



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

## **TRABAJO FINAL**

***Estudio de prefactibilidad para la aplicación de un método alternativo AVOCA para la recuperación del mineral considerado marginal.***

**Yacimiento Cerro Negro; Provincia de Santa Cruz**

**ALUMNOS: Almaraz, Carlos Daniel**

**M.U.N°: 0460**

**Ledesma, Julia Antonela**

**M.U.N° 0766**

**DIRECTOR: Ing. Caletti Claudia**

**AÑO: 2018**



## **AGRADECIMIENTOS**



## Índice

RESUMEN.....	8
OBJETIVOS .....	10
Objetivo general: .....	10
Objetivos específicos: .....	10
CONCLUSION.....	11
CAPITULO I: MARCO TEORICO REFERENCIAL.....	14
I.1 Ubicación geográfica del Yacimiento Cerro Negro: .....	14
I.2 Reseña histórica y Antecedente: .....	15
I.3 Geología.....	17
I.3.1 Geomorfología: .....	17
I.3.3 Tipo de Yacimiento .....	18
I.3.4 Mineralización en el área .....	18
I.4 Método de Explotación: .....	21
I.5 Descripción del proceso de planta:.....	22
CAPITULO II: MARCO TEORICO.....	23
II. EL METODO DE EXPLOTACION.....	23
II.1 Definición del método de explotación. ....	23
II.1.1 Clasificación RMR, Q Barton en el análisis de estabilidad. ....	23
II.1.2 Clasificación RMR.....	24
II.1.3 Clasificación Q.....	26
II.1.4 Clasificación GSI (Índice de resistencia geológica) .....	27
II.2 Método de explotación Sublevel Stopping.....	27
II.3 Variantes del método de explotación Sub Level Stopping (explotación por subniveles). .....	30
II.3.1 Sublevel open stoping:.....	31
II.3.2 Long hole stoping.....	32
II.3.3 AVOCA (longitudinal mining).....	33
II.3.4 Transverse Longhole Stopping. ....	34
II.4 Método de Explotación AVOCA (Bench and Fill Stopping) .....	36
II. 5 Ciclo de trabajo .....	40
II.5.1 Perforación, carga y voladura: .....	40
II.5.2 Ventilación: .....	47
II.5.3 Manejo de mineral: .....	49



II.5.4.Fortificación: .....	50
II.5.5 Relleno de cámaras. ....	54
II.5.6Transporte del relleno .....	55
CAPITULO III: ESTUDIO DEL CASO .....	57
III.1 Parámetros del método de explotación.....	57
III.2. Operación de carga y voladura.....	63
III.3 Extracción o limpieza de material .....	64
III.4 Escaneo de cámaras para relleno .....	64
III.5 Relleno de cámara. ....	65
III.5.1 Abastecimiento del relleno.....	66
III. 6 Fortificación: .....	66
III.7 Ventilación Mariana Central.....	73
CAPITULO IV: RESULTADOS .....	79
IV. 1 Cámaras 583/584/585.....	79
IV.2 Tamaño de las cámaras.....	79
IV.3 Etapa de la secuencia de explotación general. ....	80
En el siguiente esquema se demuestra de forma los pasos del ciclo de trabajo para ambos métodos.....	80
IV.4 Actividades y tiempo de duración.....	80
IV.5 Análisis de extracción. ....	81
IV.6. Análisis de relleno.....	82
IV.6.1 Análisis de relleno para Sub Level Stopping.....	82
IV.6.2 Análisis de relleno para AVOCA .....	82
IV.7 Análisis de costo. ....	82
IV.7.1 Costos de perforación.....	82
IV.7.2 Costo de voladura .....	84
IV.8 costo de extracción. ....	85
IV.9 Costo de relleno.....	87
IV.10Costo total.....	88
CAPITULO V: BIBLIOGRAFIA.....	89
ANEXOS.....	90
Anexo N°1: Flow Sheet Mina Cerro Negro.....	91
Anexo N°2: Planos.....	92
Anexo N°3: Fortificación en Cerro Negro .....	95



Anexo N°4: Catalogo de equipos. ....	111
Anexo N°5: Catalogos de productos. ....	132

## Índice de Imágenes

Imagen 1: Área del Emplazamiento Cerro Negro. Provincia Geológica Macizo del Deseado .....	14
Imagen 2: Ubicación del distrito Cerro Negro en el Marco de la Patagonia y sus respectivas provincias geológicas.....	18
Imagen 3: Zonas Mineralizadas .....	19
Imagen 4: Alteración por argilización y oxidación.....	20
Imagen 5: Perforación descendente de cámaras .....	21
Imagen 6: Extracción del Mineral desde el nivel inferior.....	22
Imagen 7: Método de Explotación Sub Level Stoping. ....	29
Imagen 8: Vista de corte Longitudinal B y transversal A .....	30
Imagen 9: Sub Level Stoping.....	31
Imagen 10: Taladros Paralelos .....	32
Imagen 11: Long Hole Stoping.....	33
Imagen 12: Corte Longitudinal del método AVOCA .....	34
Imagen 13: Disposiciones de explotación transversal.....	34
Imagen 14: Transverse Long Hole Stoping. ....	35
Imagen 15: Método de explotación Bench and Fill.....	36
Imagen 16: Introducción en cámara de relleno. ....	38
Imagen 17: Equipo de perforación horizontal, Jumbo electrohidráulico de dos brazos.....	40
Imagen 18: Diagrama de perforación para avance en estéril. ....	41
Imagen 19: Arranque o cuele de cuatro secciones para arranque de mineral.....	41
Imagen 20: Cierre de los barrenos en parte inferior con posterior carga.....	43
Imagen 21: Perforación desde el nivel superior. ....	43
Imagen 22: Arranque aplicando el principio de la voladura esférica.....	44
Imagen 23: Diagrama de Perforación, abertura de cara libre o slot.....	45
Imagen 24: Perforación en tiros radiales.....	46
Imagen 25: Equipo de perforación de tiros largos CUBEX .....	46
Imagen 26: Sistema de ventilación. Mina Cerro Negro .....	48
Imagen 27: Pala Cargadora LHD .....	49
Imagen 28: Grafico de estabilidad de Mathews.....	52
Imagen 29: Grafico de estabilidad de Potvin.....	53
Imagen 30: Grafico de estabilidad.....	54
Imagen 31: Perforación de cara libre en límite de relleno cementado y el cuerpo mineralizado. ....	58
Imagen 32: Perforación de cara libre, en caso que la cámara fuera rellena con material detrítico, se deja un pilar de mineral para protección.. ....	58
Imagen 33: Vista Planta Mariana Central.....	59
Imagen 34: Carga de chimenea en forma ascendente.....	60
Imagen 35: Chequeo de retardos de los detonadores.....	60



Imagen 36: Chimenea de Jumbo perforador DL o Cubex. ....	61
Imagen 37: Chimenea de Jumbo perforador Cubex (Cabezal Roger).....	61
Imagen 38: Diagrama de perforación de desarrollo. ....	62
Imagen 39: Vista plata: chimenea slot y galería basal.....	63
Imagen 40: Camión de bajo perfil Dumper.....	64
Imagen 41: Esquema de rellenos de cámara base.....	65
Imagen 42: Dumper Block.....	66
Imagen 43: Clasificación GSI para Cerro Negro. ....	67
Imagen 44: Clasificación GSI para Cerro Negro. ....	68
Imagen 45: Escala de dureza para las rocas de Cerro Negro (ISRM 1981). ....	68
Imagen 46: Tejido cable de acero.....	69
Imagen 47: Tejido de cable de acero.....	70
Imagen 48: Cintas strap. ....	70
Imagen 49: Cintas strap. ....	70
Imagen 50: Intersecciones de labores ..... 71	71
Imagen 51: Colocación de pernos. ....	71
Imagen 52: Comparación en colocación de perno y cable.....	72
Imagen 53: Vista 3D.....	72
Imagen 54: Vista en planta de puntos de colocación en las intersecciones.....	73
Imagen 55: Sistema actual de ventilación de Mariana Central.....	74
Imagen 56: Curva de Ventilador Principal Cirigliano. ....	76
Imagen 57: Ventilación Mariana Central- Alternativa 1 ..... 77	77
Imagen 58: Ventilación Mariana Central- Alternativa 2 ..... 78	78
Imagen 59: Ubicación cámara 583/584/585 ..... 79	79
Imagen 60: Esquema general de secuencia de explotación.....	80

## Índice de tablas

Tabla 1: Resistencia de la roca intacta a compresión simple. ....	25
Tabla 2: Valoración RQD ..... 25	25
Tabla 3: Espacio de las juntas..... 25	25
Tabla 4: Condición y estado de las juntas..... 26	26
Tabla 5: Presencia de agua..... 26	26
Tabla 6: Clasificación RMR..... 26	26
Tabla 7: Caudal necesario por equipo ..... 75	75
Tabla 8: Total caudal requerido (cfm) ..... 75	75
Tabla 9: Distribución de Tiempo (Método Sub Level Stopping)..... 81	81
Tabla 10: Distribución de tiempo AVOCA ..... 81	81
Tabla 11: Análisis de extracción ..... 81	81
Tabla 12: Sub Level Stopping producción/ Slot..... 82	82
Tabla 13: Costos totales de Perforación para tres cámaras de estudio con método de explotación Sub Level Stopping ..... 83	83
Tabla 14: AVOCA (Producción/slot) ..... 83	83



Tabla 15: Costos totales de perforación para tres cámaras de estudio empleando el método AVOCA.....	83
Tabla 16: Costo de voladura Sub level Stopping. ....	84
Tabla 17: Costo de voladura AVOCA.....	84
Tabla 18: Costos totales de voladura.....	85
Tabla 19: Promedio de recarga diaria para Dumper y Scoop .....	85
Tabla 20: Consumo de combustible en producción.....	86
Tabla 21: Costo de combustible para producción (sub level stopping/AVOCA) .....	86
Tabla 22: Datos de volumen de cámara; % de cemento y densidad del mismo.....	87
Tabla 23: Consumo de Cemento por cámara.....	87
Tabla 24: Composición del relleno cementado CRF .....	87
Tabla 25: Costo del consumo total de cemento de cada cámara. ....	87
Tabla 26: Costo de Combustible para transporte de relleno detrítico para AVOCA.....	88
Tabla 27: Costos totales.....	88



## RESUMEN

Antes de comenzar a efectuar la explotación de una mina, es necesario investigar a fondo donde se ha encontrado el mineral útil, carácter y propiedades del mismo, potencia y extensión del yacimiento, reservas, forma del yacimiento, la necesidad y tipo de preparación mecánica entre otros. Es fundamental entonces tener en cuenta todos estos factores mencionados; ya que a partir de ellos se genera una estrategia global que permita la selección e implementación del método más adecuado para su explotación, costes de instalación y capacidad productiva.

Hoy en día el cambio acelerado en las operaciones de minado por nuevos procesos, está jugando un papel trascendental en la minería moderna; la optimización y el control de procesos cada vez se incrementan en la búsqueda de operaciones unitarias limitantes o críticas; el análisis de estas situaciones u obstáculos nos debe servir para mejorar la gestión en dichas operaciones. Por ello se analiza y prioriza la implementación del método que permita la extracción del cuerpo mineralizado de modo técnico y económico más eficiente y de la forma más segura.

En minería subterránea existe un gran número de métodos de explotación disponibles para ser aplicados en los distintos cuerpos mineralizados, donde cada uno cuenta con características propias que proporcionan distintas ventajas y desventajas al momento de ser aplicados. Es por lo anterior que es de gran importancia para el negocio minero seleccionar de manera correcta el método de explotación a utilizar, ya que un método no acorde a la realidad de la mina puede ocasionar grandes pérdidas, tanto de carácter económico como humano

Uno de los aspectos relevantes de la minería subterránea son los cambios que esta puede experimentar durante sus años de producción, donde la implementación de nuevas tecnologías, variaciones en los precios de insumos, como así también el constante incremento en la profundidad de las labores, pueden conducir a la necesidad de realizar fuertes cambios en los parámetros de diseño del método seleccionado.

Es dentro de este marco que diversas empresas mineras se han visto en la necesidad de investigar y aplicar variaciones en los métodos de explotación utilizados.

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; se aplica el SLS, variante Long hole, la aplicación de este método consiste en efectuar el relleno en sentido de la explotación, lo que conlleva a parar el ciclo de minado para realizar dicha tarea, incrementando de esta forma el tiempo productivo.



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. Esta revisión implica un gran desafío al tiempo que involucra en su conjunto las áreas de planificación y la de Operación de mina que trabajan en el diseño de labores de preparación y producción, los cuales tiene como objetivo alcanzar los niveles de producción establecidos.

Evaluar la implementación de un nuevo sistema de explotación; esto no es una tarea fácil, ya que esta conlleva un gran número de evaluaciones, estudios y análisis necesario para la correcta aplicación del método, como también evaluar de manera clara los costos asociados a la producción de la mina en caso de aplicar el método en estudio

Implementar una variante del método de explotación actual SLS, por el métodos AVOCA, conocido también como Sublevel Benching o Bench and Fill Stopping; permite explotar cámaras de grandes volúmenes. Se caracteriza por ser utilizado en cuerpos de menor competencia y mayor continuidad en la corrida de mineral. Las cámaras pueden ser de 15 a 30 m de altura y el ancho de la veta será volada por completo. El subnivel superior contiene una galería utilizada para rellenar la cámara desde el extremo opuesto al corte, manteniendo un espacio de 15 a 20m entre el avance y la cara de relleno, reducirá el potencial de dilución. Mientras se va produciendo mineral se va rellenando, y el mineral volado será acarreado desde el subnivel inferior.

Permite reducir costos de operación y ofrece seguridad en el laboreo tomando en cuenta las condiciones del yacimiento y condiciones de explotación del método propuesto, buscando de esta manera optimizar las labores de explotación por el método actual SLS, implementando una variante con el método AVOCA para determinar la factibilidad de la aplicación en la mina Cerro Negro.



## OBJETIVOS

### **Objetivo general:**

Analizar la factibilidad técnica y económica de la variante del método de explotación actual por el método AVOCA en los cuerpos de menores dimensiones, realizando una estimación de inversión, costos y equipos necesarios.

### **Objetivos específicos:**

- Análisis de perfectibilidad de la implementación del método AVOCA.
- Analizar el método de explotación actual, sus indicadores y condiciones de aplicación.
- Estudiar los parámetros de diseño para la aplicación un método alternativo (AVOCA) para la recuperación del material considerado “marginal”.
- Determinar y optimizar el desarrollo del método tanto en estéril como en veta.



## CONCLUSION

A través del análisis realizado a las 3 cámaras tomadas de referencia (583/584/585) del nivel 500; y considerando una simulación del minado de las mismas con la aplicación tanto del método Sub Level Stoping (actualmente aplicado) como del AVOCA (método sugerido), se puede apreciar por medio de los cálculos realizados, la efectividad que tendríamos con su implementación superando tanto en términos económicos como operativos al método actualmente aplicado.

Sublevel stoping		
Tarea	Actividad	USD
Perforacion	Costo consumo de acero	54574,5
Voladura	Costo consumo explosivo	20060
Extraccion	Costo consumo combustible	3160,5
Relleno	Costo consumo cemento	246857,1
Costo total		324652,1
AVOCA		
Tarea	Actividad	USD
Perforacion	Costo consumo de acero	54574,5
Voladura	Costo consumo explosivo	16944,7
Extraccion	Costo consumo combustible	2499
Relleno	Costo consumo de tritico	1984,5
Costo total		76002,7

- **Perforación:** los metros perforados en cuanto al método sugerido (AVOCA) disminuye, ya que en este solo se realiza una sola apertura de chimenea (Slot) para generar la cara libre.
- **Costo de voladura:** el método Sub level Stoping posee costos de voladura de 20060 USD frente a 16944,7 USD de AVOCA, se puede verificar que al disminuir el número de chimeneas necesarias para generas la cara libre disminuye el consumo de explosivo a emplear, abaratando así los costos.
- **Relleno:** sub level stoping contempla costos de relleno cementado CRF a un valor de 246857 USD, mientras que AVOCA emplea en el relleno de las cámaras material detrítico proveniente de labores de desarrollo no considera el costo de cemento, solo influyen los costos de combustibles para transporte desde los frentes de trabajo donde se los genera hasta las cámaras a rellenar; su valor estimado ronda en 1984,5 USD.
- **Tiempos de relleno:** Los tiempo para rellenar una cámara con el método de sub level stoping tiene una demanda de 6 días a un ritmo de CRF de 300m<sup>3</sup>/día, en cambio AVOCA tiene un tiempo estimado de 3 días para el llenado de una cámara.
- **Transporte de relleno:** Los recorridos de los equipos de transporte para efectuar el relleno de las cámaras con CRF y RF son diferentes, las distancias para el relleno cementado comprenden realizar tramos hasta superficie donde se genera el mismo y



regresar con la carga para el llenado de los frentes, mientras que para el relleno detrítico los recorridos son menores dado que los camiones no salen a superficie.

- **Producción:** El método sub level stoping, para poder dar continuidad a su producción requiere de más de un frente de trabajo; mientras que con AVOCA se pueden realizar de manera simultánea, en la misma cámara, las operaciones de relleno y perforación.



## SUGERENCIAS

**Producción:** Teniendo en cuenta que el desarrollo de la mina desde sus inicios hasta la fecha ha tenido un avance de aproximadamente el 80% efectuado con el método Sub Level Stopping, en la actualidad no se demandaría costos extras en nuevos desarrollos, pudiendo aplicar libremente el método AVOCA tanto para vetas angostas (4 a 6m) como para grandes potencias (mayor a 12m), y puesto que los equipos con los que cuenta el yacimiento se adaptan con gran confianza y eficiencia al mismo.

**Equipos:** Para el método propuesto se sugiere cambiar la construcción de la cámara libre con VCR a apertura con Roger, esto permitiría mejorar el rendimiento de los equipos en cuanto a metros de taladros perforados.

**Voladura:** para disminuir los costos de voladura se sugiere reemplazar para el llenado de los taladros de la cámara la emulsión por ANFO, ya que este último posee un costo menor.

La necesidad de mejoras de la producción minera, claramente marcada por la búsqueda de los descensos de costos ha puesto en la mira la implementación total de método AVOCA debido a las respuestas satisfactorias obtenidas durante su ejecución por ello proponemos la continuidad de estudio a nivel factibilidad del método propuesto.

## CAPITULO I: MARCO TEORICO REFERENCIAL

### I.1 Ubicación geográfica del Yacimiento Cerro Negro:

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

López Ramiro Gabriel (2006)<sup>(1)</sup>. El área del Yacimiento se ubica en el sector noroccidental de la Provincia de Santa Cruz, al noroeste del Macizo del 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.

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.

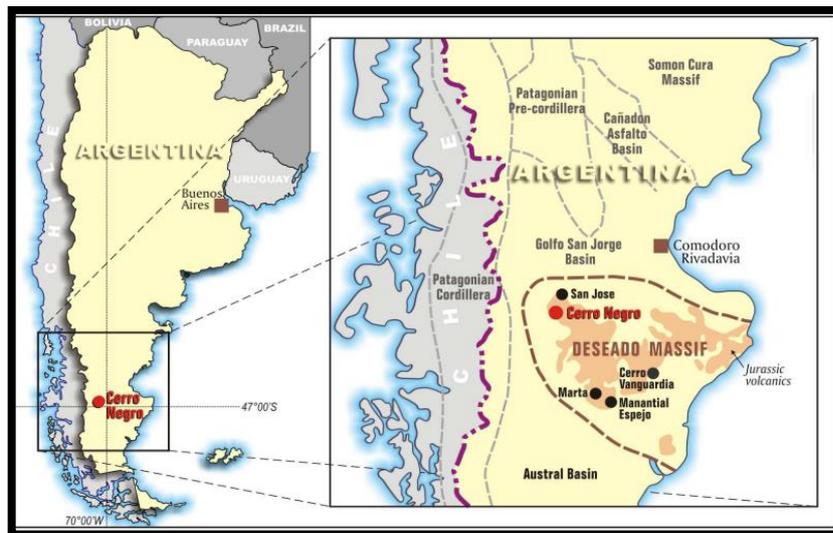


Imagen 1: Área del Emplazamiento Cerro Negro. Provincia Geológica Macizo del Deseado

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



## **I.2 Reseña histórica y Antecedente:**

Conrado Permuy Vidal;(2014) <sup>(2)</sup>. El distrito Cerro Negro agrupa un conjunto de propiedades que ocupan un área aproximada de 26.500 hectáreas, propiedad de la empresa Goldcorp Inc. desde el año 2010. El distrito incluye 6 depósitos epitermales de Au-Ag (Vein Zone, Eureka, Bajo Negro, Mariana Central, Mariana Norte y San Marcos) desarrollados por casi dos décadas de actividad exploratoria. La historia exploratoria del distrito se remonta al año 1995, cuando la empresa Pegasus Gold International Inc. descubre la veta Eureka como resultado de tareas exploratorias aéreas. Luego la empresa Newcrest S.A adquiere las concesiones correspondientes al sector oeste del distrito (vetas Eureka y Marianas-San Marcos), mientras que, la empresa MIM Argentina Exploraciones (MIM) establece concesiones en la zona este del distrito (Vein Zone y alrededores). Durante los años 1996-1997, estas tres empresas se unen mediante un jointventure, y realizan algunas perforaciones en la veta Eureka y en Marianas. A fines de 1997, Pegasus Gold International Inc. se retira, por lo que MIM Argentina Exploraciones y Newcrest S.A. adquieren el total del distrito Cerro Negro. En los años 1998-1999, MIM Argentina Exploraciones lleva a cabo tareas exploratorias en el sector este del distrito (Vein Zone) que incluyeron magnetometría aérea y terrestre, geoquímica de suelos y rocas, y un mapeo estructural. En el año 1999, Newcrest S.A. decide alejarse del jointventure, por lo que MIM continúa la exploración aunque de manera menos intensa hasta el año 2001. En este año, realiza un jointventure con la empresa Oroplata Ltd., explorando la veta Eureka y la zona de Vein Zone (Shatwell et. al., 2011). Durante el año 2003, la empresa australiana Andean Resources Ltd. adquiere el 100% de la propiedad. Entre 2004 y 2005, Andean Resources Ltd. intensifica la exploración en Vein Zone, con tareas de superficie y nuevas perforaciones. Durante la revisión del muestreo de suelos y de rocas realizado por la empresa MIM, se produce el hallazgo de un pequeño afloramiento de veta de cuarzo con valores de hasta 3,32 g/t de Au correspondiente al sector Bajo Negro (próximo a Vein Zone), donde se realizaron nuevas trincheras y perforaciones, relegando las tareas de exploración de la veta Eureka. Durante el año 2006, en función de la buena respuesta que dieron los estudios geofísicos en cuanto a resistividad en Vein Zone, se aplicaron estas técnicas sobre asomos 5 occidentales pobremente expuestos de la veta Eureka (Eureka West). Estos estudios revelaron importantes anomalías de resistividad en subsuelo, sumado a anomalías geoquímicas en muestras de floats y afloramientos (e.g. 14 g/t Au, Shatwell et al., 2011). En función de estos resultados se proyectó un programa de perforaciones profundas, considerando que los pozos realizados previamente habían sido muy someros. Durante el año 2007, fueron realizados los primeros pozos de diamantina en Eureka West que arrojaron resultados alentadores con múltiples intersecciones mineralizadas de por ejemplo 4 m con 35,9 g/t Au y 115 g/t Ag y 10 m con 28,7 g/t Au y 356 g/t Ag (Shatwell et al., 2011). Este descubrimiento llevó a que durante este mismo año, se realizara una campaña de perforaciones para confirmar la existencia de un recurso. Al mismo tiempo, Richard Sillitoe (geólogo consultor) propone continuar la exploración con perforaciones debajo de la cubierta post mineral hacia el extremo occidental. Estas nuevas perforaciones encontraron mineralización de alta ley a partir de los 227 m de profundidad (e.g. 51.8 m con 25.3 g/t Au y 379 g/t Ag), luego de atravesar toda la secuencia postmineral (Shatwell et al., 2011). Desde entonces y hasta mediados de 2009, la exploración se focalizó en la veta Eureka, principalmente en el depósito conocido como Eureka West, y se determinó a través de perforaciones que la mineralización continúa hacia el NO más allá de los 400 m de profundidad



por debajo de la cubierta postmineral, por lo que se continuó la exploración por perforaciones desde locaciones subterráneas. Para este entonces, Eureka West contaba con recursos por casi 1.3 Moz de Au equivalente (Shatwell et al., 2011) A principios del año 2008, se realizaron en Bajo Negro numerosas perforaciones que definieron 1,5 km de veta y mineralizaciones hasta al menos unos 350 m de profundidad, con recursos medidos más indicados de 470000 Oz (Shatwell et al., 2011). En el año 2009, en función de los elevados valores de oro y plata en las vetas pobremente expuestas, en algunos floats y en una perforación de San Marcos, que habían sido obtenidos por Newcrest S.A., Pegasus Gold International Inc. y MIM Exploraciones Argentinas; Andean Resources Ltd. decide concentrar la exploración en este sector, mediante perforaciones definiendo un clavo mineralizado en la estructura de rumbo este-oeste. Durante este mismo año, se llevó a cabo un mapeo detallado de floats de cuarzo (algunos con texturas bandeadas) en la zona de Marianas que habían sido reportados por Pegasus Gold International Inc. Los resultados de 50 muestras arrojaron valores promedio de 7 g/t Au y 41g/t de Ag, por lo que se realizaron algunas perforaciones de tipo fence de orientación 6 noreste-suroeste, descubriendo las mineralizaciones de Mariana Norte y Mariana Central, continuando su exploración hasta la actualidad. Al principio del año 2010, comenzó la construcción del acceso subterráneo a Eureka West. A mediados de ese año, fue publicado un estudio de factibilidad positivo que incluyó a Eureka West, Bajo Negro y Vein Zone, con recursos por 2,54 Moz de Au y 23,5 Moz de Ag (Shatwell et al., 2011). A fines de 2010, Goldcorp Inc. adquiere el total de las acciones de la empresa Andean Resources por 3.6 billones de dólares. Durante principios de 2011 la empresa publica un total de recursos por 2,7 Moz para las vetas Mariana Central, Mariana Norte y San Marcos, totalizando alrededor de 5 Moz de Au para el distrito. Desde entonces y hasta la actualidad Goldcorp Inc. ha mejorado significativamente la infraestructura e intensificado las tareas de exploración en todas las áreas, continuando el acceso subterráneo a Eureka West y construyendo dos nuevos accesos para Mariana Norte y Mariana Central. Además, durante este período se inició la construcción de la planta de procesamiento de mineral en el área de Vein Zone. A finales de 2012, Goldcorp Inc. reevalúa y actualiza el cálculo de reservas a 6,7 Moz de Au, posicionando a Cerro Negro como uno de los depósitos más importantes a nivel mundial . Desde entonces, la empresa estaría en condiciones de comenzar su producción estimado para mediados de 2014.

(2) Conrado Permuy Vidal; (2014); *Caracterización detallada de la mineralización en veta Eureka y u comparación con otras mineralizaciones del distrito Cerro Negro; Maciso del Deseado, Santa Cruz, Argentina.* Universidad Nacional de la Plata.



## **I.3 Geología**

### **I.3.1 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.3.2 Geología Regional**

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

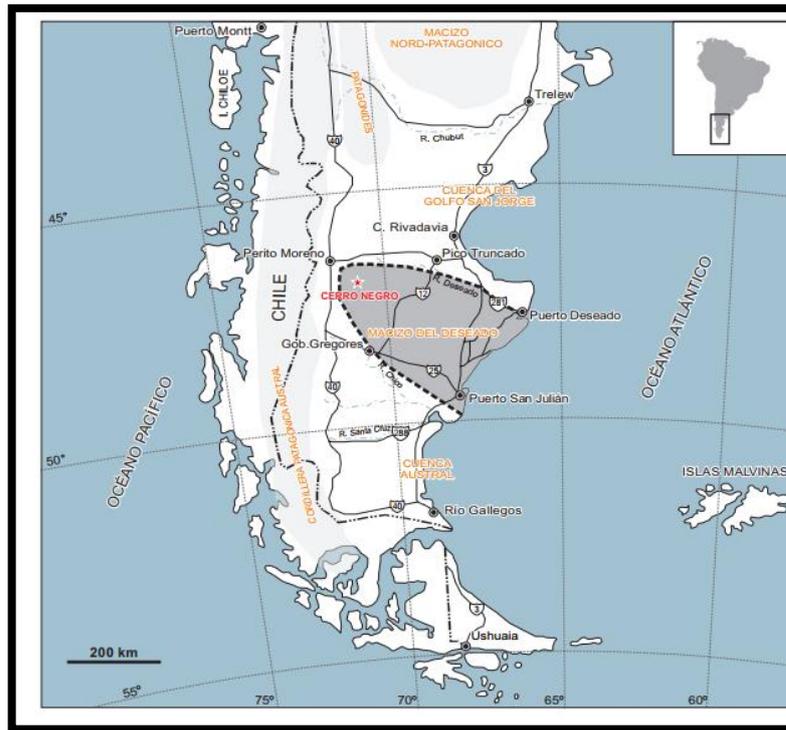


Imagen 2: Ubicación del distrito Cerro Negro en el Marco de la Patagonia y sus respectivas provincias geológicas

### I.3.3 Tipo de Yacimiento

López, Ramiro Gabriel; (2006)<sup>(1)</sup>. 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 (bandeamiento coliforme, en escarapela 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.

### I.3.4 Mineralización en el área

López, Ramiro Gabriel; (2006)<sup>(1)</sup>. En el área de trabajo se han reconocido varias manifestaciones de actividad hidrotermal jurásica, como vetas y brechas epitermales con anomalías en oro y plata, sectores con alteración hidrotermal.

Dentro del conjunto de mineralizaciones se destaca la veta Eureka y las vetas del sector La Mariana (también conocido como Mariana Sur o Marianas) tanto por sus dimensiones, como por sus texturas y valores en metales preciosos.

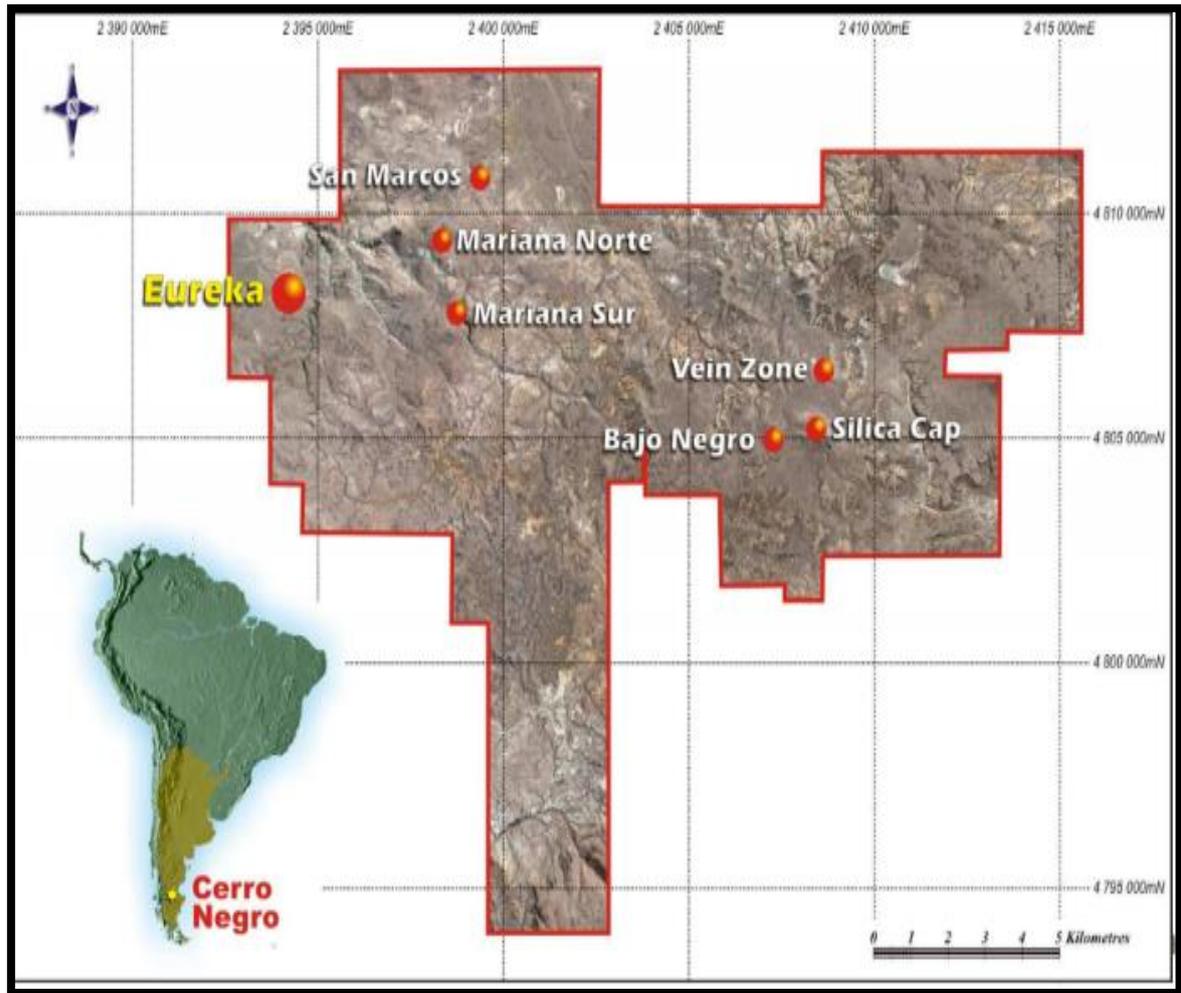


Imagen 3: Zonas Mineralizadas

### Sector estancia la Mariana

Este sector se destaca por la presencia de dos estructuras vetiformes (La Mariana Norte y La Mariana Sur) así como sectores de intensa argilización y oxidación.

### La Mariana Norte

Esta estructura mineralizada aflora discontinuamente a los largo de 250 m, según rumbo norte N80°, inclinando fuertemente al norte 75°-85°. Tiene un espesor promedio de 1m, con sectores llegando a los 5m en el extremo oriental. La roca de caja observada en superficie, corresponde a ignimbritas con alto grado de argilización y oxidación.

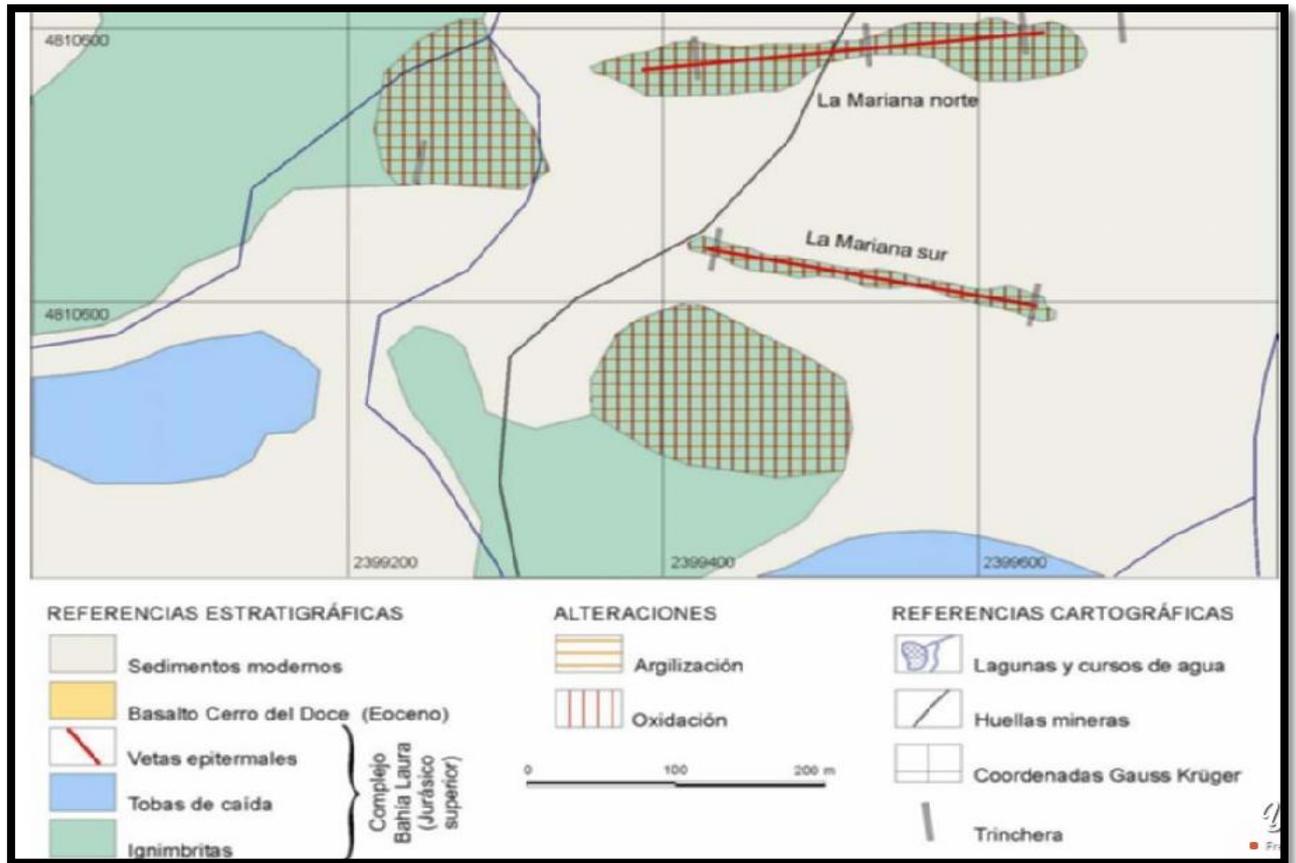


Imagen 4: Alteración por argilización y oxidación

### La Mariana Sur:

Aflora de manera discontinua a lo largo de 100 en dirección N100°-110°, aunque se extiende en cada uno de sus extremos unos 50m como pequeños rodados alineados o "floats". Se presenta vertical con espesores máximos de 1m. La roca de caja es de carácter volcaniclastico, pero de difícil asignación debido a su alto grado de alteracion (argilizacion, silisificacion y oxidación).

La estructura consiste en un vetileo fino en el orden de centímetros llegando a 40cm de potencia, de cuarzo sacaroide, llegando muchas veces a formar brechas o stockwork . una característica destacable de esta estructura es la alta porosidad q poseen los caballos de roca de caja entre las vetillas, en la mayoría de los casos rellenas por oxidos de Fe, Mn.



#### I.4 Método de Explotación:

En mina Mariana Central se establece como una unidad mineralizada vertical a sub vertical, 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 actualmente 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*”.

Las 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 al desarrollo en mineral (Galería 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. 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.

Las cámaras se explotan desde la galería basal con una altura de 22 m, con equipos de perforación electrohidráulicos y, una vez voladas, son rellenadas con relleno cementado o detrítico.

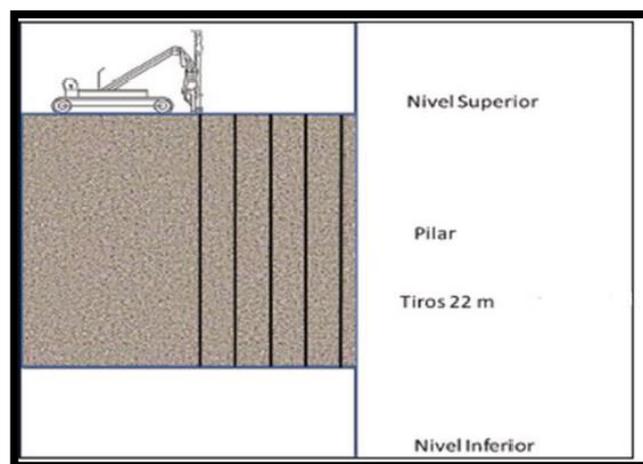


Imagen 5: Perforación descendente de cámaras



La extracción del material volado se realiza con equipos LHD que llevan el mineral desde los puntos de extracción a un acopio ubicado en la galería de transporte, desde la cual se transporta con la flota de camiones que llevan el mineral al sitio de acopio en superficie ubicado a la salida del portal.

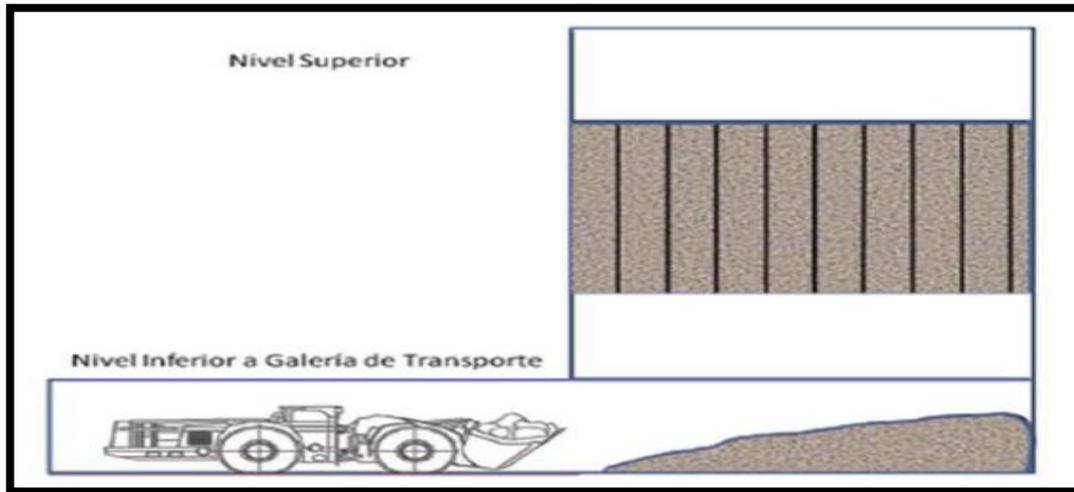


Imagen 6: Extracción del Mineral desde el nivel inferior

Los servicios de mina: aire comprimido, drenaje de agua y electricidad, están conducidos a través de la rampa principal hasta los diferentes puntos de requerimiento.

