

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**“MODELAMIENTO DE TALADROS LARGOS EMPLEADO EN
MANTOS EN LA SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A.”**

INFORME DE SUFICIENCIA
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

ELABORADO POR :
LUIS ALBERTO TAPIA GARCIA

ASESOR
MSc. Ing. JOSE ANTONIO CORIMANYA MAURICIO

LIMA – PERÚ

2 013

DEDICATORIA

Con el más sincero cariño a mis Padres
Felipa García Pérez y Pablo Tapia
Ramírez por la paciencia y la confianza
que me brindaron.

AGRADECIMIENTO

Mi más sincero agradecimiento a mi Compañera Karoline de quien siempre estaré eternamente agradecido y el apoyo incondicional de mi esposa Delia y de mi hijita Milagros, a mis hermanos y sobrinos por darme su apoyo desinteresado y brindarme sus momentos de alegría y cariño en esos momentos más difíciles los cuales me tocaron pasar fuera de casa, Gracias.

RESUMEN

La Sociedad Minera ELBROCAL S.A.A. ha decidido mejorar y ampliar sus operaciones mineras, para lo cual se iniciara la Construcción de la Rampa (-) 9774E con una longitud total de 560 metros. Con esta rampa se espera explotar y desarrollar tres niveles importantes.

En base a los estudios de exploración realizados se ha llegado a tener un yacimiento rentable con leyes y tonelaje con valores económicos.

Con los mapeos geológicos realizados y con las perforaciones diamantinas se ha logrado delimitar el BLOCK 9775, en la que se han iniciado los trabajos de minado para probar las reservas estimadas, por el departamento de geología.

Con los estudios Geomecánicos y equipos a disposición se está llegando a concluir que resultaría rentable una Explotación con un Método de Diseño de Taladros Largos , la cual será relleno con relleno cementado, teniendo la opción para la primera etapa el relleno detrítico resultante de los avances de la Rampa (-) 9774E.

Se han realizado los estudios y análisis de todas las operaciones unitarias para el Diseño e Ingeniería de la Rampa (-) 9774E y Modelamiento de taladros largos empleados en Mantos que llevaran a la ejecución de este importante trabajo. Resultando un proyecto atractivo para la Empresa.

La explotación de taladros largos tiene planeado mantener e incrementar la producción de 4000 toneladas por día hasta 8000 toneladas por día de Mina Marcapunta Norte.

ABSTRACT

EL BROCAL S.A.A. MINIG COMPANY, has decided to improve and expand its mining operations, which began the construction of the ramp (-) 9774E with a total length of 560 meters. This ramp is expected to explore and develop three major levels.

Based on studies of exploration has come to have a profitable deposit with laws and tonnage with economic values.

With the carried out geological mapping and diamond drilling have been delimited BLOCK 9775, in which mining works have been initiated to test reserves estimated by the Department of geology.

Geomechanics studies and equipment available is coming to the conclusion that it would be profitable to a holding with a design method for long drills, which will be filled with cemented backfill, having the option of filling the advances resulting detrital Ramp (-) 9774E..

There have been studies and analysis of the operations unit for the design and engineering of the ramp (-) 9774E and modeling of long holes used on mantles that lead to the execution of this important work. Becoming an attractive project for the company.

The exploitation of long drills plans to maintain and increase the production of 4000 tons per day up to 8000 tons per day of mine Marcapunta North.

ÍNDICE

	Página
INTRODUCCIÓN	19
Planteamiento del Problema	20
Fundamentación del Problema	20
Formulación del Problema de Investigación	21
OBJETIVOS	21
JUSTIFICACIÓN	22
ALCANCE	22
CAPÍTULO I: MARCO TEÓRICO	
1.1. Antecedentes de la investigación	23
1.2. Aspectos Generales de la Mina	24
1.2.1 Ubicación y acceso	24
1.2.2 clima	24
1.2.3 Fauna y Vegetación	24
1.3. Geología	25
1.3.1 Geología Regional y Local	25
1.3.2 Geología Estructural	27
1.3.3 Yacimientos Minerales	27
1.3.3.1 Tipos de Yacimientos	27
1.3.4 Descripción del manto mineralizado Marcapunta norte	29
1.3.5 Reservas y Recursos	30

