

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE CATAMARCA  
FACULTAD DE TECNOLOGIA Y CIENCIAS APLICADAS  
INGENIERIA DE MINAS**



**TRABAJO FINAL**

**“Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea  
para cámaras de producción”**

ALUMNO: Carreño, Carlos Ariel

M.U.Nº:01111

DIRECTORA: Ing. Caletti, Claudia

Co-DIRECTORA: Ing. Gutierrez, Karen

**ABRIL 2025**

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

## **DEDICATORIA**

A mi madre Silvina, mis hermanos Ximena y Gonzalo por su apoyo, fortaleza y acompañamiento en todo momento, guiándome en este largo camino para llegar a cumplir con mi objetivo.

A mi padre Pedro tu recuerdo vivirá siempre en mi corazón, mi ángel protector y guía en cada instante de mi vida.

Mis abuelos que desde el cielo se sentirán orgullosos.

A toda mi familia por estar siempre, por alentarme constantemente y su apoyo incondicional.

A todos mis amigos y compañeros que formaron parte en esta etapa de mi vida, compartiendo horas de estudio y momentos inolvidables.

CARREÑO CARLOS

## **AGRADECIMIENTOS**

A dios, a la virgen del valle y a Santa Barbara por guiar, iluminar y proteger mi camino durante todos estos años, dándome fuerzas para no bajar los brazos y nunca abandonarme en los momentos difíciles.

A mi madre y hermanos quienes son mis pilares fundamentales y participes de este logro.

A mi padre y mis abuelos quienes desde el cielo seguramente comparten mi felicidad de la finalización de esta etapa.

Para toda mi familia, gracias por el apoyo incondicional e interminable, gracias por su paciencia durante todos estos años.

A mi directora de trabajo final, Ingeniera Claudia Caletti, por guiarme y ser un apoyo constante y fundamental para lograr concluirlo.

A mi Co-Directora Ingeniera Karen Gutierrez por su predisposición durante la realización del trabajo final, brindándome su experiencia, conocimiento, consejos y amistad.

A la Facultad de tecnología y Ciencias Aplicadas perteneciente a la Universidad Nacional de Catamarca, la cual fue mi segunda casa durante toda esta etapa y facilitarme las herramientas necesarias para ser futuro profesional.

A cada uno de los docentes de la carrera de Ingeniería de Minas por brindar sus conocimientos y por tener siempre palabras de aliento y motivación.

A los Ingeniero Gerardo fuentes, Javier Saracho y al Doctor Fernando torres por su predisposición constante a lo largo de la carrera compartiendo sus conocimientos y experiencias, además de brindar clases de consultas las veces que sean necesarias para diferentes finales.

Al personal administrativo y no docente de la Facultad de Tecnología, por haberme facilitado en más de una situación el paso por esta casa de altos estudios, en especial a la Lic. Natalia Fernandez, Claudia Buenader y la Lic. Miriam Cisterna.

A mis compañeros y amigos de la facultad y del trabajo que tuve la suerte de conocer a lo largo de los últimos años, que en gran medida colaboraron en mi formación, no solo a nivel académico, sino también personal. A la agrupación de estudiantes de Ingeniera de Minas (A.E.I.M.) que estuvo presente siempre desde el inicio.

**¡ MUCHAS GRACIAS !**

## INDICE DE CONTENIDO

RESUMEN .....	12
CAPÍTULO 1 .....	13
INTRODUCCIÓN .....	13
1.1 Objetivo general: .....	14
1.2 Objetivos específicos: .....	14
1.3 Limitaciones: .....	14
1.4 Generalidades .....	15
1.4.1 Ubicación geográfica del Yacimiento: .....	15
1.4.2 Geología.....	15
1.4.3 Tipo de Yacimiento .....	17
1.4.4 Mineralización en el área: .....	18
1.5 Aspectos operativos de la mina .....	18
1.5.1 Método de Explotación.....	18
1.5.2 Descripción del proceso de planta: .....	20
CAPÍTULO 2 .....	22
MARCO TEÓRICO .....	22
2.1 Definiciones:.....	22
2.2 Método Sublevel Stopping .....	23
2.2.1 Principios.....	23
2.2.2 Desarrollo .....	23
2.2.3 Perforación de producción .....	24
2.2.4 Voladura de producción .....	24
2.2.5 Extracción y transporte del mineral.....	25
2.2.6 Fortificación .....	25
2.2.7 Innovaciones tecnológicas .....	25

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

2.2.8 Relleno de cámaras .....	25
2.2.9 Aspectos económicos .....	26
2.2.10 Ventajas del método de explotación .....	26
2.2.11 Desventajas del método de explotación .....	26
2.3 Método vertical cráter retreat (VCR) .....	26
2.3.1 Descripción general .....	26
2.3.2 Seguridad del método V.C.R. ....	28
2.3.3 Longitud del desarrollo con el método V.C.R. ....	28
2.3.4 Sección del desarrollo .....	28
2.3.5 Flexibilidad en cuanto a cambio de rumbo e inclinación .....	28
2.3.6 Control de vibraciones .....	29
2.3.7 Ventajas del método V.C.R.....	29
2.3.8 Desventajas.....	29
2.4 Método de cuele de taladros vacíos .....	29
2.4.1 Ventajas .....	31
2.5 Explosivos .....	31
2.5.1 Propiedades físicas de los explosivos .....	32
2.5.2 Mecánica de rotura de rocas.....	34
2.5.3 Clasificación de los explosivos.....	36
2.5.4 Evaluación de voladura.....	38
2.6 Evaluación económica .....	39
2.6.1 Cálculo del Valor Actual Neto (VAN).....	39
2.6.2 Interpretación del VAN: .....	39
2.6.3 Consideración para determinar el VAN: .....	39
<b>CAPÍTULO 3 .....</b>	<b>40</b>
<b>ESTUDIO DEL CICLO ACTUAL DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA DE PRODUCCIÓN.....</b>	<b>40</b>
3.1 Ciclo de construcción de chimenea de producción.....	40

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

3.1.1 Desarrollo de labores horizontales .....	40
3.1.2 Colocación de marca por el área de topografía de mina .....	40
3.1.3 Instalación de los servicios .....	41
3.1.4 Perforación .....	42
3.1.5 Colocación de flejes .....	45
3.1.6 Relevamiento y determinación de la secuencia de encendido: .....	46
3.1.7 Colocación de los tacos inferiores .....	49
3.1.8 Procedimiento de carga .....	49
3.1.9 Colocación del taco superior .....	50
3.1.10 Amarre de conectores al cordón detonante .....	50
3.1.11 Voladura de la chimenea .....	52
3.1.12 Ventilación .....	53
3.1.13 Extracción o limpieza de la chimenea: .....	53
3.2 Ultimo evento de la construcción de chimenea (Conexión) .....	53
3.3 Tabla resumen del ciclo de construcción de chimenea actual .....	55
<b>CAPÍTULO 4 .....</b>	<b>56</b>
<b>PARÁMETROS DE EFICIENCIA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA .....</b>	<b>56</b>
4.1 Determinación de consumo de acero .....	56
4.2 Tiempo disponible para la construcción de chimenea .....	56
4.3 Tiempo promedio para la perforación de un taladro .....	57
4.4 Desviación de taladros .....	58
4.4.1 Los factores que influyen en la desviación de taladros son: .....	58
4.4.2 Valores de desviación de chimenea actual .....	59
4.4.3 Valores de desviación de chimenea propuesta .....	61
4.5 Determinación de consumo de explosivo .....	62
<b>CAPÍTULO 5 .....</b>	<b>64</b>
<b>PROPUESTA DE DISEÑO ALTERNATIVO DE CHIMENEA .....</b>	<b>64</b>
5.1 Calidad del macizo rocoso .....	64

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

5.1.1 Modelo estructural.....	64
5.1.2 Evaluación del macizo rocoso.....	64
5.1.3 Parámetros geométricos .....	67
5.2 Diseño de la nueva malla empleando el método Holmberg .....	67
5.2.1 Cálculo del diámetro equivalente .....	67
5.2.2 Cálculo de burden .....	67
5.3 Explosivos y accesorios empleado para carga de fondo y columna .....	72
5.4 Resumen del ciclo de construcción de chimenea propuesta.....	73
5.5 Análisis de tiempo de construcción.....	74
<b>CAPÍTULO 6 .....</b>	<b>75</b>
<b>ANÁLISIS DE COSTOS.....</b>	<b>75</b>
6.1 Determinación de costo para chimenea actual.....	75
6.2 Determinación de costo para chimenea propuesta .....	76
6.3 Análisis comparativo de costos.....	77
6.4 Cálculo del Valor Actual Neto (VAN) del proyecto.....	77
<b>CAPÍTULO 7 .....</b>	<b>79</b>
<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>79</b>
<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>80</b>
<b>CAPÍTULO 8 .....</b>	<b>81</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>81</b>
<b>ANEXOS I “PLANOS” .....</b>	<b>82</b>
<b>ANEXO II “CATÁLOGO DE EQUIPO” .....</b>	<b>90</b>
<b>ANEXO III “PLANILLA CONTROL DE PERFORACIÓN”.....</b>	<b>94</b>
<b>ANEXO IV “PLANILLA DE CONTROL DE CARGA Y VOLADURA EN LABOR VERTICAL ” .....</b>	<b>95</b>
<b>ANEXO V “ESPECIFICACIONES TECNICAS DE EXPLOSIVOS” .....</b>	<b>96</b>

## INDICE DE FIGURAS

FIGURA N°1: ÁREA DEL EMPLAZAMIENTO DE LA MINA. PROVINCIA GEOLÓGICA MACIZO DEL DESEADO.....	15
FIGURA N°2: UBICACIÓN DEL DISTRITO EN EL MARCO DE LA PATAGONIA Y SUS RESPECTIVAS PROVINCIAS GEOLÓGICAS.....	16
FIGURA N°3: REFERENCIA Y ALTERACIONES GEOLÓGICAS.....	17
FIGURA N°4: ESQUEMA MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL STOPING.....	19
FIGURA N°5: ESQUEMA DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL RETRIEVE.....	20
FIGURA N°6: DIAGRAMA DE PLANTA DE PROCESOS.....	21
FIGURA N°7: VISTA ESQUEMÁTICA DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	23
FIGURA N°8: CHIMENEA CONSTRUIDA UTILIZANDO MÉTODO VCR.....	27
FIGURA N°9: ESQUEMA DE VOLADURA EN CHIMENEA CON EL MÉTODO VCR.....	27
FIGURA N°10: SISTEMA DE CIERRE DE LOS BARRENOS.....	28
FIGURA N°11: DIAGRAMA DE ENCENDIDO EN CHIMENEA DE TIROS LARGOS.....	30
FIGURA N°12: ESQUEMA DE MÉTODO DE CUELE CON TALADROS LARGOS.....	31
FIGURA N°13: TIPO DE REACCIÓN EN FUNCIÓN DE LA CINÉTICA QUÍMICA.....	32
FIGURA N°14: MECANISMO DE ROTURA DE ROCA.....	35
FIGURA N°15: MECÁNICA DE ROTURAS.....	36
FIGURA N°16: VISTA EN PLANTA DE NIVEL CON DESARROLLO HORIZONTALES PRINCIPALES Y UBICACIÓN DE CHIMENEA.....	40
FIGURA N°17: VISTA EN PLANTA DEL NIVEL SUPERIOR DE GRADIENTE CON EJES DE REFERENCIA.....	41
FIGURA N°18: VISTA LONGITUDINAL DE GALERÍA BASAL CON CLAVOS EN HASTIAL A NIVEL GRADIENTE (NV475).....	41
FIGURA N°19: PORTADA DE DISEÑO DE PERFORACIÓN DE CHIMENEA ENTREGADO A OPERACIONES.....	42
FIGURA N°20: DISEÑO GEOMÉTRICO DE LA CHIMENEA ACTUAL.....	42
FIGURA N°21: TALADROS DE CHIMENEA RELEVADO POR TOPOGRAFÍA CON LONGITUDES REALES.....	47
FIGURA N°22: VISTA EN PLANTA DEL NIVEL DE CARGA CON LOS COLLARES DE LA CHIMENEA ACTUAL.....	48
FIGURA N°23: ESCANEO DE PRIMER EVENTO CON TALADROS RELEVADOS A LONGITUD.....	54
FIGURA N°24: ESCANEO DE CHIMENEA DONDE SE VISUALIZA SU CONEXIÓN.....	54
FIGURA N°25: DESVIACIÓN DE TALADROS SEGÚN HERRAMIENTA DE PERFORACIÓN.....	59
FIGURA N°26: MODELO ESTRUCTURAL CON SÓLIDO DE MINADO DONDE SE UBICA LA CHIMENEA PROPUESTA.....	64
FIGURA N°27: ESQUEMA DE MINADO - CAJA PISO.....	65
FIGURA N°28: ESQUEMA DE MINADO- MINERALIZACIÓN.....	65
FIGURA N°29: ESQUEMA DE MINADO – CAJA PISO.....	66
FIGURA N°30: DISEÑO DE CHIMENEA PROPUESTA.....	68
FIGURA N°31: VISTA EN PLANTA DE DISEÑO DE CHIMENEA Y LAS FILAS DE PERFORACIÓN.....	68

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

FIGURA N°32: COMPARACIÓN DE TALADROS RELEVADOS CON RESPECTO AL DISEÑO (FILA CH3) .....	69
FIGURA N°33: VISTA EN PLANTA DEL NIVEL DE CARGA DE CHIMENEA PROPUESTA .....	70
FIGURA N°34: DISTRIBUCIÓN DE CARGA DE FONDO Y COLUMNA .....	71
FIGURA N°35: VISTA LONGITUDINAL Y PERFIL DE CHIMENEA ESCANEADA Y COMUNICADA .....	72

## INDICE DE TABLAS

TABLA N°1: SECUENCIA DE VOLADURA CON LONGITUD REAL Y DIÁMETRO DE PERFORACIÓN DE LA CHIMENEA ACTUAL	48
TABLA N°2: RESUMEN DE TIEMPO DE LAS ACTIVIDADES PARA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA ACTUAL	55
TABLA N°3: RESUMEN DE CONSUMO DE ACERO	56
TABLA N°4: HORARIO DE INGRESO Y SALIDA PARA CADA TURNO	56
TABLA N°5: TIEMPOS DE LAS ACTIVIDADES TOTALES DE UN TURNO DE TRABAJO EN CONDICIONES NORMALES.	57
TABLA N°6: TIEMPO PROMEDIO DE PERFORACIÓN DE UN TALADRO	57
TABLA N°7: VALORES DE DESVIACIÓN DE LOS TALADROS – CHIMENEA ACTUAL	60
TABLA N°8: VALORES DE DESVIACIÓN DE LOS TALADROS	61
TABLA N°9: A PARTIR DEL ÍNDICE RQD, PODEMOS CLASIFICAR LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO	65
TABLA N°10: A PARTIR DEL ÍNDICE RQD, PODEMOS CLASIFICAR LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO	66
TABLA N°11: A PARTIR DEL ÍNDICE RQD, PODEMOS CLASIFICAR LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO	66
TABLA N°12: CARACTERÍSTICAS Y DIMENSIONES DE CÁMARA EN ESTUDIO	67
TABLA N°13: DETERMINACIÓN DEL NÚMERO DE CUADRANTE PARA CHIMENEA PROPUESTA	67
TABLA N°14: SECUENCIA DE VOLADURA DE CHIMENEA PROPUESTA	71
TABLA N°15: RESUMEN DEL CICLO DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA PROPUESTA	73
TABLA N°16: ANÁLISIS DE COSTOS DE CHIMENEA ACTUAL	75
TABLA N°17: ANÁLISIS DE COSTOS DE CHIMENEA PROPUESTA	76
TABLA N°18: CANTIDAD DE EJECUCIÓN Y COSTOS POR AÑO	78
TABLA N°19: EVALUACIÓN PARA CHIMENEA ACTUAL	78
TABLA N°20: EVALUACIÓN PARA CHIMENEA PROPUESTA	78

## INDICE DE IMAGENES

IMAGEN N°1: PERFORISTA CON AYUDANTE A INICIO DE TURNO REALIZANDO VERIFICACIÓN DEL EQUIPO	43
IMAGEN N°2 : AYUDANTE AGREGANDO UNA BARRA A LA SARTA DE PERFORACIÓN	44
IMAGEN N°3: SECTOR ASIGNADO PARA APILAR DE FORMA ORDENADA LAS BARRAS	44
IMAGEN N°4: EQUIPO CUBEX ORIÓN EN PROCESO DE PERFORACIÓN	45
IMAGEN N°5: EQUIPO EN PERFORACIÓN, TALADROS FINALIZADOS CUBIERTOS CON BOLSA ARPILLERA	45
IMAGEN N°6: DESCENDIENDO LOS FLEJES EN TALADROS PARA IDENTIFICACIÓN POR NIVEL INFERIOR	46
IMAGEN 7: PLANO CON VISTA EN PLANTA DE TALADROS CON SUS LONGITUDES REALES REALIZADO POR OPERACIONES EN CAMPO	46
IMAGEN N°8: TOPOGRAFÍA NIVELANDO ESTACIÓN TOTAL	47
IMAGEN N°9: BOLSA DE AIRE DE ALTA RESISTENCIA PARA TACO INFERIOR Y SUPERIOR	49
IMAGEN N°10: CONECTORES DÚPLEX	51
IMAGEN N°11: LÍNEA DE BUS M35	51
IMAGEN N°12: CARGUÍO DE EXPLOSIVO Y VERIFICACIÓN DEL CIRCUITO FINALIZADO	52
IMAGEN N°13: RESULTADOS DEL PRIMER EVENTO DE VOLADURA - NIVEL INFERIOR CON CARGA MINERAL	52
IMAGEN N°14: FLOTA DE ACARREO REALIZANDO EXTRACCIÓN DE MINERAL DEL PRIMER EVENTO	53
IMAGEN N°15: VISTA EN PLANTA EN TERRENO, PERFORACIÓN FINALIZADA Y COLOCACIÓN DE FLEJES	69
IMAGEN N°16: TACO SUPERIOR EMPLEANDO MATERIAL TRITURADO	72

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

**INDICE DE GRAFICOS**

GRÁFICO N°1: CICLO DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA ACTUAL	55
GRÁFICO N°2: DESVIACIÓN DE EMBOQUILLE – CHIMENEA ACTUAL	60
GRÁFICO N°3: DESVIACIÓN DE EMBOQUILLE – CHIMENEA PROPUESTA	61
GRÁFICO N°4 CONSUMO DE EXPLOSIVO – CHIMENEA ACTUAL	62
GRÁFICO N°5: CONSUMO DE EXPLOSIVO POR TALADRO – CHIMENEA ACTUAL	62
GRÁFICO N°6: CONSUMO DE EXPLOSIVO – CHIMENEA PROPUESTA	63
GRÁFICO N°7: CONSUMO DE EXPLOSIVO POR TALADRO – CHIMENEA PROPUESTA	63
GRÁFICO N°8: CICLO DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA PROPUESTA	73
GRÁFICO N°9: COMPARACIÓN DEL MÉTODO DE CONSTRUCCIÓN	74
GRÁFICO N°10: GRÁFICO COMPARATIVO SEGÚN COSTO DE CONSTRUCCIÓN (U\$S/M)	77

## Resumen

La mina en evaluación emplea el método de explotación sublevel stoping con la variante de tiros largos y relleno para la operación en las vetas cuya potencia sea mayor a 8 m. Las vetas con potencia menor a los 8 m se explotan usando el método sublevel retrieve. Las cámaras se separan cada 25 m verticales. Existen galerías de acceso, que conectan con una galería de transporte y desde allí, mediante cruzados o cortavetas dispuestos cada 30 m, se accede al desarrollo en mineral que definen las unidades de explotación, conocidas como cámaras, caserones o tajeos, que son transversales o longitudinales según lo que permita la potencia de la veta.

En relación con la apertura de la cara libre de una cámara, actualmente, para obtener una chimenea terminada, se deben comunicar 23 m aproximadamente. Se cuenta con dos equipos para ejecutar la perforación, el primero puede perforar chimeneas en un solo evento con un escariado de 30 pulgadas (Roger) que está limitado por el buzamiento de la veta y la disponibilidad del equipo. El segundo, mediante el método VCR (Vertical Crater Retreat) donde se utiliza un equipo que puede escariar diámetros menores. Los taladros se perforan desde el nivel superior, se cargan y se detonan por eventos, avanzando desde el nivel inferior hacia el nivel superior, obteniendo resultados menos eficientes al tener que realizar dos o tres voladuras, cada una de 10 m aproximadamente, para obtener la longitud requerida. Después de cada voladura se deben repasar los taladros para poder cargar la segunda etapa y avanzar en retroceso. De esta manera se produce un incremento en el tiempo y costo en la construcción de una chimenea, además utilizando un equipo de perforación de tiros largos por varios turnos de trabajo, ya que requiere del repaso de los taladros.

A partir de esta situación se plantea modificar el diseño actual de perforación de la chimenea en dos eventos, mediante la perforación con equipo de tiros largos pero sin el escariado de 30 pulgadas, incorporando más taladros vacíos y reduciendo la sección de la misma. Los taladros se perforarán con equipo DU311-T(Cubex) de martillo en fondo con diámetro de 4,5 pulgadas y los taladros centrales escariado a 10 pulgadas, de esta manera se busca disminuir los tiempos en la ejecución y realizar la excavación de la chimenea en una sola etapa, describiendo el ciclo operacional en la construcción y además poder mostrar los resultados obtenidos como así también poder plantear la implementación en la mina.

### Palabras clave:

Método VCR, Construcción de chimenea, Diagrama de perforación, Perforación de tiros largos.

## **CAPÍTULO 1**

### **Introducción**

La empresa minera en estudio es una mina de oro y plata, formado por un sistema de depósitos de mineral epitermal de baja sulfuración alojados en vetas de cuarzo. En la actualidad se identificaron cinco zonas mineralizadas principales: MC, MN, EM, SM y BN.

En minería se busca cumplir con ciertos requisitos para que el negocio sea rentable, uno de ellos es el costo mínimo por tonelada extraída. Esto es factible si se consigue una buena productividad en la operación, con gastos mínimos y optimizando recursos. Por otro lado, se debe trabajar en la extracción total de los minerales con mínima dilución, y evitando el aumento del costo de producción.

El presente estudio tiene como objetivo realizar un análisis técnico y económico de un diagrama de perforación y voladura alternativo para la excavación de chimenea slot en un evento y así generar la apertura de la cara libre en cámaras de producción. Desde el punto de vista técnico, se evaluarán parámetros como la geometría y disposición de taladros vacíos, además la distribución de carga de explosivos y la secuencia de encendido.

En el aspecto económico, se realizará un estudio comparativo considerando costos de perforación, consumo de explosivos y accesorios, tiempos de ejecución. Se aplicará una metodología de evaluación de costos por metro de avance para determinar la alternativa más eficiente en términos de rendimiento.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

### **1.1 Objetivo general:**

Evaluar un diseño de perforación alternativo de chimenea para la construcción de cara libre en la explotación de cámaras de producción.

### **1.2 Objetivos específicos:**

- Realizar un diagnóstico del proceso actual en la construcción de chimenea de producción.
- Identificar los parámetros operativos y técnicas operacionales que impactan en los ciclos y en los costos de perforación y voladura de cada método.
- Diseñar y proponer nuevo diagrama de perforación y voladura acordes a las características del método pero que reduzca los costos y tiempos operacionales.
- Diseñar y proponer modificaciones en la carga de explosivos utilizada actualmente, de manera que resulte óptimo para el método propuesto.
- Analizar indicadores de eficiencia del diseño propuesto.
- Evaluar económicamente el proyecto determinando su VAN.

### **1.3 Limitaciones:**

Por razones legales existe la restricción de divulgación de información referente a la empresa y nombre del proyecto minero en estudio, el cual tiene carácter confidencial pero no impide realizar el análisis presentando en este informe.

## 1.4 Generalidades

### 1.4.1 Ubicación geográfica del Yacimiento:

El yacimiento está ubicado en cercanías de la ciudad de Perito Moreno, en el departamento Deseado, provincia de Santa Cruz, en la Patagonia argentina.

El área del Yacimiento se localiza en el sector noroccidental de la Provincia de Santa Cruz, al noroeste del Macizo del Deseado, abarcando una superficie de 21.548 ha (Figura N°1). López Ramiro Gabriel (2006).

Este sector se corresponde con el extremo sudoeste de la Hoja Geológica 4769-I El Pluma del servicio Geológico Minero Argentino a escala 1:250.000 realizada por Cobos y Panza (2.003).

Existe escasa población en el área, solo se encuentran los dueños o puesteros de las estancias La Mariana, La Unión, Los Tordos, El Retiro y Cerro Negro, donde la principal actividad económica de los lugareños corresponde a la cría de ganado ovino y bovino. La población más cercana es la localidad de Perito Moreno.

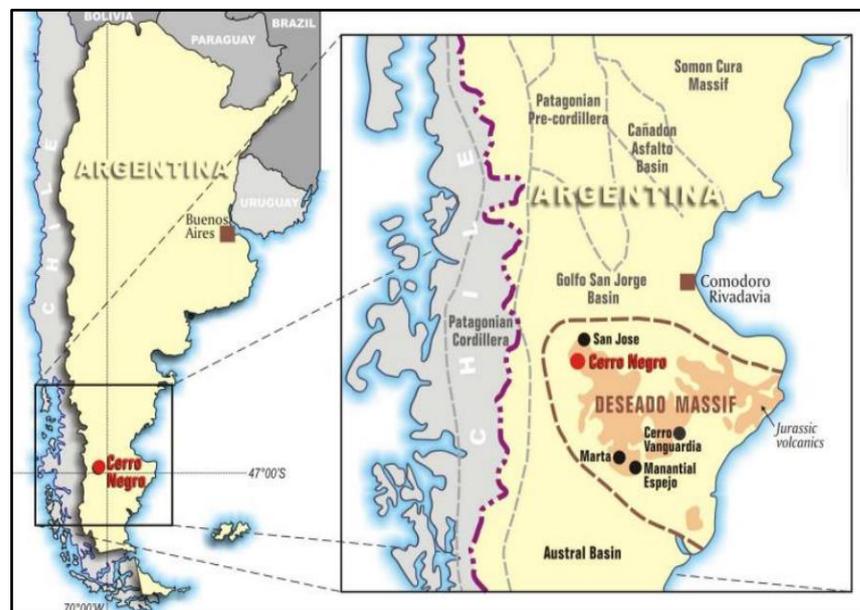


Figura N°1: Área del emplazamiento de la mina. Provincia Geológica Macizo del Deseado

(1)López, Ramiro Gabriel; (2006): Estudio Geológico metalogenético del área oriental al curso medio del Río Pinturas, sector noroeste del macizo del Deseado, provincia de Santa Cruz, Argentina, Universidad Nacional de la Plata.

### 1.4.2 Geología

#### Geomorfología:

El paisaje de la región se caracteriza por la presencia de lomas redondeadas con altura media de 700 m.s.n.m. y cañadones encajonados, con desniveles superiores a los 80 m como resultado de la acción de distintos agentes geomórficos. Predomina la acción fluvial, pero también es importante la actividad volcánica y la acción geológica de los glaciares, aunque tratándose de una región de clima semiárido, hay sectores en los cuales ha tenido importante participación la acción eólica y la remoción en masa.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Los cursos de agua principales se encuentran estructuralmente controlados teniendo la misma orientación principal de los lineamientos del área (NO-SE). La Quebrada de los Pumas, solo con agua en épocas de lluvia o deshielo, es uno de los principales cursos de agua que atraviesa la región; descargando hacia el oeste en el río Pinturas (de régimen permanente) que luego continúa hacia el norte y terminando en el río Deseado al este de la localidad de Perito Moreno. También son abundantes las lagunas ubicadas en pequeñas cuencas cerradas.

### Geología Regional:

Comprende un conjunto de mineralizaciones vetiformes epitermales de Au-Ag con reservas calculadas en 6,7 Moz Au eq., que posicionan actualmente a la mina como el más importante proyecto epitermal de oro y plata de la región y como uno de los más importantes descubrimientos epitermales a nivel mundial.

En el sector oeste del distrito se alojan los depósitos más importantes que son la veta EK y el sistema de vetas Complejo MN-MC y SM. La geología del sector oeste del distrito está dominada por una secuencia volcánica del Jurásico superior correspondiente al Complejo Volcánico Bahía Laura, apoyada sobre un basamento metamórfico no aflorante con una edad máxima de depositación de ~379 Ma (Devónico superior) equivalente a la Formación La Modesta (Macizo del Deseado) y al Complejo Metamórfico Andino Oriental (Argentina-Chile). El vulcanismo está representado por un ciclo inicial denominado Sección Inferior, que se asigna a la Formación Bajo Pobre, conformado por intercalaciones de lavas y niveles piroclásticos de flujo de composiciones andesíticas a dacíticas y cuerpos intrusivos sub volcánicos de similares composiciones. Todas estas unidades están relacionadas genéticamente a través de un tren evolutivo co-magmático de composiciones mayormente intermedias, y se interpreta que formarían parte de un aparato volcánico de naturaleza poligenética y posiblemente de larga vida (>3 Ma). Con posterioridad, y como consecuencia de un alto gradiente térmico, se generaron las condiciones para el emplazamiento de un campo geotermal-hidrotermal de unos 15 km<sup>2</sup>. Los fluidos hidrotermales se focalizaron en sitios de mayor permeabilidad como son las zonas extensivas de grandes fallas, posiblemente heredadas del basamento (EK) y en fracturas secundarias (sistema MN-MC-EM y SM). Conrado Permuy Vidal;(2014), como se visualiza en la figura N°2.

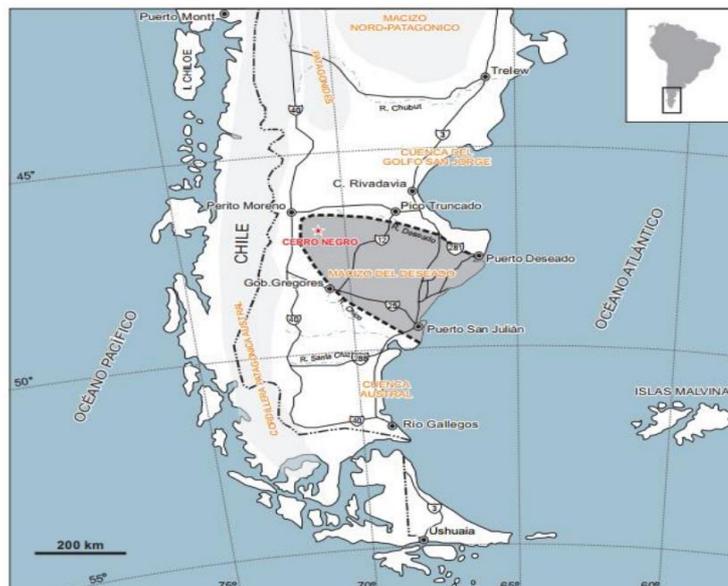


Figura N°2: Ubicación del distrito en el marco de la Patagonia y sus respectivas provincias geológicas

### 1.4.3 Tipo de Yacimiento

En el área de la mina en estudio el tipo de depósito es epitermal de baja sulfuración de profundidad somera. Se caracteriza por la presencia de distintos tipos y/o estilos de silicificación (sílice microcristalina, calcedónica a opalina), con la presencia de distintas texturas en las vetas de cuarzo (bandeamiento coloforme, en escarpela y crustiforme; reemplazo de calcita y baritina por sílice). López, Ramiro Gabriel; (2006).

En cuanto al tipo de alteración presente en el distrito encontramos propilitización, argilización intermedia y silicificación (Figura N°3).

El sistema complejo MN-MC está conformado por vetas epitermales de cuarzo adularia-esmectita con mineralización de Au y Ag, compuesto mayormente por texturas coloformes-crustiformes agrupadas en 4 episodios principales, siendo 3 de naturaleza hidrotermal y el último de tipo tectónico-hidrotermal. La mineralización principal de metales preciosos se encuentra asociada a bandas tipo ginguroricas en sulfuros y sulfosales de plata con metales base. La signatura geoquímica de las vetas corresponde a Au, Ag, As, Sb, Zn, Pb, Se y Hg, con una relación Ag:Au.

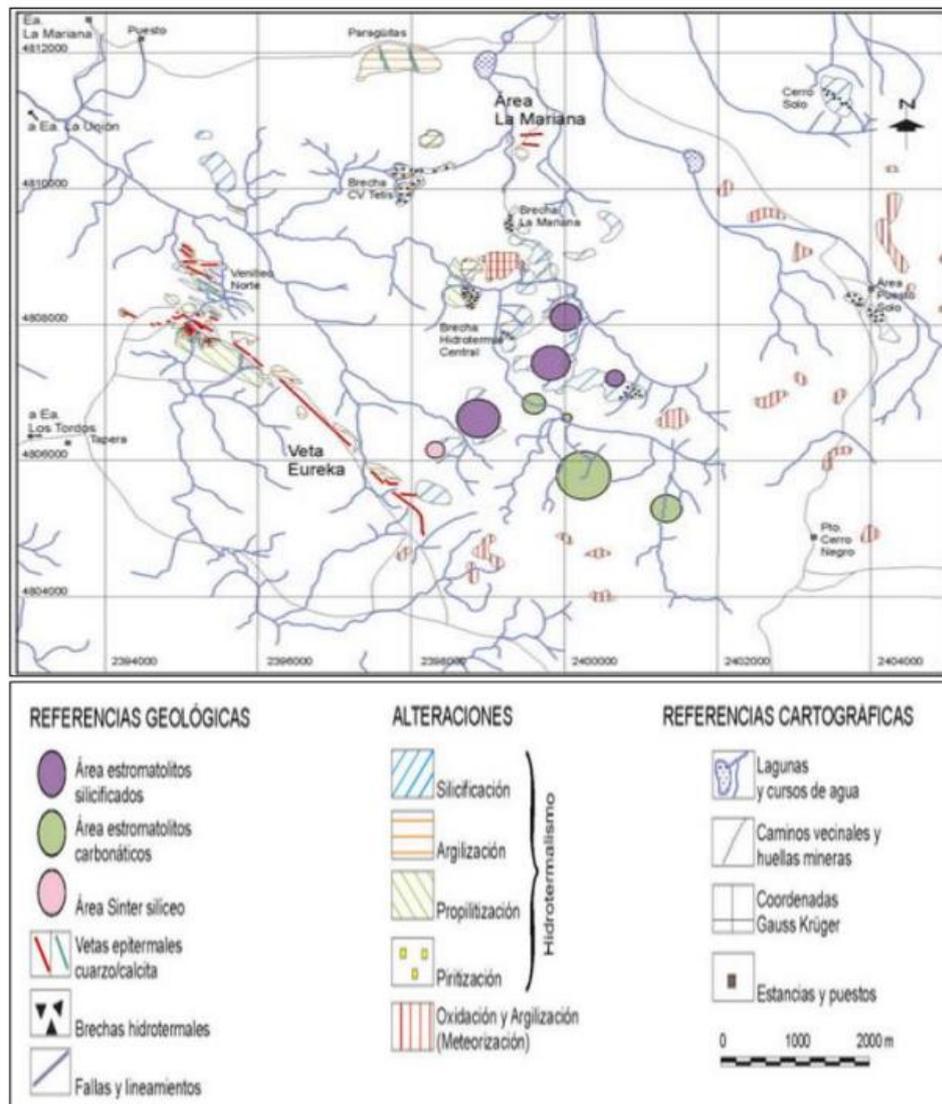


Figura N°3: Referencia y alteraciones geológicas

#### **1.4.4 Mineralización en el área:**

##### **Vetas MC, MN y SM:**

El sistema MN-MC y SM está conformado por vetas epitermales de cuarzo-adularia-esmectita con mineralización de oro y plata, compuesto mayormente por texturas coloformes-crustiformes agrupadas en 4 episodios principales, siendo 3 de naturaleza hidrotermal y el último de tipo tectónico - hidrotermal. La mineralización principal de metales preciosos se encuentra asociada a bandas tipo ginguro ricas en sulfuros y sulfosales de plata con metales base. La signatura geoquímica de las vetas corresponde a oro, plata, arsénico, antimonio, cinc, plomo, selenio y mercurio, con una relación plata/oro 10:1. La alteración hidrotermal incluye cuarzo, adularia, illita, esmectita, illitaesmectita y clorita.

Las vetas se clasifican como depósitos epitermales de metales preciosos de tipo baja sulfuración.

##### **Veta EK:**

Las mineralizaciones corresponden a cuerpos vetiformes de rumbo NO y EO con longitudes, espesores y contenidos en metales preciosos excepcionales. EK es la veta más importante del distrito y del Macizo del Deseado, con una longitud de hasta 5 km y espesores de hasta 20 metros. En el extremo oeste, conocido como clavo EK West, se reconocen tres etapas: hidrotermal, tectónica, y supergénica. En la etapa hidrotermal predominan los bandeados crustiforme-coloformes de cuarzo-calcedonia, adularia y carbonatos de Fe-Mn con un progresivo aumento de sílice y una disminución en el tamaño de las bandas.

