de un marco reticulado H1 50x102 era de 40 min/und, en este valor se incluyó el movimiento de equipos y colocación de marcos.

**Colocación de pernos:** Para estimar el rendimiento para la colocación de pernos, el parámetro base a determinar es la velocidad de perforación. Este dato depende de las características geológicas-geotécnicas del terreno y aunque con los equipos actuales de perforación se pueden alcanzar velocidades de penetración de 2,5 m/min, y siempre desde un punto de vista conservador, se optó por tomar valores de velocidad de perforación de 1,3 m/min. Otros parámetros para el rendimiento de colocación de pernos son: La longitud del perno, número de brazos del equipo perforador y el número de personas que se dedican a la labor. Con todos estos datos se estimó los siguientes rendimientos:

- Movilización y posicionado Jumbo: 20 minutos
- Rendimiento de perforación Jumbo (1 brazo): 1,3 m/min
- Ingreso y posicionamiento equipo de levante: 15 minutos
- Rendimiento Lechada y colocación perno 22 mm diámetro: 3,35 min/ud

**Malla Electro Soldada:** Se estimó que el rendimiento de colocación de una capa de malla electro soldada era de 25 m<sup>2</sup>/h, en este valor se incluye el movimiento de equipos y colocación de malla.

**Split set:** Cuando la excavación se realiza en sentido ascendente, el proyecto propone la ejecución de un tratamiento en la frente con el objeto de evitar sobre excavaciones. Este tratamiento del frente consiste en la colocación de Split Set antes de proceder a la perforación de la voladura. Para la colocación de los pernos Split set se había estimado un rendimiento conjunto de 85 m/h de pernos colocados.

El rendimiento propuesto para realizar los túneles se detalla en el cuadro 6.

**Cuadro 6. Resumen Rendimientos Propuesta**

ACTIVIDAD	RENDIMIENTO
<b>Excavación y Desescombro (perforación y voladura)</b>	
Velocidad de penetración en la perforación	2.5 m/min
Rendimiento efectiva perforación producción	2.0 m/min
Rendimiento total perforación producción	1.6 m/min
Pala cargadora	30 m <sup>3</sup> /h
<b>Excavación y Desescombro (mediante medios mecánicos)</b>	
Martillo Hidráulico	11.50 m <sup>3</sup> /h
<b>Ventilación</b>	
Ventilación	0.5 horas
Chequeo de gases + riego de frente	0.3 horas
<b>Sostenimiento</b>	
Shotcrete	6 m <sup>3</sup> /h
Colocación de marcos	40 min/ud
Rendimiento efectivo perforación pernos	1.3 m/min
Rendimiento total perforación pernos	0.7m/min
Colocación y lechada de pernos efectivo	1.3 min/ud
Colocación y lechada de pernos total	0.9 min/ud
Colocación de malla electrosoldada	25 m <sup>2</sup> /h
Colocación de pernos Spli Set	85 m/h

A continuación en el cuadro 7 se muestran los rendimientos diarios propuestos para la excavación del túnel de acuerdo a los diferentes tipos de roca. Una resolución más detallada para la obtención de estos rendimientos diarios se puede encontrar en el Anexo 10.

**Cuadro 7. Rendimiento diario de la Propuesta por Tipo de Roca**

Sección Sostenimiento Túnel	Rendimiento avance descendente (Sin Split Set)	Rendimiento avance ascendente (Con Split Set)
Tipo roca I	3.84 m/día	3.69 m/día
Tipo roca II	3.68 m/día	3.55 m/día
Tipo roca III	2.67 m/día	2.57 m/día
Tipo roca IV	2.39 m/día	2.32 m/día

## Capítulo 5: Evaluación operativa del ciclo de excavación

### 5.1. Rendimientos Reales

Para la determinación y análisis de los valores reales se ha recubicado los volúmenes del túnel además de incluir la sobreexcavación para poder determinar cuántos metros lineales equivalentes más se adicionan por ella. También es necesario saber cuánto pernos y Shotcrete se necesitan por tipo de roca por disparo.

En el cuadro 8 se tiene un resumen de la geometría del túnel.

Cuadro 8. Parámetros Geométricos del Túnel Correa 3

Datos de la Sección	Und	TUNEL				
		Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Portal
		6.0x6.2	6.2x6.3	6.3x6.35	6.4x6.4	6.6x6.5
Ancho Túnel	m.	6.00	6.20	6.30	6.40	6.60
Altura Túnel	m.	6.20	6.30	6.35	6.40	6.50
Radio	m.	3.00	3.10	3.15	3.20	3.30
Altura Gradiente	m.	3.20	3.20	3.20	3.20	3.20
Angulo Central	°	180.00	180.00	180.00	180.00	180.00
Altura Caja	m.	3.20	3.20	3.20	3.20	3.20
Difer. (Hcaja-Hgrad.)	m.	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Perim. Corona	m.	9.42	9.7	9.90	10.05	10.4
Perim.(Cajas+Corona)	m.	15.8	16.1	16.30	16.45	16.8
Perim. (Cajas+Cor.+Piso)	m.	21.8	22.3	22.60	22.85	23.4
Area Túnel In Situ	m <sup>2</sup>	<b>33.3</b>	<b>34.9</b>	<b>35.75</b>	<b>36.56</b>	<b>38.23</b>
Longitud Tramo	m	47.00	413.00	84.00	21.00	12.00
Volumen In Situ sin esponjamiento	m <sup>3</sup>	1,567	14,428	3,003	804	459
	m <sup>3</sup>	1,567	16,070	19,073	19,877	20,261



En el cuadro 9 se tiene los valores considerando la sobreexcavación.

**Cuadro 9. Sobreexcavación Túnel Correa 3**

Sobreexcavación	Und	TUNEL				
		Tipo I 6.0x6.3	Tipo II 6.2x6.3	Tipo III 6.3x6.35	Tipo IV 6.4x6.4	Portal 6.6x6.5
Sobre-excavación	m.	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15
Ancho Túnel	m.	6.30	6.50	6.60	6.70	6.90
Altura Túnel	m.	6.35	6.45	6.50	6.55	6.65
Radio	m.	3.15	3.25	3.30	3.35	3.45
Altura Gradiente	m.	3.20	3.20	3.20	3.20	3.20
Angulo Central	°	180.00	180.00	180.00	180.00	180.00
Altura Caja	m.	3.20	3.20	3.20	3.20	3.20
Difer. (Hcaja-Hgrad.)	m.	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Perim. Corona	m.	9.90	10.20	10.40	10.50	10.80
Perim.(Cajas+Corona)	m.	16.30	16.60	16.80	16.90	17.20
Perim. (Cajas+Cor.+Piso)	m.	22.60	23.10	23.40	23.60	24.10
Area Túnel Sobre Excavada	m <sup>2</sup>	<b>35.75</b>	<b>37.40</b>	<b>38.20</b>	<b>39.10</b>	<b>40.80</b>
Porcentaje Sobreexcav.	%	7.2%	7.0%	6.9%	6.8%	6.8%
Esponjamiento	%	50%	50%	50%	50%	50%
Volumen Sobre Excavado	m <sup>3</sup>	1,680	15,443	3,211	860	489
	m <sup>3</sup>	1,680	17,200	20,411	21,271	21,683

En el cuadro 10 se tiene la diferencia entre los valores in situ y sobre excavado y con ello obtenemos una longitud equivalente de túnel, también en el cuadro se aprecia cuanta cantidad se tiene en volumen esponjado.

**Cuadro 10. Metros Equivalentes por Esponjamiento**

Diferencia de area	m <sup>2</sup>	<b>2.41</b>	<b>2.46</b>	<b>2.48</b>	<b>2.50</b>	<b>2.55</b>
Longitudes	m.	<b>47</b>	<b>413</b>	<b>84</b>	<b>22</b>	<b>12</b>
	m.	<b>47</b>	<b>460</b>	<b>544</b>	<b>566</b>	<b>578</b>
Volumenes Esponjados	m <sup>3</sup>	<b>2,520</b>	<b>23,164</b>	<b>4,816</b>	<b>1,289</b>	<b>734</b>
	m <sup>3</sup>	<b>2,520</b>	<b>25,800</b>	<b>30,617</b>	<b>31,906</b>	<b>32,524</b>
Diferencia	m <sup>3</sup>	<b>113</b>	<b>1,014</b>	<b>208</b>	<b>55</b>	<b>31</b>
Metros Equivalentes de Túnel	M	<b>3.40</b>	<b>29.04</b>	<b>5.83</b>	<b>1.51</b>	<b>0.80</b>
Metros Equivalentes de Túnel Totales	M	<b>40.57</b>				

A continuación mostramos en el cuadro 11 los valores que se usan en el sostenimiento del túnel.

Cuadro 11. Datos para el Sostenimiento Túnel Correa 3

DESCRIPCION	UNIDAD	SOSTENIMIENTO TUNEL CORREA N° 3				
		Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Portal
Sección	m <sup>2</sup>	33.34	34.94	35.75	36.56	38.23
Metros de Excavación	m	47	413	84	21	12
Tipo de Sostenimiento		P	P/SH (C.F.)	P/SH (C.F.)	P/SH C.F., SH S.F., Marcos Reticulados	P/SH C.F., SH S.F., Marcos Reticulados
<b>Pernos de Sostenimiento A44-28H</b>						
Largo Perno Sostenimiento	m	3.50	3.50	3.50	4.00	4.00
Diámetro	mm	22	22	22	22	22
Perno en Roca	m	3.4	3.4	3.4	3.9	3.9
Espaciamiento entre Paradas	m	2.40	2.10	1.10	1.00	1.00
Espaciamiento entre Pernos	m	2.40	2.10	1.10	1.00	1.00
Pernos por Parada	c/u	7	8	13	17	17
Número de Paradas	c/u	21	198	77	23	13
Perímetro a Fortificar	m	15.82	16.14	16.30	16.45	16.77
Traslape Malla	m				0.3	0.3
Perdida de Malla por Voladura	m				0.2	0.2
Perdida de Shotcrete con Fibra	%	20%	20%	20%	20%	20%
Perdida de Shotcrete sin Fibra	%	20%	20%	20%	20%	20%
Espesor Shotcrete con Fibra	cm	0.00	7.50	13.00	5.00	5.00
Espesor Shotcrete Sin Fibra	cm				15.00	25.00
Espaciamiento entre Marcos	m				1.00	1.00
Pernos PA-1 Marcos						
Largo Perno PA-1 (A44-28H)	m				1.50	1.50
Diámetro	mm				22.00	22.00
Perno en Roca	m				1.40	1.40
Pernos PA-1 por Parada	c/u				8.00	8.00
Espaciamiento entre Paradas Pernos PA-1	m				1.00	1.00

Con estos valores seremos capaces de saber la cantidad de pernos, Shotcrete y marcos que se colocan por disparo, estos valores lo podemos apreciar en el cuadro 12.

Cuadro 12. Valores del Sostenimiento Túnel Correa 3.

DESCRIPCION	UNIDAD	SOSTENIMIENTO TUNEL CORREA N° 3					Portal
		Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV		
Longitud Teórica Disparo	M	3.90	3.90	2.70	No	No	
Eficiencia Disparo	%	76%	76%	79%	No	No	
Largo Efectivo	M	2.89	2.89	2.2	1	1	
Número de Paradas	c/u	2	2	3	-----	-----	
Pernos Sostenimiento Teóricos	c/u	15	19	37	17	17	
<b>Total Pernos de Sostenimiento</b>	<b>c/u</b>	<b>15</b>	<b>19</b>	<b>37</b>	<b>17</b>	<b>17</b>	
<b>Total Pernos PA-1</b>					<b>16</b>	<b>16</b>	
MLP Sostenimiento Teóricos	M	52	65	125	66	66	
MLP pernos PA-1	M				22	22	
<b>Total MLP Sostenimiento</b>	<b>M</b>	<b>52</b>	<b>65</b>	<b>125</b>	<b>89</b>	<b>89</b>	
Malla de Sostenimiento Teórica	m <sup>2</sup>				16	17	
Traslape Malla	m <sup>2</sup>				5	5	
Daño por Voladura	m <sup>2</sup>				0	0	
<b>Total Malla de Sostenimiento</b>	<b>m<sup>2</sup></b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>21</b>	<b>22</b>	
Marco Reticulado	c/u				2	2	
<b>Total Marcos Reticulados</b>	<b>c/u</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>2</b>	<b>2</b>	
Shotcrete con Fibra (SH22,5) Teórico	m <sup>3</sup>	0	5	6	1	1	
Perdida de Shotcrete con Fibra	m <sup>3</sup>	0	1	1	0	0	
<b>Total Shotcrete con Fibra</b>	<b>m<sup>3</sup></b>	<b>0</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	
Shotcrete sin Fibra ( SH22,5 ) Teórico	m <sup>3</sup>				2	4	
Perdida de Shotcrete sin Fibra	m <sup>3</sup>				1	1	
<b>Total Shotcrete sin Fibra</b>	<b>m<sup>3</sup></b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>3</b>	<b>5</b>	

Con respecto a la perforación para el avance en el cuadro 13 se muestran los datos para la perforación del túnel correa.

