

2020-08

ESTUDIO DE RECUPERACIÓN DEL CUMPLIMIENTO DEL DISEÑO DE TALUD EN MINA DON LUIS

VOIGTH PINTO, PABLO ANGEL

<https://hdl.handle.net/11673/50590>

Repositorio Digital USM, UNIVERSIDAD TECNICA FEDERICO SANTA MARIA

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE METALURGIA Y MATERIALES
SANTIAGO-CHILE



ESTUDIO DE RECUPERACIÓN DEL CUMPLIMIENTO DEL DISEÑO DE TALUD EN MINA DON LUIS

Presentado por

PABLO ANGEL VOIGTH PINTO

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

Profesor guía

ING. RODRIGO ESTAY HUIDOBRO

Miembro de la Comisión

ING. VÍCTOR ENCINA MONTENEGRO

SANTIAGO, AGOSTO 2020

Resumen Ejecutivo

En la mina Don Luis de Codelco-Chile, División Andina, se compara sistemáticamente el resultado de la construcción del talud de la mina con el diseño de éste y se evalúa la condición superficial de la roca que lo compone. Estas observaciones se traducen en un par de índices corporativos de calidad de taludes, cuyos resultados son satisfactorios en todos los parámetros excepto en el ancho de la berma.

En el año 2018 el 24% de las bermas evaluadas cumplió la meta establecida respecto de su ancho efectivo. Situación que empeoró en el primer semestre de 2019, en que sólo el 10% de las observaciones quedó dentro del margen de tolerancia.

Se cuantificaron las pérdidas de berma cada 5 [m] (perfiles) en una zona de 755 [m] de extensión. Solo un 5% de los perfiles se encontró dentro la tolerancia del parámetro, mientras que la pérdida de berma promedio fue de 40,6 %. Se concluyo la urgencia de tomar medidas para mejorar los resultados y se recomienda modificar las ponderaciones de los parámetros del factor de diseño, aumentando la ponderación del ancho de berma.

Se analizaron las dos posibles causas de los resultados deficientes de la berma: Diseño inapropiado de disparos de contorno de bancos y defectos de control de calidad de la operación de perforación y tronadura. Comparando el diseño de disparos de contorno de bancos con minas de similares características, se observó que para el caso de mina Don Luis se toman menos resguardos. Esto se ve reflejado en que, en las filas de tiros más cercanas al talud de contorno, se utilizan explosivos más energéticos en diámetros de perforación mayores, que en las minas similares. Se recomienda adecuar estas medidas a Andina. Respecto de los defectos de control de calidad, se observó que las etapas o no son medidas o disponen de información parcial. Se estima que las desviaciones pueden reducirse calibrando los equipos y capacitando a los operadores en la importancia de respetar el diseño de perforación. Se recomienda incorporar índices que permitan evaluar cada operación unitaria que condiciona la calidad del talud, los que deben ser asignados a personas o áreas y ser evaluados periódicamente, con el fin de conseguir una mejora continua del proceso.

Índice:

RESUMEN EJECUTIVO.....	1
1 INTRODUCCIÓN	7
1.1 OBJETIVOS	8
1.1.1 Objetivo general	8
1.1.2 Objetivos específicos	8
1.2 ALCANCES	8
2 ANTECEDENTES DE LA MINA	9
2.1 UBICACIÓN Y ACCESO	9
2.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	10
2.3 DISEÑO DEL TAJO.....	11
2.4 EVALUACIÓN DE ESTABILIDAD GEOMECÁNICA	12
2.4.1 Definición de Unidades Geotécnicas.....	13
2.4.2 Determinación de propiedades de roca intacta de cada UG.....	14
2.4.3 Otros parámetros de la evaluación de estabilidad.....	14
2.4.4 Análisis de estabilidad.....	14
2.5 “CONTROL TOTAL”	14
2.6 LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO Y OBTENCIÓN DE PERFILES	16
2.7 ÍNDICES Y METAS DE CALIDAD	18
2.8 RESULTADOS HISTÓRICOS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICA	20
2.9 CICLO DE P&T	23
3 MARCO TEÓRICO	25
3.1 SISTEMA DE GESTIÓN DE CALIDAD.....	25
3.1.1 Mejoramiento continuo: Ciclo de Deming	27
3.1.2 Aseguramiento y control de calidad: QA/QC.....	28
3.2 TRONADURA CONTROLADA Y PRECORTE	29
3.2.1 Tronadura amortiguada	32
3.2.2 Tronadura de precorte.....	33
4 METODOLOGÍA	35
4.1 CUANTIFICACIÓN DE PÉRDIDAS DE BERMA.....	35
4.2 “ANÁLISIS COMPARADO”	36

4.3	CUANTIFICACIÓN DE LAS DESVIACIONES EN EL CICLO DE P&T QUE CONDICIONAN EL RESULTADO DE LA BERMA.....	36
5	RESULTADOS Y ANÁLISIS.....	38
5.1	CUANTIFICACIÓN DE PÉRDIDA DE BERMA POR PERFIL Y POR CAJÓN.....	38
5.2	“ANÁLISIS COMPARADO” DEL CUIDADO DEL TALUD	39
5.2.1	<i>Comparación de las precauciones en la tronadura de precorte.....</i>	<i>40</i>
5.2.2	<i>Comparación de las precauciones en la tronadura amortiguada</i>	<i>41</i>
5.2.3	<i>Comparación de las precauciones en la pasadura de las segundas pasadas de zonas de contorno sobre la cresta de la berma.....</i>	<i>42</i>
5.3	CUANTIFICACIÓN DE LAS DESVIACIONES DEL CICLO DE P&T QUE CONDICIONAN EL RESULTADO DE LA BERMA.....	43
5.3.1	<i>Cuantificación de las desviaciones de perforación y carguío de explosivo en la segunda pasada de contorno del banco superior a la berma</i>	<i>43</i>
5.3.2	<i>Cuantificación de desviaciones de perforación y carguío de explosivo en la primera pasada de contorno del banco inferior a la berma</i>	<i>49</i>
6	CONCLUSIONES	52
7	RECOMENDACIONES.....	53
8	REFERENCIAS.....	54
9	ANEXOS.....	55
9.1	PRUEBA DE “PANFEX WP”.....	55
9.2	UBICACIÓN DE LA PRIMERA FILA DE PRODUCCIÓN DE LAS SEGUNDAS PASADAS DE CONTORNO RESPECTO DE LA CRESTA REAL DE LA BERMA EN EL SECTOR ESTUDIADO	56
9.3	USO DE DIÁMETROS DE LAS PERFORADORAS DE PRODUCCIÓN EN EL TAJO DON LUIS	57
9.4	COTA PROMEDIO DE CARGUÍO DE LA PALA POR CAJÓN.....	58

Índice de Figuras

FIGURA 2.1: UBICACIÓN DE MINA A TAJO ABIERTO DE ANDINA.	9
FIGURA 2.2: ESQUEMA DE LA EXPLOTACIÓN CON BANCOS DOBLES.....	10
FIGURA 2.3: ESQUEMATIZACIÓN DE LOS PRINCIPALES PARÁMETROS QUE DEFINEN EL TALUD MINERO.	11
FIGURA 2.4: PARÁMETROS DE TALUD DE LA ZONA ESTUDIADA.	12
FIGURA 2.5: VISTAS DE LOS GRUPOS LITOLÓGICOS DE LA FASE 5 DS (ZARATE, 2019)	13
FIGURA 2.6: ACTIVIDADES DE “CONTROL TOTAL”.	15
FIGURA 2.7: PERFILES SEGÚN DISEÑO (IZQUIERDA) Y CONCILIADO (DERECHA),.....	16
FIGURA 2.8: PARÁMETROS DE CONTROL DE CALIDAD DE TALUD	17
FIGURA 2.9: VISTA PLANTA DE LOS RESULTADOS DEL CUMPLIMIENTO DE LA TOLERANCIA DEL ANCHO DE BERMA EN EL 2018.....	22
FIGURA 2.10: DIAGRAMA DEL CICLO DE P&T SOBRE EL TALUD.....	23
FIGURA 2.11: ESQUEMA DE DISEÑO DE LA ZANJA DE CONTROL.....	24
FIGURA 3.1: MODELO DE CAUSALIDAD DE FRAM (FUNCTIONAL RESONANCE ANALYSIS METHOD; ERIK HOLLNAGEL, 2008).	27
FIGURA 3.2: ESQUEMATIZACIÓN DEL CICLO DE DEMING.	28
FIGURA 3.3: SECTORES DAÑADOS POR LA TRONADURA.....	30
FIGURA 3.4: DISPOSICIÓN DE LA TRONADURA A LO LARGO DEL BANCO.	31
FIGURA 3.5: ESQUEMATIZACIÓN DE LOS POZOS DE UNA TRONADURA CONTROLADA.	32
FIGURA 4.1: POLÍGONOS Y CAJONES ESTUDIADOS. EN ROJO SE OBSERVA LA BERMA QUE SE ESTUDIÓ.	36
FIGURA 9.1: IMAGEN CAPTADA AL MOMENTO DE LA TRONADURA.	55
FIGURA 9.2: PARED OBTENIDA CON EL USO DEL EXPLOSIVO “PANFEX WP”.	56
FIGURA 9.3: UBICACIÓN DE LA PRIMERA FILA DE PRODUCCIÓN DE LAS SEGUNDAS PASADAS DE CONTORNO RESPECTO A LA CRESTA REAL DEL BANCO, PARA UN DESPLAZAMIENTO DE 3 [m].....	57
FIGURA 9.4: COLLARES DE LOS DIÁMETROS DE PERFORACIÓN DE LOS POLÍGONOS 17 Y 19 DE LA PASADA 3724. EN AZUL DIÁMETROS DE 270 [mm] Y EN ROJO DE 311 [mm].	58

Índice de Tablas

TABLA 2.1: PARÁMETROS, PONDERACIÓN Y TOLERANCIA DEL FACTOR DE DISEÑO.....	18
TABLA 2.2: ZONAS ESTUDIADAS DEL FACTOR DE CONDICIÓN SEGÚN EL PARÁMETRO EVALUADO.....	19
TABLA 2.3: PARÁMETROS Y PUNTUACIÓN DEL FACTOR DE CONDICIÓN.....	19
TABLA 2.4: RESULTADO EVALUACIÓN GEOMECÁNICA 2018.....	21
TABLA 2.5: RESULTADO EVALUACIÓN GEOMECÁNICA 2019.....	21
TABLA 5.1: INFORMACIÓN Y RESULTADOS PROMEDIOS DE LOS PERFILES EN CADA CAJÓN. DONDE ID ES INTRUSIVO DURO.....	39
TABLA 5.2: DISEÑO, TOLERANCIA Y CUMPLIMIENTO DE LAS MINAS ESTUDIADAS.....	40
TABLA 5.3: “ANÁLISIS COMPARADO” REFERENTE A LA FILA DE PRECORTE.....	40
TABLA 5.4: “ANÁLISIS COMPARADO” REFERENTE A LA (S) FILA (S) DE “TRONADURA AMORTIGUADA” DE LA PRIMERA PASADA.....	41
TABLA 5.5: “ANÁLISIS COMPARADO” REFERENTE A POZOS SOBRE LA CRESTA DE LA BERMA.....	42
TABLA 5.6: ESTADÍSTICAS DE DISPERSIÓN DE LAS FILAS “TRONADURA AMORTIGUADA”, PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN POR POLÍGONO. PARA QUE UN POZO SE CONSIDERE DENTRO DE LA TOLERANCIA, DEBE TENER UNA DIFERENCIA MENOR DE 0,5 [m] DE SU POSICIÓN POR DISEÑO. DONDE B, 1P Y 2P, SON LAS FILAS DE “TRONADURA AMORTIGUADA”, Y PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN, RESPECTIVAMENTE.....	43
TABLA 5.7: ESTADÍSTICAS DE DESVIACIÓN DE LARGO PERFORADO DE LAS FILAS “TRONADURA AMORTIGUADA”, PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN POR POLÍGONO. PARA QUE UN POZO SE CONSIDERE DENTRO DE LA TOLERANCIA, DEBE TENER UNA DIFERENCIA MENOR DE 0,5 [m] DE SU POSICIÓN POR DISEÑO. DONDE B, 1P Y 2P, SON LAS FILAS DE “TRONADURA AMORTIGUADA”, Y PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN, RESPECTIVAMENTE.....	45
TABLA 5.8: ESTADÍSTICAS DE DESVIACIÓN DE LARGO CARGADO DE LAS FILAS “TRONADURA AMORTIGUADA”, PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN POR POLÍGONO. PARA QUE UN POZO SE CONSIDERÉ DENTRO DE LA TOLERANCIA, DEBE TENER UNA DIFERENCIA MENOR DE 0,5 [m] DE SU POSICIÓN POR DISEÑO. DONDE B, 1P Y 2P SON LAS FILAS DE “TRONADURA AMORTIGUADA”, Y PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN, RESPECTIVAMENTE.....	45
TABLA 5.9: ESTADÍSTICAS DE DISPERSIÓN DE LA FILA “TRONADURA AMORTIGUADA” POR POLÍGONO. PARA QUE UN POZO SE CONSIDERE DENTRO DE LA TOLERANCIA, DEBE TENER UNA DIFERENCIA MENOR DE 0,5 [m] DE SU POSICIÓN POR DISEÑO. DONDE B ES LA FILA DE “TRONADURA AMORTIGUADA”.....	49
TABLA 9.1: INFORMACIÓN RESPECTO A LA COTA DE CARGUÍO POR CAJÓN EN EL CONTORNO DEL TALUD. POR DISEÑO LAS PALAS DEBÍAN CARGAR A 3708 [msnm].....	59

Índice de Gráficos

GRÁFICO 2.1: CUMPLIMIENTO DE LOS PARÁMETROS DEL FACTOR DE DISEÑO EN EL 2018 Y 2019.....	22
GRÁFICO 5.1: PÉRDIDAS Y ANCHO DE BERMA, Y PORCENTAJE DE BERMA LOGRADO POR PERFIL PARA LA SECCIÓN ESTUDIADA.	38
GRÁFICO 5.2: DESVIACIÓN DE COLLARES DE LAS FILAS “TRONADURA AMORTIGUADA”, PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN POR POLÍGONO.....	44
GRÁFICO 5.3: HISTOGRAMA DE DESVIACIÓN DE COLLARES DE LAS FILAS “TRONADURA AMORTIGUADA”, PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN.....	44
GRÁFICO 5.4: HISTOGRAMA DE DESVIACIÓN DE LOS LARGOS DE PERFORACIÓN DE LAS FILAS “TRONADURA AMORTIGUADA”, PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN.	46
GRÁFICO 5.5: HISTOGRAMA DE DESVIACIÓN DE LOS LARGOS DE CARGUÍO DE EXPLOSIVO DE LAS FILAS “TRONADURA AMORTIGUADA”, PRIMERA Y SEGUNDA DE PRODUCCIÓN.....	46
GRÁFICO 5.6: DESVIACIONES DE LARGO DE POZOS POR POLÍGONO SEGÚN CAUSA. SE SUMARON TODAS LAS SOBRE PERFORACIONES MAYORES A 0,0 [M].	47
GRÁFICO 5.7: DESVIACIONES DE LARGO DE POZOS POR POLÍGONO SEGÚN CAUSA. SE SUMARON TODAS LAS SOBRE PERFORACIONES MAYORES A 0,0 [M].	48
GRÁFICO 5.8: DESVIACIÓN DE COLLARES EN FILA “TRONADURA AMORTIGUADA” POR POLÍGONO.....	49
GRÁFICO 5.9: HISTOGRAMA DE DESVIACIÓN DE COLLARES EN LA FILA “TRONADURA AMORTIGUADA”.....	50
GRÁFICO 5.10: KILOGRAMOS DE PIREX-50 CARGADOS VS LOS QUE SE DEBÍAN CARGAR DE ACUERDO CON EL DISEÑO P&T.	51

1 Introducción

En Chile, la industria minera es la principal actividad económica del país, aportando en el 2018 el 10% del PIB nacional. A escala internacional en el 2018 se posicionó como el principal productor de cobre, con un 28,0% de la producción mundial.

La Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO) es una empresa autónoma propiedad del estado de Chile, cuyo negocio principal es la explotación y comercialización de recursos mineros de cobre y subproductos, desde la extracción hasta la conversión en cobre refinado.

En CODELCO la seguridad ha tenido históricamente un rol protagónico, llegando a ser uno de los principales valores corporativos, lo que queda de manifiesto en su carta de valores cuando señala que “el respeto a la vida y dignidad de las personas es un valor central. Nada justifica que asumamos riesgos no controlados que atenten contra nuestra salud o seguridad” (Codelco, s.f). De ahí se desprende que las acciones que potencien la seguridad pueden no implicar un retorno inmediato de capital, pero reducen la probabilidad de potenciales accidentes. La búsqueda de la productividad no es impedimento para resguardar la seguridad, sino que, al contrario, una profundización en la gestión del proceso produce un mayor conocimiento de este y de sus peligros.

En minería a tajo abierto es clave mantener la estabilidad de los taludes, por ello la ingeniería geomecánica establece dimensiones estrictas para: el ancho de bermas y rampas, el ángulo y altura del banco y la cantidad de bancos que hay entre rampas, para garantizar lo siguiente:

- La seguridad de las personas, equipos e infraestructura.
- La continuidad operacional sin accidentes.
- Las pérdidas operacionales por uso de recursos en tareas de saneo.

Es necesario, entonces, que la construcción del talud se ajuste a dicho diseño, y para eso, las principales operaciones a tajo abierto implementan sistemas de control de calidad y metas de coincidencia entre las dimensiones de diseño con las del talud efectivamente construido.

En la mina Don Luis, la evaluación de la calidad del talud se hace a nivel de banco. Se miden y comparan con el diseño: el ángulo y altura del banco, el ancho de berma, la línea de contorno final del banco y la condición de roca de las paredes del banco. En general, esta evaluación del estado del talud tiene resultados satisfactorios en todos los aspectos controlados excepto en el ancho de berma.