### **1.5 Aspectos operativos de la mina**

#### **1.5.1 Método de Explotación**

El yacimiento se establece como una unidad mineralizada vertical a subvertical, con una longitud aproximada de 1.500 m por 450 m de alto de mineralización conocida, con ancho de veta promedio de 9 m (varía entre 3 y 20 m). La veta se encuentra bajo la cota 606 y sobre la cota 190 (msnm).

El plan de desarrollo contempla la construcción de 3.200 m en rampa, de sección 4,5 m de ancho por 4,7 m de alto, de los cuales tiene desarrollado un poco más de 2.900 m, desde un portal de acceso cuya elevación es de 623 msnm.

La pendiente en rampa es de -12%, con tramos horizontales de 15 m cada 200 m de desarrollo. En estos lugares se construyen estaciones de carga.

Se ha adoptado el método de explotación por caserones transversales con relleno o "transversal stoping".

Los caserones o cámaras se separan cada 25 m verticales. Cuenta con galerías de acceso, que conectan con una galería de transporte y desde allí, mediante cortavetas o cruzados dispuestos cada 30 m, se accede a las galerías basal que definen las unidades de explotación, conocidas como cámaras o caserones que son transversales o longitudinales según lo permita la potencia de la veta.

El método de explotación seleccionado para la operación en las vetas cuya potencia sea mayor a 8 m es de Sublevel Stoping con relleno. En las vetas cuya potencia es menor a los 8 m se explotará usando el método Sublevel Retrieve. La selección del método define una alta productividad y una máxima recuperación del mineral. Ambos métodos contemplan que las

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

cámaras, una vez explotadas, deberán de ser rellenas con relleno detrítico, relleno cementado o la combinación de ambos.

La preparación se inicia con desarrollo paralelo a la zona mineralizada, galería de transporte, para sus diferentes niveles, apartado a una distancia de 30 m, de donde se construyen los corta vetas, dependiendo el método; cada 30 m para explotación transversal y cada 105 m para una explotación longitudinal.

Las figuras N°4 y N°5 muestran de forma esquemática los métodos para el minado:

### a) Sublevel Stoping

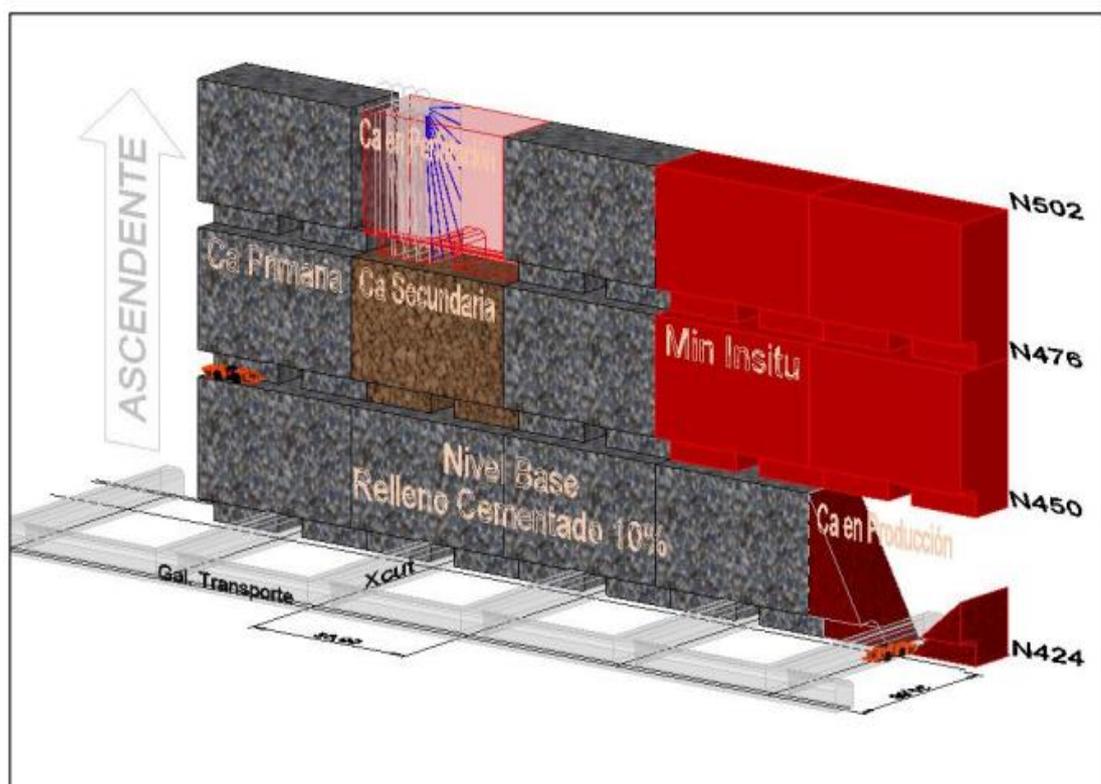


Figura N°4: Esquema método de explotación Sublevel Stoping

1. La veta se divide en unidades de explotación o "cámaras de producción". Estas son explotadas en forma alternada entre cámaras primarias y secundarias.
2. Las voladuras son cargadas en forma descendente empleando emulsión.
3. El avance de explotación se emplea relleno cementado para las cámaras primarias y sin cemento para las secundarias.

El material del relleno es el generado por el estéril de los desarrollos y preparado en superficie.

## b. Sublevel Retrieve

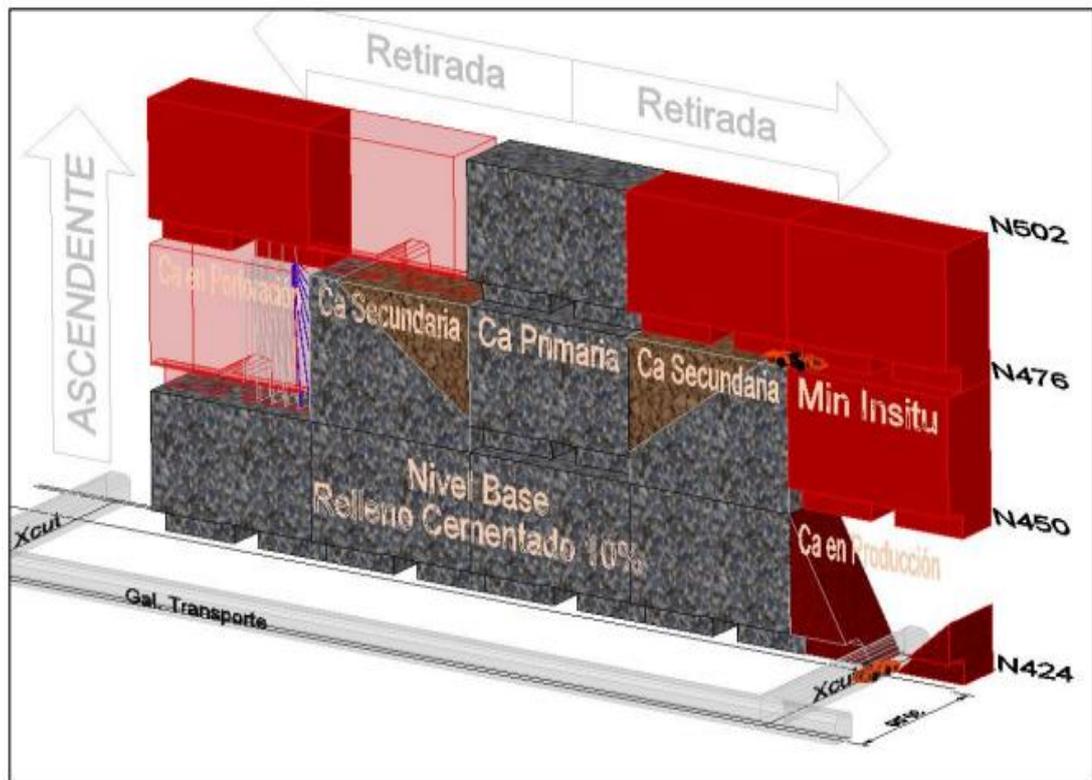


Figura N°5: Esquema de método de explotación Sublevel Retrieve

Esta aplicación será efectuada en vetas con potencias menores a 8 metros y permite menos metros de labores de desarrollo.

Las voladuras son cargadas en forma descendente empleando emulsión.

La secuencia de explotación es mediante el uso de relleno cementado para la cámaras primarias, y las cámaras posteriores llevan cemento hasta formar un pilar de 5 m en el nivel superior, luego es relleno con material de estéril sin cemento.

### 1.5.2 Descripción del proceso de planta:

En el proceso se utiliza un diseño convencional e incorpora los siguientes procesos de operación (Figura N° 6):

- Trituración Primaria.
- Molienda Semi-autogena.
- Molienda con molinos de bolas
- Espesamiento previo a la lixiviación.
- Lixiviación.
- Lavado de la solución de decantación a contracorriente
- Clarificación de soluciones ricas y recuperación de metales preciosos, mediante precipitación con Zinc.
- Refinería que incorpora instalaciones de retorta y fundición con Hg.
- Filtración y eliminación de los residuos.

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Las recuperaciones del proceso son del 90% aproximadamente para el oro y del 65% para la plata.

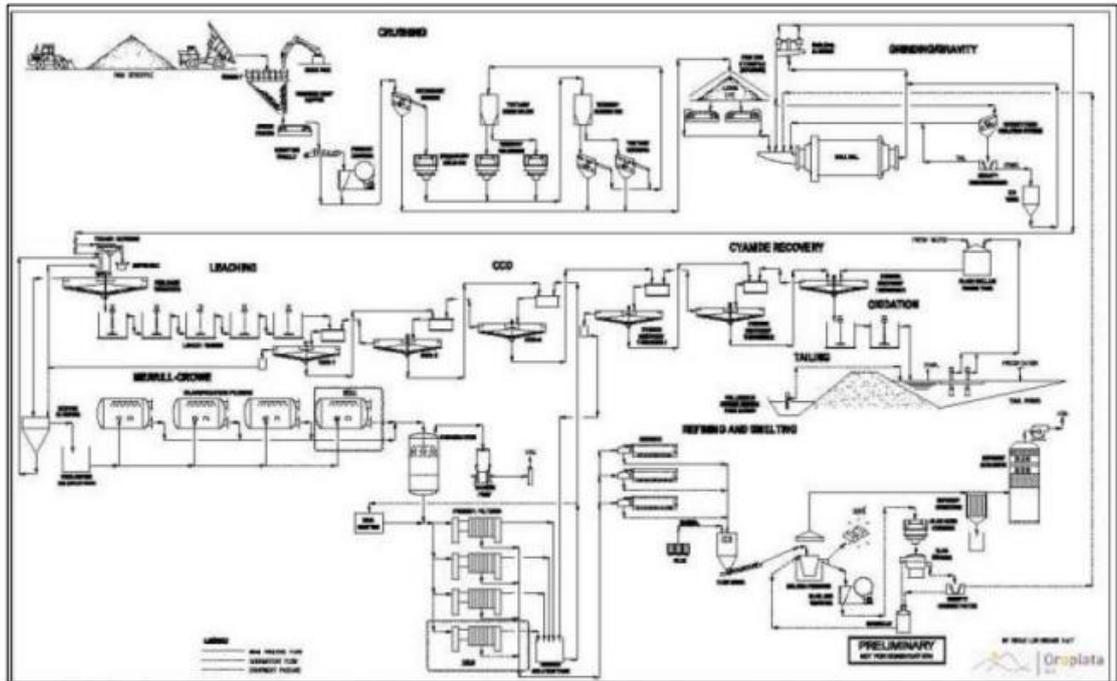


Figura N°6: Diagrama de planta de procesos.

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

## CAPÍTULO 2

### Marco teórico

#### 2.1 Definiciones:

**Depósito mineral:** Concentración natural anómala de sustancias minerales útiles para la industria que se acumulan en la corteza terrestre.

**Yacimiento:** Depósito mineral de interés económico

**Desarrollo:** Todas las construcciones e implementación de servicios para llevar a cabo las labores mineras.

**Preparación:** Es un proceso que consiste en subdividir el yacimiento en unidades de explotación.

**Explotación:** Arranque del mineral de la unidad de explotación. Se puede explotar descendente o ascendente (realce).

**Productividad:** Es la razón entre la producción (cantidad de material extraído en un intervalo de tiempo) y la cantidad de recursos físicos empleados en el proceso.

**Cámara:** Espacio vacío que se crea durante el arranque o explotación de un bloque mineralizado.

**Cruzado:** Galería trazada en dirección perpendicular al plano de la veta.

**Galería:** Labor minera horizontal o próxima a la horizontal, de sección transversal reducida.

**Galería Basal:** Es la galería o labor que se desarrolla a lo largo de la veta.

**Rampa:** Es una galería que va cambiando de dirección y de cota continuamente. La pendiente de las rampas es del orden del 10 al 12 %.

**Nivel:** Conjunto de galerías ubicadas a una cota similar y que tienen comunicación directa a la labor de acceso en esa misma cota.

**Frontón:** Galería que se desarrolla por la veta. No sale a superficie, generalmente parte de la galería principal y busca los límites de la mineralización hacia un lado.

**Estocada:** Labor minera de corta longitud ejecutada a partir de otras galerías interiores, que puede ir o no por mineral y tiene usos diversos.

**Desquinche:** Ampliación de una labor minera o de un sector de ella.

## 2.2 Método Sublevel Stopping

Este método se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor, por lo general superior a 10 m. Es recomendable que los contactos del cuerpo mineralizado sean regulares.

Tanto la roca mineralizada como la roca circundante deben presentar buenas condiciones de estabilidad, además ser suficientemente competentes o autosoportantes.

### 2.2.1 Principios

El sublevel stopping es un método en el cual se excava el mineral por secciones verticales dejando la cámara vacía, por lo general de grandes dimensiones, particularmente en el sentido vertical (Figura N°7).

El mineral quebrado se acopia en embudos o zanjas emplazadas en la base de la cámara, desde donde se extrae según diferentes modalidades.

La expresión "sublevel" hace referencia a las galerías o subniveles a partir de los cuales se realiza la operación de perforación o extracción del mineral.

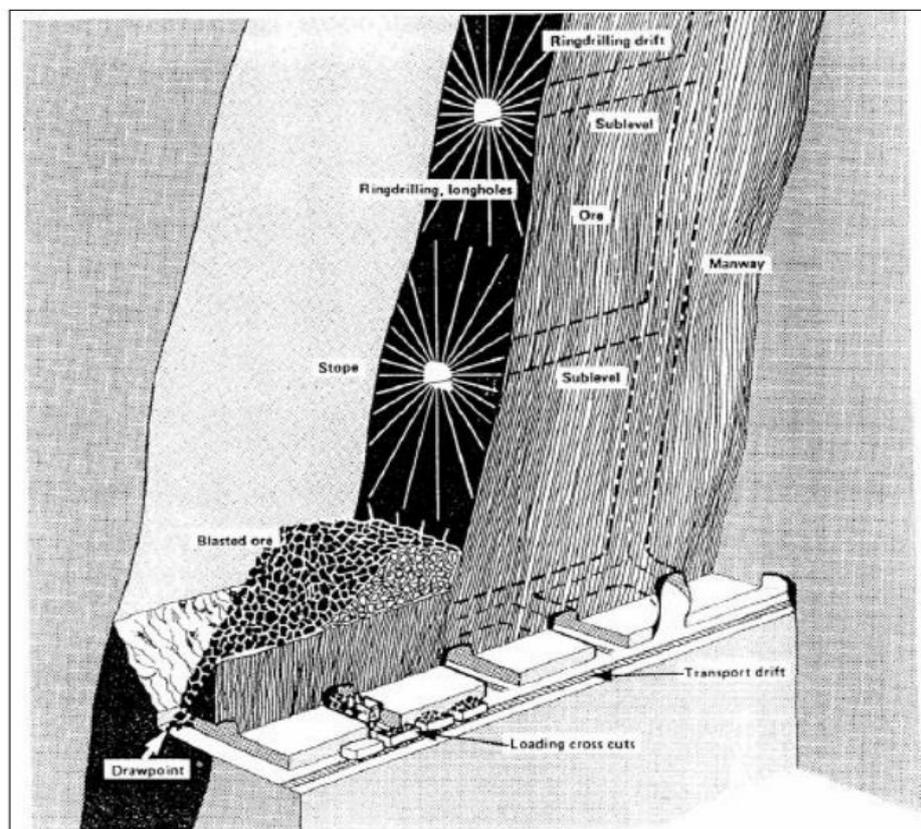


Figura N°7: Vista esquemática del método de explotación

### 2.2.2 Desarrollo

Un nivel base o nivel de producción, consiste en una galería de transporte y estocadas de carguío que permiten habilitar los puntos de extracción.

Galerías o subniveles de perforación, dispuestos en altura según diversas configuraciones conforme a la geometría del cuerpo mineralizado.

Una rampa de acceso a los subniveles de perforación, emplazada en el límite posterior de la cámara. Una chimenea a partir de la cual se genera la cara libre inicial o slot que sirve para las primeras voladuras de producción.

### **2.2.3 Perforación de producción**

Se perforan taladros paralelos o radiales (abanicos) a partir de los subniveles dispuestos para tal fin. Se trata de tiros largos de preferencia con jumbos radiales electro-hidráulicos y barras de extensión.

En la versión LBH (longblasthole) se perforan taladros de gran diámetro (3 ½ a 10 pulgadas), en lo posible paralelos y de hasta 30 m de longitud. Se utilizan equipos con martillo en cabeza y fondo.

Las operaciones de perforación y voladura se pueden manejar en este caso en forma continua e independiente. Se puede perforar con anticipación un gran número de abanicos, los que posteriormente se van volando según los requerimientos del programa de producción.

El equipo de perforación utilizado en el estudio para la perforación de los taladros de la chimenea es Sandvik DU311-T(Cubex), es una máquina electrohidráulica de martillo en fondo, la cual necesita de energía eléctrica, para su funcionamiento, ya que presenta un sistema de bombas para el sistema hidráulico, y un motor para la rotación, como así también de aire y agua con sus respectivas presiones para el barrido de detritus generado en la perforación descendente .

#### Factores que influyen:

- Dureza.
- Tamaño requerido para traspaso.
- Diámetro de tiros.
- Largo de tiros.
- Orientación.
- Espaciamiento.

#### Estos factores contribuyen a elegir el equipo de perforación:

- Perforación en abanico o tiros paralelos.
- Diámetro: 89 mm (DL) y 114 mm (Cubex).
- Distancia entre subniveles: 25 m.
- Espaciamiento y burden: 2,6 m x 2,4 m (DL) y 3,6 m x 3,3 m (Cubex).

### **2.2.4 Voladura de producción**

Se encuentra enfocada directamente en la explotación de cámaras. Se debe asegurar una voladura exitosa con un esquema de sección de abertura y secuencia de salida detallado y óptimo. Para este proceso se debe realizar el control del carguío en campo, vibraciones de campo lejano, fragmentación para así evitar sobre excavación y debilitamiento de la cámara.

#### Factores que influyen:

- Fragmentación requerida.
- Diámetro de perforación.
- Espaciamiento y burden.
- Condición de tiros.
- Agua.
- Tamaño permitido de la voladura (vibraciones).
- Dureza del mineral.

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

- ANFO, hidrogeles, emulsiones y ANFOS pesados a granel o empaquetados
- Perforación.
- Carga cónica.

### **2.2.5 Extracción y transporte del mineral**

En su modalidad más antigua el mineral arrancado se cargaba directamente a carros a través de buzones dispuestos en la base del caserón. La presencia de bolones, frecuentes en este método, es un problema complicado, dado que no es posible reducir de tamaño en los buzones, por lo que resulta necesario instalar estaciones de control (parrillas) antes de los buzones. También es posible la utilización de scapers para extraer el mineral, y luego arrastrarlo y cargarlo a carros de ferrocarril. En este caso, el manejo del material grueso o de sobre tamaño es mucho más simple. Se utilizan preferentemente equipos LHD para la extracción, carguío y transporte del mineral hacia estaciones de traspaso, donde es cargado en camiones para su transporte final a superficie.

### **2.2.6 Fortificación**

La aplicación de este método exige buenas condiciones de estabilidad tanto de la roca mineralizada como de la roca circundante. No requiere, por lo tanto, de la utilización intensiva o sistemática de elementos de refuerzo. Las galerías de producción en la base de las cámaras se fortifican por lo general, según requerimiento, mediante pernos cementados o pernos y malla de acero (incluso shotcrete), atendiendo a las condiciones locales de la roca. En los subniveles de perforación se puede utilizar localmente elementos de refuerzo provisorios cuando las condiciones de la roca así lo requieran.

### **2.2.7 Innovaciones tecnológicas**

La perforación y voladura subterránea de tiros largos de gran diámetro (LBH), ha traído consigo un significativo aumento de la popularidad de este método. El mayor volumen y complejidad de los desarrollos es compensado por la mayor eficiencia de las operaciones. La perforación, la voladura y la extracción del mineral son operaciones que se pueden ejecutar de modo independiente entre sí. Permite la utilización intensiva de equipos mecanizados de gran rendimiento; vale decir, pocas unidades con escaso personal. Se puede obtener así una alta productividad en un sector concentrado de la mina. El trazado de los límites de las cámaras no acepta líneas sinuosas. En el marco de esos límites pueden quedar incorporados sectores de baja ley como así mismo quedar excluidos otros de alta ley. En este sentido el método SLS es poco selectivo, especialmente en su versión moderna LBH. El conocimiento riguroso y la interpretación adecuada del modelo geológico del yacimiento son factores claves para el éxito de la aplicación de este método; conjuntamente con un cuidadoso control del trazado de los diagramas de voladura.

### **2.2.8 Relleno de cámaras**

Corresponde al sostenimiento de las cámaras. Consiste en depositar material para cubrir la abertura de la cámara vacía.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

### Se puede realizar con:

- Detrítico (roca de botadero o canteras).
- Arena.
- Cementado (roca + cemento).
- Colas cementadas.

### **2.2.9 Aspectos económicos**

- Alta productividad.
- Bajo costo.
- Mecanización.

### **2.2.10 Ventajas del método de explotación**

- Muy favorable para la mecanización.
- Altamente eficiente o Hasta 110 ton / hombre turno.
- Tasa de producción moderada a alta (25.000 ton / mes).
- Método seguro y fácil de ventilar.
- Recuperación sobre 90%.
- Permite recuperar pilares.
- Dilución baja: < 20%.
- La perforación puede adelantarse.
- En operaciones grandes, voladuras semanales son frecuentes turnos entrenados y eficientes.
- El mineral está disponible de inmediato al iniciarse la voladura de producción.

### **2.2.11 Desventajas del método de explotación**

- Intensiva inversión en capital bastantes desarrollos antes de iniciar la producción.
- No selectivo.
- No recomendable en yacimientos con inclinaciones menores a 50°.
- La voladura secundaria puede generar gases que vuelven al caserón.

## **2.3 Método vertical cráter retreat (VCR)**

### **2.3.1 Descripción general**

El "VERTICAL CRATER RETREAT" (VCR) es un método de construcción de chimenea que se basa en la teoría de los cráteres y consiste en producir el arranque del material mediante cargas esféricas. Estas cargas deben ubicarse en taladros verticales o inclinados a una distancia adecuada de la cara libre. Este método utiliza taladros de gran diámetro (89 mm o 114 mm en nuestro caso) perforados desde un nivel superior en toda la longitud de la chimenea, los taladros se cargan y se detonan por secciones, avanzando desde el nivel inferior hacia el nivel superior. (Figura N°8).

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

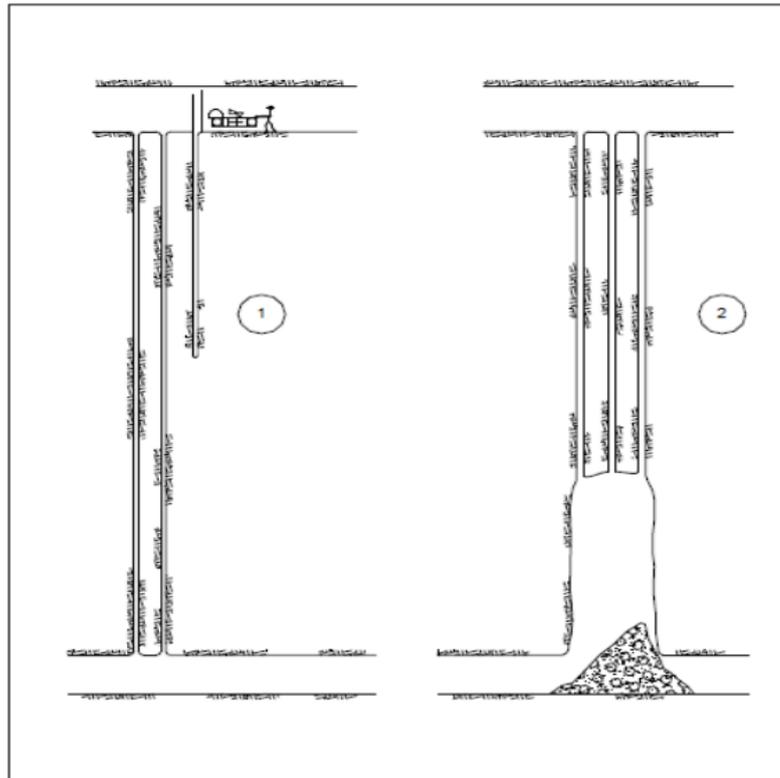


Figura N°8: Chimenea construida utilizando método VCR

El método V.C.R. es la aplicación de los principios de la voladura esférica al arranque de mineral en minería subterránea. El arranque se consigue detonando la parte inferior de los taladros, aprovechando las características de fracturamiento de cargas esféricas y avanzando hacia arriba en etapas sucesivas, como se visualiza en la figura N°9.

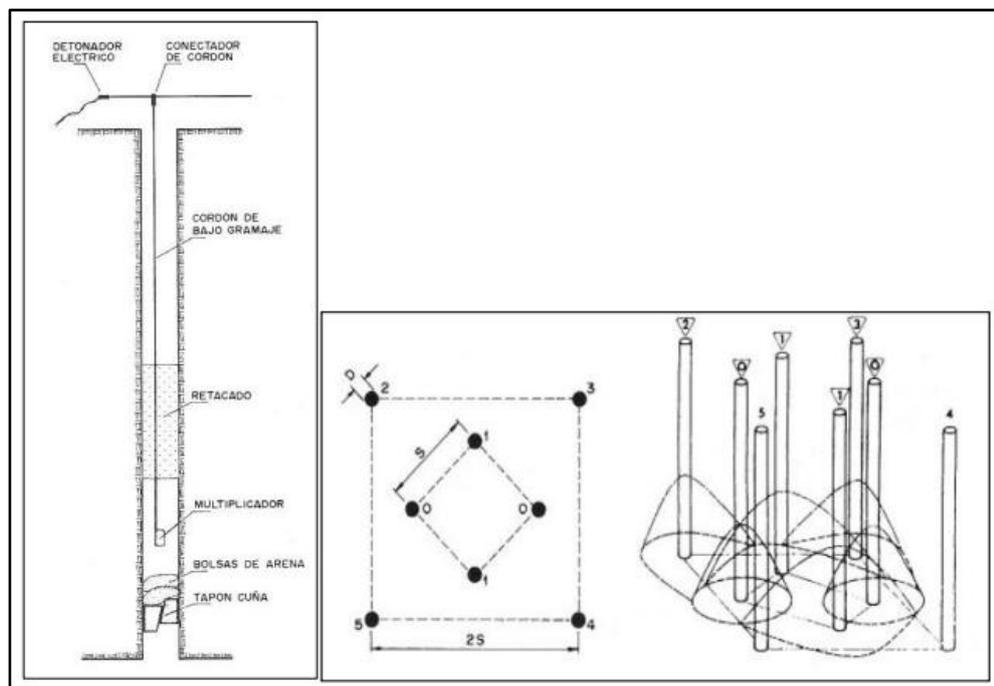


Figura N°9: Esquema de voladura en chimenea con el método VCR

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

En este caso, los taladros de diámetros semejantes a los que se utilizan en voladuras de producción, se disponen en secciones cuadradas con las cargas de explosivos a la misma altura. Una vez controladas las desviaciones de los taladros y la altura de corte en cada uno de los cráteres creados en cada voladura anterior, se procede a la carga de explosivo requiriendo para ello el cierre de los taladros en la parte inferior, utilizando alguno de los sistemas que se representan en las figura N°10.

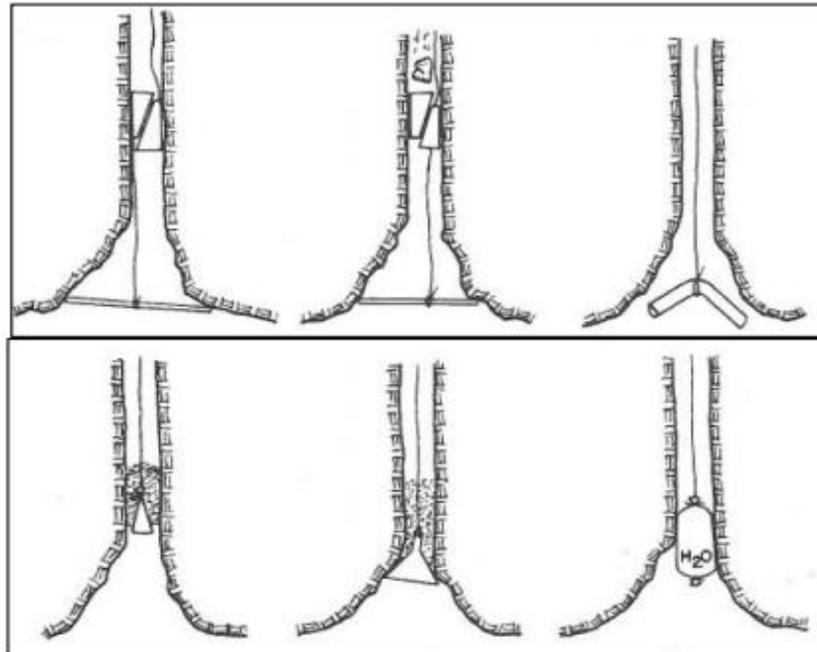


Figura N°10: Sistema de cierre de los barrenos

### 2.3.2 Seguridad del método V.C.R.

El personal trabaja en todo momento fuera de la chimenea, con las ventajas que ello involucra. No se trabaja en ambiente tóxico, por acumulación de gases producto de la voladura.

### 2.3.3 Longitud del desarrollo con el método V.C.R.

La longitud máxima que se puede alcanzar está dentro de los límites más o menos de 50 metros, en nuestro caso 20 metros aproximadamente. Esta longitud estará limitada por la desviación de los taladros, que deben estar en un rango no superior a 1 % de longitud.

### 2.3.4 Sección del desarrollo

Las secciones más utilizadas van desde 2 x 2 metros hasta un diámetro máximo de 5 metros, aunque este límite puede ser mayor.

### 2.3.5 Flexibilidad en cuanto a cambio de rumbo e inclinación

Poca flexibilidad, debido a que solo es posible variar la sección inicial mediante desquinche con taladros largos, pero no el rumbo ni inclinación.

Gran seguridad del personal y equipos, salvo en la última voladura en la que se rompe la corona comunicando la chimenea.

### **2.3.6 Control de vibraciones**

Las vibraciones controladas en voladuras subterráneas son técnicas que buscan minimizar los efectos sísmicos generados por las explosiones, para evitar daños en estructuras cercanas, túneles existentes o maquinaria, y garantizar la seguridad del personal.

Se miden utilizando sismógrafos que registran la velocidad de partícula (PPV, Peak Particle Velocity) en mm/s o in/s. Los datos se analizan para comparar con estándares internacionales (como los de USBM o DIN) y asegurar que las vibraciones están dentro de los límites aceptables.

Como los pesos de las cargas por taladros o retardo son pequeños, los niveles de vibración generados no suelen ser altos.

### **2.3.7 Ventajas del método V.C.R**

- La fragmentación es generalmente buena.
- Se adapta bien a yacimientos estrechos del orden de 3 a 10 m de potencia, incluso con inclinación no muy elevadas.

### **2.3.8 Desventajas**

- Durante la carga del mineral la ventilación no es buena, debiendo utilizar ventilación secundaria.
- Se debe realizar repaso con equipo de perforación de taladros largos o limpieza con aire, en el caso de no haber mucho daño, por lo que requiere más tiempo al tener que realizarse en eventos.
- Mayor consumo de explosivo al realizarse en varios eventos y al concentrarse el número de taladros por tonelada volada.

## **2.4 Método de cuele de taladros vacíos**

Este método se desarrolló en el avance de túneles y galerías, fue la que primero se aplicó en chimeneas con taladros largos.

Los taladros se perforan con equipo de martillo en cabeza con diámetros entre 51 y 75 mm ensanchando los taladros centrales hasta 100 o 200 mm de diámetro.

Los taladros se disponen en secciones cuadradas que se disparan por fase, primero se la zona del cuele y a continuación las zonas de franqueo (Figura N°11), también es posible si se cuenta con una gran experiencia es posible ejecutar la voladura a plena sección utilizando detonadores de microrretardo en el cuele y de retardo en los demás taladros.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

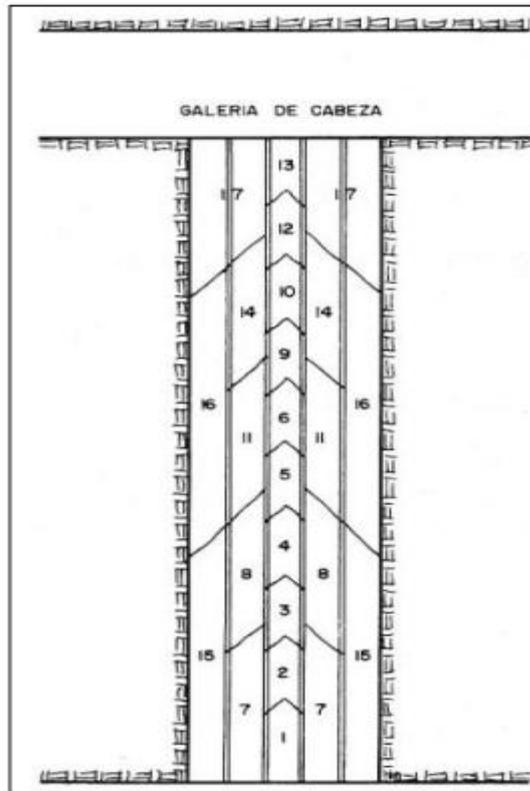


Figura N°11: Diagrama de encendido en chimenea de tiros largos

Debe evitarse el gran confinamiento de las cargas a fin de que no se produzca la sinterización de la roca. El cierre inferior de los taladros se realiza con cualquier método descrito anteriormente y en retacado superior se recomienda hacerlo con agua para eliminar atascos.

Los esquemas de los taladros del cuele pueden estimarse con la siguiente expresión:

$$S = D1 + 1,25 * D2$$

Siendo:

- S = Espaciamiento entre taladros.
- D1 = Diámetro de los taladros con cargas (mm).
- D2 = Diámetro de los taladros vacíos (mm).

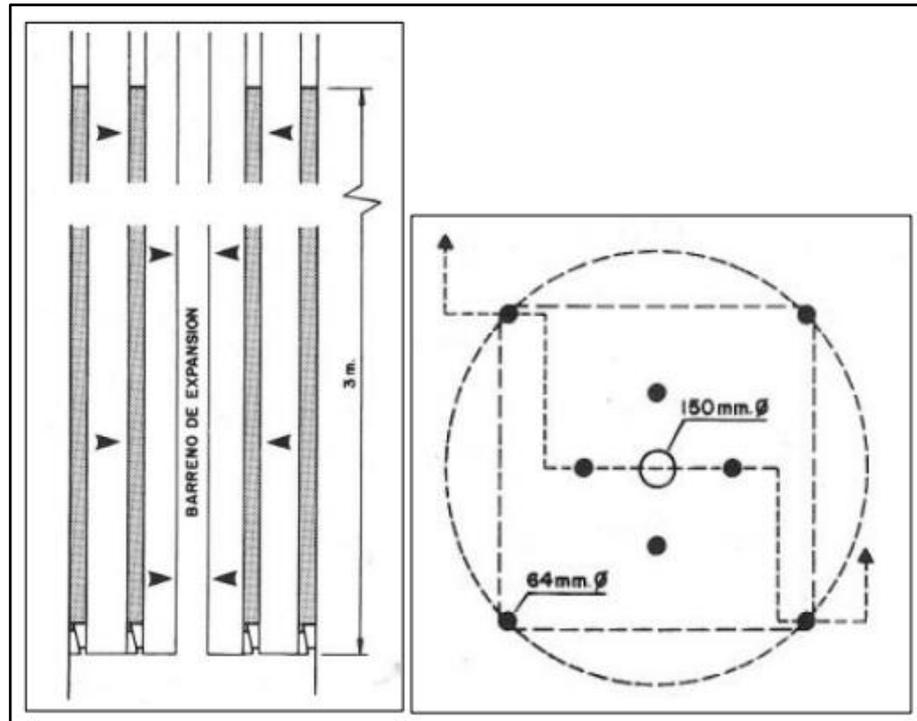


Figura N°12: Esquema de método de cuele con taladros largos

### 2.4.1 Ventajas

Las principales ventajas son:

- Gran seguridad en los trabajos y regularidad en la producción.
- Altas productividades y rendimientos de arranque por metro lineal perforado.
- Menores costos de perforación y voladura.