Para la distribución eléctrica se consideran subestaciones de 750 kVA. El drenaje se efectúa por la rampa principal desde las piletas de decantación de interior mina, luego se procede al bombeo y disposición del agua en la pileta de superficie.

La ventilación es impelente a través de un ventilador ubicado en la chimenea principal y el retorno de aire viciado es a través de la rampa principal.

### I.5 Descripción del proceso de planta:

En el proceso se utiliza un diseño convencional e incorpora los procesos de trituración primaria, seguida de molienda semi- autógena y molino de bolas, el material obtenido de molienda pasa a un espesamiento para posteriormente someterlo al proceso de lixiviación, la solución de decantación obtenida es lavada a contracorriente, para luego clarificar la solución rica y recuperar los metales preciosos mediante precipitación con cinc.

Finalmente pasa a la etapa de refinación que incorpora instalación de retorta y fundición con mercurio donde se filtran y eliminan los residuos. Las recuperaciones del proceso son del 90% aproximadamente para el oro y del 65% para la plata (Ver anexo N°1:Flow Sheet Mina Cerro Negro).



## **CAPITULO II: MARCO TEORICO**

### **II. EL METODO DE EXPLOTACION.**

#### **II.1 Definición del método de explotación.**

Para seleccionar el método de explotación, es importante definir claramente las condiciones naturales del yacimiento, es decir:

- La geología del yacimiento
- La morfología de la mineralización
- Las reservas y distribución de leyes
- Las condiciones geo mecánicas de las rocas del yacimiento
- Las condiciones hidrogeológicas del mismo.

El método de explotación debe estar aparejado a todas estas condiciones naturales del yacimiento, de tal manera que la explotación sea técnicamente factible. La factibilidad técnica debe ser complementada con una evaluación económica del método (o métodos) de explotación, para definir la factibilidad técnica – económica óptima.

En este marco, es necesario determinar cada una de las condiciones naturales del yacimiento, en dónde los aspectos geomecánicos juegan un rol preponderante desde el punto de vista técnico.

Las condiciones naturales del yacimiento, deben estar bien definidas, debiendo estar disponible la información geológica, morfológica (forma, potencia, rumbo y buzamiento, y profundidad debajo de la superficie), reservas (tamaño y distribución de leyes), geomecánicas (calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral, resistencia de la roca y esfuerzos), y de la presencia del agua subterránea.

#### **II.1.1 Clasificación RMR, Q Barton en el análisis de estabilidad.**

Al contrario que otros materiales empleados habitualmente en ingeniería, como el hormigón o el acero, que poseen características controladas, la roca *in situ* es uno de los materiales más complejos a los que se enfrentan los ingenieros civiles, geólogo-geotécnicos o de minas. El macizo rocoso puede ser definido como el material no homogéneo formado por fragmentos y bloques de roca de distinto tamaño, intacta o alterada, con sus defectos, separados por una serie de discontinuidades, como juntas, fallas, planos estratificación, etc., que además varía su composición en el espacio y en el tiempo. En consecuencia, es necesario considerar las propiedades ingenieriles de la roca intacta y del macizo rocoso. Además, excepto en el caso



de que existan alternativas para el proyecto, lo cual es muy poco frecuente, los ingenieros responsables deben hacer frente a este material variable, con un comportamiento complejo, que depende de las condiciones de carga.

Por consiguiente, las clasificaciones del macizo rocoso han sido necesarias para la comunicación del conocimiento y experiencia en lugares con diversas condiciones geológicas y con diferentes soluciones de sostenimiento y, de esta manera, poder ser útil en nuevos proyectos.

### II.1.2 Clasificación RMR

El sistema de clasificación RMR o Rock Mass Rating fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972- 73, y modificado posteriormente en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes:

- La resistencia a compresión simple del material
- El RQD (Rock Quality Designation)
- El espaciamiento de las discontinuidades
- El estado de las discontinuidades
- La presencia de agua
- La orientación de las discontinuidades, según sea para cimentaciones, túneles o taludes.

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros y oscila entre 0 y 100, y que es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR:

- CLASE I:  $RMR > 80$ , Roca muy buena
- CLASE II:  $80 > RMR > 60$ , Roca buena
- CLASE III:  $60 > RMR > 40$ , Roca media
- CLASE IV:  $40 > RMR > 20$ , Roca mala
- CLASE V:  $RMR < 20$ , Roca muy mala



En función de la clase obtenida, se puede establecer una estimación de las características geotécnica.

Esta clasificación proporciona una estimación inicial de los parámetros del macizo rocoso a bajo coste y de manera sencilla, no obstante, debe ser considerada como una simplificación, ya que no tiene en cuenta otros aspectos como la deformabilidad del macizo y debe ser aplicada con criterio y en base al conocimiento y experiencia previas (ángulo y cohesión) y de su comportamiento frente a excavaciones.

La clasificación RMR, es la base directa o indirecta de numerosas aplicaciones para el empleo de rocas en rellenos y excavación de túneles. El índice, obtenido mediante la suma de las calificaciones parciales de cinco parámetros, que son:

- Resistencia de la roca intacta a compresión simple. Valoración de 0 a 15.

Resistencia de la roca intacta a compresión simple	> 250 Mpa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25	1-5	<1
Valoración	15	12	7	4	2	1	0

Tabla 1: Resistencia de la roca intacta a compresión simple.

- RQD (Rock Quality Designation). Valoración de 0 a 20.

RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%
Valoración	20	17	13	8	3

Tabla 2: Valoración RQD

- Espaciado de las juntas. Valoración de 0 a 20.

Separación entre juntas	> 2m	0,6-2m	200-600mm	60-200mm	< 60mm
Valoración	20	15	10	8	5

Tabla 3: Espacio de las juntas

- Condición y estado de las juntas. Valoración de 0 a 30.



Condición de las juntas	Muy rugosas No continuas Cerradas Bordes sanos y duros	Algo rugosas Separación < 1mm Bordes algo meteorizados	Algo rugosas Separación < 1mm Bordes muy meteorizados	Espejos de falla o relleno < 5 mm ó separación 1-5 mm Continuas	Relleno blando > 5 mm ó separación > 5 mm Continuas
Valoración	30	25	20	10	0

Tabla 4: Condición y estado de las juntas

- Presencia de agua. Valoración de 0 a 15.

Flujo de agua en las juntas	Secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Fluyendo
Filtración en 10 m de túnel (l/min)	0	<10	10-25	25-125	>125
Razón de presión intersticia	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5
Valoración	15	10	7	4	0

Tabla 5: Presencia de agua

La clasificación RMR agrupa las rocas en cinco categorías distintas según el valor de este índice, obtenido como suma de las valoraciones anteriores. Estas categorías califican a las rocas como muy buenas, buenas, regulares, malas y muy malas.

<b>ROCA</b>	<b>Muy Mala</b>	<b>Mala</b>	<b>Regular</b>	<b>Buena</b>	<b>Muy buena</b>
<b>RMR</b>	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100

Tabla 6: Clasificación RMR

### II.1.3 Clasificación Q

Desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974, a partir del estudio de un gran número de túneles, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que puede estimar parámetros geotécnicos del macizo y diseñar sostenimiento para túneles y cavernas



subterráneas, el índice Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros dados por la expresión.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

$J_n$ =Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.

$J_r$ =Índice de rugosidad de las discontinuidad o juntas.

$J_a$ = Índice que indica la alteración de las discontinuidades.

$J_w$ = coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF (stress reduction factor)= coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensiona del maciso.

Los tres factores de la expresión representan:

$(RQD/J_n)$ = el tamaño de los bloques.

$(J_r/J_a)$ = La resistencia al corte entre los bloques

$(J_w/SRF)$ = influencia del estado tensional.

#### **II.1.4 Clasificación GSI (Índice de resistencia geológica)**

El Índice de Resistencia Geológica (GSI de sus siglas en inglés) y mostrado en la ilustración 25, es un método visual de clasificación en el cual se compara la estructura del macizo rocoso (tamaño de bloques) con las condiciones de las superficies de las discontinuidades. El valor de GSI es aproximadamente igual al valor de clasificación de acuerdo a RMR.

#### **II.2 Método de explotación Sublevel Stoping**

El Sublevel Stoping es un método usualmente considerado como una alternativa al Sublevel Caving, cuando se requiere de una menor dilución y la calidad de la roca es más competente.

La expresión “sublevel” hace referencia a las galerías o subniveles a partir de los cuales se realiza la operación de arranque del mineral.

Este método es bastante seguro, ya que los trabajos se realizan en retroceso a partir de las zonas sin soporte o previamente trabajadas. Además, es posible hacer uso de elementos de fortificación o de equipos remotos en las zonas inseguras.

El método Sublevel Stoping se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor, por lo general superior a 10 m. Es deseable que los bordes o contactos del cuerpo mineralizados sean regulares.



También es posible aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de gran potencia, subdividiendo el macizo mineralizado en cámaras separadas 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 autoportante.

El acceso se realiza mediante piques, galería de transportes ubicadas entre 45- 120m y subniveles cada 10- 55m. Se divide el cuerpo mineralizado en cámaras aptas para el laboreo, se efectúa la apertura del slot para cara libre a partir de las cuales se explota el mineral por tajadas verticales dejando la cámara vacía, por lo general de grandes dimensiones, particularmente en el sentido vertical; en algunos casos se dejan pilares para separar cámaras que luego pueden recuperarse.

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

#### Condiciones de aplicación.

- Alta producción.
- Aplicable a cuerpos largos, muy inclinados (idealmente verticales), regulares y con roca mineral y de caja competente.
- Productividad: 15-40 t /hombre turno.
- Cada cámara puede producir más de 25.000 t /mes.
- Intensivo en desarrollos, pero todos son hechos en mineral.
- Método no selectivo (cuerpos tienen que ser regulares).
- Uno de los métodos subterráneos de más bajo costo

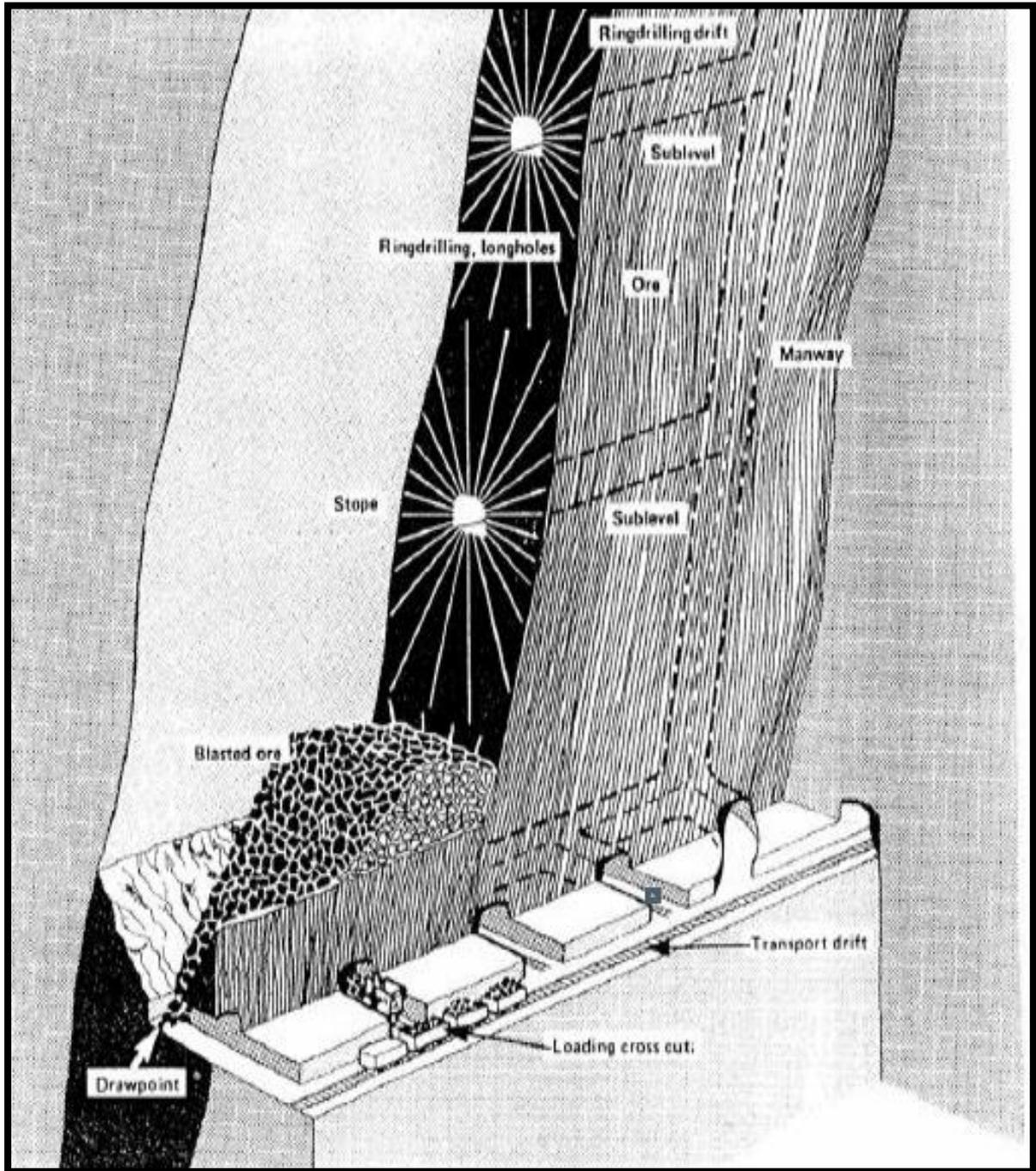


Imagen 7: Método de Explotación Sub Level Stopping.

### II.3 Variantes del método de explotación Sub Level Stoping (explotación por subniveles).

El conjunto de métodos de explotación denominados en cámaras y sub niveles (sub level stoping) agrupa una variedad de sistemas y distribución de la perforación, manteniendo en común uno o más niveles horizontales de perforación a intervalos verticales fijos abriendo estos subniveles, dentro del yacimiento entre los niveles principales.

A partir de lo anteriormente dicho se puede distinguir las siguientes variantes del método de explotación sub level stoping:

- 1- Sublevel open stoping.
- 2- Long hole stoping

Existen variaciones de este método; como:

- 3- AVOCA (Bench ad fill stoping) (Imagen 8 Longitudinal B).
- 4- Transverse Longhole stoping. (Imagen 8 Transversal A).

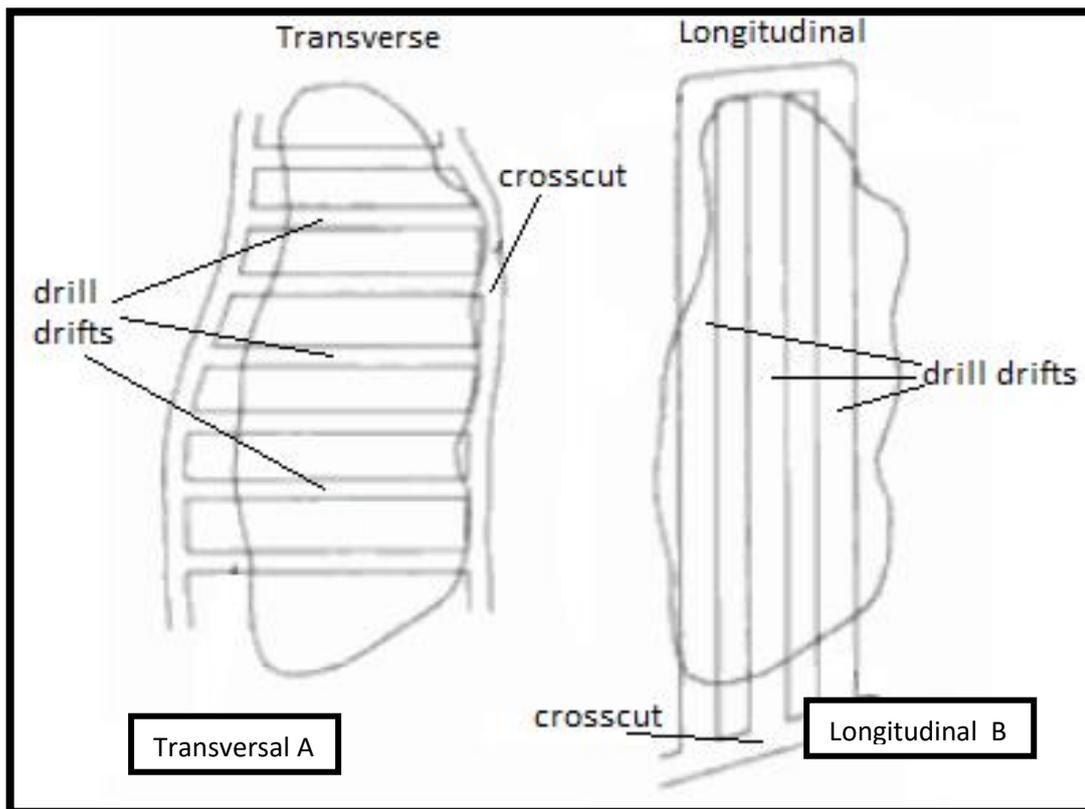


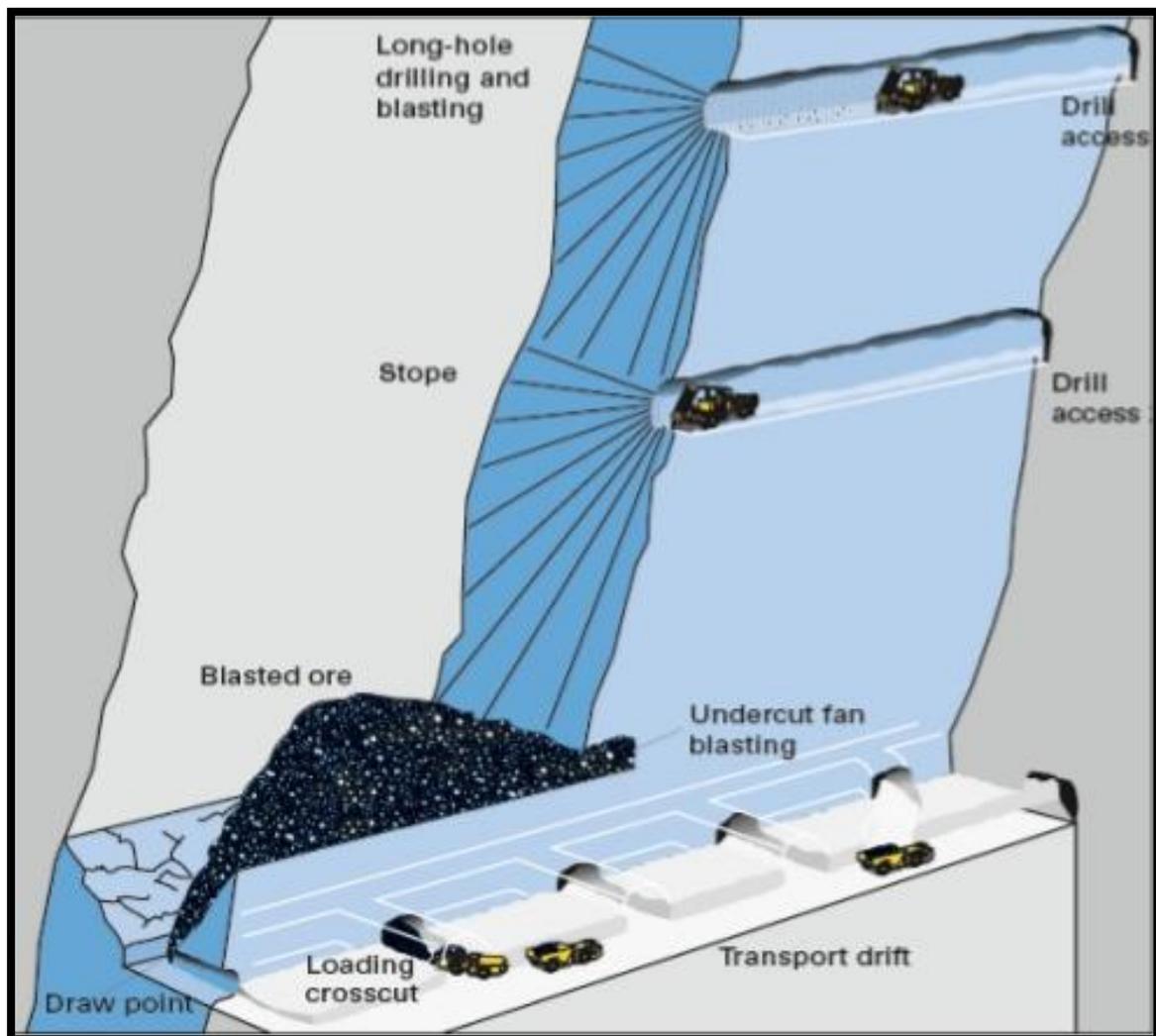
Imagen 8: Vista de corte Longitudinal B y transversal A

### **II.3.1 Sublevel open stoping:**

En el sublevel open stoping el mineral se recupera en cámaras abiertas normalmente rellenas después de ser explotadas.

Las cámaras son generalmente grandes, particularmente en la dirección vertical. Entre cámaras, secciones de mineral son dejados como pilares que soportan la caja techo. Los pilares normalmente tienen forma de vigas verticales a través del cuerpo mineral. Puentes (secciones horizontales de mineral) son también dejados para soportar los trabajos de minado encima de las cámaras.

La estabilidad del macizo rocoso es un factor limitante a ser considerado para el tamaño de cámaras y pilares (Imagen 9).



*Imagen 9: Sub Level Stoping.*



Sublevel open stoping es usado en depósitos de mineral con las siguientes características:

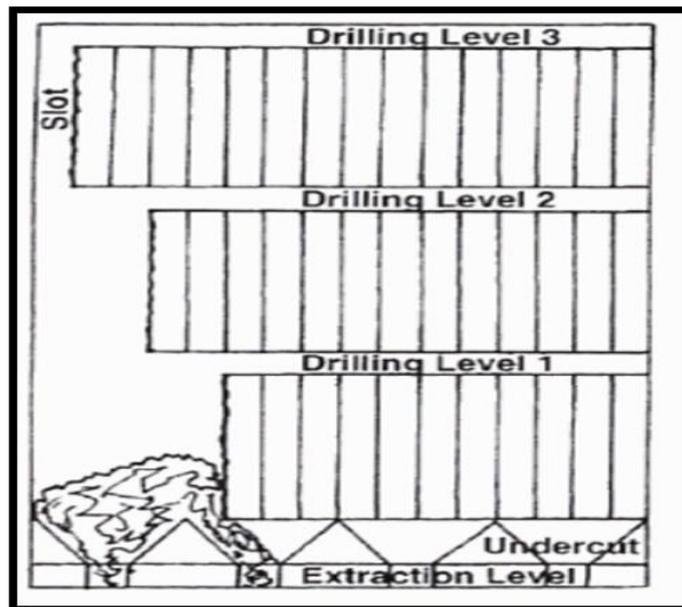
- 1- La inclinación de la caja piso debe exceder el ángulo de reposo.
- 2- Caja techo y piso estable
- 3- Mineral y roca encajante competente.
- 4- Límites de mineral regulables.

La galería para la perforación de taladros largos es preparada dentro del cuerpo mineral entre los niveles principales

### **II.3.2 Long hole stoping.**

Es una variante del sublevel stoping en el cual son utilizados blast hole (barrenos largos) con grandes diámetros (140 a 165mm). Los taladros son normalmente perforados usando la técnica in the hole (ITH) (en el barreno). La profundidad del taladro puede alcanzar los 100m.

La perforación puede efectuarse mediante taladros paralelos (imagen10).



*Imagen 10: Taladros Paralelos*

La ventaja del Long hole stoping comparado con el sublevel stoping (explotación por subniveles) es el factor de escala. Los barrenos perforados son rectos y la perforación con precisión puede ser aprovechada. Los espacios verticales entre subniveles pueden ser extendidos desde 40m con sublevel open stoping a 60m con long hole stoping (Imagen 11).

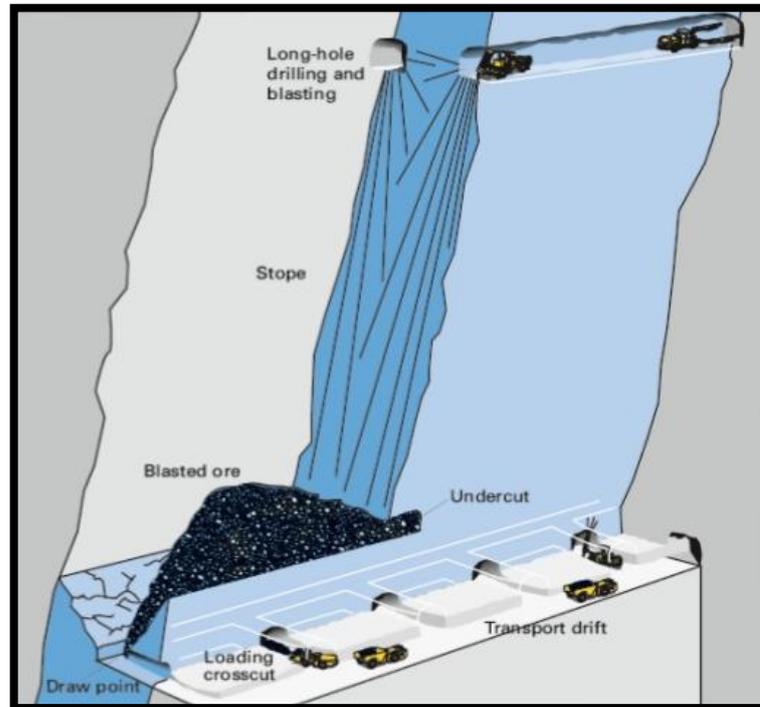


Imagen 11: Long Hole Stopping.

### II.3.3 AVOCA (longitudinal mining).

El método de AVOCA permitirá cortes de acuerdo a las condiciones de estabilidad de la caja prevaeciente. Son utilizados en cuerpos de menor competencia y mayor continuidad en la corrida de mineral. Las cámaras pueden ser de 15m a 30 m de altura y el ancho de la veta será explotado por completo.

El subnivel superior contiene una galería utilizada para rellenar la cámara desde el extremo opuesto al corte.

Un espaciado de 15 a 20m entre el minado de avance y la cara de relleno, reducirá el potencial de dilución, ya que mientras se va produciendo mineral se va relleno. El mineral volado es acarreado desde el subnivel inferior por equipos de LHD de control remoto.

El AVOCA es una de las variantes del sublevel stoping; es conocido como sublevel benching o bench and fill stoping (Imagen 12).

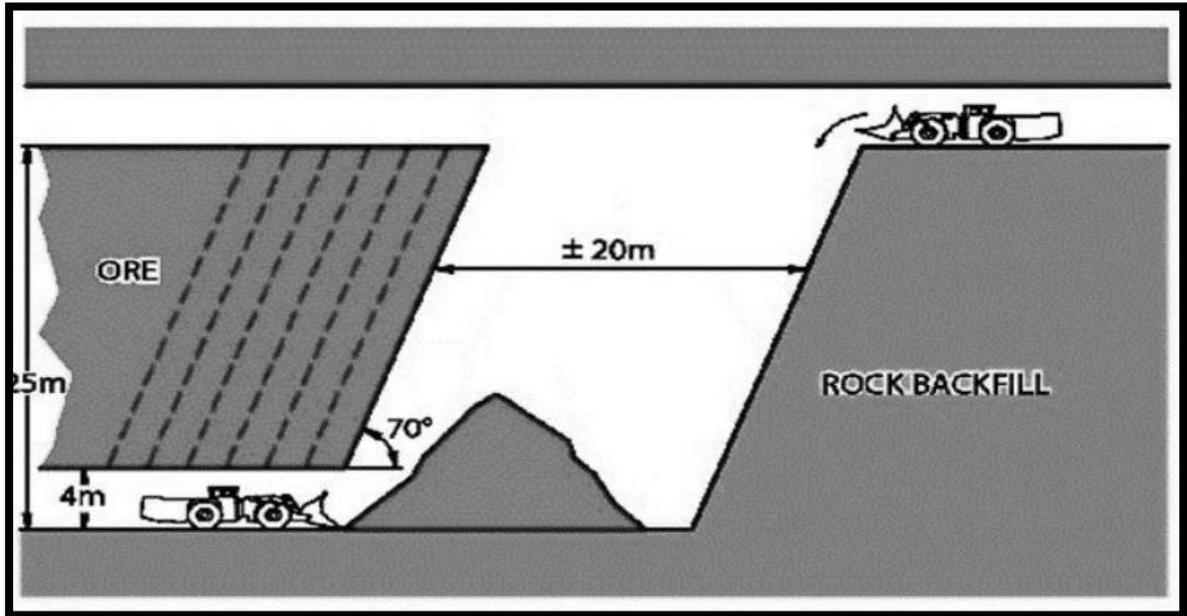


Imagen 12: Corte Longitudinal del método AVOCA

### **II.3.4 Transverse Longhole Stopping.**

Es un método de explotación masiva en la cual el eje longitudinal de la cámara y las galerías de acceso están perpendiculares al rumbo del cuerpo mineral (Imagen 13).

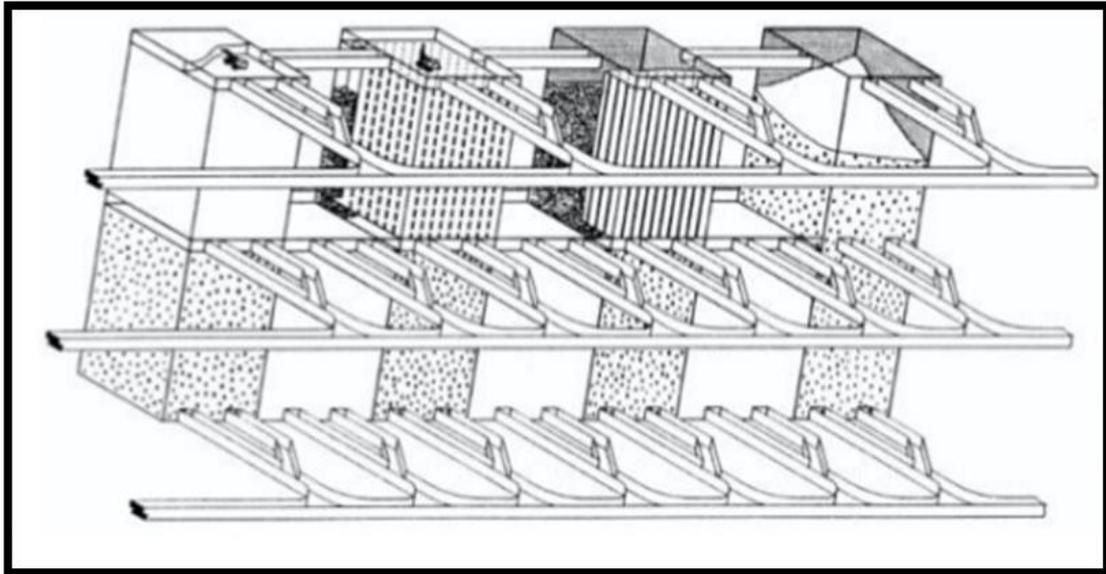


Imagen 13: Disposiciones de explotación transversal.

En general este método es usado donde la calidad de la macizo rocoso de la caja y techo limita la longitud del cámara en la explotación y el ancho de la explotación es mayor de 20 metros.

Esta metodología requiere un mayor desarrollo en la caja piso, sin embargo debido a que cada cámara tiene un acceso independiente, se tiene mayor flexibilidad para la secuencia y programación de la producción.

Las cámaras denominadas primarias pueden ser explotadas por sublevel stoping y luego rellenado con material consolidado que puede ser compuesto del relleno hidráulico o cementado (Imagen 14). Luego se recuperan las cámaras secundarias entre los bloques explotados.

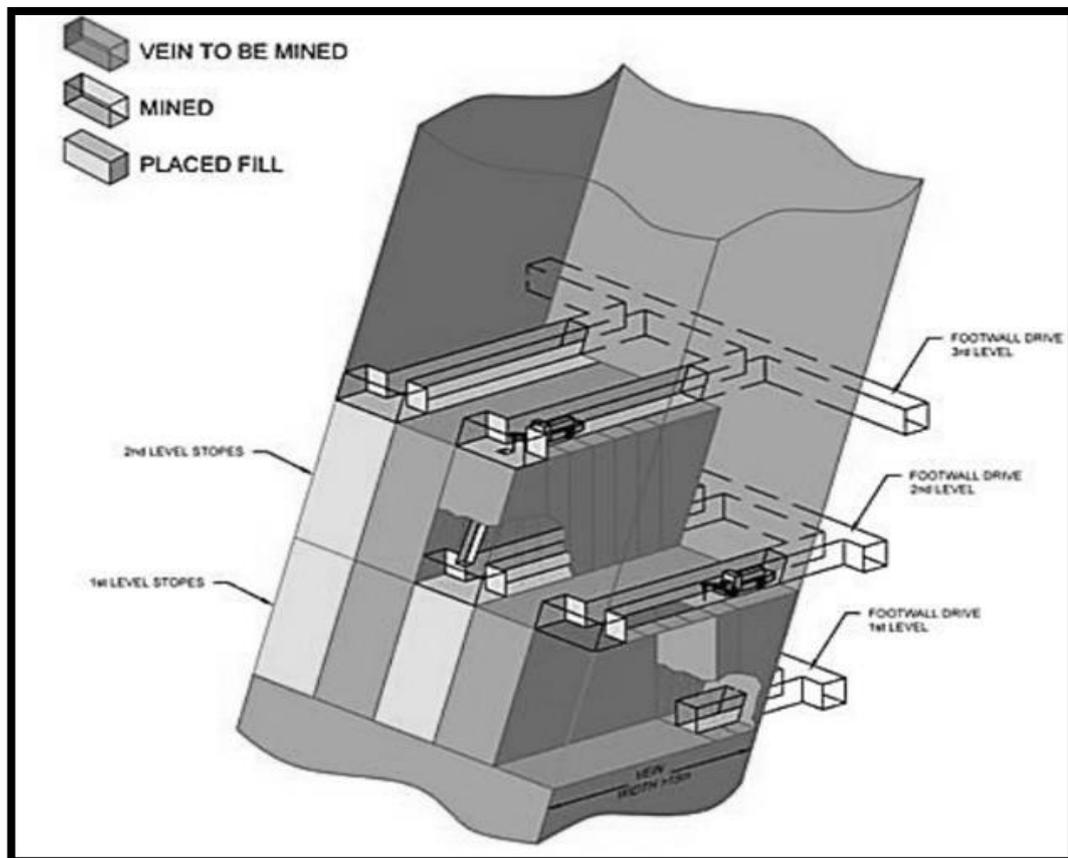


Imagen 14: Transverse Long Hole Stopping.

## II.4 Método de Explotación AVOCA (Bench and Fill Stopping)

El método AVOCA o Bench & Fill corresponde a una variante del anteriormente mencionado Cut & Fill, donde se obtiene una mejora en la productividad y la reducción de los costos de producción (Imagen 15).

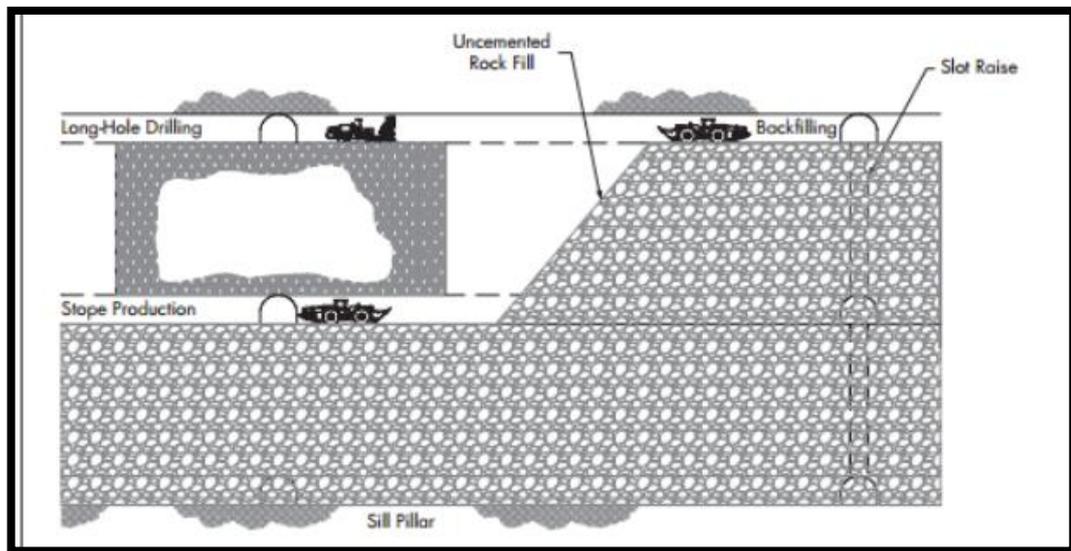


Imagen 15: Método de explotación Bench and Fill.

### Principio

Esta variante del método se aplica en cuerpos de geometría vertical o casi vertical de dimensiones suficientes y una competencia de la roca que permitan la explotación del cuerpo por medio de banqueo. La secuencia de extracción es en retroceso, seguida por la implementación de relleno en avance.

### Diseño de bloques

Para el diseño de los bloques o cámaras de explotación se debe considerar los siguientes aspectos técnicos:

- Estabilidad del caserón.
- Análisis geotécnico.
- Equipo de perforación

### Altura de cámaras de explotación

La altura de la cámara se estima de acuerdo con el equipo de perforación a utilizar, teniendo siempre en cuenta que se cumpla con las condiciones de estabilidad requerida.



Con el fin de minimizar la desviación de las perforaciones a realizar, éstas se pueden hacer de forma descendente con equipos DTH

### Ancho de cámaras de explotación

El análisis para definir el ancho de una cámara de explotación está directamente relacionado con la estabilidad del bloque, siendo además necesario el uso de pilares.

### Labores de preparación para el método AVOCA

Las principales labores mineras necesarias para la explotación de un bloque mineralizado del yacimiento son el nivel de producción y el nivel superior de perforación.

### Nivel de producción

El nivel de extracción consiste de una galería de transporte y estocadas de carguío, las cuales intersectan de tal manera que aseguran la continuidad del diseño a lo largo del nivel.

- *Galería de transporte:* su diseño debe permitir el movimiento expedito del equipo de carguío, evitando quiebres en el recorrido que reducen la velocidad y contribuyen al deterioro de las pistas. Además debe tener una sección adecuada para tránsito de camiones.
- *Estocadas de extracción:* Se deben diseñar considerando que los equipos puedan transitar sin mayores dificultades, además que carguen alineados. Sus parámetros de diseño son la longitud, variable y depende de las dimensiones de las cámaras de explotación, las que a su vez dependen de la geometría del bloque de mineral a extraer; y la distancia entre estocadas, que depende del ancho de las unidades de explotación y de los pilares que le darán estabilidad a la cámara.
- *Nivel superior de Perforación:* El nivel superior tiene por objetivo la operación de los equipos DTH para perforaciones descendentes. En este caso su orientación es paralela al nivel de extracción, y sus parámetros de diseño son los mismos que para el nivel de extracción.

### Secuencia de explotación:

La secuencia de explotación de un bloque consiste en la extracción de una cámara por medio. Primero se explotan las cámaras primarias, posteriormente rellenar éstas y finalmente explotar las cámaras restantes contra relleno (imagen 16). La secuencia operativa es:

- Perforación descendente
- Explotación de las cámaras primarias en retroceso
- Relleno de la cámara explotada
- Voladura de cámara contra relleno
- Relleno faltante



### Perforación y voladura:

El proceso de perforación para el método AVOCA se realiza de manera descendente, haciendo uso de un equipo perforador del tipo DTH con diámetro de perforación de 3 1/2". La voladura de los pozos perforados se basa en la metodología de Ash, estableciendo parámetros para el burden y espaciamiento de los tiros cargados.

### Relleno:

La utilización de relleno en minería subterránea es un importante componente integral para un gran número de faenas subterráneas actualmente en operación, donde este proporciona un grado de estabilidad y seguridad que permite desarrollar los trabajos de manera confiable. La selección del tipo de relleno a utilizar considera una amplia gama de disciplinas, incluyendo mecánica de suelos, mecánica de fluidos, ingeniería de procesos y tecnología de hormigones entre otras.