El presente estudio, se llevó a cabo en la Fase 5 del tajo Don Luis, y se refiere justamente al determinar las causas de ese déficit de calidad detectado en el ancho de bermas, para tomar las medidas correctivas que permitan recuperar la condición de ajuste del talud real a su diseño.

1.1 Objetivos

1.1.1 Objetivo general

- Proponer medidas que permitan mejorar el ajuste de los taludes reales de la mina Don Luis a su diseño geomecánico.

1.1.2 Objetivos específicos

- Recopilar los resultados de mediciones de control de calidad de taludes en la zona de estudio.
- Analizar las principales desviaciones del proceso de perforación y tronadura que afectan la condición final del talud.
- Adecuar las medidas de cuidado del talud que toman otras minas de similares características y que pueden ser exitosas en mina Don Luis.

1.2 Alcances

- El estudio se realizó con datos proporcionados por División Andina obtenidos por su sistema de control de calidad, tanto de la condición final del talud como de las desviaciones respecto al diseño de tronadura en el contorno de los bancos.
- El trabajo se desarrolló en la parte Sureste de la Fase 5 DS de la mina Don Luis, específicamente en la berma y cresta de la cota 3724 [msnm] y talud de banco con pata en la cota 3692 [msnm].
- El estudio es de carácter conceptual y no incluye la verificación práctica de las recomendaciones entregadas.

2 Antecedentes de la mina

2.1 Ubicación y acceso

El yacimiento Don Luis se encuentra ubicado en la Cordillera de Los Andes, Región de Valparaíso, aproximadamente a 50 [Km] en línea recta al Noreste de Santiago y a 47 [Km] al Sureste de la ciudad de Los Andes (Figura 2.1). Sus coordenadas geográficas son 33°08" latitud Sur y 70°15" longitud Oeste.

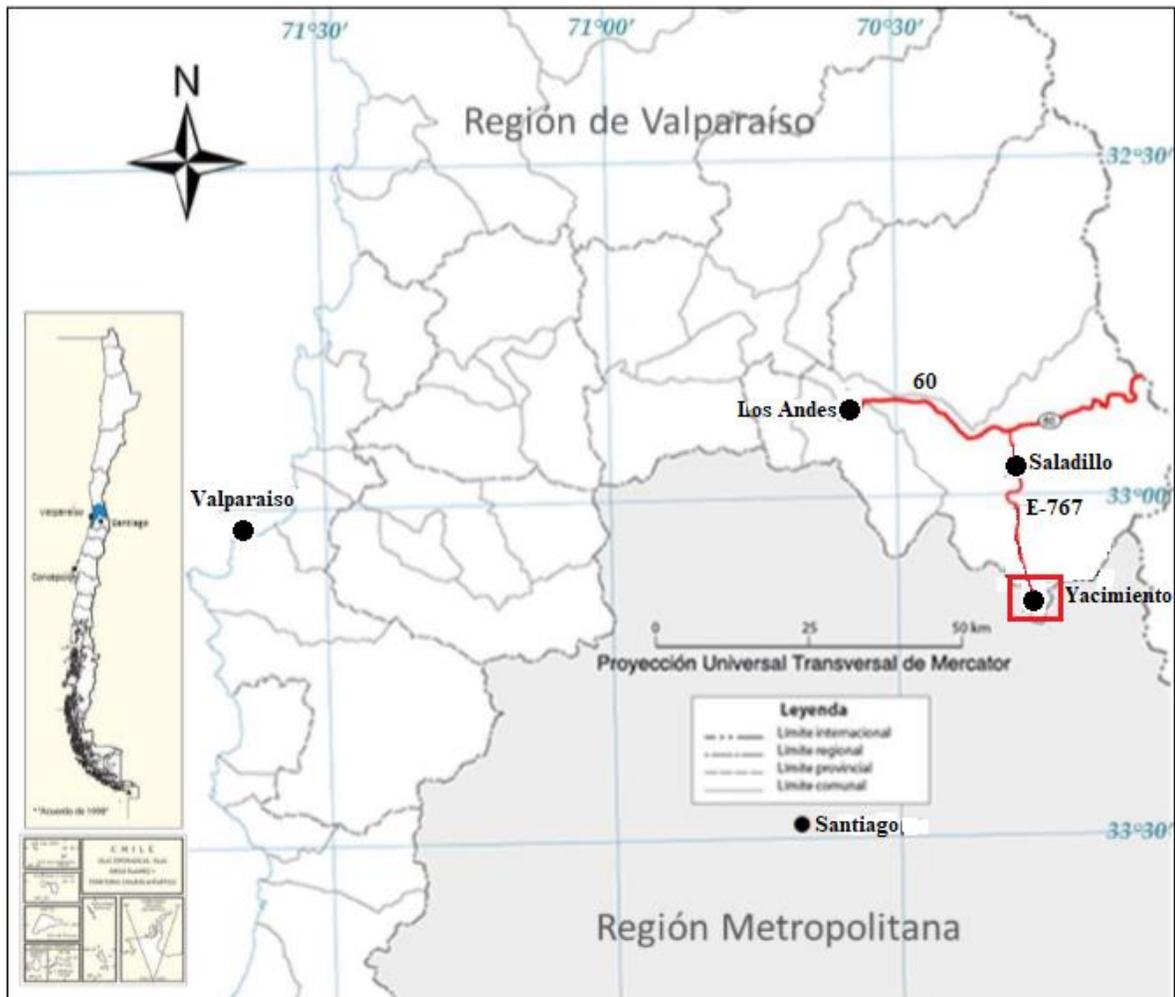


Figura 2.1: Ubicación de mina a tajo abierto de Andina.

El acceso se efectúa a través de la ruta 60, que conecta la ciudad de Los Andes con el paso fronterizo Los Libertadores, hasta el kilómetro 35 donde se continúa hacia el Sur por la ruta

E767 que conduce al campamento de Saladillo, ubicado a la cota de 1.650 [m. s. n. m.]. La mina subterránea se sitúa a 31 [Km] al Sur de Saladillo, mientras que a 1,6 [Km] al Sur de esta se localiza el tajo Don Luis, y sus operaciones mineras se desarrollan entre los 2.900 y 4.200 [m. s. n. m.].

2.2 Método de explotación

División Andina tiene explotaciones a tajo abierto y subterránea. Siendo el tajo su principal fuente de producción. La mina subterránea aporta cada vez menos producción porque está planificado cerrar su operación en el año 2021.

El tajo se explota con banco doble de 32 [m], altura que se consigue con 2 pasadas de 16 [m] cada una (Figura 2.2). Los bancos reciben el nombre de la cota inferior de la segunda pasada. Se entiende por pata a la parte más baja y por cresta a la parte superior de un banco.

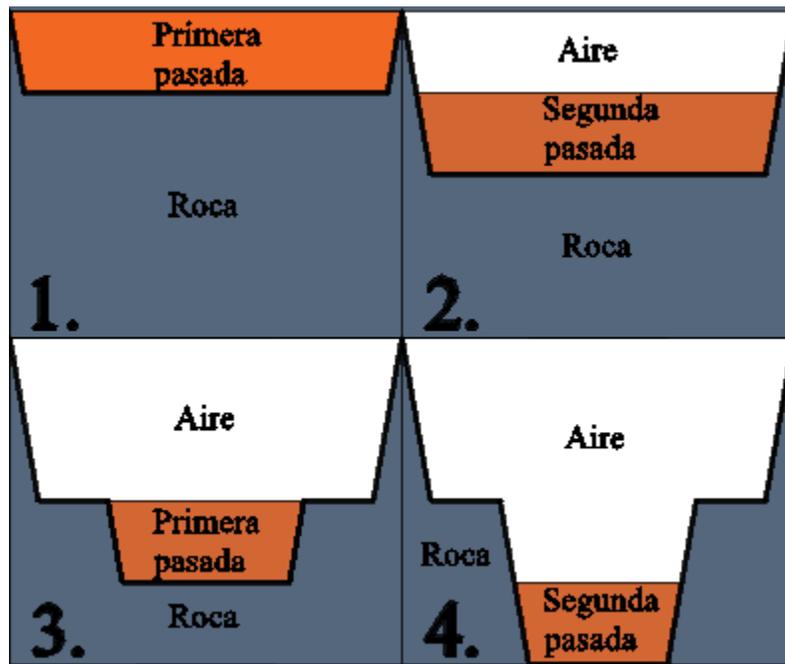


Figura 2.2: Esquema de la explotación con bancos dobles.

La explotación se hace por polígonos definidos por las áreas de Planificación y Perforación y Tronadura. Los polígonos son una subdivisión del banco y reciben su nombre del orden en el que serán tronados.

2.3 Diseño del tajo

El diseño del talud minero se define de acuerdo con el ancho de berma y rampa, ángulo y altura del banco, y de la cantidad de bancos que hay entre rampas (

Figura 2.3). En la Figura 2.4. se presentan las dimensiones de talud de la zona estudiada.

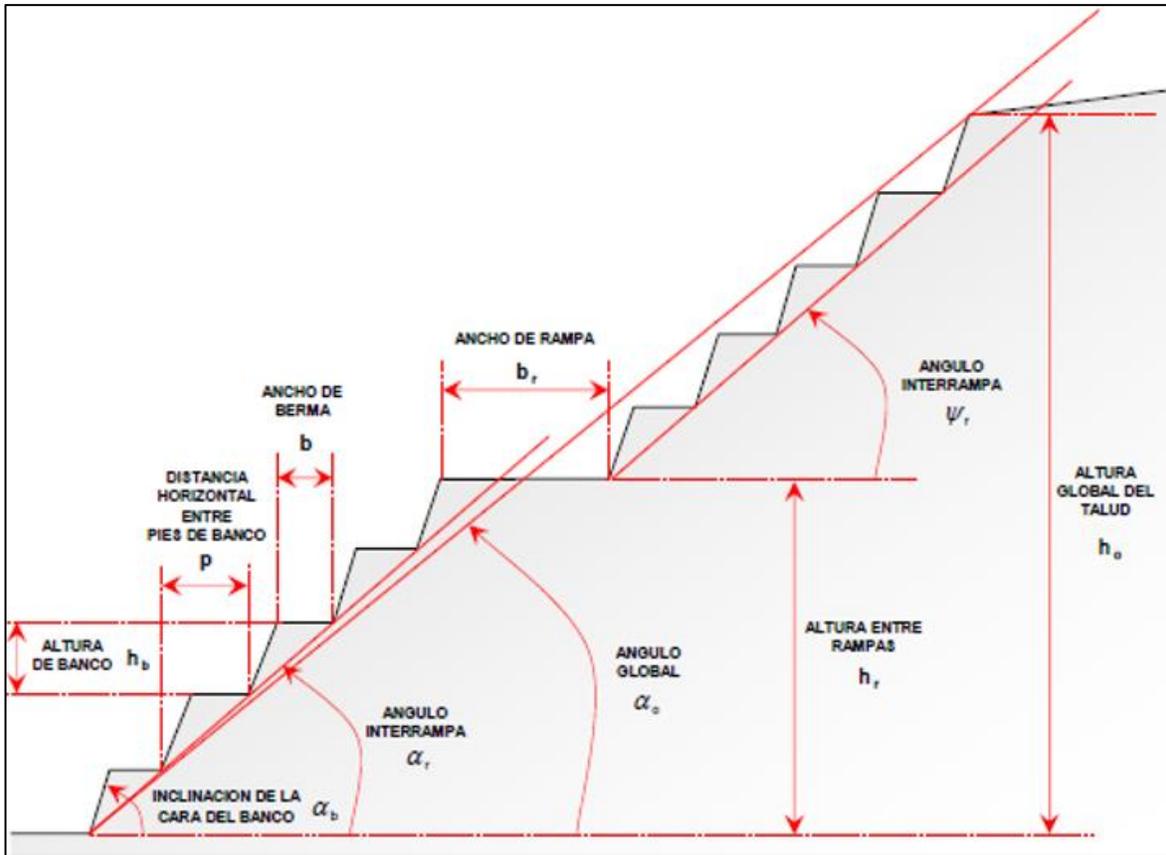


Figura 2.3: Esquematación de los principales parámetros que definen el talud minero.

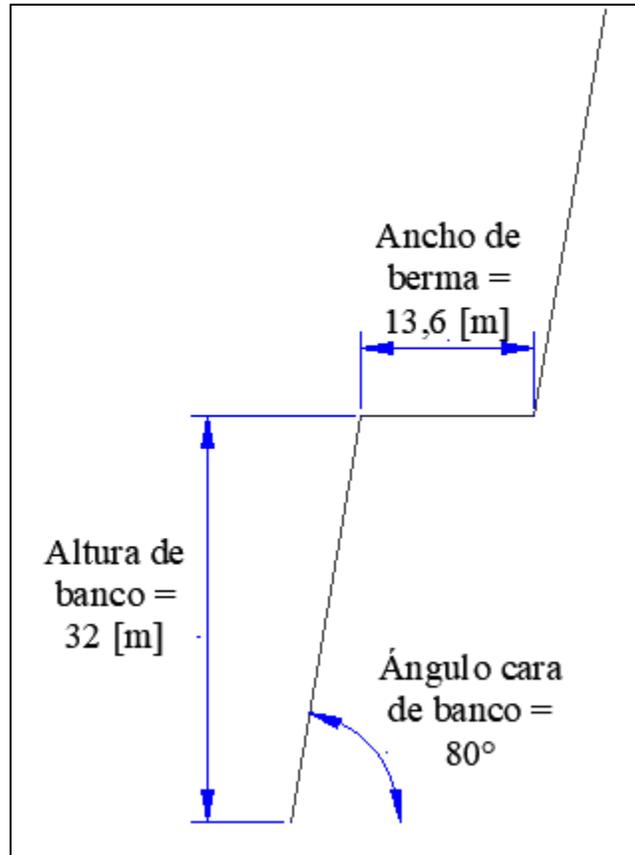


Figura 2.4: Parámetros de talud de la zona estudiada.

2.4 Evaluación de estabilidad geomecánica

La evaluación de estabilidad geomecánica consta de una serie de pasos que se hacen para validar determinados diseños del tajo. Todo esto en post de garantizar la seguridad de las personas que trabajan en la mina y del negocio.

Diseños con un ángulo global menor implican una mayor cantidad de estéril a remover, aumentando los costos mina y retardando el retorno de capital, al demorar el acceso al material de interés económico, pero implican una mejor condición de seguridad.

En Andina, se aplican criterios corporativos de Codelco de aceptabilidad, para probabilidad de falla (PF) y factor de seguridad (FS) en que se “establece cual es el factor de seguridad aceptable para considerar si un talud es estable o no, teniendo presente el riesgo que significa dicha decisión.” (Santander C., 2019)

Factor de seguridad es el cociente entre esfuerzos resistivos (ER) y esfuerzos actuantes (EA), es decir:

$$FS = \frac{ER}{EA}$$

2.4.1 Definición de Unidades Geotécnicas

En este contexto, una Unidad Geotécnica (UG) es una agrupación que se hace de acuerdo con la litología (Figura 2.5), alteración y mineralización. Se basa en agrupar las rocas que poseen similares comportamientos geotécnicos.

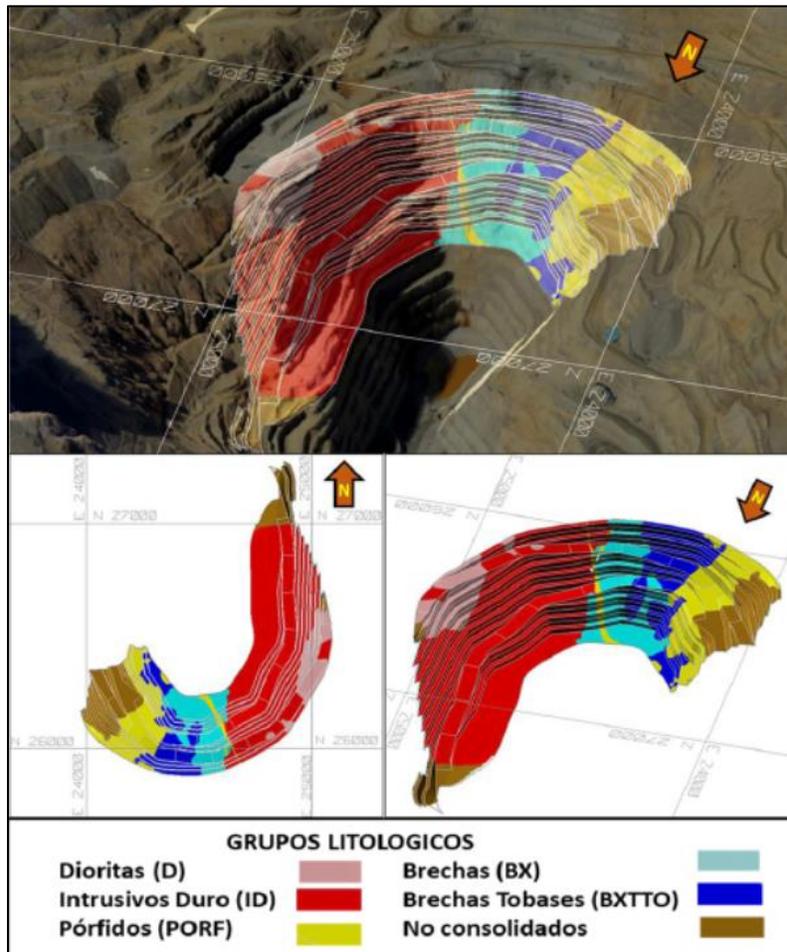


Figura 2.5: Vistas de los grupos litológicos de la Fase 5 DS (Zarate, 2019)

2.4.2 **Determinación de propiedades de roca intacta de cada UG**

Las propiedades de cada UG se determinan con ensayos aplicados a probetas obtenidas desde sondajes. La base de datos actual contiene 3971 probetas ensayadas, de las cuales 1339 corresponden a ensayos de resistencia uniaxial (UCS), 2308 a ensayos triaxiales y 308 a ensayos de tracción. Todas las probetas tienen ensayo de velocidad de onda.

