



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

DESARROLLO DE METODOLOGÍA DE DISEÑO Y PLANIFICACIÓN DE
TRONADURA CONTROLADA PARA ADMINISTRAR Y CONTROLAR
RIESGOS GEOTÉCNICOS

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

FABIÁN ANDRÉS REBOLLEDO ESPINOZA

PROFESOR GUÍA:
PABLO VILLALOBOS DELLAFIORI

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
JUAN MONTES ABALLAY
EDISON MORENO MONTANER

SANTIAGO DE CHILE
2018

DESARROLLO DE METODOLOGÍA DE DISEÑO Y PLANIFICACIÓN DE TRONADURA CONTROLADA PARA ADMINISTRAR Y CONTROLAR RIESGOS GEOTÉCNICOS

El presente estudio plantea el desarrollo de una metodología de diseño y planificación de tronadura controlada, para administrar y controlar riesgos geotécnicos durante la construcción de taludes, teniendo como principal foco de atención el control del daño a escala de banco.

La metodología propuesta se soporta en dos pasos: el primer paso consistió en una investigación exhaustiva de factores claves de diseño de tronadura (clasificación del macizo rocoso, distribución de tamaño de bloque in-situ, factor de carga, vibraciones, fragmentación, diseño de tronadura controlada, mecanismo de fragmentación del macizo rocoso y concepción de daño); el segundo paso consistió en una revisión de casos de estudio (caso base), considerando 3 faenas mineras con datos de: modelos geotécnicos, clasificación del macizo rocoso, flujograma de actividades de perforación y tronadura y resultados de tronaduras ejecutados.

De la revisión de los casos de estudio se tiene el siguiente diagnóstico, que sirve como base para el desarrollo de la metodología:

- a) Los resultados de tronadura, se sustentan fuertemente en la metodología de prueba y error.
- b) No existe una incorporación detallada de la información del modelo geotécnico en la cadena de procesos de perforación y tronadura.
- c) Existen deficiencias en la definición y funcionamiento de los sistemas QA/QC durante la implementación de diseños de perforación y tronadura.
- d) Escasa coordinación entre las áreas involucradas en la implementación de los diseños de tronadura controlada.
- e) No son ampliamente utilizadas metodologías que permitan correlacionar el daño en la pared del talud con los diseños de tronadura.

Dado el diagnóstico obtenido, se propone una metodología de planificación y diseño de tronadura controlada, la cual busca dar solución a los problemas planteados anteriormente. Esta metodología se divide en 5 pasos:

- 1) Clasificación del macizo rocoso para tronadura.
- 2) Zonificación de la mina según unidades geotécnicas para tronadura.
- 3) Diseño base de malla de perforación por unidad geotécnica de tronadura.
- 4) Planificación de tronadura controlada.
- 5) Implementación de diseños de perforación y tronadura (QA/QC y evaluación de resultados).

La metodología propuesta cumple con los 5 puntos planteados en el diagnóstico. Se recomienda en gran medida depurar cada uno de los pasos planteados, ajustar los índices de tronabilidad para las condiciones de cada faena, establecer una estrategia para lograr coordinar las áreas involucradas con un lenguaje común y diseñar en base al factor de potencia recomendado.

DEVELOPMENT OF METHODOLOGY OF DESIGN AND PLANIFICATION OF CONTROLLED BLASTING FOR GEOTECHNICAL RISK CONTROLLING

The present study aims to develop of a design and planning methodology of controlled blasting to manage and control geotechnical risks during the construction of slopes, with the main focus of attention being the control of damage at bench scale.

The proposed methodology is supported in two steps: the first step consisted of an exhaustive investigation of key blast design factors (Classification of the rock mass, in-situ block size distribution, powder factor, vibrations, fragmentation, controlled blast design, mechanism of fragmentation of the rock mass and conception of damage); The second step consisted in a review of case studies (base case), considering 3 mining sites with data of: geotechnical models, classification of the rock mass, flowchart of drilling and blasting activities, and results of blasting executed.

From the review of the case studies, the following diagnosis occur, which serves as a basis for the development of the methodology:

- a) The blasting results are strongly based on the trial and error methodology.
- b) There is no detailed incorporation of the information of the geotechnical model in the chain of drilling and blasting processes.
- c) There are deficiencies in the definition and function of the QA/QC systems during the implementation of drilling and blasting designs.
- d) Scarce coordination between the areas involved in the implementation of controlled blast designs.
- e) Methodologies are not widely used to correlate damage in the wall of the slope with blast designs.

Given the diagnosis obtained, a methodology of planning and design of controlled blasting is proposed, which seeks to solve the problems raised above. This methodology is divided into 5 steps:

- 1) Classification of the rock mass for blasting.
- 2) Mine zoning according to geotechnical units for blasting.
- 3) Base design of perforation mesh for each geotechnical blasting unit.
- 4) Controlled blast planning.
- 5) Implementation of design of drilling and blasting (QA/QC and evaluation of results).

The proposed methodology meets the 5 points raised in the diagnosis. It is highly recommended to refine each of the steps proposed, adjust the blastability indexes for the conditions of each operation, establish a strategy to coordinate the areas involved with a common language and design based on the recommended power factor.

AGRADECIMIENTOS

Y así miro hacia atrás, una vida llena de esfuerzos, altos y bajos. Caídas que han ido forjando mi carácter y victorias que han endulzado mi vida. Todo esto no sería posible sin la mujer que ha dejado todo por el desarrollo de mi familia, que se ha postergado por años sin importar lo que pase, incondicionalmente, mi madre. Mamá gracias por este gran legado que dejas en mí, sé que aún tengo mucho que aprender de ti, pero éste ya es un gran paso que no sería posible sin tu esfuerzo y dedicación, infinitas gracias, ni todo el tiempo del mundo será suficiente para agradecerte. Haz hecho de mi vida la mejor, te amo.

No puedo olvidar tampoco cuando era un niño, jugando a la pelota dentro de la casa, de la casa de esa mujer que le dio la vida al pilar fundamental de mi familia, mi mami. Mami querida su cariño, amor, sus regalones han sido lo mejor que me ha pasado, no sé de dónde saca toda esa fuerza y amor que la caracterizan, gracias por cuidarme cuando niño y seguir preocupándose y queriéndome tal cual que antes, su comida es la mejor!!, la quiero mucho.

Hermana, tantas peleas juntos, tantas discusiones de niños chicos, y aún seguimos igual, pero esa esencia que caracteriza nuestra relación me alegra, me da felicidad verte desarrollando y sé que seguirás siendo feliz, te quiero mucho y agradezco todas las veces que me haz apoyado, ya sea en la universidad o encubriéndome, sin ti mi vida no sería la misma.

Hernán, usted llevo a cambiar nuestras vidas, le ha dado una energía y un vigor a mi madre que realmente se agradece con la vida, usted ha sido un padre para mí y me ha enseñado muchas lecciones de vida, agradezco su apoyo e incondicionalidad cuando he necesitado ayuda, ha sido el motor de desarrollo de nuestra familia, infinitas gracias por sus conocimientos.

Mi pingüinita, mi amor, siempre a mi lado pase lo que pase, yo siempre estaré al tuyo cualquiera sea la situación, gracias por tu apoyo todos estos años, tu amor incondicional, tu cariño, te amo mucho, gracias por ser como eres, por ser la mujer ideal, muchas gracias.

Muchas gracias a mi tías: Sonia, Myriam, mis tíos Carlos, Mario, Manuel, mis primas: Carol (madrina), Myrita, Yasna, que directa o indirectamente han aportado con un grano de arena a mi formación como profesional. Gracias a toda mi gran familia, bebés y adultos.

Muchas gracias a mi profesor guía Pablo Villalobos, profesor co-guía Juan Montes, Edison Moreno y Nolberto Contador por hacer posible el desarrollo y la culminación de mi etapa universitaria, por apoyarme durante el desarrollo de ésta tesis, fruto del esfuerzo y trabajo en equipo.

Mis grandes amigos de la universidad, Tocayo, Tomas, Gringo, Alvarito, Papaya, Jara, Felipe, Raúl, Cañón, Oscarito, Núñez, Loco Agüero, Esteban, Cádiz, Polines, Lucas, gracias por esas noches intensas de estudio, gracias por hacer amena mi estadía en la universidad, gracias por ser amigos.

Gracias a los amigos de mi vida, más de 10 años de amistad, y sé que serán más aún, Pedro, Soto, Chris, Felipe, Tito, Mario, Nicky, infinitas gracias por apoyarme y tenerme paciencia, por ser los mejores amigos que la vida pudo haberme entregado, gracias hermanos.

Finalmente agradezco a la vida por todo lo que he pasado, como dicen por ahí: “Éste es sólo el comienzo de una gran aventura”. Gracias totales!

“Con fe lo imposible soñar y la estrella alcanzar”

TABLA DE CONTENIDO

1.	Introducción	1
1.1.	Motivación	1
2.	Objetivos	2
2.1.	Objetivo general	2
2.2.	Objetivos específicos.....	3
3.	Alcances	3
4.	Marco teórico	5
4.1.	Proceso geotécnico	5
4.2.	Clasificación del macizo rocoso.....	6
4.2.1.	RMR (Bieniawski 1989)	8
4.2.2.	GSI	8
4.2.3.	Índice de tronabilidad de Lilly	9
4.2.4.	Índice de tronabilidad del macizo (ITM)	11
4.3.	Distribución de tamaño de bloque in-situ	13
4.4.	Parámetros de diseño rajo abierto	15
4.5.	Mecanismos de fragmentación del macizo rocoso por tronadura	17
4.6.	Explosivos	19
4.6.1.	Anfo	19
4.6.2.	Hidrogel	20
4.6.3.	Emulsión	20
4.6.4.	Características de la roca y selección de explosivo	21
4.7.	Mecanismo de pre-corte	21
4.8.	Factor de carga	22
4.9.	Tronadura controlada	24
4.10.	Diseño de tronadura controlada.....	24
4.10.1.	Tronadura de producción: método de Konya y Walter (1985)	26
4.10.2.	Tronadura amortiguada: método de cráter (Frank Chiappetta 1992).....	27
4.11.	Diseño de tronadura de pre-corte.....	29
4.12.	Modelo de predicción de fragmentación	30
4.12.1.	Kuz - Ram (1983).....	30
4.13.	Vibraciones	32
4.14.	Conceptualización de daño por tronadura	33
5.	Antecedentes	37

5.1.	Casos de estudio: Análisis retrospectivo.....	37
5.1.1.	Información base de tronadura.....	37
5.1.2.	Presentación de tronaduras	52
5.1.3.	Comparación de factores de carga.....	54
5.1.4.	Resultados de tronaduras	58
5.2.	Diagnóstico de la industria.....	62
6.	Metodología de trabajo	64
7.	Propuesta de metodología de diseño y planificación de tronadura controlada.....	65
7.1.	Clasificación del macizo rocoso para tronadura	66
7.2.	Zonificación de mina según unidades de tronadura	67
7.3.	Diseño estándar de malla de perforación por unidad de tronadura.....	68
7.4.	Planificación de tronadura controlada.....	69
7.5.	Ejecución de labores de perforación y tronadura	71
7.6.	Análisis.....	75
8.	Conclusiones y recomendaciones	78
9.	Bibliografía	80
10.	Anexos	81
10.1.	Proceso geotécnico	81
10.2.	RMR (Bieniawski, 1989).....	82
10.3.	GSI (Hoek & Marinos, 2000).....	84
10.4.	Índice de Lilly (Bi, 1992)	85

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1	RMR (Bieniawski 1973).....	8
Ecuación 2	Cálculo de Bi de Lilly	10
Ecuación 3	Cálculo de ITM	12
Ecuación 4	Reacción de descomposición para los componentes del ANFO.....	19
Ecuación 5	Reacción de descomposición para los componentes del ALANFO	19
Ecuación 6	Factor de carga para pre-corte.....	23
Ecuación 7	Burden mediante fórmula de Konya	26
Ecuación 8	Cálculo de espaciamiento.....	27
Ecuación 9	Cálculo de taco.....	27
Ecuación 10	Cálculo de pasadura	27
Ecuación 11	Distancia para cálculo de Burden Buffer (teórica).....	27
Ecuación 12	Distancia para cálculo de Burden Buffer (real)	28
Ecuación 13	Igualdad $d(\text{diseño}) = d(\text{real})$	28
Ecuación 14	Burden líneas buffer.....	28
Ecuación 15	Distancia buffer a pre-corte.....	29

Ecuación 16 Presión en tiro de pre-corte	29
Ecuación 17 Factor de desacople	30
Ecuación 18 Espaciamiento de tiros de pre-corte	30
Ecuación 19 Fórmula de Kuznetsov	30
Ecuación 20 Factor de roca Kuz – Ram.....	31
Ecuación 21 Ecuación de Rosin – Ramler.....	31
Ecuación 22 Cálculo de Xc.....	31
Ecuación 23 Índice de uniformidad para un explosivo.....	31
Ecuación 24 Índice de uniformidad para dos explosivos.....	32
Ecuación 25 Ley para cálculo de PPV	33
Ecuación 26 PPV modelo Holmberg & Persson.....	33
Ecuación 27 Curva ajustada para factor de carga	56

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Agrietamiento de berma en un banco	2
Figura 2 Desarrollo y alcances de la tesis (diagrama)	4
Figura 3 Relación entre Bi de Lilly y Factor de carga (gráfico)	11
Figura 4 Esquema de estimación del ITM (diagrama).....	12
Figura 5 Factor de carga vs ITM tronaduras de contorno (gráfico).....	12
Figura 6 Factor de carga vs ITM tronaduras de producción (gráfico)	13
Figura 7 Distribución de bloques in-situ y curva distribución tronadura (gráfico)	14
Figura 8 Etapas para la generación de curvas de distribución de tamaño de bloque in-situ.....	14
Figura 9 Parámetros de diseño a escala banco.....	15
Figura 10 Parámetros de diseño a escala inter-rampa.....	16
Figura 11 Parámetros de diseño a escala global	16
Figura 12 Detonación de explosivo	17
Figura 13 Fragmentación por compresión alrededor del tiro.....	17
Figura 14 Pulso de tensión y propagación de fracturas	18
Figura 15 Expansión de fracturas por inserción de gas a alta presión	18
Figura 16 Orientación de estructuras respecto a pre-corte.....	22
Figura 17 Volumen considerado para el cálculo de factor de carga	23
Figura 18 Variables de diseño de tronadura	25
Figura 19 Conceptualización de daño por tronadura (diagrama).....	34
Figura 20 Escala banco y daño directo	35
Figura 21 Escala global e inter-rampa y daño indirecto	36
Figura 22 Unidades geotécnicas Mina A	37
Figura 23 Dominios estructurales Mina A.....	38
Figura 24 Proceso de perforación y tronadura Mina A (diagrama)	41
Figura 25 Proceso de QA/QC para el diseño de perforación Mina A (diagrama).....	42
Figura 26 Proceso de QA/QC para el diseño de tronadura Mina A (diagrama)	43
Figura 27 Unidades geotécnicas Mina B	45
Figura 28 Dominios estructurales Mina B	46
Figura 29 Flujograma de diseño de perforación Mina B (diagrama).....	48
Figura 30 Flujograma de operación de tronadura Mina B (diagrama)	48
Figura 31 Unidades geotécnicas Mina C	50
Figura 32 Dominios estructurales Mina C	50

Figura 33 Distribución de tronaduras (diagrama).....	52
Figura 34 Factor de carga: aplicado vs. Lilly (gráfico)	54
Figura 35 Factor de carga aplicado vs. Bi Lilly (gráfico).....	55
Figura 36 Curva ajustada Bi Lilly vs. Factor de carga aplicado (gráfico).....	56
Figura 37 Factor de carga vs. ITM (gráfico).....	57
Figura 38 Tronaduras con resultado (diagrama).....	58
Figura 39 Daño por sobre-quiebre	63
Figura 40 Levantamiento de piso por pre-corte.....	63
Figura 41 Pasos de metodología y horizontes de planificación.....	65
Figura 42 QA/QC Perforación (diagrama)	72
Figura 43 QA/QC carguío de explosivos (diagrama)	73
Figura 44 Ejecución de tronadura (diagrama)	75
Figura 45 Metodología de tronadura controlada (diagrama).....	78
Figura 46 Proceso geotécnico en rajo abierto.....	81
Figura 47 RMR: Puntaje asociado a roca intacta (UCS)	82
Figura 48 RMR: Puntaje asociado al índice RQD.....	82
Figura 49 RMR: Puntaje asociado al espaciamiento de estructuras (S)	82
Figura 50 RMR: Puntaje asociado a la condición de discontinuidades (JC).....	83
Figura 51 RMR: Puntaje asociado a la condición de agua (WC)	83
Figura 52 Clasificación GSI.....	84
Figura 53 B x S vs Bi banco de 5 metros (1992) (gráfico).....	85
Figura 54 FC vs Bi banco de 5 metros (1992) (gráfico).....	85
Figura 55 B x S vs Bi banco de 8 metros (1992) (gráfico).....	86
Figura 56 FC vs Bi banco de 8 metros (1992) (gráfico).....	86
Figura 57 B x S vs Bi banco de 10 metros (1992) (gráfico).....	87
Figura 58 FC vs Bi banco de 10 metros (1992) (gráfico).....	87

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Comparación de índices de clasificación del macizo rocoso.....	6
Tabla 2 Comparación de índices de tronabilidad del macizo rocoso.....	7
Tabla 3 Distribución de puntajes para Bi de Lilly	10
Tabla 4 Factores internos y factores externos en tronadura.....	24
Tabla 5 Variables de diseño de tronadura.....	25
Tabla 6 Métodos de diseño de tronadura y consideraciones del macizo rocoso	26
Tabla 7 Constante de competencia de la roca.....	28
Tabla 8 Valores de RMR y GSI por unidades geotécnicas Mina A	39
Tabla 9 Valores de densidad y UCS por unidades geotécnicas Mina A.....	40
Tabla 10 Diseño general de perforación y tronadura de Mina A.....	44
Tabla 11 Valores de RMR y GSI por unidades geotécnicas Mina B.....	47
Tabla 12 Valores de densidad y UCS por unidades geotécnicas Mina B.....	47
Tabla 13 Diseño general de perforación y tronadura de Mina B.....	49
Tabla 14 Valores de RMR y GSI por unidades geotécnicas Mina C.....	51
Tabla 15 Valores de densidad y UCS por unidades geotécnicas Mina C.....	51
Tabla 16 Diseño general de perforación y tronadura de Mina C.....	52
Tabla 17 Distribución porcentual de tronaduras.....	53
Tabla 18 Factor de condición y diseño de Mina A.....	59

Tabla 19 Resultados tronaduras Mina C	61
Tabla 20 Calificación de rangos Mina C	62
Tabla 21 Razones para la elección de métodos	69
Tabla 22 Aspectos claves para tronadura controlada-comparación.....	77

1. Introducción

1.1. Motivación

El diseño y la construcción de taludes en minería a rajo abierto son de las etapas más desafiantes desde el punto de vista ingenieril, ya que, interactúa con todas las áreas involucradas en la construcción de una mina: Planificación, operaciones, geotecnia, P&T, entre otras; y requiere de su sinergia para dar cumplimiento a los objetivos de lograr un diseño adecuado de P&T, junto con su implementación. Para lograr cumplir este objetivo y el desafío de diseñar y construir un talud, es que se torna necesario llevar a cabo una serie de etapas básicas que conforman el proceso geotécnico:

- 1) Capturar, procesar, integrar y validar en forma sistemática la información base para la construcción de un modelo geotécnico (Modelo estructural, modelo geológico, propiedades del macizo rocoso, clasificación del macizo rocoso, etc.).
- 2) Definir parámetros y restricciones geotécnicas de diseño, e identificar riesgos geotécnicos relevantes con foco en la sustentabilidad del negocio, cumpliendo criterios de aceptabilidad y normativa legal vigente.
- 3) Establecer las bases geotécnicas para garantizar el cumplimiento de los planes mineros.
- 4) Administrar los potenciales riesgos geotécnicos, establecer en forma anticipada las medidas de mitigación y operar bajo procedimientos y estándares que garanticen la calidad, seguridad y mínimas desviaciones (gestión de riesgos, conciliación geométrica y adherencia al plan minero).

Estas etapas tienen el fin de definir las bases geotécnicas que aportan a la sustentabilidad del negocio, a través de la entrega oportuna de parámetros de diseño confiables, y al control de las variables críticas durante la construcción.

Dado éste contexto es que los riesgos geotécnicos, los cuales son inherentes a la construcción de taludes, adquieren gran relevancia, por lo que deben ser controlados y administrados. Una de las herramientas básicas y de gran utilidad es la aplicación de tronadura controlada durante la construcción de los taludes, mediante la cual se busca fortalecer la capacidad de ejecución de los procesos mineros mediante el desarrollo de una estrategia planificada e integrada con procesos relacionados, aplicando evaluaciones continuas.

Es posible observar en la Figura 1 un agrietamiento en la berma de un banco, éste es uno de los tipos de daño que se busca evitar mediante el uso de tronadura controlada, entendiendo la existencia de otros beneficios que tiene su aplicación como son la sustentabilidad de la operación, del negocio y una mayor seguridad para los trabajadores.

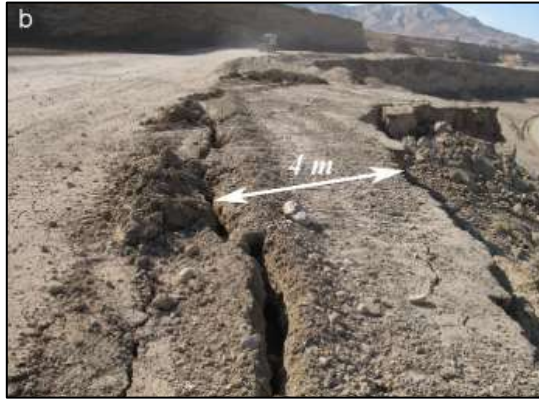


Figura 1 Agrietamiento de berma en un banco

(Fuente: Evaluation of effect of blasting pattern parameters on back-break using neural networks, 2008)

Entendiendo las características de la tronadura controlada como claves para minimizar los riesgos geotécnicos, minimizar el daño en el talud y cumplir el diseño, es necesario desarrollar una metodología de diseño y planificación de tronadura controlada transversal a los procesos mina, que plantee los pasos y métodos necesarios para dar cumplimiento a los puntos previamente mencionados. Su carácter de transversal es esencial, ya que, formará parte de los planes y guías que serán destinadas a gerencias y operadores mina, por lo que, debe ser comprendido e internalizado por los trabajadores, donde su incorporación consigna el mayor desafío.

Mencionado lo anterior, el presente trabajo de título propondrá una metodología de diseño y planificación de tronadura controlada, con el fin de administrar y controlar riesgos geotécnicos durante la construcción de taludes, enfatizando su carácter de transversal. Dado el impacto de la planificación y la tronadura en los resultados de calidad de los taludes, es que se busca por medio de la metodología propuesta entregar al proceso de P&T elementos claves para lograr el equilibrio adecuado entre fragmentación y daño.

La metodología desarrollada será validada con la información disponible de modelos geotécnicos, diseños mineros y tronaduras. Su enfoque estará principalmente dirigido a la relación entre geotecnia, perforación y tronadura, y el área de planificación, a través de los conceptos de adherencia al plan minero y conciliación geométrica.

2. Objetivos

A continuación se plantean el objetivo general y los objetivos específicos del trabajo de título:

2.1. Objetivo general

El objetivo general del presente trabajo es desarrollar una metodología para el diseño y planificación de tronadura controlada con el fin de administrar y controlar riesgos geotécnicos durante la construcción de taludes mineros, apoyando y guiando las decisiones tomadas por los actores que forman parte del proceso de construcción, aludiendo a las áreas de geotecnia, perforación y tronadura, planificación y topografía.

2.2. Objetivos específicos

- Analizar la situación actual en la que se encuentra la industria respecto a la aplicación de tronadura controlada y la integración del modelo geotécnico en el proceso de planificación y diseño de tronadura controlada.
- Definir las características relevantes del macizo rocoso para el diseño y planificación de tronadura controlada.
- Proponer índices de tronabilidad con el fin de integrarlos al proceso de definición de un modelo geotécnico para tronadura.
- Definir un marco general de un método de QA/QC para el diseño y planificación de tronadura controlada.
- Conceptualizar el daño en el talud minero provocado por tronadura.

3. Alcances

La metodología desarrollada en el presente trabajo de título será de carácter genérico, por lo que, su aplicación no se remite a un caso en específico, además sólo será aplicable a minería a rajo abierto.

Se considera la aplicación de tronadura controlada como una medida de control de riesgos geotécnicos, entendiendo la existencia de otros sistemas de apoyo para la administración y gestión de estos riesgos.

El presente trabajo de título está enfocado en proponer una metodología de diseño e implementación de tronadura controlada para lograr la geometría banco-berma estipulada en el diseño como un indicador de daño a escala banco, por lo que, los resultados serán en base al cumplimiento del diseño y en términos de granulometría, entendiendo la importancia de cumplir con un tamaño de roca mínimo.

La práctica de tronadura controlada a considerar será la combinación de una línea de pre-corte, una configuración de líneas Buffer y luego líneas de producción, esto dado que es la configuración más utilizada en la industria y la base de datos que se posee considera esta configuración como aplicación de tronadura controlada.

No se incorporan al análisis tronaduras confinadas, ya que, su tratamiento es diferente a las de tronaduras con cara libre, en el sentido de su diseño, planificación e implementación.

La Figura 2, presenta un diagrama con la orientación que toma la memoria respecto a las consideraciones y alcances. Se ve una tendencia clara al control del daño, sin dejar de lado una mirada en los resultados granulométricos.

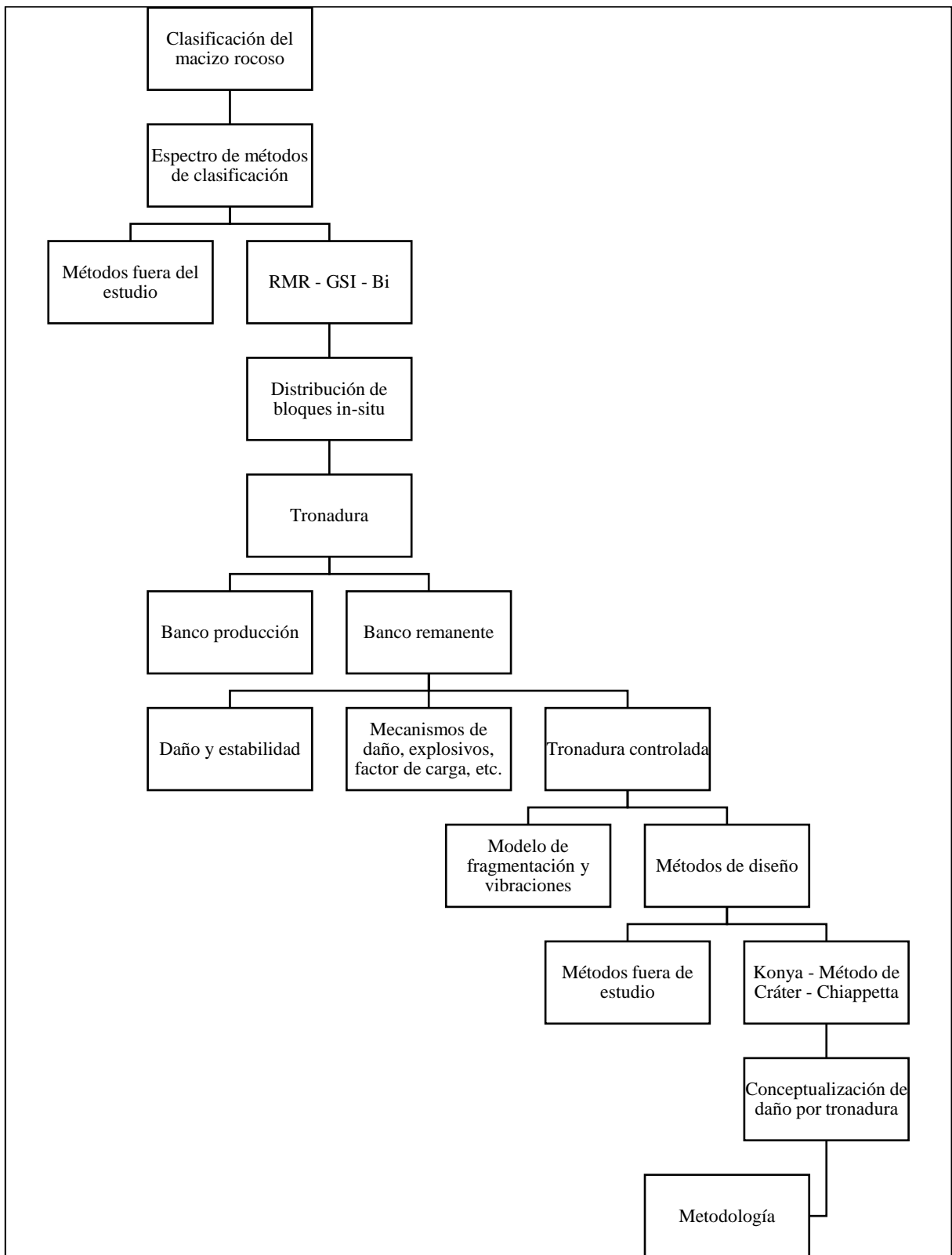


Figura 2 Desarrollo y alcances de la tesis (diagrama)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

4. Marco teórico

4.1. Proceso geotécnico

Se entiende como proceso geotécnico al conjunto de tareas que están orientadas a definir las bases geotécnicas que dan soporte al diseño y planificación de un proyecto de explotación en rajo abierto, y a su vez definen los elementos claves de seguimiento y control durante las etapas de construcción. Todo ello con miras a orientar el soporte geotécnico hacia los tres ejes de sustentabilidad en la construcción de taludes: Optimización del diseño, excelencia operacional y control de riesgos.

Este proceso geotécnico cuenta con 4 etapas, donde cada una posee sus objetivos y entregables bien definidos (es posible ver la figura del proceso geotécnico en el anexo 11.1.). A continuación, se enuncian cada uno de los sub-procesos con sus características:

a) **Modelamiento geológico/geotécnico:**

Su objetivo es capturar, procesar, integrar y validar en forma sistemática la información base para poder construir el modelo geotécnico. El entregable de éste proceso es un modelo geotécnico auditable, que cumpla con la suficiencia de información y calidad requerida por la compañía minera.

b) **Diseño de taludes:**

Su objetivo es definir los parámetros y restricciones geotécnicas de diseño, e identificar riesgos geotécnicos relevantes, con foco en la sustentabilidad del negocio. El entregable de éste proceso corresponde a las fases validadas, que cumplan con los criterios de aceptabilidad definidos por la compañía y cumplan con la legislación minera vigente.

c) **Planificación geotécnica:**

Su objetivo es establecer las bases geotécnicas para garantizar el cumplimiento de los planes mineros. El entregable de ésta etapa son los planes mineros con respaldo y bases geotécnicas integradas que aseguren la adherencia a los planes.

d) **Construcción de taludes:**

Su objetivo es administrar los potenciales riesgos geotécnicos, establecer de forma anticipada las medidas de mitigación y operar bajo procedimientos y estándares que garanticen la calidad, seguridad y mínimas desviaciones. Se plantea un sistema de rutina que incluya: Inspecciones geotécnicas, monitoreo y vigilancia, aplicación de tronadura controlada, planos de peligros de caída de rocas y control de calidad. Todo este sistema de rutina en su conjunto define un sistema de administración y control de riesgos geotécnicos durante la construcción de taludes.

El proceso geotécnico enunciado define el contexto en el cual se desarrolla esta propuesta metodológica de tronadura controlada, donde su principal motivación radica en mitigar el daño en la pared del talud y así el consecuente riesgo de exposición a los trabajadores, y el de implementar completamente el modelo geotécnico al desarrollo de la tronadura controlada.

4.2. Clasificación del macizo rocoso

En la industria existe una gran variedad de índices para clasificar el macizo rocoso, basado en sus características principales. Los índices aplicados en la industria y las características que consideran se muestran en la Tabla 1.

Tabla 1 Comparación de índices de clasificación del macizo rocoso

Índices de clasificación	Características del macizo y roca intacta			
	Resistencia de la roca	Características estructurales	Condición de estructuras	Otras*
RQD		X		
FF/m		X		
RMR _b	X	X	X	X
RMR _L	X	X	X	
IRMR	X	X	X	
MRMR	X	X	X	X
Q	X	X	X	X
Q'		X	X	
GSI		X	X	X

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

*Otras: Agua, Esfuerzo in-situ, Densidad, Perturbación por tronadura, Meteorización.