## 2.5 Explosivos

Son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar altas temperaturas y en consecuencia elevadas presiones.

Así, los explosivos comerciales son una mezcla de sustancias, combustibles y oxidantes, que, incentivadas debidamente, dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida, que genera una serie de productos gaseosos a alta temperatura y presión, químicamente más estables, y que ocupan un mayor volumen, aproximadamente 1.000 a 10.000 veces mayor que el volumen original del espacio donde se alojó el explosivo.

Los procesos de reacción (Figura N°13) según su carácter fisicoquímico y el tiempo en que se realizan se catalogan como:

- Combustión: se define como toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lento.

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

- Deflagración: es una combustión súbita con llama a baja velocidad de propagación, sin explosión. La reacción que produce una deflagración es idéntica a la de la combustión, pero la cinética de la reacción se desarrolla a una velocidad mayor que la combustión, inferior a la velocidad con que se propagara el sonido en el propio explosivo. Es por tanto una reacción subsónica.
- Detonación: proceso físico químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva. La velocidad de reacción suele estar comprendida entre 1500 y 9000 m/s, y la onda de presión producida sería del orden de 105 atm.

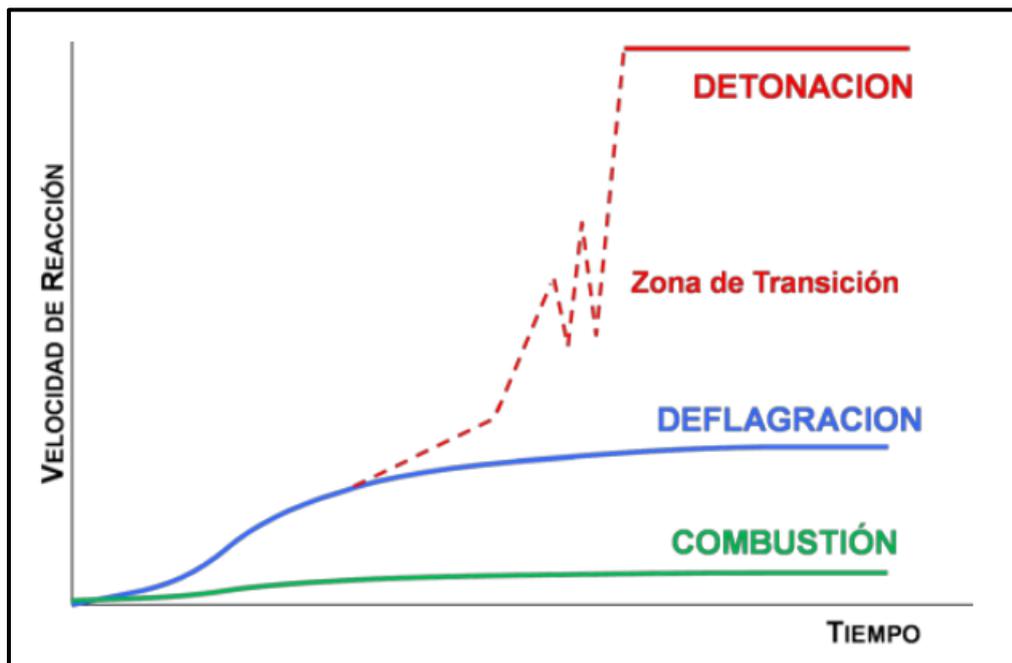


Figura N°13: Tipo de reacción en función de la cinética química

### 2.5.1 Propiedades físicas de los explosivos

La selección del explosivo más idóneo para un fin determinado supone conocer las características de cada explosivo y a partir de ellas, elegir el que más convenga al tipo de aplicación que se precise. Las características básicas de un explosivo son:

#### Potencia explosiva y poder rompedor

La potencia explosiva se refiere a la cantidad de energía liberada durante la detonación de un explosivo. Se mide en términos de la energía total liberada por unidad de masa del explosivo, como julio por gramo (J/g). La potencia explosiva está relacionada con la composición química del explosivo y su capacidad para generar una reacción exotérmica rápida y violenta. Cuanto mayor sea la potencia explosiva de un explosivo, más energía se liberará durante la detonación.

El poder rompedor se refiere a la capacidad de un explosivo para fracturar o romper el material objetivo durante una voladura controlada. Está determinado por la combinación de varios

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

factores, como la potencia explosiva del explosivo utilizado, la densidad y resistencia del material, y la configuración de la carga explosiva.

Un explosivo con alta potencia explosiva no siempre tiene un alto poder rompedor, ya que otros factores, como la resistencia del material objetivo, pueden influir en la capacidad de romper o fracturar dicho material. Por lo tanto, aunque un explosivo pueda liberar una gran cantidad de energía durante su detonación (alta potencia explosiva), su efectividad para romper o fragmentar rocas y otros materiales puede variar (poder rompedor).

### **Velocidad de detonación**

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga en forma interna y a lo largo del explosivo, y por lo tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. La alta velocidad a la que detona un explosivo es lo que brinda utilidad práctica, ya que la energía desprendida en la reacción no es muy grande.

Una buena velocidad de detonación asegura una efectiva rotura de la roca. Los factores que afectan a la velocidad de detonación son:

- Densidad de carga del explosivo.
- El confinamiento.
- El diámetro del explosivo.
- La velocidad de iniciación de cebado.
- El envejecimiento del explosivo.

### **Densidad**

La densidad del explosivo se refiere a la masa de explosivo contenida de un determinado volumen. Es una medida de cuánto material explosivo se encuentra comprimido en un espacio específico. Puede variar según el tipo de explosivo y su composición.

La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre 0,80 a 1,60 g/cm<sup>3</sup>.

Es importante tener en cuenta que la densidad del explosivo no está directamente relacionada con su potencia explosiva. La potencia explosiva está determinada por la composición química y la energía liberada durante la detonación, mientras que la densidad se refiere a la masa por unidad de volumen.

### **Resistencia al agua**

Es la habilidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características, es decir su capacidad para rechazar la penetración del agua.

La unidad de medida empleada es la de "horas".

Los explosivos de fase continua como las dinamitas plásticas y las emulsiones son resistentes al agua debido a que prácticamente no tienen poros a través de los cuales podría filtrarse. Por otro lado, en los explosivos granulados que se desmenuzan fácilmente se referirá a la capacidad de sus granos de no disolverse por el agua, o de rechazar su penetración internamente, manteniéndose con posibilidad de detonar aún a pesar de ella.

### **Sensibilidad**

Se puede definir la sensibilidad de un explosivo como el mayor o menor grado de energía que hay que comunicarle para que se produzca su explosión. Se dice, por lo tanto, que un explosivo es muy sensible cuando detona sin dificultades al detonador y a la onda explosiva que se produzca en sus cercanías.

## **Transmisión**

Es la capacidad de un explosivo de transmitir una reacción explosiva y es expresada como la distancia en cm, a través del aire a la cual puede detonar un cartucho sin iniciador por medio de la onda de detonación transmitida desde un cartucho a otro sin confinamiento. Es lo que se conoce como iniciación por simpatía. Dependiendo del tipo de explosivo las distancias máximas en las que se produce detonación por simpatía están entre 2 a 8 veces su diámetro.

## **Resistencia a bajas temperaturas**

La resistencia a bajas temperaturas de los explosivos es una consideración importante en entornos fríos, donde las temperaturas extremadamente bajas pueden afectar su estabilidad y rendimiento. A temperaturas muy bajas, algunos explosivos pueden volverse más sensibles, volátiles o incluso inactivos. Por lo tanto, es crucial tener en cuenta la resistencia a bajas temperaturas al seleccionar y manipular explosivos en entornos fríos.

## **Balance de oxígeno**

El balance de oxígeno en explosivos se refiere a la cantidad de oxígeno requerida para una reacción explosiva completa en relación con la cantidad de oxígeno presente en el propio explosivo. El equilibrio adecuado de oxígeno es esencial para asegurar una combustión completa y eficiente del explosivo.

En un explosivo, el oxígeno se encuentra en forma de compuestos químicos que actúan como oxidantes. Estos oxidantes proporcionan el oxígeno necesario para la reacción de combustión que libera energía en forma de calor y gases.

Un balance de oxígeno deficiente puede afectar negativamente el rendimiento del explosivo, ya que una combustión incompleta puede resultar en la producción de gases tóxicos, humo excesivo y una disminución en la liberación de energía.

Por otro lado, un balance de oxígeno excesivo también puede ser problemático, ya que puede aumentar la sensibilidad del explosivo y hacerlo más propenso a la iniciación no deseada.

## **Estabilidad química**

Es su aptitud para mantenerse químicamente inalterado con el paso del tiempo. La estabilidad está garantizada si las condiciones de almacenamiento y el periodo de almacenamiento son los adecuados y correctos.

### **2.5.2 Mecánica de rotura de rocas**

En la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases:

Primera fase: Representada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo.

Segunda fase: representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un taladro y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al taladro esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasar ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3.000 y 5.000 m/s.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción. Con esta consideración puede decirse que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos:

- Reflexión de las ondas de compresión.
- Expansión de los gases.

Cuando una onda de compresión llega desde un medio de mayor impedancia característica a otro de menor impedancia, parte de ella se transmite a éste como onda de compresión, pero otra parte se refleja hacia atrás como onda de tracción.

Para observar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede realizar un ensayo consistente en la detonación de un único taladro, sin ningún tipo de cara libre, de modo que se concluye que en la zona anexa al barreno se han producido los siguientes fenómenos (Figura N°14).

- Ensanchamiento del barreno por rotura plástica de la roca, motivado por el efecto de compresión de la onda de detonación.
- Creación de fisuras (a veces microfisuras) generadas por ese efecto de tracción de la onda de detonación. Estas fisuras son de tipo radial y a veces muy difíciles de observar.

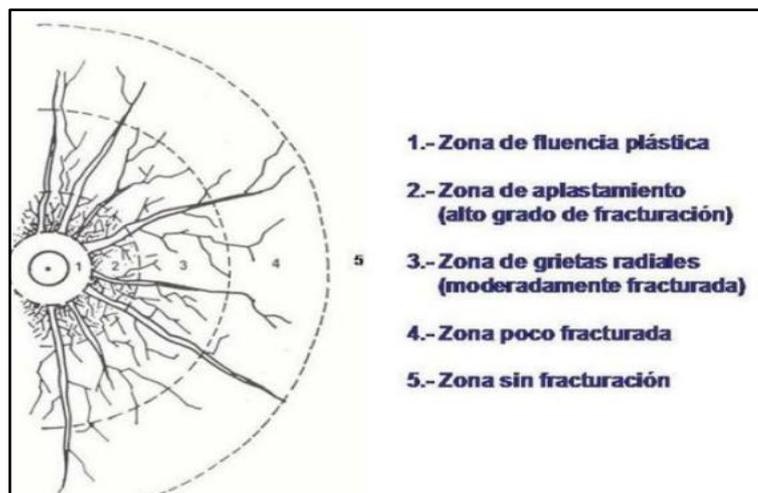


Figura N°14: Mecanismo de rotura de roca

Esta primera etapa es básica para la rotura de la roca. En ella es empleada la parte de energía del explosivo que corresponde a la onda de detonación y que no alcanza valores superiores al 10% de la energía total del explosivo, ni aún en el caso de explosivos de elevado poder rompedor.

En el caso de existencia de una cara libre en las proximidades del taladro, la onda de choque será reflejada en esa superficie, produciendo sobre ella un esfuerzo de tracción, encontrando la roca una libertad de desplazamiento que permite la ampliación del radio fisurado y el desprendimiento de la roca en esa cara libre cuanto mayor es la carga y su grado de confinamiento, mayor potencia y poder rompedor del explosivo y menor es la distancia a la cara libre (Figura N°15).

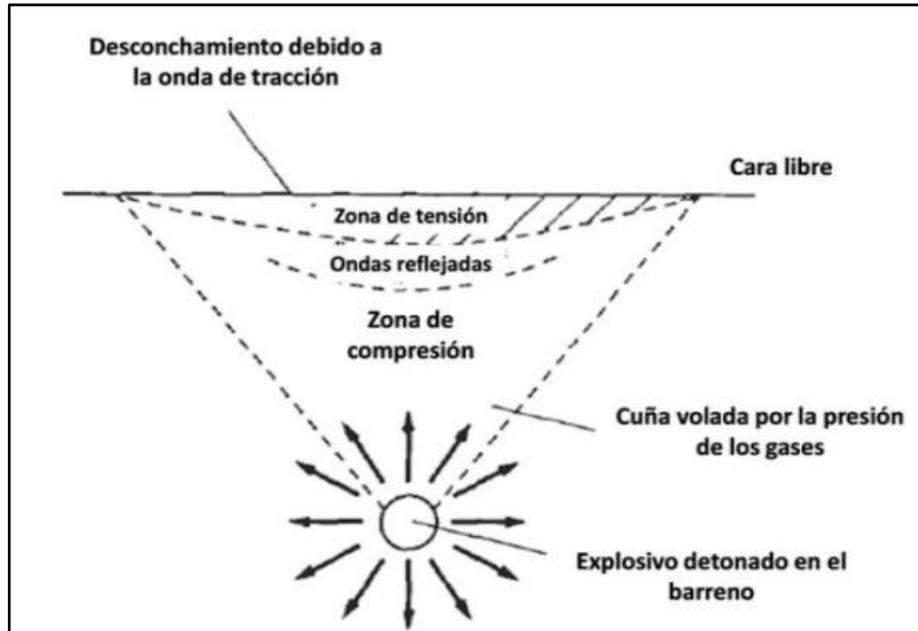


Figura N°15: Mecánica de roturas

A esta primera fase de formación de grietas y desprendimiento le sigue una segunda fase, más lenta, en la cual los gases del explosivo a elevada presión y temperatura penetran por estas fisuras originalmente creadas por la onda de detonación, abriéndose totalmente y lanzando la roca hacia adelante en su frente libre.

### 2.5.3 Clasificación de los explosivos

Los explosivos químicos industriales se clasifican en dos grandes grupos, según su velocidad de detonación:

- Altos explosivos, sensibles al fulminante N° 8.
- Agentes de voladura, no sensibles al fulminante N° 8.

Los altos explosivos y los agentes de voladura son términos utilizados en el contexto de las explosiones controladas en la industria de la minería, la construcción y otras actividades relacionadas. Aunque a menudo se usan indistintamente, hay diferencias sutiles entre ellos en términos de composición y uso.

#### Altos explosivos

Son sustancias químicas que tienen la capacidad de liberar una gran cantidad de energía de forma explosiva cuando se inician mediante una fuente externa, como una chispa o una detonación. Estos explosivos se caracterizan por generar una onda de choque muy potente y una rápida liberación de gases calientes al detonar. Ejemplos de altos explosivos son la dinamita, el TNT (trinitrotolueno) y booster.

Los utilizados en la mina en estudio son:

X-Booster: Son cargas explosivas de alta potencia y gran seguridad, destinadas a la iniciación de agentes explosivos. Su protección exterior de plástico protege la mezcla explosiva que contiene, permitiendo ser más insensible a los golpes o roces y mayor resistencia al agua.

### **Agente de voladura**

Los agentes de voladura son mezclas químicas diseñadas específicamente para generar explosiones controladas en aplicaciones industriales. A diferencia de los altos explosivos, los agentes de voladura no suelen ser detonables por sí solos y requieren un iniciador o detonador para iniciar la reacción explosiva.

Estas mezclas contienen un oxidante y un combustible, junto con otros componentes que proporcionan estabilidad y control en la explosión. El agente de voladura más comúnmente utilizado es la emulsión, que consiste en una mezcla de agua, combustible y oxidante.

Los agentes explosivos utilizados en la mina son:

**Emulsión encartuchada:** Tienen elevada resistencia al agua y gran potencia de detonación. Se presenta en cartuchos plásticos con longitud y diámetro variados, adecuándose a diversos tipos de aplicación. Se puede aplicar en minería a cielo abierto y subterránea, voladuras subacuáticas y construcción civil.

**Emulsión a granel:** Explosivo de alta velocidad de detonación, con elevada energía y resistencia al agua. Se presenta en forma de emulsión, una mezcla estable de un oxidante, generalmente nitrato de amonio, y un combustible, como es el fuel oil. Esta combinación permite una mezcla homogénea y estable que se puede almacenar y transportar de manera segura.

Con excelente adherencia a la pared interna del pozo, fue desarrollado para ser empleado en perforaciones ascendentes en minería subterránea, aumentando la productividad. Se indica también para aplicación en túneles y galerías (subterráneas) con diámetro mínimo de 1½”.

### **Accesorios de voladura**

**Sistema de iniciación electrónico:** Los detonadores electrónicos son la última evolución de los sistemas de iniciación para voladuras. La diferencia fundamental entre el detonador electrónico y cualquier otro, bien sea eléctrico o no eléctrico, es que la pasta pirotécnica que determina el tiempo de retardo fue sustituida por un circuito electrónico, en el cual, un microchip es el encargado de realizar la descarga de un condensador en el instante deseado. En los demás tipos de detonadores, el retardo viene fijado por el tiempo que tarda en consumirse una pasta pirotécnica. Cada detonador electrónico está identificado inequívocamente con un código alfanumérico que sirve para su posterior programación y disparo.

**Cordón detonante alto gramaje:** Es una carga explosiva lineal flexible que tiene un núcleo de alto explosivo, usualmente pentrita o PETN, forrado, con hilos de diferentes materiales según el propósito de uso del cordón y recubierto con material protector plástico, como PVC, nylon, teflón y otros. Posee elevada resistencia a la tracción e impermeabilidad al agua y a otros líquidos normalmente presentes en las detonaciones. Permite el accionamiento eficaz de varias cargas explosivas en una única detonación. Se produce en distintos gramajes. Su uso está indicado para voladuras subterráneas.

**Taco:** Es una bolsa auto inflable de alta resistencia que cuenta con una lata de aerosol en su interior con un sistema de activación, a través de la bolsa. La misma cuenta con dos capas interiores de nylon sellado y una bolsa exterior de alta resistencia a la tracción. Posee una cuerda graduada, facilitando la rápida instalación de la bolsa a la altura deseada dentro del pozo.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Poseen una longitud de 60 cm. El producto se entrega en cajas de cartón con una cantidad entre 20 y 35 unidades dependiendo del diámetro.

### **2.5.4 Evaluación de voladura**

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos:

- 1- El volumen o tonelaje del material movido deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerando el esponjamiento del material quebrado.
- 2- El grado de fragmentación del material disparado o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende de los requerimientos, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o demasiado menuda son inconvenientes. Debe observarse el porcentaje de bloques grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente. La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de paleo y transporte y con sus costos.
- 3- La sobre excavación afecta la estabilidad de la nueva cara libre del próximo evento y puede generar problemas de sobre tamaño. Además debilita y agrieta a la roca remanente en toda la periferia, afectando a profundidad, con el riesgo de colapso de la caja piso o techo. También condiciones geológicas de incompetencia, debilidad estructural y alto grado de fracturamiento, tienen responsabilidad en este problema el exceso de carga explosiva y/o el encendido instantáneo o con tiempos muy cortos entre taladros, debido al fuerte golpe que producen.
- 4- El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo. La forma aproximada de la pila de material se consigue con el trazo de perforación y con el diagrama de la secuencia de encendido, distribución de los retardos y de la disposición de las caras libres.
- 5- Costo de la voladura. Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación, costo de explosivos, accesorios, servicios y cantidad del personal, se deben tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de bloques grandes. Todos ellos representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura.

## 2.6 Evaluación económica

### 2.6.1 Cálculo del Valor Actual Neto (VAN)

Calcular el valor Actual Neto (VAN) de un proyecto es fundamental para evaluar su rentabilidad. Básicamente, se trata de traer al presente todos los flujos de caja futuros que generará el proyecto y restarles la inversión inicial.

La fórmula general para calcular el VAN es la siguiente:

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{FC_t}{(1+k)^t}$$

Donde:

- **VAN:** Valor Actual Neto del proyecto.
- **I<sub>0</sub>:** Inversión inicial del proyecto (generalmente en el año 0). Se representa con signo negativo porque es un desembolso.
- **∑<sub>t=1</sub><sup>n</sup>:** Sumatoria de los flujos de caja desde el año 1 hasta el año n.
- **FC<sub>t</sub>:** Flujo de caja neto esperado para el período t. Este puede ser positivo (ingresos menos egresos) o negativo.
- **k:** Tasa de descuento o tasa de costo de oportunidad del capital. Representa el rendimiento mínimo requerido para el proyecto, teniendo en cuenta su riesgo.
- **n:** Número de períodos (años, meses, etc.) que dura el proyecto.
- **t:** Índice del período.

### 2.6.2 Interpretación del VAN:

- **VAN > 0:** El proyecto se considera rentable, ya que el valor actual de los flujos de caja futuros excede la inversión inicial. Esto significa que el proyecto generará valor para la empresa o los inversores.
- **VAN = 0:** El proyecto no genera ni pérdida ni ganancia en términos de valor actual. Cubre exactamente la inversión inicial y la tasa de rendimiento requerida.
- **VAN < 0:** El proyecto no es rentable, ya que el valor actual de los flujos de caja futuros es menor que la inversión inicial. Esto indica que el proyecto no cumple con la tasa de rendimiento requerida y podría generar una pérdida de valor.

### 2.6.3 Consideración para determinar el VAN:

En el análisis de proyectos, el flujo de caja inicial (año 0) suele ser negativo, reflejando la inversión inicial. En este caso de estudio, la evaluación de un diseño de perforación alternativo de chimenea no implica inversión inicial ni genera ingresos directos, por lo que su flujo de caja es cero. Económicamente, su Valor Actual Neto (VAN) se determina a partir del costo diferencial, es decir, el ahorro anual de costos.

## CAPÍTULO 3

### Estudio del ciclo actual de construcción de chimenea de producción

#### 3.1 Ciclo de construcción de chimenea de producción

##### 3.1.1 Desarrollo de labores horizontales

Para comenzar la construcción de una chimenea, se debe contar con el desarrollo de las principales labores horizontales que incluyen rampa, acceso, galerías de transporte y galerías basales. Para los diferentes niveles, separados cada 30 m de distancia, se construyen los cruzados o corta vetas, dependiendo el método y condiciones geomecánicas; cada 30 m para explotación transversal y cada 105 m para una explotación longitudinal. La preparación consiste en el desarrollo de las galerías basales que están construidas a partir de los cruzados sobre la veta y paralela a la galería de transporte (figura N°16). La sección es de 4,5 m x 4,7 m (W x H). Los avances horizontales son de 3,5 m o 4.2 m dependiendo de la longitud de la viga del jumbo empleado en cada voladura. En las zonas donde se esperan condiciones inestables por presencia de fallas o cavidades, el avance se reduce a 2,5 m por voladura.

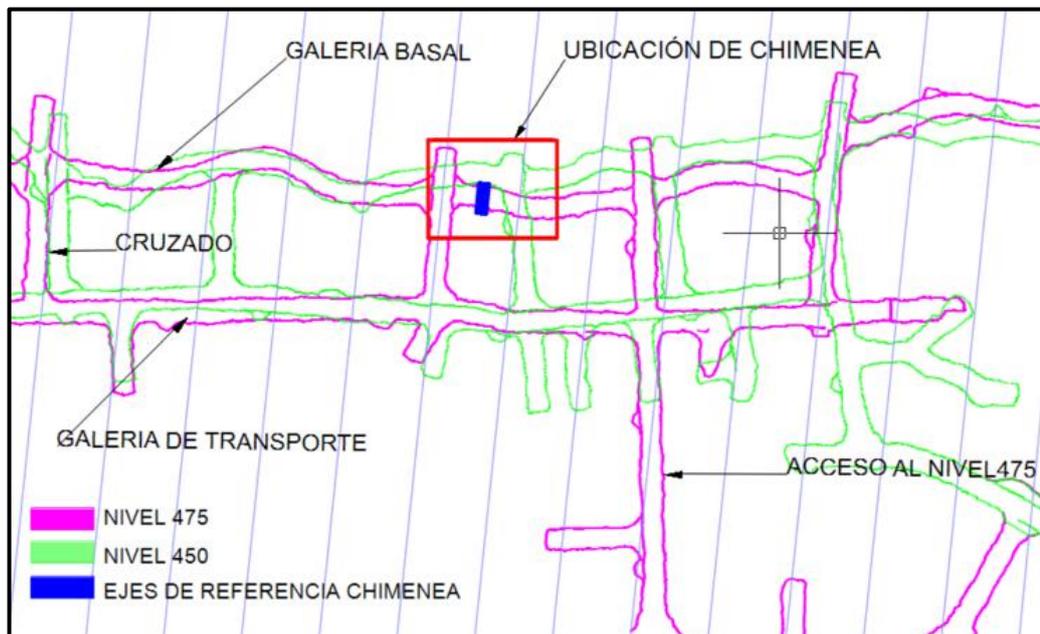


Figura N°16: Vista en planta de nivel con desarrollo horizontales principales y ubicación de chimenea

##### 3.1.2 Colocación de marca por el área de topografía de mina

Una vez estacionada la estación total se inicia con la marcación en terreno (piso y hastiales) de los ejes de referencias de la chimenea según plano (Figura N°17) y coordenadas entregado por el área de perforación y voladura donde se colocan clavos a la altura de la gradiente 1,50 m (Figura N°18). Esta acción se complementa con el uso de aerosol y cinta flying para indicar y señalar el nombre de la fila que sirven de referencia para la perforación.

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

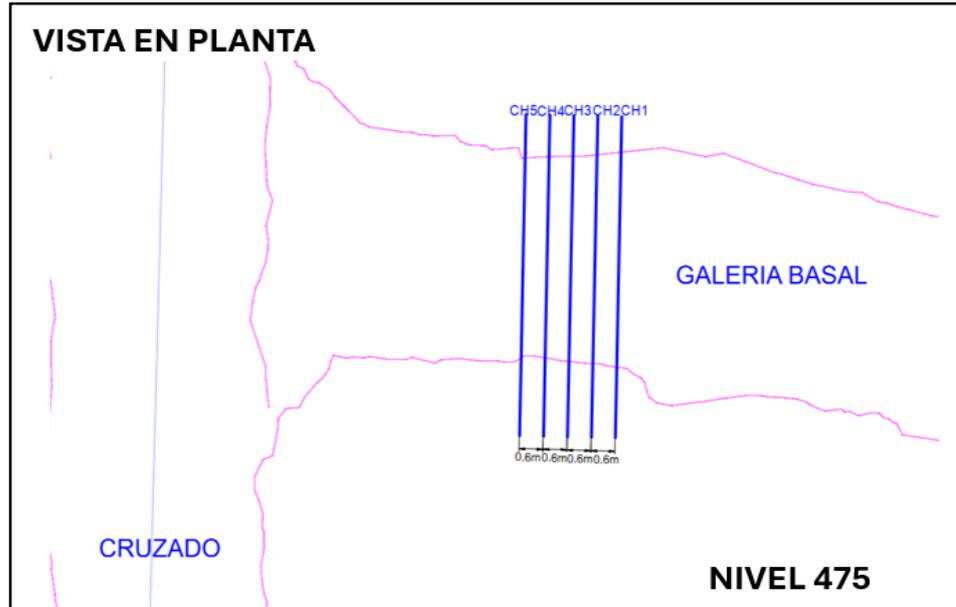


Figura N°17: Vista en planta del nivel superior de gradiente con ejes de referencia

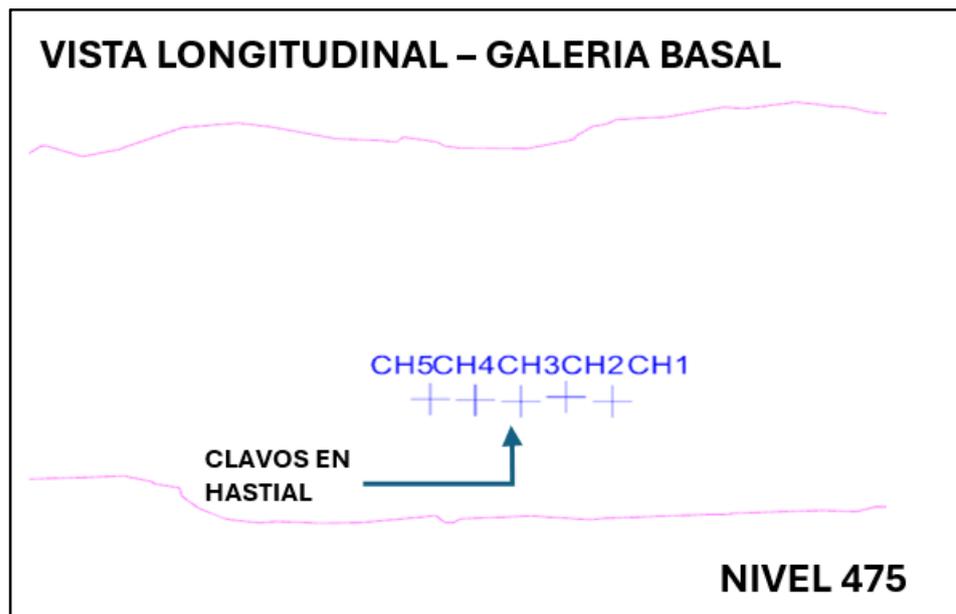


Figura N°18: Vista longitudinal de galería basal con clavos en hastial a nivel gradiente (Nv475)

### 3.1.3 Instalación de los servicios

Los servicios se conectan a la línea central de distribución de la mina. Estos son, dos mangueras de  $\frac{3}{4}$ " , una para el aire comprimido y otra para el agua. En algunas situaciones se encuentra alejados a una distancia de 40 o 50 m de la línea central, depende de la ubicación de distribución general.

La distribución de energía eléctrica la realiza el área de mantenimiento eléctrico de mina, entregando a operación los tableros eléctricos para alimentar los equipos de perforación, como así también la iluminación.

### 3.1.4 Perforación

Antes de comenzar con la perforación se debe realizar:

- **Asignación de tarea y entrega de diseño de perforación al operador**

En los planos se indica la cantidad de taladros, la longitud y ángulo de cada uno de los taladros que presenta cada fila del diseño (Figura N°19 y Figura N°20).

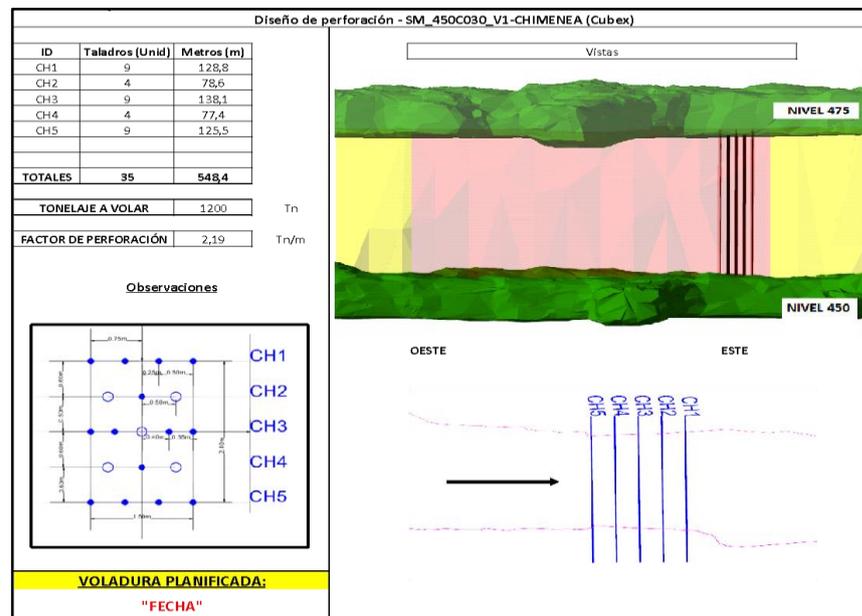


Figura N°19: Portada de diseño de perforación de chimenea entregado a operaciones

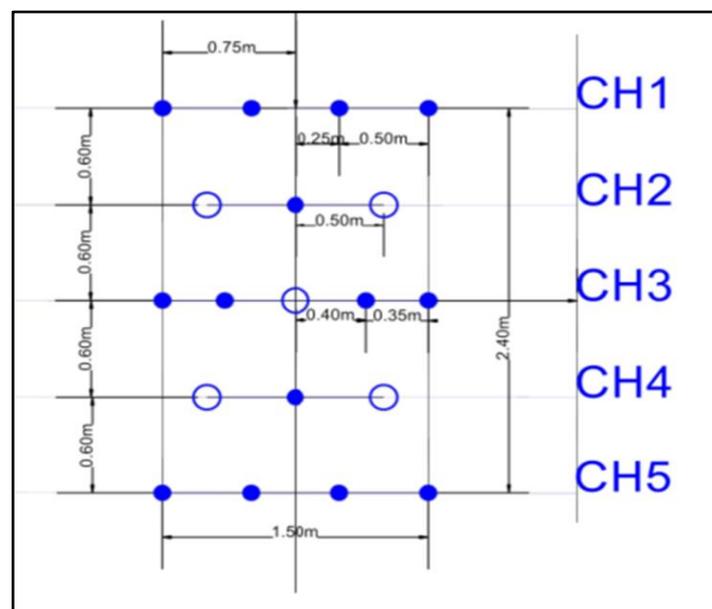


Figura N°20: Diseño geométrico de la chimenea actual

- **Traslado de equipo e instalación**

Cada vez que inicia el turno se debe realizar la verificación mecánica y de seguridad del equipo (Imagen N°1). Una vez que se trasladó e instaló en el sector a perforar se procede a su estabilización mediante gatos hidráulicos de apoyo para posteriormente energizarlo.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.



Imagen N°1: Perforista con ayudante a inicio de turno realizando verificación del equipo

### - **Aceros de perforación:**

El tren o sarta de perforación del equipo de perforación Sandvik DU311-T está constituido por:

- Barras de perforación (Diámetro = 4") - Longitud de 1,8 m.
- Barras de perforación (Diámetro = 6") - Longitud de 1,5 m.
- Martillo de fondo RH550.
- Broca M40 – Diámetro de 4,5".
- Broca escariadora – Diámetro de 10".

### - **Proceso de perforación de tiros largos**

El equipo cuenta con un láser a una distancia de 0.8 m de la mesa de perforación, que le permite al perforista utilizar como referencia para poder instalarse en la posición de los clavos topográficos en ambos hastiales de la labor y en cada fila a perforar según diseño de perforación. Además permite, cuando se deba realizar una reperfusión o repaso de taladros, mantener la posición exacta que anteriormente se perforó.

Antes de iniciar con el diseño planificado, se debe identificar el punto del piso más bajo de la labor y analizar si es necesario perforar un taladro de servicio para drenar el agua y lodos que se acumulan durante la perforación.

Una vez instalado el equipo se procede a dar inicio a la perforación de tiros largos.

La secuencia de perforación de la chimenea de producción debe ser en retroceso alejándose del tope de la labor o de la cara libre en caso de tener una cámara abierta.

Durante el proceso de perforación de los taladros, el ayudante se encarga de engrasar las roscas del adaptador de culata y de las barras con la finalidad de evitar el atascamientos, también facilita el desacople de las barras cuando se realiza la recuperación de la sarta de perforación y acople entre las mismas en el proceso descendente (construcción del taladro).

El método de perforación de los taladros para la chimenea es tipo descendente o negativa, la profundidad se logra con la unión de las barras (Imagen 2). Una vez llegada a la profundidad

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

deseada (comunicar al nivel inferior), se procede a retirar el tren de herramientas con lo cual se irán retirando las barras y quedando alojadas en el carrusel del equipo o en el caso que no cuente con carrusel es de forma manual donde el ayudante toma las barras y las apila de forma ordenada en un sector asignado para las mismas (Imagen 3).