2.4.3 **Otros parámetros de la evaluación de estabilidad**

Con las UG caracterizadas, se determinan otros parámetros que se ingresarán a la modelación, cómo:

- Los dominios y propiedades estructurales.
- Ubicación espacial del nivel freático, y condición de aguas subterráneas y superficiales.
- Resistencia direccional o función anisotropía.

2.4.4 **Análisis de estabilidad**

El criterio de aceptabilidad establece sobre qué valor se debe hallar el factor de seguridad y bajo qué porcentaje la probabilidad de falla a nivel de bancos, taludes inter-rampa y globales. Por lo tanto, se utiliza el criterio de falla de Mohr-Coulomb, en los programas de modelamiento Slide V6 y Phase 2 V9, para estimar la condición de estabilidad del talud a medida que se construye en condición:

- Estática: Requiriendo de un $FS \geq 1,30$ y $PF \leq 10\%$.
- Sísmica operacional: Requiriendo de un $FS \geq 1,10$ y $PF \leq 25\%$.
- Terremoto máximo probable: Requiriendo de un $FS \geq 1,00$ y $PF \leq 50\%$.

Si no se cumple el criterio de aceptabilidad en alguna condición o UG, se cambian las dimensiones del diseño y se vuelve a iterar, hasta cumplirlo.

2.5 **“Control total”**

“Control total” (Figura 2.6) es un sistema de trabajo conjunto de las unidades de Planificación a Corto Plazo, Geomecánica y Operaciones Mina, las que se coordinan para cumplir los diseños establecidos. Este sistema se llevó a cabo por primera vez en la mina Chuquicamata de Codelco, con el propósito de optimizar la operación mediante el cambio de prácticas

operacionales y eventualmente reducir los costos. Esto se logra al disponer de paredes más estables que admiten mayores ángulos de talud global.

Esta metodología fue adaptada y aplicada en Andina, en la fase 3 de la mina Don Luis, lo que permitió construir ángulos de taludes más inclinados, alcanzando niveles inéditos para la minería nacional. Actualmente se sigue utilizando esta metodología.

El Control Total incorpora buenas prácticas en las operaciones unitarias de: perforación, tronadura, carguío y el remate de bancos. Adicionalmente, se establece un procedimiento de evaluación de la calidad de pared final.

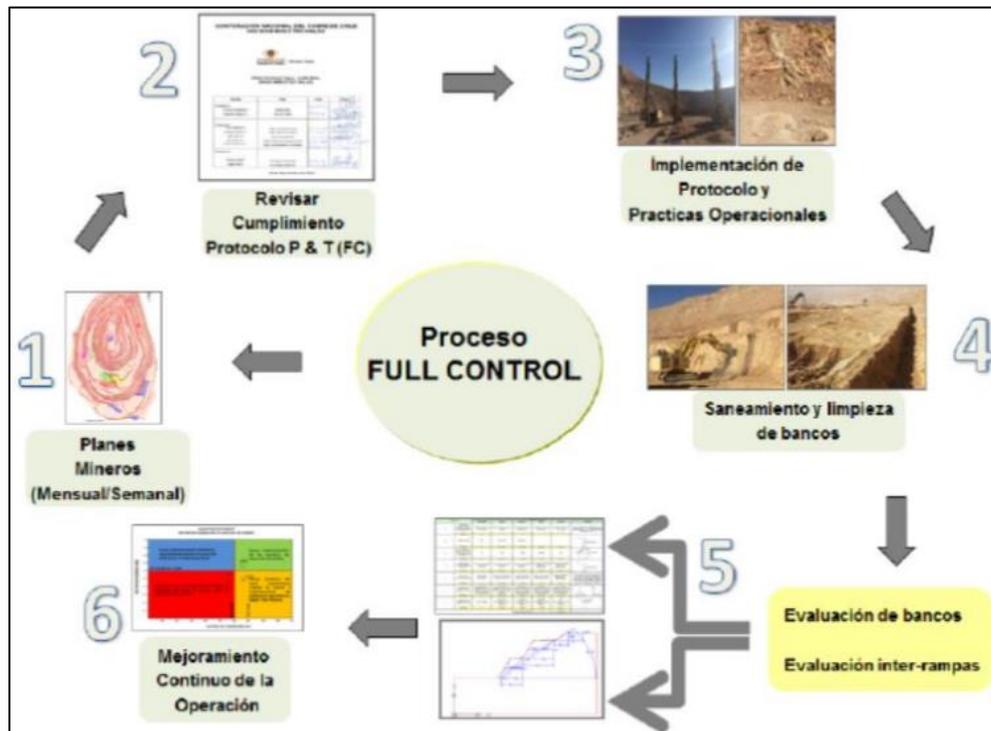


Figura 2.6: Actividades de “Control Total”.

2.6 Levantamiento topográfico y obtención de perfiles

El equipo técnico de Topografía, se encarga de hacer levantamientos topográficos de las paredes finales del tajo, con el Scanner Laser I-Site 8800, que da una precisión de alcance de 4 [mm]. El levantamiento se hace por polígono de la segunda pasada, cada polígono se subdivide en cajones, que son una agrupación de perfiles contiguos cada 5 [m] y que pertenecen a una misma litología. Estos perfiles se someten consideraciones geomecánicas para obtener finalmente un conjunto de perfiles conciliados, que están en condiciones de compararse con los perfiles de diseño de la mina (Figura 2.7).

Los puntos rojos y anaranjados en la imagen de la izquierda de la Figura 2.7, representan respectivamente, la pata y cresta que define el ancho de berma teórico. Mientras que los puntos amarillo y verde, de la imagen de la derecha son respectivamente, la pata y cresta reales obtenidos tras la tronadura.

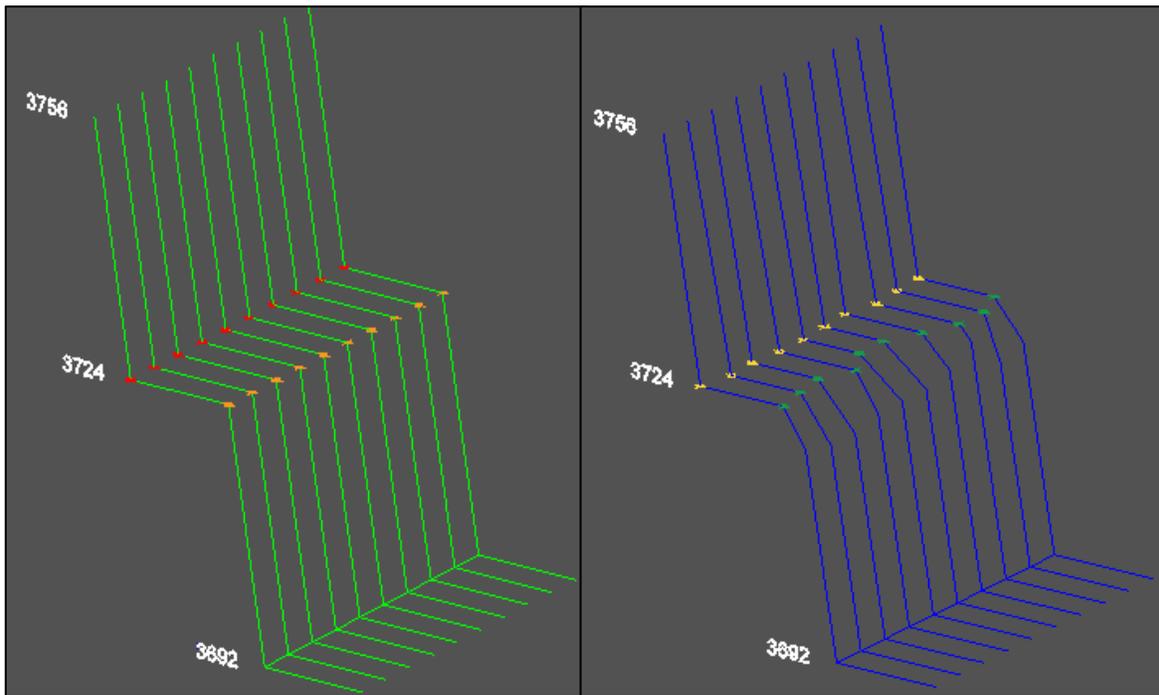


Figura 2.7: Perfiles según diseño (izquierda) y conciliado (derecha),

Luego, comparando las coordenadas por diseño con las reales se obtiene la coincidencia o discrepancia de dimensiones de: altura y ángulo del talud, ancho de berma y línea de programa.

Cuando se pierde material al borde de la cresta del banco se habla de descreste, mientras que cuando queda material no excavado en la pata, se habla de deuda. Estas son las dos posibles pérdidas de berma que hacen que el ancho obtenido en la realidad sea menor al de diseño. En la Figura 2.8 se indican las dimensiones que se controlan y las condiciones de deuda y descreste.

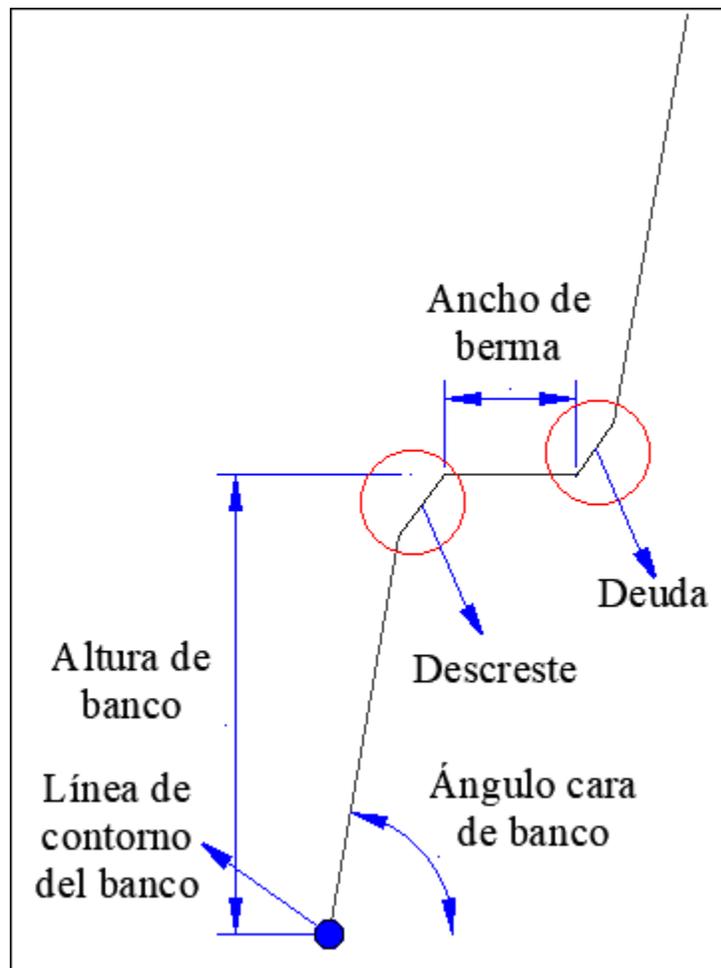


Figura 2.8: Parámetros de control de calidad de talud

2.7 Índices y metas de calidad

El sistema de control de calidad comprende dos tipos de evaluación compuestos por factores de diseño (FD) y factores de condición (FC).

El control de factores de diseño, denominado Sistema Integrado de Control de Taludes (SICT) se hace en base al levantamiento topográfico, calculando las desviaciones entre el diseño y la conciliación (Tabla 2.1) de los 4 parámetros de control de taludes. Los resultados de esta calificación son binarios: la medida está dentro o fuera de la tolerancia. El cumplimiento global se calcula como el promedio ponderado de los 4 porcentajes de cumplimiento. La ponderación de cada parámetro se indica en la Tabla 2.1.

Tabla 2.1: Parámetros, ponderación y tolerancia del factor de diseño.

Parámetro evaluado	Ponderación	Tolerancia	
		Banco simple	Banco doble
Altura de banco (m)	10%	(+/-) 2 [m]	(+/-) 2 [m]
Ángulo de cara de banco (°)	30%	(+/-) 5°	(+/-) 5°
Ancho de berma (m)	30%	(+/-) 15%	(+/-) 15%
Línea de programa (m)	30%	1,5 [m] deuda/ 1,5 [m] sobre - excavación	3,0 [m] deuda/ 2,0 [m] sobre - excavación

La evaluación de factores de condición es una medida cualitativa de la calidad de los taludes, la cual califica 6 parámetros (Tabla 2.2 y

Tabla 2.3).

Tabla 2.2: Zonas estudiadas del factor de condición según el parámetro evaluado.

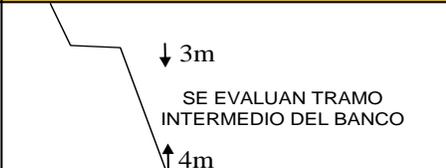
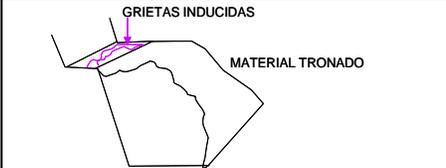
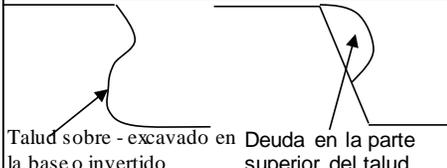
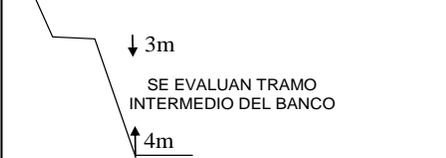
Parámetro	Esquema	Parámetro	Esquema
1	 ↓ 3m SE EVALUAN TRAMO INTERMEDIO DEL BANCO ↑ 4m	4	Estos bloques pueden ubicarse en la cara del banco como en las crestas y son definidos como los que pueden conformar un riesgo a las personas o equipos
2	 GRIETAS INDUCIDAS MATERIAL TRONADO	5	 Talud sobre - excavado en la base o invertido
3	 ↓ 3m SE EVALUAN TRAMO INTERMEDIO DEL BANCO ↑ 4m	6	 ↓ LOS 3 PRIMEROS METROS SE EVALUAN

Tabla 2.3: Parámetros y puntuación del factor de condición.

Parámetro		Condición del talud				
		Muy bueno	Bueno	Regular	Malo	Muy malo
1	Condición de la cara del banco	Apreciación visual del talud y/o > 75% de medias cañas	Apreciación visual del talud y/o de 75 a 50% de medias cañas	Apreciación visual del talud y/o 50 a 30% de medias cañas	Apreciación visual del talud y/o 30 a 10% de medias cañas	Apreciación visual del talud y/o < 10% de medias cañas
	Puntaje	25	15	10	8	0
2	Grietas inducidas en la berma post tronadura cada 10 [m]	<3	3 a 5	5 a 10	10 a 15	>15
	Puntaje	10	8	6	3	0
3	Condición de discontinuidades menores	Todos los sistemas cerrados	Unos pocos sistemas abiertos	Unos pocos sistemas abiertos	Unos pocos sistemas abiertos y movilizados	Todos los sistemas abiertos y movilizados
	Puntaje	10	8	6	3	0

4	Presencia de bloques inestables	Sin bloques inestables	Unos pocos bloques inestables (1-2)	Varios bloques inestables (3-5)	Muchos bloques inestables (>5)	Muchos bloques inestables y movilizados
	Puntaje	15	10	7	3	0
5	Geometría del perfil del talud	0% - 10% sobre-excavado en la base del talud o talud invertido	10% - 20% sobre-excavado en la base del talud o talud invertido	20% - 40% sobre-excavado en la base del talud o talud invertido	40% - 80% sobre-excavado en la base del talud o talud invertido	80% - 100% sobre-excavado en la base del talud o talud invertido
	Puntaje	25	20	15	10	0
6	Condición de la cresta del talud	Cresta limpia	0 a 1 [m] fracturado o roca suelta	1 a 2 [m] fracturado o roca suelta	2 a 3 [m] fracturado o roca suelta	> 3 [m] fracturado o roca suelta
	Puntaje	15	9	6	3	0

2.8 Resultados históricos de evaluación geomecánica

En el año 2018, la meta a nivel corporativo era obtener sobre un 70% de los perfiles evaluados con el factor de condición sobre 70% y el de diseño sobre 60%, mientras que para el 2019 se estableció que el 70% de los perfiles evaluados debía tener ambos factores sobre 70%.

En 2018 el 82% de los perfiles evaluados cumplió ambos factores (Tabla 2.4), mientras que a julio de 2019 se había logrado un 87% de cumplimiento (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**).

El factor de condición no presentó deficiencias en el 2019, observándose que el porcentaje de perfiles evaluados con factor de condición bajo 70% fue 0%.

En los parámetros del factor de diseño se observa que en 2019, cuando la meta era más exigente, hubo una mejoría global, lo que se explica porque todos los parámetros menos el ancho de berma tuvieron una mejoría significativa en su evaluación (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**). Sin embargo, el cumplimiento del ancho de la berma es muy bajo. En la Figura 2.9 es posible observar todas las zonas del tajo que solo en 2018 quedaron en una condición de seguridad inapropiada.

Tabla 2.4: Resultado evaluación geomecánica 2018.

Período	Metros de talud evaluado	FC\geq70% y FD\geq60%	FC\geq70% y FD$<$60%	FC$<$70% y FD\geq60%	FC$<$70% y FD$<$60%
Enero	390	75%	25%	0%	0%
Febrero	305	77%	23%	0%	0%
Marzo	332	64%	36%	0%	0%
Abril	600	69%	17%	0%	14%
Mayo	912	94%	6%	0%	0%
Junio	534	91%	9%	0%	0%
Julio	176	100%	0%	0%	0%
Agosto	1.103	65%	24%	0%	10%
Septiembre	443	100%	0%	0%	0%
Octubre	0	-	-	-	-
Noviembre	370	93%	0	0%	7%
Diciembre	497	92%	0	0%	8%
Acumulado (%)	100%	82%	13%	0%	5%
Acumulado (m)	5.662	4.639	761	0	262

Tabla 2.5: Resultado evaluación geomecánica 2019.