Cuadro 13. Datos para la Perforación Túnel Correa 3

DESCRIPCION	UNIDAD	TUNEL CORREA N° 3					Portal
		Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV		
Longitud Teórica Disparo	M	3.90	3.90	2.80	No aplica	No aplica	
Número de Taladros por Frente	c/u	75.00	75.00	75.00	No aplica	No aplica	
Número de Disparos Teóricos	c/u	1	1	1	No aplica	No aplica	
Eficiencia Disparo	%	76%	76%	76%	No aplica	No aplica	
Número de disparos Reales	c/u	1	1	1	No aplica	No aplica	
<b>Total MLP Teóricos Avance</b>	<b>M</b>	<b>285</b>	<b>285</b>	<b>203</b>	<b>No aplica</b>	<b>No aplica</b>	
<b>Total MLP Estimados Reales</b>	<b>M</b>	<b>217</b>	<b>217</b>	<b>154</b>	<b>No aplica</b>	<b>No aplica</b>	

Los valores mostrados en los cuadros anteriores además de darnos una idea de la geometría del túnel y de la cantidad necesaria de varios parámetros, nos servirán como datos para hallar los rendimientos de las operaciones unitarias más adelante. En el cuadro 13 la eficiencia de disparo resulta de dividir la longitud que se ha avanzado por disparo entre la longitud con la cual se habían perforado los taladros.

Para poder obtener los rendimientos reales de los ciclos así como de cada operación de las que está compuesta en el Túnel Correa 3 se realizó trabajo de campo, visitando las labores y tomando los tiempos de cada actividad, para esto se separó todo el ciclo en partes más representativas.

Se elaboró un registro de actividades (Anexo 11), para poder completarlo en los dos turnos que se trabajó en el proyecto, esto con ayuda de los supervisores de terreno que trabajan para la empresa contratista. Al completar este registro de actividades se pudieron obtener tiempos de cada operación por disparo y la distribución de pérdidas por disparo que se muestra en el Anexo 11.

Los primeros 5 disparos que se observan se hicieron en terreno de roca tipo III y el resto en tipo de roca II, para que el análisis sea lo más preciso posible se tomaron los disparos en tipo de roca tipo II, se analizaron y se realizó una comparación con los rendimientos teóricos propuestos. Este análisis se encuentra más adelante en este mismo capítulo.

En el cuadro 14 se puede ver las horas totales que se emplearon durante cada ciclo, asimismo se tiene el dato del avance que se ha realizado en cada disparo, con ambos datos se obtuvo los metros por día reales con los que se está trabajando actualmente en el Túnel Correa 3.

Cuadro 14. Rendimientos Diarios Reales en el túnel Correa 3

Voladura	N°	Total (hr)	Perforación(m)	Avance (m)	Eficiencia Disparo (%)	Metros Día
	1	69.75	2.8	2.5	89.3	0.9
	2	70.8	2.8	2.5	89.3	0.8
	4	32.5	2.8	2.5	89.3	1.8
	6	38.25	2.8	2.5	89.3	1.6
	7	53.5	2.8	2	71.4	0.9
	3	46	3.9	2.8	71.8	1.5
	5	42.75	3.9	2.7	69.2	1.5
	8	41.5	3.9	2.7	69.2	1.6
	9	36	3.9	3.2	82.1	2.1
	10	30.75	3.9	3	76.9	2.3
	11	32.5	3.9	3.3	84.6	2.4
	12	42.2	3.9	2.8	71.8	1.6
	13	30.5	3.9	3	76.9	2.4
	14	43	3.9	2.5	64.1	1.4
	15	41.5	3.9	2.3	59.0	1.3
	16	43.5	3.9	3	76.9	1.7
	17	54	3.9	3.3	84.6	1.5
	18	42.75	3.9	3	76.9	1.7
	19	43.5	3.9	2.5	64.1	1.4
	20	52.25	3.9	2.6	66.7	1.2
	21	35	3.9	2.7	69.2	1.9
	22	31.5	3.9	3	76.9	2.3
	23	39	3.9	3.4	87.2	2.1
	24	35	3.9	3.2	82.1	2.2
	25	38	3.9	2.4	61.5	1.5
	26	50.5	3.9	3.2	82.1	1.5
	27	43.5	3.9	3.4	87.2	1.9
28	45.5	3.9	3.2	82.1	1.7	

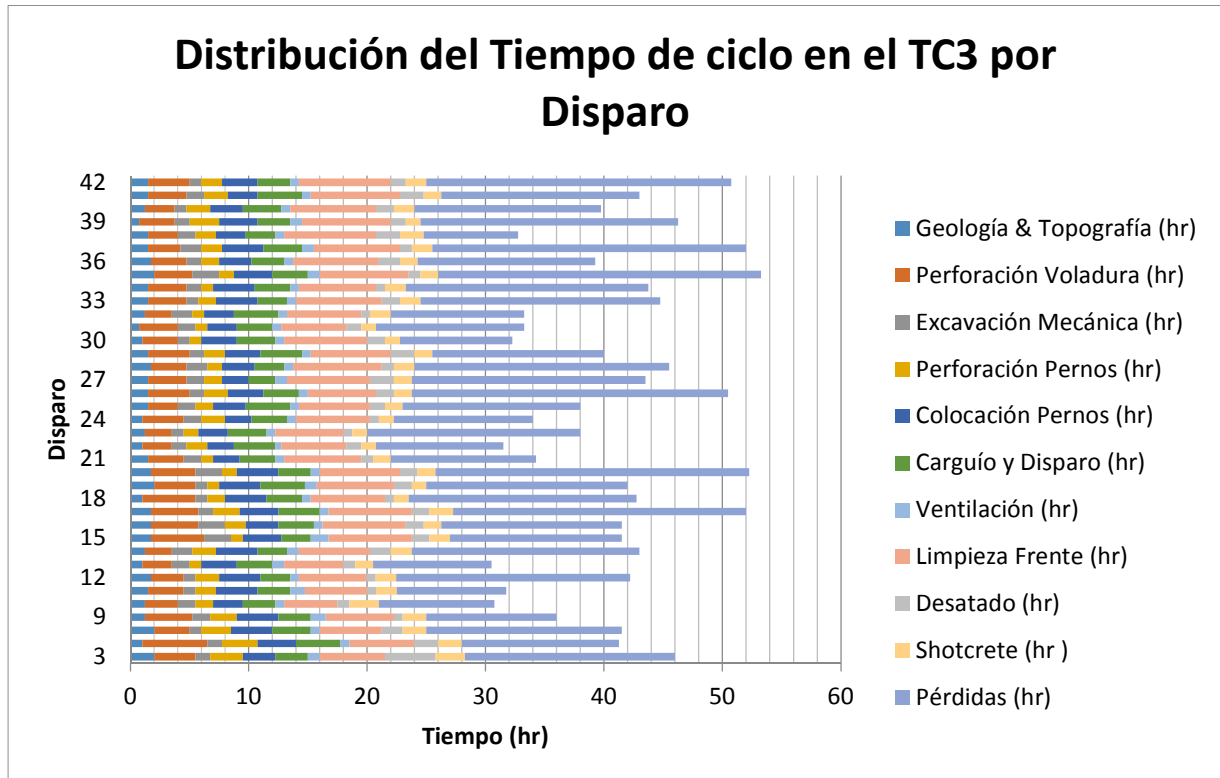
Voladura	29	41.75	3.9	3.2	82.1	1.8
	30	33	3.9	3	76.9	2.2
	31	34	3.9	3	76.9	2.1
	32	34.25	3.9	3.1	79.5	2.2
	33	44.75	3.9	3.2	82.1	1.7
	34	43.75	3.9	2.8	71.8	1.5
	35	53.25	3.9	2.8	71.8	1.3
	36	39.25	3.9	2	51.3	1.2
	37	52.5	3.9	3.1	79.5	1.4
	38	34.25	3.9	2.8	71.8	2.0
	39	47.25	3.9	2.8	71.8	1.4
	40	40.75	3.9	2.8	71.8	1.6
	41	44.75	3.9	2.8	71.8	1.5
	42	51.75	3.9	2.8	71.8	1.3

## 5.2. Análisis de los Rendimientos Reales

Los trabajos de excavación del Túnel Correa N° 3, comenzaron el día 20 de Junio, con el método de Excavación Mecánica, la cual se utilizó para la excavación de los primeros metros del túnel (el "Emboquille"). Este proceso finalizó el 14 de Agosto, con lo cual se avanzaron 8,5m y se obtuvo un rendimiento de **0,4 metros/día**. Es importante mencionar que esta parte del túnel contemplaba la instalación de marcos reticulados cada un metro.

Respecto al ciclo de trabajo, el contratista nunca llevó a cabo un patrón regular de actividades durante la etapa de Excavación Mecánica. Por esta razón es que no fue posible identificar un ciclo estable de operaciones unitarias una tras otra.

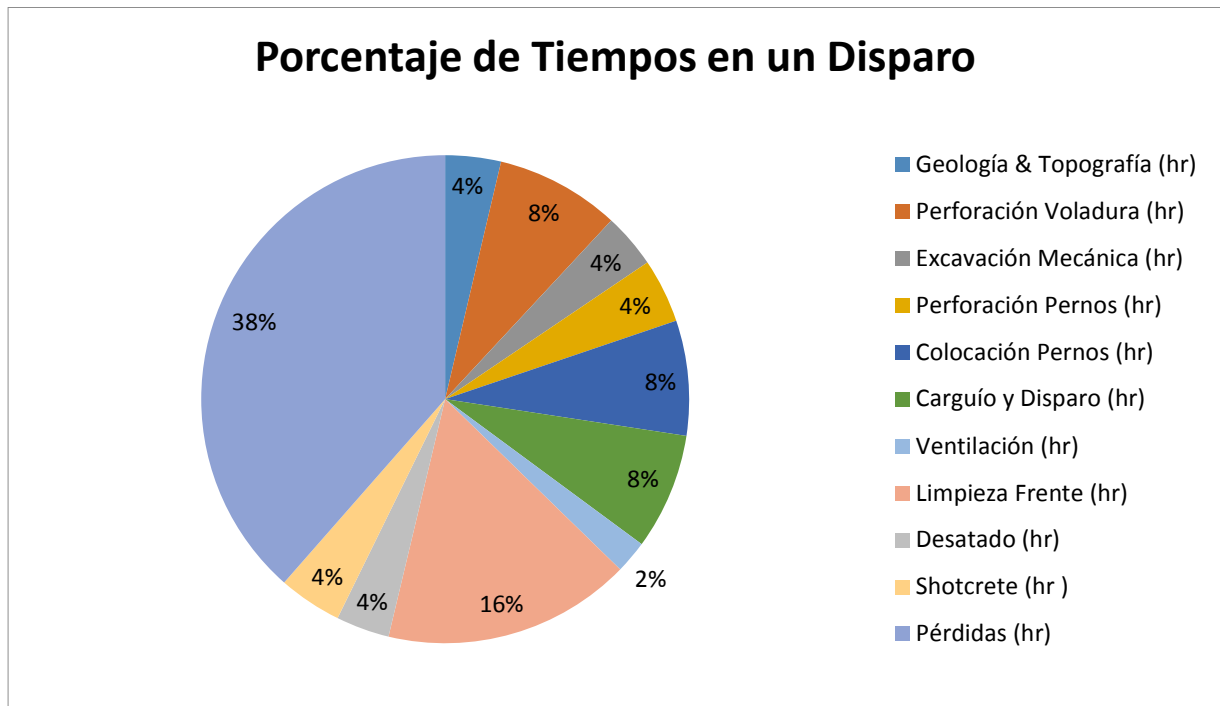
Una vez superados los 8,5m, el contratista comenzó con el ciclo de Perforación y Voladura, lo que si permitió identificar un ciclo regular de actividades y de esa manera hacer un análisis de dichos ciclos. La primera voladura se llevó a cabo el 16 de Agosto y a la fecha se ha avanzado hasta la Voladura N°42. En la figura 31 se presenta el tiempo de ciclo por actividad unitaria de los disparos que se tronaron en tipo de roca II, que fueron todos menos 5 disparos realizados en roca tipo III.



Fuente: Propia

**Figura 31. Distribución del Tiempo de Ciclo por Disparo**

Inicialmente se puede observar una ligera tendencia positiva en el tiempo de ciclo debido a que el contratista aún se encontraba en una curva de aprendizaje; No obstante la gran cantidad de pérdidas que se tiene en cada disparo incluso después de pasado el tiempo de la curva de aprendizaje son muy grandes, ya que de haber disminuido hasta un tiempo de ciclo entre 20 y 30 horas se volvió a incrementar en tiempos en su mayoría entre 30 y 45 horas, descartando aquellos tiempos que superaron las 50 horas debido a que son pocos y se pueden considerar errores; Es necesario el análisis de estas pérdidas para identificar causas de los problemas que afectan el trabajo del contratista; así como cuanto de estos pueden ser fácilmente solucionados y cuáles necesitaran un mayor tiempo así como un mayor proceso. También es necesaria una evaluación de cada una de las actividades principales y su comparación con el rendimiento teórico que el contratista dio al inicio del proyecto y ver como optimizarlo; pero antes se obtendrá un promedio de cada actividad para poder saber cuánto es el porcentaje de cada una de ellas con respecto del total, en la figura 32 se puede observar los resultados.



