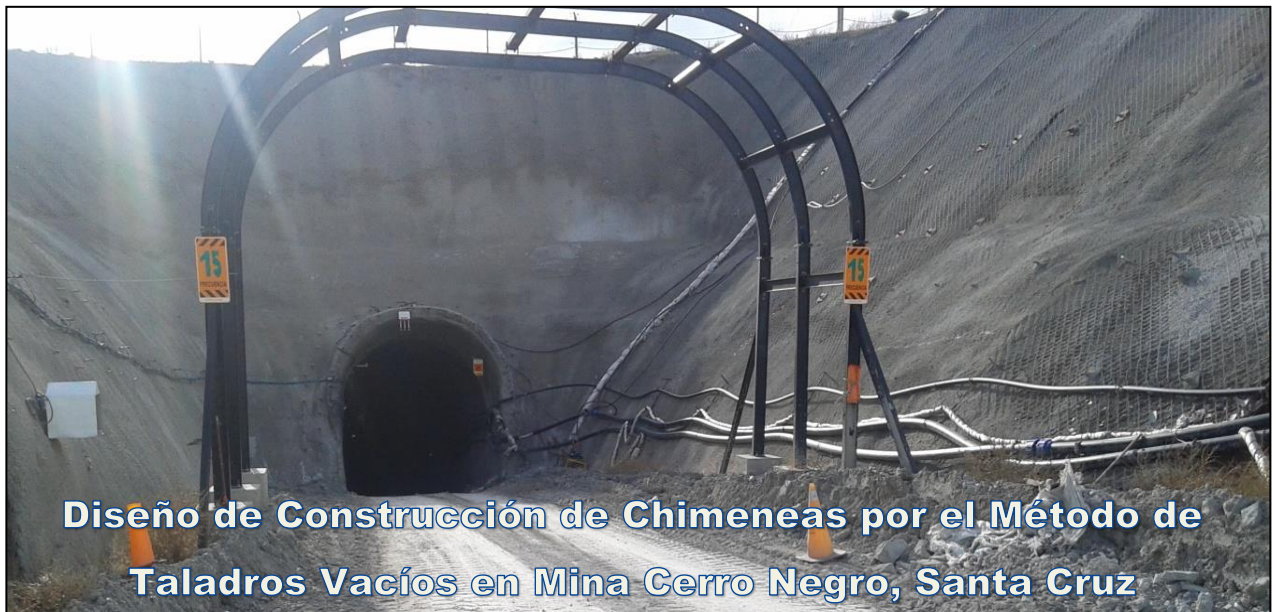




FACULTAD DE TECNOLOGIA Y CS. APLICADAS

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CATAMARCA

TRABAJO FINAL



**Diseño de Construcción de Chimeneas por el Método de
Taladros Vacíos en Mina Cerro Negro, Santa Cruz**

Docente asesor: Ing. Claudia Caletti

Alumno: Gómez, Carlos Jesús

Carrera: Ing. De Minas

M.U.N°0716

Año: 2017



Agradecimientos

A Dios y a la Virgen del Valle, por guiarme en este camino y permitirme lograr este objetivo.

A mis padres: Alba Argota y Adolfo Gómez. Hermanas y sobrinas: Giselle, Emilse y Agustina, por acompañarme y aconsejarme a lo largo de este camino.

A mis tíos, Contador Ariel Argota y profesor Luis Argota, por facilitarme el comienzo de mis estudios.

A la Facultad de Tecnología y Cs Aplicadas por ser formadoras de profesionales.

A la Empresa GoldCorp Cerro Negro. Por permitirme desarrollar el presente trabajo, a los ingenieros Damián Correa, Adrián López y José Orellana, por confiar y facilitarme toda la información correspondiente.

A la Directora, Ing. Claudia Caletti, por su entereza y apoyo incondicional para la confección del informe Final.

A toda mi familia y compañeros, en especial a Karina.



Indice de Contenidos

RESUMEN	7
ALCANCES	8
LIMITACIONES	8
OBJETIVO GENERAL:	9
OBJETIVOS ESPECÍFICOS:	9
CONCLUSIONES:	9
RECOMENDACIONES:	10
CAPÍTULO I MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	11
I.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL YACIMIENTO Y ACCESO.....	11
I.2 RESEÑA HISTÓRICA Y ANTECEDENTES.....	12
I.3 GEOMORFOLOGÍA	13
I.4 GEOLOGÍA LOCAL (INFORMACIÓN TESIS DOCTORAL RAMIRO LÓPEZ).....	13
I.5 TIPO DE YACIMIENTO (INFORMACIÓN TESIS DOCTORAL RAMIRO LÓPEZ).....	14
I.6 TIPO DE EXPLOTACIÓN	16
I.7 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE PLANTA:.....	18
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	20
II.1 CONCEPTOS:	20
II.2 MÉTODO SUBLEVEL-STOPING.....	20
II.3 VARIANTES	24
II.4 MÉTODO VCR.....	26
II.5 MÉTODO DE CUELE DE BARRENOS VACÍOS.....	30
CAPÍTULO III- ANÁLISIS DE CAMPO	33
III.1 DESCRIPCIÓN DE LA CONSTRUCCIÓN DE LAS CHIMENEAS.....	33
III.2 DESCRIPCIÓN DE SISTEMA DE VENTILACIÓN.....	34
III.3 CÁLCULO DEL CAUDAL REQUERIDO.....	36
III.4 CICLO DE EXCAVACIÓN DE LA CHIMENEA:	39
III.5 SEGUNDA ETAPA EN LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA.....	60
III.6 RESUMEN DETALLADO DE 1 ETAPA DE LA EXCAVACIÓN DE LA CHIMENEA.....	63
CAPÍTULO IV - PARÁMETROS DE EFICIENCIA DE VOLADURA	67
IV.1 DETERMINACIÓN DEL CONSUMO DE ACERO	67
CAPÍTULO V: PRESENTACIÓN DE PROPUESTA DE DISEÑO DE CHIMENEA	76



CAPÍTULO VI ANÁLISIS DE COSTO.....	86
BIBLIOGRAFIA	89
ANEXO 1- PLANOS DE MINA.....	90
ANEXO 2-LABORES	96
ANEXO 3 CATALOGOS DE PRODUCTOS.....	100
ANEXO 4: CATÁLOGOS DE EQUIPOS	109

Índice de tablas

<i>Tabla 1: Valores de Leyes y Toneladas de los yacimientos de Cerro Negro.....</i>	<i>13</i>
<i>Tabla 2: valores por unidad de equipos</i>	<i>36</i>
<i>Tabla 3: Plano de Perforación.....</i>	<i>44</i>
<i>Tabla 4: Resumen de tiempo de cada tarea en la primera etapa en la construcción de Chimenea .63</i>	
<i>Tabla 5: Resumen de la construcción final de chimenea.....</i>	<i>65</i>
<i>Tabla 6: Planilla de perforación.....</i>	<i>67</i>
<i>Tabla 7: Resumen de horas operativas</i>	<i>68</i>
<i>Tabla 8: Resumen de tiempos para la construcción de un taladro.....</i>	<i>69</i>
<i>Tabla 9: Valores de desviación de los taladros</i>	<i>71</i>
<i>Tabla 10: Desvío de taladros de chimenea propuesta</i>	<i>74</i>
<i>Tabla 11: Resumen de excavación de la chimenea propuesta.....</i>	<i>83</i>
<i>Tabla 12: Análisis de costos de chimenea original</i>	<i>86</i>
<i>Tabla 13: Análisis de costos de chimenea propuesta.....</i>	<i>87</i>

Índice de Figuras

<i>Figura 1: Mapa con la ubicación del distrito Cerro Negro.....</i>	<i>11</i>
<i>Figura 2: Concesión minera de Proyecto Cerro Negro.</i>	<i>12</i>
<i>Figura 3: Referencia y Alteraciones Geológicas</i>	<i>15</i>
<i>Figura 4: Esquema de Método de Explotación.....</i>	<i>17</i>
<i>Figura 5: Esquema de Método de Explotación.....</i>	<i>18</i>
<i>Figura 6: Diagrama de Planta de Tratamiento.....</i>	<i>19</i>
<i>Figura 7: Vista esquemática del Método de Explotación</i>	<i>25</i>
<i>Figura 8: Esquema del método de explotación Variante Long Hold</i>	<i>26</i>
<i>Figura 9: Chimenea construida utilizando el método VCR</i>	<i>27</i>
<i>Figura 10: Esquema de voladura en chimenea con el método VCR.....</i>	<i>28</i>



<i>Figura 11: Sistema de cierre de los barrenos</i>	29
<i>Figura 12: Diagrama de Encendido en Chimenea de Tiros Largos</i>	31
<i>Figura 13: Esquema de Método de Cuele con Taladros Vacíos</i>	32
<i>Figura 15: Perfil longitudinal del circuito de ventilación</i>	35
<i>Figura 16: Diseño en 3D de la Mina Mariana Central</i>	38
<i>Figura 18: Cuele o Arranque de Cuatro Secciones</i>	40
<i>Figura 20: Sección Estándar de la Galería de Transporte</i>	41
<i>Figura 21: Ubicación de la chimenea - Vista en planta</i>	42
<i>Figura 22: Diseño geométrico de la chimenea</i>	42
<i>Figura 23: Tipo de rosca para barra de extensión T45</i>	47
<i>Figura 24: Vista vertical de los taladros de la chimenea</i>	49
<i>Figura 25: Vista en planta, junto con el secuencia de voladura</i>	50
<i>Figura 26: Esquema de la distribución de explosivo en un taladro</i>	52
<i>Figura 27: Pantalla de control de carga del Red Devil</i>	54
<i>Figura 28: Esquema representativo de la formación del explosivo</i>	55
<i>Figura 29: Esquema de la preparación de explosivo tipo Emulsión</i>	56
<i>Figura 30: Distribución de carga de Primera y Segunda Etapa de Voladura</i>	60
<i>Figura 31: Distribución de Carga de Tercera y Cuarta Etapa de Voladura</i>	61
<i>Figura 32: Chimenea Escaneada y Comunicada</i>	62
<i>Figura 33: Gráfica de cada actividad del ciclo de excavación de una Chimenea</i>	64
<i>Figura 34: Resumen de excavación completa de la chimenea</i>	66
<i>Figura 35: Grafica de Desvío de los taladros</i>	72
<i>Figura 36: Dimensiones del accesorio para disminuir desviación en la perforación</i>	72
<i>Figura 37: Grafica de Desvío de los taladros</i>	74
<i>Figura 38: Grafico Comparativo según desvío medio</i>	75
<i>Figura 39: Diseño de la Chimenea Propuesta</i>	76
<i>Figura 40: Vista en planta de las marcas y diseño de la chimenea</i>	77
<i>Figura 41: Vista en planta de la perforación levantada por topografía</i>	78
<i>Figura 42: Distribución de carga de Columna</i>	79
<i>Figura 43: Grafico de las medidas de los tacos superior e inferior</i>	80
<i>Figura 44: Grafico de la Secuencia de encendido de la Chimenea propuesta</i>	81
<i>Figura 45: Grafico del escaneo de la 1 primer voladura</i>	82
<i>Figura 46: Perfil del primer levante de la Chimenea</i>	83
<i>Figura 47: Grafico resumen de la chimenea propuesta</i>	84
<i>Figura 48: Grafico Comparativo en tiempo de Construcción de la chimenea</i>	85
<i>Figura 49: Grafico Comparativo según Costos</i>	88

Índice de Imágenes

<i>Imagen 1: Instalación de los servicios</i>	43
<i>Imagen 2: Perforación con cuerda de vida</i>	45
<i>Imagen 3: Acero de perforación (Broca y Escariador)</i>	46



<i>Imagen 4: Colocación de flejes en la chimenea</i>	<i>48</i>
<i>Imagen 5: Tacos para el método VCR.....</i>	<i>51</i>
<i>Imagen 6: Carga de Explosivo y Control del Equipo</i>	<i>53</i>
<i>Imagen 7: Equipo de carga mecanizada (RED DEVIL).....</i>	<i>54</i>
<i>Imagen 8: Colocación de taco superior.....</i>	<i>57</i>
<i>Imagen 9: Secuencia colocación del cordón más el lip.....</i>	<i>58</i>
<i>Imagen 10: Vista de Chimenea Volada y Comunicada.....</i>	<i>59</i>
<i>Imagen 11: Imágenes Operativas.....</i>	<i>73</i>
<i>Imagen 12: 5 taladros vacíos.....</i>	<i>79</i>



RESUMEN

El distrito Cerro Negro está ubicado en el noroeste del Macizo el Deseado, a unos 50km al sureste de la localidad de Perito Moreno, en la provincia de Santa Cruz (Patagonia, Argentina). Comprende un conjunto de mineralizaciones vetiformes epitermales de Au-Ag con reservas calculadas en 6,7 Moz Au eq., que posicionan actualmente a Cerro Negro 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 Eureka y el sistema de vetas Marianas- San Marcos.

Desde junio del 2012 Cerro Negro se encuentra en operación, iniciando con la extracción de mineral de la veta Eureka, sumándose luego Mariana Central y próximamente Mariana Norte. Estas vetas principales tienen una potencia promedio de 12 metros aproximadamente, con una relación 10:1 Ag/Au.

El mineral extraído es enviado a la planta de tratamiento a unos 15 km de la mina, se utiliza trituración primaria y molienda semi-autogena mas molinos de bolas, se realiza una lixiviación por agitación por el método de Cianuración, el proceso de concentración es el precipitación con Zinc y obtener doré con un 75 % en Ag y 25 %.

Este escenario actual, es oportuno para revisar los procesos, buscando mejores alternativas que minimicen los costos, sin comprometer a la producción y con ello manteniendo los puestos de trabajo.

Parte de este desafío alcanza a la Planificación de Minas, y en especial a la operación de Mina que junto con la ingeniería trabajan en los diseños de labores de preparación, y producción y tienen como objetivo alcanzar y extraer el mineral de los tajos, cumpliendo con los objetivos anuales propuestos por la empresa, desde aquí se plantea una modificación y optimización en el desarrollo de labores verticales chimeneas.

En mina Cerro Negro donde se llevó a cabo los estudios, las galerías de transporte como las galerías corta vetas tienen dimensiones de 4,7 m de alto por 4,5 m de ancho, entrando por rampa se ingresa al primer nivel. Por diseño, la altura entre niveles es de 25 metros tomando desde el pie de la galería del nivel inferior a la cabeza de las galerías del nivel superior. Para unir ambas galerías se construyen chimeneas, utilizándose para circuito de ventilación, salidas de emergencias, traspaso de servicios (aire comprimido y agua), como así también aperturas iniciales para las cámaras de explotación en el método Sublevel Stopping con la variante barrenos largos en abanico que es el método de explotación utilizado en Mina Cerro Negro.

Para obtener una chimenea se deben comunicar 20 metros, donde los taladros se perforan desde el nivel superior, se cargan y se detonan por secciones, avanzando desde



el nivel inferior hacia el nivel superior por cargas esféricas, método VCR, obteniendo resultados poco eficientes al tener que realizar cuatro voladuras, cada una de 5 metros, para obtener la longitud requerida. Después de cada voladura se deben repasar los taladros preexistentes 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, ocupando un equipo de perforación de tiros largos por mucho más tiempo, descontando metros de producción efectivo (repasos).

A partir de esta situación se planteó modificar el diseño, incorporando taladros vacíos, cambiando el método de construcción de chimeneas de cargas esféricas por el de barrenos largos con cuele de taladros vacíos, aumentando la sección final de la chimenea, y disminuyendo los tiempos de construcción, optimizando los parámetros de voladuras.

En el avance por etapa de voladura, los barrenos se perforaron con un equipo electrohidráulico con martillo en cabeza con diámetro de 89 mm y ensanchando los taladros centrales a 127 mm (3"), Al tener la perforación en 89 mm se detectó mucha desviación en los taladros por la que se realizó un análisis de desviación y se modificó el diámetro de perforación a 76 mm, con esta forma se busca disminuir los tiempo en la construcción.

Al realizar el análisis operacional en la construcción de la chimenea se realizó taladros vacíos en el diseño original disminuyendo el tiempo de construcción, ya que anteriormente se realizó en cuatro etapas, a partir de estos se propuso y se implementó un nuevo diseño donde incluyen 5 taladros vacíos, con esta propuesta se pudo realizar la chimenea en dos etapas disminuyendo los tiempos y costos en la construcción de chimenea.

Alcances

- El presente trabajo se aplicará para definir y estandarizar un diseño para la construcción de chimeneas.
- Solo se empleará para mina Mariana Central perteneciente a Goldcorp Cerro Negro, provincia de Santa Cruz, República Argentina.

Limitaciones

- El método diseñado se empleara tan solo para chimeneas de ventilación. En un futuro, se estudiará si es viable poder aplicarlo para la construcción de cara libre para la explotación de cámaras de producción.



Objetivo General:

Diseñar una variante del método de construcción de chimeneas mediante la incorporación de taladros vacíos en mina Cerro Negro.

Objetivos Específicos:

- Estudio del ciclo de excavación de las chimeneas.
- Análisis de los indicadores de la eficiencia de la voladura.
- Definición de cantidad de taladros vacíos en el diseño.
- Optimización y determinación de la secuencia de encendido de la voladura.
- Análisis de Costos para la construcción de la chimenea.

Conclusiones:

En función del estudio detallado de la secuencia operacional, el presente trabajo se pudo concluir que:

Diferencia entre cargas esféricas y cargas cilíndricas: la importancia de cambiar el método de construcción de la chimenea por cargas cilíndricas, se pudo realizar un ajuste en los tiempos operativos, optimizando el tiempo, al disminuir a 5,2 días de los 7,3 días, que llevaba construir una chimenea por el método de cargas Esféricas (Método VCR).

Costo de U\$S/m: al disminuir los tiempos, se pudo disminuir el costo en 718,3 U\$S/m de la chimenea original al realizar la propuesta.

Importancia del taco: se refiere a la importancia que se le debe dar a la hora de realizar el taco tanto superior e inferior para una chimenea, ya que es la clave del confinamiento del explosivo para un mejor resultado, evitando pérdida de energía que nos perjudicaría tanto el sostenimiento como el límite superior a la hora de realizar la re perforación.

Desviación de los taladros: al incluir y aplicar en la sarta de perforación un accesorio de perforación, y reducir el diámetro de perforación a 76mm, se pudo disminuir la desviación. En esta se redujo el desvío medio de 57 cm a 14 cm.

Consumo de Explosivo: al disminuir el diámetro de perforación de 89mm a 76mm se disminuyó el consumo de explosivo.



Recomendaciones:

Longitud de los taladros: es muy importante tener en claro la longitud exacta de cada taladro que conforma la chimenea a la hora de comenzar el carguío de explosivo, para poder calcular la cantidad de explosivo y realizar un corte regular en cada disparo de la chimenea hasta comunicarla.

Mantener constante la fuerza de avance: según la práctica nos indica que la mayor causa de desviación de los taladros es la fuerza de avance que le proporciona el perforista al equipo, se recomienda capacitar a los operadores en la importancia de la fuerza de avance, y poder disminuir la desviación.

Taco a los taladros vacíos: realizando el taco a los taladros vacíos nos aseguramos de un mayor confinamiento del explosivo evitándonos una pérdida de energía, si bien aumentando el número de taladros vacíos es mejor para la cara libre, tenemos mayor posibilidad de pérdida de energía produciéndonos un cráter en el nivel superior tapándonos los taladros ya existente y aumentando el tiempo en re perforación.

Disminución de la longitud del taco Superior: en las dos chimeneas se trabajó con un taco superior de 4 m, esto se podría disminuir a una longitud de taco superior a 2 m, lo cual nos permitiría no realizar la re perforación (repasso de los taladros), solo el acondicionamiento del sector para realizar la segunda etapa de construcción de chimenea.

Capítulo I Marco Teórico Referencial

I.1 Ubicación Geográfica del Yacimiento y Acceso

El área del Yacimiento se ubica en el sector noroccidental de la Provincia de Santa Cruz, al noroeste del Macizo el Deseado, limitado por las coordenadas Gauss Krüger 4.803.000 y 4.812.500 en el eje X y 2.390.500 y 2.404.000 en el eje Y ($46^{\circ} 50' - 46^{\circ} 55'$ Lat S y $70^{\circ} 15' - 70^{\circ} 20'$ Long O), abarcando una superficie de 21.548 ha.

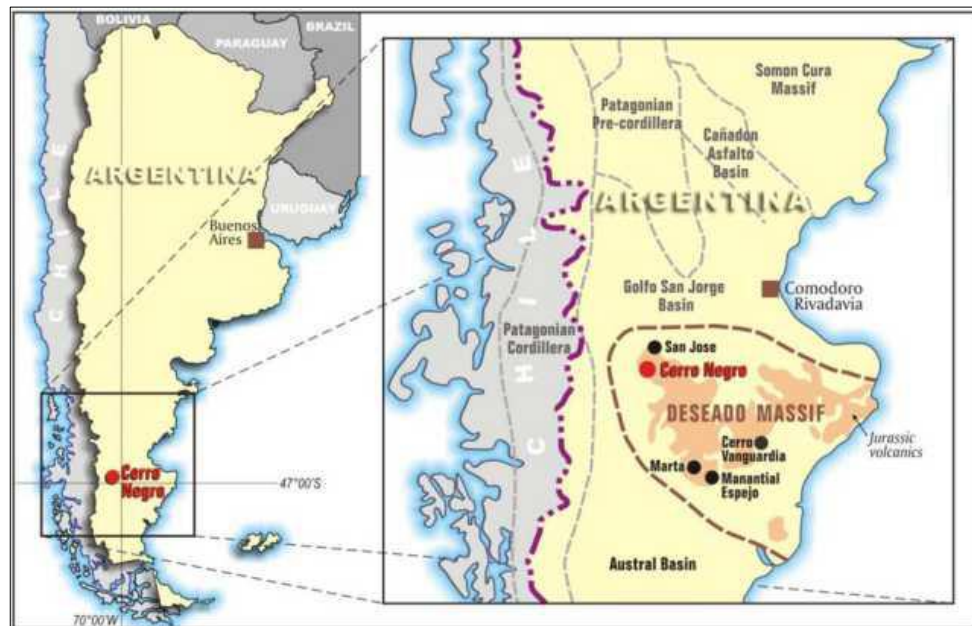


Figura 1: Mapa con la ubicación del distrito Cerro Negro

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, desde la cual se llega transitando 40 km hacia el sur por la ruta nacional N° 40 y luego tomando hacia el este por una huella vecinal otros 40 km hasta el cruce del río Pinturas y de allí, en el mismo sentido otros 20 km.

I.2 Reseña Histórica y Antecedentes

En el año 2003 nace Oroplata S.A. creada para la “Prospección, Exploración y Desarrollo Minero”, que actualmente es propietaria de los Derechos Mineros de 21.548 ha en el sector NO de la Provincia de Santa Cruz y que constituye el 100 % del Proyecto Cerro Negro (Figura 2).

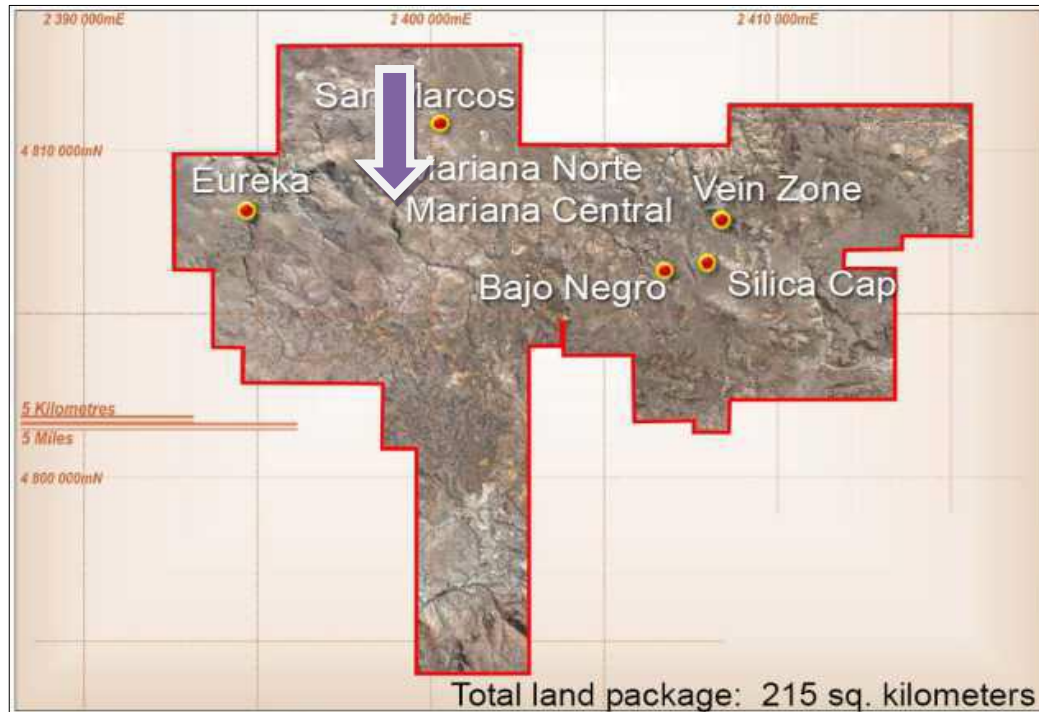


Figura 2: Concesión minera de Proyecto Cerro Negro.

Oroplata S.A. es una empresa subsidiaria de AndeanResources Ltd., grupo de origen australiano que cotizaba en las Bolsas de Valores de Canadá (TSX:AND) y de Australia (ASX:AND) y fuera adquirida por la empresa canadiense Goldcorp en Septiembre de 2010.

En el año 2007 Oroplata S.A. descubre la veta “Eureka Oeste” y “Mariana Central” y en el año 2008 completa el Estudio de Pre-factibilidad.

Un año más tarde, en el 2009 presenta su 6ta actualización del Informe de Impacto Ambiental (IIA), Descubrimiento “Bajo Negro” y en el año 2010 completa su Evaluación de Impacto Ambiental (EIA) Etapa de Producción y Estudio de Factibilidad Final.



Finalmente en el año 2012 se inicia la puesta en marcha del Proyecto y en Abril de 2013 comienza su producción.

I.2.1 Reserva Mineral

Deposit	Tonnes (kt)	Gold Grade (g/t)	Silver Grade (g/t)	Contained Gold (koz)	Contained Silver (koz)
Eureka	2,930	13.60	198.0	1,284	18,600
Bajo Negro	1,830	7.70	21.0	457	1,200
Vein Zone	2,380	4.30	9.0	331	700
Mariana Central	2,516	18.05	112.6	1460	9105
Mariana Norte	981	7.30	64.2	230	2024
San Marcos	2,389	6.46	58.9	496	4,526
Total	13,026	10.19	86.3	4,258	36,155

Tabla 1: Valores de Leyes y Toneladas de los yacimientos de Cerro Negro

I.3 Geomorfología

El paisaje de la comarca 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 glaciaria, 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.

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.

I.4 Geología Local (Información Tesis Doctoral Ramiro López)

Las unidades más antiguas que afloran en el área pertenecen a las rocas volcánico-piroclásticas, del Jurásico medio-superior, asignadas a la Formación Bajo Pobre perteneciente al Grupo Bahía Laura. Dentro de esta Formación se diferenciaron las facies subvolcánica, volcánica y sedimentaria de composición intermedia (aflorantes al extremo noroeste de la veta Eureka).



Las rocas que integran esta unidad (andesitas, basandesitas, basaltos, aglomerados volcánicos básicos y escasas sedimentitas y tobas) fueron reconocidas por primera vez en el área central del Macizo del Deseado por Di Persia (1956) y De Giusto (1956) y publicadas por Herbst (1965), quienes las incluían en la parte superior de la "Serie de Roca Blanca", de edad liásica.

Hacia el extremo Occidental del depósito, la Formación Bajo Pobre es discordante por roca predominantemente piroclástica asociada al Jurásico medio – Cretácico Inferior correspondiente a la Formación La Matilde.

I.5 Tipo de Yacimiento (Información Tesis Doctoral Ramiro López)

En el área de Cerro Negro 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 (bandeamientocoloforme, en escarpela y crustiforme; reemplazo de calcita y baritina por sílice).

En cuanto al tipo de alteración presente en el distrito encontramos propilitización, argilización intermedia y silicificación.

El sistema Marianas-Central/Norte 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 $Ag:Au < 10:1$. La alteración hidrotermal incluye cuarzo, adularia, illita, esmectita, illita-esmectita y clorita, conformando un halo de minerales de mayor temperatura alrededor de las vetas. Cerca de la superficie, y asociado a depósitos de brechas de erupción hidrotermal, se identifican alteraciones de tipo ácida que indican el paleonivel freático

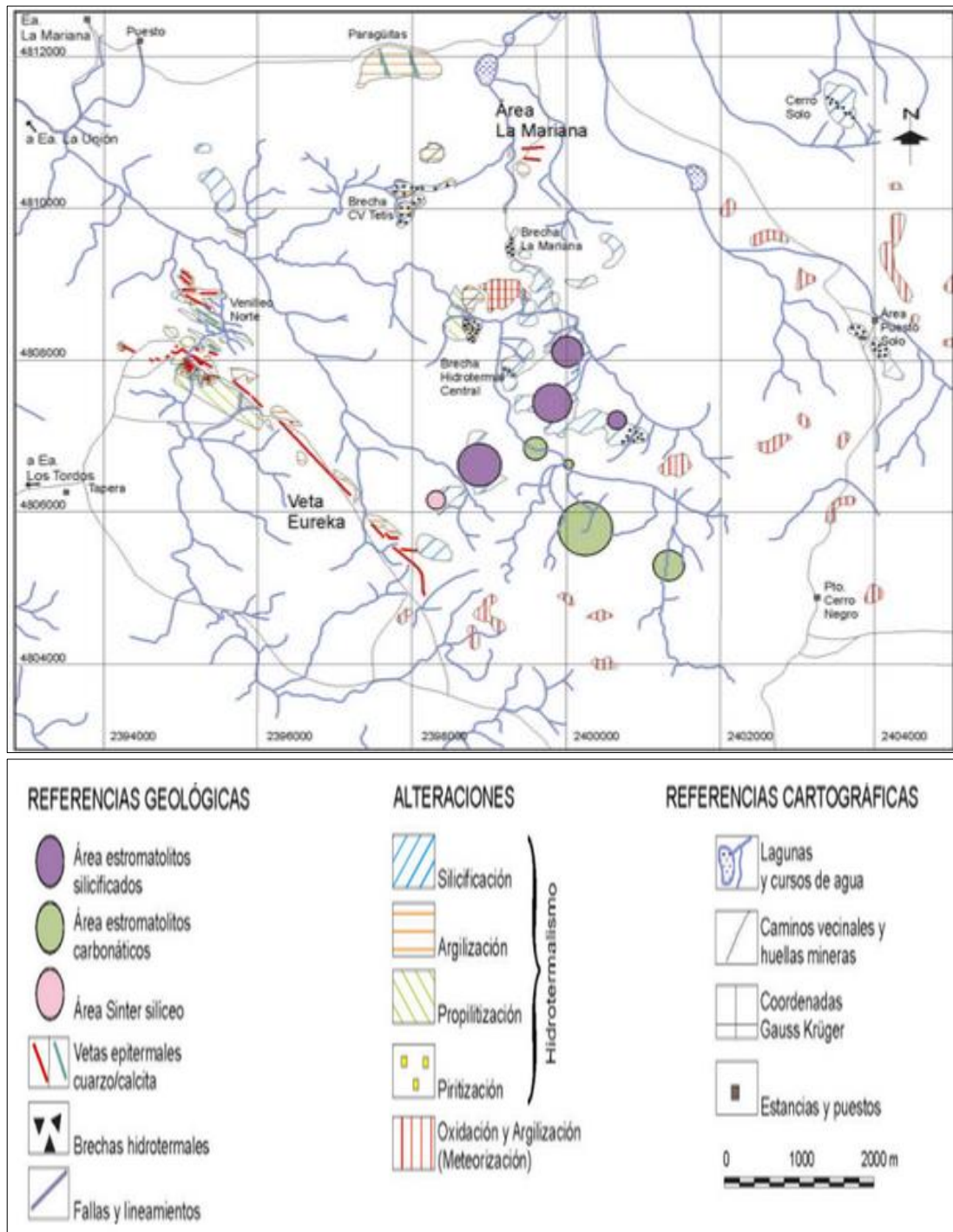


Figura 3: Referencia y Alteraciones Geológicas



I.6 Tipo de Explotación

El yacimiento Mariana Central 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 metros en rampa, de sección 4,5 m de ancho por 4,7 m de alto, de los cuales tiene desarrollado un poco más de 2.000 metros, desde un portal de acceso cuya elevación es 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 stopping*".

Los caserones o cámaras se separan cada 25 m verticales. Se tienen galerías de acceso, que conectan con una galería de transporte y desde allí, mediante cortavetas o cruzados dispuestos cada 30 metros, se accede a las galerías basal que definen las unidades de explotación, conocidas como cámaras, caserones o tajeos, 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 Stopping con relleno. En las vetas cuya potencia es menor a los 8 metros se explotara usando el método Sublevel Retrieve. La selección del método define una alta productividad y una máxima recuperación del mineral. Ambos métodos contemplan que las cámaras una vez explotadas deberán de ser rellenadas con Rockfill, Rockfill 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 metros, de donde se construyen los corta vetas, dependiendo el método; cada 30 metros para explotación transversal y cada 105 metros para una explotación longitudinal.

La siguiente figura muestra de forma esquemática el método para el minado:

a) Sublevel Stopping

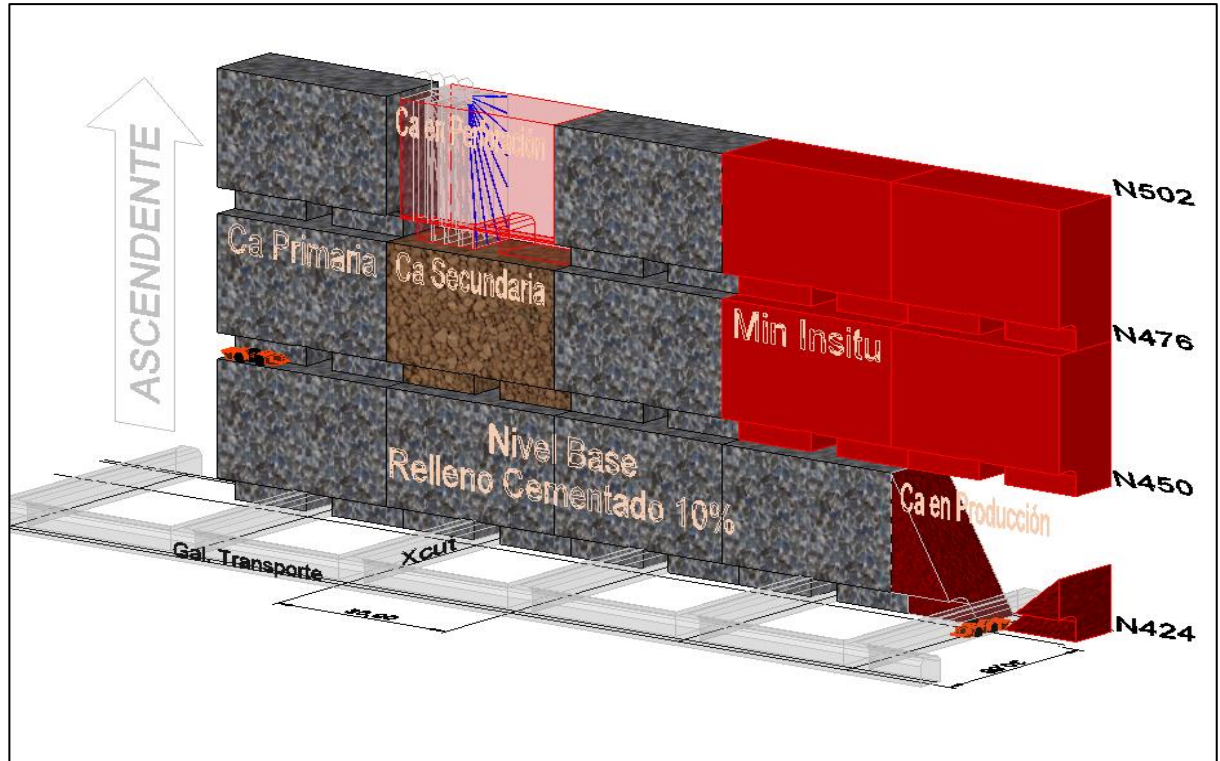


Figura 4: Esquema de Método de Explotación

La veta se divide en unidades de explotación o “cámaras de producción”. Estas son explotadas en forma alternada entre cámaras primarias y secundarias.

Las voladuras son cargadas en forma descendente usando emulsión.

