

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

ESTUDIO DE CONTROL DE TALUD EN FASE 4 DE DIVISIÓN ANDINA

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

TOMÁS AGUSTÍN DEL SOLAR VIVANCO

PROFESOR GUÍA:

JAIME CHACÓN FERNANDEZ

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

LINDA CASTILLO DELGADO

BRUNO BEHN THEUNE

SANTIAGO DE CHILE

2014

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR
AL TITULO DE: Ingeniero Civil de Minas**

POR: Tomás Agustín del Solar Vivanco

FECHA: 28/10/2014

PROFESOR GUIA: Jaime Chacón

ESTUDIO DE CONTROL DE TALUD EN DIVISIÓN ANDINA

El presente estudio se origina en el marco de los requerimientos de la División Andina de evaluar mejores alternativas de producción; específicamente, en este caso, enfocados en el control de los taludes y cumplimiento de las *líneas de diseño* o límites finales de su mina a rajo abierto.

El estudio apunta a obtener un mejor comportamiento de los taludes finales proyectados para el rajo, variando tanto los parámetros de diseño de las tronaduras de precorte y línea buffer, como asimismo las propiedades del explosivo.

Se realizaron tres pruebas en la mina, las cuales consistieron en lo siguiente:

- Primera prueba: Modificación de la malla de perforación de la línea buffer, y reducción de la distancia entre la línea buffer y la línea de precorte.
- Segunda prueba: Modificación del diseño de perforación y tronadura, cambio de explosivo y disminución del espaciamiento entre los tiros de precorte.
- Tercera prueba: Cambios en el diseño de perforación de la línea de precorte y línea buffer. Reducción del ángulo de inclinación de los tiros de precorte y de la distancia entre línea buffer y la línea de precorte.

A partir de los resultados obtenidos en estas pruebas se realizó una evaluación geomecánica del talud remanente y del cumplimiento de los límites de diseño del rajo. Las principales conclusiones se resumen a continuación:

- El banco 3468 obtuvo una calificación de 100% de grado de aceptabilidad, considerada como **Muy Buena**. La pared del banco evaluado presenta un aspecto sano y estable. Sin embargo, se observan algunas deficiencias como la presencia de *sobrepiso* en el banco superior y de *cornisas* en el banco intermedio.
- El banco 3596 obtuvo una calificación de 70% de grado de aceptabilidad, considerada como **Buena**. Las paredes del banco evaluado se presentan estables y con un buen saneamiento. Se observa presencia de deuda o remanente en la pata del banco.

En suma, el análisis de los resultados de las pruebas realizadas permite concluir que los cambios introducidos fueron positivos. En los tres casos se observó una mejora con respecto a la situación concerniente a las prácticas preexistentes, en el sentido que con los nuevos parámetros de diseño es posible obtener taludes más estables.

Dado los buenos resultados de estas primeras pruebas ya se están aplicando estos cambios en la faena. En todo caso, se recomienda realizar pruebas adicionales con el propósito de ratificar con mayores antecedentes la implementación definitiva de las modificaciones propuestas.

ABSTRACT

This study is a response to Division Andina's need to evaluate better production alternatives. In this case, alternatives specifically focused on the wall control and compliance design lines, or final limits of the mine.

The study aims to achieve greater compliance with design lines projected for the mine, altering the design parameters of the pre-split shots and buffer line and the explosive properties.

Three tests were performed at the mine, which consisted of:

- First Test: Modification in design to the mesh buffer line perforation and the reduction of the distance between the buffer line and presplit line.
- Second Test: Modification of the drilling and blasting design, change of explosive and decreased spacing between presplitting shots.
- Third Test: Modification in design to the presplit line and buffet line drilling. Decrease the angle of the presplit shots and the distance between the buffer line and the presplit line.

From the results of these tests, a geomechanical assessment of the remaining batter and compliance with the design limits of the pit was made. The main conclusions are summarized below:

- The 3468 bank got 100% acceptability rate, qualifying has Very Good. The wall of the evaluated bank presents stable conditions with good sanitation. However, it failed to improve some design parameters like the upper bank floor and the presence of ledges in the intermediate bank.
- The 3596 bank got 70% acceptability rate, qualifying has Good. The wall of the evaluated bank presents itself stable with good sanitation, presence of *debt* in the leg of the bank.

In sum, the analysis of the results of tests performed allows to conclude that the changes were positive. In all three cases an improvement was observed relative to the situation concerning of the existing practices in the sense that with the new design parameters is possible to obtain more stable slopes.

Given the success of these first tests already being implemented these changes at the site. In any case, it is recommended that additional tests are needed in order to ratify more background to the final implementation of the proposed amendments.

AGRADECIMIENTOS

Bueno, después de muchos años de “estudio” estoy escribiendo estas palabras, lo que significa que por fin termine mi carrera. Es difícil poder expresar en estas pocas líneas la enorme alegría que siento y la cual quisiera compartir con todas las personas que me ayudaron de una u otra manera a lograr mí cometido.

Primero que todo quisiera agradecer a mi madre, María Inés, y a mi padre, Jaime, por todos los años de inigualable esfuerzo, sacrificio, dedicación y paciencia que han puesto en mi formación como persona y profesional. Este triunfo no es solo mío, sino que también de ustedes, ya que sin su apoyo muy difícilmente lo habría logrado. ¡Muchas gracias mi viejitos!

Agradecer también a mis hermanos, Jaime, Diego, Laura y Pablo, porque han sido un pilar fundamental en mi vida, quizá no tenemos la mejor comunicación verbal del mundo, quizá nos falta mejorar un poco en ese aspecto, pero de seguro es la mejor familia que podría llegar a tener, los quiero mucho a todos y muchas gracias por su apoyo incondicional.

Muchas gracias a mis tíos, tías, primos y primas, por todo su cariño y apoyo, en especial a mis increíbles padrinos Tere y Luis, quienes siempre me demostraron todo su amor y confianza, y, a pesar que mi gran tío ya no se encuentra con nosotros, sigo sintiendo el mismo cariño y amor de parte de ellos.

Por otro lado me gustaría agradecer enormemente a la mujer que me ha acompañado estos últimos años de carrera, mi amor, mi polola, Marcela. Enana, sin tu ayuda creo que todavía seguiría en la universidad, gracias a ti pude ver las cosas con mayor claridad y enfocarme en lo que realmente importaba, me enseñaste a madurar y poner prioridad, a organizarme y a esforzarme más. Muchas gracias por todo tu apoyo y amor, eres por lejos la mejor compañera que podría haber encontrado y de eso también estoy sumamente agradecido. ¡Te amo mi amor! ¡Eres mi persona favorita del mundo!

Quisiera agradecer también a la gente del Departamento de Ingeniería Civil de Minas de la Universidad de Chile, en especial a mis profesores guías, Jaime Chacón y Linda castillo, gracias por su preocupación, sus consejos y comentarios. También agradecer a una de las más grandes personas del departamento, Juanita Vergara. ¡Juanita muchas gracias por todo!

Muchas gracias a la gente de Codelco-Andina y a todas las personas que me ayudaron con la memoria, en especial a Camila Astorga y Cristian Santander, por su apoyo y preocupación.

Por otro lado, agradecer a mis grandes amigos de la universidad, los que me acompañaron durante todo este proceso. Nos conocimos en primer año y jamás nos separamos (con una pequeña excepción xD). Vivimos incontables carretes y anécdotas y, a pesar de todo el tiempo que ha pasado, seguimos siendo grandes amigos. A mis amigos del Bronx: Blanco, Richy, Jimmy, Colombia, Manuel, Pollito y Joaco, les doy las gracias por todo y espero que este gran grupo siga así por siempre.

Por último, y después de muchos años de esfuerzo puedo decir que lo logré.

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL TITULO DE: Ingeniero Civil de Minas	ii
ABSTRACT.....	iii
AGRADECIMIENTOS	iv
1 INTRODUCCIÓN	1
1.1 Presentación del tema.....	1
1.2 Objetivos	1
1.2.1 Objetivo general	1
1.2.2 Objetivos específicos.....	1
1.3 Alcances	2
2 ANÁLISIS BIBLIOGRÁFICO Y MARCO TEÓRICO.....	3
2.1 Generalidades	3
2.2 Mecanismo de precorte	4
2.2.1 Efectos de una explosión en un pozo	4
2.2.2 Explosión simultánea en dos pozos cercanos.....	5
2.3 Tronadura de precorte.....	6
2.3.1 Teoría del precorte	6
2.3.2 Propiedades de la roca.....	8
2.3.3 Diámetros de perforación	8
2.3.4 Espaciamientos entre pozos	8
2.3.5 Factor de carga	9
2.3.6 Efectos de la precisión de la perforación	10
2.3.7 Inclinación del precorte.....	10
2.4 Cálculo de la distancia entre filas de precorte y tronadura amortiguada.....	10
2.4.1 Análisis de velocidad de partícula de la roca	11
2.4.2 Relación de la presión en las paredes del pozo	12
2.5 Particularidades de los explosivos en precorte.....	12

2.5.1	Selección	12
2.5.2	Práctica de uso.....	13
2.5.3	Iniciación y secuencia de salida	16
2.5.4	Efectos del precorte sobre vibraciones.....	16
2.6	Principios de voladura de roca	17
2.6.1	Desviación en la perforación de tiros	17
3	ANTECEDENTES GENERALES DE LA MINA	19
3.1	Ubicación geográfica y acceso	19
3.2	Clima	20
3.3	Principales instalaciones de la división	20
3.4	Geología	21
3.4.1	Marco geológico regional.....	21
3.4.2	Geología local	22
3.4.3	Geología del yacimiento Rio Blanco	24
3.5	Descripción de la faena	26
3.5.1	Método de explotación	26
3.5.2	Fases mineras	26
3.5.3	Criterios de diseño.....	28
a)	Diseño de Rajo.....	28
b)	Caminos mineros	29
3.5.4	Operaciones unitarias	30
a)	Perforación.....	31
b)	Tronadura.....	31
c)	Carguío.....	32
d)	Transporte	32
e)	Equipos auxiliares.....	32
3.5.5	Procesos productivos.....	33
3.5.6	Sistema de turno – Mina Rajo.....	33
3.6	Descripción de la zona de estudio	35

3.6.1	Geología Fase 4	35
3.6.2	Criterios de diseño Fase 4	38
3.7	Antecedentes del precorte en la división Andina	41
3.8	Antecedentes de conciliación en la división Andina	44
3.8.1	Resultados de grado de aceptabilidad acumulados año 2014.	44
3.8.2	Evaluación del criterio de aceptabilidad del banco 3484 sector norte.	45
3.8.3	Los principales factores que incidieron en los resultados obtenidos	48
4	METODOLOGÍA DE TRABAJO	49
4.1	Identificación de los factores que producen el desfase teórico/real de los taludes.	49
4.2	Medición de los tiros de precorte.	49
4.3	Evaluación “Full Control”	49
4.4	Medición del impacto de los factores en el desfase teórico/real de los taludes. ...	54
4.5	Análisis de los resultados obtenidos y definición de las medidas correctivas.	54
4.6	Aplicación de las correcciones al procedimiento de perforación.	54
4.7	Diagrama de flujo del plan de trabajo	55
5	DESARROLLO DEL CASO DE ESTUDIO	56
5.1	Primera prueba Fase 4 central	56
5.1.1	Resultados de la evaluación del talud para todas las secciones	61
5.1.2	Resultados para las secciones con parámetros de diseño de prueba.	64
5.2	Segunda prueba Fase 4 central	67
5.2.1	Resultados segunda prueba Fase Nodo 3500	70
5.3	Tercera prueba Fase Nodo 3500.....	73
6	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	78
6.1	Conclusiones	78
6.1.1	Primera prueba línea buffer.....	78
6.1.1	Segunda prueba explosivo.....	78

6.1.2	Tercera prueba línea precorte	79
6.2	Recomendaciones	79
6.2.1	Generales	79
6.2.2	Específicos	80
7	BIBLIOGRAFÍA	81
8	ANEXO A.....	82

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Progresión de gritas, detonación simultánea de dos pozos.....	6
Ilustración 2: Perfil de diseño de perforación.....	10
Ilustración 3: Perfil topográfico.....	11
Ilustración 4: Distancia entre la línea de precorte y buffer.....	12
Ilustración 5: Diagrama de desviación.....	17
Ilustración 6: Desviación de tiros en pared de precorte.....	18
Ilustración 7: Influencia de la estratificación y foliación en perforación.....	18
Ilustración 8: Ubicación Codelco - División Andina.....	19
Ilustración 9: Geología regional.....	22
Ilustración 10: Geología local.....	23
Ilustración 11: Yacimiento Rio Blanco (En rojo los límites de la propiedad).....	24
Ilustración 12: Unidades de roca yacimiento Rio Blanco.....	25
Ilustración 13: Foto del estado final del proyecto.....	27
Ilustración 14: Secuencia de Fases.....	28
Ilustración 15: Zonas geotécnicas y valores paramétricos.....	28
Ilustración 16: Geometría de diseño banco-berma, inter-rampa y global.....	29
Ilustración 17: Diseño de caminos y rampas.....	30
Ilustración 19: Ancho mínimo de carguío.....	32
Ilustración 19: Unidades geotécnicas banco 3484.....	36
Ilustración 20: Unidades geotécnicas banco 3468.....	37
Ilustración 21: Perfil diseño tronadura de mineral.....	38
Ilustración 22: Planta malla de perforación en mineral.....	38
Ilustración 23: Perfil diseño tronadura de estéril.....	39
Ilustración 24: Planta malla de perforación en estéril.....	40
Ilustración 25: Precorte vertical 90°.....	41
Ilustración 26: Precorte inclinado 80°.....	42
Ilustración 27: Precorte inclinado 75° y espaciado a 1,5 [m].....	43
Ilustración 28: Fase 4C Banco 3484, sector Norte.....	44
Ilustración 29: Grado de aceptabilidad acumulada periodo Mayo-Junio 2014.....	45
Ilustración 30: Grado de aceptabilidad banco 3484 Fase 4 Central.....	46

Ilustración 31: Cumplimiento diseño banco 3484 Fase 4 Central.	46
Ilustración 32: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3484 Fase 4 Central.	47
Ilustración 33: Diagrama de flujo Factor de diseño.	50
Ilustración 34: Gráfico de evaluación global.	53
Ilustración 36: Diagrama de flujo.	55
Ilustración 36: Parámetros de diseño.	56
Ilustración 37: Parámetros de diseño.	56
Ilustración 38: Fase 4 central, Bando 3468.	57
Ilustración 39: Cajones evaluados del sector.	57
Ilustración 40: Grado de aceptabilidad banco 3468 Fase 4 Central	62
Ilustración 41: Cumplimiento diseño banco 3468 Fase 4 Central.	62
Ilustración 42: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3468 Fase 4 Central.	63
Ilustración 43: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3468 Fase 4 Central.	65
Ilustración 44: Planta litológica Fase Nodo 3500.	67
Ilustración 45: Fase Nodo 3500, banco 3596-3564.	68
Ilustración 46: Perfil tiros línea buffer.	68
Ilustración 47: Grado de aceptabilidad banco 3596 doble Nodo 3500.	71
Ilustración 48: Cumplimiento diseño banco doble 3596 Nodo 3500.	71
Ilustración 49: Evaluación de la sección de tronadura banco 3596 Nodo 3500.	72
Ilustración 50: Parámetros de diseño.	73
Ilustración 51: Parámetros de diseño.	73
Ilustración 52: Vista en planta mallas de perforación banco 3468.	74
Ilustración 53: Vista frontal tiros de precorte.	76
Ilustración 54: Vista lateral tiros de precorte.	77
Ilustración 55: Punto de alimentación de la mina Rajo a la planta Don Luis.	82
Ilustración 56: Esquema actual de la planta de tratamiento.	83

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Avance de banco por Fase - 2013.....	26
Tabla 2: Avance por Fases - 2014.	27
Tabla 3: Parámetros de diseño mina Rajo.	29
Tabla 4: Parámetros de diseño de caminos y rampas.	30
Tabla 5: Tiempos referenciales jornada laboral.....	34
Tabla 6: Calendario turno jornada 4 x 4.	34
Tabla 7: Resumen sistema de turnos.....	35
Tabla 8: Parámetros de la Fase 4.	35
Tabla 9: Parámetros de diseño tronadura de producción en mineral.	39
Tabla 11: Parámetros de diseño tronadura de producción en estéril.	40
Tabla 11: Parámetros de precorte.	43
Tabla 12: Grado de aceptabilidad acumulado.....	45
Tabla 13: Grado de aceptabilidad banco 3484 Fase 4 Central.	45
Tabla 14: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3484 Fase 4 Central.	47
Tabla 15: Cumplimiento de parámetros evaluados del factor diseño B3484 F4C.	48
Tabla 16: Tolerancias máximas admisibles.	50
Tabla 17: Parámetros de evaluación Factor de Condición.	52
Tabla 18: Criterio de satisfacción.	54
Tabla 19: Desviación pozos de precorte banco 3484-3468 primer cajón.....	58
Tabla 20: Estadística descriptiva azimut primer cajón.	59
Tabla 21: Desviación pozos de precorte banco 3484-3468 segundo cajón.	59
Tabla 22: Desviación pozos de precorte banco 3484-3468 quinto cajón.	60
Tabla 23: Estadística descriptiva azimut cuarto cajón.....	61
Tabla 24: Grado de aceptabilidad banco doble 3468 Fase 4 Central.....	62
Tabla 25: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3468 Fase 4 Central.	63
Tabla 26: Cumplimiento de parámetros evaluados del factor diseño B3468 F4C.	64
Tabla 27: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3468 Fase 4 Central.	65
Tabla 28: Cumplimiento de parámetros evaluados del factor diseño B3468 F4C.	66
Tabla 29: Parámetros de carguío de explosivo.	70
Tabla 30: Grado de aceptabilidad del banco doble 3596.....	70

Tabla 31: Evaluación de la sección de tronadura banco 3596.	72
Tabla 32: Cumplimiento de parámetros evaluados del factor de diseño.	72
Tabla 33: Desviación pozos de precorte banco 3452.	75
Tabla 34: Estadística descriptiva azimut banco 3452.	76

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1: Número de grietas radiales dominantes.	5
Ecuación 2: Presión de pozo, explosivo acoplado.	7
Ecuación 3: Presión de pozo, explosivo desacoplado.	7
Ecuación 4: Razón de desacoplamiento.	7
Ecuación 5: Espaciamiento entre pozos.	8
Ecuación 6: Espaciamiento en Chile.	9
Ecuación 7: Factor de carga.	9
Ecuación 8: Distancia entre la línea de precorte y buffer.	12
Ecuación 9: Disminución de la presión en las paredes.	14
Ecuación 10: Desacople del explosivo.	15

1 INTRODUCCIÓN

1.1 Presentación del tema

CODELCO es una empresa autónoma propiedad del Estado Chileno, cuyo negocio principal es el desarrollo y explotación de recursos mineros de cobre y sus subproductos, desde la extracción hasta la conversión en cobre refinado, así como también de su posterior comercialización.

División Andina de CODELCO Chile, enclavada en la cordillera de Los Andes, aporta desde hace 40 años al crecimiento y desarrollo de la ciudad de Los Andes, de la Región de Valparaíso y de todo Chile, ha sido parte de la historia de aporte al desarrollo de Chile. Una historia de esfuerzo y compromiso, que ha permitido compartir los beneficios de este recurso para el crecimiento de todos los chilenos.

El presente estudio se origina en el marco de los requerimientos de la División Andina de evaluar mejores alternativas de producción; específicamente, en este caso, enfocados en el control de talud y cumplimiento de las *líneas de diseño* o límites finales de su mina.

Durante los últimos años las técnicas de voladura controlada se han generalizado tanto en minería como en trabajos de obras públicas. Entre estas técnicas las más utilizadas son las conocidas como técnica de precorte y utilización de línea buffer.

El estudio consiste en obtener un mayor cumplimiento de los límites finales de los taludes proyectados para la Fase 4 de la mina, variando tanto los parámetros de diseño de las tronaduras de precorte y línea buffer, como asimismo las propiedades del explosivo.

1.2 Objetivos

1.2.1 *Objetivo general*

- Este trabajo contempla realizar un estudio que permita primero explicar y luego corregir la diferencia que se observa entre las *líneas de diseño* programadas y las líneas reales obtenidas para los taludes de la Fase 4.

1.2.2 *Objetivos específicos*

- Identificar los factores que inciden en la desviación de los tiros de precorte.
- Medir el impacto que tiene los factores identificados.
- Proponer correcciones al procedimiento de perforación de precorte.
- Aplicar correcciones al procedimiento de perforación de precorte
- Estudiar el diseño de las mallas de producción.
- Estudiar los parámetros de diseño de la línea buffer.
- Propone correcciones al diseño de la línea buffer.

- Aplicar correcciones al diseño de la línea buffer.

1.3 Alcances

Este estudio se llevó a cabo en Codelco – División Andina, específicamente en los bancos 3484, 3468, 3452 y 3436 de la Fase 4, sector nororiental. Dicha faena se encuentra localizada en la alta cordillera, entre las cotas 3.500 y 4.300 metros sobre el nivel del mar, en la V región de Valparaíso.

El trabajo de terreno se realizó durante el primer semestre del año 2014, comprendiendo los meses de febrero hasta Agosto, por lo cual el clima juega un papel importantísimo dentro de las limitaciones, y por lo tanto siempre es necesario tener presente este factor.

El registro o monitoreo de los tiros de precorte es una de las etapas más importantes del estudio y esta se encuentra limitada por la presencia de nieve.

2 ANÁLISIS BIBLIOGRÁFICO Y MARCO TEÓRICO

2.1 Generalidades

La técnica de precorte es la más generalizada entre las diversas prácticas que se aplican en lo que se ha venido a denominar voladuras controladas o de contorno. Como se mencionó anteriormente, se trata de generar un plano de discontinuidad en el macizo rocoso, de acuerdo a un perfil predefinido previamente a la voladura del mismo. Con el precorte se pretende reducir severamente el nivel de fracturamiento en el macizo rocoso remanente así como aumentar la estabilidad mecánica del mismo.

El precorte se usa principalmente en minería a cielo abierto y obras públicas. En minería subterránea su aplicación es muy rara, prácticamente limitada a la perforación de pozos verticales.

Como resultado de un precorte cabe esperar:

- a) Taludes mucho más estables y, como consecuencia directa de esto:
 - Menor necesidad de refuerzo mecánico.
 - Mayores ángulos de talud y por lo tanto un menor volumen de excavación.
 - Reducción en la necesidad de sanear los frentes finales.
 - Mejora de la seguridad en la explotación por la disminución del riesgo de caída de bloques sueltos, desprendimientos, etc.
 - Disminuye notablemente la probabilidad de deslizamiento y ruptura catastrófica del talud final.
- b) Menor agrietamiento y daño del macizo rocoso. En caso de presencia de acuífero se disminuye notablemente el flujo a través del talud. Aumento de la resistencia del talud frente a las inclemencias del tiempo, factor que puede resultar crítico en ciertos lugares.
- c) Reducción del nivel de vibración producido por voladuras de producción cercanas, debido al efecto de pantalla que supone produce la discontinuidad formada por el precorte.
- d) Mejora el aspecto general del talud, observándose frentes mucho más lisos y uniformes con menor presencia de fracturas, rugosidades y asperezas. Este hecho, que puede resultar secundario o incluso irrelevante para ciertas explotaciones mineras, puede ser de vital importancia en trabajos especiales de ingeniería civil.
- e) Menor o nula sobreexcavación más allá del perfil de diseño de la explotación. Disminución de la cantidad de material a mover por este concepto.
- f) Disminución de los costos finales en la explotación, tanto para el propietario como para el contratista, como consecuencia inmediata de las ventajas enumeradas anteriormente.

2.2 Mecanismo de precorte

2.2.1 Efectos de una explosión en un pozo

Inmediatamente tras la detonación del explosivo en un pozo se genera una masa de gases a una presión del orden de 2000 MPa y a una temperatura en torno a los 3000 °K. Todo esto en un tiempo de 10 a 50 μ s a través de una rápida reacción exotérmica que se propaga en la masa del explosivo como una onda de choque. Esta onda alcanza las paredes del pozo y se transmite dinámicamente a la roca circundante como onda de tensión. Tras el paso de la onda de choque, la roca se ve sometida a la presión cuasi-estática del gas confinado en el pozo. La energía se manifiesta a través de cuatro formas típicas:

- a) Energía necesaria para propagar la onda de detonación a través del explosivo.
- b) Energía cinética y de deformación correspondiente a la onda de choque.
- c) Energía que se utiliza durante la creación de grietas.
- d) Cola final: ruido, calor y energía desaprovechada.

Simétricamente, respecto al contorno del pozo se observan tres zonas bien diferenciadas:

- a) Formación del anillo triturado

La presión de detonación genera una tensión radial de compresión que supera con creces la resistencia a compresión de la roca. Se forma como consecuencia un delgado anillo donde la roca se ha fracturado y machacado por diferentes procesos de fractura granular, microfractura, compresión diferencial partícula-matriz rocosa y otras formas de deformación plástica. Este anillo es de poca o nula utilidad práctica, y produce una sobrerotura y un daño innecesario a la superficie de la excavación, afectando su resistencia y estabilidad. El anillo triturado supone, además, una barrera que de alguna forma dificulta la acción del gas y su flujo a través de las grietas formadas, actuando como una barrera plástico-fluida para su pronta actuación. También afecta la disponibilidad de energía útil del explosivo e influye directamente en la atenuación del pico de la onda de tensión, de modo que para los fines del precorte es necesario tratar de evitar o al menos minimizar la formación de este anillo. La variable que controla este anillo es el tiempo hasta que se alcanza el valor máximo de presión en el pozo. La razón de utilizar cargas desacopladas en el precorte es precisamente porque ello permite incrementar este tiempo.

- b) Formación de la zona de fractura

Más allá de la zona externa del anillo de trituración el campo de ondas generado se propaga a velocidad sónica y consiste en una serie de tensiones radiales de compresión y tangenciales de tracción. Las tensiones tangenciales generadas, junto con la existencia en el material rocoso con defectos y microfracturas, provocan la iniciación y crecimiento de grietas radiales.

- c) Formación de la zona de fragmentación

La presión del gas en el pozo se mantiene lo suficientemente alta durante un periodo de tiempo considerablemente mayor que el periodo de detonación. Esto produce un campo cuasi-estático de tensiones en la roca, que sigue al campo dinámico de ondas de tensión. Este campo cuasi-estático es el responsable de la activación, crecimiento y propagación de las fracturas desactivadas tras el

paso de la onda de tensión. Asimismo, el gas penetra en las grietas y mediante un efecto de cuña acelera la propagación de las mismas

Para duras condiciones de deformación, el número de grietas radiales dominantes que emanan de la pared de un pozo, puede estimarse aproximadamente mediante¹:

$$n = 2 f r_b \left(\dots_e c \frac{dV}{\delta K} \right)^{\frac{2}{3}}$$

Ecuación 1: Número de grietas radiales dominantes.

donde:

- n : Número de grietas radiales dominantes
- r_b : radio del barreno (mm)
- \dots_e : deformación volumétrica
- P_e : presión externa (Mpa)
- t : tiempo (s)
- K : módulo de resistencia a la fractura
- c : velocidad unidimensional de la onda de tensión en la roca (m/s)

Así pues, dado que con el precorte se pretende reducir el daño a la roca remanente y el número de grietas que se propagan, es aconsejable utilizar el menor diámetro posible compatible con la aplicación así como reducir la presión que actúa en el pozo mediante cargas desacopladas.

2.2.2 Explosión simultánea en dos pozos cercanos

La fracturación comienza en los defectos o microfracturas que se encuentran presentes en el material. Estas microfracturas se activan por la onda de choque en forma de elementos de fractura pseudo circulares, produciéndose la interacción de los mismos si se encuentran lo suficientemente cercanos. Esta interacción se produce en tanto la onda de choque no resulta amortiguada por debajo de la resistencia dinámica a la tracción del material rocoso.

¹ D.E. Grady and M.E Kipp, 1985.

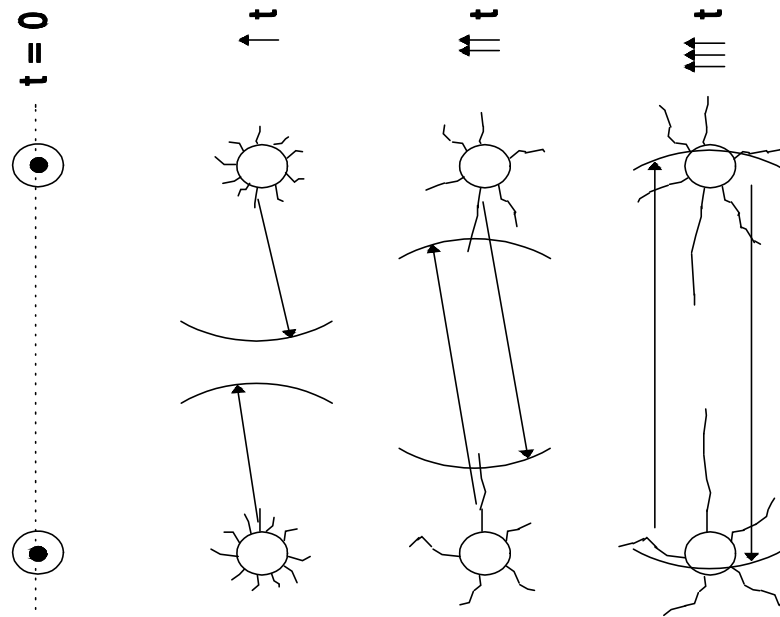


Ilustración 1: Progresión de grietas, detonación simultánea de dos pozos.

Las diferentes condiciones del material en cuanto a estos defectos y las diferencias en cuanto al tiempo de activación de las mismas, son las variables que controlan el proceso. Según este modelo de fracturación, sólo unas pocas fracturas radiales inicialmente formadas crecen por la acción de cuña de los gases en expansión.

Las grietas que se producen alrededor de un pozo se propagan uniformemente alrededor del mismo. Si en vez de un único pozo es una hilera de tiros la que se hace detonar, el número de grietas y su extensión alrededor del pozo se reduce considerablemente (ilustración 1). Las grietas más grandes tienden a seguir la dirección del plano de corte y eventualmente se unen para formar la superficie de fractura. Estas grietas crecen y se desarrollan simultáneamente formando un patrón regular en el plano que une los pozos. Cuando las fracturas no son coplanares todavía puede conseguirse continuidad en la fractura mediante solapamiento de grietas a manera de escalones.

El efecto de desacoplamiento es fundamental en el precorte. La densidad, rugosidad, forma y tamaño de las grietas radiales se ven afectadas por el grado de desacoplamiento. Un alto grado de desacoplamiento proporciona en general una mínima cantidad de grandes grietas radiales y una notable reducción del número y extensión de las pequeñas grietas. El parámetro crítico del que depende la fractura entre dos pozos cercanos es el espaciamiento.

2.3 Tronadura de precorte

2.3.1 Teoría del precorte

Como sabemos, el objetivo de un precorte es generar una grieta entre los pozos adyacentes de la línea del precorte. En este proceso es importante considerar una línea de pozos con pequeño

espaciamiento, una baja densidad lineal de carga y una simultaneidad en la iniciación de los pozos.