### Relleno seco:

El relleno seco consiste en material extraído de labores previas, el cual es depositado en las cámaras a rellenar por medio de métodos convencionales de carguío y transporte. Este tipo de relleno es no consolidado, donde sus principales propiedades y parámetros a considerar son:

- Peso del material
- Angulo de reposo
- Angulo de fricción
- Distribución granulométrica
- Cohesión aparente
- Densidad relativa
- Resistencia de corte

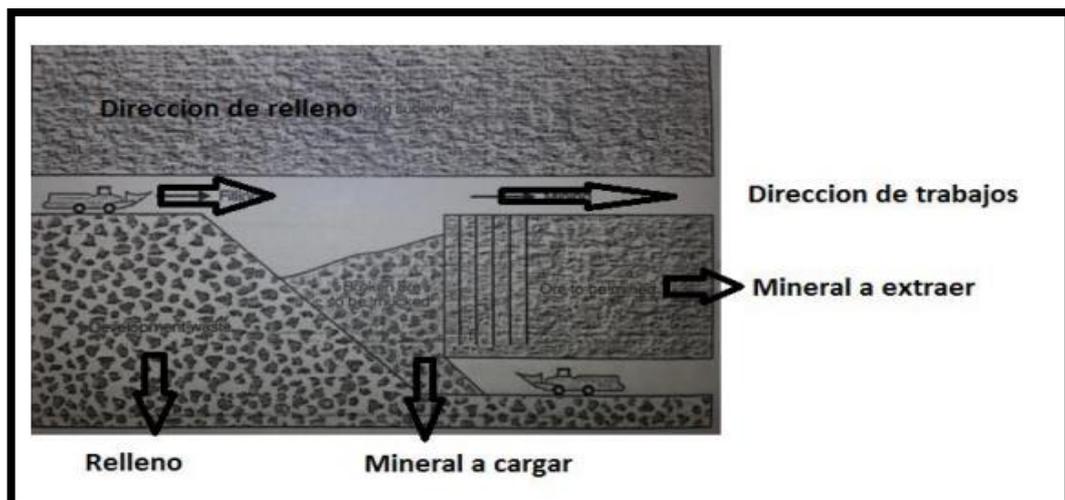


Imagen 16: Introducción en cámara de relleno.



### Relleno hidráulico:

Este tipo de relleno está conformado principalmente por colas de relave, y es preparado en plantas en superficie. Para hacer uso de este tipo de relleno se debe contar con un sistema de drenaje en las cavidades a rellenar, permitiendo así extraer el agua presente en el relleno al momento de su aplicación.

Los parámetros y propiedades relevantes de este tipo de relleno son:

- Porosidad
- Densidad relativa
- Permeabilidad
- Resistencia efectiva al esfuerzo
- Resistencia de corte
- Peso saturado y sumergido
- Dinámicas de fluido

### Relleno hidráulico cementado:

El relleno hidráulico cementado consiste en la adición de cemento o aglomerante al relleno hidráulico anteriormente mencionado. Los principales parámetros a considerar en la utilización de este relleno son:

- Porosidad
- Densidad relativa
- Permeabilidad
- Resistencia de corte
- Peso saturado y sumergido
- Reología

### Relleno de pasta:

Este tipo de relleno es similar al relleno cementado hidráulico, con la diferencia de que además se le agrega cierta cantidad de agua hasta lograr una consistencia gruesa tipo barro. Debe haber suficiente cantidad de finos en el relleno para lograr un comportamiento tipo pasta. Las principales características a observar son las mismas que con el relleno hidráulico cementado

### Relleno compositado:

El relleno compositado consiste en la utilización de relleno seco en conjunto con alguno de los otros tres tipos anteriormente mencionados, para así lograr una mayor consolidación de este en la cavidad. Se debe tener en cuenta las mismas propiedades mencionadas anteriormente para cada uno de los rellenos que conforman el compósito.

## II. 5 Ciclo de trabajo

El siguiente ciclo de trabajo descrito, es aplicable tanto al método Sublevel Stoping como así también al método de estudio, AVOCA.

### II.5.1 Perforación, carga y voladura:

#### ➤ Basales

Un nivel base o nivel de producción, consiste en una galería de transporte y estocadas de carguío que permiten habilitar los puntos de extracción. Se emplazan galerías o subniveles de perforación, dispuestos en altura según diversas configuraciones conforme a la geometría del cuerpo mineralizado.

Para la preparación de las basales de estos métodos se utilizan equipos de perforación electrohidráulicos como Jumbos de dos brazos (imagen 17) con diámetros de perforación de 45 mm o 51mm según diagrama de voladura. Las secciones de dichas labores están sujetas a envergadura de los equipos, tipo de ventilación, etc., pero se mantienen dimensiones de aproximadamente 4 x 4m o 5x5 m. La longitud de perforación es de 3,70m a 4,20m, se tienen diferentes diagramas según se avance en estéril o mineral.



Imagen 17: Equipo de perforación horizontal, Jumbo electrohidráulico de dos brazos

Diagrama de perforación empleado para un avance en estéril y, donde se visualiza en el arranque cuatro taladros vacíos de mayor diámetro (Imagen18).

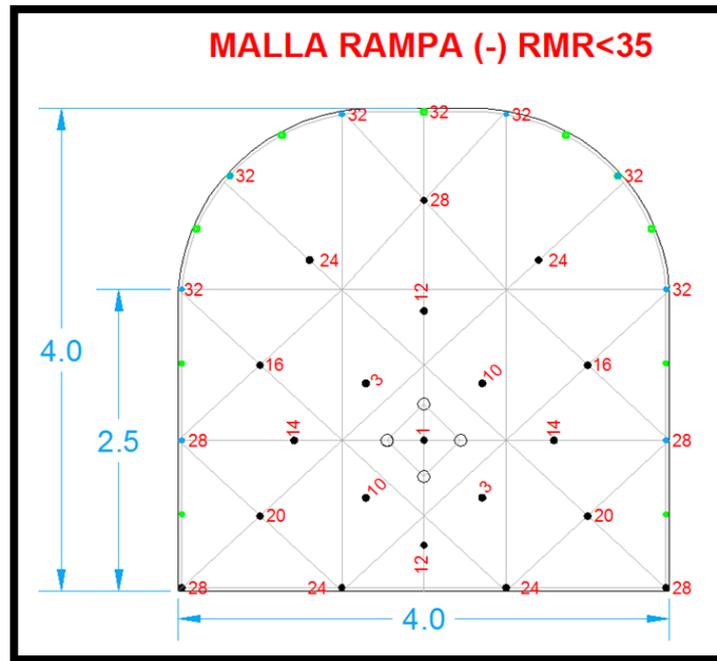


Imagen 18: Diagrama de perforación para avance en estéril.

Diagrama de perforación empleado para un avance en mineral, donde se visualiza en el arranque con dos taladros vacíos de mayor diámetro en algunos casos pueden llegar a ser tres según el grado de fracturación de las vetas. (Imagen19).

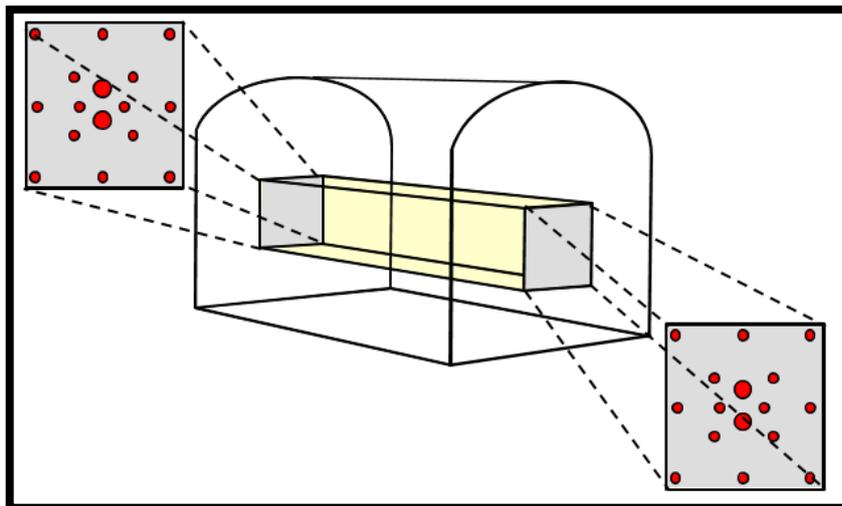


Imagen 19: Arranque o cuele de cuatro secciones para arranque de mineral.



Los explosivos utilizados para el avance son; como carga de fondo emulsión encartuchada con su respectivo detonador no eléctrico, y como carga de columna emulsión inyectada.

La iniciación de estos frentes se genera con un detonador electrónico.

Subnivel de perforación: Este nivel se ubica en el techo de la cámara, tiene como objetivo principal permitir la operación de los equipos de perforación del cuerpo superior del caserón. La ubicación de este nivel depende de criterios económicos, es así como en algunos casos puede ser más conveniente colocar el nivel a una cota inferior y dejar un pilar facilitando así el desarrollo de accesos y reduciendo los costos de desarrollo. También podría ser preferible desarrollar el nivel a una cota más alta del límite de la cámara, aumentando el tamaño de pilar a utilizar. Criterios de diseño Se deben considerar los siguientes aspectos:

- Tamaño de los equipos
- Diagramas de perforación.
- Secuencia de explotación de los caserones
- Secuencia de voladura.
- **Chimenea Slot:**

Esta cara libre se crea a partir de la excavación de una chimenea piloto, que puede ser generada por distintos métodos, tales como VCR, Raise Boring, perforación manual, etc. La chimenea de corte se ubica en un extremo de la galería de corte y su longitud es igual a la altura máx .

Si se confecciona con el método Vertical Crater Retreat se produce el arranque del material mediante cargas esféricas (Imagen 22).

Este método utiliza taladros vacíos de gran diámetro perforados desde un nivel superior en toda la longitud de la chimenea (imagen 23) Una vez controladas las desviaciones de los taladros y la altura de corte en cada uno de los realces 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 (Imagen 20).

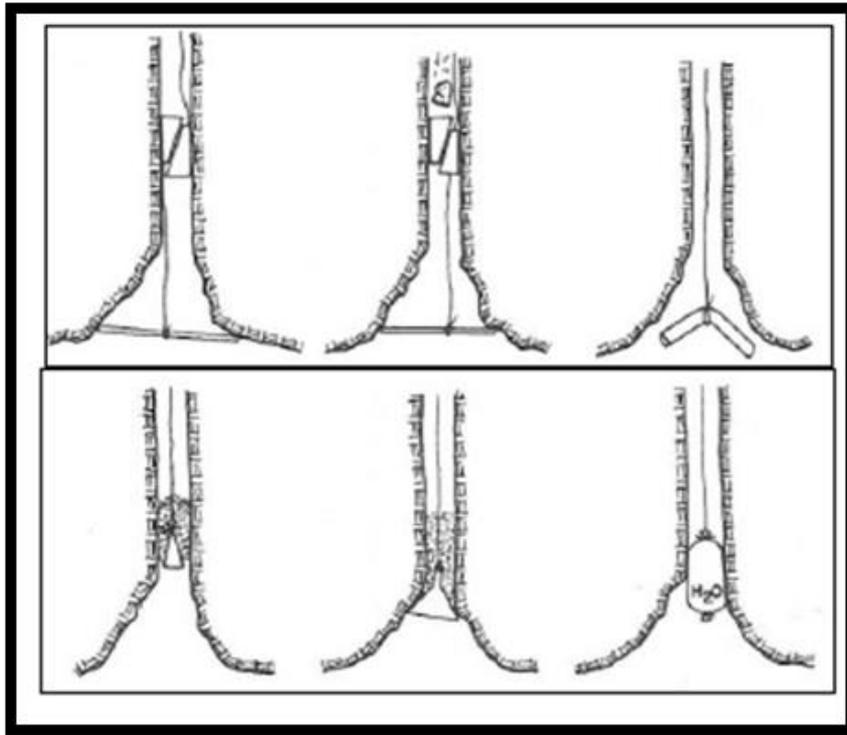


Imagen 20: Cierre de los barrenos en parte inferior con posterior carga.

Los taladros se cargan y se detonan por secciones, avanzando desde el nivel inferior hacia el nivel superior (Imagen 21).

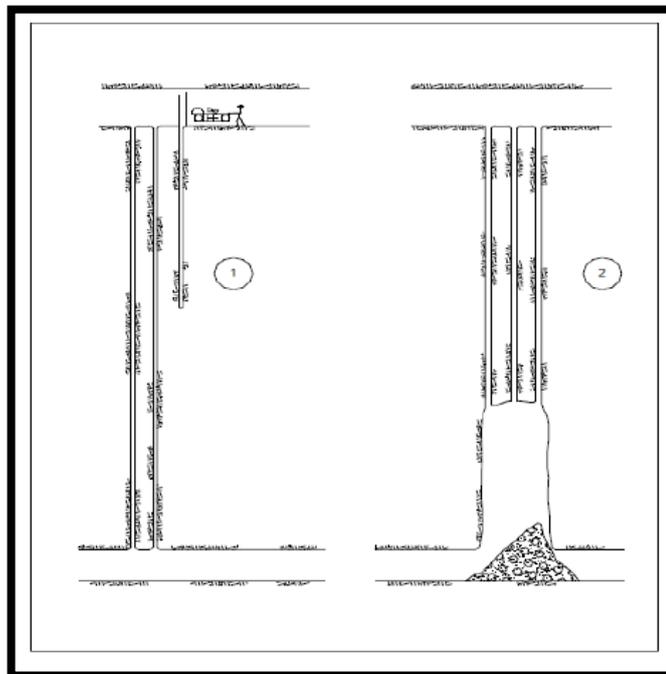


Imagen 21: Perforación desde el nivel superior.

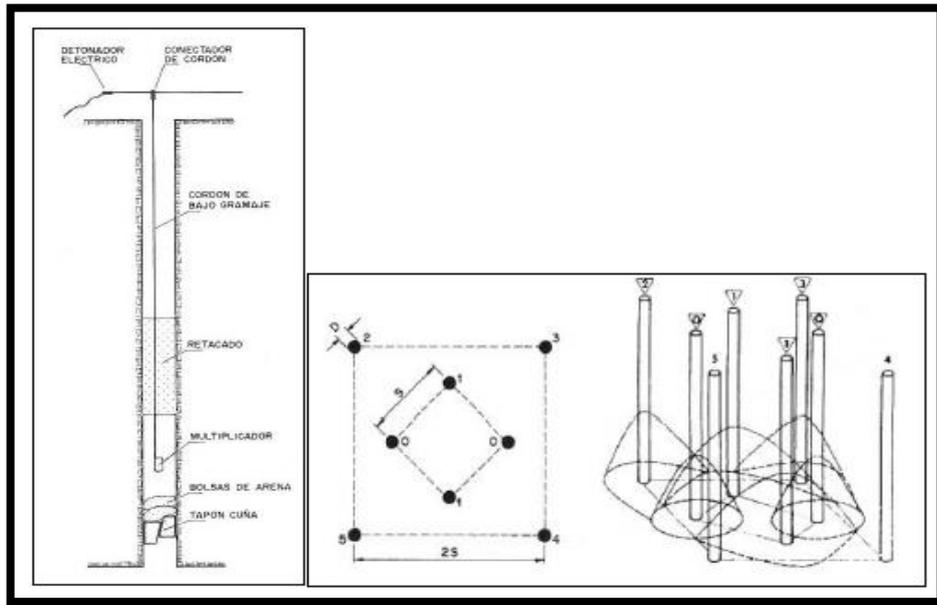


Imagen 22: Arranque aplicando el principio de la voladura esférica.

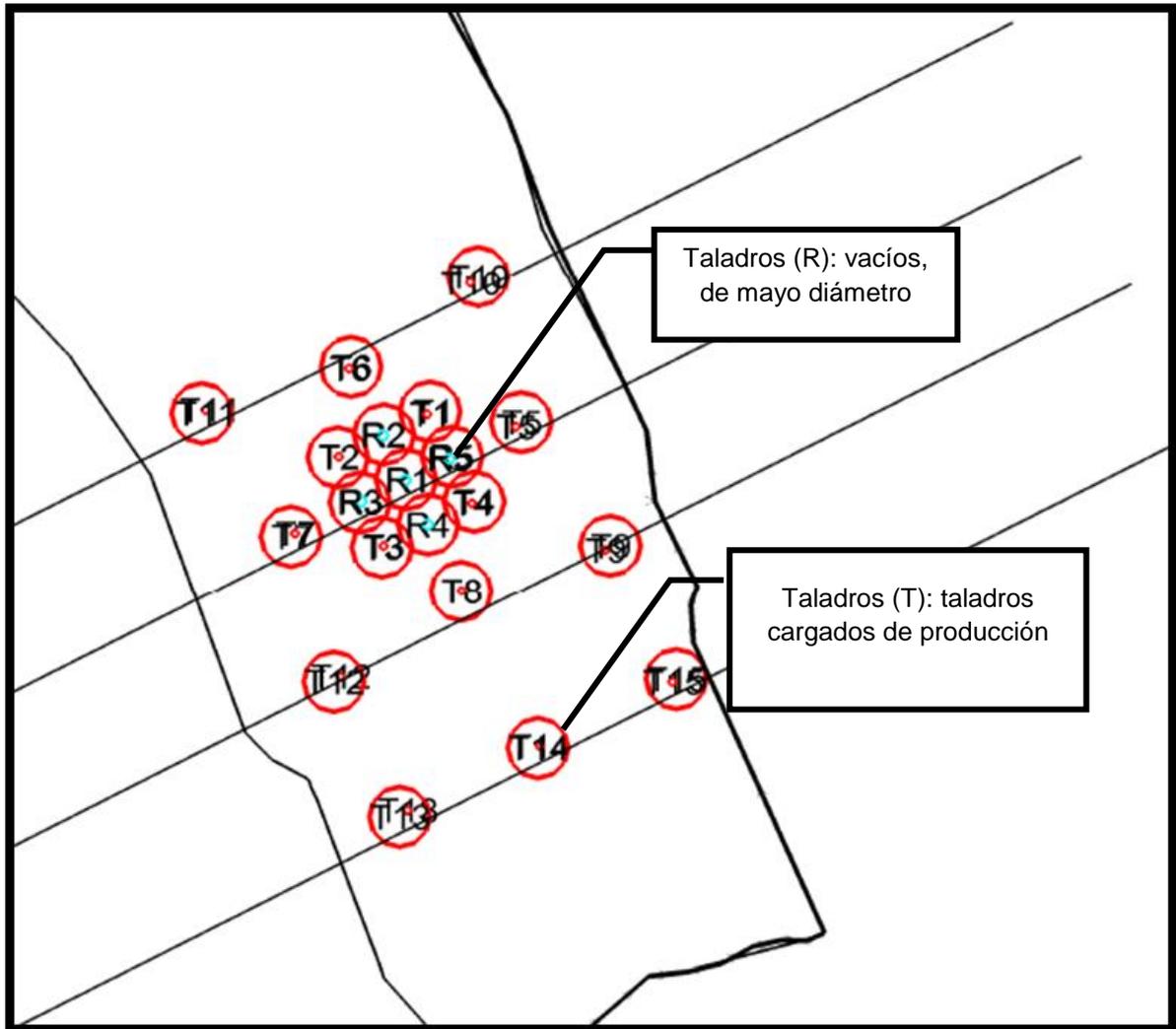


Imagen 23: Diagrama de Perforación, abertura de cara libre o slot.

### Cámaras:

En la versión convencional se perforan tiros radiales (abanicos) a partir de los subniveles dispuestos para esos fines. Se trata de tiros largos (hasta unos 30 m) de 2 a 3 pulgadas de diámetro, perforados de preferencia con perforadoras tiros largos electro-hidráulicas y barras de extensión (imagen 24).

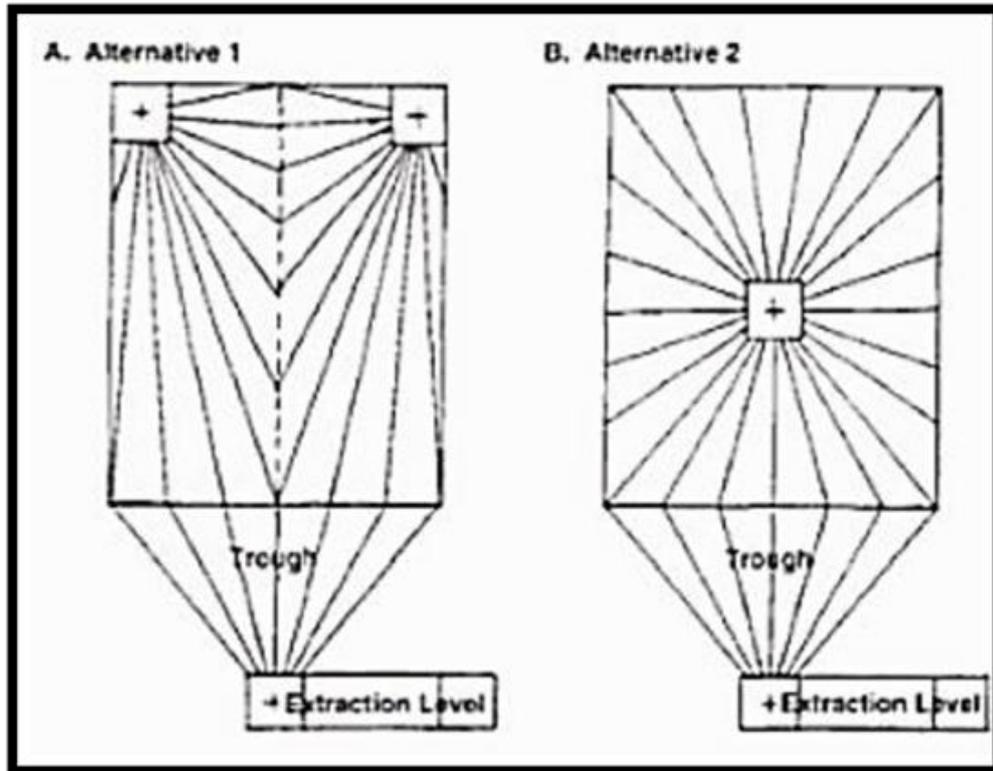


Imagen 24: Perforación en tiros radiales.

Los equipos utilizados son de tiros largos como ser CUBEX (4") DL (3") (Imagen 25). las longitudes de perforación están según diseño de cámaras, estos equipos están diseñados para perforar de 30 a 50 m lineales, dados los desvíos que se generan a mayores longitudes; se diseñan cámaras de 15 a 20m.



Imagen 25: Equipo de perforación de tiros largos CUBEX



Los explosivos empleados para la explotación de las cámaras es booster con iniciador como carga de fondo, y como carga de columna emulsión inyectada.

Los detonadores empleados tanto para cebar la carga como para dar inicio en este caso son electrónicos.

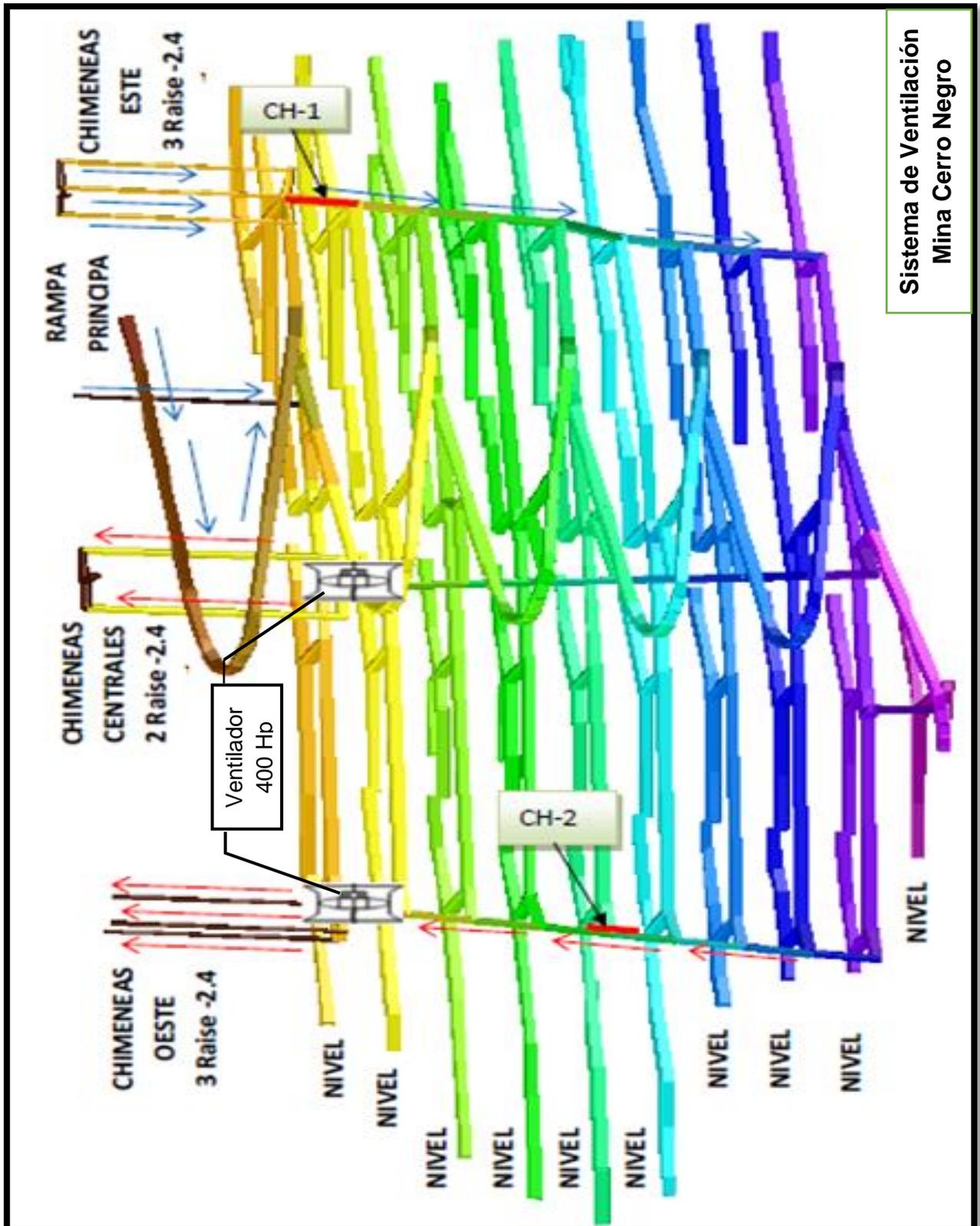
Los diagramas de voladuras de las cámaras están sujetos al diseño de las cámaras; potencia, largo, alto y buzamiento de las vetas.

### **II.5.2 Ventilación:**

La utilización generalizada hoy en día de equipos cargadores diésel (LHD) para el manejo del mineral, exige disponer de una adecuada ventilación del Nivel de Producción.

Para tal propósito, se utilizan las galerías de acceso o de cabecera ubicadas en los límites de la cámara: el aire es inyectado por una de estas galerías y luego de recorrer el nivel es extraído por la otra.

Los subniveles de perforación se ventilan desviando parte del flujo de aire hacia las chimeneas o rampas de acceso a dichos subniveles.



Sistema de Ventilación  
Mina Cerro Negro

Imagen 26: Sistema de ventilación. Mina Cerro Negro



### II.5.3 Manejo de mineral:

Se utilizan preferentemente equipos LHD (Imagen 27), para la extracción, carguío y transporte del mineral hacia estaciones de traspaso, donde es cargado a camiones para su transporte final a superficie.



Imagen 27: Pala Cargadora LHD

Para la ubicación de los niveles de extracción y techo se deben considerar los siguientes criterios:

- Máxima recuperación del cuerpo mineralizado.
- Largo máximo de perforación con equipos de perforación disponibles.
- Distancia entre niveles y accesos existentes.
- Condiciones geomecánicas de estabilidad del cuerpo mineralizado.
- Incluir bloques con ley menor a la ley de corte para obtener diseños estables y operativos.

Nivel de extracción: El nivel de extracción está conformado por una galería para la extracción de mineral volado y estocadas de carguío y galería de transporte.

Criterios de diseño: En el nivel de extracción se utiliza principalmente equipos para el carguío y transporte del mineral. Luego, el diseño de las galerías de este nivel deben tomar en cuenta las dimensiones de los equipos a utilizar, facilitando así su movimiento y maniobrabilidad.



**Galería de transporte:** El diseño de esta debe permitir el movimiento expedito de los equipos de carguío, evitando quiebres en el recorrido que reducen la velocidad y contribuyen al deterioro de las pistas. Además debe tener una sección adecuada para tránsito de camiones.

**Estocadas de carguío:** estas deben ser diseñadas de tal manera que los equipos de carguío puedan acceder sin mayores dificultades, y que puedan cargar alineados (sin quiebres). Se debe tener en cuenta el ángulo entre la estocada y la galería de modo que los vehículos pueden ingresar sin mayores problemas.

#### **II.5.4.Fortificación:**

La aplicación de este método exige buenas condiciones de estabilidad tanto de la roca mineralizada como de la roca circundante. No requiere, por lo tanto, de la utilización intensiva o sistemática de elementos de refuerzo.

Las galerías de producción en la base de las cámaras se fortifican por lo general, según requerimiento, mediante pernos cementados o pernos y malla de acero (incluso shotcrete), atendiendo a las condiciones locales de la roca. En los subniveles de perforación se puede utilizar localmente elementos de refuerzo provisorios cuando las condiciones de la roca así lo requieran.

La fortificación designada tendrá de variable guía el radio hidráulico obtenido en el avance de la explotación de las cámaras; al cual podemos definir como la distancia óptima entre la cara de avance de producción y el frente de relleno que nos permitirán determinar cuántas cámaras se podrán tener vacías sin afectar el sostenimiento ya realizado; para calcular este radio, se considera la aplicación de métodos empíricos para el diseño de las cámaras y así obtener las distancias operativas adecuadas.

Entre los métodos empíricos empleado tenemos:

➤ Método gráfico de estabilidad (MATHEWS, 1981)

El método de diseño empírico de Mathews (Mathews et al., 1981) corresponde a un criterio de estabilidad empírico creado en un comienzo para cámaras en profundidad y luego extendido mediante la ampliación de la base de datos de trabajo (Hadjigeorgiou et al., 1995, Mawdesley et al., 2001, Stewart & Forsyth, 1995, Trueman et al., 2000). Este criterio tiene el poder de reconocer:

- i. Falla controlada por esfuerzos en cámaras.
- ii. Falla estructural en cámaras.
- iii. Falla por combinación de mecanismos anteriores

El criterio de estabilidad gráfico genera tres zonas de estabilidad en un gráfico de dispersión semi-logarítmico que incluye las siguientes definiciones:

- **Zona estable:** La excavación se mantiene en buen estado sin utilización de soporte, o sólo con necesidad local de soporte.



- **Zona de falla:** La excavación presenta falla localizada, pero tiende a formar arcos mecánicos estables. Sumando la utilización de soporte puede disminuir el riesgo de falla.
- **Zona de falla mayor:** La excavación falla y no logra estabilizarse antes del relleno de toda la cavidad.

Las zonas anteriores son separadas entre sí por límites de isoprobabilidad. Para ubicar los puntos en el gráfico de dispersión de Mathews se introduce la medida del radio hidráulico (HR) que cuantifica el tamaño de la pared de la cámara a evaluar.

Ecuación 1.

$$\text{Radio hidráulico. } HR = \text{Área excavación [m}^2\text{]} / \text{Perímetro excavación [m]}$$

Adicionalmente se instaura el siguiente método como indicador de estabilidad, conocido como el número de estabilidad N.

Ecuación 2. Número de estabilidad de Mathews (1981)

$$N = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$$

En donde:

- Q': Q de Barton modificado (Barton et al., 1974)
- A: Factor de ajuste por esfuerzos
- B: Factor de ajuste por discontinuidades
- C: Factor de ajuste por gravedad

En este caso el índice Q' no incluye el factor de reducción de esfuerzos (SRF) porque éste se basa en casos históricos de túneles y no necesariamente representa el efecto de los esfuerzos sobre las cámaras abiertos. El factor A es el que representa el ajuste por esfuerzos inducidos y reemplaza la corrección por SRF. Este factor se calcula gráficamente en base a la relación entre la resistencia a la compresión uniaxial (UCS [MPa]), y el esfuerzo inducido máximo ( $\sigma_1$  [MPa]) actuando en compresión en la pared en evaluación. El factor B corresponde al ajuste por estructuras, y se determina gráficamente mediante el ángulo que surge entre el set estructural más desfavorable y la pared en evaluación. Finalmente, el Factor C representa el ajuste por inclinación de las paredes y es calculado gráficamente a través de la inclinación de la pared en evaluación 1. Con ambos valores calculados, ubicando el par ordenado (HR, N) en el método gráfico de Mathews, se puede determinar la condición de estabilidad que tendrá la pared evaluada en relación a las guías de estabilidad propuestas por el método.

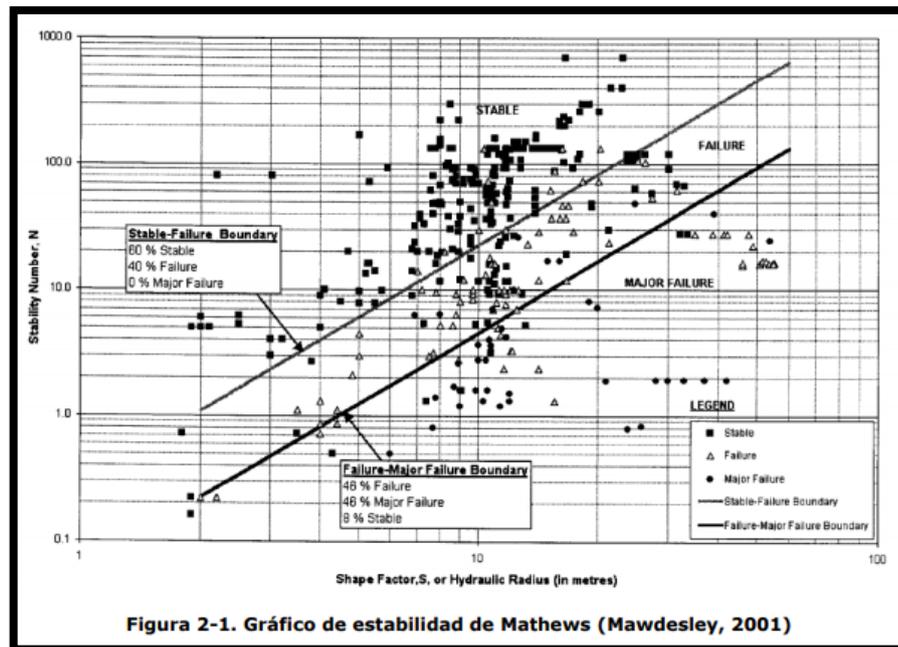


Imagen 28: Grafico de estabilidad de Mathews

- Método gráfico, modificado de estabilidad (POTVIN, 1988):

Este segundo método empírico corresponde a una modificación del método de Mathews (1981) en la asignación de valores a los factores de ajuste B y C. Potvin utiliza como modelo base para su metodología el modelo planteado por Mathews, debido a que fue especialmente diseñado para caserones abiertos y ha probado tener buena calibración para la minería Canadiense (Bawden et al., 1988, Potvin, 1988). Potvin utiliza tres aspectos fundamentales para crear su método empírico:

- Características del macizo rocoso definidas y calibradas
- Esfuerzos inducidos.
- Condiciones físicas del problema.

Al igual que Mathews, Potvin utiliza un gráfico de dispersión semi-logarítmico que se divide en tres zonas:

**Zona estable:** Estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no necesita de mayor soporte o refuerzo.

**Zona de falla menor.** Se generan desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable. Se aconseja la utilización de soporte y refuerzo.

*Zona de caving:* Inestabilidad potencial, donde puede ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared de manera de inhabilitar la actividad minera en el sector. La base de datos total considera 175 casos de caserones sin soporte y 67 casos de caserones con cableado, tomados con metodología probada y sugerida por Brown (Brown, 1985). Para ubicar los pares ordenados (HR, N') en el gráfico de dispersión, Potvin modifica el método de clasificación de estabilidad conocido como el número de estabilidad modificado N':

Ecuación 3. Número de estabilidad de Potvin (1988):

$$N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$$

En donde:

Q': Q modificado Barton

A: Factor de ajuste por esfuerzos modificado

B: Factor de ajuste por discontinuidades modificado

C: Factor de ajuste por gravedad modificado

En el método de Potvin el Factor A, derivado por modelamiento numérico, representa la influencia de los esfuerzos inducidos en torno a la excavación. Los factores B y C fueron modificados de sus antecesores de Mathews 2, a través del estudio en redes estereográficas y minimizando las formas de falla por gravedad en dos formas: caída por causa gravitacional y deslizamiento relativo de bloques. Así el valor de estabilidad modificado N' toma valores entre 0.2 y 720.

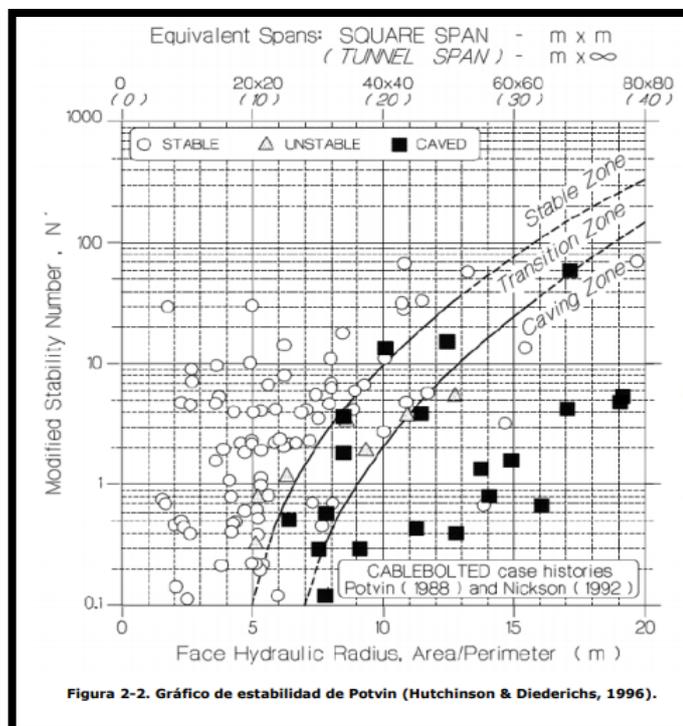


Imagen 29: Grafico de estabilidad de Potvin.

### Critica a los métodos de diseño empírico.

Los métodos empíricos suelen ser más confiables en su utilización porque hacen uso de experiencias pasadas, y no caen en las dificultades que presenta el modelamiento numérico en estimar parámetros representativos para el problema. Sin embargo, debe tenerse siempre presente que los métodos empíricos deben ser utilizados exclusivamente en condiciones similares a las que fueron calibrados, de lo contrario no aseguran representatividad.

Una limitación compartida por el método de Mathews (1981), el método de Potvin (1988) y sus mejoras posteriores, es el no entregar una información clara sobre otros aspectos de interés para el diseño minero como la estimación de la sobre excavación, debido a que ambos presentan:

- Descripciones cualitativas que entregan sólo estimación gruesa de la sobre excavación.
- Desentendimiento de factores operacionales como la excavación de zanjas, y la influencia de las operaciones de perforación y tronadura.

Si bien las bases de datos de casos históricos con las que se construyen las guías gráficas representan información valiosa para back análisis, es debido a los puntos anteriores y a la heterogeneidad propia de los macizos rocosos, que las guías gráficas de estimación de dilución carecen de precisión.

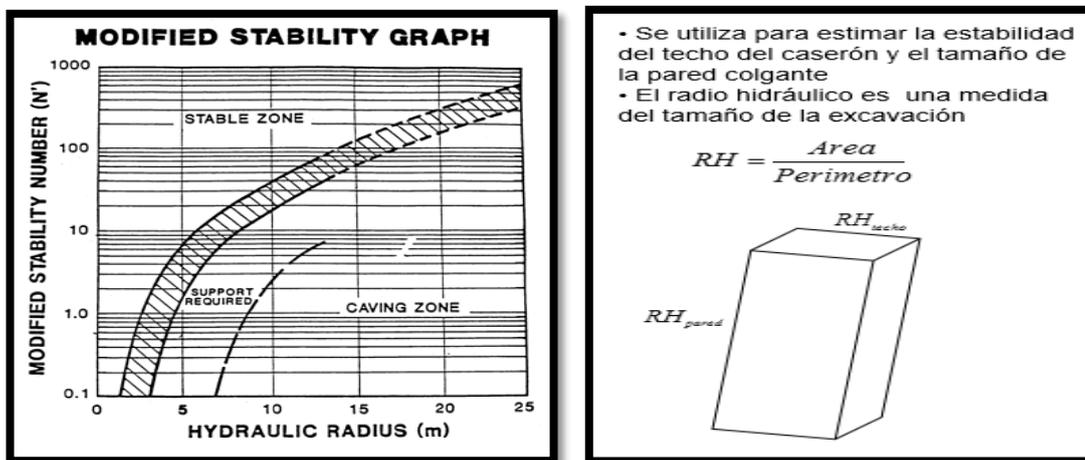


Imagen 30: Grafico de estabilidad.

### II.5.5 Relleno de cámaras.

El material de relleno puede estar constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina, las que se distribuyen sobre la superficie de las cámaras. También el material de relleno puede ser de relaves (desechos de plantas de concentración de



minerales), o arena mezclada con agua, que son transportados al interior de la mina y se distribuyen mediante tuberías, posteriormente el agua es drenada quedando un relleno competente. A veces se le agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura. Este relleno debe ser lo más barato posible, tanto en su obtención como en su abastecimiento.