La secuencia de explotación es haciendo uso de 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. SublevelRetrieve

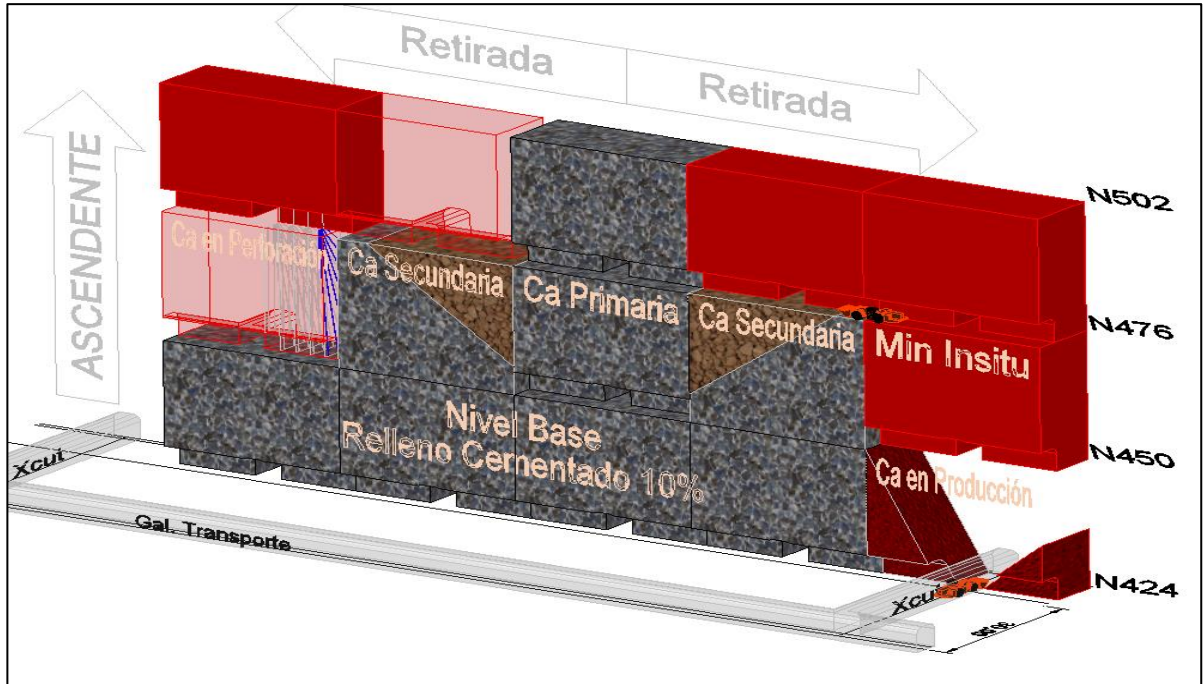


Figura 5: Esquema de Método de Explotación

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 usando emulsión.

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

1.7 Descripción del proceso de planta:

En el proceso se utiliza un diseño convencional e incorpora los siguientes procesos de operación:

- Trituración Primaria.
- Molienda Semi-autogena.
- Molienda de 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.

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

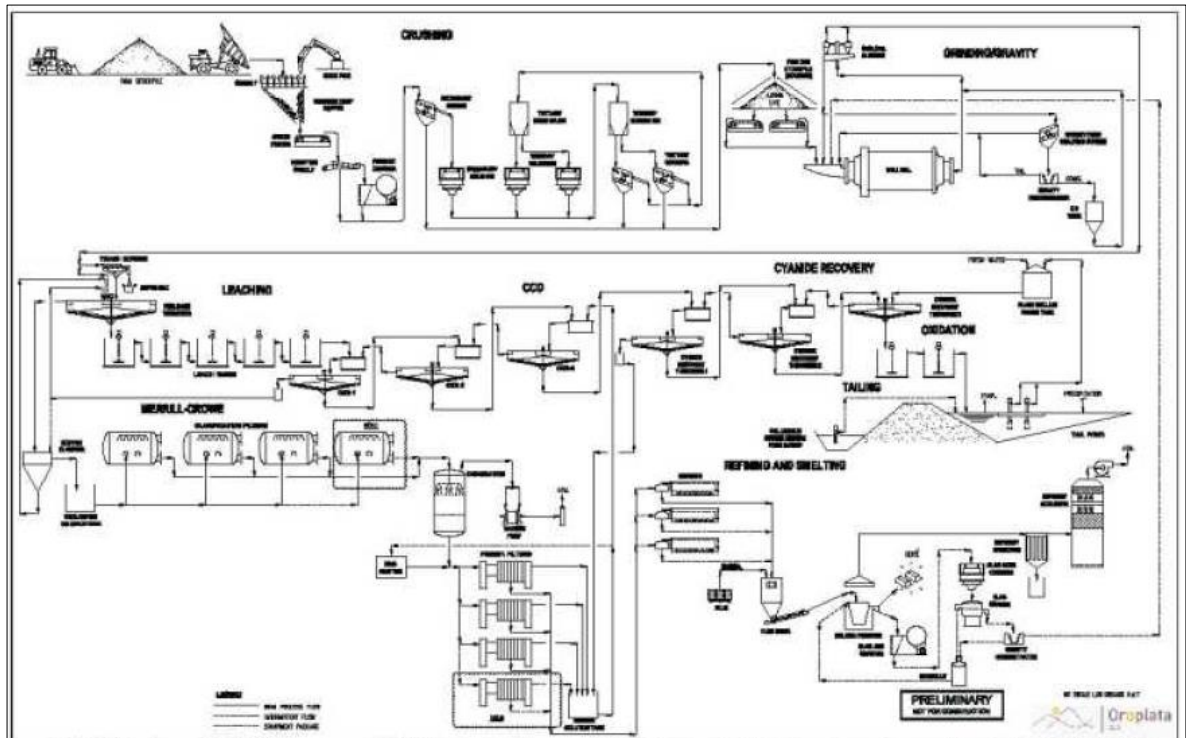


Figura 6: Diagrama de Planta de Tratamiento



Capítulo II MARCO TEÓRICO

II.1 Conceptos:

- **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 faenas 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 por realce o por rebaje.
- **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.
- **Caserón:** 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.

II.2 Método Sublevel-Stoping

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

También es posible aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de gran potencia, subdividiendo el macizo mineralizado en caserones separados por pilares, que posteriormente se pueden recuperar.

Tanto la roca mineralizada como la roca circundante deben presentar buenas condiciones de estabilidad; vale decir, deben ser suficientemente competentes o autosoportante.



II.2.1 Principios

El sublevelstopping es un método en el cual se excava el mineral por secciones verticales (filas) dejando el caserón vacío, por lo general de grandes dimensiones, particularmente en el sentido vertical.

El mineral arrancado se acopia en embudos o zanjas emplazadas en la base del caserón, 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 arranque del mineral.

II.2.2 Desarrollos

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

Embudos o zanjas recolectoras de mineral. Cuando se trata de una zanja continua a lo largo de la base del caserón – modalidad preferida en la actualidad – se requiere el desarrollo previo de una galería a partir de la cual se excava la zanja.

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

Una *chimenea o una rampa de acceso* a los subniveles de perforación, emplazada en el límite posterior del caserón. Una chimenea a partir de la cual se excava el corte inicial o cámara de compensación (slot) que sirve de cara libre para las primeras voladuras de producción.

II.2.3 Arranque

En la versión convencional se perforan tiros radiales (abanicos) a partir de los subniveles dispuestos para tal fin. Se trata de tiros largos (hasta unos 30 metros) de 2 a 3 pulgadas de diámetro, perforados de preferencia con jumbos radiales electro-hidráulicos y barras de extensión.

En la versión LBH (longblasthole) se perforan tiros de gran diámetro (4 ½ a 6 ½ pulgadas), en lo posible paralelos y de hasta unos 80 m de longitud. Se utiliza equipo DTH.

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

II.2.4 Manejo 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 sobretamaño es mucho más simple.

Hoy en día se utilizan preferentemente equipos LHD para la extracción, carguío y transporte del mineral hacia estaciones de traspaso, donde es cargado a carros o camiones para su transporte final a superficie.

II.2.5 Fortificación

Como fuera señalado anteriormente, 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 los caserones 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.

II.2.5.1 Comentarios

El advenimiento de innovaciones tecnológicas en cuanto a 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 los caserones 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 tronadura.

II.2.6 Perforación de producción

• 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
- LBH:
- Diámetro: 170 mm
- Distancia entre subniveles: 45 – 55 m
- Espaciamiento y burden: 6 x 6 m

II.2.7 Voladura de producción

Factores:

- Fragmentación requerida
- Diámetro de perforación
- Espaciamiento y burden
- Condición de tiros
- Agua
- Tamaño permitido de la voladura (vibraciones)
- Dureza del mineral
- ANFO, hidrogeles, emulsiones y ANFOS pesados a granel o empaquetados
- voladura secundaria
- Perforación y voladura
- Carga cónica

Relleno de caserones

Se puede realizar con:

- Roca no cementada
- Arena
- Roca cementada
- Colas cementadas
- Etc.
- Permite recuperar pilares

Aspectos económicos

- Alta productividad
- Bajo costo
- Mecanización

II.2.8 Ventajas

- Muy favorable para 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%.
- Dilución baja: < 20%.
- Perforación puede adelantarse.
- En operaciones grandes, voladuras semanales son frecuentes turnos entrenados y eficientes.
- Mineral está disponible de inmediato al iniciarse la voladura de producción.

II.2.9 Desventajas

- Intensiva inversión en capital bastantes desarrollos antes de iniciar la producción.
- No selectivo.
- Ineficiente a bajas inclinaciones.
- Voladura secundaria puede generar gases que vuelven al caserón.

II.3 Variantes

- VCR: (vertical cráter retreat) o voladura con cargas esféricas en la base de hoyos verticales.

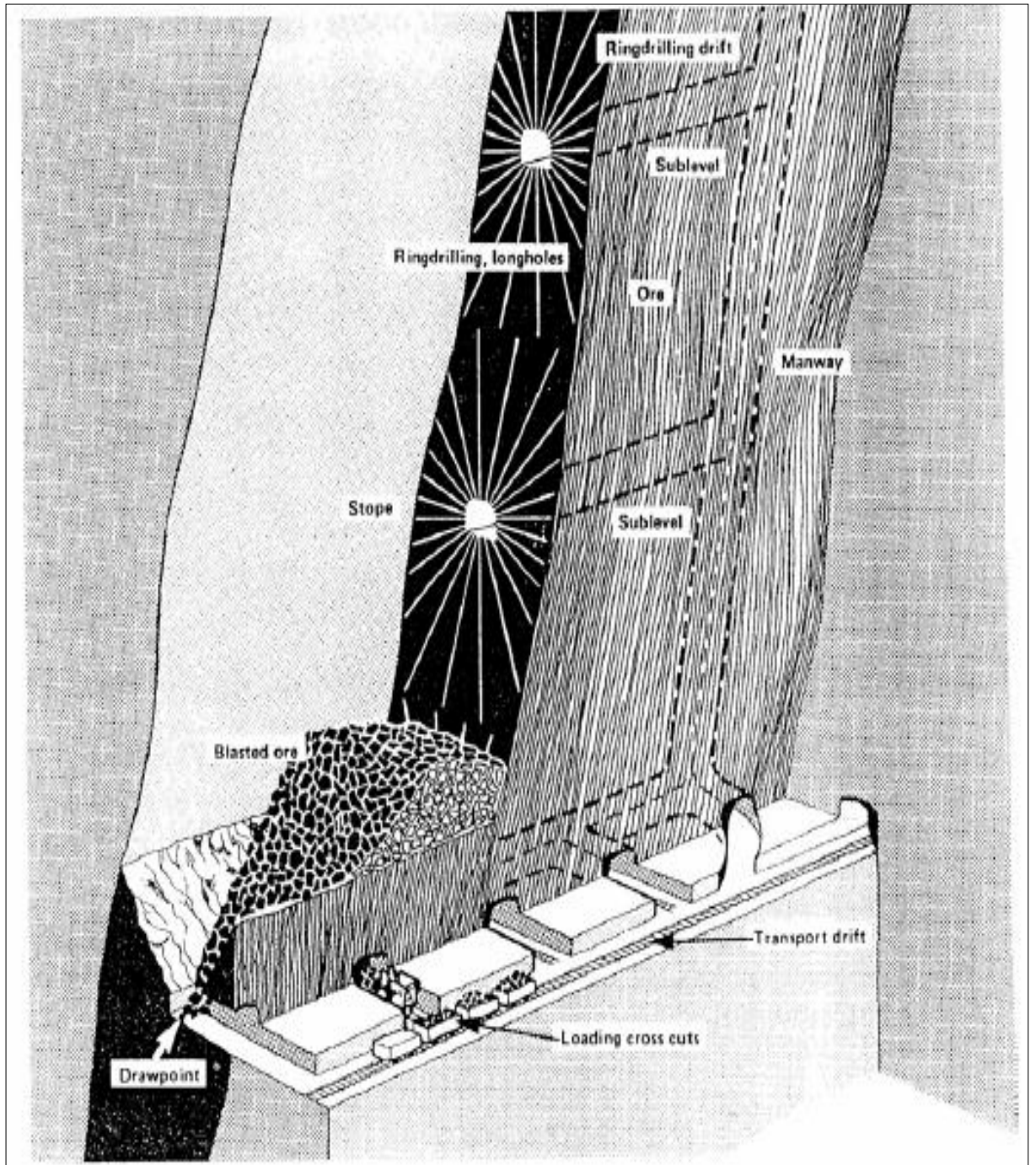


Figura 7: Vista esquemática del Método de Explotación

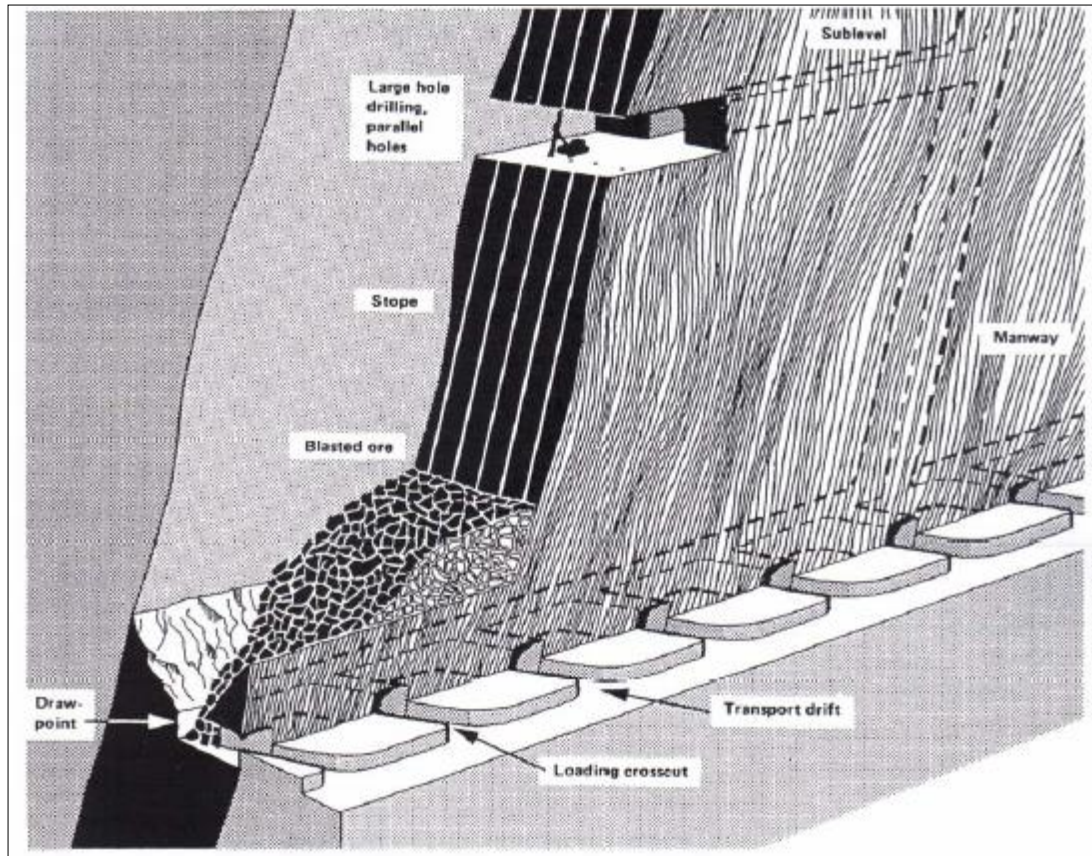


Figura 8: Esquema del método de explotación Variante Long Hold

II.4 Método VCR

II.4.1 Descripción general

El "VERTICAL CRATER RETREAT" (VCR) es un método de minado 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 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 10).

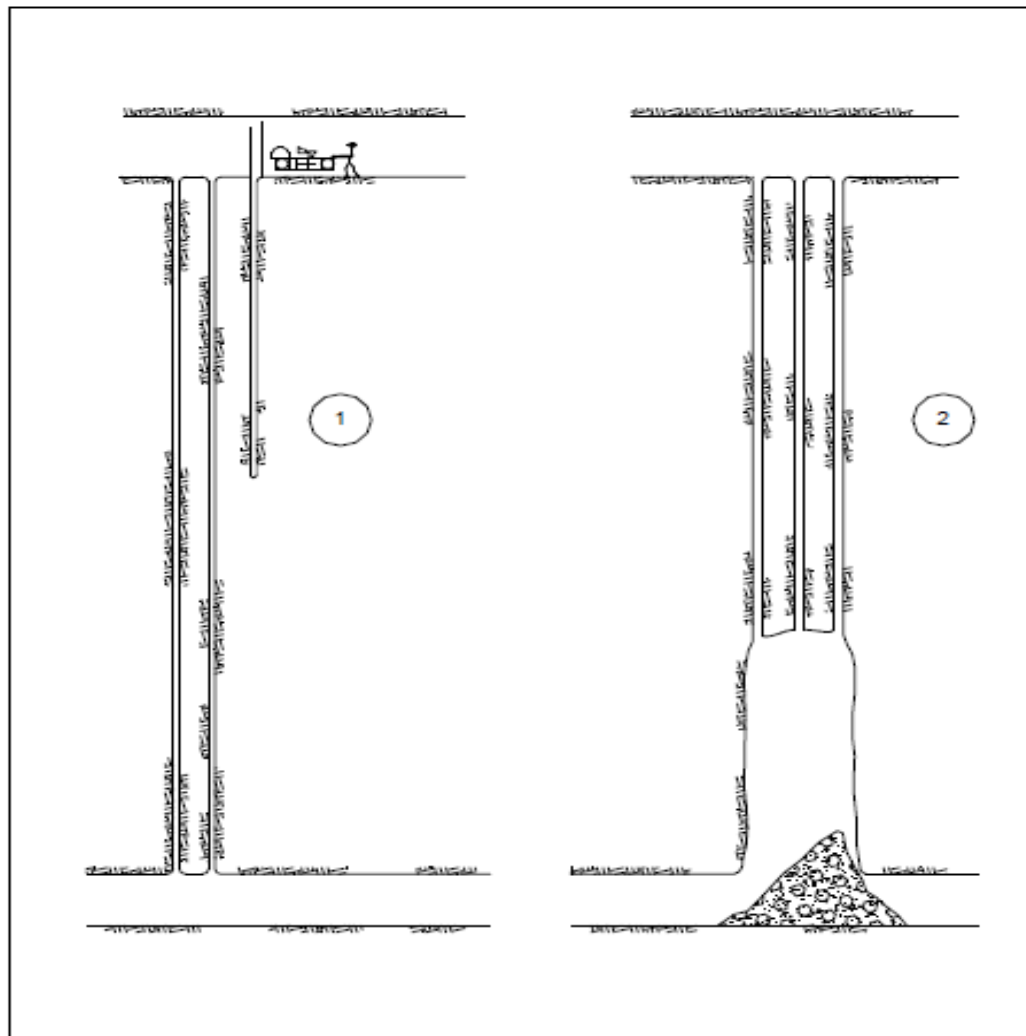


Figura 9: Chimenea construida utilizando el método VCR

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 avanzando hacia arriba en etapas sucesivas.

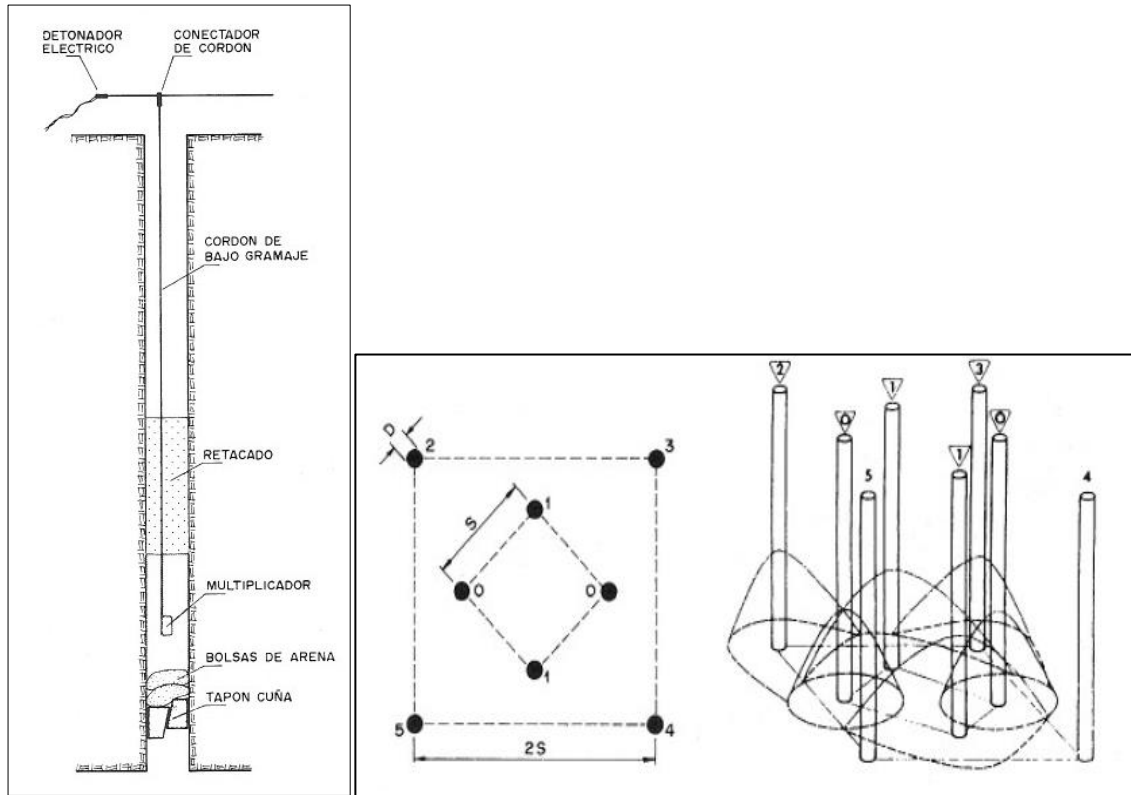


Figura 10: Esquema de voladura en chimenea con el método VCR

En este caso, los barrenos 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 requiriéndose para ello el cierre de los barrenos en la parte inferior, utilizándose alguno de los sistemas que se representan en las figuras siguientes:

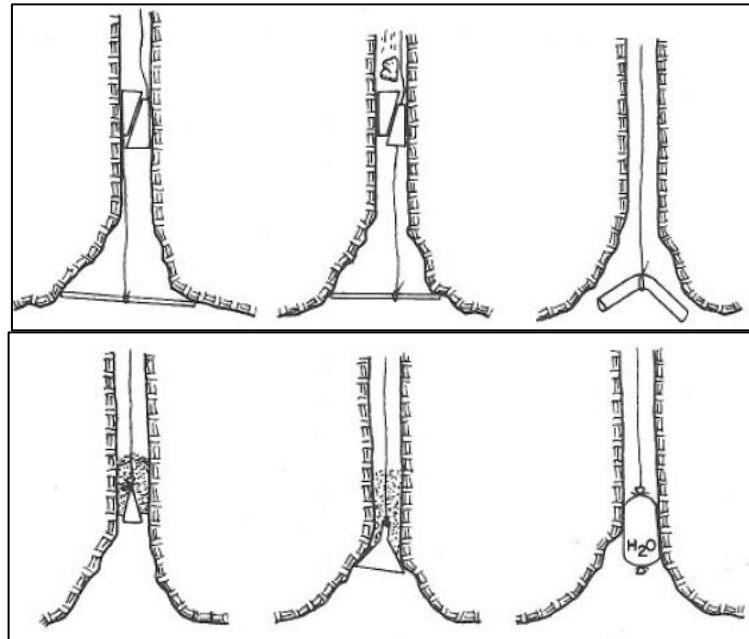


Figura 11: Sistema de cierre de los barrenos

II.4.2 Ventajas e inconvenientes del método VCR

Este método presenta las siguientes ventajas:

- **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.

- **Longitud del desarrollo con el método V.C.R.**

La longitud máxima que se puede alcanzar esta 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.

- **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.

- **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.

- **Pocas vibraciones**

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

- 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.
- No se necesita perforar chimeneas de cuele (cara libre).

II.4.3 Desventajas:

- Durante la carga del mineral la ventilación no es buena, debiéndose utilizar ventilación secundaria.
- Los daños a los hastiales son importantes, existiendo en ocasiones riesgo de hundimientos, desprendimientos de la malla de fortificación.
- Para el caso de la producción, el control de leyes resulta difícil, pues el material de cada pega se amontona sobre el de la anterior y se mezcla durante su descenso.
- Al finalizar la extracción puede desprenderse roca de los hastiales que produce un aumento de la dilución, es por eso se realiza la fortificación con pernos cable una longitud de 17 m aproximadamente.

II.5 Método de Cuele de barrenos vacíos

Esta técnica, que se desarrolló en el avance de túneles y galerías, fue la que primero se aplicó en chimeneas con barrenos largos.

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

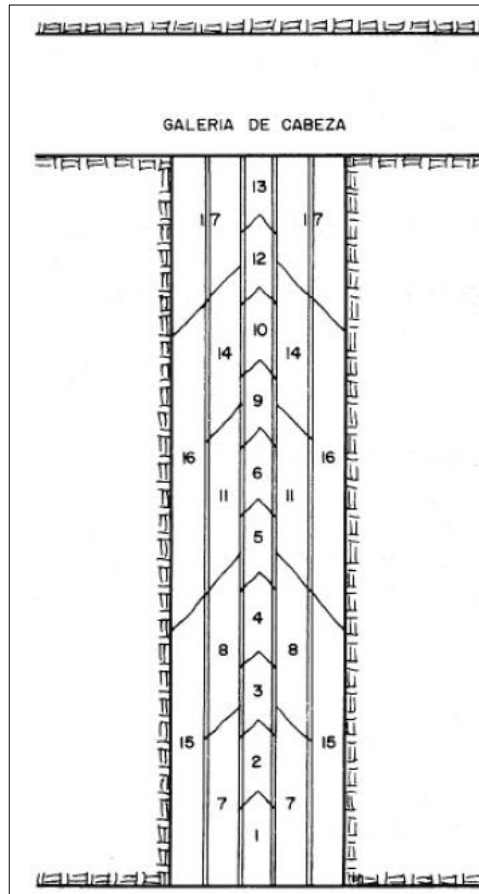


Figura 12: Diagrama de Encendido en Chimenea de Tiros Largos

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 barrenos del cuele pueden estimarse con la siguiente expresión.

$$S = D_1 + 1,25 * D_2$$

Siendo:

- S = Espaciamiento entre barrenos
- D_1 = Diámetro de los barrenos con cargas (mm)
- D_2 = Diámetro de los barrenos vacíos (mm)

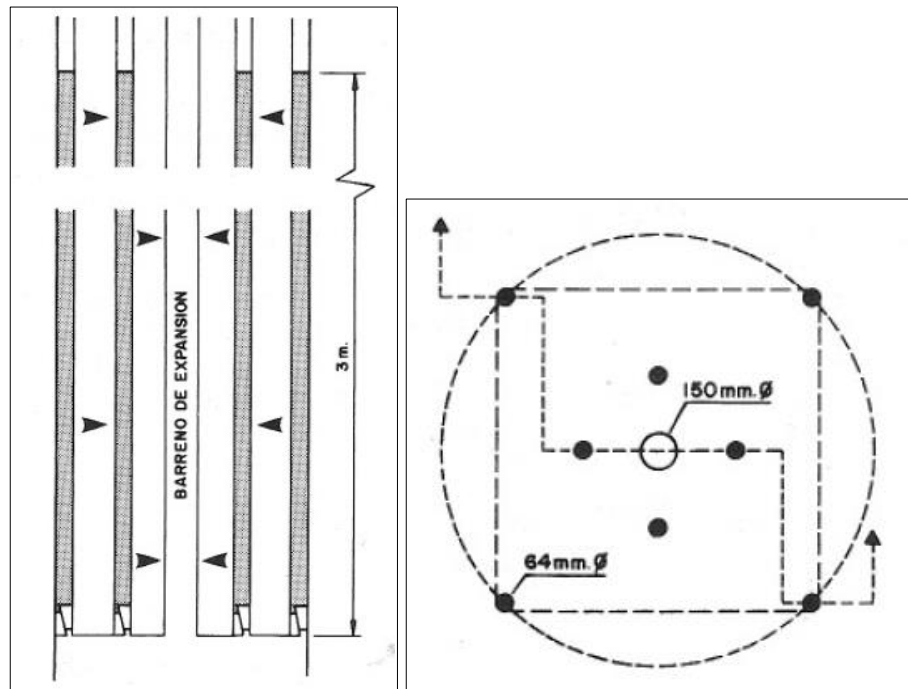


Figura 13: Esquema de Método de Cuele con Taladros Vacíos

Esquema de perforación y secuencia de encendido de chimenea con barreno central vacío

II.5 Ventajas del método de barrenos largos

Las principales ventajas del método de barrenos largos son:

- Gran seguridad en los trabajos y regularidad en la producción.
- Altas productividades y rendimientos de arranque por metro lineal perforado.
- Menos consumo específico de explosivo que con el método VCR.
- Menores costos de perforación y voladura.

Capítulo III- Análisis de campo

III.1 Descripción de la construcción de las chimeneas

Las chimeneas se construyeron en la mina Cerro Negro, veta Mariana Central, existe otra veta llamada Eureka, esta fue la primera mina abierta en Cerro Negro y la primera en producción. Mariana Central cuenta en la actualidad con niveles en desarrollo proyectados a futuro 10 niveles con posibilidad de ampliación. El ingreso a cada nivel se realiza por rampa a una pendiente del -15 %, sobre rampa se desarrolla a una cota asignada por diseño de mina 3 avances horizontales donde se inicia los accesos a los niveles, se desarrolla hacia el norte con la mismas dimensiones que la rampa unos 30 metros aproximadamente, desde allí se realizan las aperturas de las galerías de transporte de este a oeste, desde la galería de transporte (GT) se construye cada 30 metros los corta vetas, utilizando la nomenclatura de accesos en la mina hasta atravesar la veta y poder realizar las aperturas correspondiente a la galería basal (GB) también en la dirección este y oeste paralela a la galería de transporte según dirección de la veta (figura 15).

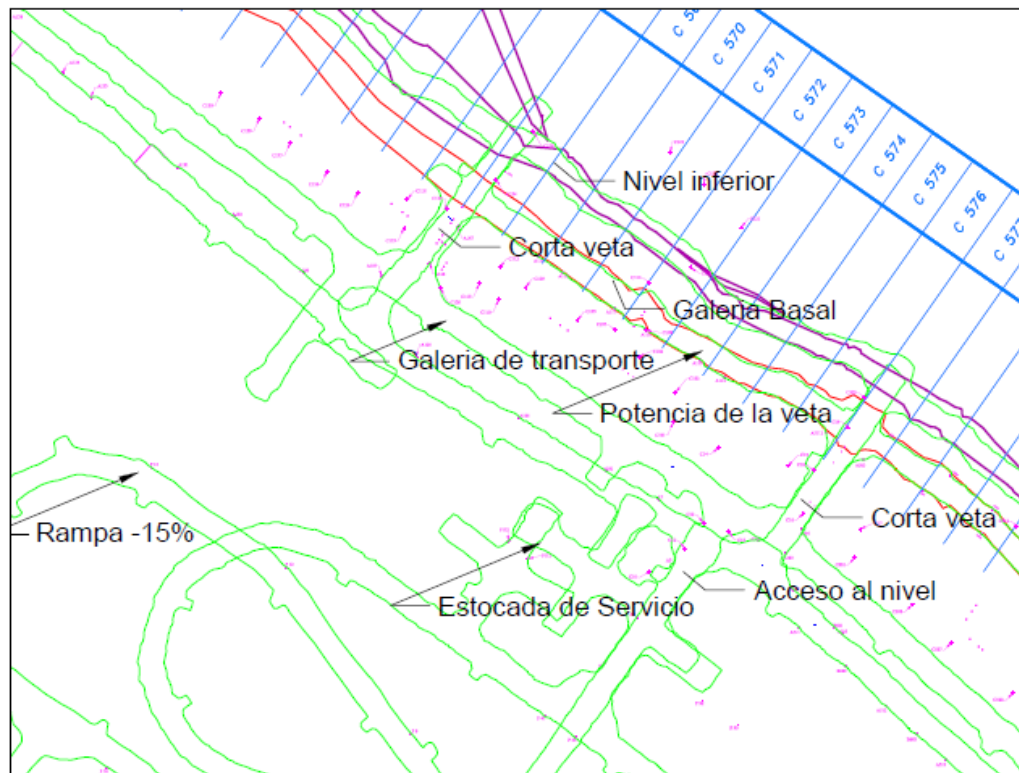


Figura 14: Vista en planta de un Nivel de la Mina



III.2 Descripción de Sistema de Ventilación

La mina cuenta actualmente con un sistema de ventilación que consiste en un circuito principal de aire limpio: circuito de rampa principal de sección de 4.5 m x 4.7 m, Raise Bore No 1 de 2.4 m Ø y Raise Bore Zona Este (3 chs. de 2.4 m Ø) y circuito de aire viciado: Raise Bore No 2 de 4 m Ø. (ver figura 16).

El circuito de Rampa Principal sirve como ingreso principal y transporte y el circuito de RB 1 su función es de salida de emergencia. Los circuitos de aire viciado y de ingreso de aire limpio son totalmente independientes. El circuito principal de extracción de aire viciado cuenta con dos ventiladores Axiales de 400 HP de 300,000 cfm de capacidad nominal cada uno, ubicado en el collar de la chimenea Raise Bore 2. Solo se trabaja con un solo ventilador, el 2do equipo se mantiene como stand by o en el caso de necesidad de suplir el extractor.

Los circuitos de inyección (Zona Este) y extracción (Zona Oeste) de aire para los niveles los cuales están actualmente en construcción de 6 Raise Bore de 2.4 metros de diámetro. Para el circuito de estos niveles se contará con un ventilador Axial de 400 HP de 300,00 cfm ubicado en el Nivel 550 Zona Oeste. Con Ambos sistemas funcionando se tendrá circuitos independientes para la Rampa y Niveles.

Para la ventilación de la zona de desarrollo, que está centrada entre niveles, se tiene un sistema provisional para inyectar aire desde la rampa mediante ventiladores de 60 HP y 100 HP (30,000 y 60,000 cfm respectivamente). La extracción se realiza a través de una chimenea comunicada entre los niveles en la zona Oeste, donde está instalado un ventilador de 100 HP (60,000 cfm) para que actúe como extractor permanente, de esta manera el aire viciado de los niveles se extrae a través de esta chimenea.

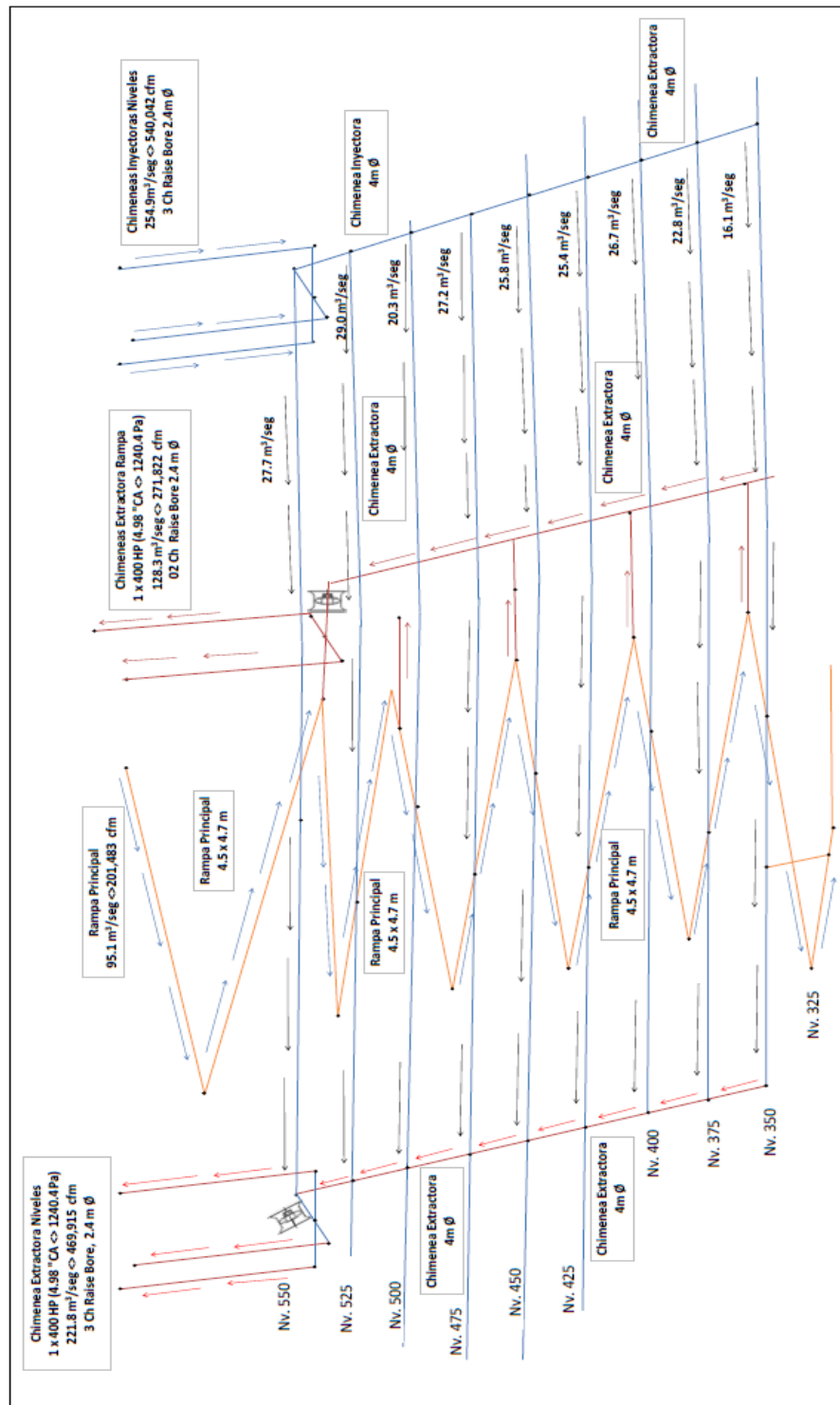


Figura 15: Perfil longitudinal del circuito de ventilación



III.3 Cálculo del caudal requerido

Q1: caudal requerido por persona y por turno.