Fuente: Propia

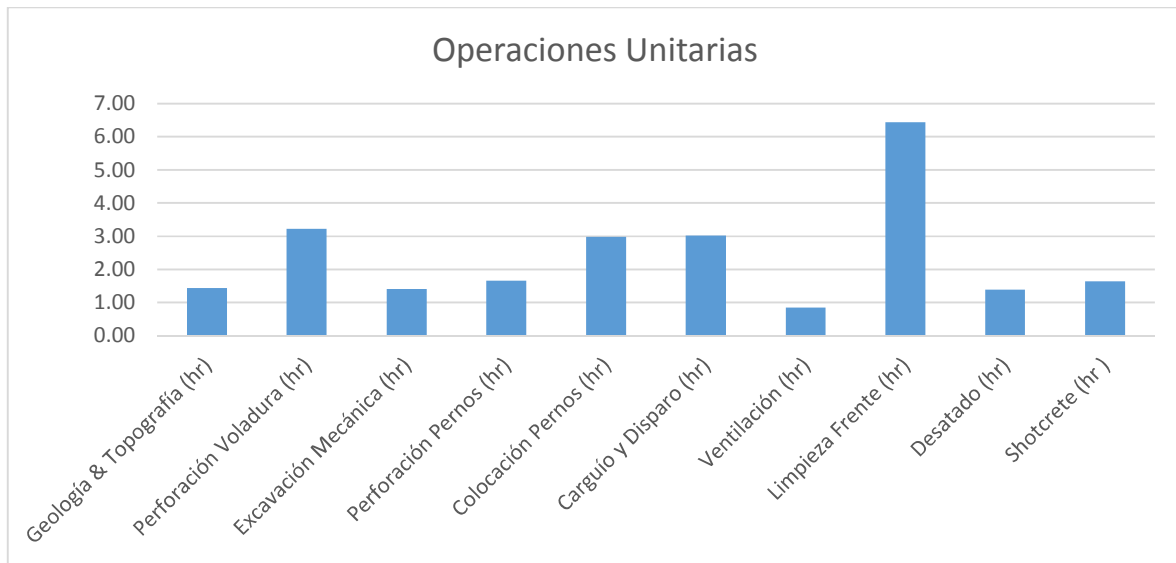
**Figura 32. Porcentaje de Tiempos en un Disparo**

Analizando el gráfico de la figura se puede ver que en un ciclo promedio la mayor parte del ciclo consiste en pérdidas que no están asociadas a ninguna de las operaciones principales, es decir, la mayor parte del ciclo no contribuye en nada al avance del mismo. Las siguientes operaciones que toman porcentajes importantes son el sostenimiento (dentro de esta la perforación de pernos y su posterior colocación) y la extracción de estéril, seguidos por la perforación para avance.

Las demás operaciones no tienen mucha incidencia dentro del total del ciclo del túnel por lo que aún si se optimizan el tiempo que se ganará no será relevante para poder aumentar el rendimiento.

En la figura 33 se observan todas las actividades con su tiempo promedio, este tiempo será utilizado para poder calcular los rendimientos de las operaciones; asimismo se realizó un análisis estadístico con los datos tomados en campo (Anexo 12).





Fuente: Propia

**Figura 33. Tiempo Promedio de las Operaciones del Ciclo del Túnel**

En el cuadro 15 se resume los valores que se necesitan para poder obtener los rendimientos reales que se tiene en el túnel, estos valores se han obtenido de los cuadros dados en el capítulo 5.1. Rendimientos reales.

**Cuadro 15. Parámetros para Rendimientos**

Parámetros para Rendimientos		
Actividad	Unidad	Cantidad
Taladros Perforados	Un	75
Metros por Taladro	m	3.9
Sección Túnel	m <sup>2</sup>	35.75
Avance Efectivo	m	2.88
Volumen a Remover	m <sup>3</sup>	103.00
Esponjamiento	%	50
Shotcrete	m <sup>3</sup>	7
Pernos Sostenimiento	un	19
Metros Perno Sostenimiento	m	65
Capacidad EX R916	m <sup>3</sup>	4
Capacidad Camión	m <sup>3</sup>	20

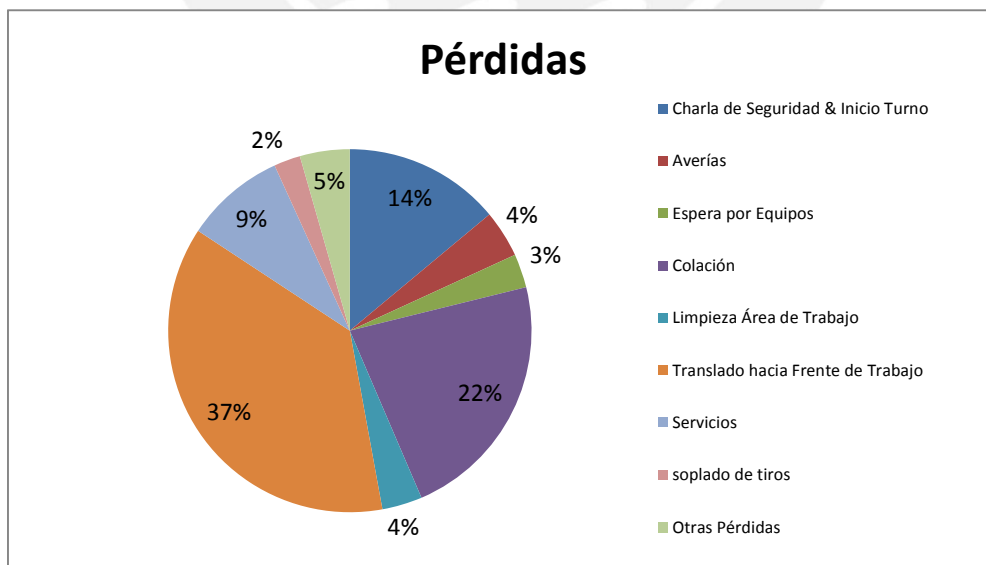
Los rendimientos obtenidos de la anterior tabla y de los tiempos tomados en terreno se muestran en el cuadro 16.

Cuadro 16. Rendimientos Reales

Rendimientos				
Operación	Unidad	Tiempo Promedio	Unidad	Rendimiento
Perforación Taladros	hr	3.2	m/min	1.5
			min/tal	2.60
Carguío Taladros	hr	3	min/tal	2.4
Perforación Pernos	hr	1.7	m/min	0.7
Colocación Pernos	hr	3	min/un	9.5
Shotcrete	hr	1.6	m <sup>3</sup> /hr	4.40
Extracción de Escombros	hr	6.4	m <sup>3</sup> /hr	24.10
Geología y Topografía	hr	1.4	---	---
Ventilación	hr	0.8	---	---
Desatado	hr	1.4	---	---
Excavación Mecánica	hr	1.4	---	---
Baldadas por Hora	hr	---	un/hr	6.00
Camiones por Hora	hr	---	un/hr	1.20

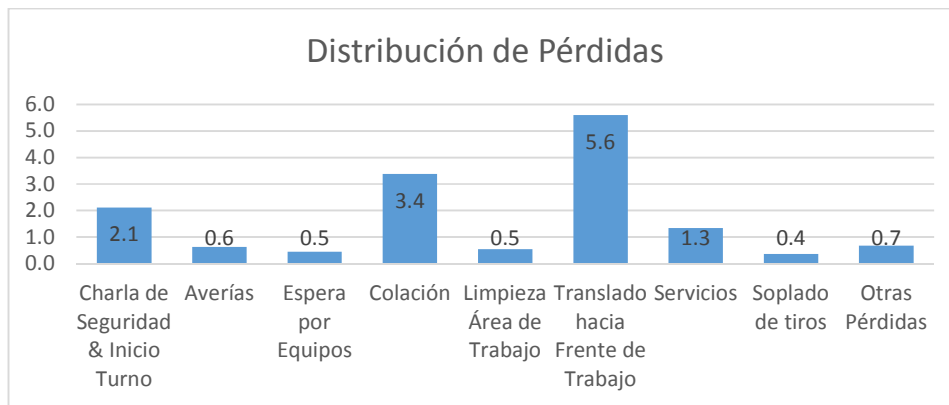
### 5.3. Pérdidas en el ciclo

Las pérdidas en el ciclo son muy altas, siendo en promedio de 15 horas, se puede apreciar la distribución de estas en la figura 34, y en la figura 35 el tiempo promedio de cada una de ellas.



Fuente: Propia

Figura 34. Distribución de las Pérdidas Reales



Fuente: Propia

Figura 35. Tiempo Promedio de las Pérdidas Reales

Como se puede observar hay varios tiempos muertos debido a varios factores, los cuales deben ser analizados para poder determinar la causa. Dicho análisis se muestra en el Anexo 12.

#### 5.4. Comparación entre los valores teóricos y reales

Es importante comparar los rendimientos ofertados con los rendimientos reales para saber en qué sentido el trabajo que se realizó, si lo hace como se tenía planeado o no es así. En el cuadro 17 se muestra esta comparación.

Cuadro 17. Comparación Rendimientos

Comparación Rendimientos				
Operación	Rendimientos teóricos		Rendimientos Reales	
	Unidad	Rendimiento	Unidad	Rendimiento
Perforación Taladros	m/min	1.5	m/min	1.5
Carguío	min/tiro	1.25	min/tiro	2.4
Perforación Pernos	m/min	1.5	m/min	0.7
Colocación Pernos	min/un	1.5	min/un	9.5
Shotcrete	m3/hr	6	m3/hr	4.4
Extracción de Escombros	m3/hr	25	m3/hr	24.1
Geología y Topografía	hr	No	hr	1.4
Ventilación	hr	0.5	hr	0.8
Desatado	hr	No	hr	1.4
Excavación Mecánica	hr	No	hr	1.4

En el cuadro 17 se puede observar que los rendimientos reales son muy diferentes de los teóricos en muchos casos.

También es importante analizar el avance real del túnel, en promedio es de 2.9 metros con una perforación de 3.9 metros, lo que da una eficiencia del disparo del 74 %, lo que es una eficiencia baja y teniendo en cuenta que se tenía previsto un avance de 3.5 metros por disparo esto nos llevaría a una diferencia negativa de 0.6 metros. El diagrama y las cargas respectivas serán analizados más adelante a mayor profundidad.

Entonces tomando los rendimientos reales, en promedio el túnel tiene un avance de 1.9 metros/día, se había propuesto con los rendimientos ofertados un avance de 3.52 metros/día en tipo de roca II, el cual está fuera del alcance (siendo 48 % mayor al real obtenido en el ciclo). En el siguiente cuadro se resume los rendimientos teóricos junto con los reales para todos los tipos de roca, estos últimos fueron obtenidos con los valores unitarios de cada operación y de forma similar a como se hallaron los valores teóricos mostrados en el Anexo 10 (se ha mantenido constante el porcentaje de pérdidas). Para el caso de la roca tipo 4 que es excavación mecánica se utilizó el rendimiento obtenido cuando se realizaron los primeros 10 metros del túnel con este método.

**Cuadro 18. Comparación Rendimientos Diarios**

Comparación Rendimientos						
Rendimiento Teórico	m/día	3.80	3.50	2.50	2.40	2.25
Rendimiento Real	m/día	2.1	1.9	1.3	0.4	0.4

En el cuadro 18, se puede observar todos los rendimientos por tipo de roca, se puede observar un valor muy pobre en los rendimientos reales si se les compara con los rendimientos ofertados siendo los reales entre 40 % a 50 % menores en el caso del ciclo por perforación y voladura y del 55 % en el caso de excavación mecánica en roca tipo 4.

El bajo rendimiento influye en los costos y en el cronograma, lo crucial para el proyecto son los tiempos debido a que hay una serie de proyectos que depende de la finalización de este y que a su vez son necesarios para terminar el nuevo nivel que le dará continuidad a la mina. Los tiempos para todos los rendimientos se pueden apreciar a continuación.

**Cuadro 19. Comparación de tiempos**

Comparación Plazos Nuevos							
Tipo	Unidad	Roca I	Roca II	Roca III	Roca IV	Portal	Total
Rendimiento Teórico	Días	12.25	117.35	33.50	8.80	5.00	177
Rendimiento Real	Días	22.40	217.40	64.60	52.50	30.00	389

En el cuadro 19 podemos ver que los días han aumentado hasta un total de aproximadamente 389 días. En el principio, el proyecto tenía un plazo de 177 días, se comenzaría el 17 de julio del 2013 y se acabaría para enero del 2014, pero ahora con la nueva proyección se tendrá un atraso de 212 días si se mantiene el ritmo actual. Esto implica que se estaría acabando en agosto del 2014.