Para que la grieta se extienda a lo largo del plano de precorte, es necesario que la presión en las paredes del pozo sea del orden de la resistencia a la compresión de la roca. La presión de explosión de un explosivo acoplado es²:

$$P_{bi} = 110 * d_{exp} * VOD^2$$

Ecuación 2: Presión de pozo, explosivo acoplado.

donde:

- P_{bi} : Presión en las paredes del pozo (Mpa)
 d_{exp} : Densidad del explosivo (g/cm³)
VOD : Velocidad de explosión del explosivo (Km/s)

Para el cálculo de la presión en las paredes del pozo de un explosivo desacoplado, se utiliza la expresión:

$$P_b = 110 * f^n * d_{exp} * VOD^2$$

Ecuación 3: Presión de pozo, explosivo desacoplado.

donde f es la razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del pozo. El exponente n se estima igual a 1,25 para pozos secos y 0,9 para pozos con agua:

$$f = (D_e^2 * l) / (D_h^2 * H)$$

Ecuación 4: Razón de desacoplamiento.

donde:

- D_e : Diámetro explosivo (in)
 D_h : Diámetro del pozo (in)
H : Largo del pozo (m)
l : Largo columna explosiva (m)

² Manual de tronadura ENAEX, capítulo 9, 2006.

2.3.2 *Propiedades de la roca*

Como en todas las prácticas de tronadura, las propiedades de la roca ejercen gran influencia en sus resultados, especialmente en el precorte.

a) Parámetros resistivos

Para minimizar el daño tras la superficie de precorte, el esfuerzo inducido no debiera exceder la resistencia a la tracción de la roca en dicho plano. Para lograrlo, se requiere utilizar una línea de precorte con pozos extremadamente juntos y con cargas extremadamente pequeñas.

En la práctica, según Enaex, se ha logrado establecer que la presión de detonación que se debiera alcanzar en un pozo debiese ser del orden de 1 a 2 veces la resistencia a la compresión de la roca.

b) Control estructural

La naturaleza y orientación de las discontinuidades en el macizo rocoso son críticas en el resultado del precorte.

Los factores geoestructurales que afectan el resultado del precorte son: La frecuencia de fractura a lo largo de la línea de precorte, el ángulo formado entre la línea de precorte y las estructuras, y el relleno de las fracturas.

2.3.3 *Diámetros de perforación*

Los mejores resultados de precorte se obtienen con diámetros pequeños de perforación. Sin embargo, hay que tomar en cuenta la altura del banco a perforar y la desviación de los pozos.

2.3.4 *Espaciamientos entre pozos*

El espaciamiento entre los pozos del precorte es bastante menor, si lo comparamos con el espaciamiento en una tronadura amortiguada. Esta disminución del espaciamiento se aplica principalmente para que exista una interacción entre los pozos, dado que la cantidad de carga se ha reducido considerablemente con el objeto de generar bajas presiones en sus paredes. Existen también algunas reglas para definir el espaciamiento entre pozos, como por ejemplo (Enaex):

$$S = K * D$$

Ecuación 5: Espaciamiento entre pozos.

donde:

S : Espaciamiento (mm)

D : Diámetro de perforación (mm)

K : Constante entre 14 y 16³.

La fórmula general que se utiliza y aplica para el cálculo de este espaciamiento en Chile, según Enaex, es la siguiente:

$$S = D_h * (P_b + T)/T$$

Ecuación 6: Espaciamiento en Chile.

donde:

S : Espaciamiento (mm)

T : Resistencia a la tracción de la roca (Mpa)

P_b : Presión de explosión en el pozo (Mpa)

D_h: Diámetro de perforación (mm)

El espaciamiento no considera las características estructurales de la roca.

2.3.5 Factor de carga

El término factor de carga definido en gr/ton no es aplicable para el precorte, puesto que su finalidad no es fragmentar un volumen de roca, sino, generar un plano de fractura, por lo que el factor de carga para un precorte se define en kg/m². De acuerdo a las ecuaciones mencionadas anteriormente (ec. 3 y 4), es posible obtener una relación que define el factor de carga en función de las características geomecánicas de la roca y el diámetro de perforación.

$$Y = \frac{\pi}{4} \cdot \frac{D_h}{(12R + 1)} \cdot \left[\frac{R^{1/n} \cdot d_{exp}^{(1-\frac{1}{n})} \cdot UCS^{1/n}}{110^{1/n} \cdot VOD^{2/n}} \right]$$

Ecuación 7: Factor de carga.

donde:

Y : Factor de carga (kg/m²)

N : Índice de acoplamiento

R : Relación P_b/UCS

UCS: Resistencia a la compresión no confinado (Mpa)

d_{exp} : Densidad del explosivo (g/cm³)

VOD: Velocidad de detonación (Km/s)

D_h: Diámetro de perforación (mm)

³ Algoritmo propuesto por Sutherland en 1989

2.3.6 Efectos de la precisión de la perforación

La importancia de la precisión de la perforación puede no ser considerada cuando se diseña un precorte; pero ésta tiene una gran relevancia debido al paralelismo que debe existir entre pozos, de lo contrario, puede ser la causa de perfiles irregulares.

2.3.7 Inclinación del precorte

Un precorte con una perforación inclinada permite maximizar los beneficios respecto a la estabilidad de los taludes. Esta inclinación fluctúa en el rango de 15 a 30 grados, obteniéndose mejores resultados cuando la inclinación es mayor, aunque en estos casos la dificultad en la perforación será mayor. A continuación se presenta el esquema de los tiros.

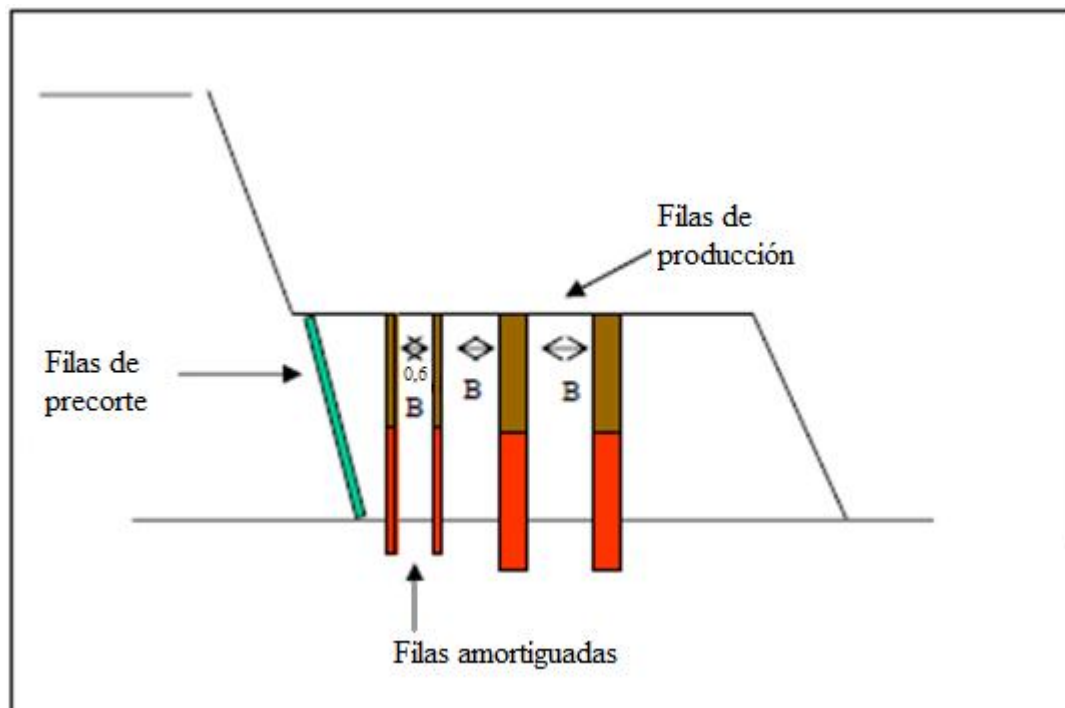


Ilustración 2: Perfil de diseño de perforación.

2.4 Cálculo de la distancia entre filas de precorte y tronadura amortiguada

Cuando el diseño considera una tronadura amortiguada en conjunto con precorte, es necesario determinar la distancia entre la fila amortiguada y el precorte. Para tal propósito se definen dos métodos de cálculo⁴:

⁴ Métodos utilizados por la división basada en el manual de tronadura de Enaex.

2.4.1 Análisis de velocidad de partícula de la roca

Esta metodología está basada en un análisis de los sobrequeiebres obtenidos en terreno para cada zona de tronadura en particular. Como primera etapa es necesario determinar el sobrequeiebre normal que se obtiene en una tronadura de producción y/o amortiguada, esto puede realizarse teniendo los perfiles topográficos del talud del banco, obtenido después de la limpieza del equipo de carguío. Además se requiere definir un modelo de vibraciones representativo para la zona en particular.

Con los antecedentes previos se simula la tronadura a la cual se le determinó el sobrequeiebre, de tal manera de definir los halos de vibraciones que se generan tras la tronadura, en espacial en el perfil de sobrequeiebre determinado en forma topográfica (ilustraciones 3 y 4).

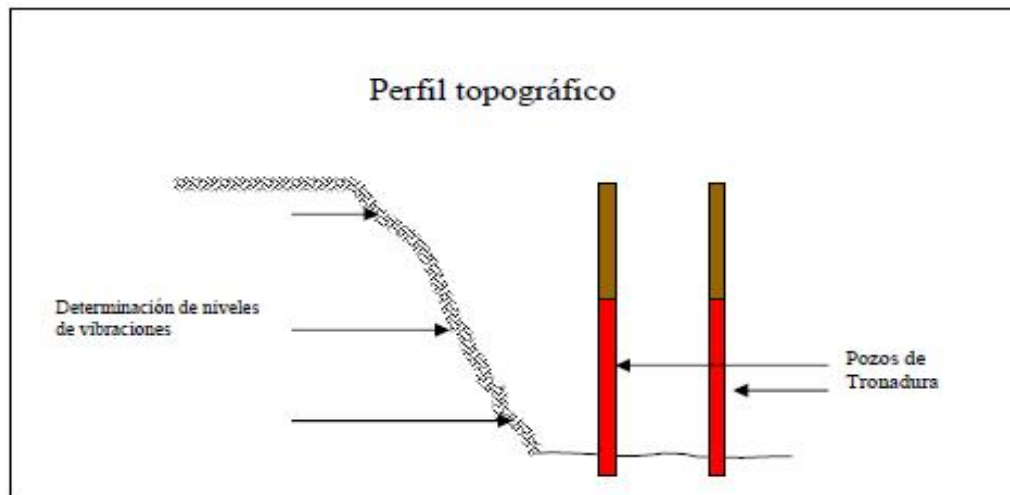


Ilustración 3: Perfil topográfico.

Una vez determinado el nivel de vibraciones que se alcanza en el plano del talud, se define la distancia de la última fila amortiguada al precorte, de tal manera que los niveles de vibraciones en la línea de precorte no excedan los valores obtenidos de las simulaciones del perfil topográfico, tal como se indica en la ilustración 4.

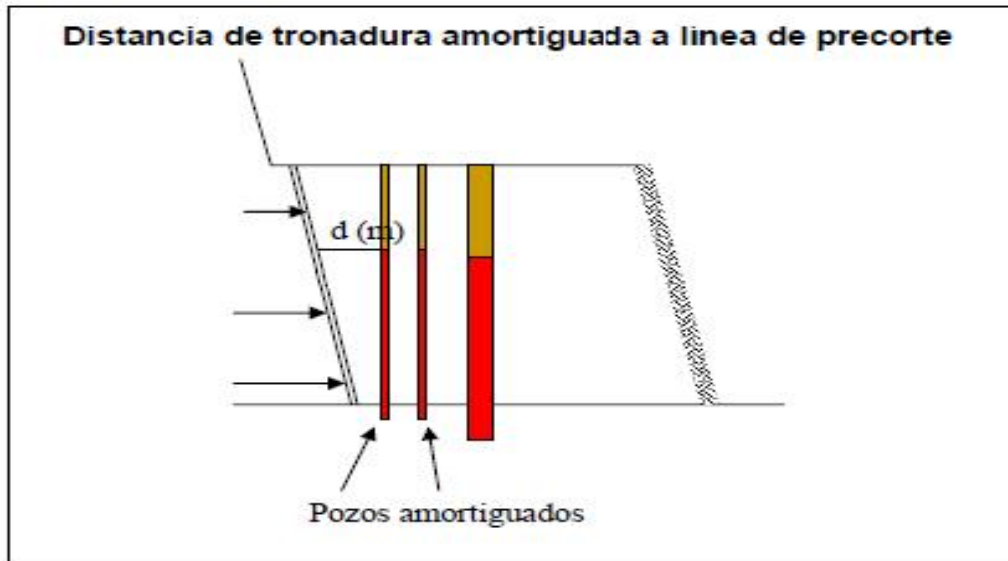


Ilustración 4: Distancia entre la línea de precorte y buffer.

2.4.2 Relación de la presión en las paredes del pozo

Este método propone determinar la distancia entre la última hilera de la tronadura amortiguada y el precorte mediante la siguiente relación:

$$D_{Amort} = \frac{(P_{bAmort})^{0,5} \times F.R. \times R_{Amort}}{(P_{bProd})^{0,5} \times R_{Prod}}$$

Ecuación 8: Distancia entre la línea de precorte y buffer.

donde:

- D_{Amort} : Distancia desde la fila amortiguada al precorte (m)
- $P_{bAmort, prod}$: Presión de pozo amortiguado y producción (Mpa)
- $R_{Amort, Prod}$: Radio perforación pozo amortiguado y producción (in)
- F.R. : Sobrequebre tronadura de producción

2.5 Particularidades de los explosivos en precorte

2.5.1 Selección

El precorte puede considerarse como una técnica en la cual son fundamentales la geometría y la simetría en todo el proceso. El explosivo es parte crucial del éxito, dado que la continuidad del precorte se produce en la práctica con espaciamentos supercríticos en los que el mecanismo actuante es fundamentalmente la acción cuasi-estática de los gases. Por lo tanto, es recomendable la

utilización de un explosivo con baja velocidad de detonación (reducción del daño dinámico a la roca) a la vez que con un alto volumen de gases.

Estas características descartan la utilización de explosivos gelatinosos con base NG (dinamitas, por ejemplo). También resultan inadecuadas las emulsiones explosivas por su alta velocidad de detonación. Entre la gama de explosivos disponibles en el mercado, el tipo que mejor se adapta a esta técnica son los Hidrogeles, con un balance adecuado entre velocidad de detonación y producción de gases.

El efecto de desacoplamiento en el pozo es tanto mejor cuanto más próximo se alcanza la situación ideal. Dado lo crítico de este efecto, es desaconsejable el uso de cargas espaciadas, ya sean acopladas o desacopladas dentro del pozo, tanto por razones teóricas de un pobre efecto de desacoplamiento como por razones prácticas de facilidad de carga. Así, es recomendable el uso de cargas continuas a lo largo de la caña del pozo. El requerimiento de simetría también implica la iniciación simultánea de la carga a lo largo del pozo como también entre pozos. Estas consideraciones han conducido al desarrollo de productos explosivos especiales para precorte, entre los cuales el producto más adecuado es la sarta continua de cartuchos de Hidrogel. La continuidad se obtiene mediante cordón detonante de 6 g/m a lo largo de todo el cartucho, en el centro de simetría del mismo. La inserción de este cordón detonante durante el proceso de encartuchado proporciona un producto manejable y con resistencia a la tracción, que permite su uso colgado desde la boca del pozo. Con este producto se consiguen las prestaciones más cercanas a la situación teórica ideal, así como una facilidad de manejo y operación que no se consiguen con ningún otro tipo de explosivo para precorte de los disponibles en el mercado.

2.5.2 Práctica de uso

Casi todas las técnicas de voladura controlada, y en particular la de precorte, consisten en perforar una hilera de tiros que coincida con el plano final de la excavación, con el ángulo deseado. La característica peculiar del precorte es que el conjunto tiros se dispara previamente a la voladura del macizo contiguo. Este tipo de voladura implica un confinamiento extremo del explosivo, pues por definición no existen caras libres.

Los diámetros de perforación que se utilizan normalmente varían en el rango 50 [mm] – 150 [mm]. Es también recomendable y usual colocar en el fondo del pozo cierta carga concentrada más potente para lograr una buena acción de corte en el fondo, donde el confinamiento es máximo y la simetría de la perforación es más pobre. En el precorte se ha comprobado que no se forman grietas perpendiculares en la base del pozo, este hecho es consecuencia de la ausencia de cara libre. Para tiros de una longitud media (alrededor de 10m), la carga de fondo puede estimarse en torno a los 400 g de explosivo. A medida que el diámetro de perforación aumenta, la carga de fondo debe aumentarse en la misma proporción, llegando hasta los 2 Kg para pozos de 150 mm.

Como en cualquier voladura de contorno, la alineación de los pozos es crucial para un buen resultado. Esto supedita en la práctica la profundidad del precorte a la profundidad que puede alcanzar la perforadora sin excesiva desviación. Como límite práctico puede admitirse 10 m. La

situación ideal para precorte es una disposición rectilínea de los tiros. No obstante, es posible obtener resultados aceptables con disposición curvilínea.

Para conseguir una mínima sobreexcavación la carga debe llegar hasta la boca del tiro, de modo que el efecto de corte ocurra en la zona más susceptible a la sobreexcavación, como es la parte superior del banco. Deben adoptarse las precauciones adecuadas para que esta carga tan superficial no provoque efectos indeseados (proyecciones de roca, por ejemplo), para lo cual se puede cubrir la zona con mallas u otro material similar. Para desacoplamiento de la carga superiores al 50%, es recomendable retacar el pozo al menos en una longitud del orden de 10 veces el diámetro para lograr la efectividad requerida de los gases de explosión. En el caso de desacoplamiento menores del 50% es incluso conveniente evitar el retacado, pues de esta manera no se fuerza a los gases a través de las fracturas preexistentes en el terreno. Este efecto es particularmente importante en rocas débiles y/o altamente fracturadas. En general, si se obtiene una excesiva sobreexcavación hay que disminuir la carga lineal. Si lo que se obtiene es un contorno irregular se debe reducir el espaciamiento.

Como regla general, la línea de precorte debe separarse de la voladura principal una cierta distancia comprendida entre $E/2$ y E (espaciamiento de la voladura principal). Como consecuencia de esta menor distancia, la fila de tiros de la voladura principal más cercana a la línea de precorte debe cargarse con una cantidad de explosivo ligeramente menor a la usual para pozos de producción si se quiere evitar el agrietamiento y daño a la roca remanente. También es recomendable no sobreperforar en esta hilera para no dañar la zona inferior del banco. A veces se le suele dar a esta fila un doble retardo para provocar una liberación efectiva del “burden” correspondiente.

La carga de esta hilera de amortiguación mantiene el factor de carga con respecto a una tronadura de producción, sin embargo, esto sólo es proporcional pues la malla será de un tamaño menor y en definitiva, la carga también lo será⁵.

Para reducir la presión en las paredes se trabaja con dos supuestos fundamentales:

1. El burden (B) debe ser del orden de 0,5 a 0,8 del burden de una tronadura de producción y el espaciamiento \approx alrededor de 1,25 veces el burden.
2. Se define la carga por tiro pero disminuyendo la presión en un 60%.

Esto se controla ocupando la siguiente ecuación⁵:

$$P_a = \frac{0,6 \times P_p \times E_a \times B_a}{E_p \times B_p}$$

Ecuación 9: Disminución de la presión en las paredes.

donde:

P_a : Presión en tronadura amortiguada (Mpa)

⁵ Minería a cielo abierto MI3130, departamento de ingeniería civil de minas, Facultad Ciencias Físicas y Matemáticas.

- P_p : Presión en tronadura de producción (Mpa)
- E_a : Espaciamiento en tronadura amortiguada (m)
- E_p : Espaciamiento en tronadura de producción (m)
- B_a : Burden en tronadura amortiguada (m)
- B_p : Burden en tronadura de producción (m)

Luego se calcula el desacople del explosivo en el pozo:

$$P_d = P \times \left(\sqrt{C} \times \frac{r_c}{r_h} \right)^{2n}$$

Ecuación 10: Desacople del explosivo.

donde:

- P_d : Presión con carga desacoplada (Mpa)
- P : Presión con carga sin desacoplar (Mpa)
- C : % de la columna de explosivo cargada
- r_c : Radio de la carga explosiva (in)
- r_h : Radio del tiro (in)
- n : 1,25 para perforaciones secas; $n = 0,9$ para perforaciones con agua

Entonces habrán dos maneras, un opción es ocupar explosivos de diámetro menor al de la perforación; y determinar r_c imponiendo $C = 1$. La otra alternativa es ocupar $r_c = r_h$ y así encontrar el valor de C , ocupando tacos de aire o espaciamento.

Es usual usar barro en lugar de grava como material de taco en estos casos. La razón de esto es que, dado que la longitud del taco no es excesiva, el barro no se trabará en las paredes del pozo y provocará que se alcance la presión adecuada. Al utilizarse estos rangos de distancia, se obtiene el máximo amortiguamiento por aire; en consecuencia la roca se fragmentará en un mínimo de pedazos. Si se desean más fragmentos, el colchón de aire debe reducirse incorporando más taco dentro del tiro. Mientras mayor sea el taco se obtendrá mayor número de fragmentos y también aumentará la violencia.

En general, la realización del precorte independientemente de la voladura principal proporciona resultados netamente superiores en comparación a los que resultan cuando se hace conjuntamente, adelantándolo a la misma. Hay que tener en cuenta que el precorte puede provocar la liberación de masas rocosas inestables, corrimientos de estratos, entre otros efectos, por lo que no resulta conveniente perforar los tiros de la voladura principal previamente. Si se dan las condiciones, es preferible realizar el precorte conjuntamente con la voladura principal. También es recomendable hacerlo conjuntamente en caso de perforaciones inclinadas, donde se complicaría notablemente la perforación y voladura posterior.

2.5.3 *Iniciación y secuencia de salida*

El precorte debe ser iniciado separada o conjuntamente con la tronadura de producción. Si se opta por lo segundo, debe haber un anticipo de a lo menos 100 ms con respecto a la tronadura de producción.

Respecto a los retardos entre pozos del precorte, la teoría de formación de una grieta de tensión entre dos pozos implica una detonación simultánea de ellos.

Los tiros del precorte deben dispararse simultáneamente para conseguir un claro efecto cortante, ya sea antes de la voladura principal o bien conjuntamente con ella con un desfase de al menos 100 ms.

Siempre que no haya impedimento en cuanto a efectos de vibración en áreas cercanas, la iniciación de la fila de precorte debe ser instantánea. Si por alguna razón esto no es posible y es necesario utilizar una secuencia, esta debe ser la mínima posible (20-30 ms). En cualquier caso se debe detonar instantáneamente la máxima carga posible siempre que no supere los requerimientos medioambientales en cuanto a nivel de vibración.

En caso de usar detonadores se debe usar el número más bajo posible de la serie, teniendo en cuenta que mientras más bajo es el número del detonador menor la desviación aleatoria respecto al tiempo nominal del mismo. No obstante, siempre que sea posible, es aconsejable el uso de cordón detonante en vez de detonadores para lograr simultaneidad en la iniciación.

2.5.4 *Efectos del precorte sobre vibraciones*

Una voladura de precorte tiene un “burden” infinito y por lo tanto su confinamiento es muy superior al de cualquier voladura de producción. En general y a la misma distancia reducida, la velocidad de partícula asociada al precorte es mucho mayor que la producida por la voladura normal.

También es generalmente aceptado que la fractura de precorte supone un efecto de pantalla en el macizo rocoso con respecto a la transmisión de vibraciones y ondas de tensión. Sin excluir la posibilidad de este efecto, cabe señalar que no es tan efectivo como generalmente se supone. La morfología de la grieta, con un contacto mutuo e interpenetración entre sus paredes provoca únicamente una ligera atenuación del efecto de transmisión de ondas a través de la discontinuidad formada.

2.6 Principios de voladura de roca

2.6.1 Desviación en la perforación de tiros

Uno de los factores principales que influye en el éxito de una voladura es el grado de precisión con el que los tiros son perforados con respecto al diseño teórico del diagrama de disparo propuesto.

Para que el resultado práctico se aproxime lo más posible al diseño propuesto, un primer requisito es que los tiros sean perforados acorde al modelo teórico. Esto significa que los tiros deben ubicarse en el punto exacto y ser perforados en la dirección correcta en toda su longitud.

La figura 5 ilustra diversas causas de desviación de los tiros. La precisión en el emboquillado (collaring) y la dirección de los tiros se puede lograr con topografía adecuada, junto con un indicador de ángulo montado en el feed, y un instrumento de medición de profundidad. Es también esencial tener una buena vista del procedimiento de emboquillado desde la cabina del operador.

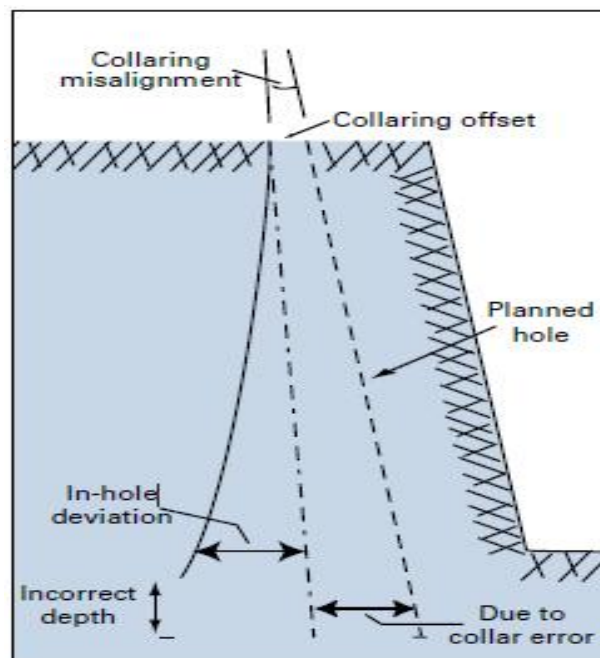


Ilustración 5: Diagrama de desviación.

Sin embargo, el factor más recurrente que incide en la desviación de las perforaciones es por lo general las condiciones geotécnicas de la roca.

Las figuras 6 y 7 ilustran la influencia de la estratificación y foliación. El tiro tiende a desviarse en dirección perpendicular a las uniones. Mientras más largo el tiro, más acentuada es la desviación. A menudo se menciona que la desviación es proporcional a la potencia de 2 de la longitud de la perforación.

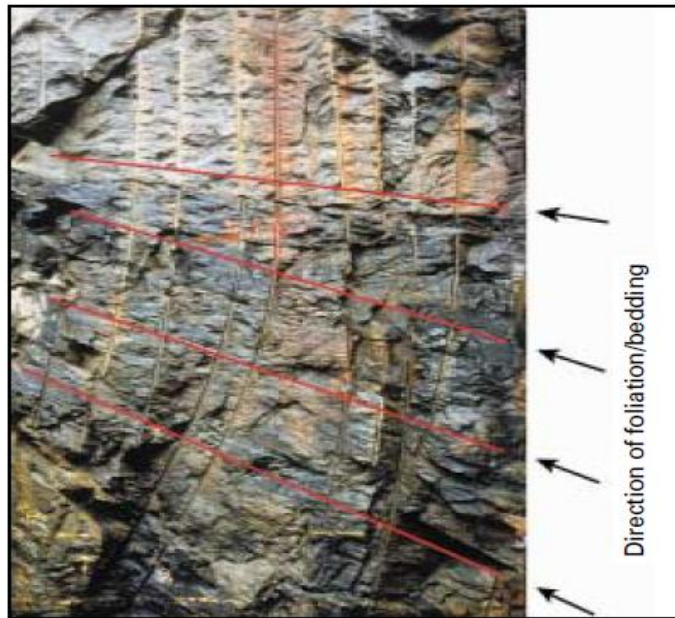


Ilustración 6: Desviación de tiros en pared de precorte.

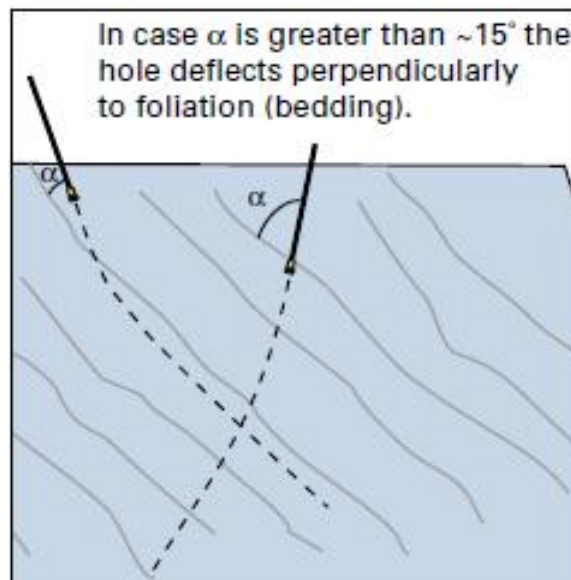


Ilustración 7: Influencia de la estratificación y foliación en perforación.

La experiencia ha demostrado que el ángulo de aproximación del bit hacia la estratificación es crucial. Pareciera haber una tendencia del bit a seguir paralelo a la estratificación cuando el ángulo de aproximación es menor a 15° .

La perforación a través de roca homogénea, como granito isotrópico, causa muy poca o nada desviación de los tiros.

3 ANTECEDENTES GENERALES DE LA MINA

3.1 Ubicación geográfica y acceso

Codelco - División Andina se encuentra localizada en la V Región de Valparaíso, a 38 km de distancia hacia el Sureste - SE de la ciudad de Los Andes y a 50 kilómetros al Noroeste - NE de Santiago. Sus operaciones mineras se desarrollan entre los 2.900 y 4.200 metros sobre el nivel del mar en el valle Río Blanco, y su ubicación geográfica es 33.15 latitud Sur, 70.26 longitud Oeste. Ver ilustración 8.

El acceso a las instalaciones se realiza por el camino Internacional Los Andes – Mendoza, donde se encuentra la localidad de Río Blanco. Luego, se continúa hacia el acceso a Villa Minera Saladillo, que actualmente alberga una mínima parte del personal y se encuentra a una cota de 1.700 m.s.n.m.

En la localidad de Saladillo se realiza el proceso de recuperación de Concentrado de Molibdeno y filtración de los Concentrados de Cobre y Molibdeno, productos finales de esta operación minera.