Para una altura de 600 msnm se requiere un caudal de 160 cfm por persona:

Personal	Cantidad Trabajadores Guardia	cfm x persona	cfm
Trabajadores	30	160	4800
		Total	4800

Q2: Caudal requerido Dilución de Gases por Equipos Diésel.

Para una altura de 600 msnm se requiere un caudal de 106 cfm por cada HP

Equipos	HP	Cant	cfm x HP	% Simultaneidad	% Utilización	cfm
Scoop tram LHD 6yd ³ LH-410	295	3	106	0.50	0.7	32833.5
Scoop tram LHD 10yd ³	400	4	106	0.50	0.7	59360
Dumper 30 tn EJC-533	400	6	106	0.50	0.7	127200
Dumper 40tn	475	8	106	0.50	0.7	201400
Jumbo AXERA DD320	99	1	106	0.20	0.3	2098.8
Jumbo Vertical	99	2	106	0.20	0.3	4197.6
DTH 420	177	2	106	0.20	0.3	7504.8
Camion Explosivo	138	2	106	0.20	0.3	5851.2
Robot Shoot Spraycon CS 20,7	73	1	106	0.20	0.3	1547.6
Telescope Crane MT 1235 Manitou	100	3	106	0.20	0.5	6360
Cargador de Anfo	138	2	106	0.20	0.4	5851.2
Mixer Huron 4	174	1	106	0.20	0.4	3688.8
Motoniveladora	174	1	106	0.20	0.3	3688.8
Skid Steer Loader CAT 246C	73	1	106	0.20	0.3	1547.6
Compressor - 4000 cfm	177	1	106	0.20	0.3	3752.4
Mini Bus	181	1	106	0.20	0.3	3837.2
Utimec 1420 Lube - Norbet	161	3	106	0.20	0.3	10239.6
Camioneta	140	3	106	0.20	0.3	8904
					Total	489,863

Tabla 2: valores por unidad de equipos



Q3: caudal requerido por dilución de Gases de Voladuras

Labores	Sección		Area m ²
	Ancho m	Alto m	
Galerías	4.5	4.7	21.15
Rampa	4.5	4.7	21.15
Chimeneas		3.0	7.07

Area Promedio (m ²)	16.46
------------------------------------	-------

$Q = AxN \times V$
A (Area Promedio)
N (No de Niveles) = 4
V (Velocidad) = 20 m/min

Q (cfm)	46,486
---------	--------

Caudal Requerido Mina Mariana Central

Q (cfm)	595,264
---------	---------

MINA MARIANA CENTRAL PROYECTOS CHIMENEAS PARALELAS

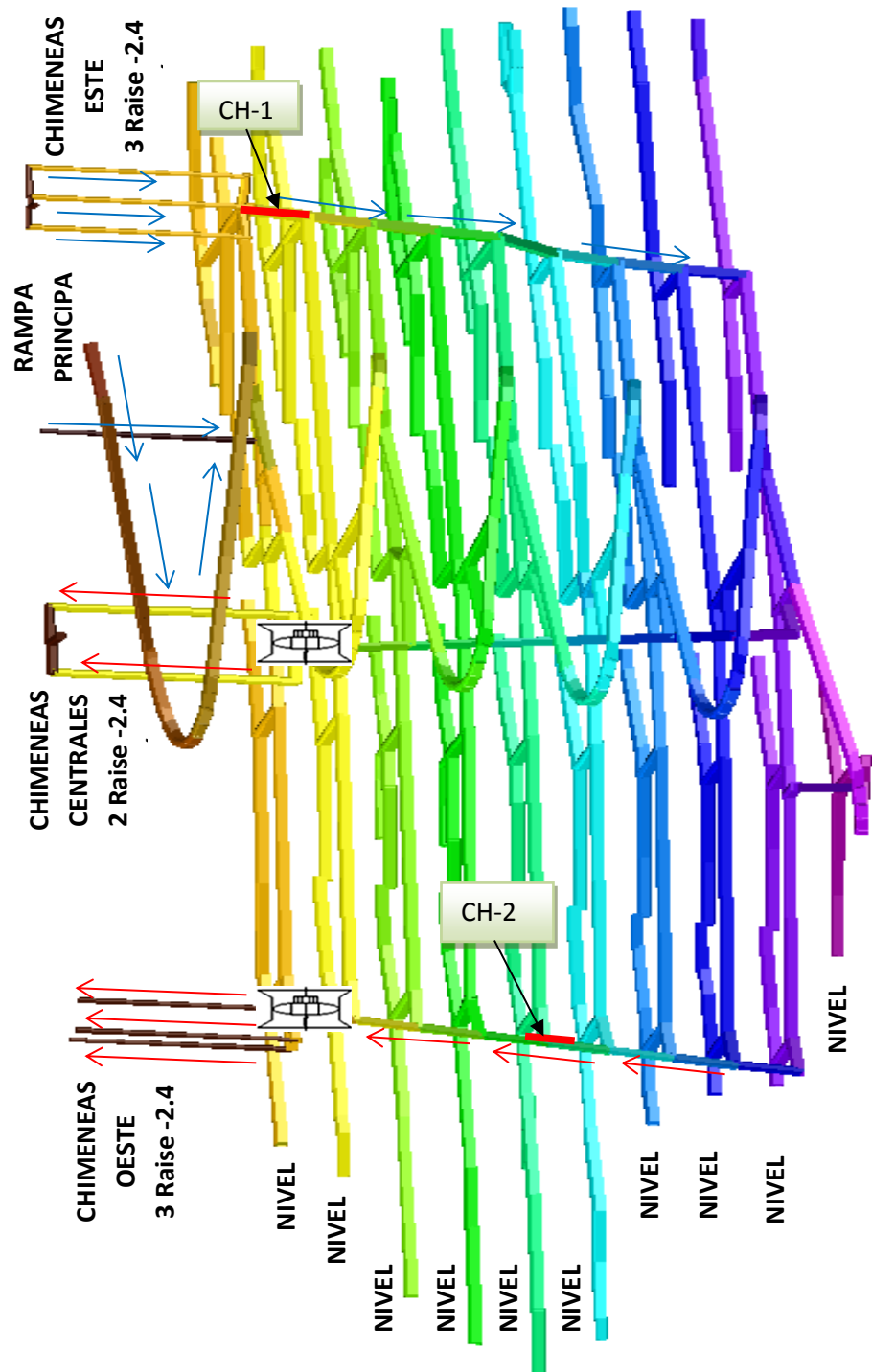


Figura 16: Diseño en 3D de la Mina Mariana Central

III.4 Ciclo de excavación de la chimenea:

III.4.1 Desarrollo de labores horizontales

Para comenzar la construcción de una chimenea, se debe contar con el desarrollo de las galerías de transporte en dos niveles diferentes, desde estas galerías se construyen dos estacadas en el nivel inferior y nivel superior de las mismas dimensiones que la galería de transporte, llamadas estocadas de ventilación (figura 18). Desde estas estocadas se perfora desde el nivel superior para poder conectar ambos niveles y utilizar la chimenea para ventilación, traspaso de servicio, aire y agua.

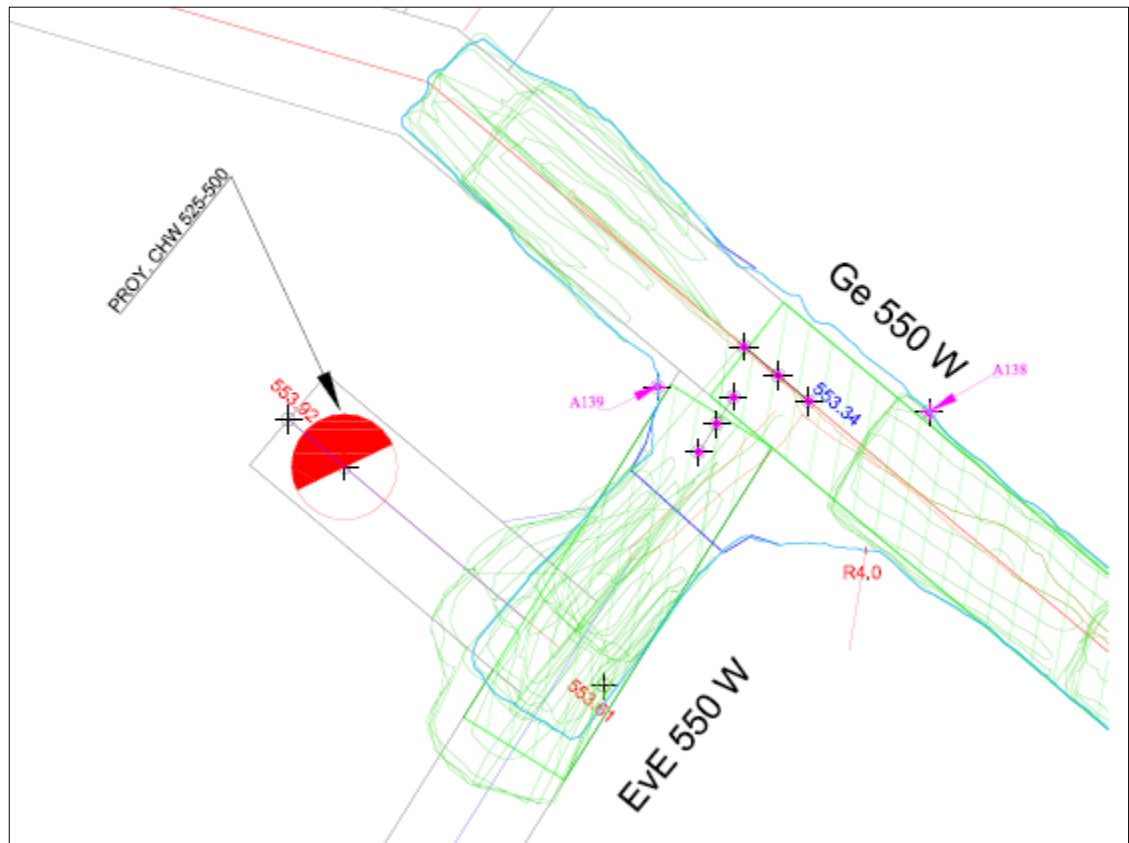


Figura 17: Estocada en desarrollo y proyecto de ventilación

Las labores de construyen con las siguientes dimensiones:

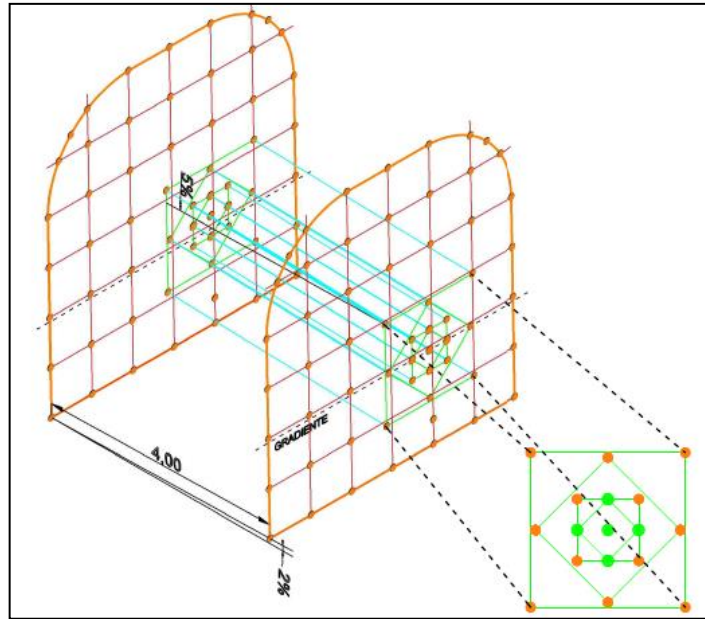


Figura 18: Cuele o Arranque de Cuatro Secciones

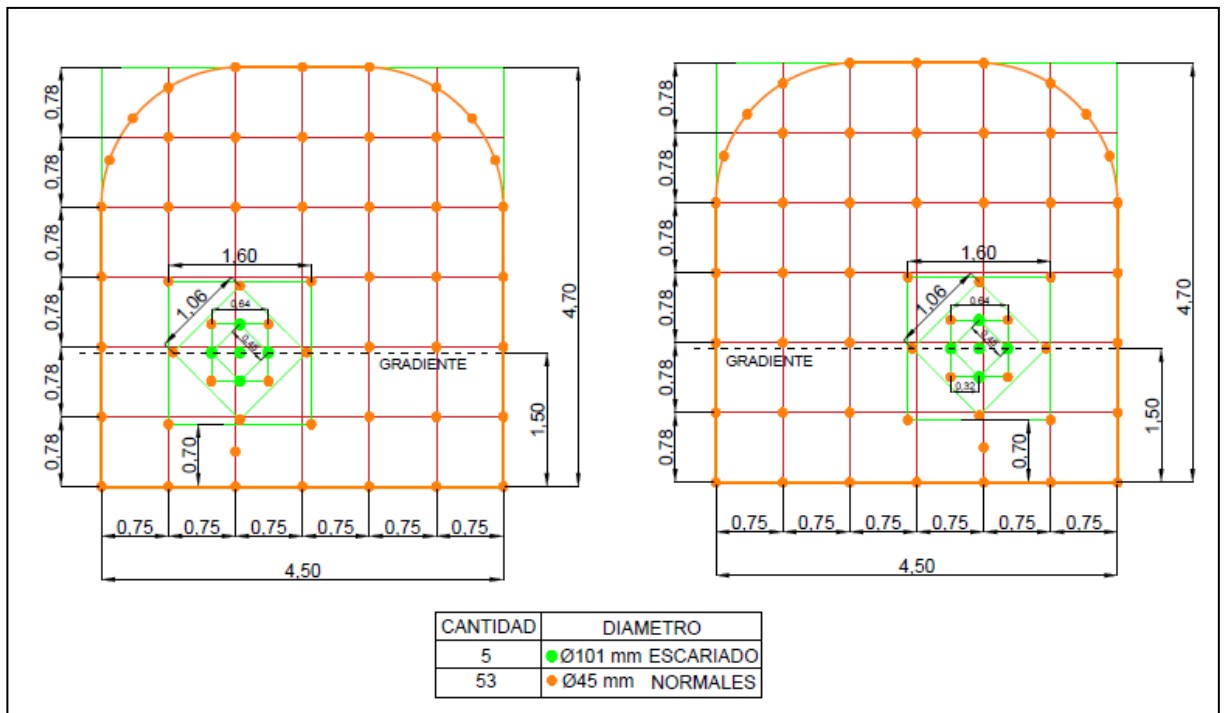


Figura 19: Sección de galería y Diagrama de Perforación

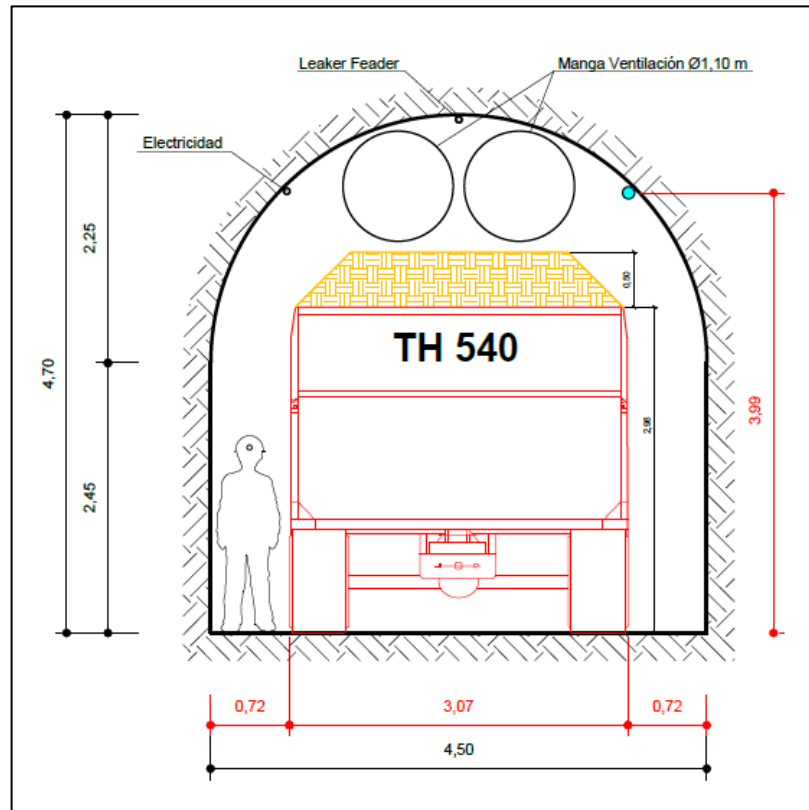


Figura 20: Sección Estándar de la Galería de Transporte

III.4.2 Colocación de marca por parte de topografía de mina

Para la colocación de marcas por parte de topografía, se bloquea la zona de trabajo, este bloqueo estará puesto a 20 metros atrás del punto de estación y ubicación del equipo.

- Estacionamiento, nivelación de Estación Total: se Ubicará el último punto conocido estacionando en este el equipo mientras el ayudante ubica el penúltimo punto topográfico para la vista atrás y poder luego ubicar el punto de vista adelante ya sea en el hastial, piso o techo.
- Control de punto nuevo (vista adelante): se registra el punto nuevo en la estación como punto Auxiliar para su respectivo control.
- Trasladar la Estación Total al nuevo punto: registrado el punto nuevo, se traslada la estación total a este punto estacionándolo y nivelándolo, el ayudantes pinta el código del punto nuevo, luego da la vista atrás en el punto anteriormente estacionado, confirmando la orientación, se empieza a marcar el detalle de la labor, en nuestro caso la marcación de la chimenea según plano y coordenadas

entregado por servicios técnicos, dejando unas marcas (ejes de referencias) en el terreno (piso y hastiales), que sirven de referencia para la perforación (ver figura 21).

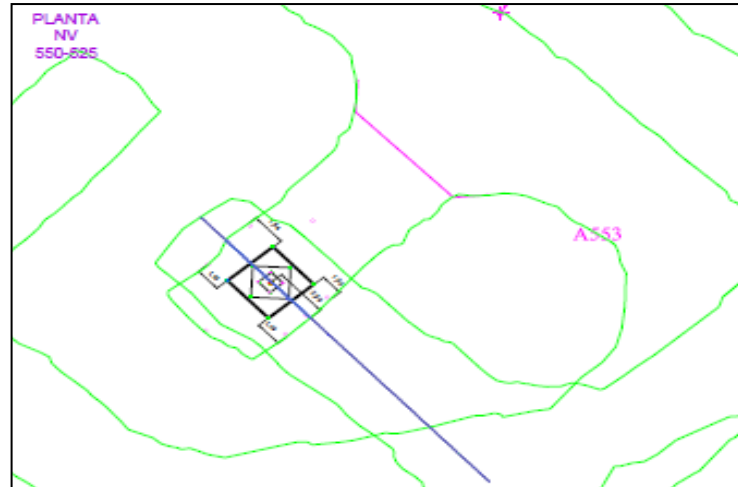


Figura 21: Ubicación de la chimenea - Vista en planta

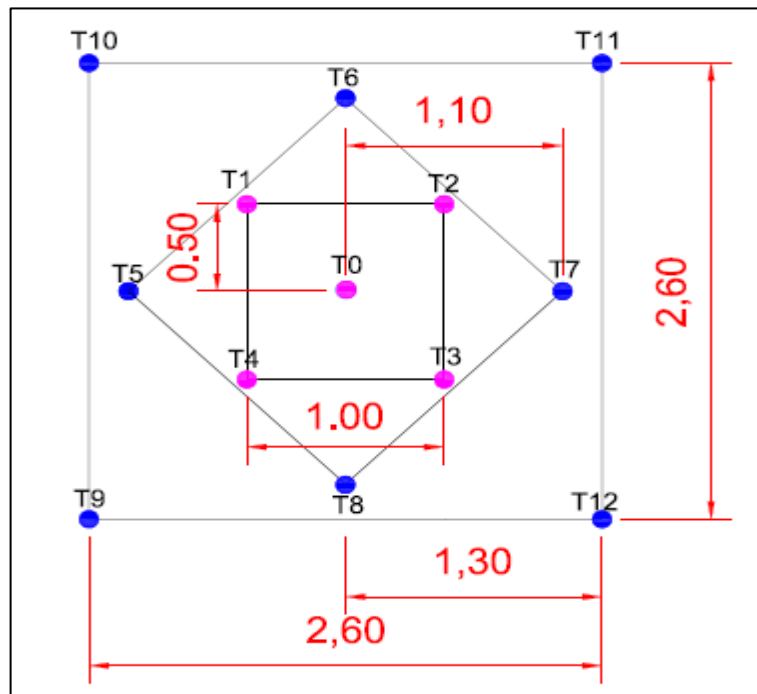


Figura 22: Diseño geométrico de la chimenea Original

II.4.3 Instalación de los servicios:

La máquina de perforación utilizada para la construcción de los taladros fue el DL311 de Sandvik, es una maquina electrohidráulica de martillo en cabeza, lo cual necesita de energía eléctrica, para su funcionamiento, haciendo funcionar un sistemas 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.

Los servicios se conectan a la línea central de distribución de la mina dos mangueras de $\frac{3}{4}$ ", una para el aire y otra para el agua, llegando algunas veces a 40 o 50 metros de la línea central, dependiendo de la ubicación de distribución general, la distribución de energía eléctrica la realiza servicios eléctricos de mina, entregando a operación las cajas de distribución de la corriente eléctrica para alimentar los equipos de perforación, como así también la iluminación.



Imagen 1: Instalación de los servicios

III.4.4 Perforación:

Antes de comenzar con la perforación se debe realizar:

- Asignación de tarea y entrega de diseño de perforación, al perforista.

El supervisor asigna el sector a perforar junto con el diseño de perforación de la chimenea ubicada entre los niveles correspondientes, el cual indicará la cantidad de taladros, la longitud y ángulo de cada uno de los taladros que presenta el diseño, (ver figura 24)

Fecha/...../.....					
Turno	A B C					
Perforista					
Taladro	Perforación		Voladura			
	Long. de Taladro (m)	Realizado	Taco (ml)	Carga (ml)	Explosivo (kg)	Fc(kg/l)
T0	18,6					
T1	18,6					
T2	18,6					
T3	18,6					
T4	18,6					
T5	18,6					
T6	18,6					
T7	18,6					
T8	18,6					
T9	18,6					
T10	18,6					
T11	18,6					
T12	18,6					

Tabla 3: Plano de Tabulación y Perforación

El supervisor deberá previamente realizar la inspección del sector a perforar en referencia a la ventilación, acuñadura (tojeo), instalaciones, servicios y acondicionamiento del área para el desarrollo de la tarea.

- Elementos de protección personal

El personal perforista y ayudante, deben verificar el estado y hacer uso de todos los elementos de protección personal (EPP: mameluco con cinta reflectante, calzados de seguridad, casco con barbijo, anteojos, cinto minero, guantes, máscara para polvo, protectores auditivos, lámpara minera y auto rescatador.

- Inspección del equipo, herramientas y accesorios de perforación.

El operador Realiza el checklist, del estado mecánico de todo el equipo y la perforadora, verificando el estado de los aceros de perforación, herramientas y accesorios necesarios para el desarrollo de la tarea, como así también un ATS (Análisis de Trabajo Seguro), donde indica los riesgos asociados al realizar la tarea y la medida correctiva.

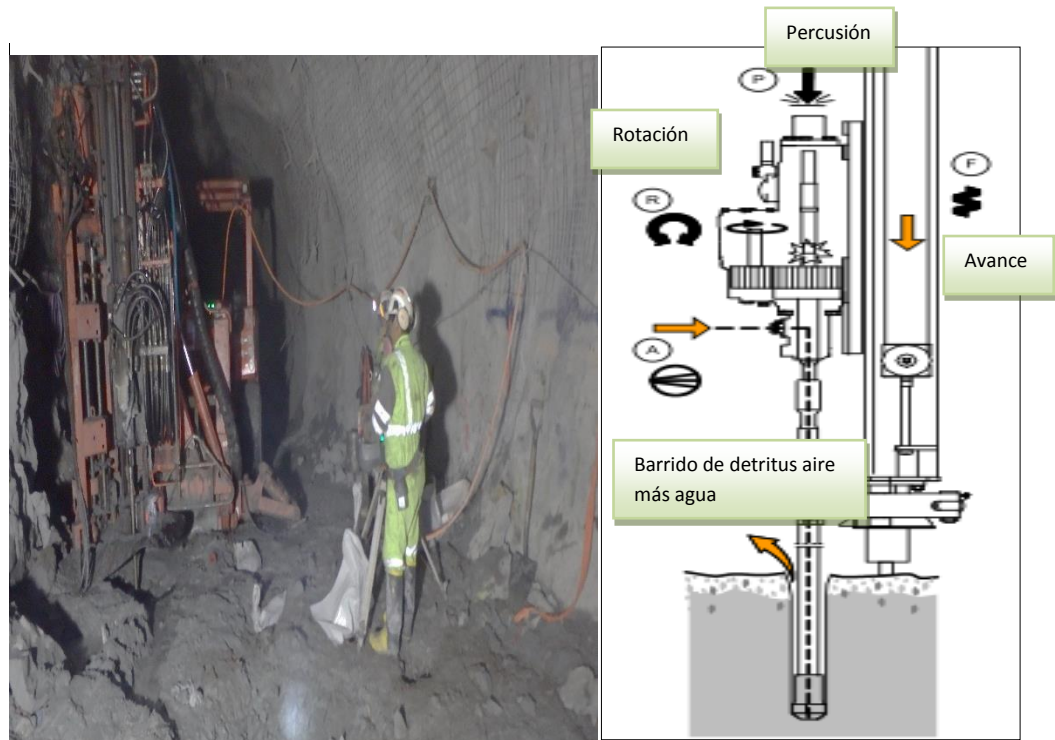


Imagen 2: Sistema de Perforación

- Límites de seguridad.

Se debe confinar el área de trabajo colocando una cenefa a una distancia de 20 metros del lugar de trabajo, para que ninguna persona que no esté autorizada, con la leyenda AREA RESTRINGIDA, SOLICITAR AUTORIZACION PARA INGRESAR.

Una vez instalado en el sector a perforarse se procede a estabilizar el equipo con los pies de apoyo hidráulico para posteriormente energizarlo.

- Aceros de perforación:

Para la perforación de tiros largos el tren o sarta de perforación está constituida por adaptador de culata, barras normales T45 de 1,5 metros de longitud, y una broca tipo retráctil de 89 mm.

Los diámetros de perforación son:

- Broca retráctil T45 de 89 mm
- Broca escariadora 127 mm



Imagen 3: Acero de perforación (Broca y Escariador)

- Proceso de Perforación de tiros largos.

Instalado el equipo se procede a dar inicio a la perforación de tiros largos, el perforista ubica los puntos laterales (clavos topográficos) dejado por topografía de cada fila a perforar, según diseño de perforación, (ver tabla 3) en el cual se encuentra posicionado. Para mantener la posición exacta el equipo cuenta con un láser, a 0,88 metros de la mesa de perforación, lo cual le sirve al perforista de referencia para poder instalarse cuando se realiza la reperfusión (reparo de taladros) en la misma posición que anteriormente se perforó.

Al comenzar la perforación resulta dificultoso dar inicio al pozo, conocido como emboquillado, en algunos casos los perforistas limpian el terreno con una pala manual y entuban el pozo con un caño de PVC, perforando a 102mm de diámetro una longitud de 0,5 metros aproximadamente para evitar la contaminación o caída de material suelto dentro del taladro, hasta llegar a un material resistente, luego se cambia la broca al diámetro que se realizara la perforación.

El ayudante se encarga de engrasar las roscas del adaptador de culata como las de las barras durante el proceso de profundización de los taladros, el fin es evitar atascamientos entre las barras, facilitando el desacople de las barras cuando realiza la recuperación de la sarta de perforación (ver figura 25) y facilitar el desacople entre las mismas en el proceso descendente (construcción del taladro) como ascendente (recuperación del tren de barras) de la perforación.

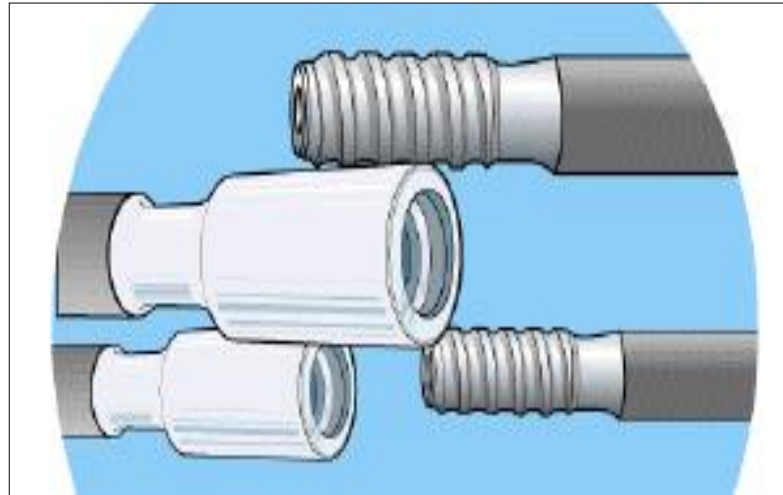


Figura 23: Tipo de rosca para barra de extensión T45

Perforación descendente: es la forma de construcción de los taladros para la chimenea, la profundidad se da con la unión de las barras, una vez llegada a la profundidad deseada (conectar nivel inferior), se procede a retirar el tren de herramientas con lo cual se irán retirando las barras y colocándolas en el carrusel del equipo.

III.4.5 Colocación de flejes:

Una vez terminado de perforar todos los pozos del diseño de la chimenea, se debe realizar la colocación de flejes, que consiste en colocar en la punta del fleje un peso para que este logre descender por gravedad dentro del taladro hasta conectar el nivel inferior, sirviéndonos para identificar el taladro en el nivel inferior, esto nos sirve para tener una idea de la ubicación de todos los taladros y poder así determinar la secuencia de encendido en caso de no contar con la mensura realizada por topografía.

Junto con servicios técnicos, y la gente de Austin Power, se realiza el protocolo de voladura, donde se determina la secuencia de encendido de la voladura. Austin Power es la empresa encargada de realizar la carga de explosivo en todas las labores mineras, otra función que cumple el fleje es la colocación del taco inferior.



Imagen 4: Colocación de flejes en la chimenea

III.4.6 Mensura y determinación de la secuencia de encendido:

Teniendo identificados los pozos de la chimenea por operaciones, topografía de mina realiza una mensura de los taladros, levantando los datos de collar y emboquille de los taladros, para medir la desviación y tener el lugar preciso de la ubicación de los taladros en el nivel inferior.

El procedimiento consiste en hacer descender un réflex Ax1148 (ver anexo) a cada taladro tomando lectura cada 5 metros y enviado al receptor vía bluetooth, tomando la numeración para identificar cada taladro, terminado este proceso con la estación Total se levanta el valor de coordenadas de los collares de todos los taladros que conforman el diseño, más taladros auxiliares en caso de existir, para tener una vista digital en terreno, se procesa los datos y se los descarga al software (Autocad) como se muestra en la figura siguiente:

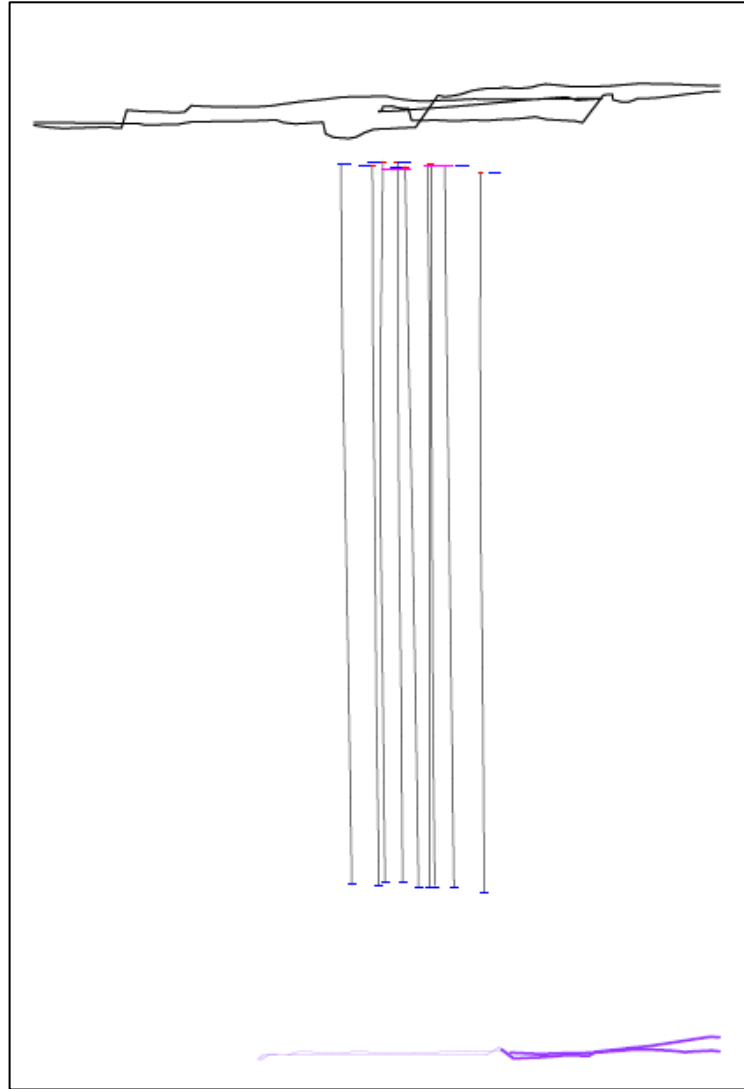


Figura 24: Vista vertical de los taladros de la chimenea

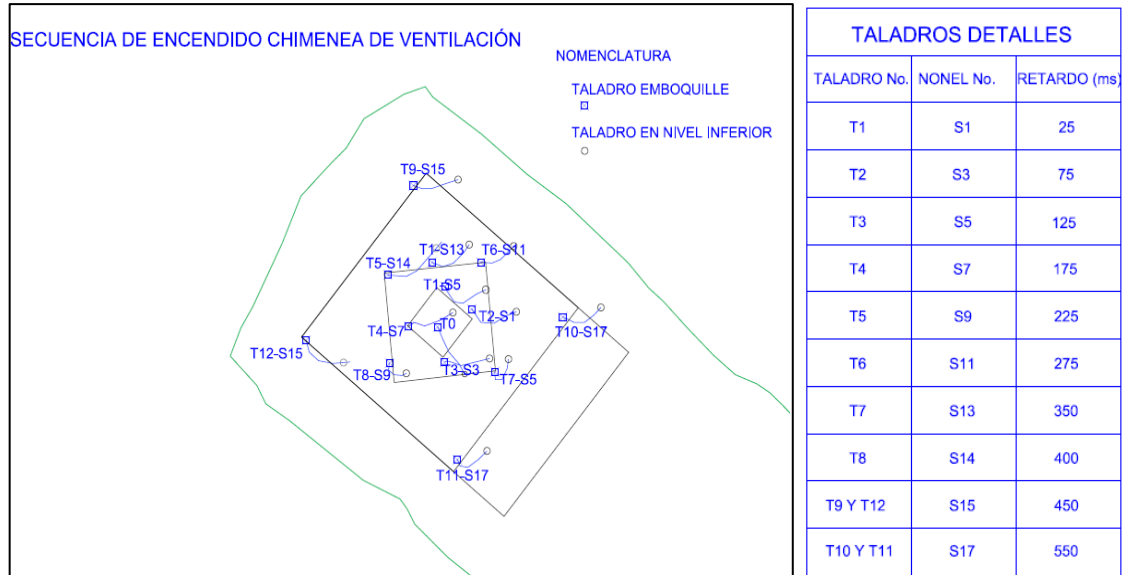


Figura 25: Vista en planta, junto con el secuencia de voladura.

En la figura se puede ver la mensura de topografía, como están los taladros en terreno desde el nivel superior, y la desviación de los taladros hacia el nivel inferior, estos datos son importante, porque podemos ver la ubicación de los taladros en terreno, sirviéndonos para determinar la secuencia de encendido para la voladura, en caso de no contar con la mensura realizada por topografía.

Al no tener taladro vacío en el diseño de la chimenea esta se construye en tres y algunos casos en cuatro etapas, hasta lograr comunicar los dos niveles, efectuándose la construcción por el método de cargas esféricas, método VCR.