Según el caso, su procedencia puede ser la siguiente:

➤ Canteras especiales:

Este relleno se obtiene en la superficie, en canteras especialmente organizadas con ese objeto, para así abaratar los costos. De todas maneras, salvo en aquellos casos de canteras de arenas o de materiales detríticos que se pueden obtener a un costo muy reducido, este sistema es por lo general caro.

➤ Estériles de plantas de pre concentración:

Se usa cuando la planta está a poca distancia de la mina; de no ser así, obliga a un mayor costo de transporte del estéril.

➤ Relleno Hidráulico:

Consiste en transportar un relleno constituido por material de grano fino, suspendido en una pulpa en base a agua, que se deja decantar en la cámara.

➤ Relleno Creado In Situ:

La obtención de relleno en el caserón mismo puede ser ventajoso, como por ejemplo en el caso de vetas angostas o de vetas que presentan variaciones en la mineralización.

## II.5.6 Transporte del relleno

Desde el punto de vista de transporte se distinguen dos tipos de rellenos: rellenos secos y relleno húmedos.

➤ Transporte de relleno seco:

Se transporta de manera idéntica que el mineral, es decir, se empleará el mismo equipo empleado en el transporte del mineral. De esta manera, el relleno llega a las cámaras por la galería superior y vaciado o transportados en camiones.

➤ Transporte de relleno Hidráulico o Húmedo:

Es un caso especial en que la pulpa es transportada por gravedad a través de una red de cañerías con varios terminales que se introducen en las cámaras desde la galería superior por una chimenea o bien por perforaciones de sondajes entubados

### Comentarios sobre método de explotación:

El advenimiento de innovaciones tecnológicas en cuanto a perforación y tronadura subterránea de tiros largos de gran diámetro (LBH), ha traído consigo un significativo aumento de la popularidad de este método.



El mayor volumen y complejidad de los desarrollos es compensado por la mayor eficiencia de las operaciones. La perforación, la voladura y la extracción del mineral son operaciones que se pueden ejecutar de modo independiente entre sí.

Permite la utilización intensiva de equipos mecanizados de gran rendimiento; vale decir, pocas unidades con escaso personal. Se puede obtener así una alta productividad en un sector concentrado de la mina.

El trazado de los límites de las cámaras no acepta líneas sinuosas. En el marco de esos límites pueden quedar incorporados sectores de baja ley como así mismo quedar excluidos otros de alta ley. En este sentido el método Sub Level Stoping es poco selectivo, especialmente en su versión moderna Long Blast Hole.

El conocimiento riguroso y la interpretación adecuada del modelo geológico del yacimiento son factores claves para el éxito de la aplicación de este método; conjuntamente con un cuidadoso control del trazado de los diagramas de voladura.

### Ventajas

- Muy favorable para mecanización
- Altamente eficiente.
- 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, tronaduras semanales son frecuentes \_ turnos entrenados y eficientes
- Mineral está disponible de inmediato al iniciarse la tronadura de producción

### Desventajas

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



## CAPITULO III: ESTUDIO DEL CASO

### III.1 Parámetros del método de explotación.

El método Sublevel Stopping, se caracteriza por ser un método de producción masiva, aplicado a cuerpos vetiformes con potencias mayores a 6 metros.

Esto se debe a razones operativas ya que los equipos utilizados son de gran envergadura y limitados para vetas de gran buzamiento.

Se consideran alternativas del método, según la variación de potencia, en algunos sectores se emplea el breasting (realce) dándole así las condiciones necesarias de trabajo.

Para acceder a la explotación de las cámaras se deben realizar trabajos de desarrollo, tanto en el nivel superior como en el inferior. Esto lleva al desarrollo de las galerías basales.

El ciclo de explotación consta de saneo, fortificación, perforación, carga de explosivo, voladura, y limpieza de material.

Los equipos con que se cuenta, son de tiros largos Perforadora JUMBO CUBEX ORION 10398, Perforadora JUMBO SANDVICK DL 311; Perforadora JUMBO SANDVICK DL 411 (ver anexo n°4: equipos), con sus limitantes por sus dimensiones, obteniendo un buen resultado final con ambos. Los diagramas de voladuras son diseñados para realizar perforaciones descendentes.

A fin de asegurar la producción, se deben realizar trabajos de fortificación previos.

Se efectúa la voladura y se extrae el material por nivel inferior con equipos con telecomando para no exponer a los operarios y abarcar toda la cámara; operación que se repite con dos cámaras consecutivas; este número de cámaras se debe a la limitación que da el radio hidráulico de trabajo, iniciadas las tareas de relleno, el equipo de perforación ya tiene asignado un nuevo frente de trabajo y una vez finalizada la extracción total del material volado se efectúan las operaciones de relleno, utilizando material detrítico en caso que no fuese cámara base, caso contrario relleno cementado (Imagen31).

Según la valuación económica de las cámaras subsiguientes, se considera el tipo de relleno a efectuar, en caso de un relleno 100% detrítico se genera una cara libre dejando un pilar de mineral como protección del advenimiento del material detrítico contra la cámara (Imagen32), caso contrario si el relleno es cementado no se deja un pilar de mineral, utilizando como plano de debilidad el contacto del relleno con la veta.

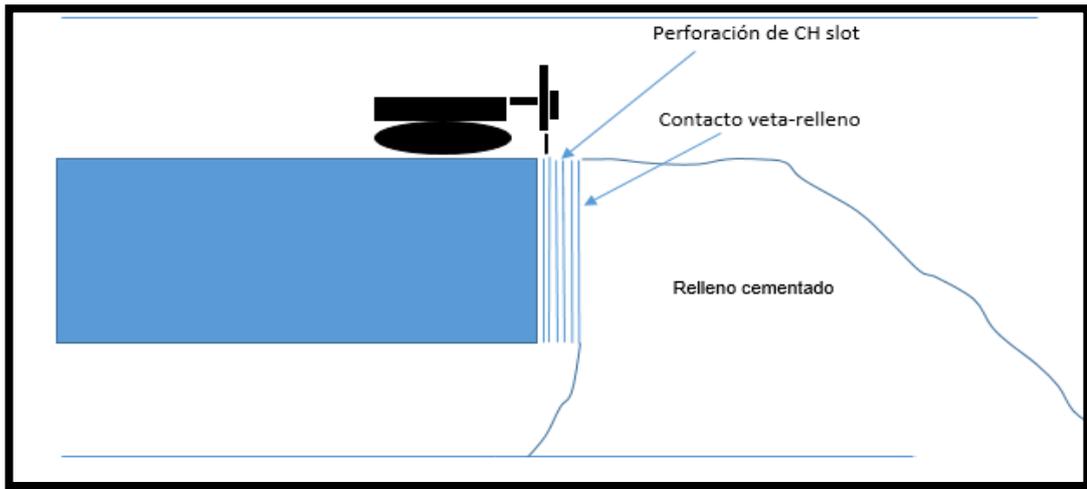


Imagen 31: Perforación de cara libre en límite de relleno cementado y el cuerpo mineralizado.

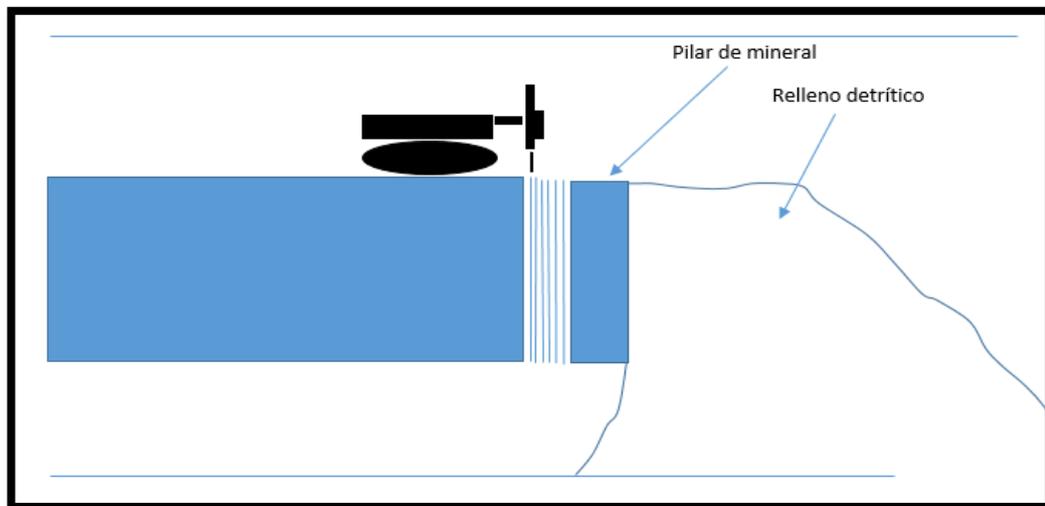


Imagen 32: Perforación de cara libre, en caso que la cámara fuera rellena con material detrítico, se deja un pilar de mineral para protección..



En cuanto al método propuesto AVOCA, presentan las mismas condiciones de preparación y desarrollo, entre estas se tiene el nivel superior de perforación donde los equipos realizan la perforación de manera descendente; y el nivel inferior de extracción o producción, que consiste de una galería de transporte y estocadas de carguío las cuales intersectan de tal manera que aseguran la continuidad del diseño a lo largo del nivel (Imagen 33).

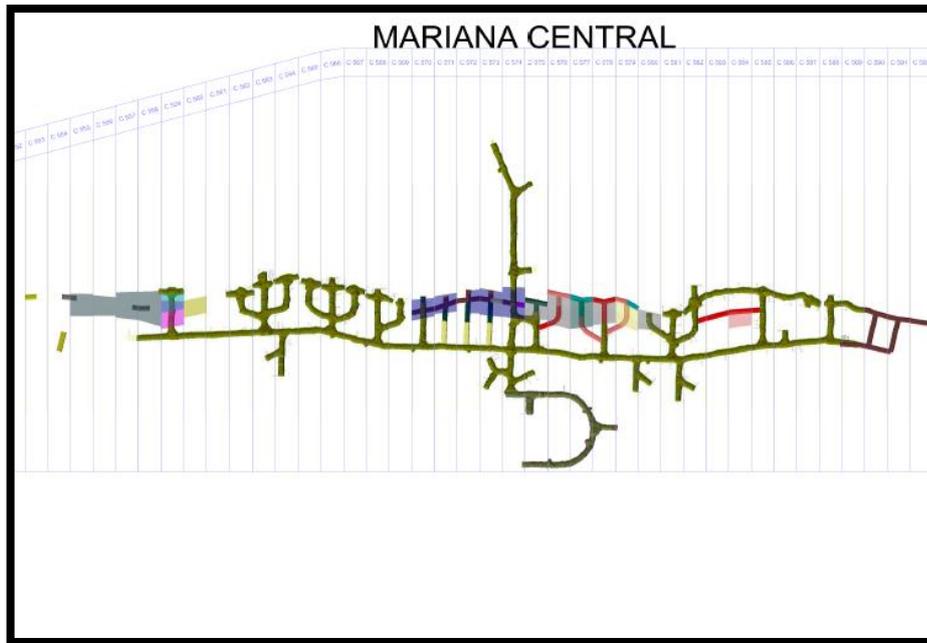


Imagen 33: Vista Planta Mariana Central.

Sus variantes en relación al Sublevel Stopping se dan en el ciclo de trabajo; puesto que en el mismo se genera una sola cara libre (chimenea Slot) para la explotación sucesiva de varias cámaras

Se realizan perforaciones largas, en abanico para la chimenea de Slot y producción.

La secuencia de perforación de los abanicos se realiza en retroceso alejándose del slot (cara libre) y de las cámaras abiertas.



En la imagen 34 se puede observar una alternativa de carguío de chimeneas en forma ascendente, con detonadores electrónicos.



*Imagen 34: Carga de chimenea en forma ascendente.*

En la imagen 35, se está efectuando el chequeo de los retardos de los detonadores.



*Imagen 35: Chequeo de retardos de los detonadores.*

Los esquemas siguientes pertenecen al diagrama de perforación de las chimeneas slot según el equipo empleado (imagen36).

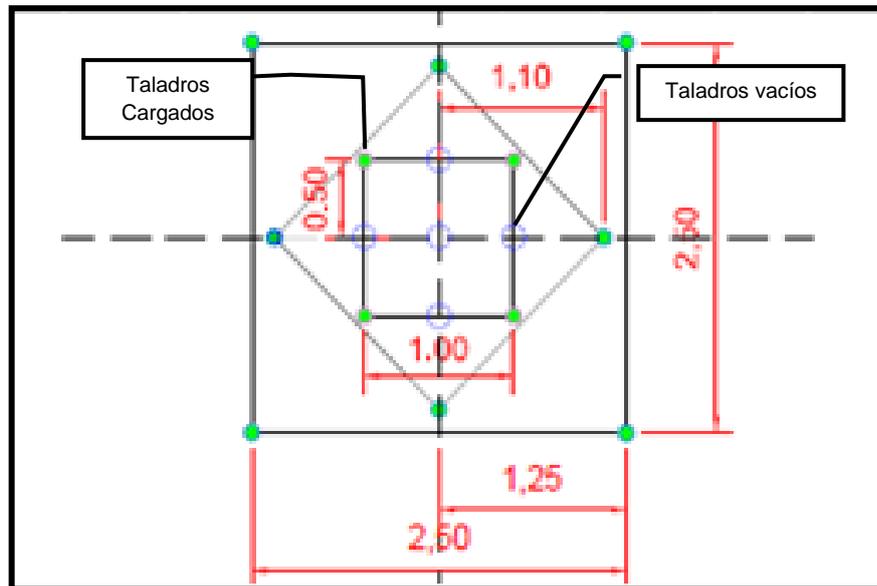


Imagen 36: Chimenea de Jumbo perforador DL o Cubex.

Cuando la chimenea es realizada con el Equipo Cubex, la apertura se realiza a través de un solo evento, ya que este equipo permite perforar agujeros de hasta 30" de diámetro, lo cual le da espacio suficiente para que sirva como cara libre, mientras que con DL, se realiza en 2 ó 3 eventos, hasta 4 (en VCR). (Imagen 37).

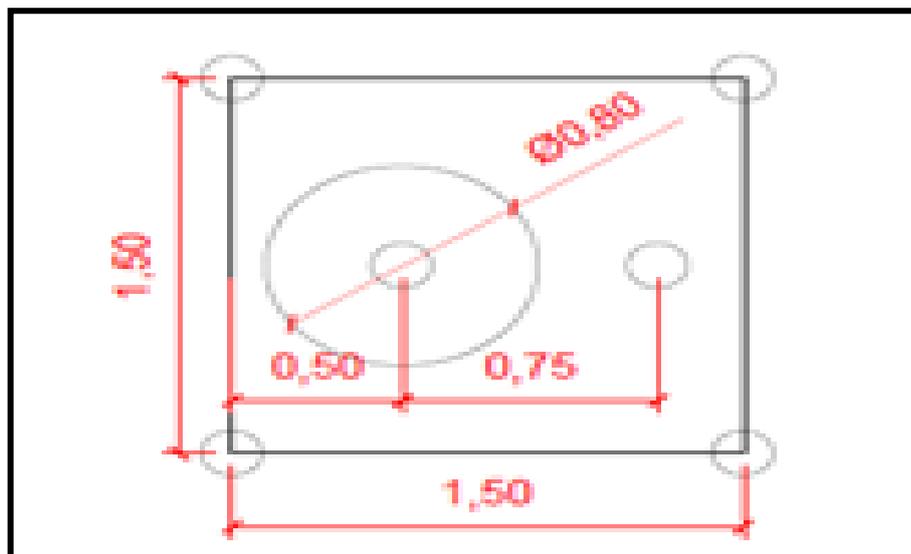


Imagen 37: Chimenea de Jumbo perforador Cubex (Cabezal Roger).

En cuanto a las perforaciones de desarrollo (imagen 38), se tiene en cuenta las distancias de separación de filas y los diámetros de perforación.



*Imagen 38: Diagrama de perforación de desarrollo.*

Aproximadamente en los Jumbos Cubex el burden es de 3,00 m, usando diámetros de perforación a partir de 4.5" y en los DL de 1,50 m y los diámetros de perforación son de 3" y 3,5" generalmente.

Así como en el diseño de chimeneas; En el diseño de las cámaras de explotación también consideramos aspectos técnicos: Estabilidad de la cámara; Análisis geotécnico (según tipo de roca) y Altura de cámaras de explotación (imagen 39).

En cuanto a la altura de la cámara se estima de acuerdo con el equipo de perforación a utilizar, es importante destacar que utilizamos los mismos equipos que en sub level stoping; teniendo siempre en cuenta que se cumpla con las condiciones de estabilidad requerida. Con el fin de aminorar la desviación de las perforaciones a realizar.

Las medidas de cámaras a explotar tienen diseños de 22 a 25 m de largo aproximadamente.

Culminada la perforación, se relevan los taladros realizados con un dispositivo réflex (REFLEX AX1148) para corroborar la calidad de los mismos (desvíos, longitud, presencia de fallas;etc).

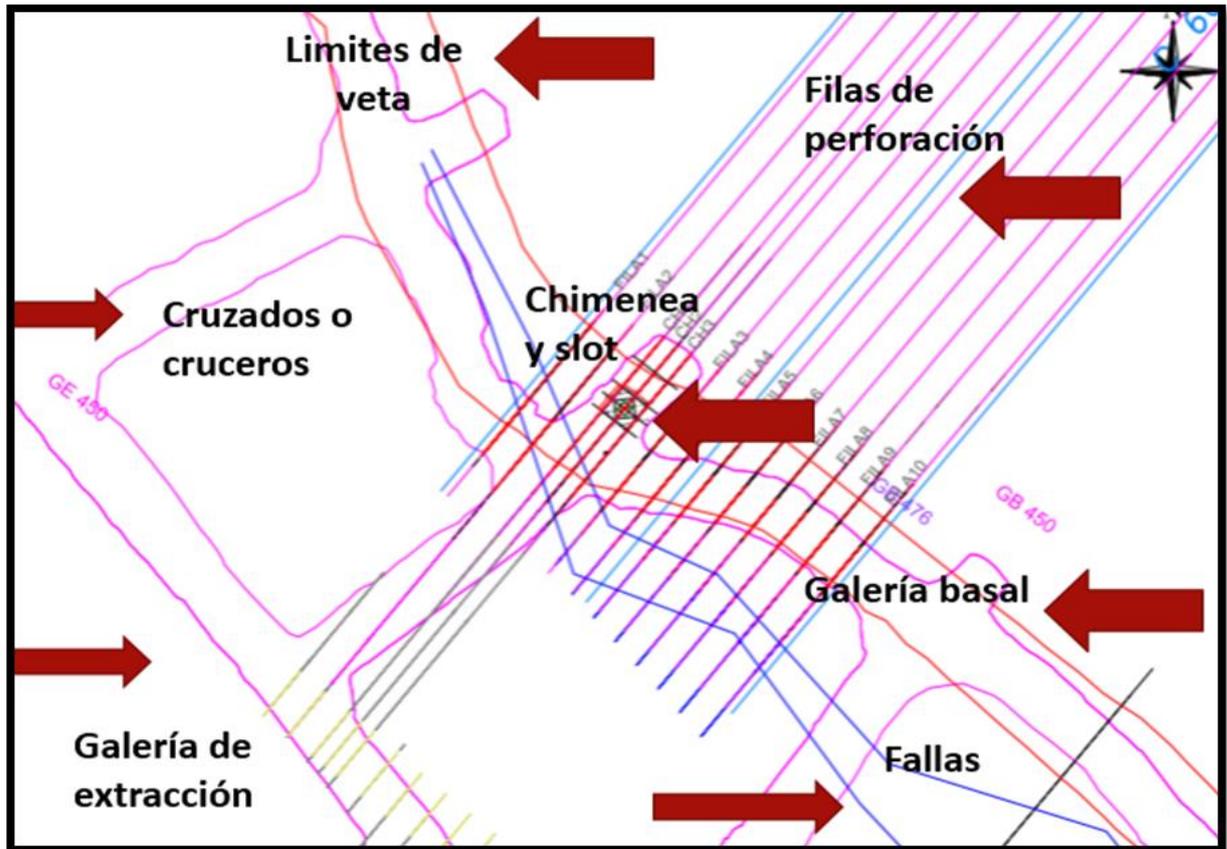


Imagen 39: Vista plata: chimenea slot y galería basal

### III.2. Operación de carga y voladura

Se utilizan los siguientes explosivos:

Altos Explosivos y agentes de voladura:

**Emulsión (Hidro U):** Para cargar la emulsión Hidrox U se utiliza una unidad de bombeo para minería subterránea denominada RED DEVIL.

**Slurries o barros explosivos (Gelamita):** La Gelamita 85 es recomendada como carga de fondo en roca dura. Se utiliza Gelamita:

- \*85-32 mm
- \*85-38 mm
- \*85-50 mm
- \*85-65 mm

**ANFO (Nagolita común):** Está compuesta por nitrato de amonio y gasoil, sin ningún tipo de aditivo.

**Iniciadores (Boosters):** son iniciadores cilíndricos a base de Pentolita. Se usan de: 20, 100, 225, 450 g.



**Cordón detonante:** de acuerdo a la carga de pentrita en su núcleo se utiliza de: 5, 10, 40, 60 y 100 g/m.

**Detonadores No eléctricos:** Utilizan de período corto (ShockStar MS), donde la secuencia varía desde N° 0 = 0 ms hasta el N° 21 = 1.000 ms; y de período largo (ShockStar TS), donde la secuencia varía desde N° 1 = 500 ms hasta el N° 15 = 9.600 ms.

ShockStar (Lip): Es un tubo de choque para transmisión de señal, y permite la iniciación a distancia con mayor control y seguridad, tiene 400 m de longitud.

### III.3 Extracción o limpieza de material

La extracción de mineral se realiza desde el nivel al que pertenecen las cámaras, es decir desde el nivel inferior.

El carguío del material volado es realizado mediante el uso de Scoop Sandvik LH (410 y 514) que posee una capacidad de 4.3m<sup>3</sup> y el transporte mediante camiones Dumper Sandvik (EJC533 y TH540) de 13 a 15m<sup>3</sup>.(Imagen40)



*Imagen 40: Camión de bajo perfil Dumper.*

### III.4 Escaneo de cámaras para relleno

Finalizado el acondicionamiento se realiza la medición de la cámara, mediante un escaneo que le otorga el volumen que posee y la cantidad de relleno que será necesario.



### III.5 Relleno de cámara.

En cuanto al material de relleno, podemos considerar dos tipos; detrítico, constituido por roca estéril, proveniente de las labores de preparación de la mina y de canteras ubicadas en superficie que generan material por banqueo y relleno cementado (grava, cemento y agua, en proporciones específicas) este puede ser preparado mediante método convencional y por planta de backfill. El convencional es preparado en superficie mediante pastonadas en las que intervienen estéril, cemento y agua, utilizando como equipo de mezclado una pala cargadora, y el transporte hacia las cámaras es realizado con Dumper. Para este relleno se utiliza cemento en Big Bag que poseen una capacidad de 1,75 t.

Considerar uno u otro tipo de relleno depende del nivel en que se encuentra la cámara, ya que la dosificación de cemento varía, siendo de 10%, 8% y 5%. Este disminuye a medida que nos acercamos a la superficie, tomando como nivel base de 10 %.

En la imagen 41, podemos observar que las cámaras señaladas con el círculo son en las que se realizaron las pruebas, caso puntual las coloreadas (verde-rojo), si las cámaras por debajo de este nivel todavía no han sido explotadas, diremos que el nivel de extracción de las mismas es nivel base por lo que el relleno deberá ser cementado

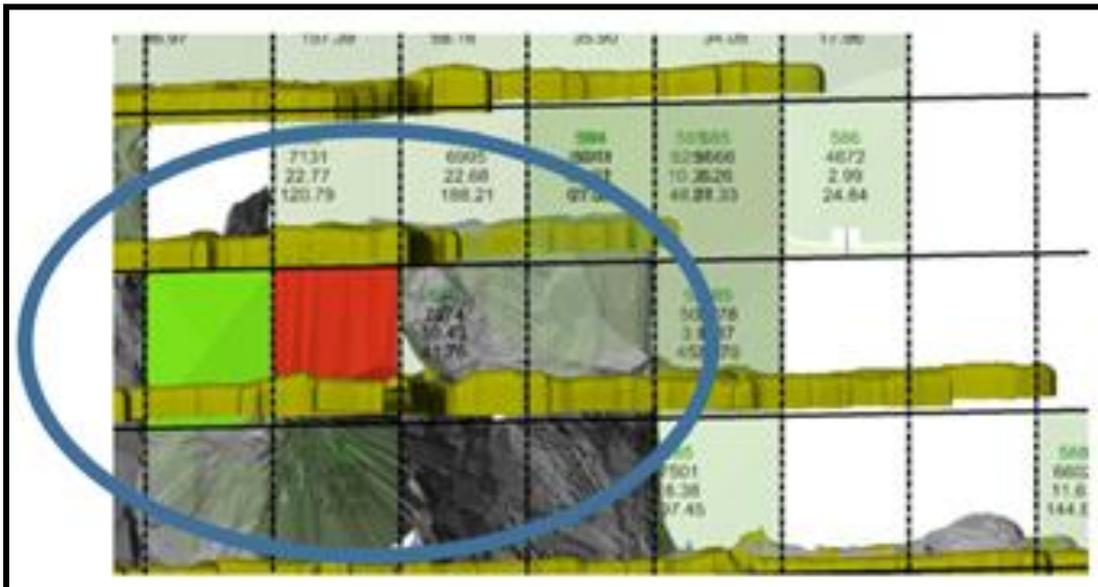


Imagen 41: Esquema de rellenos de cámara base

Las normas de seguridad dirigidas al personal que tenemos presente en las zonas de trabajo aplica una línea de vida que consta de un cable acero que abarca el perímetro del sector en el cual se amarra el arnés del operario y evitar así una fatalidad en caso de colapso de cámara ya que el operario quedara ensamblado en la misma.

En cuanto a las condiciones de seguridad operativas que consideramos durante el relleno de las cámaras en el nivel inferior son la implementación de bermas en ambos accesos al

área abierta, con la finalidad de bloquear los accesos y contener la proyección y derrame de relleno.

La berma es confeccionada con la máxima altura posible que pueda generar el equipo (imagen 42) y al ancho de toda la galería y un largo no menor a tres metros de base en piso, se instala también a 10 m de la berma mallas con sus respectivas cartelerías de seguridad.

En el Nivel superior se consideran las mismas condiciones de seguridad que en el inferior bloqueando los distintos accesos con bermas que son en algunos casos bloques de cemento como se muestran en la ilustración 51 y mallados.

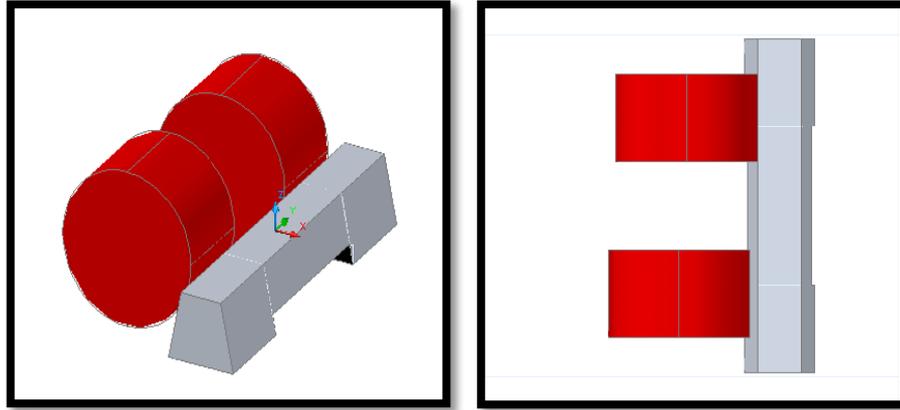


Imagen 42: Dumper Block.

### **III.5.1 Abastecimiento del relleno.**

Considerando la gran cantidad de material a transportar, éste aspecto representa un porcentaje considerable del costo total de explotación. Desde el punto de vista de transporte se distinguen dos tipos de rellenos: rellenos secos y relleno húmedos.

Para dar finalmente inicio al relleno de las cámaras se realiza la conciliación de las diferentes áreas comprendidas por geotecnia, geología, planificación y operaciones donde se analizan por ejemplo, dilución, recuperación, ley, fallas, calidad de roca; etc.

### **III. 6 Fortificación:**

Se distinguen los siguientes estándares de fortificación, los cuales son designados por personal geomecánico quien ha realizado los estudios pertinentes definiendo así la calidad del macizo rocoso, plasmándolos en los siguientes estándares de fortificación: Tipo F1, F2, F3 y F4. (Ver anexo 1).

- Tipo de roca para el estándar F1: Roca fracturada con bloques pre formados. La roca puede estar alterada pero no tan alterada como para que se desgrane.
- Tipo de roca para estándar F2: Roca extremadamente fracturada, no alterada a medianamente alterada.

- Tipo de roca para estándar F3: Roca con bloques pre formados de calidad baja a muy baja o desintegrada de calidad buena.
- Tipo de roca para estándar F4: Roca desintegrada de calidad de discontinuidades muy pobre.

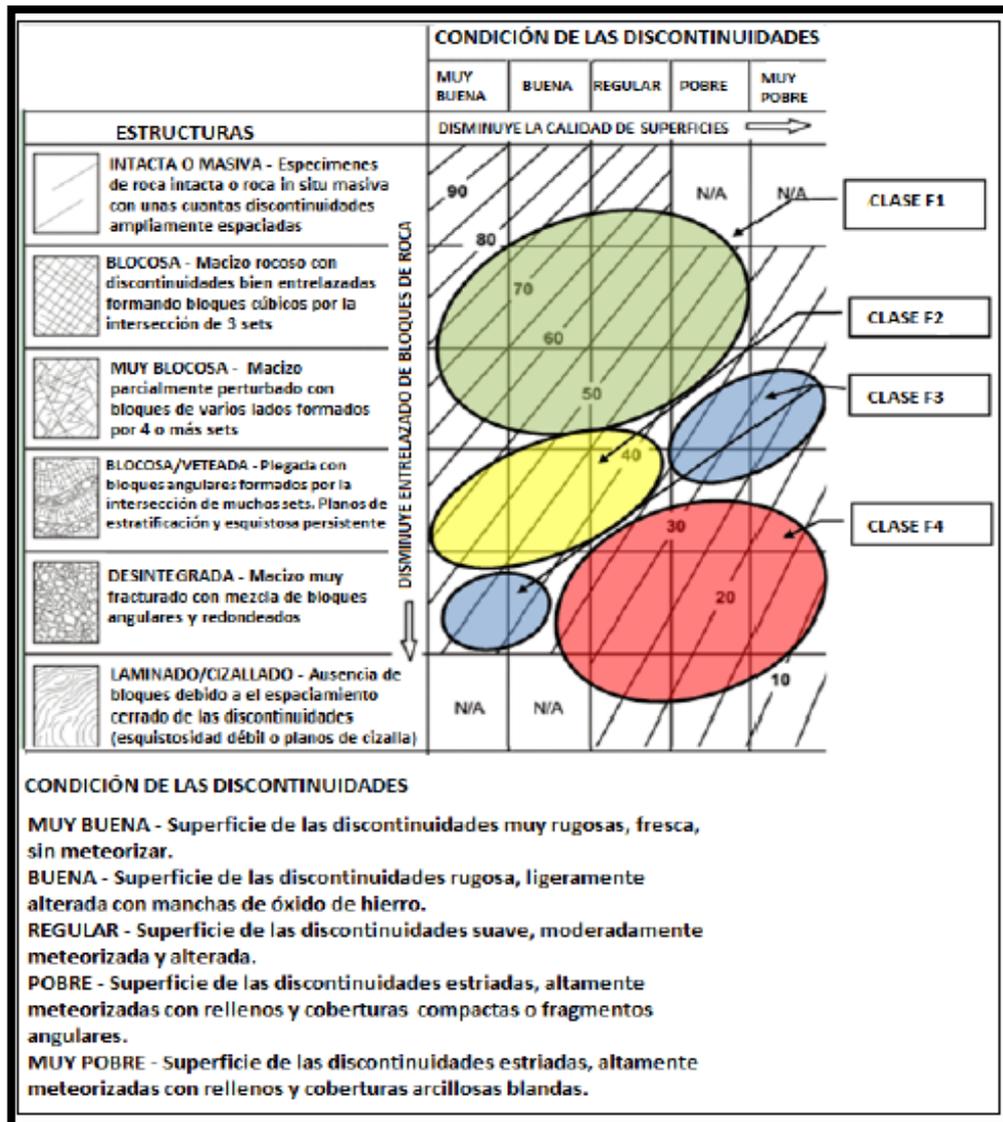


Imagen 43: Clasificación GSI para Cerro Negro.

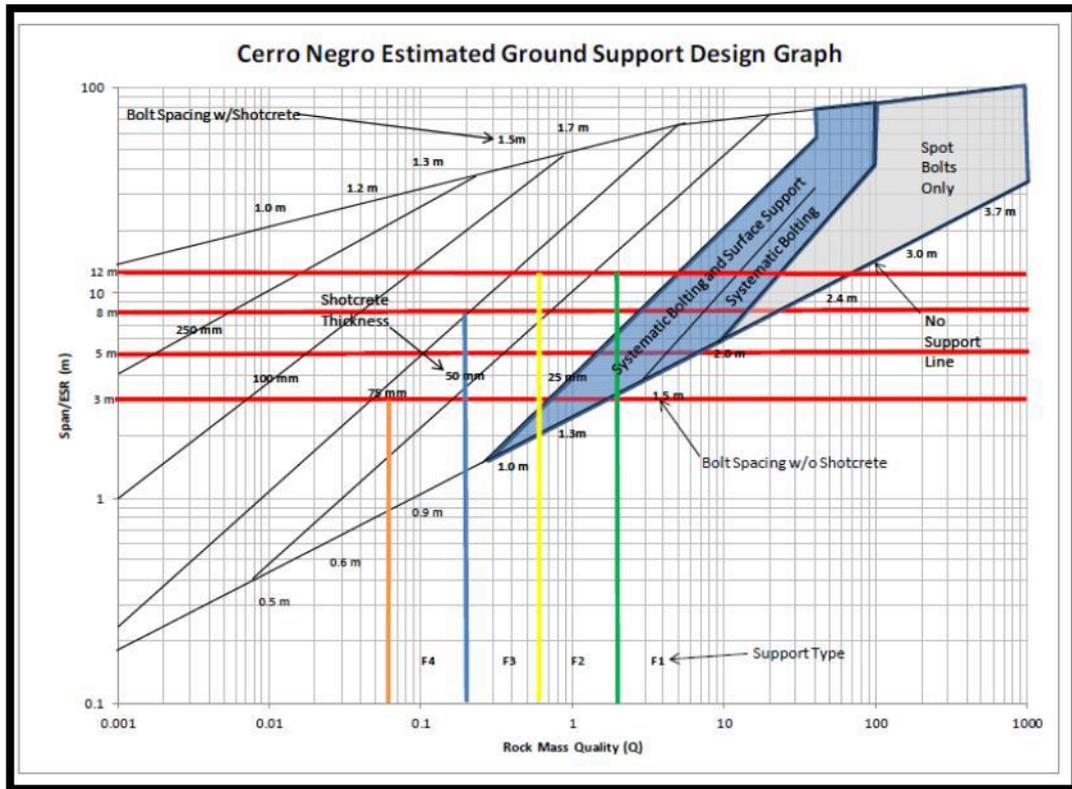


Imagen 44: Clasificación GSI para Cerro Negro.

$R_0$	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña.	0,25-1,0
$R_1$	Roca muy blanda	La roca se desmenuza al golpear con la punta del martillo. Con una navaja se talla fácilmente.	1,0-5,0
$R_2$	Roca blanda	Se talla con dificultad con una navaja. Al golpear con la punta del martillo se producen pequeñas marcas.	5,0-25
$R_3$	Roca moderadamente dura	No puede tallarse con la navaja. Puede fracturarse con un golpe fuerte del martillo.	25-50
$R_4$	Roca dura	Se requiere más de un golpe con el martillo para fracturarla.	50-100
$R_5$	Roca muy dura	Se requieren muchos golpes con el martillo para fracturarla.	100-250
$R_6$	Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo sólo saltan esquirlas.	> 250

	Roca tipo F1 y F2
	Roca tipo F3
	Roca tipo F4

Imagen 45: Escala de dureza para las rocas de Cerro Negro (ISRM 1981).

La fortificación para áreas de desarrollo, emplea standares primarios dado que la roca presenta una buena calidad.

En basales en sector Mariana Central se presentan fallas pre existentes, donde son tratadas con standares sobredimensionados; se proyecta shotcrete con fibra sintética con espesores mayores a 2", luego se instala la malla con pernos de 2.4m y en caso de ser insuficiente se instala cintas Strap (Imagen48/49) cubriendo la abertura o se instalan cables que zigzag (Imagen 46/47) en el sentido de la falla cubriendo el área.

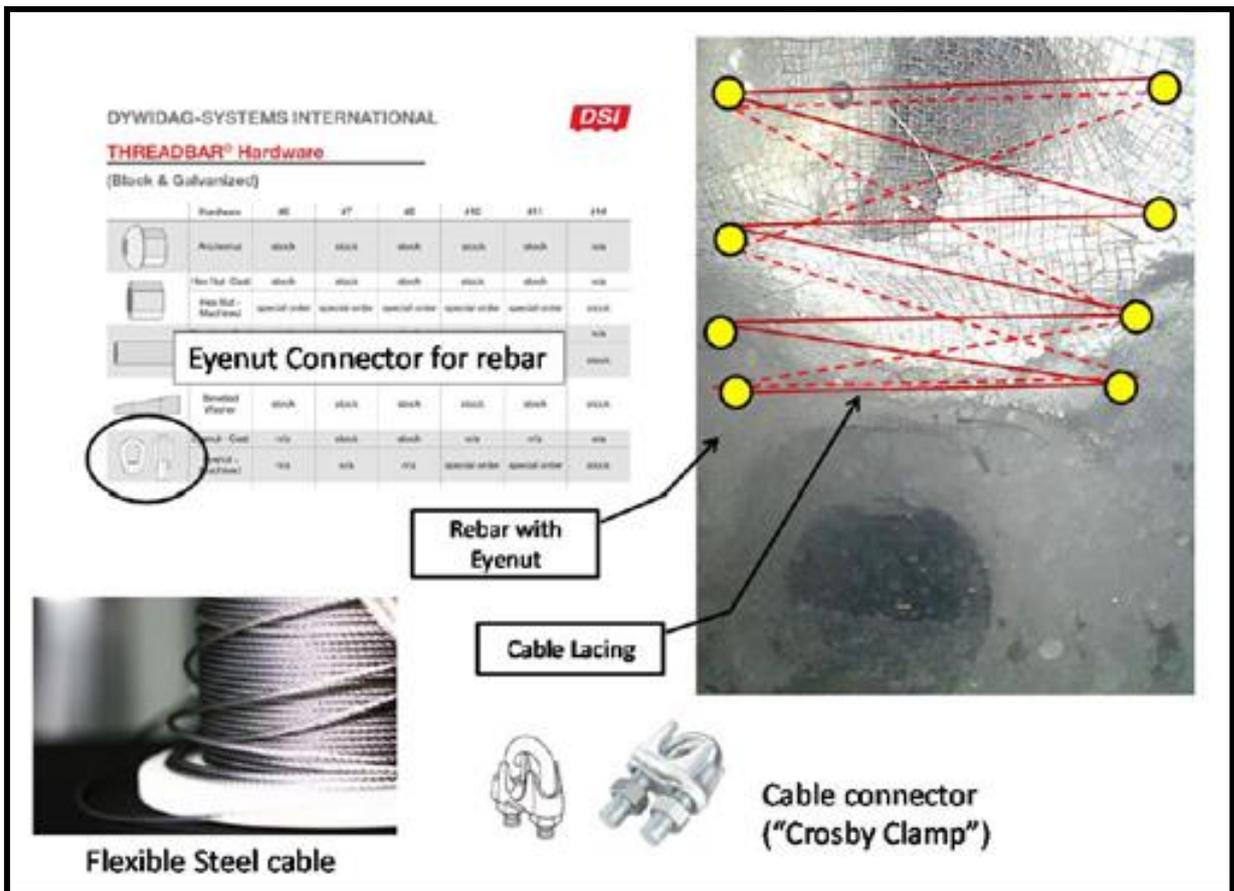


Imagen 46: Tejido cable de acero.

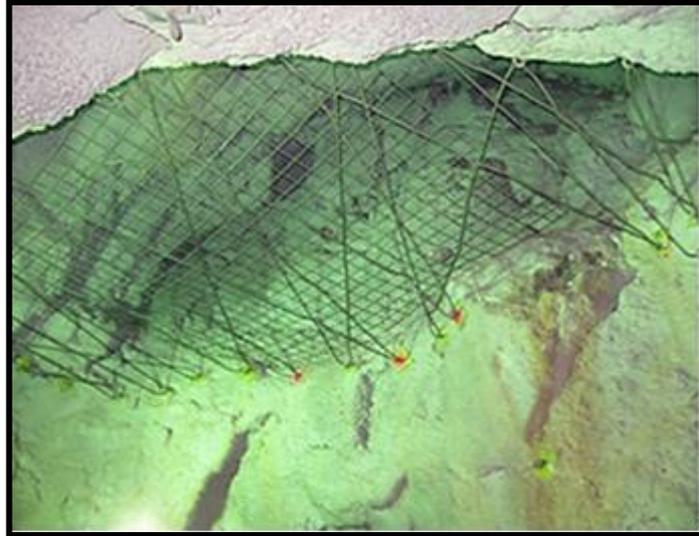


Imagen 47: Tejido de cable de acero.