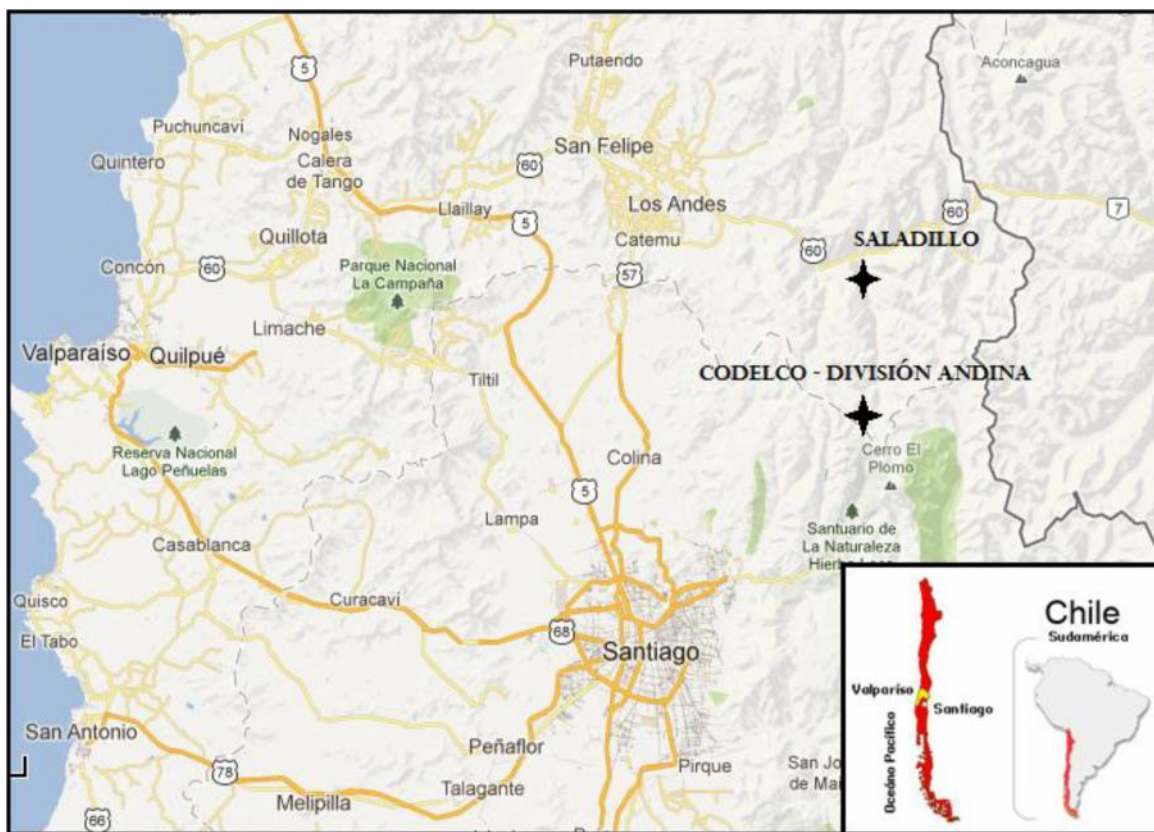


Ilustración 8: Ubicación Codelco - División Andina.

Siguiendo hacia el Sur, se inicia el camino Industrial de acceso a la mina, encontrándose la entrada a la faena subterránea aproximadamente a 30 kilómetros desde Saladillo.

Por último, se ubica el Rajo Don Luis que actualmente se encuentra en explotación y que se localiza a 45 kilómetros desde Saladillo.

3.2 Clima⁶

La caracterización del clima del área de interés está basada principalmente en la clasificación de Köppen⁷ y en el Atlas Agroclimático de Chile (Santibañez y Uribe, 1990). De acuerdo a la primera clasificación, el sector donde se ubica la mina rajo corresponden al tipo climático “Frío de Tundra por Altura (ETH)”, el que se localiza en la Cordillera de Los Andes por sobre los 3.000 metros de altura.

De acuerdo a la segunda clasificación, la mina rajo presenta un clima polar con régimen térmico global medido en grado-día microtermal, es decir, la suma de las temperaturas de cada día del año por sobre los diez grados no supera los 500 grados-días.

Respecto a la estacionalidad térmica que indica el intervalo en que se encuentran las temperaturas máximas del mes más cálido y mínimas del mes más frío, el área está dentro de la categoría Homotérmico a Estenotérmica, es decir, con una estacionalidad térmica moderada, propia de climas templados. Respecto al régimen hídrico global, el área de la faena posee un régimen sub-húmedo con 5 a 6 meses de secos.

La temperatura promedio registrada en el sector durante los periodos 2007 al 2012 es de -4,8 °C. En lo relativo a las fluctuaciones de temperatura se observa que existe una variación promedio de la temperatura del orden de 21,5 °C.

La velocidad del viento media es del orden de 4,9 m/s. Se aprecia que las mayores velocidades se presentan en los meses de invierno y primavera, con un registro promedio de 8,3 m/s y 8,2 respectivamente. En cuanto a las velocidades menores, éstas se registran en los meses de verano con un rango promedio de 3,9 m/s.

La humedad relativa tuvo en este período de medición un promedio del orden de 42,1%, con un significativo aumento en los meses de mayo a Agosto, alcanzando aproximadamente un máximo de 49,9% en el mes de julio.

3.3 Principales instalaciones de la división

Las operaciones mineras de la División Andina (DAND) de CODELCO Chile, se localizan principalmente en la cuenca del río Blanco. Allí, comenzó la explotación de un yacimiento de

⁶ Antecedentes obtenidos de la línea base del proyecto de Expansión Andina 244 presentado ante el SEA para su aprobación.

⁷ La clasificación climática de Köppen, también llamada de Köppen-Geiger fue creada en 1900 por el científico ruso de origen alemán Wladimir Peter Köppen y posteriormente modificada en 1918 y 1936. Consiste en una clasificación climática mundial que identifica cada tipo de clima con una serie de letras que indican el comportamiento de las temperaturas y precipitaciones que caracterizan dicho tipo de clima.

cobre en la década de 1970 con minería subterránea, incorporándose a principios de la década de 1980, el desarrollo de minería a rajo abierto.

El material estéril de la mina es dispuesto en botaderos aledaños a los rajos existentes, mientras que el mineral es procesado mediante flotación convencional en una planta concentradora, denominada Planta Cordillera, también ubicada en la cuenca del río Blanco, a aproximadamente 2.800 m.s.n.m. El concentrado colectivo de cobre y molibdeno obtenido de esta planta, es enviado por ductos cerrados hasta la Planta de Productos Comerciales (PPC), ubicada en Saladillo. En esta planta el concentrado es sometido a un nuevo proceso de flotación, esta vez de carácter selectivo, para separar el cobre del molibdeno. El concentrado de cobre obtenido es filtrado, almacenado y, posteriormente, despachado, mediante ferrocarril, al puerto de Ventanas, en tanto que el concentrado de molibdeno es despachado mediante camiones a diversos puntos de consumo a lo largo del país.

Adicionalmente, y como parte de sus instalaciones, DAND opera el tranque de relaves Ovejería, ubicado en la Región Metropolitana, donde dispone sus relaves, los que son conducidos desde la Planta Cordillera mediante un sistema de transporte de relaves (canaletas) de aproximadamente 80 km de longitud, construido para este fin.

3.4 Geología

3.4.1 Marco geológico regional⁸

La geología regional en donde se emplaza la mina se identifica unidades litológicas con edades que van desde el Cretácico, pasando por terciario hasta depósitos recientes (cuaternarios). La geología del área consiste fundamentalmente en gruesas secuencias estratificadas volcánicas y vulcano-sedimentarias de edad terciaria interrumpidas por cuerpos intrusivos de diversos tamaños, composiciones y modos de emplazamiento que cortan estas secuencias estratigráficas. Estas últimas desarrollan en sus cercanías zonas de alteración hidrotermal que afectan tanto a las partes externas de los cuerpos plutónicos mismos como a las rocas de caja instruidas.

Depósitos no consolidados más recientes, producto de la erosión de las unidades de roca, se encuentran localmente rellenando valles y depresiones o cubriendo laderas de baja a media pendiente de los altos topográficos locales. Todas estas unidades se representan en la Figura 9.

⁸ Línea base Proyecto “Expansión Andina 244” presentado al SEA para su aprobación.

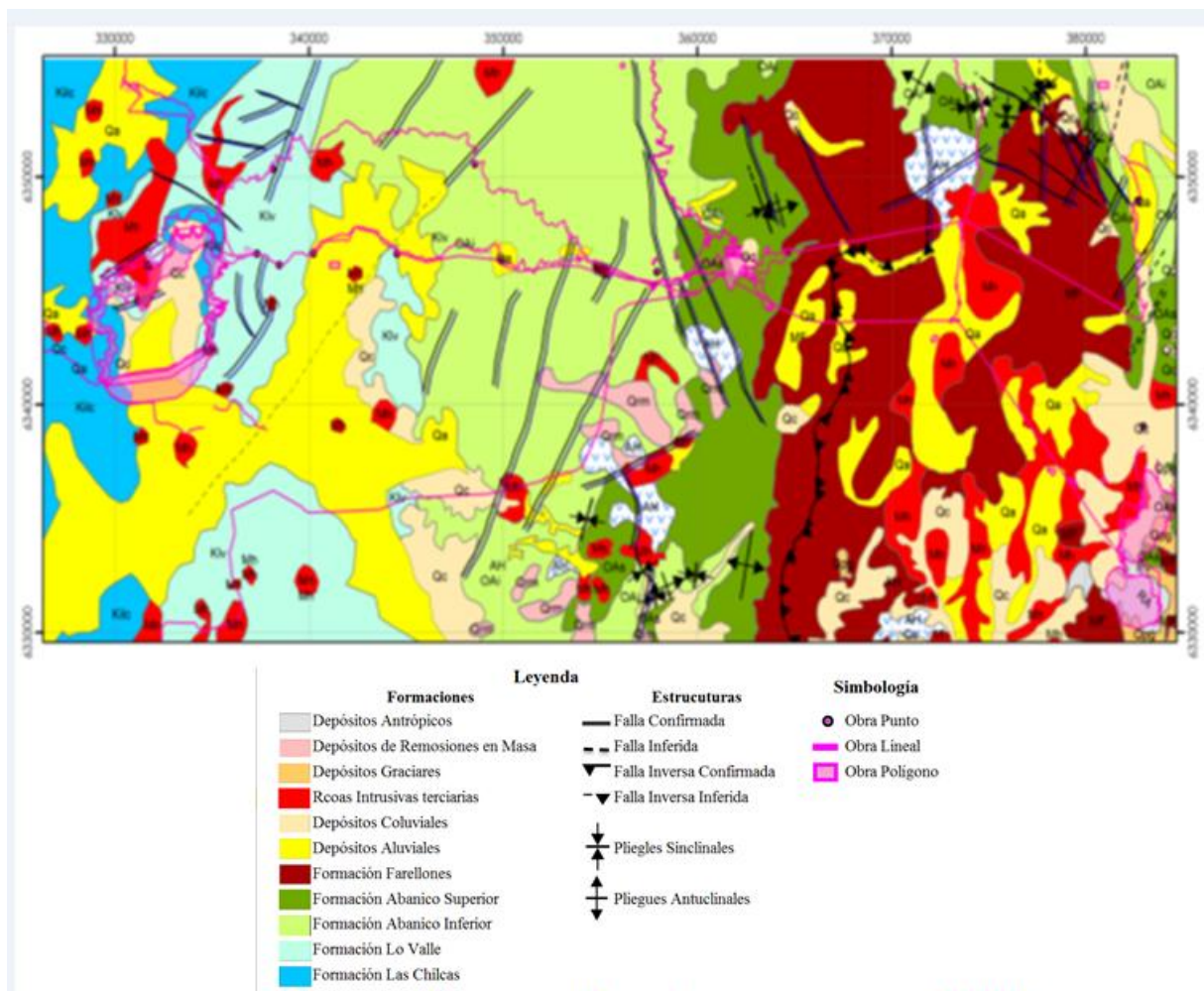


Ilustración 9: Geología regional.

3.4.2 Geología local

La geología local (ilustración 10) se caracteriza por la presencia de rocas estratificadas volcánicas y volcanoclásticas, atribuibles a las Formaciones Abanico y Farellones, representativas del volcanismo continental de edad Oligoceno-Mioceno.

Estas rocas estratificadas presentan manteos suaves y pliegues con buzamiento hacia el Suroeste - SW, se encuentran instruidas por un Complejo Plutónico Mio-Plioceno de granitoides de composición variable entre dioritas a sienogranitos. Las superficies de contacto entre las rocas volcánicas y los cuerpos plutónicos presentan una actitud que va desde subhorizontales a fuertemente inclinadas. En las cercanías de las rocas intrusivas se han desarrollado zonas de alteración hidrotermal, que afectan a las partes externas de los cuerpos plutónicos y a las rocas de caja.

Las principales discontinuidades reconocidas en el área corresponden a la discordancia angular entre las Formaciones Abanico y Farellones, a superficies de contacto entre los diferentes miembros y/o estratos de las unidades litoestratigráficas.

En cuanto a las fracturas regionales se destaca un enrejado muy denso de fracturas que muestran una orientación preferencial Noreste - NE y Nornoroeste - NNO, sobre impuesta a la orientación Norte-Sur - NS de los valles principales. Estas fracturas constituyen la base estructural y geométrica que controla la fisiografía del sector.

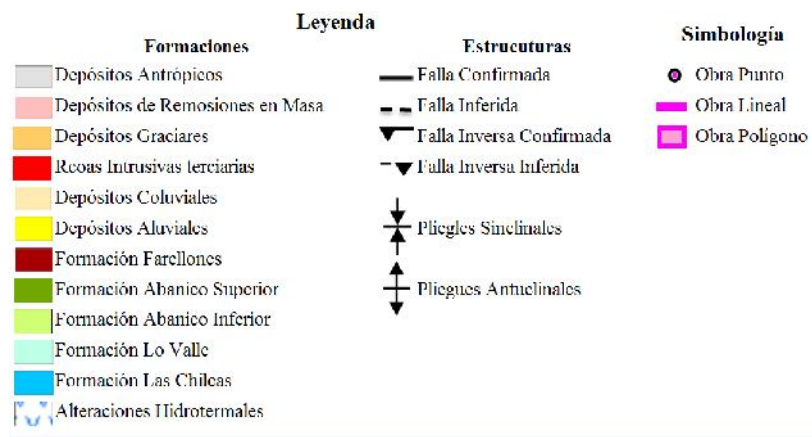
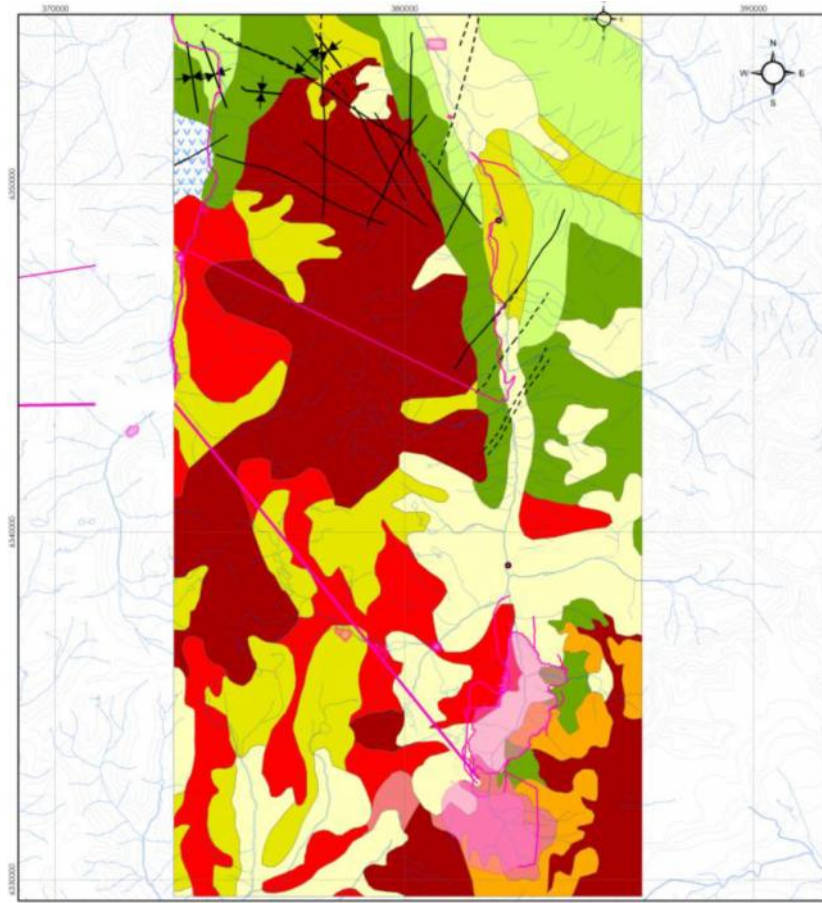


Ilustración 10: Geología local.

3.4.3 Geología del yacimiento Río Blanco

El yacimiento Río Blanco – Los Bronces corresponde al tipo pórfido de Cobre y Molibdeno y se ubica en el sector de las nacientes de los ríos Blanco y San Francisco. La propiedad de este mega yacimiento está compartida entre la filial Sur Andes de Anglo American y División Andina de Codelco Chile. Más de dos tercios del total de recursos del yacimiento se ubican en el sector de Andina y el resto en el sector de Sur Andes.

Si bien se identifican varios cuerpos mineralizados en el distrito, genéticamente corresponden a un solo yacimiento, en el que ocurren varios pulsos de mineralización y los cuerpos mineralizados son truncados por intrusiones post-mineral de carácter estéril. En el sector de Sur Andes de Anglo American se explotan dos cuerpos mineralizados principales denominados Donoso e Infiernillo y en el sector de Codelco – División Andina, tres cuerpos mineralizados principales denominados Río Blanco, Don Luis y Sur Sur (ilustración 11). Adicionalmente, resultados recientes de exploración han identificado recursos geológicos en los sectores denominados San Enrique-Monolito (Anglo Anglo American), al Sureste de Infiernillo, y La Americana (Codelco – División Andina), al Sur de Sur Sur, respectivamente.



Ilustración 11: Yacimiento Río Blanco (En rojo los límites de la propiedad).

El yacimiento Río Blanco tiene su origen en el emplazamiento de diversos pórfidos y brechas hidrotermales, de edades entre los 7 y 4,5 millones de años, en rocas de caja predominantemente intrusivas de composición granodiorítica y diorítica pertenecientes a la unidad geológica de distribución distrital denominada Plutón Río Blanco - San Francisco, de edad 8-12 millones de años (ilustración 12).

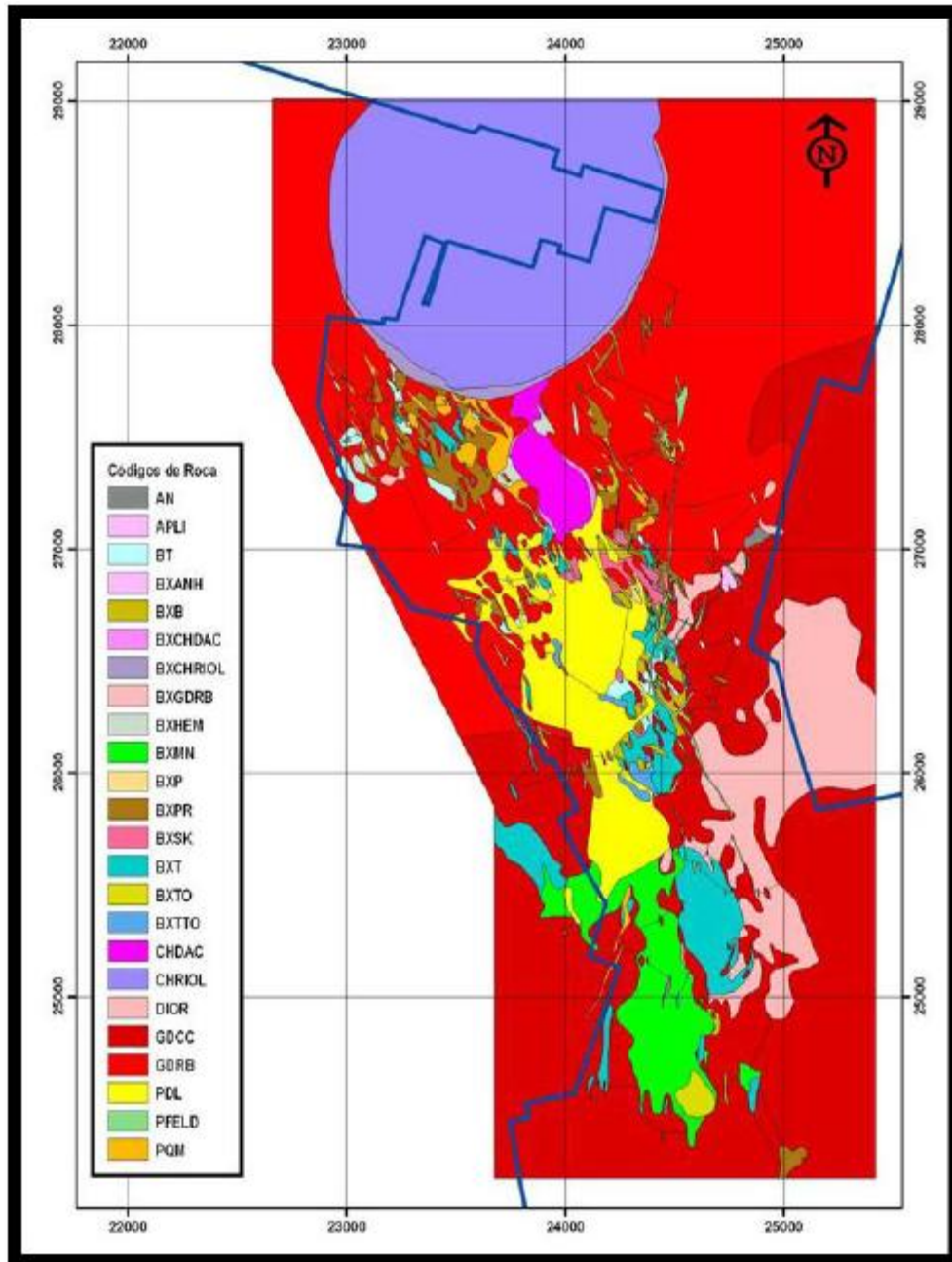


Ilustración 12: Unidades de roca yacimiento Rio Blanco.

3.5 Descripción de la faena

En Codelco – División Andina, la extracción y procesamiento del mineral se realiza en cordillera por sobre los 3.000 m.s.n.m., a 38 km de Los Andes.

3.5.1 Método de explotación

El método de explotación utilizado por Codelco – División Andina está determinado por las condiciones de mineralización del yacimiento. Por esta razón, la división posee, a lo menos, dos sistemas de extracción de mineral los cuales son por rajo abierto y block caving (minería subterránea).

La mina explotada a cielo abierto se concentra en dos rajes de dimensiones reducidas que se alinean en la dirección norte sur y que son: Don Luís y Sur Sur. Por otro lado la operación subterránea se concentra en la mina Río Blanco III Panel (sector Oeste), cuyo método de explotación es de hundimiento de bloques (panel caving), utilizando tecnología convencional con equipos LHD para la extracción de mineral y camiones de bajo perfil, en transporte de minerales a chancador primario.

3.5.2 Fases mineras

Las Fases mineras tienen por objetivo el fraccionamiento del pit final en diversas etapas que cumplirán con ciertos requisitos técnicos operativos con el fin de extraer el mineral en la forma más eficiente posible de modo de alcanzar el máximo beneficio.

Codelco – División Andina se encuentra explotando la Fase 3 y 4 de un total de 11 (ver tabla 1). Las Fases 9, 10 y 11 corresponden al sector de Río Blanco (ver ilustración 11) que serán explotadas a partir del año 2024, mientras que las Fases 1 y 2 ya fueron extraídas.

Avance de Banco por Fase para el Año 2013			
Fase	Banco Inicial	Banco Final	Nº de Banco
F3	3.516	3.436	5
F4	3.660	3.516	9
F5	-	-	-

Tabla 1: Avance de banco por Fase - 2013.

En la actualidad, no se puede hablar de las Fases Mineras en Codelco – División Andina sin dejar de mencionar las obras tempranas del Proyecto “Andina 244”.

El proyecto Andina 244 consiste en aumentar la tasa de tratamiento de mineral a 244 ktpd. Para llevar a cabo este objetivo estratégico de la compañía, se deben realizar algunas obras tempranas que incluyen varios proyectos tales como el Nodo 3500 y Sistema de Traspaso. El primer de ellos consiste en la remoción de material del sector Norte del Rajo Don Luis y Sur del Depósito Norte de Estéril, este último un botadero, hasta alcanzar la cota 3500 por dos zonas independientes (lado Oeste y lado Este), convergiendo hacia el final en la plataforma 3500.

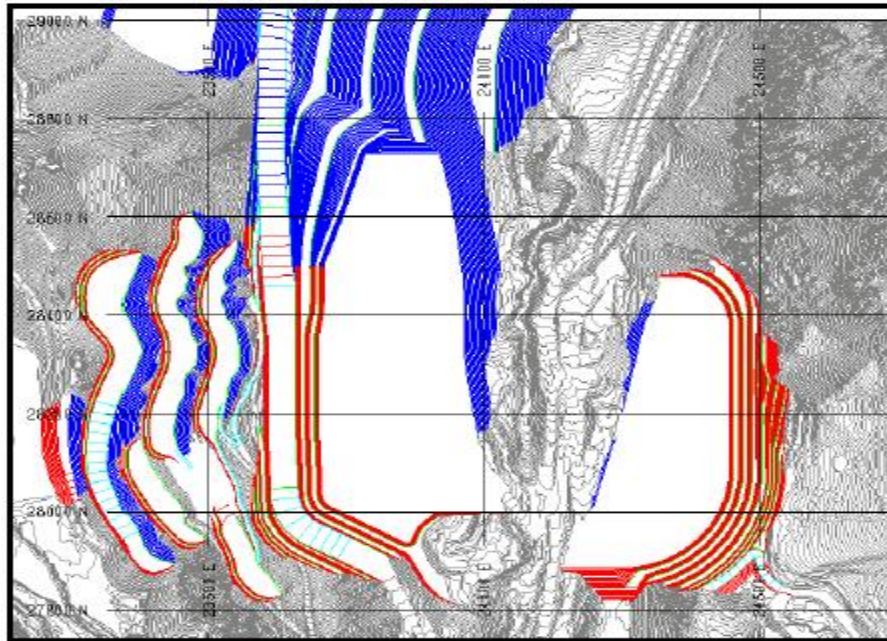


Ilustración 13: Foto del estado final del proyecto.

El objetivo del proyecto Nodo 3500 es permitir la ejecución de proyecto Nuevo Traspaso que consiste en construir una plataforma de aproximadamente 40 hectáreas, en la cota 3500, para alojar la infraestructura de apoyo para la operación actual y de futuros proyectos de desarrollo de Codelco - División Andina.

Por otro lado, la Mina Rajo Andina, específicamente el Rajo Don Luis, tenía una secuencia de Fases mineras definida así: F3, F4, F5, F6, F7. Dicha secuencia fue modificada debido al atraso sufrido por el proyecto Nuevo Traspaso. Originalmente, dicho proyecto consideraba la operación de los trasposos de mineral en el nodo 3500 a partir del año 2016.

Dichas fechas fueron modificadas y el proyecto Nuevo Traspaso estará operativo en 2018. Esta situación no permite iniciar la explotación de la Fase 5DL, que afecta los actuales trasposos, antes del año 2016.

En la Tabla 2 se ilustra el avance por periodo de cada una de las Fases extraídas propuestas por el Plan Quinquenal 2012 de Codelco – División Andina.

Avance de Banco por Fase para el año 2014			
Fase	Banco Inicial	Banco Final	Nº de Banco
F3	3436	3388	3
F4	3516	3452	4
F5	-	-	-
F6	4012	3916	2

Tabla 2: Avance por Fases - 2014.

En resumen, la secuencia de las Fases (figura 14 y 15) está fuertemente condicionada por aspectos operacionales, relacionados con los planes de corto plazo vigentes e hitos relevantes del proyecto 244, como por ejemplo: término de la excavación del Nodo 3500, puesta en operación del sistema de traspaso, finalización del III Panel, entre otros.

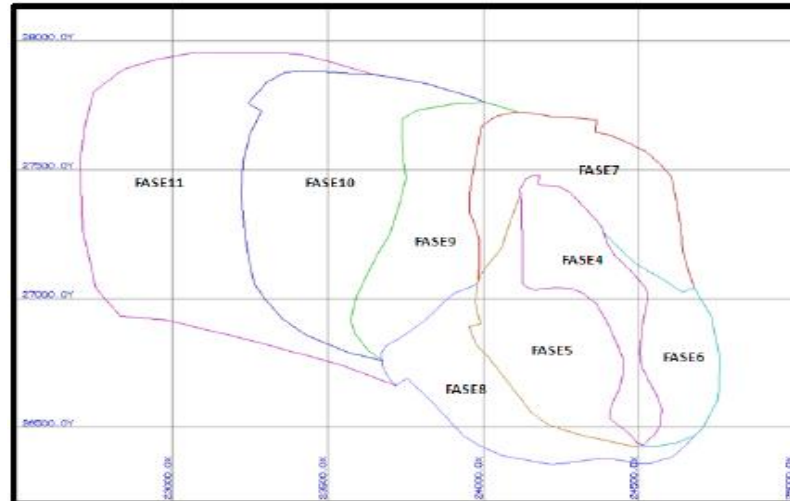


Ilustración 14: Secuencia de Fases.

3.5.3 Criterios de diseño

a) Diseño de Rajo

El diseño operacional de las Fases de extracción del Rajo Don Luis se realiza en base a las recomendaciones establecidas en los criterios de diseño de la Superintendencia de Geotecnia. En la Tabla 3 y las ilustraciones 16 y 17 se muestran los parámetros de diseño del Rajo Don Luis.

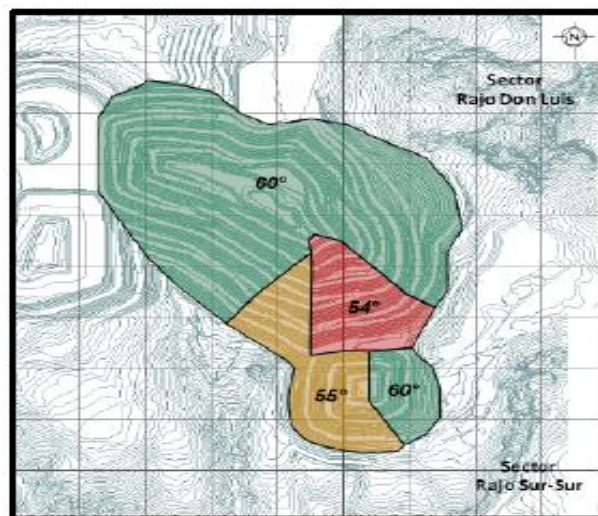


Ilustración 15: Zonas geotécnicas y valores paramétricos.

Parámetros de Diseño de la Mina Rajo Andina						
	Angulo Inter-rampa	Ángulo de Cara de Banco	Altura de Banco	Quebradura	Ancho de Berma	Altura inter-rampa
Sector	α_R	α_B	h_B	q	b	h_R
Roca	58	73,5	32	9,5	10,5	192
Roca	54	69	32	12,3	10,9	192
Roca	55	70	32	11,6	10,8	192
Botadero	34	50	32	26,9	10,5	-
Quebrado	36	55	16	11,2	10,8	176
Perturbado	49	62	32	17	10,8	160

Tabla 3: Parámetros de diseño mina Rajo.