III.4.7 Colocación de los tacos inferiores

La colocación de los tacos es la parte más importante del método VCR, teniendo distintos tipos de taco que se podría utilizar en los taladros, en nuestro caso se realizó preparando bolsas con material fino en forma de cilindro con un diámetro de 15 cm aproximadamente (figura 31), desde el nivel inferior un ayudante sujeta los tacos a los flejes suspendidos, Al estar el taco sujeto en el extremo del fleje da la señal al compañero del nivel superior para que este al izar quede retenido en el diámetro de pozo, quedando sellado por completo, se los tira atándolos a las mallas de fortificación a la altura de la gradiente, o en algunos casos de contar con la malla de los pernos se coloca un cable de acero sirviéndonos también como cuerda de vida.



Imagen 5: Tacos para el método VCR

III.4.7 Procedimiento de carga

Antes de comenzar con la carga mecanizada del explosivo, se debe proceder a chequear los taladros de la sección superior, verificando su profundidad, estado y presencia de agua, se coloca la cenefa en el sector, quedando prohibido el ingreso de cualquier persona ajena al carguío, la importancia del chequeo de la profundidad, permite determinar la profundidad exacta de cada taladro, como así también la cantidad de explosivo que se utilizará en cada taladro, ver figura 32, debiendo quedar todos a la misma altura de carga, respetando el diseño de protocolo de voladura, el objetivo principal es tener un corte regular de la voladura.

Planteada la secuencia se precede a distribuir los iniciadores (booster) (ver anexo) cebados en cada taladro, en nuestro caso se utilizó doble cebado colocando el primer booster a la profundidad del taladro rellenando con emulsión una altura de 3 metros para colocar el segundo booster y completar la carga de columna.

Las dos líneas de Red Devil (sistema mecanizado de carga y descarga de explosivo tipo Emulsion) son monitoreadas independientemente por un operador junto con todas las bombas del sistema, las cuales están programadas con un reloj automático, el sistema después de correr un minuto, cuenta con unos medidores de niveles que previenen que una bomba corra en seco.

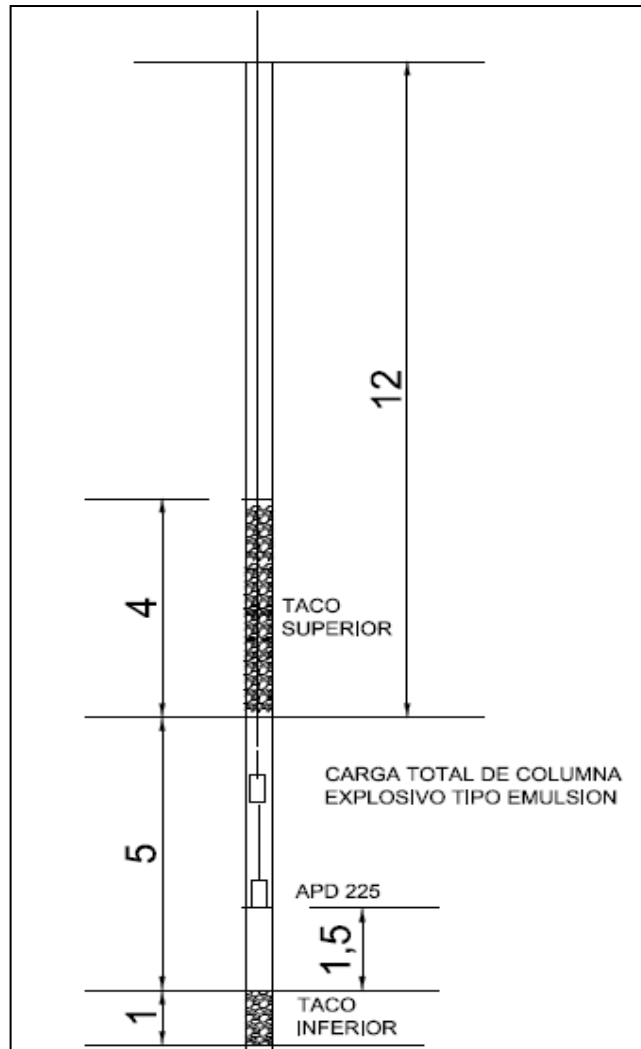


Figura 26: Esquema de la distribución de explosivo en un taladro

La temperatura esta monitoreada por cada componente, también cuenta con una Alarma de temperatura si baja a menos de 5°C para los reactivos.



Imagen 6: Carga de Explosivo y Control del Equipo

El proceso de carga cuenta con los siguientes pasos:

- Ubicación del lugar de carga.
- Conectar controles remotos por comunicación inalámbrica
- Llenar la manguera
- Cargar la chimenea utilizando las 4 opciones de llenado
- Lavar el sistema.
- Recoger las mangueras y apagar la maquina

El monitoreo de producción se realiza por separado y por línea, las características son:

- Fecha
- Presión de la manguera

- Presión de operar: 5 – 10 bar
- Presión máxima: 25 bar
- Reloj de kilos bombeados
- Diagrama de flujo interactivo

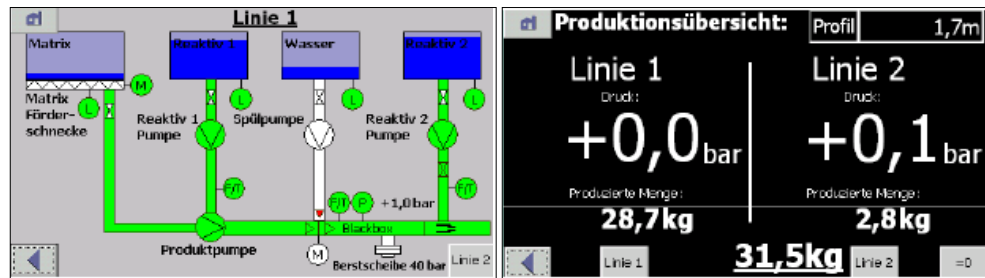


Figura 27: Pantalla de control de carga del Red Devil

Una vez terminada la carga de todos los taladros, el Red Devil cuenta con un sistema de lavado, configurando a modo de lavado se bombea el explosivo restante hasta el lavado de la manguera con agua.

III.4.7.1 Funcionamiento del Red Devil:

Consiste en un camión con un Sistema integrado de sensores de flujo, temperatura y presión en la carga de explosivo. Tiene una gasificación al final de la manguera, el explosivos se forma en la salida, es decir cuando realizamos la carga dentro del taladro. Una de las características fundamentales es que no produce emisiones de humos durante la carga.

Tiene un sistema integrado para poder cargar por dos lados (figura 34), dándonos una mayor capacidad para cargar los taladros.



Imagen 7: Equipo de carga mecanizada (RED DEVIL)

Dimensiones

- Largo: 2.8m
- Ancho: 1.5m
- Altura: 1.7m
- Peso bruto (cargado): 4,950 kg
- Potencia de uso: 440 V, 32 A
- Rango largo de potencia de entrada

El explosivo se forma al final de la manguera con la siguiente nomenclatura:

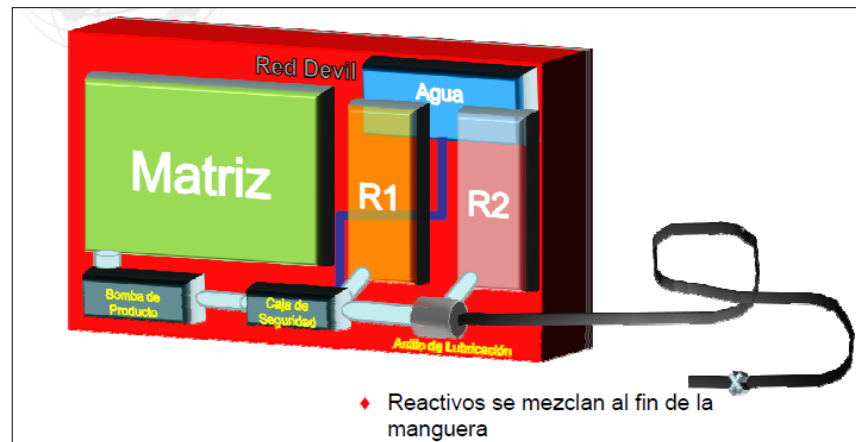


Figura 28: Esquema representativo de la formación del explosivo

El Matriz, se conforma de los siguientes productos:

Hydrox S:

- Viscosidad: $\approx 35,000$ cps
- Igual que emulsión usada para cielo abierto
- Usos: Pozos horizontales o descendentes

Hydrox U

- Viscosidad: $\approx 80,000$ cps
- Usos: Pozos ascendentes

R1 - Ácido Acético

- Aumenta la velocidad de gasificación por reducir el pH de la emulsión

- Usado como aditivo en lugar de fabricar emulsiones de pH's bajos (ácido)
- Se puede ajustar según temperaturas del ambiente de la operación

R2 – Nitrito de Sodio (NaNO_2)

- Se reacciona con Nitrato de Amonio (Contenido en el matriz) para crear burbujas de gas de Nitrógeno.
- Las burbujas sensibilizan a la matriz igual que microesferas.

Producto final - Hydromite 100

- Densidad Final: $\approx 1.10 \text{ g/cm}^3$
- VOD: 4500 – 4800 m/s
Energía: 3MJ / kg

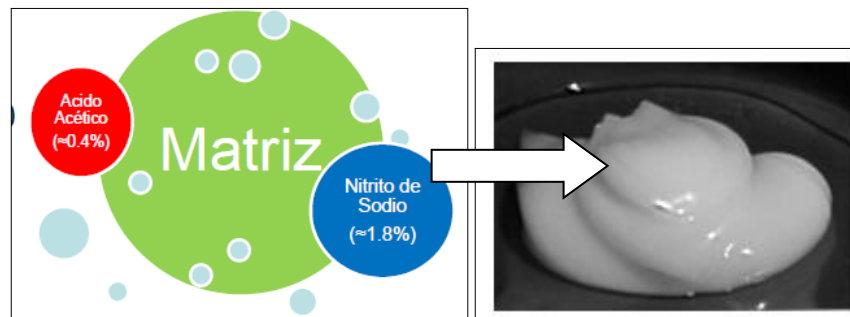


Figura 29: Esquema de la preparación de explosivo tipo Emulsión

Las cantidades y concentraciones, pueden ser ajustadas según la necesidad requerida en el campo

Capacidades

- Emulsión – 2 toneladas
- R1 – 100 litros aproximadamente 8 cargas de emulsión
- R2 – 150 litros aproximadamente 5 cargas de emulsión
- Mangueras de Cargar(Antiestáticas) 25m estándar
- Diámetro adentro / afuera: 22mm / 25mm
- Velocidad de bombeo: 50 kg/min.

Ventajas:

- Explosivo seguro.
- Alta velocidad de detonación.
- Excelente resistencia al agua.
- Alta energía por metro lineal.
- Excelente rendimiento para carga mecanizada.

III.4.8 Colocación del taco superior:

El taco superior se coloca después de completar la carga de columna de cada taladro, el material utilizado en nuestro caso arena de granulometría uniforme (# 75 Taylor) aproximadamente, cuya longitud fue de 4 metros, esta longitud está sujeta a evitar el soplado de los tiros en el nivel superior por pérdida de energía.

En terreno se calculó la cantidad de material para taco en un caño de PVC de un metro, sirviéndonos como referencia la cantidad de material que se necesita en los cuatro metros de taco superior, colocándolo en una bolsa arpillera y traslado al taladro (ver figura 37).



Imagen 8: Colocación de taco superior

III.4.9 Amarre del Nonell al cordón detonante:

Se tomó el cordón detonante N° 5, unos 30 o 40 metros según la necesidad del sector y se procede a conectar a cada Nonell de cada taladro al cordón detonante, luego se procede a la colocación del conector j, que el mismo está unido al lip, (ver anexo) terminado la conexión en cada taladro el supervisor chequeo la zona para asegurarse que no quede ningún nonell sin conectar y garantizar la voladura, se procede a desenrollar el lip hasta una zona segura donde se procede a la voladura de la chimenea.



Imagen 9: Secuencia colocación del cordón más el lip.

III.4.10 Disparo de la chimenea:

Conectado el cordón detonante a todos los taladros se conecta el lip al cordón (ver figura 38), se lo asegura con cinta aisladora y se procede a retirarlo hasta una zona segura, para luego proceder a encender la voladura, que consiste en prender el explosor hasta que el mismo cargue la batería, cortar el cordón del lip y conectarlo a la maquina explosora, esta máquina da una señal que está cargada la batería quedando lista para presionar el botón de encendido, y posteriormente realizar la voladura.

III.4.10.1 Ventilación:

La ventilación es fundamental para el desarrollo de la mina, una vez realizada la voladura se debe proceder a liberar el material estéril generado en la voladura, para ello se debe verificar la cantidad de oxígeno para asegurar la respiración de los trabajadores, cuando se ingrese a realizar la limpieza del estéril. Los gases que se chequean son los siguientes:

- O₂ : 19,5 %
- CO: 25 ppm
- NO_x : 3 ppm
- SH₂ : 10 ppm

Estos son los valores máximos y mínimos permisibles, el chequeo de los gases los realizan los supervisores con un chequeador de gases, este instrumento esta calibrado con los valores máximos y mínimos permisibles en caso de tener una mayor medida en el interior de la mina, este instrumento da una alarma indicando el valor de los gases mencionados anteriormente, indicando que no se debería trabajar en el lugar, evacuando a toda persona a un lugar seguro con ventilación, para facilitar la ventilación la mina cuenta con un sistema de ventiladores instalados en el interior de la mina en forma impelente para facilitar la circulación del aire por la chimeneas de ventilación.

III.4.11 Limpieza de la chimenea:

La limpieza consiste en sacar material estéril después de la voladura, la misma se la realiza con máquinas cargadora tipo LHD 510 (Scoop. Ver anexo) y camiones TH540 (Dumper ver anexo), desde el nivel inferior, el número de viaje depende de la capacidad del balde de la cargadora en algunos casos se descarga en un camión o muchas veces se estoquea el material para sacarlo luego a superficie, cuando se realiza el primer disparo se debe retirar la carga para generar espacio y así poder realizar el segundo disparo, avanzando en retroceso, hasta comunicar la chimenea.

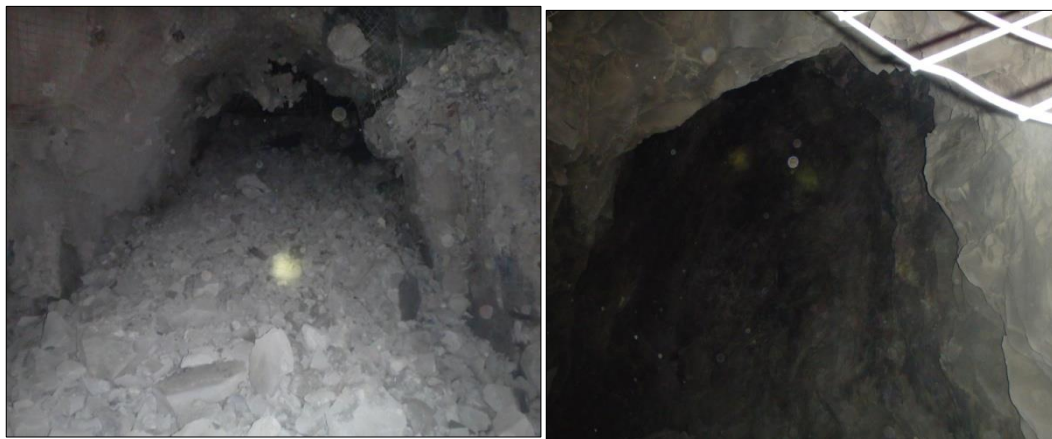


Imagen 10: Vista de Chimenea Volada y Comunicada

III.5 Segunda etapa en la construcción de Chimenea

Volando la primera etapa de la chimenea, y limpiando el material desde el nivel inferior se procede a realizar el repaso de los taladros existentes para realizar la segunda etapa.

Se acondiciona el sector y se instala el equipo nuevamente, es aquí la importancia del láser del equipo para lograr ubicar en la misma posición de los taladros donde se perforó y poder avanzar en retroceso. La secuencia de encendido, por lo general se utiliza la misma utilizada en la primera etapa, llevando casi un turno de trabajo el equipo de perforación, al terminar de repasar todos los taladros se realizan los mismos pasos de la primera etapa, para luego realizar la etapa siguiente y terminar la construcción de la chimenea.

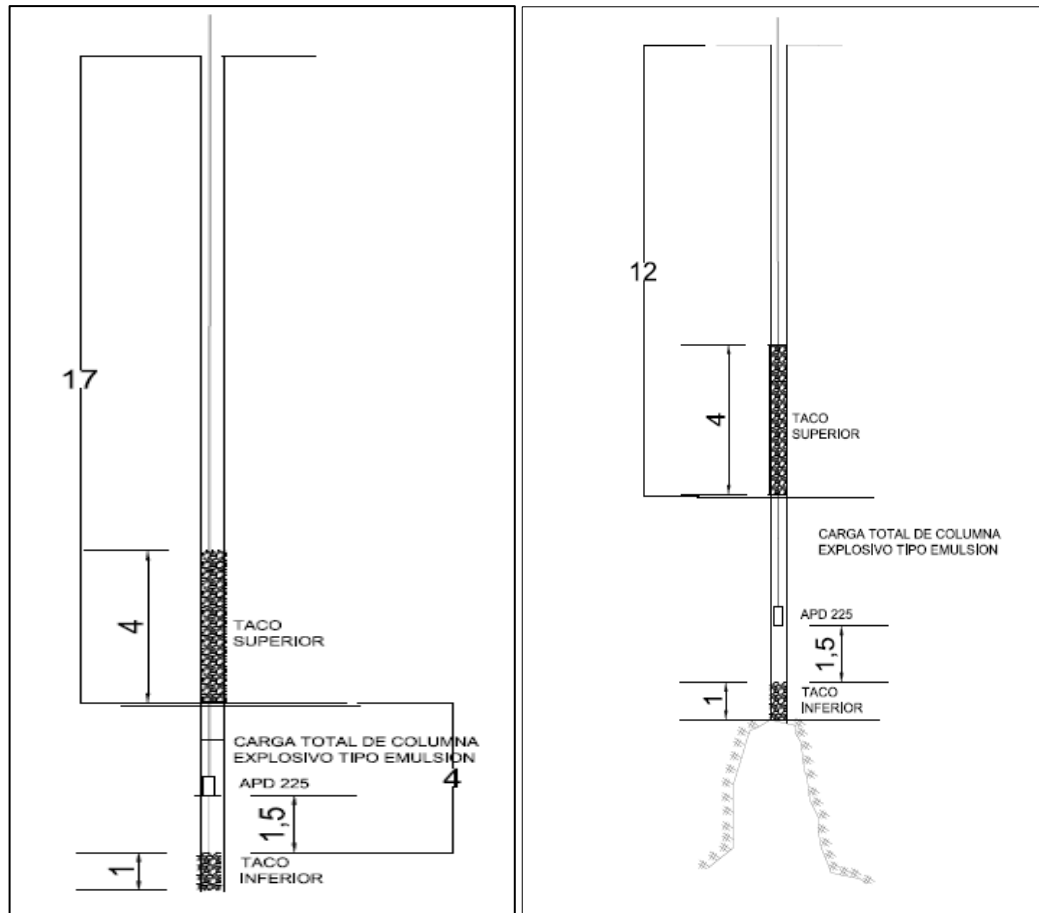


Figura 30: Distribución de carga de Primera y Segunda Etapa de Voladura

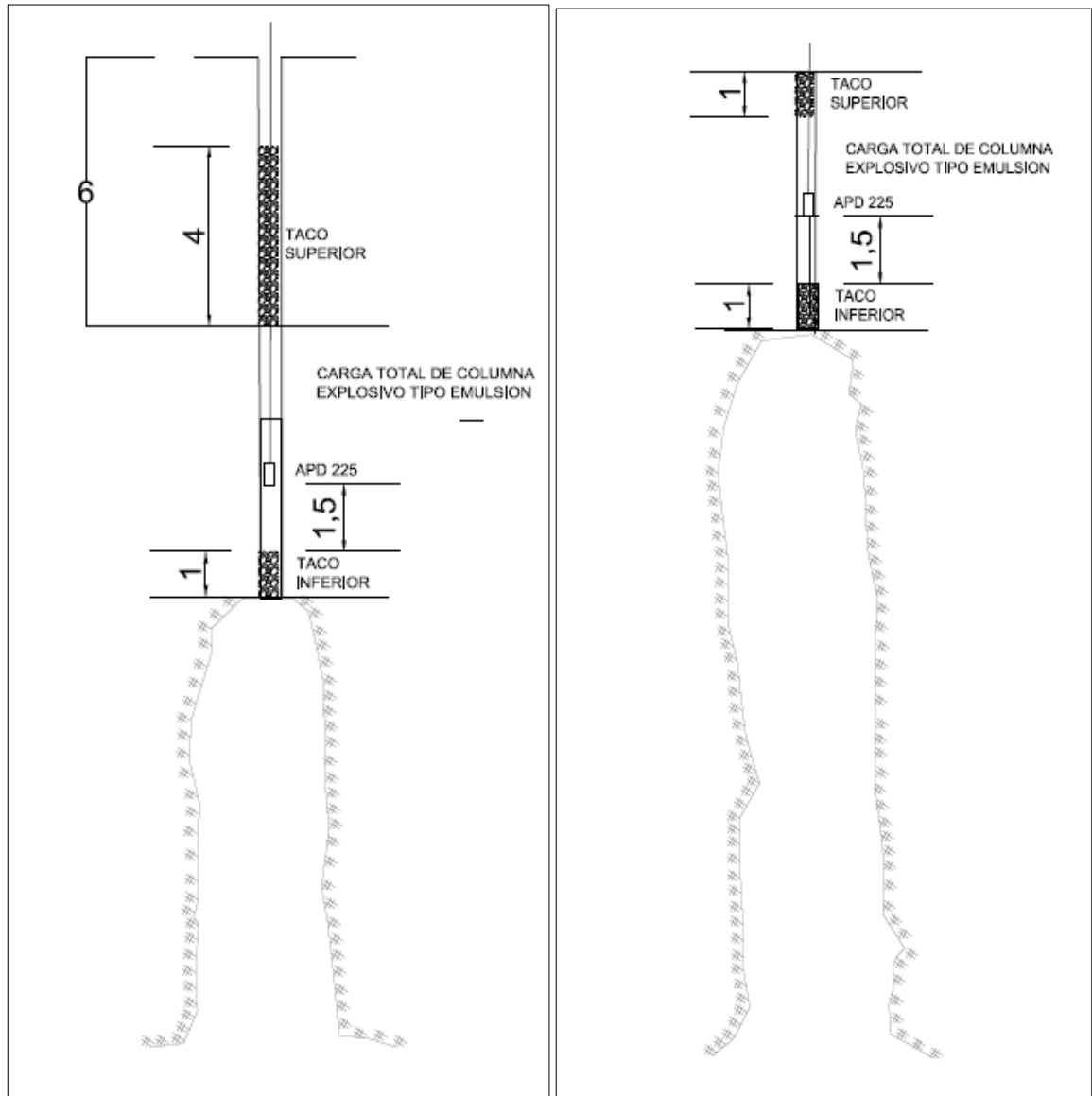


Figura 31: Distribución de Carga de Tercera y Cuarta Etapa de Voladura

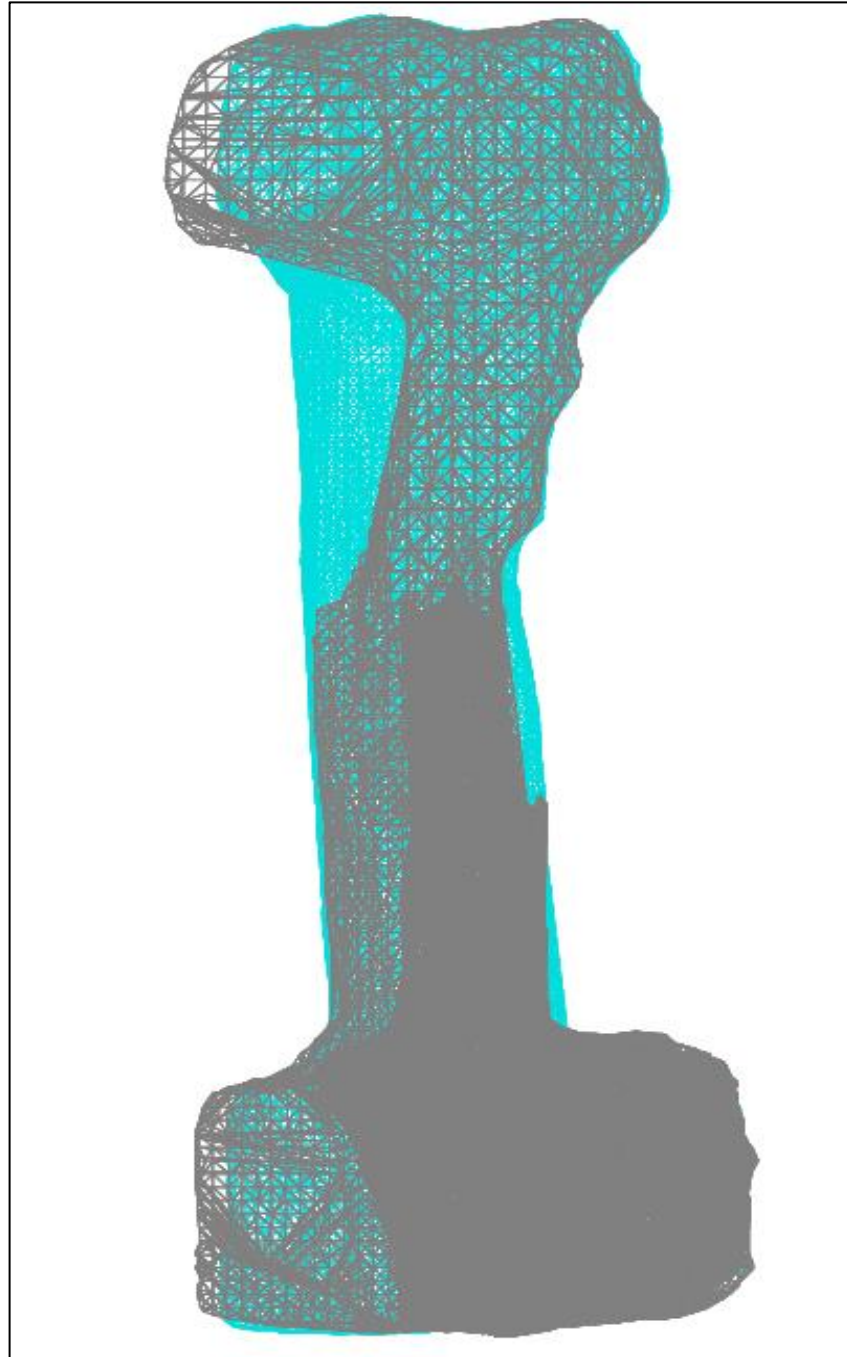


Figura 32: Chimenea Escaneada y Comunicada



III.6 Resumen detallado de 1 etapa de la excavación de la chimenea

1 Ciclo de excavación de una chimenea				
Ciclo	Nombre	tiempos (minutos)	tiempo horas	Porcentajes (%)
1	Marcación de topografía	37	1,2	1,6
2	Perforación	1118	18,6	24,1
4	Colocación de flejes para identificación de los taladros	66	2,2	2,8
5	Mensura de topografía	40	0,7	0,9
6	Discusión de la secuencia de encendido de la chimenea	65	2,2	2,8
7	Colocación de taco inferior	145	4,8	6,3
8	Colocación de carga de explosivo	320	10,7	13,8
9	Colocación de taco superior	145	4,8	6,3
10	Colocación del cordón detonante	60	2,0	2,6
11	Disparo de la voladura	40	1,3	1,7
12	Ventilación	60	2,0	2,6
13	Extracción del material estéril	520	8,7	11,2
TOTAL			77,2	100

Tabla 4: Resumen de tiempo de cada tarea en la primera etapa en la construcción de Chimenea

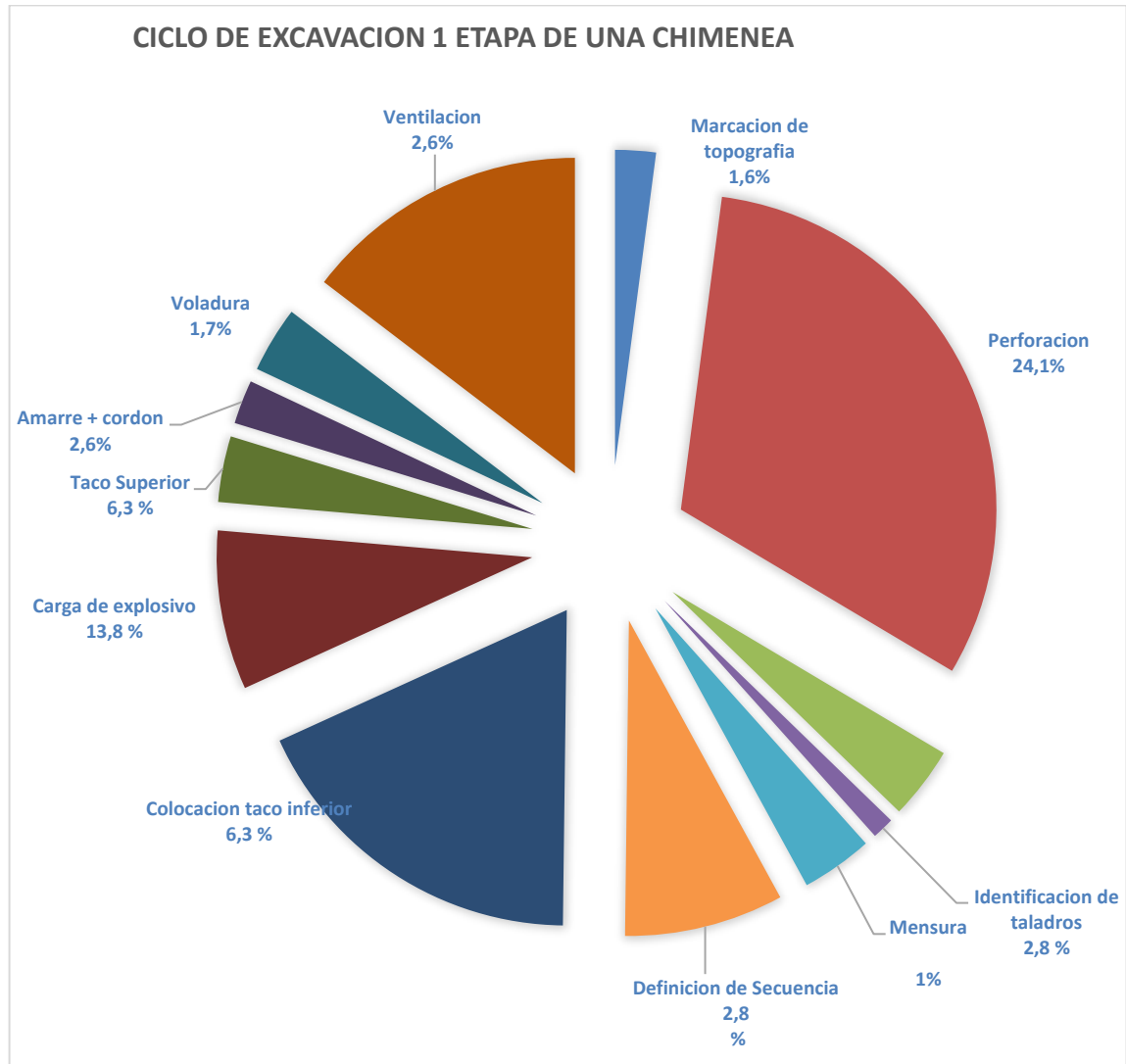


Figura 33: Gráfica de cada actividad del ciclo de excavación de una Chimenea

En el gráfico de torta se puede ver que el mayor tiempo lo conforma, la perforación y la extracción del material estéril.



III.6 Resumen de la construcción final de chimenea

RESUMEN CONSTRUCCION DE CHIMENEA		
Actividad	Tiempo (días)	Variación (%)
Acondicionamiento zona de trabajo	0,25	3,4
Perforación	2,30	31,5
Protocolo de voladura y carguío	0,25	3,4
Ventilación y extracción de estéril	0,50	6,8
Acondicionamiento zona de trabajo y re perforación	0,75	10,3
Carguío 2 etapa Chimenea y voladura	0,25	3,4
Ventilación y extracción de estéril	0,50	6,8
Acondicionamiento zona de trabajo y re perforación	0,50	6,8
Carguío 3 etapa Chimenea y voladura	0,25	3,4
Ventilación y extracción de estéril	0,50	6,8
Acondicionamiento zona de trabajo y re perforación	0,25	3,4
Carguío 4 etapa Chimenea y voladura	0,25	3,4
Ventilación y extracción de estéril	0,50	6,8
Escaneo y verificación de la sección	0,25	3,4
TOTAL	7,30	100,0

Tabla 5: Resumen de la construcción final de chimenea

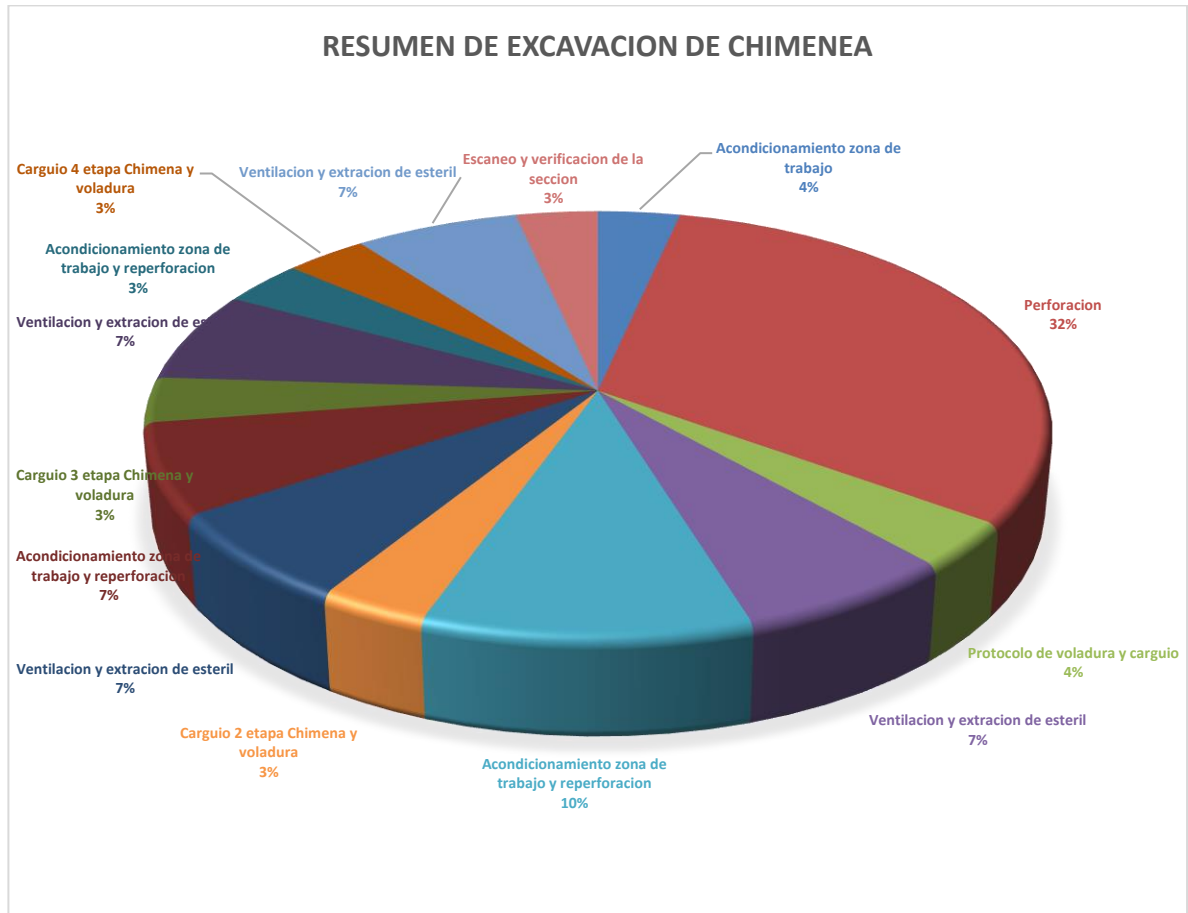


Figura 34: Resumen de excavación completa de la chimenea



Capítulo IV - Parámetros de Eficiencia de Voladura

IV.1 Determinación del consumo de acero

IV.1.1 Parámetros geo mecánicos

Los parámetros geomecánicos más importantes según el tipo de roca en la mina Mariana Central se dan a continuación:

- Tipo de roca: Andesita.
- Peso específico gr/cc: 2.5
- Porosidad: 1.47
- RQD: 59
- Resistencia a la compresión (Mpa): 97
- Res. Tracción (Mpa): 42.