### 5.5. Identificación de los principales problemas y sus consecuencias

Después de analizar cada actividad y compararlas con los valores previamente establecidos por el contratista se puede decir que las actividades que influyeron drásticamente en el tiempo del ciclo del túnel Correa 3, son los siguientes:

- Traslado de Escombros desde Frente hasta zona de acopio.
- Diseño de la Malla de perforación.
- Disminución de las Pérdidas.
- Disminuir tiempo en el sostenimiento, en la parte que corresponde a la colocación y perforación de Pernos.

El traslado de escombros es la actividad principal que ocupa un gran porcentaje en el ciclo del túnel, además que siguiendo lo que se hace hasta el momento el rendimiento comenzará a decrecer debido a que a mayor profundidad que tenga el túnel mayor será el tiempo que se demoró en realizar esta labor.

Para aumentar el rendimiento del túnel se puede disminuir los tiempos o aumentar los metros que se avanzan en el ciclo. Actualmente se está avanzando por cada voladura 2.9 metros, habiendo sido la perforación de 3.9 metros aproximadamente, que da un 74 % de eficiencia en el avance. Este valor corresponde a uno muy bajo y puede ser aumentado por lo menos a 90 %, esto se podría lograr si se modifica el diagrama que se está utilizando para lo cual se necesita analizar los que se están usando en la actualidad. Teniendo un rendimiento de 90 % se podría avanzar por voladura 3.5 metros, siendo este valor mayor en 0.6 metros por voladura.

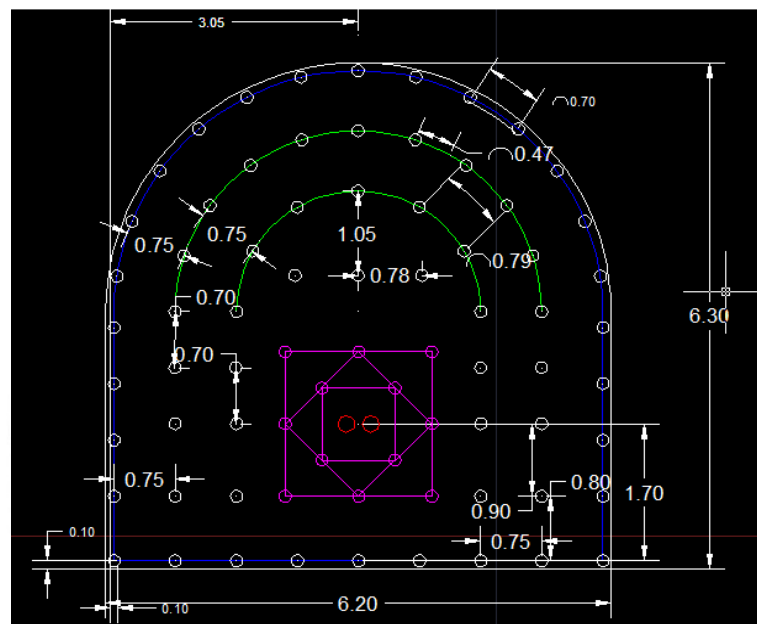
En el capítulo 6 se analizarán estos factores para ver si su optimización es factible, de qué forma y como podrían ser los resultados si se aplican.

## Capítulo 6: Propuestas de Mejora

### 6.1. El Diseño de la Malla de Perforación Existente

En la actualidad se está realizando los siguientes diagramas de disparo en la frente de acuerdo al tipo de roca.

Tipo de roca I y II como se indica en la figura 36.



Fuente: Ferrovial Agroman

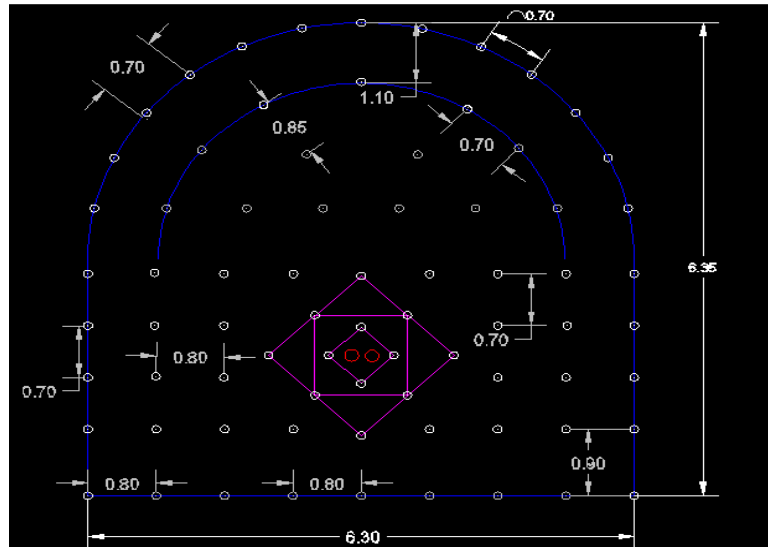
**Figura 36. Diagrama Disparo Actual tipo II**

El diagrama tiene en su totalidad 75 taladros + 2 taladros vacíos, los cuales tienen una perforación de 3.9 metros y se espera un avance de por lo menos 3.5 metros (90 % eficiencia). Su factor de carga es igual a 1.9 kg/m<sup>3</sup>, se ha medido en terreno la velocidad pico partícula teniendo en promedio 3.5 mms y una proyección sonora de 98.6 DBI. Los taladros se dividen de la siguiente manera:

- 9 taladros en la zapatera
- 15 taladros en la corona
- 12 taladros en la rainura
- 6 taladros en las cajas
- 8 taladros como auxiliares de las cajas
- 21 taladros como auxiliares de la corona

- 4 taladros como auxiliares de la zapatera

En el tipo de roca III se utiliza como indica la figura 37.



Fuente: Ferrovial Agroman

**Figura 37. Diagrama de Disparo Actual Tipo III.**

El diagrama tiene 75 taladros + 2 taladros vacíos, los cuales son perforados con una longitud de 2.8 metros, se espera una eficiencia en el disparo de 90 % lo que permitiría avanzar 2.5 metros. El factor de carga es de 1.5 Kg/m<sup>3</sup>, la velocidad pico partícula generada alcanza niveles de 2.6 mms y produce 96 DBI. Los taladros se distribuyen como sigue a continuación:

- 9 taladros en la zapatera
- 15 taladros en la corona
- 12 taladros en la rainura
- 6 taladros en las cajas
- 8 taladros como auxiliares de las cajas
- 19 taladros como auxiliares de la corona
- 6 taladros como auxiliares de la zapatera

Los taladros son cargados con explosivo Softron en los contornos y con explosivo Tronex en todo lo demás, dejando en los contornos un taco de 0.3 metros y en los demás taladros de 0.4 metros. En el Anexo 6 se puede observar la secuencia de disparo.

Los resultados que se ha obtenido con estos diagramas son los siguientes:

- En promedio la perforación de los taladros de avance dieron alrededor de 3.2 horas y el carguío fue en promedio de 3 horas.
- La perforación en roca II fue igual a 3.9 metros y el avance obtenido en promedio fue de 2.9 metros.
- La roca Volada no presentó tamaño de partículas mayores a 18 cm.
- No se ha presenciado problemas con las vibraciones.
- El Facto de carga es de 1.9 kg/m<sup>3</sup>.
- Se obtuvo la superficie de manera muy irregular y se tuvo sobreescavaciones de hasta 25 cm en algunas zonas (15 cm en promedio).
- Se presencia tiros sopladados.

El diagrama no ha estado generando los resultados que se esperaban, se tiene problemas de avance y de sobreescavacion, entonces se desea una alternativa de mejora, se propuso cambiar el diagrama para ver su posible optimización tratando en lo posible de reducir el número de taladros para poder reducir el tiempo del ciclo.

Se utilizó el método de Holmberg para poder dar un diagrama basado en las características de la frente y poder ver que tanto varía de los usados inicialmente.

## 6.2. Nuevo diseño de malla de disparo

Para poder optimizar la malla se utilizan las fórmulas de Holmberg dadas en el marco teórico. Primero como se tiene la longitud de perforación que se está utilizando (3.9 metros) se hallará el número de taladros vacíos que deberá tener la malla al mismo tiempo que su diámetro.

La Empresa a cargo de abastecer con aceros de perforación es ATLAS COPCO, la cual posee para desarrollos horizontales una gamma de diámetros de coronas escariadoras, entre éstos los más ocupados para este tipo de sección son:

Diámetro de Coronas Escareadoras Comerciales:

- 76mm.
- 89mm.
- 102mm.



**a) Para usar 1 Taladro Vacío se necesita una profundidad de perforación de:**

Diámetro de 76mm. → Profundidad de Perforación de 2,51m.

Diámetro de 89mm. → Profundidad de Perforación de 2,87m.

Diámetro de 102mm. → Profundidad de Perforación de 3,22m.

**b) Para usar 2 Taladros Vacíos se necesita una profundidad de perforación de:**

Diámetro de 76mm. → Profundidad de Perforación de 3,36m.

Diámetro de 89mm. → Profundidad de Perforación de 3,82m.

Diámetro de 102mm. → Profundidad de Perforación de 4,25m.

**c) Para usar 3 Taladros Vacíos se necesita una profundidad de perforación de:**

Diámetro de 76mm. → Profundidad de Perforación de 3,96m.

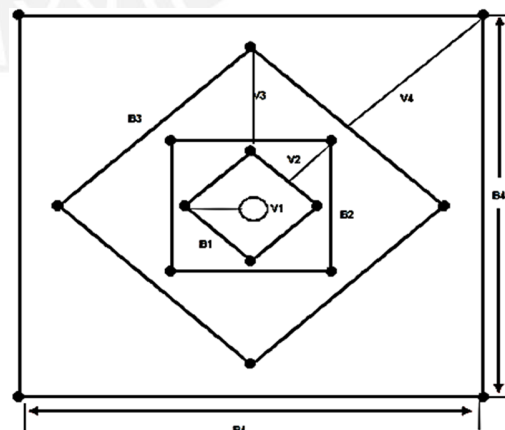
Diámetro de 89mm. → Profundidad de Perforación de 4,47m.

Diámetro de 102mm. → Profundidad de Perforación de 4,94m.

Las condiciones que cumplen eficientemente son 2 taladros de 102 mm o 3 de 89 mm, desde un punto de vista conservador se eligió realizar los 2 taladros de 102 mm. Luego siguiendo las fórmulas dadas en el capítulo 3, se procede a hallar el arranque con los datos que se tiene en el proyecto. Los valores del arranque obtenido se presentan a continuación.

**Cuadro 20. Burden Arranque**

Cuadrante	Burden	Ancho
Nº	V (m)	B (m)
1	0.20	0.30
2	0.25	0.55
3	0.35	0.90
4	0.60	1.5



Fuente: Propia

**Figura 38. Nuevo Arranque**

Ahora para calcular el número de taladros en las demás secciones se realiza con las fórmulas correspondientes dadas en el capítulo 3. Para el contorno se utiliza la fórmula de voladura controlada. El resultado se da a continuación.

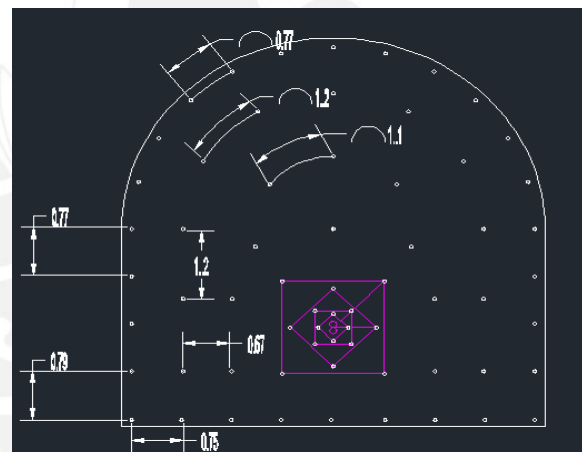
- 9 taladros en la zapatera
- 11 taladros en la corona
- 8 taladros en las cajas
- 6 taladros como auxiliares de las cajas
- 15 taladros como auxiliares de la corona
- 3 taladros como segundo auxiliar corona

Entre el arranque y el auxiliar de las cajas existe un espacio en donde se puede poner más taladros, estos se colocaron disminuyendo un poco el Burden obtenido para un mejor arreglo, en total 7 taladros más.

En total 65 taladros, en el cuadro 21 se muestra el diseño con sus respectivas distancias.

**Cuadro 21. Burden Diagrama Disparo Nuevo**

Tipo	Burden	Espaciamiento
T	V (m)	E (m)
Zapatera	0.80	0.75
Cajas	0.75	0.80
Corona	0.75	0.80
Aux. Caja	1.00	1.2
Aux Corona	1.00	1.2
Aux 2 Corona	1.00	1.2



Fuente: Propia

**Figura 39 . Nuevo Diagrama Disparo**

Se realizó el diagrama para poder optimizarlo con las condiciones que se tienen en terreno, por lo que se sigue utilizando explosivo softron para el contorno y para el resto explosivo tronex. El factor de carga del arranque es de 3.89 kg/m<sup>3</sup> mientras que el del contorno es de 0.42 Kg/m<sup>3</sup>, el factor de carga global es igual a 1.4 Kg/m<sup>3</sup>. Se destaca la separación de 10 cm con respecto a las cajas para evitar la sobreescavación.