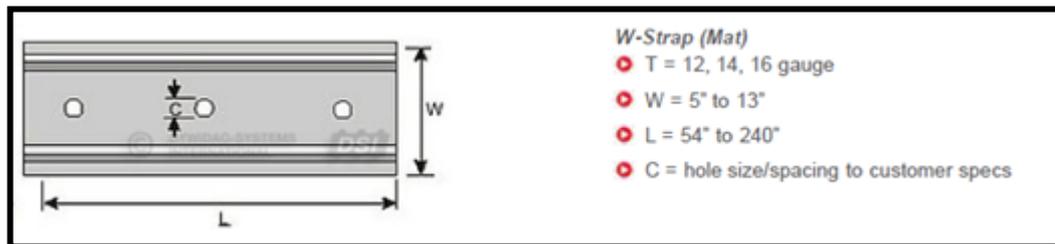


Imagen 48: Cintas strap.



Imagen 49: Cintas strap.

En Labores Permanentes, analizamos la performance de los pernos Split set en el tiempo, que involucra ensayos de pull tes, corrosión y el estado general de la fortificación a lo largo de los meses en los mismos pernos; esto surge a raíz de que se observan grietas, y mallas sobre cargadas en las zonas de cruzados (Imagen 50) donde ocurre el carguío de mineral.

Con la colaboración de geo mecánica se realiza un seguimiento de estos casos, siendo la variable fundamental a tener en cuenta el radio de influencia.

En la siguiente ilustración se observa intersecciones de labores (4 labores), según estándar con spam o radio de influencia (circulo celeste) de 10m y fallas (líneas rojas).

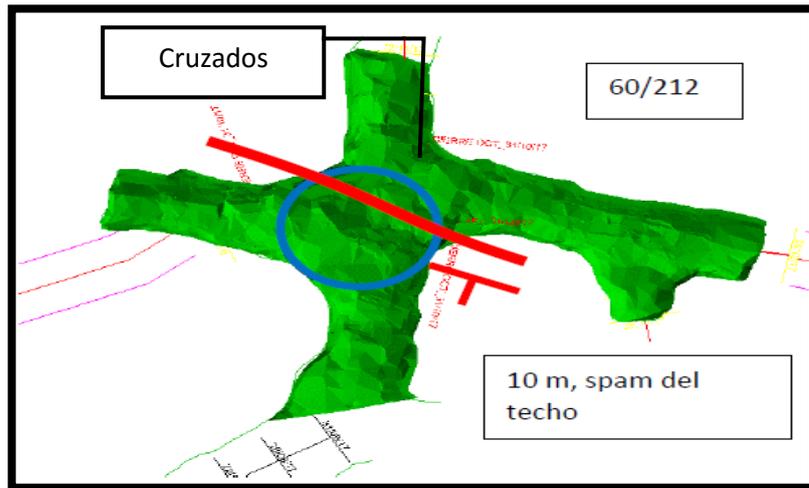


Imagen 50: Intersecciones de labores

Se analiza la fortificación existente pernos Split set 2,40m (color azul), siendo notorio que la misma no aporta el sostenimiento requerido a la zona afectada, representada en la ilustración por una cuña (imagen 51).

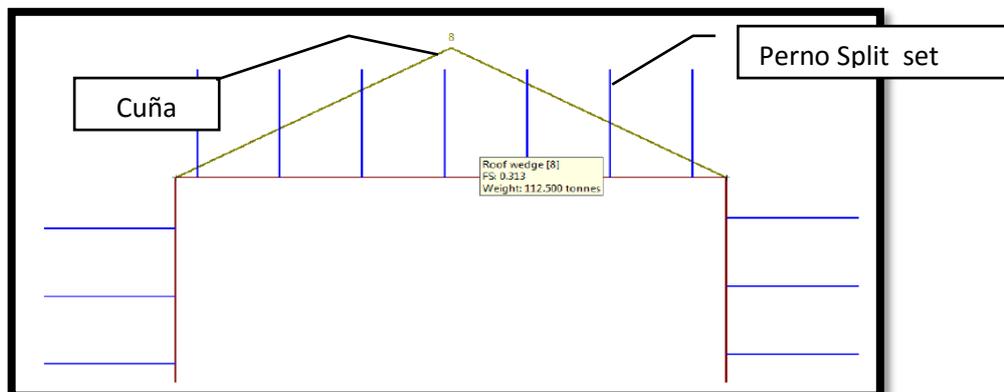


Imagen 51: Colocación de pernos.

Dado el estudio, se considera como alternativa la implementación de pernos cable (rojo) de 6 metros de largo colocados cada 2m cada uno; como se muestra en la ilustración (imagen 52).

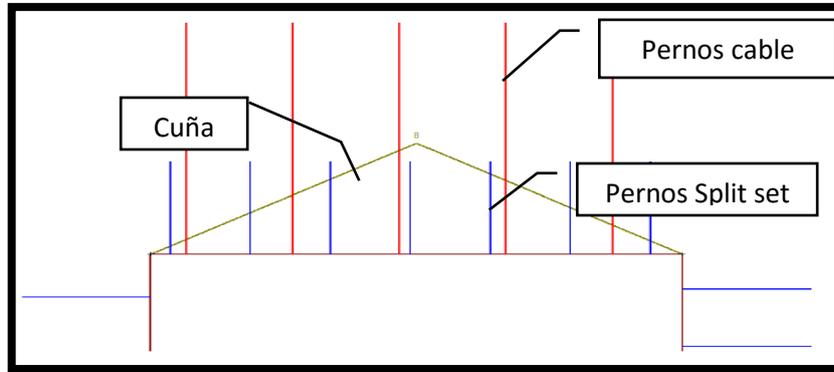


Imagen 52: Comparación en colocación de perno y cable.

Lo anunciado anteriormente en una vista 3D, se representa en la imagen N° 64 de la siguiente manera, donde se ve la zona afectada (cuña verde), y la simulación de la colocación de pernos Split set (azul) y pernos cable bolting (rojo). vemos como los pernos cable con su longitud sobrepasan el área afectada dándole los estándares de seguridad requeridos (imagen53).

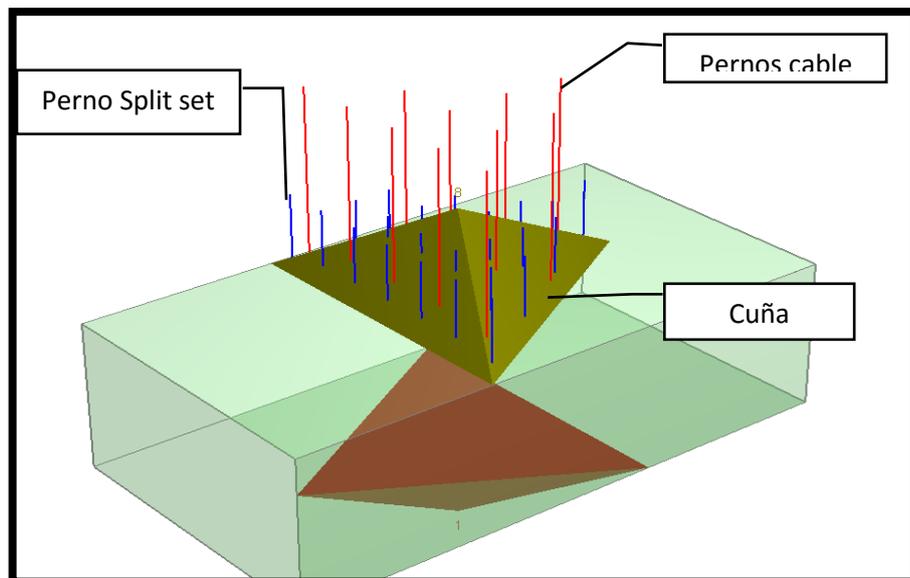


Imagen 53: Vista 3D

En la siguiente ilustración se representa la malla de colocación en planta de pernos cable bolting (Imagen 54).

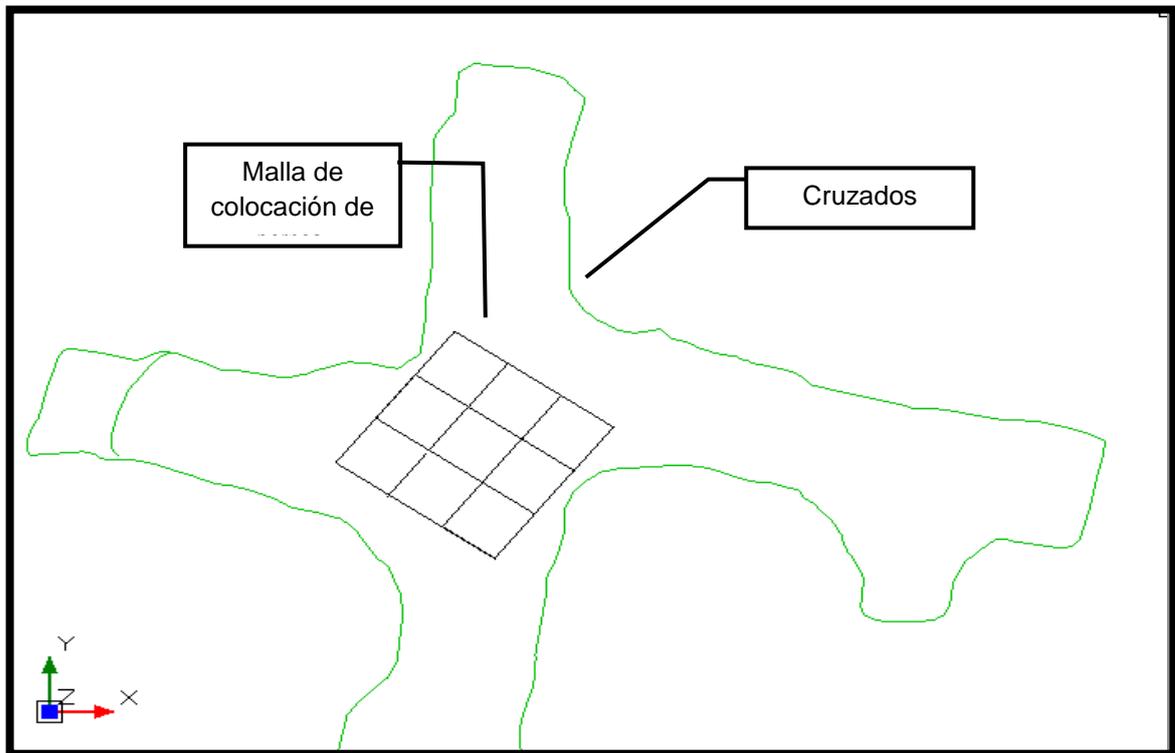


Imagen 54: Vista en planta de puntos de colocación en las intersecciones.

### III.7 Ventilación Mariana Central.

El proyecto Cerro Negro en Mina Mariana Central, cuenta con un sistema de ventilación forzado, con ventiladores aspirante e impelentes, en la siguiente ilustración se indica con flechas (verdes) el ingreso de aire fresco por labores verticales (chimeneas) generadas en superficie; al este del proyecto y por rampas zigzag; el aire viciado es expulsado por chimeneas a superficie construidas al oeste y centro del mismo.

Al extenderse las labores tanto al este como hacia el oeste se generan inconvenientes en la ventilación dado que el aire viciado debe recorrer grandes distancias para poder ser evacuados, generándose cortocircuitos en la ventilación, con pérdidas de caudal y disminución de la calidad del aire (Imagen55).

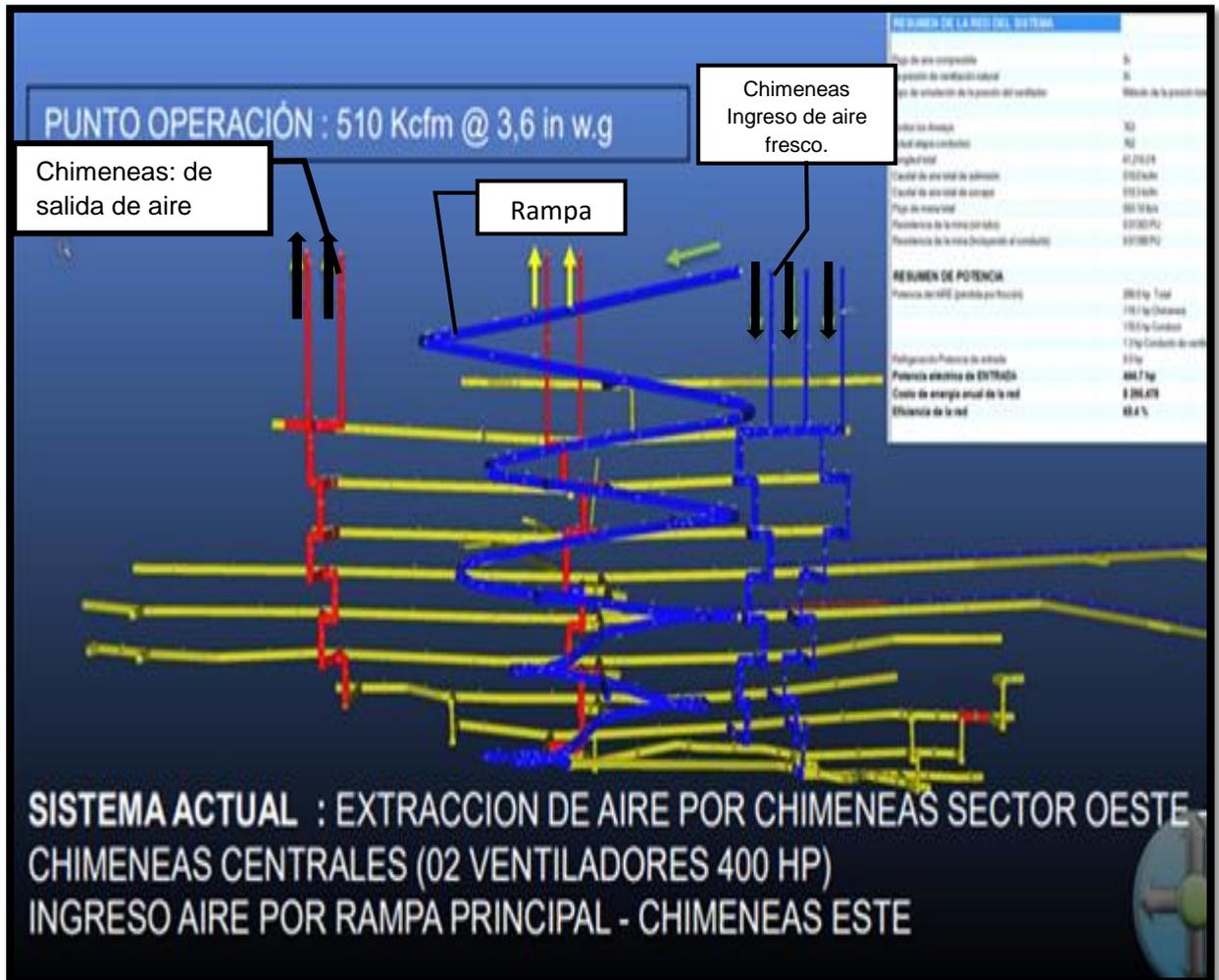


Imagen 55: Sistema actual de ventilación de Mariana Central.



En la siguiente tabla se observa el caudal requerido por los quipos empleados según la labor realizada, y número de personas por turno

ITEM	EQUIPOS	Potencia (hp)	Cantidad (un)	Caudal m <sup>3</sup> /min	Caudal cfm
DESARROLLO	LHD Sandvik LH514	343	3	970.69	82,320
	Camiones Sandvik TH540	472	3	1335.76	113,280
	Bolter Sandvik DS411	83	3	234.89	2,490
	Jumbo Sandvik DD422i	99	3	280.17	2,970
	Manitou	100	9	283	27,000
	Transporte Personal Ford 4000	148	1	418.84	2,960
	Subtotal Desarrollo + 15 % perdidas			3875.685	254,122
PRODUCCION	LHD Sandvik LH514 (xx ton)	343	2	970.69	54,880
RELLENO	Camiones Sandvik TH540 (XX ton)	543	4	1536.69	173,760
	Bolter Sandvik DS411	83	2	234.89	1,660
	Transporte Personal Ford 4000	148	1	418.84	2,960
	Subtotal Pproducción + 15 % perdidas			3,477	256,586
OTROS	Camionetas	120	15	340	66,600
	Subtotal Pproducción + 15 % perdidas			374	73,260
<b>TOTAL</b>				<b>7,726</b>	<b>583,968</b>

Tabla 7: Caudal necesario por equipo

Número de Personas/ turno	80
Req.(m <sup>3</sup> /min)	3
Caudal Total (m <sup>3</sup> /min)	240
<b>CAUDAL TOTAL CFM</b>	<b>8,474</b>

<b>TOTAL CAUDAL (cfm)</b>	<b>592,442</b>
---------------------------	----------------

Tabla 8: Total caudal requerido (cfm)

Debido al inconveniente anteriormente mencionado en el sistema de ventilación, simulamos dos alternativas posibles para ventilación principal de Mariana Central, las cuales proveen un mejor rendimiento del circuito de ventilación.

Para realizar la comparación se analizaron las simulaciones y el actual sistema solo con ventilación principal (Ventilación secundaria detenida), también se emplea una curva de ventilador principal Cirigliano J88- 400hp (una posición de paleta o alabe).

A pesar de que el aire ingresa y egresa por secciones de áreas diferentes (ingreso 35m<sup>2</sup>, salida: 24m<sup>2</sup>) en donde existe diferencia de 11 m<sup>2</sup>, se asumen ingresos y salidas de aire por áreas similares, con diferencia de 1m<sup>2</sup>.

La ventilación eficiente para cumplir los requerimientos de aire de acuerdo al actual escenario de operación y según la tabla de cálculo anteriormente mencionada el caudal requerido es de (592Kcfm).

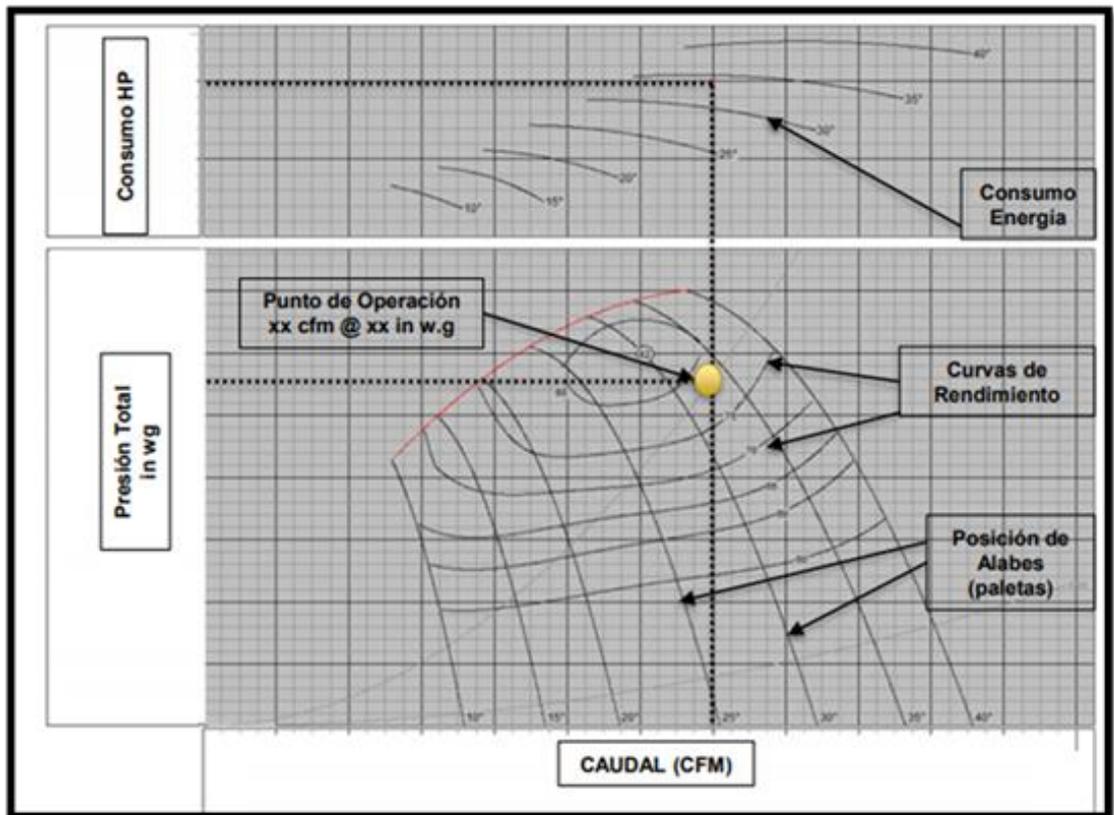


Imagen 56: Curva de Ventilador Principal Cirigliano.

La primera alternativa propuesta, consiste en tomar aire fresco desde superficie hacia las labores por las chimeneas centrales y por rampa; mientras que el aire viciado sería expulsado a superficie por chimeneas este y oeste, esto mejoraría el caudal requerido, con el inconveniente de presentar pérdidas en el tiempo por la extensión de los accesorios de ventilación (Imagen 57).

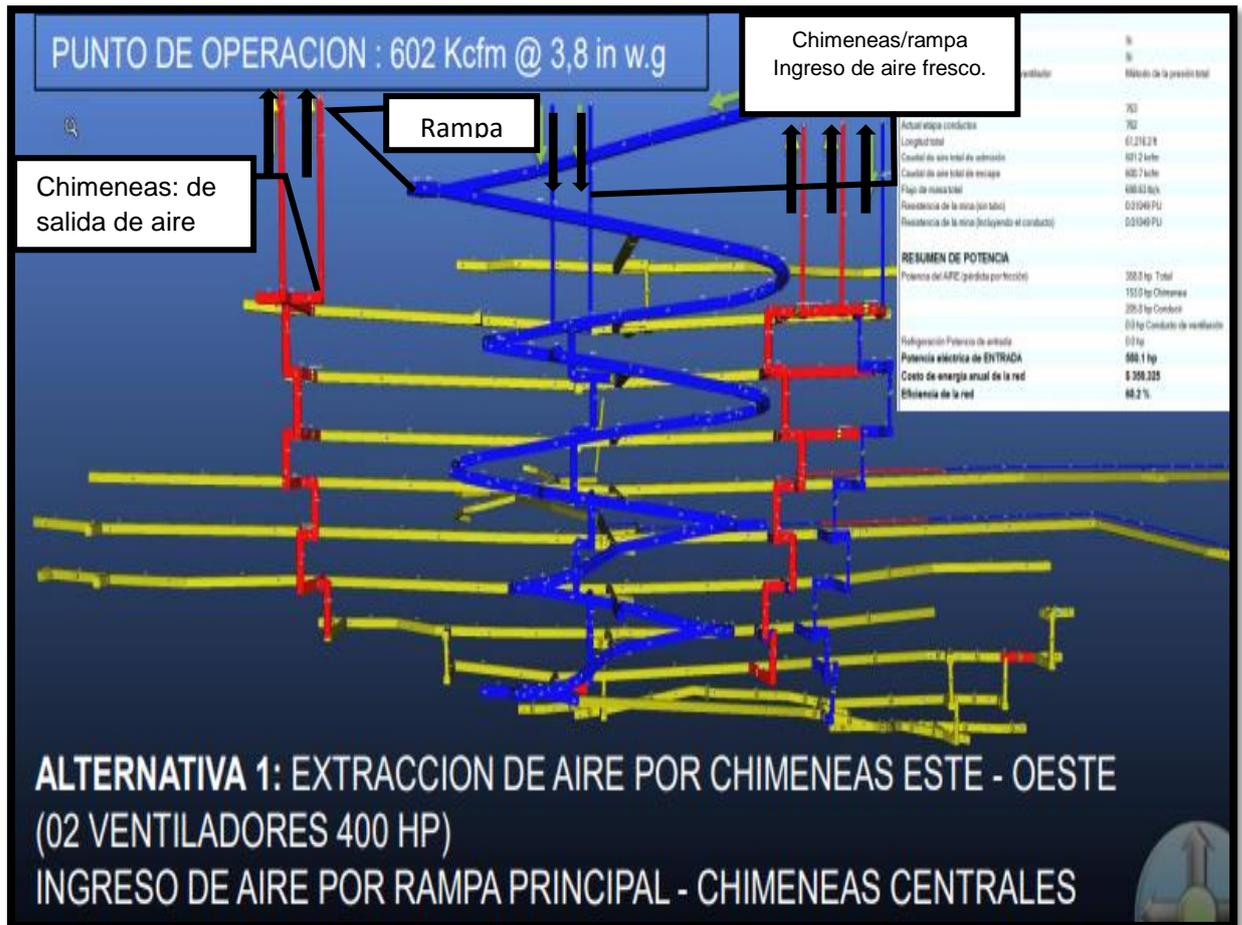


Imagen 57: Ventilación Mariana Central- Alternativa 1

La segunda alternativa presenta las siguientes características, aquí se considera el ingreso de aire por las chimeneas de ambos extremos (este- oeste) y el aire viciado sería forzado a salir por chimenea central y rampa, esta alternativa también mejora los caudales requeridos presentando menos uso de accesorios de ventilación, pero presenta la desventaja de que parte del aire viciado saldría por rampa, problema que podríamos solucionar implementando ventiladores aspirantes en los cruzados donde haya actividad (imagen 58).

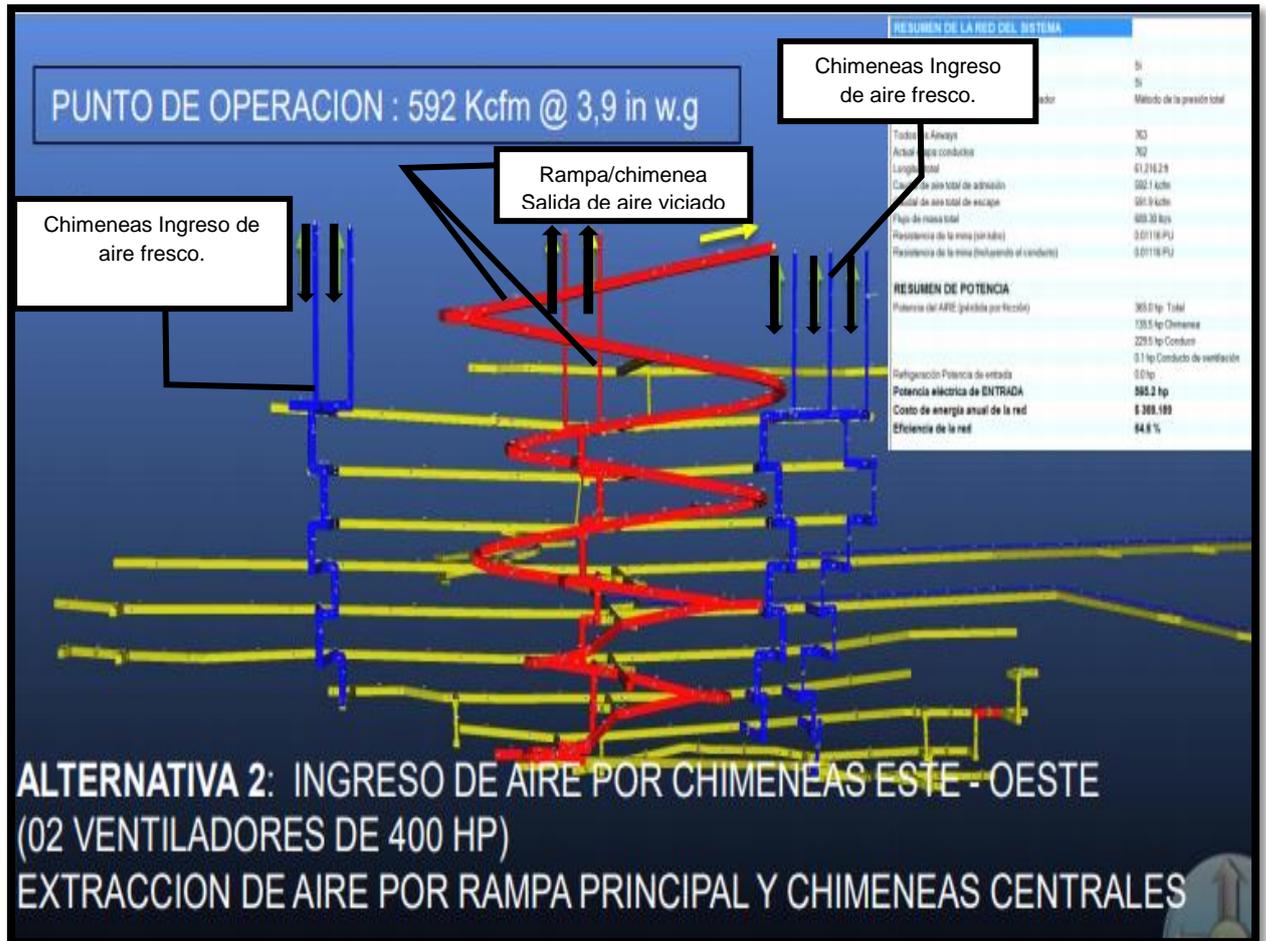


Imagen 58: Ventilación Mariana Central- Alternativa 2



## CAPITULO IV: RESULTADOS

Para realizar la comparación, analizamos los siguientes parámetros en una misma cámara aplicando el método de explotación Sub Level Stoping /AVOCA.

Se considera al sector de trabajo Nivel 500, cámara 583/584/585;

### IV. 1 Cámaras 583/584/585

Cámaras pertenecientes al nivel 500

### IV.2 Tamaño de las cámaras

Entre las tres comprenden:

Largo: 60 m

Potencia o Ancho: 4,00 m

Altura: 20 m

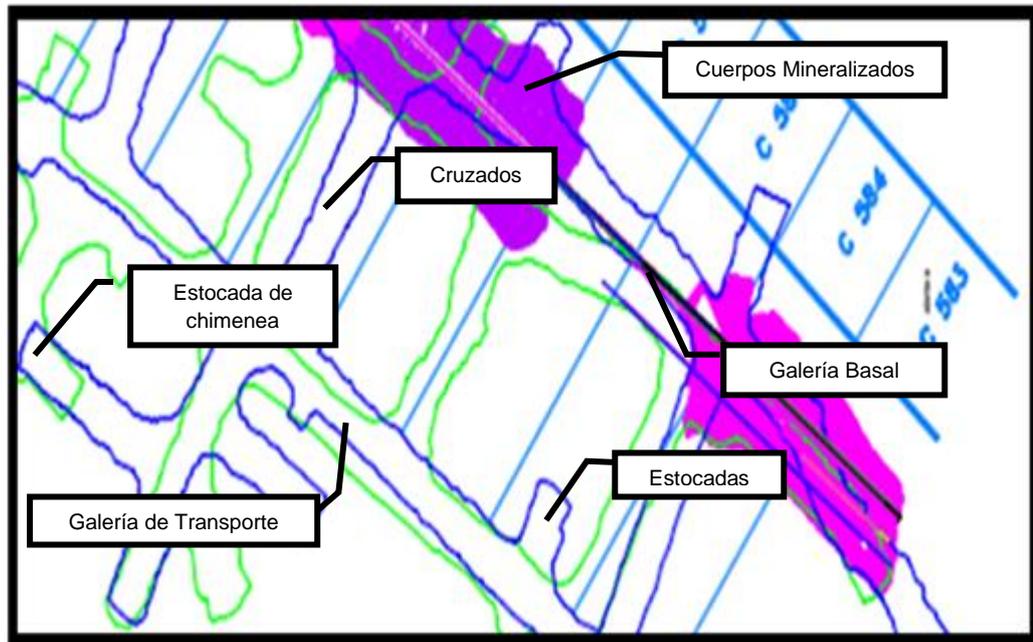


Imagen 59: Ubicación cámara 583/584/585

### IV.3 Etapa de la secuencia de explotación general.

En el siguiente esquema se demuestra de forma los pasos del ciclo de trabajo para ambos métodos.

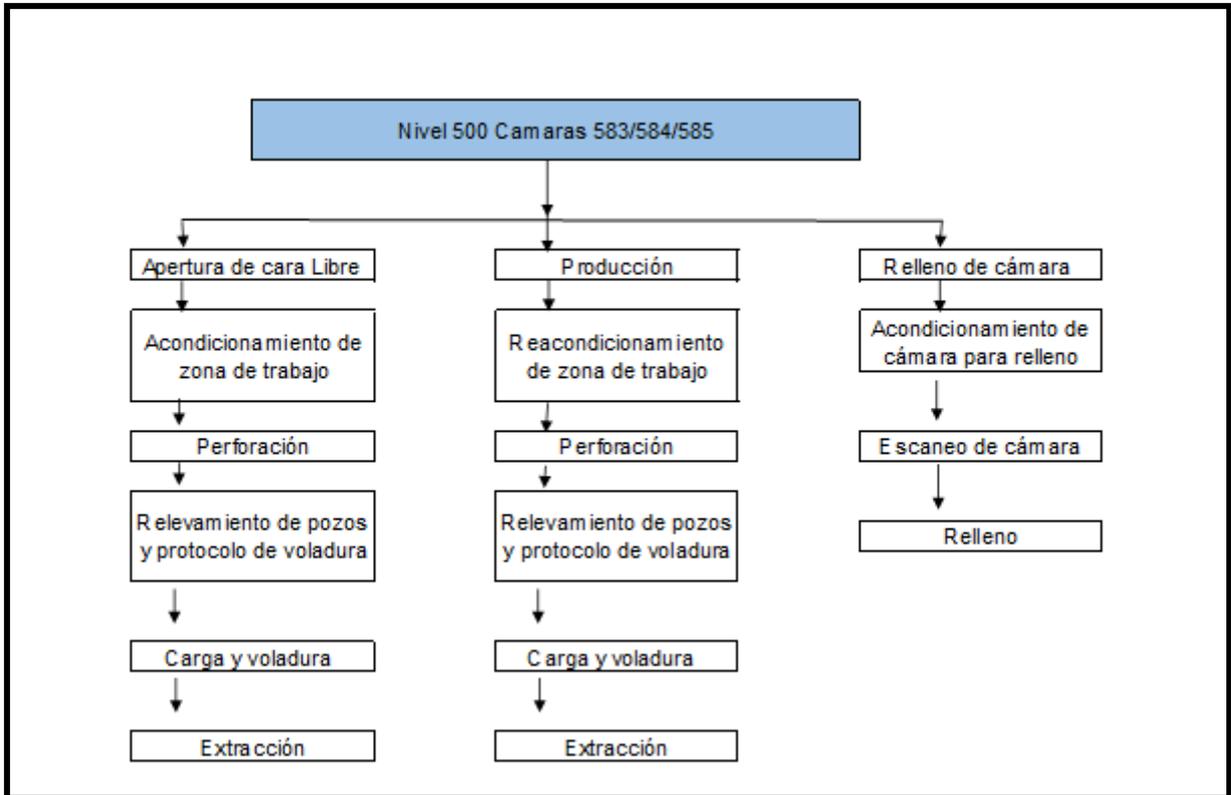


Imagen 60: Esquema general de secuencia de explotación.

### IV.4 Actividades y tiempo de duración.

En las siguientes tablas se muestra la distribución de tiempos en días para la ejecución de ciclo de trabajo tanto para el método base Sub Level Stoping (21,5 días) y el método propuesto AVOCA (17días) ,donde podemos distinguir la disminución de días necesarios para el desarrollo del método AVOCA ,puesto que la etapas de avance y relleno puede ejecutarse de manera simultánea, mientras que en Sub Level Stoping los tiempos se extienden debido a que para continuar con la etapa de relleno cementado (6 días ) el material volado debe extraerse en su totalidad.



Sub level stoping	
% de Distribucion de Tiempos	
Actividad	Dias
Reacondicionamiento de zona de trabajo	2,0
Perforacion de cara libre	4,0
Rellevamiento de pozos	1,0
Protocolo de voladura	1,0
Carga y voladura	0,5
Extraccion	4,0
Acondicionamiento de camara p/relleno	1,5
Protocolo y conciliacion para e tapa de relleno	1,5
Relleno cementado CRF	6,0
<b>total de dias por caamara</b>	<b>21,5</b>

Tabla 9: Distribución de Tiempo (Método Sub Level Stoping)

AVOCA	
% de Distribucion de Tiempos	
Actividad	Dias
Reacondicionamiento de zona de trabajo	2,0
Rellevamiento de pozos	1,0
Protocolo de voladura	1,0
Carga y voladura	0,5
Extraccion	4,0
Acondicionamiento de camara para relleno/Protocolo y conciliacion p/e tapa de relleno / perforacion de camara	5,5
Relleno Detrito	3,0
<b>total de dias por camara</b>	<b>17,0</b>

Tabla 10: Distribución de tiempo AVOCA

#### IV.5 Análisis de extracción.

Para el análisis de extracción se considera en la tabla siguiente las dimensiones como longitud, ancho, alto y densidad para el cálculo de toneladas y volumen total a remover (Tabla11).

Camaras	Iey Aprox.	Longitud	Ancho	Alto	Densidad	Toneladas	Volumen
583,0	15 a 20 Au g/tn	20,0		4,0	20,0	2,6	4160,0
584,0	15 a 20 Au g/tn	20,0		4,0	20,0	2,6	4160,0
585,0	15 a 20 Au g/tn	20,0		4,0	20,0	2,6	4160,0

Tabla 11: Análisis de extracción



## IV.6. Análisis de relleno.

### IV.6.1 Análisis de relleno para Sub Level Stopping.

Metodología de Colocación de Relleno: Una vez finalizada la extracción de mineral y el acondicionamiento de la cámara, los camiones descargan la mezcla preparada en superficie mientras que el scoop mezcla en el mismo sector desde donde se opera con control remoto para descargar en la cámara.

### IV.6.2 Análisis de relleno para AVOCA

Metodología de Colocación de Relleno: El relleno se coloca conforme avanza la perforación (perforación en retroceso, y relleno en avance)

## IV.7 Análisis de costo.

Los consumibles calculados pertenecen a Perforación (consumo de aceros para perforación), voladura (consumo de explosivos), extracción (consumo de combustible) y relleno (consumo de cemento; y el consumo de combustible).

### IV.7.1 Costos de perforación

Es importante destacar que ambos métodos emplean los mismos equipos de perforación, carga y transporte lo que brinda una gran versatilidad y beneficio económico al no ser necesaria la adquisición de nuevos y modernos equipos.

Las perforaciones de producción fueron realizadas con el equipo Cubex, con las siguientes características:

En tabla 12, se muestra el costo de los aceros utilizados en la etapa de producción, y en la apertura de cara libre (Slot), ambos valores cotizados en dólares (USD).

Metodo: Sub level stoping (Produccion)					
Cubex (tren de perforacion)	(m)perf	Cantidad	Precio Unitario	Precio total	Costo total (USD)
BARRAS 4' X 127mm 1.8m de largo	360,0	11,1	1005,4	11170,9	16118,0
DRIVER SUB	360,0	1,0	492,7	492,7	
DTH HAMMER RR 550 4'	360,0	1,0	3058,2	3058,2	
TOP SUB	360,0	1,0	1396,2	1396,2	
Metodo: Sub level stoping (Apertura de Slot) VCR					
Cubex (tren de perforacion)	(m)perf	Cantidad	Precio Unitario	Precio total	Costo total (USD)
DRIVER SUB	360,0	1,0	492,7	492,7	38456,5
BARRAS 6' X 152mm 1,50m largo	100,0	13,3	602,8	8036,8	
DTH HAMMER RR 550 4'	360,0	1,0	3058,2	3058,2	
BROCAM40 115mm 4 1/2"	360,0	1,0	687,5	687,5	
TOP SUB	360,0	1,0	1396,2	1396,2	
BARRAS 4' X 127mm 1.8m de largo	360,0	11,1	1005,4	11170,9	
DTH HAMMER RR 550 6'	360,0	1,0	6317,7	6317,7	
BROCAM60 115mm 4 1/2"	360,0	1,0	1004,9	1004,9	
BROCARIMADORA 6" a 10"	100,0	1,0	6291,7	6291,7	

Tabla 12: Sub Level Stopping producción/ Slot



En la siguiente tabla 13 se discriminan los costos totales de perforación para las cámaras de estudio; perforación de producción para las tres cámaras y dos generaciones de cara libre o perforación de apertura de slot; obteniendo un costo total de 125267,0 USD.