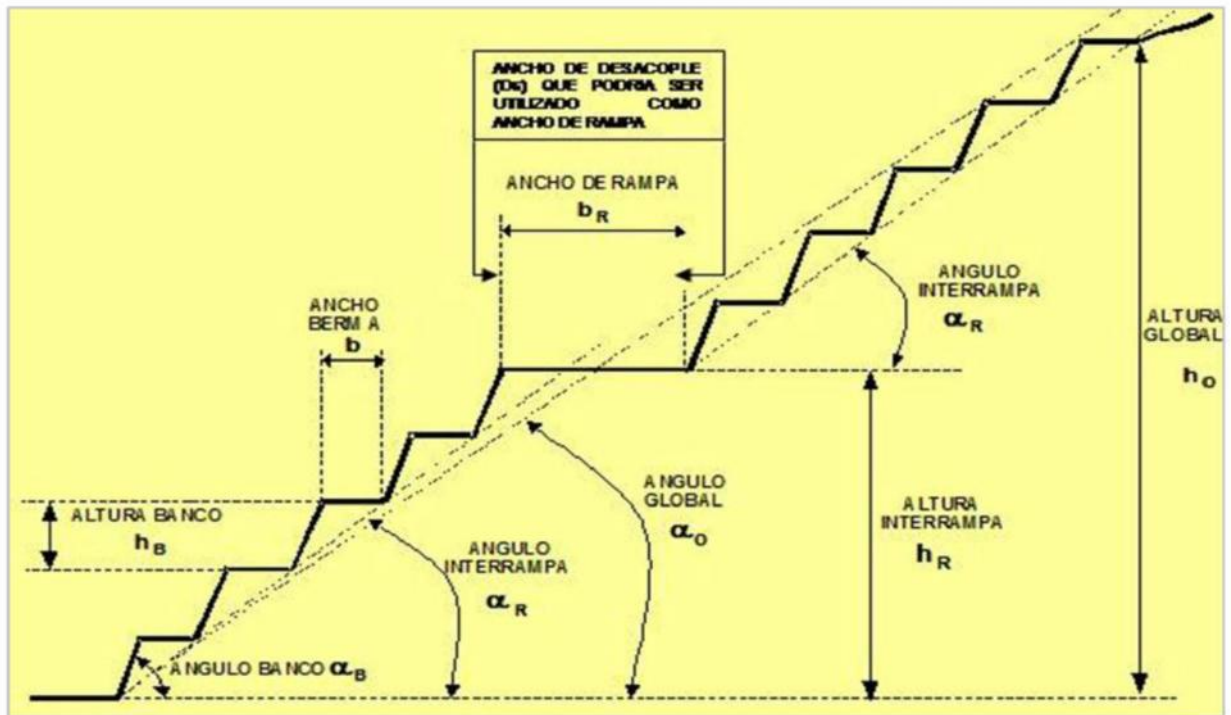


Ilustración 16: Geometría de diseño banco-berma, inter-rampa y global.

b) *Caminos mineros*

El desplazamiento de los equipos de transporte (camiones de extracción) se realiza por caminos acondicionados especialmente para el tránsito de equipos de grandes dimensiones y su diseño está en función del tamaño de los equipos mayores que circulan por ellos.

Se considera para el ancho de los caminos una distancia que permita el desplazamiento de 2 camiones, en sentido contrario de manera simultánea, por lo que el parámetro de referencia es el ancho de un camión (figura 17).

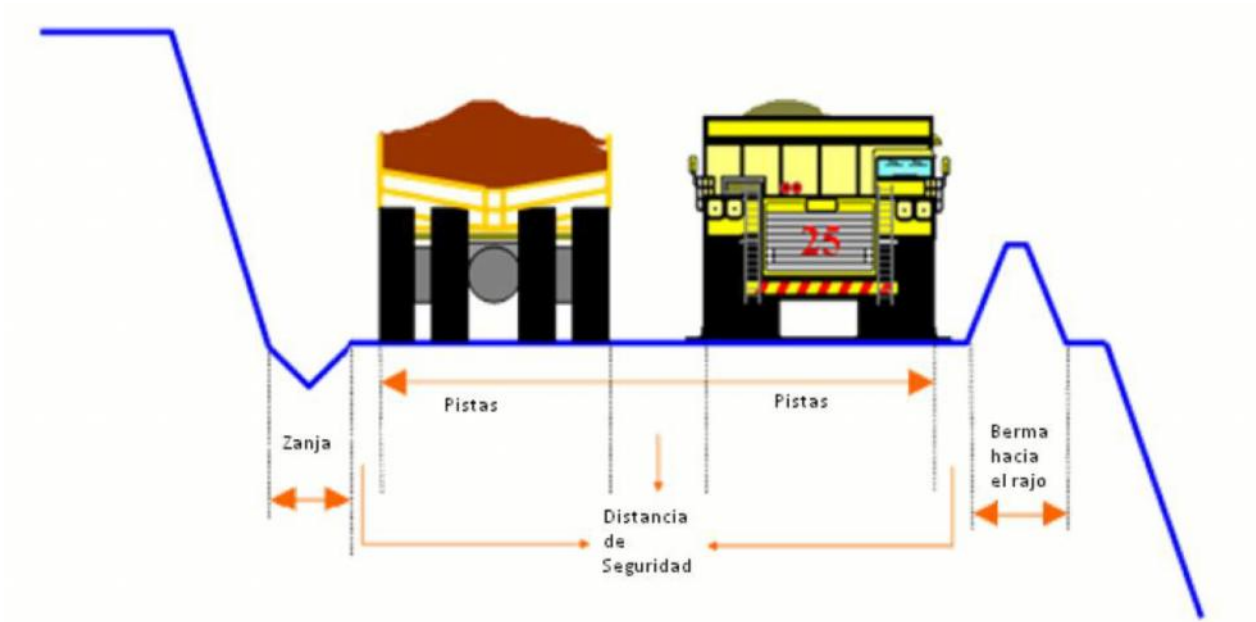


Ilustración 17: Diseño de caminos y rampas.

Respecto a los parámetros que considera el diseño de los caminos y rampas, en la tabla 4 se detallan los valores.

Diseño de Caminos y Rampas para Camiones de Extracción		
Zanja	2	[m]
Berma de Seguridad (distancia entre la zanja y la rueda del camión interior)	3	[m]
Ancho de camión ⁸ (interior)	9,8	[m]
Distancia entre Camiones	9,8	[m]
Ancho Camión (exterior)	9,8	[m]
Berma de Seguridad (distancia entre la rueda del camión externo y el pretil)	3	[m]
Pretil	5	[m]
Ancho total	43	[m]

Tabla 4: Parámetros de diseño de caminos y rampas.

3.5.4 Operaciones unitarias

La Mina Rajo Andina requiere de un conjunto de operaciones y equipos que permite extraer el material de forma armónica y eficiente de modo que se desarrollen todas las actividades planificadas con anterioridad.

A continuación, se presentan las operaciones unitarias más importantes desarrolladas en la mina Rajo.

a) *Perforación*

El proceso unitario de perforación está constituido por:

- Perforación primaria (PP).
- Perforación secundaria (PS).

La primera corresponde a la perforación realizada para la tronadura de producción, su diámetro es de 12 ¼ pulgadas, pero pueden ser configuradas desde 9 pulgadas. En perforación primaria se utilizan 2 perforadoras Rotatorias Eléctricas Atlas Copco, modelo PV351 y 1 perforadora Rotatoria Diésel marca Atlas Copco, modelo DMM3.

La segunda corresponde a la perforación realizada para la apertura y remate de bancos, en tareas como tronaduras de precorte necesarias en el cuidado de las paredes del rajo, y así asegurar bermas, caras de banco y líneas de programa. Las perforadoras utilizadas son dos Diésel modelo ROC L8 de 6 ½ pulgadas.

El precorte se realizara a bancos dobles, con tiros de 32 metros de largo, sin pasadura y espaciados cada 1,5 metros.

b) *Tronadura*

La operación de tronadura está constituida por:

- Tronadura primaria.
- Tronadura secundaria.

Mediante el uso de explosivos se realiza el arranque del mineral, reduciendo la roca in situ a un tamaño transportable por palas u otro equipo de carguío. En Codelco – División Andina, el proceso unitario de tronadura es llevado a cabo por una empresa externa y ella es responsable por el traslado de explosivo, carguío de pozos, conexión eléctrica, evacuación y tronadura. Cuenta con al menos, 5 camiones fábricas de 5 a 7 toneladas de explosivo para cargar Anfo o Emulsión, según el tipo de material.

Se realizan tronaduras primarias de volumen variable para mantener un adecuado stock de material tronado para los equipos de carguío, para evitar pérdidas operacionales y minimizar los tiempos de evacuación de equipos.

El consumo de explosivo dependerá del tipo de roca y del diseño de los diagramas de disparos, para lo cual se ha establecido diagramas diferenciados por tipo de material según Mineral, Estéril y Estéril Compactado.

La tronadura secundaria corresponde a la tronadura de control realizada en sectores cercanos a las paredes del rajo. Las tronaduras secundarias pueden ser de pre-corte y/o amortiguadoras, cuya finalidad, en ambas, es asegurar las bermas, caras de banco y las líneas de programa diseñadas.

c) *Carguío*

En esta operación se utiliza como equipo principal, Palas de Cable Eléctricas e Hidráulica con balde de 73 y 37 yardas cúbicas, respectivamente y como equipo auxiliar, Cargadores Frontales de 31 y 37 yardas cúbicas.

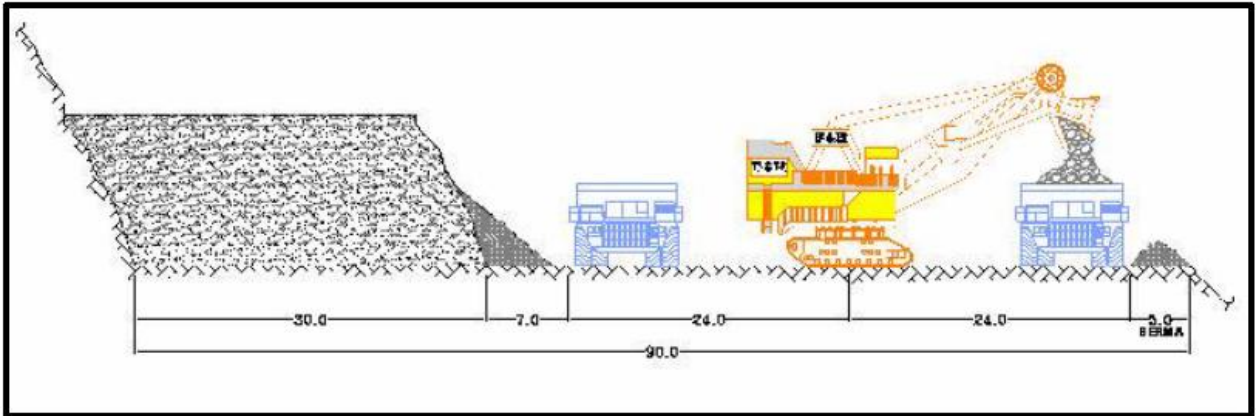


Ilustración 18: Ancho mínimo de carguío.

El esquema de explotación considerado contempla una franja de producción que por lo general tiene más de 90 metros de ancho. Esta franja puede ser cargada con pala y puede haber una o dos palas por expansión, dependiendo del ancho de la Fase y de los requerimientos de carguío.

En condiciones de operación normal, las palas cargan 2 camiones trabajando por ambos lados en forma alternada, con frentes de un ancho de 90 metros.

d) *Transporte*

El material es cargado sobre camiones de gran tonelaje, los cuales transportan material a los diferentes destinos dentro de la faena, como lo son los botaderos, los piques de traspaso de material o los stocks de material.

El sistema actual considera la utilización de 27 camiones de 300 toneladas métricas, marca Komatsu, además de tener a prueba durante el año 2012 un camión de 330 toneladas métricas, marca Caterpillar.

e) *Equipos auxiliares*

Los equipos auxiliares se dedican a prestar apoyo a los procesos principales realizados en la mina y a las tareas desarrolladas por los equipos mayores.

Entre estos equipos se encuentran las motoniveladoras, encargadas de mantener los caminos y el camión aljibe, encargado de humectar las pistas para evitar el polvo. Asimismo, los bulldozers se encargan emparejar y limpiar los pisos en zonas de carguío y descarga de material y también de la construcción de caminos.

3.5.5 *Procesos productivos*

El producto final de Codelco - División Andina es Concentrado de Cobre y de Molibdeno. Todo se inicia con la extracción de mineral utilizando un sistema mixto, que combina la extracción desde la Mina Rajo Andina y la operación del Tercer Panel de la Mina Subterránea.

La programación para el 2012 planteó extraer 13 millones de toneladas secas por parte de la Mina Subterránea, y 21 millones desde el Rajo con una ley media de 0,8% de cobre.

La planificación del rajo está prevista en 325 días al año, pensando en las paralizaciones por el crudo invierno de temperaturas extremas, común en la zona cordillerana de Chile donde se encuentra la faena. Bajo esta condición, está programado un movimiento de 58 ktpd, para generar un stock que alimente la planta durante las paralizaciones.

La planta de procesamiento está diseñada para una capacidad nominal de 94 ktpd. Sigue principalmente dos líneas de conminución, ambas bajo superficie. La primera línea alimentada por la Mina Rajo Andina, entrega material a través de los piques a la caverna de chancado, donde se encuentra el Chancador Don Luis, para posteriormente pasar aguas abajo a un proceso de Molienda SAG⁹, que cuenta con un molino semi-autógeno y molienda de bolas. Seguido a esto, un proceso de flotación colectiva aparece, cuyo input es un material de 180 µm, y desde el cual se recupera el cobre y el molibdeno, los que serán separados en la flotación selectiva. Finalmente, ambos concentrados serán reducidos en su contenido de agua para ser enviados por tren y camión.

La Mina Subterránea posee un sistema de conminución que se basa en un chancado primario Sur y Norte, que pasa hasta un chancado cuaternario, posteriormente el material entra en un sistema de molienda convencional, que cuenta con molinos de barras y bolas, o a molienda unitaria, solamente con molinos de bolas. El material de granulometría aceptable pasa a la flotación colectiva y selectiva para ser luego reducido en humedad siendo trasladado hacia su destino. Ver ilustraciones N° 56 y N° 57 en la sección de anexos.

3.5.6 *Sistema de turno – Mina Rajo*

Codelco – División Andina contempla una jornada laboral continua en la Mina Rajo, con un total de 365 días de trabajo al año. En el día se trabaja en 2 turnos de 12 horas, y dicho turno tienen un sistema de trabajo de 4x4 (4 días trabajados por 4 días de descanso).

⁹ Molienda Sami-Autógena

	Turno A			Turno C	
	Inicio	Fin	Duración	Inicio	Fin
	Hr	Hr	Hr	Hr	Hr
Traslado de Los Andes	5:30	6:45	1:15	17:33	18:45
Llegada a sala de cambio Pique Directo	6:45			18:45	
Desayuno/Onces	6:45	7:00	0:15	18:45	19:00
Cambio de ropa acuerdo	7:00	7:15	0:15	19:00	19:15
Tiempo traslado para cambio de turno	7:15	7:23	0:08	19:15	19:23
Chequeo Pre Operacional	7:23	7:25	0:02	19:23	19:25
Inicio Jornada	7:25			19:25	
Almuerzo/Colación, descanso	13:15	14:15	1:00	1:15	2:15
Fin Jornada		19:25	12:00		7:25
Chequeo Pre Operacional	19:25	19:27	0:02	7:25	7:27
Tiempo traslado cambio de turno	19:27	19:35	0:08	7:27	7:35
Cambio de ropa acuerdo	19:35	19:50	0:15	7:35	7:50
Regreso a Los Andes	20:00				
Duración Jornada	7:25	19:25	12:00	19:25	7:25

Tabla 5: Tiempos referenciales jornada laboral.

Existe dos turnos llamados turno A y turno C (ver tabla 5). El primero hace mención a trabajar durante las 12 horas del día y el segundo, a 12 horas durante la noche. Al comenzar el turno, se inicia con el turno A durante los primeros 2 días. El tercer y cuarto día se trabajar con el turno C. Además, existen cuatro cuadrillas de trabajo de trabajo llamados Grupos 1, 2, 3 y Grupo 4.

CALENDARIO TURNO JORNADA EXCEPCIONAL 4 x 4 - 2 0 1 3

FEBRERO	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28
G1	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D
G2	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D
G3	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C
G4	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A	C	C	D	D	D	D	A	A

Tabla 6: Calendario turno jornada 4 x 4.

En la tabla 6 se muestra la jornada de 4 x 4. Mientras la letra A y C significan Turno, la letra D significa descanso. Por ejemplo, el día 14 de febrero, el Grupo 2 estaba trabajando con turno A, el Grupo 3 estaban trabajando con turno C, y el Grupo 1 y 4 estaban con descanso.

Por otro lado, existe un sistema de trabajo llamado Administrativo el cual consiste en trabajar de lunes a viernes, de 8:00 horas de la mañana hasta las 17:00 horas de la tarde. En la tabla 7 se entrega mayor información.

Resumen Sistema de Turno. Codelco - División Andina		
Turno	Inicio de Turno	Termino de Turno
Administrativo	8:00	17:00
Adm. (viernes)	8:00	12:00
A	7:30	19:30
C	19:30	7:30

Tabla 7: Resumen sistema de turnos.

Las fechas claves como el 01 de enero, 01 de mayo, 18 y 19 de septiembre y 25 de diciembre se llaman a los operadores que quieran trabajar en esas fechas (voluntario), y en caso de que ningún operador quisiese hacerlo, la mina se paraliza.

3.6 Descripción de la zona de estudio

3.6.1 Geología Fase 4

La caracterización geotécnica y estructural se basa en la información obtenida de sondajes y mapeos de bancos desarrollados en las Fase 3 y Fase 4.

La disposición de las diferentes unidades litológicas es vertical, como consecuencia de las sucesivas intrusiones propias de un pórfido cuprífero, favorecidos por los sistemas estructurales.

En términos de resistencia en lo referente a matriz rocosa, existen diferencias del orden de 15% a 20%. La mayor diferencia es a escala de macizo rocoso por la condición de roca primaria o secundaria. En la Tabla 8, se resumen las unidades litológicas, grado de fracturamiento, calidad del macizo rocoso¹⁰ e Índice de Resistencia Geología (GSI) presentes en el sector de la Fase 4, utilizadas para los modelamientos numéricos.

Litología	Grados de fracturamiento	Rangos RMR	GSI
AN	Roca secundaria	Roca secundaria	Roca secundaria
GDBR	4-7 [f/m]	49-53 f/m]	45-55 [f/m]
BXMGD	8-14 [f/m]	55-62 [f/m]	55-60 [f/m]
BXT	Roca primaria	60-62 [f/]	55-65 [f/m]
PDL	2-5 [f/m]	Roca primaria	50-60 [f/m]
		65-72	Roca primaria
			65-75 [f/m]

Tabla 8: Parámetros de la Fase 4.

¹⁰ RMR Bieniawski, 1979

A continuación se presenta una vista en planta del banco 3484 y 3468 de la Fase 4 en donde se puede observar las unidades geotécnicas, zona de estudio (sector noroeste) y frecuencia de fracturas asociadas a cada unidad.

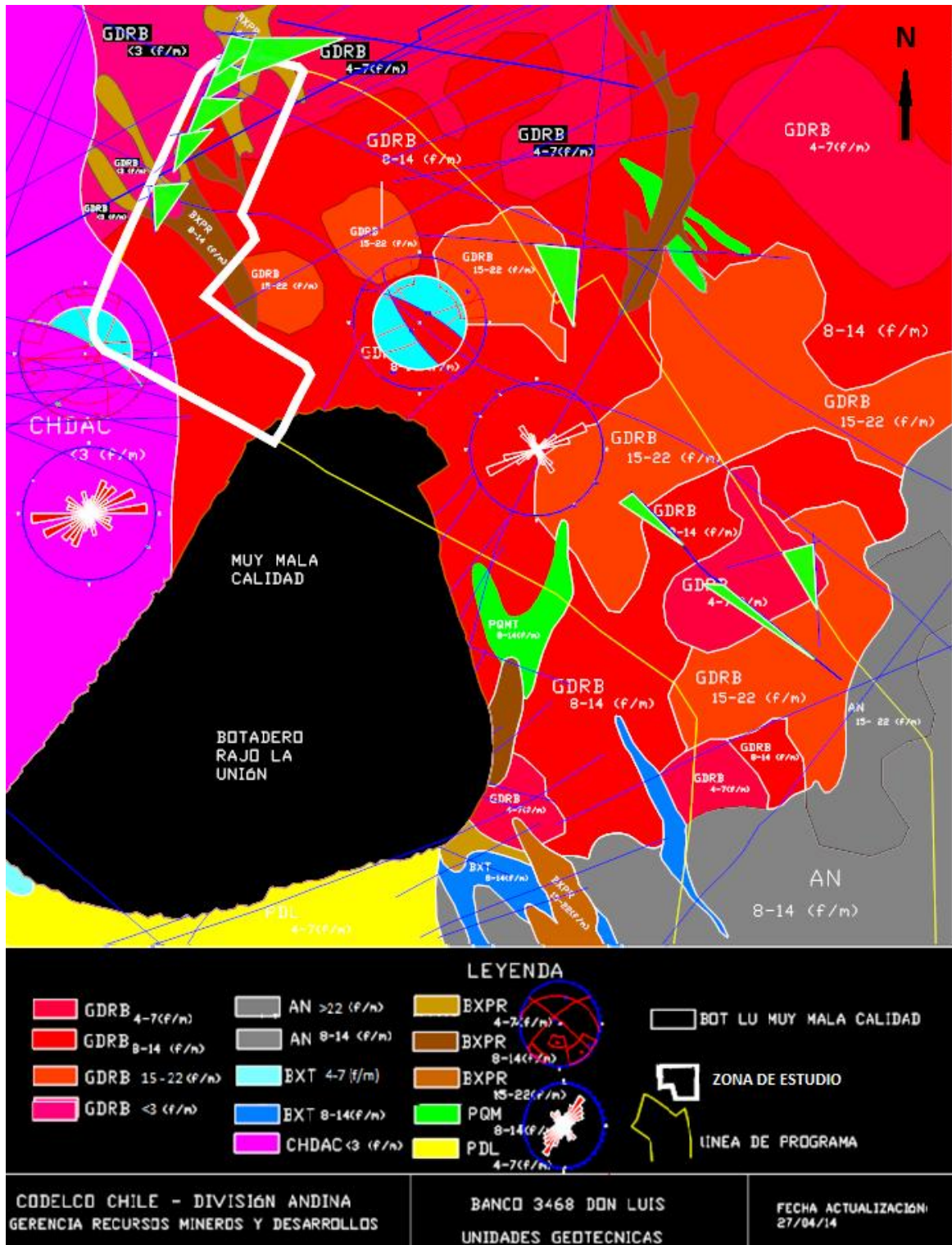


Ilustración 19: Unidades geotécnicas banco 3484.

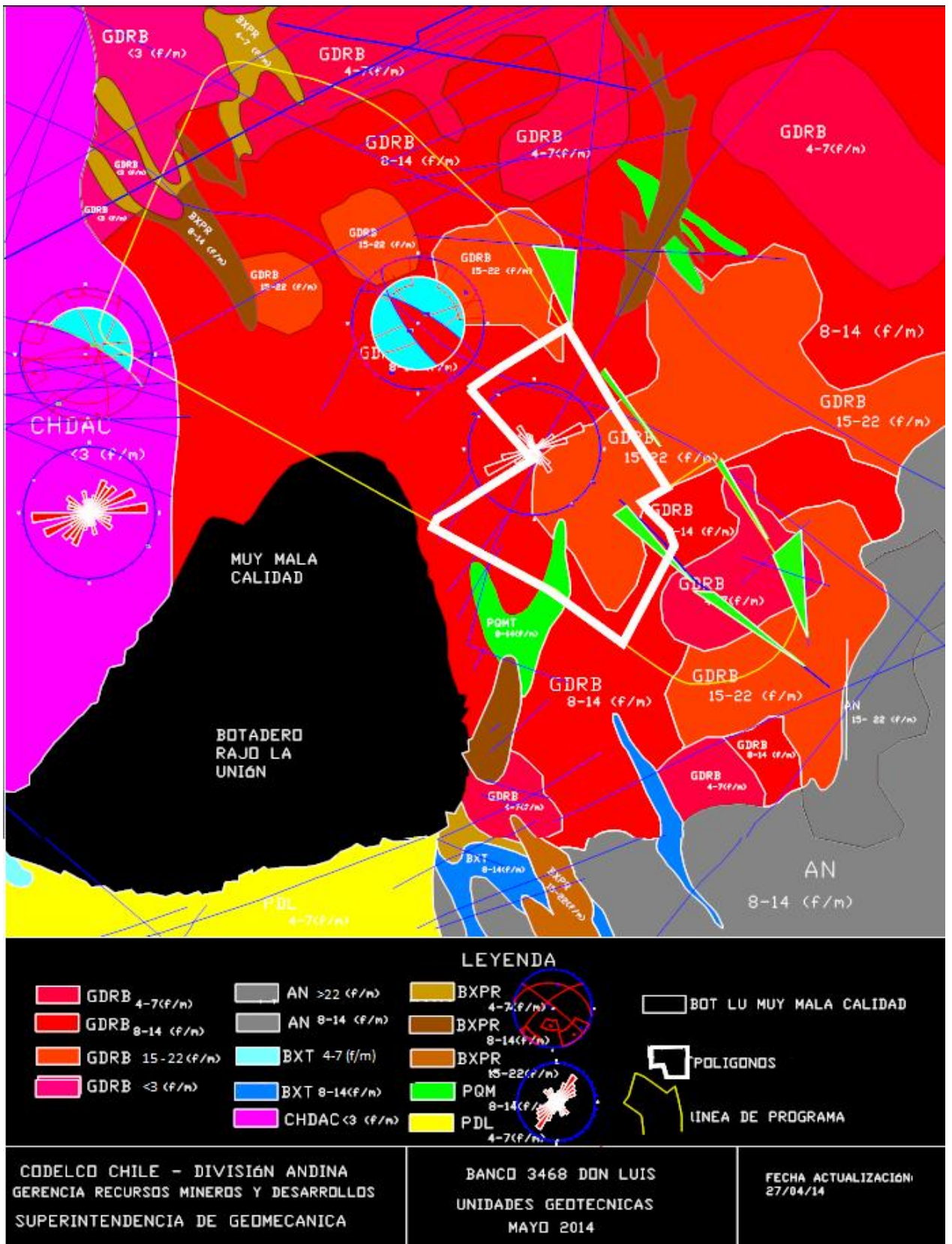


Ilustración 20: Unidades geotécnicas banco 3468.

3.6.2 Criterios de diseño Fase 4

Los criterios de diseño que se utilizan en la división se basan principalmente en la unidad geotécnica presente en el sector. En el caso de la zona de estudio la litología corresponde mayoritariamente a granodiorita Río Blanco (GDRB) con un rango de 8 a 14 fracturas por metro. También es posible apreciar la presencia de BXPR con 4-7 [f/m] y BXPR con 8-14 [f/m].

Se debe considerar, además de lo anterior, si el material a tronar consiste en mineral o en estéril ya que para cada uno existe un diseño de perforación y tronadura pre-establecido.

A continuación se muestran los parámetros y perfiles de diseño para la unidad geotécnica presente en la zona de estudio (GDRB 8-14 [f/m]) según su clasificación mineralógica.

- Mineral

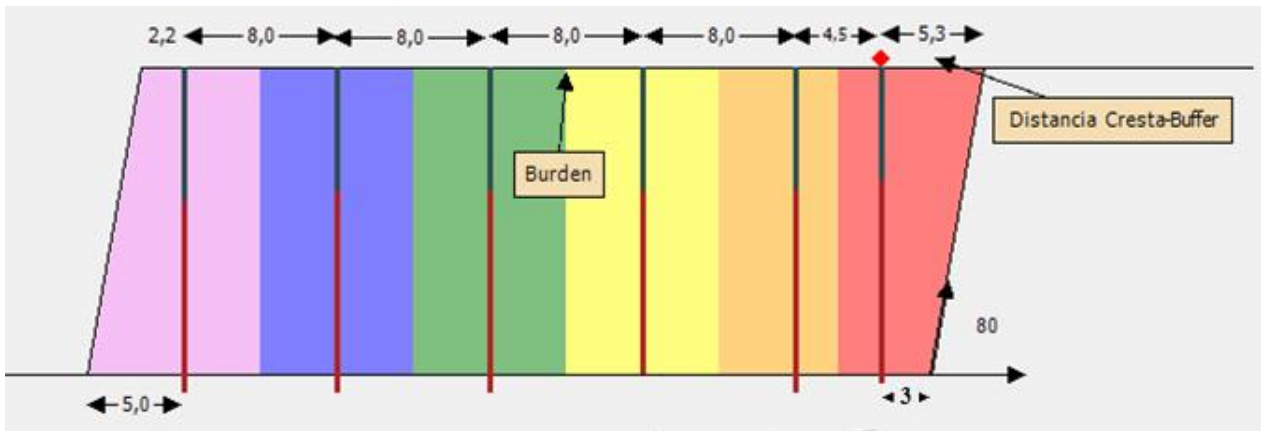


Ilustración 21: Perfil diseño tronadura de mineral.

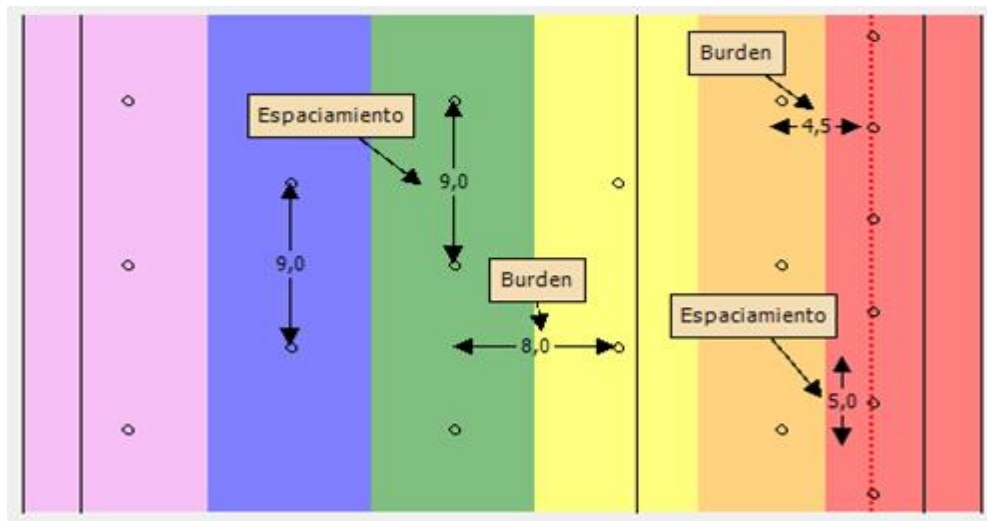


Ilustración 22: Planta malla de perforación en mineral.

Producción

Diámetro	Explosivo	Altura Banco	Burden	Espto.	Densidad	Pasadura	Prof. Pozo	Tonelaje	Taco	F. Carga
(pulg)	Tipo	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(t/pozo)	(m)	(g/t)
12 1/4	VISTAN225	16	8	9	2,71	1	17	3122	6,5	469
10 5/8	VISTAN225	16	7	8	2,71	1	17	2428	6,5	454

Buffer

Diámetro	Explosivo	Altura Banco	Burden	Espto.	Densidad	Pasadura	Prof. Pozo	Tonelaje	Taco	F. Carga
(pulg)	Tipo	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(t/pozo)	(m)	(g/t)
12 1/4	Fx 60	16	4,5	5	2,71	0,5	16,5	976	5,5	278
10 5/8	Fx 60	16	4	5	2,71	0,5	16,5	867	5	246

Precorte

Diámetro	ff	Altura Banco	Burden	Espto.	Densidad	Pasadura	Prof. Pozo	Área	Taco	F. Carga
(pulg)	f/m	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m2/pozo)	(m)	(Kg/m2)
6 1/2		32	1	1,8	2,71	0	32	57,6	2	0,75
	4_7	32	1	1,6	2,71	0	32	51,2	2	0,84
	> 8	32	1	1,4	2,71	0	32	44,8	2	0,96

Tabla 9: Parámetros de diseño tronadura de producción en mineral.