La cantidad de taladros se ha reducido en gran medida, pero todavía falta asegurarnos si es posible, holberg es un diseño muy utilizado por su eficacia, pero para verificarlo utilizaremos la

fórmula para hallar el Burden por medio de la energía del taladro, para eso utilizaremos la siguiente fórmula:

$$\text{Influencia\_del\_taladro} = \frac{PoD * Ae * Fc}{Fs * RQD * \sigma_r}$$

En donde,

PoD: Potencia de Detonación del Explosivo (kg/cm<sup>2</sup>)

Ae: Porcentaje de acoplamiento (%)

Fc: Factor de carga

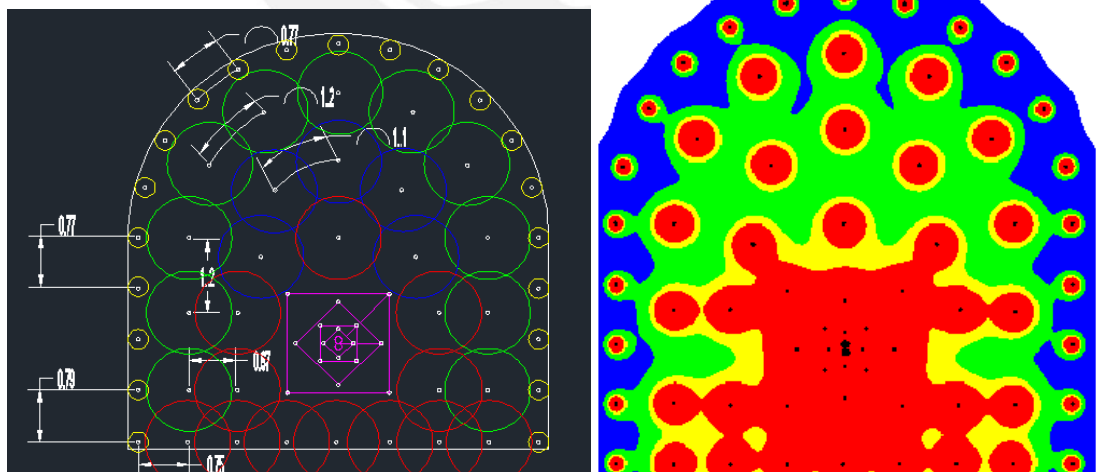
RQD: Índice calidad roca (%)

$\sigma_r$ : Resistencia a la Compresión de la roca (Kg/cm<sup>2</sup>)

Fs: Factor de seguridad

Con esta forma podremos ver el halo de influencia del taladro y saber si con estos taladros que tenemos es posible realizar el disparo, también podremos saber que partes necesitan taladros adicionales. En el Anexo 13 se detalla el proceso para hallar el halo de cada taladro de la malla.

En la figura 40 se puede observar el diagrama con sus respectivos halos de influencia y en la distribución de energía obtenida con el software JK Simblast.



Fuente: Propia

Figura 40. Halo de Influencia Del Nuevo Diagrama

Cada taladro con los Burden y espaciamientos dados puede afectar la zona que necesita, por lo que la reducción de 75 a 65 taladros es factible.

El diagrama tiene ahora 10 taladros menos, lo que implica una disminución en el tiempo de perforación y de carguío. Teniendo el rendimiento de perforación de 1.5 m/min, 10 taladros de 3.9 metros hace en total 39 metros, por lo que se estaría ahorrando un tiempo aproximado de 26 minutos. En el carguío teniéndose un rendimiento de 2.4 minutos por tiro, en 10 taladros se tendría 24 minutos, por lo que en total se tendría un ahorro de 50 minutos por cambiar el diagrama de disparo. La disminución de taladros tendría como consecuencia un aumento en la granulometría, pero por tratarse precisamente de estéril no es necesario tener una granulometría fina.

### 6.3. Perforación de Avance

En esta parte no se ha tenido problemas con respecto al tiempo de la operación, no obstante se ha estado teniendo sobreescavación que puede ser evitada o disminuida con una mejor perforación. Actualmente en promedio de 15 cm de área sobreescavada (se tiene picos tan altos como 25 cm en algunos casos) y como se vio en el capítulo 4 el volumen obtenido por este valor a lo largo de todo el túnel si se pasa a metros equivalentes da como resultado un aumento de 40 metros.

Esto significaría, con un avance de 2.9 metros por disparo, 14 disparos más y 14 disparos significan 33 horas por disparo aproximadamente, en total significarían 20 días de atraso adicional. Como es un tiempo muy considerable se tiene que reducirlo, se puede tomar las siguientes medidas:

- Instalación del láser para la navegación del Jumbo.
- Utilización del modo automático del Jumbo para creación de diagrama.
- Mantenimiento adecuado del equipo.

### 6.4. La extracción de material estéril

En el túnel correa 3, la actividad que más impacta es la extracción del estéril, representando una gran parte del ciclo de minado. En la actualidad se tienen 120 metros y el rendimiento para la limpieza del frente de trabajo con el scoop que se tiene es de 24.3 m<sup>3</sup>/hr, este rendimiento bajará conforme el túnel se profundice. En las mismas condiciones el rendimiento para diferentes partes del túnel se hallará a continuación, para esto se utilizarán las siguientes fórmulas.

$$\text{Tiempo traslado} = \frac{L * 60}{V * 1000} \text{ (min)}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Viajes por hora} = \frac{60}{\text{TiempoTotal}}$$

$$\text{Rendimiento} = \text{N}^\circ \text{ Viajes por hora} * \text{Factor Llenado} * \text{Capacidad Balde (m3/hr)}$$

El tiempo total es la suma del tiempo de traslado vacío y lleno del scooptram y del tiempo de carga y descarga, este último es variable y depende de la experiencia del operador así como de las condiciones de terreno, en este caso debido a la pendiente pronunciada, este tiempo difiere del promedio que normalmente se obtiene en túneles horizontales. Como se tiene el rendimiento a los 120 metros se hallará este factor, usando las fórmulas dadas.

Como datos tenemos las velocidades del excavador frontal tanto de cargado como vacío, la capacidad del balde, el factor de llenado y la longitud. Reemplazando en las fórmulas, obtenemos lo resumido en el cuadro 22.

**Cuadro 22. Rendimiento Excavador Frontal a lo Largo del Túnel**

Rendimientos Limpieza del frente a diferentes Longitudes del Túnel				
Longitud (m)	120	300	450	577
Velocidad Cargado (Km/hr)	3.5	3.5	3.5	3.5
Velocidad Vacío (Km/hr)	4.5	4.5	4.5	4.5
Capacidad Balde (m3)	4	4	4	4
Factor Llenado	0.9	0.9	0.9	0.9
Capacidad Real (m3)	3.6	3.6	3.6	3.6
Tiempo viaje hacia interior (min)	1.6	4	6	7.7
Tiempo de viaje hacia exterior (min)	2.1	5.15	7.70	9.90
Tiempo Carga y Descarga (min)	5.25	5.25	5.25	5.25
N° viajes por hora	6.74	4.17	3.16	2.63
Rendimiento (m3/hr)	24.3	15.0	11.4	9.5
Volumen (m3)	155.7	155.7	155.7	155.7
Tiempo (hr)	6.40	10.4	13.7	16.50

Como se puede apreciar el rendimiento baja muchísimo siguiendo el mismo sistema, y el tiempo de ciclo aumentaría demasiado. Para poder remediar este problema se presentan las posibles soluciones.

### Cambio de Equipo

Recientemente debido al bajo rendimiento del excavador frontal y por la complicación que traerá meterlo dentro del túnel cuando este tenga mayor profundidad, se ha traído un Scooptram ST 14 de 6.4 m<sup>3</sup> de capacidad de balde, por lo que el rendimiento subirá al que se tiene actualmente. En el cuadro 23 se observa sus rendimientos.

**Cuadro 23. Rendimiento Nuevo Scoop a lo Largo del Túnel**

Rendimientos Limpieza del frente a diferentes Longitudes del Túnel Nuevo Scoop				
Longitud (m)	120	300	450	577
Velocidad Cargado (Km/hr)	3.5	3.5	3.5	3.5
Velocidad Vacío (Km/hr)	4.5	4.5	4.5	4.5
Capacidad Balde (m <sup>3</sup> )	6.4	6.4	6.4	6.4
Factor Llenado	0.9	0.9	0.9	0.9
Capacidad Real (m <sup>3</sup> )	5.76	5.76	5.76	5.76
Tiempo viaje hacia interior (min)	1.6	4	6	7.7
Tiempo de viaje hacia exterior (min)	2.1	5.14	7.71	9.89
Tiempo Carga y Descarga (min)	5.25	5.25	5.25	5.25
N° viajes por hora	6.74	4.17	3.16	2.63
Rendimiento (m <sup>3</sup> /hr)	38.8	24.0	18.2	15.1
Volumen (m <sup>3</sup> )	155.7	155.7	155.7	155.7
Tiempo (hr)	4.00	6.5	8.5	10.3

Como se observa manteniendo la eficiencia que se tenía, al realizar el cambio de balde se disminuyen los tiempos de manera significativa, en promedio se disminuirían 3 horas a mitad del túnel, siendo el aumento de tiempo mayor mientras se profundiza. El ST 14 tiene las dimensiones adecuadas para la geometría del túnel y puede trabajar en este tipo de pendientes como se observa en el Anexo 5.

**Cuadro 24. Ahorro por el Cambio de Equipo**

Cambio de Equipo				
Longitud Acumulada (m)	120	300	450	577
Tiempo Actual Cargador Frontal (hr)	6.4	10.4	13.7	16.5
Tiempo Scoop ST14 (hr)	4.0	6.5	8.5	10.3
Ahorro por ciclo (hr)	2.4	3.9	5.1	6.2

### Realización de Estocadas

Un scoop tiene como longitud óptima máxima de operación entre 150 a 200 metros, por lo que sería de mucha ayuda la generación de estocadas que permitieran acopiar el material para poder continuar con los trabajos de la frente, además podría servir como lugar para guardar el Jumbo

mientras no se le esté usando. Por lo que su longitud tendría que ser del largo del jumbo, aproximadamente 14 metros, de ancho y de alto sería de 6.5 x 6.5 igual que el tamaño de la frente.

Si cada estocada estaría a 150 metros de distancia (con este valor se puede conseguir que el trabajo sea realizado en las 4 horas que se había propuesto) se tendría que el rendimiento del actual equipo sería de 22.0 m<sup>3</sup>/ hr y del scoop con balde 6.4 m<sup>3</sup> sería de 35.2 m<sup>3</sup>/hr.

La creación de cada estocada, en este caso un total de 3, se realizan en paralelo con el avance del túnel por lo que su construcción no agrega tiempo al ciclo. Por lo que con su creación se tendría el ahorro que se muestra en el cuadro 25.

**Cuadro 25. Ahorro por Creación de Estocadas**

Creación de Estocadas								
Tiempo por Ciclo Cargador Frontal					Tiempo por Ciclo Scoop ST14			
Longitud Acumulada (m)	150	300	450	577	150	300	450	577
Tiempo sin estocada (hr)	7.1	10.4	13.7	16.5	4.4	6.5	8.5	10.3
Tiempo con estocada (hr)	7.1	7.1	7.1	5.9	4.4	4.4	4.4	3.7
Ahorro por ciclo (hr)	----	3.3	6.6	10.6	----	2.1	4.1	6.6

## 6.5. El Sostenimiento

Se pudo ver en el capítulo 5 que una de las actividades que mayor diferencia tenía con la propuesta es el sostenimiento, la demora viene en la perforación de los pernos y en su posterior colocación.

En esta parte se tiene que asumir que el Jumbo no va a tener el mismo rendimiento que tiene al perforar el avance como se propuso en un inicio. No es posible debido a las dimensiones de la frente perforar con dos brazos, es más complicado el empate para cada taladro y la manipulación del Jumbo, también necesita trasladarse ya que por disparo hay mínimo dos paradas.

Se ha tenido atrasos en la colocación de pernos debido a la falta de la manitou cuando se la necesita, por lo que se necesita tenerla de recurso fijo al igual que la lechadora y los insumos como cemento, agua y aditivo. Las estocadas que sirven como punto de acopio pueden también servir como lugar de almacenamiento de estos equipos cuando no se les esté usando, así se evita su traslado afuera del túnel. Análisis del sostenimiento Anexo 14.