En éste estudio se utilizarán los métodos o índices de clasificación RMR_b y GSI. Las razones para la selección de estos índices se exponen a continuación:

- GSI:
 - Su aplicación está ampliamente extendida en la industria.
 - Forma parte del criterio de falla Hoek and Brown, el cuál es el que mejor representa el comportamiento del macizo rocoso.
 - Es aplicable en rajo abierto.
 - Considera fundamentalmente características estructurales (ver Tabla 1).

- RMR_b:
 - Su aplicación está ampliamente extendida en la industria.
 - Toma en consideración una amplia gama de características del macizo rocoso (ver Tabla 1).
 - Si se comparan unidades geotécnicas, el índice RMR_b muestra claramente diferencia en sus valores, pudiendo tomarse como indicador de diferentes tipos de roca, y por consiguiente su comportamiento también será diferente dependiendo de la clasificación.
 - Es aplicable en rajo abierto.

Respecto a los índices de tronabilidad existentes, los cuales tienen como finalidad indicar la respuesta del macizo rocoso ante una tronadura, existe una amplia variedad y difieren en las características del macizo rocoso consideradas (ver Tabla 2).

Tabla 2 Comparación de índices de tronabilidad del macizo rocoso

	Hino	Langefors	Borquez	Fraenkel	Sassa&Ito	Rakishev	SRK	Lilly	Ghose	Afrouz	JKMRC	Latham and Lu	Han, Weiya y Shouyi	ITM
Resistencia a la compresión	X				X	X	X	X	X		X	X	X	X
Resistencia a la tracción	X				X	X						X		
Resistencia al corte							X					X		
Propiedades elásticas											X	X	X	
Vel. de propagación de onda						X						X		
Confinamiento									X					
Densidad						X	X	X	X		X	X		
Presencia de estructuras			X		X	X	X	X	X		X	X	X	X
Condición de estructuras			X			X		X	X			X	X	X
Orientación de estructuras								X	X					
Presencia de agua														
Calificación geotécnica							X			X		X	X	
Indeterminado o diseño		X		X			X		X					

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

En la memoria se hará alusión a dos índices de tronabilidad, las razones se exponen a continuación:

- Lilly:
 - Considera las características principales del macizo rocoso que juegan un rol fundamental en el desarrollo de la tronadura.
 - Es ampliamente utilizado en la industria y es de fácil aplicación.
 - Permite integrar variaciones, lo que lo hace adaptable a condiciones específicas de cada faena.

- ITM:
 - Índice en desarrollo por parte de la empresa E-Mining Technology.
 - Considera los tres elementos básicos que condicionan la tronadura.
 - Es ajustable a las condiciones propias de cada faena.
 - Es de fácil utilización, ya que los parámetros de entrada son ampliamente utilizados en faena y su formulismo no presenta complejidades.

4.2.1. RMR (Bieniawski 1989)

Corresponde a un método de clasificación del macizo rocoso que asigna puntajes según la dureza de la roca, la calidad del macizo, la persistencia de estructuras, la condición de las estructuras y la presencia de agua. La suma de los puntajes entrega un valor el cual se asocia a la clasificación y calidad del macizo rocoso. En la Ecuación 1 se puede observar la relación mencionada.

$$RMR = P(UCS) + P(RQD) + P(S) + P(JC) + P(WC)$$

Ecuación 1 RMR (Bieniawski 1973)

Donde:

- UCS: Resistencia a la compresión uniaxial [Mpa].
- RQD: Rock quality designation [0%-100%].
- S: Espaciamiento entre estructuras [m].
- JC: La condición de las estructuras.
- WC: La condición de agua.

La designación de calidad y clases para el macizo rocoso obtenida por la estimación del valor del RMR es la siguiente:

- Calidad Muy buena: Clase I $80 \leq RMR < 100$
- Calidad Buena: Clase II $60 \leq RMR < 80$
- Calidad Regular: Clase III $40 \leq RMR < 60$
- Calidad Mala: Clase IV $20 \leq RMR < 40$
- Calidad Muy mala: Clase V $0 \leq RMR < 20$

El detalle de cada uno de los índices es posible verlo en el Anexo 11.2.

4.2.2. GSI

El índice de resistencia geológica fue desarrollado por Hoek el año 1994, éste índice de calidad geotécnica toma en consideración dos parámetros para definir la resistencia del macizo rocoso:

- RMS = Blocosidad y grado de trabazón.
- Jc = Condición de las estructuras presentes en el macizo rocoso.

Basado en la figura del Anexo 11.3 y a las observaciones en terreno, es posible obtener el valor del GSI, el cual divide la calidad de la roca en 5 categorías:

- a) Muy buena: $80 \leq \text{GSI} < 100$
- b) Buena: $60 \leq \text{GSI} < 80$
- c) Regular: $40 \leq \text{GSI} < 60$
- d) Mala: $20 \leq \text{GSI} < 40$
- e) Muy mala: $0 \leq \text{GSI} < 20$

4.2.3. Índice de tronabilidad de Lilly

El índice de tronabilidad (Bi) corresponde a un desarrollo de Peter Lilly (1986), el cual se basa en las condiciones y características del macizo rocoso para indicar su comportamiento ante una tronadura en rajo abierto. Si bien su desarrollo fue limitado a condiciones específicas de una mina de hierro en el oeste de Australia, hoy en día es una herramienta ampliamente usada por su fácil aplicabilidad en terreno y su simplicidad en el uso.

Para obtener el valor del índice de tronabilidad, el cual posee un rango entre 20 y 100, se debe asignar un puntaje a diferentes aspectos del talud, los cuales se enuncian a continuación:

- a) Descripción del macizo rocoso (RMD): Aspecto del talud tomando en cuenta los principales sistemas de discontinuidades.
- b) Espaciamiento entre fracturas (JPS): Estimación del espaciamiento entre fracturas promedio en el talud.
- c) Orientación de los planos de discontinuidad (JPO): Se observan los principales sistemas de discontinuidades presentes en la cara del talud.
- d) Influencia de la densidad de la roca (SGI).
- e) Dureza de la roca (HD): Estimada a partir de la escala por golpes de martillo o relación numérica de la resistencia a la compresión no confinada de la roca.

Basado en la suma del rating de estos aspectos y resultados empíricos de tronaduras en minas, se puede derivar el valor de factor de carga (gr/t) a utilizar en el macizo rocoso.

La Tabla 3, presenta la distribución de puntajes para cada uno de los aspectos del macizo rocoso.

Tabla 3 Distribución de puntajes para Bi de Lilly

Parámetro	Rating	
RMD	Poco consolidado	10
	Diaclasado en bloques (0,5 cm)	20
	Diaclasado en bloques (1,0 m)	30
	Diaclasado en bloques (> 1 m)	40
	Masivo	50
JPS	Muy Pequeño (< 0,1 m)	10
	Pequeño (0,1 a 0,3 m)	20
	Medio (0,3 a 0,6 m)	30
	Grande (0,6 a 1,0 m)	40
	Muy Grande (>1,0 m)	50
JPO	Horizontal	10
	Manteo hacia cara	20
	Rumbo normal a cara	30
	Manteo contra la cara	40
SGI	SGI=25xDensidad-50	-
HD	Blanda	1
	Promedio	2
	Dura	5
	Muy dura	8
	Extremadamente dura	12
	HD=0.05xUCS	-

(Fuente: E-Mining Technology, 2017)

Una vez obtenidos los puntajes, la relación de la Ecuación 2 asignará el valor para el índice Bi.

$$Bi = 0.5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI + HD)$$

Ecuación 2 Cálculo de Bi de Lilly

Una vez obtenido el valor de Bi, es posible extender su resultado para el cálculo del factor de carga a aplicar al macizo rocoso. En éste contexto existen dos caminos a seguir, uno relacionado con el desarrollo del año 1986 y el otro con el del año 1992.

El desarrollo del año 1986, corresponde a un gráfico que presenta el valor del factor de carga para Anfo y un factor de energía en unidades de MJ/t, el cual se presenta con la idea de extender el valor del factor de carga para diferentes tipos de explosivos (Figura 3).

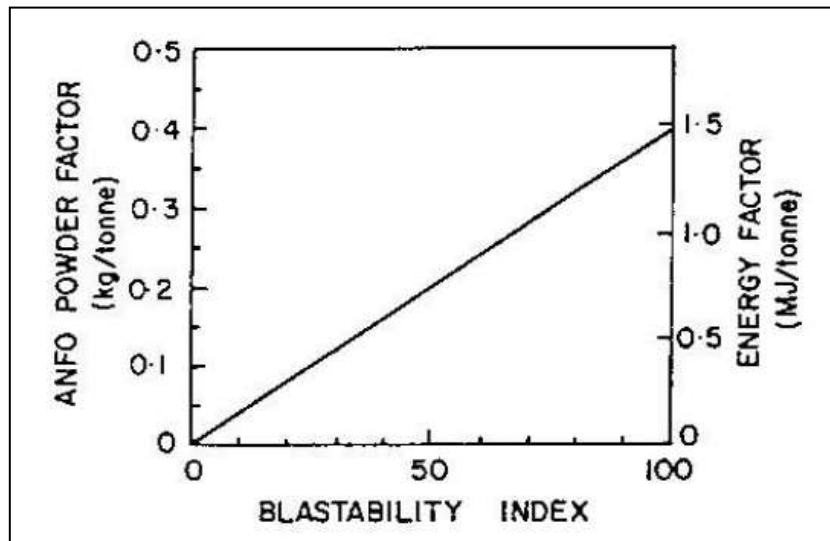


Figura 3 Relación entre Bi de Lilly y Factor de carga (gráfico)

(Fuente: An empirical method of assessing rock mass blastability, Lilly, 1986)

El del año 1992 corresponde a una serie de gráficos, que dependiendo del diámetro del tiro y de la altura del banco, se asigna un valor de factor de carga y como extra también asignan valores de Burden y Espaciamiento (los gráficos se muestran en el Anexo 10.4.).

4.2.4. Índice de tronabilidad del macizo (ITM)

El ITM es un índice que actualmente está en desarrollo por parte de la empresa E-Mining Technology. Corresponde a un parámetro que busca caracterizar geotécnicamente el macizo rocoso para el proceso de perforación y tronadura, con el fin de correlacionarlo con el consumo de energía durante el proceso.

El método propuesto por la empresa para definir el ITM se sustenta en la incorporación de características del macizo rocoso y la roca intacta, las que quedan definidas en función de los siguientes indicadores:

- RQD [%]: Grado de fracturamiento.
- Jc (RMR Bieniawski 1989): Condición de discontinuidades.
- UCS (Resistencia a la compresión simple [Mpa]): Propiedades de roca intacta.

Por lo tanto, el factor asociado a roca intacta es escalado a macizo rocoso mediante los factores definidos por la condición de las discontinuidades y el grado de fracturamiento. El diagrama de la Figura 4, esquematiza la estimación del ITM, basado en los indicadores mencionados anteriormente.

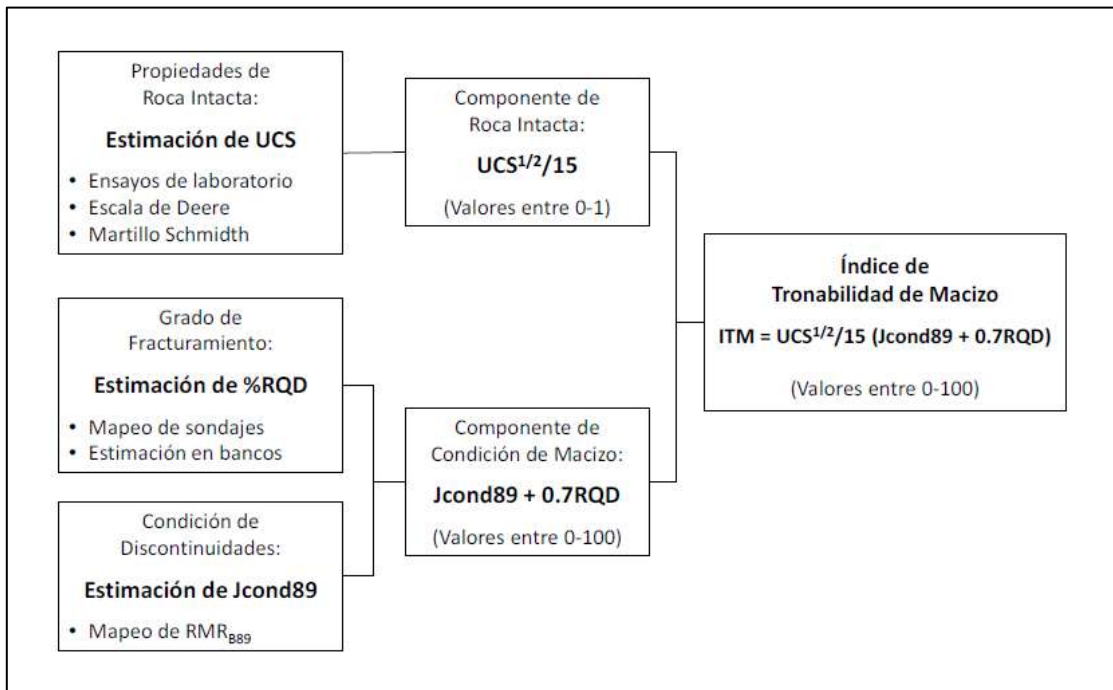


Figura 4 Esquema de estimación del ITM (diagrama)

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

La expresión que define el valor del ITM queda dada por la Ecuación 3:

$$ITM = \left(\frac{UCS^{\frac{1}{2}}}{15} \right) \times (Jcond89 + 0.7 \times RQD)$$

Ecuación 3 Cálculo de ITM

En las figuras 5 y 6, se presentan los gráficos que correlacionan el factor de carga utilizado y el ITM para tronaduras de contorno y de producción.

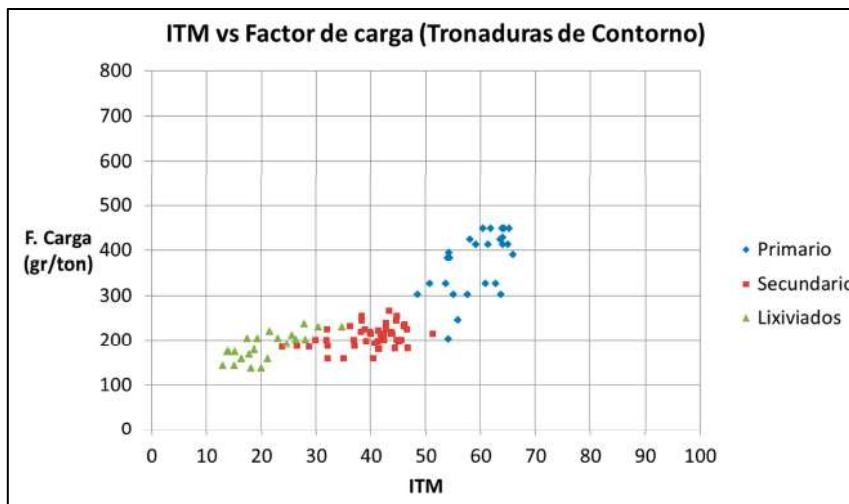


Figura 5 Factor de carga vs ITM tronaduras de contorno (gráfico)

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

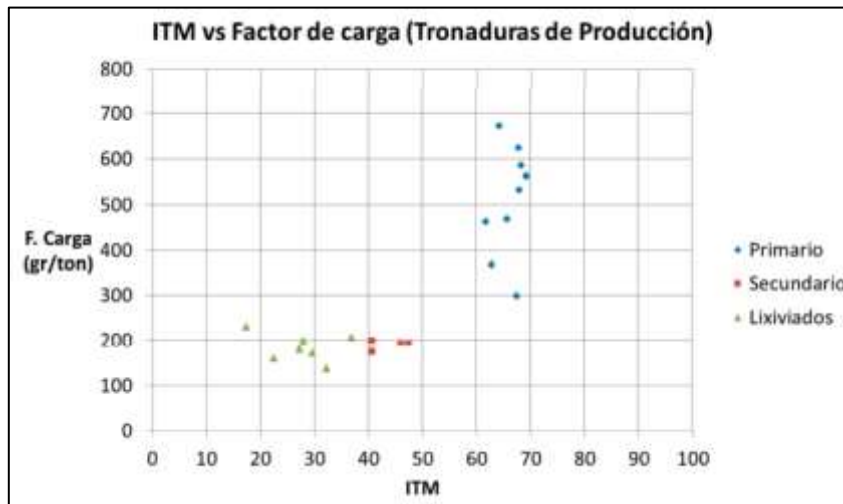


Figura 6 Factor de carga vs ITM tronaduras de producción (gráfico)

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

Éste índice aún está en desarrollo, por lo que, para poder ajustar de mejor forma la curva es necesario revisar las condiciones de cada faena en particular y los resultados esperados en cuanto a nivel de fragmentación y daño.

4.3. Distribución de tamaño de bloque in-situ

La distribución de tamaño de bloque in-situ corresponde a la distribución granulométrica de los fragmentos o bloques que conforman el macizo rocoso. Respecto de estos existen una gran cantidad de formas de representar el tamaño de los bloques, como por ejemplo los índices: RQD, densidad de fracturas, volumen de bloque in-situ, espaciamiento entre fracturas, etc.

Los índices mencionados poseen algunas limitaciones, como por ejemplo:

- El RQD no es representativo de lo que se tiene en el macizo rocoso, debido al sesgo que se incorpora al considerar sólo trozos mayores a 10 centímetros en sondajes.
- El espaciamiento entre fracturas depende de la orientación o punto de vista desde donde se observen las fracturas.

Dado esto, es que necesariamente se debe desarrollar una metodología de medición de tamaño de bloque in-situ que entregue una medida fiable de la distribución de tamaños y se sustente fuertemente en el modelo estructural de la mina en estudio.

A modo de ejemplo, en la Figura 7 se presenta la curva de distribución de bloque in-situ de una faena minera y la curva objetivo para tronadura. Cabe destacar que el principal objetivo de su uso y su introducción es que representa la condición inicial y la condición resultante esperada, lo que da una noción de la energía requerida para dar logro a los objetivos granulométricos propuestos.

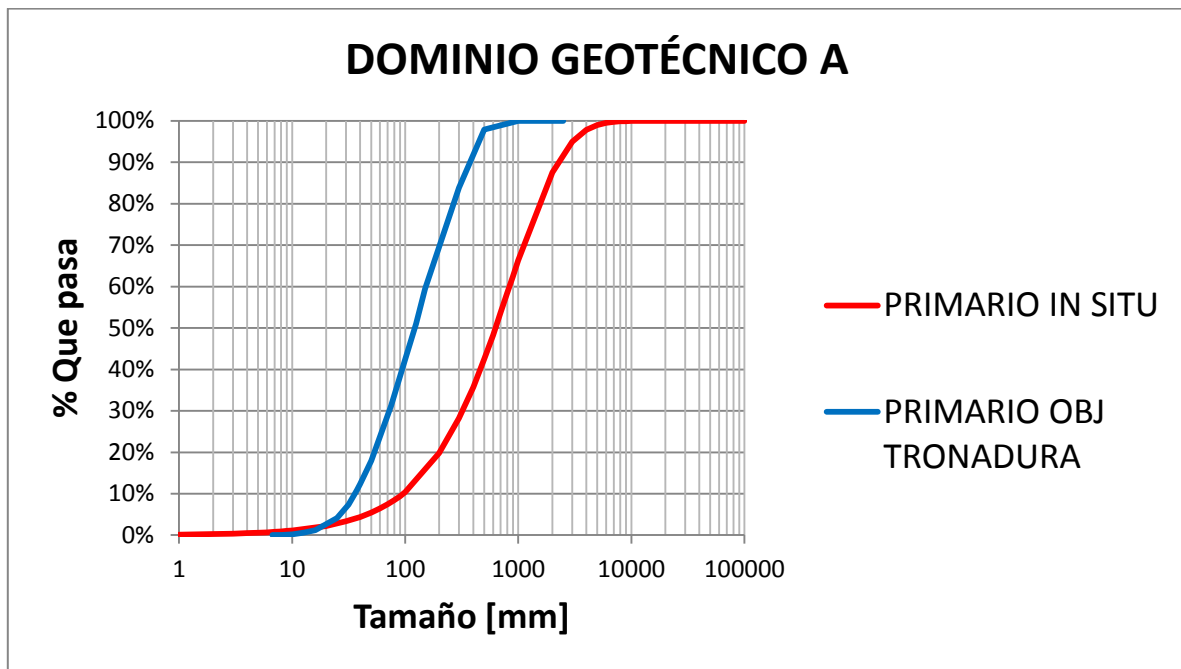


Figura 7 Distribución de bloques in-situ y curva distribución tronadura (gráfico)

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

La información base para determinar la distribución de bloques in-situ corresponde a:

- La información de longitud de trozos enteros obtenidos desde sondajes.
- Geometría representativa de los trozos, respaldada en función de los patrones estructurales que conforman la fábrica del macizo (Modelo estructural de sistemas menores).

Los pasos a seguir se presentan en el diagrama de la Figura 8, donde se diferencian 5 etapas, desde la captura de información a la generación de las curvas de distribución de bloques in-situ.

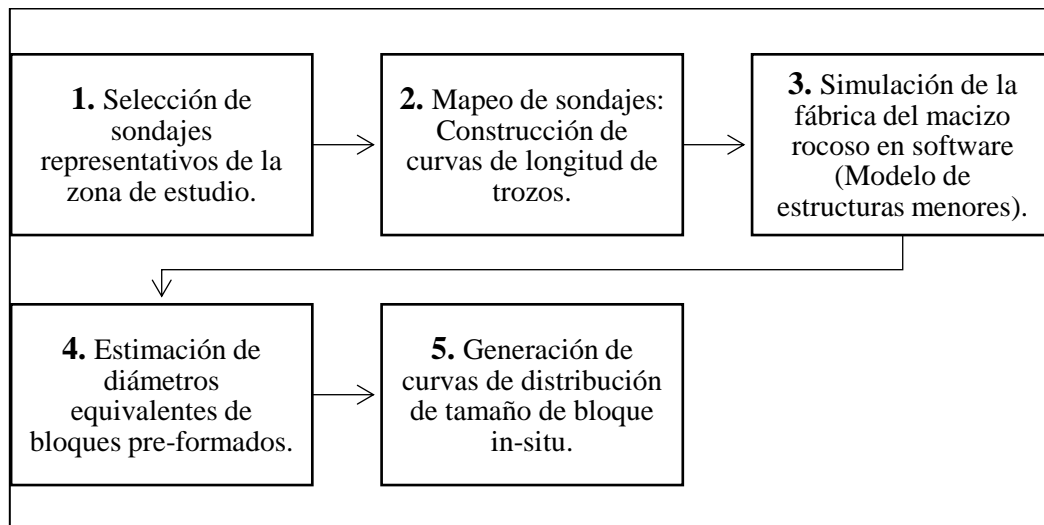


Figura 8 Etapas para la generación de curvas de distribución de tamaño de bloque in-situ

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Siguiendo estos pasos y tomando las consideraciones necesarias respecto a la definición de diámetros equivalentes y el modelo utilizado para definir la cantidad de finos, es posible obtener una distribución de bloque in-situ representativa, la que en una etapa final debe ser conciliada con levantamientos topográficos en terreno y evaluar su concordancia con los modelos.

4.4. Parámetros de diseño rajo abierto

Para saber cuál es resultado esperado de una tronadura controlada, es esencial tener conocimiento de los parámetros de diseño en rajo abierto, los cuales tienen relación directa con los objetivos de una tronadura de talud final y dan el nivel de holgura que se posee.

A escala banco fundamentalmente se busca cumplir con los siguientes parámetros (ver Figura 9):

- H = Altura de banco.
- A = Ancho de berma.
- β = Ángulo cara de banco.

Existen otros parámetros como son el descreste y la quebradura, de gran relevancia, ya que, son los que dan la forma final al ancho de berma.

Dependiendo del tipo de banco, se pueden tener diferentes alturas y anchos, por ejemplo, para bermas de contención de caídas de roca se busca obtener un mayor ancho de berma, para bancos dobles se busca obtener el doble de altura respecto a la diseñada.

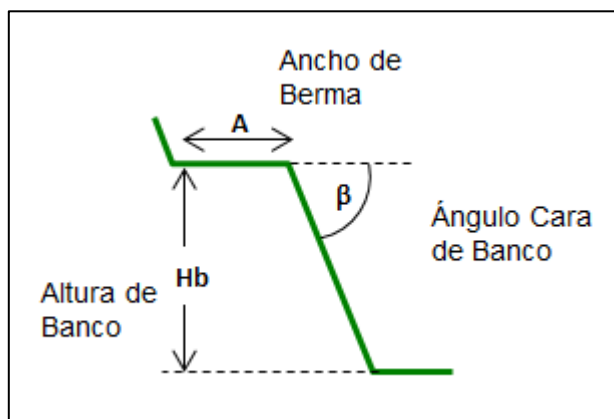


Figura 9 Parámetros de diseño a escala banco

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

A escala inter-rampa se busca cumplir con los siguientes parámetros (ver Figura 10):

- α_i = Ángulo inter-rampa.
- AR = Ancho inter-rampa.
- H_i = Altura inter-rampa

El ángulo y altura inter-rampa viene dado por el cumplimiento del ángulo y altura cara de banco, y características geotécnicas del macizo rocoso, mientras que el ancho de rampa viene dado por el ancho de los camiones CAEX, distancias de seguridad y bermas de seguridad.

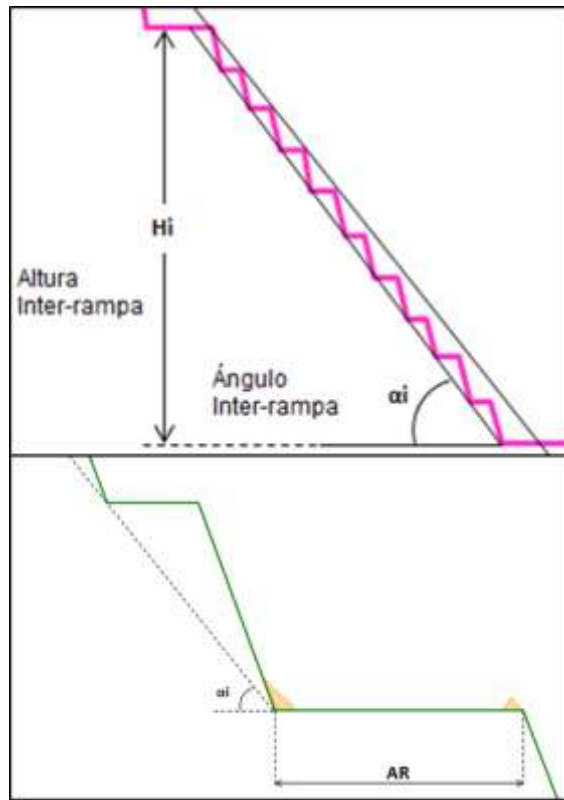


Figura 10 Parámetros de diseño a escala inter-rampa

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

A escala global se busca cumplir con los siguientes parámetros (ver Figura 11):

- H = Altura global.
- α = Ángulo global.

La altura global es la altura medida desde la pata del banco más profundo a la cresta del banco más superficial. Mientras que el ángulo global es el ángulo que mejor representa la cara del talud.

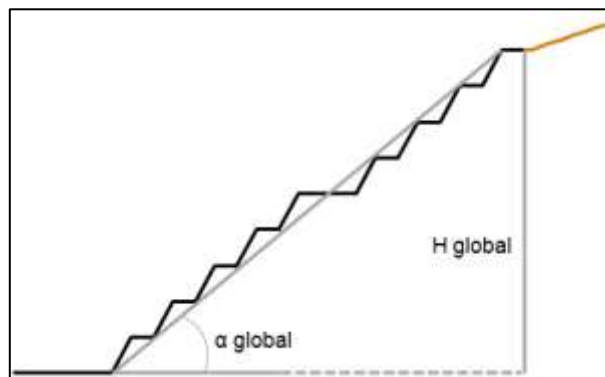


Figura 11 Parámetros de diseño a escala global

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

4.5. Mecanismos de fragmentación del macizo rocoso por tronadura

La tronadura es el primer proceso de fragmentación del macizo rocoso, y para poder abarcar un proceso como éste, es importante entender el mecanismo de acción del explosivo sobre el macizo rocoso. A continuación se detallará este proceso:

Al momento de la detonación de un explosivo (ver Figura 12), el químico en estado semi-sólido, relativamente frío, es convertido rápidamente en un gas a alta temperatura y alta presión. Durante este proceso, que ocurre en aproximadamente 2 milisegundos, la columna de explosivo se expande aproximadamente 1000 veces su volumen original, estos efectos combinados generan una presión aproximada de 2 [Gpa]. En la zona más próxima del tiro (2 a 4 veces el diámetro del explosivo, Figura 13) se transmite una onda de choque hacia el macizo rocoso, que genera un esfuerzo compresivo que es mayor al esfuerzo resistente a la compresión de la roca, por lo que se genera una zona de material altamente fracturado (creación de finos).



Figura 12 Detonación de explosivo

(Fuente: Open pit slope design, 2009)

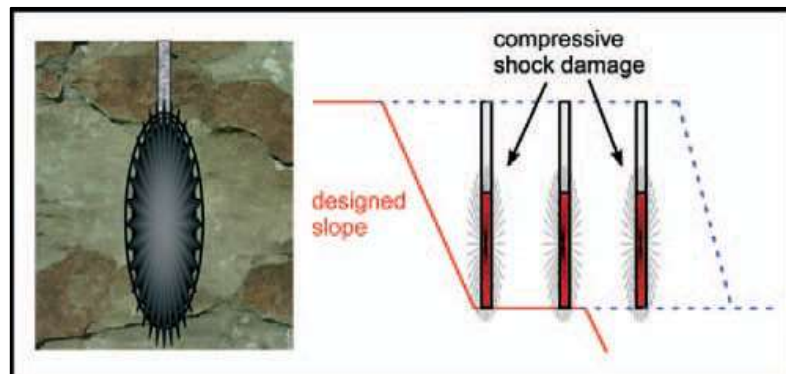


Figura 13 Fragmentación por compresión alrededor del tiro

(Fuente: Open pit slope design, 2009)

Esta primera etapa de fragmentación por compresión reduce la presión hasta que la onda de choque se transforma en un pulso de tracción. Este pulso se propaga por el macizo rocoso a una velocidad igual a la onda-P, lo que se traduce en una tensión tangencial (ver Figura 14). Si esta

tensión es mayor a la resistencia a la tracción dinámica de la roca, se crearán nuevas fracturas radiales en todas las direcciones (zona de 20-30 veces el diámetro del tiro).

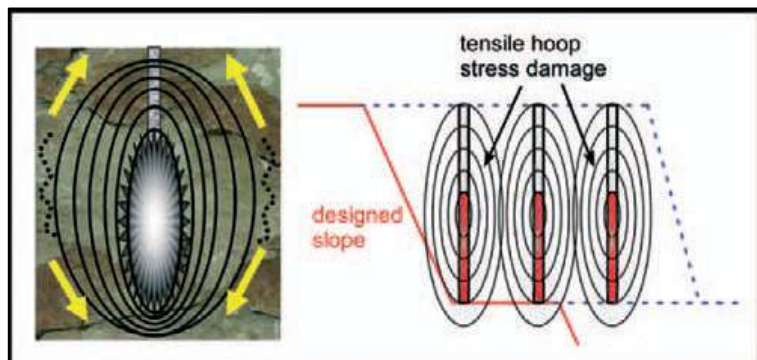


Figura 14 Pulso de tensión y propagación de fracturas

(Fuente: Open pit slope design, 2009)

Cuando este pulso de tensión alcanza alguna interface entre roca y aire (cara libre o fracturas pre-existentes), este pulso es reflejado en tensión; de la misma forma que antes, si este pulso reflejado es mayor que la resistencia dinámica a la tracción de la roca, ocurre desprendimiento (spalling) de la roca.

La siguiente etapa consiste en la generación, expansión y penetración de gases a alta presión a través del macizo rocoso. Esto ocurre a una velocidad mucho menor que a lo acontecido anteriormente. Inicialmente la presión del gas penetrante logra generar nuevas fracturas en zonas cercanas al tiro, pero su principal mecanismo de acción en términos de fragmentación tiene lugar en la inserción de este gas a alta presión en las fracturas existentes, expandiéndolas y haciendo que estas se intersecten con otras (ver Figura 15).