IV.1.2 Consumo de Acero:

El consumo de acero se determinó por el total de metros perforados en las 2 chimeneas, que se detalla a continuación:

RESUMEN DE PERFORACION				
Chimenea	Cantidad de taladros		Metros perforados	
	89 mm	127 mm	89 mm	127 mm
CH-1 (original)	15	0	270	0
CH-2	18	3	324	54
CH-3 (propuesta)	18	2	324	36
TOTAL	51	7	918	126

Tabla 6: Planilla de perforación

A el total de taladros realizados en cada chimenea, lo constituyen los taladros del diseño original más los taladros auxiliares, estos taladros se agregan en función de la necesidad surgida en el terreno, como por ejemplo si los taladros del diseño salen muy desviados, lejos uno de otro, se refuerza el diseño agregando taladros auxiliares en medio de la desviación producida, sirviéndonos para determinar la secuencia de encendido de la chimenea, (ver figura 30).

La cantidad de metros perforados, dio un total de 918 metros, los cuales se efectuaron con 2 brocas, variando la cantidad de barras utilizadas por la distancia entre nivel a nivel, para un diámetro de 89 mm.



IV.1.3 Metros de avance por horas operativas:

Los turnos de trabajos en mina Mariana Central están distribuidos en tres, TA, TB y TC, con el siguiente horario:

- TA 05 hs- 13 hs
- TB 13 hs – 21 hs
- TC 21 hs- 05 hs

Es decir son turnos de 8 horas, como indica la ley para trabajos subterráneos, los tres turnos tienen su hora de break, charla de seguridad, cambio de turno, llegada al lugar de trabajo e imprevisto que pudieran surgir en el turno de trabajo disminuyendo las horas operativas de trabajo, cuyos detalles podemos ver en la tabla siguiente:

RESUMEN DE HORAS OPERATIVAS					
Turno	Horas por turno	Break	Horas disponibles	Imprevistos cambio de turno	Horas Operativas
T-A	8	1	7	0,5	6,5
T-B	8	1	7	0,5	6,5
T-B	8	1	7	0,5	6,5
TOTAL	24	3	21	1,5	19,5

Tabla 7: Resumen de horas operativas

En la tabla podemos observar que solo se trabaja las 19,5 horas operativas, de las 24 horas que conforman un día, este dato es fundamental para realizar los cálculos posteriores.

IV.1.4 Cálculo del tiempo para la realización de un taladro

Como ejemplo se tomó la construcción de los taladros para la chimenea de servicio del nivel 550-525 Este, dándonos los valores siguientes:



Resumen de construcción de chimenea 1		
Numero de pozo	Turno	Tiempo de perforación (min)
central	T B y T C	88
1	TC	70
2	TC	75
3	TC	50
AUX	TA	90
4	TC	65
5	TB	65
6	TC	79
7	TB	55
8	TA	74
9	TA	87
10	TC	50
11	TC	65
12	TA	80
Escariado 1	TA	66
Escariado 2	TC	59
	promedio	69,9
	TOTAL	1118

Tabla 8: Resumen de tiempos para la construcción de un taladro

En el tiempo promedio de perforación (69 minutos) de un taladro, está contemplado las demoras por:

- Iniciación del taladro
- Cambio de barra.
- Colocación de grasa en las uniones.
- Recuperación de la sarta de perforación.
- Tiempo de posicionamiento del equipo.
- Activación de los servicios.

Como vemos están contempladas las distintas acciones que se realizan para la construcción de un taladro, por lo que podemos decir que es un tiempo representativo en la perforación.



IV.2 Desviación de los taladros:

Factores que influyen en la desviación de taladros

A. Factores originados fuera del taladro:

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

B. Factores relacionados durante la perforación:

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

C. Factores dentro del taladro:

- 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).

La desviación de taladros es importante en la aplicación del método VCR, para la construcción de las chimeneas, aceptando un mínimo en la desviación para el éxito de la voladura. Planeamiento de mina es el área encargada de diseñar la sección y ubicación de las chimeneas dentro de la mina para cumplir su función (salida de emergencia, ventilación, etc.)

La mina está diseñada por niveles, referidos a coordenadas X, Y y Z, que representa la posición en el espacio referidas a los puntos cardinales, como se detalla a continuación:

- X: Este
- Y: Norte
- Z: Cota



La planilla 4, nos muestra el cálculo de la desviación que tiene cada taladro con respecto al diseño y emboquille del terreno de la chimenea de servicio del nivel 550-525 este, para su determinación se tomó la desviación producida en las coordenadas este y norte que son las referidas al plano. (Ver planilla 4). La variación producida respecto a las coordenadas norte y este de los taladros se calcularon aplicando Pitágoras.

$$\Delta^2 = (\Delta x)^2 + (\Delta y)^2$$

Dónde:

- Δx = valor este
- Δy = valor Norte
- Δ = desvío

Valores de desviación Chimenea Original

RESUMEN DE DESVIO DE TALADROS CHIMENEA 550 AL 525							
Turno	Nro taladro	Coordenadas Nivel-550		Coordenadas Nivel-525		Desvio (cm)	Turno
		Este	Norte	Este	Norte		
TB	central	2.398.654.650	4.809.254.100	2.398.654.400	4.809.254.290	78,5	TB
TC	T1	2.398.653.760	4.809.254.250	2.398.653.820	4.809.254.300	26,0	TC
TC	T2	2.398.653.870	4.809.254.930	2.398.654.260	4.809.254.680	115,8	TC
TC	T3	2.398.654.850	4.809.253.980	2.398.654.790	4.809.254.280	51,0	TC
TC	T4	2.398.654.170	4.809.254.150	2.398.654.360	4.809.253.890	53,7	TC
TB	T5	2.398.653.530	4.809.253.500	2.398.653.570	4.809.253.510	41,2	TB
TB	T6	2.398.653.450	4.809.255.160	2.398.653.640	4.809.254.960	46,0	TB
TB	T7	2.398.655.110	4.809.255.040	2.398.655.080	4.809.255.100	33,5	TB
TA	T8	2.398.655.050	4.809.253.480	2.398.655.210	4.809.253.680	42,7	TA
TA	T9	2.398.654.460	4.809.252.690	2.398.654.430	4.809.252.660	42,4	TA
TC	T10	2.398.652.310	4.809.253.930	2.398.652.550	4.809.254.220	62,7	TC
TC	T11	2.398.654.330	4.809.256.140	2.398.654.510	4.809.256.240	34,3	TC
TA	T12	2.398.655.900	4.809.254.200	2.398.656.060	4.809.254.360	113,1	TA
Promedio						57,0	

Tabla 9: Valores de desviación de los taladros

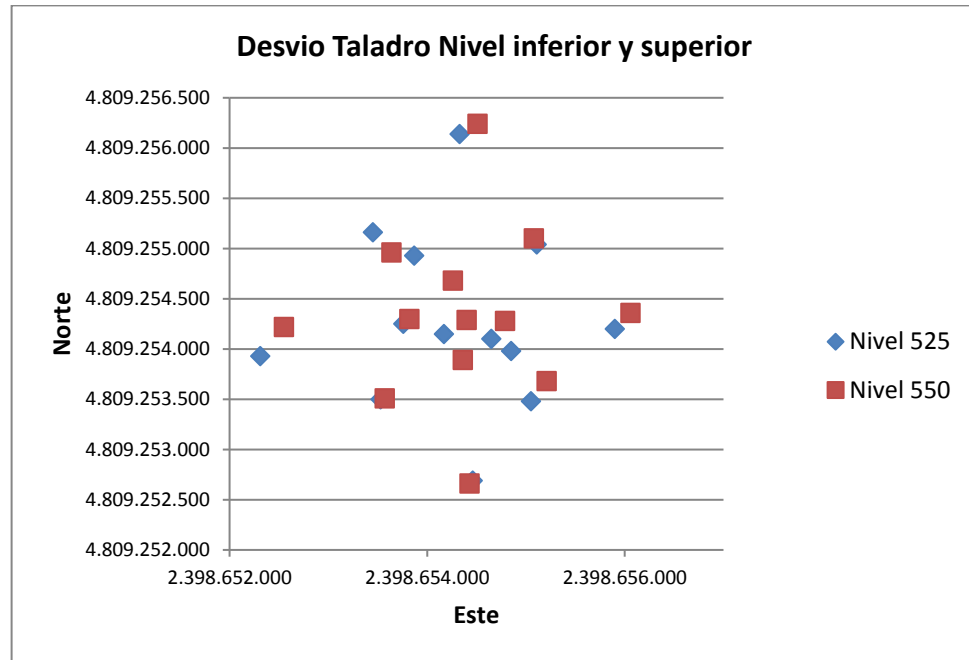


Figura 35: Grafica de Desvío de los taladros

Teniendo en cuenta las desviaciones producidas al realizar la chimenea se propuso cambiar el diámetro de perforación, disminuyendo de 89 mm a 76mm y agregar un accesorio para disminuir la desviación, dicho accesorio se muestra a continuación.

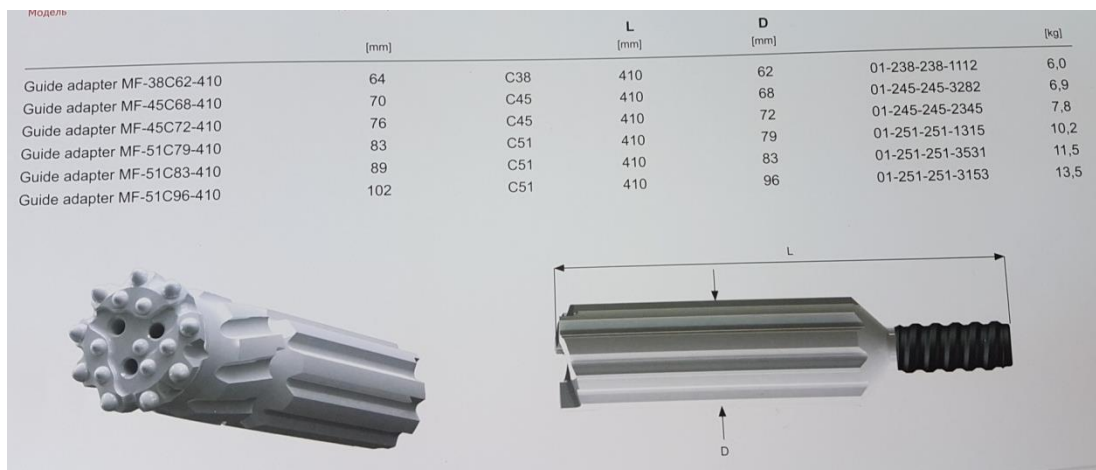


Figura 36: Dimensiones del accesorio para disminuir desviación en la perforación

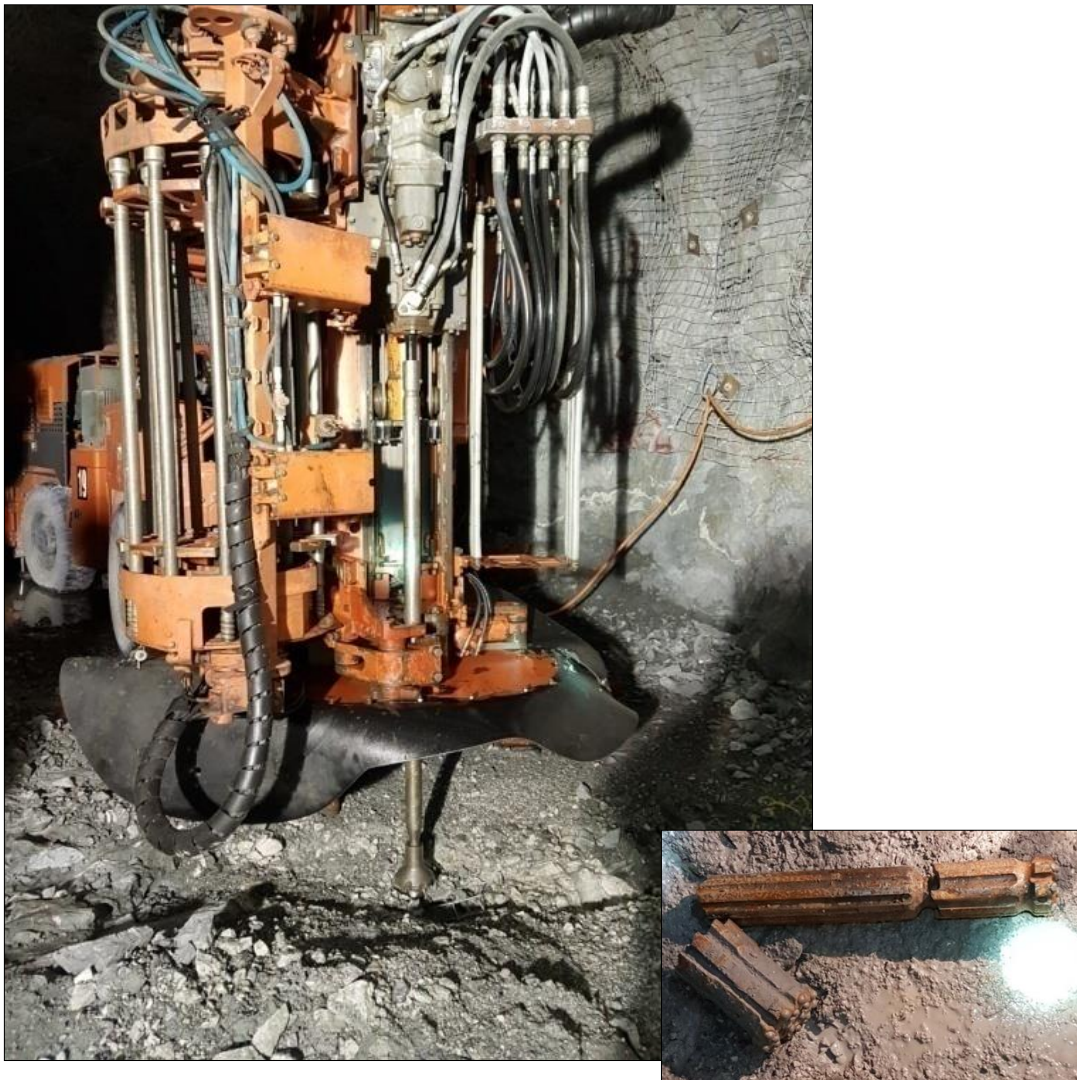


Imagen 11: Imágenes Operativas

Con este accesorio más el uso del tubo guía se obtuvieron los siguientes resultados, para una perforación de 76mm:

DESVIO TALADRO CHIMENEA PROPUESTA

Turno	Nro taladro	Nivel 450		Nivel 425		Desvio (cm)
		Este	Norte	Este	Norte	
TB	central	2.398.654.367	4.809.254.366	2.398.654.400	4.809.254.290	8,3
TC	T1	2.398.653.868	4.809.254.394	2.398.653.820	4.809.254.300	10,6
TC	T2	2.398.654.395	4.809.254.865	2.398.654.260	4.809.254.680	22,9
TC	T3	2.398.654.867	4.809.254.339	2.398.654.790	4.809.254.280	9,7
TC	T4	2.398.654.340	4.809.253.867	2.398.654.360	4.809.253.890	3,0
TB	T5	2.398.653.549	4.809.253.632	2.398.653.570	4.809.253.510	12,4
TB	T6	2.398.653.633	4.809.255.185	2.398.653.640	4.809.254.960	22,5
TB	T7	2.398.655.186	4.809.255.101	2.398.655.080	4.809.255.100	10,6
TA	T8	2.398.655.102	4.809.253.548	2.398.655.210	4.809.253.680	17,1
TA	T9	2.398.654.271	4.809.252.601	2.398.654.430	4.809.252.660	17,0
TC	T10	2.398.652.602	4.809.254.462	2.398.652.550	4.809.254.220	24,8
TC	T11	2.398.654.463	4.809.256.132	2.398.654.510	4.809.256.240	11,8
TA	T12	2.398.656.133	4.809.254.270	2.398.656.060	4.809.254.360	11,6
					Promedio	14,0

Tabla 10: Desvío de taladros de chimenea propuesta

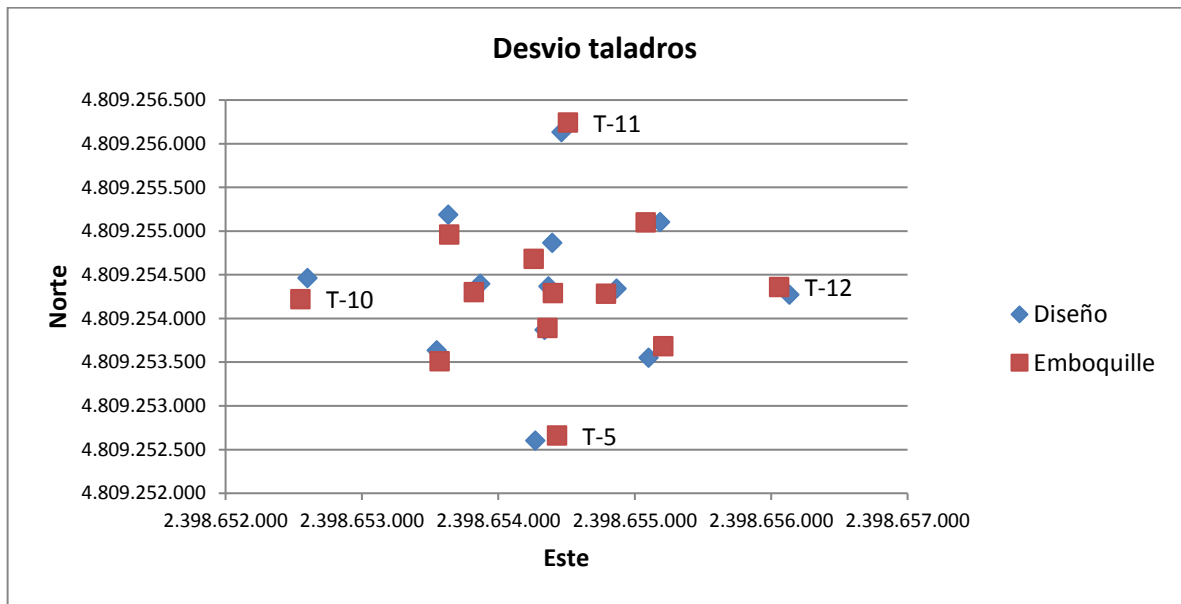


Figura 37: Grafica de Desvío de los taladros

Como se puede ver con el uso de este accesorio se disminuyó significativamente la desviación de los taladros

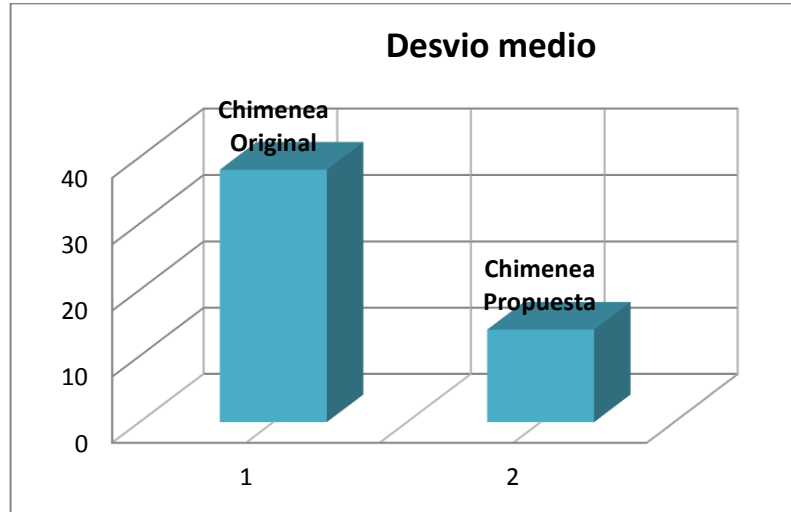


Figura 38: Grafico Comparativo según desvío medio

Capítulo V: Presentación de Propuesta de diseño de chimenea

A partir de todos los pasos para poder tener una chimenea terminada, y las horas operativas ocupada en los dos casos anteriores se planteó diseñar un nuevo diseño de chimenea con el objetivo de construir una chimenea en el menor tiempo posible.

La chimenea se construyó en el nivel 450 al nivel 425, esta para ventilación, según el diseño que se muestra a continuación:

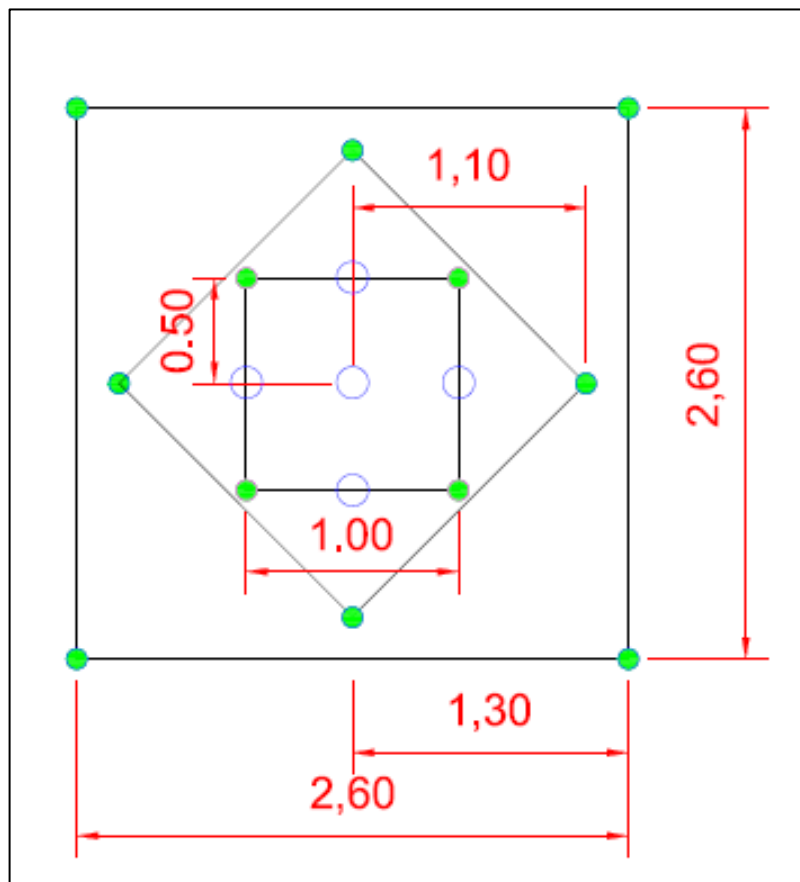


Figura 39: Diseño de la Chimenea Propuesta

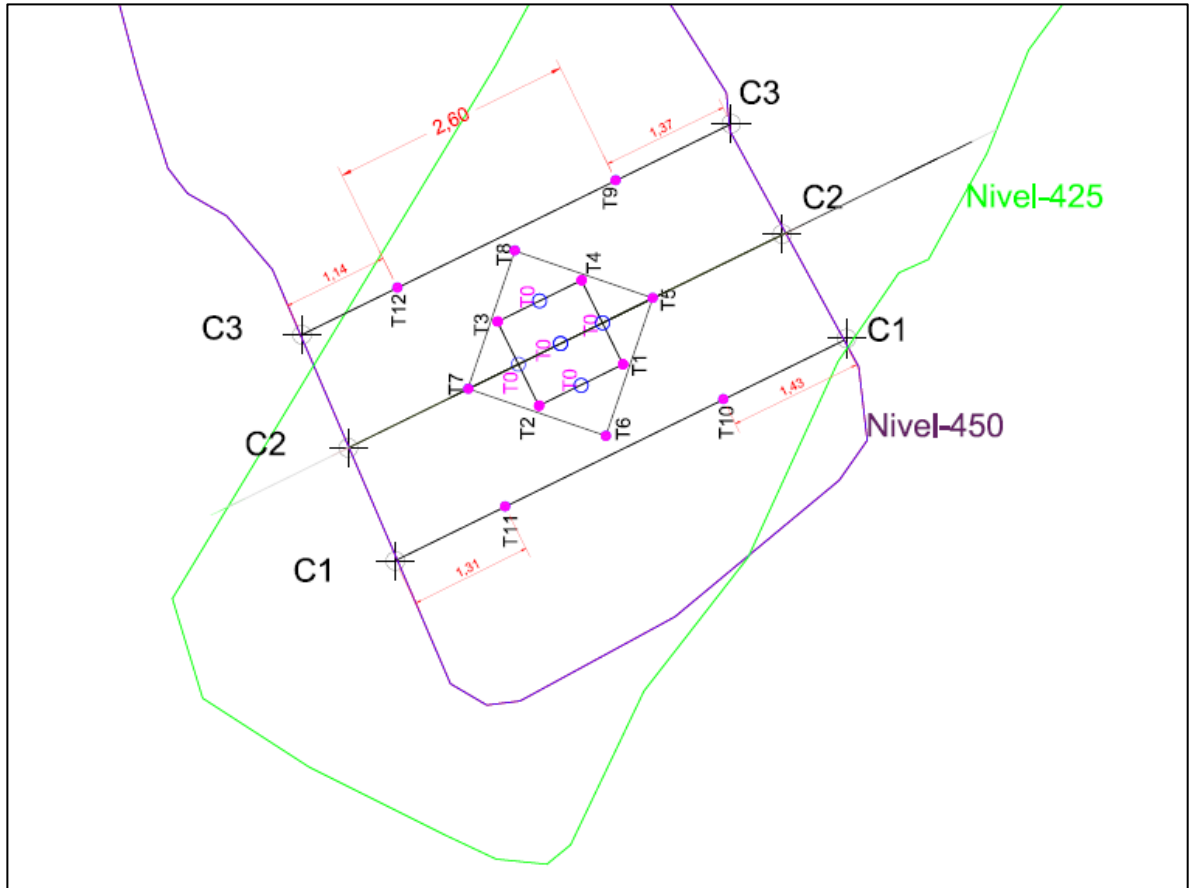


Figura 40: Vista en planta de las marcas y diseño de la chimenea

Como se explicó anteriormente los pasos para construir una chimenea, se realizó de la misma manera. Al tener las estocadas de ventilación en nivel inferior y nivel superior se realiza las marcas por topografía y se da comienzo a la instalación del equipo de perforación para posterior comenzar la perforación, según análisis de desviación se determinó realizar con un diámetro de 76mm (3") y los escariados a 127 mm, al terminar la perforación todos los taladros son levantados por topografía para poder tener medio digital la ubicación exacta de todos los taladros que conforman la chimenea, esto nos sirve para realizar la secuencia de encendido y poder realizar la primera voladura.

En la figura siguiente podemos ver el levantamiento topográfico de todos los taladros que conforman la chimenea

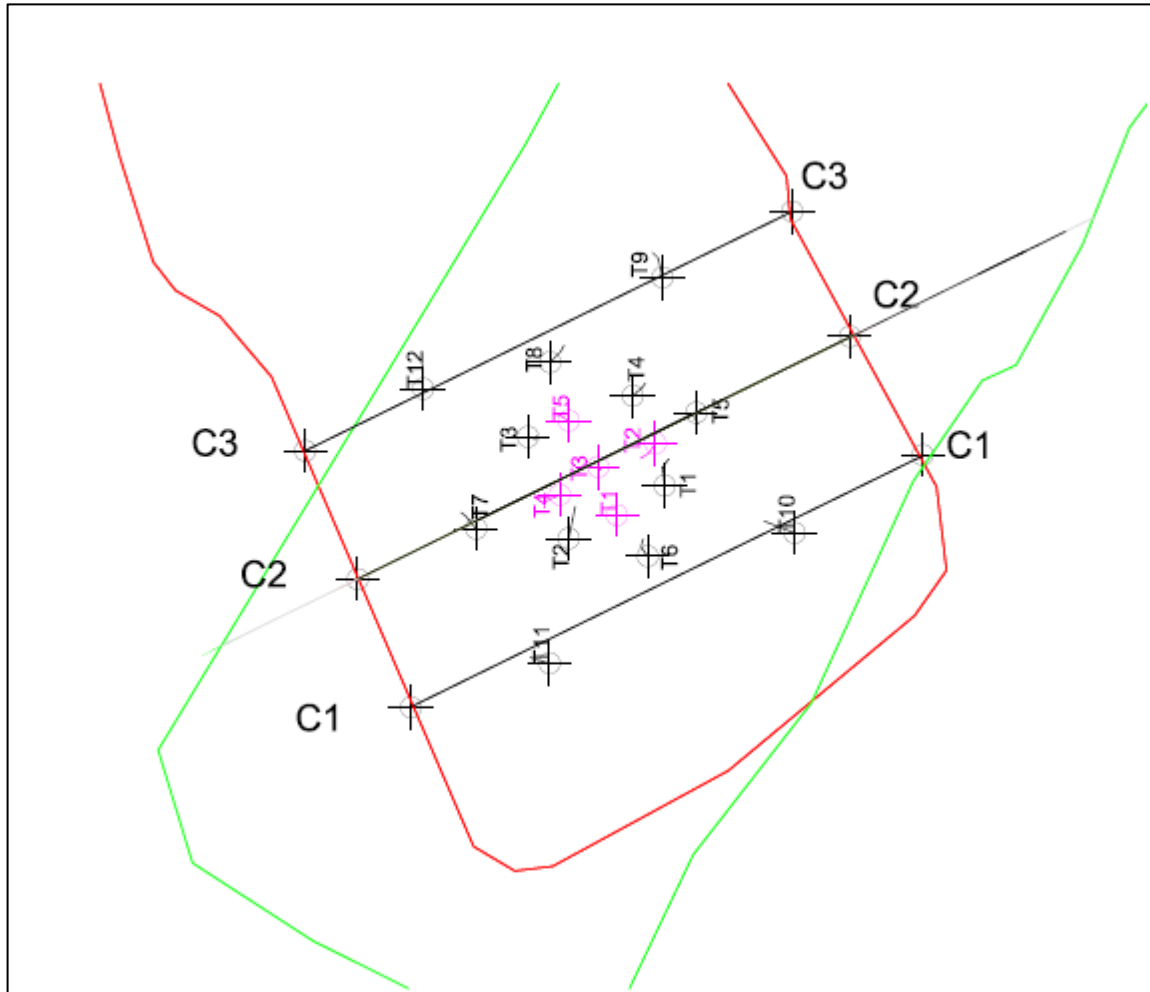


Figura 41: Vista en planta de la perforación levantada por topografía

Al tener la ubicación de los taladros se procede a realizar la secuencia de encendido de la chimenea en conjunto con la longitud de carga columna y la longitud de tacos inferior y superior.

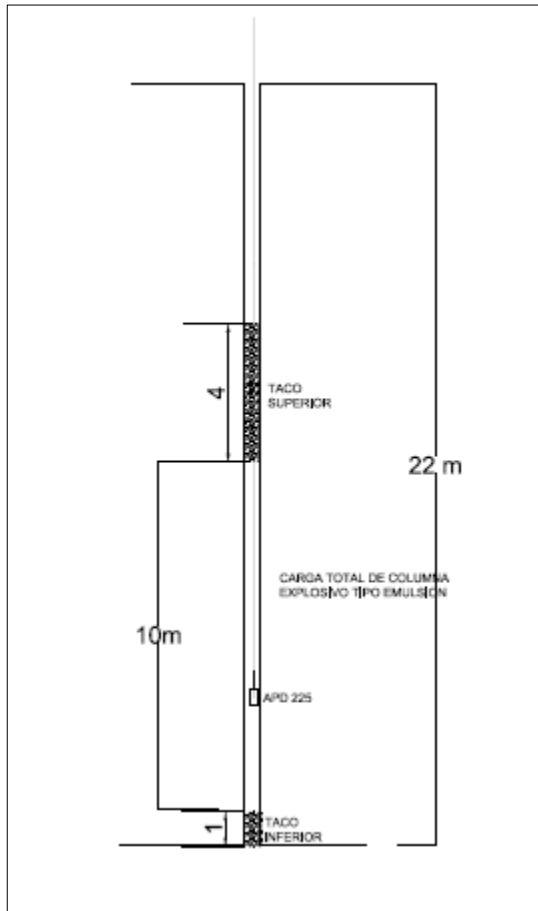


Figura 42: Distribución de carga de Columna



Imagen 12: 5 taladros vacíos

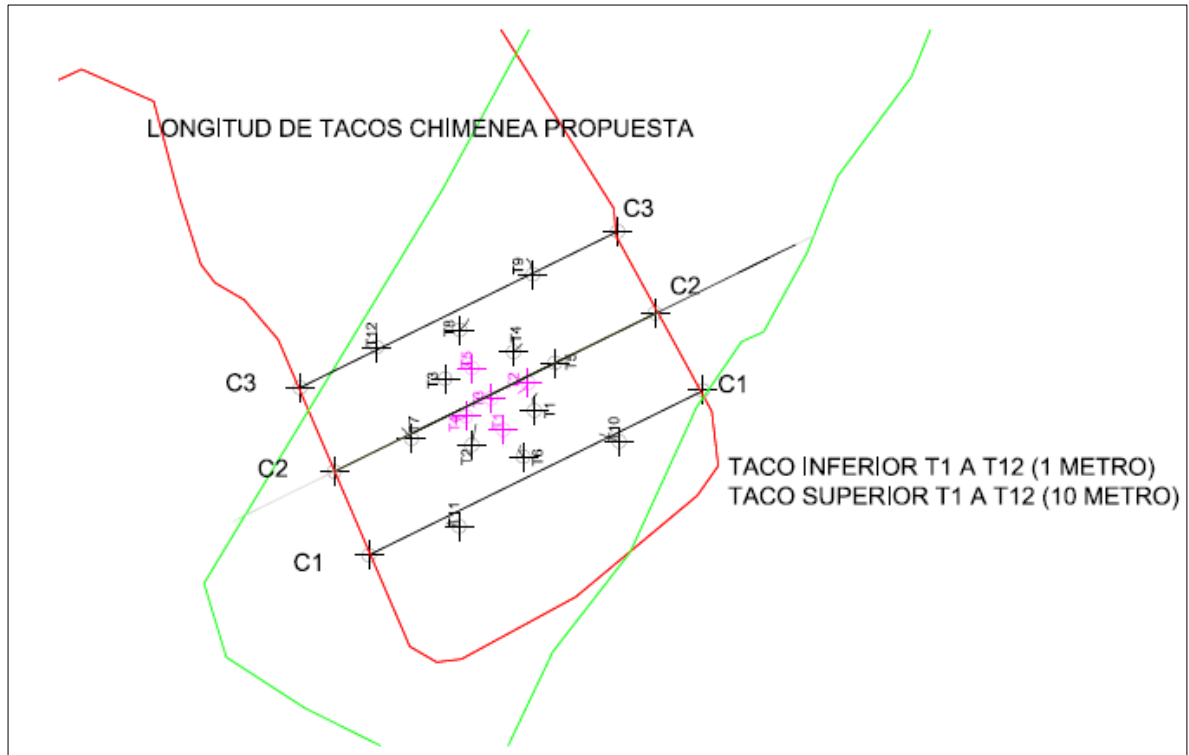


Figura 43: Grafico de las medidas de los tacos superior e inferior

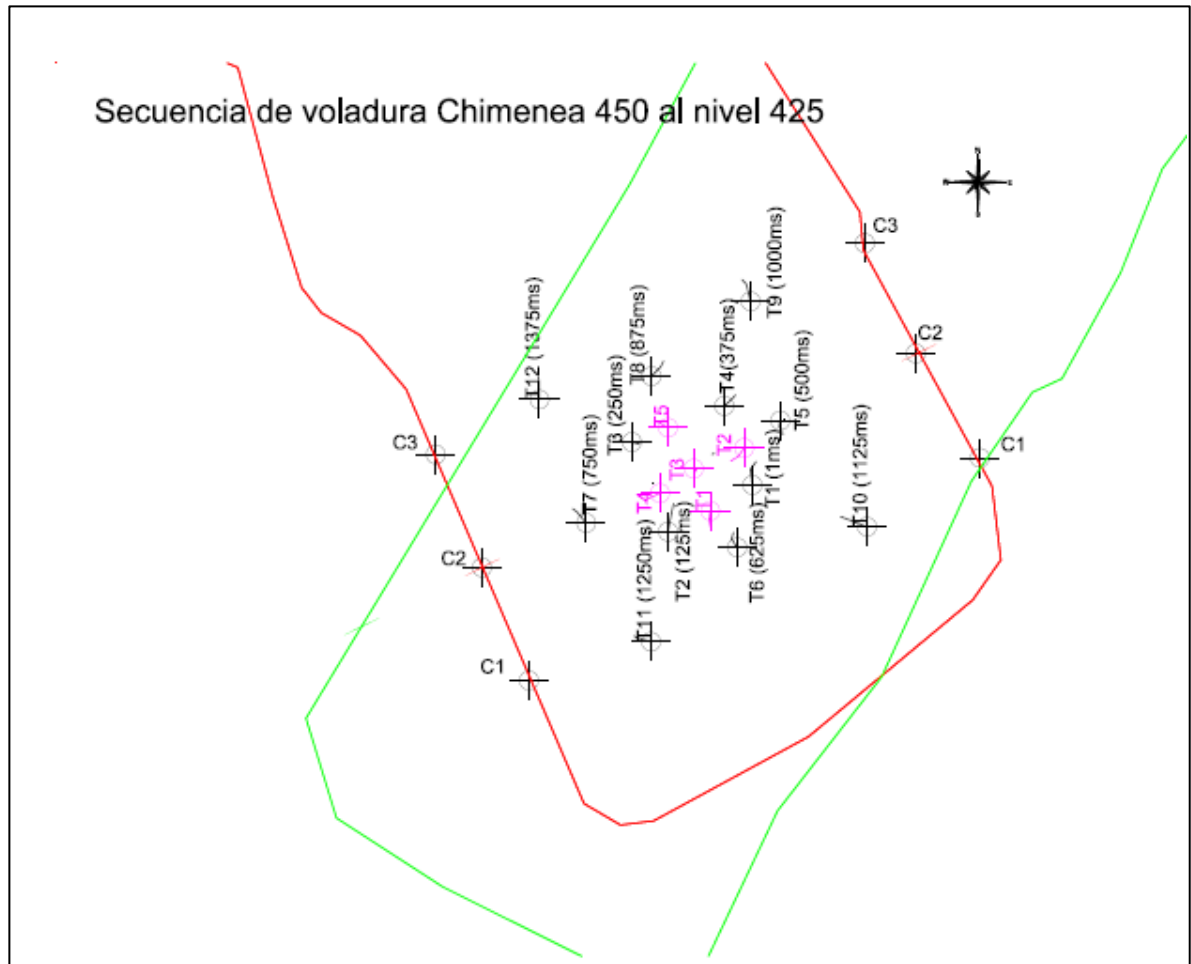


Figura 44: Grafico de la Secuencia de encendido de la Chimenea propuesta

Una vez realizada la voladura de la chimenea se procedió a realizar el escaneo desde el nivel inferior para ver lo que resultados de la voladura (ver figura 56)

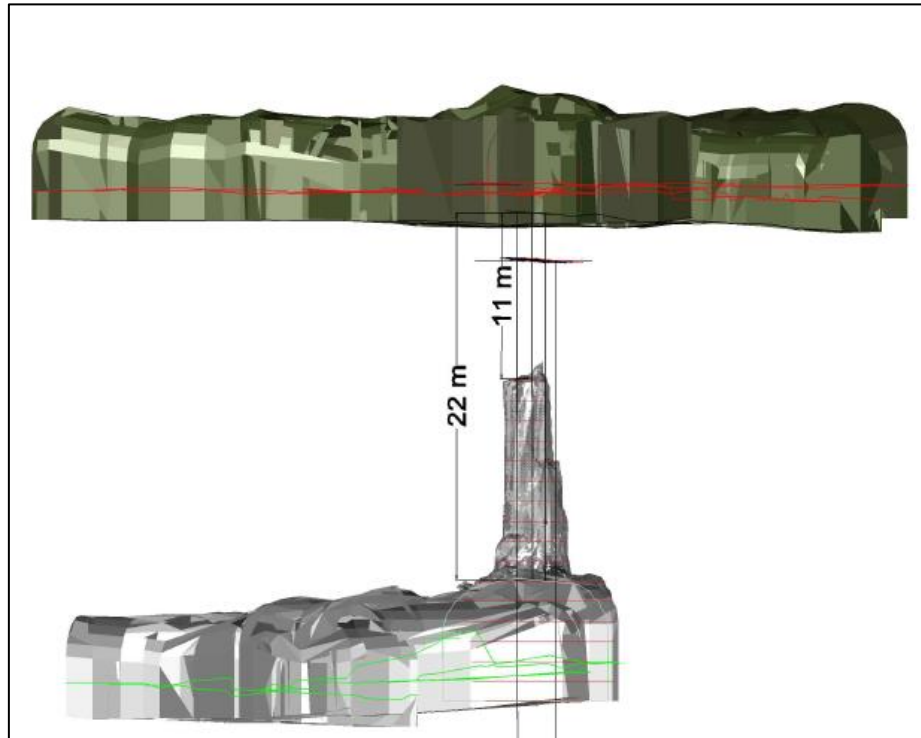


Figura 45: Grafico del escaneo de la 1 primer voladura

Al realizar el escaneo y verificar que la chimenea obtuvo los resultados esperados se procedió acondicionar el sector para realizar la segunda voladura hasta comunicar la chimenea.