Metodo Sub Level Stopping			
Etapa de Perforacion	Costo Unitario (USD)	N° de Camaras/Slot	Costo Total (USD)
Costo de Perforacion de Produccion	16118,0	3,0	48354,0
Costo de apertura de slot	38456,5	2,0	76913,0
Costo Total			125267,0

Tabla 13: Costos totales de Perforación para tres cámaras de estudio con método de explotación Sub Level Stopping

En tabla14 ;se observan los costos de los aceros utilizados en la etapa de producción, y en la apertura de cara libre (Slot), ambos valores cotizados en dólares (USD) para método AVOCA

Metodo: AVOCA (Produccion)					
Cubex (tren de perforacion)	(m)perf	Cantidad	Precio Unitario	Precio total	Costo total (USD)
BARRAS 4' X 127mm 1.8m de largo	360,0	11,1	1005,4	11170,9	16118,0
DRIMER SUB	360,0	1,0	492,7	492,7	
DTH HAMMER RR 550 4'	360,0	1,0	3058,2	3058,2	
TOP SUB	360,0	1,0	1396,2	1396,2	
Metodo: AVOCA (Apertura de 1 Slot) VCR					
Cubex (tren de perforacion)	(m)perf	Cantidad	Precio Unitario	Precio total	Costo total (USD)
DRIMER SUB	360,0	1,0	492,7	492,7	38456,5
BARRAS 6' X 152mm 1,50m largo	100,0	13,3	602,8	8036,8	
DTH HAMMER RR 550 4'	360,0	1,0	3058,2	3058,2	
BROCAM40 115mm 4 1/2"	360,0	1,0	687,5	687,5	
TOP SUB	360,0	1,0	1396,2	1396,2	
BARRAS 4' X 127mm 1.8m de largo	360,0	11,1	1005,4	11170,9	
DTH HAMMER RR 550 6'	360,0	1,0	6317,7	6317,7	
BROCAM60 115mm 4 1/2"	360,0	1,0	1004,9	1004,9	
BROCARIMADORA 6" a 10"	100,0	1,0	6291,7	6291,7	

Tabla 14: AVOCA (Producción/slot)

En tabla 15; también se discriminan los costos de perforación de producción y de apertura de cara libre o slot, donde se aprecia que en cuanto a producción los costos no varían, no así en la apertura de cara libre donde se efectúa una sola apertura necesaria para la extracción de sucesivas cámaras.

Metodo AVOCA			
Etapa de Perforacion	Costo Unitario (USD)	N° de Camaras/Slot	Costo Total (USD)
Costo de Perforacion de Produccion	16118,0	3,0	48354,0
Costo de apertura de slot	38456,5	1,0	38456,5
Costo Total			86810,5

Tabla 15: Costos totales de perforación para tres cámaras de estudio empleando el método AVOCA.



#### IV.7.2 Costo de voladura

Los costos de voladura se ven reflejados en las siguientes tablas según el evento y explosivo empleado. (Tabla 16).

Sub Level Stoping					
Evento	Tipo de explosivo	Cantidad	Precio Unitario ( USD)	Total (USD)	Total voladura (USD)
2 Chimenea (Slot)	Emulsion (Kg)	1605,0	1,6	2568,0	3115,3
	Booster I-450 (Unid.)	13,0	5,1	66,3	
	Det. Electronico E * Star 100 (Unid)	13,0	37,0	481,0	
Produccion	Emulsion (Kg)	2407,5	1,6	3852,0	4609,8
	Booster I-450 (Unid)	18,0	5,1	91,8	
	Det. Electronico E * Star 100 (Unid)	18,0	37,0	666,0	

Tabla 16: Costo de voladura Sub level Stoping.

AVOCA					
Evento	Tipo de explosivo	Cantidad	Precio Unitario ( USD)	Total (U SD)	Total voladura (U SD)
1 Chimenea (Slot)	Emulsion (Kg)	1605,0	1,6	2568,0	3115,3
	Booster I-450 (Unid.)	13,0	5,1	66,3	
	Det. Electronico E * Star 100 (Unid.)	13,0	37,0	481,0	
Produccion	Emulsion (Kg)	2407,5	1,6	3852,0	4609,8
	Booster I-450 (Unid.)	18,0	5,1	91,8	
	Det. Electronico E * Star 100 (Unid.)	18,0	37,0	666,0	

Tabla 17: Costo de voladura AVOCA



Haciendo el análisis comparativo, para ambos métodos como refleja la tabla 16 ;se distingue la disminución de costos por voladura efectuada, puesto que con Sub Level Stoping se debe generar una cara libre para dar inicio a la extracción de cada cámara, caso contrario en AVOCA, solo se genera una sola chimeneas o slot permitiendo la continuidad de la producción de una serie de cámaras, es decir se genera de una vez la cara libre, reflejándose esto en la disminución de explosivo empleado y por lo tanto en los costos totales.

Metodo	USD/Voladura	N° chimeneas	N° camaras	USD TOTAL
SLS (CAMARA)	4609,8		3,0	13829,4
SLS(CHIMENEA)	3115,3	2,0		6230,6
TOTAL				20060,0
AVOCA (CAMARA)	4609,8		3,0	13829,4
AVOCA(CHIMENEA)	3115,3	1,0		3115,3
TOTAL				16944,7

Tabla 18: Costos totales de voladura

#### IV.8 costo de extracción.

En esta tarea se considera el consumo de combustible tanto de los Scoop como de los Dumper. Es un valor estimativo.

La recarga de combustible de estos equipos la realiza el equipo Normet, el cual tiene una capacidad de 2000 litros.

Para realizar el cálculo se considera:

- Por promedio de recarga diaria según el equipo de abastecimiento

Equipo de abastecimiento	Litros de capacidad	%
Normet	2000	100
<b>Equipo de consumo</b>		
Scoop	533,3	26,7
Normet	133,3	6,7
Dumper	666,7	33,3
DS	133,3	6,7
Mixer	133,3	6,7
Otros	400	20

Tabla 19: Promedio de recarga diaria para Dumper y Scoop



Se considera el promedio de frentes de producción, relleno y estéril por día:

- 3 Frentes productivos/día (entre Ca, Gb y Fr)\* \_ **representa el 37,5 %**
- 2 Cámaras en relleno/día \_ **representa el 25,0 %**
- 3 Frentes extracción estéril \_ **representa el 37,5 %**

\*Ca=Cámara; Gb=Galería basal; Fr=Frontón

Los porcentajes anteriormente mencionados están involucrados en un total de 100% de ciclo de actividades mencionadas.

Equipo	l/día	%en Prod.	USD/día	USD/día por frente de trabajo
Scoop	533,3	37,5	196	65,33
Dumper	666,67	37,5	245	81,67
<b>Consumo Total Combustible en producción/día</b>				<b>147</b>

Tabla 20: Consumo de combustible en producción.

Los costos de extracción de producción, se basaron en el consumo de combustible diario (147USD/día) y se consideró también el tiempo de duración de las tareas efectuadas para cada método, obteniendo de esta manera el costo total de extracción, donde se observa como los mismos disminuyen en el caso del método de explotación propuesto AVOCA debido a la disminución en el tiempo necesario para el desarrollo del mismo.

<b>Produccion Sub level Stopping</b>		
<b>Combustibles</b>	147	USD/día
<b>Duracion Tarea</b>	21,5	Dias
<b>Total Costo Produccion</b>	<b>3160,5</b>	<b>USD</b>
<b>Produccion AVOCA</b>		
<b>Combustibles</b>	147	USD/día
<b>Duracion Tarea</b>	17	Dias
<b>Total Costo Produccion</b>	<b>2499</b>	<b>USD</b>

Tabla 21: Costo de combustible para producción (sub level stopping/AVOCA)



#### IV.9 Costo de relleno

Para obtener el costo de relleno se calcula el consumo de cemento y el de combustible.

##### Consumo de cemento:

El volumen de la cámara a rellenar es de 4800 m<sup>3</sup> (3 cámaras).

<b>Volumen camara (m3)</b>	1600
<b>% cemento</b>	8
<b>Densidad del cemento tn/m3</b>	2,4

Tabla 22: Datos de volumen de cámara; % de cemento y densidad del mismo

El 8 % del total de cemento del volumen de la cámara (1600 m<sup>3</sup>) es 480 tn de cemento.

<b>Consumo de cemento/camara tn</b>	480
<b>Consumo de cemento total (tn)</b>	1440
<b>t/BIG BAG</b>	1,75

Tabla 23: Consumo de Cemento por cámara

Se usa un total de 1440 tn de cemento por cámara, con una capacidad de cada BIG BAG de 1.75tn

<b>Composicion relleno cementado CRF</b>	
<b>Cemento m3</b>	200
<b>Material detritico</b>	1400

Tabla 24: Composición del relleno cementado CRF

Cada cámara tiene un total de relleno compuesto por 200m<sup>3</sup> de cemento y 1400 tn de material detrítico.

Se visualiza por cada cámara un total de relleno compuesto por 200m<sup>3</sup> de cemento y 1400 tn de material detrítico.

En la tabla N° 25 se visualiza el precio unitario de cada bolsa de BIG BAG (300 USD), que multiplicado por el consumo cemento de cada cámara y teniendo en cuenta que son tres obtenemos un costo total de 246857,1 USD. Este costo calculado no es considerado en el método AVOCA, dado que el relleno empleado para tal caso es detrito.

<b>Costos de relleno cementado CRF</b>	
<b>P.U. BIG BAG (USD)</b>	300
<b>COSTO TOTAL</b>	246857,1

Tabla 25: Costo del consumo total de cemento de cada cámara.



En la siguiente tabla se plasma los costos de combustible para transporte de relleno detrítico; se tiene como dato los litros de combustible consumidos por día, el porcentaje que representa la actividad de relleno en el ciclo de trabajo; costo (USD) por día para obtener así el valor del costo USD por día por frente de trabajo.

Equipo	l/día	%en Relleno.	USD/día	USD/día por frente de trabajo
Scoop	533,3	25	196	98
Dumper	666,67	25	245	122,5
<b>Consumo Total Combustible en Relleno/día</b>				<b>220,5</b>

Tabla 26: Costo de Combustible para transporte de relleno detrítico para AVOCA

#### IV.10 Costo total

La siguiente tabla refleja los costos de las diferentes tareas que involucran cada uno de los métodos, vemos como la implementación del método propuesto abarata los costos de manera considerable tanto en consumo de explosivo, combustible y relleno, resultando beneficiosa su aplicación tanto en materia económica como en tiempos de desarrollo, por esto se puede considerar un seguimiento del mismo para su aplicación total en el desarrollo del proyecto.

Las soluciones fueron diseñadas para impactar en las necesidades claves, tales como productividad, eficiencia operacional, reducción de costos, mejor uso de recursos energía, personas, seguridad y medio ambiente, se focaliza en mejoras productivas con el objetivo de asegurar mayor rentabilidad asociada a la disponibilidad de maquinarias, equipos y procesos y otorgar ventajas en tiempos normales

Sublevel stoping		
Tarea	Actividad	USD
Perforacion	Costo consumo de acero	54574,5
Voladura	Costo consumo explosivo	20060
Extraccion	Costo consumo combustible	3160,5
Relleno	Costo consumo cemento	246857,1
<b>Costo total</b>		<b>324652,1</b>
AVOCA		
Tarea	Actividad	USD
Perforacion	Costo consumo de acero	54574,5
Voladura	Costo consumo explosivo	16944,7
Extraccion	Costo consumo combustible	2499
Relleno	Costo consumo detrítico	1984,5
<b>Costo total</b>		<b>76002,7</b>

Tabla 27: Costos totales



## CAPITULO V: BIBLIOGRAFIA

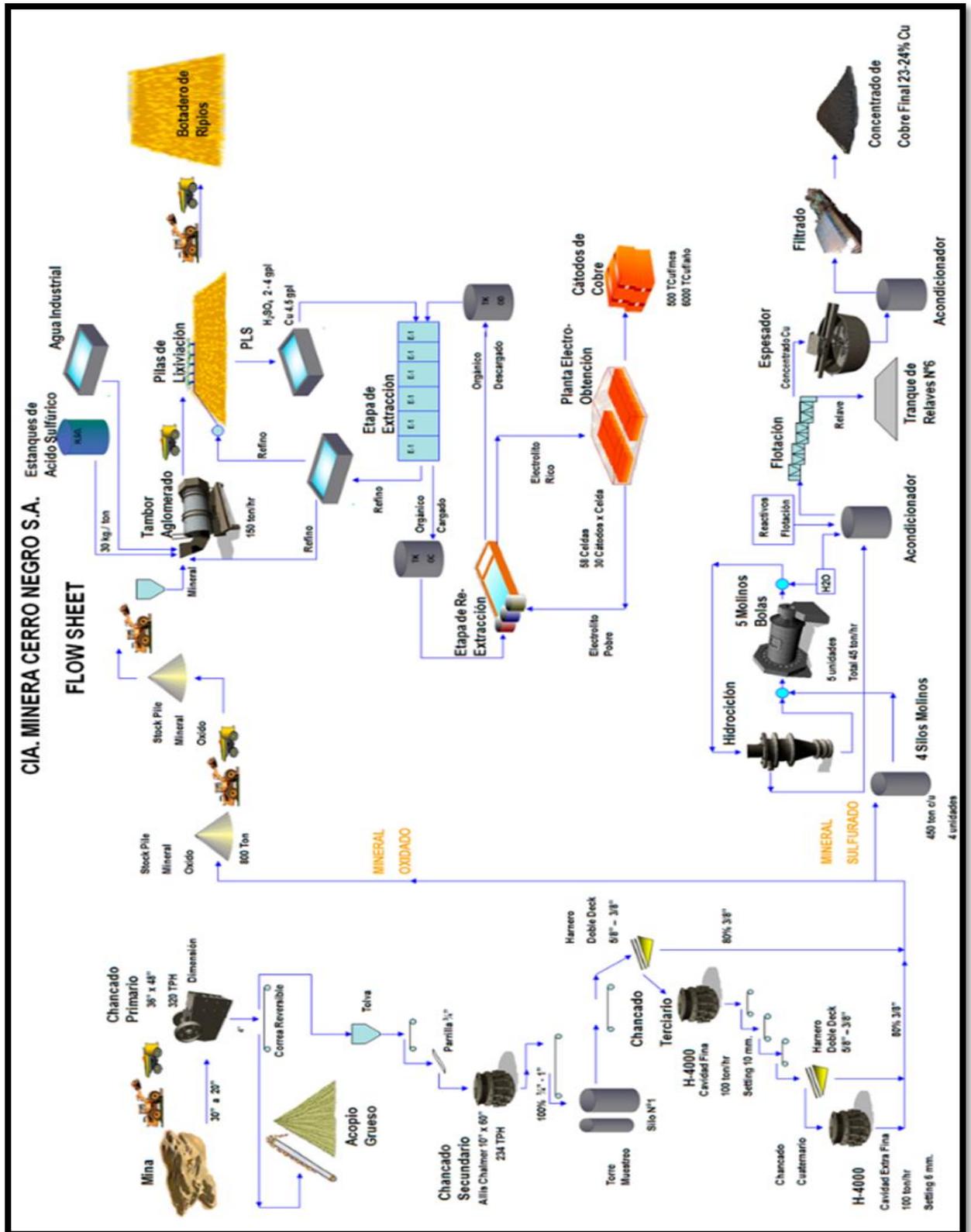
- 1- LOM Mina Cerro Negro 2017.
- 2- LOM Mina Cerro Negro 2017 Producción.
- 3- Plan de Minado 2017 mina Cerro Negro.
- 4- Estándares de sostenimiento Cerro Negro.
- 5- Catalogo mineralógico Cerro Negro.
- 6- "Manual de Perforación y Voladura de Rocas". Carlos López Jimeno.
- 7- "Manual de Túneles y Obras Subterráneas". Carlos López Jimeno.
- 8- "Excavaciones subterráneas en roca". E. Hoek-E.T. Brown.
- 9- "Manual para el uso de explosivos". Du Pont
- 10- López, Ramiro Gabriel; (2006): Estudio Geológico metalogenético del área oriental al curso medio del Río Pinturas, sector noroeste del macizo del Deseado, provincia de Santa Cruz, Argentina, Universidad Nacional de la Plata.
- 11- Conrado Permuy Vidal;(2014); Caracterización detallada de la mineralización en veta Eureka y u comparación con otras mineralizaciones del distrito Cerro Negro;Maciso del Deseado, Santa Cruz, Argentina. Universidad Nacional de la Plata.
- 12- Aplicación del Metodo Bench and Fill Stopping como una variante del método Vertical Crater Retreat (VCR) para optimizar las operaciones en cia. Minera Suyamarca. Arequipa- Peru. Propiedad Intelectual de la universidad Nacional de San Agustín.



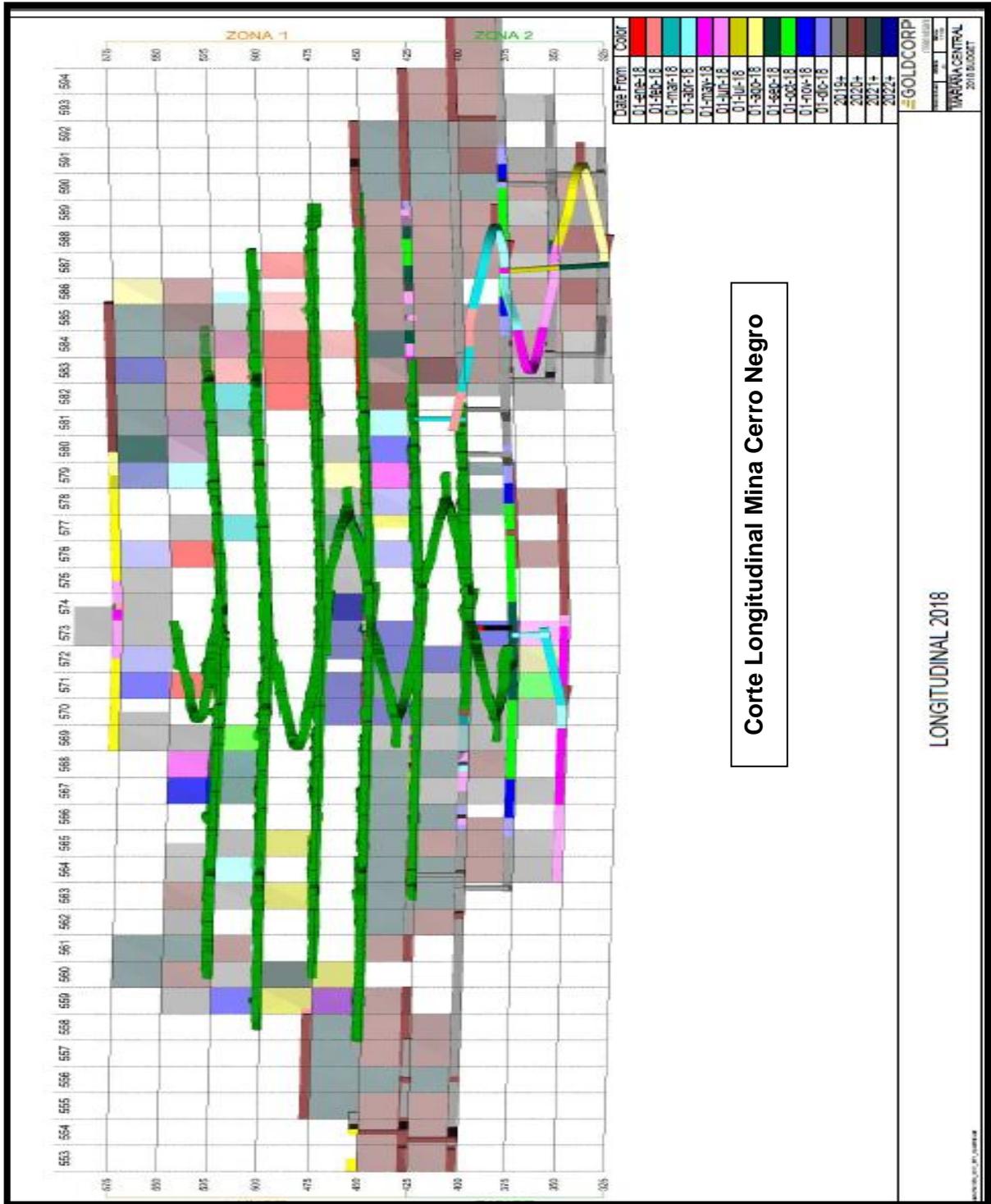
## **ANEXOS**

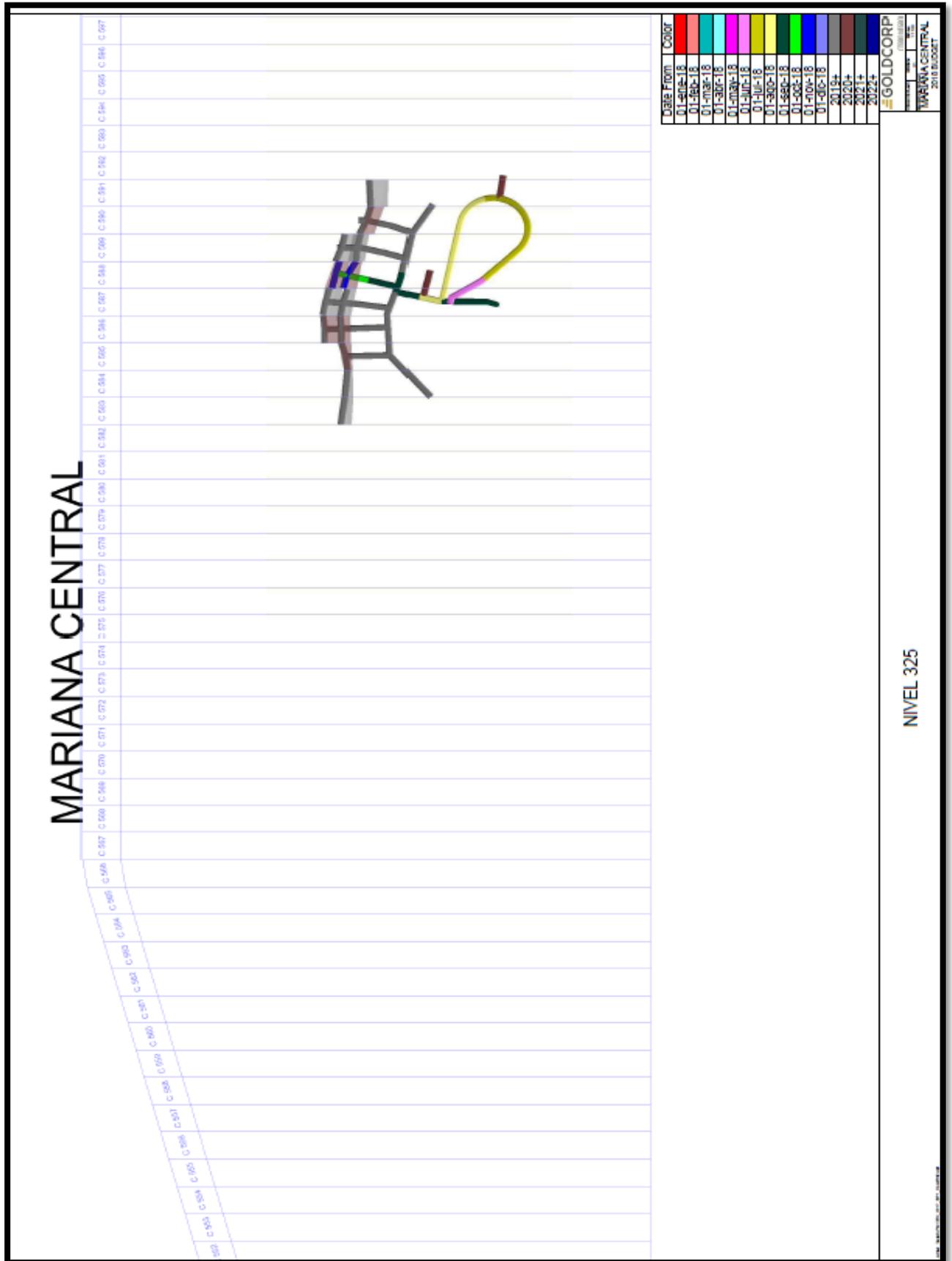


### Anexo N°1: Flow Sheet Mina Cerro Negro











### **Anexo N°3: Fortificación en Cerro Negro**

Se debe tener en cuenta que en el método de explotación, el sostenimiento tiene dos funciones:

- El primero, proteger al personal y a los equipos, esto es lo que se llama también sostenimiento preventivo.
- El segundo, proporcionar soporte para mantener adecuadas condiciones de estabilidad y garantizar así una operación óptima en el área de carguío de mineral, sostenimiento que tiene carácter estructural.

El proyecto Cerro Negro, considera cuatro estándares o tipo de fortificación según las características del macizo rocoso.

#### **1- Estándar de Fortificación: Tipo F1**

La masa rocosa en condiciones F1 tiene un valor Q mayor o igual que 1 y una RMR mayor del 44. Se lo denomina subjetivamente terreno bueno y está compuesto de bloques de más de 30 cm, separados por discontinuidades que tienen una resistencia a cortante moderadamente baja a baja. Leve apertura (0mm a 2 mm) a lo largo de las discontinuidades pueden ocurrir después de la excavación. La UCS de roca intacta es mayor que 50 MPa. La superficie de excavación está seca a húmeda.

#### **Fortificación Primaria:**

La secuencia de instalación será como se describe (imagen 1) a continuación:

1. Malla electro soldada: En toda la sección de la gradiente a gradiente. No se podrá ubicar el traslape en el techo en los paños de una misma fila.
2. Pernos Split Sets: Longitud de 2.4 m, diámetro de 39 mm, separados a  $1.1 \pm 0.2$ m.
3. En una roca de buena calidad, se podrá considerar una distancia mínima de 300 mm desde la malla hasta el frente. En las paredes se podrá considerar hasta 1m.
4. Cumpliendo los puntos anteriores se continuará con el siguiente ciclo de explotación.

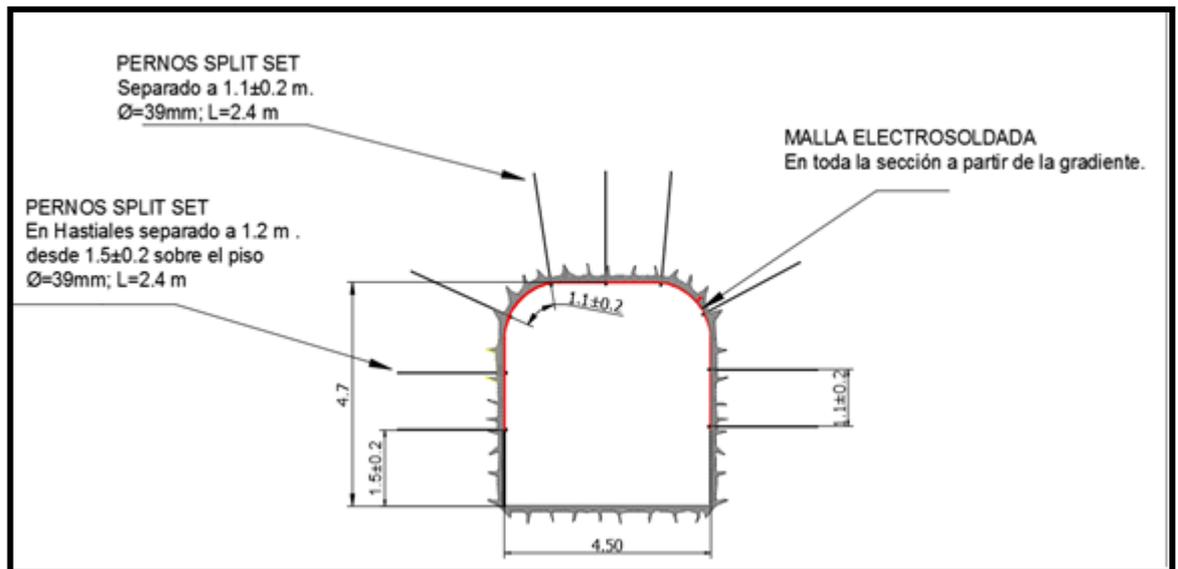


Imagen 1: Fortificación Primaria

### ➤ Fortificación Secundaria

- Techo de hasta 5,0 m de ancho: sin soporte secundario.
- Tramos de techo de 5,0 m a 8,0 m: pernos de barra helicoidal de 2,4 m en centros de 2,4 m
- Tramos de techo de 8,0 m a 13,0 m: 4,0 m de pernos de barra helicoidal en centros de 2,4 m.
- Techo Se extiende desde 13.0 m a 19.0 m: 6 m de largo pernos en 2.4 m centros
- Anillos de soporte secundarios para colocar entre los anillos de perno de fricción.

### **Malla Electro soldada, dimensiones 1,5x3 m:**

Se instala primero una malla completa en el techo con el lado más largo del paño orientado perpendicularmente al eje de la labor, fijándola con pernos, y seguidamente deberán instalarse mallas a ambos lados de esta malla orientadas de la misma forma, dejando los traslapes hacia las esquinas del techo. Para completar la sección, deberá instalarse un paño acostado a cada lado en caso de que se requiera cubrir hasta la gradiente. Las imágenes 2 y 3 muestran el esquema con el que se deben instalar las mallas. El traslape debe ser de 300 mm, 3 ventanas de la malla, los pernos de los bordes de la malla deben estar a una ventana, 100 mm del borde y no más de 2 ventanas 200 cm. La cantidad de pernos por malla es de 6, con una distancia de  $1.1\pm 0.2$  teniendo en cuenta el traslape.

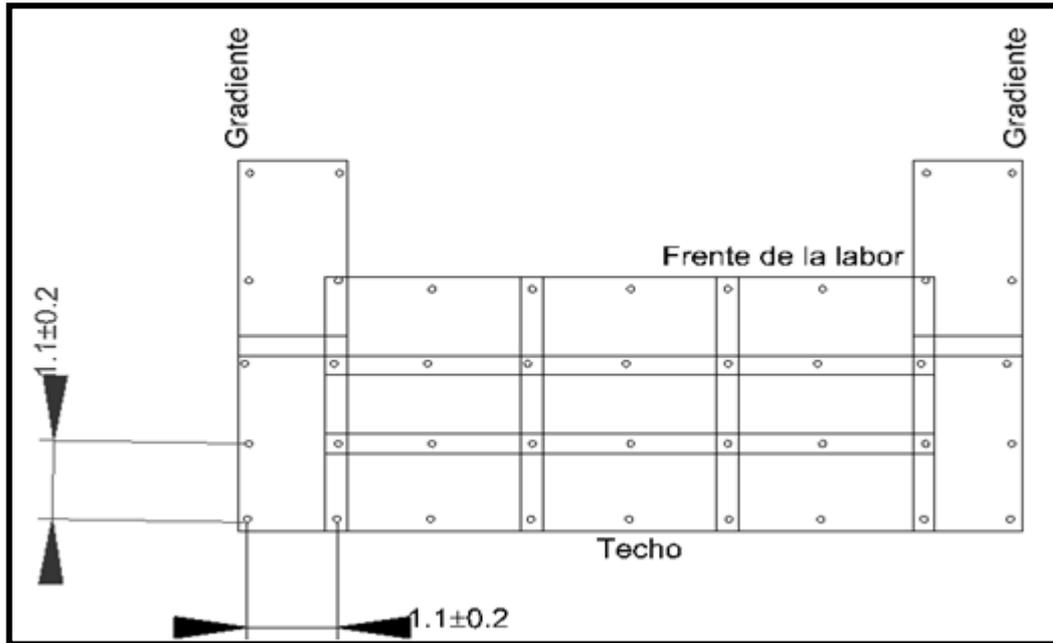


Imagen 2: Esquema de distribución de pernos y malla por avance en F1 para malla 1,5m x 3m

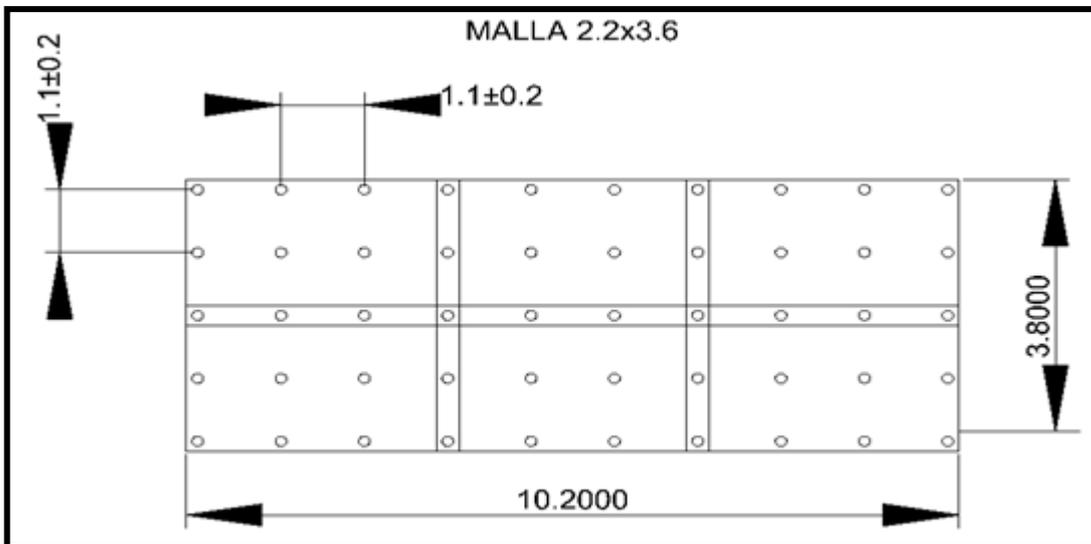


Imagen 3: Esquema de distribución de pernos y malla por avance en F1 para malla 2,2x 3,6m de sección ideal 9,6m de gradiente, 12pernos por malla.

## 2- Estándar de fortificación: Tipo F2

Las condiciones de masas rocosas tienen un valor de Q que varía de 0,4 a 1 y un RMR de 36 a 44. Es subjetivamente denominado suelo de pobre a justo y compuesto por bloques de 15 cm a 30 cm, con discontinuidades que tienen una fuerza cortante moderadamente baja a baja. La masa rocosa experimenta una apertura leve a notable (2 mm a 6 mm) que tiene lugar a lo largo de discontinuidades después excavación. El UCS de roca intacta oscila entre 25 MPa y 50 MPa. La condición de excavación oscila de seco a húmedo.

### ➤ Fortificación Primaria

La secuencia de instalación será como se describe (imagen 4) a continuación:

1. **Malla Electrosoldada:** En toda la sección de la gradiente a gradiente. No se podrá ubicar el traslape en el techo en los paños de una misma fila.
2. **Pernos Split Sets:** Longitud de 2,4 m, diámetro de 39 mm, separados a  $1.1 \pm 0.2$  m. (Imagen 5 y 6).
3. **Pernos Split Sets eventuales:** En los sectores donde la labor se haya sobre excavado o donde la roca se presente muy fracturada.
4. **La malla debe quedar instalada hasta la frente, de lo contrario se considerará al sector como no soportado.**
5. **Cumpliendo los puntos anteriores, continuar con la siguiente voladura.**

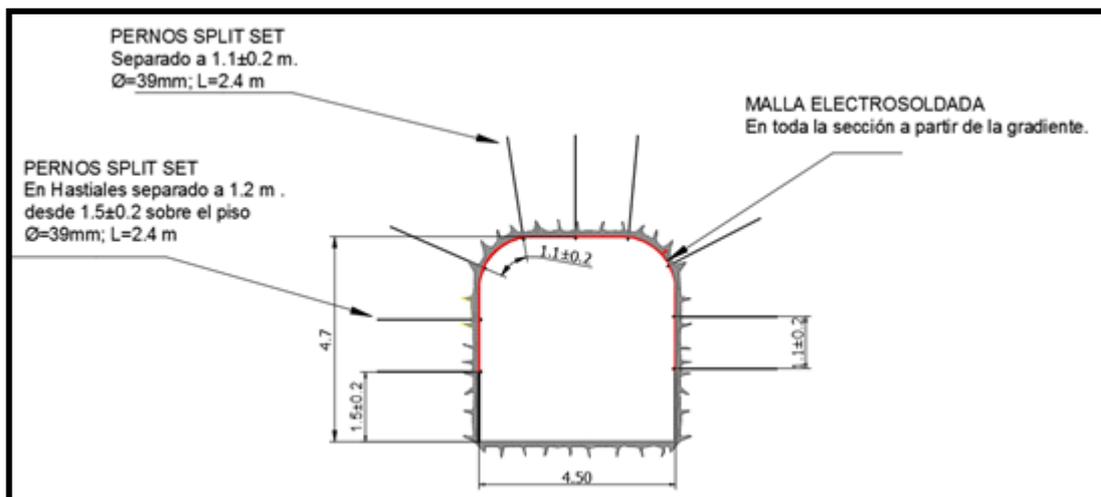


Imagen 4: Fortificación F2

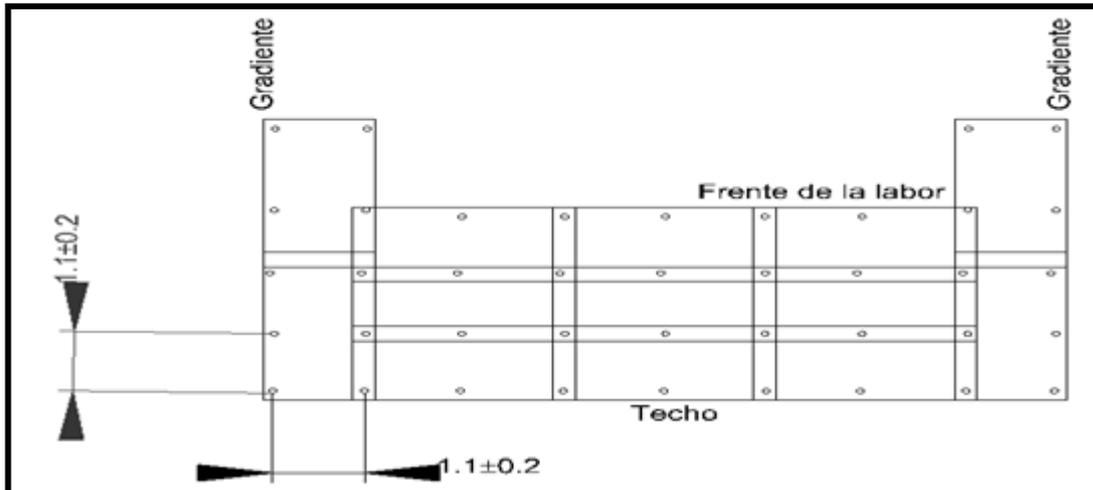


Imagen 5: Distribución de pernos y malla por avance en F2 para malla 1,5m x 3m

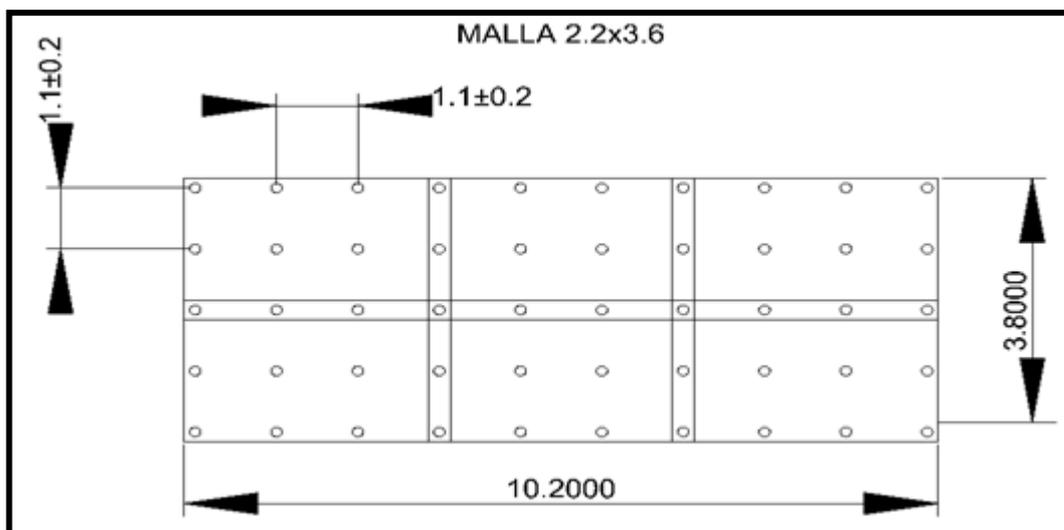


Imagen 6: Distribución de pernos y malla por avance en F2 para malla 2,2 x 36,6 sección ideal 9,6m de gradiente a gradiente, 12 pernos por malla.

➤ **Fortificación Secundaria (pernos helicoidales, con lechada o resina)**

- Tramos de techo de hasta 5,0 m de ancho: soporte secundario determinado por la evaluación realizada por los ingenieros de mecánica de rocas, pero nominalmente barra de rosca de 2,4 m o pernos equivalentes en centros de 2,4 m.
- Tramos de techo de 5,0 m a 8,0 m: pernos de roca de 2,4 m de largo en centros de 2,0 m.



- El techo abarca desde 8,0 m hasta 13,0 m - 4,0 m de pernos de barra helicoidal en centros de 2,0 m.
- Tramos de techo de 13.0 m a 19.0 m - pernos de barra helicoidal de 6.0 m de largo en centros de 2.0 m.
- Anillos de soporte secundarios para colocar entre los anillos de perno de fricción.

Soporte de superficie en el techo y las paredes:

- Malla de alambre soldada a 1.5 m sobre el piso.

### 3- Estándares de Fortificación: Tipo F3.

La masa rocosa tiene un valor Q que varía de 0.1 a 0.4 y una RMR que varía de 23 a 36. Se denomina subjetivamente suelo pobre a pobre y consta de bloques de 8 cm a 15 cm con discontinuidades con baja o muy baja resistencia al corte. La masa rocosa puede experimentar apertura notable (6 mm a 12 mm) a lo largo de las discontinuidades después de la excavación. Roca UCS intacta es 5 MPa a 25 MPa. Las condiciones de excavación son de secas a húmedas.