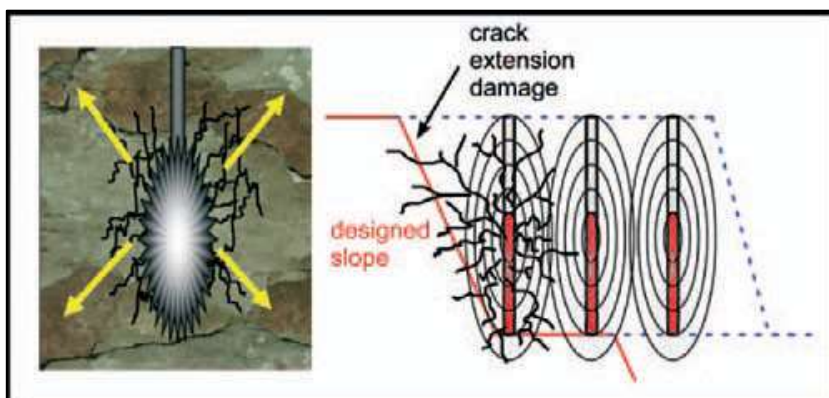


Figura 15 Expansión de fracturas por inserción de gas a alta presión

(Fuente: Open pit slope design, 2009)

Finalmente, la presión de gas curva y quiebra el macizo rocoso, permitiendo su movimiento hacia la zona que le ofrece menor resistencia, produciendo así el apilamiento del material fragmentado.

Existe un mecanismo de fragmentación aparte del producido por el explosivo, que dice relación con la colisión de los fragmentos de roca en el aire, la cual es una acción secundaria de menor importancia, pero que debe ser considerada en un estudio detallado de mecanismos de fragmentación durante la tronadura.

4.6. Explosivos

Los explosivos se definen como sustancias que tienen la capacidad de experimentar una reacción química muy rápida, sin la participación de un agente externo. Los productos de esta reacción veloz son fundamentalmente gases, lo cuales pueden expandirse debido a las altas temperaturas generadas, pudiendo efectuar trabajo sobre el elemento que las contenga.

Generalmente los explosivos son una mezcla de sustancias (combustible y oxidante) que al ser iniciadas producen una reacción exotérmica a una muy alta velocidad, produciendo gases a alta temperatura, lo que ocupan un volumen mucho mayor al inicial.

Los explosivos se pueden clasificar en:

- a) Químicos o industriales: Liberan energía a causa de una reacción química.
- b) Mecánicos: Liberan energía por la vaporización repentina de materiales, por la introducción de otros materiales a gran temperatura.
- c) Nucleares: Asociados a la liberación de energía por fusión o fisión nuclear.

Cuando se habla de tronadura, se habla de explosivos químicos o industriales, los cuales a su vez se pueden dividir en dos grupos:

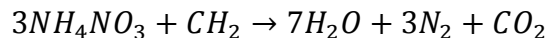
- Altos explosivos: Detonan al ser iniciados y alcanzan una gran presión. Se subdividen en primarios y secundarios. Los primarios por su alta energía y sensibilidad generalmente son utilizados para iniciar los secundarios.
- Bajos explosivos: Deflagran cuando son iniciados y alcanzan muy bajas presiones. Ejemplo de estos son: la pólvora, pirotecnia y propulsores.

Los explosivos químicos también se pueden clasificar en:

- Ideales: Cualquiera sea su diámetro o forma, conservan sus características (Velocidad de detonación, presión de detonación, etc.), son de “larga vida” dependiendo de las condiciones ambientales. Ejemplos de estos: TNT, PETN, etc.
- No ideales: Sus características dependen del diámetro, temperatura, confinamiento, etc., son de “corta vida”. Ejemplos de estos: Anfo, Emulsiones, Hidrogeles, etc.

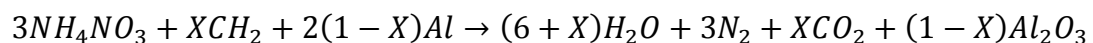
4.6.1. Anfo

El Anfo es un explosivo de alta potencia, que está compuesto por Nitrato de amonio y algún combustible derivado del petróleo. Generalmente se usa en forma de prill, el cual es ingresado en los pozos de tronadura (usualmente se les nombra a granel). La reacción de descomposición u oxidación que ocurre al momento de la oxidación, en un sistema teóricamente equilibrado en oxígeno se puede representar como se ve en la Ecuación 4.



Ecuación 4 Reacción de descomposición para los componentes del ANFO

Una variación del Anfo es el Alanfo, el cual corresponde al Anfo mezclado con aluminio, el cual permite aumentar la energía del explosivo. A continuación, en la Ecuación 5, se presenta la reacción de descomposición de los componentes del Alanfo.



Ecuación 5 Reacción de descomposición para los componentes del ALANFO

Un agente que disminuye la efectividad de la acción del Anfo es el agua, ya que, absorbe gran contenido del calor para su evaporación, por lo que, rebaja notablemente la potencia del explosivo.

El rendimiento del Anfo depende fuertemente de consideraciones de diseño de la tronadura. Los principales condicionantes del rendimiento se enlistan a continuación:

- Temperatura.
- Iniciación.
- Balance de oxígenos.
- Presencia de agua.
- Densidad del Anfo.
- Diámetro de prills.
- Diámetro del tiro.
- Confinamiento.

4.6.2. Hidrogel

Están compuestos por soluciones acuosas saturadas en sodio, con otros oxidantes como nitrato de sodio y calcio. Es necesario incorporarles sensibilizantes, ya que, requieren una mayor energía para iniciar la reacción en cadena. La solución oxidante que contiene el hidrogel está constituida por agua, nitrato amónico y sódico, más agentes que permiten aumentar su viscosidad, con el fin de retener burbujas de gas (sensibilizantes). Un punto importante es que estas mezclas se cristalizan a temperatura ambiente, debido a que es una solución súper-saturada.

Su manipulación debe ser con extremo cuidado, son resistentes al agua, su potencia es igual o superior a los explosivos normalmente utilizados, incluso pudiendo ajustarse a las condiciones requeridas. Otra propiedad ajustable de los hidrogeles es la densidad, mediante la adición de gasificantes o aditivos de baja densidad (permite aumentar su velocidad de detonación y la sensibilidad).

Éste explosivo puede ser suministrado encartuchado o vertible. Se recomienda ser usado en forma vertible, ya que, así se puede aprovechar de mejor forma el espacio, para rellenar completamente el hueco de los tiros perforados.

4.6.3. Emulsión

Éste tipo de explosivos mantiene las propiedades de los hidrogeles y mejora dos características: mayor potencia y más resistencia al agua. Es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable entre dos líquidos inmiscibles. La fase acuosa está compuesta de sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa está compuesta por un combustible líquido inmiscible en agua (hidrocarburo).

Para tener una sensibilización adecuada de estos explosivos se precisa de un mecanismo físico como burbujas de gas comprimidas adiabáticamente (existen otros mecanismos de sensibilización, pero son menos utilizados).

Se pueden tener muchas configuraciones de emulsiones dadas las condiciones y las necesidades de la mina, por lo que, es uno de los explosivos más versátiles existentes actualmente. Éste puede ser utilizado como cartucho o a granel.

4.6.4. Características de la roca y selección de explosivo

- Rocas masivas:

Para esta condición de macizo rocoso es necesario que el explosivo genere una gran cantidad de fracturas en la roca, para ello se requiere una gran cantidad de energía en tensión. Dado lo anterior, es necesario hacer uso de explosivos con una alta densidad y velocidad de detonación (hidrogeles, emulsiones o explosivos gelatinosos).

- Macizos rocosos muy fracturados:

Para rocas muy fracturadas se debe usar un explosivo que posea una gran energía asociada a la acción de los gases. La energía en tensión, en este caso, no representa una gran fuente de fragmentación, dado que, las fracturas nuevas se verán interrumpidas rápidamente por fracturas pre-existentes. Ejemplo de un explosivo con estas características es el Anfo.

- Macizos rocosos conformados por bloques:

Para macizos rocosos conformados por bloques con espaciamentos grandes, el proceso de fragmentación por tronadura depende fundamentalmente por la geometría de la malla de perforación, por lo que se requerirá un explosivo equilibrado en términos de su energía de tensión y energía por acción de los gases. Ejemplo de explosivos con estas características son el Alanfo y Anfo pesado (emulsión con Anfo).

- Macizos rocosos porosos:

Dada su condición, estos macizos amortiguan una gran cantidad de la energía en tensión, la mayor parte del trabajo la ejercen los gases en expansión. Los explosivos que mejor se comportan en esta condición, son aquellos con una baja densidad y velocidad de detonación (Anfo).

4.7. Mecanismo de pre-corte

El pre-corte es una aplicación de tronadura controlada, que busca minimizar el daño en la pared del talud y generar una barrera para evitar la transmisión de la onda de choque a través del macizo rocoso.

Teniendo en cuenta el mecanismo de fragmentación del macizo rocoso por tronadura, las zonas generadas producto de la energía impartida y la penetración de gases, es que a continuación se extenderá esta teoría para relacionarla con la acción del pre-corte en el macizo rocoso.

La zona altamente fractura generada en las cercanías del pozo de tronadura es de poca o nula utilidad práctica. Esta zona, además, se transforma en una barrera que podría llegar a dificultar la penetración de los gases por las grietas formadas, disminuyendo el tiempo de actuación de los gases. También afecta la disponibilidad de energía útil del explosivo e influye directamente en la atenuación de la onda de tensión, por lo que para efectos del pre-corte el desacople de las cargas permite minimizar la formación de esta zona altamente fracturada y así alcanzar en mayor tiempo el valor máximo de presión en el tiro.

Entendiendo que el pre-corte busca minimizar el daño en la pared del talud y también generar una barrera en la transmisión de la onda de choque, es aconsejable utilizar diámetros pequeños y cargas desacopladas. Esto dado que, la generación de grietas radiales depende directamente del radio del barreno y gracias al desacople de las cargas se reduce la presión en las paredes del pozo.

Como se mencionó anteriormente, alrededor del pozo se generan grietas radiales, que se propagan al azar en todas direcciones, si se extiende este ejercicio a una hilera de tiros que se hacen detonar, el número de grietas y la extensión alrededor del pozo disminuye considerablemente. Las grietas de mayor tamaño se unen para formar una superficie de fractura, estas fracturas crecen y se desarrollan en conjunto para formar un patrón regular.

Como el pre-corte es desacoplado, la densidad, rugosidad, forma y tamaño de las grietas se ven afectadas, disminuyéndolas en extensión y número. Entendiendo esto, es que para lograr que las fracturas se unan entre dos pozos es esencial el espaciamiento utilizado.

Respecto a la eficacia de la aplicación del pre-corte, existen 3 condicionante geo-estructurales que gobiernan la acción del pre-corte:

- Frecuencia de fractura a lo largo de la línea de pre-corte.
- Ángulo entre la línea de pre-corte y las estructuras.
- Tipo de relleno de las fracturas.

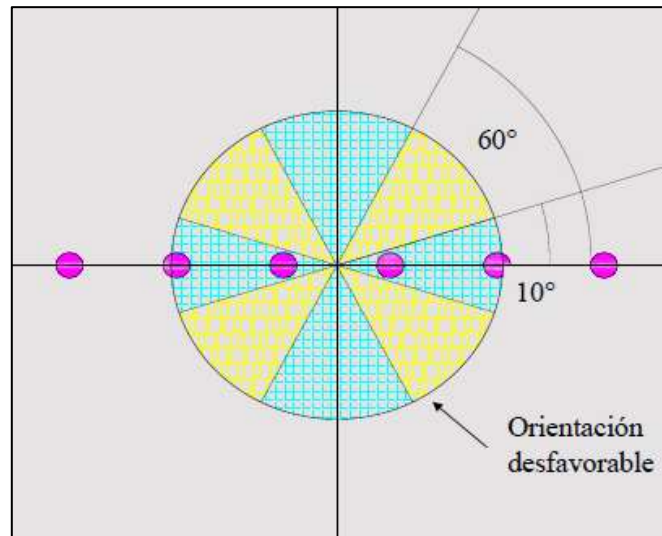


Figura 16 Orientación de estructuras respecto a pre-corte

(Fuente: Pre-corte en minería a rajo abierto (Atlas Copco), 2013)

Según lo presentado en la Figura 16, los mejores resultados de pre-corte se obtienen cuando las estructuras se encuentran en un ángulo menor a 10° o mayor a 60° respecto a la línea de pre-corte. Mientras que se obtienen resultados deficientes cuando las estructuras se encuentran entre 10° y 60° respecto a la línea de pre-corte.

4.8. Factor de carga

El factor de carga (F.C.) se define como la masa de explosivo usado para fragmentar un tonelaje de roca asociado a la tronadura (S.I. gr/t), este valor varía dependiendo del diámetro del tiro, la malla de perforación, el tipo de explosivo utilizado, y el tipo y calidad de roca a la que se le aplicará tronadura. El cálculo de factor de carga puede asociarse a una tronadura completa o a cada pozo. En relación a la última opción, el factor de carga por pozo se define considerando el volumen de roca comprendido por la mitad del burden de la zona de adelante y la mitad de burden de la zona de atrás del tiro, y el espaciamiento entre la fila. En la Figura 17 es posible ver

la distribución del volumen por tiro (zonas achuradas) en una malla estándar con 3 tiros buffer como zona de control y 2 tiros de producción.

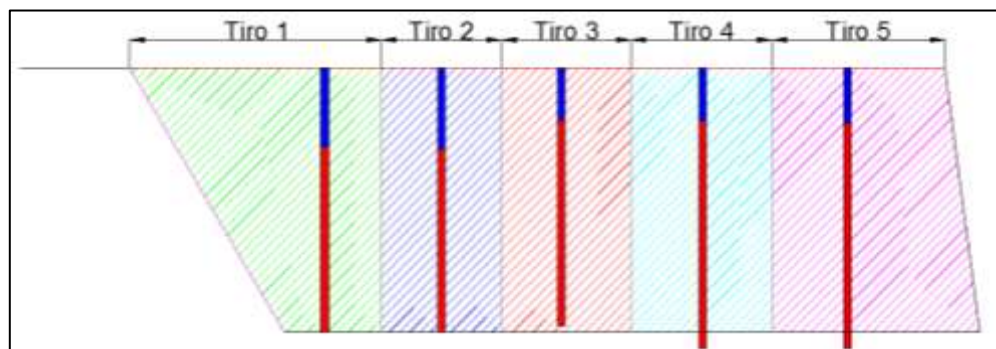


Figura 17 Volumen considerado para el cálculo de factor de carga

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

En cuanto al pre-corte no se puede hablar de un factor de carga propiamente tal, dado que, en éste proceso no se considera la fragmentación de un volumen de roca, sino que se considera la generación de un plano de fractura en la cara del talud. Dado lo anterior, es que el factor se define como los kilogramos de explosivo necesario para generar una superficie de fractura (S.I. Kg/m²).

La Ecuación 6 define el factor de carga para el pre-corte.

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

Ecuación 6 Factor de carga para pre-corte

Donde:

- γ = Factor de carga [kg/m²].
- D_h = Diámetro de perforación [mm].
- R = Relación entre la presión del barreno y UCS [P_b/UCS].
- δ_{exp} = Densidad del explosivo [gr/cm³].
- UCS = Resistencia a la compresión uniaxial no confinada [Mpa].
- VOD = Velocidad de detonación del explosivo [km/s].
- n = Índice de acoplamiento (pozo seco 1.25, pozo con agua 0.9).

4.9. Tronadura controlada

El desarrollo de una tronadura conlleva relacionarse con factores internos y factores externos, tales como los que se presentan en la Tabla 4.

Tabla 4 Factores internos y factores externos en tronadura

Factores internos	Factores externos
Diseño de malla	Geología
Definición de la secuencia	Propiedades índice de la roca
Número de caras libres	Estructuras y discontinuidades
Dirección de salida	Condiciones hidrológicas
Definición de polígono de tronadura	Condiciones hidrogeológicas
Sistemas de iniciación	-
Explosivo a utilizar	-
Diseño de carguío de explosivo	-

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

La tronadura controlada se define como la planificación anticipada de las actividades involucradas en la tronadura tales como el diseño e implementación de sus parámetros en el contexto de la operación minera, considerando factores internos y factores externos ya mencionados.

4.10. Diseño de tronadura controlada

Como se mencionó y justificó en la sección de alcances, se considerará como práctica de tronadura controlada la aplicación de una línea de pre-corte, luego una franja de control con tiros buffer y finalmente los tiros de producción.

A continuación, como una primera aproximación, en la Figura 18 se muestran los parámetros de diseño de tronadura, estos juegan un rol fundamental en la distribución de energía en la zona a tronar, el desarrollo de la tronadura y su influencia en el macizo rocoso.

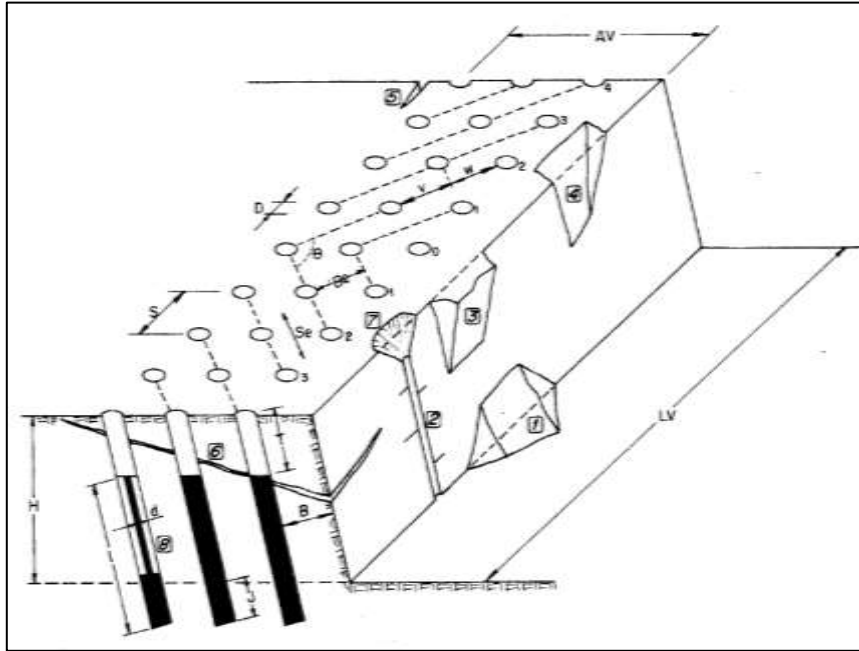


Figura 18 Variables de diseño de tronadura

(Fuente: *Drilling and blasting of rocks*, 1995)

En la Tabla 5 se pueden ver las variables de diseño presentadas en la Figura 18

Tabla 5 Variables de diseño de tronadura

Variables de diseño de tronadura (Figura 11)	
D = Diámetro de tiro.	θ = Ángulo de salida.
B = Burden.	S_e = Espaciamiento efectivo.
S = Espaciamiento.	B_e = Burden efectivo.
H = Altura de banco.	d = Diámetro de explosivo.
J = Pasadura.	--- = Líneas de iso-tiempo.
T = Taco.	AV = Ancho de voladura.
l = Largo de carga.	LV = Largo de voladura.
w/v = Grado de equilibrio.	-

(Fuente: *Elaboración propia*, 2017)

A continuación se revisarán los métodos de diseño de tronadura (teórico) existentes y una comparación entre ellos, para luego justificar la elección de un método en particular y finalmente entregar sus fórmulas de diseño, junto con las consideraciones para la aplicación de la franja de control buffer.

Los métodos de diseño de tronadura compilados se presentan en la Tabla 6, donde también se muestra una comparación en función de las consideraciones que toma respecto del macizo rocoso.

Tabla 6 Métodos de diseño de tronadura y consideraciones del macizo rocoso

	Andersen	Fraenkel	Pearse	Hino	Alisman	Ash	Langefors	Hansen	Konya	Foldesi	Praillet	López Jimeno	Konya (2)	Berta	Olofsson
Densidad de roca					X	X			X			X	X	X	
UCS de la roca								X		X	X				
Índice que representa UCS		X													
Cte. De roca o factor de roca	X		X				X	X							X
Vel. de propagación de onda del macizo												X		X	
Resistencia dinámica a la tensión	X		X	X				X							
Orientación de estratos													X		
Blocosidad del macizo rocoso													X		

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Como se mencionó en alcances, la configuración considerada como tronadura controlada se sustenta en el diseño de luna línea de pre-corte, líneas buffer y de producción. En éste contexto, a continuación se detallan las formulas recomendadas para el cálculo de mallas de perforación de líneas de producción y amortiguada. El diseño de pre-corte se mostrará en una sección aparte por la naturaleza de su acción.

4.10.1. Tronadura de producción: método de Konya y Walter (1985)

Éste método define el Burden a utilizar para las líneas de producción, en función de características estructurales de la roca y propiedades de macizo rocoso. El burden queda definido según la fórmula de la Ecuación 7.

$$B = 0.67 \times D_{exp} \times \sqrt[3]{\frac{PRP \times \rho_{exp}}{\rho_{roca}}} \times K_r \times K_d \times K_s$$

Ecuación 7 Burden mediante fórmula de Konya

Dónde:

- B = Burden [pies].
- D_{exp} = Diámetro del explosivo [pulg.].
- PRP = Potencia relativa al Anfo en peso.
- ρ_{exp} = Densidad del explosivo [gr/cc].
- ρ_{roca} = Densidad de la roca [gr/cc].
- K_r = Factor de corrección por el número de hileras.
- K_d = Factor de corrección por la orientación de discontinuidades.

- K_s = Factor de corrección por nivel de fracturamiento del macizo rocoso.

El espaciamiento queda definido según la relación entre la altura del banco y el burden, mediante las formulas presentadas en la Ecuación 8.

$$H < 4B \quad S = \frac{H + 2 \times B}{8}$$

$$H > 4B \quad S = 1.4 \times B$$

Ecuación 8 Cálculo de espaciamiento

Dónde:

- H = Altura del banco [pies].
- B = Burden [pies].
- S = Espaciamiento [pies].

Finalmente las Ecuaciones 9 y 10 determinan el largo del taco y la pasadura respectivamente, para los tiros de producción.

$$T = 0.7 \times B$$

Ecuación 9 Cálculo de taco

Dónde:

- T = Taco [pies].
- B = Burden [pies].

$$J = 0.3 \times B$$

Ecuación 10 Cálculo de pasadura

Dónde:

- J = Pasadura [pies].
- B = Burden [pies].

4.10.2. Tronadura amortiguada: método de cráter (Frank Chiappetta 1992)

Originalmente creado para calcular la masa de explosivo a utilizar, éste método permite determinar el diagrama de perforación de tronadura amortiguada mediante manejos matemáticos de las fórmulas.

En primer lugar se debe definir la distancia desde el fondo de la perforación hasta el centro de gravedad de los primeros 6 diámetros de la carga, esto mediante la Ecuación 11.

$$d_{diseño} = 0.396 \times K \times W^{1/3}$$

Ecuación 11 Distancia para cálculo de Burden Buffer (teórica)

Dónde:

- $d_{\text{diseño}}$ = Distancia desde el fondo del pozo hasta el centro de gravedad de los primeros 6 diámetros de la carga [m].
- K = Constante de competencia de la roca (Tabla 7).
- W = Masa de explosivo [Kg].

Tabla 7 Constante de competencia de la roca

Competencia de la roca	K
Poco competente	3.5
Competente	4
Muy competente	4.5

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Lo deseable es que $d_{\text{diseño}}$ sea igual al valor real, con el fin de minimizar la craterización o eliminarla. d_{real} queda definido por la Ecuación 12.

$$d_{\text{real}} = \left(H - \frac{W}{\gamma} \right) + 0.0762 \times D$$

Ecuación 12 Distancia para cálculo de Burden Buffer (real)

Dónde:

- H = Largo del tiro [m].
- W = Masa de explosivo [Kg].
- γ = Densidad de carga lineal [Kg/m].
- D = Diámetro de perforación [Pulg.].

De la igualdad $d_{\text{diseño}} = d_{\text{real}}$ se obtiene la relación definida por la Ecuación 13.

$$0.396 \times K \times W^{1/3} = \left(H - \frac{W}{\gamma} \right) + 0.0762 \times D$$

Ecuación 13 Igualdad $d(\text{diseño}) = d(\text{real})$

Mediante el manejo de Excel es posible encontrar el valor de W (uso de función BUSCARV). Encontrando el valor W , suponiendo una relación espaciamiento con burden igual a los de producción y asumiendo un valor para la relación de factor de carga entre producción y buffer, se puede calcular un burden y un espaciamiento para las filas amortiguadas. El burden queda definido según la Ecuación 14.

$$B_{\text{Buffer}} = \left(\frac{W \times 1000}{FC \times K_{BP} \times L \times d_r \times SBR} \right)^{0.5}$$

Ecuación 14 Burden líneas buffer

Dónde:

- B_{Buffer} = Burden líneas buffer [m].
- W = Masa de explosivo [Kg].
- FC = Factor de carga pozos de producción [gr/t].
- K_{BP} = Relación factor de carga buffer vs. producción.
- L = Altura de banco [m].
- d_r = Densidad de la roca [t/m^3].
- SBR = Relación espaciamiento burden.

Finalmente se define la distancia entre la última fila buffer y la línea de pre-corte, esta queda determinada mediante la fórmula de la Ecuación 15.

$$D_{buffer} = \frac{(PB_{buffer})^{0.5} \times FR \times R_{buffer}}{(PB_{prod})^{0.5} \times R_{prod}}$$

Ecuación 15 Distancia buffer a pre-corte

Dónde:

- D_{buffer} = Distancia entre fila buffer y pre-corte [m].
- $PB_{buffer,prod}$ = Presión de pozo buffer o producción.
- FR = Sobre-quebre de tronadura de producción [m].
- $R_{buffer,prod}$ = Diámetro de perforación buffer o producción [pulg.].

4.11. Diseño de tronadura de pre-corte

Como se mencionó anteriormente el pre-corte es una aplicación de tronadura controlada, que busca minimizar el daño en la pared del talud y generar una barrera para evitar la transmisión de la onda de choque a través del macizo rocoso. Para efectos de la unión de fracturas producto de la explosión, es que en términos del pre-corte, se debe tener un adecuado diseño del espaciamiento entre tiros, con el fin de propagar fracturas por una línea definida por la fila de pozos.

El método de diseño de pre-corte recomendado es el propuesta por López Jimeno y Calder & Jackson, el cual postula lo siguiente.

Se debe estimar una presión ejercida en el barreno producto de la explosión de las cargas desacopladas en el tiro (Ecuación 16).

$$P_b = 110 \times f^n \times \delta_{exp} \times VOD^2$$

Ecuación 16 Presión en tiro de pre-corte

Donde:

- P_b = Presión del barreno [Mpa].
- f = Factor de desacople.
- $n = 1.25$ para pozos secos y 0.9 para pozos con agua.
- δ_{exp} = Densidad del explosivo [g/cm^3].
- VOD = Velocidad de detonación del explosivo [km/s].

Para estimar el factor de desacople, se relaciona el volumen del explosivo con el volumen del pozo de tronadura (Ecuación 17).

$$f = \frac{D_e^2}{D_h^2} \times \frac{l}{H}$$

Ecuación 17 Factor de desacople

Donde:

- f = Factor de desacople.
- D_e = Diámetro del explosivo.
- D_h = Diámetro del pozo.
- l = Largo del explosivo.
- L = Largo del tiro.

Ya estimada la presión sobre el barreno, el siguiente paso es calcular el espaciamiento entre los tiros de pre-corte, acorde a la Ecuación 18.

$$S = D_h \times \frac{(P_b + T)}{T}$$

Ecuación 18 Espaciamiento de tiros de pre-corte

Donde:

- S = Espaciamiento [m].
- D_h = Diámetro del pozo.
- P_b = Presión del barreno [Mpa].
- T = Resistencia a la tracción de la roca [Mpa].

4.12. Modelo de predicción de fragmentación

4.12.1. Kuz - Ram (1983)

Kuz - Ram es el método más utilizado en la industria para predicción de granulometría post-tronadura, fue desarrollado por Cunningham basado en la formula empírica de Kuznetsov para el cálculo de tamaños medios y en la fórmula de Rosin - Ramler para la obtención de la curva de distribución granulométrica.

La fórmula de Kuznetsov (1973) que define el tamaño medio de producto de tronadura se presenta en la Ecuación 19.

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{0.8} \times \sqrt[6]{Q_e} \times \left(\frac{115}{S_{ANFO}}\right)^{0.633}$$

Ecuación 19 Fórmula de Kuznetsov

Donde:

- X_{50} = Tamaño medio de fragmentos post-tronadura [cm].
- A = Factor de roca (Asociado a Bi de Lilly).
- V_0 = Volumen de roca fragmentada por pozo [m³].

- Q_e = Cantidad de explosivo por pozo [kg].
- S_{ANFO} = Potencia relativa en peso al ANFO.

Para la definición de A según el índice de tronabilidad de Lilly se debe usar la relación presentada en la Ecuación 20

$$A = 0.12 \times B_i$$

Ecuación 20 Factor de roca Kuz – Ram

Donde:

- A = Factor de roca.
- B_i = Índice de tronabilidad de Lilly.

Luego de estos primeros cálculos, se debe aplicar la ecuación de Rosin - Ramler, la cual calcula un tamaño cualquiera con base en un tamiz de referencia, la que es función del número del tamiz y el tamaño de abertura. La Ecuación 21 presenta la relación especificada.

$$F_U(x) = 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n}$$

Ecuación 21 Ecuación de Rosin – Ramler

Donde:

- $F_U(x)$ = Función acumulada bajo tamaño.
- x = Obertura de malla [cm].
- x_c = Tamaño característico correspondiente al 63.2% del material [cm].
- n = Índice de uniformidad de Cunningham.

Para encontrar X_c , considerando que Kuznetsov entrega el X_{50} , se resuelve la ecuación de Rosin – Ramler y se llega a lo presentado en la Ecuación 22.

$$X_c = \frac{X_{50}}{0.693^{\frac{1}{n}}}$$

Ecuación 22 Cálculo de X_c

Donde:

- n = Índice de uniformidad de Cunningham.
- X_{50} = Tamaño medio de fragmentos post-tronadura [cm].

Finalmente para definir el índice de uniformidad existen dos opciones, dependiendo de la configuración de explosivos en el pozo de tronadura. La Ecuación 23 representa el índice para cuando se tiene sólo un tipo de explosivo, mientras que la Ecuación 24 representa el índice para una configuración con carga de fondo y carga de columna (dos explosivos diferentes).

$$n = \left(2.2 - \frac{14 \times B}{D}\right) \times \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5} \times \left(1 - \frac{W}{B}\right) \times \left(\frac{L}{H}\right) \times PS$$

Ecuación 23 Índice de uniformidad para un explosivo

$$n = \left(2.2 - \frac{14 \times B}{D}\right) \times \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5} \times \left(1 - \frac{W}{B}\right) \times \left(\frac{L}{H}\right) \times PS \times \left[\left(\text{abs}\left(\frac{BCL - CCL}{L_t}\right)\right) + 0.1\right]^{0.1}$$

Ecuación 24 Índice de uniformidad para dos explosivos

Donde:

- B = Burden [m].
- D = Diámetro del Tiro [mm].
- S = Espaciamiento [m].
- W = Desviación de los pozos [m].
- L_t = Longitud de carga [m].
- L = Longitud de carga sobre nivel del piso [m].
- H = Altura de banco [m].
- PS = 1.1 para malla escalonada.
- BCL = Carga de fondo [m].
- CCL = Carga de columna [m].

Las limitantes del método son las siguientes:

- La razón de espaciamiento-burden no debe ser superior a 2.
- La secuencia de salida y los retardos deben ser tales que la fragmentación sea buena.
- El explosivo a utilizar debe liberar una energía similar a la potencia relativa en peso calculada.

4.13. Vibraciones

Por vibraciones se entiende al fenómeno de transmisión de energía, gracias al movimiento ondulatorio de partículas que se propagan a través de un medio. Se caracteriza el fenómeno por la presencia de un generador de vibraciones y un receptor de estas. Para el caso de tronadura, se habla de ondas generadas por una columna de explosivo, que se transmite a través de la corteza terrestre por el terreno circundante e incluso el aire.

Como se mencionó anteriormente, la tronadura es la detonación de una masa de explosivo que se encuentra confinada en el interior de un pozo, esta detonación genera de forma casi instantánea un volumen de gases a una gran presión. Al ser una aparición brusca de presión sobre las paredes del barreno, ésta choca, lo que se manifiesta en forma de onda a través del macizo rocoso.

Para hablar de modelos de vibraciones y medición de vibraciones por tronadura, hay que precisar dos aspectos del fenómeno de la vibración:

- Propagación o transmisión de la vibración en el medio: Velocidad de propagación de onda.
- Movimiento propio de la oscilación de partículas: Velocidad de partícula.

Generalmente se toma la velocidad de partícula como el mejor representante del nivel de daño y vibración en taludes mineros, por lo que los modelos de vibraciones y mediciones afines se centran en la velocidad peak de la partícula en el macizo rocoso.