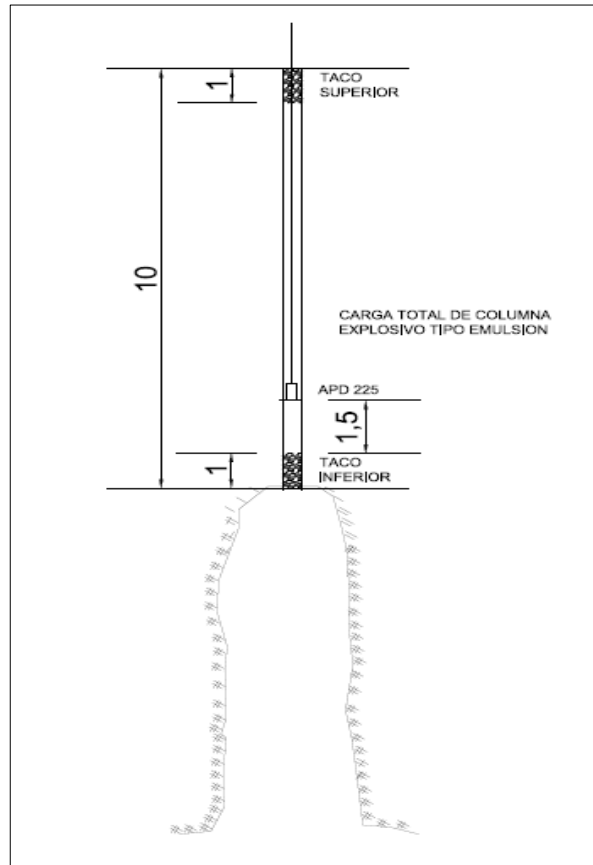


Figura 46: Perfil del primer levante de la Chimenea

Resumen de excavación de la chimenea propuesta

RESUMEN CONSTRUCCION DE CHIMENEA PROPUESTA		
Actividad	Tiempo (días)	Variación (%)
Acondicionamiento zona de trabajo	0,25	4,8
Perforación	3,00	57,1
Protocolo de voladura y carguío	0,25	4,8
Ventilación y extracción de estéril	0,50	9,5
Acondicionamiento zona de trabajo y re perforación	0,25	4,8
Carguío 2 etapa Chimenea y voladura	0,25	4,8
Ventilación y extracción de estéril	0,50	9,5
Escaneo y verificación de la sección	0,25	4,8
TOTAL	5,25	100,0

Tabla 11: Resumen de excavación de la chimenea propuesta



Figura 47: Grafico resume de la chimenea propuesta

A continuación se muestra la diferencia en tiempo en construcción de la chimenea original y la chimenea propuesta

Tiempo de Construcción de Chimeneas

Chimenea	Tiempo (días)	Diferencia
Original	7,3	2,05
Propuesta	5,25	

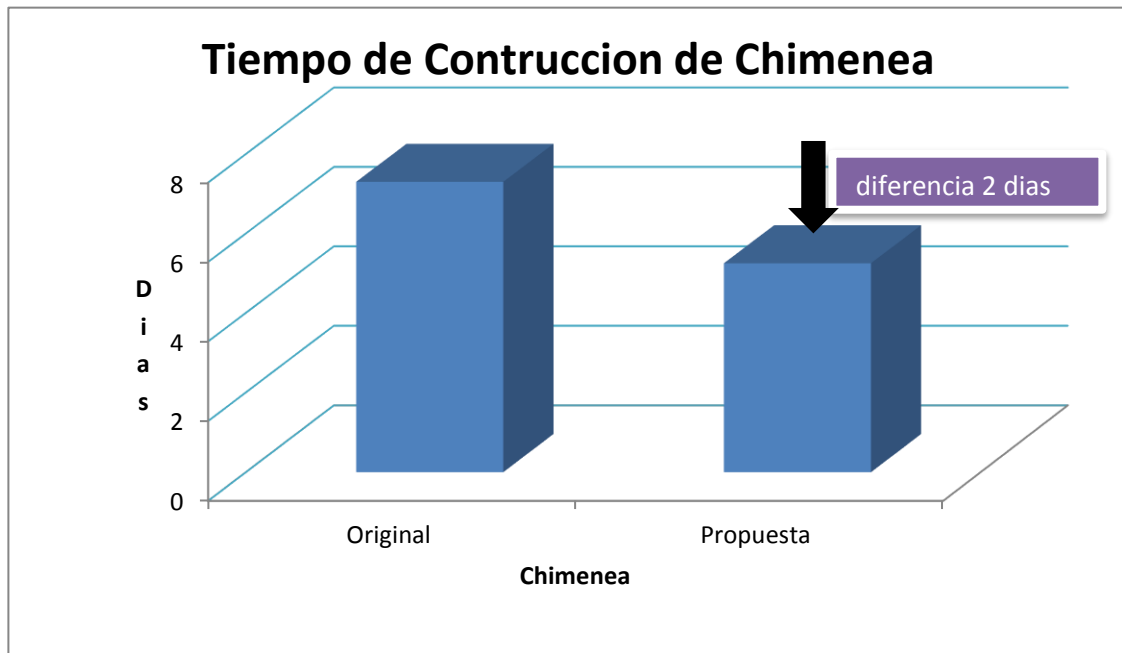


Figura 48: Grafico Comparativo en tiempo de Construcción de la chimenea

La grafica nos muestra que a partir de realizar la chimenea propuesta en dos etapas, pudimos realizar la disminucion en el tiempo de construccion, optimizando el tiempo y liberando el equipo de tiros largos para realizar por ejemplo, la explotacion de cámaras.



Capítulo VI Análisis de costo

El análisis de costo tiene la finalidad de poder conocer y calcular el valor del K'pi de costo por metro de avance de una chimenea, cuyo valor lo podemos ver en la siguiente tabla.

ANALISIS DE COSTOS CHIMENEA ORIGINAL					
Descripcion	Unidad	Cantidad	Costo unitario	Costo US\$	Costo US\$/m
MANO DE OBRA					
Perforista	horas / hombre	3	7,21	4107,86	205,39
Ayudante perforista	horas / hombre	3	5,30	3021,00	151,05
Supervisor	horas / hombre	2	8,40	3192,00	159,60
Contratistas	horas / hombre	4	5,50	2860,00	143,00
Total mano de obra		12	20,91	13180,86	659,04
ACERO DE PERFORACION					
Barra	unidad	35	445	15575	778,75
BROCA PERFORACION T45 89 MM SVK	unidad	2	278	556	27,8
Adaptador de culata T45	unidad	2	330	660	33
Escariador t 45 SVK	unidad	4	546	2184	109,2
Barra guia	unidad	1	912	912	45,6
Total acero de perforacion				17703	885,15
EQUIPO DE PERFORACION					
Grasa para uniones	kg	4	5	20	1
Combustible	litro	200	1	200	10
Aceite hadraulico	litro	2	10	20	1
Total equipo de perforacion				240	12
EXPLOSIVOS					
Emulsion	kg	1870	1,6	2992	149,6
Cordon detonante N° 5	metro	160	0,34	54,4	2,72
Booster I-110	unidad	96	2,95	283,2	14,16
Lip 400	metros	4	76,95	307,8	15,39
Detonadores no electricos MS 4,8 mt	unidad	96	2,95	283,2	14,16
Gelamita 85 x 32 mm	caja	14	2,8	39,2	1,96
Total explosivo			87,59	3959,80	197,99
SERVICIOS					
Ventilacion 5%				600	30
Agua 2%	m3/hora	18	0,3	400	20
Manguera 1/2 "	metros	100	3,3	330	16,5
Manguera 3/4"	metros	100	4	400	20
Uniones	cantidad	20	2,4	48	2,4
Aire comprimido	m3/ hora	18		250	12,5
Total Servicios				1428	71,4
Movilidad Alojamiento viajes		12	1,6		133
TOTAL 1 COSTOS DIRECTOS					1958,58
Imprevisto (7,5 %)				1958,58	146,89
A + B + C + D + E				1958,58	156,69
Gasto Gral. + Administrativo (8%) A + B + C + D + E				1958,58	195,86
Utilidades (10 %) A + B + C + D + E				1958,58	195,86
TOTAL COSTO 2 INDIRECTO					499,44
COSTO TOTAL = TOTAL COSTO 1 DIRECTO + TOTAL COSTO 2 IDIRECTO					2458,02

Costo total por metro U\$S/m 2458,02

Tabla 12: Análisis de costos de chimenea original



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CATAMARCA
Facultad de Tecnología y Ciencias Aplicadas
Diseño de Construcción de Chimeneas por el Método de Taladros Vacíos en Mina Cerro Negro

ANALISIS DE COSTOS CHIMENEA PROPUESTA					
Descripcion	Unidad	Cantidad	Costo unitario	Costo US\$	Costo US\$/m
MANO DE OBRA					
Perforista	horas / hombre	3	7,21	1232,36	61,62
Ayudante perforista	horas / hombre	3	5,30	906,30	45,32
Supervisor	horas / hombre	2	8,40	957,60	47,88
Contratistas	horas / hombre	4	5,50	1254,00	62,70
Total mano de obra		12	20,91	4350,26	217,51
ACERO DE PERFORACION					
Barra	unidad	25	445	11125	556,25
BROCA PERFORACION T45 76 MM SVK	unidad	2	260	520	26
Adaptador de culata T45	unidad	2	330	660	33
Escariador t 45 SVK	unidad	3	546	1638	81,9
Barra guia + Accesorio	unidad	2	2000	4000	200
Total acero de perforacion				16305	815,25
EQUIPO DE PERFORACION					
Grasa para uniones	kg	4	5	20	1
Combustible	litro	200	1	200	10
Aceite hadraulico	litro	2	10	20	1
Total equipo de perforacion				240	12
EXPLOSIVOS					
Emulsion	kg	1500	1,6	2400	120
Cordon detonante N° 5	metro	100	0,34	34	1,7
Booster I-110	unidad	26	2,95	76,7	3,835
Lip 400	metros	2	76,95	153,9	7,695
Detonadores no electricos MS 4,8 mt	unidad	26	2,95	76,7	3,835
Gelamita 85 x 32 mm	caja	0	2,8	0	0
Total explosivo			87,59	2741,30	137,07
SERVICIOS					
	unidad	consumo	Costo unitario	Costo (US\$)	costo US\$/metro
Ventilacion 5%				600	30
Agua 2%	m3/hora	18	0,3	400	20
Manguera 1/2 "	metros	100	3,3	330	16,5
Manguera 3/4"	metros	100	4	400	20
Uniones	cantidad	20	2,4	48	2,4
Aire comprimido	m3/ hora	18		250	12,5
Total Servicios				1428	71,4
Movilidad Alojamiento		12	1,6		133
TOTAL 1 COSTOS DIRECTOS					1386,23
Imprevisto (7,5 %)				1386,23	103,97
A + B + C + D + E				1386,23	110,90
Gasto Gral. + Administrativo (8%) A + B + C + D + E				1386,23	110,90
Utilidades (10 %) A + B + C + D + E				1386,23	138,62
TOTAL COSTO 2 INDIRECTO					353,49
COSTO TOTAL = TOTAL COSTO 1 DIRECTO + TOTAL COSTO 2 INDIRECTO					1739,72
costo total por metro	U\$S/m				1739,72

Tabla 13: Análisis de costos de chimenea propuesta

Comparación de costos Chimenea Original Vs Chimenea propuesta

Chimenea	Costo US\$/m	Diferencia US\$/m
Original	2458,02	718,3
Propuesta	1739,72	

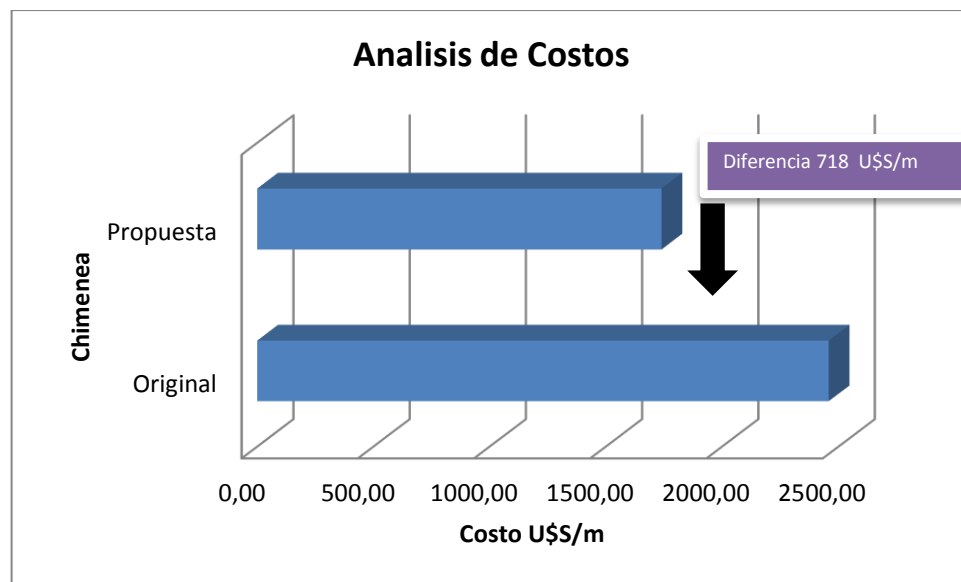


Figura 49: Grafico Comparativo según Costos



BIBLIOGRAFIA

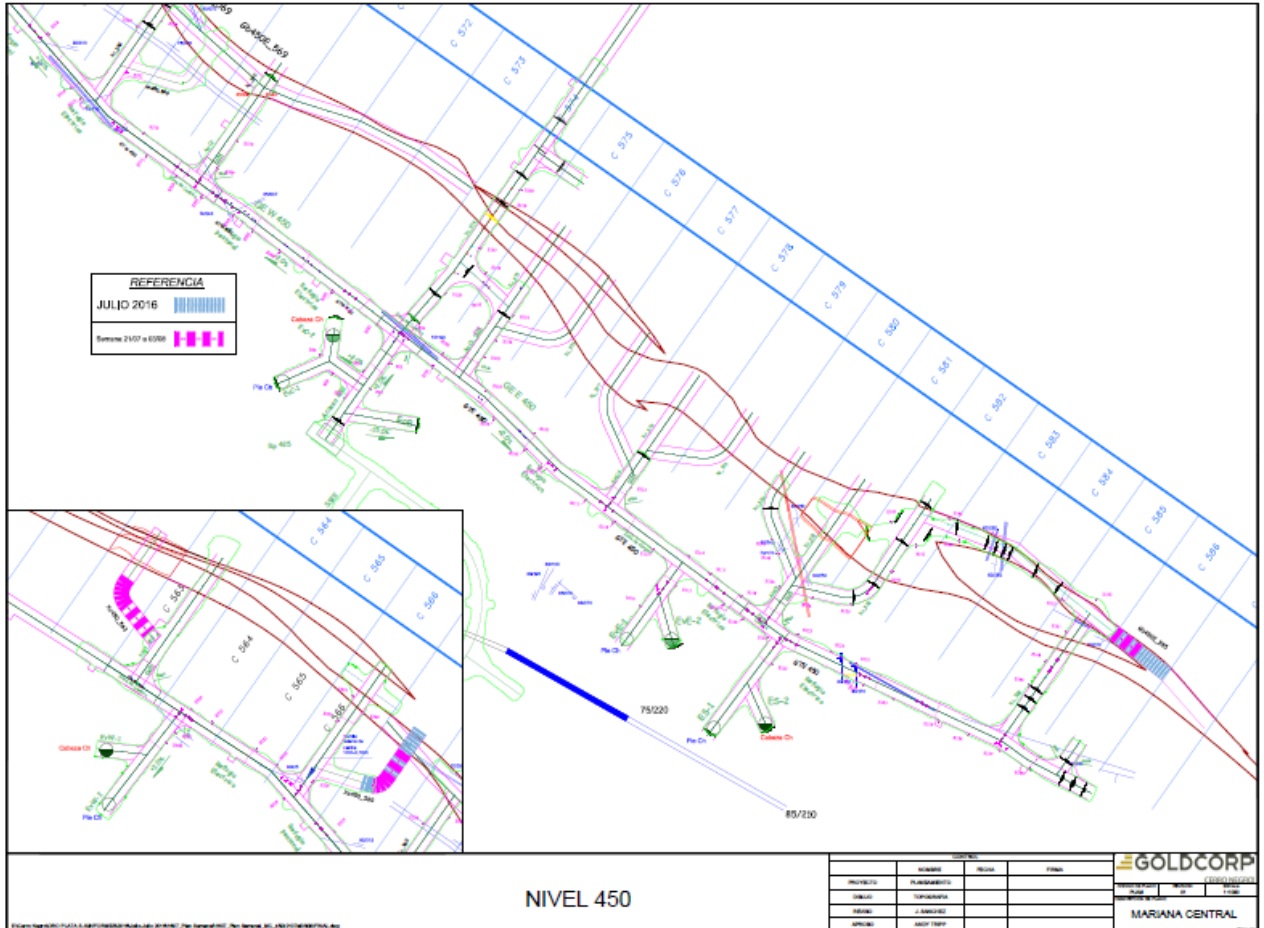
- ATLAS COPCO: El cuele Cráter en la Perforación de Chimeneas.
- GUSTAFSSON; R: - Técnica sueca de Voladura-. SPI-1977
- LANG, L C,: Driving Underground with VCR- SEE, Sept. 1981
- LOPEZ GIMENO, Las Voladuras en Cráter y su aplicación en minería- VII Congreso Internacional de Minería, Barcelona, 1994.
- TESIS DOCTORAL –Conrado Permuy Vidal 2004, Universidad Nacional de la plata.
- Curso de Laboreo"_ Universidad Politécnica de Madrid. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Cátedra de Laboreo de Minas.
- "Manual de Túneles y Obras Subterráneas". Carlos López Jimeno.
- Cerro Negro Mine Facility Study 10-08-07
- Cerro Negro Gold Project. Santa Cruz Province, Argentina NI 43-101 Technical Report on Updated Feasibility Study.