Imagen N°2 : Ayudante agregando una barra a la sarta de perforación



Imagen N°3: Sector asignado para apilar de forma ordenada las barras

Cuando se finaliza la perforación de cada taladro, deben ser cubiertos apropiadamente para protegerlos de objetos que puedan caer y obstruir (Imagen N°4 e imagen N°5). Además deben quedar limpios y señalizados con una cinta donde se indique la nomenclatura del taladro (fila

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

y número de identificación), si es un taladro que comunica o si es un taladro “ciego” y la longitud real que posee.



Imagen N°4: Equipo cubex orión en proceso de perforación



Imagen N°5: Equipo en perforación, taladros finalizados cubiertos con bolsa arpillera

### 3.1.5 Colocación de flejes

Una vez terminado de perforar todos los taladros del diseño de la chimenea y acondicionar el sector, se continúa con la identificación y ubicación de los taladros por el nivel inferior, para ello se utilizan flejes (cinta) de plástico de polipropileno, donde se coloca en la punta del mismo un objeto, con un peso tal que permita descender por gravedad dentro del taladro hasta el nivel inferior y también permite asegurar la comunicación de los mismos (Imagen N°6). Generalmente se usan brocas descartadas porque llegaron al final de su vida útil, Este

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

proceso tiene la finalidad de corroborar la comunicación de los taladros que conectan con las labores del nivel inferior y a su vez identificarlos para la elaboración de protocolo de voladura.

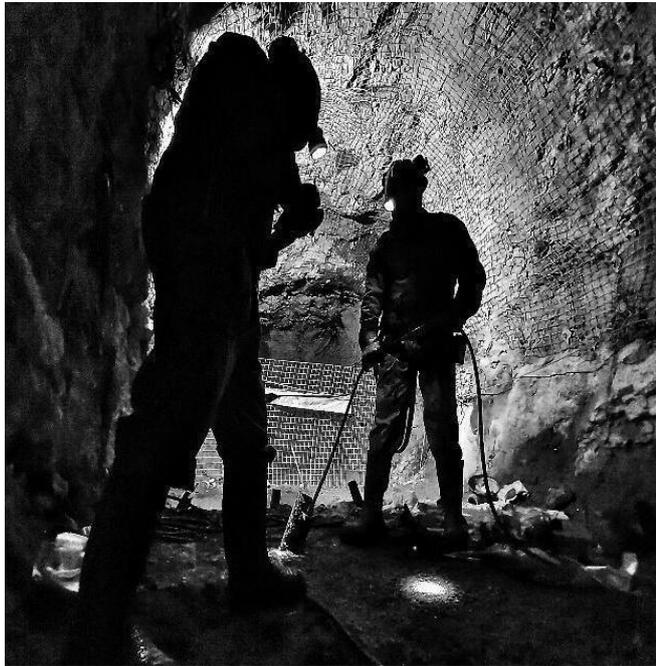


Imagen N°6: Descendiendo los flejes en taladros para identificación por nivel inferior



Imagen 7: Plano con vista en planta de taladros con sus longitudes reales realizado por operaciones en campo

### 3.1.6 Relevamiento y determinación de la secuencia de encendido:

Culminada desde el área de operaciones la tarea de identificación de los taladros de la chimenea (Imagen N°7), el área de topografía de mina realiza el relevamiento, para obtener la desviación y las coordenadas precisas de la ubicación de los taladros como ser los collares y los pies de los mismos con reflex.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Previo a iniciar con las mediciones se debe verificar el correcto estado de los taladros a medir y retirar todo tipo de accesorios, equipos o aparato metálico y eléctrico de la zona para minimizar los errores por influencia de magnetismo. Por recomendaciones técnicas los objetos metálicos y eléctricos se deben ubicar a una distancia recomendada mayor a 50 m.



Imagen N°8: Topografía nivelando estación total

El proceso de relevamiento con reflex consiste en hacer descender un instrumento de medición llamado réflex AX1148. Terminado este proceso, con la estación total se levantan las coordenadas de los collares de todos los taladros que conforman el diseño y auxiliares en caso de presentar (Imagen N°8).

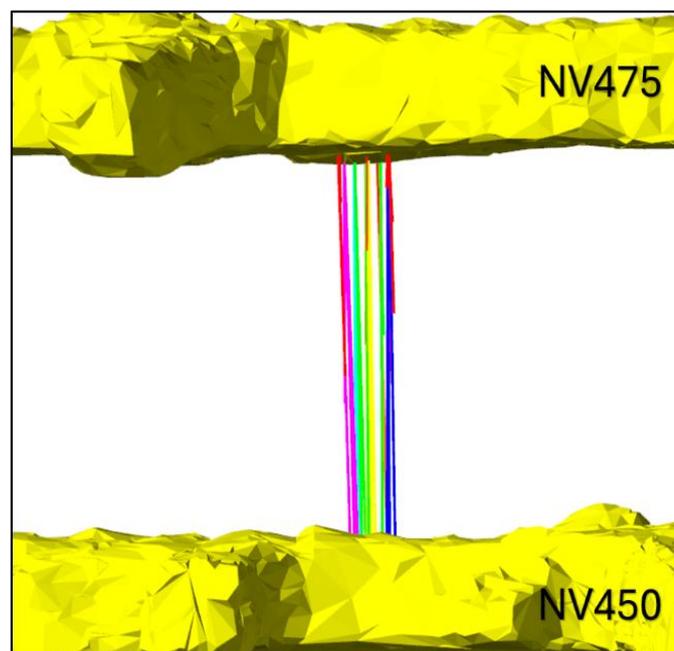


Figura N°21: Taladros de chimenea relevado por topografía con longitudes reales

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

En la figura N°21 se puede visualizar el relevamiento de topografía. La misma muestra como están ubicados los taladros en terreno desde el nivel superior y la desviación que presentan hacia el nivel inferior. Se utilizan colores distintos en cada fila para facilitar su diferenciación. Estos datos son importantes ya que utilizando la ubicación real de los taladros mediante el uso de flejes y el relevamiento realizado por topografía, sirven para ejecutar el protocolo de voladura donde las áreas de servicios técnicos, operaciones y la empresa contratista de explosivos determinan en conjunto la distribución de carga de explosivo para cada taladro y la secuencia de encendido (Figura N°22). Se complementa con una tabla donde se indica la longitud del taladro real medida en campo y diámetro de perforación (Tabla N°1).

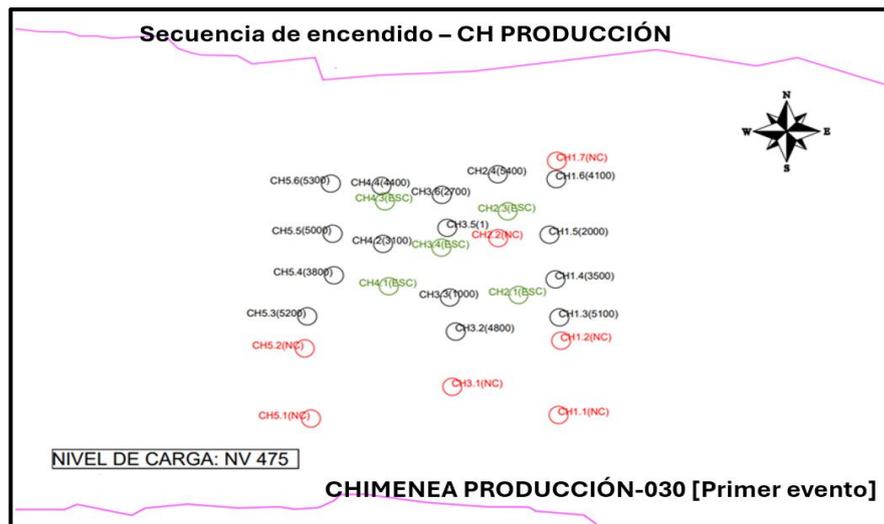


Figura N°22: Vista en planta del nivel de carga con los collares de la chimenea actual

TALADRO ID	∅ (mm)	SECUENCIA (ms)	LONG. DEL TALADRO POR PROTOCOLO (m)
CH1.1	114	NC	2
CH1.2	114	NC	8
CH1.3	114	5100	19
CH1.4	114	3500	19
CH1.5	114	2000	18
CH1.6	114	4100	18
CH2.1	256	ESC	20
CH2.2	114	NC	4
CH2.3	256	ESC	19
CH2.4	114	5400	17
CH3.1	114	NC	5
CH3.2	114	4800	19
CH3.3	114	1000	18
CH3.4	256	ESC	18
CH3.5	114	1	18
CH3.6	114	2700	16
CH4.1	256	ESC	18
CH4.2	114	3100	18
CH4.3	256	ESC	18
CH4.4	114	4400	18
CH5.1	114	NC	3
CH5.2	114	NC	11
CH5.3	114	5200	19
CH5.4	114	3800	18
CH5.5	114	5000	18
CH5.6	114	5300	18

ESCAREADOA/VACIOS  
 NO CARGAR

Tabla N°1: Secuencia de voladura con longitud real y diámetro de perforación de la chimenea actual

### 3.1.7 Colocación de los tacos inferiores

Los tacos son importantes pues permiten posicionar y retener la carga explosiva en la profundidad deseada, evitando el desplazamiento y garantizando la estabilidad de los explosivos.

Para los tacos inferiores se utilizan bolsas de aire de alta resistencia (Imagen N°9), que tienen una capa interior de nylon sellado y una exterior de alta resistencia a la tracción. Tiene la ventaja que permite una manera simple y eficiente de instalar comparado con otros tipos de retacado.



Imagen N°9: Bolsa de aire de alta resistencia para taco inferior y superior

Antes de iniciar la instalación, es necesario preparar el sector de trabajo para garantizar condiciones seguras y eficientes, asegurando que la profundidad y el diámetro sean los adecuados para la instalación de los mismos.

La colocación de los tacos consisten en insertar la bolsa de aire en el extremo de la manguera de inflado para facilitar su descenso en el interior del taladro hasta la profundidad deseada, la manguera a su largo cuenta con marcas cada 5 m para asegurar la ubicación correcta de su instalación.

Cuando el taco se encuentra a la longitud indicada en la tabla del protocolo de voladura se inicia el inflado de la bolsa con aire comprimido, donde se debe asegurar de no sobrepasar la presión recomendada por el fabricante. Al retirar la manguera, se debe verificar la estabilidad de la bolsa en el taladro y que se expanda correctamente contra las paredes del mismo.

### 3.1.8 Procedimiento de carga

Antes de comenzar con el proceso de carga del explosivo, se verifica la profundidad, estado y presencia de agua, para asegurar que todos queden a la misma altura de carga, respetando lo solicitado en el protocolo de voladura con la finalidad de obtener un corte regular luego de la voladura.

Para iniciar el carguío, el ayudante arma el cebo y lo introduce dentro del primer taladro a cargar para descender con la manguera de emulsión. Generalmente se debe iniciar el carguío en retroceso, partiendo desde el tope o desde la cara libre en caso de presentar una cámara

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

abierta. La unidad de bombeo subterránea, llamado “camión fábrica” bombeará hasta completar con la altura de carga establecida en el protocolo de voladura. Luego el ayudante prepara el cebo con la manguera para el siguiente taladro, repitiendo el proceso hasta tener todos pozos cargados.

Un cebo suele ser suficiente para columnas de carga con alturas menores a 10 m. Se utilizan dos cebos para columnas de 10 m a 22 m y tres cebos para alturas de columnas mayores a 22 m.

Cada cinco (5) minutos el ayudante toma una muestra de la emulsión bombeada para calcular la densidad del producto. Se considera como óptima, una densidad de 1,2 g/cc (+/-0,5%), Si los resultados están fuera del rango, se debe modificar el porcentaje de aditivos de acuerdo con la tabla de control de calidad.

Durante la operación de bombeo de la emulsión, el operador debe tener especial atención en los parámetros de la bomba, verificando la presión y flujo de carguío. Asegurando que se encuentren trabajando dentro de los rangos operacionales óptimos y seguros.

Al finalizar con la operación de carguío, el operador realiza la limpieza de la manguera y la bomba asegurando que no queden restos de emulsión.

### **3.1.9 Colocación del taco superior**

El taco superior se coloca después de completar la carga de columna de cada taladro, el material empleado es una bolsa de aire y luego se completa con material triturado de cantera de tamaño uniforme, la altura de taco total es de 1 m, esta longitud está sujeta a evitar el soplado de los tiros en el nivel superior por pérdida de energía del explosivo y del diseño en abanico.

Se emplea para el vertido del material triturado una pala ancha y carretilla de chapa reforzada para la carga y traslado del material desde el acopio hasta el sector donde se encuentran los taladros a retacar. El acopio del material triturado se encuentra ubicado de forma estratégica lo más cercano posible en una zona segura que permita el ingreso/salida del personal y los equipos del sector.

### **3.1.10 Amarre de conectores al cordón detonante**

El amarre de los conectores es la etapa crítica en la preparación de una voladura. De su correcta ejecución depende que se realice de manera precisa y en el orden correcto. Para llevar a cabo el proceso se realizan una serie de etapas:

#### **- Programación de los detonadores**

Los detonadores utilizados son electrónicos. Cada detonador es identificado por la unidad de programación (el explosor remoto) y el controlador de explosión por su número de identificación exclusivo. Durante la operación de programación, la unidad de programación asigna un número de secuencia al detonador y el operador elige un tiempo de retardo de acuerdo a lo detallado en el protocolo de voladura. El número de identificación exclusivo del detonador, con su número de secuencia y retardo asociado se almacenan en una tabla ubicada en la parte trasera de la unidad de programación. Tiene la ventaja que se pueden programar varios detonadores con el mismo retardo.

#### **- Conexión de los detonadores**

Los detonadores electrónicos tienen un conector de bus dúplex integrado al extremo del cable (Imagen N°10). Este conector luego se une directamente a la línea de bus M35, que es un conductor de cobre de dos alambres con un revestimiento amarillo y verde que permite conectar líneas de bus con pinzas estándar garantizando una conexión paralela como se

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

visualiza en imagen N°11. Luego la línea de bus se conecta a la línea de encendido hasta el explosor remoto o el controlador de explosión.

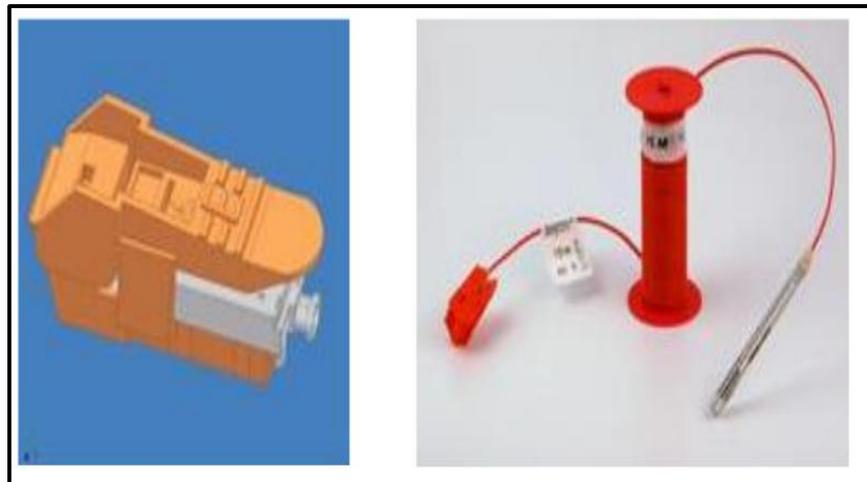


Imagen N°10: Conectores dúplex

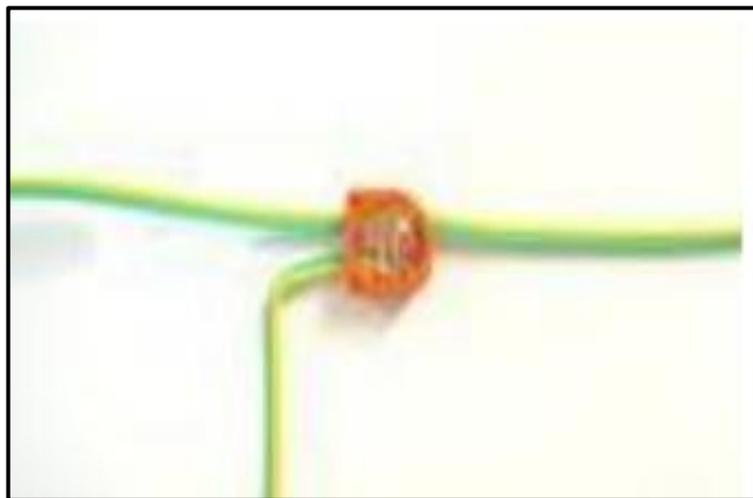


Imagen N°11: Línea de bus M35

### - Verificación de la líneas del circuito

Cuando una línea del circuito de encendido fue programada y conectada, esa línea es verificada utilizando las funciones de test. Las funciones de test permite comprobar la integridad del circuito de encendido (o una línea) y el correcto funcionamiento de los detonadores. Antes de retirarse de la postura, previo a la voladura es necesario confirmar que todas la conexiones se encuentren correctas y que la secuencia fue cargada en el sistema como solicita el protocolo de voladura (Imagen N°12).

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.



Imagen N°12: Carguío de explosivo y verificación del circuito finalizado

### 3.1.11 Voladura de la chimenea

Antes de realizar el disparo se deben apagar los ventiladores cercanos al sector. Para realizar la voladura de forma remota se requiere la evacuación total del personal de la mina.

La única manera para iniciar la carga del detonador de iniciación, es deslizar la tarjeta de identificación del supervisor mina y luego presionar la tecla de carga, mientras se lleva a cabo la operación (Imagen N°13).



Imagen N°13: Resultados del primer evento de voladura - nivel inferior con carga mineral

### 3.1.12 Ventilación

Luego de transcurrido los treinta (30) minutos posterior a la voladura, el supervisor ingresa y realiza las mediciones de gases y encendido de los ventiladores. La medición se realiza con un chequeador de gases, este instrumento está calibrado con los valores máximos y mínimos permisibles. La medición de gases se realiza en el nivel en que se realizó la voladura, y en los niveles superior e inferior a la misma. Si se informa o detecta concentraciones de gases en otros sectores cercanos a la voladura, el chequeo de los mismos será más integral. Cuando las concentraciones de gases en los niveles afectados por la voladura presentan los valores permisibles, se permite el ingreso de todo el personal al sector. Los sectores que estén contaminados quedan restringidos mediante cenefa con leyenda "NO PASAR", hasta la habilitación de los mismos.

### 3.1.13 Extracción o limpieza de la chimenea:

El carguío del material volado es realizado mediante equipo scoop Sandvik LH514 que posee una capacidad de 4.3m<sup>3</sup> y el transporte mediante camiones de bajo perfil Dumper Sandvik (EJC533 y TH540) de 13 a 15 m<sup>3</sup> (Imagen N°14).

Cuando se realiza el primer evento de voladura es necesario retirar la carga para generar espacio y así poder realizar el segundo evento para comunicar la chimenea (evento de conexión).



Imagen N°14: Flota de acarreo realizando extracción de mineral del primer evento

## 3.2 Ultimo evento de la construcción de chimenea (Conexión)

Finalizando el primer evento de voladura de la chimenea de producción y la extracción del mineral desde el nivel inferior se procede a realizar el escaneo (Figura N°23) y luego el repaso de los taladros existentes para realizar el último evento o conexión (Figura N°24).

Previamente, es necesario acondicionar el sector para posicionar e instalar el equipo nuevamente, los ejes de referencia y los clavos colocados por topografía en conjunto con el láser del equipo son de gran importancia para lograr emboquillar en la misma posición donde se perforó inicialmente cada taladro.

El repaso se realiza en retroceso iniciando desde el tope de la labor. El tiempo estimado de duración es entre dos a tres turnos de trabajo (5,2 horas efectiva de repaso por turno).

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Al finalizar con el repaso de los taladros, las actividades siguientes son las mismas del primer evento. La secuencia de encendido, por lo general se emplea la del primer evento. En caso de presentar, al finalizar el repaso, una longitud menor a la planificada o pérdida de un taladro por impacto de la voladura, será necesario realizar una modificación en la secuencia.

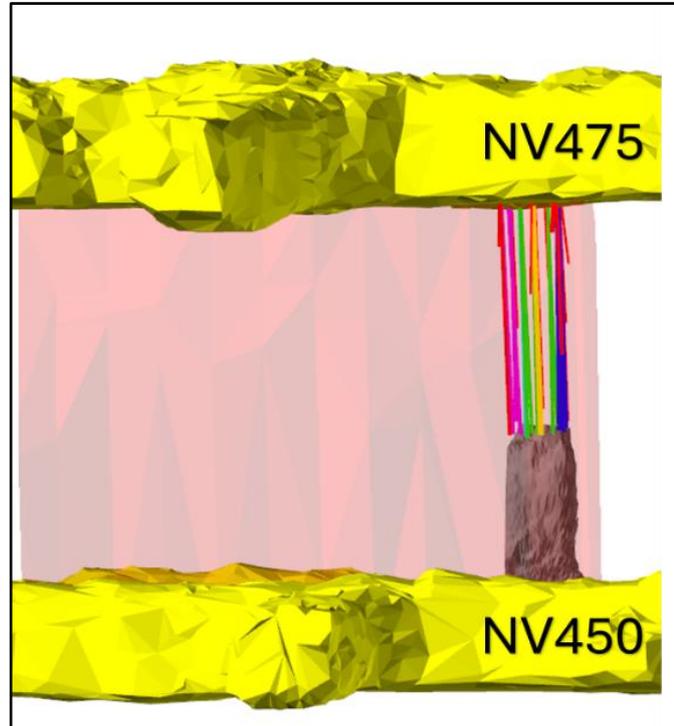


Figura N°23: Escaneo de primer evento con taladros relevados a longitud

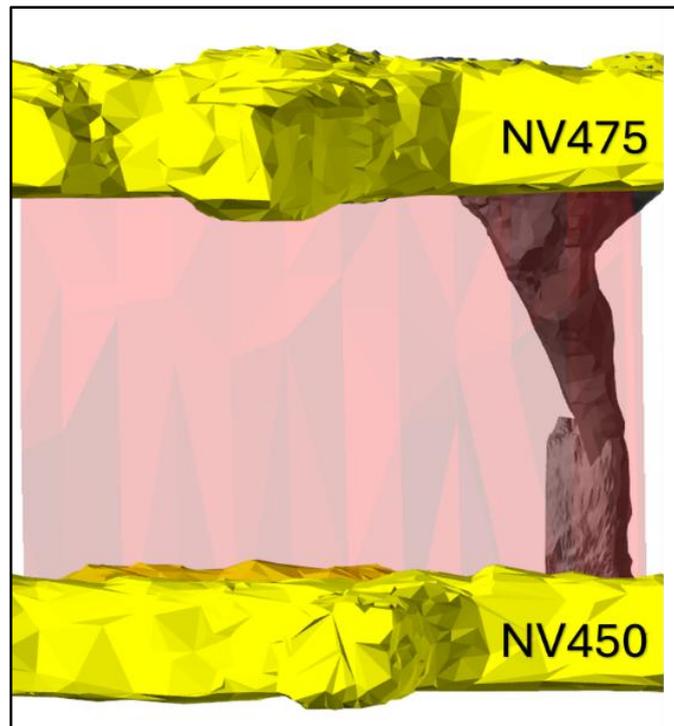


Figura N°24: Escaneo de chimenea donde se visualiza su conexión

### 3.3 Tabla resumen del ciclo de construcción de chimenea actual

La tabla N°2 presenta un resumen de los tiempos empleados en cada una de las actividades para la construcción de una chimenea.

Resumen de construcción de chimenea slot actual			
N°	Actividad	Duración (Dia)	Porcentaje
1	Acondicionamiento zona de trabajo	0,16	2,2%
2	Perforación	4,7	64,3%
3	Relevamiento de taladros y protocolo de voladura	0,2	2,3%
4	Carguío (1° evento) y voladura	0,3	3,8%
5	Ventilación y extracción de mineral	0,2	2,9%
6	Acondicionamiento zona de trabajo y repaso de taladros	1,1	15,3%
7	Carguío (Evento conexión) y voladura	0,3	3,8%
8	Ventilación y extracción de mineral	0,2	2,9%
9	Escaneo y verificación de resultados	0,2	2,6%
Total		7,4	100%

Tabla N°2: Resumen de tiempo de las actividades para construcción de chimenea actual

En el gráfico N°1 se visualizan los tiempos empleados en cada actividad. Puede observarse que el mayor tiempo está conformado principalmente por las actividades de perforación (64,2 %) y repaso de taladros (15,3 %) y luego extracción de mineral.

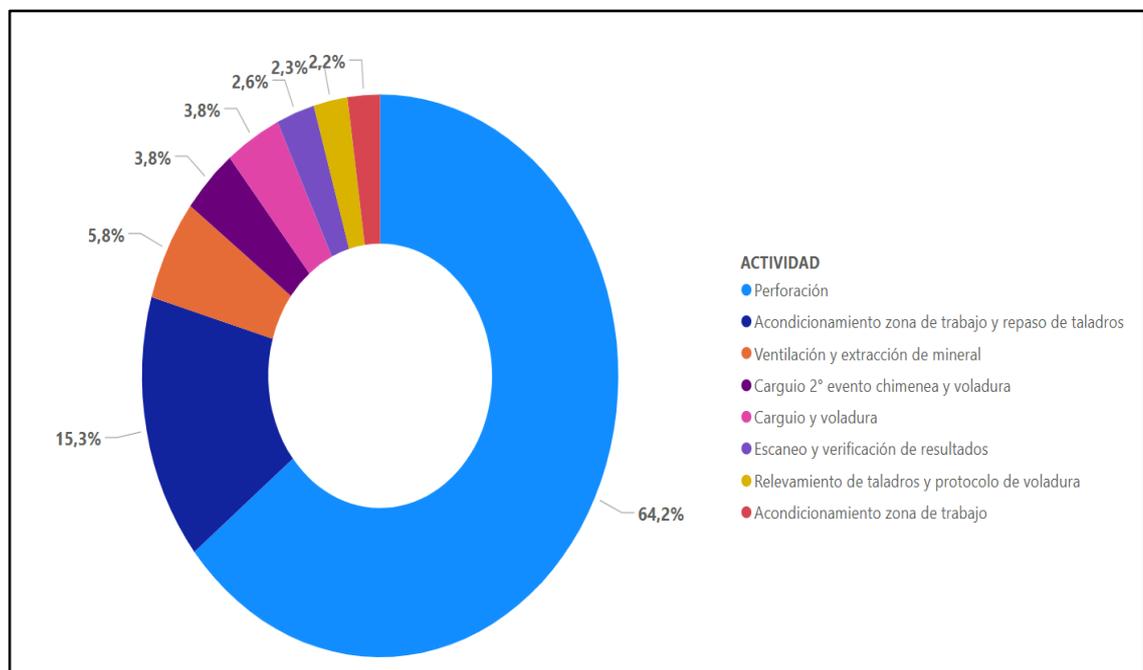


Gráfico N°1: Ciclo de construcción de chimenea actual

## CAPÍTULO 4

### Parámetros de eficiencia de perforación y voladura

#### 4.1 Determinación de consumo de acero

Durante la construcción de las dos chimeneas se utilizaron un total de tres (3) brocas para la ejecución de 982,8 m, teniendo en cuenta que éste es el consumible que más rápido se desgasta y reemplaza. En la Tabla N°3 se detalla el rendimiento de las mismas a partir del total de metros perforados en ambas chimeneas.

Resumen de perforación				
Chimenea	Ø = 4,5"	Ø = 10"	Ø = 4,5"	Ø = 10"
	Metros perforados (m)		Cantidad de taladros	
Actual	540,4	97,5	32	5
Propuesta	442,4	126	21	6
<b>Total</b>	<b>982,8</b>	<b>223,5</b>	<b>53</b>	<b>11</b>

Tabla N°3: Resumen de consumo de acero

El rendimiento de las brocas en promedio, de acuerdo a datos históricos relevados en campo, es igual 600 m, el mismo puede variar de acuerdo al sector de perforación con relación a la resistencia a la compresión y a la abrasividad de la roca.

Con respecto al rendimiento de las barras de perforación, éstas no fueron descartadas durante el proceso de perforación en estudio. Es complejo llegar a obtener un rendimiento promedio pero se puede evaluar en base al tipo de causa por la cual son descartadas. En este estudio se analizan las barras que emplea el equipo de perforación sandvik DU311-T (cubex), en la mayoría de los casos son descartadas por desgaste natural.

#### 4.2 Tiempo disponible para la construcción de chimenea

Las jornadas de trabajo en la mina en estudio están divididos en tres turnos con el siguiente horario (Tabla N°4):

Turno	Hora de ingreso	Hora de salida	Horas x turno
A	05:00	13:00	08:00
B	13:00	21:00	08:00
C	21:00	05:00	08:00

Tabla N°4: Horario de ingreso y salida para cada turno

Son turnos de 8 horas, como establece la ley de régimen de trabajo para la actividad minera subterránea, donde indica que el trabajo efectivo en mina subterránea no podrá superar las siete horas y cincuenta minutos diarios (7:50 hs).

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Actividad	Duración (Horas)
Tiempo disponible por turno	8,00
Transporte Campamento - Mina	0,20
Alistamiento	0,30
Charla de seguridad	0,25
Transporte a puesto de trabajo	0,43
Transporte a superficie	0,43
Transporte Mina - Campamento	0,20
Tiempo efectivo de trabajo por turno	6,20

Tabla N°5: Tiempos de las actividades totales de un turno de trabajo en condiciones normales.

Las jornadas de trabajo para cada turno son de 8 horas, siendo el tiempo efectivo de trabajo para cada turno de 6,20 horas. La evaluación de tiempos se realiza desde la llegada de los trabajadores a la mina, contemplando además alistamiento, charla de seguridad, traslado a su puesto de trabajo, salida a superficie y retorno a campamento, como muestra la tabla N°5.

#### 4.3 Tiempo promedio para la perforación de un taladro

El seguimiento de tiempo se realizó durante la perforación de la chimenea propuesta del nivel 430 – 405, proporcionando los siguientes valores:

TALADRO ID	Ø (pulgadas)	Tipo	Longitud de perforación (m)	Tiempo de perforación (min)
CH1.1	4,5	Cargado	14,1	48
CH1.2	4,5	Cargado	20,9	67
CH1.3	4,5	Cargado	20,5	64
CH1.4	4,5	Cargado	20,4	58
CH1.5	4,5	Cargado	26,1	82
CH2.1	10	Escariado	21	168
CH2.2	10	Escariado	20,7	180
CH3.1	4,5	Cargado	15	55
CH3.2	4,5	Cargado	20,9	73
CH3.3	10	Escariado	20,7	228
CH3.4	4,5	Cargado	20,7	68
CH3.5	10	Escariado	20,6	210
CH3.6	4,5	Cargado	20,8	65
CH3.7	4,5	Cargado	28,9	90
CH4.1	10	Escariado	20,7	198
CH4.2	10	Escariado	20,5	180
CH5.1	4,5	Cargado	16,3	52
CH5.2	4,5	Cargado	20,9	66
CH5.3	4,5	Cargado	20,6	74
CH5.4	4,5	Cargado	20,9	72
CH5.5	4,5	Cargado	29,5	86
<b>Tiempo promedio [min] (Taladros cargados)</b>				<b>68</b>
<b>Tiempo promedio [min] (Taladros escariados)</b>				<b>194</b>

Tabla N°6: Tiempo promedio de perforación de un taladro

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

En el tiempo promedio de perforación de un taladro, se considera las demoras por:

- Posicionamiento del equipo.
- Emboquille.
- Colocación de barra de perforación.
- Atascamiento de barras
- Recuperación de la sarta de perforación

En la tabla N°6 muestra el detalle del tiempo de perforación para cada taladro correspondiente a la chimenea propuesta. El tiempo promedio para la perforación de taladros cargados es de 68 min y para los taladros escariados es de 194 min donde primero se perfora con diámetro de 6" y luego se realiza el escariado a 10".

### **4.4 Desviación de taladros**

La desviación de taladros en la perforación de una chimenea modifica el diseño de perforación porque varía el burden y el espaciado planificado, también afecta en la fragmentación y la eficiencia de voladura ya que a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura y viceversa.

El impacto que generan las desviaciones conllevan a repasos o re perforación de taladros, dilución, incremento del consumo de explosivo y retrasos en el ciclo de producción específicamente en la carga y transporte debido a la fragmentación con sobre tamaños.

#### **4.4.1 Los factores que influyen en la desviación de taladros son:**

##### **A. Factores originados fuera del taladro:**

- Error de posicionamiento del equipo.
- Error en la selección y lectura de ángulos.
- Error en el emboquillado y en la fijación de viga de avance.

##### **B. Factores relacionados a la perforación:**

- Fuerza de avance.
- Rotación.
- Barrido de detritus.
- Percusión.

##### **C. Factores relacionados al taladro perforado:**

- Tipo de roca.
- Tamaño de grano.
- Fracturamiento.
- Plegamiento.

##### **D. Factores relacionados con el equipo:**

- Condición mecánica del equipo de perforación.
- Regulación de la perforadora.
- Selección adecuada del varillaje de perforación.
- Estado de los aceros de perforación (brocas y barras).

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

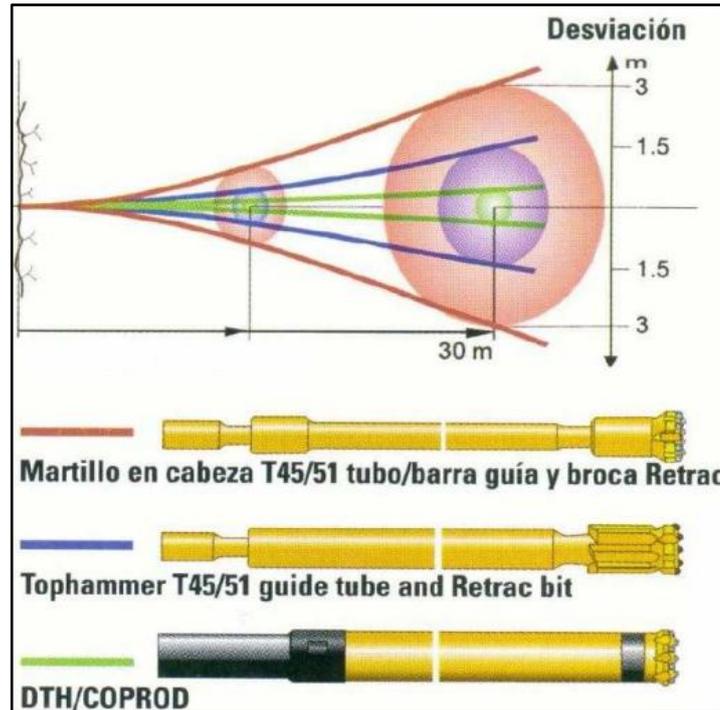


Figura N°25: Desviación de taladros según herramienta de perforación

En la figura N°25 se visualiza la relación entre la desviación de perforación según el tipo de herramienta a utilizar, donde a una profundidad de 30 m, la máxima desviación la tiene cuando se perfora con barras y martillo en cabeza, la mínima desviación se tiene cuando se perfora con D.T.H. (martillo de fondo). De igual manera que diámetros menores tienen mayor tendencia a desviarse que diámetros mayores.