Período	Metros de talud evaluado	FC\geq70% y FD\geq60%	FC\geq70% y FD$<$60%	FC$<$70% y FD\geq60%	FC$<$70% y FD$<$60%
Enero	194	100%	0%	0%	0%
Febrero	377	55%	45%	0%	0%
Marzo	50	100%	0%	0%	0%
Abril	255	100%	0%	0%	0%
Mayo	344	100%	0%	0%	0%
Junio	206	100%	0%	0%	0%
Julio	484	84%	16%	0%	0%
Acumulado (%)	100%	87%	13%	0%	0%
Acumulado (m)	1.909	1.664	245	0	0

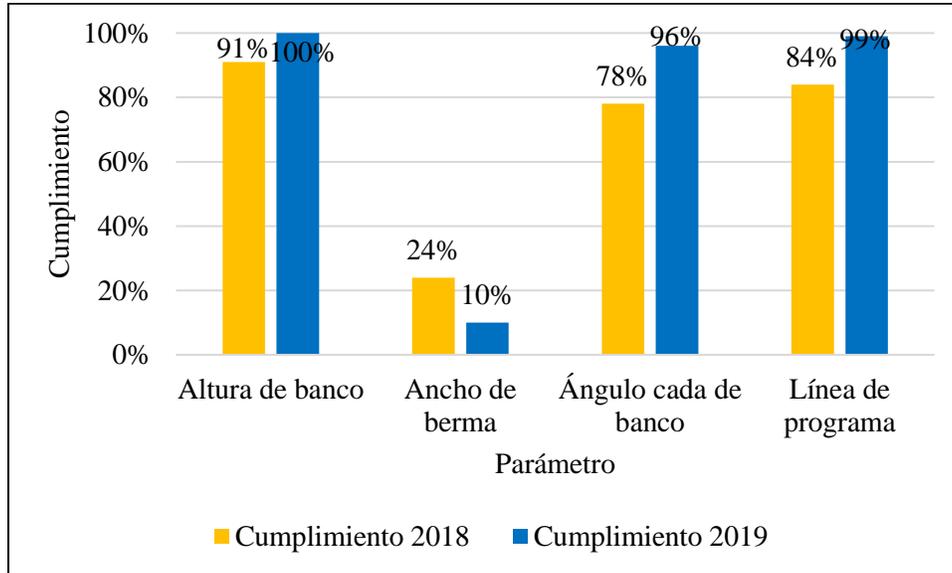


Gráfico 2.1: Cumplimiento de los parámetros del factor de diseño en el 2018 y 2019.

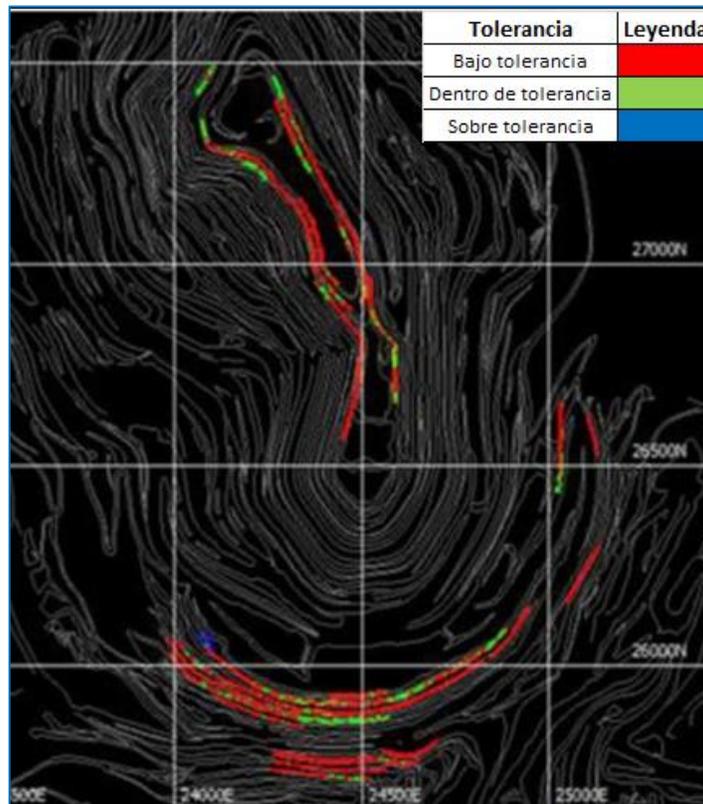


Figura 2.9: Vista planta de los resultados del cumplimiento de la tolerancia del ancho de berma en el 2018.

Tanto para el 2018, como para el 2019, el parámetro que tuvo significativamente menores cumplimientos fue el del ancho de la berma.

2.9 Ciclo de P&T

La minería es una actividad multidisciplinaria, por lo que su resultado dependerá del funcionamiento por separado de cada operación unitaria y de su interacción para lograr objetivos conjuntos. El ciclo de perforación y tronadura (P&T) que compromete el resultado del talud de la mina Don Luis, se compone de las etapas que se señalan en la Figura 2.10.



Figura 2.10: Diagrama del ciclo de P&T sobre el talud.

Geomecánica revisa que el terreno no presente condiciones que pongan en riesgo la seguridad. Si considera que la condición es apta, entrega el patio al Jefe de Turno de Perforación y Tronadura, quién revisa que cumpla con el Protocolo de Perforación y Tronadura. Luego se hace la perforación con equipos de perforación primaria y secundaria, que una vez finalizada se entrega el patio al proveedor de explosivos, quienes miden los pozos y si estos tienen un largo mayor al diseño, los rellenan para que su largo sea el apropiado (acotar), después cargan el explosivo y realizan la tronadura. Finalmente, Operaciones excava la zanja de control (Figura 2.11) y extrae el material tronado. El ciclo culmina con la limpieza y entrega del patio para iniciar el próximo ciclo.

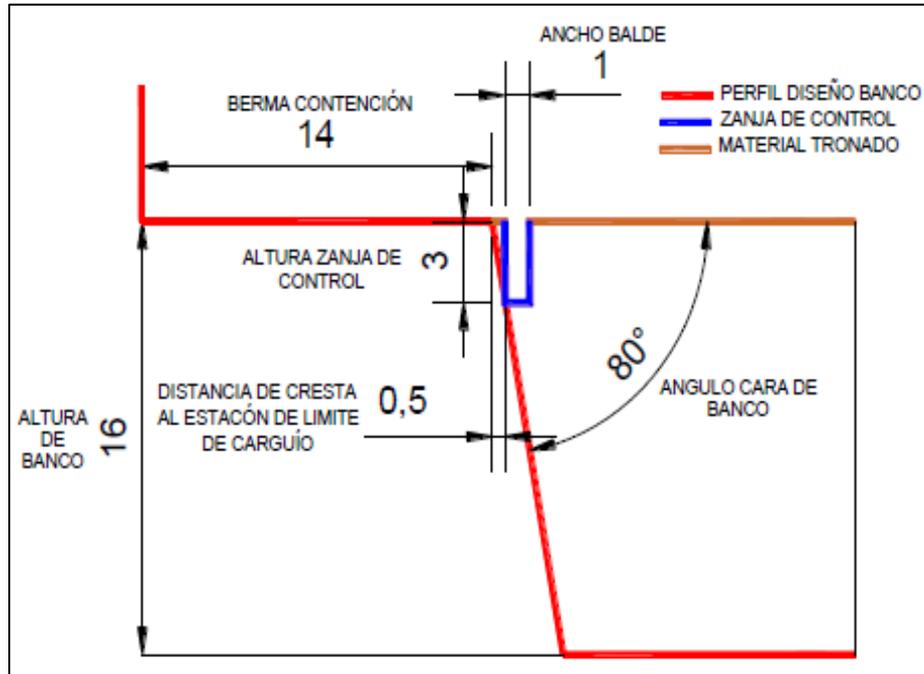


Figura 2.11: Esquema de diseño de la zanja de control.

Una desviación en cualquier etapa de este ciclo de P&T puede hacer que el resultado del talud se vea comprometido. El no conseguir el resultado esperado puede ocurrir tanto por una deficiencia en la implementación del diseño, como porque este no sea apropiado para la condición del yacimiento.

Para el proceso de perforación, Andina cuenta con los siguientes equipos: cinco perforadoras de producción, tres de diámetro 311[mm] (dos Pit-Viper 351 y una Caterpillar 6540) y dos de diámetro 270 [mm] (una Atlas Copco DMM3 y una Sandvik D90) y de cinco perforadoras de precorte Roc L8 Atlas Copco de diámetro 165 [mm].

3 Marco teórico

Tal como se indicó en el capítulo anterior, los defectos de calidad del talud se pueden deber a desviaciones en el ciclo de P&T o a diseño inapropiado de la tronadura de contorno de bancos, por ello en los dos subcapítulos que se presentan a continuación, se presenta el marco teórico correspondiente a esas materias.

3.1 Sistema de Gestión de Calidad

La calidad es el grado en el que un conjunto de características inherentes satisface las necesidades o expectativas establecidas, generalmente implícitas u obligatorias, pudiendo significar calidad de producto, calidad de trabajo, calidad de servicio, calidad de información, calidad de procesos, calidad de organización, calidad de personas, calidad de sistemas, calidad de objetivos, etc.

Un sistema de gestión de calidad consiste en identificar, entender y gestionar los procesos interrelacionados como un sistema, contribuye a la eficacia y eficiencia de una organización en el logro de sus objetivos.

Un enfoque para desarrollar e implementar un sistema de gestión de la calidad, comprende diferentes etapas:

- Determinar las necesidades y expectativas de los clientes y de otras partes interesadas.
- Establecer la política de la calidad y los objetivos de la calidad de la organización.
- Determinar los procesos y las responsabilidades necesarias para lograr los objetivos de la calidad.
- Determinar y proporcionar los recursos necesarios para lograr los objetivos de la calidad.
- Establecer los métodos para medir la eficacia y eficiencia de cada proceso
- Aplicar dichas medidas para determinar la eficacia y eficiencia de cada proceso.
- Determinar los medios para prevenir no conformidades y eliminar sus causas
- Establecer y aplicar un proceso para el mejoramiento continuo del sistema de gestión de la calidad.

El ciclo de P&T consta de etapas interdependientes, donde cada una actúa como cliente de sus etapas anteriores y cómo proveedor de sus etapas sucesoras. Por lo tanto, el resultado del talud será la resultante de la suma de las calidades con las que se desarrolle cada proceso. En esto radica la importancia de contar con herramientas para medir el desempeño, que serán fundamentales a la hora de buscar el mejoramiento continuo del sistema de gestión. A su vez, “la variabilidad del desempeño normal muy raramente es suficiente para provocar un accidente o una pérdida, pero la variabilidad de múltiples funciones puede combinarse en formas inesperadas para producir un efecto no lineal, de esta manera la falla no puede ser explicada examinando simplemente los componentes individuales del sistema y/o tratando de identificar una causa raíz” (Ingeol, 2017), por lo tanto, el objetivo será reducir las variabilidades de cada proceso (

Figura 3.1) de tal forma que aunque actúen en su conjunto con sus mayores desviaciones, los resultados no sean deficientes.

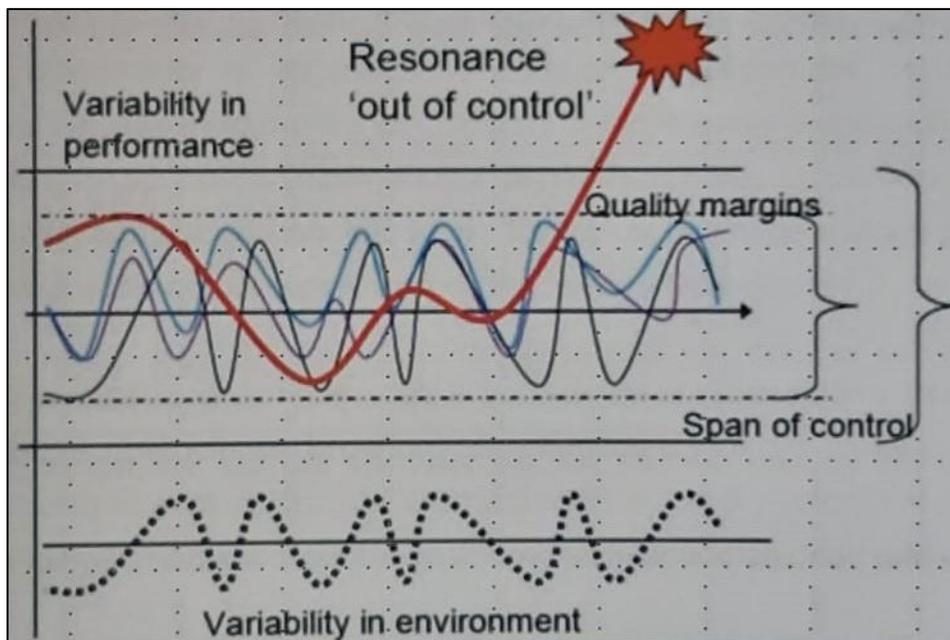


Figura 3.1: Modelo de causalidad de FRAM (*Functional Resonance Analysis Method*; Erik Hollnagel, 2008).

Para que el desempeño de un proceso sea óptimo, debe ocurrir tanto que las medidas para cumplir los objetivos que se buscan sean adecuadas y que se ejecuten de buena forma.

Se han establecido herramientas para el control de calidad, que en conjunto pueden proporcionar una metodología práctica y sencilla para la solución efectiva de problemas, la realización de mejoras y el establecimiento de controles en las operaciones del proceso y su estabilización.

3.1.1 Mejoramiento continuo: Ciclo de Deming

La mejora continua consiste en la identificación y eliminación de todo lo que no aporta valor al producto o servicio final dentro del proceso, para proporcionar al cliente lo que requiere y garantizando siempre la seguridad de las personas.

“El ciclo de Deming es uno de los aspectos más importante que se debe seguir en la realización de cualquier tipo de actividad humana que pretenda ser eficiente, tanto a nivel empresarial como individual” (Ferrada, 2004). Se trata de definir y aplicar cuatro etapas fundamentales para la realización de cualquier actividad. El nombre PDCA viene de las iniciales en inglés de cada una de las etapas (Figura 3.2):

- Planificar:

Consiste en establecer los objetivos de la actividad y determinar los medios y recursos que se van a utilizar para desarrollarla.

- Realizar:

Se trata de desarrollar y aplicar la actividad según los objetivos y medios planificados. Si es necesario, deberá formarse adecuadamente a las personas que deben hacerlo.

- Comprobar:

Siempre, después de realizar una actividad planificada se debe verificar dos aspectos principales:

- Volver a recuperar las actividades de los planes previstos.
- Reconducir las actividades para cumplir los objetivos.

Por otro lado, si se han conseguido los objetivos planificados, se debe capitalizar lo aprendido para que sirva de experiencia en futuros casos o para otras áreas y volver a planificar objetivos más ambiciosos. Es decir, que este ciclo no se acaba aquí, es continuo.

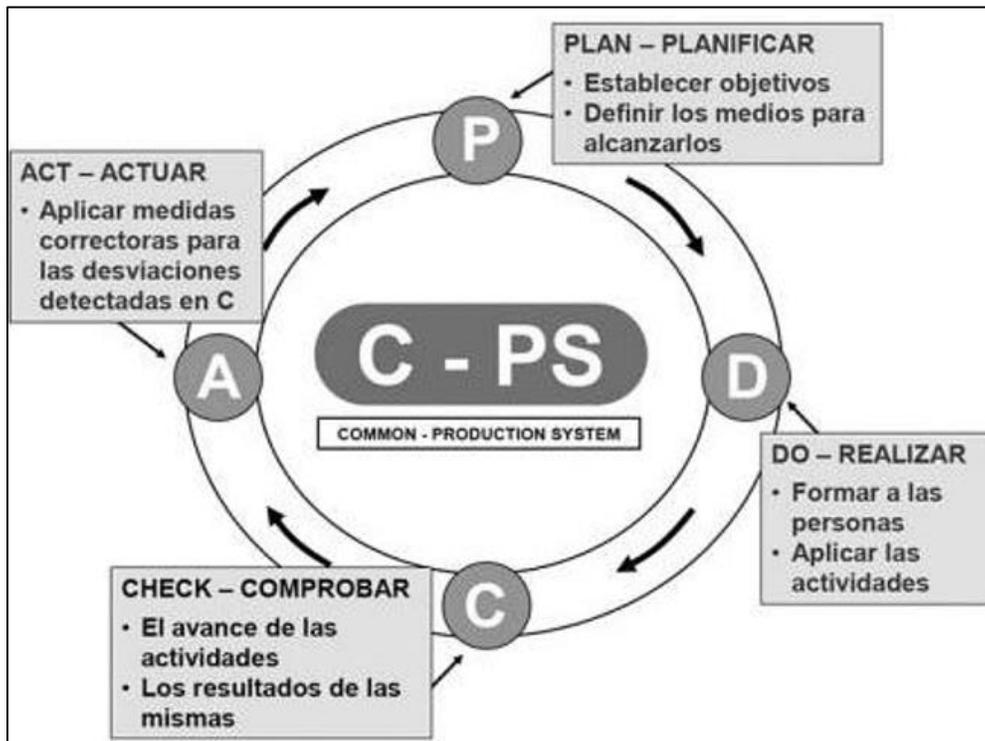


Figura 3.2: Esquemización del Ciclo de Deming.