- Estéril

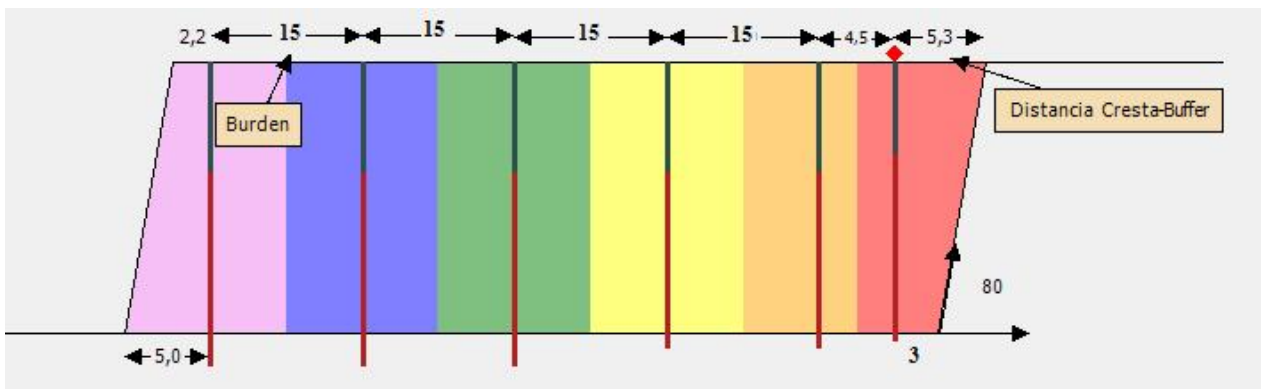


Ilustración 23: Perfil diseño tronadura de estéril.

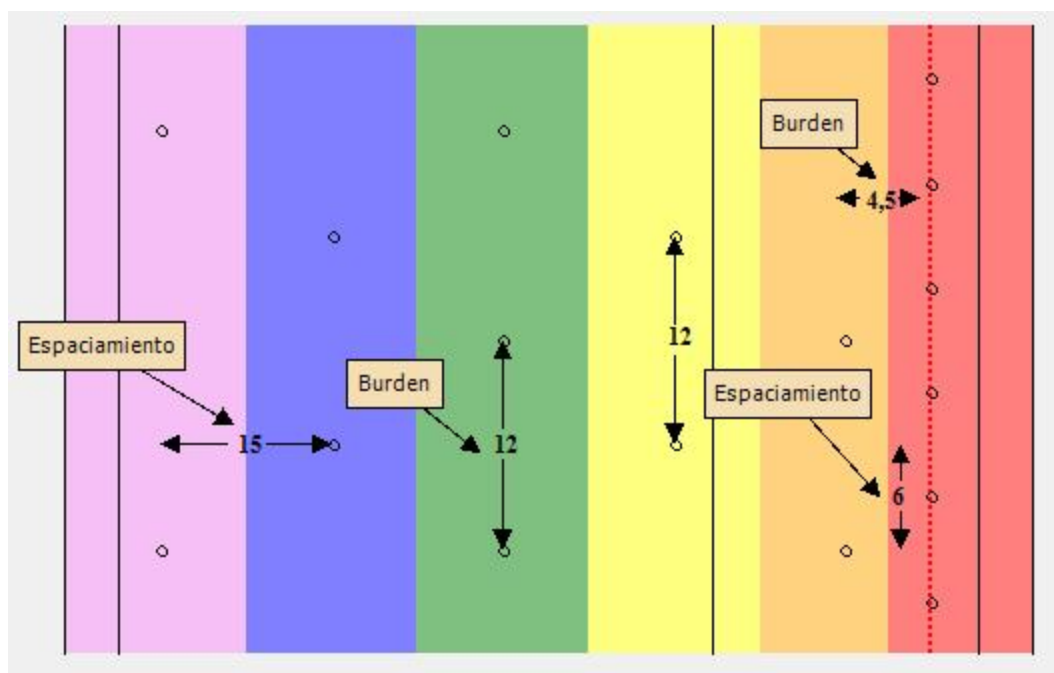


Ilustración 24: Planta malla de perforación en estéril.

Producción

Diámetro	Explosivo	Altura Banco	Burden	Espto.	Densidad	Pasadura	Prof. Pozo	Tonelaje	Taco	F. Carga
(pulg)	Tipo	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(t/pozo)	(m)	(g/t)
12 1/4	FE50	16	12	15	2,71	3	19	7804,8	6,5	186
10 5/8	FE40	16	10	12,5	2,71	2,5	18,5	5420	6,5	181

Buffer

Diámetro	Explosivo	Altura Banco	Burden	Espto.	Densidad	Pasadura	Prof. Pozo	Tonelaje	Taco	F. Carga
(pulg)	Tipo	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(t/pozo)	(m)	(g/t)
12 1/4	Fx 60	16	4,5	6	2,71	0,5	16,5	1170,72	5,5	232
10 5/8	Fx 60	16	4	5,5	2,71	0,5	16,5	953,92	5	224

Precorte

Diámetro	ff	Altura Banco	Burden	Espto.	Densidad	Pasadura	Prof. Pozo	Área	Taco	F. Carga
(pulg)	f/m	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m2/pozo)	(m)	(Kg/m2)
6 1/2	<3	32	1	1,8	2,71	0	32	51,2	2	0,84
	4_7	32	1	1,6	2,71	0	32	51,2	2	0,84
	> 8	32	1	1,4	2,71	0	32	44,8	2	0,96

Tabla 10: Parámetros de diseño tronadura de producción en estéril.

3.7 Antecedentes del precorte en la división Andina

La evolución que ha tenido el precorte en la división ha ido asociada, principalmente, al mejoramiento de la estabilidad de las paredes finales, obteniéndose resultados positivos con las modificaciones que se han ido implementando¹¹.

En sus inicios los tiros del precorte eran verticales, como se puede ver en la ilustración 25. Esta geometría impide el cumplimiento de las líneas de diseño, las cuales contemplan un talud con cierto grado de inclinación. Para darle el acabado correspondiente a la pared del talud se recurre a la utilización de equipos de apoyo, lo cual no lo hace óptimo. Por último, no se produce continuidad en el plano de fractura de precorte, por lo que no se genera un buen corte en la pared.

En este diseño la longitud de los pozos de producción y precorte es de 16 y 10 metros respectivamente, y con una hilera Buffer a 2,0 metros de distancia.

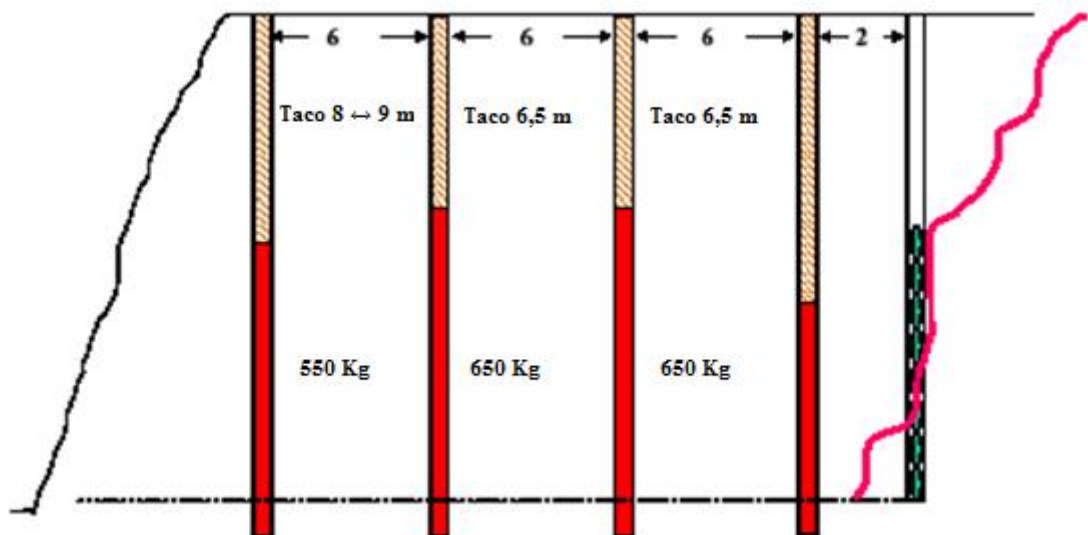


Ilustración 25: Precorte vertical 90°.

Luego se comenzó la implementación de pozos de precorte inclinados a 80° (ilustración 26). Con esta disposición se alcanza la línea de diseño del talud (inclinación) y se observa mayor continuidad del precorte. Sin embargo, el precorte no se proyecta hasta la base del banco (también llamado corona), por lo que, al igual que el caso anterior, no se genera un buen corte en la pared.

La perforación inclinada es más compleja que la vertical, toma un mayor tiempo realizarla y se hace más propensa la desviación de los tiros. Además, se observa sobreexcavación en la parte superior de los bancos (cresta).

En este diseño se mantiene la longitud de 16 metros de los pozos y la hilera Buffer a 2,0 metros de distancia.

¹¹ Codelco Chile – División Andina, gerencia minas

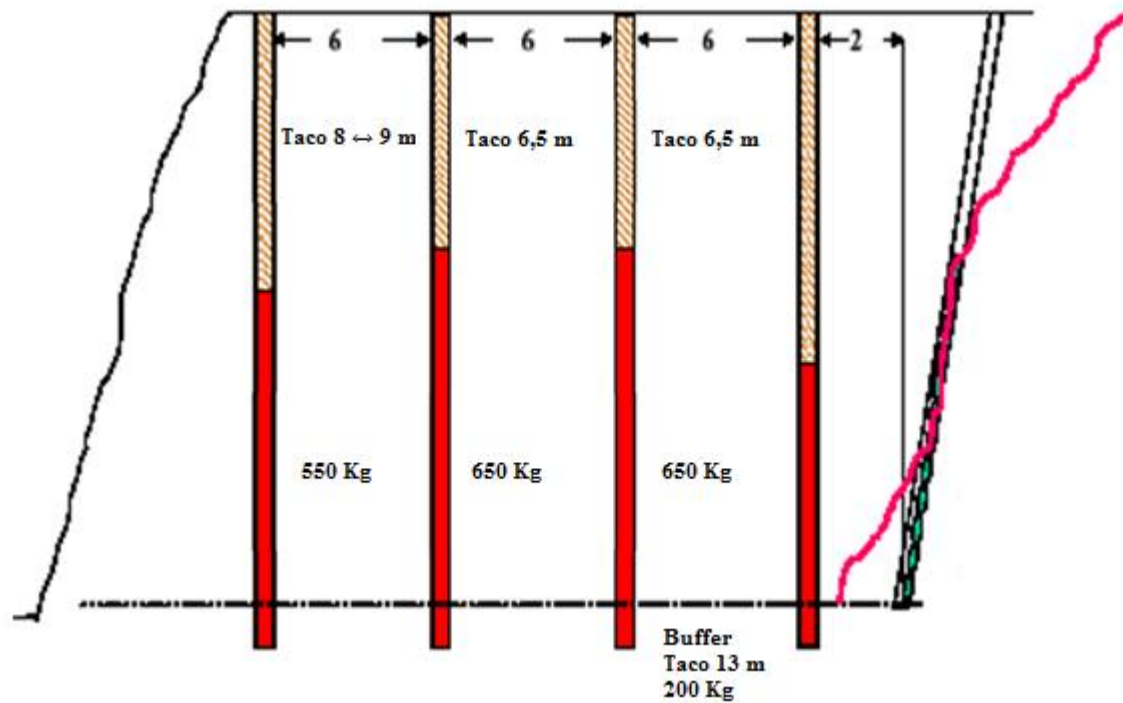


Ilustración 26: Precorte inclinado 80°.

En un tercer diseño la distancia a la línea Buffer se disminuyó a 1,5 metros y la inclinación de los pozos de precorte a 75°. En este caso se alcanzan las líneas de diseño del talud, existe mayor continuidad en el precorte, pero este sigue sin proyectarse hasta la base del banco, generando un buen corte pero no continuo. Se observa un comportamiento similar al del caso anterior (80° de inclinación y línea Buffer a 2,0 metros de distancia).

Finalmente, se probó un precorte inclinado a 75° con un diámetro de columna explosiva menor al de los casos anteriores, espaciado a 1,5 metros de la línea Buffer y con una longitud de 14 metros para los tiros de precorte (ilustración 27). Con esta geometría se alcanzan las líneas de diseño, existe mayor continuidad del precorte (hasta la corona), se genera un excelente corte y continuo. Si bien se producen daños en las crestas, son considerablemente menores que en los casos anteriores.

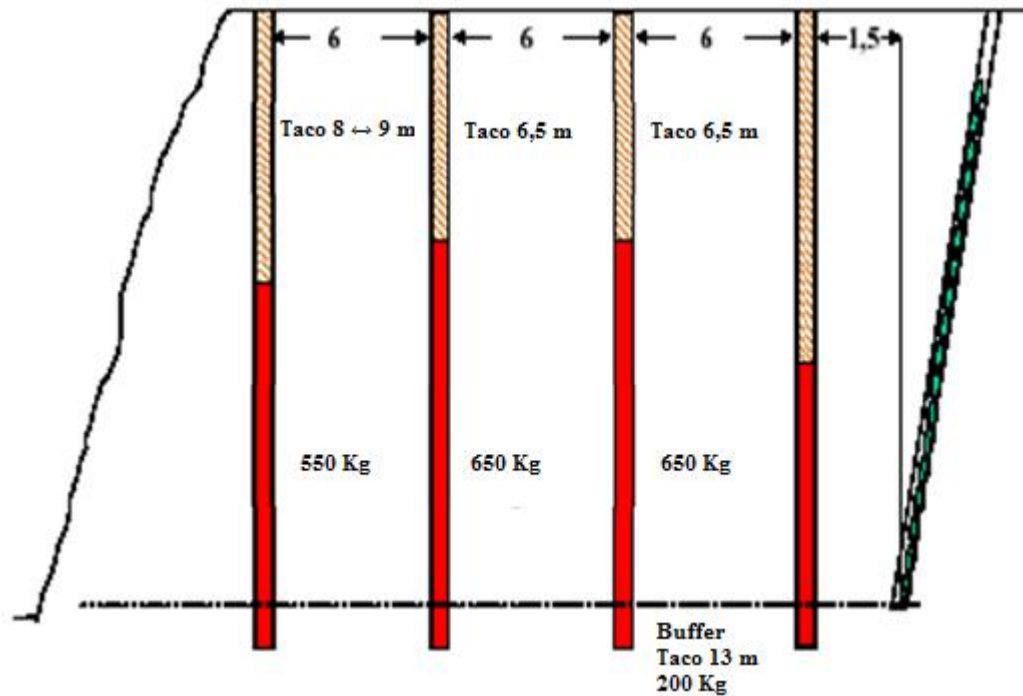


Ilustración 27: Precorte inclinado 75° y espaciado a 1,5 [m].

Estos cambios han permitido mantener el ángulo de talud proyectado para cada Fase, mejorar la calidad geotécnica de las paredes y, por ende, mejorar su estabilidad y seguridad.

También se han hecho pruebas con líneas de precorte dobles, lográndose una mejor superficie de discontinuidad en el macizo, un talud más estable, y un menor nivel de vibraciones en la pared del banco, debido al doble filtro. El costo al utilizar esta técnica aumenta, pero permite incrementar los volúmenes de los polígonos de tronadura con un potencial beneficio.

En la tabla 11 se resumen los parámetros de diseño y costos de las diferentes configuraciones descritas anteriormente.

Tipo de precorte	Inclinación	Buffer	Espaciamiento	Diametro perf.	Gasto perf.	P Split	Gasto tron.	Gasto pared	Gasto total
Unidad	[°]	[m]	[m]	[m]	[US\$]	[in]	[US\$]	[US\$] banco	[US\$/m] pared
Vertical	90	2	1,2	5	56,667	2	23,9	80,578	201
Inclinado	80	2	1,2	5	56,667	2	23,9	80,578	201
Inclinado	75	1,5	1,2	5~6	56,667	2	23,9	80,578	201
Inclinado	75	1,5	1,2	6	56,667	1 1/2	22,3	78,933	197
Inclinado	75	1,5	1,4	6	48,751	1 1/2	19,1	67,657	169

Tabla 11: Parámetros de precorte.

El diseño que actualmente se utiliza considera pozos de precorte a banco doble de 32,5 metros de longitud, con un ángulo de inclinación de 80° y una línea Buffer a 3 metros de distancia de la

línea de precorte. Este diseño significa un ahorro del 16% en perforación y tronadura, lo que se traduce en US\$ 12.000 por mes, considerando una pared de 400 metros.

Si bien el diseño del precorte se ha mejorado considerablemente, se estima que es posible avanzar aún más controlando mejor la desviación de los tiros. Para esto se llevará a cabo un estudio sobre las desviaciones de los precorte, para poder identificar los factores que las ocasionan, saber por qué suceden y poder tomar medidas correctivas.

3.8 Antecedentes de conciliación en la división Andina¹²

Con el objeto de cuantificar los valores finales de los ángulos inter-rampa y globales obtenidos por paredes en la Fase 4 del Rajo Don Luis, se procedió a realizar una evaluación “Full Control” de esta Fase. El término “Full Control” tiene relación con la evaluación geotécnica de un talud y será visto con mayor claridad y detalle en el **subcapítulo 4.3**.

El sector evaluado corresponde al banco 3484, el cual obtuvo una calificación de 35% de grado de aceptabilidad, calificando como **Pobre**, ver ilustración 28. La pared del banco evaluado se presenta estable, con un buen saneamiento y estabilidad, sin embargo, faltó mejorar el parámetro de diseño de altura de banco, obteniendo una altura promedio de más de dos metros con respecto a la altura deseada.



Ilustración 28: Fase 4C Banco 3484, sector Norte.

3.8.1 Resultados de grado de aceptabilidad acumulados año 2014.

El resultado acumulado de la Fase 4 Central, en el periodo 2014, tanto en banco doble y banco simple, es el que se indica en la tabla 12.

¹² Conciliación geomecánica final a nivel interrampa y global de explotación de Fase 4 Rajo Don Luis.

El criterio definido indica que el factor de diseño, el cual se detallara más claramente en el próximo capítulo, debe ser 0,6 y el factor de condición debe ser 0,7. Finalmente, el criterio adoptado establece que de los metros evaluados a lo menos un 70% debe cumplir ambos factores.

Periodo	Fc	Fd	Avance (m)	Fc > 0.7 y Fd > 0.6	Fc > 0.7 y Fd < 0.6	Fc < 0.7 y Fd > 0.6	Fc < 0.7 y Fd < 0.6
B 3500 N (mayo14)	0.74	0.69	286	84	16	0	0
B 3468 EW (mayo14)	0.73	0.68	264	74	0	26	0
B 3484 N (junio 2014)	0.75	0.61	313	35	65	0	0
Acumulado	0.74	0.66	863	63	29	8	0

Tabla 12: Grado de aceptabilidad acumulado.

La evaluación ponderada del periodo mayo-Junio 2014, corresponde a un **63%** de grado de aceptabilidad, con 863 [m] evaluados quedando calificado como **Regular**.

Respecto al grado de aceptabilidad se adjunta gráfica acumulada.

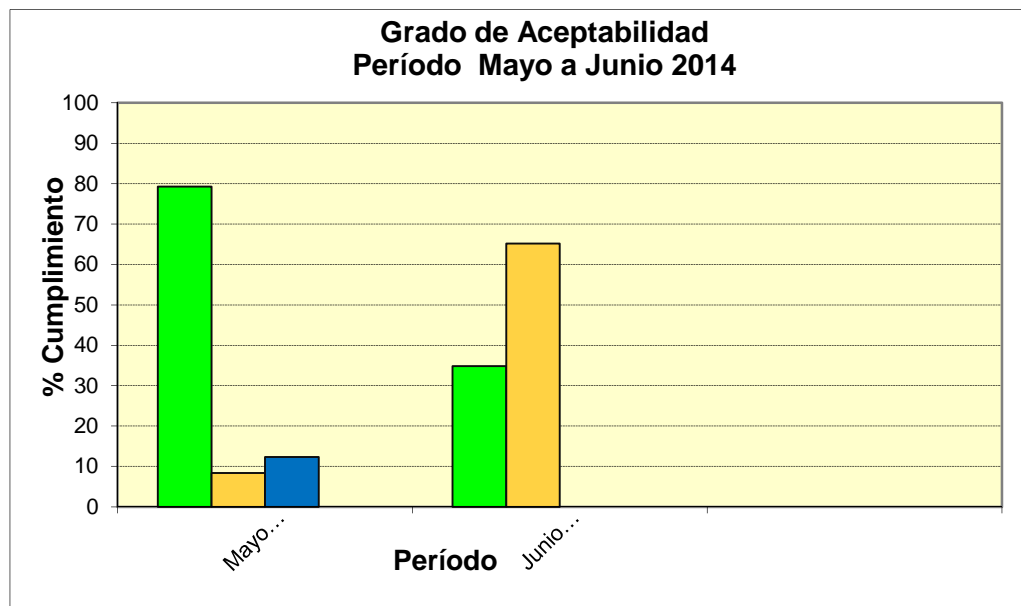


Ilustración 29: Grado de aceptabilidad acumulada periodo Mayo-Junio 2014.

3.8.2 Evaluación del criterio de aceptabilidad del banco 3484 sector norte.

Durante el periodo se realizó la evaluación del Criterio de Aceptabilidad en el sector obteniendo los siguientes resultados:

Periodo	Avance (m)	Fc > 0.7 y Fd > 0.6	Fc > 0.7 y Fd < 0.6	Fc < 0.7 y Fd > 0.6	Fc < 0.7 y Fd < 0.6
B3484 F4C (Junio 2014)	313	35	65	0	0
Acumulado	313	35	65	0	0

Tabla 13: Grado de aceptabilidad banco 3484 Fase 4 Central.

En la evaluación mensual del banco 3484 el 35% del metraje evaluado cumple con el criterio de aceptabilidad, quedando calificado como **Pobre**.

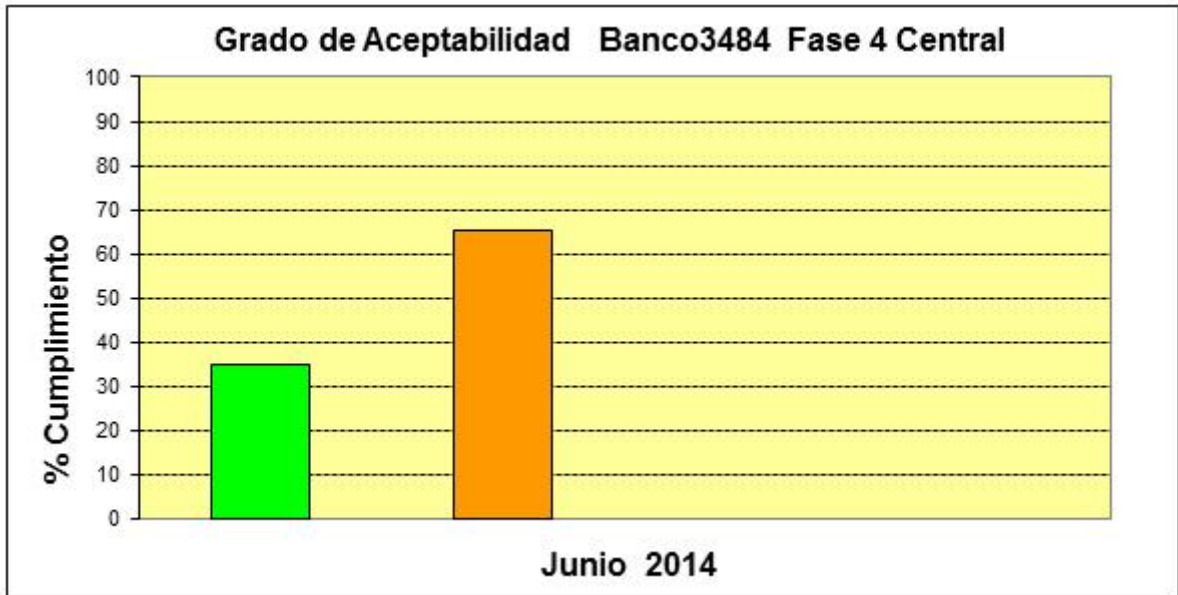


Ilustración 30: Grado de aceptabilidad banco 3484 Fase 4 Central.

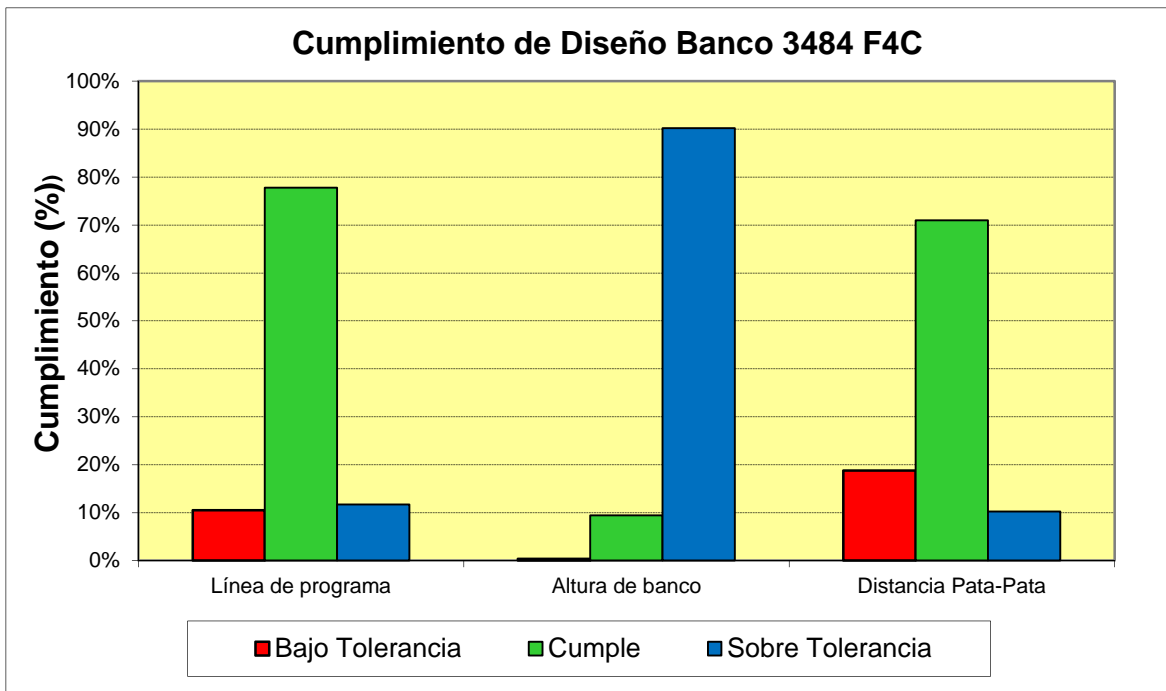


Ilustración 31: Cumplimiento diseño banco 3484 Fase 4 Central.

Cumplimiento de los parámetros Factor de Diseño y Factor de Condición.

Referente al cumplimiento de los parámetros se adjunta tabla N°14 que entrega el resumen de la sección tronada en franja de cierre.

N° Sección	Fecha Tronadura	Fc	Fd	Evaluación	Tipo de Banco	L(m)
Sección 010- 2	15/04/2014	0.80	0.87	Verde	Banco Simple	40
Sección 011- 3A	26/04/2014	0.72	0.54	Naranja	Banco Simple	71
Sección 011- 3B	26/04/2014	0.75	0.73	Verde	Banco Simple	69
Sección 011- 3C	26/04/2014	0.70	0.55	Naranja	Banco Simple	84
Sección 011- 3D	26/04/2014	0.84	0.46	Naranja	Banco Simple	49
		0.75	0.61			313

Tabla 14: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3484 Fase 4 Central.

En la ilustración 32 se presenta el resultado de la evaluación de conciliación geotécnica de la sección de tronadura de cierre evaluada en banco 3484.

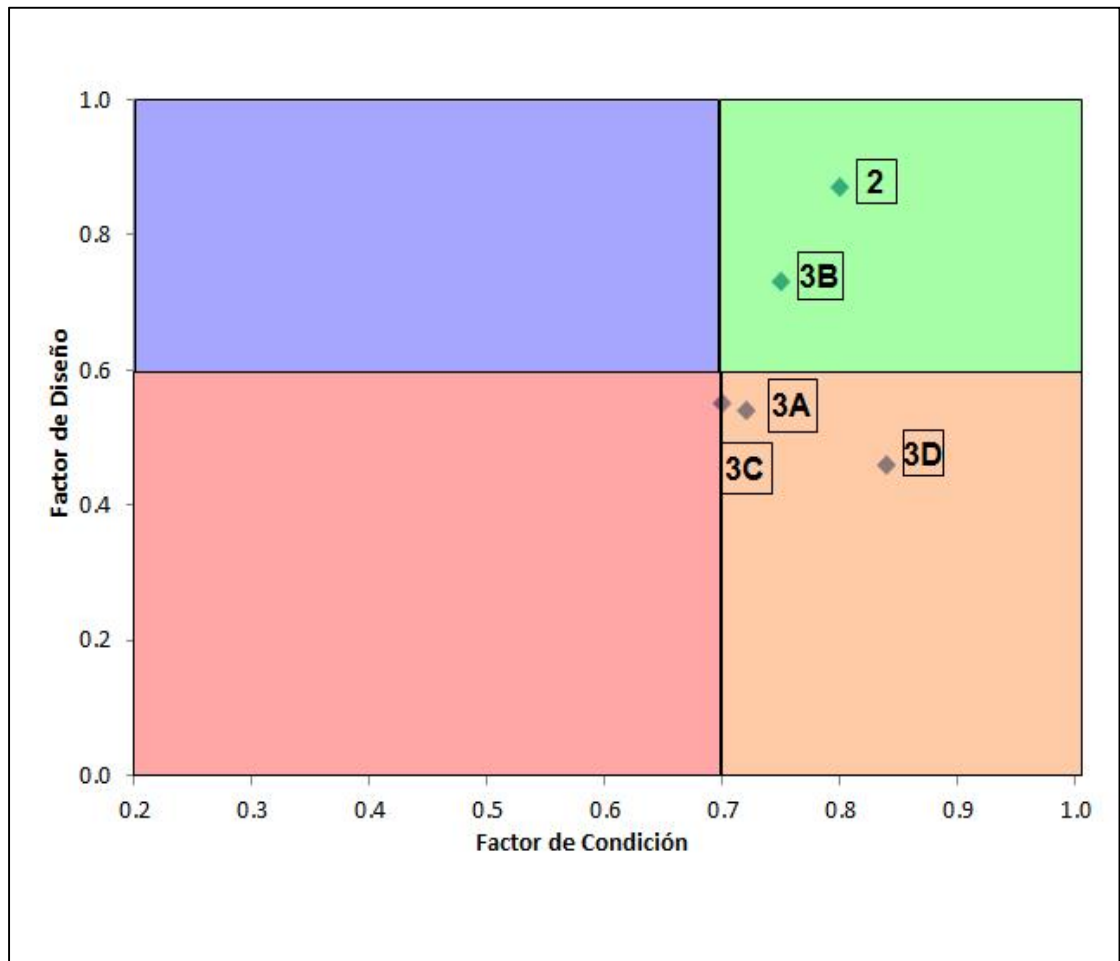


Ilustración 32: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3484 Fase 4 Central.