## 6.6. Las pérdidas en el ciclo

Hay dos problemas identificados que aumentan el tiempo de ciclo (aproximadamente entre 2 horas por ciclo), son la falta de mantenimiento y la espera por suministros. Ambas son problemas de planificación de parte del contratista, si los equipos fallan con más frecuencia de lo previsto, entonces se tendría que reducir el tiempo entre mantenimientos y llevar a cabo un seguimiento más riguroso, se podría emplear algún mantenimiento predictivo o acortar el tiempo de los preventivos, en lugar de simplemente emplear el correctivo.

El mantenimiento predictivo es un conjunto de técnicas instrumentadas de medida y análisis de variables para caracterizar en términos de fallos potenciales la condición operativa de los equipos productivos. Su misión principal es optimizar la fiabilidad y disponibilidad de equipos al mínimo costo. El mantenimiento preventivo es aquel que realiza revisiones periódicas en los equipos, de esta forma se pueden solucionar fallas cuando son muy pequeñas y evitar que se transformen en algo mucho mayor.

Actualmente cada equipo se revisa cada cierto tiempo, pero este tiempo ha probado ser insuficiente para evitar paralizaciones, este tiempo está basado en trabajos en un túnel horizontal, a la pendiente con la que se trabaja al equipo se le exige más y termina por necesitar mayor atención. Con los registros que se tienen de estas fallas y en que equipos se puede realizar un programa más real para la situación actual, esto está fuera del alcance del actual trabajo.

No obstante el cubrir de mejor manera el mantenimiento a los equipos, no solo ayudará a reducir pérdidas por averías, si no que mejorará el desempeño de los equipos en sus determinadas labores. Un ejemplo es el del Jumbo, podría perforar con mayor precisión si está en perfecto estado y esto puede evitar en cierta medida la falta de paralelismo en el contorno y ayudar a disminuir la sobre excavación.

El otro problema de suministro puede ser solucionado con una mejor planificación, ahora se tiene registros del mes sobre cuantos disparos al mes se tienen, un promedio de tiempos entre disparos, se tiene cuanto se avanzó en el mes. Entonces con las estadísticas se puede entregar a la planta un cronograma más real de cuando se necesitará el Shotcrete durante el mes de esta forma la planta puede programarse, ya que no es el único proyecto que abastece. De igual forma la contratista puede programarse internamente para tener a tiempo el agua, el aire, cemento, aditivo, aceros de perforación, el petróleo para el generador, etc. El ciclo no puede detenerse por la falta de cualquiera de estos elementos.



## Capítulo 7: Aplicación de las Propuestas

Lo sugerido en el anterior capítulo fue tema de discusión con la contratista y se llegó a un arreglo, se implementó algunas cosas para poder tener una mejora en el ciclo de minado de los túneles.

Para comenzar se cambió el diagrama de disparo por el dado en el anterior capítulo, también se aumentó el tamaño del taco a 0.6 metros para cada taladro para de esta forma aumentar el confinamiento del explosivo y no desperdiciar la energía liberada, de igual manera y para el mismo motivo se cambió el material hacia greda por los beneficios que esta supone, esto tuvo como consecuencia los siguientes hechos:

- El promedio de tiempo en realizar los taladros es de 2.6 minutos.
- El avance no se vio afectado en mayor medida, en promedio se está avanzando 3.2 metros.
- Se puede presenciar mayor tamaño de granulometría, encontrándose los mayores fragmentos entre 25 y 30 cm, siguen siendo estos muy dispersos.
- La sobre excavación bajó, no obstante sigue habiendo partes tan grandes como 20 cm. No obstante se puede ver la presencia de medias cañas en los contornos.
- No se han presentado tiros soplados.
- No se presentan problemas con las vibraciones.

El problema del avance sigue ya que éste apenas ha subido, no obstante la reducción de tiempos debido a la disminución de taladros es un aporte importante, no afecta mucho que haya aumentado el tamaño de las partículas ya que es estéril y no se necesitará trabajar más con el material, solamente es importante considerar en el impacto que podría tener en la extracción, no obstante tal impacto no es muy preciso calcular debido a que al mismo tiempo que se ha cambiado el diagrama se comenzó con el nuevo equipo, el Scoop ST14.

Debido al cambio de equipo y por lo explicado en el anterior capítulo el tiempo de extracción ha disminuido, también se puede apreciar la disminución de tiempos muertos por parte de una mejor organización en la empresa colaboradora. Aunque los problemas de mantenimiento, espera por shotcrete y servicios permanecen.

En los cuadros 26 y 27 se tiene los tiempos por cada tarea unitaria por ciclo y los tiempos de los distintos tipos de pérdidas por ciclo.

**Cuadro 26. Tiempos por Ciclo con el Nuevo Diagrama**

Operación	Voladura													Promedio
	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	
Geología & Topografía (hr)	0.75	1.25	1.5	1.5	2	1.75	1.5	1.5	0.75	1.25	1.5	1.5	1.25	1.38
Perforación Voladura (hr)	2.75	2	2.5	2.75	2.5	2.25	3	2.25	2	2.5	2.75	3	2.5	2.52
Excavación Mecánica (hr)	1.5	1.75	1	1.25	2.25	1.25	1.75	1.5	1.25	1	1.5	1	1	1.38
Perforación Pernos (hr)	1	1	1.5	1	1.25	1.5	1.75	1.75	2.5	2	2	1.75	1.25	1.56
Colocación Pernos (hr)	2.5	2.5	3.5	3.5	3.25	2.75	3.5	2.5	3.25	2.75	2.5	3	2.75	2.94
Carguío y Disparo (hr)	2.5	2.5	2.25	2.5	2.5	2.5	2.75	2.25	2.5	2.75	2.75	2.5	2.5	2.52
Ventilación (hr)	0.75	0.75	0.75	0.75	1	0.75	1	0.75	1	1	1	1	1	0.88
Limpieza Frente(hr)	3	3.25	3	3.25	3.5	2.75	2.75	3	3.25	3.5	2.75	2.75	3	3.06
Desatado (hr)	1.25	0.75	1.5	1	1	1.75	1	2	1.5	1.75	2	1.75	1.5	1.44
Shotcrete (hr )	1.25	1.75	1.75	1.75	1.5	1.5	1.75	2	1.25	1.75	1.5	1.75	1.75	1.63
Pérdidas (hr)	9.25	12.25	11.75	8.75	13	10.5	10	10.75	11.25	11.5	13.75	10	9.25	10.92
<b>Total (hr)</b>	<b>26.5</b>	<b>29.75</b>	<b>31</b>	<b>28</b>	<b>33.75</b>	<b>29.25</b>	<b>30.75</b>	<b>30.25</b>	<b>30.5</b>	<b>31.75</b>	<b>34</b>	<b>30</b>	<b>27.75</b>	<b>30.25</b>
Avance (m)	3	3.1	3.2	3.2	3	3	3.1	3.2	3.3	3.2	3	3	3.2	3.1
Metros Día	2.72	2.50	2.48	2.74	2.13	2.46	2.42	2.54	2.60	2.42	2.12	2.40	2.77	2.47

**Cuadro 27. Tiempos de las Distintas Pérdidas con el Nuevo Diagrama**

	N°	Charla de Seguridad & Inicio Turno	Averías	Espera por Equipos	Comida	Limpieza Área de Trabajo	Traslado hacia Frente de Trabajo	Servicios	soplado de tiros	Otras Pérdidas	Total
		(hr)	(hr)	(hr)	(hr)	(hr)	(hr)	(hr)	(hr)	(hr)	(hr)
Disparo	43	1.5	0	0	3	1.25	2.75	0	0.75	0	9.25
	44	1.25	1.25	0	2.75	1	3	1.75	0.5	0.75	12.25
	45	1.5	1	1	3	0	3	0	0.75	1.5	11.75
	46	1.25	0	0	3	0	2.5	1.5	0.5	0	8.75
	47	1.25	2	2	2.75	0	2.75	1.75	0.5	0	13
	48	1	0	0	2.75	0	3	1.5	0.75	1.5	10.5
	49	1	1.5	1.25	2.75	0	3	0	0.5	0	10
	50	1.5	0	0	3	0	2.5	1.5	0.75	1.5	10.75
	51	1.25	0.75	2.5	3	0	3.25	0	0.5	0	11.25
	52	1.25	0	0.75	3.25	0	3	2.5	0.75	0	11.5
	53	1.5	2	0	3	0	2.75	3	0.5	1	13.75
	54	1	1	1	3.25	0	3	0	0.75	0	10
	55	1.25	0	1.25	3	0	3	0	0.75	0	9.25
	Promedio	1.27	0.7	0.8	3.0	0.2	2.9	1.0	0.6	0.5	10.9

En las tablas anteriores se puede apreciar una disminución del tiempo de ciclo al igual que un ligero aumento en el avance aunque este no haya sido muy significativo. El rendimiento diario ha aumentado en total en un 42 %, de 1.8 metros por día a 2.47 metros por día, lo cual es muy significativo y ha reducido ampliamente la demora que se esperaba. No obstante todavía no es un avance muy bueno, 3.1 metros, para una perforación de 3.9 metros, pero se ha cumplido el objetivo inicial que es evitar más retraso.

Se ha disminuido en promedio en 40 minutos el tiempo que se empleaba en la perforación, en promedio 29 minutos en el tiempo que se empleaba para el carguío de taladros. En total un poco más de 1 hora debido al cambio del diagrama. Debido al cambio de equipo para la extracción del estéril se ha disminuido el tiempo en 3.4 horas aproximadamente, esto gracias a que el equipo nuevo cuenta con un balde de 6.4 m<sup>3</sup> y el anterior con uno de 4 m<sup>3</sup>, además que el nuevo al ser de bajo perfil es más fácil su manipulación dentro de la labor.

Dentro de las pérdidas que se tenían debido a los atrasos en el comienzo y al terminar el turno se tuvo una disminución bastante alta, aproximadamente 3 horas. Esto gracias a lo acordado con la división sobre el horario de entrada y salida de los contratistas de esta obra a las instalaciones del Teniente por el control en la garita, pudiendo esta ser a partir de la 7 en lugar de las 8 de la mañana, de esta forma los trabajadores pueden llegar a tiempo a sus respectivas instalaciones. Otras pérdidas también se han reducido como la de las charlas de seguridad y la de la limpieza, esto debido al mayor control que se está realizando por parte de los supervisores de Codelco luego de haberse obtenido cuantitativamente el tiempo desperdiciado en estas actividades con respecto al ciclo del túnel.

En total ha habido una reducción de 8.6 horas sumando todo el tiempo que se ha reducido.

Como el avance no es muy favorable y hay sobreexcavación a pesar de la presencia de medias cañas en los bordes (que nos indica que el explosivo está realizando su trabajo de manera exitosa), se analiza una posible mala perforación o una mala marcación de los taladros, o en todo caso ambas, se decidió de forma obligatorio realizar el diagrama de manera automática y para poder hacerlo se exigió la obtención de un láser para el posicionamiento exacto del equipo, con esta nueva modalidad se perdió 3 días que fueron necesarios para la capacitación en el uso del software, pero que se consideró necesario para mejorar la eficiencia del ciclo.

Los próximos 7 disparos se consideraron de prueba, en los cuales el tiempo en la perforación aumentó, pero donde se lograron ver mejoras en cuanto al avance y la reducción de la sobreexcavación. También se construyó dos nuevos tipos de diagramas, básicamente iguales a

los anteriores pero con ligeros cambios modificando el arranque a la derecha y a la izquierda ya que hay ocasiones en que el terreno no es uniforme y es más factible poner el arranque en roca dura para lograr que la cara libre salga bien ya que es lo más importante, también se comenzó a usar en los contornos solo profiler (detonador) en lugar de explosivo softtron para evitar la sobreexcavación, siendo esta menor a 10 cm. En el cuadro 28 se tiene los tiempos de las operaciones por ciclo.

**Cuadro 28. Nuevos tiempos por Operación Unitaria**

Operación	Disparo									Promedio
	67	68	69	70	71	72	73	74	75	
Geología & Topografía (hr)	1	0.75	0.75	1	1.25	1	0.75	1	1	0.94
Perforación Voladura (hr)	3	2.75	3.25	3.25	3	2.75	3	3.5	3.25	3.08
Excavación Mecánica (hr)	1.25	1.5	1	1.25	2	1.25	1	1.5	1	1.31
Perforación Pernos (hr)	1.5	1.75	1.25	2.5	1.25	1.5	2	1.75	2.5	1.78
Colocación Pernos (hr)	3.5	2.5	3	3.5	3.25	3	3.75	2.5	2.75	3.08
Carguío y Disparo (hr)	2.25	2.75	3	2.75	2.25	2.75	3	2.25	2.5	2.61
Ventilación (hr)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1.00
Limpieza (hr)	3.75	4	4.25	4.25	4.25	4.5	4.25	4.5	4.25	4.22
Desatado (hr)	1.5	1	1.75	1.75	1	1	2	1.5	1.5	1.44
Shotcrete (hr)	2	1.75	1.75	1.5	1.5	1.5	1.75	2	1.25	1.67
Pérdidas (hr)	11.75	9.5	12	9	11.5	10	10.75	9.75	10.5	10.89
Total (hr)	32.5	29.25	33	31.75	32.25	30.25	33.25	31.25	31.5	31.7
Avance (m)	3.4	3.4	3.6	3.5	3.4	3.6	3.6	3.4	3.4	3.5
Metros Día	2.51	2.79	2.62	2.65	2.47	2.83	2.45	2.61	2.59	2.61

Se puede apreciar que el tiempo en general ha subido, esto es debido al aumento en el tiempo de perforación pero sobre todo al aumento en el tiempo de limpieza del frente, cuanto más profundo se esté del lugar de acopio se incrementará el tiempo. Por tal motivo en este momento se acaba de realizar una estocada a los 150 metros desde la entrada del túnel.