ANEXO 1- PLANOS DE MINA

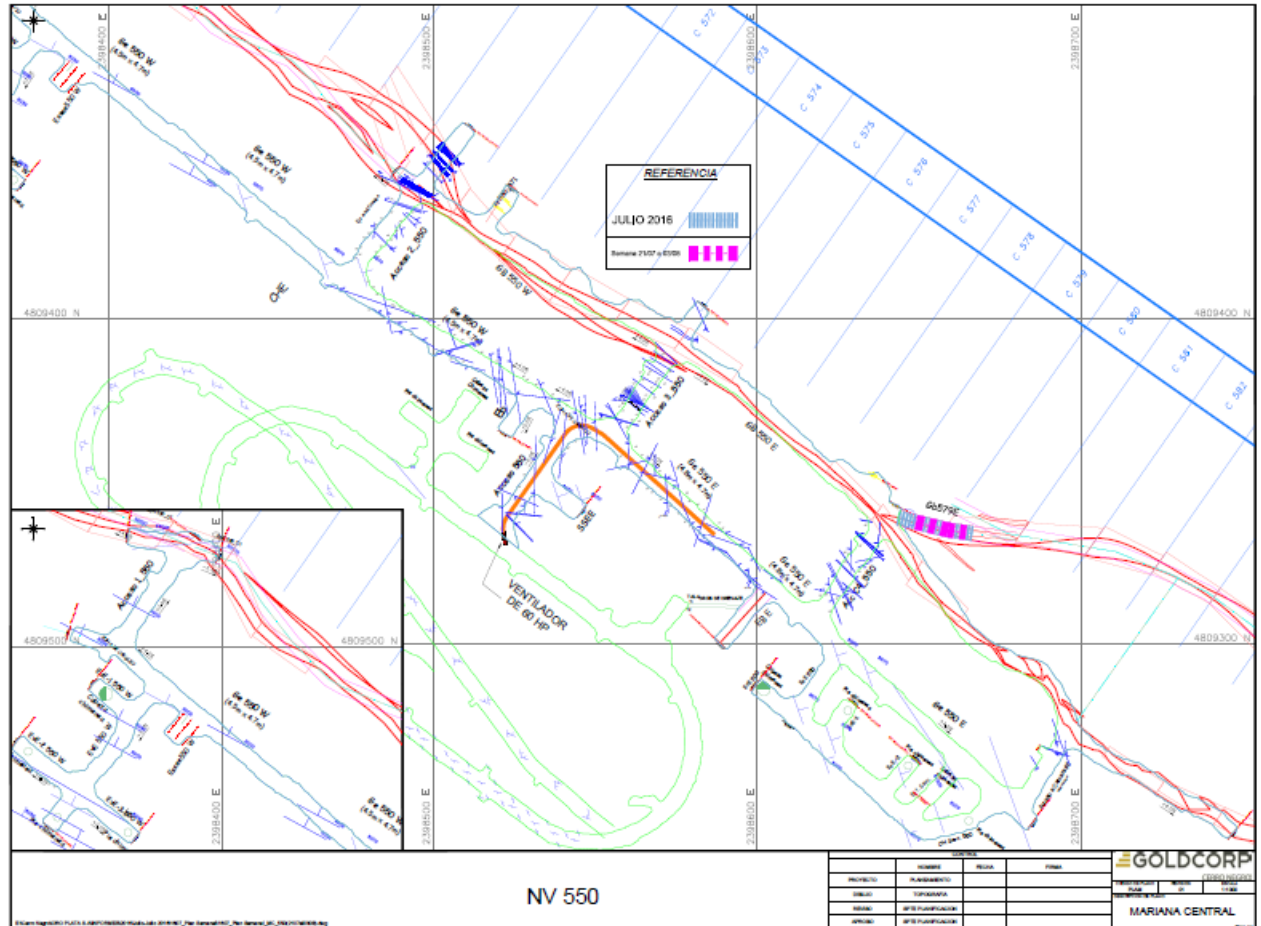


PLANO DE MINA NIVEL-450



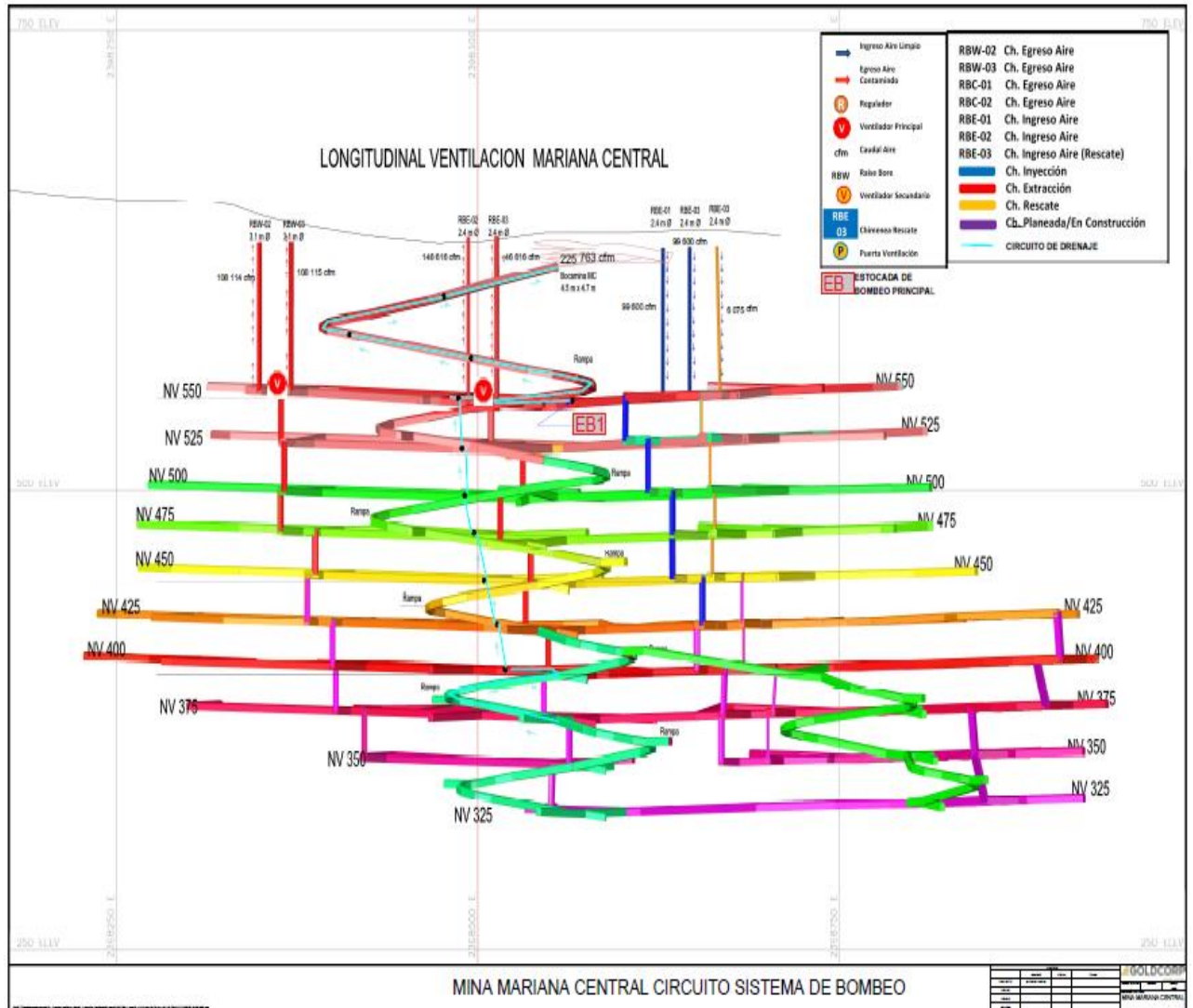


PLANO DE MINA NIVEL 550

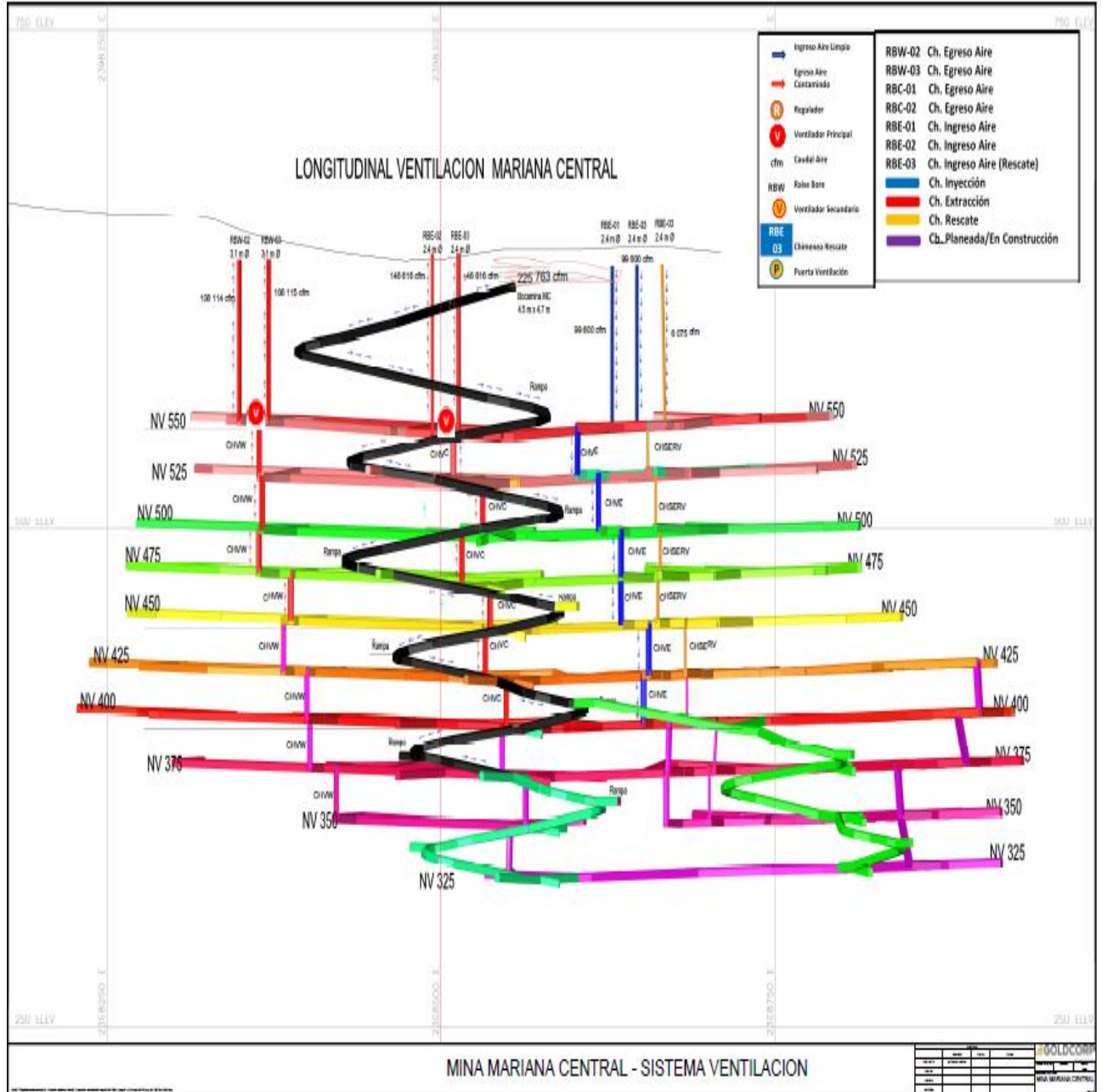




LONGITUDINAL DE BOMBEO MARIANA CENTRAL

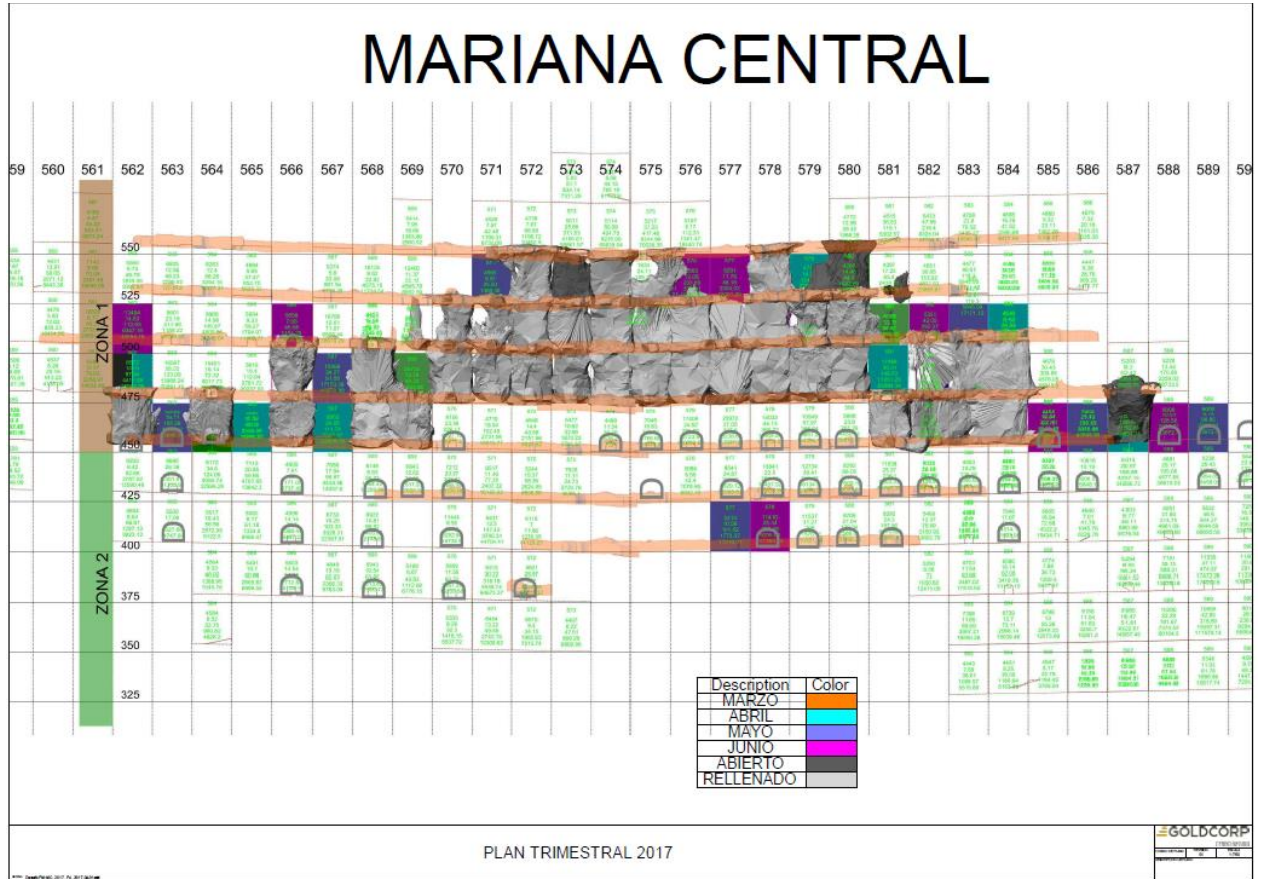


LONGITUDINAL VENTILACIÓN MARIANA CENTRAL





LONGITUDINAL CAMARAS DE PRODUCCIÓN

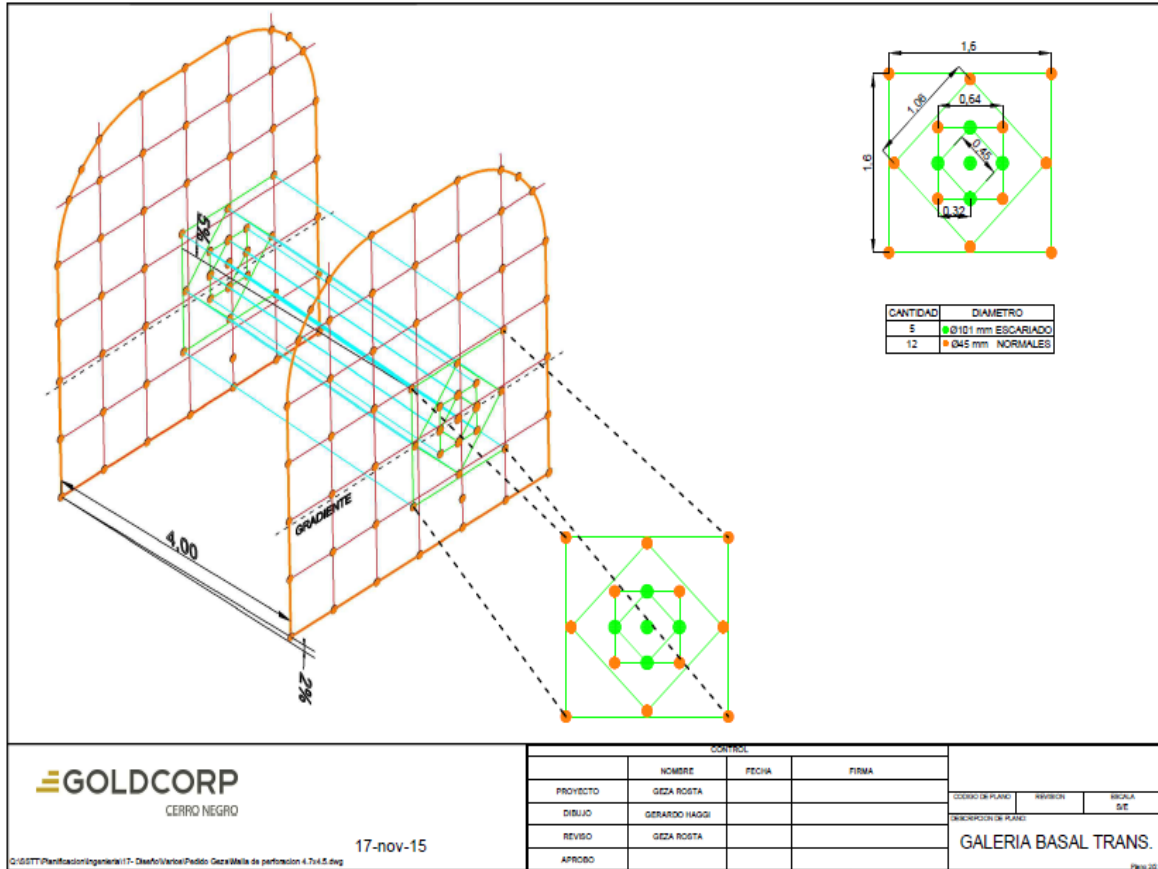




ANEXO 2-LABORES



DIAGRAMA DE ARRANQUE EN GALERIAS



GOLDCORP
CERRO NEGRO

17-nov-15

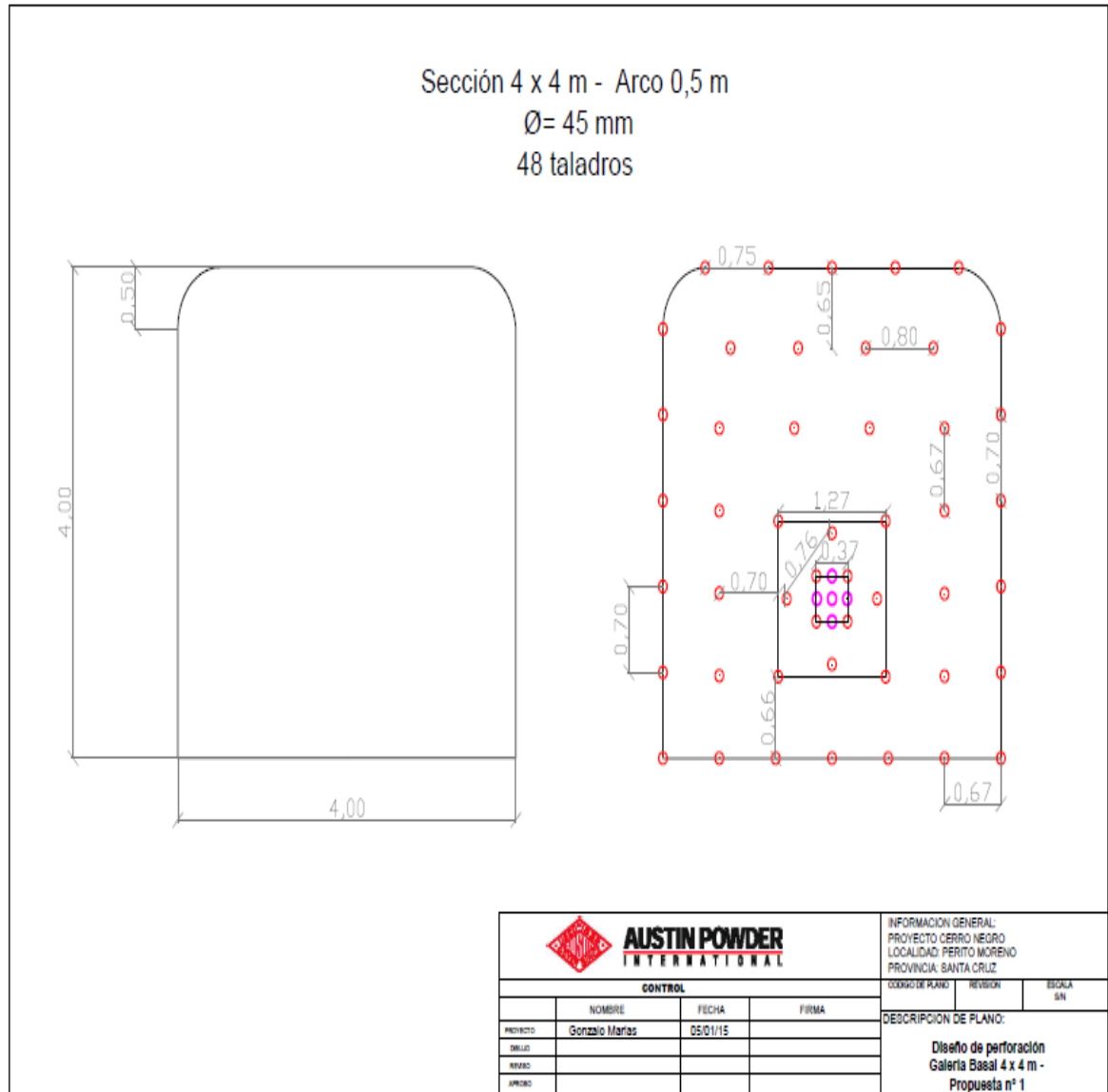
©:GSTT/Planificacióngenerale/17- Diseñovarios/Pedro Gozálvillade perforacion 4.7x4.5.dwg

CONTROL			
	NOMBRE	FECHA	FIRMA
PROYECTO	GEZA ROSTA		
DIBUJO	GERARDO HAGGI		
REVISO	GEZA ROSTA		
APROBO			

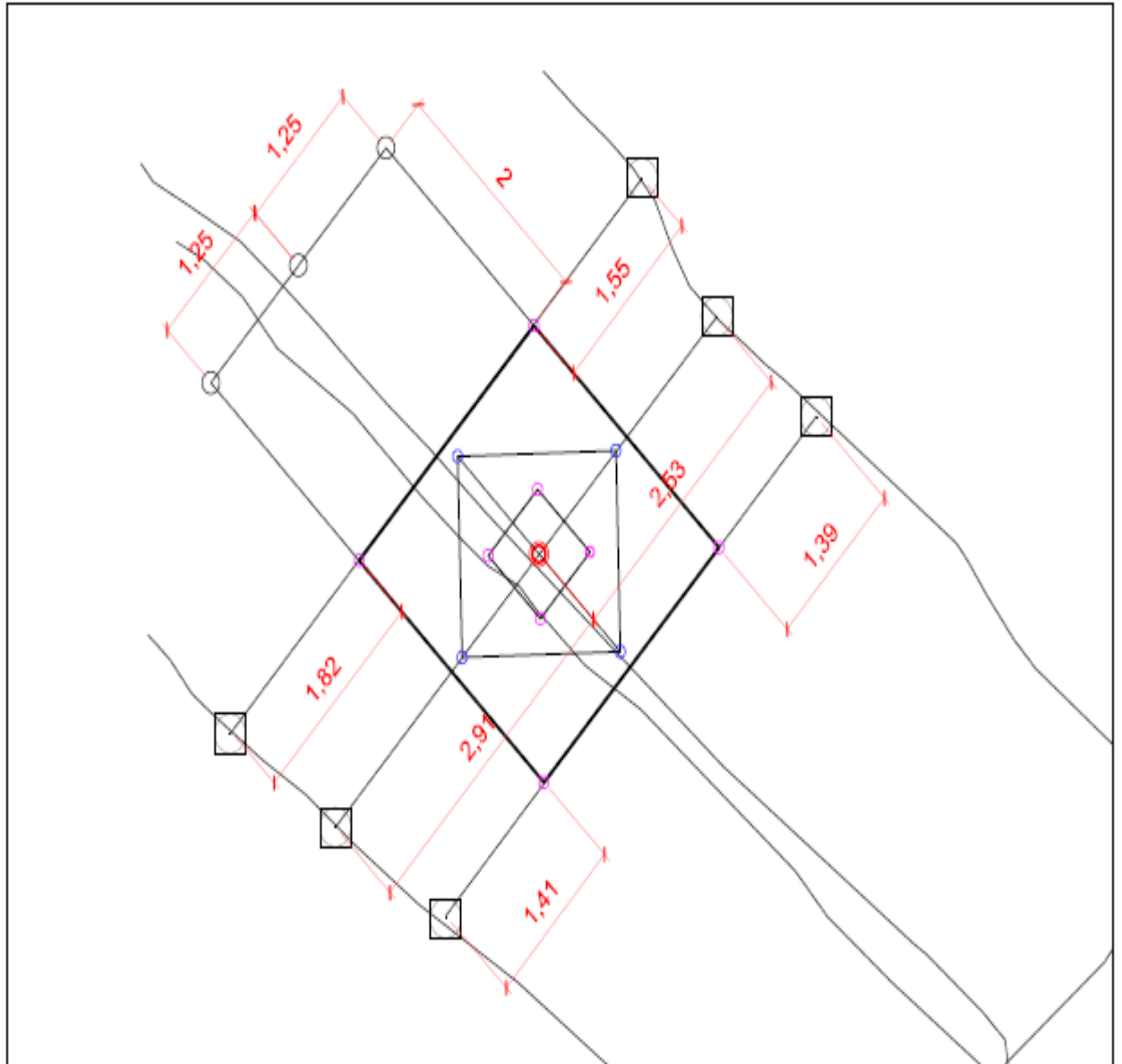
CODIGO DE PLANO	REVISION	ESCALA
		1:1
DESCRIPCION DE PLANO		
GALERIA BASAL TRANS.		



DIAGRAMA DE PERFORACION



PLANO DE TABULACION Y PERFORACIÓN DE CHIMENEA





ANEXO 3 CATALOGOS DE PRODUCTOS

INICIADOR-BOOSTER

APB Boosters

CATÁLOGO DE INFORMACIÓN DE PRODUCTO

Los **APB BOOSTERS** son iniciadores cilíndricos a base de Pentolita, fabricados especialmente para producir alta velocidad y alta presión de detonación, para asegurar una óptima iniciación de los agentes de voladura, heet y emulsiones.



VENTAJAS

- Alta seguridad
- Resistente al agua
- Alta presión de iniciación
- Facilidad de uso
- Muy resistente al almacenamiento en condiciones extremas.

INICIACION

- El producto es sensible a la iniciación con detonador nº 8 y/o con cordón detonante.

SEGURIDAD

- Los Booster son explosivos sensibles a golpes y fricción. Nuestros productos se embasan en recipientes plásticos que los protegen y hacen más seguro su uso.

PROPIEDADES

Producto	APB Booster
Densidad	1,62 - 1,66 (gr./cc)
Velocidad de Detonación (confinado en 52 mm)	7500 mts/seg
Resistencia al Agua	Excelente
Potencia relativa al ANFO en Peso	1,5
Potencia relativa al ANFO en Volumen	3,12

EXPLOSIVO- CORDON DETONANTE

Cordón Detonante

CATÁLOGO DE INFORMACIÓN DE PRODUCTO

El **Cordón Detonante** posee un núcleo de pentrita protegido por una serie de capas a base de cintas y fibras de polipropileno y finalmente recubierto mediante una capa extruida de PVC (cloruro de polivinilo). Dentro de sus propiedades esta el ser flexible, su resistencia al agua y su grado de resistencia a la tensión, lo que le permite un manejo confiable, gracias a la calidad de las materias primas que lo componen.



Se fabrican diversos tipos, de acuerdo a la carga de pentrita en su núcleo.

VENTAJAS

- Resistente al agua y a la abrasión.
- Colores vivos para su fácil identificación.

INICIACION

- El producto es sensible a la iniciación con detonador nº 8 y/o con otro cordón detonante.

PROPIEDADES

Producto	5	10	40	60	100
Núcleo de Pentrita (g/m)	5	10	40	60	100
Fuerza de tensión mínima (kg)	70	70	70	70	70
Velocidad de detonación mínima (m/s)	6500	6500	6500	6500	6500
Diámetro Exterior (promedio en mm)	4,1	4,8	8,0	9,5	11,5
Material Recubrimiento	PVC	PVC	PVC	PVC	PVC
Color Recubrimiento	Rojo	Amarillo	Naranja	Celeste	Verde

EXPLOSIVO- TIPO EMULSION

HIDROX U

(EMULSION)

CATÁLOGO DE INFORMACIÓN DE PRODUCTO

La **HIDROX U** es una emulsión a granel que se usa en el desarrollo de túneles de Minería Subterránea y obras civiles, se puede programar su viscosidad para cargar barrenos ascendentes.

Para cargar la emulsión Hidrox U se utiliza una unidad de bombeo para minería subterránea denominada RED DEVIL.

VENTAJAS

- Explosivo seguro
- Alta velocidad de detonación
- Excelente Resistencia al Agua
- Alta energía por metro lineal
- Excelente rendimiento para carga Mecanizada

PROPIEDADES

Producto	Hidrox U
Energía [Kcal / Kg]	640
Volumen Gases [dm ³ / kg]	1009
Densidad	1,1
Velocidad [mts/seg]	4500 – 4800
Resistencia al agua	Excelente
Equivalencia al Anfo en peso	0,70
Equivalencia al Anfo en volumen	1,14

ALMACENAMIENTO

Estos productos deben ser almacenados a granel, en silos y/o tanques, de acuerdo a la legislación vigente. El producto es clasificado como 5.1.

USOS

- Minería Subterránea
- Obras Civiles



AUSTIN POWDER
INTERNATIONAL

Austin Powder Argentina S.A., Lola Mora 421 Piso 5 Of 503, Ciudad autónoma de Buenos Aires C1107DDA - Argentina - ☎: (office) +54 11 5245-8588 - web: www.austin.com.ar - e-mail: comercial@austin.com.ar

Catálogo HIDROX U / v.02



HIDROX U

(EMULSION)

CATÁLOGO DE INFORMACIÓN DE PRODUCTO

VIDA ÚTIL

Se recomienda su uso en un plazo de 3 meses

DISPOSICIÓN FINAL

De acuerdo a las regulaciones locales. Ante cualquier duda, consulte al proveedor.

INICIACIÓN

Estos productos son insensibles a golpes y roces y deben ser iniciados con un booster adecuado.

SEGURIDAD

Este producto no es clasificado explosivo. No es sensible a golpes, pero debe ser manipulado por personal capacitado para el manejo de explosivos a granel. Ante condiciones adversas de fricción y/o calentamiento puede reaccionar violentamente.

INFORMACION DE TRANSPORTE

Nombre: Oxidante
Clase y División: 5.1
Número ONU: 3375

EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD: Los datos técnicos suministrados en este Catálogo de Información de Producto (CIP) han sido determinados de acuerdo a los procedimientos de prueba de producto y laboratorio de Austin Powder Argentina, referente al producto especificado en uso al momento de la publicación de este Catálogo. Todas las demás declaraciones o información contenida en el CIP son únicamente a modo de referencia general. AUSTIN POWDER ARGENTINA NO EXTIENDE GARANTÍA DE NINGÚN TIPO, EXPRESA O IMPLÍCITA, EN CUANTO A LA INFORMACIÓN CONTENIDA EN ESTE CIP. Austin Powder Argentina no será responsable por daños de cualquier tipo que surjan por el uso o aplicación de la información publicada. Debido a que Austin Powder Argentina no puede anticipar o influir en las condiciones en las que se utiliza el producto y la información de este CIP, no asumimos ninguna responsabilidad legal sobre la idoneidad de uso de este producto en cualquier aplicación particular. El usuario es responsable de verificar la aptitud del producto para su uso en cualquier aplicación específica. Austin Powder Argentina se reserva el derecho a modificar los productos y / o información del producto sin previo aviso. Los términos y condiciones generales de contratación de Austin Powder Argentina S.A. se aplican a todas las ventas. Este catálogo no constituye oferta del producto y la información aquí contenida no constituye asesoramiento sobre la forma de utilización del producto. Los productos indicados en este catálogo son todos de uso profesional, debiendo ser utilizados por especialistas o bajo su dirección.



AUSTIN POWDER
INTERNATIONAL

Austin Powder Argentina S.A., Lola Mora 421 Pto 5 Of 503, Ciudad autónoma de Buenos Aires C1107DDA –
Argentina - 📍: (office) +54 11 5245-8588 - web: www.austin.com.ar - e-mail: comercial@austin.com.ar

Catálogo HIDROX U / v.02

INICIADOR ELECTRONICO NONELL

ShockStar MS

(DETONADOR NO ELECTRICO)

CATÁLOGO DE INFORMACIÓN DE PRODUCTO

El detonador **ShockStar MS** está disponible en intervalos de retardo que van desde el N° 0 Instantáneo al N° 21 que corresponde a 1000 ms. Las series de Tiempo de los **ShockStar MS** están diseñadas para ser usados tanto en Minería a Cielo Abierto como Subterránea. Este detonador inicia directamente un Booster y/o explosivo encartuchado, posee un conector J para usarse en combinación con Cordón Detonante.



VENTAJAS

- Carga principal de 720 mg de RDX para garantizar una fuerte energía de iniciación, incluso en las condiciones más extremas.
- Composición de retardos contenida en una capsula de acero para evitar la pérdida de rendimiento por una presión transitoria de pozos detonantes cercanos.
- Controles de calidad del tiempo de retardo para garantizar probabilidades de más del 99% de iniciaciones en secuencia.
- Equipado con una etiqueta que muestra la serie, el tiempo de retardo, así como también la longitud.
- Resistente a fuentes externas de energía.
- Carga explosiva primaria protegida.

PROPIEDADES

Numero de Retardo	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Retardo nominal en MS	0	25	50	75	100	125	150	175	200	225	250
Numero de Retardo	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
Retardo nominal en MS	275	300	350	400	450	500	600	700	800	900	1000



AUSTIN POWDER
INTERNATIONAL

Austin Powder Argentina S.A., Loja Mora 421 Piso 5 Of 503, Ciudad autónoma de Buenos Aires C1107DDA - Argentina - ☎: (office) +54 11 5245-8588 - web: www.austin.com.ar - e-mail: comercial@austin.com.ar

Catálogo MS



ShockStar MS

(DETONADOR NO ELECTRICO)
CATÁLOGO DE INFORMACIÓN DE PRODUCTO

EMBALAJE

Longitud (m)	Unidades por caja
4,8 - 6	150
12	75
18	50
25	40
30	30

ALMACENAMIENTO

Estos productos deben ser almacenados exclusivamente en Polvorines para Detonadores, incompatibles con Alitos Explosivos (anfo, barros explosivos, emulsiones encartuchadas y/o Booster etc.)

Estos polvorines deben reunir las condiciones exigidas por la legislación vigente

USO

- Minería a cielo abierto
- Minería subterránea
- Canteras
- Obras Civiles

VIDA ÚTIL

Se recomienda su uso en un plazo de 24 meses

DISPOSICIÓN FINAL

De acuerdo a las regulaciones locales. Ante cualquier duda, consulte al proveedor.

INFORMACION DE TRANSPORTE

Nombre Explosivo: Detonador, No Eléctrico

Clase y División: 1.1B

Número ONU: 0360

EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD: Los datos técnicos suministrados en este Catálogo de Información de Producto (CIP) han sido determinados de acuerdo a los procedimientos de prueba de producto y laboratorio de Austin Powder Argentina, referente al producto especificado en uso al momento de la publicación de este Catálogo. Todas las demás declaraciones e información contenida en el CIP son únicamente a modo de referencia general. AUSTIN POWDER ARGENTINA NO EXTIENDE GARANTIA DE NINGÚN TIPO, EXPRESA O IMPLÍCITA, EN CUANTO A LA INFORMACIÓN CONTENIDA EN ESTE CIP. Austin Powder Argentina no será responsable por daños de cualquier tipo que surjan por el uso o aplicación de la información publicada. Debido a que Austin Powder Argentina no puede anticipar e influir en las condiciones en las que se utiliza el producto y la información de este CIP, no asumimos ninguna responsabilidad legal sobre la idoneidad de uso de este producto en cualquier aplicación particular. El usuario es responsable de verificar la aptitud del producto para su uso en cualquier aplicación específica. Austin Powder Argentina se reserva el derecho a modificar los productos y / o información del producto sin previo aviso. Los términos y condiciones generales de contratación de Austin Powder Argentina S.A. se aplican a todas las ventas. Este catálogo no constituye oferta del producto y la información aquí contenida no constituye asesoramiento sobre la forma de utilización del producto. Los productos indicados en este catálogo son todos de uso profesional, debiendo ser utilizados por especialistas o bajo su dirección.



AUSTIN POWDER
INTERNATIONAL

Austin Powder Argentina S.A., Lola Mora 421 Piso 5 Of 503, Ciudad autónoma de Buenos Aires C1107DDA -
Argentina - 📍 (office) +54 11 5245-8588 - web: www.austin.com.ar - e-mail: comercial@Austin.com.ar

Catálogo MS



TIPO DE ENCENDIDO: STARLINE (LIP)

ShockStar Starline

(DETONADOR NO ELECTRICO)

CATÁLOGO DE INFORMACIÓN DE PRODUCTO

ShockStar Starline es un sistema silencioso de iniciación no eléctrico compuesto por un detonador de 0 ms, unido a un tubo de choque para transmisión de señal.

Está diseñado para ser utilizado en minería subterránea, a cielo abierto y obras civiles, permitiendo iniciación a distancia entregando control y mayor seguridad en su utilización.



VENTAJAS

- Carga principal de 300 mg de PETN para garantizar una fuerte energía de iniciación, incluso en las condiciones más extremas.
- Permite que la operación de conexión sea simple y rápida, mediante el uso de conector plástico.
- Permite la conexión e iniciación de detonadores Shockstar MS o TS mediante la utilización de cordón detonante de 5 gramos/metro.
- Carga primaria de la cápsula detonante protegida

PROPIEDADES

Recomendación para conexión



AUSTIN POWDER
INTERNATIONAL

Austin Powder Argentina S.A., Loka Mora 421 Piso 5 Of 503, Ciudad autónoma de Buenos Aires C1107DDA -
Argentina - ☎: (office) +54 11 5245-8588 - web: www.austin.com.ar - e-mail: comercial@austin.com.ar

Catálogo SI



ShockStar Starline

(DETONADOR NO ELECTRICO)
CATÁLOGO DE INFORMACIÓN DE PRODUCTO

EMBALAJE

Largo (m)	Ud/Caja	Peso Neto (kg)	Peso Bruto (kg)	Peso Explosivo (kg)
400	3	8	9	0.02
600	3	10	11	0.04

ALMACENAMIENTO

Estos productos deben ser almacenados exclusivamente en Polvorines para Detonadores, incompatibles con Años Explosivos (anfo, barras explosivos, emulsiones encartuchadas y/o Booster etc.)

Estos polvorines deben reunir las condiciones exigidas por la legislación vigente

USO

- Minería a cielo abierto
- Minería subterránea
- Canteras
- Obras Civiles

VIDA ÚTIL

Se recomienda su uso en un plazo de 24 meses

DISPOSICIÓN FINAL

De acuerdo a las regulaciones locales. Ante cualquier duda, consulte al proveedor.

INFORMACION DE TRANSPORTE

Nombre Explosivo: Detonador, No Eléctrico

Clase y División: 1.1B

Número ONU: 0360

EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD: Los datos técnicos suministrados en este Catálogo de Información de Producto (CIP) han sido determinados de acuerdo a los procedimientos de prueba de producto y laboratorio de Austin Powder Argentina, referente al producto especificado en uso al momento de la publicación de este Catálogo. Todas las demás declaraciones e información contenida en el CIP son únicamente a modo de referencia general. AUSTIN POWDER ARGENTINA NO EXTIENDE GARANTÍA DE NINGÚN TIPO, EXPRESA O IMPLÍCITA, EN CUANTO A LA INFORMACIÓN CONTENIDA EN ESTE CIP. Austin Powder Argentina no será responsable por daños de cualquier tipo que surjan por el uso o aplicación de la información publicada. Debido a que Austin Powder Argentina no puede anticipar e influir en las condiciones en las que se utiliza el producto y la información de este CIP, no asumimos ninguna responsabilidad legal sobre la idoneidad de uso de este producto en cualquier aplicación particular. El usuario es responsable de verificar la aptitud del producto para su uso en cualquier aplicación específica. Austin Powder Argentina se reserva el derecho a modificar los productos y / o información del producto sin previo aviso. Los términos y condiciones generales de contratación de Austin Powder Argentina S.A. se aplican a todas las ventas. Este catálogo no constituye oferta del producto y la información aquí contenida no constituye asesoramiento sobre la forma de utilización del producto. Los productos indicados en este catálogo son todos de uso profesional, debiendo ser utilizados por especialistas o bajo su dirección.



AUSTIN POWDER
INTERNATIONAL

Austin Powder Argentina S.A., Lola Mora 421 Piso 5 Of 503, Ciudad autónoma de Buenos Aires C1107DDA –
Argentina - ☎: (oficina) +54 11 5245-8588 - web: www.austin.com.ar - e-mail: comercial@Austin.com.ar

Catálogo SL



ANEXO 4: CATÁLOGOS DE EQUIPOS



EQUIPO DE ESCANEO

geosight

MINEi

Cavity Scanning System

With MINEi, you don't have to carry a total station because MINEi can **GEO-REFERENCE** using Resection

There's no chance of forgotten or damaged cables because MINEi is completely **WIRELESS**

MINEi can be deployed into **BOTTOM ACCESS** areas using the Famous GeoSight Buggy System

Users **CALIBRATE** their own systems

Average scan time of **7 MINUTES**

SEALED against water and dust

Work **SMART**, Stay **SAFE** with
GeoSight MINEi

GeoSight Inc. 1.905.436.6528 Oshawa, ON, Canada
sales@geosight.ca | www.geosight.ca
Patent Pending Canada and AU



Software

Create a custom software package
 Compatible DXF file
 Works with XP, Vista and 7



graphics courtesy of Geosight



Top Stope Access



Bottom Stope Access



Vertical Access

Specifications

Range :500 m (reflectorless)	Compatibility: Windows XP\ MSTA7
Rotation Capability: 0°-360°	Output Format: DXF (Polylines, Mesh), XYZ, Laser intensity
Elevation Capability: 0°-310°	MINEI Dimensions: 15.2cm diameter X 72cm
Range Accuracy: ±2 cm	Total Weight (including battery): 7.2 kgs
Range Resolution: 1 mm	Power: 21 VDC
Angular Range: 360° x 360°	Top Access – 5 Booms with rugged carrying pack 7.5 cm diameter round 2m length carbon fibre segments
Angular Accuracy: ±0.1°	Bottom Access – Buggy Systems 20 Rods with aluminum case 2.5 cm square, 1.5 m length lightweight aluminum, quick connect rods
Number of Points Per Scan: 55,800	Operating Temperature: -30° C to +60° C
Data Communication: WiFi OR Cable - 5000 feet Max	
Average Scan Time: 7 minutes	

Water and Dust proof

Allow 8 - 12 weeks for delivery. 12 month warranty. All quotes valid for 30 days.

GeoSight Inc. 1.905.436.6528 Oshawa, ON, Canada
sales@geosight.ca | www.geosight.ca

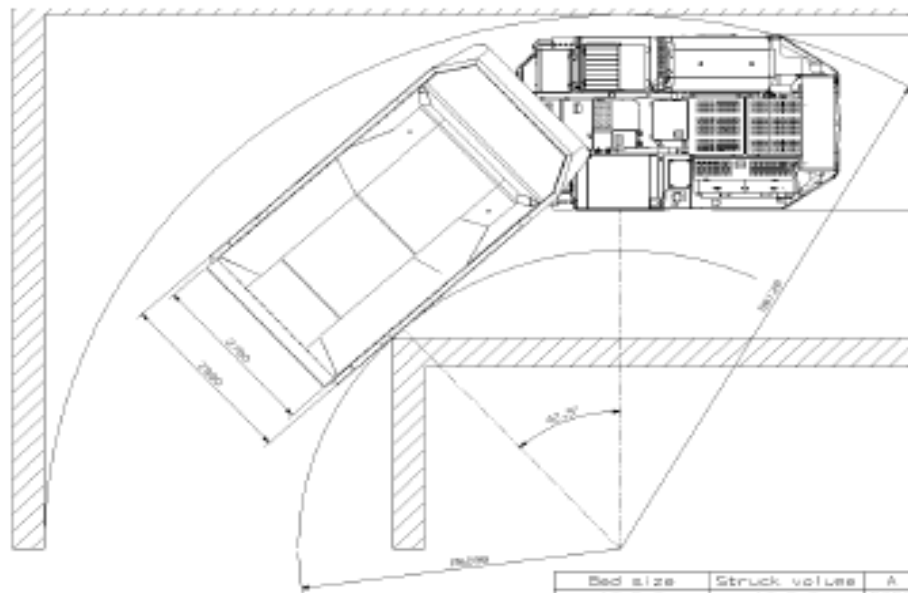
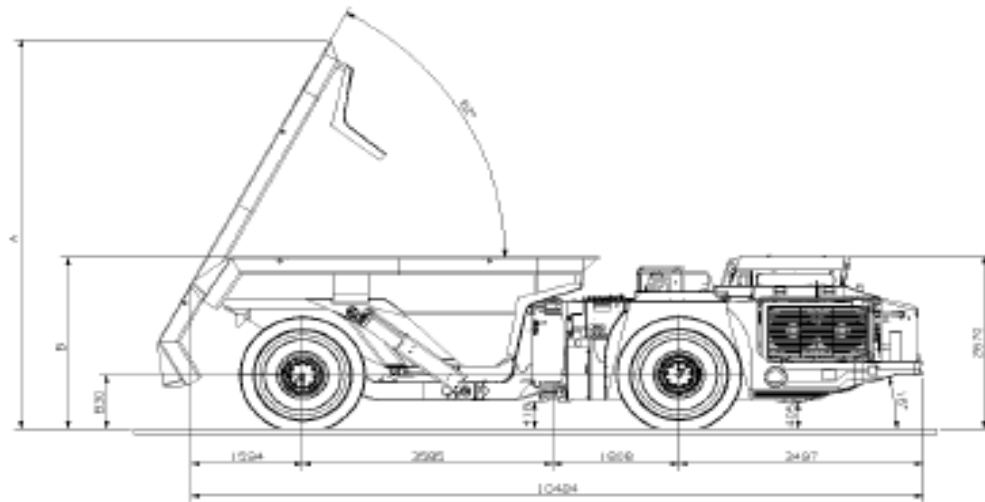
EQUIPO CAMIÓN DE CARGA: DUMPER



Sandvik TH540

TECHNICAL SPECIFICATION
 TH540-14 (24.02.2011)

1/3



Bed size	Struck volume	A	B
15,5m ³	13,2m ³	5957	2542
18m ³	14,7m ³	6010	2655
20m ³	16,5m ³	6081	2805
22m ³	19,5m ³	6151	2955

Sandvik Mining and Construction reserves the right to change this specification without further notice



Sandvik Mining and Construction Oy
 P.O. Box 434
 20101 Turku, Finland
 Tel. +358 205 44 131
 Fax +358 205 44 130
 www.emc.sandvik.com



Sandvik TH540

TECHNICAL SPECIFICATION
TH540-14 (24.02.2011)

2/8

Main dimensions

Total length	10 484 mm (413")
Total width	3 005 mm (118")
Height	2 696 mm (106")
Max. height of the box 18 m ³	2 696 mm (106")

Weights

Operating weight	34 700 kg (76 400 lb)
Total loaded weight	74 700 kg (164 600 lb)
Axle weights without load	
front axle	25 900 kg (57 000 lb)
rear axle	8 800 kg (19 400 lb)
Axle weights with load	
front axle	37 200 kg (82 000 lb)
rear axle	37 500 kg (82 700 lb)

Unit weight is dependent on the selected options

Capacities

Payload capacity	40 000 kg (88 200 lb)
Box std. (heaped, SAE J1363)	18.0 m ³ (24yd ³)

Dump box movements

Discharging time	14 sec
Dumping angle	62°

Driving speeds forward and reverse

1st gear	6.4 km/h (4.0 mph)
2nd gear	8.6 km/h (5.3 mph)
3rd gear	11.6 km/h (7.2 mph)
4th gear	15.3 km/h (9.5 mph)
5th gear	20.2 km/h (12.6 mph)
6th gear	26.6 km/h (16.5 mph)
7th gear	36.0 km/h (22.4 mph)
Reversing with 1st and 3rd gear	

Frame

Rear and front frame	Welded steel construction
Central hinge	Box constructed, adjustable lower bearing

Standard engine

Diesel engine	Volvo TAD1364VE (MSHA approved)
Output	375 kW (503hp) / 1900 r/min
Torque	2546 Nm (1878 lbf ft) / 1350 rpm
Number of cylinders	In line 6
Displacement	12.78 l
Cooling system	Water cooled
Combustion principle	Direct injected, turbo + inter cooler, 4- stroke
Air filtering	Donaldson
Exhaust system	Heat shield for exhaust manifold & Turbo, Double wall exhaust pipe, Catalytic purifier and muffler
Fuel tank capacity	700 l (185 gal.)
Engine shut down with low hydraulic or brake oil level	

Standard converter

Dana CL9672	With lock-up, offset 1:1.
-------------	---------------------------

Gearbox

Dana 8821	Power shift transmission with electric remote shifting system. Seven gears forwards and two reverse. Automatic gear shifting.
-----------	---

Standard axles

Front axle	Dana, 21D 3847, oscillation ± 13°.
Rear axle	Dana, 21D 3847, fixed

Standard tyres

Size and type	26.5R25 E4 **
Air pressure:	Brand and type subject to availability
front	560 kPa (5.5 bar) (80 psi)
rear	700 kPa (7.0 bar) (101 psi)

Other type of tyres available to user's choice. In certain applications the productive capabilities of the truck may exceed the TKPH value given by tyre manufacturer. Sandvik Mining and Construction Oy recommends that the user consult their tyre supplier to evaluate conditions and to find the best solution for application.

Cabin

ROPS/FOPS certified safety cabin with air conditioning	
Height	2670 mm (105")

Steering hydraulics

Full hydraulic, center articulated, power steering with two double acting cylinders, turning angle ± 42.5°. Steering is equipped with load sensing Danfoss system and a steering wheel.

Turning radius, inner	5090 mm (200")
Turning radius, outer	9130 mm (359")

Main components in steering system:

Steering pump	
Steering cylinders	
Steering valves	
Pressure setting for steering hydraulic circuit	19.0 MPa (190 bar)
port relief valves	24.0 MPa (240 bar)

Box hydraulics

Full hydraulic pilot controlled system, equipped with variable displacement piston pump. Oil flow to box hydraulic system from the steering hydraulics. Oil flow from the brake circuit pump is divided to the brake system and oil cooler motor.

Pressure setting for:	
pilot circuit	3.5 MPa (35 bar)
dump box hydraulics	26.0 MPa (260 bar)
port relief valves:	
piston end	28.0 MPa (280 bar)
piston rod end	12.5 MPa (125 bar)

Main components:

Cylinders for dump box	
Valves for dump box	
Pump for dump box hydraulics	
Pump for brake and cooling circuit	
Fittings	ORFS
Hoses	High temperature
Steel piping hydraulics	
Oil cooler for hydraulic oil	
Steering and box hydraulic oil tank capacity	225 liters (60 gal)
Electrical fill up pump for hydraulic oil	

Sandvik Mining and Construction reserves the right to change this specification without further notice



Sandvik Mining and Construction Oy
P.O. Box 434
20101 Turku, Finland
Tel. +358 205 44 131
Fax +358 205 44 130
www.mnc.sandvik.com



Sandvik TH540

TECHNICAL SPECIFICATION
TH540-14 (24.02.2011)

3/3

Standard brakes

Service brakes are spring applied, hydraulically released multidisc wet brakes (Post-Stop) on all wheels, two separate circuits for the front and rear axle. Service brakes also function as an emergency and parking brake. Electrically driven pump for brake emergency/towing releasing.