### 4.4.2 Valores de desviación de chimenea actual

La tabla N°7 presenta el cálculo de desviación (emboquille y angular) que tiene cada taladro planificado con respecto al real en terreno de la chimenea del nivel 475 – 450, para su determinación se utilizaron las coordenadas norte y este que son las referidas al plano.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

TALADRO	NIVEL 475								NIVEL 450								DESVIACIÓN ANGULAR (m)	DESVIACIÓN DE EMBOQUILLE (m)
	ID	Ø	Diseño		Real		Diseño		Real		Este	Norte	Este	Norte				
			Este	Norte	Este	Norte	Este	Norte	Este	Norte								
CH1.1	4,5"	2.399.691,517	4.810.808,413	2.399.691,517	4.810.808,433	2.399.691,516	4.810.808,525	2.399.691,775	4.810.808,439	0,27	0,02							
CH1.2	4,5"	2.399.691,515	4.810.808,749	2.399.691,515	4.810.808,792	2.399.691,492	4.810.812,725	2.399.691,724	4.810.812,688	0,23	0,04							
CH1.3	4,5"	2.399.691,512	4.810.809,243	2.399.691,512	4.810.809,257	2.399.691,490	4.810.813,171	2.399.691,253	4.810.813,182	0,24	0,01							
CH1.4	4,5"	2.399.691,509	4.810.809,736	2.399.691,509	4.810.809,765	2.399.691,487	4.810.813,621	2.399.691,386	4.810.813,670	0,11	0,03							
CH1.5	4,5"	2.399.691,506	4.810.810,249	2.399.691,505	4.810.810,429	2.399.691,484	4.810.814,104	2.399.691,692	4.810.814,873	0,80	0,18							
CH1.6	4,5"	2.399.691,504	4.810.810,675	2.399.691,504	4.810.810,706	2.399.691,465	4.810.817,463	2.399.691,519	4.810.814,866	2,60	0,03							
CH1.7	4,5"	2.399.691,503	4.810.810,897	2.399.691,503	4.810.810,895	2.399.691,471	4.810.816,466	2.399.691,512	4.810.813,925	2,54	0,00							
CH1.8	4,5"	2.399.691,500	4.810.811,299	2.399.691,471	4.810.811,372	2.399.691,478	4.810.815,185	2.399.691,594	4.810.814,906	0,30	0,08							
CH2.1	10"	2.399.690,902	4.810.808,910	2.399.690,901	4.810.809,045	2.399.690,879	4.810.812,905	2.399.691,026	4.810.813,524	0,64	0,14							
CH2.2	4,5"	2.399.690,899	4.810.809,410	2.399.690,898	4.810.809,713	2.399.690,877	4.810.813,303	2.399.691,343	4.810.814,178	0,99	0,30							
CH2.3	10"	2.399.690,897	4.810.809,910	2.399.690,896	4.810.810,024	2.399.690,874	4.810.813,750	2.399.691,349	4.810.814,473	0,87	0,11							
CH2.4	4,5"	2.399.690,894	4.810.810,291	2.399.690,893	4.810.810,500	2.399.690,864	4.810.815,597	2.399.691,187	4.810.815,808	0,39	0,21							
CH3.1	4,5"	2.399.690,311	4.810.808,096	2.399.690,313	4.810.807,853	2.399.690,316	4.810.807,251	2.399.690,364	4.810.807,197	0,07	0,24							
CH3.2	4,5"	2.399.690,308	4.810.808,669	2.399.690,308	4.810.808,584	2.399.690,285	4.810.812,696	2.399.690,690	4.810.812,504	0,45	0,08							
CH3.3	4,5"	2.399.690,306	4.810.809,036	2.399.690,306	4.810.809,004	2.399.690,284	4.810.812,926	2.399.690,489	4.810.813,068	0,25	0,03							
CH3.4	10"	2.399.690,304	4.810.809,444	2.399.690,303	4.810.809,587	2.399.690,282	4.810.813,265	2.399.690,291	4.810.813,662	0,40	0,14							
CH3.5	4,5"	2.399.690,301	4.810.809,844	2.399.690,301	4.810.809,814	2.399.690,279	4.810.813,651	2.399.690,439	4.810.813,939	0,39	0,03							
CH3.6	4,5"	2.399.690,299	4.810.810,192	2.399.690,299	4.810.810,234	2.399.690,277	4.810.814,014	2.399.690,220	4.810.814,108	0,11	0,04							
CH3.7	4,5"	2.399.690,296	4.810.810,710	2.399.690,295	4.810.810,896	2.399.690,258	4.810.817,345	2.399.690,073	4.810.816,252	1,11	0,19							
CH3.8	4,5"	2.399.690,295	4.810.811,004	2.399.690,294	4.810.811,159	2.399.690,263	4.810.816,583	2.399.690,184	4.810.815,658	0,99	0,16							
CH4.1	10"	2.399.689,712	4.810.808,997	2.399.689,711	4.810.809,102	2.399.689,689	4.810.812,897	2.399.689,950	4.810.813,145	0,36	0,11							
CH4.2	4,5"	2.399.689,709	4.810.809,514	2.399.689,708	4.810.809,625	2.399.689,687	4.810.813,348	2.399.689,787	4.810.813,636	0,30	0,11							
CH4.3	10"	2.399.689,706	4.810.810,011	2.399.689,705	4.810.810,158	2.399.689,684	4.810.813,792	2.399.690,106	4.810.815,138	1,41	0,15							
CH4.4	4,5"	2.399.689,704	4.810.810,386	2.399.689,704	4.810.810,407	2.399.689,674	4.810.815,608	2.399.689,557	4.810.815,316	0,31	0,02							
CH5.1	4,5"	2.399.689,108	4.810.808,387	2.399.689,1080	4.810.808,3480	2.399.689,107	4.810.808,527	2.399.689,1630	4.810.808,5820	0,08	0,04							
CH5.2	4,5"	2.399.689,106	4.810.808,693	2.399.689,1060	4.810.808,7440	2.399.689,083	4.810.812,647	2.399.689,2940	4.810.813,6740	1,05	0,05							
CH5.3	4,5"	2.399.689,103	4.810.809,212	2.399.689,1030	4.810.809,2580	2.399.689,081	4.810.813,070	2.399.689,7290	4.810.813,4030	0,73	0,05							
CH5.4	4,5"	2.399.689,100	4.810.809,730	2.399.689,1000	4.810.809,7460	2.399.689,078	4.810.813,548	2.399.689,6250	4.810.813,9620	0,69	0,02							
CH5.5	4,5"	2.399.689,097	4.810.810,215	2.399.689,0960	4.810.810,3620	2.399.689,075	4.810.814,071	2.399.689,5110	4.810.814,8690	0,91	0,15							
CH5.6	4,5"	2.399.689,094	4.810.810,725	2.399.689,0930	4.810.810,9540	2.399.689,055	4.810.817,471	2.399.688,9310	4.810.818,0460	0,59	0,23							
CH5.7	4,5"	2.399.689,092	4.810.811,039	2.399.689,0910	4.810.811,2030	2.399.689,063	4.810.816,142	2.399.689,0270	4.810.815,3510	0,79	0,16							
CH5.8	4,5"	2.399.689,091	4.810.811,337	2.399.689,0910	4.810.811,3240	2.399.689,075	4.810.813,988	2.399.689,0770	4.810.813,7670	0,22	0,01							
<b>PROMEDIO</b>										<b>0,66</b>	<b>0,10</b>							

Tabla N°7: Valores de desviación de los taladros – Chimenea actual

El promedio de desviación angular en el fondo de los taladros es de 66 cm, teniendo un máximo de 1,40 m correspondiente al taladro CH4.3. En este taladro en particular, la desviación es debida a complicaciones en la zona por la mala calidad del terreno. Para la desviación por emboquille se obtiene un promedio de 10 cm.

En el gráfico N°2 se puede observar la desviación de emboquille para cada taladro, según diseño con relación a lo relevado en terreno. Las desviaciones pueden ser debido a irregularidades en el sector a empatar y/o al posicionamiento del equipo.

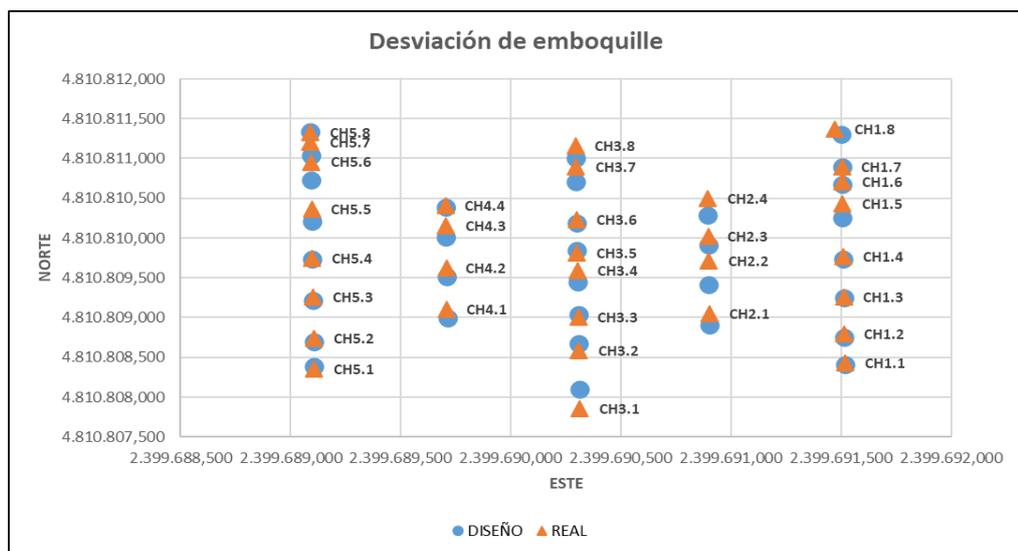


Gráfico N°2: Desviación de emboquille – chimenea actual

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Considerando las desviaciones producidas en la perforación previa, se implementará un control permanente durante la perforación de la chimenea propuesta, verificando el espaciamiento, emboquille, paralelismo y longitud de los taladros. Este control se extenderá hasta la finalización de la perforación.

### 4.4.3 Valores de desviación de chimenea propuesta

La Tabla N°8 muestra los resultados de la desviación (emboquille y angular) que tiene cada taladro planificado con respecto al real en terreno de la chimenea propuesta del nivel 430 – 405, para su determinación se utilizaron las coordenadas norte y este que son las referidas al plano.

TALADRO	ID	Ø	NIVEL 430				NIVEL 405				DESVIACIÓN ANGULAR (m)	DESVIACIÓN DE EMBOQUILLE (m)
			Diseño		Real		Diseño		Real			
			Este	Norte	Este	Norte	Este	Norte	Este	Norte		
CH1.1	4,5"	2.399.373,595	4.808.955,114	2.399.373,595	4.808.955,114	2.399.373,629	4.808.959,825	2.399.373,522	4.808.960,061	0,26	0,00	
CH1.2	4,5"	2.399.373,598	4.808.955,508	2.399.373,579	4.808.955,532	2.399.373,674	4.808.965,943	2.399.373,563	4.808.965,648	0,32	0,03	
CH1.3	4,5"	2.399.373,604	4.808.956,422	2.399.373,546	4.808.956,395	2.399.373,679	4.808.966,658	2.399.373,568	4.808.966,392	0,29	0,06	
CH1.4	4,5"	2.399.373,611	4.808.957,100	2.399.373,585	4.808.957,014	2.399.373,686	4.808.967,504	2.399.373,576	4.808.967,437	0,13	0,09	
CH1.5	4,5"	2.399.373,612	4.808.957,250	2.399.373,609	4.808.957,211	2.399.373,731	4.808.973,732	2.399.373,644	4.808.973,548	0,20	0,04	
CH2.1	10"	2.399.374,101	4.808.955,922	2.399.373,988	4.808.955,985	2.399.374,178	4.808.966,428	2.399.373,977	4.808.966,277	0,25	0,13	
CH2.2	10"	2.399.374,110	4.808.956,940	2.399.373,990	4.808.956,978	2.399.374,184	4.808.967,304	2.399.373,984	4.808.967,269	0,20	0,13	
CH3.1	4,5"	2.399.374,610	4.808.955,157	2.399.374,594	4.808.955,221	2.399.374,632	4.808.960,212	2.399.374,629	4.808.959,742	0,47	0,07	
CH3.2	4,5"	2.399.374,598	4.808.955,541	2.399.374,664	4.808.955,568	2.399.374,675	4.808.966,005	2.399.374,674	4.808.965,933	0,07	0,07	
CH3.3	10"	2.399.374,601	4.808.955,968	2.399.374,625	4.808.956,063	2.399.374,677	4.808.966,310	2.399.374,725	4.808.966,395	0,10	0,10	
CH3.4	4,5"	2.399.374,605	4.808.956,481	2.399.374,636	4.808.956,401	2.399.374,681	4.808.966,811	2.399.374,680	4.808.966,755	0,06	0,09	
CH3.5	10"	2.399.374,608	4.808.956,961	2.399.374,608	4.808.956,961	2.399.374,684	4.808.967,275	2.399.374,684	4.808.967,338	0,06	0,00	
CH3.6	4,5"	2.399.374,611	4.808.957,302	2.399.374,674	4.808.957,343	2.399.374,687	4.808.967,688	2.399.374,689	4.808.967,934	0,25	0,08	
CH3.7	4,5"	2.399.374,613	4.808.957,537	2.399.374,698	4.808.957,544	2.399.374,744	4.808.975,486	2.399.374,744	4.808.975,432	0,05	0,09	
CH4.1	10"	2.399.375,101	4.808.955,994	2.399.375,201	4.808.956,071	2.399.375,177	4.808.966,339	2.399.375,376	4.808.966,219	0,23	0,13	
CH4.2	10"	2.399.375,108	4.808.956,973	2.399.375,188	4.808.957,055	2.399.375,184	4.808.967,245	2.399.375,385	4.808.967,473	0,30	0,11	
CH5.1	4,5"	2.399.375,595	4.808.955,102	2.399.375,583	4.808.955,001	2.399.375,634	4.808.960,486	2.399.375,330	4.808.959,856	0,70	0,10	
CH5.2	4,5"	2.399.375,598	4.808.955,498	2.399.375,556	4.808.955,588	2.399.375,674	4.808.965,955	2.399.375,374	4.808.965,847	0,32	0,10	
CH5.3	4,5"	2.399.375,605	4.808.956,438	2.399.375,537	4.808.956,469	2.399.375,680	4.808.966,755	2.399.375,380	4.808.966,744	0,30	0,07	
CH5.4	4,5"	2.399.375,611	4.808.957,262	2.399.375,552	4.808.957,206	2.399.375,687	4.808.967,718	2.399.375,390	4.808.968,048	0,44	0,08	
CH5.5	4,5"	2.399.375,612	4.808.957,501	2.399.375,574	4.808.957,381	2.399.375,747	4.808.975,837	2.399.375,444	4.808.975,451	0,49	0,13	
<b>PROMEDIO</b>										<b>0,26</b>	<b>0,08</b>	

Tabla N°8: Valores de desviación de los taladros

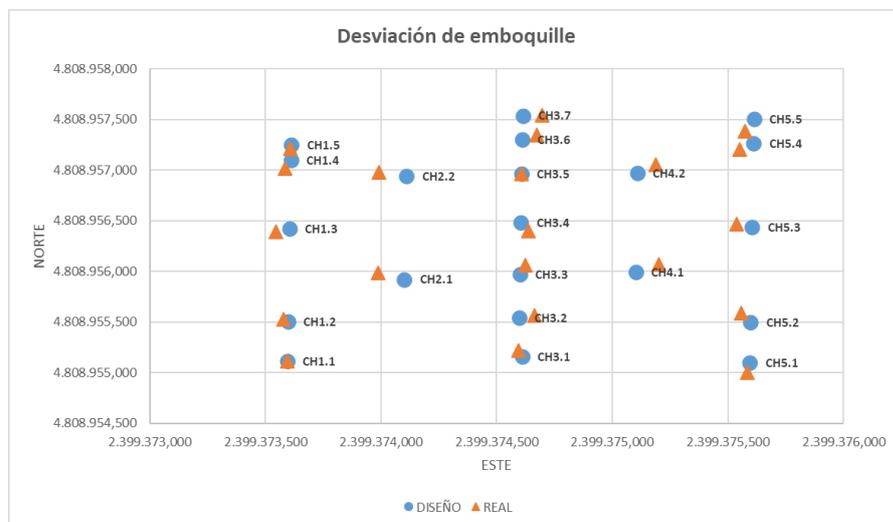


Gráfico N°3: Desviación de emboquille – chimenea propuesta

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

La desviación de taladros es importante en la construcción de las chimeneas, aceptando un mínimo en la desviación para el éxito de la voladura

### 4.5 Determinación de consumo de explosivo

El gráfico N°4 presenta la variación del consumo de explosivo registrado en campo durante el carguío con el indicado en el protocolo de voladura. La empresa contratista posterior a la voladura genera una tabla con los valores reales del consumo de explosivo, factor de carga y cantidad de taladros cargados.

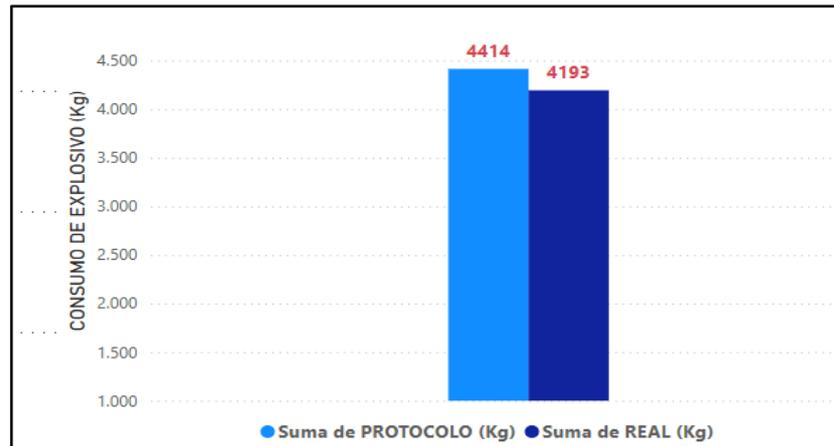


Gráfico N°4 Consumo de explosivo – chimenea actual

En el reporte de voladura se indica un consumo total de explosivo de 4.193 Kg de los 4.414 Kg indicados por protocolo. Se observa una diferencia de 221 Kg de explosivo, es decir un 5 % menos. Esta variación es producto de longitudes menores a las teóricas. El factor de carga real fue de 2,62 kg/tn contra un factor teórico de 2,74 kg/tn.

El gráfico N°5 presenta la variación del consumo de explosivo por taladro con lo indicado en el protocolo.

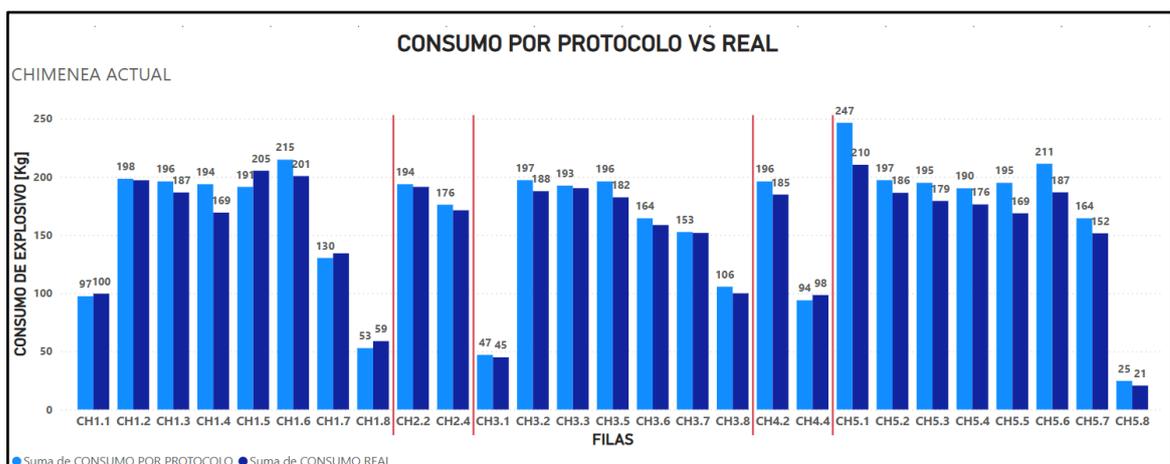


Gráfico N°5: Consumo de explosivo por taladro – Chimenea actual

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Se observa un consumo real muy próximo al teórico. En taladros CH5.1, CH5.5 y CH5.6 presentan menor longitud, no comunican a nivel inferior. Se cargan un total de 27 taladros de acuerdo a lo correspondiente en el diseño, sin variación.

El gráfico N°6 muestra el consumo de explosivo total real de 3.484 Kg con respecto a 3.184 kg indicados por protocolo, lo que significa un aumento del 9%.

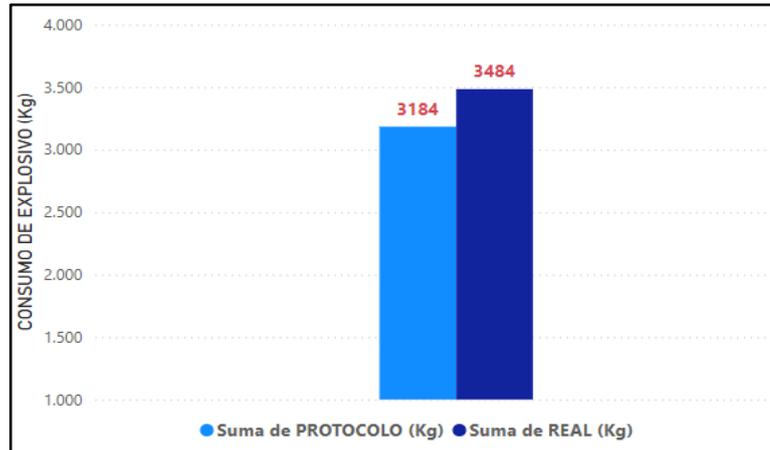


Gráfico N°6: Consumo de explosivo – chimenea propuesta

Las toneladas voladas fueron de 1.200 tn, obteniendo un factor de carga 2,9 Kg/tn contra un factor indicado por protocolo de 2,6 Kg/tn.

En el gráfico N°7 se analiza el consumo de explosivo por taladro para la chimenea propuesta

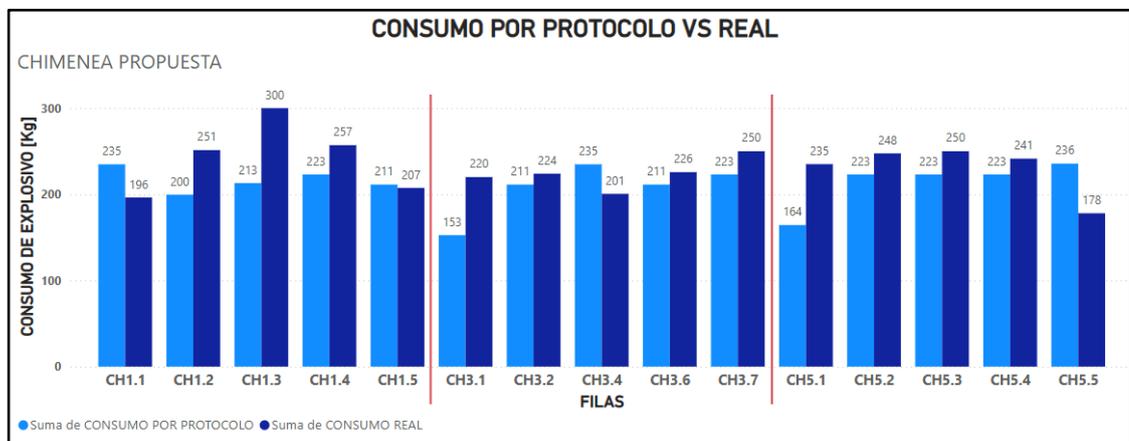


Gráfico N°7: Consumo de explosivo por taladro – Chimenea propuesta

Se reportan 15 taladros a cargar, esto coincide con el teórico. Durante el carguío se informa la presencia de fallas y cavidades en la zona de la primera fila (CH1) y es necesario la recarga de taladros. Se realiza recarga en taladros CH1.2, CH1.3, CH3.1 y CH5.1. Las longitudes reales coinciden en su mayoría con las indicadas en el protocolo de voladura.

## CAPÍTULO 5

### Propuesta de diseño alternativo de chimenea

Se presenta una alternativa de diseño de perforación de chimenea para producción con sección de 1.6m x 2m, con el objetivo de construir en el menor tiempo posible. Es fundamental en el plan de secuencia de minado como primera etapa, generar la apertura de una cara libre.

#### 5.1 Calidad del macizo rocoso

A continuación se presenta el modelo estructural y la evaluación del macizo rocoso mediante el RQD en los sectores de caja techo, mineralización y caja piso de la cámara donde se excava la chimenea propuesta.

##### 5.1.1 Modelo estructural

Según el modelo estructural, se observa una falla subparalelas a la veta, las cuales deben considerarse en el diseño de perforación y voladura, sobre todo en el sector de caja techo. Adicionalmente se reconocen estructuras menores en ambas cajas y además estructuras con potencial formación de cuñas.

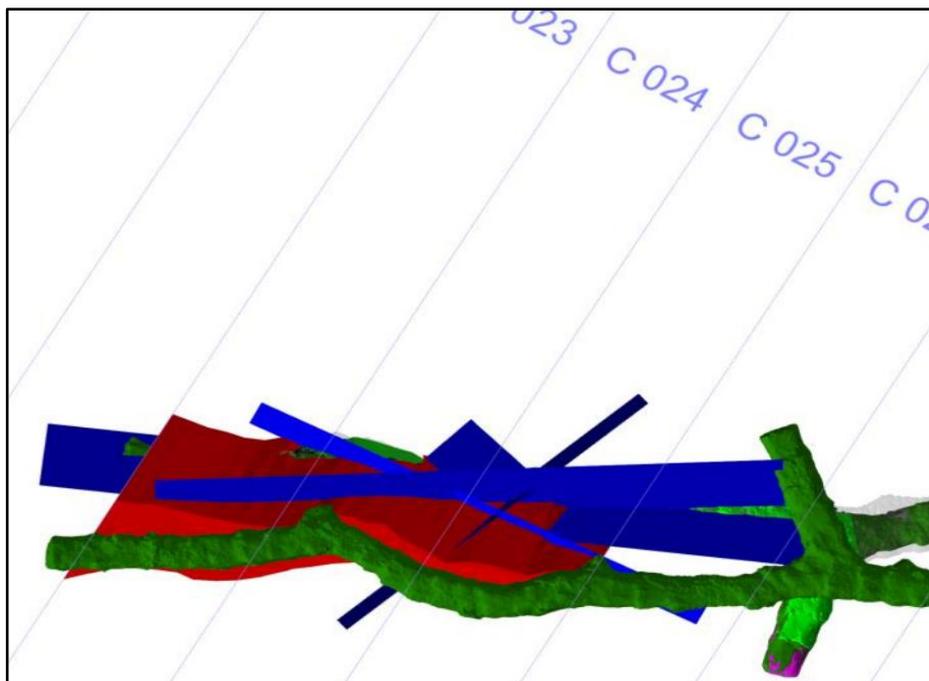


Figura N°26: Modelo estructural con sólido de minado donde se ubica la chimenea propuesta

En la figura N°26 se observa los planos de falla en color azul, es importante tener presente el modelo para considerar el tipo de explosivo a utilizar, secuencia y accesorios.

##### 5.1.2 Evaluación del macizo rocoso

Es importante evaluar los sectores mencionados anteriormente, ya que el RQD promedio obtenido en la mineralización nos brindará información sobre el estado de la roca considerada durante el diseño de la perforación y el carguío para tener éxito en la voladura.

Por otro lado, en lo referido a la caja techo y caja piso, conocer la caracterización de esta zona del macizo será de importancia para la seguridad del sector, ya que posterior a la voladura se deberá extraer el material y asegurar de tener la menor dilución posible o desprendimientos de cuñas y bloques que puedan retrasar la operación debido a voladuras secundarias.

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

En la figura N°27 se observa la calidad de roca de la caja piso correspondiente a la cámara en estudio. La misma es roca buena con un valor de RQD entre 76 y 90.

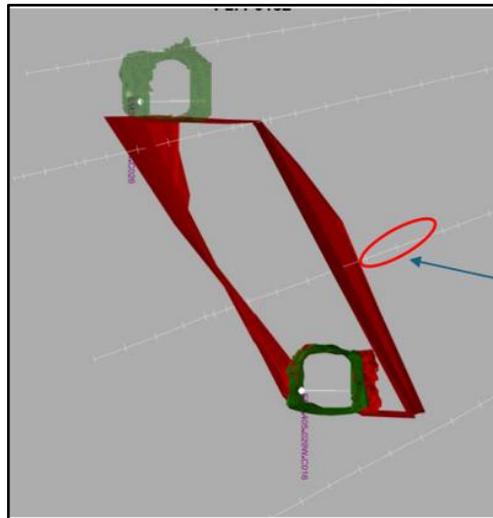


Figura N°27: Esquema de minado - Caja piso

Rock Quality Designation (Descripción)	RQD
Muy mala (roca completamente meteorizada)	0 - 25
Mala (roca meteorizada)	26 - 50
Media (Roca levemente meteorizada)	51 - 75
Buena (Roca dura)	76 - 90
Muy buena (Roca intacta)	90 - 100

Tabla N°9: A partir del índice RQD, podemos clasificar la calidad del macizo rocoso

Con respecto a la mineralización (Figura N°28), el valor de RQD obtenido se encuentra entre 51 a 90, lo que implica que la roca tiene una calidad variable de media a buena.

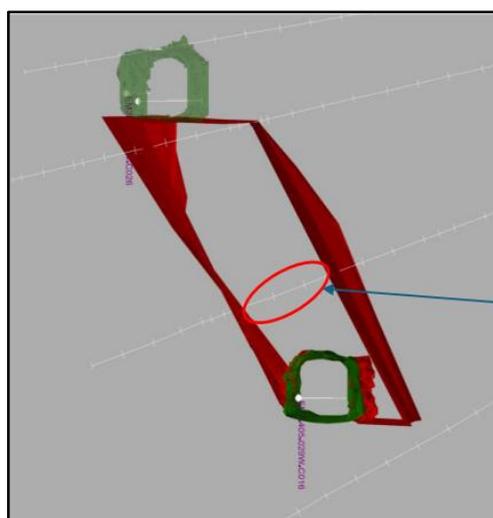


Figura N°28: Esquema de minado - Mineralización

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Rock Quality Designation (Descripción)	RQD
Muy mala (roca completamente meteorizada)	0 - 25
Mala (roca meteorizada)	26 - 50
Media (Roca levemente meteorizada)	51 - 75
Buena (Roca dura)	76 - 90
Muy buena (Roca intacta)	90 - 100

Tabla N°10: A partir del índice RQD, podemos clasificar la calidad del macizo rocoso

En la caja techo (figura N°29) la calidad de roca es media a buena, presentando valores de RQD entre 51 a 90.



Figura N°29: Esquema de minado – Caja piso

Rock Quality Designation (Descripción)	RQD
Muy mala (roca completamente meteorizada)	0 - 25
Mala (roca meteorizada)	26 - 50
Media (Roca levemente meteorizada)	51 - 75
Buena (Roca dura)	76 - 90
Muy buena (Roca intacta)	90 - 100

Tabla N°11: A partir del índice RQD, podemos clasificar la calidad del macizo rocoso

Se concluye según modelo RQD del macizo rocoso la calidad de roca en la caja techo es buena a media con presencia puntual de sectores de media-mala calidad hacia el extremo superior de la cámara. En la caja pisó la calidad es regular a buena, que se comprueba con la visualización de los sondajes. En la mineralización, roca de mala a buena calidad.

### 5.1.3 Parámetros geométricos

Longitud de cámara en el rumbo (m)	20 – 22
Buzamiento (°)	46 – 61
Span (m)	12 – 8
Altura de cámara (m)	25

Tabla N°12: Características y dimensiones de cámara en estudio

## 5.2 Diseño de la nueva malla empleando el método Holmberg

Se emplea un equipo de perforación Sandvik DU311-T (Cubex orion), que utiliza martillo en fondo para reducir la desviación de los taladros y un compresor de alta presión (Booster) para elevar la presión de la red y obtener así una óptima utilización. El sistema de traslado es accionado por orugas. Utiliza diámetros de broca de 4.5" y para escariado o alivio de 10".

### 5.2.1 Cálculo del diámetro equivalente

El diámetro equivalente es aquel que se genera al fusionar todos los taladros de alivio y se considera como un solo taladro. Para determinarlo se debe cumplir la condición que  $0.05 \text{ m} \leq D_1 \leq 0.25 \text{ m}$  y se calcula mediante la siguiente expresión:

$$D_2 = D_1 \times \sqrt{n}$$

Donde  $D_1$  es el diámetro del taladro de alivio expresado en metros y  $n$  es la cantidad de taladros de escariado, para el diseño de perforación presentado se propone trabajar con 6 taladros de alivio, por lo tanto se reemplaza:

$$D_2 = 0.254 \text{ m} \times \sqrt{6}$$

$$D_2 = 0.62 \text{ m}$$

### 5.2.2 Cálculo de burden

Se calcula las dimensiones para diferentes burden, mediante la siguiente expresión:

$$B_1 = 1.5 \times D_2$$

Reemplazando:

$$B_1 = 1.5 \times 0.62 \text{ m}$$

$$B_1 = 0.93 \text{ m}$$

N° Cuadrante	Fórmula	Reemplazando	Valor	Taladros propuestos
1	$B_1 = 1.5 \times D_2$	$B_1 = 1.5 \times 0.62 \text{ m}$	0,93 m	1 + 6 de alivio
2	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$B_2 = 0.93 \text{ m} \times \sqrt{2}$	1.32 m	4 taladros
3	$B_3 = 1.5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$B_3 = 1.5 \times 1.32 \text{ m} \times \sqrt{2}$	2.80 m	4 taladros

Tabla N°13: Determinación del número de cuadrante para chimenea propuesta

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

De acuerdo al diseño de la nueva malla se realizan algunos ajustes de acuerdo a la realidad encontrada y en función a pruebas en terreno.

Se consideran 9 taladros cargados para diámetro de 4.5" y 6 taladros de alivio de 10", con una longitud de 21 m y ángulo de perforación de 65°. Se presenta diseño a continuación (Figura N°30):

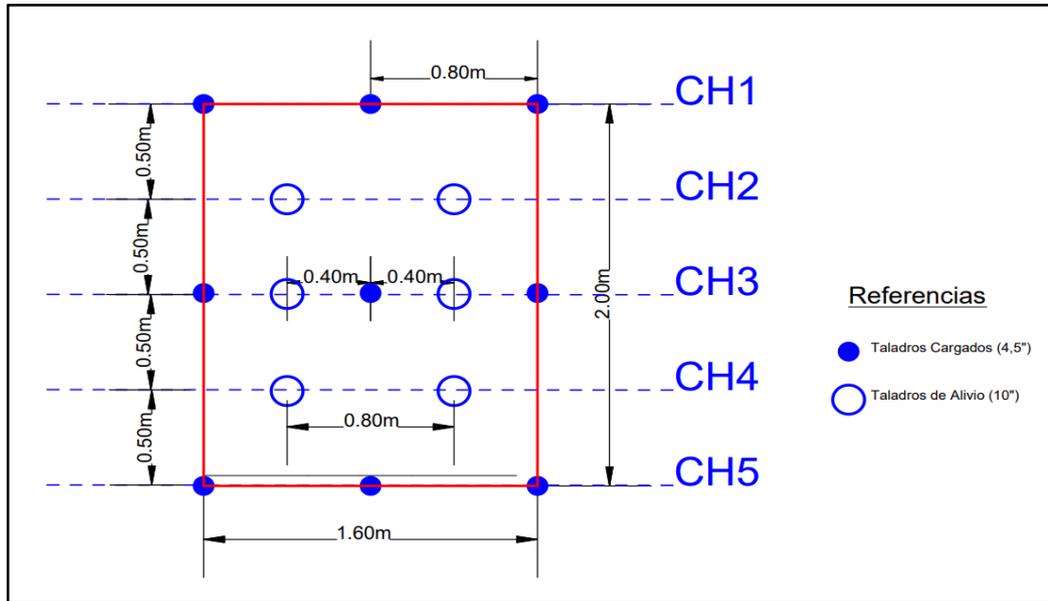


Figura N°30: Diseño de chimenea propuesta

Se ubica la chimenea a una distancia de 3m del tope de la galería basal del nivel 430 y comunicará en el nivel 405 como se visualiza en figura N°31. Los pasos para su construcción se realizan de igual manera como se explicó en el capítulo anterior.

Al tener finalizado el desarrollo de las galerías basales en el nivel superior y nivel inferior, el área de topografía realiza las marcas y se da comienzo al traslado e instalación del equipo para luego iniciar con el proceso de perforación.

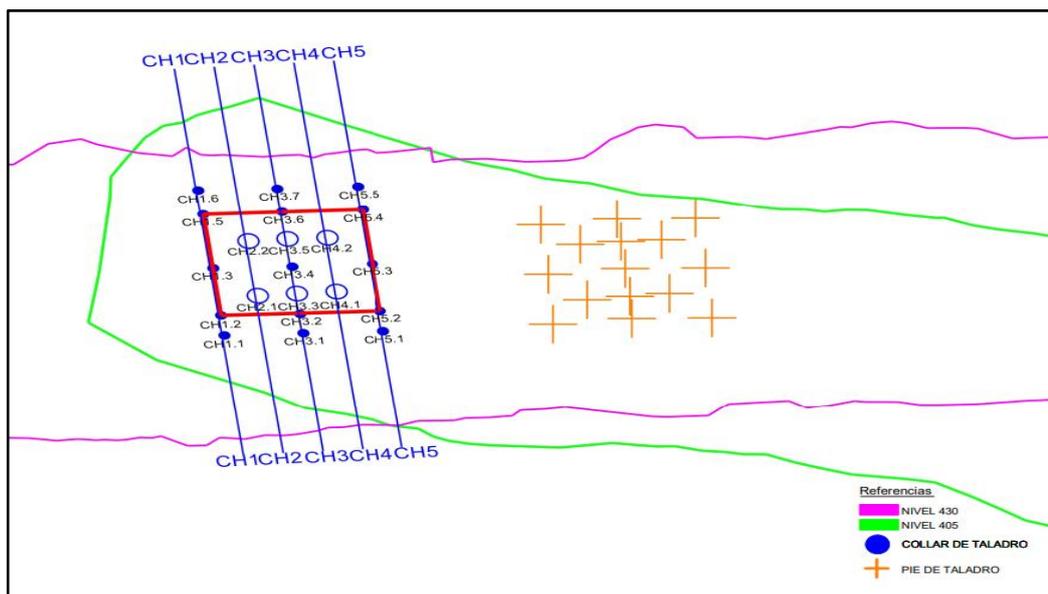


Figura N°31: Vista en planta de diseño de chimenea y las filas de perforación

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Al finalizar la perforación, se continúa con el acondicionamiento del sector y se informa al área de topografía para realizar el relevamiento de los collares y direcciones de todos los taladros que conforman la chimenea (Imagen N°15). Estos datos sirven para determinar la apropiada secuencia de encendido durante la realización del protocolo de voladura y lograr el éxito de la voladura en un solo evento.