El avance ha alcanzado 3.5 metros lo cual es uno bastante decente ya que indica un 90% de eficiencia de disparo y es lo que se pretendía alcanzar desde un comienzo. Entonces se ha

estandarizado el diagrama de disparo teniendo 3 posibles elecciones dependiendo del terreno para roca tipo II.

Luego de los cambios realizados, en la construcción del Túnel Correa 3 se obtuvieron los siguientes rendimientos diarios basados en los rendimientos unitarios de cada operación.

**Cuadro 29. Nuevos Rendimientos**

Comparación Rendimientos Nuevos						
Tipo	Unidad	Roca I	Roca II	Roca III	Roca IV	Portal
Rendimiento Teórico	m/día	3.85	3.50	2.50	2.40	2.25
Rendimiento Real	m/día	2.1	1.9	1.3	0.4	-----
Nuevo Rendimiento	m/día	2.9	2.61	2.1	0.7	-----

Con estos nuevos rendimientos podemos obtener el nuevo plazo en el cuál se desarrollará el Túnel Correa 3, estos son los que se pueden ver en el cuadro 30.

**Cuadro 30. Nuevos Plazos**

Comparación Plazos Nuevos							
Tipo	Unidad	Roca I	Roca II	Roca III	Roca IV	Portal	Total
Rendimiento Teórico	días	12.25	117.30	33.50	8.80	5.00	177
Rendimiento Real	días	22.40	217.40	64.60	52.5	30.0	387
Nuevo Rendimiento	días	16.20	158.25	40.0	35.0	20.0	269

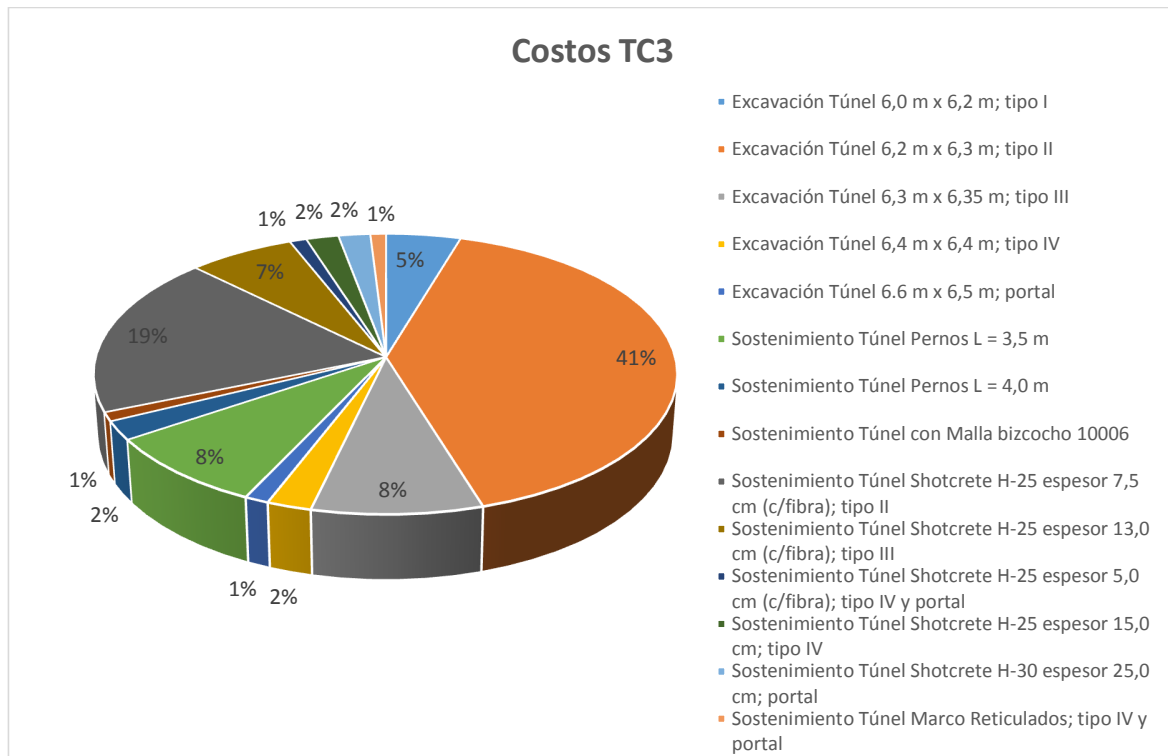
Se puede apreciar que con el nuevo modelo los rendimientos han subido considerablemente con relación a como estaban al principio, esto ha dado como consecuencia que los plazos ahora sean de 269 días para poder terminar el túnel en comparación a los 387 días que se tenía al principio, ha habido una disminución de 117 días (aproximadamente 4 meses) lo que es un gran avance. En comparación a la oferta inicial todavía hay 92 días de retraso, que será muy difícil lograr alcanzar ya que como se ha visto en el estudio muchos rendimientos fueron propuestos basándose en túneles horizontales, por la pendiente tan inclinada de 22% un atraso como el que se va a dar es comprensible.

En términos de costos, se tiene lo siguiente:

Cuadro 31. Costos Túnel Correa 3

TÚNEL CORREA N°3	UN	CANT	PRECIO UNITARIO (\$)	TOTAL (\$)
Excavación Túnel 6,0 m x 6,2 m; tipo I	ml	47	\$ 1,713,505	\$ 80,534,735
Excavación Túnel 6,2 m x 6,3 m; tipo II	ml	413	\$ 1,713,505	\$ 707,677,565
Excavación Túnel 6,3 m x 6,35 m; tipo III	ml	84	\$ 1,751,615	\$ 147,135,660
Excavación Túnel 6,4 m x 6,4 m; tipo IV	ml	21	\$ 1,751,615	\$ 38,535,530
Excavación Túnel 6.6 m x 6,5 m; portal	ml	12	\$ 1,736,575	\$ 20,838,900
Sostenimiento Túnel Pernos L = 3,5 m	Un	2,732	\$ 54,151	\$ 147,940,532
Sostenimiento Túnel Pernos L = 4,0 m	Un	612	\$ 61,657	\$ 37,734,084
Sostenimiento Túnel con Malla bizcocho 10006	M2	839	\$ 21,412	\$ 17,964,668
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-25 espesor 7,5 cm (c/fibra); tipo II	M2	7,998	\$ 40,546	\$ 324,286,908
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-25 espesor 13,0 cm (c/fibra); tipo III	M2	1,643	\$ 70,281	\$ 115,471,683
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-25 espesor 5,0 cm (c/fibra); tipo IV y portal	M2	676	\$ 27,030	\$ 18,272,280
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-25 espesor 15,0 cm; tipo IV	M2	435	\$ 80,535	\$ 35,032,725
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-30 espesor 25,0 cm; portal	M2	241	\$ 142,490	\$ 34,340,090
Sostenimiento Túnel Marco Reticulados; tipo IV y portal	Un	36	\$ 471,200	\$ 16,963,200
Total en Pesos Chilenos				\$ 1,742,728,560
Total en US\$				\$3,630,685
US\$/día				\$ 20,629

Los costos unitarios se han obtenido teniendo en cuenta materiales, mano de obra, maquinaria, etc. La forma en la que se halló se encuentra dada en el Anexo 15.



Fuente: Propia

**Figura 41. Costos Túnel Correa 3**

Se puede apreciar que los costos que más influyen en la construcción son aquellos designados al tramo de roca tipo II, 41% a su excavación y 19% a su sostenimiento que es más de la mitad del presupuesto para este túnel, por lo que el ahorro en roca tipo II es fundamental.

Con el rendimiento que se tenía al inicio de este estudio y con los costos unitarios de las tablas se puede apreciar aproximadamente cuanto sería el gasto total con el atraso que se estaba generando, siendo este de  $20629 \times 389 = 8\,032\,064$  dólares.

Luego del estudio con lo aplicado se tiene  $20629 \times 261 = 5\,386\,202$  dólares.

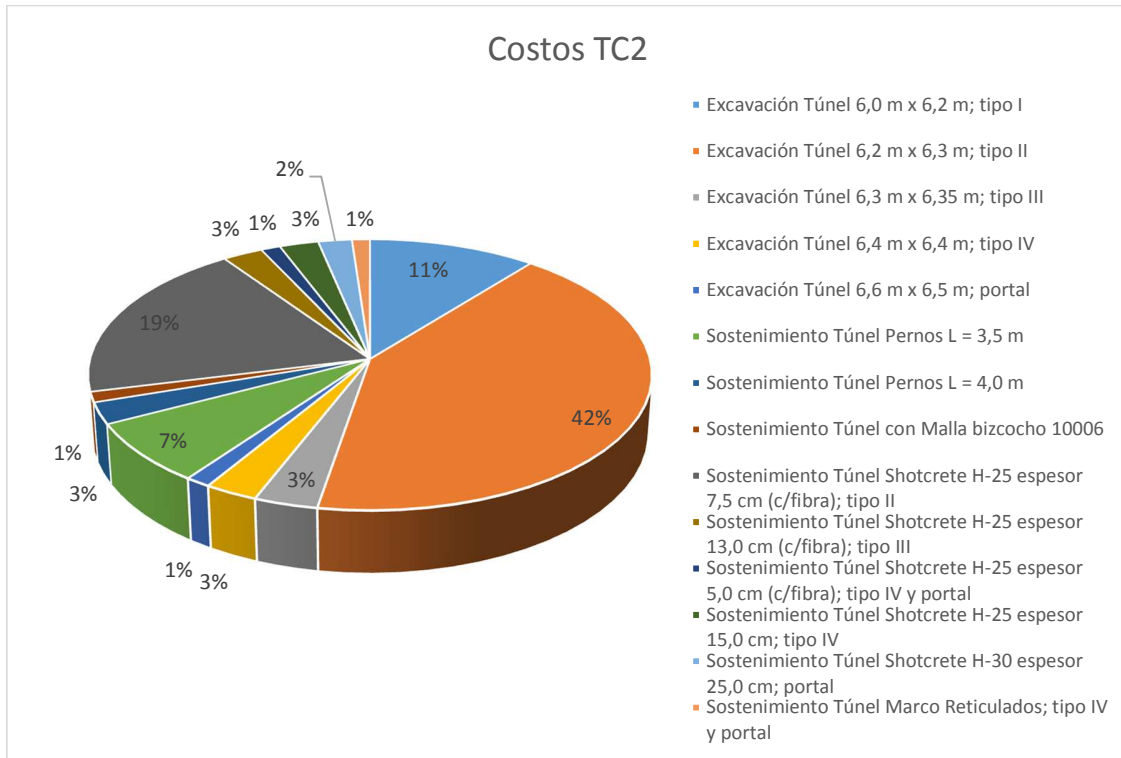
Con estas dos cantidades se obtiene entonces un ahorro de 32.9 %.

Cuadro 32. Costos Túnel Correa 2

TÚNEL CORREA N°2	UN	CANT	PRECIO UNITARIO (\$)	TOTAL (\$)
Excavación Túnel 6,5 m x 6,2 m; tipo I	ml	100	\$ 1,713,505	\$ 171,350,500
Excavación Túnel 6,7 m x 6,3 m; tipo II	ml	390	\$ 1,713,505	\$ 668,266,950
Excavación Túnel 6,8 m x 6,3 m; tipo III	ml	30	\$ 1,751,615	\$ 52,548,450
Excavación Túnel 6,9 m x 6,4 m; tipo IV	ml	25	\$ 1,751,615	\$ 43,790,375
Excavación Túnel 7,1 m x 6,5 m; portal	ml	12	\$ 1,735,948	\$ 20,831,376
Sostenimiento Túnel Pernos L = 3,5 m	Un	2,161	\$ 54,151	\$ 117,020,311
Sostenimiento Túnel Pernos L = 4,0 m	Un	663	\$ 61,658	\$ 40,879,254
Sostenimiento Túnel con Malla bizcocho 10006	m2	919	\$ 21,412	\$ 19,677,628
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-25 espesor 7,5 cm (c/fibra); tipo II	m2	7,553	\$ 40,553	\$ 306,296,809
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-25 espesor 13,0 cm (c/fibra); tipo III	m2	587	\$ 70,281	\$ 41,254,947
sostenimiento Túnel Shotcrete H-25 espesor 5,0 cm (c/fibra); tipo IV y portal	m2	735	\$ 27,030	\$ 19,867,050
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-25 espesor 15,0 cm; tipo IV	m2	494	\$ 80,535	\$ 39,784,290
Sostenimiento Túnel Shotcrete H-30 espesor 25,0 cm; portal	m2	241	\$ 142,490	\$ 34,340,090
Sostenimiento Túnel Marco Reticulados; tipo IV y portal	Un	39	\$ 471,200	\$ 18,376,800
Total en Pesos Chilenos				\$ 1,594,284,830
Total en USS				\$ 3,321,426.73
USS/día				\$ 20,883

Al igual que en el cuadro anterior los costos unitarios se han obtenido teniendo en cuenta materiales, mano de obra, maquinaria, etc. La forma en la que se halló se encuentra en el Anexo 15.