3.1.2 Aseguramiento y control de calidad: QA/QC

El denominado “*Quality Assurance and Quality Control*” más conocido como QA/QC, es una metodología aplicable a distintos rubros, por lo cual no existe una fórmula o pauta única a seguir para su implementación.

El éxito que pueda lograr su implementación dependerá de lo riguroso y sistemático que sea el sistema de gestión y la efectividad de la aplicación del mejoramiento continuo.” (Montoliu, 2013)

El Control de Calidad (QC) es un sistema de actividades técnicas rutinarias para identificar defectos, medir y controlar la calidad de una actividad o producto determinado, encontrando y eliminando fuentes de problemas de calidad por medio de herramientas correctivas. Los responsables de ello son las personas pertenecientes a los equipos específicos que prueban los defectos del proceso. Un ejemplo de QC en perforación, es el control de longitud de pozos, posterior a la implementación del diseño.

Los principios del control de la calidad son los siguientes:

- Cumplimiento de los objetivos de la calidad dispuestos por la gerencia.
- El control de la calidad debe ser una herramienta de reducción de costos.
- El control de la calidad debe estar orientado a las acciones correctivas.

Por otra parte, el Aseguramiento de Calidad (QA) es un conjunto de actividades de gestión planificadas y sistemáticas, que permiten asegurar la calidad de los procesos, mediante la prevención de defectos. Por tanto, es un proceso de carácter proactivo.

En síntesis, el QC son medidas a corto plazo (reactivas) que buscan corregir cosas que se pudieron hacer mejor, mientras que el QA son medidas planificadas y sistemáticas a largo plazo, que permiten aprender de lo que se pudo hacer mejor y mantener como estándar las mejores prácticas.

3.2 Tronadura controlada y precorte

“El objetivo de la tronadura es fragmentar la roca en tamaños adecuados, desplazarla y soltarla en una pila para que sea excavable con facilidad, minimizar el daño a la estabilidad de los bancos y de las paredes, así como a las edificaciones contiguas, evitar la dilución del mineral, proporcionando un producto que satisfaga las operaciones de los procesos posteriores y que permita liberar los equipos de forma segura.” (Enaex S.A, s.f)

El daño originado en la roca por efecto de una tronadura se puede diferenciar en dos zonas (Figura 3.3):

- a. La zona de tronadura que va a ser removida por algún equipo de carguío.

- b. La zona de entorno de la tronadura, donde se producen daños que es necesario controlar por razones tales como:
- Evitar dilución del mineral.
 - Evitar mayor excavación de lo deseado (sobre-excavación).
 - Generar una pared sana en el talud del banco.
 - General una geometría del tajo más económica.

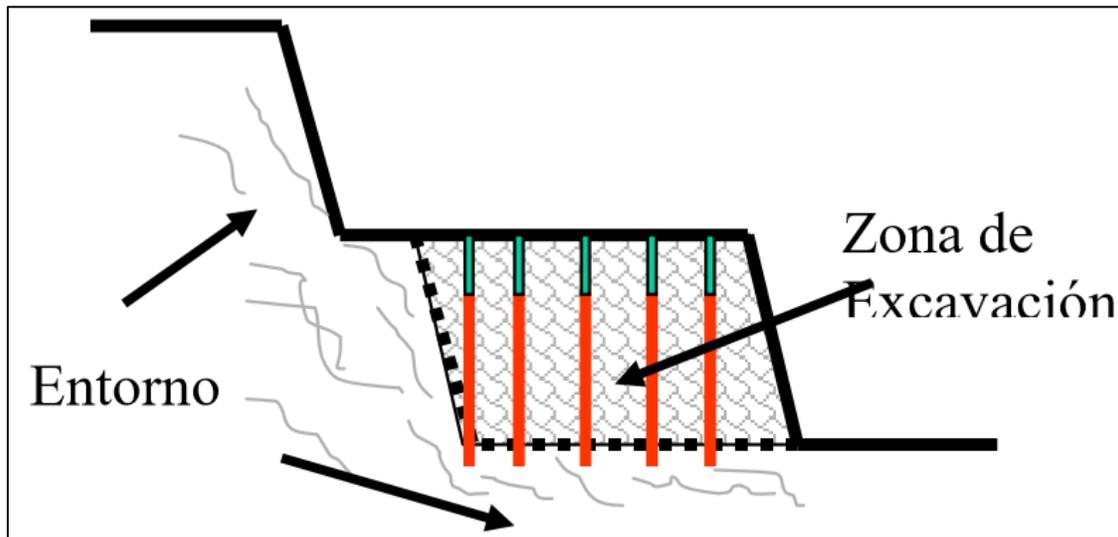


Figura 3.3: Sectores dañados por la tronadura.

El daño a que se refiere el punto b) corresponde a la alteración de sus parámetros geomecánicos y la consiguiente disminución de sus propiedades resistivas, tales como su resistencia a la compresión y a la tracción. Esto genera automáticamente otros cambios en las propiedades geoestructurales de la roca.

Para controlar el daño sobre las paredes del talud usualmente se realizan tronaduras a lo ancho del banco en dos etapas, llamadas primera y segunda huincha (Figura 3.4). La primera huincha se considera como tronadura de producción, cuyo volumen involucrado no alcanzará hasta la pared del banco, es una tronadura convencional en la que no se aplica ningún sistema de control de daño en las últimas filas, puesto que aún resta por tronar una segunda huincha.

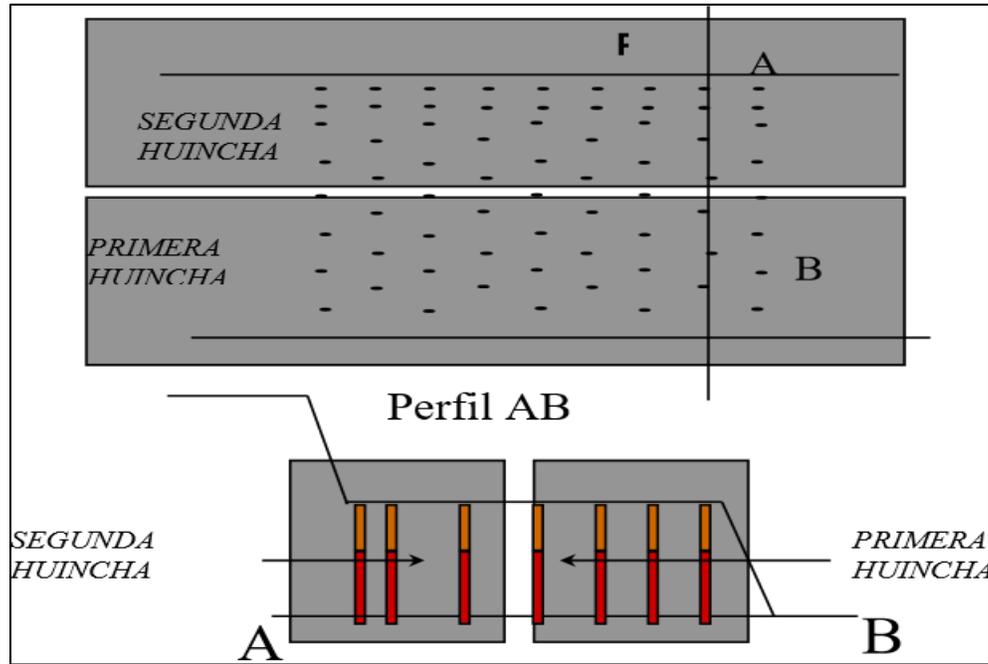


Figura 3.4: Disposición de la tronadura a lo largo del banco.

La segunda huincha es una tronadura controlada, que se diseña de manera de generar el mínimo daño en la pared del talud.

Las técnicas de tronadura controlada han sido adoptadas en diversas faenas, en un esfuerzo por mejorar la estabilidad de taludes en las paredes del tajo final y poder minimizar el daño inducido tras la zona de tronadura. Las técnicas más usadas son las denominadas tronadura amortiguada y precorte (Figura 3.5).

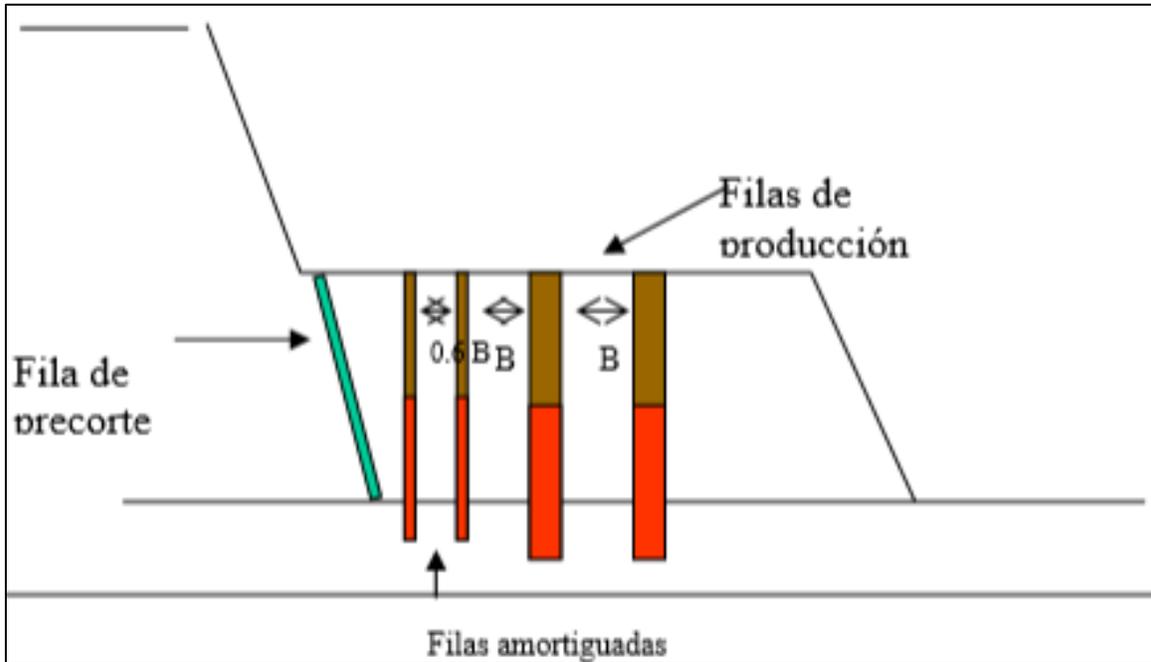


Figura 3.5: Esquemización de los pozos de una tronadura controlada.

3.2.1 Tronadura amortiguada

La tronadura amortiguada busca generar el mínimo daño posible detrás de la última fila del disparo, para lo cual, como regla general, se diseña la tronadura con menos explosivos en las dos últimas filas, las cuales difieren de la tronadura de producción, en el diámetro a utilizar y en la dimensión de la malla. Se tiende a utilizar en estas dos últimas filas diámetros menores de perforación y a menor distancia entre pozos comparados con la tronadura de producción.

Algunas definiciones que son de gran relevancia para diferenciar pozos de tronadura amortiguada con la de producción son:

- Explosivo: Son mezclas metaestables de oxidantes y combustibles. Se descomponen violentamente liberando gran cantidad de energía que se utiliza para romper la roca. La mayoría de los explosivos comerciales utilizan nitratos como oxidantes, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación. Los principales explosivos utilizados en la industria minera es el “Ammonium Nitrate - Fuel Oil” (ANFO), las emulsiones y los acuageles. El ANFO es el más utilizado, ya que en termino de costos es el más económico, pero en circunstancias en donde los pozos presenten agua o

rocas del tipo reactivas (que se oxidan por el nitrato de amonio, lo que provoca una liberación de calor) no se pueden utilizar, ya que pueden quedar pozos sin detonar u ocurrir detonaciones prematuras, respectivamente. En estas circunstancias se requiere el uso de emulsiones o acuageles. Un desarrollo reciente de Enaex es el Pirex, que es mezcla entre ANFO y emulsión, éste presenta un costo menor que la emulsión, no reacciona a rocas reactivas y tiene una resistencia considerable al agua. Se denota cómo el porcentaje de emulsión que presenta, por ejemplo, Pirex-50 posee 50% de emulsión y 50% de ANFO.

- Densidad: Es la masa por unidad de volumen de una sustancia.
- Espaciamiento: Es la distancia entre pozos contiguos que se hayan paralelos al talud.
- Burden: Es la distancia entre las filas de pozos.
- Factor de energía: Es la energía que liberará cada kilogramo de explosivo.
- Energía específica: Es la energía que se liberará en la tronadura por unidad de volumen de roca.
- Factor de carga: Es la cantidad de explosivo que se utilizará en la tronadura por unidad de volumen.
- Desplazamiento: Es la distancia entre la fila de los pozos amortiguados y la pata de la pasada inferior.
- Razón de desacoplamiento: Es el cociente entre el volumen que usa un explosivo en un pozo en el volumen del pozo.

3.2.2 Tronadura de precorte

El desarrollo de un precorte tiene por finalidad generar una línea de debilidad tras la tronadura, cuyos beneficios pueden ser los siguientes:

- Formación de una pared de banco más estable.
- Generar el límite de penetración de la pala.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad.

Los beneficios del precorte, en términos de estabilidad del talud, pueden no ser fáciles de evaluar. Por ejemplo, la no creación de medias cañas en la tronadura de precorte, no necesariamente significa un mal resultado, ya que aun así puede obtenerse una buena estabilidad de la pared.

El precorte debe permitir fracturar un plano para atenuar vibraciones en la tronadura principal, lo anterior depende mucho de la calidad de las fracturas que se formen. Las vibraciones serán menores, mientras éstas crucen fracturas lo más abiertas y limpias posibles. Así como las vibraciones generadas en las tronaduras son responsables de los daños producidos en la pared final, lo es también el empuje de gases de explosión, por lo tanto, la línea de fractura generada por el precorte también debe actuar como zona de evacuación de gases.

En el tajo Don Luis se utilizan cartuchos de precorte que se denominan Enaline. Estos cartuchos se venden ya conectados en largos de 6 a 20 [m].

4 Metodología

Como punto de partida de este trabajo, se tenía conocimiento de que gran parte de los resultados de la berma no estaban cumpliendo con la tolerancia permitida, pero se desconocía que tan grave era la situación. Por lo tanto, se recolectó la información de los levantamientos topográficos del área de geomecánica y se comparó con el diseño del tajo, lo que permitió cuantificar las pérdidas de la berma cada 5 [m] en una zona de 755 [m] de extensión.

Las dos posibles causas de los resultados deficientes de la berma son desviaciones en el ciclo de P&T o diseño inapropiado de la tronadura de contorno. Por lo tanto, las siguientes etapas se llevaron a cabo en paralelo con el fin de saber si se estaban desarrollando correctamente. Para la primera causa se midieron las desviaciones de los procesos del ciclo de P&T incluyendo la perforación y carguío de explosivo. Para la segunda causa se hizo un “Análisis Comparado”, para lo cual se identificaron minas que presentaran una roca de características similares, usando como parámetro de comparación la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) y la frecuencia de fractura (ff). Para las minas con características similares al caso de estudio, se consiguió la información de las medidas que tomaban para asegurar un buen resultado del talud y se compararon con las aplicadas en la mina Don Luis.

4.1 Cuantificación de pérdidas de berma

Cada polígono de explotación de la segunda pasada se subdivide en cajones, que generalmente tienen una longitud cercana a 50 [m] y pertenecen a una determinada litología. Cada cajón tendrá cerca de 10 perfiles cada 5 [m]. Con las coordenadas de las patas y crestas reales y por diseño del talud es posible calcular la pérdida de berma por descreste y deuda. Se estudiaron cuatro polígonos del análisis del banco 3692, es decir, de la berma que se encuentra en la cota 3724 (Figura 4.1).

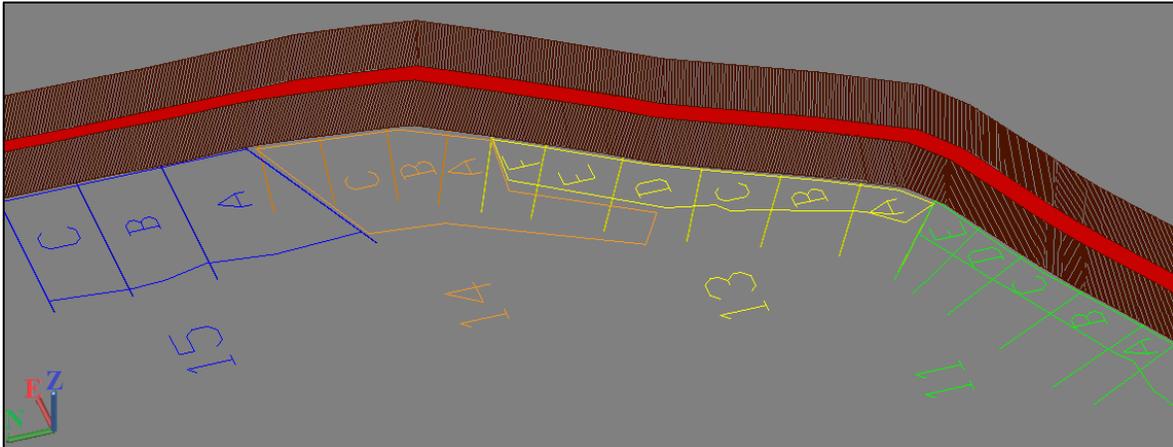


Figura 4.1: Polígonos y cajones estudiados. En rojo se observa la berma que se estudió.

La cuantificación de las pérdidas de berma se hizo por perfiles y cajones, obteniendo el resultado de cada cajón como el promedio de las pérdidas por descreste o deuda de sus perfiles.