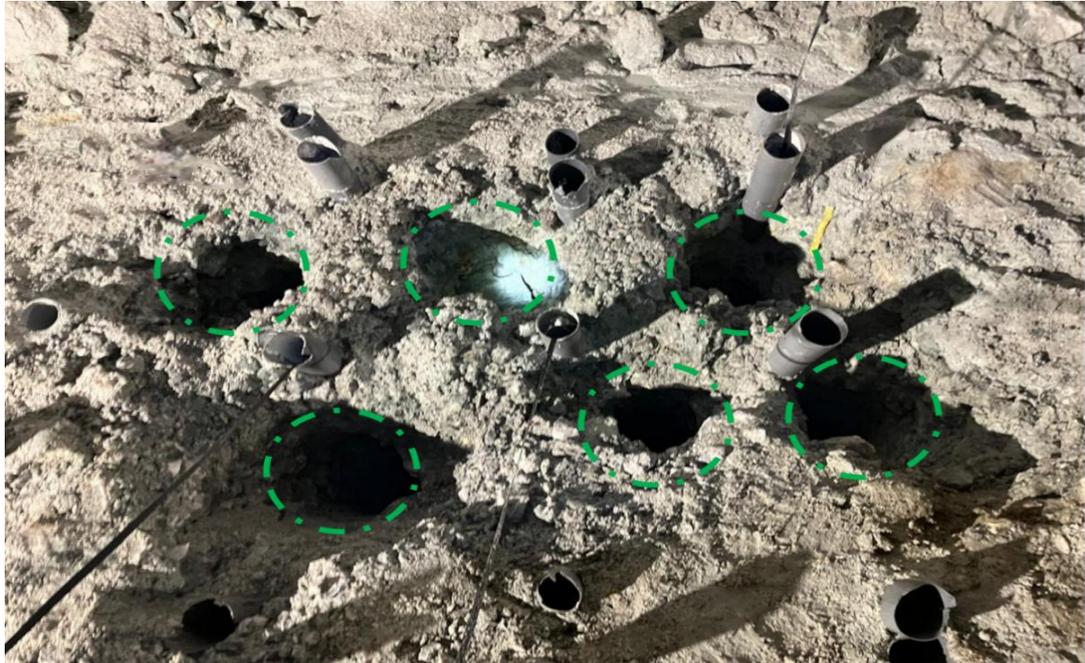


Imagen N°15: Vista en planta en terreno, perforación finalizada y colocación de flejes

En la figura N°32 se puede visualizar la comparación entre el relevamiento topográfico con respecto al diseño de los taladros de la fila CH3.

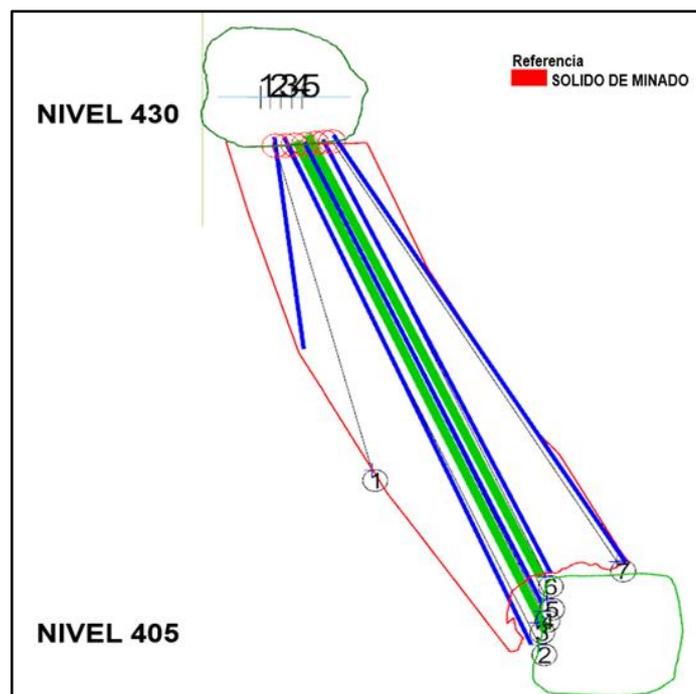


Figura N°32: Comparación de taladros relevados con respecto al diseño (Fila CH3)

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Se procede a realizar la secuencia de encendido de la chimenea (Ver tabla N°14) y el diseño de la distribución de carga de fondo y columna para cada fila (Figura N°34).

Esta propuesta de estudio se centra en la apertura de una chimenea de 21 metros de altura mediante un evento de voladura. Dada esta condición, se requerirán mayores tiempos de retardo para una evacuación segura y controlada del material fragmentado. Para definir la secuencia de encendido, se tendrán en cuenta la dirección de evacuación del material, el control eficiente de la fragmentación de la roca y la estabilidad de las cajas piso y techo de la chimenea. Principalmente de la caja techo por posible inestabilidad o generación de bloques de acuerdo a las recomendaciones y conclusiones del informe técnico del área de geomecánica (Figura N°33).

Las consideraciones y detalles para seleccionar la secuencia de encendido de la chimenea propuesta se detallan a continuación:

- **Primer cuadrante:** Se inicia la voladura por el taladro CH3.4, considerando que es el taladro principal de la chimenea. Cumple con comunicar al nivel inferior y ser el central en el patrón de los seis escariados o vacíos. Es necesario garantizar de generar el máximo vacío para los siguientes taladros.
- **Segundo y tercer cuadrante:** La secuencia de salida va depender de los taladros que tendrán mayor cara libre, en este caso los más cercano a los vacíos y al taladro central, además también se tiene presente el factor gravedad y que comuniquen al nivel inferior. Para el segundo cuadrante se utiliza tiempos entre taladros de 1000 ms y para el tercer cuadrante 350 ms.
- **Zona caja piso:** Se disparan después del tercer cuadrante y se aplica tiempos entre taladros de 300 ms.
- **Zona caja techo:** Se secuencian al último, con tiempos entre taladros de 500 ms. Se emplea retardos más lentos para evitar sobre excavación o posible inestabilidad.

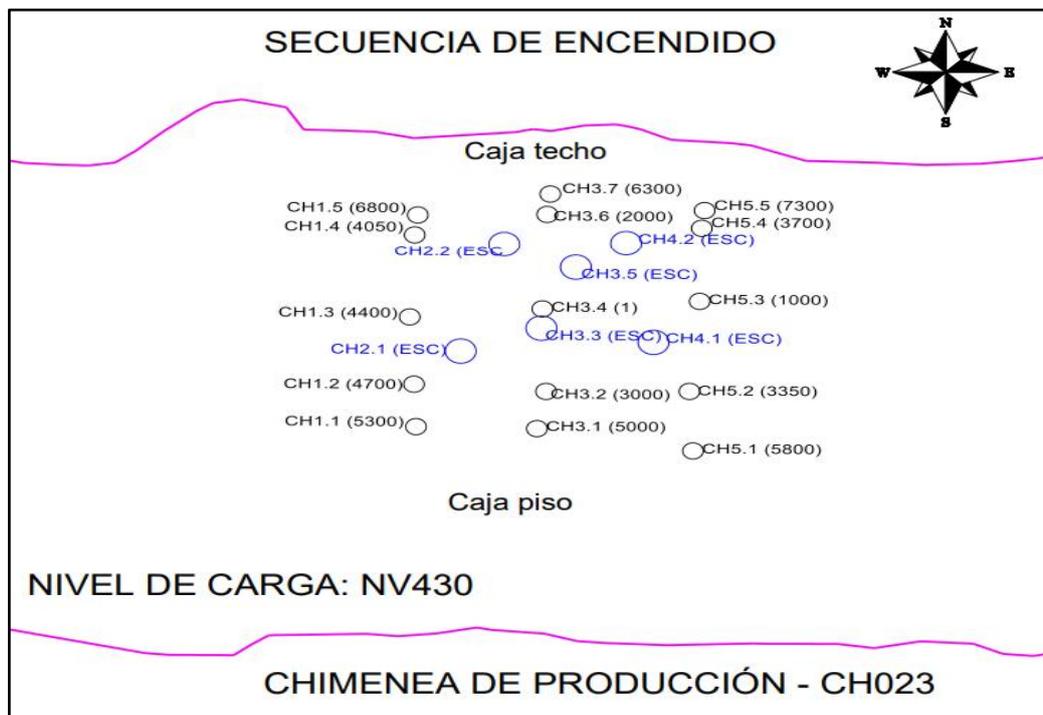


Figura N°33: Vista en planta del nivel de carga de chimenea propuesta

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

TALADRO ID	Ø (")	SECUENCIA (ms)	LONG. DEL TALADRO POR PROTOCOLO (m)
CH1.1	4,5	5300	22
CH1.2	4,5	4700	21
CH1.3	4,5	4400	21
CH1.4	4,5	4050	21
CH1.5	4,5	6800	27
CH2.1	10	ESC	21
CH2.2	10	ESC	21
CH3.1	4,5	5000	15
CH3.2	4,5	3000	21
CH3.3	10	ESC	21
CH3.4	4,5	1	21
CH3.5	10	ESC	21
CH3.6	4,5	2000	21
CH3.7	4,5	6300	28
CH4.1	10	ESC	21
CH4.2	10	ESC	21
CH5.1	4,5	5800	16
CH5.2	4,5	3350	21
CH5.3	4,5	1000	21
CH5.4	4,5	3700	21
CH5.5	4,5	7300	30

	ESCARIADO/VACIOS
	NO CARGAR

Tabla N°14: Secuencia de voladura de chimenea propuesta

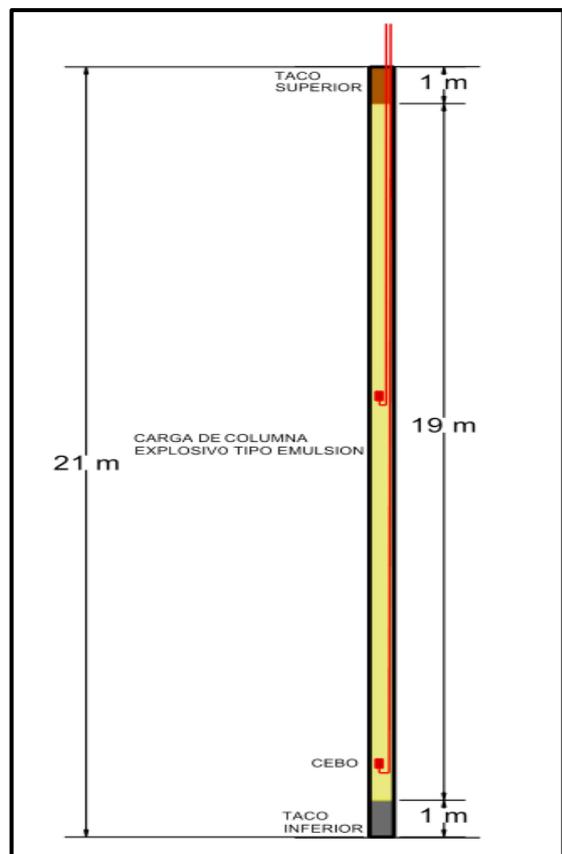


Figura N°34: Distribución de carga de fondo y columna

### 5.3 Explosivos y accesorios empleado para carga de fondo y columna

Para carga de fondo se utiliza un cebo compuesto de un detonador electrónico y de X- booster (ficha técnica ANEXO V). Se emplean 2 por taladro, exceptuando los que tienen longitudes menores a 10 m. Como carga de columna o matriz se utiliza emulsión tipo Ibemux SS. Con respecto al taco inferior se utilizaran 2 bolsas de aire (2 bolsas = 1m de taco) y para taco superior material triturado de cantera de granulometría de 25 a los 38mm (Imagen N°16).

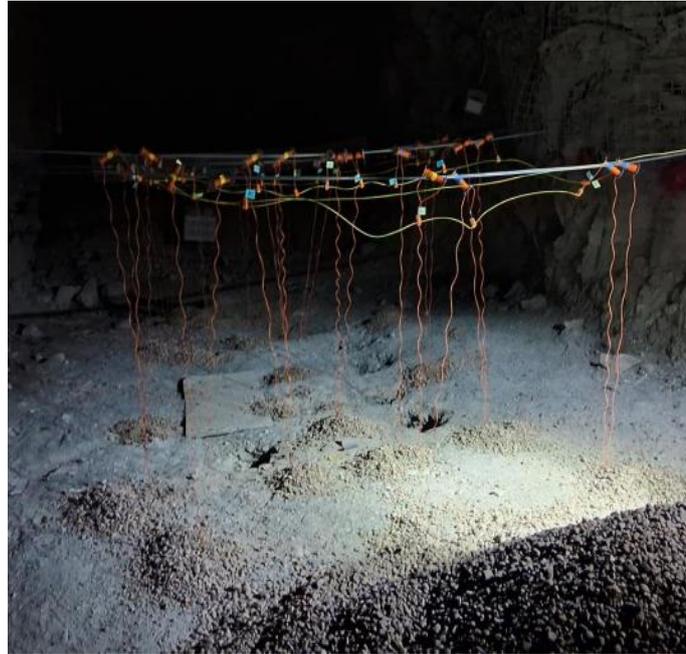


Imagen N°16: Taco superior empleando material triturado

Una vez finalizada la voladura se procede primero a realizar la limpieza del mineral para después continuar con el escaneo por el nivel superior e inferior y revisar los resultados obtenidos de la voladura (Figura N°35).

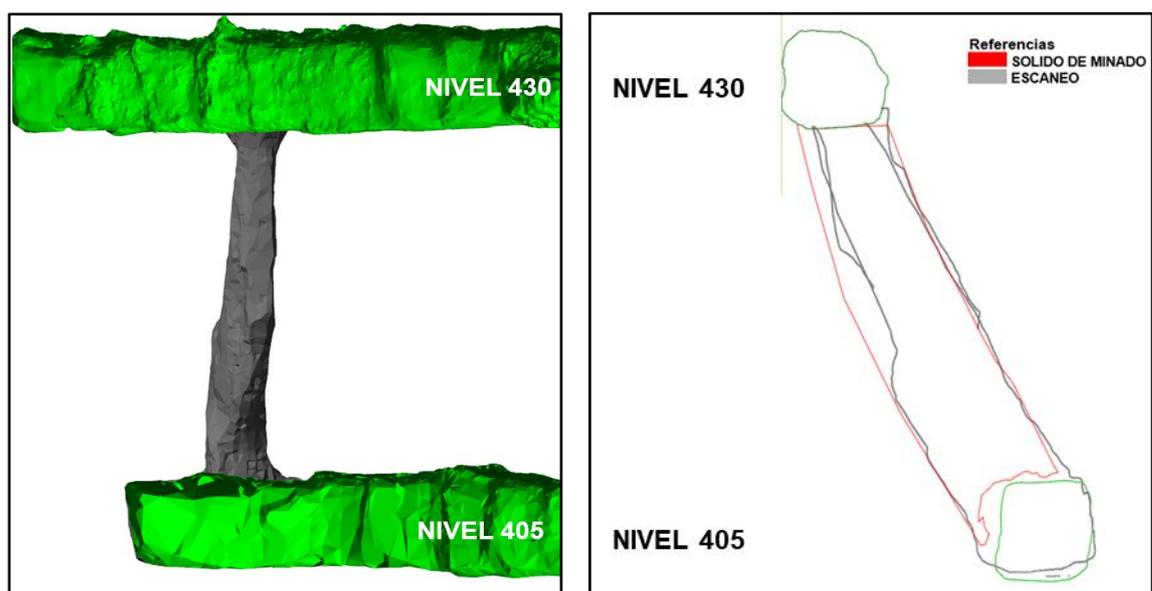


Figura N°35: Vista longitudinal y perfil de chimenea escaneada y comunicada

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Al analizar el escaneo se verifica la apertura de la chimenea y se visualiza que se genera la cara libre con éxito alcanzando los resultados esperados para continuar la secuencia de minado. El siguiente paso es acondicionar el sector para seguir con lo planificado en la secuencia propuesta del plan de minado.

### 5.4 Resumen del ciclo de construcción de chimenea propuesta

N°	Actividad	Duración (Día)	Porcentaje
1	Acondicionamiento zona de trabajo	0,2	3,0%
2	Perforación	4,2	78,2%
3	Relevamiento de taladros y protocolo de voladura	0,2	3,1%
4	Carguio y voladura	0,3	5,2%
5	Ventilación y extracción de mineral	0,4	7,1%
6	Escaneo y verificación de resultados	0,2	3,5%
<b>Total</b>		<b>5,4</b>	<b>100%</b>

Tabla N°15: Resumen del ciclo de construcción de chimenea propuesta

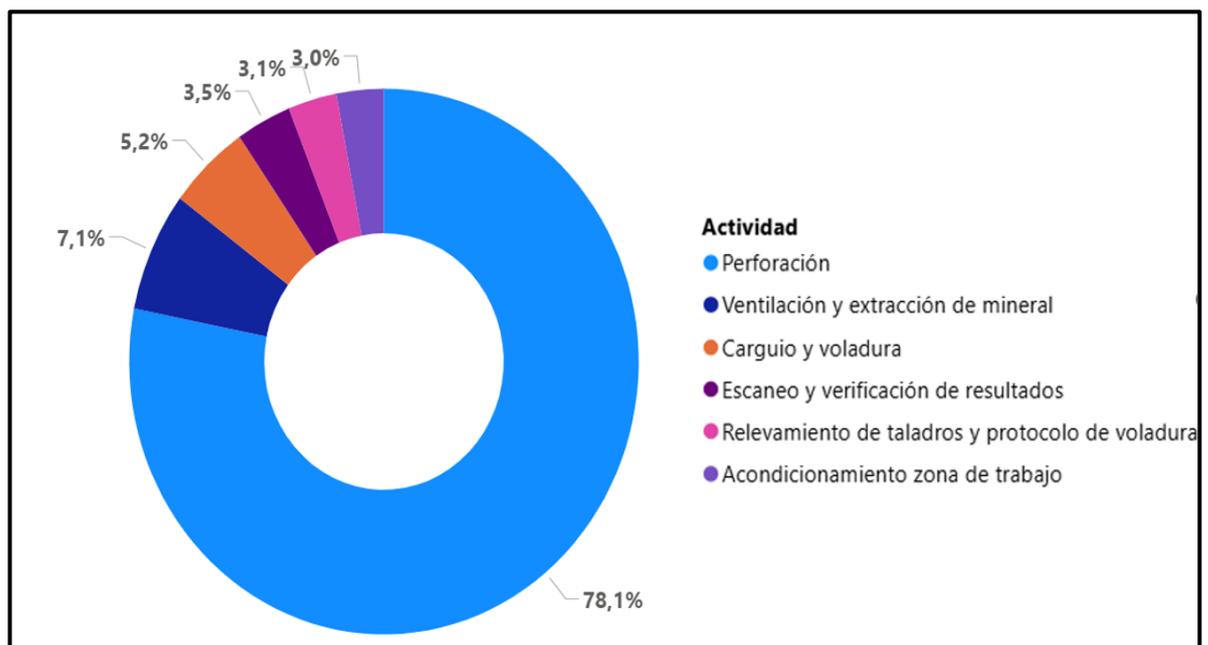


Gráfico N°8: Ciclo de construcción de chimenea propuesta

En el gráfico N°8 se analiza el tiempo de duración (día) de cada actividad que conforma el ciclo de construcción para la chimenea propuesta. El mayor porcentaje (78,1 %) corresponde a la actividad de perforación con una duración de 4,2 días.

### 5.5 Análisis de tiempo de construcción

Se presenta a continuación el gráfico N°9 donde muestra la comparación del tiempo con respecto al método de construcción para chimenea actual y la propuesta.

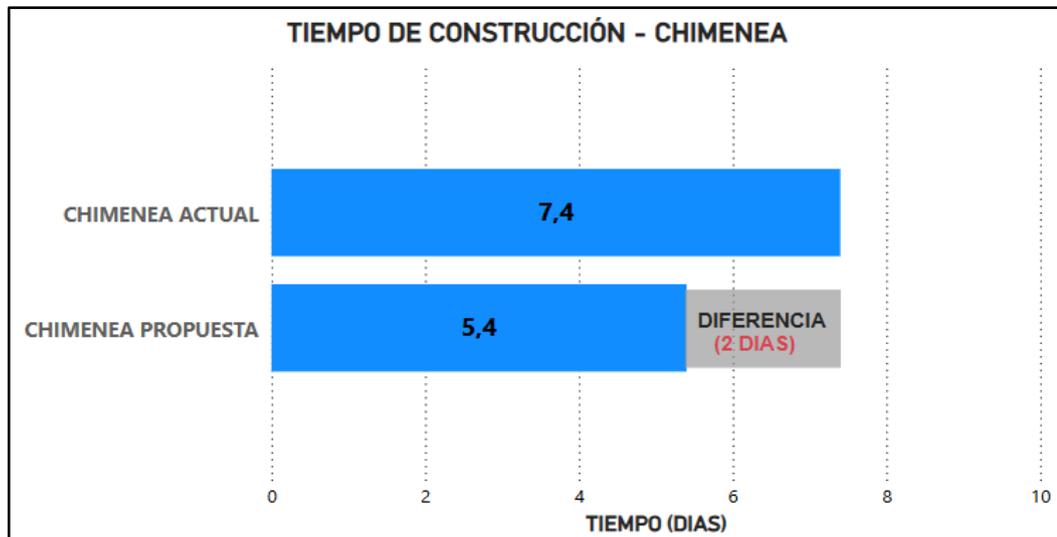


Gráfico N°9: Comparación del método de construcción

Se observa que el método de construcción de chimenea actual requiere mayor tiempo (7,4 días) debido principalmente a la necesidad de realizar el acondicionamiento de la zona de trabajo para realizar el repaso de los taladros luego del primer evento y continuar posteriormente con el carguío y voladura del evento de conexión. En el método de construcción de chimenea propuesta, al realizar un solo evento de voladura, se logra reducir el tiempo de construcción a 5,4 días obteniendo una diferencia de 2 días. Esto genera una optimización del tiempo y libera el equipo de tiros largos para asignarlo a una nueva postura de perforación.

## CAPÍTULO 6

### Análisis de costos

#### 6.1 Determinación de costo para chimenea actual

En este capítulo se analizan los costos, presentando detalles de la mano de obra requerida y los diferentes consumibles necesarios para determinar el costo por metro de avance y comparar los resultados obtenidos entre la construcción de chimenea actual y la propuesta. Los consumibles calculados pertenecen a perforación (consumo de aceros para perforación, combustibles e hidráulicos), voladura (consumo de explosivos y accesorios) y servicios auxiliares (consumo de aire, agua y ventilación).

Descripción	Unidad	Cantidad	Costo unitario US\$	Costo US\$	Costo US\$/m
<b>MANO DE OBRA</b>					
<b>Total de mano de obra</b>				<b>41519,89</b>	<b>1977,14</b>
<b>ACERO DE PERFORACIÓN</b>					
Driver sub	Unidad	1	492,70	492,70	23,46
Barras 6" x 152mm 1,50m largo	Unidad	15	602,80	9042,00	430,57
DTH hammer rr 550 4"	Unidad	1	3058,20	3058,20	145,63
top sub	Unidad	1	1396,20	1396,20	66,49
Barras 4" x 127mm 1.80mm largo	Unidad	12	1005,40	12064,80	574,51
DTH hammer rr 550 6"	Unidad	1	6317,70	6317,70	300,84
Broca M60 4 1/2 "	Unidad	2	1004,90	2009,80	95,70
Broca rimado 6" a 10"	Unidad	1	6291,70	6291,70	299,60
<b>Total aceros de perforación</b>				<b>40673,10</b>	<b>1936,81</b>
<b>EQUIPO DE PERFORACIÓN</b>					
Grasa para uniones	Kg	4	5	20	0,95
Combustible	Litro	200	1	200	9,52
Aceite hidraulico	Litro	2	10	20	0,95
<b>Total equipo de perforación</b>				<b>240,00</b>	<b>11,43</b>
<b>SERVICIOS</b>					
Ventilación 5%				600	28,57
Agua 2%	m3/hora	18	0,3	5,4	0,26
Manguera 1/2"	metros	100	3,3	330	15,71
Manguera 3/4"	metros	100	4	400	19,05
Uniones	Cantidad	10	2,4	24	1,14
Aire comprimido	m3/hora	18	13,5	243	11,57
<b>Total servicios</b>				<b>1602,40</b>	<b>76,30</b>
<b>EXPLOSIVOS</b>					
Emulsion	Kg	4530,9	1,6	7249,44	345,21
X booster 250	Unidad	48	4,29	205,92	9,81
Detonadores electronico 40 m	Unidad	27	26,78	723,06	34,43
Detonadores electronico 20 m	Unidad	21	22,36	469,56	22,36
Cable M35	Unidad	1	0,62	0,62	0,03
Taco auto inflado	Unidad	46	8,26	379,96	18,09
<b>Total explosivo</b>				<b>9028,56</b>	<b>429,93</b>
<b>Total - Costos directos</b>				<b>93063,95</b>	<b>4431,62</b>
Imprevistos (7,5%)				6979,80	332,37
Gastos Gral. + Administrativo (8%)				7445,12	354,53
Utilidades (10%)				9306,39	443,16
<b>Total - Costos indirectos</b>				<b>23731,31</b>	<b>1130,06</b>
<b>Costo total = Total - Costos directos + Total - Costos indirectos</b>				<b>116795,26</b>	<b>5561,68</b>
<b>Costo por metro de avance (US\$/m)</b>					<b>5561,68</b>

Tabla N°16: Análisis de costos de chimenea actual

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

En la tabla N°16, según el análisis de costos realizado, se obtiene el costo por metro de avance de 5561,68 U\$S/m, donde se puede apreciar que la mayor parte de los costos directos se da en los aceros de perforación.

### 6.2 Determinación de costo para chimenea propuesta

En la tabla N°17 se presenta la estructura de costos para la chimenea propuesta.

Descripción	Unidad	Cantidad	Costo unitario US\$	Costo US\$	Costo US\$/m
<b>MANO DE OBRA</b>					
<b>Total de mano de obra</b>				<b>29602,90</b>	<b>1409,66</b>
<b>ACERO DE PERFORACIÓN</b>					
Driver sub	Unidad	1	492,7	492,7	23,46
Barras 6" x 152mm 1,50m largo	Unidad	15	602,8	9042	430,57
DTH hammer rr 550 4"	Unidad	1	3058,2	3058,2	145,63
top sub	Unidad	1	1396,2	1396,2	66,49
Barras 4" x 127mm 1.80mm largo	Unidad	12	1005,4	12064,8	574,51
DTH hammer rr 550 6"	Unidad	1	6317,7	6317,7	300,84
Broca M60 4 1/2 "	Unidad	1	1004,9	1004,9	47,85
Broca rimado 6" a 10"	Unidad	1	6291,7	6291,7	299,60
<b>Total aceros de perforación</b>				<b>39668,2</b>	<b>1889,0</b>
<b>EQUIPO DE PERFORACIÓN</b>					
Grasa para uniones	Kg	4	5	20	0,95
Combustible	Litro	200	1	200	9,52
Aceite hidraulico	Litro	2	10	20	0,95
<b>Total equipo de perforación</b>				<b>240,00</b>	<b>11,43</b>
<b>SERVICIOS</b>					
Ventilación 5%				600	28,57
Agua 2%	m3/hora	18	0,3	5,4	0,26
Manguera 1/2"	metros	100	3,3	330	15,71
Manguera 3/4"	metros	100	4	400	19,05
Uniones	Cantidad	10	2,4	24	1,14
Aire comprimido	m3/hora	18	13,5	243	11,57
<b>Total servicios</b>				<b>1602,40</b>	<b>76,30</b>
<b>EXPLOSIVOS</b>					
Emulsion	Kg	3184	1,6	5094,4	242,59
X booster 250	Unidad	34	4,29	145,86	6,95
Detonadores electronico 40 m	Unidad	18	26,78	482,04	22,95
Detonadores electronico 20 m	Unidad	16	22,36	357,76	17,04
Cable M35	Unidad	1	0,62	0,62	0,03
Taco auto inflado	Unidad	30	8,26	247,8	11,80
<b>Total explosivo</b>				<b>6328,48</b>	<b>301,36</b>
<b>Total - Costos directos</b>				<b>77441,98</b>	<b>3687,71</b>
Imprevistos (7,5%)				5808,15	276,58
Gastos Gral. + Administrativo (8%)				6195,36	295,02
Utilidades (10%)				7744,20	368,77
<b>Total - Costos indirectos</b>				<b>19747,71</b>	<b>940,37</b>
<b>Costo total = Total - Costos directos + Total - Costos indirectos</b>				<b>97189,69</b>	<b>4628,08</b>
<b>Costo por metro de avance (U\$S/m)</b>			<b>4628,08</b>		

Tabla N°17: Análisis de costos de chimenea propuesta

### 6.3 Análisis comparativo de costos

En el gráfico N°10 se presenta el costo de construcción por metro de avance para chimenea actual y la propuesta.

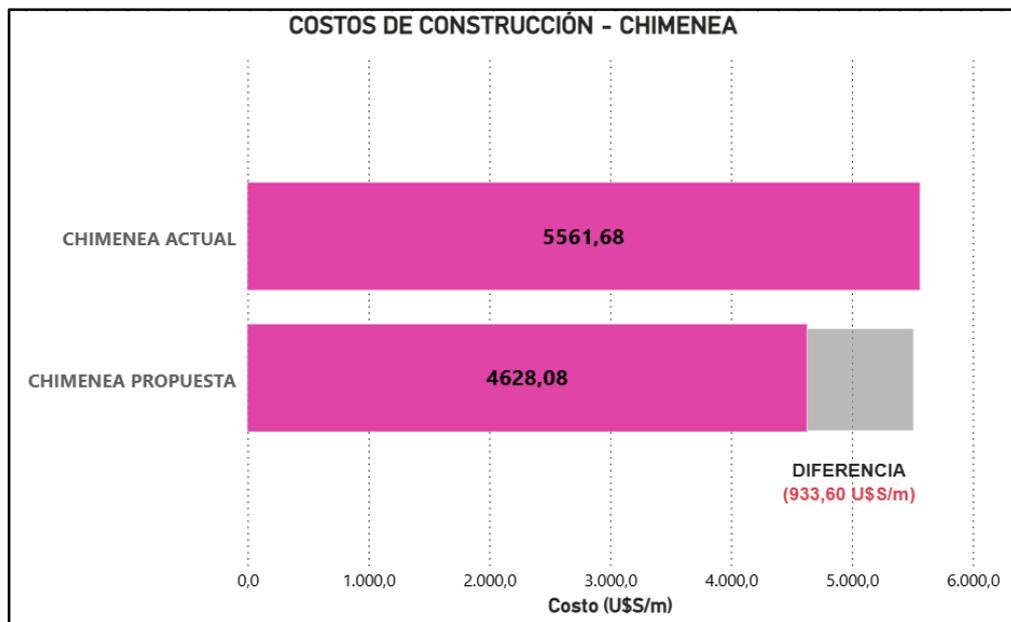


Gráfico N°10: Gráfico comparativo según costo de construcción (U\$/m)

En el gráfico N°10 se visualiza como la implementación del diseño propuesto reduce los costos de manera considerable, generando un beneficio económico como también en el tiempo de desarrollo. Esto representa una reducción de 933,60 U\$/m respecto al desarrollo de la chimenea actual empleada en la mina.

### 6.4 Cálculo del Valor Actual Neto (VAN) del proyecto

La evaluación económica se realiza en base al plan mensual y anual de producción. Se contemplan dos (2) apertura de cara libre por mes de acuerdo a las secuencias de los planes de minado de las diferentes minas.

Para calcular el valor actual neto (VAN) del proyecto es necesario determinar el costo anual de ejecución de las chimeneas. Anteriormente se determinaron los costos de construcción tanto para el diseño actual como para el propuesto. El costo total de ejecución de una chimenea actual es de U\$S 116.795,26, al considerar la apertura de 24 chimeneas por año, el costo anual es U\$S 2.803.086,12. Para el diseño propuesto, el costo de construcción de una chimenea es de U\$S 97.189,69, resultando en un costo anual de U\$S 2.332.552,54.

Se considera una tasa de descuento del 10% y la evaluación a 3 años. Cabe mencionar que el flujo de caja es cero porque no se tiene inversión inicial (Tabla N°18).

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

<b>Ejecución de chimenea por año</b>	<b>24</b>
<b>Costo de chimenea actual (U\$S)</b>	<b>2.803.086,12</b>
<b>Costo de chimenea propuesta (U\$S)</b>	<b>2.332.552,54</b>
<b>Tasa de descuento (%)</b>	<b>10%</b>

Tabla N°18: Cantidad de ejecución y costos por año

El cálculo del VAN involucra la tasa de descuento, costos anuales y los flujos de caja (para el análisis es cero). Ver tabla N°19 y tabla N°20.

<b>Año</b>	<b>0</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>
<b>Costos</b>		<b>2.803.086,12</b>	<b>2.803.086,12</b>	<b>2.803.086,12</b>
<b>Inversión</b>	<b>0</b>			
<b>Saldo caja</b>	<b>0</b>	<b>2.803.086,12</b>	<b>2.803.086,12</b>	<b>2.803.086,12</b>
<b>VAN (U\$S) =</b>	<b>6.970.860,30</b>			

Tabla N°19: Evaluación para chimenea actual

<b>Año</b>	<b>0</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>
<b>Costos</b>		<b>2.332.552,54</b>	<b>2.332.552,54</b>	<b>2.332.552,54</b>
<b>Inversión</b>	<b>0</b>			
<b>Saldo caja</b>	<b>0</b>	<b>2.332.552,54</b>	<b>2.332.552,54</b>	<b>2.332.552,54</b>
<b>VAN (U\$S) =</b>	<b>5.800.712,94</b>			

Tabla N°20: Evaluación para chimenea propuesta

Luego de determina el VAN diferencial:

$$VAN \text{ DIFERENCIAL (U$S)} = VAN [CHIMENEA ACTUAL] - VAN [CHIMENEA PROPUESTA]$$

$$VAN \text{ DIFERENCIAL (U$S)} = U\$S 6.970.860,30 - U\$S 5.800.712,94$$

$$VAN \text{ DIFERENCIAL} = U\$S 1.170.147,37$$

El VAN anual de los costos de ejecución de la chimenea actual es U\$S 6.970.860,30 y para la aplicación de la chimenea propuesta es U\$S 5.800.712,94 es decir se obtiene un VAN diferencial (ahorro de costos) de U\$S 1.170.147, 37. Por lo tanto el VAN es mayor a cero o positivo, lo que quiere decir que la propuesta del diseño de chimenea es económicamente viable.

## CAPÍTULO 7

### Conclusiones

Las conclusiones que se pueden extraer del análisis presentado en los capítulos precedentes son múltiples. A fin de obtener cierta claridad en la presentación las mismas se han dividido en dos categorías principales, las primeras de acuerdo al análisis técnico y en segundo lugar, las referentes al análisis económico.