Referente a los cumplimientos de parámetros de diseños evaluados en Banco 3484 de las secciones de tronaduras, se presentan los siguientes valores.

N° Sección evaluada	Línea de programa (%)	Altura de banco (%)	Dpp (%)
Sección 010- 2	100%	64%	85%
Sección 011- 3A	63%	0%	72%
Sección 011- 3B	99%	0%	84%
Sección 011- 3C	76%	1%	61%
Sección 011- 3D	54%	6%	58%
Promedio de Cumplimiento (%)	78%	9%	71%

Tabla 15: Cumplimiento de parámetros evaluados del factor diseño B3484 F4C.

De la Tabla N°15 es posible observar que el parámetro con menor porcentaje de cumplimiento corresponde a la Altura de Banco con un 9% de cumplimiento. La Distancia Pata-Pata cumplió en un 71% del metraje evaluado y la Línea de Programa en un 78%.

3.8.3 Los principales factores que incidieron en los resultados obtenidos

- Presencia de sobrepiso de la berma del banco superior 3500, logrando una altura de banco mayor a la tolerancia establecida.
- Las tronaduras a cierre del banco superior 3500 sector Norte no lograron el piso según diseño.
- Las tronaduras a cierre del banco superior 3500 sector Norte no lograron la línea de programa según diseño.
- Presencia de deuda o remanente en el banco superior en el sector NE del banco 3516 afectando directamente la Distancia Pata-Pata.

4 METODOLOGÍA DE TRABAJO

El estudio contempla la realización de tres pruebas prácticas, que tienen por objetivo mejorar los taludes finales en relación a su factor de diseño y de condición. Ambos factores serán detallados de mejor manera en el punto 4.3.

Las pruebas fueron realizadas en dos sectores: Fase 4 central y Fase Nudo 3500. En la Fase 4 se realizaron dos pruebas, la primera de ellas hace referencia a una disminución de la distancia entre la línea buffer y la línea de precorte. La segunda prueba consistió en la disminución del ángulo de inclinación de los tiros de precortes, además del acercamiento de la línea buffer.

La prueba realizada en la Fase Nudo consistió en una disminución del espaciamiento de la línea de precorte sumado a un cambio de explosivo en la línea buffer.

Las tres pruebas realizadas se describen con más detalle en la sección DESARROLLO DEL CASO, **pagina 61**.

A continuación se muestran los pasos realizados en el estudio:

4.1 Identificación de los factores que producen el desfase teórico/real de los taludes.

El trabajo se inició con la recopilación de antecedentes y datos sobre el procedimiento según el cual se realiza actualmente la perforación de precorte y los parámetros que se utilizan para el diseño de la línea buffer. Con esta información se llevó a cabo un análisis estadístico que permita identificar las variables que influyen en la desviación del ángulo de perforación y el incorrecto funcionamiento de la línea buffer.

4.2 Medición de los tiros de precorte.

Se procedió a medir los ángulos de inclinación de los tiros de precorte realizados en el banco 3484, específicamente las mallas 10 y 11 ubicadas en el sector noroeste de la Fase 4. Los valores obtenidos se compararon con el ángulo teórico de precorte para obtener las desviaciones asociadas a cada uno de los tiros.

4.3 Evaluación “Full Control”.

Una vez tronados los tiros y retirado el material de la zona de estudio, se procedió a realizar una evaluación Full Control del sector, la cual considera dos factores de revisión: *Factor de Diseño* y *Factor de Condición*.

El *Factor de Diseño* tiene relación con el cumplimiento de los parámetros geométricos de los diseños recomendados en las Bases Geotécnicas, y se mide a través de la Conciliación Geotécnica.

Para cuantificar el grado de cumplimiento del diseño se definió el Factor de diseño (Fd), el cual se obtiene sumando los porcentajes de cumplimiento ponderado. Cada parámetro considerado en la evaluación tiene asignado un valor de acuerdo a su importancia.

El porcentaje de cumplimiento de cada parámetro se calcula estadísticamente a partir de los datos de la conciliación y las tolerancias máximas admisibles dependiendo del tipo de banco diseñado (ver tabla 16).

Criterios de Evaluación de Fd		
Parámetro	Peso	Tolerancias
Línea de Programa (Lp)	0.4	(+/- 2 m)
Altura de Banco (Hb)	0.2	(+/- 1.5 m)
Distancia Pata Pata (Dpp)	0.4	(+/- 2 m)

Tabla 16: Tolerancias máximas admisibles.

A continuación se presenta un diagrama de flujo del proceso de evaluación del factor de diseño.

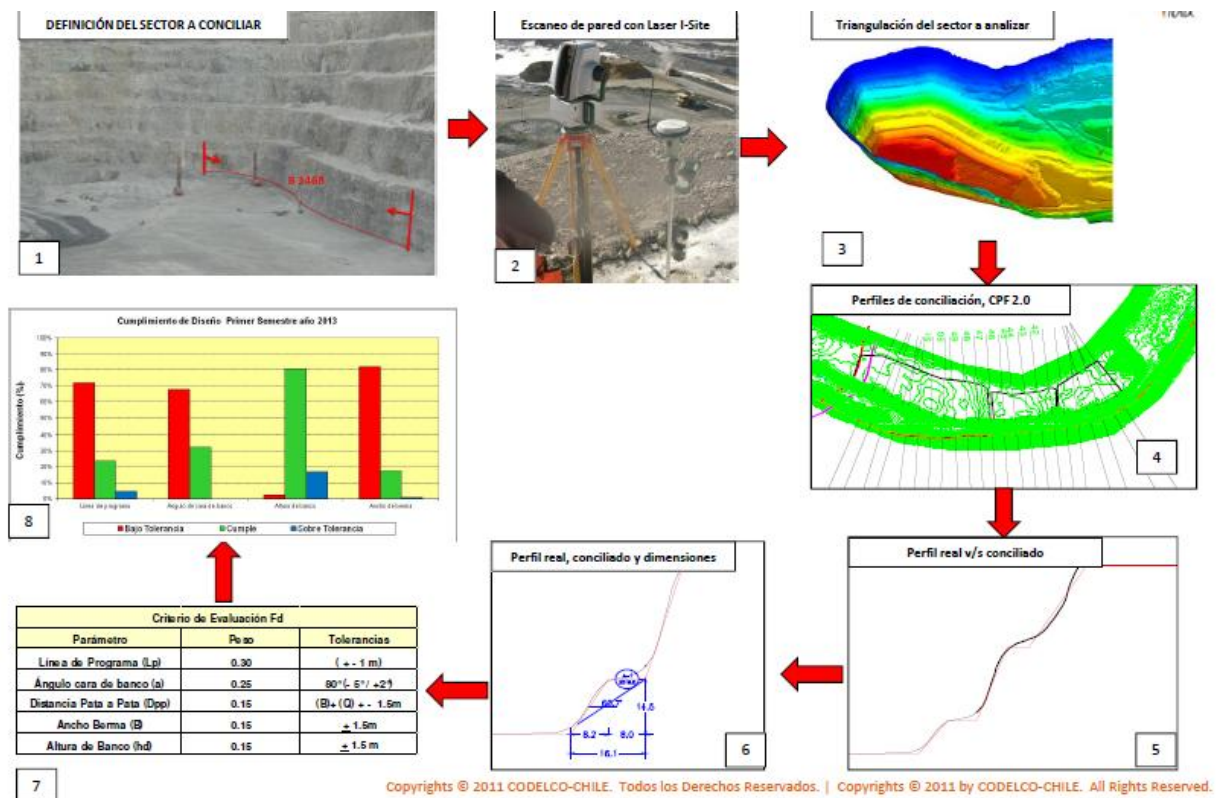


Ilustración 33: Diagrama de flujo Factor de diseño.

Por otro lado, el *Factor de Condición* (Fc) tiene relación con la calidad del talud en la construcción de los bancos, y se medirá a través de la evaluación post tronadura y post carguío de variables tales como: generación de gritas en la berma, activación de estructuras menores, presencia de bloques inestables, daño en la cresta, etc. Todo lo anterior está asociado netamente a la seguridad de la operación minera.

La condición del talud será evaluada según la calidad del talud determinado, una vez terminada las labores de saneamiento y acañadura. El Factor de Condición (Fc) será determinado a través de la tabla 17, en la cual se consideran seis parámetros:

1. Porcentaje de medias cañas¹³/condición de la cara del banco.
2. Número de grietas inducidas post tronadura.
3. Condición de los sistemas de discontinuidades menores.
4. Presencia de bloques inestables.
5. Geometría del perfil del talud.
6. Condición de la cresta del talud.

El método utilizado para evaluar la condición del talud consiste en asignar un puntaje a cada parámetro sobre observaciones directas del talud, una vez entregado por operaciones mina. Cada parámetro es ponderado de acuerdo a su relevancia en la calidad del talud y el riesgo por inestabilidad o caída de roca. El detalle se puede observar en la siguiente tabla:

¹³ Visualización de los tiros de precorte en el macizo rocoso remanente.

PARAMETRO	CONDICION DEL TALUD					ESQUEMA	
	MUY BUENO	BUENO	REGULAR	MALO	MUY MALO		
1	CONDICION DE SEGURIDAD MEDIAS CAÑAS MENORES A 30%	APRECIACIÓN VISUAL DEL TALUD	APRECIACIÓN VISUAL DEL TALUD	APRECIACIÓN VISUAL DEL TALUD	APRECIACIÓN VISUAL DEL TALUD	APRECIACIÓN VISUAL DEL TALUD	SE UTILIZARA ESTE PARAMETRO SI LAS MEDIAS CAÑAS, DEL TALUD A EVALUAR, SON MENORES AL 30%.
	PUNTAJE	18	14	9	6	2	
2	MEDIAS CAÑAS	>75%	75% - 50%	50% - 30%			
	PUNTAJE	25	15 a <25	10 a <15	8 a <10	0 a <8	
3	GRIETAS INDUCIDAS EN LA BERMA POST TRONADURA CADA 10m	<3	3 a 5	5 a 10	10 a 15	>15	
	PUNTAJE	10	8 a <10	6 a <8	3 a <6	0 a <3	
4	CONDICION DE DISCONTINUIDADES MENORES	TODOS LOS SISTEMAS CERRADOS	UNOS POCOS SISTEMAS ABIERTOS	TODOS LOS SISTEMAS ABIERTOS	UNOS POCOS SISTEMAS ABIERTOS Y MOVILIZADOS	TODOS LOS SISTEMAS ABIERTOS Y MOVILIZADOS	
	PUNTAJE	10	8 a <10	6 a <8	3 a <6	0 a <3	
5	PRESENCIA DE BLOQUES INESTABLES	SIN BLOQUES INESTABLES	UNOS POCOS BLOQUES INESTABLES (1-2)	VARIOS BLOQUES INESTABLES (3-5)	MUCHOS BLOQUES INESTABLES (>5)	MUCHOS BLOQUES INESTABLES Y MOVILIZADOS	ESTOS BLOQUES PUEDEN UBICARSE EN LA CARA DEL BANCO COMO EN LAS CRESTAS Y SON DEFINIDOS COMO LOS QUE PUEDEN CONFORMAR UN RIESGO HACIA LAS PERSONAS O EQUIPOS
	PUNTAJE	15	10 a <15	7 a <10	3 a <7	0 a <3	
6	GEOMETRIA DEL PERFIL DEL TALUD	0% - 10% SOBRE-EXCAVADO EN LA BASE DEL TALUD O TALUD INVERTIDO	10% - 20% SOBRE-EXCAVADO EN LA BASE DEL TALUD O TALUD INVERTIDO	20% - 40% SOBRE-EXCAVADO EN LA BASE DEL TALUD O TALUD INVERTIDO	40% - 80% SOBRE-EXCAVADO EN LA BASE DEL TALUD O TALUD INVERTIDO	80% - 100% SOBRE-EXCAVADO EN LA BASE DEL TALUD O TALUD INVERTIDO	
	PUNTAJE	25	20 a <25	15 a <20	10 a <15	0 a <10	
7	CONDICION DE LA CRESTA DEL TALUD	CRESTA LIMPIA	0m a 1m FRACTURADO O ROCA SUELTA	1m a 2m FRACTURADO O ROCA SUELTA	2m a 3m FRACTURADO O ROCA SUELTA	>3m FRACTURADO O ROCA SUELTA	
	PUNTAJE	15	9 a <15	6 a <9	3 a <6	0 a <3	
						Resultado	
						Factor de condición	

Tabla 17: Parámetros de evaluación Factor de Condición.

El resultado de la evaluación del diseño y de la condición del talud será medido utilizando la gráfica de evaluación global que se muestra en la ilustración 35. Dicho gráfico representa la combinación del Factor de Condición del talud (Fc) en eje X y el Factor de Diseño (Fd) en eje Y.

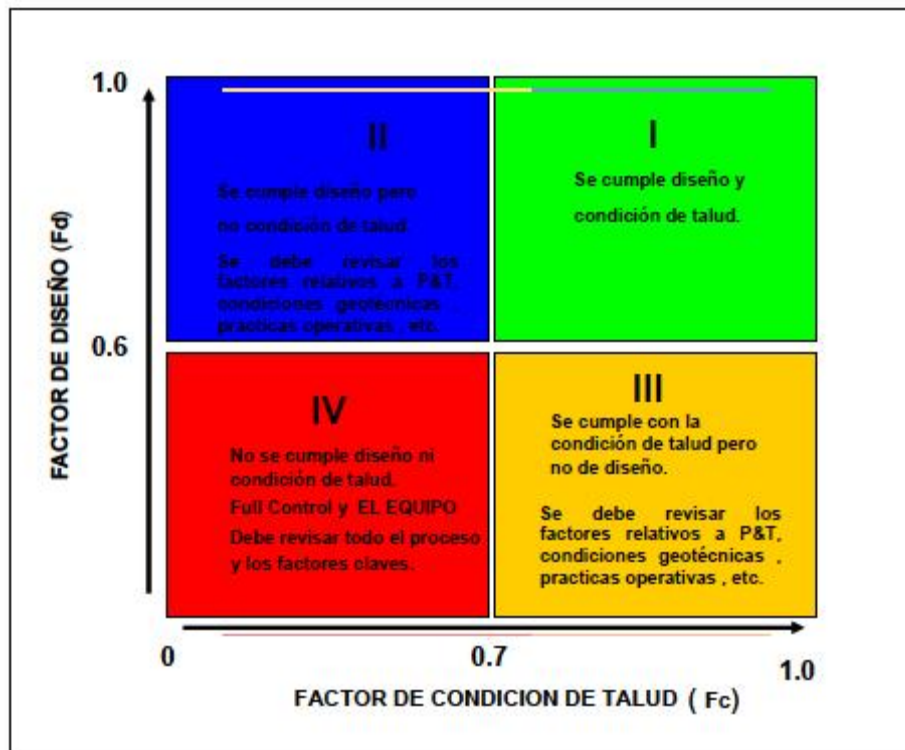


Ilustración 34: Gráfico de evaluación global.

La evaluación final de la calidad de un talud se obtiene estimando el porcentaje de cumplimiento (C) de los criterios de aceptabilidad (Cuadrante I) en el tramo evaluado. Para obtener C (%) se ponderan los factores de diseño y condición por la longitud (Li) de la celda evaluada

La tabla 18 que se muestra a continuación, despliega el criterio de evaluación del grado de cumplimiento tanto para banco doble y como banco simple, definido en conjunto entre el Geotechnical Review Board (GRB) y el equipo de Full Control de la división. El criterio adoptado establece que el grado de satisfacción para el desarrollo de banco doble o simple, debe estar en el rango de 70 %, es decir, de una calificación de Bueno a Muy Bueno.

% CUMPLIMIENTO	CALIFICACIÓN
80 - 100	Muy Bueno
70 - 80	Bueno
50 - 70	Regular
25 - 50	Pobre
0 - 25	Muy Pobre

Tabla 18: Criterio de satisfacción.

El criterio adoptado se traduce en que de cada 1.000 m de desarrollo, 700 m deben cumplir con un Factor de Diseño 0,6 y un Factor de Condición 0,7 o 0,6, dependiendo si es banco doble o simple. Este criterio está así definido dada la condición de construcción de banco doble y su implicancia en la seguridad de las operaciones.

4.4 Medición del impacto de los factores en el desfase teórico/real de los taludes.

Actualmente el proceso de perforación presenta desviaciones sustanciales respecto al ángulo teórico proyectado de talud, de manera que se modificaron los parámetros de los factores al momento de realizar las nuevas perforaciones y el diseño de la malla para el siguiente banco. Luego, se realizó un análisis de sensibilidad con los datos obtenidos y así obtener una noción de las medidas correctivas que se aplicarán.

4.5 Análisis de los resultados obtenidos y definición de las medidas correctivas.

Una vez identificados los factores y conocido su efecto sobre la desviación de los ángulos de los taludes, se definirán las medidas correctivas que se deben aplicar al procedimiento actual de la perforación para reducir las desviaciones y mejorar el resultado de la línea buffer.

4.6 Aplicación de las correcciones al procedimiento de perforación.

Finalmente, se aplicarán los cambios propuestos al procedimiento de perforación y tronadura actual y se compararán los resultados obtenidos con los resultados obtenidos previo este estudio.

4.7 Diagrama de flujo del plan de trabajo

A continuación se observa el diagrama de flujo del plan de trabajo a realizar.

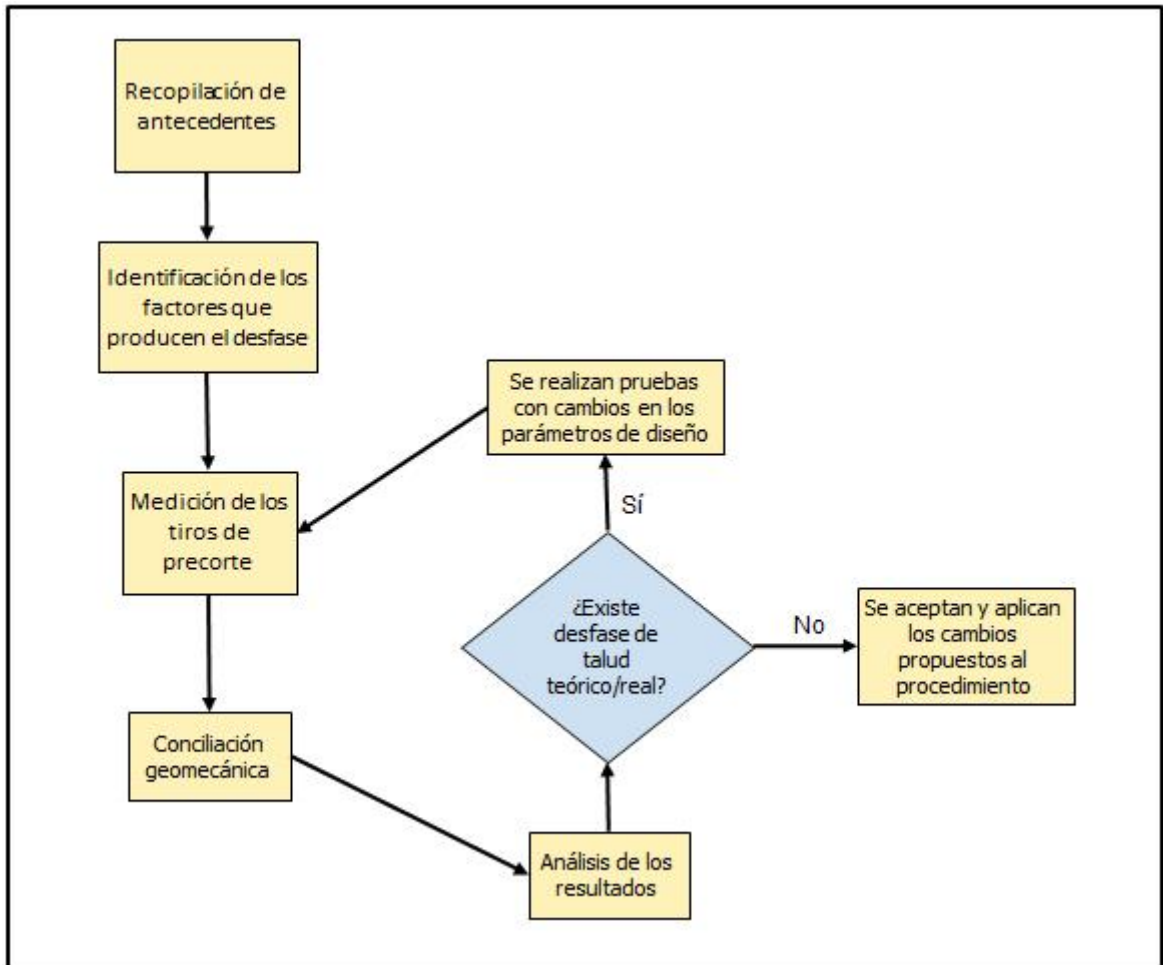


Ilustración 35: Diagrama de flujo.

5 DESARROLLO DEL CASO DE ESTUDIO

A continuación se muestran los parámetros de diseño empleados en las tres pruebas que se llevaron a cabo, además, se muestran los resultados obtenidos para cada una de ellas.

5.1 Primera prueba Fase 4 central

La prueba consistió en realizar una variación de diseño a la malla de perforación de la línea buffer. La distancia entre la base de la línea buffer y la base de la línea de precorte se redujo de 3 [m] a 2,5 [m].

- Parámetros previo a la prueba

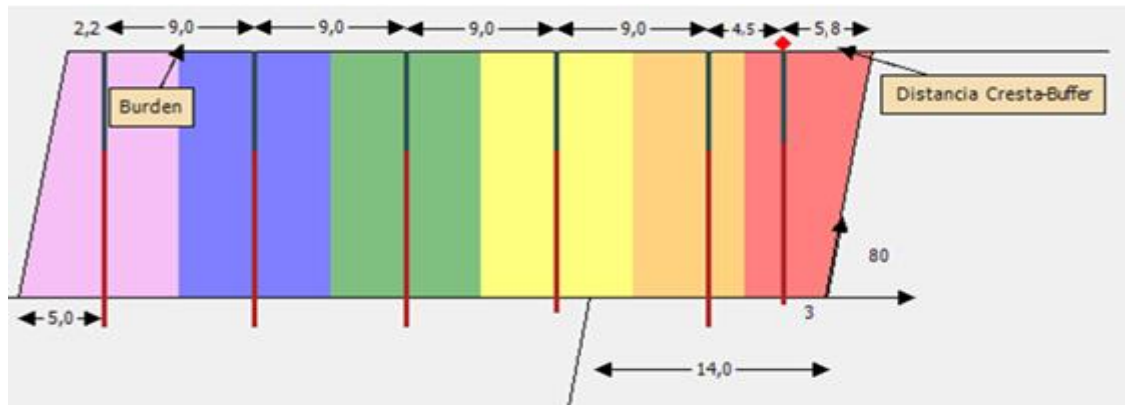


Ilustración 36: Parámetros de diseño.

- Parámetros de la prueba:

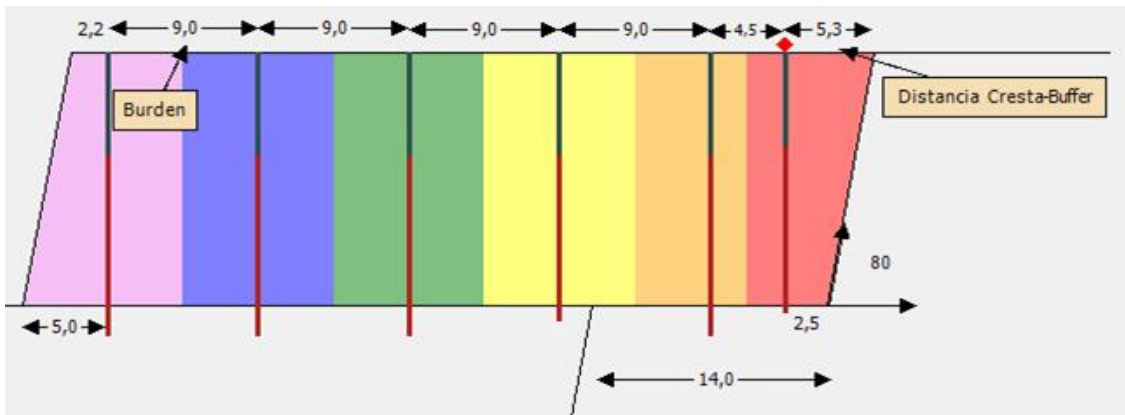


Ilustración 37: Parámetros de diseño.

A continuación se muestra el sector físico donde se realizó la prueba (Ilustración 38), también se muestran las mallas de perforación y los cajones evaluados (Ilustración 39):



Ilustración 38: Fase 4 central, Banco 3468.

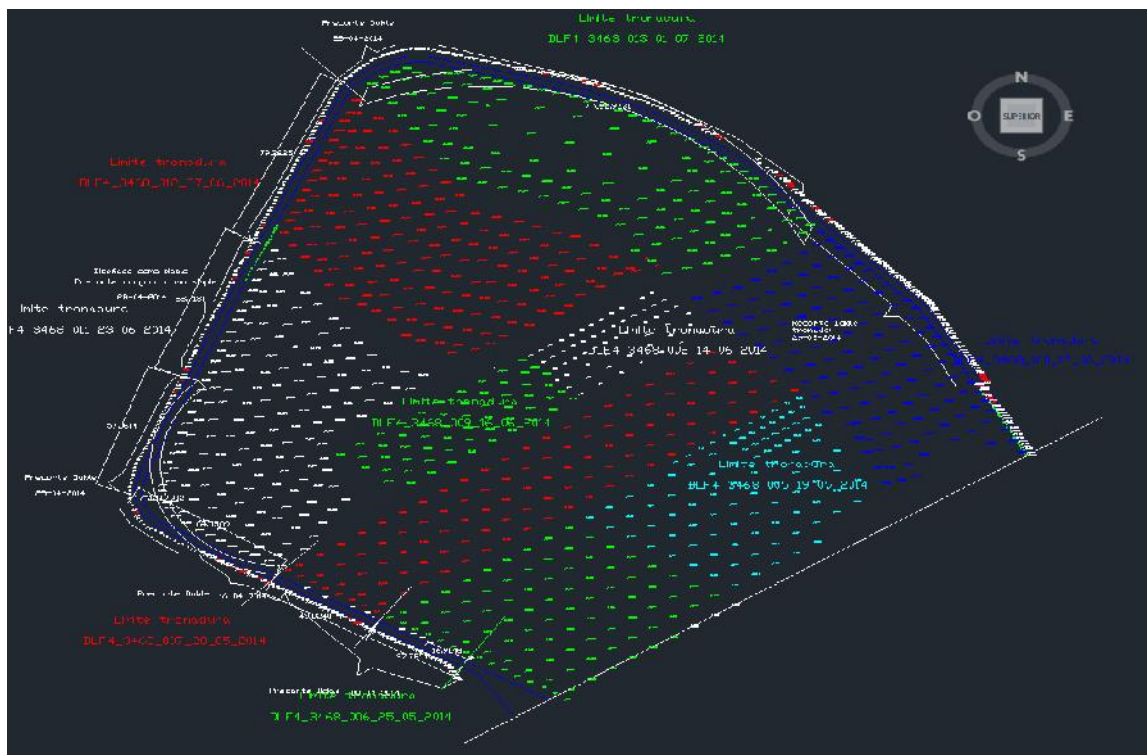


Ilustración 39: Cajones evaluados del sector.

Los cajones (secciones) evaluados son 4, estos se generan con el objetivo de poder facilitar la evaluación del talud. En la ilustración 41 se aprecian los cajones; el primer cajón se ubica en el sector sur y esta demarcado en color verde, el segundo cajón en color rojo a continuación del primero, el tercero de color blanco (con 3 subsecciones) y el cuarto en color rojo. Los cajones están asociados a las mallas de producción.

Los resultados de las mediciones de los tiros de precorte se muestran a continuación:

- Primer cajón:

Pozos de precorte banco 3484- 3468					
Pozo	Azimut teórico (°)	Inclinación Teórica(°)	Azimut real (°)	Desv tiros(°)	Desv prom (°)
A4	208	10	161,30	0,3	0,17
A6	208	10	158,40	-0,3	
A8	208	10	159,00	0,1	
A11	208	10	142,80	0,9	
A13	208	10	145,10	0,3	
A15	208	10	141,00	0,3	
A17	208	10	141,50	-1,9	
A20	208	10	94,70	0,2	
A23	208	10	145,70	0,4	
A25	208	10	141,80	1,4	

Tabla 19: Desviación pozos de precorte banco 3484-3468 primer cajón.

Estadística descriptiva de Azimut	
Media	143,1
Error típico	5,9
Mediana	144,0
Desviación estándar	18,8
Var. muestra	353,4

Curtosis	5,7
Coef. de asimetría	-2,1
Mínimo	94,7
Máximo	161,3
Suma	1431,3

Tabla 20: Estadística descriptiva azimut primer cajón.

Se puede apreciar que las mediciones de los tiros de precorte presentan una desviación del ángulo de inclinación de solo $0,17^\circ$ por lo que no debería ser un factor negativo en el resultado del talud.

Por otro lado se aprecia una desviación considerable en el azimut de los tiros, lo cual afecta directamente el resultado del talud.

- Segundo cajón

Pozos medidos de precorte banco 3484- 3468				
Pozo	Inclinación Teórica	Inclinación Real	Desv tiros(°)	Desv prom (°)
B27	10	11,20	1,2	1,25
B29	10	11,60	1,6	
B31	10	12,00	2	
B33	10	11,00	1	
B35	10	10,20	0,2	
B37	10	11,50	1,5	
B39	10	9,50	-0,5	
B41	10	10,30	0,3	
B43	10	13,40	3,4	
B45	10	11,80	1,8	

Tabla 21: Desviación pozos de precorte banco 3484-3468 segundo cajón.

En esta sección, la desviación del ángulo de inclinación de los tiros de precorte aumentó, pero sigue dentro de los rangos de aceptabilidad (+-2°) por lo que no debiese influir en el resultado del talud. En esta sección no fue posible incluir la medición de azimut debido a problemas con el equipo de muestreo.

Las mediciones del tercer cajón no fueron consideradas en este estudio dado que los parámetros de perforación y tronadura no cumplían con los parámetros de diseño establecidos para la prueba.

- Cuarto cajón

Pozos de precorte banco 3484- 3468					
Pozo	Azimut teórico (°)	Inclinación Teórica(°)	Azimut real (°)	Desv tiros(°)	Desv prom (°)
C4	114	10	103,00	0,70	1,09
C6	114	10	102,90	3,70	
C8	114	10	100,40	2,00	
C11	114	10	124,70	0,50	
C13	114	10	131,20	1,60	
C15	114	10	135,00	1,10	
C17	114	10	132,30	0,20	
C20	114	10	132,80	1,30	
C23	114	10	135,70	1,60	
C25	114	10	124,60	-0,60	
C27	114	10	133,90	1,60	
C29	114	10	145,90	1,80	
C31	114	10	142,00	-1,10	
C33	114	10	149,20	-0,10	
C35	114	10	158,40	2,00	

Tabla 22: Desviación pozos de precorte banco 3484-3468 quinto cajón.

Estadística descriptiva de Azimut	
Media	40,1
Error típico	4,4
Mediana	42,8
Desviación estándar	17,0
Var. muestra	289,7
Curtosis	-0,2
Coef. de asimetría	-0,5
Mínimo	58,0
Máximo	10,4
Suma	68,4

Tabla 23: Estadística descriptiva azimut cuarto cajón.