4.2 “Análisis Comparado”

Para el “Análisis Comparado”, se seleccionaron minas cuya roca tuviera características de resistencia a la compresión uniaxial (UCS) y frecuencia de fracturas (ff) similares a las rocas más competentes (rocas con mayor resistencia y menores grados de fragmentación y alteración) de la mina Don Luis. Se buscaba que las minas comparadas tuvieran en común UCS 's sobre 150 [MPa] y ff 's menores a 3 [fracturas/m] en las rocas más competentes de sus respectivos yacimientos. En el “Análisis Comparado” se estudiaron las medidas prácticas que toman los operadores de las otras minas para asegurar un buen resultado de la berma.

4.3 Cuantificación de las desviaciones en el ciclo de P&T que condicionan el resultado de la berma

En parte del estudio se analizan las operaciones del ciclo completo de P&T, el cual presenta muchas etapas que, junto con la condición de la roca, determinan la variabilidad del resultado en el talud. El objetivo es minimizar la variabilidad reduciendo las desviaciones del proceso.

Las operaciones unitarias o condiciones que pueden perjudicar el resultado de la berma son:

- **Perforación y carguío de la segunda pasada del banco superior a la berma en zona de contorno:** Para evaluar estas desviaciones, se midieron las desviaciones en la ubicación de los pozos y sus respectivos largos perforados y cargados en las filas de tronadura amortiguada, y las de primera y segunda filas de producción. Esto porque las desviaciones de esas filas son las de mayor influencia sobre el resultado del talud.
- **Primera pasada del banco inferior a la berma en zona de contorno:** Se midieron las desviaciones en las ubicaciones de los pozos y los kilogramos de explosivos cargados en los pozos de la primera fila de tronadura amortiguada, debido a que esta es la fila de la tronadura que más implicancias tiene sobre el resultado del talud.
- **Precorte:** Se miden las ubicaciones de los collares, pero no, si los pozos se hicieron en la dirección e inclinación adecuados.
- **Cota de carguío de la pala en el contorno del talud:** Esta información no es considerada, ni medida en la mina Don Luis.
- La **condición geotécnica** es considerada en el diseño de perforación y tronadura, pero difiere de la información que se utiliza en la evaluación geomecánica.
- La **zanja de control** se mide si fue hecha o no, pero no se mide la calidad de su implementación.

5 Resultados y análisis

A continuación, se presentan los resultados del análisis de cada etapa:

5.1 Cuantificación de pérdida de berma por perfil y por cajón

Para el control de bermas se midieron las pérdidas por perfil (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**) y por cajón (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**) en la zona estudiada. La mayor parte de los perfiles tenía un ancho por diseño de 13,6 [m], por lo que la desviación máxima admisible era de 2,04 [m] ($\pm 15\%$ del ancho por diseño). Las pérdidas de berma son muy significativas (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**), 8 de los 153 perfiles cumplieron con la tolerancia admisible, lo que equivale a un 5%.

El promedio de pérdida de berma fue de 40,6%, un 34,2% por descreste y 6,4% por deuda, perdiéndose 170% más de la tolerancia del parámetro. Por lo tanto, para una berma por diseño de 13,6 [m] de ancho, se obtiene, en promedio, una berma real de 8,1 [m].

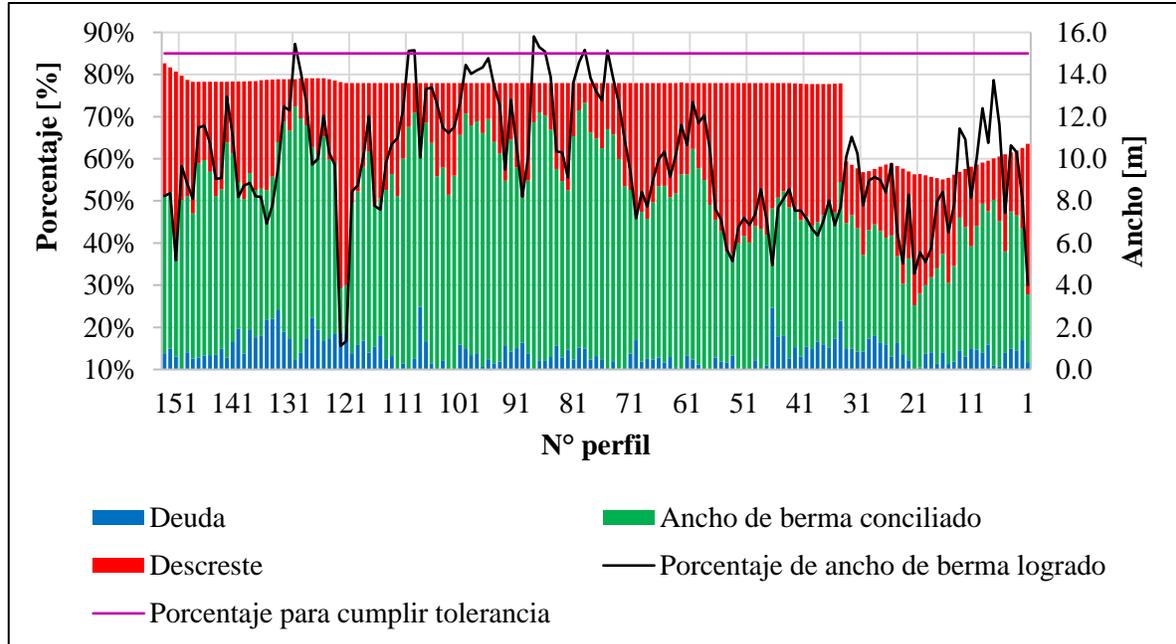


Gráfico 5.1: Pérdidas y ancho de berma, y porcentaje de berma logrado por perfil para la sección estudiada.

Tabla 5.1: Información y resultados promedios de los perfiles en cada cajón. Donde ID es Intrusivo Duro.

Información						Resultado promedio por cajón				
Polígono 3692	Cajón	Largo perfil	Litología	N° perfiles	Ancho berma diseño	Ancho de berma	Deuda	Descreste	Pérdida berma	Déficit de berma
#	-	m	-	#	m	m	m	m	m	%
15	C	51	ID	11	10.1	5.9	0.8	3.4	4.2	42%
15	B	55	ID	11	9.2	4.4	0.5	4.4	4.8	53%
15	A	55	ID	11	9.6	5.1	1.1	3.4	4.5	46%
14	C	43	Diorita	9	13.6	6.3	1.2	6.1	7.3	54%
14	B	38	Diorita	8	13.6	6.3	0.9	6.4	7.3	53%
14	A	28	ID	5	13.6	5.7	0.3	7.6	7.9	58%
13	F	34	ID	7	13.6	8.6	0.3	4.7	5.0	36%
13	E	49	ID	10	13.6	7.6	0.5	5.5	6.0	44%
13	D	50	ID	10	13.6	10.4	0.5	2.6	3.2	23%
13	C	50	ID	10	13.6	9.6	0.7	3.3	4.0	29%
13	B	50	ID	10	13.6	10.3	0.6	2.7	3.3	24%
13	A	49	ID	10	13.6	9.7	0.6	3.3	3.9	29%
11	E	38	ID	8	13.6	7.8	1.0	4.9	5.8	43%
11	D	38	ID	8	13.8	7.2	1.7	4.9	6.6	48%
11	C	50	ID	10	13.8	8.6	1.7	3.5	5.2	38%
11	B	50	ID	10	13.7	8.3	0.9	4.5	5.4	39%
11	A	27	Brecha	5	14.1	7.0	0.6	6.4	7.1	50%

5.2 “Análisis Comparado” del cuidado del talud

Se encontraron dos yacimientos comparables al caso de estudio, es decir, con UCS's sobre 150 [MPa] y ff menores a 3 [fracturas/m]. Al analizar el resumen comparativo de diseño, tolerancia y cumplimiento (Tabla 5.2), se observó que las tres minas utilizan bancos de gran altura y con altos ángulos de cara de banco, lo que coincide con la alta competencia de los yacimientos. A su vez, comparten el que cuentan con un grupo de trabajadores que se encargan del “Control Total”, presentando las mismas metas anuales. Pese a que las desviaciones aceptables del ancho de berma son similares, Andina presenta menores cumplimientos. En la tabla destaca una medida que se toma en el caso 1, que es el uso de anchos de berma y desviaciones aceptables variables, medida que permite que, para un sector menos competente, se utilice un ancho por diseño mayor, lo que permite asegurar la obtención de un ancho de berma satisfactorio.

Tabla 5.2: Diseño, tolerancia y cumplimiento de las minas estudiadas.

Caso de estudio	Comparación de diseño de bancos				
	Altura de banco	Ángulo de cara de banco	Ancho de berma	Tolerancia ancho berma	Cumplimiento del ancho de berma
	[m]	°	[m]	% o m	%
Andina	32	80	13,6	15%	10
Caso 1	(15 y 30)	(70, 72, y 80)	(8,0 a 16,5)	1, 3 y 4.0	>60
Caso 2	30	90	21	2,0	80

5.2.1 Comparación de las precauciones en la tronadura de precorte

En general, no hay grandes diferencias en el precorte (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**), usan espaciamentos cercanos a 1,5 [m], diámetros de perforación de 165 [mm] y 2 Enalines conectados de 12 [m] de largo por pozo.

Tabla 5.3: “Análisis Comparado” referente a la fila de precorte.

Caso de estudio	Fila de precorte		
	Diámetro Enaline	Razón de desacoplamiento	Distribución carguío Enaline
		[-]	
Andina	38 [mm]	4,6%	Collar 4 [m] y 4 [m] al medio
Caso 1	38 [mm]	5,0%	Collar 2 [m] y 5 [m] de fondo
Caso 2	32 [mm]	3,5%	Collar 4 [m] y 2 [m] al medio

5.2.2 Comparación de las precauciones en la tronadura amortiguada

En la(s) filas de tronadura amortiguada de la primera pasada (Tabla 5.4), Andina utiliza una fila, mientras que los casos comparados dos. Mientras que, la cantidad de energía liberada por metro cúbico de roca es mayor en Andina.

Tabla 5.4: “Análisis Comparado” referente a la (s) fila (s) de “tronadura amortiguada” de la primera pasada.

Caso de estudio	Fila(s) “tronadura amortiguada”						
	Cantidad de filas amortiguadas	Diámetro	Explosivo	Factor de energía	Energía específica	Factor de carga	“Desplazamiento”
		[mm]		[kJ/kg]	[MJ/m ³]	[g/ton]	[m]
Andina	1	270 o 311	Pirex 50 o 70	3.264 (Pirex 50) y 3207 (Pirex 70)	4.243 (Pirex 50) o 4233 (Pirex 70)	222 a 524	2 a 3,5
Caso 1	2	270	Emultex BN 1600 o Blendex 930	3.017 (Emultex) o 3.463 (Blendex 930)	3.982 (Emultex) o 3.463 (Blendex 930)	145 a 254 “tronadura amortiguada” 1 y 163 a 384 “tronadura amortiguada” 2	2 a 2,5
Caso 2	2	200	Blendex 930 e Hidrex 800	3.463 (Blendex 930)	3.463 (Blendex 930)	190	3

5.2.3 Comparación de las precauciones en la pasadura de las segundas pasadas de zonas de contorno sobre la cresta de la berma

En los pozos sobre la cresta de la berma en Andina (Tabla 5.5), se utiliza una mayor cantidad de energía por metro cúbico de roca.

Tabla 5.5: “Análisis Comparado” referente a pozos sobre la cresta de la berma.

Caso de estudio	Pozos sobre la cresta de la berma						
	Distancia a cresta pasadura negativa	Diámetro del pozo	Explosivo	Factor de energía	Energía específica	Factor de carga	Pasadura
	[m]	[mm]		kJ/kg	[MJ/m ³]	g/ton	[m]
Andina	4	270 o 311	Pirex 50 o 70	3.264 (Pirex 50)	4.243 (Pirex 50) o 4233,24 (Pirex 70)	152 a 537	-1
Caso 1	Variable	270 o 311	Blendex 930 o Blendex 950	3.463 (Blendex 930) y 3.226 (Blendex 950)	3.463 (Blendex 930) o 4258,32 (Blendex 950)	136 a 406	-1
Caso 2	2 a 4	270	Blendex 930	3.463 (Blendex 930)	3.463 (Blendex 930)	S/I	-1

5.3 Cuantificación de las desviaciones del ciclo de P&T que condicionan el resultado de la berma

Las etapas del ciclo de P&T que tienen mayores implicancias sobre el resultado del talud serán analizadas en los siguientes subcapítulos.

5.3.1 Cuantificación de las desviaciones de perforación y carguío de explosivo en la segunda pasada de contorno del banco superior a la berma

El porcentaje de pozos que se les midió su collar (Tabla 5.6) fue de 96%, mientras que el porcentaje de pozos desviados sobre 0,5 y sobre 1 [m] fueron de 67% y 34%, respectivamente (Gráfico 5.2 y Gráfico 5.3)

Tabla 5.6: Estadísticas de dispersión de las filas “tronadura amortiguada”, primera y segunda de producción por polígono. Para que un pozo se considere dentro de la tolerancia, debe tener una diferencia menor de 0,5 [m] de su posición por diseño. Donde B, 1P y 2P, son las filas de “tronadura amortiguada”, y primera y segunda de producción, respectivamente.

Información	Polígono											
	19			17			16			15		
	B	1P	2P	B	1P	2P	B	1P	2P	B	1P	2P
% de pozos medidos	95%	90%	100%	100%	97%	97%	81%	97%	97%	100%	100%	100%
% dentro de tolerancia	23%	32%	16%	40%	24%	27%	57%	3%	0%	71%	50%	62%
% desviados	78%	68%	84%	60%	76%	73%	43%	97%	100%	29%	50%	38%

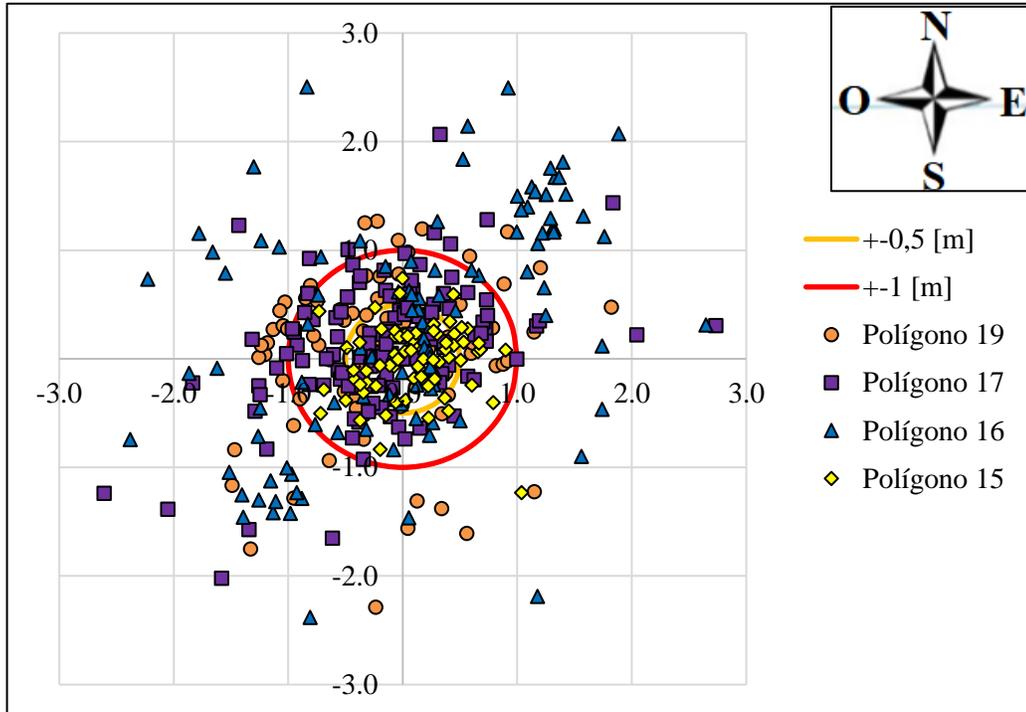


Gráfico 5.2: Desviación de collares de las filas “tronadura amortiguada”, primera y segunda de producción por polígono.

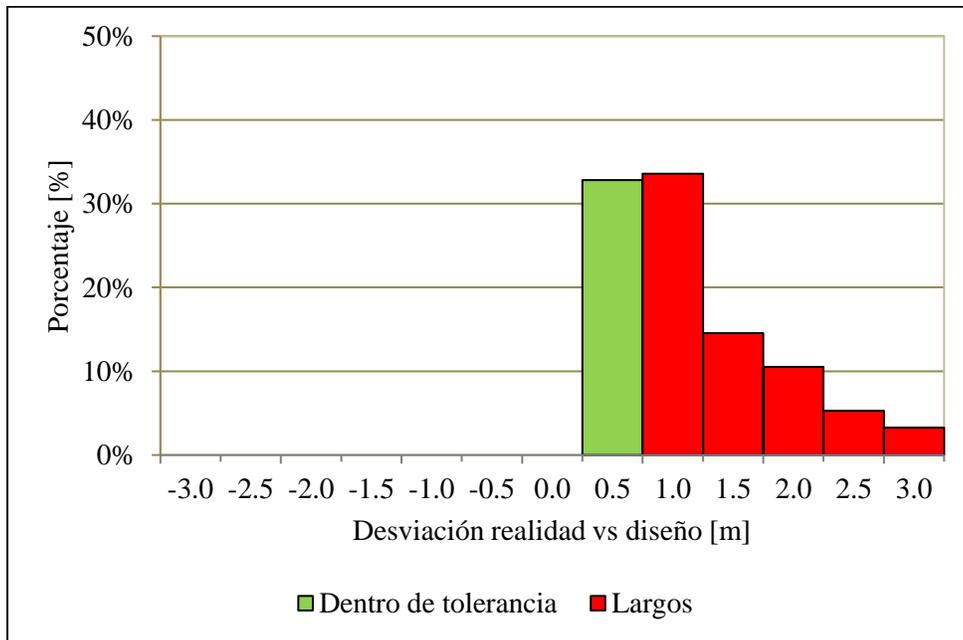


Gráfico 5.3: Histograma de desviación de collares de las filas “tronadura amortiguada”, primera y segunda de producción.