En el contexto de éste estudio, la evaluación y mejoramiento de la tronadura se basa en obtener la fragmentación requerida y el menor daño posible en el talud. Entendiendo la existencia de un

límite de velocidad peak de partícula, el cual si es superado se considera daño en el talud, es que se torna necesario contar con un modelo que sea capaz de predecir el nivel de vibraciones generado producto de la tronadura. Para ello, como se verá más adelante, se definen dos escalas de medición: Campo lejano y campo cercano.

Para campo lejano de forma general se asume que la intensidad de onda sísmica y la distancia escalada (razón entre distancia y carga de explosivo) siguen la ley de la Ecuación 25.

$$PPV = K \times SD^\alpha$$

Ecuación 25 Ley para cálculo de PPV

Donde:

- PPV = Velocidad peak de partícula [mm/s].
- SD = Distancia escada, distancia [m] y cantidad de explosivo [kg].
- K = Factor que depende del tipo de roca.
- α = Decaimiento de la velocidad de partícula con relación a la disminución de la distancia escalada.

Para campo cercano la fórmula más utilizada es la de Holmberg & Persson (1978), la cual toma como supuestos que: el PPV es numéricamente aditiva y los elementos de carga detonan simultáneamente.

$$PPV = K \times \left[\left(\frac{l}{r(g)} \right) \times \left(\arctan \left(\frac{H + x(t) - x(g)}{r(g)} \right) + \arctan \left(\frac{x(g) - x(t)}{r(g)} \right) \right) \right]^\alpha$$

Ecuación 26 PPV modelo Holmberg & Persson

Donde:

- PPV = Velocidad peak de partícula [mm/s].
- K = Factor que depende del tipo de roca.
- l = Densidad de carga lineal [kg/m].
- r(g) = Distancia mínima entre geófono y tiro [m].
- H = Longitud de carga del tiro [m].
- x(t) = Longitud del taco [m].
- x(g) = Profundidad del geófono [m].
- α = Decaimiento de la velocidad de partícula con relación a la disminución de la distancia escalada.

4.14. Conceptualización de daño por tronadura

Para aproximar una conceptualización del daño por tronadura, en primer lugar se debe definir que es daño al macizo rocoso. Se entenderá por daño a cualquier deterioro de la resistencia del macizo rocoso debido a la presencia de fracturas nuevas o extendidas, aberturas y/o cortes a lo largo de grietas y discontinuidades que pueden ser causadas por algún proceso.

Como se muestra en la sección 4.5. Mecanismos de fragmentación por tronadura, el proceso de tronadura por sí mismo genera un daño al macizo rocoso con el fin de fragmentar el material delimitado por el diseño de tronadura. Pero este daño, al material delimitado, generalmente se extiende más allá de los límites, produciendo un deterioro en el macizo circundante, lo que puede

acarrear problemas a la operación. Éste deterioro se puede notar a distintas escalas y en distintas intensidades, manifestándose en el largo o corto plazo, e incluso inmediatamente después de una tronadura, y también puede poseer diferentes fuentes, como lo son vibraciones o excavaciones. La Figura 19 presenta el diagrama con las fuentes y las escalas de daño, para así dar orden y caracterizar de mejor forma el daño por tronadura.

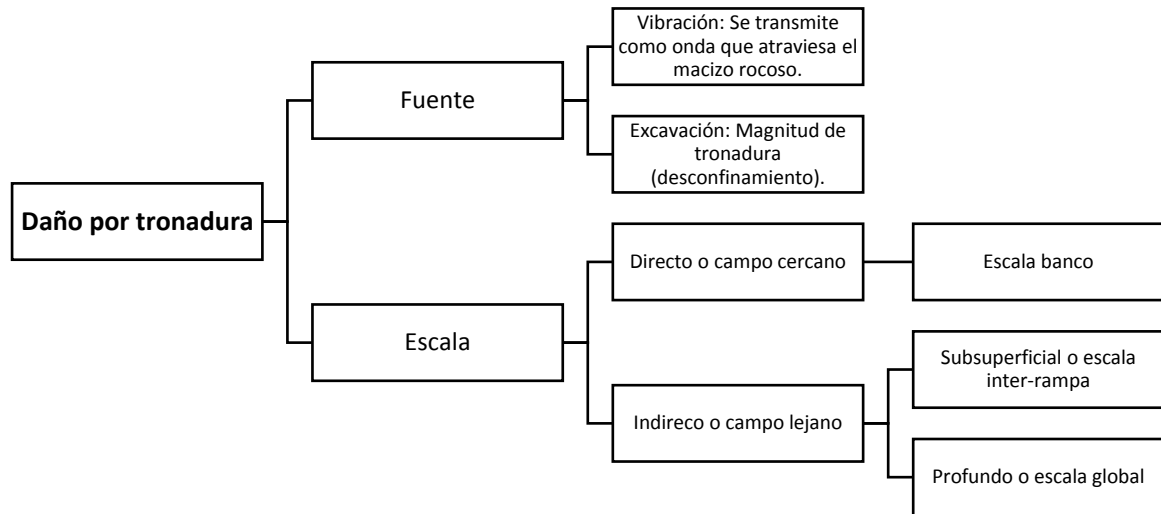


Figura 19 Conceptualización de daño por tronadura (diagrama)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Como se puede ver en la Figura 19, hay dos ramas que caracterizan el daño:

- Fuente.
- Escala.

Dependiendo de la fuente de daño, este puede estar relacionado con:

- **Vibraciones:** Es capaz de recorrer el material, desviarse o reflejarse. El daño asociado a este tipo de fuente se manifiesta como onda de detonación que generan o extienden fracturas, o también activan fallas a las diferentes escalas. El daño asociado a vibraciones es de los más difíciles de mitigar debido a la heterogeneidad del macizo rocoso y el logro de los mecanismos de contención de la transmisión de estas ondas de choque a través del macizo rocoso. La forma de medir este tipo de daño es mediante los ppv (peak particle velocity), al cual se le debe asignar un valor límite aceptable dependiendo de la faena minera. Este valor se asocia con la carga por retardo (explosivo consumido al mismo tiempo), por lo que se puede manejar seleccionando adecuadamente los retardos entre los tiros y así mitigar el daño por vibraciones. Otra forma de mitigar el daño por vibraciones es generando una superficie que defina un cambio de medio (roca - aire), con el fin de reflejar la onda de detonación y no permitir su transmisión a través del macizo rocoso circundante a los límites de la tronadura.

- **Excavación:** El daño asociado a este tipo de fuente se manifiesta como relajación de esfuerzos, lo cual genera diaclasas, dado que, al existir una presión previa en el macizo rocoso y luego un desconfinamiento, los esfuerzos son re-direccionados y se acomodan a la nueva condición, permitiendo que el material que previamente estaba bajo presión ahora tenga la libertad de poder desplazarse, este desplazamiento ocurre en superficies de fracturas pre-existentes o material de baja calidad. Dependiendo del tamaño de la tronadura este efecto se torna de importancia, por ejemplo, si se realiza una tronadura masiva que afecte a gran parte de la cara de un banco o talud, el efecto del desconfinamiento será mayor, dado que se remueve una gran cantidad de material en un tiempo muy corto, mientras que si este volumen masivo es retirado en pequeños tramos a diferentes espacios temporales, el efecto del desconfinamiento no será relevante en términos de daño.

Dependiendo de la escala del daño, este puede estar relacionado con:

- **Directo o de campo cercano:** Se entiende por daño directo o de campo cercano a los efectos de la tronadura a escala banco, asociado a propagación de fracturas en la cara o berma del talud, sobre-quebre y disminución de la berma, descreste excesivo, en otras palabras, valores deficientes asociados a la condición y diseño del talud. La Figura 20 representa la escala directa y posible daño post-tronadura.

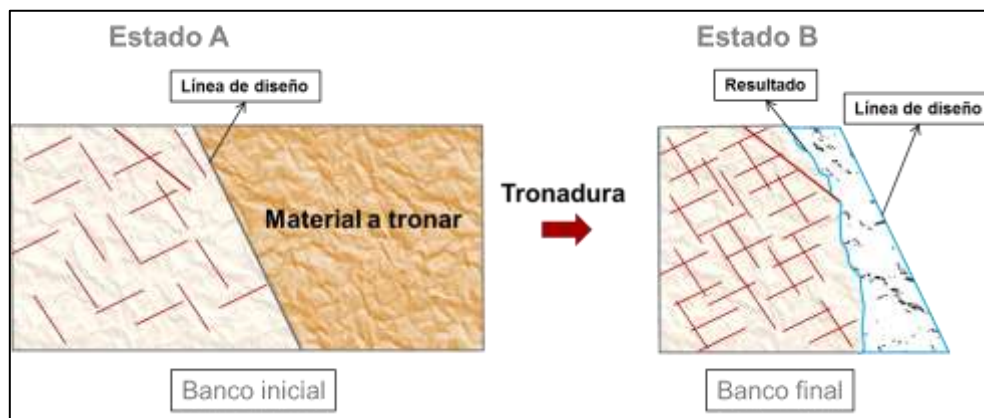


Figura 20 Escala banco y daño directo

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

- **Indirecto o campo lejano:** Se entiende por daño indirecto o de campo lejano a los efectos de la tronadura a escala inter-rampa y global, se relaciona con la impartición sucesiva de energía en el macizo rocoso producto de las tronaduras, lo cual se traduce en una posible desestabilización del talud o en la activación y propagación de fallas en el interior del macizo rocoso, los cuales desencadenen una falla mayor. También incorpora la incidencia en planos de fractura activos, ayudando al fallamiento de las estructuras. La Figura 21 representa la escala indirecta y posible daño post-tronadura.

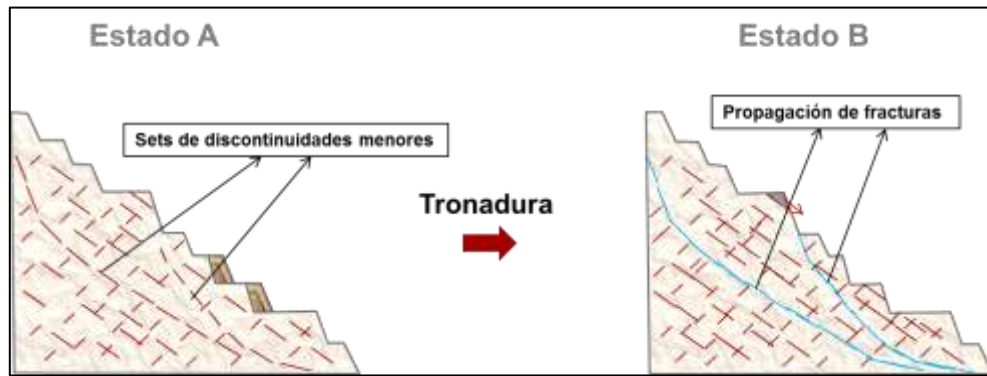


Figura 21 Escala global e inter-rampa y daño indirecto

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

5. Antecedentes

5.1. Casos de estudio: Análisis retrospectivo

Con el apoyo de 3 faenas mineras, se obtiene una base de datos de 73 tronaduras con información de factores de carga y diseños de perforación. De estas 73 tronaduras, 39 presentan resultados asociados a niveles de daño por tronadura (Factor de condición y de diseño del talud construido).

La presente sección divide el análisis en 4 secciones, en la primera se presentará la información base de cada faena respecto de los diseños de tronadura; en la segunda sección se presentaran las tronaduras propiamente tal; en la tercera sección se compararán los factores de carga reales con los factores de carga derivados de la fórmula de Lilly, para finalmente en la sección cuatro presentar los resultados de las tronaduras que poseen información.

5.1.1. Información base de tronadura

A continuación se presenta la información del modelo geotécnico y la línea base de tronadura para cada una de las faenas, estas faenas serán nombradas como: Mina A, Mina B y Mina C.

a) Mina A

La Figura 22 presenta las unidades geotécnicas de la faena, en el que se pueden diferenciar 13 unidades geotécnicas.

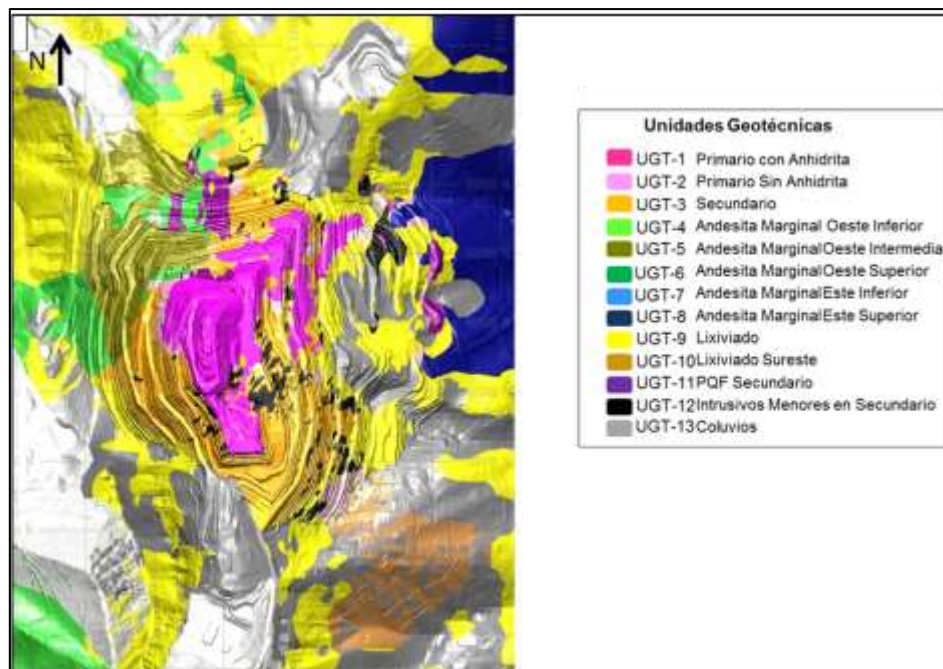


Figura 22 Unidades geotécnicas Mina A

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

La Figura 23 se presenta los dominios estructurales de la faena, en la que se pueden diferenciar 5 dominios.

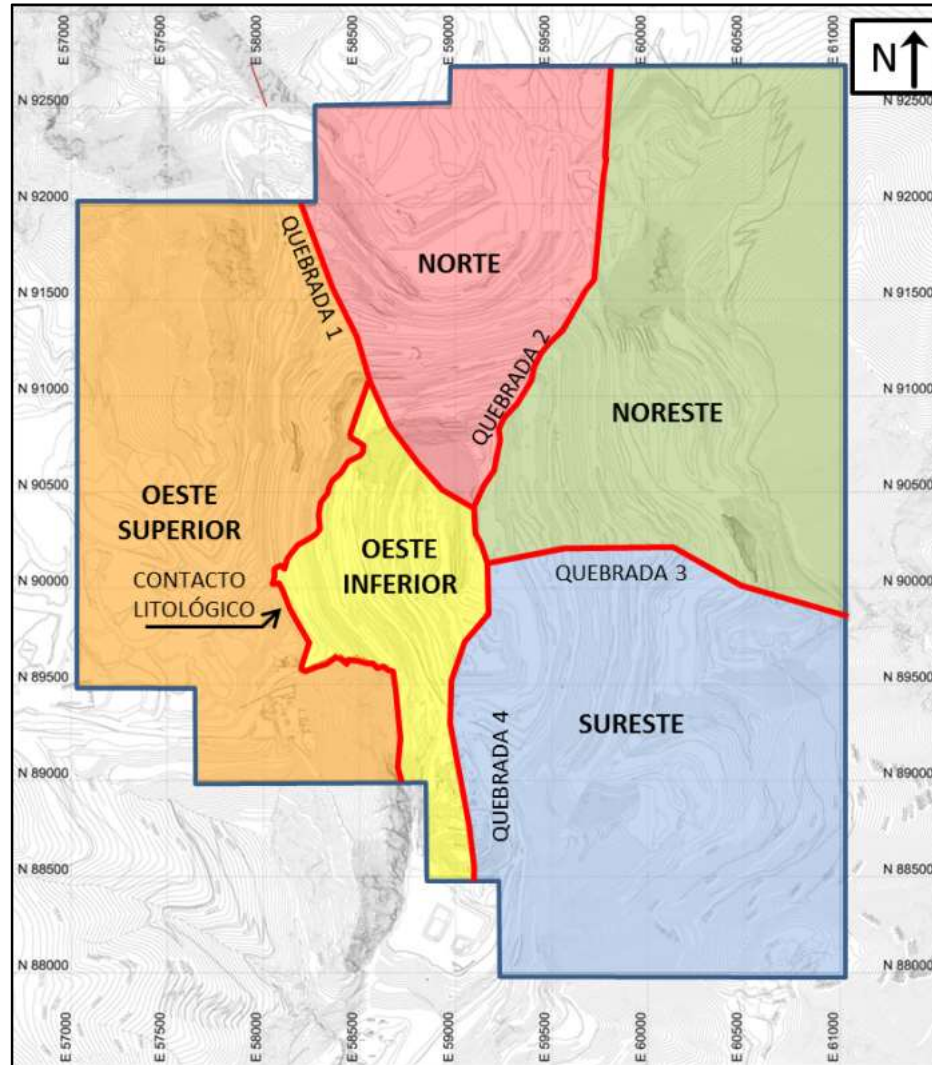


Figura 23 Dominios estructurales Mina A

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

Estos dominios se diferencian fundamentalmente por sus propiedades relacionadas con:

- Orientación de las estructuras (dip / dip dir).
- Espaciamiento entre las estructuras.
- Largo de las estructuras.

El fin de esto, es encontrar zonas con similares características estructurales y estas se comporten como una familia de discontinuidades.

En base a la definición de las unidades geotécnicas, la Tabla 8 presenta la calidad del macizo rocoso sustentado en los índices RMR y GSI.

Tabla 8 Valores de RMR y GSI por unidades geotécnicas Mina A

UNIDAD GEOTÉCNICA		RMR	GSI
		Medio	Medio
UGT-1	PRIMARIO CON ANHIDRITA	82	77
UGT-2	PRIMARIO SIN ANHIDRITA	64	59
UGT-3	SECUNDARIO	60	55
UGT-4	ANDESITA MARGINAL OESTE INFERIOR	76	71
UGT-5	ANDESITA MARGINAL OESTE INTERMEDIA	42	37
UGT-6	ANDESITA MARGINAL OESTE SUPERIOR	53	48
UGT-7	ANDESITA MARGINAL ESTE INFERIOR	82	77
UGT-8	ANDESITA MARGINAL ESTE SUPERIOR	50	45
UGT-9	LIXIVIADO	54	49
UGT-10	LIXIVIADO SURESTE	42	37
UGT-11	PQF SECUNDARIO	63	58
UGT-12	INTRUSIVOS MENORES SECUNDARIO	57	52
UGT-13	COLUVIO	-	-

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

Finalmente la Tabla 9 presenta las propiedades índices de la roca por UGT, donde se tendrá en consideración los índices: UCS y densidad de la roca.

Tabla 9 Valores de densidad y UCS por unidades geotécnicas Mina A

UNIDAD GEOTÉCNICA		Peso unitario g (ton/m ³)	UCS (Mpa)
		Medio	Medio
UGT-1	PRIMARIO CON ANHIDRITA	2,66	135
UGT-2	PRIMARIO SIN ANHIDRITA	2,63	106
UGT-3	SECUNDARIO	2,52	90
UGT-4	ANDESITA MARGINAL OESTE INFERIOR	2,79	132
UGT-5	ANDESITA MARGINAL OESTE INTERMEDIA	2,74	95
UGT-6	ANDESITA MARGINAL OESTE SUPERIOR	2,77	76
UGT-7	ANDESITA MARGINAL ESTE INFERIOR	2,79	140
UGT-8	ANDESITA MARGINAL ESTE SUPERIOR	2,82	90
UGT-9	LIXIVIADO	2,49	58
UGT-10	LIXIVIADO SURESTE	2,55	52
UGT-11	PQF SECUNDARIO	2,56	163
UGT-12	INTRUSIVOS MENORES SECUNDARIO	2,50	66
UGT-13	COLUVIO	-	-

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

Desde el punto de vista de la tronadura propiamente tal, a continuación se presenta la información básica de la Mina A.

En la Figura 24 se observa el flujograma del proceso de perforación y tronadura de la Mina A, donde es posible ver los actores involucrados en el proceso y sus responsabilidades.

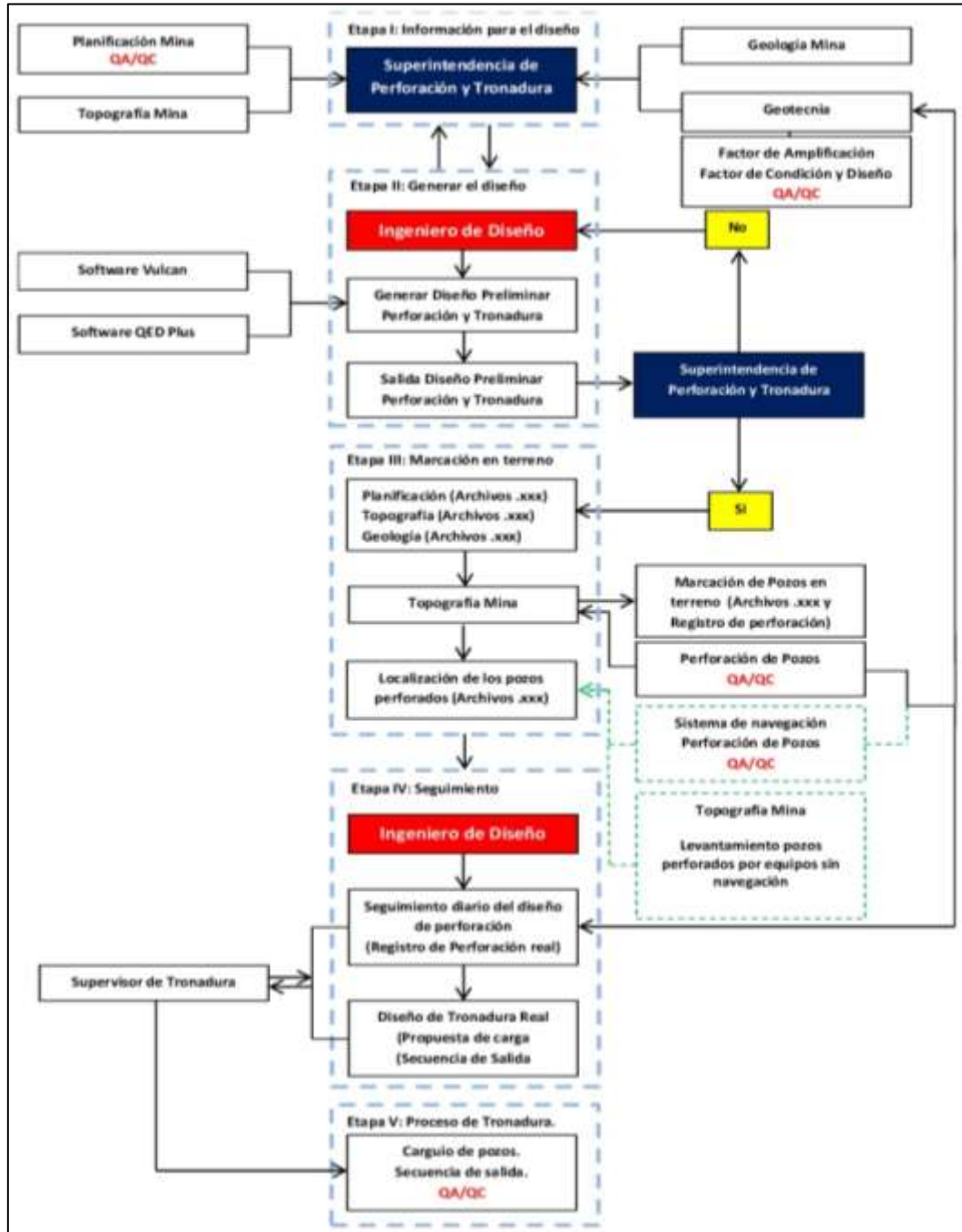


Figura 24 Proceso de perforación y tronadura Mina A (diagrama)

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

A continuación se presentan dos diagramas: Figura 25 y Figura 26; los cuales muestran los flujogramas del proceso de QA/QC para el diseño de perforación y tronadura respectivamente, de la mina A.

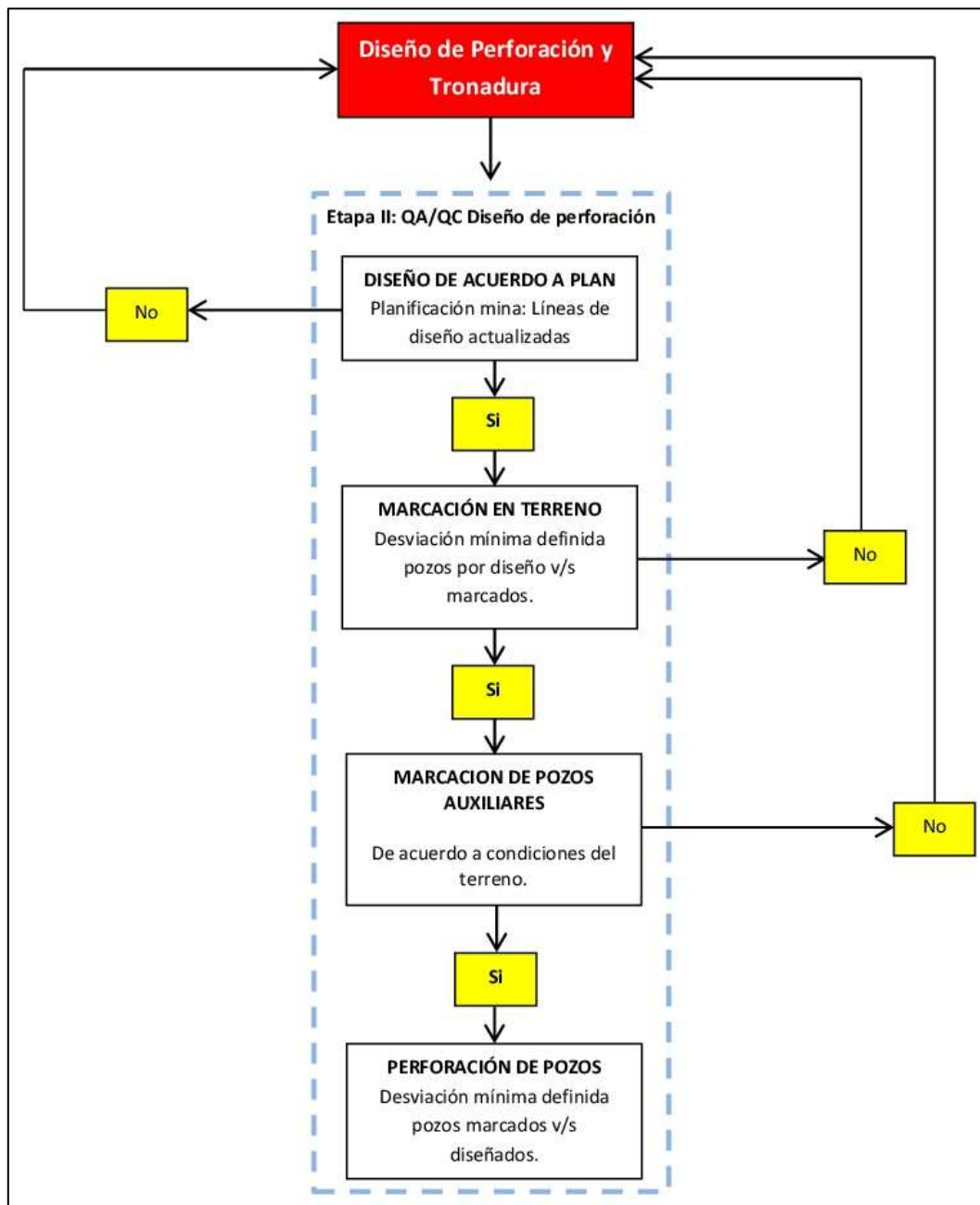


Figura 25 Proceso de QA/QC para el diseño de perforación Mina A (diagrama)

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

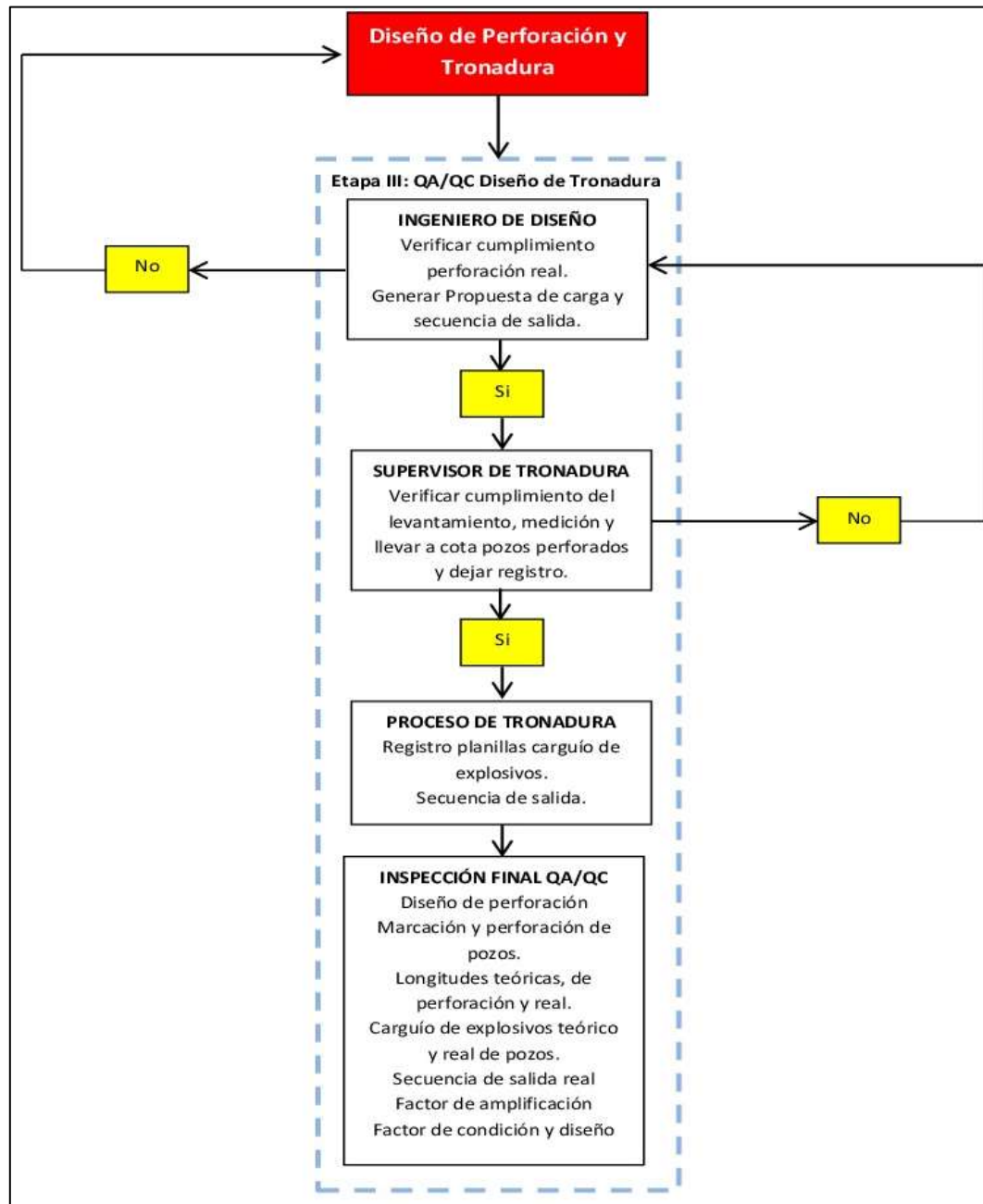


Figura 26 Proceso de QA/QC para el diseño de tronadura Mina A (diagrama)

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

Finalmente, en la Tabla 10 es posible encontrar los diseños de malla de perforación para diferentes unidades, diferenciándose el mineral cobre del lastre (roca caja), y dentro de estos el mineral primario del mineral secundario.