En esta sección la desviación de la inclinación de los tiros de precorte se encuentra dentro del rango de aceptabilidad, por lo que no presenta mayor relevancia en el resultado del talud. Por otro lado se aprecia una desviación considerable en el azimut de los tiros, lo cual afecta directamente el resultado del talud.

5.1.1 Resultados de la evaluación del talud para todas las secciones

A continuación se presentaran los resultados obtenidos de la evaluación del talud para el banco 3468. Cabe mencionar que primero se mostraran los resultados de la evaluación completa, incluyendo los cajones 4 y 5 a pesar de que no cumplían con los parámetros de diseño de la prueba, luego, se mostraran los resultados considerando solo las secciones en las cuales si se cumplieron los parámetros de diseño de perforación y tronadura.

El sector evaluado obtiene un 44% de grado de aceptabilidad, calificando como **Pobre**. La pared del banco evaluado se presenta estable con un buen saneamiento y estabilidad, sin embargo, faltó mejorar algunos parámetros de diseño. Se observó presencia de deudas en la pata del banco 3468 (faltó lograr Línea de Programa), se suma la presencia de cornisas en banco intermedio.

Evaluación del criterio de aceptabilidad del banco doble 3468 sector norte:

Periodo	Avance (m)	Fc 0.7 y Fd 0.6	Fc 0.7 y Fd < 0.6	Fc < 0.7 y Fd 0.6	Fc < 0.7 y Fd < 0.6
B3468 F4C (Julio 2014)	340	44	39	0	17
Acumulado	340	44	39	0	17

Tabla 24: Grado de aceptabilidad banco doble 3468 Fase 4 Central.

En la evaluación mensual del banco 3468 el 44% del metraje evaluado cumple con el criterio de aceptabilidad, quedando calificado como **Pobre**.

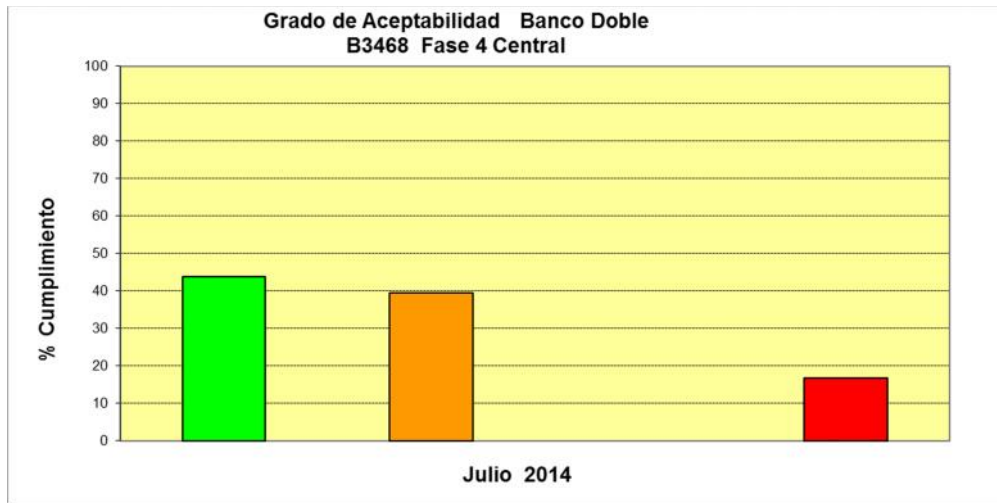


Ilustración 40: Grado de aceptabilidad banco 3468 Fase 4 Central

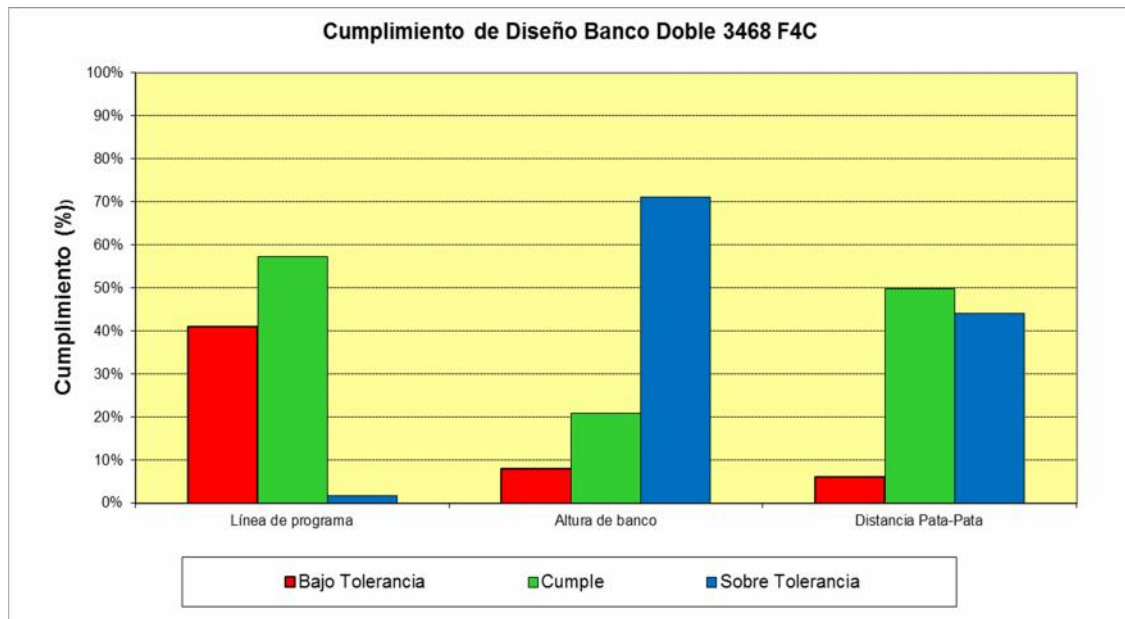


Ilustración 41: Cumplimiento diseño banco 3468 Fase 4 Central.

Cumplimiento de los parámetros Factor de Diseño y Factor de Condición:

Referente al cumplimiento de los parámetros se adjunta tabla 25 que entrega el resumen de la sección tronada en franja de cierre.

N° Sección	Fecha Tronadura	Fc	Fd	Evaluación	Tipo de Banco	L(m)
Sección 006-1	25/05/2014	0.73	0.74	Verde	Banco Doble	27
Sección 007-2	28/05/2014	0.79	0.74	Verde	Banco Doble	44
Sección 011- 3A	23/06/2014	0.70	0.39	Naranja	Banco Doble	65
Sección 011- 3B	23/06/2014	0.62	0.18	Rojo	Banco Doble	57
Sección 011- 3C	23/06/2014	0.76	0.35	Naranja	Banco Doble	69
Sección 012-4	27/06/2014	0.70	0.75	Verde	Banco Doble	78
		0.71	0.50			340

Tabla 25: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3468 Fase 4 Central.

La ilustración 42 se presenta el resultado de la evaluación de conciliación geotécnica de la sección de tronadura de cierre evaluada en banco 3468.

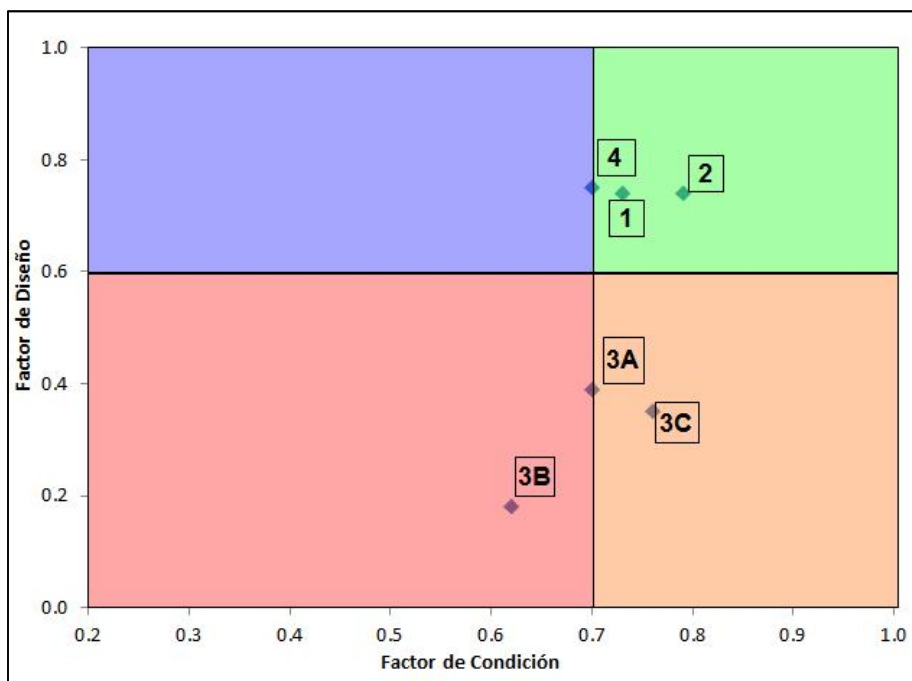


Ilustración 42: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3468 Fase 4 Central.

Referente a los cumplimientos de parámetros de diseños evaluados en Banco 3468 de las secciones de tronaduras, se presentan los siguientes valores.

N° Sección evaluada	Línea de programa (%)	Altura de banco (%)	Dpp (%)
Sección 006-1	100%	0%	85%
Sección 007-2	82%	100%	52%
Sección 011- 3A	42%	30%	39%
Sección 011- 3B	0%	0%	0%
Sección 011- 3C	47%	0%	41%
Sección 012-4	93%	10%	89%
Promedio de Cumplimiento (%)	57%	21%	50%

Tabla 26: Cumplimiento de parámetros evaluados del factor diseño B3468 F4C.

De la Tabla 26 es posible observar que el parámetro con menor porcentaje de cumplimiento corresponde a la Altura de Banco con un **25%** de cumplimiento. La distancia Pata-Pata cumplió en un 54% del metraje evaluado y la Línea de Programa en un 58%.

Principales factores que incidieron en los resultados obtenidos:

- Presencia de sobrepiso de la berma del banco superior 3500, se observa una altura de banco mayor a los parámetros establecidos en sector NW de la Fase 4C.
- Presencia de *deuda* en piso del banco 3468 en sector NW de la Fase 4C no cumpliendo con la Línea de Programa.
- Los pozos Buffer de la tronadura a cierre del banco 3468 no logra la Línea de Programa debido a la presencia de pata dura.
- Se perforan y truenan precortes en la segunda pasada a banco simple en la sección de tronadura (011-3C), afectando directamente al logro de la Línea de Programa y Distancia Pata- Pata, obteniendo un cumplimiento menor al 50%.

5.1.2 Resultados para las secciones con parámetros de diseño de prueba.

A continuación se presentan los resultados de la primera prueba, obviando la sección 3 de la evaluación ya que no cumple con los parámetros de diseño de la prueba, ya que considera una distancia entre la línea de precorte y la línea buffer del orden de 4 a 6 metros de separación entre ambas.

El banco 3468 obtiene calificación de 100% de grado de aceptabilidad calificado como **Muy Bueno**. La pared del banco evaluado se presenta estable con un buen saneamiento y estabilización; sin embargo, faltó mejorar algunos parámetros de diseño como el sobrepiso en el banco superior 3500 y la presencia de cornisas en banco intermedio.

Referente al cumplimiento de los parámetros se adjunta tabla N°27 que entrega el resumen de la sección tronada en franja de cierre.

N° Sección	Fecha Tronadura	Fc	Fd	Evaluación	Tipo de Banco	L(m)
Sección 006-1	25-05-2014	0,73	0,74	Verde	Banco Doble	27
Sección 007-2	28-05-2014	0,79	0,74	Verde	Banco Doble	44
Sección 012-4	27-06-2014	0,70	0,75	Verde	Banco Doble	78
						149

Tabla 27: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3468 Fase 4 Central.

La ilustración N°43 presenta el resultado de la evaluación de conciliación geotécnica de la sección de tronadura de cierre evaluada en el banco 3468.

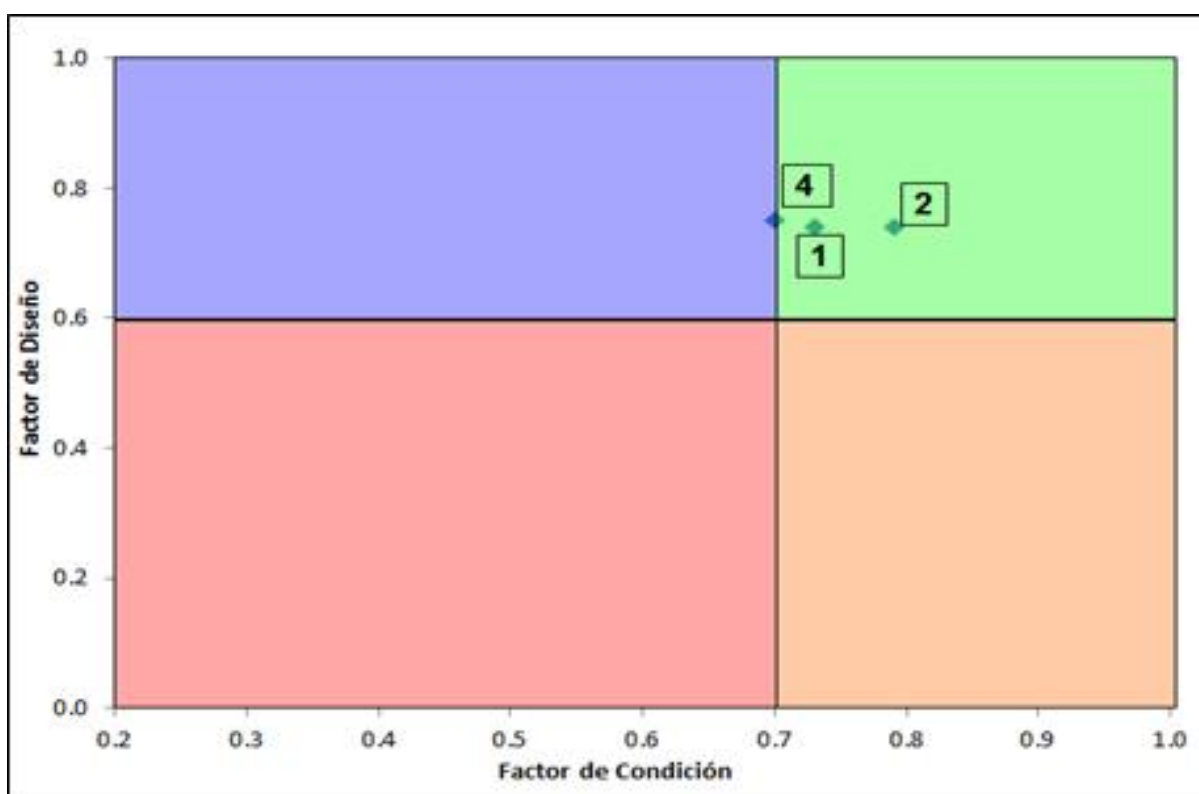


Ilustración 43: Evaluación de la sección de tronadura Banco 3468 Fase 4 Central.

Referente a los cumplimientos de parámetros de diseños evaluados en Banco 3468 de las secciones de tronaduras, se presentan los siguientes valores.

N° Sección evaluada	Línea de programa (%)	Altura de banco (%)	Dpp (%)
Sección 006-1	100%	0%	85%
Sección 007-2	82%	100%	52%
Sección 012-4	93%	10%	89%
Promedio de Cumplimiento (%)	91%	35%	77%

Tabla 28: Cumplimiento de parámetros evaluados del factor diseño B3468 F4C.

De la Tabla N°28 es posible observar que el parámetro con menor porcentaje de cumplimiento corresponde a la Altura de Banco con un **35%** de cumplimiento. La Distancia Pata-Pata cumplió en un **77%** del metraje evaluado y la Línea de Programa en un **91%**.

5.2 Segunda prueba Fase 4 central

La segunda prueba consistió en realizar una variación de diseño a la línea de precorte y un cambio del explosivo a utilizar en la línea buffer. El espaciamiento de la línea de precorte fue modificado de 1,8 [m] a 1,4 [m] y el explosivo Flexigel Control 60 fue reemplazado por Flexigel Control 80.

A continuación se presenta una planta litológica y el sector físico donde se realizó la segunda prueba:

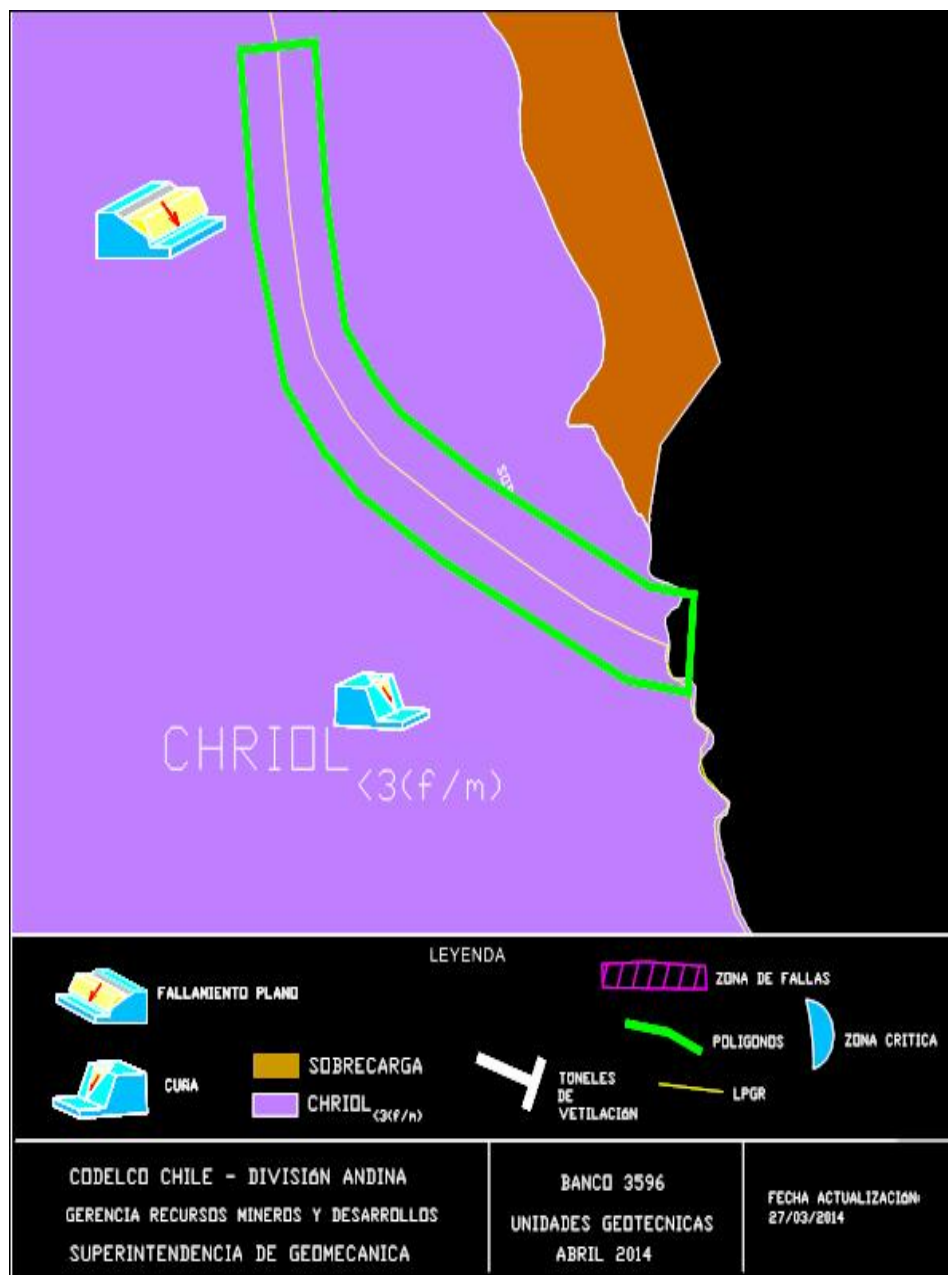


Ilustración 44: Planta litológica Fase Nodo 3500.

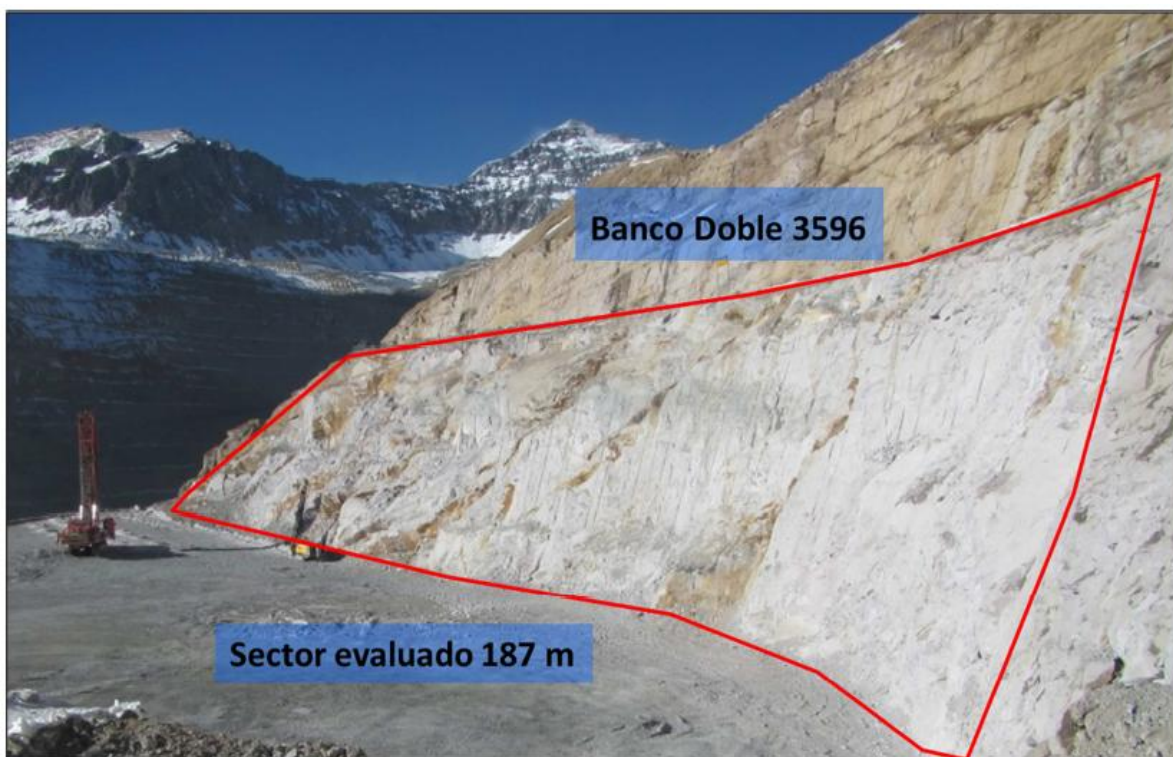


Ilustración 45: Fase Nodo 3500, banco 3596-3564.

Los parámetros de carguío utilizados actualmente en la división y los utilizados en la segunda prueba se presentan en la tabla 29:

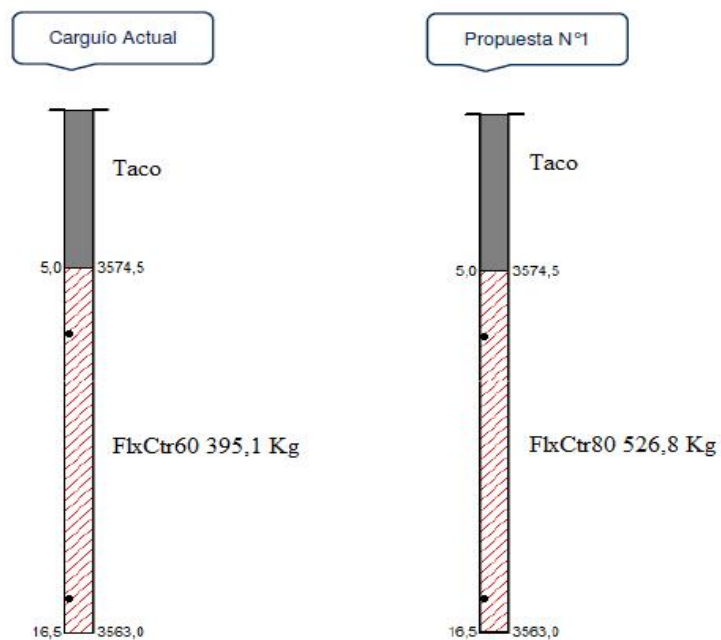


Ilustración 46: Perfil tiros línea buffer.

DISEÑO DE MALLA	Parámetros	Unidad	Base	Propuesta 1
	Altura de banco	[m]	16	16
	Densidad de roca	[gr/cc]	2,71	2,71
	Diámetro perforadora	[pulg]	10 5/8	10 5/8
	Burden	[m]	4	4
	Espaciamiento	[m]	5	5
	Relación E/B		1,25	1,25
	Pasadura	[m]	0,5	0,5
	Área	[m2]	20	20
	Volumen por pozo	[m3]	320	320
	Carga por pozo	[ton]	867	867
	IP	[t/m]	53	53
	DISEÑO CARGUIO 1A COLUMNA	Taco	[m]	5
Aire		[m]	0	0
Explosivo		tipo	Flexigel 60	Flexigel 80
Densidad de explosivo		[gr/cc]	0,6	0,8
Densidad lineal		[Kg/m]	34	46
Longitud de carga		[m]	11,5	11,5
Carga por pozo		[Kg/pozo]	395	527
Energía efectiva del explosivo		[MJ/Kg]	1,24	1,56
Energía efectiva por pozo		[MJ/pozo]	490	824
Energía efectiva por tonelada		[MJ/t]	0,57	0,95
Energía relativa efectiva Anfo eq.		[%]	54	68
Factor de carga		[gr/t]	455	607
Factor de carga Anfo eq.		[gr/t]	246	413

	Densidad de explosivo	[gr/cc]	0	0
	Densidad lineal	[Kg/m]	0	0
	Longitud de carga	[m]	0	0
	Carga por pozo	[Kg/pozo]	0	0
	Energía efectiva del explosivo	[MJ/Kg]	0	0
	Energía efectiva por pozo	[MJ/pozo]	0	0
	Energía efectiva por tonelada	[MJ/t]	0	0
	Energía relativa efectiva Anfo eq.	[%]	0	0
	Factor de carga	[gr/t]	0	0
	Factor de carga Anfo eq.	[gr/t]	0	0
TOTAL	Factor de carga total	[gr/t]	455	607
	Factor de carga total Anfo eq.	[gr/t]	246	413
	Energía efectiva total	[MJ/pozo]	490	824
	Energía efectiva total por tonelada	[MJ/t]	0,57	0,95

Tabla 29: Parámetros de carguío de explosivo.

Se puede observar que al hacer el cambio de un explosivo Flexigel 60 a Flexigel 80, el factor de carga equivalente al Anfo aumenta en un 68%.

5.2.1 Resultados segunda prueba Fase Nodo 3500

El banco 3596 obtiene calificación de 70% de grado de aceptabilidad calificado como **Bueno**. Las paredes del banco evaluado se presentan estables con un buen saneamiento, presencia de *deuda* en la pata del banco doble y sobrepiso en la última sección de la evaluación de este periodo. Las dos secciones restantes cumplen satisfactoriamente el diseño.

Evaluación del criterio de aceptabilidad del banco doble 3596:

Periodo	Avance (m)	$F_c \geq 0.7$ y $F_d \geq 0.6$	$F_c \geq 0.7$ y $F_d < 0.6$	$F_c < 0.7$ y $F_d \geq 0.6$	$F_c < 0.7$ y $F_d < 0.6$
B3596 N3500 (Junio2014)	187	70	30	0	0
Acumulado	187	70	30	0	0

Tabla 30: Grado de aceptabilidad del banco doble 3596.

En la evaluación mensual del banco doble 3596 el 70% del metraje evaluado cumple con el criterio de aceptabilidad, quedando calificado como Bueno.

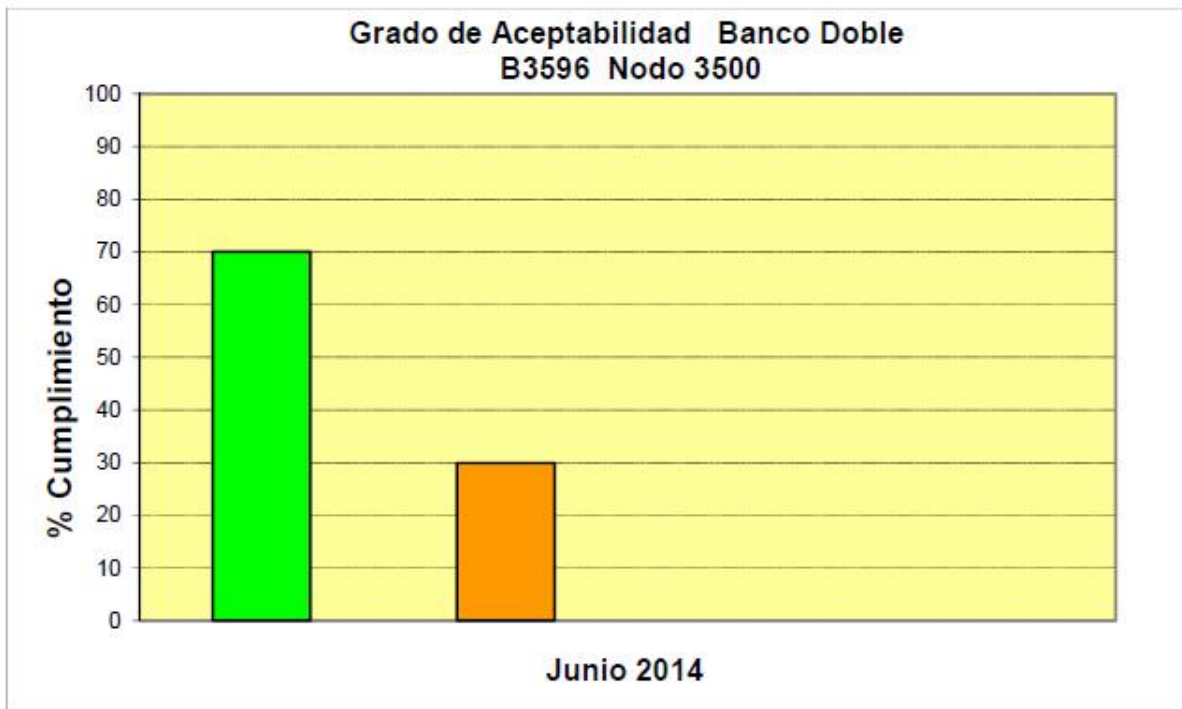


Ilustración 47: Grado de aceptabilidad banco 3596 doble Nodo 3500.