El porcentaje de pozos que se midió su largo de perforación (Tabla 5.7) fue 84%, mientras que el de los largos de carguío de explosivo (

Tabla 5.8) 97%. Los porcentajes de pozos desviados en largo de perforación sobre 0,5 y sobre 1 [m] fueron de 70% y 57%, respectivamente (Gráfico 5.4). A su vez, las mismas estadísticas para los largos de carguío fueron de 65% y 55% (Gráfico 5.5)

Tabla 5.7: *Estadísticas de desviación de largo perforado de las filas “tronadura amortiguada”, primera y segunda de producción por polígono. Para que un pozo se considere dentro de la tolerancia, debe tener una diferencia menor de 0,5 [m] de su posición por diseño. Donde B, 1P y 2P, son las filas de “tronadura amortiguada”, y primera y segunda de producción, respectivamente.*

Información	Polígono											
	19			17			16			15		
	B	1P	2P	B	1P	2P	B	1P	2P	B	1P	2P
% de pozos medidos	69%	67%	100%	98%	97%	92%	63%	77%	92%	71%	95%	100%
% tapados o cortos	0%	0%	16%	2%	6%	0%	24%	11%	26%	23%	11%	29%
% dentro de tolerancia	7%	29%	24%	10%	21%	6%	18%	22%	41%	27%	5%	29%
% largos	93%	71%	60%	88%	74%	94%	58%	67%	32%	50%	84%	43%

Tabla 5.8: *Estadísticas de desviación de largo cargado de las filas “tronadura amortiguada”, primera y segunda de producción por polígono. Para que un pozo se considere dentro de la tolerancia, debe tener una diferencia menor de 0,5 [m] de su posición por diseño. Donde B, 1P y 2P son las filas de “tronadura amortiguada”, y primera y segunda de producción, respectivamente.*

Información	Polígono											
	19			17			16			15		
	B	1P	2P	B	1P	2P	B	1P	2P	B	1P	2P
% de pozos medidos	95%	90%	100%	98%	100%	95%	S/I	S/I	S/I	100%	100%	95%
% tapados o cortos	3%	0%	8%	0%	6%	0%	S/I	S/I	S/I	23%	10%	30%
% dentro de tolerancia	3%	53%	92%	10%	0%	17%	S/I	S/I	S/I	58%	15%	65%
% largos	95%	47%	0%	90%	94%	83%	S/I	S/I	S/I	19%	75%	5%

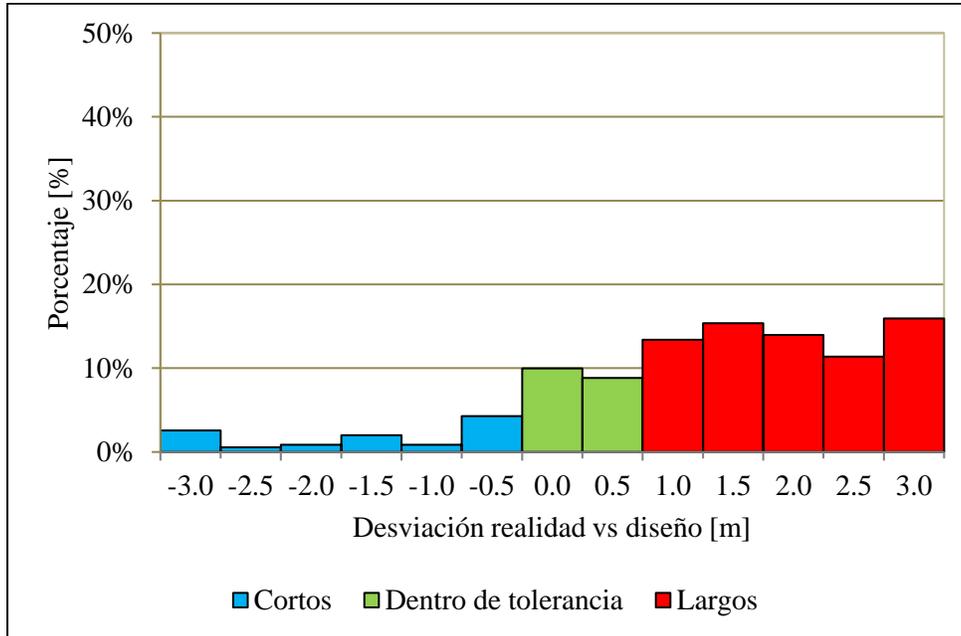


Gráfico 5.4: Histograma de desviación de los largos de perforación de las filas “tronadura amortiguada”, primera y segunda de producción.

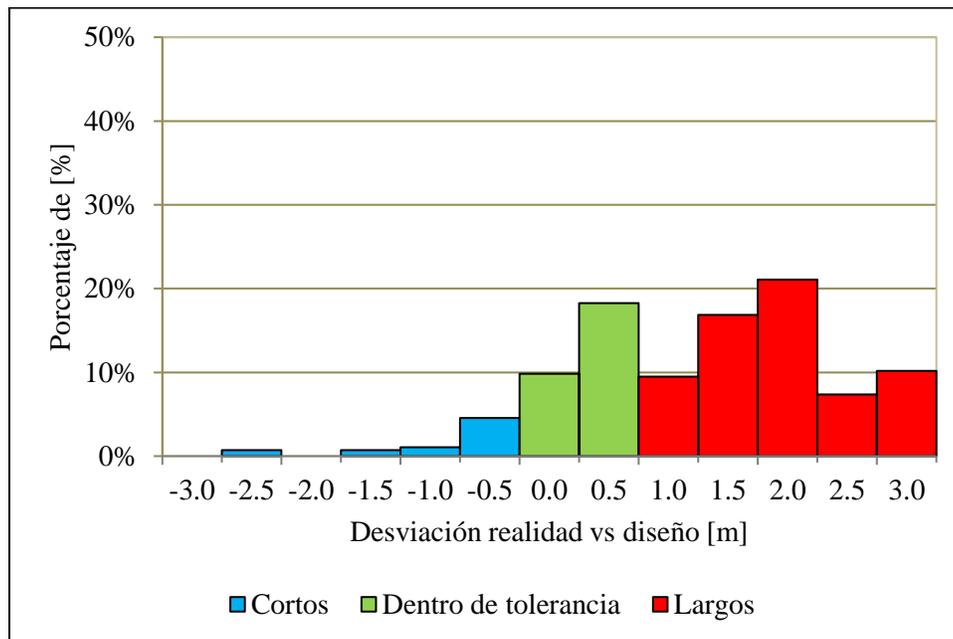


Gráfico 5.5: Histograma de desviación de los largos de carguío de explosivo de las filas “tronadura amortiguada”, primera y segunda de producción.

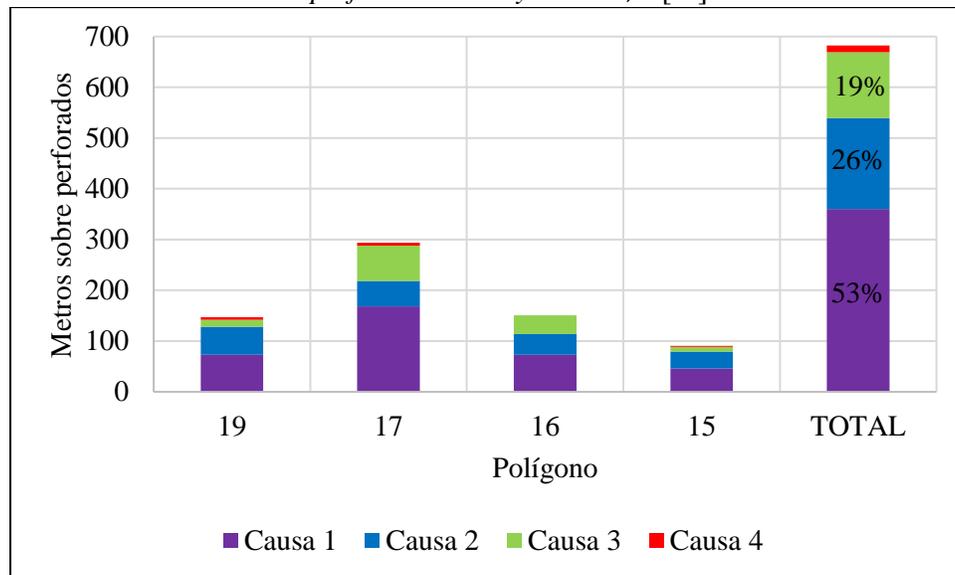
5.3.1.1 Cuantificación de desviaciones de largos de perforación por causa

Las cuatro causas de desviaciones en los largos de los pozos son:

1. Que los largos de perforación no sean de acuerdo con el diseño de perforación y tronadura actualizado.
2. Que no se perfore lo que se indica en la planilla de perforación.
3. Que la estimación de la elevación del collar no coincida con la realidad.
4. Que no se cargue la cantidad de explosivo señalado en la planilla de carguío.

Para reconocer cual era la principal fuente de desviación, se cuantificaron por polígono y de forma total cada una de estas (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**), observándose que la principal desviación se debe a la no aplicación de la última versión del diseño de perforación y tronadura, representando más del 50% de los metros sobre perforados y, en promedio, 0,9 [m/pozo]. Luego, el que no se respete el largo de la planilla de perforación y que la estimación de la elevación del collar no coincida con la realidad, provocan en promedio, 0,3 [m/pozo] y 0,4 [m/pozo], respectivamente, sumando 0,7 [m/pozo]. La desviación promedio de los polígonos estudiados es de más de 1,5 [m/pozo].

Gráfico 5.6: Desviaciones de largo de pozos por polígono según causa. Se sumaron todas las sobre perforaciones mayores a 0,0 [m].



Cuando no se perfora lo que se indica en la planilla de perforación se puede deber a:

- Descalibración del equipo o falta de señal.
- La condición del terreno dificulta el proceso de perforación en condiciones óptimas.
- El operador no respeta lo que dice la planilla.

Los equipos de perforación navegan en Modular, que es un sistema donde se cargan las mallas de perforación y permiten que el operador pueda saber dónde ubicarse y hasta que profundidad hacer el pozo. Cuando hay problemas de señal, el operador debe perforar con marcas a piso y el largo del pozo se mide con el profundímetro del equipo (Aquila), el que actualmente no está calibrado. Por lo tanto, es necesario que se consiga que toda la mina tenga acceso a la señal de Modular y que el equipo se encuentre calibrado, para asegurar que se perfora el largo por diseño

5.3.1.2 Cuantificación de desviaciones de largos de perforación por fila

De las desviaciones por fila de tronadura (Gráfico 5.7), se observa que a medida que se está más cerca de la pared, mayores son las desviaciones en el largo.

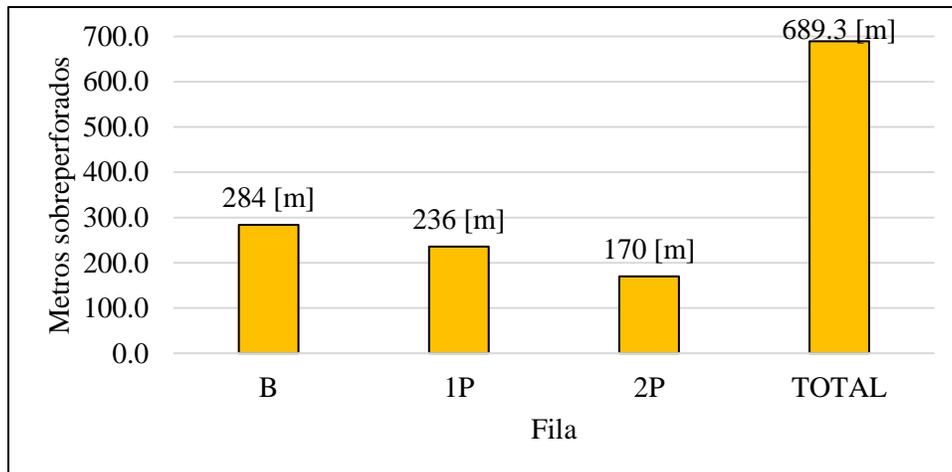


Gráfico 5.7: Desviaciones de largo de pozos por polígono según causa. Se sumaron todas las sobre perforaciones mayores a 0,0 [m].

5.3.2 Cuantificación de desviaciones de perforación y carguío de explosivo en la primera pasada de contorno del banco inferior a la berma

El porcentaje de pozos que se midió su collar (Tabla 5.9) fue de 99%, mientras que el porcentaje de pozos desviados sobre 0,5 y sobre 1 [m] fueron de 60% y 9%, respectivamente (Gráfico 5.8 y Gráfico 5.9)

Tabla 5.9: Estadísticas de dispersión de la fila “tronadura amortiguada” por polígono. Para que un pozo se considere dentro de la tolerancia, debe tener una diferencia menor de 0,5 [m] de su posición por diseño. Donde B es la fila de “tronadura amortiguada”.

Información	Polígono				
	16	15	14	13	4
	B	B	B	B	B
% de pozos medidos	100%	93%	100%	100%	100%
% dentro de tolerancia	25%	14%	12%	23%	90%
% desviados	75%	86%	88%	77%	10%

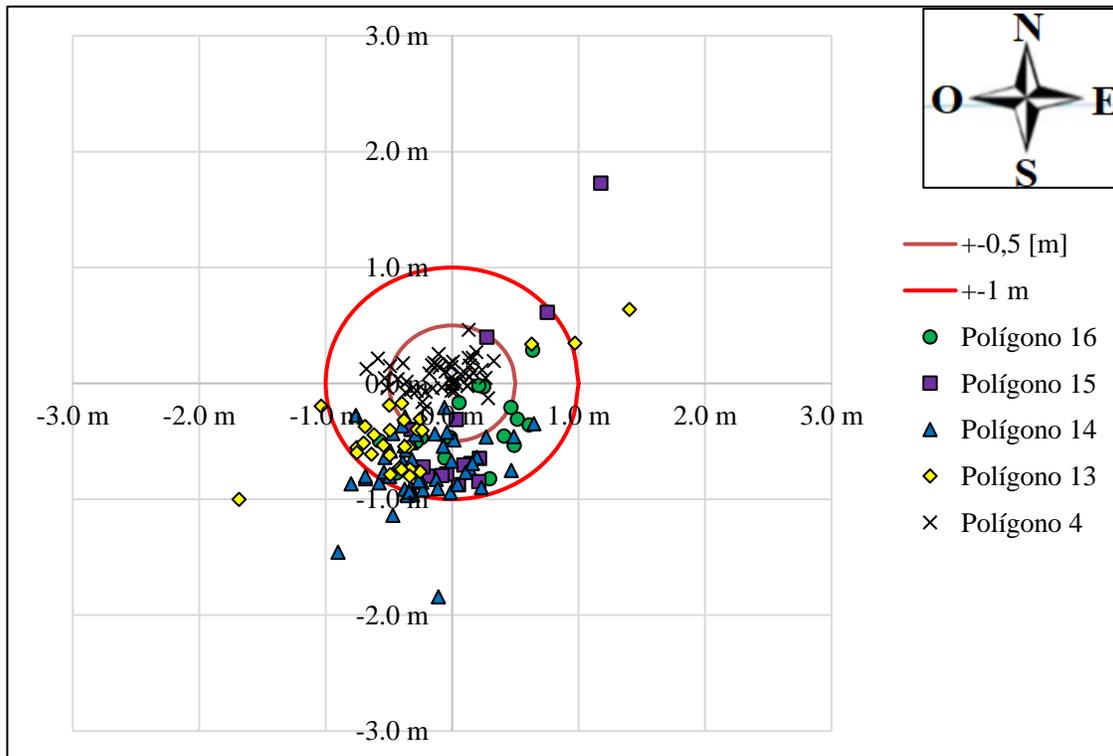


Gráfico 5.8: Desviación de collares en fila “tronadura amortiguada” por polígono.

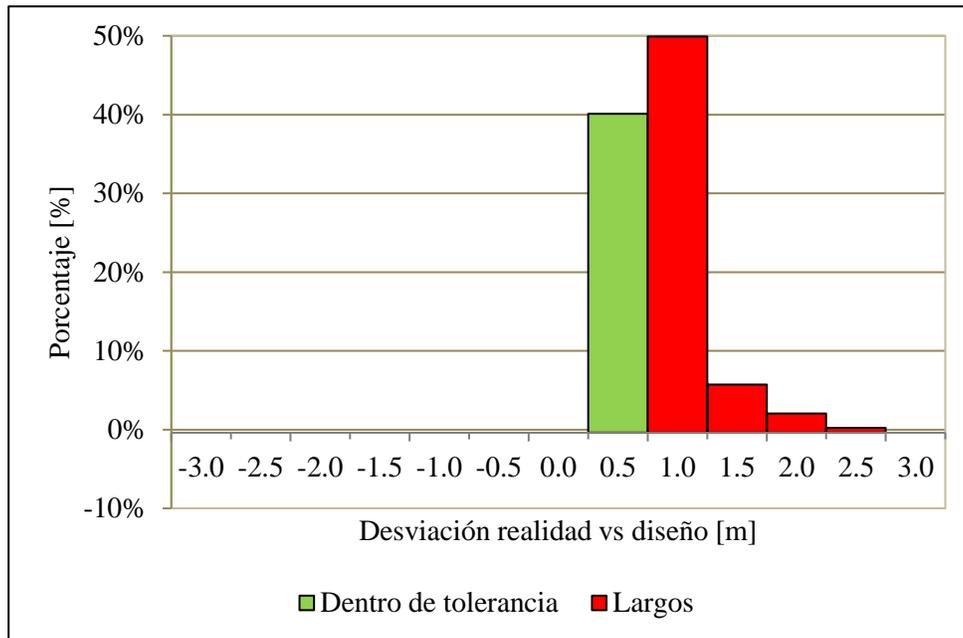


Gráfico 5.9: Histograma de desviación de collares en la fila “tronadura amortiguada”.