- El diagrama de perforación actual para la chimenea de producción consta de 14 taladros de 4,5" de diámetro y 5 taladros vacíos de 10", abarcando una sección de 3,6 m<sup>2</sup>. La construcción demanda un tiempo de ejecución prolongado (7,4 días), principalmente debido a la necesidad de repasar los taladros tras la primera voladura y continuar con el segundo evento de voladura para su conexión.
- La implementación de un diagrama de 15 taladros, 9 taladros de 4.5" mm y 6 taladros de 10" (vacíos) para una sección de 2 m de ancho y 1,6 m de largo, otorga resultados positivos en cuanto al tiempo de construcción de la chimenea en un evento ya que requiere un 27% menos del tiempo (5,4 días), logrando eliminar los repasos de taladros por voladuras de un posterior evento a conectar.
- Se disminuyó el porcentaje de desviación en un 40%, mediante la supervisión y control permanente en el cumplimiento de espaciamiento, emboquille, paralelismo de los taladros como así también su longitud, tanto durante como al finalizar la perforación.
- La distribución de carga explosiva y la configuración de tacos entre taladros sumado a la reducción de taladros en el diagrama propuesto, logran disminuir el costo de explosivos en 2700,08 U\$S.
- Con la implementación del nuevo diagrama de perforación se logra disminuir los costos de perforación por metro en un 16,8%, que equivale a 933,6 U\$S/m.
- La evaluación económica sustentada en el análisis del VAN demuestra que con el diseño propuesto el ahorro anual sería del 16,8% equivalente a U\$S 1.170.147,36. Con el resultado obtenido se considera que la propuesta es económicamente viable.
- Los beneficios económicos derivados de la optimización del desarrollo de la chimenea y la generación de la cara libre son considerables, siendo el impacto más significativo la reducción del tiempo necesario para habilitar la producción de cámaras. Esto permite obtener en menor lapso de tiempo la producción de toneladas de las cámaras, lo que se traduce en una mejora en la eficiencia económica global del proyecto minero.

## Recomendaciones

En el presente trabajo se desarrolló y aplicó una metodología para responder a los objetivos que se plantearon en el capítulo uno. A pesar de que se lograron estos objetivos, aún queda mucho trabajo por hacer así como áreas de oportunidad que pueden ser explotadas para beneficio de la compañía.

- Es fundamental continuar con la gestión de KPI de fragmentación, factor de carga y consumo de acero.
- Controlar el paralelismo, espaciamiento y longitud de perforación de los taladros para una voladura más eficiente.
- Usar emulsión encartuchada en sectores donde las condiciones del terreno son desfavorables, con el fin de tener un factor de carga acorde a los indicadores.
- Capacitar a los operadores y ayudantes en buenas prácticas de operación de perforación en forma constante.
- Brindar desde operaciones las novedades mecánicas de los equipos de perforación para los planes de mantenimiento, con el fin que se trabaje en base a esas novedades y también en el cambio de los componentes críticos.
- Mantener la buena práctica de utilizar tacos superior de 1 bolsa de aire + material triturado (1 m), para aumentar la eficiencia de las voladuras.
- Considerar que las barras de perforación deben estar en rotación permanente para evitar el desgaste prematuro y a la vez alargar la vida útil de las mismas.
- Realizar la descarga de la malla de sostenimiento por el nivel inferior, con la finalidad de mejorar la visibilidad al momento de realizar el taco inferior de los taladros que comunican.
- En caso de presentar o informar durante la perforación la presencia de fallas estructurales y/o cavernas, utilizar bolsas speedline durante el carguío de una chimenea de producción con la finalidad de evitar un mayor consumo de explosivo que el planificado y comunicación de los taladros por las estructuras. Las mismas son mangas de polímero en forma de acordeones de alta resistencia a la abrasión y presión que se genera al momento de ser llenado, lo que permite que se adhieran de manera adecuada a la geometría del taladro generando una mayor superficie de contacto con las pared evitando el desacoplamiento de la carga de columna.

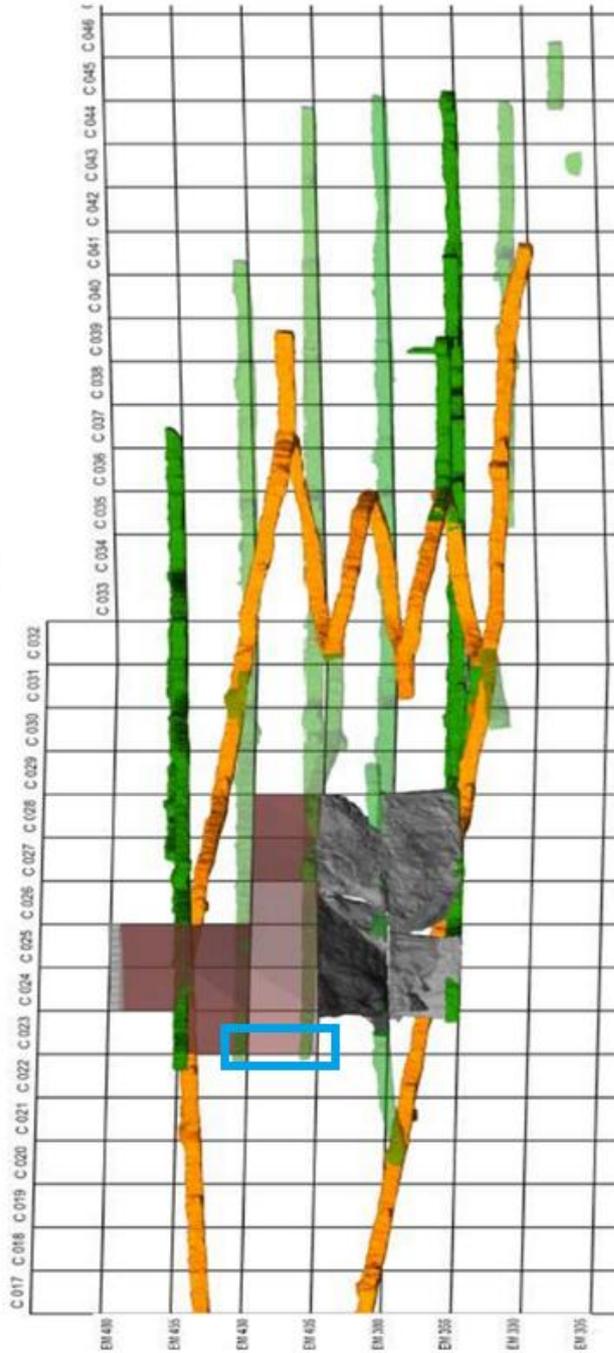
## **CAPÍTULO 8**

### **Bibliografía**

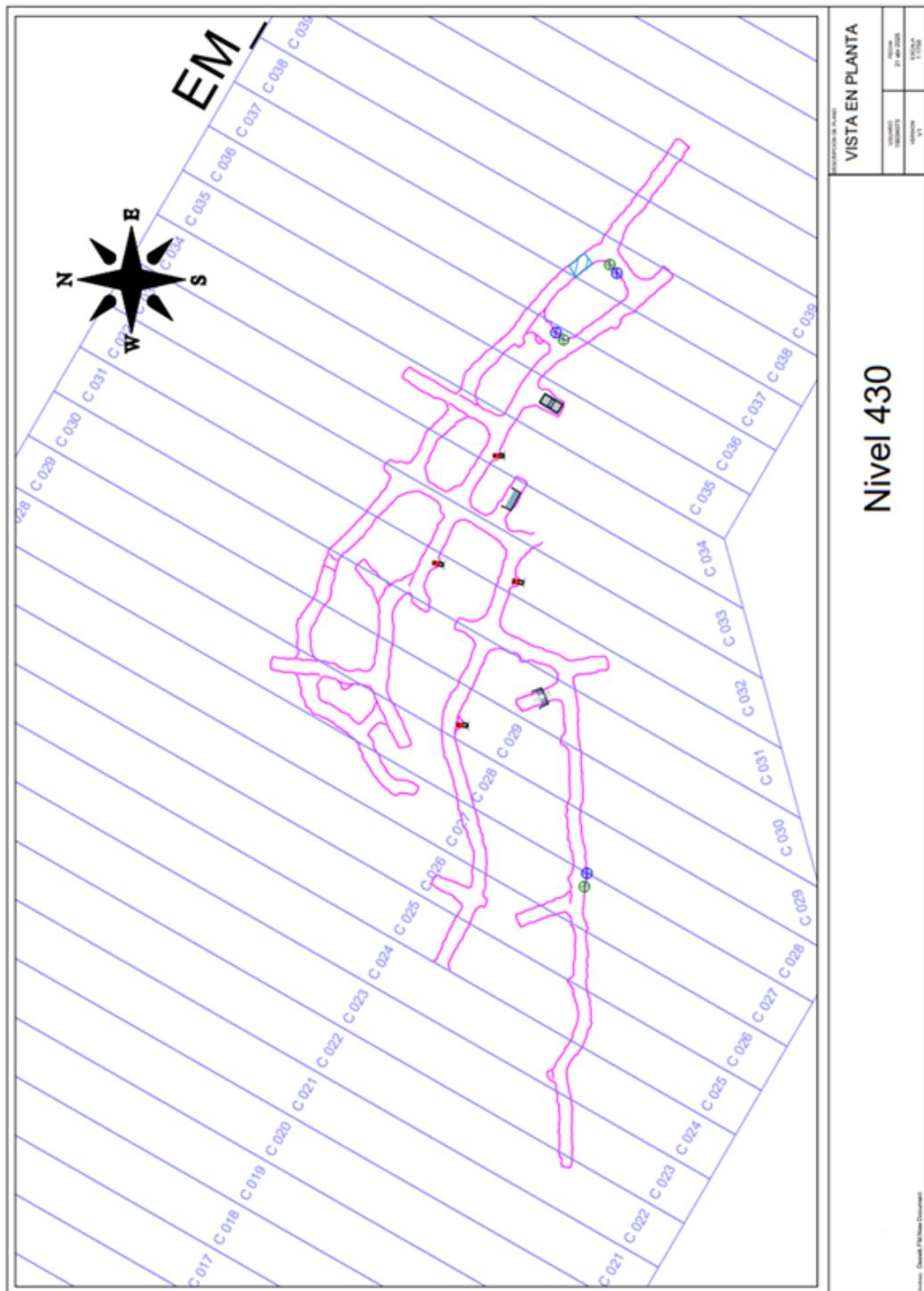
- López Jimeno, E. López Jimeno, J.M. Pernía Llera y F. Pla Ortiz de Urbina (1.994). Manual de perforación y voladura de rocas; Instituto Tecnológico Geológico minero de España.
- “Curso de Laboreo III-Diseño de explotaciones mineras”, ORTIZ DE URBINA-FERNANDO PLA Universidad Politécnica de Madrid. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas.
- “El cuele cráter en la perforación de Chimeneas”, ATLAS COPCO
- “Técnica sueca de Voladura”, GUSTAFSSON, R. SPI-1977.
- Langefors y Kihlström Técnica moderna de voladura de roca, Langefors y Kihlström, URMO, S.A. de ediciones (1.968).
- Manual práctico de voladura, Exsa S.A; edición especial (2.014).
- Trabajo final, Ing. Gomez, Carlos Jesus. Diseño de construcción de chimeneas por el método de taladros vacíos en mina Cerro Negro, Santa Cruz (2017), FTyCA.

**ANEXOS I “PLANOS”  
VISTA LONGITUDINAL**

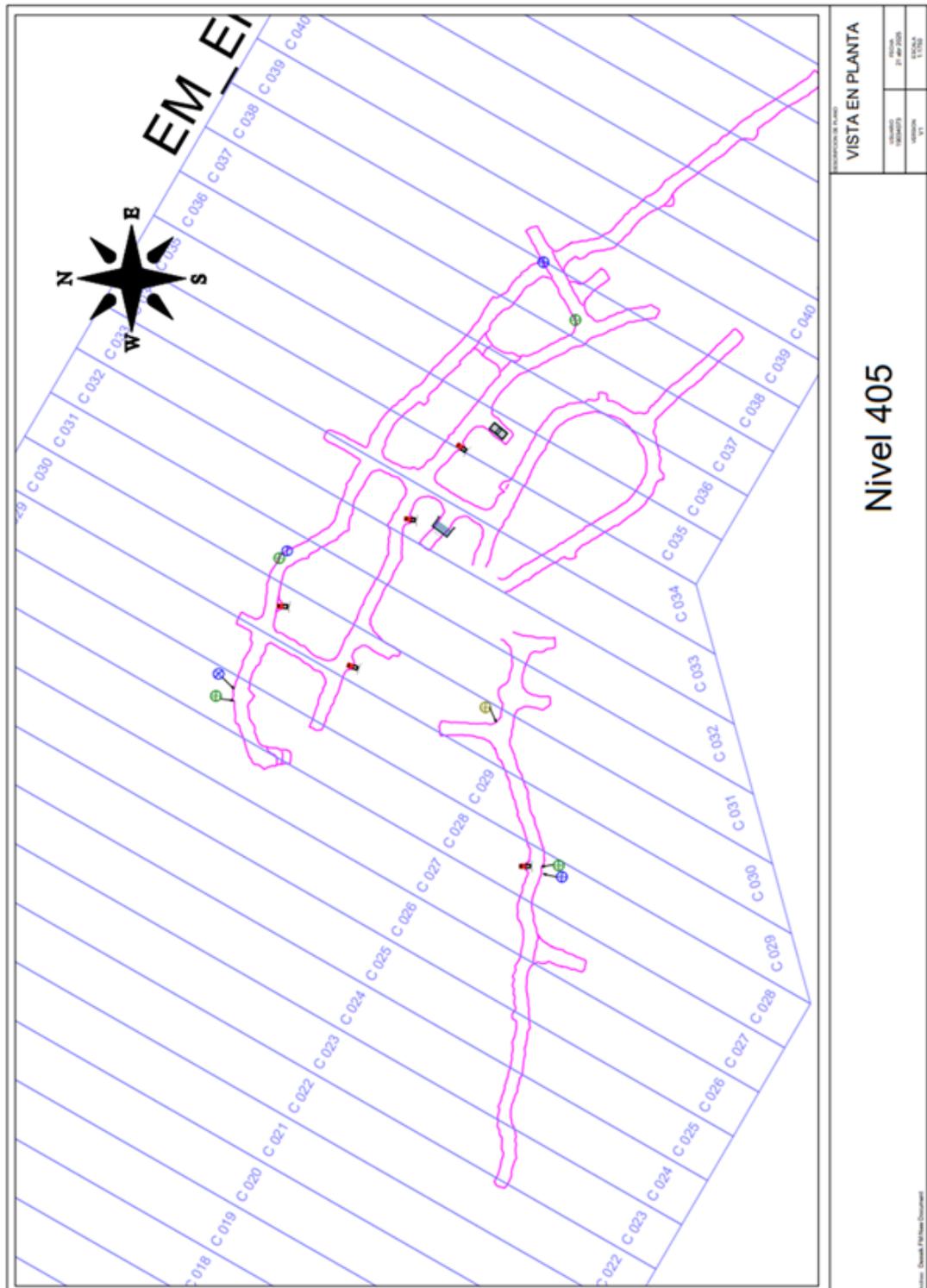
**LONGITUDINALES**



VISTA EN PLANTA – NIVEL 430



VISTA EN PLANTA – NIVEL 405



PLANOS DE PERFORACIÓN DE CHIMENEA PROPUESTA - FILA CH1

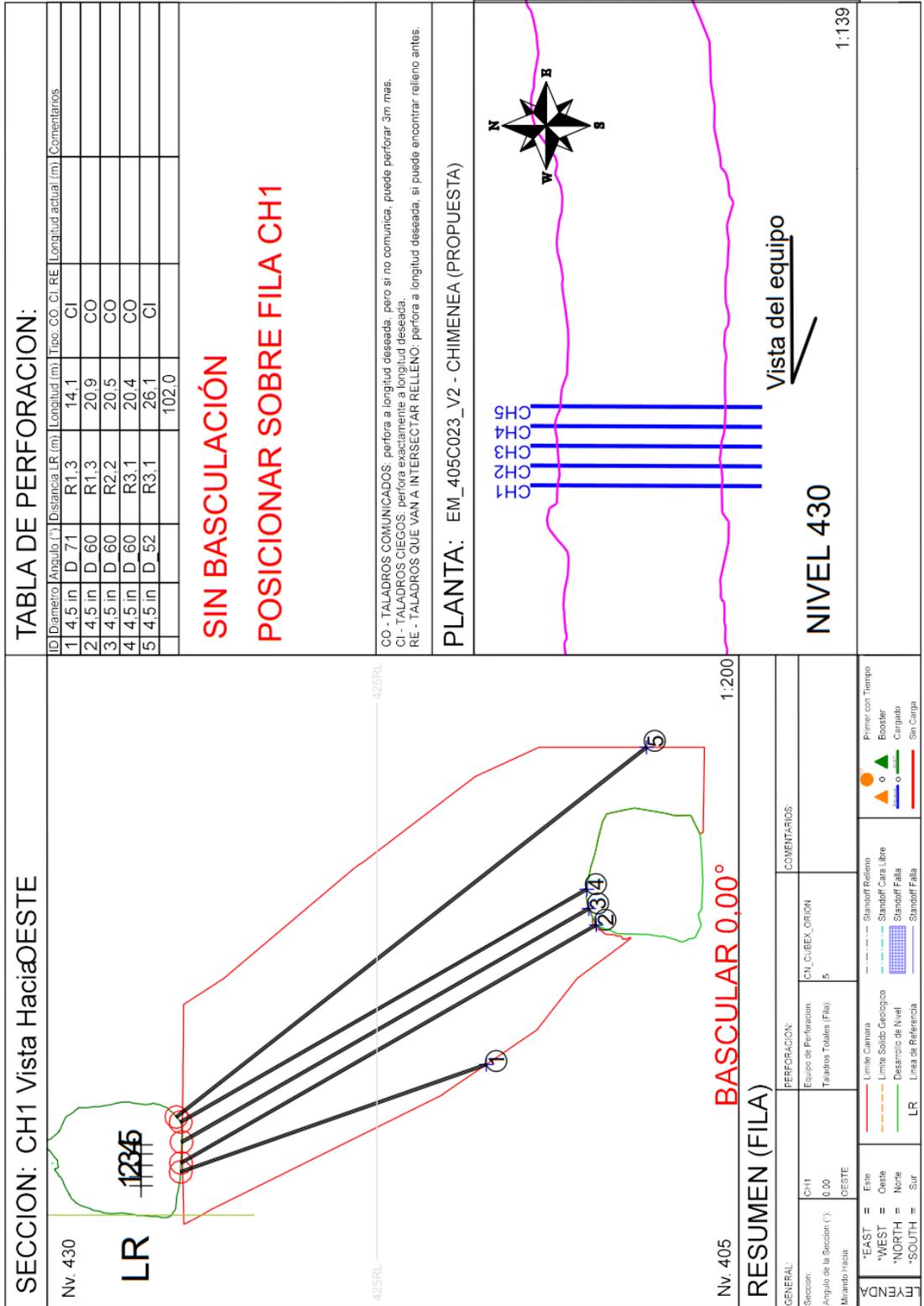


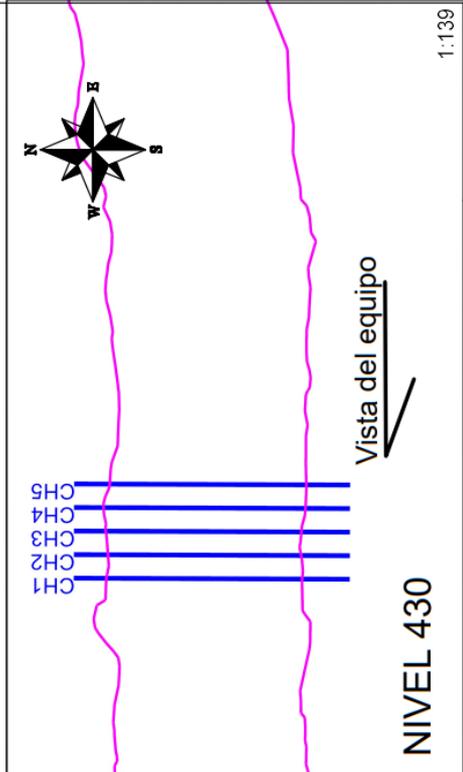
TABLA DE PERFORACION:

ID	Diámetro	Angulo (°)	Distancia LR (m)	Longitud (m)	Tip. CO. CI. RE	Longitud actual (m)	Comentarios
1	4.5 in	D 74	R1.3	14.1	CI		
2	4.5 in	D 60	R1.3	20.9	CO		
3	4.5 in	D 60	R2.2	20.5	CO		
4	4.5 in	D 60	R3.1	20.4	CO		
5	4.5 in	D 52	R3.1	26.1	CI		
				102.0			

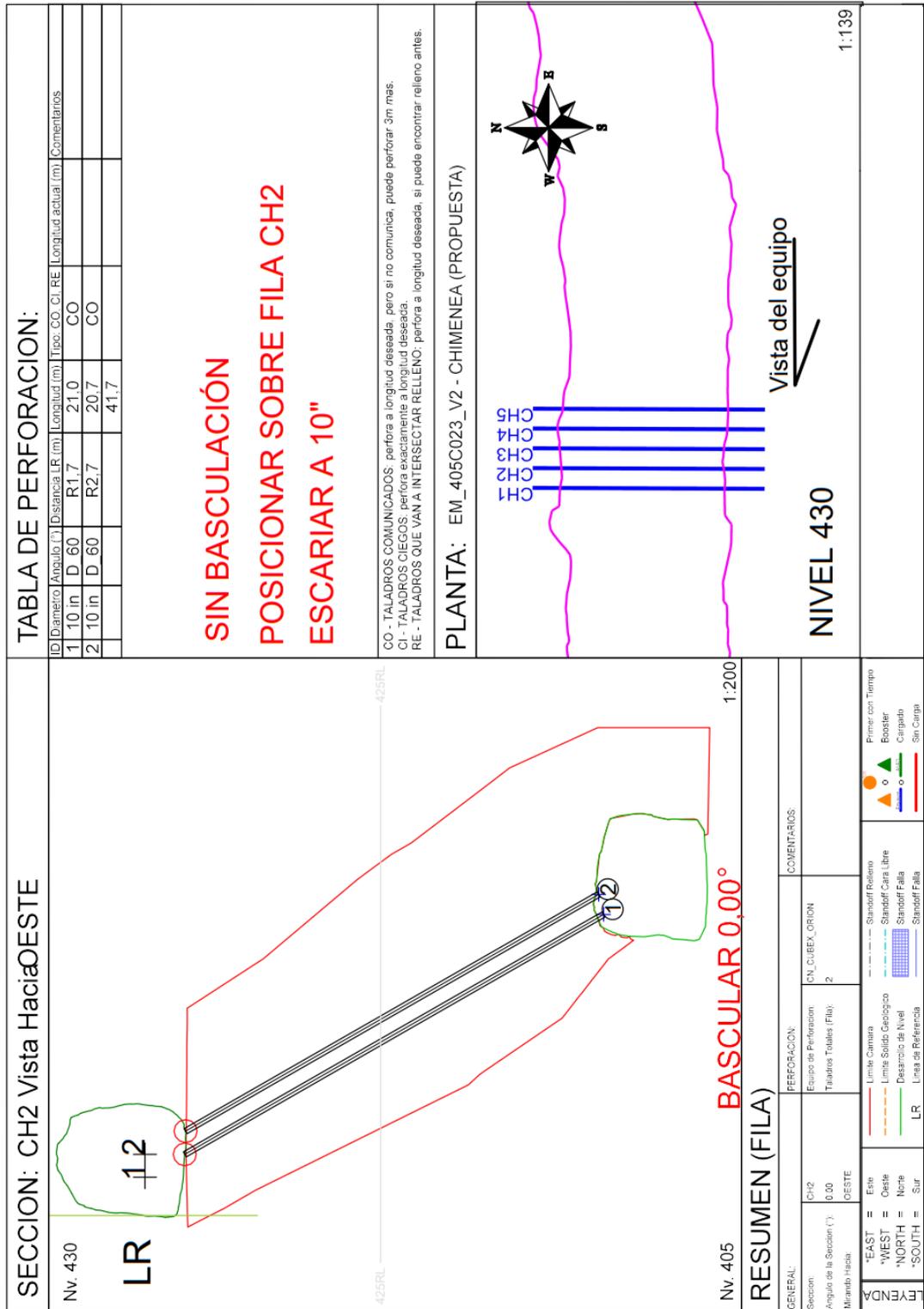
**SIN BASCULACIÓN**  
**POSICIONAR SOBRE FILA CH1**

CO - TALADROS COMUNICADOS: perfora a longitud deseada, pero si no comunica, puede perforar 3m mas.  
CI - TALADROS CIEGOS: perfora exactamente a longitud deseada.  
RE - TALADROS QUE VAN A INTERSECTAR RELLENO: perfora a longitud deseada, si puede encontrar relleno antes.

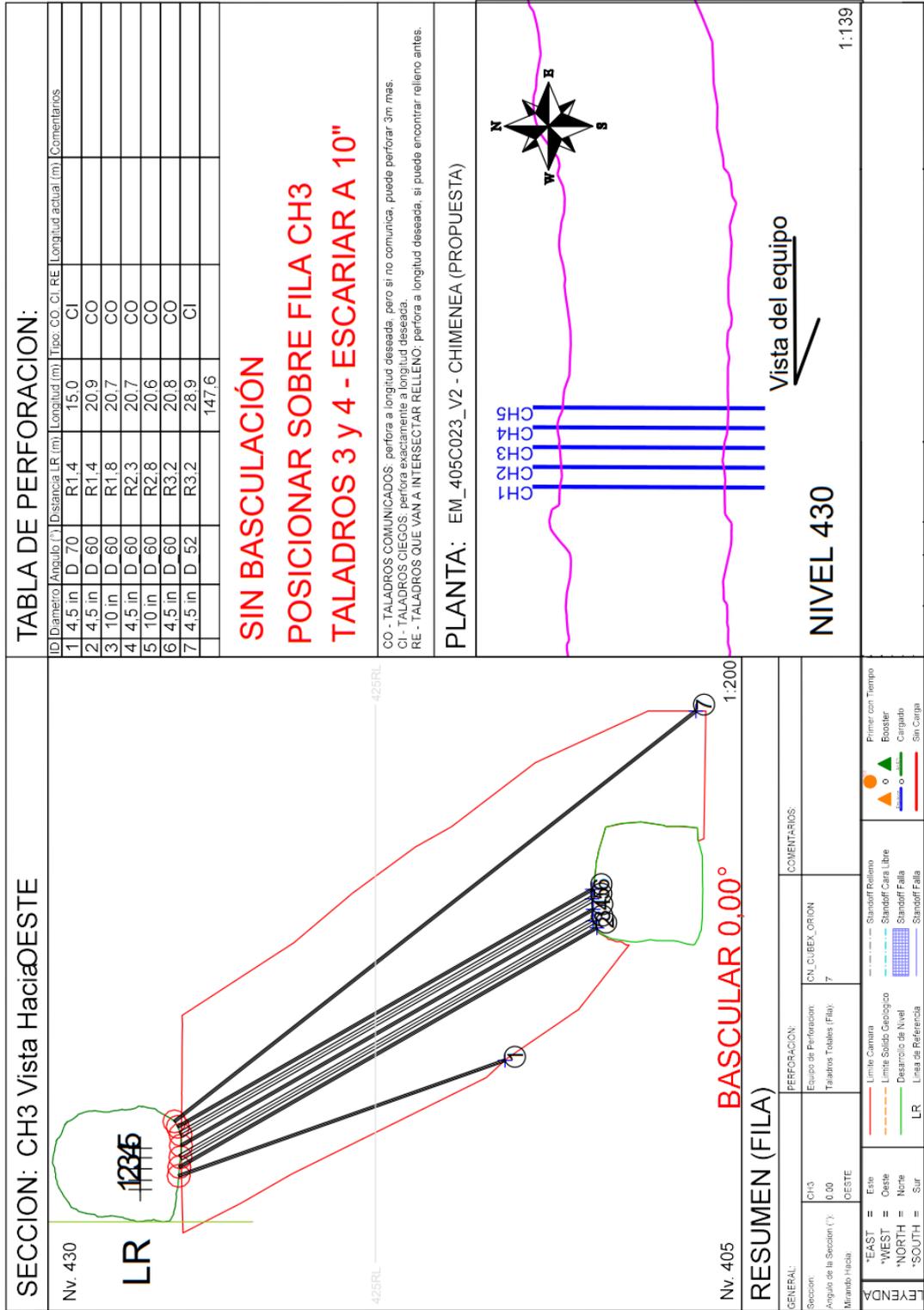
PLANTA: EM\_405C023\_V2 - CHIMENEA (PROPUESTA)



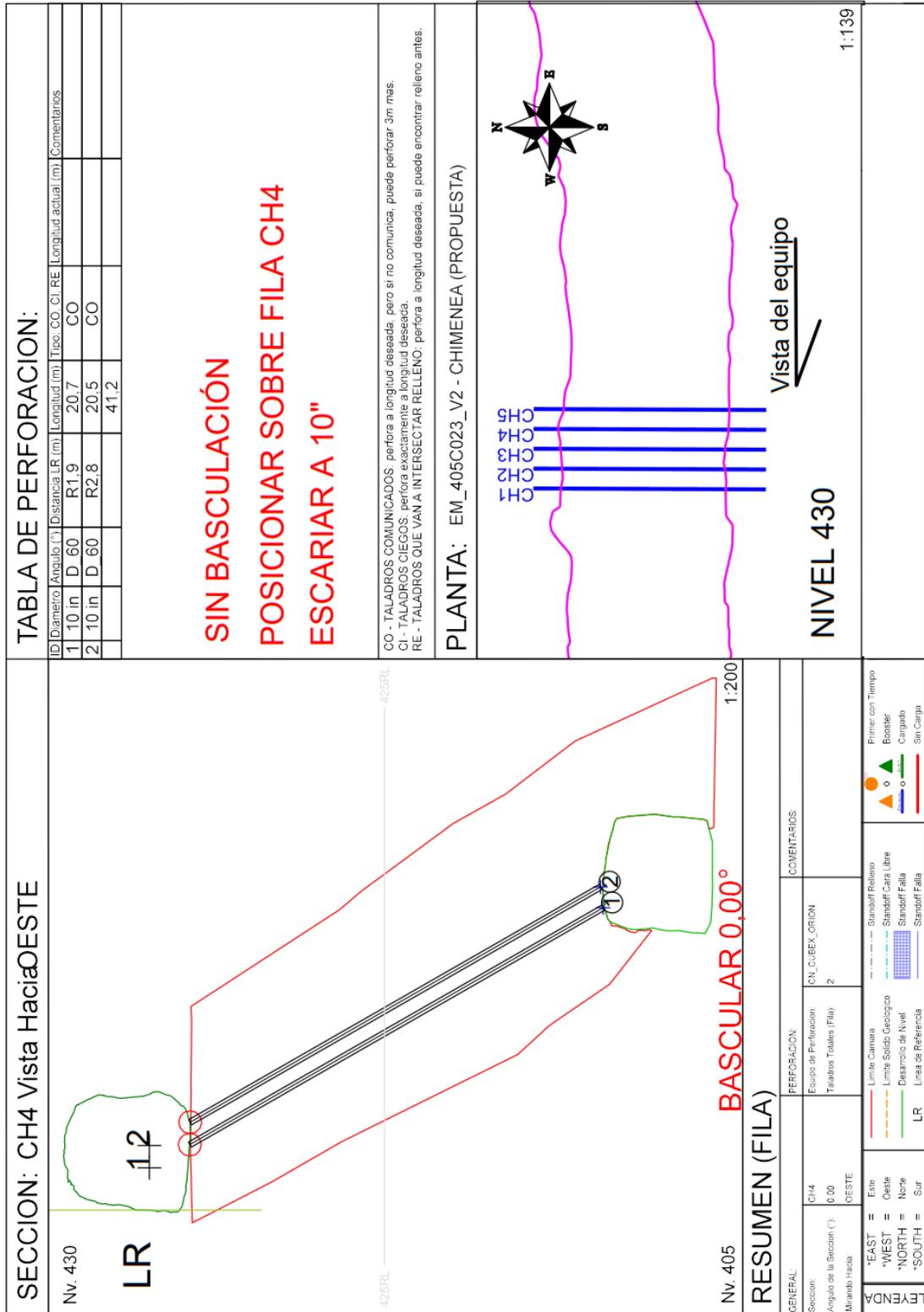
PLANOS DE PERFORACIÓN DE CHIMENEA PROPUESTA - FILA CH2



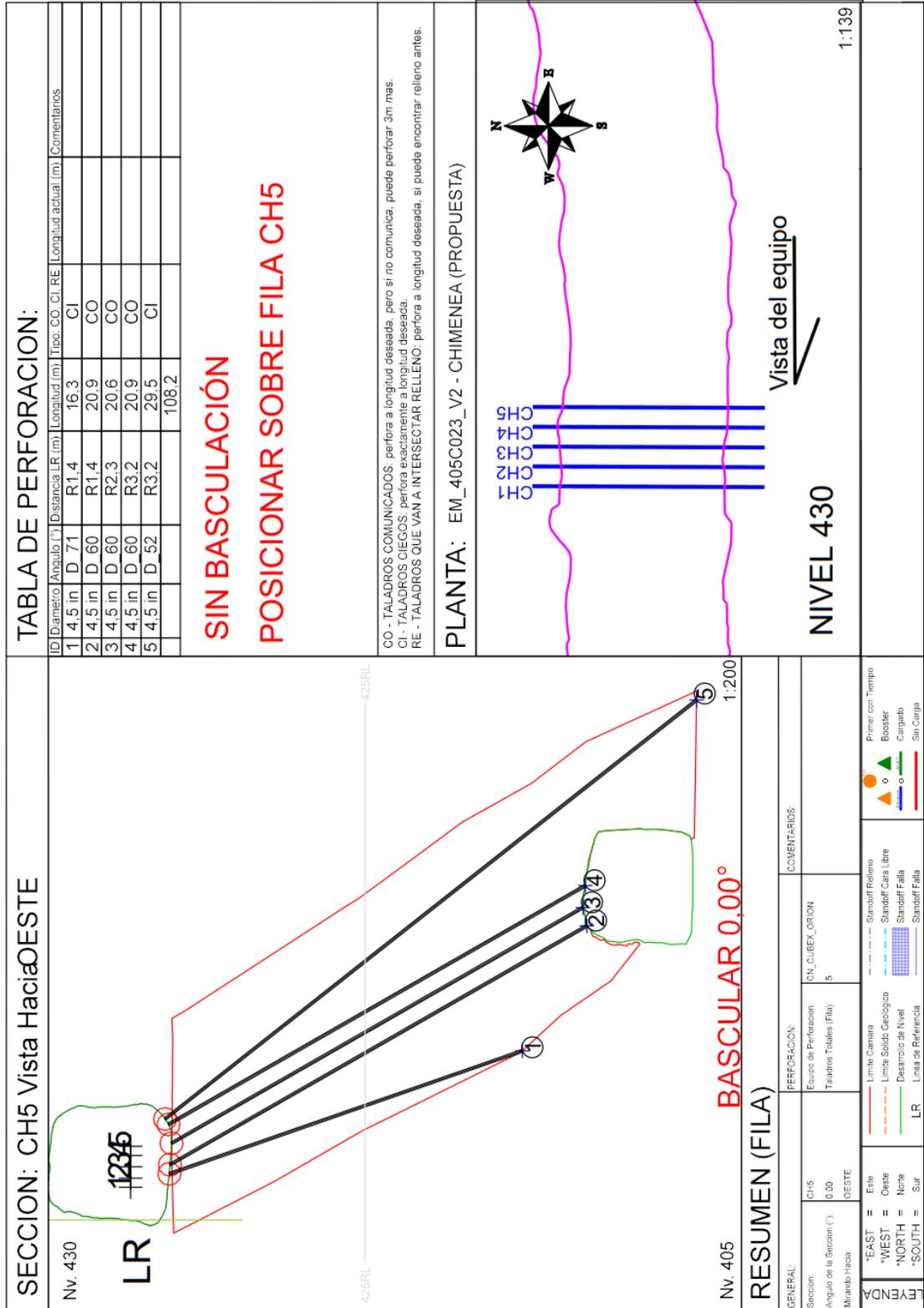
PLANOS DE PERFORACIÓN DE CHIMENEA PROPUESTA - FILA CH3



PLANOS DE PERFORACIÓN DE CHIMENEA PROPUESTA - FILA CH4



PLANOS DE PERFORACIÓN DE CHIMENEA PROPUESTA - FILA CH5



## ANEXO II “CATÁLOGO DE EQUIPO”

### Cubex orión (Sandvik DU311-T) – Ficha técnica



Sandvik DU311-T is a highly maneuverable, versatile, and compact ITH longhole drill that is designed for several different drilling applications in 4 x 4 m or larger production drifts. There is an optional onboard reciprocating air booster, and there are also several different tow behind air booster packages available, with a full range of air flows and pressures to suit the drilling application. It is capable of drilling vertical and inclined fans, and single or parallel Ø89–254 mm (3½”–10”) longholes up to 150 m in depth, using 3” to 8” in-the-hole hammers and Ø79–127 mm (3”–5”) pipes. The DU311-T can also be fitted with a V-30 head for Ø30” (762 mm) reaming in service support, or reaming up to Ø17½” (445 mm) holes with 12” hammers in rapid raising. Additionally, it can also be used for exploratory Reverse Circulation (RC) drilling.