Main components in the brake system:

Pressure accumulator	
Brake pedal valve	
Brake valve	
Charging valve	
Brake hydraulic tank capacity	100 liters (26.4 gal)
Automatic brake activation (ABA)	

Standard Lubrication system

Centralized automatic lubrication

Electrical equipment

Alternator	2 pcs, 28 V 140A Bosch
Batteries	2 pcs, 12 V 160 Ah
Starter	24 V
Driving lights	4 pcs in front (H3 65W) 4 pcs in rear (H3 65W)
Working light	1 pc (H3 65W)
Parking lights	4 pcs
Brake lights	2 pcs
Blinkers	4 pcs
Instrumentation	5.7 in LCD display

Safety equipment

Signal horn for box up	
Hand held fire extinguisher 12 kg	
Engine shut down with low hydraulic or brake oil level	
Reverse alarm (CEN)	
Lockable main switch	
External shutdown	
Neutral brake	

Others

Decal language	EU-languages
----------------	--------------

Standard manuals

Instructions Manual	
-Operator's Manual	EU-languages
-Maintenance Manual	EU-languages
Parts Manual	English
Service and Repair Manual	English

ToolMan CD, (2 pcs) In pdf format

-Instructions Manual	
-Operator's Manual	
-Maintenance Manual	
-Parts Manual	
-Service and Repair Manual	

Main options:

- * Replaces standard equipment
- * Engine Volvo TAD1364VE, 375 kW (503 hp)
Euro Stage 3B / Tier 4i (for EU and Japan)
- * Engine Detroit 860 DDEC IV, 354 kW (475hp)
(MSHA approved)
- * Dump box capacity 20,0m³(26 yd³)
(heaped, SAE J1363), width 2760/2980mm.
- * Dump box capacity 22,0m³(29 yd³)
(heaped, SAE J1363), width 2760/2980mm.
- Emergency steering (CEN).
- Electrical retarder TELMA.
- Exhaust brake "Jake Brake"
- Gear limit TBA.
- Fire suppression system ANSUL, two tank system with 8 nozzles (CEN) including auto engine shutdown
- Fire suppression system ANSUL, two tank system with 8 nozzles (CEN), CHECKFIRE, including auto engine shutdown
- Sandvik FS1000 fire suppression system, including auto engine shutdown
- Reverse camera
- Mirrors defrost
- Windows defrost
- Cabin heater (with air conditioning)
- Cyclone for air conditioning
- Cover grills for lights
- Wiggins fuel fill system
- Wiggins fluid fill set (hydr., transmission and engine oil)
- Jump start (CAT)
- Foldable safety rails
- Flashing beacon
- Accordance with CE-norms (CEN).
- Disassembly needed shaft dim: TBA.
- CatBase/LinkOne spare part manuals and additional instructions, Workshop, Spare part manuals, ToolMan CD's are available.
- Control system tool kit



EQUIPO DE CARGA: SCOOP-LH514

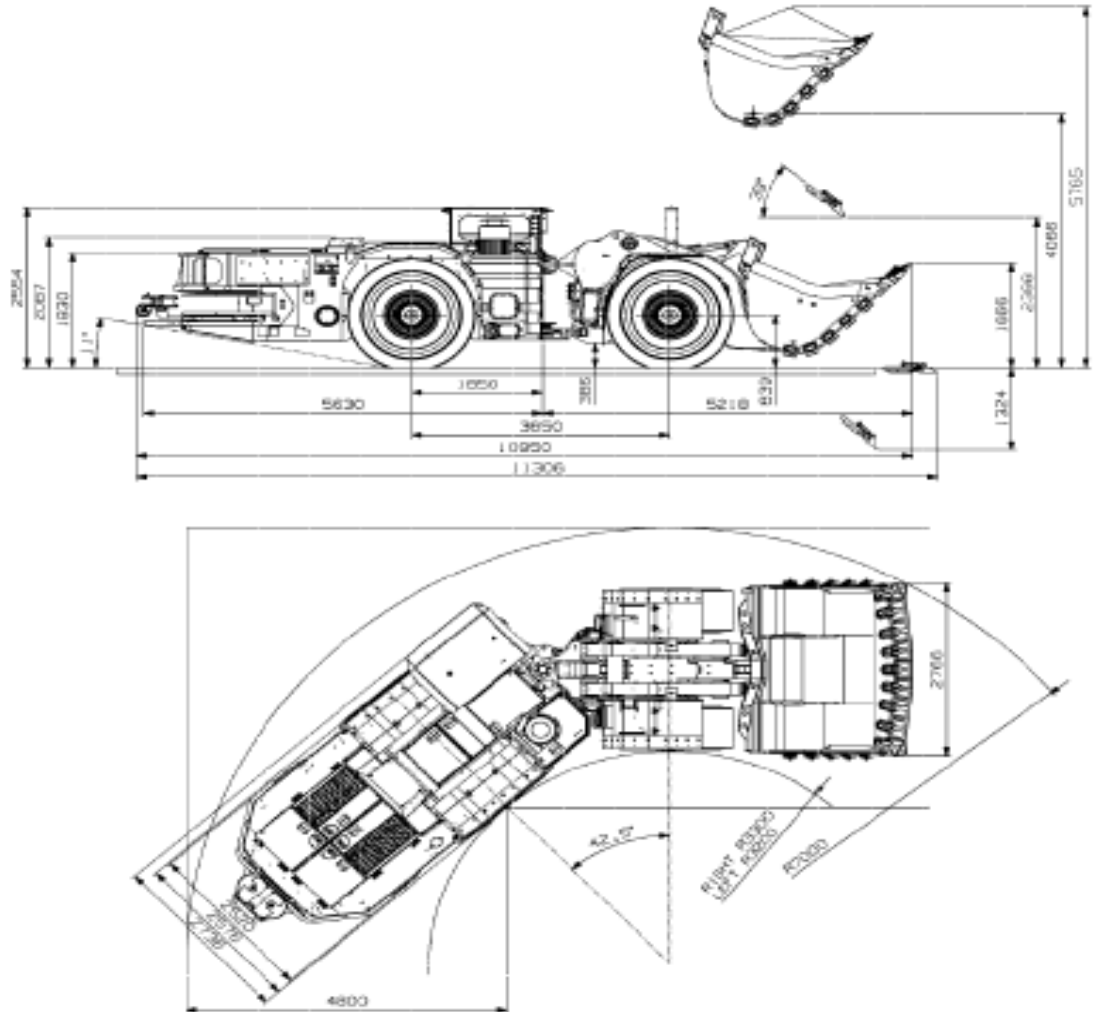


Sandvik LH514E

TECHNICAL SPECIFICATION
 LH514E-08 (12.11.2010)

1/3

LH514E
Bucket 6,4 m³
Tyres 28.5 R 26



Sandvik Mining and Construction reserves the right to change this specification without further notice



Sandvik Mining and Construction Oy
 P.O. Box 434
 20101 Turku, Finland
 Tel. +358 205 44 131
 Fax +358 205 44 130
 www.smc.sandvik.com



Sandvik LH514E

TECHNICAL SPECIFICATION
LH514E-08 (12.11.2010) **2/8**

Main dimensions

Total length	10 950 mm (431")
Width without bucket	2 740 mm (108")
Maximum width	2 880 mm (113")
Bucket width	2 770 mm (109")
Std. height with safety canopy or cabin	2 550 mm (100")

Weights

Operating weight with ROPS can.	38 500 kg (84 880 lb)
Total loaded weight	52 500 kg (115 740 lb)
Shipping weight	38 500 kg (84 880 lb)

Axle weights without load:

front axle	Approx. 16 700 kg (36 820 lb)
rear axle	Approx. 21 800 kg (48 060 lb)

Axle weights with load:

front axle	Approx. 38 950 kg (85 870 lb)
rear axle	Approx. 13 550 kg (29 870 lb)

Capacities

Tramming capacity	14 000 kg (30 860 lb)
Breakout force, lift	275,4 kN (28 082 kg) (61 910 lb)
Breakout force, tilt	241 kN (24 574 kg) (54 190 lb)
Tipping load	31 100 kg (68 560 lb)
Bucket std.	5,4 m ³ , GET abrasion system

Bucket motion times

Raising time	8,4 sec.
Lowering time	4,0 sec.
Tipping time	1,8 sec.

Driving speeds forward and reverse

1st gear	3,9 km/h (2,4 mph)
2nd gear	6,9 km/h (4,3 mph)
3rd gear	11,5 km/h (7,2 mph)
4th gear	18,9 km/h (11,8 mph)

Frame

Rear and front frame	Welded steel construction
Central hinge	Adjustable upper bearing

Tanks are welded to frame.

Standard motor

Drive motor	Three-phase, squirrel-cage motor
Output	132 kW
Voltage	1000 V
Frequency	50Hz
Speed	1500 rpm
Insulation class	F
Degree of protection	IP 55

Pump motor

Three-phase, squirrel-cage motor	
Output	45 kW
Voltage	900 V
Frequency	50 Hz
Speed	1500 rpm
Insulation class	F
Degree of protection	IP 55

Fan motors

2 pcs three-phase, squirrel-cage motor	
Output	1,5 kW
Voltage	400 V
Frequency	50 Hz
Speed	3000 rpm
Insulation class	F
Degree of protection	IP 55

Standard converter

Dana C8000 series one-stage

Standard gearbox

Dana 5000 Series Power shift transmission with modulation, four gears forward and reverse.

Standard axles

Front axle Post Stop, standard differentials
Rear axle Post Stop, with No-spin differentials, oscillating ± 8°.

Standard tyres

Size and type 26.5x25 L55, 36ply
Brand and type subject to availability)

Air pressure, front 700 kPa (7,0 bar) (102 psi)
Air pressure, rear 450 kPa (4,5 bar) (65 psi)
Other type of tyres available to user's choice. In certain applications the productive capabilities of the loader may exceed the TKPH value given by tyre manufacturer.

Sandvik Mining and Construction Oy recommends that the user consult their tyre supplier to evaluate conditions and to find the best solution for application.

Standard Canopy

ROPS / FOPS certified canopy.
Height 2550 mm (100")

Steering hydraulics

Hydraulic, centre-point articulation, power steering with two double acting cylinders. Steering controlled by electric joystick. Interlock protection. Emergency steering is optional.
Turning angle ±42,5°

Turning radius Inner right 3300 mm (130")
Inner left 3200 mm (126")
Outer 7000 mm (276")

Main components in steering system:

Main valve Electro-hydraulically controlled
Steering cylinders 2 pcs, ø 100 mm (4")
Steering pump Piston type

Pressure settings:

Steering hydraulics, main relief valve 33,0 MPa (330bar)
Shock load valves 25,0 MPa (250bar)

Bucket hydraulics

Monostick bucket and boom control (electric). Lift by two ø160 mm cylinders. Tilt by one ø220 mm cylinder with Z-linkage. The bucket hydraulics has one piston pump, which delivers oil to the bucket hydraulic main valve. The oil flow from steering hydraulic pump is directed to bucket hydraulics when steering is not used.
Boom system Z-link

Lift cylinders 2 pcs, ø160 mm (6,3")
Tilt cylinder 1 pcs, ø220 mm (8,7")

Pressure setting for:

Pilot circuit 3,5 MPa (35 bar)
Bucket hydraulics 33,0 MPa (330 bar)
Shock load valves 30,0 MPa (300 bar)

Main components:

Main valve Electro-hydraulically controlled

Pump for bucket hydraulics Piston type
Fittings ORFS
Hoses High temperature

Brake oil tank capacity Appr. 70 l (17 gal)
Hydraulic oil tank capacity Appr. 320 l (85 gal)

Sandvik Mining and Construction reserves the right to change this specification without further notice



Sandvik Mining and Construction Oy
P.O. Box 434
20101 Turku, Finland
Tel. +358 205 44 131
Fax +358 205 44 130
www.amc.sandvik.com



Sandvik LH514E

TECHNICAL SPECIFICATION
LH514E-08 (12.11.2010)

3/3

Split type oil cooler for hydraulic, brake and transmission oil, capability up to 52°C ambient temperature

Standard brakes

Service brakes are spring applied, hydraulically released multidisc wet brakes (Posi-Stop) on all wheels, two separate circuits for the front and rear axle. Service brakes also function as an emergency and parking brake. Electrically driven pump for brake emergency/towing releasing.

Main components in the brake system:

Pressure accumulators	Piston type
Brake pedal valve	
Brake valve	
Charging valve	

Standard Lubrication system

Centralized manual lubrication

Electrical equipment

Cable as an option

Cable reeling

Electronically controlled
2 x 12 V, 50 Ah,
Gelled-electrolyte type

Battery

Driving and working lights 4 pcs in front, 65 W
4 pcs in rear, 65 W

Loading light 1 pc in front, 65 W

Canopy working lights 4 pcs 65 W

Parking lights 2 pcs in front, (LED lights)
2 pcs in rear, (LED lights)

Brake lights

Blinkers

Control system 5.7" color display, 6 modules,
inbuilt system diagnostic

Safety equipment

Seat belt

Lockable main switch

Reverse alarm

Standard manuals

Instructions Manual

-Operator's Manual

-Maintenance Manual

Parts Manual

Service and Repair Manual

EU-languages

EU-languages

English

English

ToolMan CD, (2 pcs)

-Instructions Manual

-Operator's Manual

-Maintenance Manual

-Parts Manual

-Service and Repair Manual

In pdf format

Main options:

- * replaces standard equipment
- * Bucket size 4.6 m³, width 2700 mm (106"), GET abrasion system
- * Bucket size 5,0 m³, width 2700 mm (106"),GET abrasion system
- * Bucket size 6.2 m³, width 2700 mm (106"), GET abrasion system
- * Bucket size 7.0 m³, width 3000 mm (118"), GET abrasion system
- * Bucket without GET abrasion system
- * Ejector bucket 5.4 m³, width 3000 mm (118")
- * Side tipping bucket, 5,4 m³
- * ROPS/FOPS safety cabin with air condition and CD-player, height 2550mm (100")
- * Cabin elevation 150 mm
- * Electrical system 1000/440/120 VAC/60 Hz
- * Automatic central lubrication
- * Wheels 29,5R25
- * Stainless steel electric cabinets
- * Round cable, IEC compliant, 4x50 mm² / 330m / 1000V (different cable types and longer cables need to be consulted with factory)
- * VICTOR plugs for cable
- * Cable strain relief for anchoring point
- * Shock absorber for cable at anchoring point
- * Gate end panel (supply box), TNS (terra neutral system)
- * Gate end panel (supply box), IT (isolated terra)
- * Electrical fill up pump for hydraulic and brake oil
- * Automine onboard system
- * Fire extinguisher 12 kg (CEN)
- * Fire suppression system ANSUL, two tank system with 8 nozzles (CEN)
- * Fire suppression system ANSUL, two tank system with 8 nozzles (CEN) CHECKFIRE
- * Reversing camera system
- * Neutral brake
- * Cyclone-filter for A/C device
- * Safety rails
- * Ride control system with boom float
- * Emergency steering (CEN)
- * Accordance with CE-norms (CEN)
- * Disassembly needed shaft dim: TBA
- * Rotating beacon (CEN)
- * Load weighing device, Tamtron PKV 300 M
- * Load weighing device, Tamtron PKV 300 C
- * Wiggins fill set (hydr oil, brake oil, transm. oil)
- * CatBase/LinkOne spare part manuals and additional instructions, Workshop, Spare part manuals, ToolMan CD's are available

Sandvik Mining and Construction reserves the right to change this specification without further notice



Sandvik Mining and Construction Oy
P.O. Box 404
20101 Turku, Finland
Tel. +358 205 44 131
Fax +358 205 44 130
www.emc.sandvik.com

EQUIPO DE PERFORACIÓN: DL-311

Technical Specification
 T-6328-E
 2012-04-12

Sandvik DL311-7 *Underground Drill Rig*



Sandvik DL311-7 is an electro-hydraulic longhole drilling rig for small and medium scale production drilling in underground mines. The rig is capable of drilling 64-89 mm holes up to 38 meters.

The rig has been designed for vertical and inclined plane rings and fans and also for parallel long production holes as well as for long single holes. The robust ZR 20 boom has 2 meters parallel drilling coverage. The 360° rotation in full parallel coverage area and wide tilt angle ranges forward and backwards make the boom suitable to various drilling applications.

Simple and proven technical solutions ensure efficient and reliable operations. The rigid boom and feed construction together with innovative centralizer gives optimal drilling accuracy. Good stability characteristics enables fast tramming even in challenging road conditions. Tramming is done from the operator's platform and drilling from a remote panel.

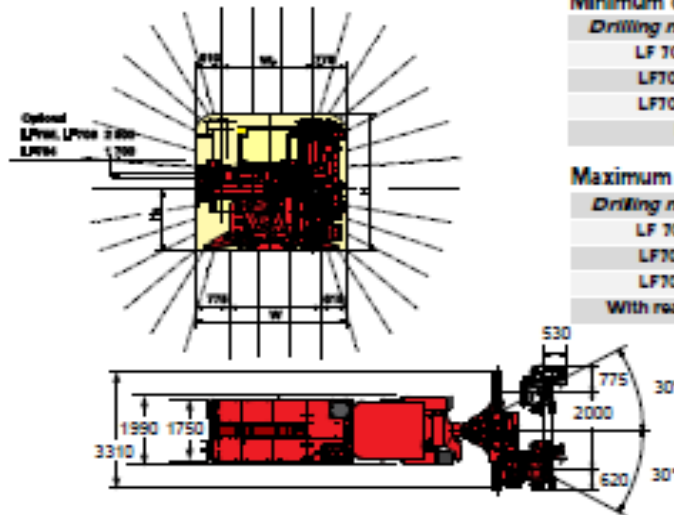
The new carrier is designed for better access to the daily service points.

Carrier	NC6
Boom	ZR20
Drilling module	LFRG700
Rock drill	HL710
Hole diameter	64-89mm
Hole length	Up to 38m
Control system	TPC LH 3
Cornering	3200mm
Total weight	17 000Kg (depending on options)

Technical Specification
 T-4328-E
 2012-04-12

Sandvik DL311-7

Coverage area



Minimum drift size

Drilling module	H	W	Wp	Hr
LF 704	3150	3150	1460	1620
LF705	3450	3450	1760	1620
LF706	3750	3750	2000	1620

Included 100m clearance on each side

Maximum drift size

Drilling module	H	W	Wp	Hr
LF 704	3700	4800	2000	1740
LF705	4000	5100	2000	1740
LF706	4150	5250	2000	1740

With rear stingers in use without optional front stinger

All dimensions in mm

Hydraulic rock drill

Technical Specification 7_1710

Rock Drill	HL710
Percussion power	19.5 kW
Percussion pressure	Max. 190 bar
Percussion rate	42-52 Hz
Rotation speed	Max. 180 rpm
Rotation torque (OMT200)	Max. 1095 Nm
*Rotation torque (OMT250)	Max. 1335 Nm
Hole size (drifting)	64 - 89 mm
Recommended drill steel	38-45 mm rods 64 mm tubes
Shank adapter	T35, T45
Weight	245 kg
Length	1035 mm (UG) 1135 mm (BF)
Profile height	286 mm
Shank lubrication device	Air /oil mist SLU
Shank lubrication compressor	CT10, 1m ³ /min (7 bar)
Air consumption	200 - 300 l/min
Oil consumption	250 - 550 g/h
*Power extractor	PE-45

Boom

Technical Specification 4_1810

Boom type	ZR20
Parallel coverage	2000mm
Parallelism	Automatic hydraulic
Boom weight	± 200kg
Roll-over angle	350°

Drilling module

Technical Specification 2_1512

LFRC 70x	x=4' / 5' / 6'
Capacity	20+1 rods/tubes
Feed force	31kN
Feed extension	LF704: 985 mm LF705: 1050 mm LF706: 1200 mm
Stinger extension	1500 mm
Rod retainer	Pito 5
Cuttings collector	CC705
*Readiness for double tools	Rods/Tubes
*Front stinger	LF704-1700mm LF705/6-2000mm
*Extra feed swing	See spec sheet S-9441

Instrumentation options

Technical Specification 1_4210

*Angle	TIS D05 (drilling direction, depth and speed) with data logging
*Visual angle indicators	Spirit levels

* Additional options features/components

* Alternative options features/components

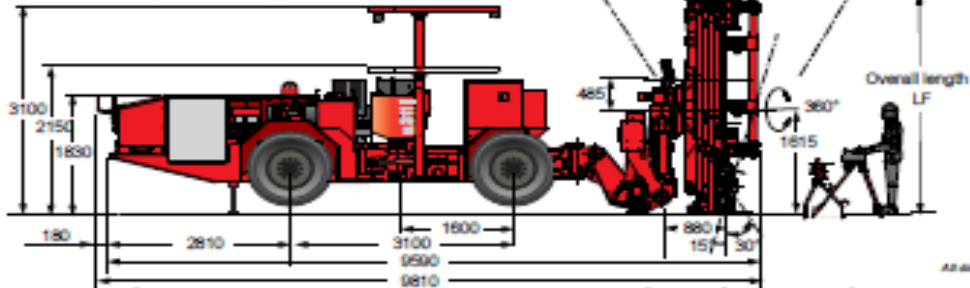
Technical Specification
T-6328-E
2012-04-12

Sandvik DL311-7

Machine dimensions

FOPS/ROPS certified position ¹	H
Seated operation	From 2430 to 3100
Standing operation	From 2930 to 3100

¹The min.FOPS/ROPS height are marked with red paint on the canopy tube



All dimensions in mm

Overall length LF	
LFT04	2940
LFT05	3240
LFT06	3550

Hydraulic system

Powerpack	HPPT55 (55kW)
Percussion pump	130 l/min (variable)
Rotation pump	80 l/min (variable)
Oil tank volume	180 liters
Filtration size	20 micron (pressure) 12 micron (returns)
Tank filling	Electric pump
Oil cooler	Cooling capacity 30kW OW30 water cooler
¹ Biodegradable oils	Shell Naturalla HFE

Control system

Technical Specification L 1207

Type	TPC LHS
Power control	Adjustable full power Adjustable collaring power
Anti-jamming control	Adjustable anti-jamming pressure
Rotation control	Adjustable rotation speed
Flushing control	Water flushing pressure Air-mist flushing, (option)
Drilling control panel	Portable with cable remote control panel, 20m cable

Cleaning system

¹ Pressure cleaning system with reel	5-15 bar
² High pressure cleaning system with reel	Max. 180 bar

Greasing systems and options

¹ Centralized greasing points	Boom and cassette
² Greasing unit with pump, reel and nozzle	Manual
³ Automatic greasing system	Carrier, boom and cassette

Electric system and options

Total input power	70 kW
Main switch	MSE 5
Standard voltages	380-690 VAC
¹ Optional voltage	1000 VAC, 50 Hz
Voltage fluctuation	± 10%
Automatic cable reel	TCR I
Cable reel control (in & out)	Operator station and rear of unit
Batteries	2x12V, 95Ah, 650A
¹ Star delta starter	380VAC - 675VAC
² Electric cable rubber or PUR	Depending on voltage
³ Ground fault and overcurrent protection	VYK
⁴ Optional outlet	230V outlet Max.4500VA 3-phase outlet, network voltage

Flushing system and options

Flushing	Water
Water pump type	WBP2 (4 kW)
Water pump capacity	100 l/min (15bar / 4bar inlet)
Water pump inlet pressure	2-7 bar (while drilling)
Flushing water pressure	10 - 20 bar
¹ Optional compressor	CT16 (11kW, 1.6m ³ /min)
² Air mist flushing packages	External supply of air and water
³ End of hole flushing	2x50l air receivers, requires CT16 compressor
⁴ Water hose reel	THR
⁵ Water hose	32mm (1 1/4"), 80 meters

Fire suppression system and options

Book 2, page 2-0000

¹ Hand held fire extinguisher	1 pcs
² Manual fire suppression system	6 nozzles
³ Automatic fire suppression system	6 nozzles

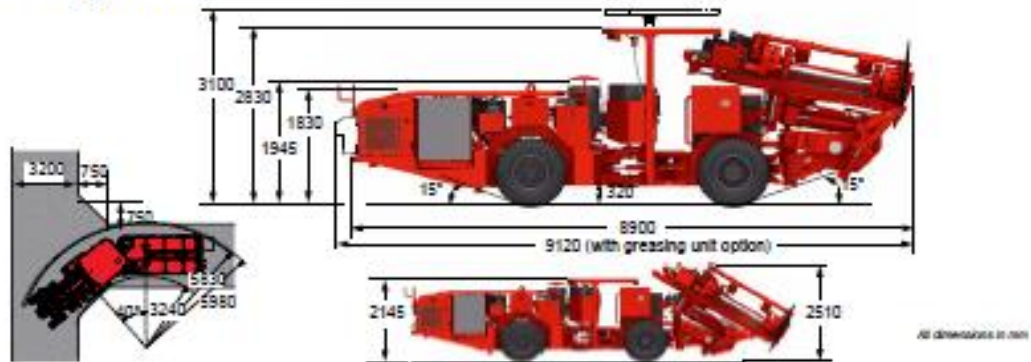
⁴ Additional options for its replacements

⁵ Alternative options for its replacements

Technical Specification
T-6328-E
2012-04-12

Sandvik DL311-7

Tramming dimensions



Tramming

Tramming speed	Horizontal: 12 km/h 14% = 1:7 = 8° 5.0 km/h
Gradeability / Inclination	Max. 15° / 8°

Operator's station

Safety canopy	FOPS (ISO3449)
Controls	Drilling and tramming
Seat	Ergonomic, adjustable, including seat belt
* Seat	Seat with arm rests T back seat
Noise level (EN791, free field condition)	Operator station: 97 dB(A) Emitted: 115 dB(A)

Lights and options

Front lights (combined working and driving)	4x35W HID (24V)
Rear working lights	2x70W (24V)
Rear driving lights	2x70W (24V)
Positioning lights	2laser type
*Amber strobe light	Flashing (24V)

Packages

*Regional	LAM, USC, AUS, EUR
*Harsh water options	L1: Oil cooler + boom cylinders L2: L1 + steering and jacks cylinders

Carrier

Carrier	NCS
Carrier type	Wheel mounted, frame steering
Frame steering	± 40°
Rear oscillation	± 10°
Ground clearance	320 mm
Diesel engine	Deutz TCD2012, 14kW, Tier 3
Diesel engine control	Electronic, EMR
Exhaust catalyzer	Standard
Transmission	Hydrostatic, automotive
Axles	Spicer 112 / Spicer123
Tyres	12.00-20
*Optional tyres	Foam filled tyres
Service Brakes	Hydrostatic drive system and SAHR type, fail safe wet disc brakes.
Parking and emergency Brakes	SAHR type, fail safe wet disc brakes
Fuel tank	80 liters
Tramming hydraulic oil tank	55 liters
Hydraulic jacks	Outriggers on the boom (front) Vertical (rear)
Brake release	Manual hand pump
*Fast filling systems	Complete
*Wheel chocks and holder	2 pieces
*Battery jump start	
*Automatic reversal of the fan rotation for cleaning	

Extra items

Spare rock drill	
Spare wheel assembly	Standard or foam filled
Special tools for rock drill	
Documentation	Extra manuals

* Alternative options: features & components

Additional options: features / components



SISTEMA DE REFLEX



Características principales del Reflex EZ-AQ

El Reflex EZ-AQ es un instrumento de medición electrónico para el sector de la perforación que ofrece información fiable y precisa sobre la localización exacta de los taladros.

Las características fundamentales del Reflex EZ-AQ son:

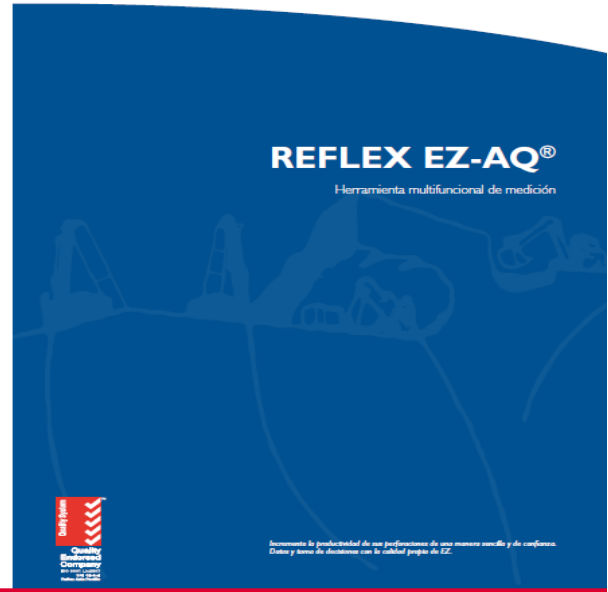
- Funciones de Tiro Único y Tiro Múltiple
- Fácil manejo
- Presentación interactiva de los datos de medición en 3D
- Adaptado para taladros verticales (barridos AQ)
- No necesita mantenimiento

Uso sencillo

- 1. Preparación:** Establecer los intervalos de tiempo entre las acciones predefinidas de lectura.
- 2. Ejecución:** Establecer posición del instrumento en la estación de medición en el taladro y esperar a que se realice la medición.
- 3. Cierre y procesamiento:** Cerrar y presentar datos del instrumento con el ordenador de mesa para que se transfieran los datos. Luego, visualizar los datos en tablet o gráficos.

Especificaciones técnicas REFLEX EZ-AQ

Características de funcionamiento	Componentes electrónicos
Funciones de Tiro Único y Tiro Múltiple	Loggers de datos en profundidad
Tiempo de espera variable de 5 a 32 segundos	Memoria estable y almacenamiento de datos
Completamente integrable con tablet	Modulo interno para un almacenamiento en todo el rango de temperatura
Actual (obsoleto)	Dimensiones
Rango de 0 a 360 grados	Diámetro interno: 30,80 mm
Resolución: 0,02 grados	Longitud: 790 mm
Ángulo de giro	Equipoamiento opcional
El ángulo de inclinamiento sea hasta 0,20 grados	3 Dimensiones, cada uno de 1,5 m de largo
Gravedad en la cara de la herramienta en grados	Anillo (barrido AQ)
La cara de inclinamiento (por relación al campo magnético), en grados	Perforador
Magnetismo	Zapata
Fuente del campo magnético en mano (barrido magnético) en grados	Barrido
Presión	Info (gráficos de la zona 0 para transición de tubo de medición)
0,020 psi (0,14 MPa) a 0,020 metros de presión bajo el agua en cilindro de presión	Tableta (de mano) (91 mm) para condiciones extremas
0,020 psi (0,14 MPa) a 0,020 metros de presión bajo el agua con cilindro de presión de 14 mm	Dirección
Temperatura	Protección (línea)
Resistencia a presión entre 0°C y +40°C	Ordenador de mano
Funciona hasta una temperatura ambiente de +20°C con protección térmica	Reflex EZ-COM
Funciona hasta una temperatura ambiente de +17°C con protección térmica	Software para el instrumento Reflex AQ
Especificaciones de funcionamiento	Dispositivo opcional
Almacenamiento desde -20°C hasta +60°C	100, flexion (barrido AQ)
	Software
	Videos
	Chimeneas
	Software de conexión para la herramienta Reflex AQ2



Reflex es un fabricante líder en todo el mundo de instrumentos de medición para perforación de taladros. Su cartera de productos incluye un completo programa de instrumentos de perforación para minería, túneles, construcción, operaciones petroleras y otras aplicaciones geotécnicas. Reflex es la solución en los mercados más importantes de América, África, Europa y Asia Pacífico. Su éxito se basa en la tecnología, innovación, excelencia en el cliente y en su red de servicios locales en todo el mundo.

REFLEX ASIA-PACÍFICO
T +61 8 9445 4030

REFLEX NOROCCIDENTAL
T +1 (907) 338 3169

REFLEX SUDAMERICANA
T +54 (2) 347 9094

REFLEX EUROPA
T +32 (11) 793 0432

REFLEX EUROPA
T +44 (1773) 472 320

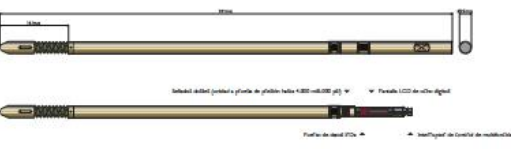
REFLEX
Para más información, o para contactar con su distribuidor más cercano, por favor visite: www.reflexinstruments.com

Quality
Company
2010

Reflex EZ-AQ

Herramienta diseñada para aplicaciones de AQ y perforaciones.

La perforación de taladros rectos puede presentar dificultades. Para aprovechar la inversión en perforación, se requiere conocer de manera fiable la localización exacta de los taladros, sea cual sea su tamaño.



Reflex EZ-AQ

Reflex EZ-AQ ayuda en la toma de decisiones. Con información de posicionamiento adecuada, los usuarios pueden realizar con precisión perforaciones mineras, así como revisar las formas de los metales, eliminar anomalías de derivación y corregir las tensiones de los anclajes, entre otros.

Reflex EZ-AQ

Reflex EZ-AQ es un instrumento electrónico que mide la inclinación y trayectoria del taladro, así como los componentes de los campos magnético y gravitacional. Reflex EZ-AQ está basado en la última tecnología de Reflex con sensores magnéticos y gravitacionales, magnetómetros en estado sólido y acelerómetros. Esta tecnología permite realizar mediciones fiables y precisas desde cualquier ángulo.

Incrementa sus utilidades

Reflex EZ-AQ

Reflex EZ-AQ es un instrumento multifuncional, versátil y económico. Puede incrementar las utilidades para los trabajos de minería, exploración, construcción o industria petrolera.

Tiro múltiple, tiro único, orientación del motor

Reflex EZ-AQ es un instrumento multifuncional, con capacidad de tiro único y tiro múltiple. Este instrumento tiene capacidad de realizar cinco tiros únicos consecutivamente, o hasta 5000 en modo de tiro múltiple. El software de procesamiento instalado en el ordenador se puede usar con la opción de tiro múltiple para transferir de manera rápida a través de un enlace de comunicación de infrarrojos.

Las funciones de ángulo de giro gravitacional y cara de la herramienta magnética se pueden usar para la orientación de las cuñas, de los motores en fondo y de accesorios direccionales en taladros inclinados o verticales. La presentación 3D en el ordenador de mano permite al usuario ver la trayectoria de manera inmediata y recibir información precisa sobre el camino correcto.

Reflex EZ-AQ

Reflex EZ-AQ lleva a cabo mediciones con todos los ángulos. Por cada tiro, se registran tres componentes de campo magnético y tres componentes de campo gravitacional, así como la temperatura, la hora y la fecha. El ordenador de mano permite un análisis y una presentación de datos de mediciones muy sofisticada sobre el terreno. Los datos de mediciones se presentan en forma de tabla, así como en formato 2D y 3D. Esta última permite obtener una vista realista de las perforaciones y otras acciones mineras, tales como sea la rotación o el zoom.

En entornos con perturbaciones magnéticas en los cuales las mediciones magnéticas no siempre serían fiables, Reflex EZ-AQ puede usarse para establecer valores estándar o de fondo de la fuerza del campo magnético y de la inclinación magnética. Estos valores deben usarse para filtrar datos poco fiables, lo que posibilita el nuevo cálculo de la trayectoria para realizar la perforación, basándose en los datos no comprometidos.

Fácil manejo

A pesar de su avanzada tecnología y funciones, Reflex EZ-AQ es un instrumento diseñado para un fácil manejo. El instrumento tiene un dispositivo incorporado con opciones editables manejado a través de un único interruptor y el sistema se puede controlar mediante un ordenador de mano. No es necesario el uso de cables gracias a una conexión de infrarrojos.

Reflex EZ-AQ es un dispositivo electrónico que presenta de manera inmediata los datos de medición, en productos químicos dañinos para la salud, el procesamiento lento de la palstia, brújulas o cálculos complicados.

Herramienta diseñada para aplicaciones de AQ y perforaciones

REFLEX EZ-COM

Reflex EZ-COM es un dispositivo resistente caracterizado por su sencillez y la ausencia de problemas de funcionamiento. Las funciones de tiro único y orientación están incluidas en el paquete básico y la función de tiro múltiple está disponible como opción adicional. Reflex EZ-COM se puede usar para mediciones con Reflex EZ-AQ o Reflex EZ-TRAC.



Especificaciones técnicas REFLEX EZ-COM

Dimensiones:	125 mm x 80 mm x 25 mm
Peso:	2,0 kg incluyendo la batería
Temperatura operativa:	-20°C a +40°C
Baterías:	De litio no recargable

Diseñado para el mundo de las perforaciones

Reflex EZ-COM es una unidad de control de gran resistencia diseñada por Reflex y que tiene presente las necesidades del sector de la perforación. Reflex EZ-COM cuenta con un dispositivo protegido mecánicamente, capaz de funcionar tanto a temperaturas altas como bajas.

La selección de botones distintos facilita la navegación a través de la interfaz del menú de usuario con tan solo una mano. La pantalla está diseñada para evitar la entrada de agua y las baterías son de larga duración, lo que asegura un funcionamiento seguro.

Tiro único

La función de tiro único permite al usuario medir el acimut y la inclinación en una sola estación. Se pueden añadir más mediciones de tiro único a una medición ya existente durante el proceso de perforación, y se pueden almacenar juntas de mediciones que se crean un archivo de tiro múltiple. A diferencia de otros muchos instrumentos de tiro único, no hay necesidad de ajustar un temporizador por lo que se ahorran los recursos.

Tiro múltiple

Los mediciones de tiro múltiple se pueden tomar a cabo mientras se introducen en el taladro o al acimut, lo que hace posible la repetición, verificación y promedio de los datos. Reflex EZ-COM recoge toda la información que requiere los cálculos de coordenadas y dirección. Tras desear la medición desde Reflex EZ-COM, los datos se procesan usando el software de Reflex.

Orientación

Esta función se usa para determinar la orientación de un objeto que está en el pozo, por ejemplo, una cuña. La medición se lleva a cabo en dos etapas: la puesta a cero de Reflex EZ-TRAC y la medición del pozo. Estas actividades sencillas permiten medir de nuevo hasta que la cuña está en la posición deseada.

Registro de datos electrónicos

Los datos de mediciones se almacenan de manera electrónica en la unidad Reflex EZ-COM. No es necesario tomar notas en un libro de registro, dado que todos los resultados se pueden transferir a un PC.