Los pozos de “tronadura amortiguada” de los polígonos a cierre de las primeras pasadas son los más cercanos a la cresta del talud, por lo que es fundamental que no se carguen más de lo que indica el diseño de perforación y tronadura. Para comprobar esto, se compararon los kilogramos que se debían cargar en cada pozo con los que realmente se cargaron. Se hicieron las siguientes correcciones:

- Para los pozos cortos, la cantidad de explosivo debía ser de acuerdo con su largo.
- Para los pozos largos, la cantidad de explosivo debía ser la misma que se debe cargar en un pozo que se perforo en su largo de diseño.

En el *Gráfico 5.10* se observa la relación significativa entre los kilogramos que se cargaron y los que se debía cargar, lo que denota una buena implementación del diseño de perforación y tronadura. Esto es corroborado con el coeficiente de correlación (R^2), el cual es muy cercano a 1, lo que es indicativo del buen ajuste que presentan los datos a una regresión lineal.

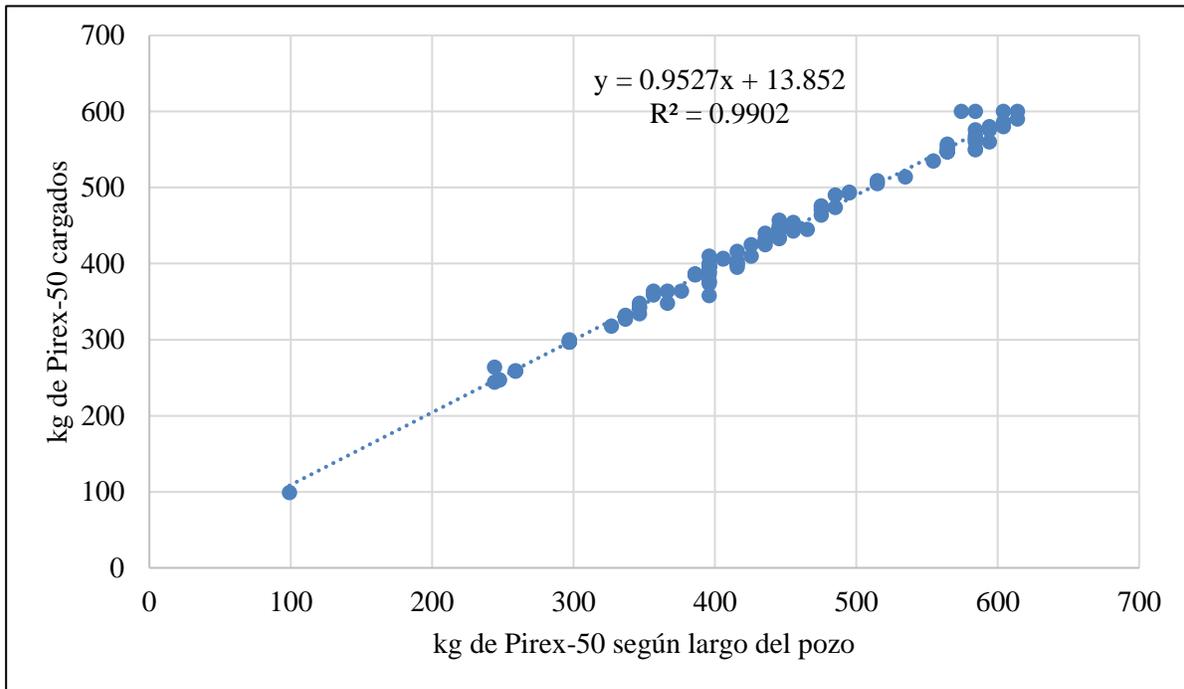


Gráfico 5.10: *Kilogramos de Pirex-50 cargados vs los que se debían cargar de acuerdo con el diseño P&T.*

6 Conclusiones

En el tajo Don Luis se cumple el criterio corporativo. El único parámetro de la evaluación geomecánica que no presenta resultados satisfactorios es el que mide el ancho de la berma. En la sección estudiada, 5% de los perfiles cumplieron con la tolerancia, mientras que la pérdida de berma promedio fue de 40,6%. Los resultados de la berma muestran la urgencia de tomar medidas para la mejora de éstos.

Del “Análisis Comparado”, se concluyó que en el caso de estudio se toman menos resguardos para asegurar un buen resultado del talud, lo que se ve reflejado en que las filas de pozos más cercanas a éste usan explosivos más energéticos en diámetros de perforación mayores, lo que implica una mayor cantidad de energía liberada, que se traducirá en una peor calidad del talud. A su vez, los otros yacimientos obtienen resultados satisfactorios.

A partir de las desviaciones del ciclo de P&T, se observó que las etapas o no son medidas o disponen de información parcial. De lo analizado, se pudo concluir que las desviaciones en la ubicación y largo de los pozos oscila entre 60 y 70% desviado más de 0,5 [m], y el carguío de explosivo se realiza de acuerdo con el diseño de PyT.

Se pudo observar que hay operaciones unitarias y condiciones, que tienen una implicancia en el resultado del talud, que no son consideradas, como:

- Precorte
- Cota de carguío de la pala en el contorno del talud
- Zanja de control

7 Recomendaciones

Se recomienda cambiar las ponderaciones de los parámetros del factor de diseño, aumentando la ponderación del ancho de berma. Con tal de que sea estrictamente necesario que se cumpla la tolerancia del ancho de la berma para que se cumpla el criterio corporativo.

Se recomienda incorporar las medidas exitosas que toman las minas comparadas, las que se pueden adecuar al tajo Don Luis de la siguiente manera:

- Modificar el diseño de perforación y tronadura:
 - Aumentando la cantidad de filas de “tronadura amortiguada” de una a dos.
 - Haciendo estricto el uso de las perforadoras de producción de menor diámetro (270 [mm]), para los pozos que se hayan en el contorno del talud (filas de “tronadura amortiguada” y pozos sobre la cresta de la berma)
- Acelerando la adquisición de un explosivo menos energético, como el “Panfex WP” (ver Anexos 9.1).

Se recomienda reducir las desviaciones del ciclo de P&T, realizando lo siguiente:

- Aumentando la cobertura de la señal de las perforadoras.
- Calibrando el profundímetro de las perforadoras.
- Capacitando a los operadores en la importancia de respetar las planillas de perforación.
- Medir la implementación de los diseños de PyT en las planillas de perforación.

Se recomienda incorporar índices que permitan evaluar cada proceso unitario, los que deben tener metas que deben ser evaluadas periódicamente con el fin de conseguir un mejoramiento continuo del proceso. La medición puede hacerse de la siguiente manera:

- Precorte: Midiendo la dirección y inclinación de los pozos.
- Cota de carguío de la pala en el contorno del talud: Medir esta coordenada antes de hacer la entrega de patio desde el área de Operaciones a Geomecánica, y si está desviada sobre 0,5 [m] no recibirla hasta que mejore la condición.
- Zanja de control: Medir no solo si se hizo o no, sino que la calidad de ésta.

8 Referencias

Codelco (sf). *Carta de valores de Codelco*. Chile

Enaex S.A (s.f). *Manual de tronadura de Enaex S.A.*

Ferrada C. (2004). *Mejora Continua de Sistemas de Gestión*. Santiago, Chile.

Hollnagel E. (2008). *Functional Resonance Analysis Method*.

Ingeol. (2017). *Racionalización de las operaciones de perforación y tronadura, Mina Tajo Abierto*. Los Andes, Chile.

Montolio J. (2013). *Conseguir la Excelencia en las Operaciones*. España.

Santander C. (2019). *Evaluación de estabilidad geomecánica*. Los Andes, Chile.

Zarate A. (2019). *Distribución de unidades litológicas en fase 5 DS*. Comunicación personal.

9 Anexos

9.1 Prueba de “Panfex WP”

En diciembre del 2018 se hizo la prueba del explosivo “Panfex WP” en 5 pozos de la fila de “tronadura amortiguada” en diámetro 311 [mm] (Figura 9.1). El objetivo principal era poder comprobar el comportamiento de éste, como explosivo de control del talud. Se controló la densidad y la velocidad de detonación, adicional a registros fotográficos y videos.

Los comentarios de la prueba fueron:

- El producto logró llegar a la densidad esperada.
- Respecto a la velocidad de detonación de los dos pozos, se obtuvo un promedio de 4906 m/s.
- El replanteo de topografía permitió observar la no formación ni de patas ni de sobre excavaciones en el sector que se hizo la prueba (Figura 9.2).



Figura 9.1: Imagen captada al momento de la tronadura.

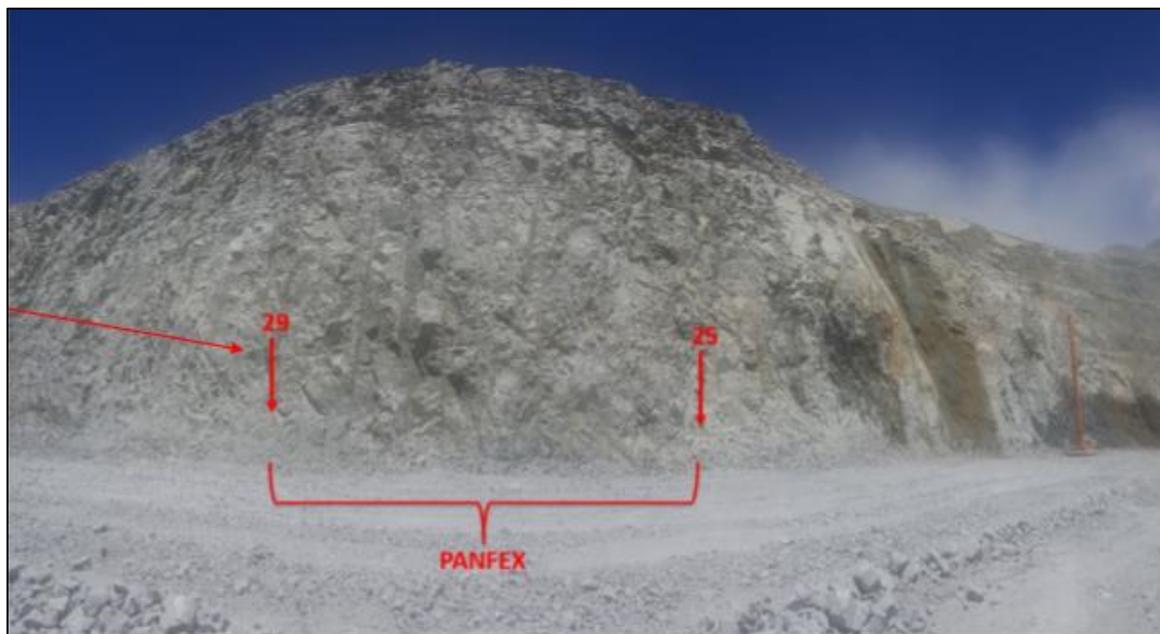


Figura 9.2: Pared obtenida con el uso del explosivo “Panfex WP”.

9.2 Ubicación de la primera fila de producción de las segundas pasadas de contorno respecto de la cresta real de la berma en el sector estudiado

El grupo litológico predominante en la fase en explotación es el Intrusivo Duro (Figura 2.5). El diseño de tronadura de este grupo litológico, dependiendo de su ff, presentará un burden de 6 [m] y un desplazamiento de 2,5 o 3 [m], dependiendo del diámetro de perforación. Esto implica que la primera fila de producción de las segundas pasadas de contorno se ubica, por diseño, de 8,5 a 9,0 [m] de la pata del banco. A su vez, para el sector estudiado, el descreste promedio para un ancho de berma de 13,6 [m] es de 4,7 [m], lo que implica que la cresta se hallará, en promedio, a 8,9 [m] de la pata del banco. Esto implica que la primera fila de producción por diseño se haya de 0,1 a 0,4 [m] de la ubicación promedio de la cresta real de la berma (Figura 9.3)

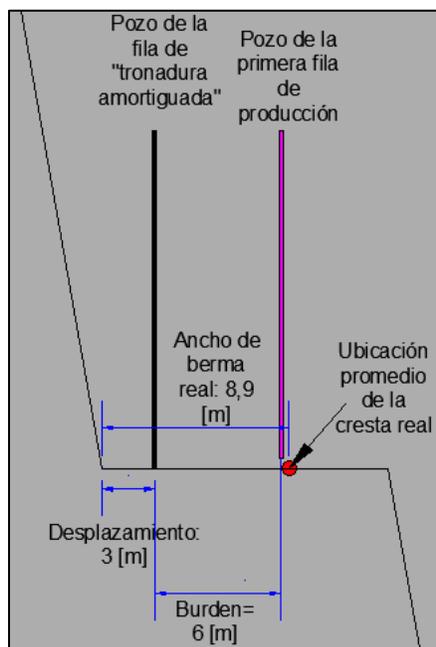


Figura 9.3: Ubicación de la primera fila de producción de las segundas pasadas de contorno respecto a la cresta real del banco, para un desplazamiento de **3 [m]**.

En los perfiles estudiados 50 de las 153 crestas reales se hallaban a una distancia menor a 1 [m] de la línea de pozos de la primera de producción. Esta significativa cantidad de crestas reales cercanas al diseño y la distancia entre la cresta real promedio del talud y la fila de pozos de la primera de producción sugiere que esta fila puede ser una causa del descreste de la berma

9.3 Uso de diámetros de las perforadoras de producción en el tajo Don Luis

En la mina Don Luis se cuenta con dos perforadoras de diámetro 270 [mm] y tres de 311 [mm]. La metodología que se utiliza es diseñar las mallas de perforación para ambos diámetros, y, al momento de perforar, se utiliza la perforadora con la que se disponga (Figura 9.4). Esta metodología difiere de la utilizada por las minas con las que se hizo el “Análisis Comparado”, donde el diámetro de perforación más pequeño se utiliza de forma estricta para los pozos más cercanos al talud.

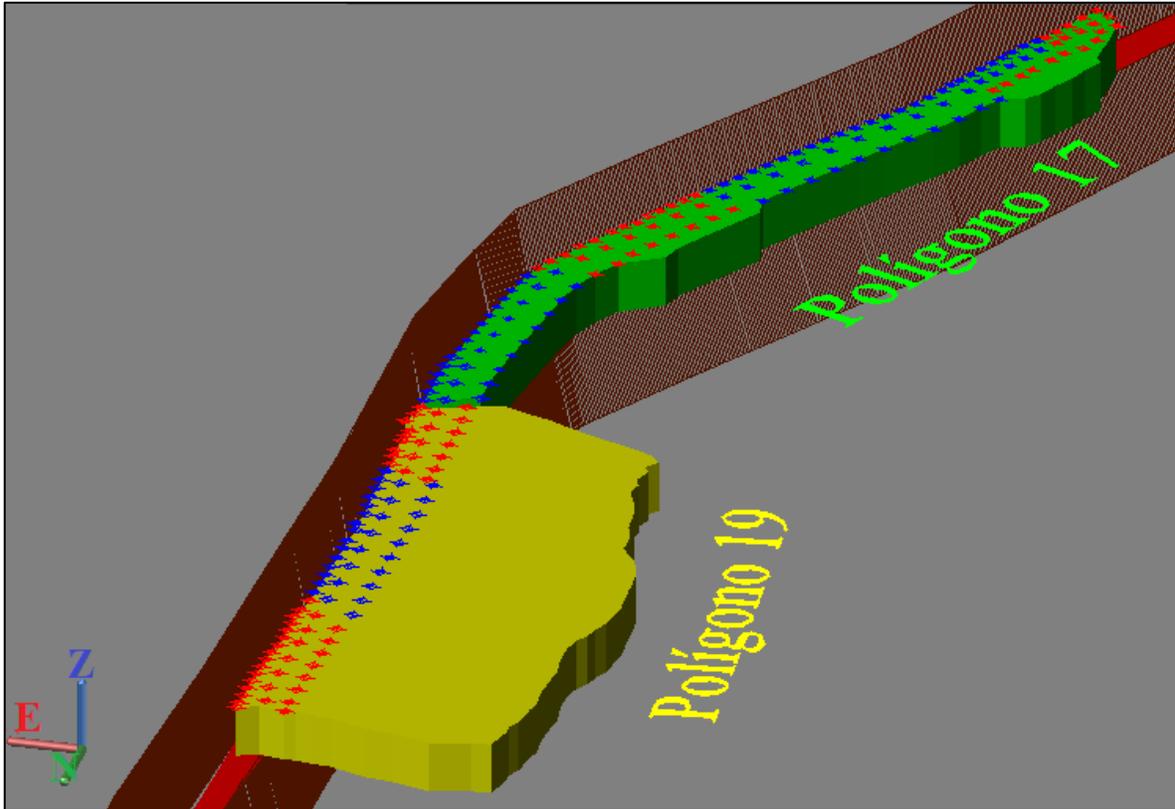


Figura 9.4: Collares de los diámetros de perforación de los polígonos 17 y 19 de la pasada 3724.
En azul diámetros de 270 [mm] y en rojo de 311 [mm].

9.4 Cota promedio de carguío de la pala por cajón

Al promediar las cotas de carguío de las palas por cajón se observa que se desvían significativamente de su diseño (Tabla 9.1 Tabla 9.1), esto piso sub o sobre cargado puede deberse a un resultado ineficiente de la tronadura o a una mala operación en el carguío de la pala.

Tabla 9.1: Información respecto a la cota de carguío por cajón en el contorno del talud. Por diseño las palas debían cargar a **3708 [msnm]**.

Cajón	Cota de carguío [msnm]
15-C	3708,6
15-B	3709,0
15-A	3708,8
14-C	3708,1
14-B	3708,1
14-A	3709,4
13-F	3709,1
13-E	3707,8
13-D	3707,3
13-C	3707,3
13-B	3707,9
13-A	3707,9
11-E	3707,8
11-D	3707,9
11-C	3707,7
11-B	3708,5
11-A	3708,5