#### ➤ Fortificación Primaria

La secuencia de instalación será como se describe (imagen 7) a continuación:

1. **Malla Electrosoldada:** En toda la sección hasta 0.5m del piso. No se podrá ubicar el traslape en el techo en los paños de una misma fila.
2. **Pernos Split Sets:** Longitud de 2.4 m, diámetro de 39 mm, separados a  $1.1 \pm 0.2$  m.
3. **Shotcrete:** Espesor de 750 mm, sin fibras de polipropileno, de piso a piso cubriendo toda la sección, cubriendo la malla, no proyectar en el frente salvo que sea requerido específicamente.
4. La malla debe quedar instalada hasta la frente, de lo contrario se considerará al sector como no soportado.
5. Cumpliendo los puntos 1 a 5, y esperando el tiempo de fragüe del shotcrete para lograr 4MPa, se permitirá el ingreso a personas para realizar tareas, incluyendo trabajos de avance con la siguiente voladura.
6. Luego de la voladura se debe lavar y tojear bien el frente, esto incluye el lavado de los tiros que hayan quedado de la voladura.

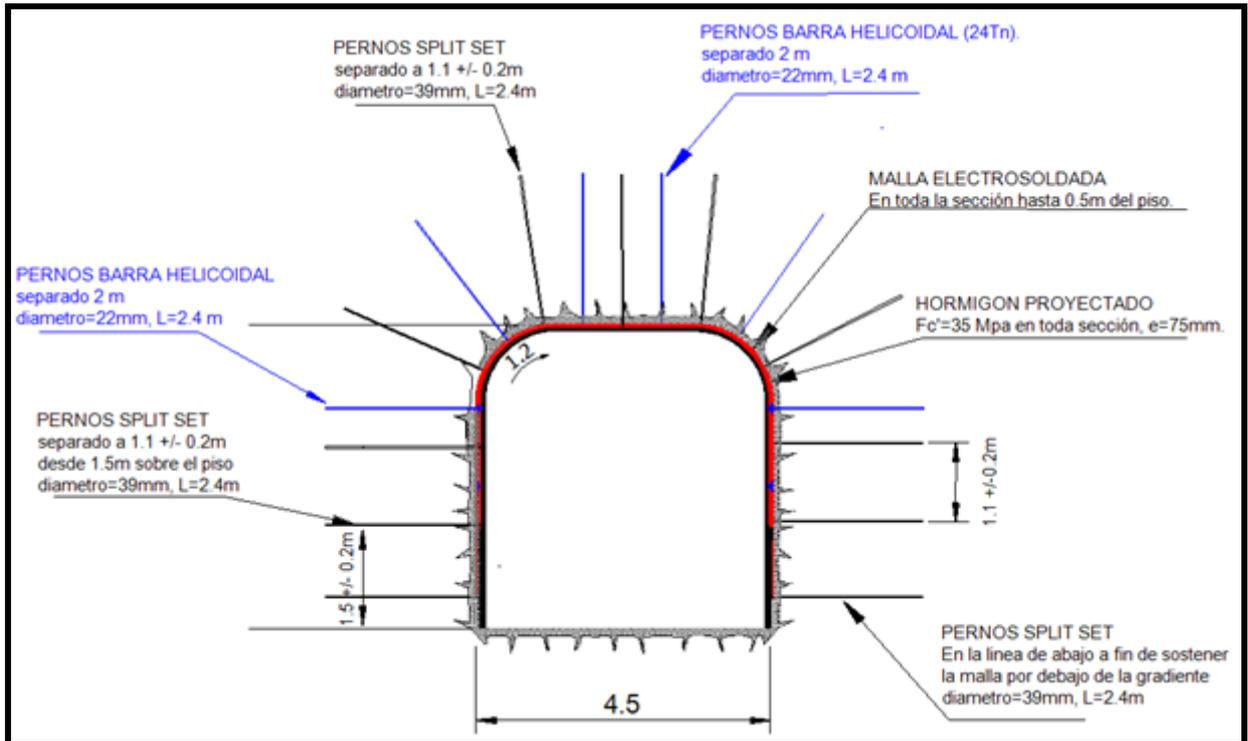


Imagen 7: Esquema de Fortificación F3

### ➤ Fortificación Secundaria

Soporte secundario en el techo y las paredes:

- Se extiende hasta 5,0 m de ancho - 2,4 m de largo pernos de roca en 2,0 m centros en el techo.
- Espacios mayores a 5.0 m: excave solo bajo las pautas de diseño del Grupo de servicios en estrecha consulta con la gerencia de operaciones.
- Un perno de barra helicoidal de 2,4 m de largo en cada pared con un espacio de 2 m.
- Anillos de soporte secundarios para colocar entre los anillos de perno de fricción.

Soporte de superficie en el techo y las paredes:

- Malla electrosoldada en la parte posterior y costillas a 0.5 m sobre el piso (Imagen 8 /Imagen 9)
- Concreto proyectado de 75 mm de espesor, aplicado sobre la malla electrosoldada.

- Malla electrosoldada aplicada a la cara en cada ciclo de soporte de suelo

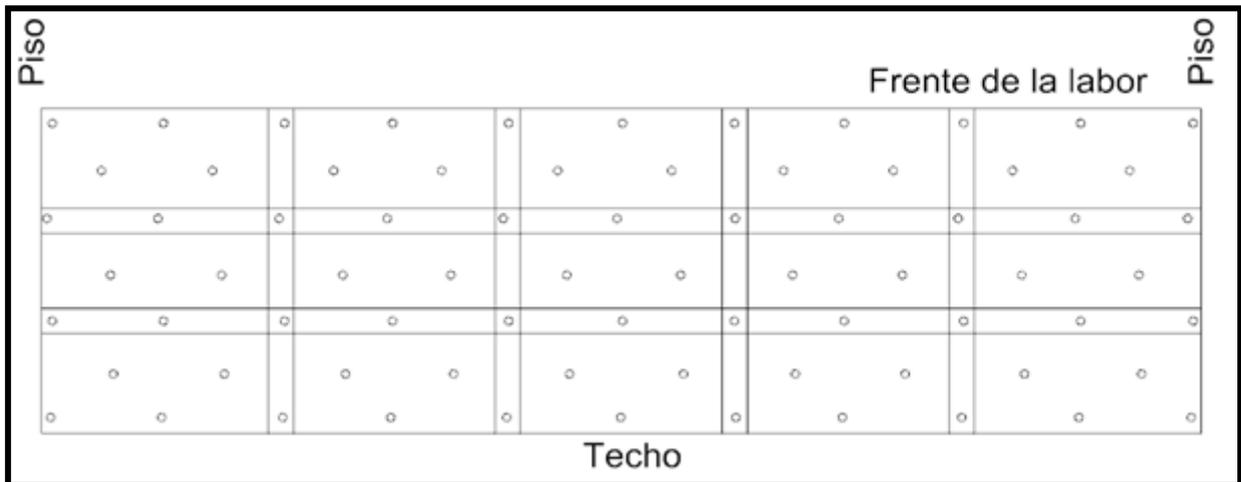


Imagen 8: Fortificación F3

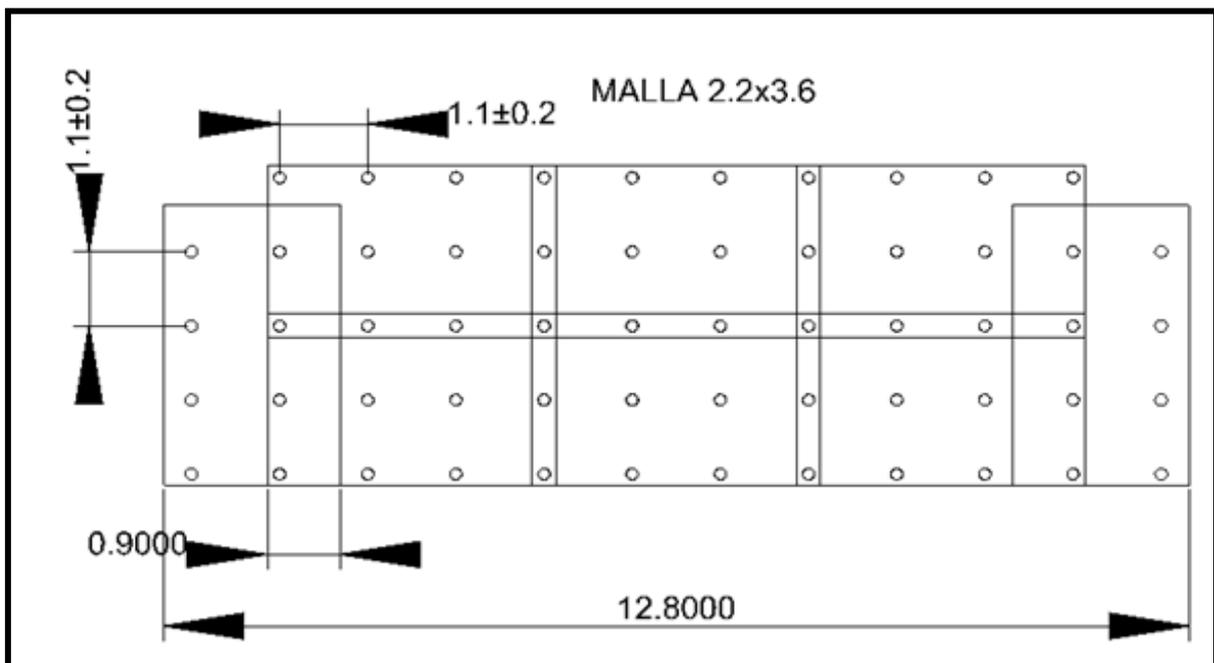


Imagen 9: Fortificación F3, sección ideal 12.8m de piso a piso

#### 4- Estándares de Fortificación Tipo F4

El valor de Q varía de 0.04 a 0.1 y el rango de RMR de 20 a 30. Es subjetivo denominado terreno extremadamente pobre. La masa rocosa se compone de bloques de 8 cm o más pequeños con discontinuidades que tienen una resistencia al corte muy baja a extremadamente baja. Después de la excavación puede producirse una apertura notable (de



6 mm a 12 mm) a lo largo de fracturas o uniones. La roca UCS intacta tiene menos de 5 MPa. La excavación es de seca a húmeda.

### ➤ Fortificación Primaria

La secuencia de instalación será como se describe a continuación:

1. **El avance** debe ser de 2,5 m
2. **Shotcrete:** Espesor de 50mm, con fibras de polipropileno de piso a piso cubriendo toda la sección.
3. **Espera de fraguado del shotcrete:** 2Mpa resistencia para equipos, NO ESTA EN CONDICIONES PARA PASAR PERSONAS DEBAJO EN ESTE CONDICION.
4. **Malla Electrosoldada:** En toda la sección de piso a piso. No se podrá ubicar el traslape en el techo en los paños de una misma fila. Colocar la malla a 0.5 m por encima de la elevación del piso.
5. **Pernos Split Sets:** Longitud de 2.4 m, diámetro de 39 mm, separados a  $1.1 \pm 0.2$  m.
6. Adicionalmente deberá instalarse malla en el frente, sujetándola con Split sets de 2.4 m de longitud. Esta malla se instalará en la corona superior y los Split sets deberán ser perforados a 15 cm de los tiros que hayan quedado de la voladura.
7. **Shotcrete:** Completando los 100 mm junto con la primera aplicación, otros 50mm de shotcrete sin fibras de polipropileno de piso a piso cubriendo toda la sección, cubriendo la malla, no proyectar en el frente salvo que sea requerido específicamente.
8. La malla debe quedar instalada hasta la frente, de lo contrario se considerará al sector como no soportado.
9. Cumpliendo los puntos 1 a 8 y esperando el tiempo de fragüe del shotcrete para lograr 4MPa, se puede entrar personas para realizar tareas, incluyendo trabajos de avance para la siguiente voladura.
10. Luego de la voladura se debe lavar y tojear bien el frente, esto incluye el lavado de los tiros que hayan quedado.

Spiling Bar (Pre fortificación) puede usarse con anticipación y debe colocarse en un espacio de 0,4 m alrededor del perímetro en el techo y las paredes.

Refuerzo de roca primaria para ser instalado en el techo y las paredes para todos los tramos de excavación:

- Pernos de fricción de 2.4 m de largo, espaciados en una cuadrícula cuadrada de m con el primer perno en cada anillo, a 0.5 m por encima de la elevación del piso.

➤ **Fortificación Secundaria**

Instalado en el techo y las paredes (imagen10):

- Tramos de techo de hasta 5,0 m de ancho: 4 m de largo de pernos de roca en centros de 2,0 m.
- Techos de más de 5,0 m: no excavar.
- Dos pernos de roca de 2,4 m de largo en cada pared con un espaciado de 2 m.(Imagen 11/ 12).
- Anillos de soporte secundarios para colocar entre los anillos de perno de fricción.

Soporte de superficie en el techo y las paredes:

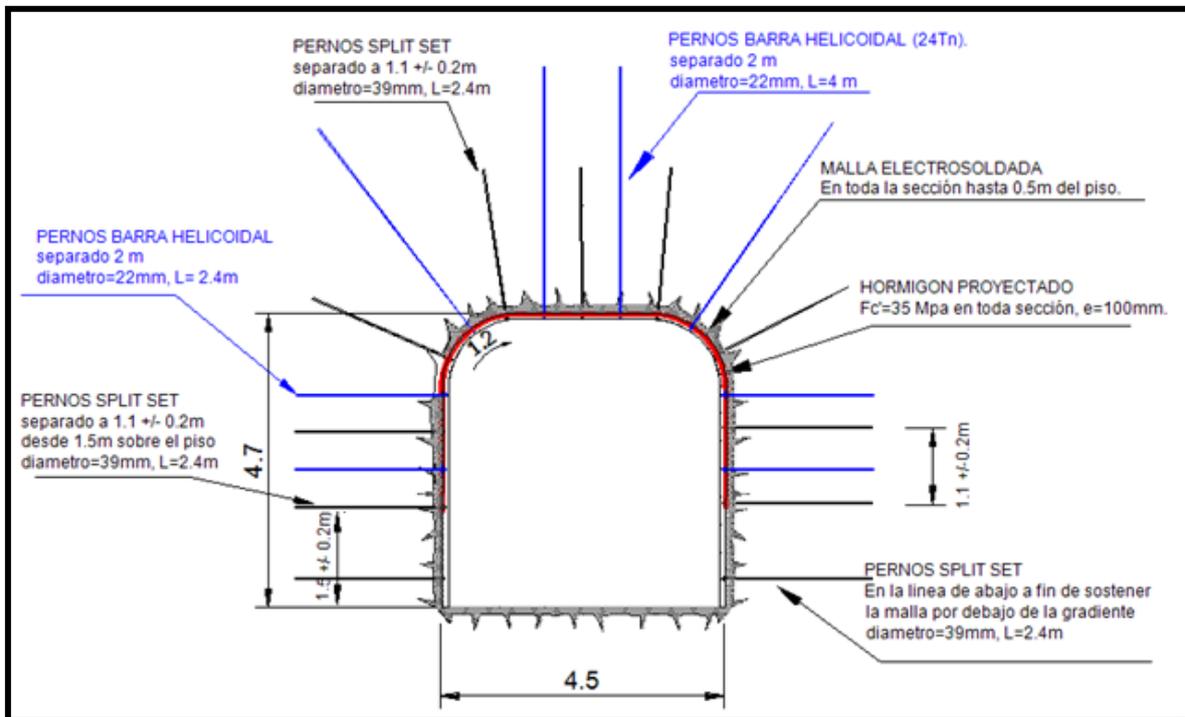


Imagen 10: Fortificación F4

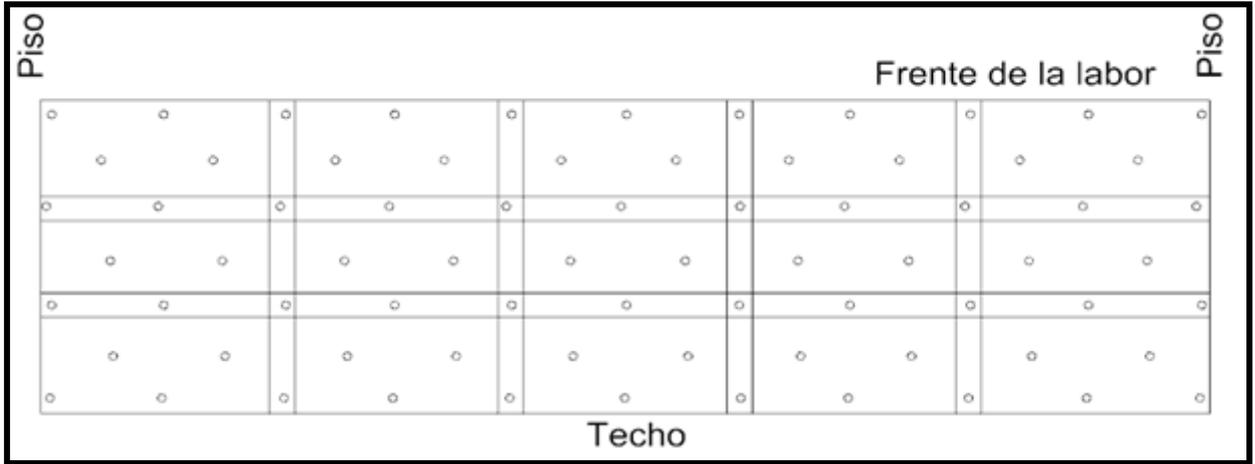


Imagen11: Vista planta Fortificación F4

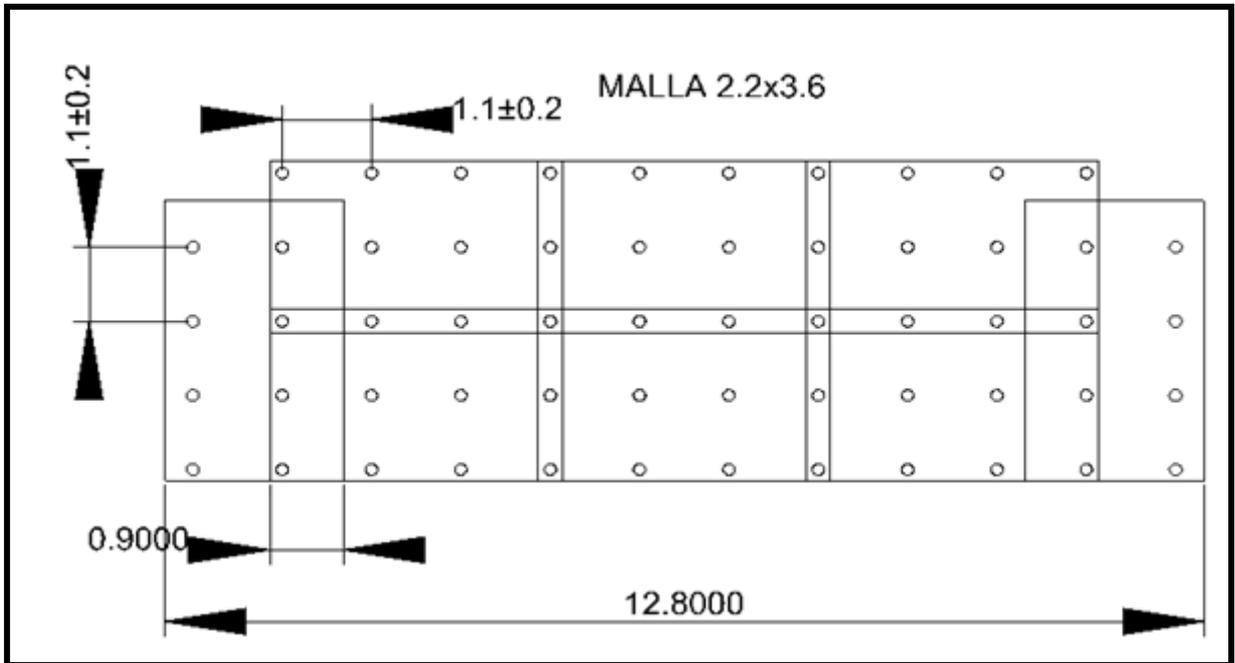


Imagen 12 Fortificación F4, para un perfil tipo, sección ideal 12,8 de piso a piso.

## Intersección de los corta-vetas con la galería basal

Este estándar se aplicará en la intersección de los corta-vetas con la galería basal.

La secuencia de instalación será como se describe a continuación:

1. Aplicar el tipo de Fortificación Primaria (F1, F2, F3 o F4).
2. Instalar 3 cables bolt de 6 m de longitud por fila de acuerdo al diseño entregado por Geomecánica; cada fila estará espaciada 1.5m. (imagen 13).

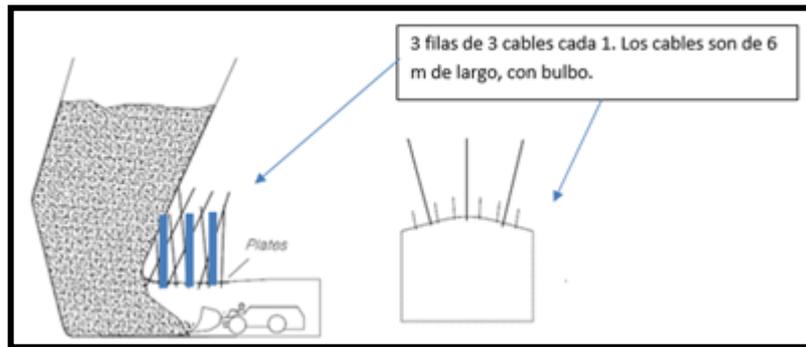


Imagen13: Cable bolt en cruzados.

### Materiales de fortificación

#### a- Pernos de barra helicoidal:

Las barras tienen 22mm diámetro. L=2.4m-L=4m. Acero ASTM A615, GRADO 60[420]. El diámetro de la perforación deberá ser de 33-35 mm.

#### b- Planchuelas

- Planchuela de pernos helicoidales, ASTM A-36, límite de fluencia de 36000 psi o 250 MPa, 150x150 mm de lado, espesor: 0,635 cm=1/4". Tuerca, ASTM A536, clase 60-40-18. (revisar stock actual).
- Planchuelas de Split set, 5 mm (3/16") de espesor. Dimensión y tamaño agujero debe ser de 1/4".
- Las planchuelas deberán estar adosadas a la roca, en caso de utilizar malla se deberá adosar la malla contra la roca.

#### c- Resinas en Cartuchos

Para la instalación de pernos se debe rellenar toda la perforación (imagen 14), considerando un diámetro de la misma de 38mm, con 13 cartuchos de resina, distribuidos de la siguiente manera: en el fondo 5 cartuchos de resina inmediata (45 segundos) y se completa con 8 cartuchos de resina lenta (mayor que 210 segundos). Dimensiones: Largo: L: 300 mm. Diámetro: 28 mm.

Para el caso de un diámetro de perforación de 33mm se requerirán en total 8 cartuchos, distribuidos de la siguiente manera: en el fondo 3 cartuchos de resina inmediata (45 segundos) y se completa con 5 cartuchos de resina lenta (mayor que 210 segundos). Este Diámetro de perforación es el más adecuado teniendo en cuenta las dimensiones de los pernos y los cartuchos de resina utilizados en Cerro Negro.

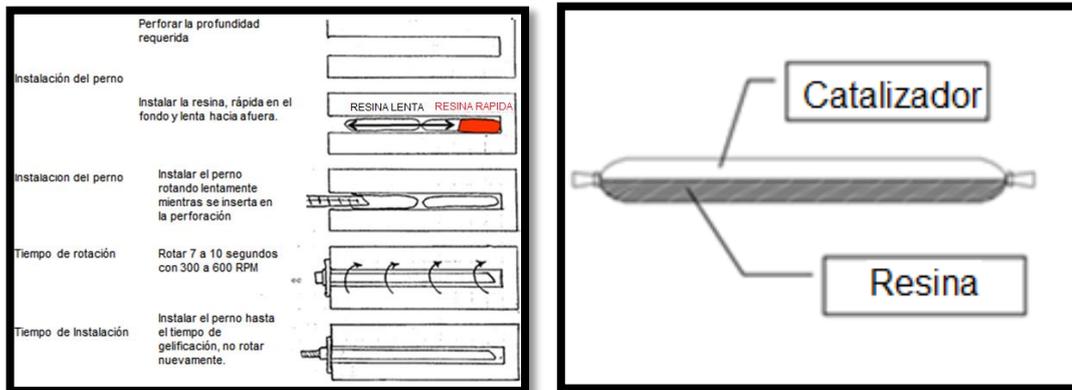


Imagen14: Instalación de pernos usando cartuchos de resina.

Se utilizarán 2 tipos de resina identificados con el color del catalizador (imagen 15):

Resinas Jenmar

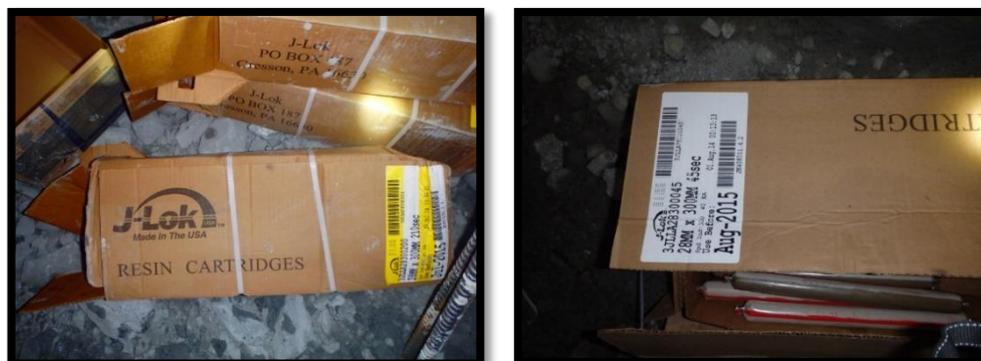


Imagen15: Cartuchos de resina Jenmar - 210s (catalizador verde oliva) y 45s (catalizador rojo).

#### d- Lechada

En el caso de atravesar zonas de falla se deben lechar los pernos. Geomecánica identificará cuando se deben lechar los pernos. La dosificación de la lechada es como se describe a continuación:

- 1 saco de 42,5 kg de cemento Portland

- 16,2 L de agua
- 270 cm<sup>3</sup> súper plastificante tipo ADVA200 o similar (0,7%). - Acelerador de fraguado tipo Grace rápido P o similar 0,40 cm<sup>3</sup> (1,0 %) en peso de cemento.

En ningún caso se debe agregar más agua, alterar el uso de cemento y/u omitir o alterar el uso de aditivos.

#### e- Pernos

- Pernos de Fricción Tipo Split Set (imagen 16):

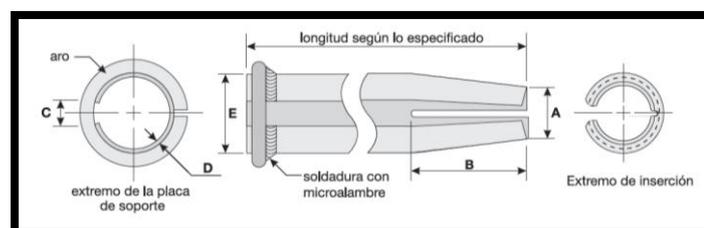


Imagen16: Esquema pernos tipo Split set

Longitud: 2.4m y 1.8m

Diámetro nominal recomendado de broca: 35 a 38mm.

Capacidad de Arranque: 1 Ton por cada 25cm de largo

Diámetro del tubo: 39mm

**A:** diámetro del empuntado: 1 3/16" (30mm)

**B:** Longitud del empuntado: 2 1/2" (65 mm)

**C:** Ancho de ranura 5/8" (16mm)

**D:** Espesor de la lámina 1/8" (3mm)

**E:** Tamaño del perno 1 1/2" (39 mm)

- Pernos de Fricción Tipo Swellex (imagen 17):

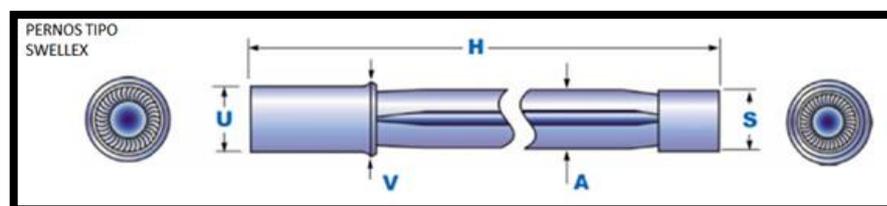


Imagen17: Esquema de perno tipo Swellex



- H:** Longitud del perno: 2.4m y 4m
- A:** Diámetro del tubo: 27.5mm
- S:** Diámetro del Buje Superior: 28.6mm
- U:** Diámetro de cabeza de Buje: 30mm
- V:** Diámetro de Collar: 36mm

### Malla Electrosoldada

Instalar en toda la sección según norma A185 de ASTM

- S:** 10x10 cm de ventana.
- T:** Calibre 4.8 mm, gauge 6.
- L:** Largo 3 m o 3.6 m
- W:** Ancho 1.5 m o 2.2 m

Acero según norma A82 de ASTM, (75000 psi resistencia a la tracción). Dimensión de la malla es 3.0m x 1.5m o 3.6 m x 2.2 m. La malla debe estar adosada a la roca. (Imagen 18).

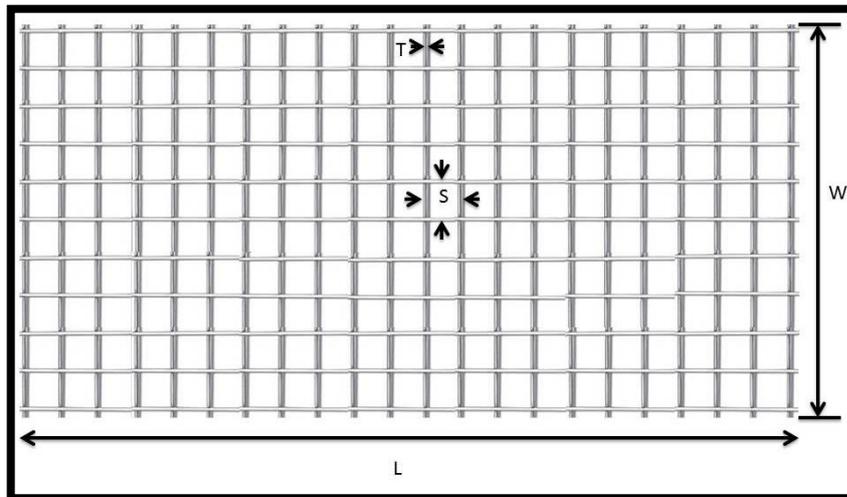


Imagen 18: Esquema de Malla electro soldada

### Shotcrete:

Mezcla: 1600 Kg Arena - 420 Kg Cemento Portland - 190 Lts Agua - 6 Lts Aditivo fluidificante.

Mínima resistencia a la compresión: 35 MPa.

Fibras de polipropileno de tipo rugosas, con 8 Kg/m<sup>3</sup>.



Con el concreto tipo shotcrete reforzado con fibras rugosas, longitud 38 mm, ancho 2 mm, se logran valores promedio de fuerza residual de 400 Joules.

- Se necesita una resistencia de 2MPa del shotcrete para que los equipos puedan ingresar a un sector debajo este material.
- Se necesita una resistencia de 4MPa del shotcrete para que el personal pueda ingresar a un sector debajo este material.

### **Marco Reticulado:**

Liviano de sección triangular constituido por 3 barras de acero estriado de calidad ASTM A615, grado 60 (420).

### **Marco perfil H**

Acero ASTM A36, resistencia a la fluencia 250 MPa, Resistencia a la tracción 400 MPa, elongación 20% mínimo.

## Anexo N°4: Catalogo de equipos.

### Equipos de Perforación

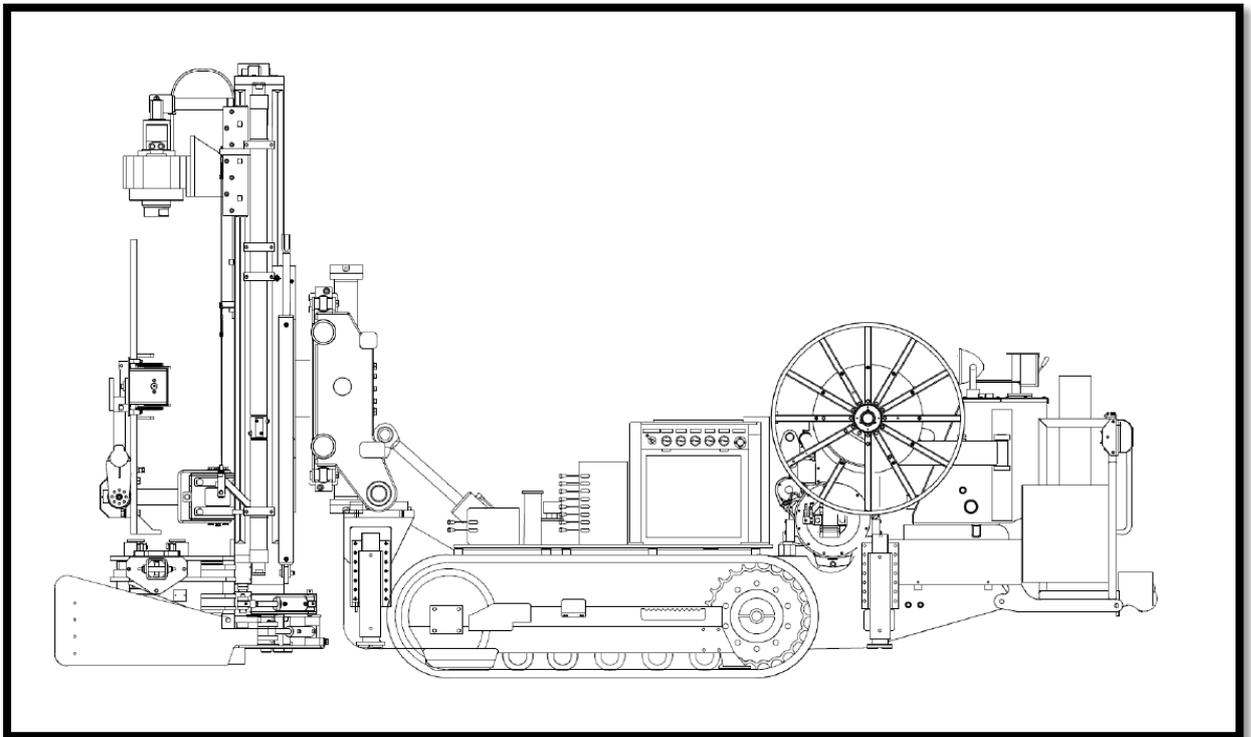
#### CUBEX ORION 10398:

Descripción de la perforadora:

El modelo Orion es una perforadora ITH montada sobre bandas de rodamiento que está diseñada para perforar con martillos "In-The-Hole" y accionada con aire a alta presión.

Rendimiento: El modelo Orion se puede usar para perforar agujeros de 89 mm a 171 mm hasta una profundidad mayor de 100 m.

Con opciones: Además, se puede usar para perforar agujeros de 216 mm y ocasionalmente escariar agujeros de hasta 445 mm de diámetro con un martillo de 12 pulgadas y agujeros de hasta 762 mm de diámetro con accesorio de elevación V-30. El rango de perforación incluye un anillo de 360° en 105° de plano de horizontal a 15° pasada la vertical.





Roger:



**Description:** The Orion is a track mounted In-The-Hole drill designed to drill with ITH hammers powered with high air pressure.

**Performance:** The Orion can be used to drill from 3.5" (89 mm) to 30" (762 mm) diameter holes. Most applications allow the machine to drill to a depth greater than 330' (100 m). It can also be used for reaming up to 17.5" (445 mm) diameter holes with a 12" hammer.

**Accra Feed and ERIS panel**

The inclusion of Accra Feed on Cubex underground drills has increased overall drill performance by providing optimal pressure to the bit in all rock conditions. Lost drill string situations are reduced and overall hole integrity is improved.

All the hydraulic control functions are electric/ hydraulic controlled through the CAN-BUS controller/ computer and programmable modules – this provides more robust mechanical connections in the wiring harnesses.

The Cubex ERIS system is set up so that mine managers and engineers are able access the benefits of an expandable control platform. This unit has proven to be very reliable, while providing a high degree of productivity.