Tabla 10 Diseño general de perforación y tronadura de Mina A

		MINERAL				LASTRE	
		PRIMARIO		SECUNDARIO		SECUNDARIO	
		1era pasada	2da pasada	1era pasada	2da pasada	1era pasada	2da pasada
FRANJA DE CONTROL	B1	Offset	1		1,5		2
		Diámetro	10"5/8		10"5/8		10"5/8
		Malla (B x S) [m x m]	3 x 4		5 x 6		6 x 5
		Explosivo	B930		B930		B930
		Carguío (Taco/Aire/Explosivo) [m x m x m]	5 x 6 x 4		5 x 6 x 4		5 x 6 x 4
		Pasadura [m]	0		0		0
		Secuencia (P x F) [ms x ms]	25 x 250		25 x 250		25 x 200
	FC [gr/t]	356		192		143	
	B2	Diámetro	10"5/8		10"5/8		10"5/8
		Malla (B x S) [m x m]	4,5 x 6		6 x 8		10 x 7
		Explosivo	B950		B930		B930
		Carguío (Taco/Aire/Explosivo) [m x m x m]	5 x 4 x 6		5 x 4 x 6		5 x 4 x 6
		Pasadura [m]	0		0		0
		secuencia (P x F) [ms x ms]	35 x 150		35 x 150		35 x 150
		FC [gr/t]	468		208		212
	P1	Diámetro	10"5/8		10"5/8		10"5/8
		Malla (B x S) [m x m]	6 x 6		10 x 10		10 x 10
		Explosivo	B950		B950		B930
		Carguío (Taco/Aire/Explosivo) [m x m x m]	5 x 3 x 8	5 x 2 x 8	6 x 2 x 8		6 x 1 x 9
		Pasadura [m]	1	0	1		1
		secuencia (P x F) [ms x ms]	6 x 100		6 x 100		17 x 150
		FC [gr/t]	475		198		175
	P2	Diámetro	10"5/8		10"5/8		10"5/8
		Malla (B x S) [m x m]	6 x 6		10 x 10		10 x 10
		Explosivo	EMULTEX BN		B950		B950
		Carguío (Taco/Aire/Explosivo) [m x m x m]	6 x 0 x 11	6 x 0 x 9	6 x 0 x 10		6 x 1 x 9
		Pasadura [m]	2	0	1		1
		secuencia (P x F) [ms x ms]	3 x 100		3 x 100		17 x 150
		FC [gr/t]	581	475	198		182
	P	Diámetro	10"5/8		10"5/8		10"5/8
Malla (B x S) [m x m]		6 x 6		10 x 10		10 x 10	
Explosivo		EMULTEX BN		B950		B950	
Carguío (Taco/Aire/Explosivo) [m x m x m]		6 x 0 x 11	6 x 0 x 10	6 x 0 x 10		6 x 1 x 9	
Pasadura [m]		2	1	1		1	
Secuencia (P x F) [ms x ms]		3 x 100		3 x 100		17 x 150	
FC [gr/t]		581	528	198		182	
FC GLOBAL [gr/t]		529	503	199	194	178	175
PRODUCCIÓN	P	Diámetro	10"5/8		12"1/4		12"1/4
		Malla (B x S) [m x m]	6 x 6		11 x 11		12 x 12
		Explosivo	EMULTEX BN		B950		B950
		Carguío (Taco/Aire/Explosivo) [m x m x m]	6 x 0 x 11		6 x 0 x 10		6 x 1 x 9
		Pasadura [m]	2		1		1
	Secuencia (P x F) [ms x ms]	3 x 100		3 x 100		17 x 150	
FC GLOBAL [gr/t]		581		218		165	

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

b) Mina B

La Figura 27 presenta las unidades geotécnicas de la faena, en el que se pueden diferenciar 10 unidades geotécnicas.

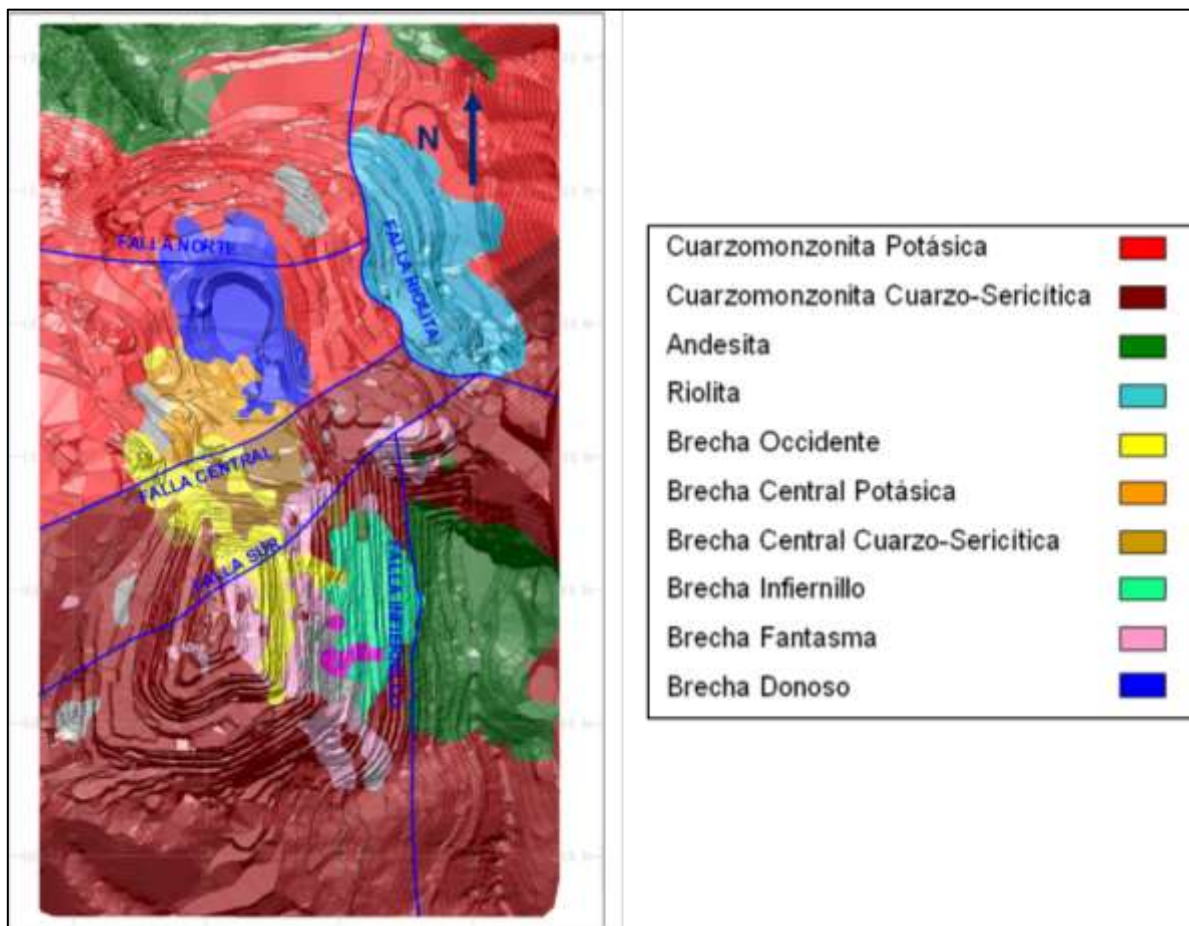


Figura 27 Unidades geotécnicas Mina B

(Fuente: E-Mining Technology, 2009)

La Figura 28 se presenta los dominios estructurales de la faena, en la que se pueden diferenciar 5 dominios.

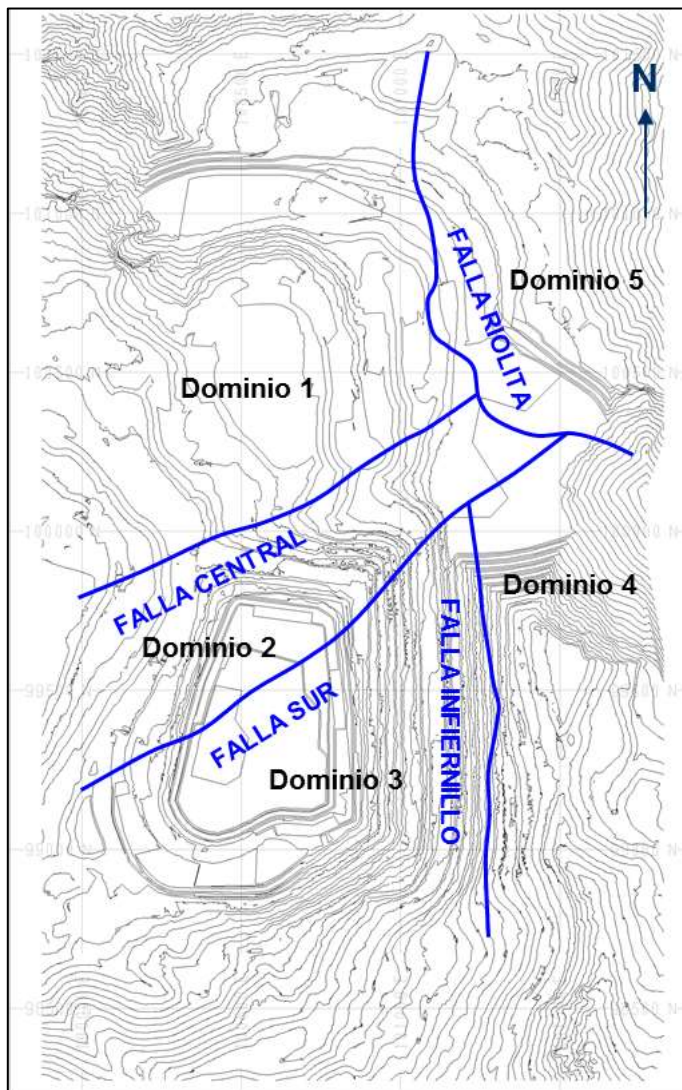


Figura 28 Dominios estructurales Mina B

(Fuente: E-Mining Technology, 2009)

En base a la definición de las unidades geotécnicas, la Tabla 11 presenta la calidad del macizo rocoso sustentado en los índices RMR y GSI.

Tabla 11 Valores de RMR y GSI por unidades geotécnicas Mina B

UNIDAD GEOTÉCNICA		RMR	GSI
		Medio	Medio
UGT-1	BRECHA DONOSO	65	52
UGT-2	BRECHA CENTRAL POTÁSICA	76	64
UGT-3	BRECHA CENTRAL CUARZO-SERICÍTICA	67	54
UGT-4	BRECHA OCCIDENTE	60	42
UGT-5	BRECHA INFIERNILLO	46	31
UGT-6	BRECHA FANTASMA	56	41
UGT-7	ANDESITA	64	50
UGT-8	RIOLITA	57	44
UGT-9	CUARZO MONZONITA - CUARZO SERICÍTICA	63	48
UGT-10	CUARZO MONZONITA POTÁSICA	65	53

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Finalmente la Tabla 12 presenta las propiedades índices de la roca por UGT, donde se tendrá en consideración los índices: UCS y densidad de la roca.

Tabla 12 Valores de densidad y UCS por unidades geotécnicas Mina B

UNIDAD GEOTÉCNICA		Peso unitario g (ton/m ³)	UCS (Mpa)
		Medio	Medio
UGT-1	BRECHA DONOSO	2.72	78
UGT-2	BRECHA CENTRAL POTÁSICA	2.64	61
UGT-3	BRECHA CENTRAL CUARZO-SERICÍTICA	2.53	44
UGT-4	BRECHA OCCIDENTE	2.73	61
UGT-5	BRECHA INFIERNILLO	2.7	46
UGT-6	BRECHA FANTASMA	2.52	42
UGT-7	ANDESITA	2.8	107
UGT-8	RIOLITA	2.36	68
UGT-9	CUARZO MONZONITA - CUARZO SERICÍTICA	2.63	92
UGT-10	CUARZO MONZONITA POTÁSICA	2.66	149

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Desde el punto de vista de la tronadura propiamente tal, a continuación se presenta la información básica de la Mina B.

En los diagramas de la Figura 29 y Figura 30, se observan los flujogramas del proceso de diseño de perforación y operación de tronadura respectivamente. Dentro de ellos se ven los actores involucrados en los procesos con sus obligaciones.

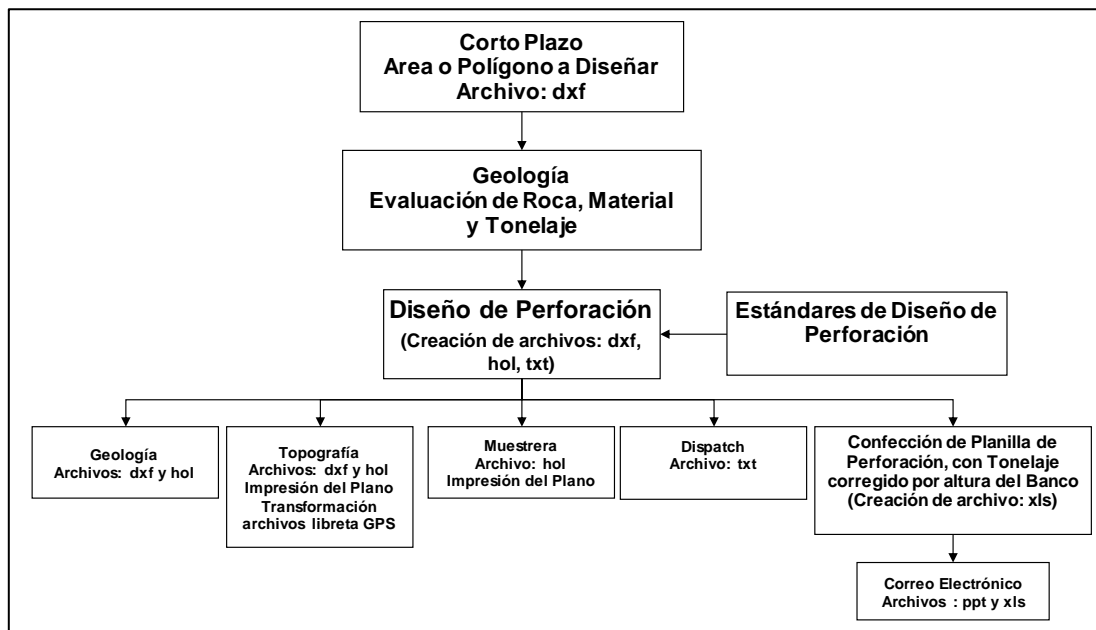


Figura 29 Flujograma de diseño de perforación Mina B (diagrama)

(Fuente: E-Mining Technology, 2007)

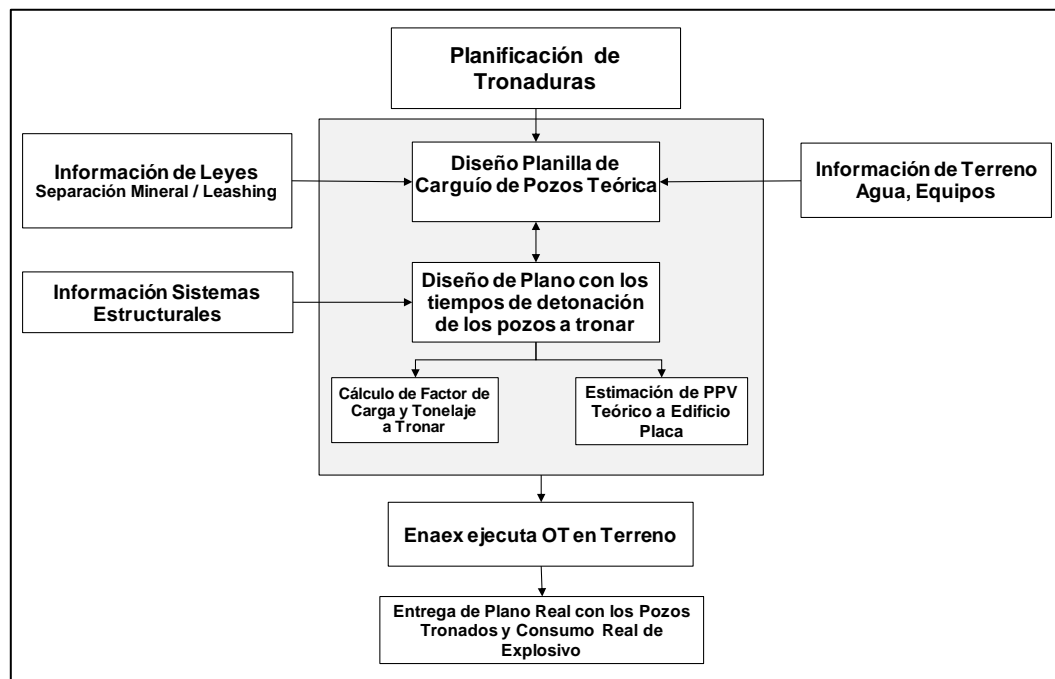


Figura 30 Flujograma de operación de tronadura Mina B (diagrama)

(Fuente: E-Mining Technology, 2007)

Finalmente en la Tabla 13 es posible encontrar los diseños de malla de perforación para diferentes unidades. Esta tabla presenta información de diseño de la tronadura de producción, el diseño de la franja de control se realizaba dependiendo de la tronadura haciendo revisión de cada caso en específico.

Tabla 13 Diseño general de perforación y tronadura de Mina B

U.G	Fase	Tipo de Material	Altura Banco [m]	Diámetro [pulg.]	Burden [m]	Espaciamiento [m]	Pasadura [m]	Taco [m]	Explosivo	F.C. [gr/Ton]
QM/QS	F5SW	E/L	15	10 5/8	9	10.4	1.7	7	ANFO	127.9
	F5SW	M	15	10 5/8	9	10.4	1.7	7	ANFO	127.9
QM/FANT	DE	E	15	10 5/8	9.5	11	1.7	6	B-930	389.8
	DE	M	15	10 5/8	6.5	7	1.7	7	B-930	326.2
	DE	L	15	10 5/8	9.5	11	1.7	6.5	B-930	149.3
QM/QS/DE	DE	M	15	10 5/8	9	10.4	1	7	ANFO	221
	DE	E	15	10 5/8	9	10.4	1	7	ANFO	123.2
	DE	L	15	10 5/8	9	10.4	1	7	ANFO	123.2
BX-DON	D1	E	15	10 5/8	8	9	2	6.5	B-945	277.6
	D1	M	15	10 5/8	6	6	1.7	6	B-945	560
	D1	L	15	10 5/8	8	9	1.7	7	B-945	249.7
QM-K	D1	M	15	10 5/8	6.5	7	1.7	6	B-945	396.4
	D1	E	15	10 5/8	8	9	1.7	6	B-945	250.5
	D1	L	15	10 5/8	8	9	1.7	6	B-945	250.5
RIO	D1	E	15	10 5/8	6	7	1.7	5.5	ANFO	502.6

(Fuente: E-Mining Technology, 2007)

c) Mina C

La Figura 31 presenta las unidades geotécnicas de la faena, en el que se pueden diferenciar 8 unidades geotécnicas.

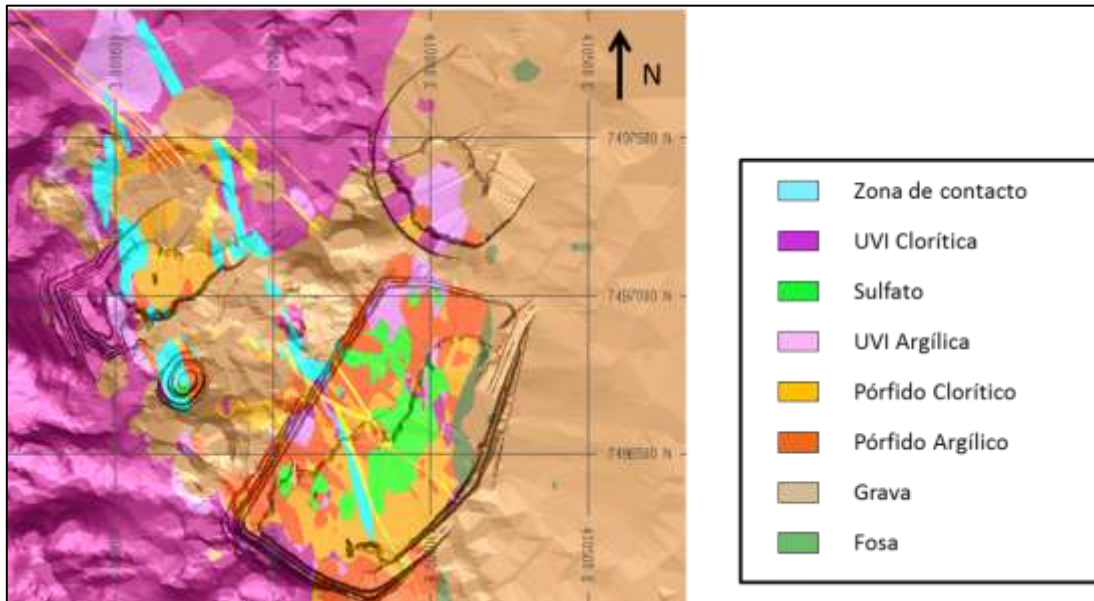


Figura 31 Unidades geotécnicas Mina C

(Fuente: E-Mining Technology, modificado por autor 2017)

La Figura 32 se presenta los dominios estructurales de la faena, en el que se pueden diferenciar 6 dominios.

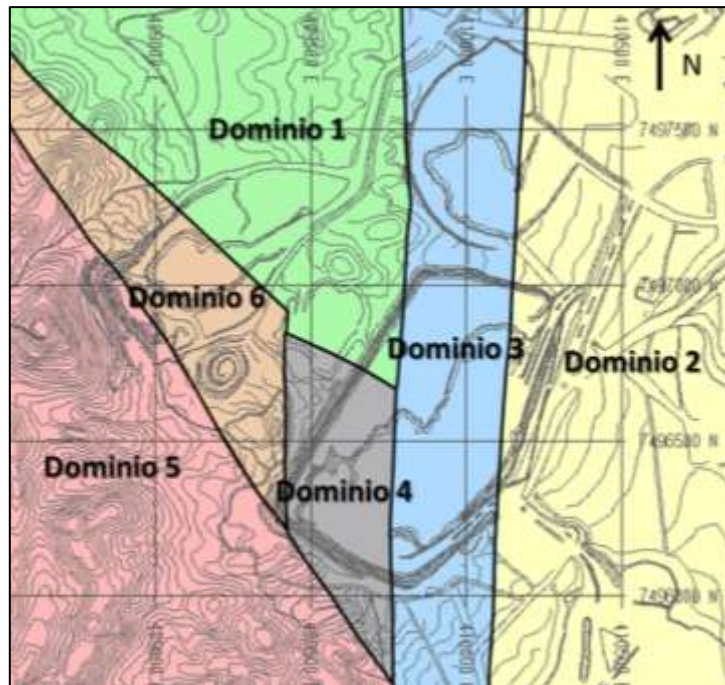


Figura 32 Dominios estructurales Mina C

(Fuente: E-Mining Technology, modificado por autor 2017)

En base a la definición de las unidades geotécnicas, la Tabla 14 presenta la calidad del macizo rocoso sustentado en los índices RMR y GSI.

Tabla 14 Valores de RMR y GSI por unidades geotécnicas Mina C

UNIDAD GEOTÉCNICA		RMR	GSI
		Medio	Medio
UGT-1	ZONA DE CONTACTO	51	46
UGT-2	UVI CLORÍTICA	59	54
UGT-3	SULFATO	38	33
UGT-4	UVI ARGÍLICA	49	44
UGT-5	PÓRFIDO CLORÍTICO	54	49
UGT-6	PÓRFIDO ARGÍLICO	49	44
UGT-7	GRAVA	-	-
UGT-8	FOSA	61	56

(Fuente: E-Mining Technology, modificado por autor 2017)

La Tabla 15 presenta las propiedades índices de la roca por UGT, donde se tendrá en consideración los índices: UCS y densidad de la roca.

Tabla 15 Valores de densidad y UCS por unidades geotécnicas Mina C

UNIDAD GEOTÉCNICA		Peso unitario g (ton/m ³)	UCS (Mpa)
		Medio	Medio
UGT-1	ZONA DE CONTACTO	-	52
UGT-2	UVI CLORÍTICA	2.67	84
UGT-3	SULFATO	-	-
UGT-4	UVI ARGÍLICA	2.54	32
UGT-5	PÓRFIDO CLORÍTICO	2.56	83
UGT-6	PÓRFIDO ARGÍLICO	2.51	52
UGT-7	GRAVA	-	-
UGT-8	FOSA	2.41	61

(Fuente: E-Mining Technology, modificado por 2017)

Desde el punto de vista de la tronadura propiamente tal, a continuación se presenta la información básica de la Mina B.

Respecto al diagrama de flujo del proceso de perforación y tronadura, no se posee información al respecto, por lo que queda en la disyuntiva si realmente la faena posee un flujograma estructurado de los procesos o no se han caracterizado las etapas de perforación y tronadura hasta el momento.

Finalmente, en la Tabla 16 es posible encontrar los diseños de malla de perforación generalizado para la condición específica en el momento de su creación. Esta tabla presenta información de diseño de la tronadura de producción y el diseño de la franja de control.

Tabla 16 Diseño general de perforación y tronadura de Mina C

Tiro	Altura Banco [m]	Diámetro [pulg.]	Off-set [m]	Burden [m]	Espaciamiento [m]	Pasadura [m]	Taco [m]	Taco intermedio [m]	Explosivo	F.C. [gr/Ton]
B1	16	10"5/8	3	4	5	0	6	6	Anfo	574
B1 mod	16	10"5/8	3.5	4	5	0	6.5	6	Anfo	543
B2	16	10"5/8	-	5	7	0	6	5	Anfo	168
B2 mod	16	10"5/8	-		7	-0.5	6	5	Anfo	151
P1	16	10"5/8	-	8	9	0	6.5	0	Anfo	172
P	16	10"5/8	-	8	9	2	6.5	0	Anfo	169

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

5.1.2. Presentación de tronaduras

Ya con la información base, a continuación se presentan las tronaduras consideradas para cada una de las faenas, donde se detalla el número y para que serán utilizadas, con el fin de estructurar su uso y tomar en consideración las limitantes que presenta el análisis posterior.

En la Figura 33 se presenta la cantidad de tronaduras consideradas y su distribución respecto a las faenas y la información que poseen.

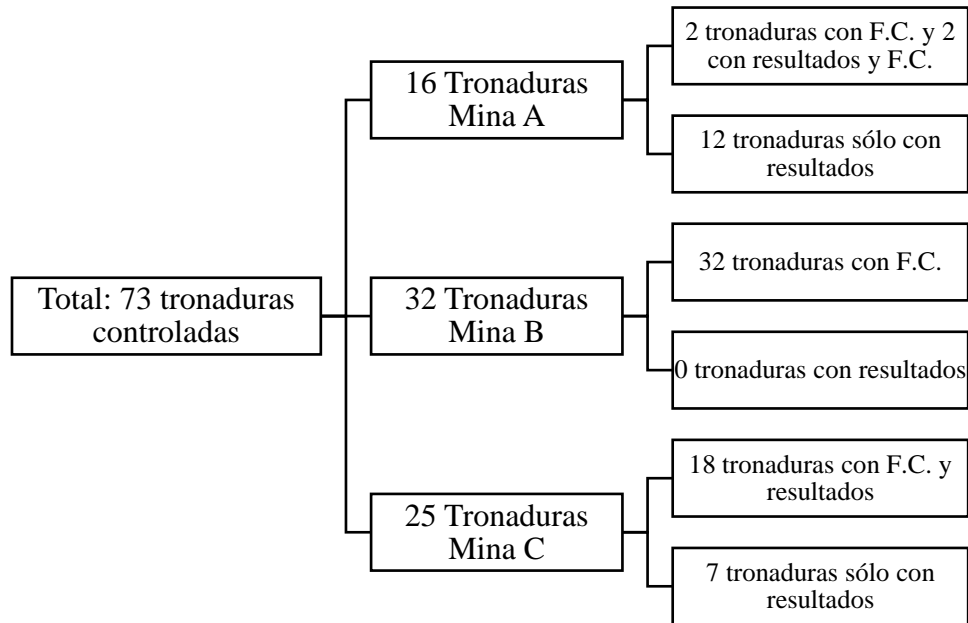


Figura 33 Distribución de tronaduras (diagrama)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Como se puede notar, del total de tronaduras, 54 poseen el factor de carga utilizado y la información necesaria para hacer la comparación con el índice de tronabilidad de Lilly, 39 poseen información de los resultados obtenidos asociado al cumplimiento del diseño de banco y la

condición de la cara del talud. Y respecto a tronaduras con factor de carga y resultados, sólo 20 poseen la información necesaria. La Tabla 17 presenta la distribución en porcentajes de las tronaduras consideradas.

Tabla 17 Distribución porcentual de tronaduras

Total de 73 tronaduras controladas		
Mina A	22%	100%
Mina B	44%	
Mina C	34%	
Sólo con información de F.C.	47%	100%
Sólo con información de resultados	26%	
Con información de F.C. y resultados	27%	

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Con estas consideraciones porcentuales, se grafica claramente la tendencia del desarrollo de la presente memoria, donde:

- La información se centra en la consideración de factores de carga asociado a un índice que caracterice el macizo rocoso respecto a su tronabilidad (74% de los datos).
- Los resultados dicen relación con características que cuantifican el daño en la pared del talud (53% de los datos).
- Las 3 faenas en estudio poseen diferentes calidades de roca (mala, media y buena), lo que permite analizar un gran espectro de tipos de roca.
- El 44% se asocian a la Mina B, la cual posee rocas de características regulares. Mientras que la Mina A y Mina C son los extremos respecto a calidad (buena y mala respectivamente).

5.1.3. Comparación de factores de carga

Una primera comparación se realiza entre el factor de carga (F.C.) calculado mediante la metodología de Lilly y el factor de carga aplicado en las tronaduras consideradas. Los resultados de esto se presentan en la Figura 34.

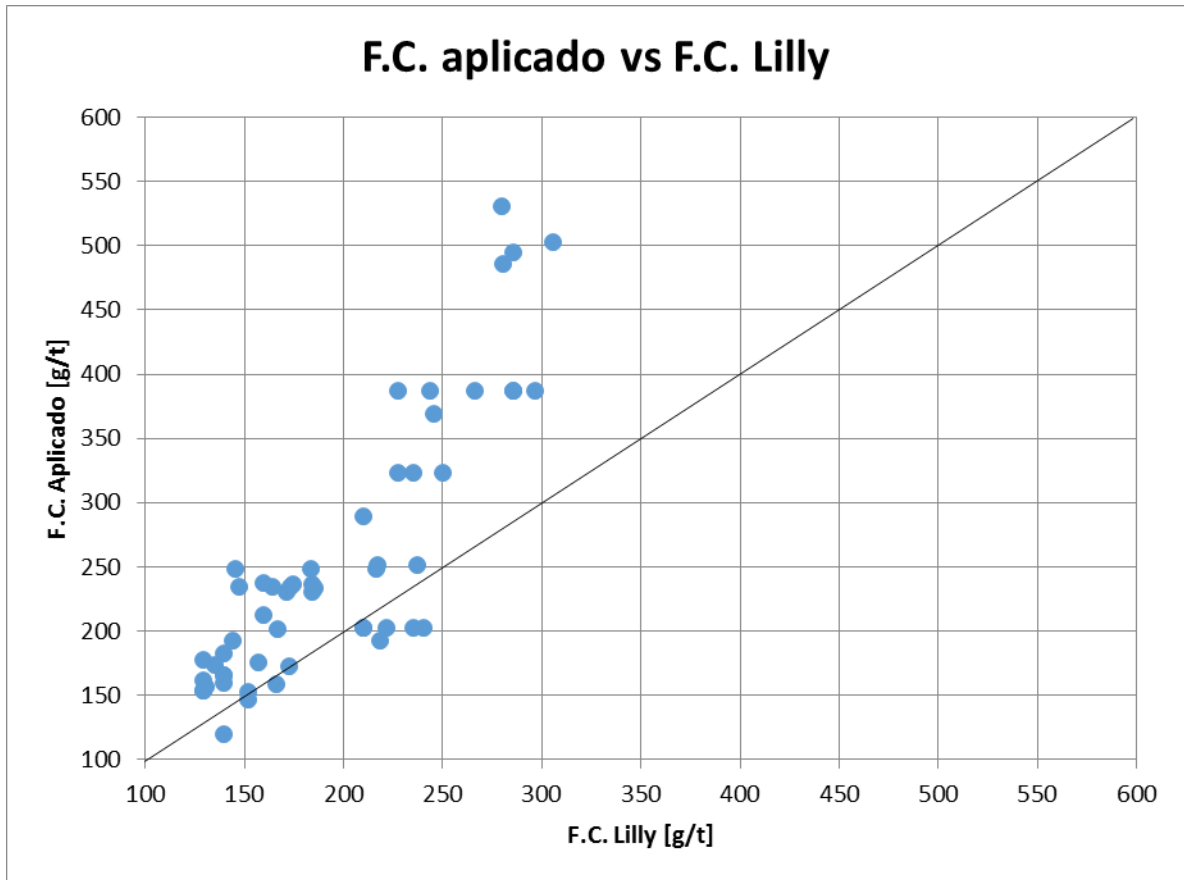


Figura 34 Factor de carga: aplicado vs. Lilly (gráfico)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Del gráfico de la figura 34 se puede concluir que entre el factor de carga calculado por Lilly y el factor de carga aplicado no existe correlación lineal 1 es a 1, lo que indica que la estimación de Lilly no es correcta o no está ajustada a las condiciones de cada faena, y que los objetivos de obtención de granulometría y daño no son considerados por el índice. Si bien en la zona de bajos factores de carga (100 y 250 [g/t]) se tiene una menor dispersión de datos respecto a la línea de tendencia 1 es a 1, no es suficiente para decir que funciona para rocas de mala calidad. Para la zona de aplicación de factores de carga entre 250 [g/t] y 300 [g/t] respecto a Lilly, existe una muy alta dispersión de los datos respecto a la línea de tendencia 1 es a 1.