Fuente: Propia

**Figura 42. Costos Túnel Correa 2**

La proporción de los costos es similar que en el del túnel correa 3, aquí también la mayor proporción de gastos corresponde al tramo de roca tipo II, 42% en excavación y 19% en sostenimiento, tramo roca tipo II sigue siendo lo fundamental.

Con el rendimiento que se tenía al inicio de este estudio y con los costos unitarios de las tablas se puede apreciar aproximadamente cuanto sería el gasto total con el atraso que se estaba generando, siendo este de  $20883 \times 368 = 7\,694\,524$  dólares.

Luego del estudio con lo aplicado se tiene  $20883 \times 24 = 5\,506\,671$  dólares.

Con estas dos cantidades se obtiene entonces un ahorro de 28.4 %.

Estos son los costos directos, pero al disminuir el atraso se evita pérdidas que se obtendrían de terminarse el proyecto meses después de lo establecido cuando las reservas de la unidad minera serán bajas y no se produzca los cátodos de cobre que se tenía previsto.

## Capítulo 8: Conclusiones

- Con los rendimientos obtenidos a la fecha y de mantenerse los valores sin variación en el tiempo, se tendrá un atraso para la excavación del TC-3 de 214 días, lo que significa un incremento del 122% con respecto al plazo propuesto en la fase de licitación.
- Lo señalado en el punto anterior da como resultado que el ciclo promedio entre disparo sea de 39 horas, valor que representa un incremento mayor al 100% respecto del ciclo definido en la oferta técnica.
- Se aprecia una línea de aprendizaje muy lenta, los valores obtenidos para los ciclos de trabajo tiene una gran variabilidad, situación que implica que se debe hacer un esfuerzo para acelerar este proceso. En consecuencia, una herramienta tendiente a acortar esta brecha, es realizar un diagnóstico y análisis de la experiencia de los trabajadores, en especial con los operadores de equipos críticos, tales como jumbo, scoop entre otros, de igual forma, se debe incluir capacitaciones en todo el personal.
- Las operaciones unitarias que mayor influencia tienen en el ciclo de excavación del túnel, son: la extracción de material que representa un 16 % del ciclo total, la perforación para avance un 8 % y las pérdidas generales asociadas al ciclo 38 %.
- En promedio un ciclo tiene 15 horas de pérdidas operativas, valor que representa del orden del 150 % de lo estimado en la etapa de evaluación de la propuesta por parte del contratista. Dentro de esta valor, las más significativas y que en definitiva se transforman en críticas son: los atrasos por las instalación de servicios auxiliares (colocación de redes de aire, agua, drenaje y ventilación), por desplazamientos del personal desde las instalaciones hasta el lugar de trabajo, por averías y/o fallas en los equipos, por falta de información de la condición mecánica de los equipos a la salida del turno que termina, por falta de claridad respecto a la ubicación de los equipos a la salida de los turnos y por equipos que se reciben con insuficiente petróleo para enfrentar los trabajos.
- La perforación para avance no tiene demoras significativas con respecto al dado en la propuesta, ya que los equipos disponibles para esta operación están dotados por perforadoras del tipo 1838, las cuales tienen una gran velocidad de penetración producto de la calidad de roca existente en el túnel.
- El avance promedio obtenido a la fecha es de 2.9 metros, valor que representa una efectividad del 76 %, cifra significativamente bajo respecto de los estándares habitualmente usados para este tipo de actividad.

- La sobre excavación que presenta puntualmente el túnel, es un efecto negativo que suma tiempos a los ciclos de trabajo, en especial a la extracción de material y al tiempo de sostenimiento debido al aumento en la cantidad de shotcrete, éstas variables dan como resultado un incremento en los plazos de a lo menos 20 días.
- El diseño del round de disparo, debió de ser reestudiado, ya que era factible de mejorar, sensibilizándolo de manera de poder disminuir la cantidad de taladros de descargas, pero manteniendo los de arranque y periferia, con este cambio rebajar el factor de carga cuyo valor promedio era de 1.9 Kg/m<sup>3</sup>.
- Según Holmberg, el arranque debería ser de cuatro cuadrados y el número de taladros debería ser 65 empleando voladura controlada para los contornos. El cambio en el diagrama dio como resultado una disminución aproximada de 1 hora entre perforación y carguío de explosivos.
- Se ha tenido aumento en el tamaño del material de estéril, pero no es significativo.
- El avance debido al nuevo diagrama en promedio es de 3.1 metros.
- Se sigue teniendo problemas de sobreexcavación, pero más que un problema de voladura se tiene problemas en la perforación y/o en la marcación de los taladros.
- La mala perforación producto de tener operadores poco entrenados para este tipo de jumbo es una de las causas contribuyentes para tener la actual sobreexcavación, se propuso una mejora en cuanto a capacitación y disponer de un operador instructor.
- Para poder controlar la perforación de los taladros era necesario el empleo del láser para el Jumbo y del software para realizar el diagrama, medida que controló en gran medida la sobreexcavación existente.
- El uso del software y del láser mencionado también permitió disminuir el tiempo dedicado a la topografía.
- Ahora con los nuevos cambios se tiene un avance de 3.5 metros y una sobreexcavación menor a 10 cm lo cual es lo que se tenía pensado desde un principio.
- Se puede ver en estos resultados la importancia de una buena perforación para poder lograr resultados favorables.
- El carguío de la frente con explosivos, tiene un mayor grado de complejidad producto de la fuerte pendiente del túnel, razón por la cual existen inconvenientes para una correcta perforación de las zapateras, las cuales se tapan con detritus dificultando su limpieza, además de la acumulación de agua en el frente de trabajo. Por esta razón el tiempo de carguío tiene un incremento del 50%.

- La perforación de pernos no tiene un aumento significativo con respecto al valor teórico.
- La demora en el proceso de sostenimiento y en particular el lechado de pernos, se produce debido a la mala coordinación de equipos de apoyo para este trabajo (equipo de levante) como así mismo un inadecuado servicio de suministros de insumos para ejecutar esta actividad (cemento, agua, aditivos y pernos).
- La extracción de material presenta una disminución en el rendimiento del 50%, el motivo principal es el uso de un equipo con capacidad de balde menor al establecido en la propuesta, en aproximadamente 2.4 m<sup>3</sup>. Del 50 % de incremento en la extracción, el 38 % se debe al cambio de equipo y los otros 12 % al aumento del tiempo que el equipo necesita para realizar las maniobras de carga, rotación y descarga, es decir debido a la alta pendiente con la que se está trabajando.
- De haberse mantenido las condiciones actuales en la extracción, conforme se avance la longitud el rendimiento va ir decreciendo por ende el tiempo para realizar esta tarea aumentará, a la mitad del túnel el aumento será de 50 %.
- Al cambiar el equipo por el Scooptram ST14 de Atlas Copco, se tuvo un aumento en el rendimiento de 60 %, lo que se traduce en 2.0 horas menos en el ciclo.
- Manteniendo la capacidad del balde o aumentándola, no se puede ingresar dos equipos al mismo tiempo, las dimensiones de la labor no lo permiten, además de que el ingreso de dos equipos es muy peligroso en el túnel debido a la pendiente que se tiene.
- Para poder mantener el tiempo propuesto para la extracción de material de la frente se necesita tener estocadas a 150 metros para el Scooptram ST 14.
- Cada 150 metros entre estocadas se tendría 2.1 horas de ahorro hasta la mitad del túnel, siendo el ahorro mayor cuanto mayor es la profundidad.
- Las operación de Topografía y Geología, desatado manual y mecánica aumentan en 3 horas el ciclo en comparación con lo que se había propuesto. No obstante, estos procesos son necesarios, la desatado manual para aumentar la seguridad dentro del túnel, la desatado mecánica se realiza para poder estabilizar el piso luego del disparo.
- La planificación es muy importante, se debe tener un programa basado en los anteriores disparos sobre qué día y aproximadamente que hora se necesitará el Shotcrete para que la planta lo tenga listo. Una herramienta adecuada para mejorar los ciclos de trabajo es que cada supervisor involucrado tenga manejo de la estadística de las distintas operaciones unitarias, de forma tal que pueda tener una mejor asignación de sus propios recursos, además de conocer las prioridades.

- Se debe disponer de un correcto y adecuado plan de mantenimiento de los equipos, bajar el tiempo entre mantenciones preventivas y/o aplicar mantenimiento predictivo. También se necesita contar con repuestos críticos en la cercanía del frente para evitar demoras y contar con personal eléctrico y electromecánico para cada grupo de trabajo. Lo ideal es contar con servicios especializados en función del tipo de proveedor que vendió los equipos mayores.
- El rendimiento promedio que se tenía en roca tipo II era de 1.8 metros por día, que representa el 52% del rendimiento propuesto. Para el caso de roca I se tenía una disminución del 55 % y en la roca III del 49 %.
- Luego de aplicar los cambios en el diagrama y en la extracción de estéril, al igual que las mejoras que hubo en la coordinación del contratista el tiempo de ciclo bajó a 31.5 horas aproximadamente, teniéndose una disminución de 7 horas con respecto al comienzo del estudio. De estas 7 horas, 1 hora es por disminución de taladros en el diagrama, 2 horas por el cambio de equipo en la extracción del estéril, 0.5 horas de disminución por el uso del láser para marcar la frente, y 3.5 horas de disminución en las pérdidas.
- Esta disminución en el tiempo y el aumento en el avance que se ha tenido luego de los cambios en la perforación y voladura dio lugar a un aumento en el rendimiento diario de 1.8 a 2.8 metros/día, es decir hubo un aumento del 44%.
- Estos resultados se traducen en un ahorro del 33% aproximadamente en costos.
- Lo ideal sería que el tiempo entre disparos sea de 24 horas para que el trabajo sea realizado en dos turnos y obtener un rendimiento de 3.5 metros/día, esto se logrará si se disminuye las pérdidas por mantenimiento, espera de equipos y shotcrete, así como una disminución en el tiempo perdido debido a las instalaciones tales como drenaje y electricidad.

## BIBLIOGRAFÍA

1. Corporación Nacional del Cobre de Chile, <http://www.codelco.com/>, fecha de consulta: Noviembre 2013.
2. Karen Rocío Baraona Lioi, “Comportamientos de Vetillas de la Mina El Teniente Sometidas a Ensayos de Tracción Directa”, Tesis Universidad de Chile.
3. C. Salinas (1998) “Construcción de túneles, pique y chimeneas”, Universidad de Chile, Chile.
4. Construmática, <http://www.construmatica.com/>, fecha de consulta: Noviembre 2013.
5. A. Persson, R. Holmberg, J.Lee (1993) “Rock Blasting and Explosives Engineering”, CRC Press, United States of America.
6. C. Jimeno (1997) “Manual de túneles y obras subterráneas”, E.T.S.I. Minas, España.
7. C. Jimeno (1994) “Manual de perforación y voladura de rocas”, IGME, España.
8. EXSA “Manual Práctico De Voladura”, Perú.
9. N. Robles (1994) “Excavación y Sostenimiento De Túneles en Roca”, CONCYTEC, Perú.
10. L. Torres (2004) “Determinación de las Propiedades Físico-Mecánicas de las Rocas y Monitoreo de la Masa Rocosa”, Universidad Nacional de Ancash Santiago Antunez de Mayolo, Perú.
11. James Humberto Llanco Sedano, “Evaluación de la Voladura Basada en las Clasificaciones Geomecánicas en la CIA Consorcio Minero Horizonte-U/P Culebrillas”, Tesis Universidad Nacional Huancavelica.
12. Felipe Andres Guerrero Moraga, “Mejoramiento Del Diagrama De Disparo Y Optimización Del Proceso De Extracción De Marina En La Obra “Túnel Sur Subterráneo”, División Andina”, Tesis Universidad de Santiago de Chile.
13. Corporación Nacional del Cobre de Chile, [https://www.codelcoeduca.cl/procesos\\_productivos/tecnicos\\_extraccion\\_explosivos\\_familias.asp](https://www.codelcoeduca.cl/procesos_productivos/tecnicos_extraccion_explosivos_familias.asp), fecha de consulta: Diciembre 2013.
14. Ferrovial Agroman (2012) “Movimiento de Tierra Masivo para Montajes Correas Superficie”, Chile.
15. Mauricio Javier Ortiz Viveros, “Criterios de Diseño para la Excavación de Labores Subterráneas”, Tesis Universidad Santiago de Chile.