**Main Specifications**

Carrier	Orion Standard	
Top Drive	6230	
Mast	Standard Mast, Fixed Centralizer	
Carousel	16 Drill Pipes (Up to 4" pipe)	
Positioning System	Single Slideover	
Control System	ERIS Panel	
Powerpack	37 kW	50 HP
Hammer Lubrication	AS-Orion	
Water Injection System	27 lpm (48 bar)	7 gal/min (700 psi)
Ground Clearance	180 mm	7.1"
Tramming Length	3 581 mm	196.7"
Tramming Width	1 829 mm	72"
Tramming Height	2 746 mm	108"
Weight	12 700 kg	28 000 lb
Tramming Speed, Electric Horizontal Only	2 kph	1.2 mph
Gradeability	35%	

**Top Drive**

Top Drive	6230	
Max Working Pressure	207 bar	3 000 psi
Max Torque	5 730 Nm	4 225 lb.ft.
Rotation Speed	0-80 rpm	
Patented Splined Piston Breakout System		



## Standard Specifications

Carrier		
Tracks - Sealed and lubricated with Caterpillar® take up system		
Type	Triple Grouser, Sealed and Lubricated	
Width	305 mm	12"
Brakes	SAHR	
Ground Clearance	180 mm	7"
Centralized Grease Lubrication		

Mast		
Mast	Standard Mast, Fixed Centralizer	
Feed Force	70 kN	15 800 lbs
Max Opening	222 mm	8.75"

Carousel	
Carousel	16 Drill pipes (For up to 4" pipe)

Positioning System		
Single Slideover	762 mm	30"

Feed Extension	1370 mm	54"
Swing Angle	360°	
Stinger Extension		
Top	1 830 mm	6'
Bottom	610 mm	2'

Control System	
Control System	Eris Panel - CanBus
Accra Feed	Feed and Rotation Control / Anti-Jamming
Remote Control	Tripod Mounted, With 30 m (100') Cable

Powerpack		
Electric Motor	1 x 37 kW	1 x 50 HP
Pump Type	1 x 100 cc Variable Displacement Axial Piston Pump	6.1 cu.in./rec
Filtration		
Pressure	1 x 5 micron	
Return	1 x 10 micron	
Oil Tank Volume	265 L	70 US Gal
Tank Filling	Electric Fill Pump	
Oil Cooling	Shell and Tube Cooler	

Hammer Lubrication System		
Grease/Oil Injection		
Metering Capacity	4 L/hr	1 US Gal/hr
Tank Size	20 L	5.3 US Gal

Water Injection System		
Water Pump Type	Triplex Piston Pump	
Capacity	27 Lpm (48 bar)	7 Gal/min (700 psi)
Inlet Pressure	2 - 7 bar (drilling)	30 - 100 psi (drilling)

Electrical System		
Total Input Power	37 kW	
Standard Voltages	600 VAC	
Frequency	60 Hz	
Lights		
Working	2 x 55W HID	
Driving Lights	2 x 65W	
Starter	Delta-Wye	

Safety Shutdowns	Low Mine Water Pressure Low Hydraulic Oil Level High Hydraulic Oil Temperature
Safety Feature	Tram Active Strobe



## Selection of Optional Equipment

### Reverse Circulation Option

Masts	Feed Force		Max Opening		Drill Pipe Lengths
Standard Mast (Fixed or Split Centralizer)	70 kN	15 800 lbs	222 mm	8.75"	4'/5'/6'
Heavy Mast (Fixed or Split Centralizer)	133 kN	30 000 lbs	222 mm	8.75"	4'/5'/6'

### Optional Carousels

Carousel	Pipe Size	
16 Drill Pipe	76 - 127 mm	3 - 5"
21 Drill Pipe	76 - 127 mm	3 - 5"
24 Drill Pipe	76 - 114 mm	3 - 5"
26 Drill Pipe	76 - 102 mm	3 - 4"
30 Drill Pipe	76 - 102 mm	3 - 4"

### Pipe Handling Options\*

Pipe Arm, Single Axis	To Assist Manual Pipe Handling
Pipe Arm, Dual Axis	

\*Pipe arm is not compatible with carousel

### Positioning Systems Options

Positioning System - Double Slideover Parallel Coverage	1 524 mm	60"
50/50 Stingers Top	1 219 mm	4'
Bottom	1 219 mm	4'

### Reverse Circulation Option

Discharge Diameter	76 mm	3"
Max ID of Centre Tube	64 mm	2.5"
6230-RC Top Drive	RC Swivel	
Hydraulic Centralizers with RC Slip Plate and Dual Torque		

### Optional Top Drive

6230-RB30R Top Drive		
Max Working	207 bar	3 000 psi
Max Torque	8 520 Nm	6 283 lb.ft.
Rotation Speed	0-50 rpm	

### Fire Supression

Automatic	ANSUL System (6 Nozzles)
Manual	

### Optional Air Booster - For Orion Unitized

Booster Type	99AX - Reciprocating	
Electric Motor	1 x 55 kW	1 x 75 HP
Max Working Pressure	24.1 bar	350 psi
FAD, Max Working Pressure	20 m <sup>3</sup> /min	700 scfm
Min. Inlet Pressure	6 bar	90 psi

### Hydraulic Centralizers

Hydraulic Swing Out Centralizer	Allows passing of a large ITH hammer when swung out of the way
---------------------------------	--

### Blind Bore Package

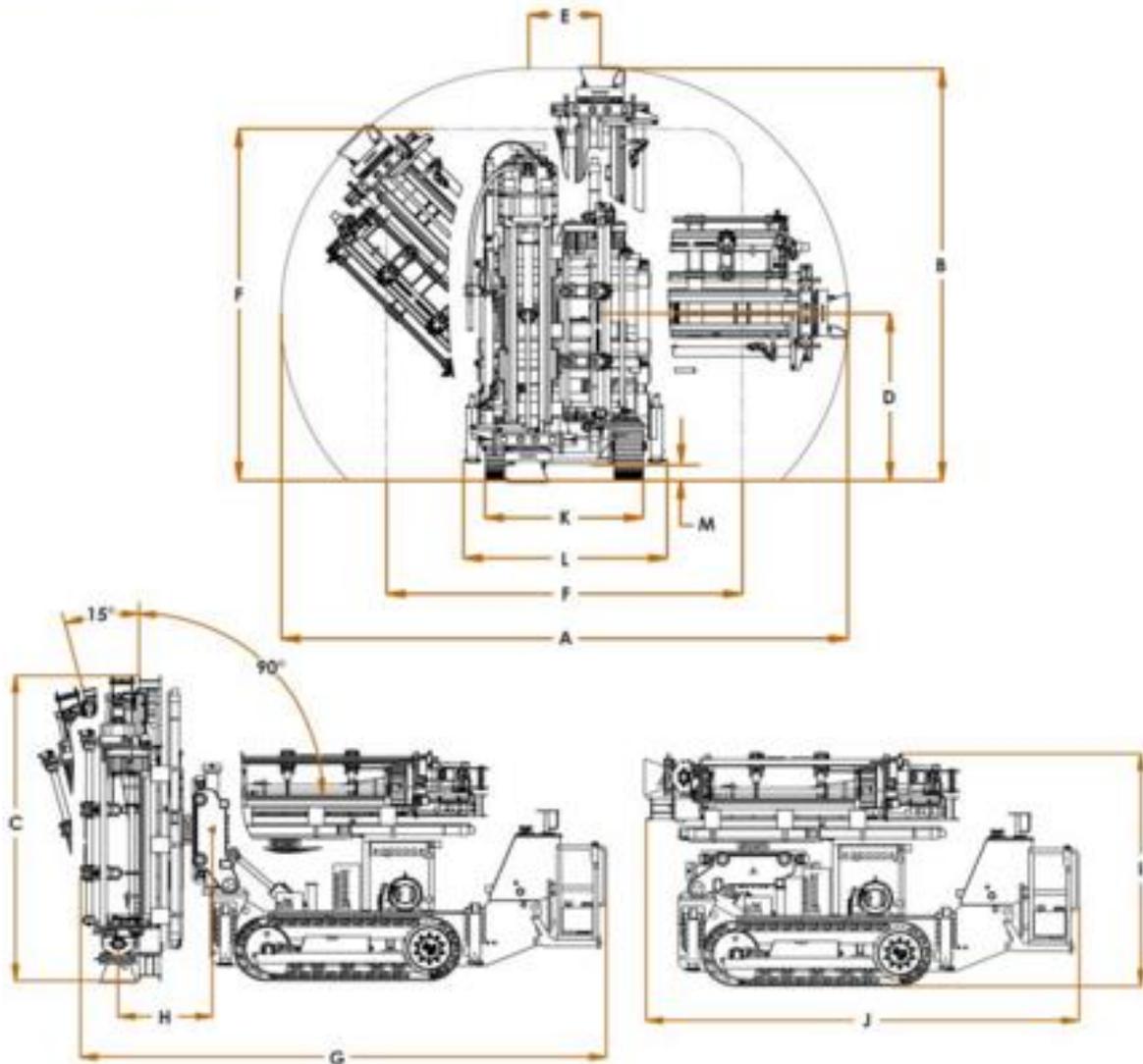
Heavy Hoist Mast	5' or 6' rods can be used with the Blind Bore Package
Hydraulic Swing Out Centralizer	Allows passing of a large ITH hammer when swung out of the way
Top Drive Spacer	Extends top drive to allow for the use of large hammers and reamers

### Additional Options

- Alignment laser
- Angle indicators
- Auto lubrication (Lincoln)
- Cable reel with automatic cable limit stop (cable and power plug not supplied)
- Cuttings diverter (For use with blind boring mast)
- Deutz diesel engine (D914L4 Tier III, 20 L diesel tank)
- Ground fault monitor
- Indicator for low level hammer lubricant
- Jacks, leveling (four)
- On-board pressure washer
- Petrol chain wrench
- Remote thread lubrication
- RPM indicator for top drive
- Special Electrics 380-600 VAC 50 or 60 Hz available
- Stainless steel electrical panel
- Tools to specifications
- Wassara water hammer package



## Dimensions



Dimensions		Drilling							Trimming					
Model	Units	Max Reach		Mast Height	Pivot Height	Skinner	Min. Drill	Length	Laser Offset	Height	Length	Width	Jacks	Clearance
		A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
Orion 6' Rods	Inches	235.8	173.3	142	70.4	30	148	242	43.3	106.9	196.7	72	83.8	7.1
	mm	5 989	4 402	3 607	1 788	762	3 759	6 147	1 100	2 715	4 996	1 829	2 129	180
Orion 5' Rods	Inches	217.8	164.3	128	70.4	30	134	242	43.3	106.9	196.7	72	83.8	7.1
	mm	5 532	4 173	3 251	1 788	762	3 404	6 147	1 100	2 715	4 996	1 829	2 129	180
Orion 4' Rods	Inches	199.8	155.3	114	70.4	30	120	242	43.3	106.9	196.7	72	83.8	7.1
	mm	5 075	3 945	2 896	1 788	762	3 048	6 147	1 100	2 715	4 996	1 829	2 129	180



## Atlas Copco Production drilling rigs

# Simba 1250-series

### Technical specification



Production drilling rig adapted for small- to medium-sized drifts. Production drilling with topammer rock drill in the hole range 51–89 (102) mm. Different positioning configurations to match the method used.

## Standard features

### »Rock drill

- Atlas Copco COP 1800-series
- Dual-damping system for shock wave absorption and continuous rock contact for high penetration
- Lubricated and pressurized mating surfaces giving long service intervals
- Shank adapters suitable for the given hole range

### »Drilling unit

- Mechanized rod handling system
- Feed with hydraulic two-stage cylinder
- Front- and rear-mounted stingers
- Drill steel support for guidance during collaring and as support during rod handling

### »Positioning unit

- Available in three configurations:
  - Simba 1252 with tilt, rotation and pendulum arm
  - Simba 1253 with tilt, rotation and slide table
  - Simba 1254 with tilt, rotation, pendulum arm and slide table
- Accurate and smooth movements
- Mine-adapted, sturdy components

### »Control system

- Electrical Direct System (EDS)
- Anti-jamming system

### »Carrier

- Mine-adapted carrier for small- to medium-sized drifts with articulated steering and four-wheel drive

### »General

- Trolley-mounted operator panel
- FOPS-approved protective roof
- Electrical cable reel
- Working lights on tripods

**Atlas Copco**



## Specifications

ROCK DRILL	
COP 1838ME	
Shank adapter	R32, T38, T45
Hole diameter	51–89 mm
Impact power	18 kW
Impact rate	54 Hz
Hydraulic pressure, max.	230 bar
Rotation motors	Separate rotation
Rotation speed	0–210/0–140 rpm
Lub. air consump. (at 3 bar)	5 l/s
Water consumption	50 l/min
Weight	171 kg

FEED				
BMH 200	BMH 214	BMH 215	BMH 216	
Total length	3,160 mm	3,465 mm	3,770 mm	
Drill rod length	1,220 mm	1,525 mm	1,830 mm	
Total length with extractor	3,365 mm	3,670 mm	3,975 mm	

### » Drilling unit

- Rod Handling System, RHS 17..... 17+1 rods
- Adaptable to 4', 5' and 6' rods
- Adaptable to R32, T38, T45 Speedrods
- Adaptable to TDS 56 and TDS 64 drill tubes
- Mechanized drilling up to 32 m
- Rock drill lubrication warning kit

### » Positioning system

- Feed extension (with 4' drill steel)..... 900 mm
- Feed extension (with 5' and 6' drill steel) ..... 1,200 mm
- Rotary Acuator BHR 30 for 360° ring drilling
- Sliding table BHT 15 gives 1.5 m feed parallel positioning
- Pendulum arm, BHP 12 gives 1.5 m feed parallel positioning in the side walls. Adds further 1.5 m feed parallel positioning upwards/downwards.
- Stinger backward on feed .....BSJ 8-115
- Stinger forward on feed .....BSJ 8-115
- Feed dump, drilling ..... +20° forward and -80° backward
- Rig alignment laser .....RAL 650

### » Control system

- Electrical Direct System, EDS
- Basic functions such as semi-automatic drilling and anti-jamming included

### » Power pack

- Hydraulic pump for percussion, positioning, feed
- Hydraulic pump for rotation
- Pumps unloaded at start
- System pressure, max..... 230 bar
- Hydraulic oil tank, volume..... 124 l
- Low oil level indicator and shut-down
- Oil temperature gauge on oil tank, electronically supervised
- Electric oil filling pump
- Filtration, absolute..... 16 µm
- Oil filter indicator
- Water cooled oil cooler in stainless steel
- Mineral hydraulic oil

### » Electrical system

- Total installed power ..... 65 kW
- Main motor at 50 Hz ..... 55 kW
- Voltage..... 380–1,000 V
- Frequency ..... 50–60 Hz
- Starting method ..... star/delta (380–690 V) direct (1,000 V)
- Thermal overload protection for electric motors
- Percussion hour meters on A-panel
- Digital volt/amperage meter in electric cabinet
- Phase sequence indicator
- Earth fault indicator
- Battery charger
- Transformer ..... 5 kVA
- Working lights on tripods ..... 2x200 W, 24V
- Cable reel, inner/outer diameter ..... Ø 660/1,095 mm
- Limit switch for cable reel

### » Air system

- Compressor ..... Atlas Copco LE7
- Capacity at 5,400 rpm and 7 bar ..... 12 l/s
- Air pressure gauge
- Hole blowing kit with external air
- Air flow guard

### » Water system

- Electric water booster pump
- Capacity at 10 bar boost ..... max 100 l/min
- Min water inlet pressure ..... 2 bar
- Water pressure gauge
- Water flow guard

### » Carrier

- Engine ..... Deutz F5L 912W
- Power rating at 2,300 rpm ..... 52 kW
- Torque at 1,550 rpm ..... 248 Nm
- Fixed seat for tramping, including safety belt
- Articulated steering ..... ≈41° steering angle
- Four-wheel drive
- FOPS-approved protective roof
- Hydrostatic power steering system
- Hydrodynamic transmission ..... Clark 24000
- Front axle ..... DANA 112
- Rear axle ..... DANA 112, ≈10° oscillation
- Automatic differential lock on front axle, limited slip
- Tyres ..... 8.25xR 15
- Clearance outside axles ..... 15°
- Hydraulic jacks, front ..... 2 extendable
- Hydraulic jacks, rear ..... 2
- Service brakes 2 separate circuits (hydraulically applied, fully enclosed wet disc brakes)
- Emergency and parking brakes ..... SAHR
- Fuel tank, volume ..... 60 l
- Electric system ..... 24 V
- Batteries ..... 2x70 Ah
- Tramping lights ..... 8x70 W
- Brake lights
- Illuminated stairs for platform
- Central lubrication system
- Catalyser
- Silencer
- Fire extinguisher
- Spirit levels
- Gradeability at max load on drive wheels ..... 1:4
- Tramping speed on flat ground ..... >10 km/h
- Tramping speed on incline 1:8 ..... >4 km/h
- Horn, beacon and reverse alarm
- Outlet for communication radio ..... 12 V
- Rig alignment laser RAL 650



## Specifications

DRILL STEEL				
Rock drill	Hole diameter, mm	Drill rod	Shank adapter	Guide tube
COP 1838ME	51-64	R32 Speedrod	R32	TDS 45
COP 1838ME	64-76	T38 Speedrod	T38	TDS 56/TDS 64
COP 1838HE	76-89	T45 Speedrod	T45	TDS 64/TDS 76
COP 2550UX*	76-89	(T45)*	(T45)	TDS 64
COP 2550UX*	89-102	T51*	T51	TDS 76
COP 2550UX*	89-102	TDS 64/76*	ST58	N/A

\*Simba 1253 and 1252 only

## Optional equipment

### » Drilling system

- Water mist flushing, water oil cooler, external air supply
- Water mist flushing, air oil cooler, external air supply
- Rock drill lubrication surveillance system
- Dry drilling with dust collector
- COP 1838MUX, COP 1838HE, COP 1838HUX, COP 2550UX

### » Positioning system

- Angle Reading Instrument, ARI 6C with/without hole depth
- Hole depth measurement
- Thread lubrication kit
- Automatic lubrication for positioning/drilling system
- Central lubrication for positioning/drilling system

### » Power packs

- Air cooler

### » Carrier

- Fire suppression system, manual/CheckFire/automatic

### » Electrical system

- Electrical cable on reel, H07RN-F
- Electrical cable on reel, Buxflex
- Plug PC4
- Socket PC4
- Switch gear
- Electrics according to local standards
- Working lights on tripods, 2x500 W, 230 V

### » Miscellaneous

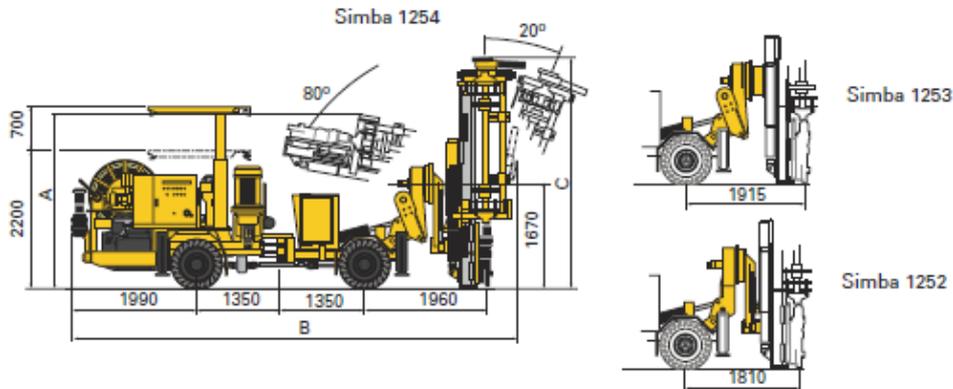
- Rod holder for extra drill rods
- Manual lubrication kit
- Rig washing kit
- Shelf for drill bits and tools



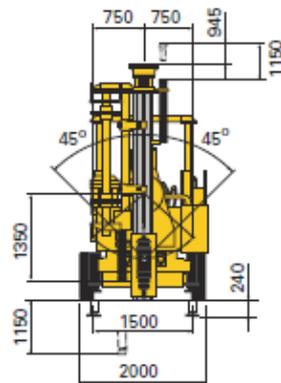
Simba 1250-series

## Measurements

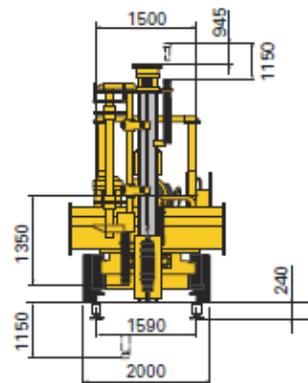
### SIDE VIEW



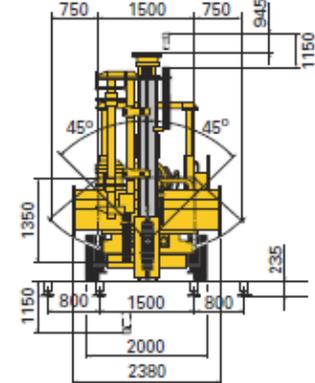
### COVERAGE AREA SIMBA 1252



### SIMBA 1253



### SIMBA 1254



### TURNING RADIUS

depending on surface

mm	Outer	5,100
	Inner	2,500-2,700

### DIMENSIONS

mm	Width	2,060
	Height tramming (A)	2,660/2,770/2,810
	Height roof up	2,900
	Length (with BHM 214/215/216) (B)	6,580/6,880/7,180
	Ground clearance	260

### WEIGHT

gross weight

kg	Total	12,500
----	-------	--------

### RECOMMENDED CABLE SIZE AND LENGTH

Voltage	Type	Dimension, mm <sup>2</sup>	Diameter, mm	Length, m
380-400 V	Buflex	3x70+3G16+2x1.5	37	125
440-575 V	Buflex	3x50+3G10+2x1.5	32	150
660-690 V	Buflex	3x35+3G6+2x1.5	28	205
1,000 V	Buflex	3x35+3G6+2x1.5	28	205

G = Protection yellow/green  
Recommendations are given for surrounding temperature of 40°C.

Atlas Copco



## SANDVIK DL411

Our Sandvik DL411 electro-hydraulic, long-hole drill rig is specially engineered for large-scale production drilling in underground mines. This versatile rig has been designed for vertical and inclined plane rings and fans, as well as parallel long production holes and long single holes with a diameter of 64 to 115 millimeters (2 1/2 to 4 inches), and a depth of up to 54 meters (177 feet).



### Advantages

- Boom with 360° rotation and wide tilt angle makes it suitable for many applications
- Instrumentation and data drilling with automation ensures maximum performance and accuracy
- CAN-based control system allows operator to set unit for any rock conditions in up- and down-hole drilling



## SANDVIK DL311

Our Sandvik DL311 electro-hydraulic, long-hole drill rig is specially designed for small- and medium-scale production drilling in underground mines. The versatile rig is designed for vertical and inclined plane rings and fans, as well as parallel long production holes and long single holes. It is capable of drilling holes with a diameter of 64 to 89 millimeters (2 33/64 to 3 1/2 inches) with a depth of up to 38 meters (125 feet).

### Technical Data:

<b>Engine power</b>	<b>74 Kw</b>
<b>Hole diameter</b>	64 - 89 mm
<b>Tramming dimensions</b>	8900 x 1990 x 2150 mm
<b>Weight</b>	Kg
<b>Boom/Mast type</b>	ZR 20
<b>Carrier type</b>	NC 5
<b>Engine type</b>	Deutz TCD2012, 74kW, Tier 3



## ORION / PRODUCCIÓN

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

## ORION / v30

SAP	NP SANDVIK	DESCRIPCIÓN	
100003193	32-GL009/56CA	TOP SUB	
<b>Rosca: CUBEX 28</b>			
100003190	52-20830-101 H	TUBO DE PERFORACIÓN L= 5' D= 127 mm	
<b>Rosca: CUBEX 28</b>			
100003192	32-5565-GMA/56C	MARTILLO DE FONDO RH550 D= 6"	
<b>Rosca: N/A</b>			
100003194	42-68DE165-S65	BROCA M60 FLAT FACE D = 4 1/2"	
100003195	43-68152254-SSP	BROCA RIMADORA 6" A 10"	



## SIMBA H1257 / PRODUCCIÓN / T45

SAP	NP SANDVIK	DESCRIPCIÓN	
	7305-3655-01	ADAPTADOR DE CULATA COP 1838	
<b>Rosca: T45</b>			
200003551	7325-7718C-20	BARRA MF 1,80 m	
<b>Rosca: T45</b>			
200002120	7956-6318-21	TUBO GUIA 1,8 m	
<b>Rosca: T45</b>			
200002117	7515-4889-S48	BROCA RETRACTIL D=3 1/2"	
<b>Rosca: T45</b>			
200002116	7515-1889-S48	BROCA CUERPO LISO D=3 1/2"	
<b>Rosca: T45</b>			
200002119	7515-4902-S48	BROCA RETRACTIL D=4"	
<b>Rosca: T45</b>			
200002119	7515-1902-S48	BROCA CUERPO LISO D=4"	
<b>Rosca: T45</b>			
200002934	7515-5652-S48	ESCARIADOR D=6"	
<b>Rosca: T45</b>			
	7515-4876-R48	BROCA RETRACTIL D=3"	
<b>Rosca: T45</b>			



## DL 311-7/ PRODUCCIÓN / T45

SAP	NP SANDVIK	DESCRIPCIÓN	
200002113	7305-7577-02	ADAPTADOR DE CULATA HL 710	
<b>Rosca: T45</b>			
200002114	7325-7715C-20	BARRA MF 1,50 m	
<b>Rosca: T45</b>			
200002120	7956-6318-21	TUBO GUIA 1,8 m	
<b>Rosca: T45</b>			
200002117	7515-4889-S48	BROCA RETRACTIL D=3 1/2"	
<b>Rosca: T45</b>			
200002116	7515-1889-S48	BROCA CUERPO LISO D=3 1/2"	
<b>Rosca: T45</b>			
200002119	7515-4902-S48	BROCA RETRACTIL D=4"	
<b>Rosca: T45</b>			
200002119	7515-1902-S48	BROCA CUERPO LISO D=4"	
<b>Rosca: T45</b>			
200002934	7515-5652-S48	ESCARIADOR D=6"	
<b>Rosca: T45</b>			
	7515-4876-R48	BROCA RETRACTIL D=3"	
<b>Rosca: T45</b>			



## Equipo de Escaneo de cámara



**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

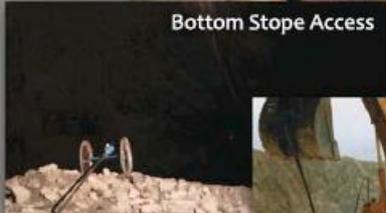
Create a custom software package  
Compatible DXF file  
Works with XP, Vista and 7



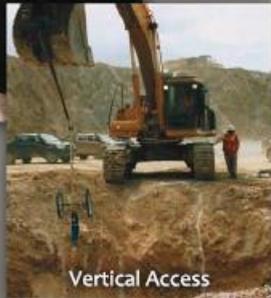

graphics courtesy of Geomom



Top Stope Access



Bottom Stope Access



Vertical Access

### Specifications

Range :500 m (reflectorless)	Compatibility: Windows XP VISTA 7
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
Angular Accuracy: ±0.1°	7.5 cm diameter round 2m length carbon fibre segments
Number of Points Per Scan: 55,800	Bottom Access – Buggy System: 20 Rods with aluminum case
Data Communication: WIFI OR Cable - 5000 feet Max	2.5 cm square, 1.5 m length lightweight aluminum, quick connect rods
Average Scan Time: 7 minutes	Operating Temperature: -30° C to +60° C
<b>Water and Dust proof</b>	

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



## Relevamiento de pozos

### Características principales del Reflex EZ-AQ

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
- Adecuado para taladros estrechos (tamaño AQ)
- No necesita mantenimiento

### Uso sencillo

1. **Preparación:**  
Establecer los intervalos de tiempo entre las acciones predeterminadas de lectura.
2. **Ejecución:**  
Ejecución: posicione el instrumento en la estación de medición en el taladro y espere a que se realice la medición.
3. **Descarga y presentación:**  
Descarga y presentación: alinee el instrumento con el ordenador de mano para que se transfieran los datos. Luego, visualice los datos en tablas o gráficos.

## Especificaciones técnicas

### REFLEX EZ-AQ

#### Características de funcionamiento

Funciones de Tiro único y Tiro múltiple  
Inclinómetro  
Tiempo de retraso variable: de 5 a 32 segundos  
Completamente integrado y con batería

#### Acimut (dirección)

Rango de 0 a 360 grados  
Precisión  $\pm 0,35$  grados

#### Angulo de giro

La cara de la herramienta lee hasta 0,25 grados  
Gravedad en la cara de la herramienta, en grados  
La cara de la herramienta (en relación al campo magnético), en grados

#### Magnetismo

Fuerza del campo magnético, en nano-Testa  
Inclinación magnética, en grados

#### Presión

6.000 psi (41,4 MPa) ó 4.000 metros de presión bajo el agua sin cilindro de presión,  
20.000 psi (137,9 MPa) ó 13.800 metros de presión bajo el agua con cilindro de presión de 44 mm

#### Temperatura

Máxima precisión entre 0° C y +60° C  
Funciona hasta una temperatura ambiente de +70° C sin protección térmica  
Funciona hasta una temperatura ambiente de +177° C con protección térmica

#### Especificaciones de funcionamiento

Almacenamiento desde -20° C hasta +85° C

#### Componentes electrónicos

Registro de datos en profundidad  
Memoria estable y almacenamiento de datos  
Modelado térmico para un calibrado preciso en todo el rango de temperaturas

#### Dimensiones

Diámetro externo: 25,00 mm  
Longitud: 790 mm  
Peso: 1,7 kg

#### Equipamiento opcional

3 extensiones, cada una de 1,5 m de largo  
Anillo (tamaño AQ)  
Perno  
Zapata  
Bujía macho  
IrDa (dispositivo de la serie 0 para transferencia de datos de medición)  
Tuberías (36 mm y 38 mm) para aplicaciones especiales, por ej. perforaciones direccionales  
Tubería de presión (44 mm) para condiciones extremas  
Protección térmica

#### Ordenador de mano

Reflex EZ-COM  
Software para la herramienta Reflex AQ

#### Dispositivo opcional

TDS Recon Rocket PC

#### PC/Portátil

Windows  
Reflex SProcess  
Software de comunicación para la herramienta Reflex AQS

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 petrolíferas y otras aplicaciones geotécnicas. Reflex se ha establecido en los mercados más importantes de América, África, Europa y Asia-Pacífico. Su éxito se basa en la tecnología innovativa, su orientación al cliente y en su red de servicios locales en todo el mundo.

REFLEX ASIA-PACÍFICO  
T +61 8 9445 4020

REFLEX NORTEAMÉRICA  
T +1 (705) 235 2169

REFLEX SUDAMÉRICA  
T +56 (2) 247 9504

REFLEX SUDÁFRICA  
T +27 11 792 0452

REFLEX EUROPA  
T +44 1273 475 928

an *index* limited company

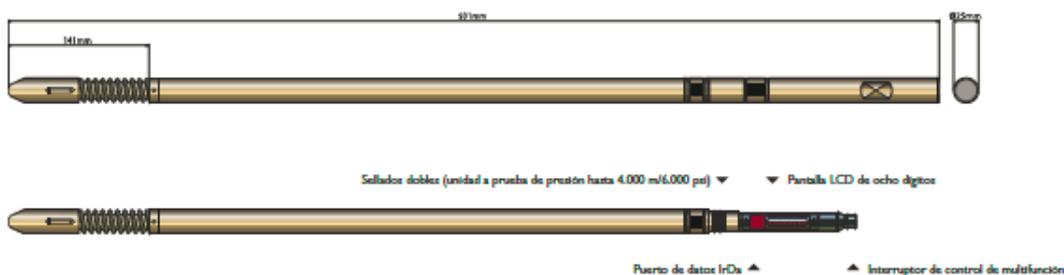


Para más información, o para contactar con su distribuidor más cercano, por favor visite [www.reflexinstruments.com](http://www.reflexinstruments.com)

## 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 le 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 metalíferos, eliminar anomalías de desviación y corregir las tensiones de los anclajes anchor tensions.

### 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 probada tecnología de Reflex con sensores magnéticos y gravitacionales, magnetómetros en estado sólido y acelerómetros. Esta tecnología punta permite realizar mediciones fiables y precisas desde cualquier ángulo.

### Incremente 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 petrolífera.

### 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 9.000 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 sacatestigos 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 medición muy exhaustivos sobre el terreno. Los datos de medición se presentan en forma de tabla, así como en formato 2D y 3D. Ésta última permite obtener una vista realista de las perspectivas y ofrece acciones interactivas, tales como son la rotación o el zoom.

En entornos con perturbaciones magnéticas, en los cuales las mediciones magnéticas no siempre serán 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 datos no contaminados.

### 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, sin productos químicos dañinos para la salud, ni procesamiento lento de la película, 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

<b>Dimensiones</b>	125 mm x 80 mm x 25 mm
<b>Peso</b>	250 g, incluyendo las baterías
<b>Temperatura operativa</b>	-30° C a +60° C
<b>Baterías</b>	De litio no recargables

### Diseñado para el mundo de las perforaciones

Reflex EZ-COM es una unidad de control de gran resistencia desarrollada 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 existencia de botones distintivos facilita la navegación a través de la interfaz del menú de usuario con tan solo una mano. La carcasa está sellada para evitar la entrada de agua y las baterías son de larga duración, con lo cual no es necesario recargarlas o cambiarlas con frecuencia.

### Sencillez

Reflex EZ-COM no tiene características o funciones innecesarias, tan solo hace su trabajo de recogida de datos de medición. Una pantalla de texto muy sencilla guía al usuario durante la medición y solo necesita una mínima información. Tampoco son indispensables conocimientos de informática o experiencia en medición.

### 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 manera que se cree 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 eliminan los retrasos.

### Tiro múltiple

Las mediciones de tiro múltiple se pueden llevar a cabo mientras se introduce en el taladro o al sacarlo, lo que hace posible la repetición, verificación y promedio de los datos. Reflex EZ-COM recoge toda la información que requieren los cálculos de coordenadas y desviación. Tras descargar 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 esté 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 le permiten medir de nuevo hasta que la cuña esté en la posición deseada.

### Registro de datos electrónicos

Los datos de medición 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.



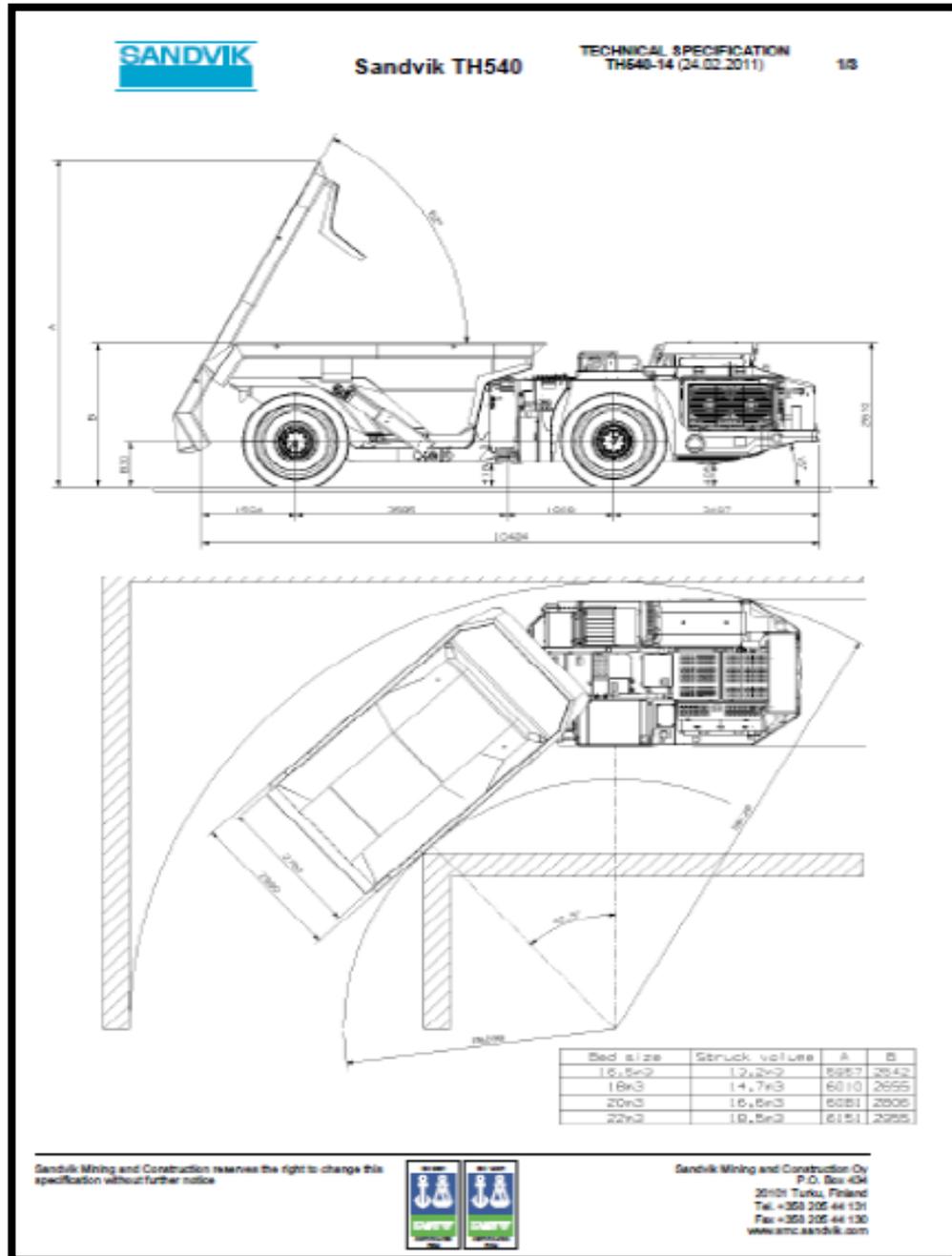
#### MENÚ PRINCIPAL

Medición  
Resultados  
Ajustes

Interfaz del menú de usuario

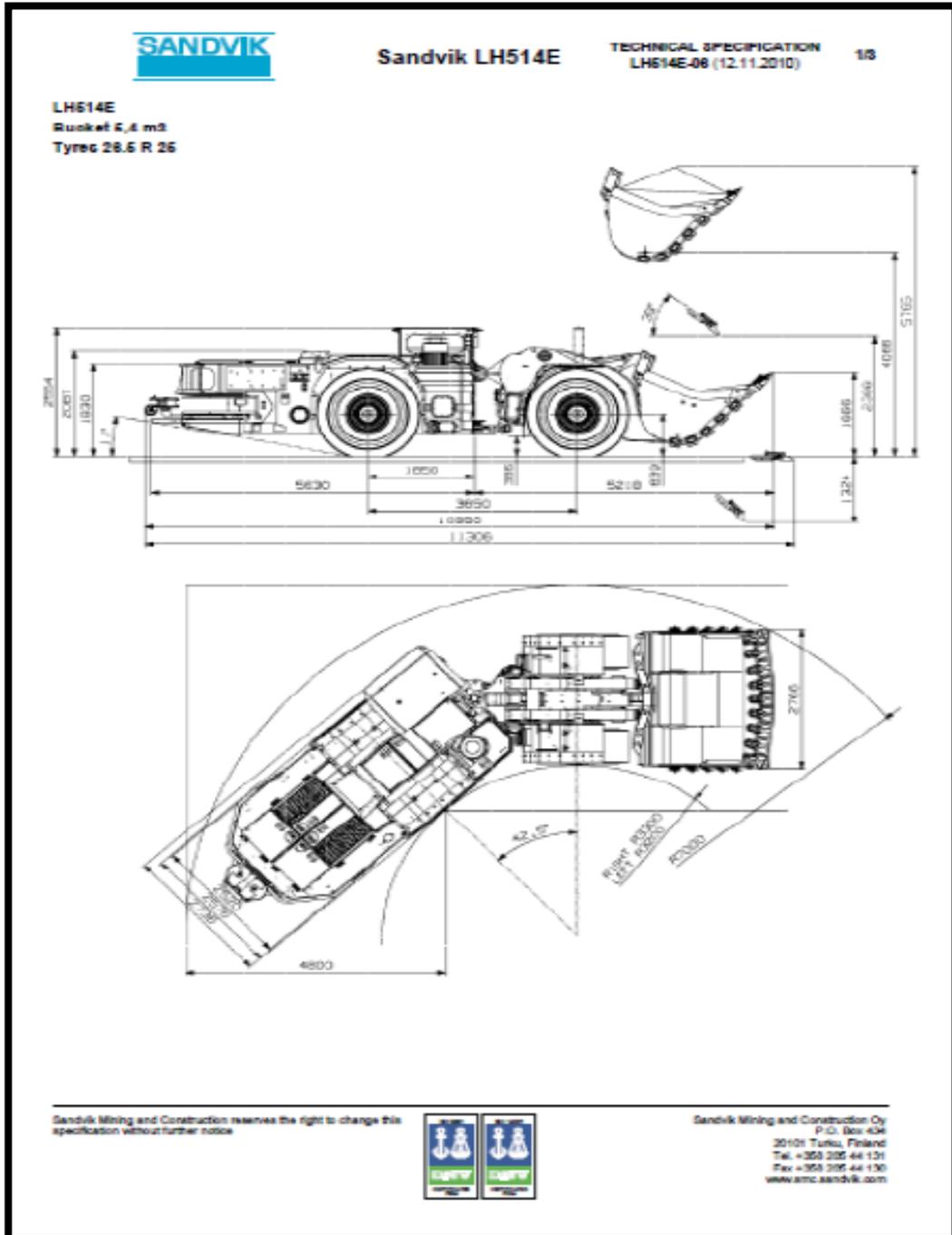


## Equipo camión de carga: Dumper





### Equipo de carga : SCOOP-LH514



## Anexo N°5: Catalogos de productos.

# 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 n° 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



# 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

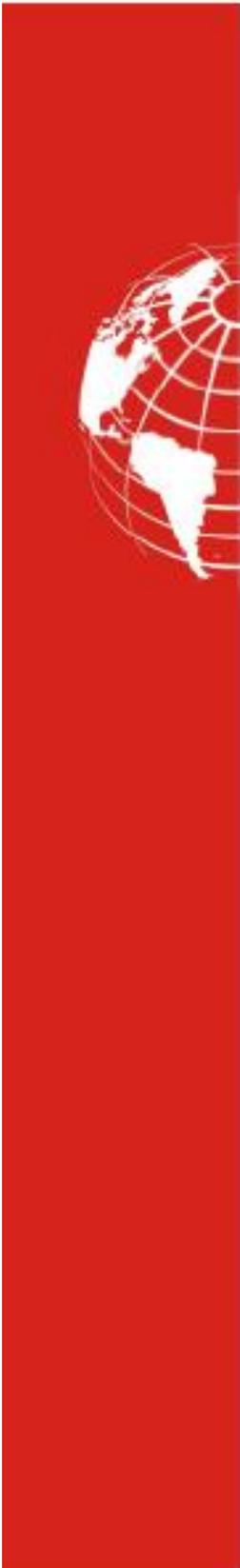
- Resistente al agua y a la abrasión.
- Colores vivos para su fácil identificación.

### 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	Celaste	Verde



# 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 <sup>3</sup> / 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. - Loto Mina 431 - Pta 5 Of 623, Ciudad Autónoma de Buenos Aires, C1107DCA, Argentina - 📍: (office) +54 11 5245-8588 - web: [www.austin.com.ar](http://www.austin.com.ar) - e-mail: [comercial@austin.com.ar](mailto: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 2 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 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. Las cláusulas 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 C1150B, Ciudad Autónoma de Buenos Aires C1107D0A –  
Argentina - 📍: (oficina) +54 11 5246-8588 - web: [www.austin.com.ar](http://www.austin.com.ar) - e-mail: [comercial@austin.com.ar](mailto:comercial@austin.com.ar)

Catálogo HIDROX U / v.00

## 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° instantáneo al N° 21 que corresponde a 1000 ms. Las series de tiempo de los **ShockStar MS** están diseñadas para ser usadas tanto en Minería a Cielo Abierto como Subterránea. Este detonador inicia directamente un Booster y/o explosivo ancluchado, posee un conector J para usarse en combinación con Cordón Detonante.



### VENTAJAS

- Carga principal de 7.20 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 probabilidad 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

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



**AUSTIN POWDER**  
INTERNATIONAL

Austin Powder Argentina S.A., Lela Mora 421 Piso 5 Of 500, Ciudad Autónoma de Buenos Aires C1107DGA, Argentina - ☎: (office) +54 11 5245-8588 - web: [www.austin.com.ar](http://www.austin.com.ar) - e-mail: [comercial@austin.com.ar](mailto:comercial@austin.com.ar)

Catálogo MS



# ShockStar MS

(DETONADOR NO ELÉCTRICO)

## 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 CP 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., Lote Mora 421 Pto 5 Of 503, Ciudad Autónoma de Buenos Aires C1107DDA – Argentina - ☎: (oficio) +54 11 5245-8588 - web: [www.austin.com.ar](http://www.austin.com.ar) - e-mail: [comercial@austin.com.ar](mailto: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 TB mediante la utilización de cordón detonante de 5 gramos/metro.
- Carga primaria de la capsula detonante protegida

#### PROPIEDADES

Recomendación para conexión



**AUSTIN POWDER**  
INTERNATIONAL

Austin Powder Argentina S.A., Lora Mora 421 Piso 5 Of 503, Ciudad autónoma de Buenos Aires C1107DDA - Argentina - ☎ (oficina) +54 11 5245.8588 - web [www.austin.com.ar](http://www.austin.com.ar) - e-mail: [comarsa@lataustin.com.ar](mailto:comarsa@lataustin.com.ar)

catálogo 3.



# 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	2	10	11	0.04

## ALMACENAMIENTO

Estos productos deben ser almacenados exclusivamente en Polvorines para Detonadores, incompatibles con Alifos 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 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) - C4 11 6246 6698 - web: [www.austin.com.ar](http://www.austin.com.ar) - e-mail: [comercial@austin.com.ar](mailto:comercial@austin.com.ar)

Catálogo SL