Se puede concluir que para factores de carga bajos, y por consiguiente bajos valores de índice de tronabilidad (rocas de peor calidad), se obtienen mejores resultados que para factores de carga alto (rocas de mejor calidad), pero aun así no son suficientes para tomarlos como una medida fiable del factor de carga real.

A continuación, en el gráfico de la Figura 35, se visualiza una comparación entre los factores de carga aplicados y los valores de Bi de Lilly para las tronaduras estudiadas.

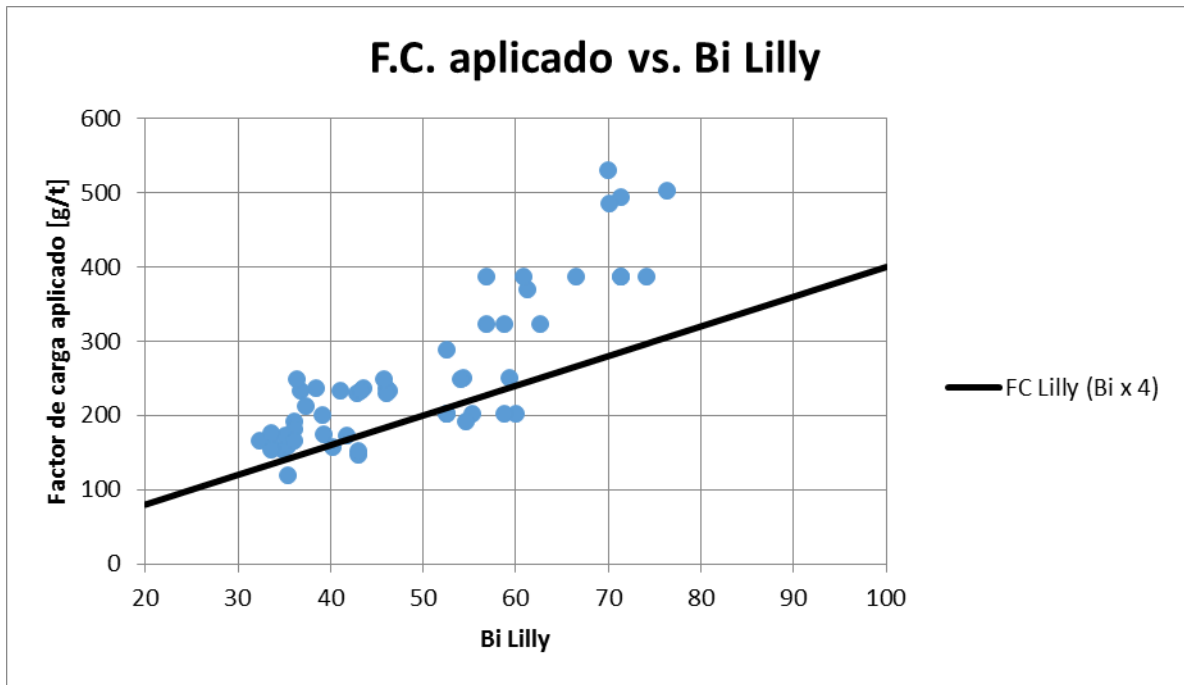


Figura 35 Factor de carga aplicado vs. Bi Lilly (gráfico)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

En base a lo presentado en el Gráfico 6, existe concordancia con lo presentado anteriormente entre el F.C. Lilly y el F.C. aplicado. En relación al Bi de Lilly y el F.C. aplicado se nota una tendencia clara que responde en forma exponencial, a mayor Bi mayor factor de carga aplicado con crecimiento exponencial. Respecto a la correlación entre Bi de Lilly y factor de carga aplicado, se ve que para Bi entre 20 y 60 la línea de tendencia F.C. Lilly responde de forma regular a mala, mientras que para Bi mayores a 60 la tendencia no muestra correlación alguna con los datos.

A continuación se presenta el gráfico de la Figura 36 con los datos de factor de carga y Bi de Lilly con su curva de correlación, de forma de obtener una ecuación que trate de acercarse lo más posible a los resultados de factor de carga aplicado

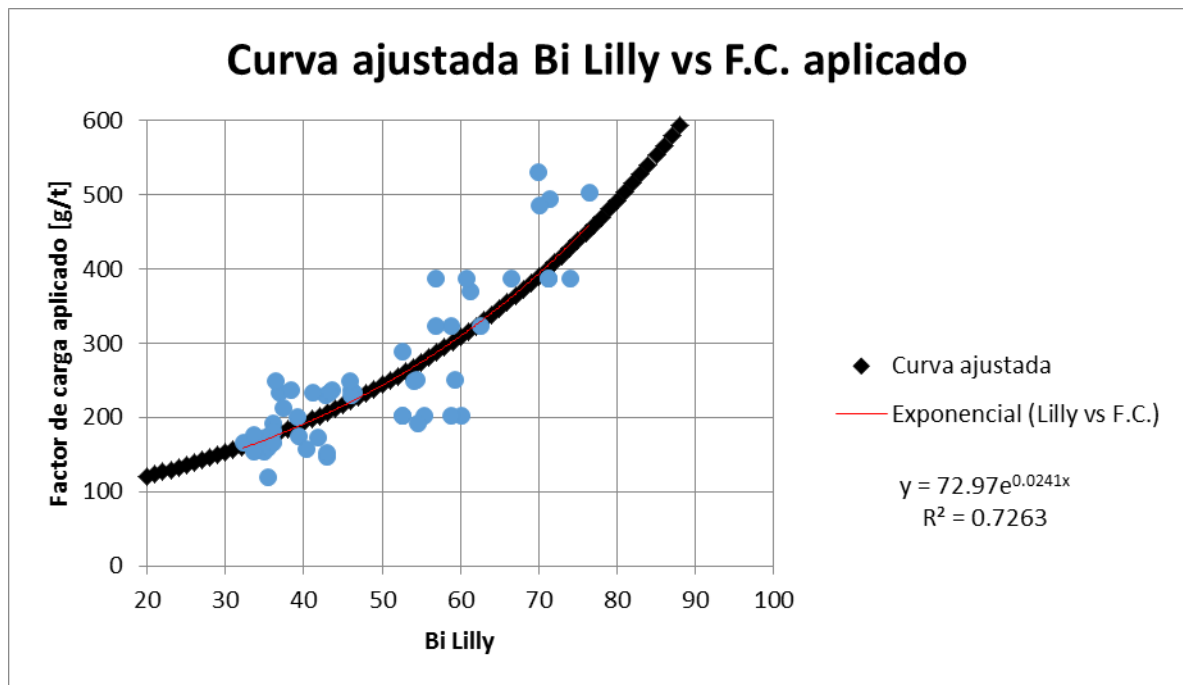


Figura 36 Curva ajustada Bi Lilly vs. Factor de carga aplicado (gráfico)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

En base a lo presentado en el Gráfico 7, la curva que mejor se adecua a los datos es la representada por la Ecuación 27.

$$F.C. = 72.97 \times e^{0.0241 \times Bi}$$

Ecuación 27 Curva ajustada para factor de carga

Donde:

- F.C. = Factor de carga [g/t].
- Bi = Índice de tronabilidad de Lilly.

La correlación entre la curva y los datos es de un 73% aproximadamente, lo cual desde el punto de vista ingenieril es muy lejano a la realidad. Si bien para rocas de baja calidad se ve una menor dispersión de los datos, aún existen valores que varían en gran cantidad el factor de carga respecto a un mismo valor de Bi. En cuanto a rocas de mediana y buena calidad, la dispersión sigue siendo mayor en comparación con rocas de mala calidad, y su correlación con la curva ajustada muestra un avance respecto a la curva originalmente propuesta por Lilly.

En base a estos antecedentes se puede mencionar que:

- Lilly no se ajusta de buena manera a las condiciones actuales respecto a la aplicación de factores de carga.
- Para su ajuste debe tomarse en consideración el objetivo propuesto (control de pared y fragmentación) y las condiciones en donde se utilice.
- Cada tronadura es independiente y responde a sus condiciones particulares, lo que debe ser capturado por el índice o ajustado al índice, ello implica el uso de ensayo y error.

- Lilly en su postulado toma una serie de consideraciones que no necesariamente representan la generalidad de las faenas en estudio, ello imprime un sesgo importante a los resultados obtenidos.

Una segunda comparación en entre el ITM y el factor de carga. El ITM como bien se menciona en capítulos anteriores, es un índice en desarrollo por parte de la empresa E-Mining Technology. Éste índice busca definir un factor de carga dada una serie de datos (RQD, UCS y Jc). El índice relaciona factor de carga y macizo rocoso con datos que son de amplio uso en la industria y que generalmente las faenas mineras cuentan con respaldo en grandes bases de dato. Dado esto, el ITM presenta una gran oportunidad de desarrollo y ajuste para cada situación o faena en particular.

Resultados preliminares del ITM muestran una correlación más acertada entre factor de carga e índice de tronabilidad, tal como lo muestra el gráfico de la figura 37. Preliminarmente, la tendencia es clara hacia una función exponencial que se ajuste al comportamiento del factor de carga y la tronabilidad de la roca.

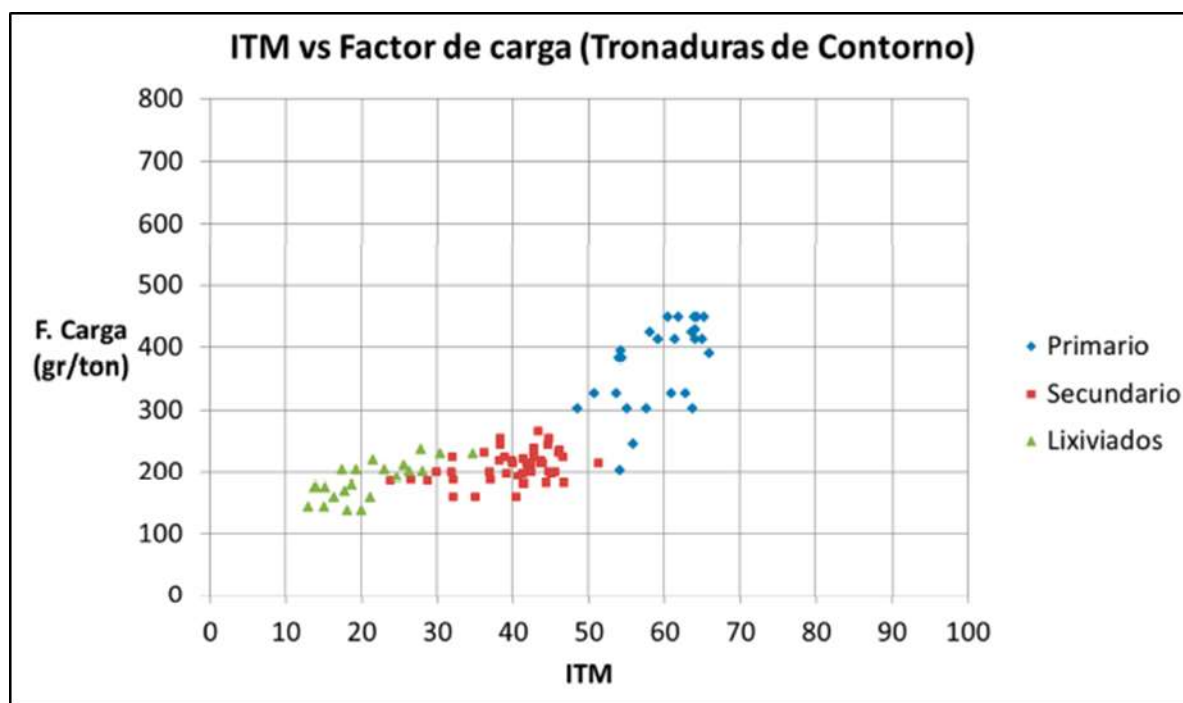


Figura 37 Factor de carga vs. ITM (gráfico)

(Fuente: E-Mining Technology, 2015)

Para construir una curva que correlacione ITM y factor de carga falta depurar la data disponible y aumentarla para poder establecer de mejor forma un resultado en forma de ecuación.

Tanto para este índice, como para Lilly, se debe incorporar el resultado obtenido de las tronaduras estudiadas. Estos resultados dicen relación con dos aspectos: Daño y fragmentación. Para correlacionar de mejor forma el ITM con el factor de carga se debe tener en consideración estas dos variables, con la intención de agrupar la data en curvas para obtener una fragmentación objetivo o curvas asociadas al daño esperado.

5.1.4. Resultados de tronaduras

Como se menciona en la sección 5.1.2., sólo 39 tronaduras poseen información de resultados, de estas 39 tronaduras, 29 tienen resultados en términos de geometría y 14 tiene resultados en términos de geometría y condición de talud (diagrama Figura 38).

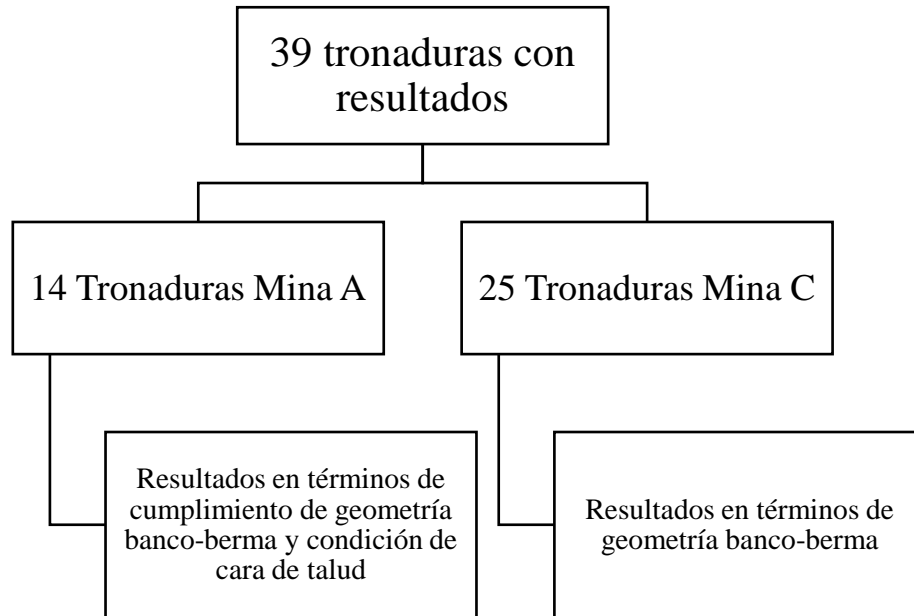


Figura 38 Tronaduras con resultado (diagrama)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Para poder entender de mejor forma los resultados asociados a las tronaduras, se deben introducir los términos: Factor de condición y Factor de diseño, desarrollados por E-Mining Technology.

El factor de condición está relacionado con las condiciones geotécnicas del talud obtenido post-tronadura (asociado a saneamiento y nivel de daño), los elementos considerados para definir el factor de condición son los siguientes:

- Porcentajes de medias cañas.
- Número de grietas inducidas.
- Condición de discontinuidades.
- Presencia de bloques inestables.
- Geometría del talud.
- Condición de la cresta.

A cada uno de estos factores se les asigna un puntaje diferenciado, el cual es escalado, partiendo de una condición muy mala a muy buena (o sano). La suma de los puntajes varía entre 0 y 100, donde 100 indica una condición muy buena o sana (acorde a los estándares de cada faena) y 0 una condición muy mala.

El factor de diseño está relacionado con la conciliación geométrica del talud, mediante el cual se busca evaluar el cumplimiento de la geometría banco-berma definida en el diseño y la topografía obtenida post-tronadura. Para la conciliación y cálculo del factor de diseño se consideran los siguientes parámetros de diseño:

- Ancho de berma.
- Ángulo cara de banco.
- Línea de programa (definido por el perfil de diseño del banco).
- Altura del banco.
- Quebradura.
- Ángulo inter-rampa.

A cada uno de estos parámetros se les calcula el nivel de cumplimiento en porcentaje (parámetro obtenido sobre parámetro diseñado). Luego, según el peso asignado a cada uno de los parámetros (los cuales suman 1), se les asocia con el nivel de cumplimiento, obteniendo un porcentaje global de cumplimiento geométrico del talud, el cuál es categorizado de muy bueno a muy malo según los estándares de cada faena.

En la Tabla 18, se presentan los resultados obtenidos para las 14 tronaduras efectuadas en la Mina A, donde se aprecian los valores para el factor de condición y para el factor de diseño. Es importante recalcar que los límites de tolerancia son definidos por cada faena en particular, por lo que no hay definiciones universales que gobiernen el comportamiento de los factores y conciliaciones geométricas del banco.

Tabla 18 Factor de condición y diseño de Mina A

	Mina A	
	Factor de condición	Factor de diseño
Tronadura 1	37%	30%
Tronadura 2	40%	38%
Tronadura 3	39%	23%
Tronadura 4	51%	30%
Tronadura 5	47%	36%
Tronadura 6	66%	60%
Tronadura 7	50%	69%
Tronadura 8	57%	42%
Tronadura 9	42%	11%
Tronadura 10	45%	49%
Tronadura 11	33%	47%
Tronadura 12	39%	32%
Tronadura 13	30%	42%
Tronadura 14	42%	25%

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

De la Tabla 18 se puede concluir que sólo una tronadura sobrepasa el 60% de factor de condición, 3 se encuentran entre 50% y 60%, 5 se encuentran entre 40% y 50%, y el resto se encuentra bajo el 40%, ello implica que el estado final del talud en términos de condición geotécnica es mala, lo cual tiene directa relación con la performance de la tronadura. En lo que respecta al factor de diseño, sólo 2 tronaduras presentan un factor de diseño geométrica sobre el 60% de cumplimiento, todo el resto se encuentra bajo el 50% de cumplimiento de la geometría banco-berma, lo que implica que los resultados de tronadura no logran cumplir con el diseño de banco. Los resultados en su conjunto denotan malos resultados globales de tronadura, sustentando la hipótesis de que hay problemas serios en lo que respecta la aplicación de tronadura controlada. Esto conlleva dos problemas: alto riesgo en términos de seguridad y operación de los taludes conciliados, y disminución de la rentabilidad económica de la faena por la incorporación de material estéril no planificado.

Respecto a los resultados, hay que tener en cuenta la siguiente consideración: los factores de condición y diseño mostrados en la Tabla 18 son promedios de las mediciones realizadas mediante mapeo de celdas en las caras del talud, por lo que si se mira específicamente cada metro de banco se puede tener una condición variable que no necesariamente se refleje en el valor promedio final por tronadura.

La Tabla 19 presenta los resultados obtenidos en la Mina C en términos de conciliación geométrica del banco. En ella se puede notar que los resultados son dados en rangos y no como números estrictos.

Tabla 19 Resultados tronaduras Mina C

	L.P.	Ancho Berma	Altura banco	Quebradura	Ángulo Cara Banco
Tronadura 1	<20%	<20%	<20%	<20%	<20%
Tronadura 2	>80%	<20%	>80%	20-40%	20-40%
Tronadura 3	>80%	<20%	60-80%	20-40%	20-40%
Tronadura 4	>80%	<20%	40-60%	60-80%	60-80%
Tronadura 5	>80%	<20%	20-40%	60-80%	>80%
Tronadura 6	>80%	<20%	70-90%	70-90%	70-90%
Tronadura 7	>80%	<20%	>80%	>80%	<20%
Tronadura 8	>80%	<20%	>80%	60-80%	60-80%
Tronadura 9	>80%	<20%	>80%	20-40%	20-40%
Tronadura 10	>80%	<20%	>80%	20-40%	20-40%
Tronadura 11	>80%	<20%	>80%	40-60%	40-60%
Tronadura 12	>80%	<20%	>80%	>80%	>80%
Tronadura 13	>80%	40-60%	40-60%	40-60%	60-80%
Tronadura 14	>80%	30-50%	>80%	60-80%	60-80%
Tronadura 15	>80%	60-80%	>80%	>80%	>80%
Tronadura 16	>80%	20-40%	>80%	>80%	>80%
Tronadura 17	>80%	60-80%	>80%	60-80%	60-80%
Tronadura 18	>80%	>80%	>80%	>80%	>80%
Tronadura 19	>80%	20-40%	60-80%	60-80%	40-60%
Tronadura 20	>80%	>80%	20-40%	>80%	>80%
Tronadura 21	>80%	>80%	<20%	>80%	>80%
Tronadura 22	>80%	>80%	>80%	>80%	>80%
Tronadura 23	>80%	>80%	60-80%	>80%	>80%
Tronadura 24	>80%	60-80%	>80%	>80%	>80%
Tronadura 25	>80%	60-80%	>80%	60-80%	>80%

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Para los rangos presentados en la tabla anterior se tiene la calificación cualitativa mostrada en la Tabla 20.

Tabla 20 Calificación de rangos Mina C

Calificación de rangos	
>80%	Muy bueno
60-80%	Bueno
40-60%	Aceptable
20-40%	Malo
<20%	Muy malo

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

De la Tabla 20 se puede concluir que solo 1 tronadura se encuentra bajo un 20% de cumplimiento de la línea de programa calificada como muy mala, el resto de las tronaduras se definen como muy buenas en término de geometría (>80%).

El 48% de las tronaduras posee una calificación de muy mala respecto al ancho de berma, sólo el 20% de las tronaduras posee una calificación de muy buena (sobre un 80% de cumplimiento de la geometría) y el resto se reparte entre un buen y mal resultado de ancho de berma, sin observar resultados aceptables.

El 60% de las tronaduras posee un muy buen cumplimiento de la altura de banco y sólo un 8% (2 tronaduras) entregan resultados muy malos, en general se obtienen buenos resultados de altura de banco.

Sobre la quebradura, solo 1 tronadura entrega muy malos resultados, un 40% posee muy buen resultado, el 16% malos resultados y el 24% buenos resultados geométricos. En términos globales se tiene un resultado un poco más disperso en comparación a las otras geometrías, pero predominantemente se obtiene una buena conciliación.

El 48% de las tronadura posee muy buenos resultados de ángulo de cara-banco (>80%), el 25% tiene buenos resultados (60-80%) y el 16% posee malos resultados (20-40%). Sólo 1 tronadura se califica como muy mala en términos del ángulo cara-banco, lo que implica que en general se tiene un buen cumplimiento de éste parámetro geométrico.

En general la Mina A posee muy malos resultados en términos de daño asociado a tronadura, dada su bajo cumplimiento geométrico y una pobre condición de la cara del talud. La Mina C en términos geométricos tiene buenos resultados en general, pero en lo que respecta el ancho de berma los resultados no son óptimos, prácticamente la mitad de los bancos no cumplen con un límite aceptable de conciliación, lo que se traduce en futuros problemas para la operación en términos de seguridad (contención de caída de rocas).

En conclusión, existe una gran posibilidad de desarrollo en términos de tronadura controlada, con el fin de apuntar al cumplimiento del diseño minero y mitigación de riesgos en la operación.

5.2. Diagnóstico de la industria

Basado en los casos de estudio se puede mencionar lo siguiente: actualmente las faenas mineras sustentan fuertemente los resultados de sus tronaduras en el ejercicio de prueba y error, dando pie a que al momento de encontrarse con un material diferente, en comparación con el que anteriormente tronaban, no se logre el diseño minero y no se cumpla con una granulometría esperada, produciendo daño en el talud, aumentando el riesgo en la operación, aumentando los costos en el largo plazo y produciendo problemas en la operación en el corto-mediano plazo.

Dado el problema anterior, es posible inferir que esto puede deberse, entre otros factores, a la falta de conocimiento del contexto geotécnico en el que se realiza la tronadura, falta de pericia y de control al momento de realizar la perforación y tronadura, y falta de coordinación entre las áreas que se encuentran involucradas en el proceso. Estos tres problemas mencionados regularmente son los causantes de malos resultados en tronadura. Ejemplo de ello es posible notarlo en la Figura 39 y Figura 40.

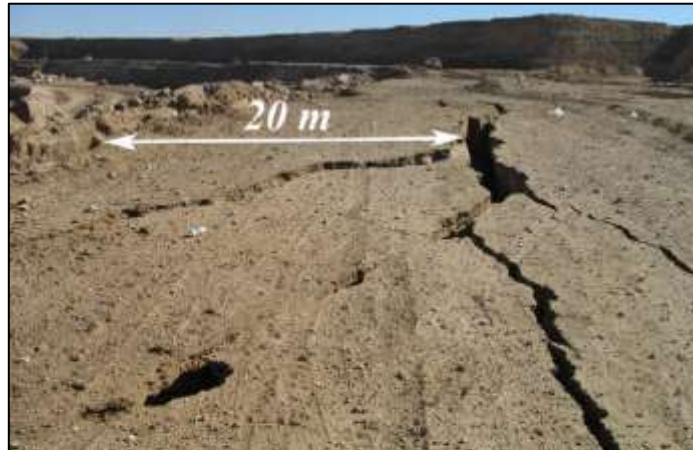


Figura 39 Daño por sobre-quebre

(Fuente: M. Monjezi, H. Dehghani, 2008)



Figura 40 Levantamiento de piso por pre-corte

(Fuente: E-Mining, 2015)

En la Figura 39 se puede apreciar daño por sobre-quebre debido a un taco sobre-dimensionado, mientras que en la Figura 40 se observa un levantamiento del piso en 1.5 [m] luego de aplicado pre-corte, lo cual sucedió debido a la tronadura ejecutada en el banco superior en labores anteriores, la cual dañó la cresta del banco inferior, empeorando su calidad.

Así, es posible identificar dos de los tres problemas dichos anteriormente: falta de conocimiento del contexto geotécnico en el que se realiza la tronadura (Figura 39), y falta de pericia y de control al momento de realizar la perforación y tronadura (Figura 40). Respecto a la falta de coordinación entre las áreas que se encuentran involucradas en el proceso se pueden nombrar algunos de los posibles problemas: Falta de perforadoras adecuadas (recursos mal planificados), deficiente traspaso de información, definición de polígonos de tronadura sin considerar entorno

geotécnico, entre otros. Esto se puede reproducir en una mala ejecución de tronadura y resultados asociados a perforación y tronadura.

En base a lo mencionado se puede concluir lo siguiente: La integración completa del modelo geotécnico en el diseño y planificación de tronadura es una tarea fundamental que no se realiza, existe deficiencia en los sistemas de control en la ejecución de perforación y tronadura, no existe una herramienta que permita administrar y controlar la información de tronadura con el fin de correlacionarla con el daño en pared del talud y su consecuente riesgo geotécnico, y falta de coordinación entre las áreas involucradas en perforación y tronadura.

6. Metodología de trabajo

A continuación se enuncian los pasos seguidos durante el desarrollo de la tesis, los cuales son esenciales para dar logro a los objetivos propuestos:

1. Planteamiento del problema y contextualización de la aplicación de tronadura controlada, con enfoque tanto en la administración y control de riesgos geotécnicos, como en la estabilidad de talud final.
2. Diagnóstico de la situación actual, tomando en cuenta los actuales desarrollos en cuanto a tronadura controlada, las aplicaciones existentes en la industria y en que condición se encuentra la industria respecto del conocimiento del macizo rocoso y la aplicación del modelo geotécnico al proceso de tronadura controlada.
3. Desarrollo del marco teórico como sustento para la propuesta metodológica, junto con la definición de elementos fundamentales que debe contemplar la metodología de diseño y planificación de tronadura controlada.
4. Revisión de casos de estudio en las cuales se haya aplicado tronadura controlada, con el fin de observar resultados y tomar decisiones con respecto al desarrollo de la metodología propuesta. A continuación se detallan los pasos seguidos para el desarrollo de los casos de estudio:
 - a. Definición de la línea base de tronadura controlada.
 - b. Cálculo del índice de tronabilidad de Lilly para cada una de las tronaduras analizadas, y su consiguiente factor de carga.
 - c. Comparación de los factores de carga aplicados vs el recomendado mediante la metodología de Lilly. Análisis del índice ITM y sus ventajas y opciones de desarrollo.
 - d. Resultados de la tronadura: daño en pared del banco (Factor de condición y factor de diseño).
5. Ajuste de curvas de índice de tronabilidad y su relación con el factor de carga aplicado.
6. Incorporación de variables, como fragmentación in-situ y orientación de los principales sistemas de fracturas menores e intermedias respecto de la cara del talud, al diseño y planificación de tronadura controlada, como parte del análisis de los casos de estudio.
7. Propuesta de la metodología de diseño y planificación de tronadura controlada, basada en los resultados obtenidos de los casos de estudio, la información geotécnica disponible y las características del macizo rocoso (modelo geotécnico).
8. Análisis, conclusiones y recomendaciones de la propuesta metodológica y los casos de estudio.

7. Propuesta de metodología de diseño y planificación de tronadura controlada

En la presente sección se definirán los pasos que se deben llevar a cabo para diseñar y planificar tronadura controlada, con el fin de incorporar la mayor cantidad de información geotécnica, mantener la estabilidad de los taludes y minimizar los potenciales riesgos geotécnicos.

Para contextualizar la aplicación de cada uno de los pasos en la Figura 41 se presentan los horizontes de planificación que deben considerarse.

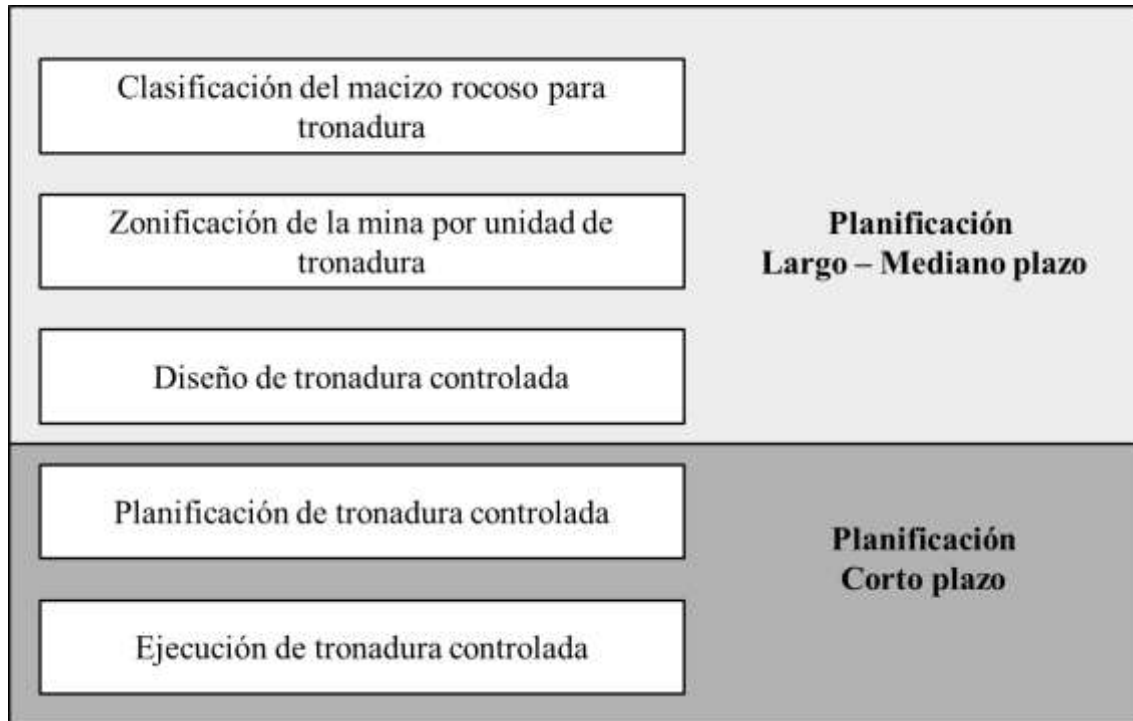


Figura 41 Pasos de metodología y horizontes de planificación

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

En la figura se habla de tres horizontes de planificación:

- Planificación corto plazo (generalmente diario o mensual).
- Planificación mediano plazo (generalmente entre 1 y 5 años).
- Planificación largo plazo (generalmente >5 años).

Estos horizontes de planificación son definidos según el nivel de certidumbre de la información, suponiendo que a medida que avanza la construcción de la mina aumenta la cantidad de información disponible, se pueden tomar diferentes decisiones con un nivel de incertidumbre menor en los diferentes horizontes. En este contexto, planificación de largo plazo posee una mayor incertidumbre en la información y planificación de corto plazo posee menor incertidumbre en la información que maneja. Planificación largo plazo maneja una mayor cantidad de información mientras que corto plazo maneja una menor cantidad de información.