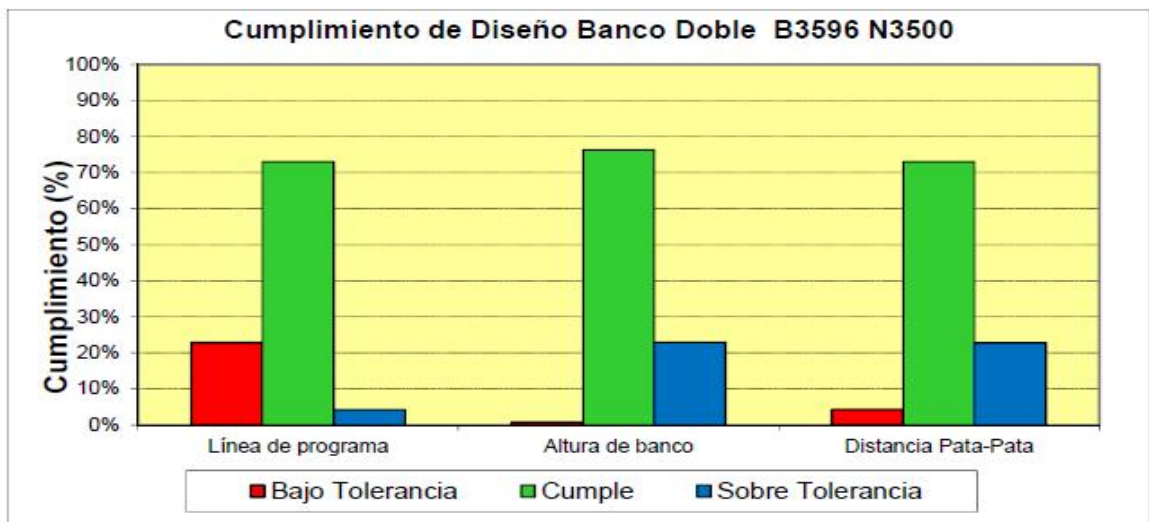


Ilustración 48: Cumplimiento diseño banco doble 3596 Nodo 3500.

Referente al cumplimiento de los parámetros se adjunta la tabla 31 que entrega el resumen de la sección tronada en franja de cierre.

N° Sección	Fecha Tronadura	Fc	Fd	Evaluación	Tipo de Banco	L(m)
Sección 003- 1A	28/03/2014	0.7	0.82	Verde	Banco Doble	66
Sección 003- 1B	28/03/2014	0.76	0.94	Verde	Banco Doble	65
Sección 004- 2	29/11/2013	0.75	0.39	Naranja	Banco Doble	56
		0.74	0.73			187

Tabla 31: Evaluación de la sección de tronadura banco 3596.

En la ilustración N° 49 se presenta el resultado de la evaluación de conciliación geomecánica de la sección de tronadura de cierre evaluada en el banco 3596 en la Fase Nodo 3500.

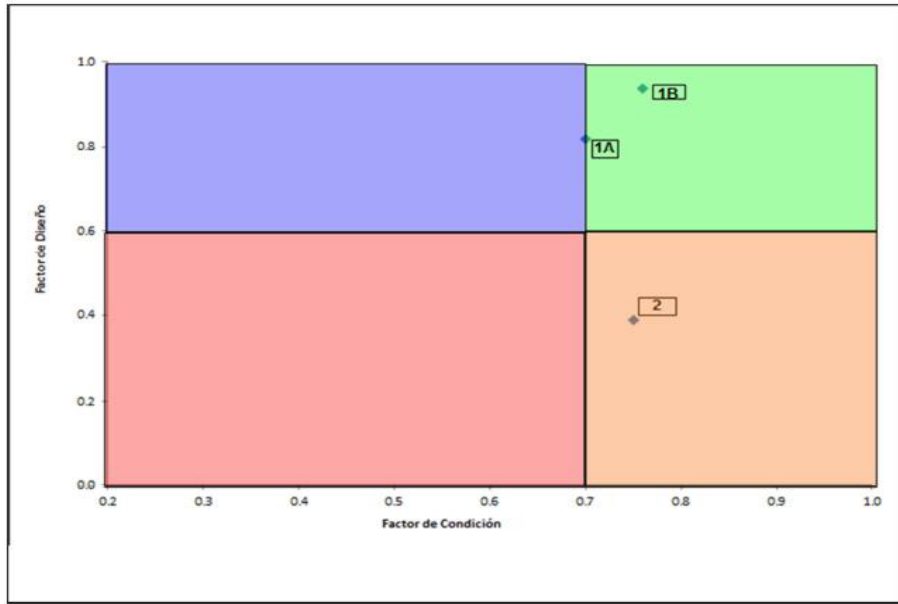


Ilustración 49: Evaluación de la sección de tronadura banco 3596 Nodo 3500.

Referente al cumplimiento de parámetros de diseño evaluados en el banco 3596 de la fase Nodo 3500, se presentan los siguientes valores:

N° Sección evaluada	Línea de programa (%)	Altura de banco (%)	Dpp (%)
Sección 003- 1A	86%	68%	86%
Sección 003- 1B	95%	91%	95%
Sección 004- 2	32%	70%	32%
Promedio de Cumplimiento (%)	73%	76%	73%

Tabla 32: Cumplimiento de parámetros evaluados del factor de diseño.

De la tabla 32 es posible observar que el parámetro con menor porcentaje de cumplimiento corresponde a la Línea de Programa y Distancia Pata-Pata con un 73% de cumplimiento. La Altura de Banco en un 76% del metraje evaluado.

Principales factores que incidieron en los resultados obtenidos son:

- Presencia de deuda en la pata del banco doble y sobrepiso en sección 004-2, lo que produce que no se logre la Línea de Programa ni la Distancia Pata-Pata.

5.3 Tercera prueba Fase Nodo 3500

La tercera prueba consistió en realizar una variación al diseño de perforación de la línea de precorte y la línea buffer. La distancia entre la base de la línea buffer y la base de la línea de precorte se redujo de 3 [m] a 2,5 [m], y el ángulo de inclinación de los tiros de precorte se redujo de 10° a 7° .

- Parámetros previo a la prueba:

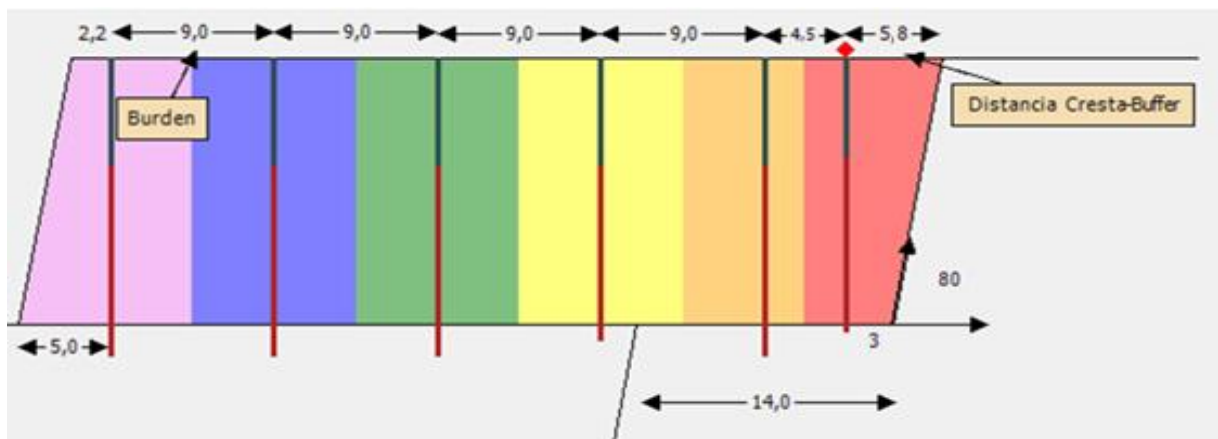


Ilustración 50: Parámetros de diseño.

- Parámetros de la prueba:

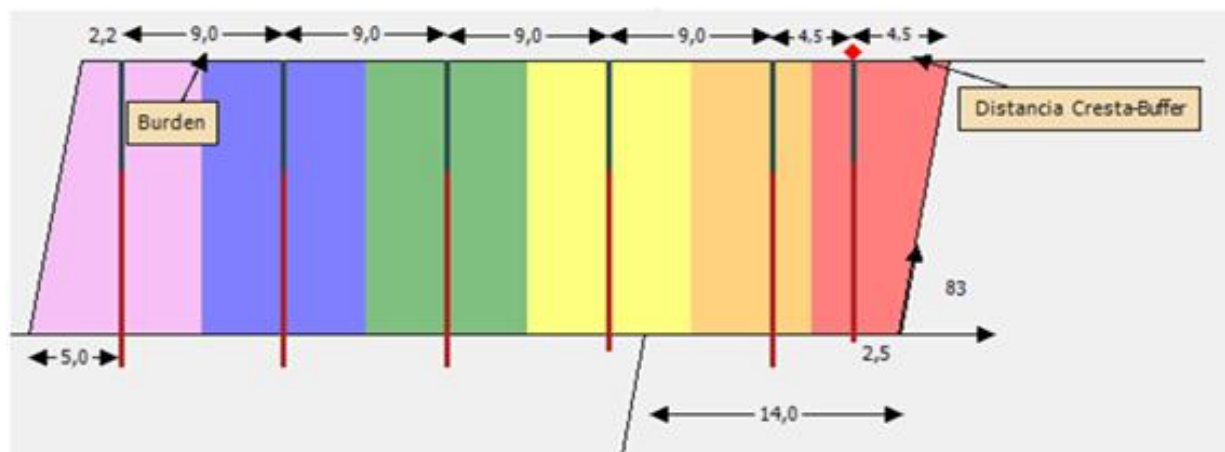


Ilustración 51: Parámetros de diseño.

A continuación se presenta una vista en planta de las mallas de perforación del banco 3468 en la cual se aprecia en color azul el sector de la prueba:

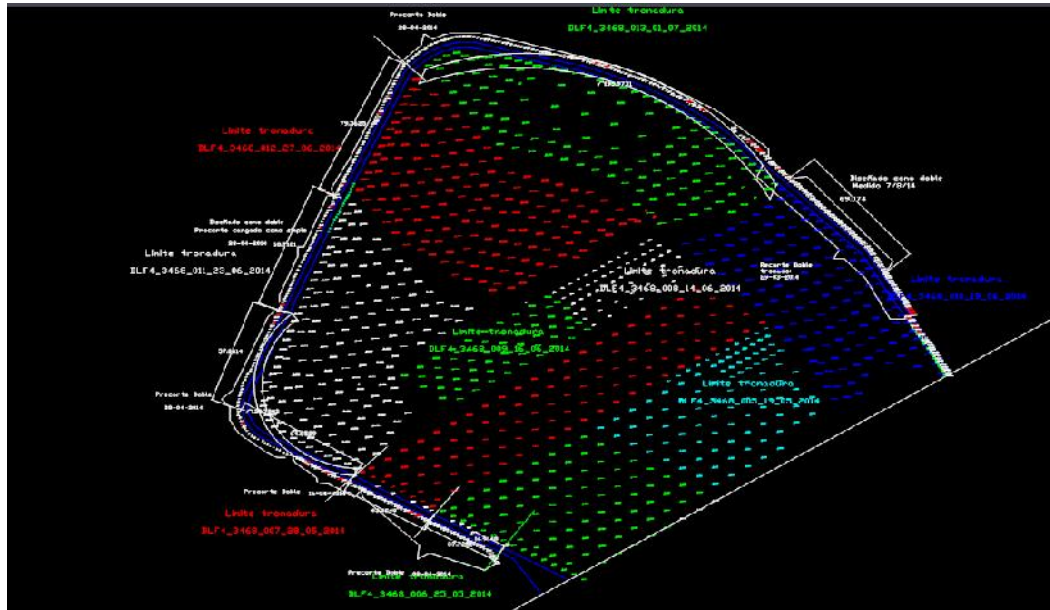


Ilustración 52: Vista en planta mallas de perforación banco 3468.

Es prudente mencionar que debido a la duración de la memoria por un plazo limitado, no fue posible realizar la evaluación del talud de este sector, pero si fue posible medir las desviaciones de los tiros de precorte, los cuales son presentados a continuación:

Pozos medidos de precorte banco 3452 NE				
Pozo	Azimut teórico (°)	Azimut real (°)	Desv. tiros(°)	Desv. Prom. (°)
P1	238	239,70	0,20	0,44
P2	238	239,00	1,40	
P3	238	251,50	0,20	
P4	238	243,00	-0,10	
P5	238	257,20	1,00	
P6	238	250,50	0,00	
P7	238	237,20	0,80	

P8	238	233,40	-0,10
P9	238	238,70	-0,70
P10	238	213,40	-0,40
P11	238	243,60	1,90
P12	238	237,40	1,50
P13	238	228,70	1,00
P14	238	230,30	1,60
P15	238	226,30	1,00
P16	238	241,90	1,10
P17	238	228,90	0,80
P18	238	231,80	0,90
P19	238	238,70	1,2
P20	238	243,30	1,5

Tabla 33: Desviación pozos de precorte banco 3452.

Estadística descriptiva de Azimut	
Media	237.7
Error típico	2.2
Mediana	238.7
Desviación estándar	9.8
Var. muestra	96.9
Curtosis	1.0
Coef. de asimetría	-0.3
Mínimo	213.4

Máximo	257.2
Suma	4754.5

Tabla 34: Estadística descriptiva azimuth banco 3452.

De las tablas N° 33 y 34 se puede apreciar que tanto el azimuth como el ángulo de inclinación de los tiros de precorte presentan una muy leve desviación con respecto a los tiros teóricos proyectados, pudiéndose inferir de esto que el talud resultante presentará un buen factor de diseño y de condición, por lo que su evaluación debiese ser buena.

Las ilustraciones 53 y 54 muestran los tiros de precorte medidos:

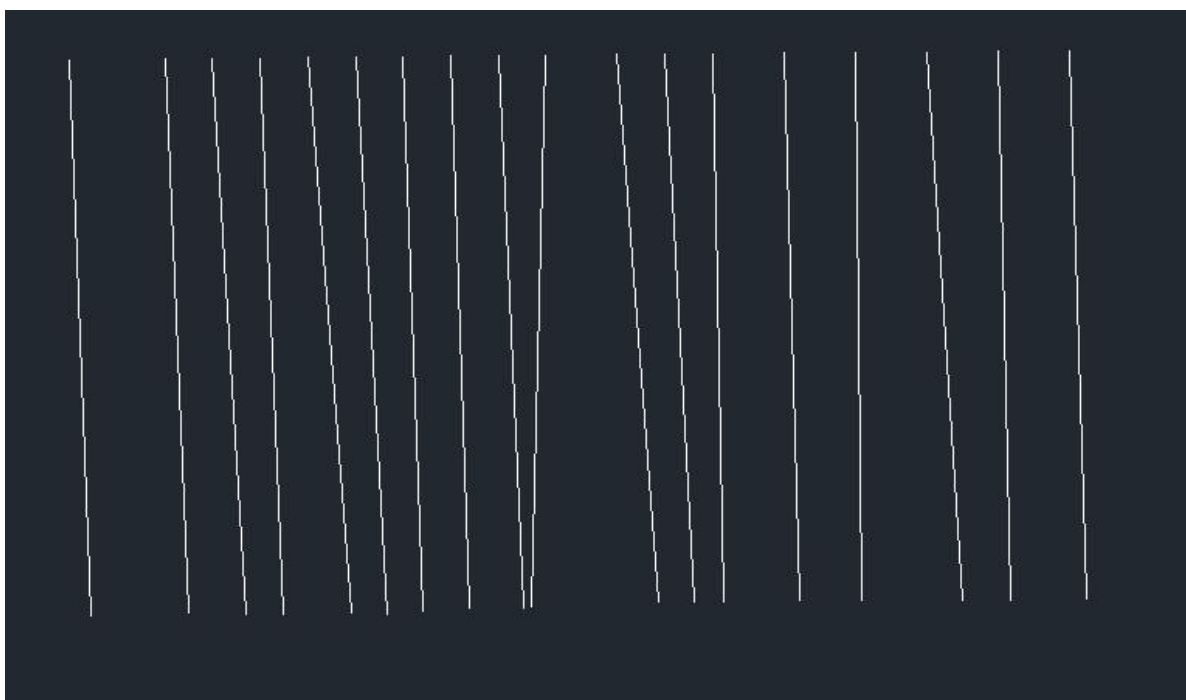


Ilustración 53: Vista frontal tiros de precorte.



Ilustración 54: Vista lateral tiros de precorte.

La máxima desviación del Angulo de inclinación lo presento el tiro P14 con $1,6^\circ$ más que el teórico, si bien, se encuentra dentro del rango de aceptabilidad, esta desviación se traduce en un desplazamiento del punto final del tiro en 1 metro, lo cual es considerable.

6 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

La obtención de un buen talud minero radica principalmente en tres factores: la línea de precorte, la línea buffer y el explosivo.

Las desviaciones de los tiros de precorte pueden producir grandes cambios en el resultado del talud. Por otro lado, la línea buffer debe trabajar en conjunto con la línea de precorte para poder obtener el mejor resultado posible. El explosivo juega un papel fundamental ya que es uno de los factores más importante para el cálculo de los parámetros de perforación y tronadura.

Los resultados de las pruebas realizadas en este estudio fueron positivos, en los tres casos se produjo una mejora con respecto a los resultados obtenidos previo a las pruebas. Es por esto que a partir de cada uno de ellos es posible obtener una conclusión, las cuales se presentan a continuación:

6.1.1 Primera prueba línea buffer

Con respecto a la prueba de acercamiento de la línea buffer al precorte se puede concluir que juega un papel fundamental en el fracturamiento de la base del talud, sin un buen diseño de perforación y carguío de explosivo difícilmente se lograra la línea de diseño. La línea buffer debe estar a una distancia óptima de la línea de precorte, para que pueda romper la roca hasta los límites deseados y no sobre escavar la pared.

La prueba realizada produjo exactamente lo que se quería, fracturar totalmente la roca hasta la línea de precorte, logrando la línea de programa y facilitando el carguío a la pala, obteniendo un talud con un buen factor de diseño y buen factor de condición.

Cabe destacar que los resultados de esta prueba fueron muy satisfactorios, por lo que división Andina ya implementó el cambio de los parámetros de diseño de perforación de la línea buffer, siendo un logro considerable.

6.1.1 Segunda prueba explosivo

Es importante conocer las características físicas y químicas de los explosivos, porque sólo así es posible seleccionarlos para las operaciones mineras.

Actualmente existe una amplia gama de explosivos disponibles para diferentes usos. La selección de un explosivo para una tarea en particular se basa en dos criterios principales: las características del ambiente donde se desarrollará la tronadura y las características que permiten que el procedimiento se lleve a cabo en la forma esperada. Es de suma importancia trabajar con el explosivo que cubra todas las necesidades que se tienen para obtener el resultado deseado.

Los resultados con el de explosivo Flexigel Control 80 superan considerablemente a los resultados obtenidos con Flexigel Control 60, por lo que para este tipo de litología (Nodo 3500) es mejor el nuevo explosivo. Si bien los resultados de la prueba fueron mejores que los que se tenían, aún es posible obtener mejores resultados en esta fase, pero es necesario realizar más pruebas para ver cuáles son los mejores parámetros de diseño y poder implementarlos.

6.1.2 Tercera prueba línea precorte

Lo más importante de la línea de precorte es generar el plano de discontinuidad en el macizo rocoso, sin este, el precorte no producirá el efecto de amortiguamiento deseado y no se obtendrán los parámetros de diseño establecidos para la pared (línea de programa, distancia pata-pata, altura de banco, inclinación del talud, etc.).

Los principales factores que influyen en la línea de precorte son:

- Espaciamiento: fundamental para darle continuidad al plano de precorte, un mal espaciamiento producirá cortes en el plano de discontinuidad pudiendo generar sobre quiebre de la pared o, en algunos casos, “pata dura”, por lo que no se lograra la línea de programa.
- Inclinación de los tiros: A menor inclinación de los tiros, menos es la desviación de estos. Desviaciones de tiros contiguos puede producir la discontinuidad del plano de precorte, afectando el resultado del talud.
- Longitud de los tiros: A mayor longitud, mayor desviación.
- Diámetro de perforación: Los mejores resultados de precorte se obtienen con diámetros pequeños de perforación. Sin embargo, hay que tomar en cuenta la altura del banco a perforar y la desviación de los pozos.
- Factor humano: El perforista tiene un gran porcentaje de relevancia en el resultado de las perforaciones, dependerá de su técnica e interés.
- Perforadora: A mayor fuerza de empuje, mayor será la desviación.
- Marcación de los tiros: Deben estar correctamente marcados en la posición espacial que corresponde, sino, afectará el espaciamiento y alineamiento de los tiros generando un plano de precorte defectuoso.
- Emboquillado: Empalme de la perforadora y la marca de perforación. Un emboquillado defectuoso producirá un plano de precorte defectuoso.
- Azimut: Al igual que la inclinación, un incorrecto azimut de los tiros, o una desviación de este, producirá un plano de precorte defectuoso.
- Desgaste del bit: A mayor desgaste del bit, mayor es la desviación de los tiros.
- Desviación intrínseca: siempre existirá una desviación de los tiros.

6.2 Recomendaciones

Con el fin de generar un mejoramiento continuo de los resultados de los taludes mineros se recomienda lo siguiente:

6.2.1 Generales

- Controlar el diseño de perforación y tronadura de las secciones a cierre para cumplir con los parámetros establecidos tales como la altura de banco, línea de programa y distancia pata-pata.
- Revisar el diseño de las mallas de contorno con el fin de lograr las líneas de programa.
- Realizar limpieza de bermas, rebaje de sobrepisos y eliminar deudas con los equipos de apoyo para cumplir con los diseños de los bancos.

6.2.2 Específicos

- Realizar más pruebas con línea buffer a 2,5 [m] de la línea de precorte en fase 4 central, si los resultados son positivos, ver la posibilidad de implementarlo definitivamente. Para otras fases (litología) se recomienda realizar pruebas de carácter similar, donde se utilicen parámetros de diseño distintos (espaciamiento, distancia línea de precorte, diámetros, etc.) para obtener resultados más satisfactorios.
- Realizar más pruebas con nuevos explosivos, estos pueden ser más o menos potentes dependiendo del caso.
- Realizar pruebas con diferente modalidad de carguío, por ejemplo: utilizar explosivo más potente en el fondo del tiro para asegurar un buen fracturamiento de la “pata dura”.
- Tener un mayor control de los tiros de precorte:
 - Verificar dirección y longitud de los tiros.
 - Repasar tiros tapados.
 - Asegurar un correcto espaciamiento de los pozos.
 - Evaluar y recapacitar a los operadores de las perforadoras (posicionamiento, estabilización y alineamiento).
- Estudiar la posibilidad de incorporar un nuevo sistema de alineamiento e inclinación de los tiros de precorte.
- Control de suelo antes de perforar, para corroborar que se está en la cota deseada.

7 BIBLIOGRAFÍA

- “Movilizar a la Mina Rajo desde una “Cultura de Producción” hacia una “Cultura de Negocio Minería””, Codelco Chile - División andina, gerencia minas.
- D.E. Grady and M.E. Kipp, *Geometric Statistics and Dynamic fragmentation*, Journal of Applied Physics, (1985).
- Manual de tronadura ENAEX. Tronaduras controladas. Capítulo 9, 2006.
- Minería a cielo abierto MI3130, Departamento Ingeniería Civil de Minas, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.
- Hans Fernberg. Principles of rock blasting. Atlas Copco. Pags. 6-8.
- Manual práctico de voladura, edición especial. EXSA.
- Dowding C.H.. Blast Vibration Monitoring and Control. Pags. 28, 260-263,268. Prentice Hall 1985.
- Gustafsson R. Blasting Technique. Dynamite Nobel Wein. Viena 1981.
- Hutchings J.. Blasthole Diameter and Its Effect on Explosive Distribution. FRAGBLAST, Brisbane 1990.
- I.G.M.E.. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Pags. 291-308. Madrid 1987.
- Konya C.J. et al. Removing Some of the Mystery of Presplit Blasting. Society of Explosives Engineers Magazine.
- Langefors U. and Kihlstrom B. The Modern Technique of Rock Blasting. John Wiley & Sons, New York 1976.
- Mohanty B.. Fracture Plane Control Blasts with Satellite Holes. FRAGBLAST, Brisbane 1990.
- UEE. Jornadas Técnicas. Voladuras de Contorno Usando Cordón Detonante o Riogur.
- Whittaker B.N., Singh R.N. & Sun G.. Rock Fracture Mechanics. Principles, Design and Applications. Pags. 443-480. Elsevier, New York 1992.
- Carrasco L.G. & Saperstein L.W.. Surface Morphology of Pre-split Fractures in Plexiglas Models. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* Vol 14, pags. 261-275. Pergamon Press 1977.

8 ANEXO A

Diagrama de flujo Andina.

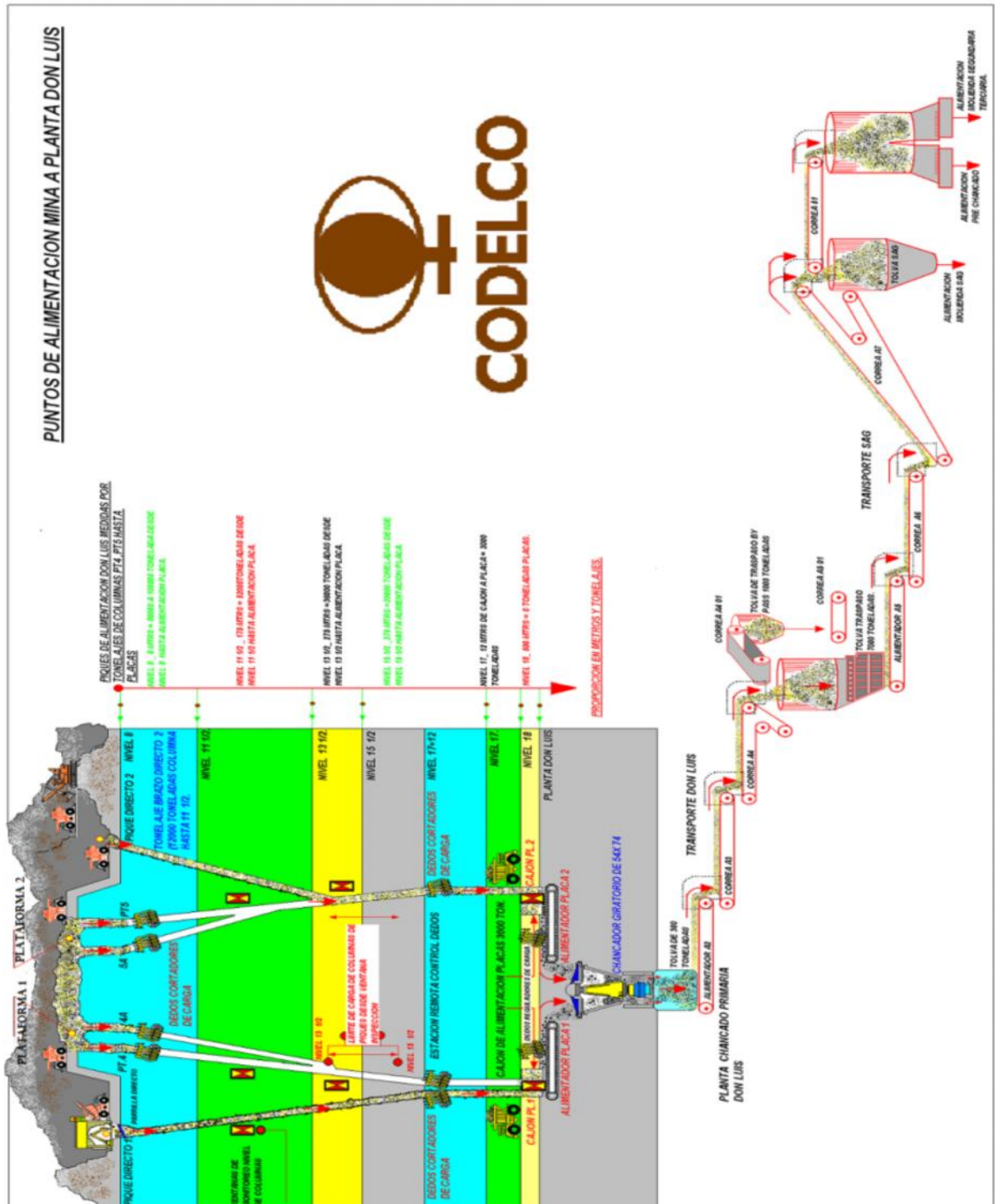


Ilustración 55: Punto de alimentación de la mina Rajo a la planta Don Luis.

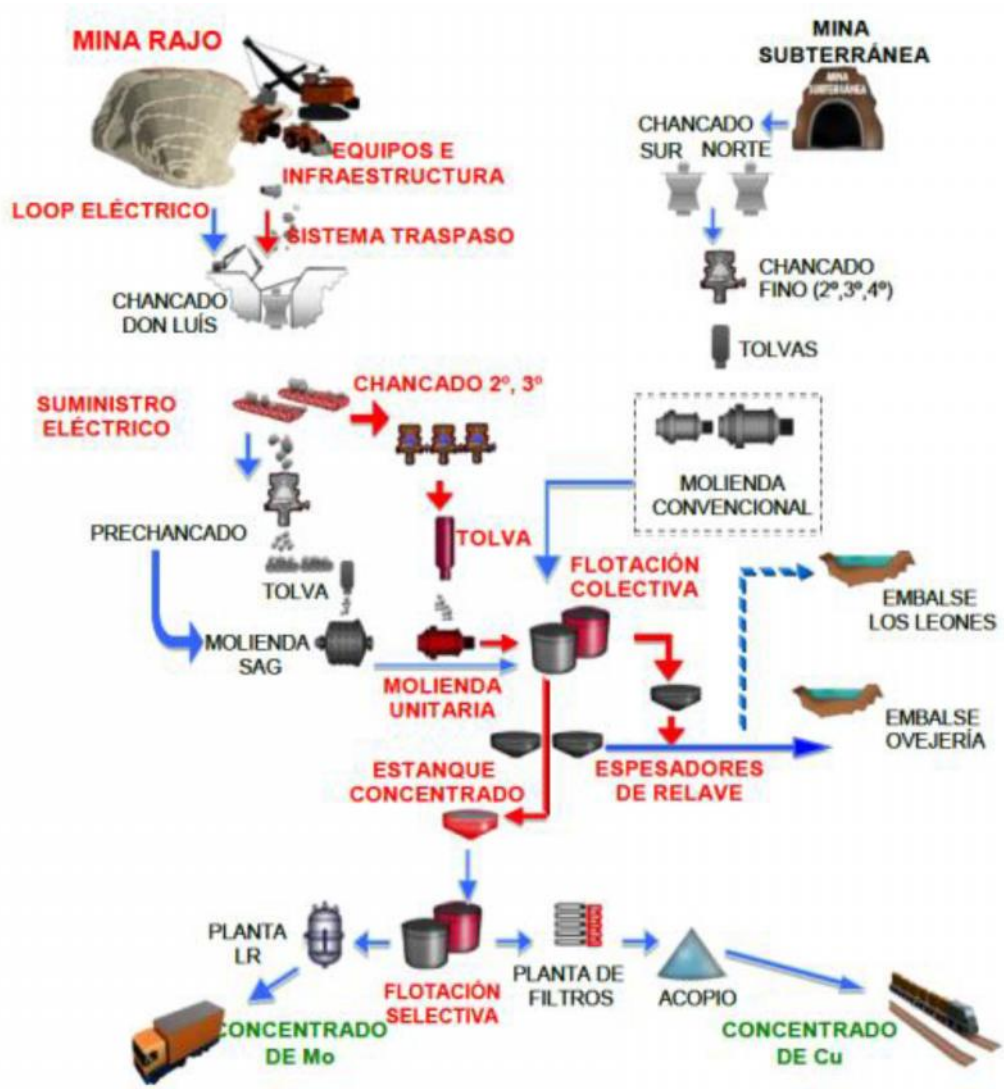


Ilustración 56: Esquema actual de la planta de tratamiento.