The DU311-T is track mounted and equipped with the RH6230 top drive, CF706-F feed with fixed centralizer, PA15 single axis pipe arm, HS130 horizontal single slide-over, and ERIS drilling control panel. The 360° feed rotation, wide slide-over, and feed tilt angles make the unit suitable for most mining methods, various service support applications, and exploratory RC drilling. The CANbus based drilling control system and drilling instrumentation ensure good control of the drilling operation.

The layout of the Orion carrier is designed for good stability, ensuring safe tramming in mine drifts. All service points are accessible from ground level.

#### KEY FEATURES

Top drive	RH6230 with splined piston
Feed	CF706-F with fixed centralizer
Pipe arm	PA15 single axis
Pipe diameter	79 - 127 mm (Ø3½” - 5”)
Pipe length	1 220 - 1 830 mm (4’ - 6’)
Horizontal (single) slide-over	HS130, 762 mm (30”) movement
Minimum drift size (H and W)	3 788 mm (149½”), 6” feed
Drift width in T-section	Min. 3 000 mm (118”)
Pivot point height	1 788 mm (70”)
Transport height	Max. 3 010 mm (118½”) with 32 rod carousel
Transport width	2 130 mm (84”)
with diesel engine option	Max. 5 920 mm (233”) with diesel engine option
Transport weight	18000 kg (39 500 lbs)

#### ROCK TOOLS AND HOLE DIAMETERS

ITH hammer	Pipe Ø (mm)	Hole Ø (mm)	Hole Ø (in)
3”	79	89 - 102	3½ - 4
4”	79	115 - 127	4½ - 5
5”	89	140 - 152	5½ - 6
6”	102	165 - 203	6½ - 8
8”	127	216 - 254	8½ - 10
12”	127	Up to 445	Up to 17½
V-30	127	762*	30”

\* By reaming



1. SANDVIK DU311-T - ITH LONGHOLE DRILL

## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

### TOP DRIVE

Type of rotation head	RH6230 with splined piston
Working pressure	Up to 207 bar (rotation)
Rotation motors	2 x ME12
Maximum torque	5 730 Nm (4 226 lb-ft)
Rotation speed	0 - 60 rpm
Weight	336 kg (739 lbs)
Length with spline piston	760 mm (30"), incl. saver sub

### FEED AND PIPE ARM

Type of feed	CF706-F
Type of pipe handler	PA15 single axis pipe arm
Pipe length (standard)	6' (1 830 mm)
Retaining centralizer	CF10 fixed centralizer
Drill table pass through	222 mm (8 ¾")
Set-off from stope face	720 mm (28 ¾")
Feed force	70 kN (15 700 lbs)
Feed and return speed	Up to 0.3 m/s (1 ft/s)
Cuttings diverter	DV10
Hole distance from the wall	850 mm (33 ¾") hose loop side 1 190 mm (46 ¾") pipe arm side

### PRODUCTION FEED DIMENSIONS

Type	CF706 (standard)	CF705 (option)	CF704 (option)
Pipe length	6' (1 830 mm)	5' (1 525 mm)	4' (1 220 mm)
Stinger extension (rear)	1 664 mm (65 ½")	1 511 mm (59 ½")	1 359 mm (53 ½")
Stinger extension (front)	803 mm (31 ¾")	650 mm (25 ¾")	498 mm (19 ¾")
Total length	3 665 mm (144 ¼")	3 360 mm (132 ¼")	3 055 mm (120 ¼")

### RC FEED DIMENSIONS

Type	CF706 (option)	CF705 (option)	CF704 (option)
Pipe length	6' (1 830 mm)	5' (1 525 mm)	4' (1 220 mm)
Stinger extension (rear)	1 676 mm (66")	1 524 mm (60")	1 372 mm (54")
Stinger extension (front)	803 mm (31 ¾")	650 mm (25 ¾")	498 mm (19 ¾")
Total length	4 071 mm (160 ¼")	3 766 mm (148 ¼")	3 461 mm (136 ¼")

### CAROUSEL CAPACITIES

Type	PC164 (option)	PC215 (option)	PC324 (option)	PC324 (option)
Storage capacity	16 + 1 pipes	20 + 1 pipes	32 + 1 pipes	31 + 1 pipes
Pipe diameter	79 - 102 mm (3 ¼" - 4")	79 - 127 mm (3 ¼" - 5")	79 - 89 mm (3 ¼" - 3 ½")	102 mm (4")
Max. hole length (6')	31.1 m (102')	38.4 m (126')	60.4 m (198')	58.5 m (192')
Max. hole length (5')	25.9 m (85')	32 m (105')	50.3 m (165')	48.8 m (160')
Max. hole length (4')	20.7 m (68')	25.6 m (84')	40.2 m (132')	39 m (128')
Hole distance from the wall	1 110 mm (43 ¾")	1 275 mm (50 ¾")	1 275 mm (50 ¾")	1 275 mm (50 ¾")

### 2. SANDVIK DU311-T - ITH LONGHOLE DRILL

### LONGHOLE BOOM

Operating principle	Horizontal single slide-over
Type of boom	HS130 (762 mm movement)
Feed tilt (back / forward)	90° / 15°
Feed roll-over	360°
Feed travel	CF706 = 1 372 mm (54") CF705 = 1 067 mm (42") CF704 = 762 mm (30")
Pivot line height	1 790 mm (70")
Laser offset from drill center	1 217 mm (47 ¾")

### HYDRAULIC SYSTEM

Power pack	HP45 (45 kW)
Hydraulic pumps	1 x 100 cm <sup>3</sup> and 1 x 74 cm <sup>3</sup> (60 Hz) 1 x 130 cm <sup>3</sup> and 1 x 90 cm <sup>3</sup> (50 Hz)
Type of pump	Variable displacement axial piston
Filtration rate (pressure/return)	5 / 10µ
Oil tank volume	265 liters (70 gallons)
Cooler for hydraulic oil	Shell and tube type oil-to-water cooler
Auxiliary hydraulics outlet	For pipe handler

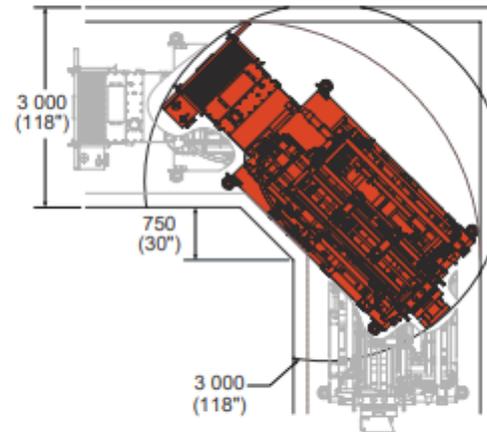
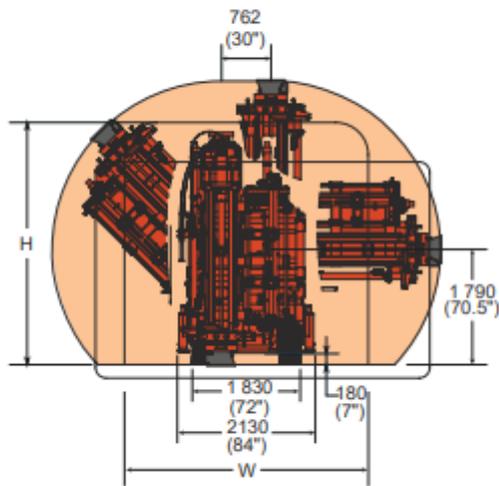
### DRILLING CONTROL SYSTEM

Type of control system	CAN (control area network)
Control panel	ERIS portable control panel
Control screen	12" (16:10) colour screen
Stand for control panel	Tripod type with 15 m (50') cable
Drilling controls	Rotation controlled feed (AccraFeed) Depth and RPM monitoring
Diagnostics system	Comprehensive and interactive
Pipe handler control interface	Standard
Hole alignment system	Digital angle indicator and 2 x alignment laser

### ELECTRIC SYSTEM

Standard voltages	380 - 690 V (50 or 60 Hz)
Total installed power	104 kW (139 hp)
Main switch gear	MSE
Allowed voltage fluctuation	± 10%
Starting method	Delta-Wye
Automatic cable reel	CRH with limit stop
Cable reel remote control	At operator station and cable reel
Tramming lights	2 x 50 W (24 V) LED
Working lights	2 x 50 W (24 V) LED
Indicator lights	LED (24 V)
Amber flashing light	LED (24 V)
Sealed AGM batteries	2 x 12 V (w/diesel engine option)
Safety shutdowns and alarms	Low water pressure Low compressor oil pressure High discharge air pressure Low hydraulic oil level High hydraulic oil temperature
Electric quality monitoring	Phase loss or reversal protection Motor overload protection Voltmeter, amperage, earth continuity control

# Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.



### MINIMUM PRODUCTION DRIFT SIZE\*

	H	W
CF706-F (standard)	3 788 mm (149 1/4")	3 788 mm (149 1/4")
CF705-F (option)	3 485 mm (137 3/8")	3 485 mm (137 3/8")
CF704-F (option)	3 183 mm (125 1/8")	3 183 mm (125 1/8")

\*100 mm (35/16") clearance. Increase drift dimensions by 406 mm (16") for RC drilling module

### MAXIMUM PRODUCTION DRIFT SIZE\*\*

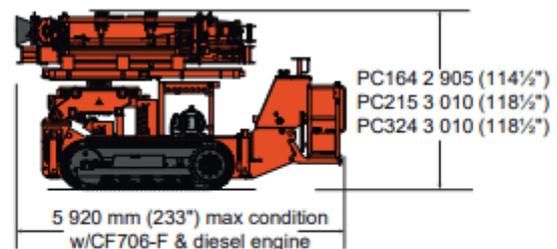
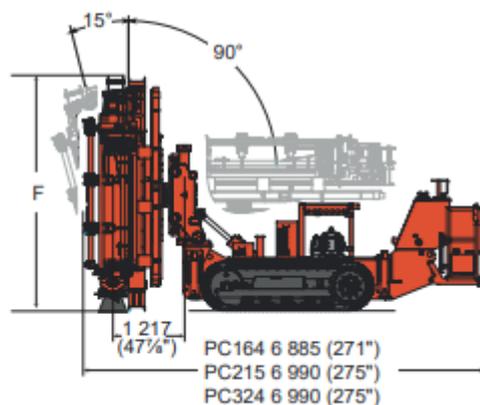
	H	W
CF706-F (standard)	4 310 mm (169 3/4")	5 329 mm (209 11/16")
CF705-F (option)	4 004 mm (157 1/2")	4 871 mm (191 3/4")
CF704-F (option)	3 700 mm (145 1/2")	4 414 mm (173 3/4")

\*\*Rear stinger extended, front stinger retracted

### DRILLING MODULE HEIGHT\*\*\*

	F
CF706-F (standard)	3 665 mm (144 1/8")
CF705-F (option)	3 360 mm (132 1/4")
CF704-F (option)	3 055 mm (120 1/4")

\*\*\*Increase height by 406mm (16") for RC drilling module



All dimensions in mm



Sandvik Mining and Rock Solutions reserves the right to make changes to the information on this data sheet without prior notification to users. Please contact a Sandvik representative for clarification on specifications and options.

ROCKTECHNOLOGYSANDVIK

### 4. SANDVIK DU311-T - ITH LONGHOLE DRILL

TS2-092.05/ENGINE/METRIC © Sandvik Mining and Rock Solutions 2023 SANDVIK is a registered trademark owned by Sandvik Intellectual Property AB in Sweden and other countries.

Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

Tren de herramienta: Cubex orion

## ORION / PRODUCCIÓN

SAP	NP SANDVIK	DESCRIPCIÓN	
100003196	346LD70	DRIVE SUB	
<b>Rosca: CUBEX 24</b>			
100003191	52-20340-105	TUBO DE PERFORACIÓN L= 6' D= 89 mm	
<b>Rosca: CUBEX 24</b>			
100003189	32-5540-RMA/77S	MARTILLO DE FONDO RH550 D= 4"	
<b>Rosca: N/A</b>			
100003188	42-48FB115-S48	BROCA M40 FLAT FACE D = 4 1/2"	

ANEXO III "PLANILLA CONTROL DE PERFORACIÓN"

PLANILLA CONTROL DE PERFORACIÓN											
Fecha de inicio de estudio	29/7/2024				Tonelaje a volar (tn)		1200				
Postura	EM_405C023				Factor de perforación (tn/m)		2,71				
Nivel de perforación	430				N° de taladros total		21				
Equipo utilizado	CUBEX N°22				Metros total		442,5				
Tipo de material	Mineral										
Dia	Turno	Actividad	Tipo	Hora - Inicio	Hora - Final	Duración (Hs)		Ø de perforación - Tipo	Metros	Comentarios	
						Operativo	Mantenimiento				
29/7/2024	B	Perforación	Operativo	18:45	19:45	1,0		4,5" - CARGADO	15	Se inicio y finalizo CH1.1 (falta de servicios desde el turno 16 a 18:45)	
29/7/2024	C	Perforación	Operativo	23:45	01:15	1,5		4,5" - CARGADO	20	Se inicio con CH1.5-falta rematar	
29/7/2024	C	Falla mecanica	Mantenimiento	01:15	05:00		3,8	NO APLICA		Falla en motor de compresor	
30/7/2024	A	Perforación	Operativo	06:45	10:15	3,5		4,5" - CARGADO	49	Se remato CH1.5 y finalizo CH1.4 y CH1.3	
30/7/2024	A	Falla mecanica	Mantenimiento	10:15	11:45		1,5	NO APLICA		Continua falla en motor de compresor	
30/7/2024	B	Perforación	Operativo	15:30	18:15	2,8		4,5" - CARGADO	34	Se repaso CH1.1 y falta rematar CH1.2	
30/7/2024	B	Falla mecanica	Mantenimiento	18:15	20:00		1,8	NO APLICA		Sin arranque en el compresor	
30/7/2024	C	Falla mecanica	Mantenimiento	22:45	01:30		2,8	NO APLICA		Sin arranque en el compresor	
30/7/2024	C	Perforación	Operativo	01:30	02:30	1,0		4,5" - CARGADO	28	Se inicio con CH1.2 (falta de servicios durante el turno 2 am a 5 am)	
31/7/2024	A	Perforación	Operativo	07:30	09:30	2,0		4,5" - CARGADO	31	Se finalizo CH1.2 y se inicio CH3.7-rematar	
31/7/2024	A	Falla mecanica	Mantenimiento	09:30	12:30		3,0	NO APLICA		Adaptador de pines en banco de avance dañada	
31/7/2024	B	Perforación	Operativo	15:15	20:00	4,8		4,5" - CARGADO	70	Se finalizo CH3.7, CH3.6 y CH3.4, rematar CH3.2	
31/7/2024	C	Perforación	Operativo	00:30	04:00	3,5		4,5" - CARGADO	48	Se finalizo CH3.2 y CH5.5	
1/8/2024	A	Perforación	Operativo	07:15	11:15	4,0		4,5" - CARGADO	63	Se finalizo CH5.4, CH5.3 y CH5.2	
1/8/2024	B	Perforación	Operativo	15:15	18:00	2,8		4,5" - CARGADO	36	Se finalizo C3.1 y CH5.1	
1/8/2024	B	Falla mecanica	Mantenimiento	18:00	19:00		1,0	NO APLICA		Manguera pinchada de diametro 3/4" y longitud 20 cm	
1/8/2024	C	Perforación	Operativo	00:15	03:00	2,8		10" - ESCARIADO	25,5	Se finalizo CH2.2 (6") y continuar CH2.2(10")	
1/8/2024	C	Falla mecanica	Mantenimiento	03:00	04:45		1,8	NO APLICA		Manguera pinchada de diametro 1/2" y longitud 80 cm	
2/8/2024	A	Perforación	Operativo	07:30	10:45	3,3		10" - ESCARIADO	44	Finalizo CH2.2(10") y CH3.5(6"), continuar CH3.5(10")	
2/8/2024	A	Falla mecanica	Mantenimiento	10:45	12:15		1,5	NO APLICA		Cam. de linea neumatica diametro 3/8"x 2.40 m del sis. Piston estriado	
2/8/2024	B	Perforación	Operativo	17:30	19:45	2,3		10" - ESCARIADO	21	Comunico CH3.5(10")	
2/8/2024	B	Falla mecanica	Mantenimiento	15:00	17:30		2,5	NO APLICA		Reparación en ficha de conexión electrica del banco de avance	
2/8/2024	C	Perforación	Operativo	23:30	02:45	3,3		10" - ESCARIADO	31	Finalizo CH4.2(6") y continuar CH4.2(10")	
2/8/2024	C	Falla mecanica	Mantenimiento	02:45	05:15		2,5	NO APLICA		Fuga hidraulica por conector de motor y manguera pinchada 1/2"x0,6m	
3/8/2024	A	Perforación	Operativo	07:15	10:45	3,5		10" - ESCARIADO	35	Se finalizo CH4.2(10") y continuar CH4.1 (6")	
3/8/2024	A	Falla mecanica	Mantenimiento	10:45	12:30		1,8	NO APLICA		Ajuste de patines y colocación de bulones faltantes	
3/8/2024	B	Perforación	Operativo	15:45	19:45	4		10" - ESCARIADO	34	Comunico CH4.1(10")	
3/8/2024	B	Falla mecanica	Mantenimiento	19:45	21:00		1,25	NO APLICA		Reemplazo de linea hidraulica del primer tramo 1/2" x 2 m	
3/8/2024	C	Perforación	Operativo	23:45	03:45	4		10" - ESCARIADO	42	Se finalizo CH3.3(6") y comunico CH3.3(10")	
4/8/2024	A	Perforación	Operativo	07:00	10:30	3,5		10" - ESCARIADO	42	Se finalizo CH2.1(6") y comunico CH2.1(10")	
<b>Tiempo total (Hs)</b>						<b>53,3</b>	<b>25,0</b>				
<b>Observaciones del sector:</b>		Presencia de estructura mayor subparalela a la caja techo. Se observa roca de mala calidad en la zona superior de la caja techo. Cámara de bajo buzamiento por posible inestabilidad o generación de bloques en la caja techo.									

ANEXO IV "PLANILLA DE CONTROL DE CARGA Y VOLADURA EN LABOR VERTICAL "

PLANILLA CONTROL DE CARGA Y VOLADURA EN LABOR VERTICAL													
Fecha de inicio de estudio	29/7/2024												
Postura	EM_405C023	Tipo de labor		Chimenea		Registro fotografico							
Nivel de perforación	430	Tipo de material		Mineral									
Turno de carguio	B	Tonelaje a volar (tn)		1200									
Hora de entrega	16:00	N° de taladro total		21									
Hora inicio de carguio	17:50	N° taladros escariado (Ø=10")		6									
Hora fin de carguio	21:20	N° taladros cargado (Ø=4,5")		15									
Hora de voladura	22:25	Carga por protocolo (kg)		3183,5									
		Factor de carga (Kg/tn)		2,65									
Fila N°	Taladro	Diámetro (")	Longitud del taladro	Comunica (SI/NO)	Taco		Longitud de carga	Secuencia (ms)	Constumo de explosivo			N° Detonador	
					SUP.	INF			Tipo	Carga por protocolo (Kg)	Carga en campo (Kg)		
CH1	1	4,5	22	NO	2		20	5300	EMULSION	234,8	196,3	2	
	2	4,5	21	SI	3	1	17	4700	EMULSION	199,5	251,3	2	
	3	4,5	21	SI	1	1	19	4400	EMULSION	213	300	2	
	4	4,5	21	SI	1	1	19	4050	EMULSION	223	257	2	
	5	4,5	27	NO	2		25	6800	EMULSION	211,3	207,4	2	
CH2	1	10	21	SI				ESC					
	2	10	21	SI				ESC					
CH3	1	4,5	15	NO	2		13	5000	EMULSION	152,6	220	2	
	2	4,5	21	NO	3		18	3000	EMULSION	211,3	223,9	2	
	3	10	21	SI				ESC					
	4	4,5	21	SI	1	1	19	1	EMULSION	234,8	200,5	2	
	5	10	21	SI				ESC					
	6	4,5	21	SI	3	1	17	2000	EMULSION	211,3	225,67	2	
	7	4,5	28	NO	2		26	6300	EMULSION	223	250	2	
CH4	1	10	21	SI				ESC					
	2	10	21	SI				ESC					
CH5	1	4,5	16	NO	2		14	5800	EMULSION	164,3	235	2	
	2	4,5	21	SI	1	1	19	3350	EMULSION	223	247,5	2	
	3	4,5	21	SI	1	1	19	1000	EMULSION	223	250	2	
	4	4,5	21	SI	1	1	19	3700	EMULSION	223	241,4	2	
	5	4,5	30	NO	2		28	7300	EMULSION	235,6	178	2	
<b>Total</b>	<b>21</b>	<b>\</b>	<b>453</b>	<b>\</b>	<b>27</b>	<b>8</b>	<b>\</b>	<b>\</b>	<b>\</b>	<b>3183,5</b>	<b>3484,0</b>	<b>30</b>	
Observaciones	A las 17 hs se da aviso de la variacion de longitudes y desviacion de taladros, luego a las 17:25 hs se autoriza a cargar en esa condicion cambiando la secuencia en campo. Sin presencia de aceros.												
										Tonelaje		Factor de carga	
										1200	Teorico	2,65	
											Real	2,90	
Control de calidad de la emulsion													
N° de muestra	Densidad inicial	Hora	Densidad final	Hora	T° producto								
1	1,28	17:50	1,06	20:30	22								
2	1,25	18:58	1,1	20:35	25								
3	1,29	20:30	1,1	21:20	13								

## ANEXO V “ESPECIFICACIONES TECNICAS DE EXPLOSIVOS”

**X-Booster®**

FT 055/01/01 R0  
Mar. 2021

**BOOSTER  
PARA AGENTES EXPLOSIVOS**



### DESCRIPCIÓN

Los iniciadores cilíndricos X-Booster son cargas explosivas de alta potencia y gran seguridad, destinadas a la iniciación de agentes explosivos. Su envase de plástico protege la mezcla explosiva que contiene, permitiéndole ser más insensible a los golpes o roces y más resistente al agua. X-Booster es el más eficiente iniciador de agentes explosivos fabricado y está recomendado para distintos diámetros.

### INFORMACIÓN DE TRANSPORTE

UN 0042 - REFORZADORES  
Clase de riesgo: 1.1 D



### CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Densidad (g/cc)	1,62 ± 5%
Velocidad de detonación mínima* (m/s)	6.400
Velocidad de detonación típica (m/s)	7.200 ± 5%
Presión de detonación mínima* (kbar)	210
Energía mínima (kJ/kg)	5.500
Resistencia al agua	Excelente
Volumen de gases mínimo (l/kg)	690
Potencia relativa al Anfo	
Peso	1,50
Volumen	3,00

\*Probeta de 1 1/2" x 16".

### DIMENSIONES\*

Producto	Peso unid. (g)	Diámetro externo (mm)	Largura con tapa (mm)	Unid. por caja	Peso neto caja (kg)
X-BOOSTER 150	150	38	127	96	16,8 ± 3%
X-BOOSTER 250	250	47	132	60	18,0 ± 3%
X-BOOSTER 450 <sup>1</sup>	450	59,1	129,5	36	16,6 ± 3%
X-BOOSTER 900 <sup>1</sup>	900	82,7	129,5	18	17,0 ± 3%

<sup>1</sup> Incluye tecnología SafeLock®.

\*El tamaño y el peso de los reforzadores son aproximados.

### APLICACIÓN Y RECOMENDACIÓN DE USO

- Utilizar como iniciador mínimo un cordón detonante de 10 g/m;
- Utilizar como iniciador hasta dos (2) Detonadores n°8 no eléctricos, eléctricos y electrónicos;
- Se utiliza para la iniciación de agentes explosivos, como Anfo y emulsión a granel;
- Conservado en su embalaje original y almacenado bajo las condiciones adecuadas, conforme a la reglamentación brasileña, el producto goza de una garantía de 36 meses a partir de la fecha de fabricación.

### DIMENSIONES DE LA CAJA

Largo x Ancho x Alto 26,9 x 26,9 x 28,5 cm

### SAFELock®

Accesorio de seguridad que evita el desalojamiento del detonador desde el booster durante el primado o carguío de explosivos en el pozo.

### PRESENTACIÓN

Alto explosivo a base de pentolita de forma cilíndrica. Se presenta en distintos gramajes según la necesidad de la iniciación.

### FABRICACIÓN

- Quatro Barras - PR, Brasil, Enaex Brasil.

**¿Le gustaría contactar a nuestros expertos?**

Dirección: Rod. Régis Bitencourt, km 1  
Quatro Barras/PR  
E-mail: contato.brasil@enaex.com  
[www.enaex.com](http://www.enaex.com)



## Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.



### BRITACORD

Cordón detonante de baja gramaje

El cordón detonante Britacord® de baja gramaje, posee una elevada resistencia a la tracción, resistente al agua, aceites y otros fluidos normalmente presentes durante las detonaciones. Ofrece una velocidad de detonación mínima garantizada de 6800 m/s, permitiendo el accionamiento eficaz de varias cargas explosivas con una única detonación. Se emplea también en circuitos de detonación conjuntamente con Britacron® o Brinel® Connect. Dispone de diferentes gramajes y su uso es indicado en voladuras primarias, secundarias y controladas, en minería a cielo abierto, subterráneas, canteras y/o construcción civil.

#### Características técnicas:

Britacord *	NP3	NP5	NP5R	NP10	NP10R	Granicord
Color de revestimiento	Verde	Azul	Azul	Naranja	Naranja	Verde
Carga lineal (g/m)	3	5	5	10	10	6,5
Diámetro externo (mm)	3,2	3,8	3,8	4,8	4,8	4
Resistencia a la tracción (kgf)	50	50	80	80	110	50
Velocidad de detonación (m/s)	6800 (mínima garantizada)					

Enaex Britanite también posee cordones de baja gramaje resistentes a bajas temperaturas (hasta -30° C) los cuales cuentan con las mismas características técnicas.

#### Aplicación y recomendaciones de uso:

##### **Britacord® NP3 / NP5 / NP5R / NP10 / NP10R**

Se utiliza en conexiones de voladuras primarias, secundarias, en minería a cielo abierto, minería subterránea, canteras y construcción civil.

Iniciación recomendada: Espoleta® N°8 / Brinel® / Detonador electrónico.

##### **Granicord**

Se utiliza para el corte de rocas ornamentales.

Iniciación recomendada: Espoleta® N°8

#### Embalaje:

Britacord *	NP3		NP5 / NP5R		NP10 / NP10R		Granicord
Longitud por bobina (m)	500	1000	375	750	250	500	750
Número de bobinas por caja (unidades)	2	1	2	1	2	1	1
Dimensiones LxAxH (cm)	27 x 27 x 27						
Tipo	Caja de cartón						
Altura máxima de apilamiento (m)	2						

#### Almacenamiento y garantía:

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones adecuadas, conforme a la reglamentación brasilera R-105\*. El producto posee una garantía de 24 meses a partir de la fecha de fabricación.

\* Reglamento para la fiscalización de productos controlados.



Ficha Técnica  
v. 056/04/01  
Noviembre 2021

## EMULSIÓN A GRANEL para minería subterránea



### DESCRIPCIÓN

Explosivo de alta VOD con elevada energía y resistencia al agua. Con excelente adherencia a la pared interna del pozo, fue desarrollado para ser empleado en perforaciones ascendentes en minería subterránea, aumentando la productividad. Se indica también para aplicación en túneles y galerías (subterráneas) con diámetro mínimo de 1½".

### CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Densidad* (gr /cc)	0,90 a 1,25
Velocidad de detonación típica* (m/s)	4.800
Volumen de gases (L/Kg)	990
RWS** (%)	93
RBS** (%)	169
Resistencia al agua	Muy resistente

\* La VOD real depende de las condiciones de uso, incluso de la densidad del explosivo y del grado de conamiento. Los valores adoptados se reeren a pruebas con producto no conado.

\*\* Comparado con el Anfo estándar.

### INFORMACIÓN DE TRANSPORTE

Emulsión Base SS (no sensibilizada)  
UN: 3375  
NITRATO DE AMONIO, EMULSIÓN  
Clase de riesgo: 5.1



### APLICACIÓN Y RECOMENDACIÓN DE USO

- Debido a su excelente adherencia a la pared interna del pozo, se recomienda para aplicaciones en perforaciones ascendentes en minería subterránea, minimizando las pérdidas en la aplicación;
- Diámetro crítico: 1½";
- Iniciación recomendada: X-Booster.

### GARANTÍA DE APLICACIÓN

Después que se fabrica y se aplica, en ambiente seco, se garantiza el desempeño del producto por hasta 15 días.

### FABRICACIÓN

- Planta de Emulsiones Campanario, Provincia de San Juan, Argentina.



# Ibegel Arg 2

Emulsión encartuchada

## DESCRIPCIÓN

Emulsión encartuchada con elevada resistencia al agua y gran potencia de detonación. Se presenta en cartuchos de plástico con largura y diámetro variados, adecuándose a diversos tipos de aplicación. Se puede aplicar en minería subterránea, voladuras subacuáticas y construcción civil. El explosivo es de color gris, ya que contiene aluminio para mejorar el desplazamiento.

## CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

	Ibegel Arg 2
Densidad (g/cc)	1,16
Velocidad de detonación* (m/s)	4.800 (diámetro 25mm) 4.900 (diámetro 38mm)
RWS ** (%)	108
RBS ** (%)	140
Volumen de Gases (l/kg)	845
Resistencia al agua	Muy resistente

\*La VOD real depende de las condiciones de uso, incluso de la densidad del explosivo y del grado de confinamiento. Los valores adoptados se refieren a pruebas con producto no confinado.

\*\*Comparado con el ANFO estándar

## APLICACIÓN Y RECOMENDACIÓN DE USO

- Minería subterránea, voladuras esculturales y obras civiles.
- Se puede utilizar como reforzador para columnas de Anfo.
- Se recomienda como carga de fondo.
- **Iniciación recomendada:** Detonador nº8 / Brinel/ Detonador Electrónico / Britacord NP10

## INFORMACIÓN DE TRANSPORTE

UN 0241  
EXPLOSIVO PARA VOLADURA,  
TIPO E  
Clase de riesgo: 1.1D



## EMBALAJE

Dimensiones LxAxA (cm)	50 x 40 x 20
Tipo	Caja de cartón
Peso neto (kg)	25,00

## UNIDADES X CAJA

DIAMETRO x LONGITUD	Ibegel Arg 2	
	Unid.x caja (pzs) *	Peso unid. (kg)
25 x 300	140	0,178
32 x 300	85	0,293
38 x 300	58	0,430

Obs.: Para garantizar 25 kg/cj, pueden ocurrir variaciones de 3% en las dimensiones, peso y cantidad de cartucho

## ALMACENTAMIENTO Y GARANTÍA

Conservado en su embalaje original y almacenado bajo las condiciones adecuadas el producto goza de una garantía de 6 meses a partir de la fecha de fabricación. Se debe cumplir con los requisitos legales vigentes.

- Límite mínimo de temperatura 0 °C (máx. 3 meses de almacenamiento hasta -10 °C)
- Límite máximo de temperatura 30 °C (máx. 3 meses de almacenamiento mayor a 30 °C)

## FABRICACIÓN

- Industria Argentina

# Análisis técnico y económico de diseño alternativo de chimenea para cámaras de producción.

**Anfomax<sup>®</sup>**

Ficha Técnica 057/01/00 R0  
Mar. 2021

**EXPLOSIVO GRANULADO  
MINERAÇÃO A CÉU ABERTO**



## DESCRIÇÃO

Agente de desmonte de alta qualidade, fabricado com nitrato de amônio de grau explosivo, baixa densidade e alta absorção de óleo. Sua baixa sensibilidade à iniciação garante alto grau de segurança no transporte, manuseio e aplicação do produto. Pode ser utilizado em minas a céu aberto, pedreiras e obras civis. Não é recomendado utilizá-lo em furos com presença de água.

## INFORMAÇÃO DE TRANSPORTE

UN 0082  
EXPLOSIVO DE DEMOLIÇÃO, TIPO B  
Classe de Risco: 1.1D



## CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Densidade (g/cm <sup>3</sup> )	0,8
Velocidade de detonação mínima* (m/s)	2.900
Volume de gases (L/kg)	990
RWS** (%)	100
RBS** (%)	100
Resistência à água	Não resistente
Estado físico	Granulado sólido

\*A VOID real depende das condições de uso, incluindo a densidade do explosivo e o grau de confinamento. Os valores adotados referem-se a testes com o produto não confinado.

\*\*Comparado ao ANFO padrão.

## EMBALAGEM

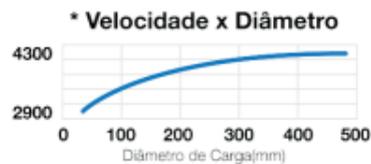
Produtos embalados em sacos plásticos valvulados de 25 kg.

## ARMAZENAMENTO E GARANTIA

Conservado em sua embalagem original e armazenado em condições adequadas, o produto é garantido por 12 meses após sua data de fabricação. Devem ser respeitadas as regulamentações vigentes.

## FABRICAÇÃO

- Quatro Barras - PR, Brasil, Enaex Brasil.
- Escada - PE, Brasil, Enaex Brasil.



\*Imagem meramente ilustrativa

## APLICAÇÃO E RECOMENDAÇÃO DE USO

- Mineração a céu aberto, pedreiras e obras civis;
- Diâmetro crítico: 1 3/4";
- Iniciação recomendada: X-Booster / Ibegel.

# BLASTBAG

Bolsa auto inflable de última generación

## DESCRIPCIÓN

Blastbag es una bolsa auto inflable de alta resistencia que cuenta con una lata de aerosol en su interior con un sistema de activación claramente visible, a través de la bolsa. La bolsa cuenta con dos capas interiores (bladders) de nylon sellado y una bolsa exterior de alta resistencia a la tracción. Posee una cuerda graduada, facilitando la rápida instalación de la bolsa a la altura deseada dentro del pozo.

La bolsa auto inflable Blastbag ofrece a los operadores de voladuras una manera fácil y eficiente de instalar bolsas auto inflables. Blastbag a través de su "dual speed latch" o "pestillo de doble velocidad" es el primero con 2 velocidades de inflado y funciona desde temperaturas extremadamente altas hasta el frío extremo.

El pestillo con diseño patentado, evita deformación y su fuerza de activación es consistente en diferentes temperaturas. Ya no hay tapas que se separan de su lata, bolsa sin pestillo, llenado a velocidades diferentes y roturas. Estos problemas han sido superados con el uso del Blastbag.

## SEGURIDAD

- La lata de aerosol al interior de la bolsa puede sufrir deformación si se expone a más de 70°C o sol directo durante períodos prolongados.

- La lata de aerosol puede explotar si es incinerada. El gas en si no es inflamable.

- El gas no es tóxico. Sin embargo, existe un riesgo limitado de asfixia si se produce una descarga no planificada o en áreas cerradas y con exposición directa en concentraciones de alrededor de 1000 ppm.

## ALMACENAJE

Almacenar como aerosol normal. No se debe almacenar a más de 50°C y/o directamente bajo el sol por períodos prolongados. Idealmente mantener el Blastbag en su caja hasta el momento que sea utilizada.

Modelo	Diámetro de Pozo	Largo Unitario	Bags/Box
Emu Solo	311 mm	600 mm	20
Wombat Solo	270 mm	600 mm	25
Platypus Solo	230 mm	500 mm	25
Bilby Solo	203 mm	500 mm	30
Koala Solo	165 mm	500 mm	30
Quokka Solo	76-115 mm	500 mm	35

## INFORMACIÓN DE TRANSPORTE

Accesorio  
Clase 2. División 2.2  
N° NU: 1950  
HDS-IMP-11



## CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

- Capa exterior fabricada de tejido de polipropileno de alta durabilidad para proteger bolsas internas de abrasión y daño mecánico.

-Producto resistente al corte.

-Altamente visible por sus colores.

-Reflectante para mantener las latas a temperaturas más bajas.

-Etiqueta termocrómica Chameleon.

-Identifica y asegura almacenamiento correcto y manipulación segura.

-Bolsas internas, completamente selladas impermeables para gases.

-Fabricado por co-extrusión extra fuerte reforzado con nylon.

-Único con dos velocidades de inflado.

-La lata de aluminio construido de una sola pieza para mayor robustez.

-Auténtico producto no inflamable, único en el mercado.

-Uso de gas no inflamable R134a. Seguro y consistente (ISO 9001:2008)

## TRANSPORTE

Blastbag viene en cajas MTI claramente identificadas. Estas cumplen con norma de transporte UN 1950 clase 2.2; HazChem código 2Y.