Cada uno de estos horizontes de planificación se asocian con diferentes niveles de toma de decisiones, la relación de cada uno de estos niveles con la planificación es la siguiente:

- a) Planificación corto plazo: Decisiones a nivel operativo.
- b) Planificación mediano plazo: Decisiones a nivel táctico.
- c) Planificación largo plazo: Decisiones a nivel estratégico.

7.1. Clasificación del macizo rocoso para tronadura

El primer paso dentro de la metodología de diseño y planificación de tronadura controlada es clasificar el macizo rocoso para tronadura. Considerando que la industria no utiliza de forma adecuada un índice o clasificador que sea capaz de describir el macizo rocoso respecto a su comportamiento ante la tronadura, es necesario tomar y adecuar uno a las condiciones de cada faena. En este contexto, antes de realizar cualquier tipo de diseño, el macizo rocoso debe clasificarse dependiendo de su forma de actuar ante la tronadura, por lo tanto, basado en las características índices de la roca, la condición estructural de la faena, la orientación de los taludes y el nivel de fracturamiento in-situ, se debe calcular el valor del índice e incorporarlo al modelo geotécnico de tronadura.

La información base con la cuál debe construirse el modelo asociado a la tronabilidad del macizo (tronabilidad se define como la susceptibilidad del macizo rocoso a la tronadura, término que está íntimamente al factor de carga a aplicar) depende del índice a utilizar. Se propone utilizar la modificación del índice de Lilly o depurar el uso del índice ITM, con el fin de aplicarlos al macizo rocoso y obtener un modelo general de la mina con los valores asignados de los índices y así tener una primera aproximación de la distribución espacial de las características del macizo rocoso.

Si se toma la decisión de utilizar la modificación del índice de Lilly, la información base necesaria para su cálculo sería:

- Valor representativo del tamaño de bloque in-situ.
- Modelo estructural, con información de las estructuras menores: Orientación, largo y espaciamiento.
- Orientación de los bancos.
- Densidad de la roca.
- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca o UCS.

Por otro lado si se busca usar el ITM, la información base necesaria sería:

- Resistencia a la compresión uniaxial simple de la roca (UCS).
- RQD, como índice que considera la fragmentación del macizo.
- J_{cond89} , como índice que denota la condición de las discontinuidades.

Para ajustar los índices se deben considerar dos variables: condiciones de cada faena y tipos de tronadura. Respecto a los tipos de tronadura se tiene la siguiente lista:

- Rampa.
- Confinada.
- Controlada.
- Producción.

Cada una de ellas posee diferentes objetivos y aplicación de diferentes técnicas y factores de carga. Lo que se traduce en el ajuste de las curvas para cada una de las condiciones y objetivos específicos.

Las condiciones específicas de faena hacen referencia a los objetivos que se buscan: granulometría o control de daño, también incorpora las características geotécnicas particulares de las faenas, junto con su diseño geométrico y su proceso de planificación y diseño de tronadura.

Una vez recabada la información necesaria, se calculan los índices y se incorporan a la base de datos de los modelos de bloques con los que se construyen los modelos mina (modelo geotécnico, leyes, propiedades de la roca, etc.). El fin de incorporar ésta información a la base de datos es poder visualizar la distribución espacial del índice de tronabilidad y poder definir familias de datos que se comporten de igual forma (tratamiento estadístico), y así definir dominios de tronabilidad (modelo de tronabilidad) dentro de la mina.

Ésta información da una primera aproximación al valor real del factor de carga a utilizar para lograr cumplir con la granulometría y condiciones banco-berma objetivo. También da la posibilidad de desplegar un plano con los dominios de tronabilidad bien definidos, lo que permita poder tomar decisiones respecto a cómo planificar la extracción del material mineralizado. Corresponde a la primera aproximación de la integración del modelo geotécnico a tronadura.

Se deben considerar ajustes al modelo y los resultados de factor de carga a medida que avanza la construcción de la mina, con el fin de pulir los modelos y dar una representación con un menor nivel de incertidumbre en la información y así tomar decisiones más informadas.

7.2. Zonificación de mina según unidades de tronadura

Ya clasificado el macizo rocoso respecto a su comportamiento respecto a la tronadura y definido un factor de carga preliminar, se deben incorporar otras variables dentro del proceso de zonificación. Estas variables dicen relación con la orientación de estructuras respecto del talud, granulometría, entre otros.

Para zonificar la mina se requieren unificar los siguientes modelos:

- Distribución de tamaño de bloque in-situ.
- Modelo de tronabilidad.
- Dominios estructurales.

La consideración de estos 3 modelos se basa en lo siguiente:

- **Distribución de tamaño de bloque in-situ.**

Su incorporación se sustenta en la necesidad de conocer y comprender el punto de partida en términos granulométricos. Por ejemplo, si se posee un macizo rocoso masivo de buena calidad, la energía requerida y la distribución de esta energía son fundamentales para cumplir con una granulometría objetivo; por otro lado, si se posee un macizo rocoso altamente fracturado y de calidad pobre, donde la curva de granulometría in-situ refleja una alta cercanía con la granulometría objetivo, el objetivo principal de la tronadura no estará en fragmentar el roca, sino que, se centrará en desplazar los bloques in-situ, mediante la expansión e inserción de los gases generados de la tronadura a través de las fracturas pre-existentes. Así se pueden tomar decisiones (uso de explosivos determinados) y ajustar diseños dependiendo de las necesidades de fragmentación.

- **Modelo de tronabilidad.**

Considerar el modelo de tronabilidad dentro de un modelo geotécnico de tronadura es fundamental para entender cómo se comporta el macizo rocoso ante éste proceso. Como se mencionó en la sección anterior es el primer paso en la incorporación del modelo geotécnico y apoya la definición de un factor de carga para diferentes zonas. El índice de tronabilidad definido para generar un modelo de tronabilidad incorporable al proceso de zonificación debe ser capaz de integrar características de la roca intacta y de la condición estructural, y en la misma línea, estos datos deben ser lo suficientemente representables de cada zona. También el índice considerado debe poseer una base de datos robusta, accesible y operativa, que entregue resultados con sentido cuando se compare su valor con un factor de carga.

- **Dominios estructurales.**

La orientación, condición y familias de estructuras juegan un rol importante en los resultados de una tronadura, dado que, influyen la forma de la pila de material obtenida post-tronadura, los resultados granulométricos y la efectividad de la aplicación de métodos de control de daño. Su incorporación radica principalmente en la definición de orientación de salida de la tronadura, resultados esperados de forma de pila y la necesidad o no de incorporar pre-corte (es importante tener en cuenta que no es el principal factor que determina la aplicación de pre-corte). Como se mencionó en el capítulo de marco teórico, ciertas orientaciones de estructuras respecto a la línea de pre-corte no entregan resultados óptimos, obteniéndose paredes sucias o que no cumplen con la geometría banco-berma. Del mismo modo, el nivel de fracturamiento del macizo también puede posibilitar o no su aplicación. La orientación y persistencia de las estructuras en los diferentes dominios juega un papel fundamental en la obtención de la granulometría final y la condición de cara del talud obtenida, por lo que para zonificar es importante conocer las variables principales de los dominios estructurales.

El fin de ésta etapa es que al incorporar y agrupar estos 3 modelos, es posible diferenciar zonas de similar comportamiento a la tronadura, lo que da pie para zonificar la mina y crear un modelo geotécnico de tronadura. Éste modelo con las propiedades de la roca, factores de carga a usar, condiciones granulométricas in-situ y estructurales, es la información de entrada para la siguiente etapa de la metodología propuesta, y que servirá de apoyo para el área de perforación y tronadura en el desarrollo de sus tareas.

Éste modelo está afecto a variaciones a medida que avanza la mina, dada la información que es capturada en procesos posteriores e incorporada a la base de datos, esto permite una disminución en la incertidumbre de la información y un mejoramiento continuo de la calidad del modelo creado.

7.3. Diseño estándar de malla de perforación por unidad de tronadura

Ya definidas las unidades geotécnicas de tronadura, las que indican el comportamiento del macizo rocoso a la tronadura, el factor de carga a aplicar en cada zona y las consideraciones de distribución de bloque in-situ, es posible desarrollar un estándar de diseño de malla de perforación y tronadura. Estos diseños son una primera aproximación, por lo que se encuentran afectos a variación dada las condiciones particulares de cada banco.

El diseño de malla base definido para tronadura controlada, pensando en su aplicación como controlador del daño, está configurado por una línea de pre-corte, una franja de control con pozos

buffer y tronadura de producción convencional. La aplicación de esta configuración puede variar dependiendo de las condiciones de cada uno de los bancos. En esta línea, la aplicación de pre-corte en las caras de los taludes depende fuertemente de los siguientes factores:

- Orientación de los sets estructurales respecto a la línea de pre-corte (decisión basada en la probabilidad de logro de la superficie o barrera de contención de ondas).
- Holguras del diseño minero (necesidad de la geometría banco-berma), asociado a contención de caída rocas (decisión en términos de seguridad).

En síntesis la aplicación de pre-corte se basa fuertemente en el cumplimiento de la geometría banco-berma (holguras), apuntando a condiciones seguras de operación para los trabajadores.

Para la etapa de diseño se recomienda considerar a los métodos definidos por los siguientes autores:

- Tronadura de producción: Konya y Walter (1985).
- Franja de control (Buffer): Método de cráter (Frank Chiappetta, 1992).
- Pre-corte: López Jimeno y Calder & Jackson.

El formulismo relacionado a cada uno de los métodos se puede encontrar en la sección de marco teórico, donde se detallan cada una de las variables consideradas en sus ecuaciones propuestas.

Los métodos anteriormente mencionados son recomendados por las razones expuestas en la Tabla 21.

Tabla 21 Razones para la elección de métodos

Konya y Walter (1985)	Método de cráter (Frank Chiappetta, 1992)	López Jimeno y Calder & Jackson
<ul style="list-style-type: none"> • Ampliamente utilizado y conocido en faena. • Considera la mayor cantidad de información del macizo rocoso en sus cálculos en comparación con los otros métodos. • Su objetivo radica en el control de la pared del talud. 	<ul style="list-style-type: none"> • Si bien considera dos parámetros de la roca (densidad y un factor de ajuste) su definición se basa en cumplir con la geometría del banco. • Es de los métodos más utilizados en la industria. 	<ul style="list-style-type: none"> • Método más utilizado en la industria. • Considera los factores claves que definen la generación de grietas en tronadura.

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Es importante recalcar que el diseño que es creado en ésta etapa es sólo una primera aproximación al diseño final, ya que, para la definición del estándar final se deben realizar ajustes en terreno, asociados a condiciones particulares de cada sector o banco a tronar.

7.4. Planificación de tronadura controlada

Ya concluida la etapa de largo-mediano plazo, de ahora en adelante se comienzan a tomar decisiones y consideraciones orientadas a la operación, pensando en el corto plazo como horizonte temporal de planificación minera. Estas cadenas de decisiones y consideraciones requieren de la integración de diferentes áreas para lograr dar la mejor respuesta a las condiciones dadas por la operación minera.

Como información de entrada se tiene:

- Diseño minero.
- Diseño estándar de malla de perforación.
- Modelo geotécnico para tronadura.
- Modelo de leyes.
- Modelos estructurales.
- Hidrogeología e hidrología.

Estas son algunas de las variables de entrada al proceso de planificación de tronadura controlada, según ellos se definen polígonos de tronadura, recursos a utilizar, entre otros. A continuación, se muestra en sub-etapas el proceso en cuestión:

a) Consideraciones de diseño general:

Para poder llevar a cabo una planificación se debe conocer con detalle el entorno en donde se llevarán a cabo, pensando tanto en la geotecnia como en la configuración geométrica de la mina. Ya se posee información de geotecnia de etapas anteriores, por lo que, es necesario capturar la información del diseño minero, orientado a poder conocer los tamaños y geometrías de los bancos, rampas y fases a desarrollar. Junto con ello también se debe tener en consideración las holguras del diseño minero, las cuales permiten tomar decisiones respecto a la aplicabilidad de tronadura controlada (específicamente la decisión de aplicar pre-corte) y la definición de polígonos de tronadura (operatividad del polígono definido).

b) Definición de polígonos de tronadura:

Conocido el entorno geotécnico, las holguras del diseño minero y por ende las exigencias del diseño, se puede pasar a definir la distribución de polígonos de tronadura en los bancos. Ésta sub-etapa debe considerar una serie de factores a la hora de definir los límites de los polígonos, distribución de leyes en los bancos, condiciones estructurales del banco (mayores, intermedias y menores), zonas geotécnicas de tronadura, tipo de tronadura a realizar, operatividad del polígono, hidrogeología e hidrología, entre otros. Si bien son una gran cantidad de factores, éstos condicionan en gran medida el éxito de la tronadura, por lo que, un adecuado balance entre las áreas que entran en juego (P&T, geotecnia, planificación, operaciones, planta, etc.) puede entregar resultados óptimos que mejoren el negocio y las condiciones de seguridad para la operación.

c) Planificación anticipada:

Para desarrollar con éxito la etapa de ejecución y cumplir con las exigencias de los actores involucrados, se deben definir anticipadamente los recursos a utilizar: perforadoras, capital humano, horas hombre necesarias, maquinaria general; esto es clave a la hora de realizar las labores, ya que, pueden condicionar los resultados globales aguas abajo. Junto con la definición de recursos, también se tiene que definir el volumen a tronar, con el fin de dar cumplimiento al plan minero (toneladas por día). También se debe tomar la decisión sobre la secuencia en la que serán extraídos los polígonos, basado en la accesibilidad de los sectores y la cantidad de material requerido en planta, para así dar cumplimiento al avance en los desarrollos de la mina y direccionar el mismo con la intención de operativizar los desarrollos de la mina.

d) Antecedentes específicos del banco:

Una vez definido los polígonos y secuenciados debidamente, se define un plan con la temporalidad de extracción, con lo que se da pie para poder acceder a estos bancos a tronar, con el fin de recabar antecedentes respecto a su condición. Las condiciones del banco que se evalúan tienen relación con la orientación de los taludes, características geológicas y geotécnicas, características estructurales y operatividad. Al evaluar estas condiciones se logra obtener nueva información respecto a la geología y geotecnia (mapeo de celdas), por lo que esta nueva información puede ser incorporada a las etapas anteriores, para conciliar los modelos obtenidos o modificarlos según sea el caso. Esto permite robustecer la base de datos y disminuir la incertidumbre de la información que se maneja.

e) Recomendaciones a la perforación y tronadura de mallas por polígonos:

Teniendo los antecedentes del banco a tronar es posible analizar los puntos claves que pueden desviar la implementación de la malla de tronadura, respecto a su perforación, consideraciones de explosivos utilizados y distribución de cargas. Estas recomendaciones son particulares y no necesariamente significan una variación de la malla estándar. Se considerarán condiciones particulares recomendables: presencia de estructuras mayores que interfieran la perforación, presencia de agua no considerada con antelación que implique cambio de explosivo, macizos rocosos no considerados con nuevas características, condición y características de sets estructurales, y desviaciones en los diseños de los bancos que impidan perforar o requieran perforación de tiros satélites para completar la malla.

f) Ajustes de diseños estándar de tronadura:

Con los antecedentes particulares recabados y con las recomendaciones recibidas es posible ajustar los diseños a las condiciones del banco a tronar, estos ajustes son específicos y no implican una variación completa del diseño estándar. Dentro de los parámetros ajustables se encuentran: Espaciamiento de pre-corte, factor de carga, tiros en estructuras, secuencia de salida, franja de control, etc., en caso de encontrar nuevas condiciones que sean replicables en más de una zona y polígono, se debe variar el diseño preliminar estándar, estas variaciones significan un mejoramiento continuo que permiten flexibilizar el diseño de malla de tronadura para cada condición particular.

Con estos 6 pasos se busca recabar la mayor cantidad de información posible, con el fin de actualizar el modelo geotécnico de tronadura, ajustar el diseño estándar de malla de perforación y de controlar los resultados esperados en términos de daño y de granulometría. Cumpliendo con cada una de las sub-etapas, generando sinergias entre las áreas comprometidas en el proceso y transmitiendo la información de forma efectiva es posible lograr aplicar tronadura controlada, planificando anticipadamente cada evento o hito que tenga el proceso de tronadura y perforación.

7.5. Ejecución de labores de perforación y tronadura

Con toda la información disponible y transmitida oportunamente a cada área, es posible ejecutar las labores de perforación y tronadura, manteniendo un control continuo sobre cada uno de los pasos llevados a cabo (QA/QC).

La información de entrada de ésta etapa está relacionada fundamentalmente con los diseños de malla, diseños de carguío de explosivos, amarres de pozos, secuencia de salida de pozos y consideraciones de seguridad.

Para obtener los resultados esperados, con mínimas desviaciones y cumpliendo con los objetivos propuestos, se proponen los siguientes 5 pasos:

a) Apoyo al marcaje de topografía:

Antes de perforar en el banco se deben tener georreferenciadas las posiciones de los pozos, para que así los equipos de perforación conozcan la ubicación exacta de los tiros. Si bien existen bases de datos computacionales con la ubicación de los pozos y mallas referenciadas, las cuales son cargadas a los equipos, esto puede no ser suficiente, por lo que se debe marcar en terreno la posición de cada tiro. Junto con ello, dada las condiciones particulares de cada banco, puede surgir la necesidad de ajustar la posición de algún tiro en terreno, lo cual debe ser informado y consensuado con las otras áreas, para así incorporar esta variación particular a la base de datos y evaluar su posible efecto en los resultados finales. Se debe realizar una conciliación de los tiros realmente marcados con su georreferencia y los diseñados, para así evaluar el nivel de desviación en la aplicación de la malla, desde el punto de vista topográfico.

b) Ejecución de perforación:

Con los tiros marcados en terreno y con la base de datos cargada a los equipos de perforación (previamente se debe haber saneado la zona, seleccionado los aceros a utilizar, movilizado la flota al banco y posicionado el equipo en la zona), se comienza con la perforación de los tiros, manteniendo un control continuo sobre la condición de cada pozo. Se debe llevar a cabo un estricto control sobre los resultados, el sistema QA/QC a implementar debe seguir la línea presentada por el diagrama de la Figura 42.



Figura 42 QA/QC Perforación (diagrama)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Éste proceso es continuo para el ciclo de ejecución de perforación y es fundamental para comprender la fuente de desviaciones en la implementación de las mallas de tronadura. También es una herramienta primordial si se desea tener un control sobre la tronadura.

Otro tema a considerar es la captura de información que se puede tener de ésta etapa, es bien sabido la existencia de sistemas que son conectados en las perforadoras que permiten conocer la dureza de la roca, correlacionándola con la velocidad de penetración del bit en el macizo. También con la información extraída de los sondajes obtenidos de la perforación se puede obtener información específica del banco como la condición estructural, geología, propiedades de roca intacta, entre otras, por lo que esta información es fuente para variaciones de los modelos definidos inicialmente (modelo geotécnico de tronadura, modelo geotécnico, geología, etc.).

c) Ejecución de carguío de explosivos:

Luego de perforar los pozos y retirado los equipos del polígono, se pasa a la etapa de carguío de explosivos en los pozos. La importancia de mantener un control en ésta etapa tiene dos aristas: económicas y técnicas. Desde el punto de vista económico esto es importante para mantener un control sobre lo que realmente se está cargando y los que, más adelante, impactará los costos asociados a consumos de explosivos, primas, boosters, entre otros. Desde el punto de vista técnico, tiene importancia dado que puede desviar los resultados esperados por una mala implementación del diseño.

Para ejecutar el carguío de explosivos en primer lugar se debe contar con un sector limpio y aislado, para evitar problemas en la implementación y por seguridad. Ya con el diseño de carguío y de tronadura, se puede comenzar con el primado de pozos (ubicar booster en el fondo del pozo), luego se posicionan los equipos de carguío de explosivo para verter o ubicar los explosivos, se evalúan las condiciones de pozos aleatoriamente, con el fin de evaluar el carguío real y llevar a cabo un control sobre la etapa. Finalmente se tapan los pozos, se amarran y programan según la secuencia estipulada.

Al igual en la etapa de perforación, para lograr los objetivos. se debe llevar a cabo un control sobre toda la etapa como se presenta en el diagrama de la Figura 43.

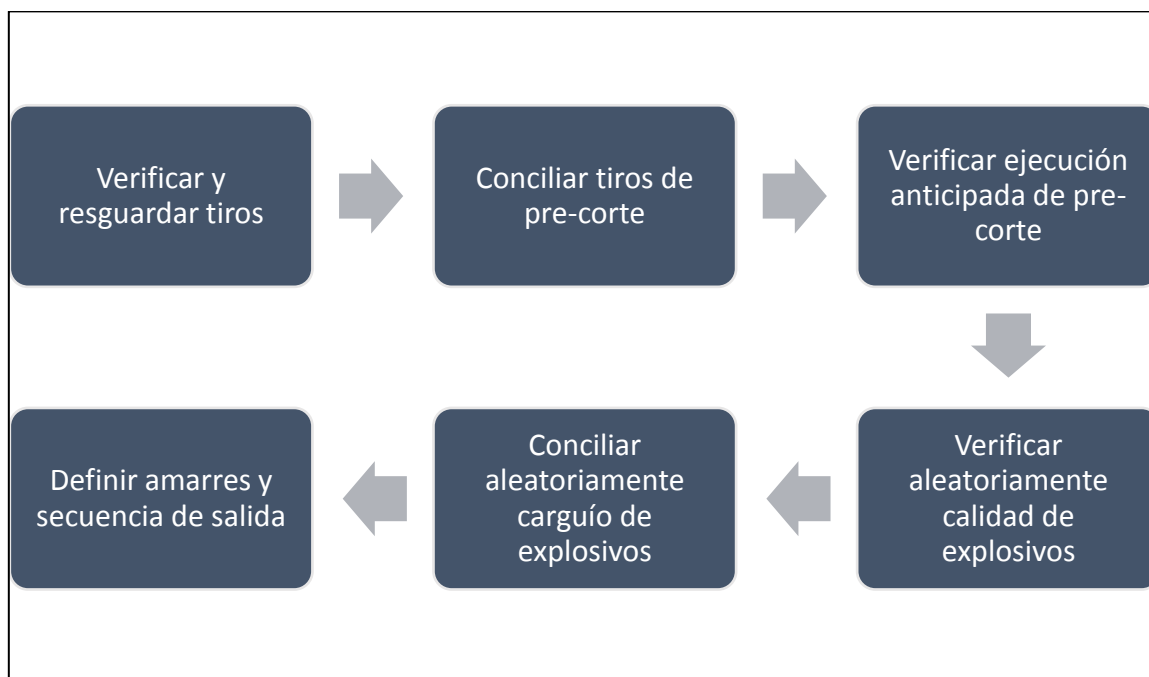


Figura 43 QA/QC carguío de explosivos (diagrama)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

Conciliado y verificado cada uno de los puntos se pueden tener en consideración las fuentes de desviación en el diseño y evaluar las medidas correctivas que permitan mejorar o continuar en la misma línea si las etapas son concluidas con éxito.

d) Tronadura:

Con todos los aspectos técnicos considerados durante la ejecución, a continuación, se deben tomar las medidas de seguridad para poder ejecutar la tronadura.

En primer lugar se debe despejar el sector y revisar que no exista ningún elemento, persona, animal o condición que pueda interferir en la ejecución de la tronadura. Luego de verificar lo anterior, se procede a dar aviso para evacuar el sector a tronar, tomando en cuenta las distancias seguridad definida por las entidades estatales pertinentes o por el estándar mina (que debe cumplir con la legislación vigente). Regularmente se consideran 100 a 200 metros para equipos y 500 metros para personas.

Tomada las medidas preventivas, se ejecuta el disparo (tronadura), se espera a que el sector este ventilado, se evalúa la condición de estabilidad preliminarmente, con el fin de no enviar personal a una zona que cuente con una inestabilidad latente que pueda activarse en un lapso de tiempo corto. Cumplido el tiempo anterior, se procede con la limpieza del sector tronado y se realiza una revisión de seguridad con el fin de identificar: tiros quedados, bloques colgantes y bolones o sobre-tamaño, si se visualiza algunas de estas condiciones se deben tomar medidas correctivas, tales como: quema de tiros quedados, descuelgue de bloques o reducción secundaria. Finalmente se puede pasar a marcar las leyes y las líneas de programa para etapas posteriores.

Como es posible notar, la mayoría de las actividades tienen relación con la condición de seguridad remanente, las cuales juegan un rol fundamental durante el desarrollo de cualquier actividad ligada a minería. Para poder visualizar de mejor forma las etapas, éstas se presentan en la Figura 44, secuenciadas según temporalidad.

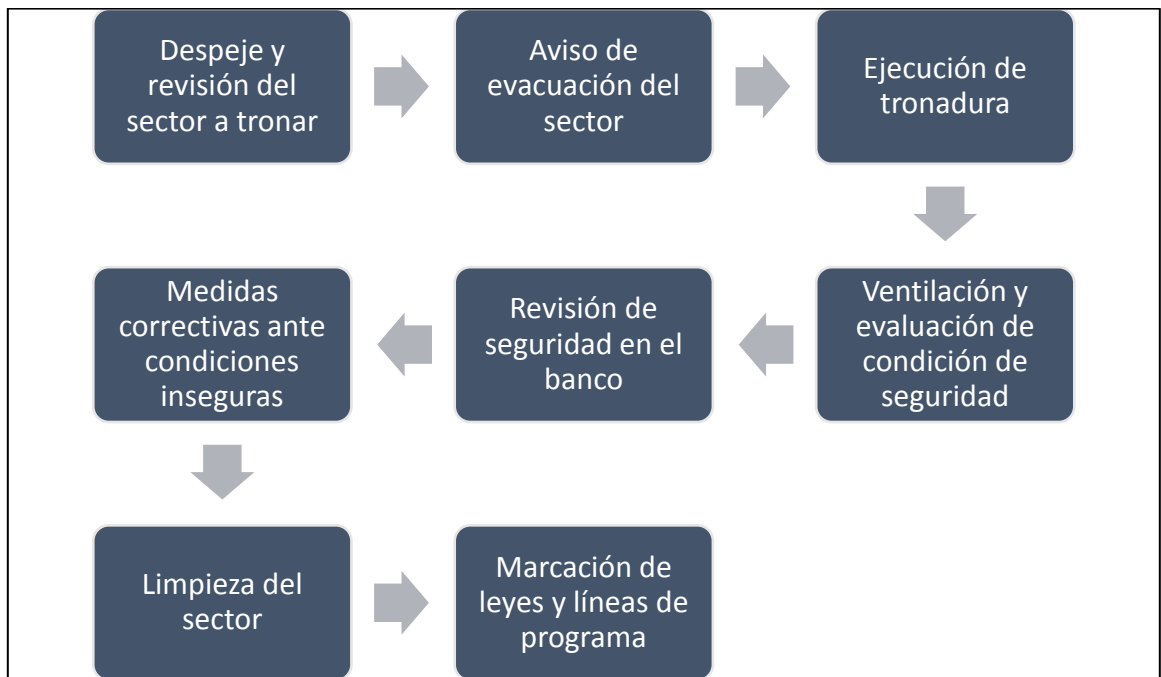


Figura 44 Ejecución de tronadura (diagrama)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

e) Evaluación de resultados:

Finalmente, con el fin de medir el éxito de la aplicación de tronadura controlada se debe llevar a cabo una evaluación de los resultados en términos granulométricos y en términos de daño. Para evaluar el daño se tiene lo expresado en la sección de marco teórico, donde se mencionan las escalas y las fuentes de daño, sus mediciones asociadas y cómo afecta al macizo rocoso. En la misma línea para evaluar la granulometría el método más utilizado es el de tomas fotográficas y construcción de curvas basado en las imágenes obtenidas.

Concluida la evaluación de resultados, existen dos caminos posibles asociados a un mal o un buen resultado. Si el resultado es malo en granulometría y daño, se deben tomar medidas correctivas que mejoren la calidad del proceso, en caso contrario se debe continuar con la misma secuencia de pasos, centrandose los esfuerzos en mejorar otros aspectos relevantes en términos de seguridad.

7.6. Análisis

Basado en las condiciones de la industria y la base teórica existente, y comparándola con el resultado metodológico propuesto, es posible notar que los elementos con los que se debe contar para desarrollar una tronadura controlada están en cualquier faena minera que cuente con una estructura organizacional y de procesos bien definida.

Claramente el desarrollo de un modelo geotécnico para tronadura requiere de una gran cantidad de información, lo que a juicio del autor es básica para poder comprender como puede llegar a actuar el macizo rocoso ante la imposición de energía producto de una detonación.

Comparando la metodología propuesta con los antecedentes recabados de las faenas mineras estudiadas es posible notar lo siguiente:

No hay una definición de áreas de tronadura en los casos estudiados, que permita definir un factor de carga representativo y un comportamiento del macizo rocoso ante la tronadura, éste tema es abarcado en el proceso propuesto, lo cual es una impronta de la metodología de planificación y diseño de tronadura controlada, ya que, establece que como base se debe tener una comprensión completa del macizo rocoso.

No existe una zonificación de las faenas exclusiva para tronadura, ello sesga la aplicación de las mallas de perforación, y necesariamente imprime un nivel de riesgo mayor a la operación. Éste punto también es atacado por la metodología propuesta, permitiendo diferenciar grandes volúmenes de macizo rocoso según características estructurales, de fragmentación in-situ y calificación para tronadura.

Si bien algunas faenas mineras cuentan con diseño de malla estándar, según unidades definidas en forma general, éste no es diferenciado cuando cambia de unidad geotécnica. A modo de ejemplo, la Mina A cuenta con una variedad de diseños de franja de control para roca primaria, secundaria y lixiviada, pero no diferencia dentro de cada una de estas macro-unidades, las cuales pueden tener sub-unidades con características estructurales, de fragmentación in-situ y geotécnicas muy diferentes. De la misma forma la Mina B y C cuentan con mallas de perforación muy restringidas y poco definida, lo que da pie para aplicar variaciones sin tener en cuenta los resultados que pueden tener estas en términos de fragmentación y daño. La metodología propuesta ataca este problema, incorporando una etapa de diseño por unidades de similar comportamiento geotécnico a la tronadura. Si bien requiere más trabajo desde el punto de vista ingenieril, los frutos asociados a su aplicación debiesen suplir en gran medida los costos que implica invertir más tiempo en éstas, ya que, los resultados debiesen tener una granulometría acorde a las necesidades y el daño en la pared del talud debiese ser mínimo en comparación con lo obtenido en las faenas de estudio.

Desde el punto de vista de la planificación de tronadura controlada, las características básicas de un banco no son consideradas para definir polígonos, lo que es un problema para el tronador y para los operadores, ya que, el no considerar las características mencionadas en la sección anterior, el tronador y operador pueden encontrarse con diferentes condiciones en un mismo talud, lo que dificulta la obtención adecuada de resultados.

Un foco importante a ser considerado (no es considerada por las minas estudiadas), es la integración de las áreas y cómo será su comunicación para lograr acuerdos y tomar decisiones estratégicos que apoyen el desarrollo de la tronadura controlada. En la metodología propuesta hay una alta interacción entre las áreas de planificación, geotecnia, P&T, topografía, contratistas de tronadura (explosivos), entre otros actores secundarios. Esta alta interacción requiere de un planeamiento previo, reuniones y cadena de toma decisiones eficiente para lograr los objetivos planteados.

Finalmente en lo que concierne el proceso de ejecución y el QA/QC de las etapas de P&T, según los antecedentes recabados, sólo la Mina A cuenta con un sistema de control y aseguramiento de calidad para el proceso de perforación y tronadura, mientras las otras minas, si bien no presentan un diagrama estructurado con los controles llevados, ellos aplican sistemas de control. Pero en base a la falta de estructuración para estas tareas y los resultados obtenidos de tronaduras, se puede concluir que los malos rendimientos en P&T se deben, en parte, a una deficiencia en la implementación, estandarización y ejecución de los controles de calidad, y así mismo en la definición de que control llevar a cabo.

Éste proceso es considerado dentro de la metodología propuesta, integrándolo a lo largo de toda la cadena metodológica como parte de un mejoramiento continuo de la calidad de información y confirmación de los modelos planteados, y como parte de los sub-procesos de ejecución de las labores de P&T. Si bien no se especifican cada uno de los controles, se conceptualizan y se entregan los lineamientos necesarios para ejecutar un control en las operaciones llevadas a cabo durante la aplicación de tronadura controlada.

Como se puede notar, el planteamiento de una metodología para la planificación y diseño de tronadura controlada pensando en la administración de riesgos geotécnicos, se basa en una cantidad de antecedentes empíricos que sustentan su necesidad de definición y aplicación. Si bien se ve un proceso complejo en comparación con los procesos analizados en la sección de antecedentes, estos pasos marcan un camino al éxito en la aplicación de tronadura controlada, ya que, la incorporación del modelo geotécnico en la metodología, permite entender de mejor forma cómo actúa el macizo rocoso ante tronadura y así ejecutar un proceso de P&T informado, con los antecedentes geotécnicos necesarios y con las condiciones de borde bien definidas.

La Tabla 22 resume en gran medida las consideraciones claves que se debe tener al momento de diseñar y planificar una tronadura controlada con foco en la disminución del daño en el talud. Es posible notar que la mayoría no es considerada por las faenas mineras, mientras que la metodología propuesta si cumple con todos los aspectos mencionados, como se mencionará en la siguiente sección, en gran medida se cumple con los requisitos mínimos para ejecutar una tronadura controlada, pero no se profundiza en cada una de las etapas, las cuales requieren mayor detalle en sus definiciones, por lo que esta metodología puede ser considerada como un primer paso a la aplicación a la tronadura controlada.

Tabla 22 Aspectos claves para tronadura controlada-comparación

Aspectos claves para tronadura controlada	Minas estudiadas	Metodología propuesta
Considera modelo geotécnico	Sí	Sí
Incorpora modelo geotécnico a tronadura	No	Sí
Clasifica geotécnicamente para tronadura	No	Sí
Diseña malla de perforación en base a aspectos geotécnicos	No	Sí
Integra diversas áreas al proceso	Sí	Sí
Define sistema QA/QC	Sólo 1	Sí
Planifica anticipada con interacción entre áreas	Sólo 1	Sí
Considera dentro de proceso la definición de polígonos de tronadura	No	Sí
Define donde hacer pre-corte en su proceso	No	Sí
Considera modelo estructural en el proceso	Sí	Sí

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

8. Conclusiones y recomendaciones

El objetivo principal de éste trabajo fue desarrollar una metodología para el diseño y planificación de tronadura controlada con el fin de administrar y controlar riesgos geotécnicos durante la construcción de taludes mineros, sirviendo como guía para los actores involucrados en los procesos de P&T. Este objetivo se cumplió, integrando la conceptualización de sistemas de control de calidad en la ejecución de las labores de P&T, incorporando el modelo geotécnico a la definición de la tronabilidad del macizo rocoso y coordinando a los actores relevantes. Se logra establecer un lenguaje común entre geotecnia, planificación y P&T, lo que permite definir de forma adecuada volúmenes de material a tronar y polígonos de tronadura.

La metodología propuesta se hace cargo de los problemas más comunes en la definición de tronadura controlada, solucionando los puntos mencionados en los antecedentes recabados:

- Conaidera la integración del modelo geotécnico en el proceso de planificación y diseño de tronadura controlada.
- Se conceptualizan sistemas QA/QC para la ejecución de la perforación y tronadura, al igual que para la validación de la información de forma continua durante el avance de la aplicación de la metodología.
- Permite acotar el ciclo de prueba y error para el diseño de P&T, dado que basa su realización en el conocimiento de las características del macizo rocoso y comportamiento del macizo rocoso ante la tronadura.
- Da un primer apronte a la incorporación y coordinación de las áreas de geotecnia, P&T, planificación y topografía, en el desarrollo de tronadura controlada.
- Da una solución para la evaluación de resultados post-tronadura, enfocando su objetivo en el control del daño en la pared del talud.

De modo global la metodología queda definida por la Figura 45, en él se puede visualizar claramente los 5 pasos definidos en la sección anterior.

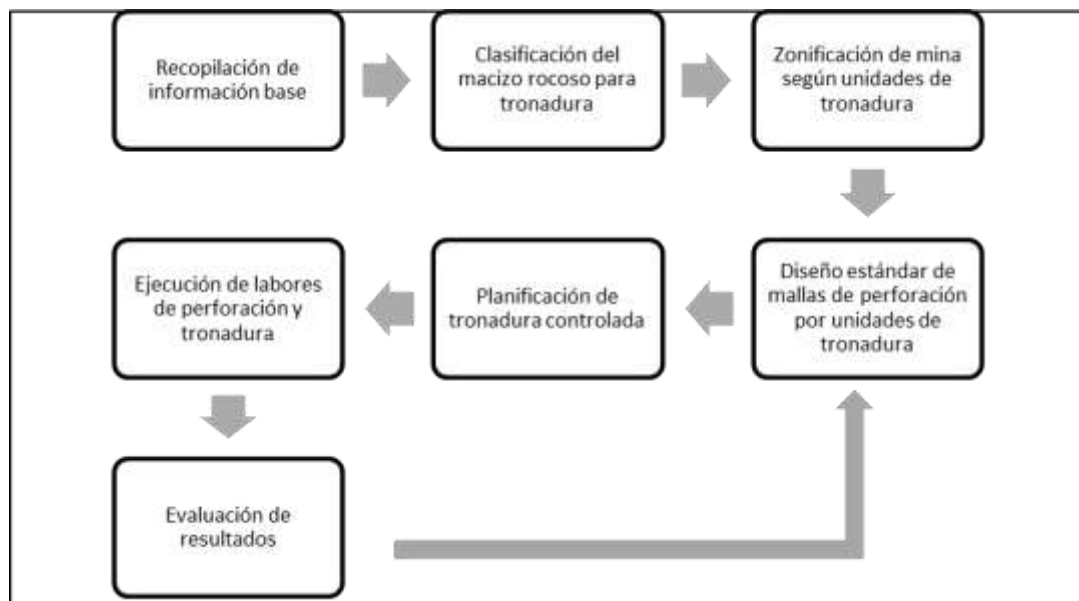


Figura 45 Metodología de tronadura controlada (diagrama)

(Fuente: Elaboración propia, 2017)

El éxito en la aplicación de ésta metodología depende fundamentalmente de la relación y coordinación entre la áreas involucradas. Lograr sinergia entre cada actor y transmitir la información de forma efectiva consigna un desafío que es muy difícil de abordar, por lo que se recomienda ahondar en éste punto, entablando un lenguaje común y generando un estándar de cadena de toma decisiones, esclareciendo los objetivos y la información necesaria.

La metodología propuesta es de carácter genérica, de modo que es altamente flexible y adaptable a las condiciones de cada faena en particular. Para dar logro a los resultados propuestos por la metodología es necesaria adaptarla al flujo de proceso de cada mina, con el fin de integrarlo sin necesidades de cambios negativos en los procesos que funcionen de manera correcta y de generar cambios positivos en los procesos que cuenten con altos déficit de conocimiento del macizo rocoso.

El uso del índice de tronabilidad (ITM o Lilly) es la base de los modelos, diseños y planificación posteriormente definidos, por lo que una correcta utilización es un gran paso a la aplicación de tronadura controlada. Lo que no está resuelto y se recomienda realizar como trabajos futuros, es ajustar las curvas obtenidas de estos índices de clasificación según los resultados granulométricos esperados y el nivel de daño asociado, ésta tarea es particular para cada faena, pero sumamente necesaria para que el primer paso (clasificación del macizo rocoso para tronadura) quede completo de forma correcta.

Se recomienda estudiar en profundidad la aplicación del factor de carga o factor de potencia para diseñar mallas de tronadura, esto ya que, los parámetros se definen como una cantidad de energía o masa de energía por unidad de masa de roca. Esta masa de roca se puede traducir en un volumen, el cual, si es visto en un banco, no posee variación en su altura (altura de banco dado por diseño minero), pero si puede poseer variación en el área superficial considerada, ésta área es función del burden y espaciamiento, el cual puede ser calculado en función del factor de carga o de energía.

Es posible notar que la metodología ataca el daño en la pared del talud, dando solución al control de la tronadura desde un punto de vista geotécnico, dejando de lado la condición granulométrica final. Se recomienda analizar más profundamente éste punto con el fin de completar la metodología y considerar los dos objetivos principales de una tronadura: granulometría y control del daño.

Finalmente, con la idea de validar la metodología, se recomienda aplicarla en alguna faena que no posea éste esquema de proceso de planificación y diseño de tronadura controlada. Sus resultados deberían tener un efecto positivo en la condición resultante y los costos tanto en el corto como el largo plazo, por lo que, puede significar un gran avance hacia la comprensión del mecanismo de tronadura y su control durante la minería.

9. Bibliografía

- E - Mining Technology. (2017). Diagrama de procesos geotecnia rajo abierto. Viña del mar, Región de Valparaíso, Chile.
- Karzulovic, A. (s.f.). Sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos. Santiago, Región metropolitana, Chile.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., Pernia Llera, J. M., & Pla Ortiz de Urbina, F. (1987). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid, España: Instituto Geo-minero de España.
- Read, J., & Stacey, P. (2009). Guidelines for open pit slope design. Collingwood, Australia: CSIRO Publishing.
- Valdivia P. (2016). “Injerencia del diseño de perforación y tronadura en la estabilidad de las minas campamento antiguo y quebrada M división el salvador”. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Santiago, Facultad de ingeniería (Departamento de ingeniería de minas), Santiago, Chile.
- Salvador, N., Muñoz, C., Vergara, J., Avilés D., & Lagos, M. (2015). Relación de parámetros de voladura y la estabilidad de zonas con riesgo geotécnico. En: XIV CONGRESO GEOLÓGICO CHILENO: “Geología para el Siglo XXI”: 4 al 8 de Octubre 2015. La Serena, Centro de Convenciones del Hotel-Casino Enjoy. pp. s.p.
- Hustrulid, W.A., (1999). “Blasting principles for open pit mining: Theoretical foundations”. Rotterdam, Holanda: A.A. Balkema.
- Hustrulid W. A., (2005) “Open pit mine planning and design: Fundamentals”. Rotterdam, Holanda: Brookfield.
- Vargas M. (2011). “Modelo de planificación minera de corto y mediano plazo incorporando restricciones operacionales y de mezcla”, Tesis para optar a título de Magíster en Minería, Universidad de Chile, Santiago, Chile.
- Konya, C. & Walter, J. (1991) “Rock blasting and Overbreak Control”. Oregon, Estados Unidos: National highway institute.
- ENAEX energía & servicios a la Minería (2011). “Guía del explosivista”. Santiago, Chile.
- Lilly, P. A. (1992). The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines. En: Western Australian conf. on minig geomech. Australia.
- Lilly, P. A. (1986). An empirical method of assessing rock mass blastability. En: Julius Kruttschnitt mineral research centre.
- Carhuaricra, W., Calderón, C., Contador, N., Hernández, E., Torres, R., Vargas, M. (2014). Sistema integrado de control de taludes (SICT), una herramienta para evaluar la calidad de construcción de taludes mineros. En: 10 Congreso nacional de minería (CONAMIN): “Por una minería moderna, limpia e inclusiva”: 13 al 17 de Octubre 2014. Trujillo, Perú.

10. Anexos

10.1. Proceso geotécnico

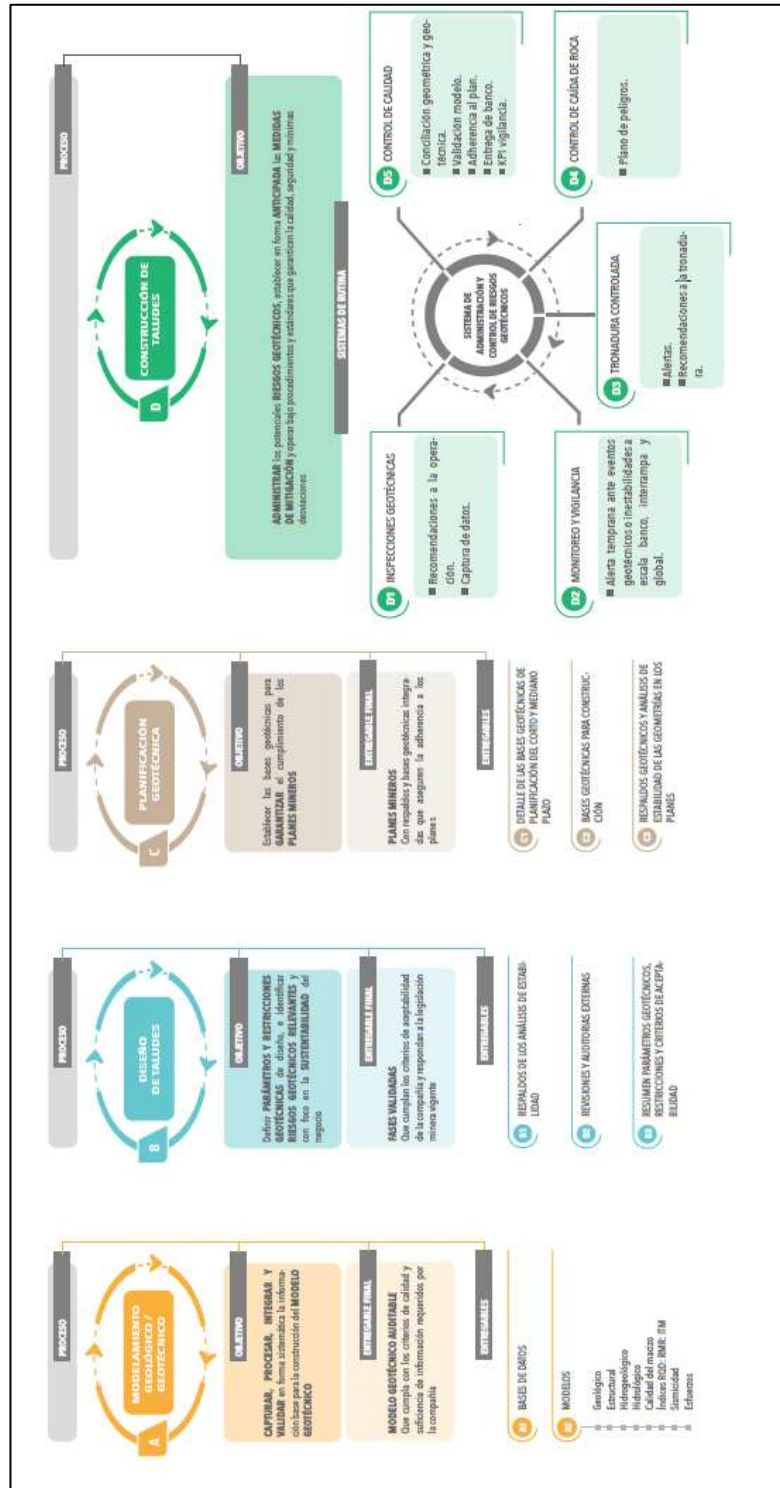


Figura 46 Proceso geotécnico en rajo abierto

(Fuente: E-Mining Technology, 2017)

10.2. RMR (Bieniawski, 1989)

PUNTAJES ASOCIADOS A LA RESISTENCIA DE LA ROCA "INTACTA"			
UCS (MPa)	PLS (MPa)	Puntaje	Comentarios
< 1	En este rango no se recomienda el uso de los ensayos de carga puntual para estimar la resistencia de la roca "intacta".	0	Resistencia Muy Baja
1 a 5		1	
5 a 25		2	
25 a 50	1 a 2	4	Resistencia Baja
50 a 100	2 a 4	7	Resistencia Moderada
100 a 250	4 a 10	12	Resistencia Alta
> 250	> 10	15	Resistencia Muy Alta

UCS es la resistencia en compresión uniaxial
 PLS es la resistencia en carga puntual (point load test)

Figura 47 RMR: Puntaje asociado a roca intacta (UCS)

(Fuente: Karzulovic, Sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos)

PUNTAJES ASOCIADOS AL ÍNDICE <i>RQD</i>		
Calidad del Macizo	<i>RQD</i> (%)	Puntaje
MUY MALA Calidad Geotécnica	< 25	3
MALA Calidad Geotécnica	25 a 50	8
REGULAR Calidad Geotécnica	50 a 75	13
BUENA Calidad Geotécnica	75 a 90	17
EXCELENTE Calidad Geotécnica	90 a 100	20

Figura 48 RMR: Puntaje asociado al índice *RQD*

(Fuente: Karzulovic, Sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos)

PUNTAJES ASOCIADOS AL ESPACIAMIENTO ENTRE ESTRUCTURAS, <i>s</i>		
Descripción del Espaciamiento	<i>s</i> (mm)	Puntaje
MUY JUNTO a EXTREMADAMENTE JUNTO	< 60	5
JUNTO	60 a 200	8
MODERADO	200 a 600	10
SEPARADO	600 a 2000	15
MUY SEPARADO	> 2000	20

Figura 49 RMR: Puntaje asociado al espaciamiento de estructuras (*S*)

(Fuente: Karzulovic, Sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos)

GUÍAS PARA UNA EVALUACIÓN DETALLADA DEL PUNTAJE ASOCIADO A JC					
Parámetro de la Estructura	Condición o Características & Puntaje o Rating				
Persistencia o Extensión (m)	< 1	1 a 3	3 a 10	10 a 20	> 20
	6	4	2	1	0
Apertura o Espesor (mm)	0	< 0.1	0.1 a 1	1 a 5	> 5
	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Algo Rugosa	Lisa	Pulida
	6	5	3	1	0
Material de Relleno	Ninguno	Duro < 5 mm	Duro ≥ 5 mm	Blando < 5 mm	Blando ≥ 5 mm
	6	4	2	2	0
Intemperización o Alteración	Fresca	Algo Alterada	Alteración Moderada	Muy Alterada	Descompuesta
	6	5	3	1	0

Figura 50 RMR: Puntaje asociado a la condición de discontinuidades (JC)

(Fuente: Karzulovic, Sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos)

PUNTAJES ASOCIADOS A LA CONDICIÓN DE AGUAS, WC			
Descripción	Q_w (lt/min)	p_w / S_1	Puntaje
Condición Completamente Seca	0	0	15
Condición Húmeda	< 10	< 0.1	10
Condición Mojada	10 a 25	0.1 a 0.2	7
Goteos	25 a 125	0.2 a 0.5	4
Infiltraciones de Agua	> 125	> 0.5	0

Q_w es la cantidad de flujo que se infiltra en un tramo de túnel de 10 m de longitud.
 p_w es la presión del agua.
 S_1 es el esfuerzo principal mayor.

Figura 51 RMR: Puntaje asociado a la condición de agua (WC)

(Fuente: Karzulovic, Sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos)

10.3. GSI (Hoek & Marinos, 2000)

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA MACIZOS ROCOSOS FRACTURADOS (Marinos & Hoek (2000))		CONDICION DE LAS ESTRUCTURAS				
<p>Estime el valor tipico de <i>GSI</i> considerando el tipo de roca, la estructura del macizo rocoso, y la condicion de las discontinuidades.</p> <p>NO trate de ser demasiado preciso. De hecho, el considerar $33 \leq GSI \leq 37$ es más realista que considerar $GSI = 35$. <u>Note que esta tabla NO es aplicable a problemas con control estructural</u>. Si hay estructuras desfavorablemente orientadas, ellas controlarán el comportamiento del macizo rocoso.</p> <p>En aquellos casos en que la resistencia al corte de las estructuras podría ser afectada por la humedad, deberá considerarse la eventual presencia de agua. Esto puede hacerse "desplazando hacia la derecha" el rango estimado para <i>GSI</i>.</p> <p>La presión del agua no se considera al evaluar el rango de <i>GSI</i>; ya que la misma se incorpora posteriormente en los análisis geotécnicos, los que se desarrollan considerando esfuerzos efectivos.</p>		<p>MUY BUENA Muy rugosas, cajas frescas o no intemperizadas</p> <p>BUENA Rugosas, cajas ligeramente intemperizadas y algo oxidadas.</p> <p>REGULAR Lisas, cajas moderadamente intemperizadas y algo alliteradas</p> <p>MALA Pulidas, cajas meteorizadas, con pátinas o con rellenos y/o fragmentos angulosos</p> <p>MUY MALA Pulidas, cajas muy meteorizadas, con pátinas o con rellenos de arcilla blanda</p>				
ESTRUCTURA DEL MACIZO		DISMINUYE LA CALIDAD →				
	INTACTA o MASIVA Probetas de roca intacta. Macizos masivos o con pocas y muy espaciadas estructuras.	90			N/A	N/A
	BLOCOSA Macizos con 3 sets de estructuras, que definen bloques cúbicos, bien trabados entre sí.	80			50	40
	MUY BLOCOSA Macizos con 4 sets de estructuras, o más, que definen bloques angulosos y trabados, pero que están parcialmente perturbados.	70				30
	BLOCOSA VETEADA Macizos plegados y con bloques angulosos formados por la intersección de muchas estructuras. Los planos de estratificación y/o esquistosidad son persistentes.	60				20
	DESINTEGRADA Macizo fuertemente fracturado, con una mezcla de bloques angulosos y redondeados, pobremente trabados.					10
	LAMINADA / CIZALLADA Macizo con planos débiles (cizalle y/o esquistosidad), muy poco espaciados entre sí y que no definen bloques.	N/A	N/A			

Figura 52 Clasificación GSI

(Fuente: Karzulovic, Sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos)

10.4. Índice de Lilly (Bi, 1992)

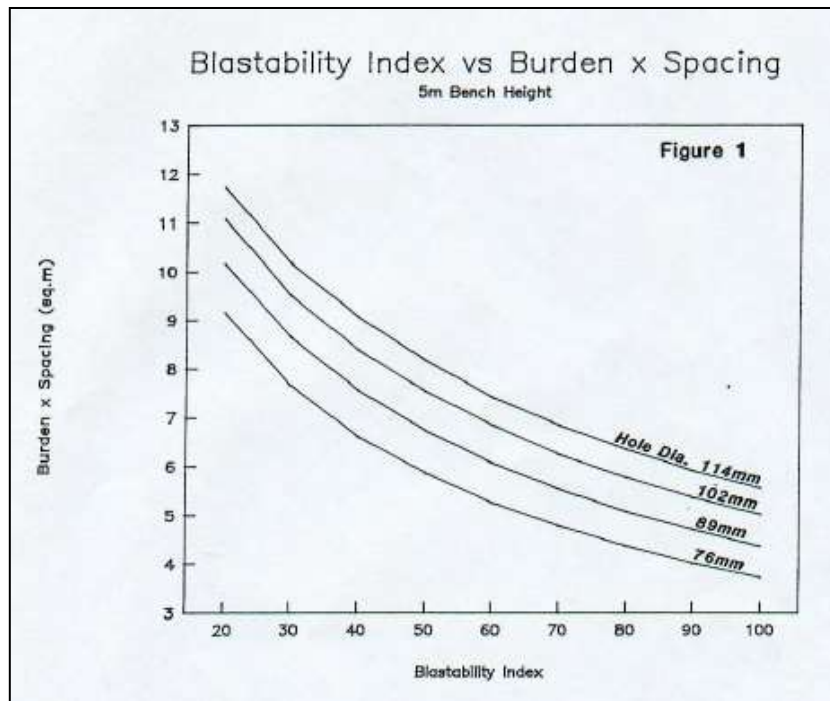


Figura 53 B x S vs Bi banco de 5 metros (1992) (gráfico)

(Fuente: The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines, Lilly, 1992)

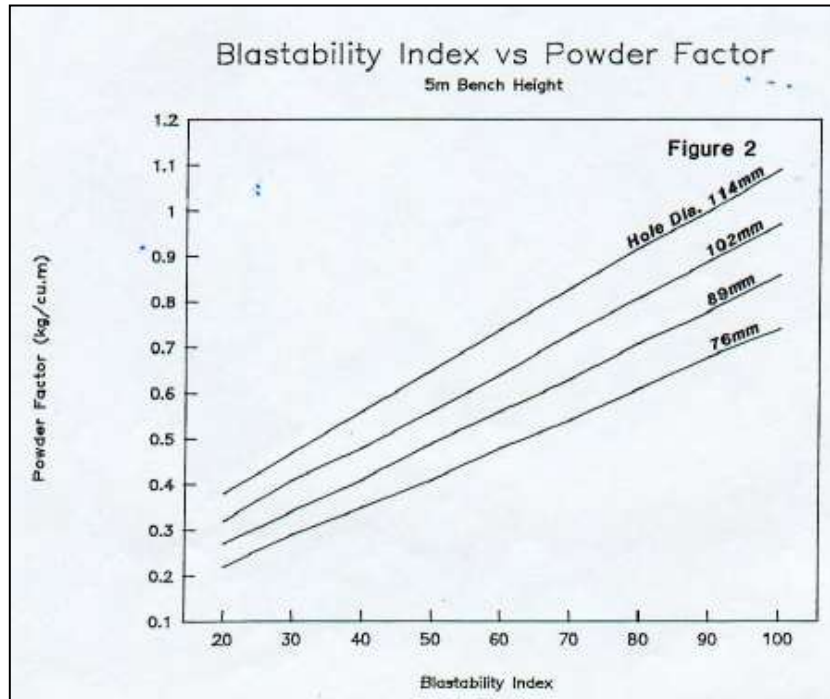


Figura 54 FC vs Bi banco de 5 metros (1992) (gráfico)

(Fuente: The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines, Lilly, 1992)

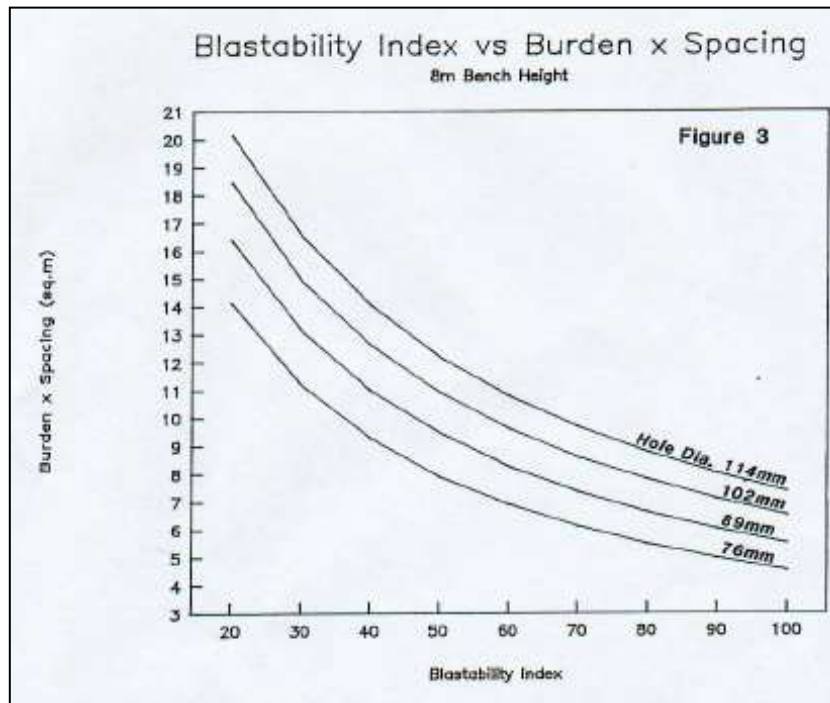


Figura 55 B x S vs Bi banco de 8 metros (1992) (gráfico)

(Fuente: The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines, Lilly, 1992)

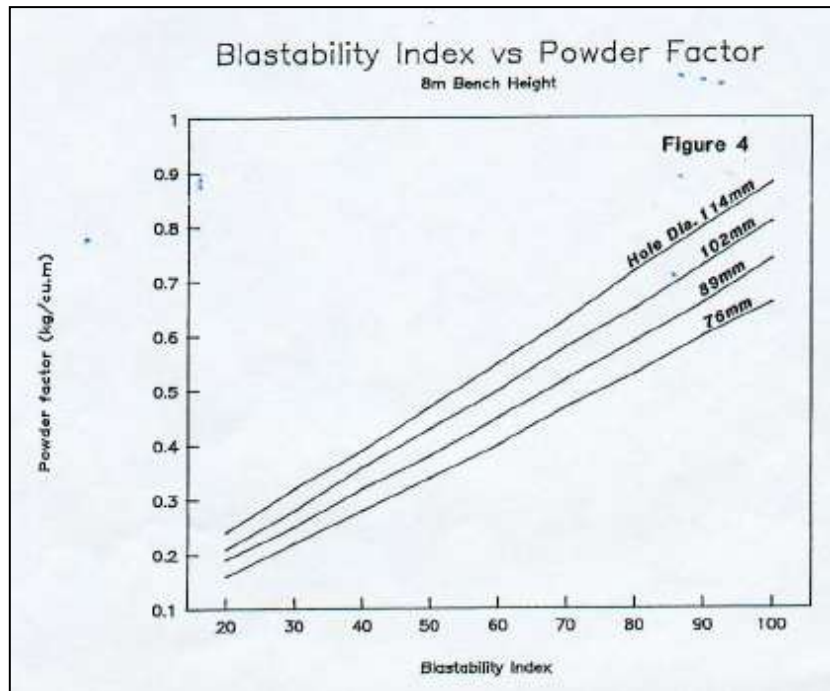


Figura 56 FC vs Bi banco de 8 metros (1992) (gráfico)

(Fuente: The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines, Lilly, 1992)

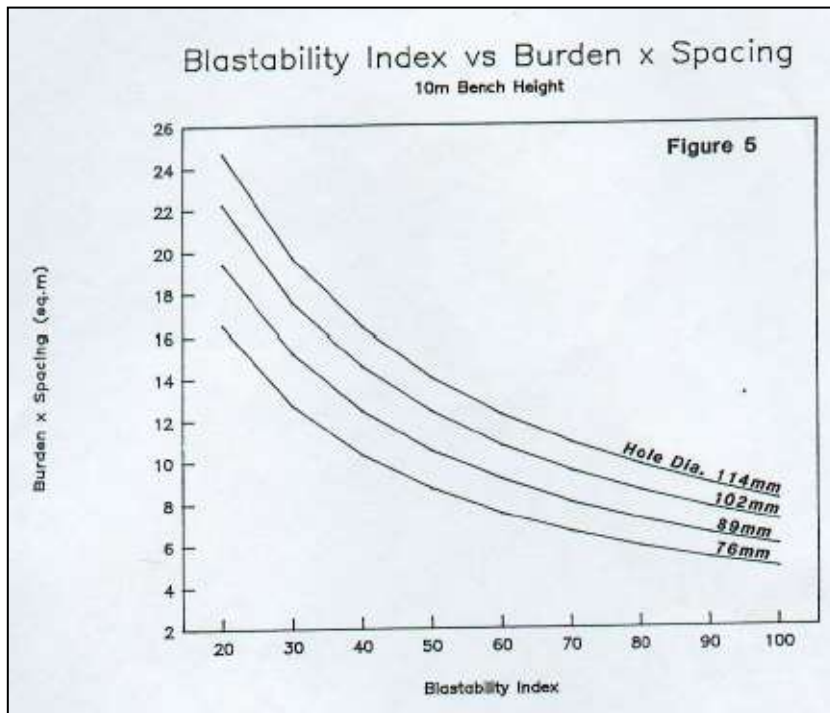


Figura 57 B x S vs Bi banco de 10 metros (1992) (gráfico)

(Fuente: The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines, Lilly, 1992)

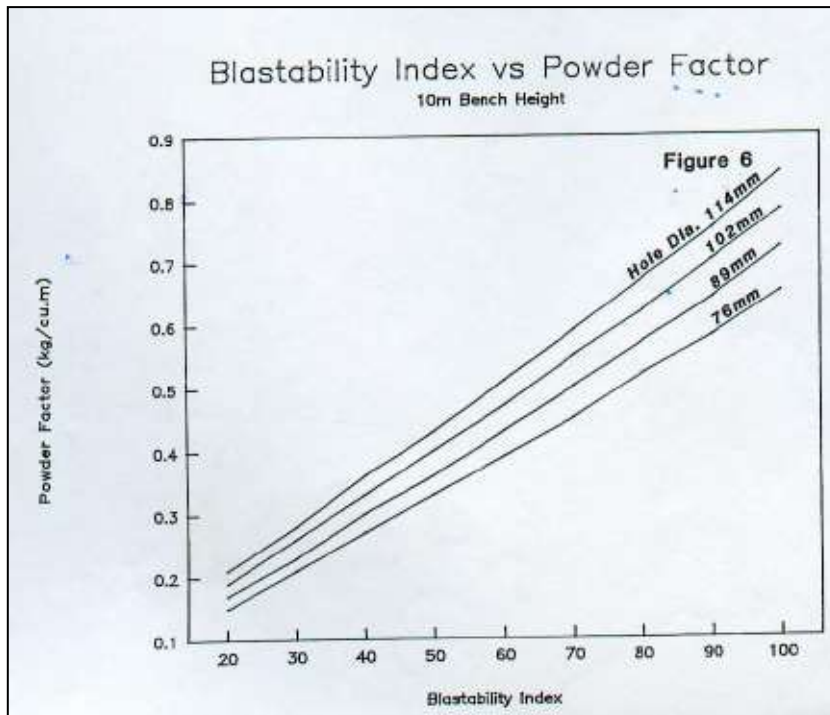


Figura 58 FC vs Bi banco de 10 metros (1992) (gráfico)

(Fuente: The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines, Lilly, 1992)