CAPÍTULO II: CONDICIONES OPERATIVAS ACTUALES DE LA MINA

2.1	Bases Teóricas	32
2.1.1	Minado por Subniveles con Taladros Largos (SLS).	32
2.1.2	Minado masivo de tajeos por subniveles con pilares corridos en mina Marcapunta Norte	33
2.1.2.1	Minado	33
2.1.2.2	Aspectos Litológicos	33
2.1.2.3	Distribución de discontinuidades	34
2.1.2.4	Clasificación de la masa rocosa	36
2.1.2.5	Zonificación de la masa rocosa	37
2.1.2.6	Resistencia de la masa rocosa	39
2.1.2.7	Condiciones de agua subterránea	42

CAPÍTULO III: DISEÑO DEL BLOCK 9775 EN ZONA DE BRECHAS

3.1	Metodología Geomecánica	43
3.2	Diseño Geomecánico	44
3.2.1.	Modelamiento numérico	44
3.2.2.	Método gráfico de estabilidad (MGE)	45
3.2.3.	Esfuerzos in situ	59

CAPÍTULO IV: APLICACIÓN DEL MÉTODO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

4.1	Generalidades del método por Subniveles con Taladros Largos en Mantos Geológicos	61
4.2	Diseño e infraestructura	61
4.2.1	Características geométricas de la Rampa (-) 9774E del BLOCK 9775	61
4.2.1.1	Sección	62
4.2.1.2	Gradiente	62
4.2.1.3	Radio de curvatura	63

4.2.1.4	Longitud de la rampa	64
4.2.1.5	Peralte	64
4.2.1.6	Tipo de rampa	65
4.2.2	Resumen de las características geométricas de la Rampa (-) 9774E	66
4.2.3	Preparación de las labores para Taladros Largos	66
4.2.4	Etapas del método de minado por subniveles con Taladros Largos	69
4.2.5	Secuencia del método de minado por subniveles con Taladros Largos	71
4.2.6	Operaciones unitarias del método de minado por subniveles con Taladros Largos	78
4.2.6.1.	Perforación	78
4.2.6.2.	Voladura Vcr y Slot	88
4.2.6.3.	Limpieza de mineral	101
4.2.6.4.	Acarreo de mineral	103
4.2.6.5.	Sostenimiento	106
4.2.7	Servicios Auxiliares	106
4.2.7.1	Drenaje de Agua.	106
4.2.7.2	Suministro de Agua	106
4.2.7.3	Suministro de Aire	107
4.2.7.4	Suministro de Energía Eléctrica	107
4.2.75	Ventilación	108
4.2.76	Relleno Hidráulico con Cemento	115
4.2.8	Productividad	116
4.2.9	Optimización de la Producción	116

4.2.10	Seguridad	118
--------	-----------	-----

CAPITULO V: MODELAMIENTO DE LOS TALADROS LARGOS EN MANTOS

5.1	Características del diseño de taladros largos	119
-----	-----------------------------------------------	-----

5.1.1.	Método taladros en paralelo	119
--------	-----------------------------	-----

5.1.2.	Método taladros en abanico	121
--------	----------------------------	-----

CONCLUSIONES		125
---------------------	--	-----

RECOMENDACIONES		129
------------------------	--	-----

BIBLIOGRAFÍAS		130
----------------------	--	-----

ANEXOS

	Costo de Minado y Producción del BLOOCK 9775	132
--	----------------------------------------------	-----

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1	Reservas Probadas Probables Mina Marcapunta Norte	30
Tabla 1.2	Recursos Minerales Marcapunta Norte	31
Tabla 1.3	Dimensiones del Block 9775 Marcapunta Norte.	31
Tabla 2.1	Dimensiones de cámaras y pilares	33
Tabla 2.2	Sistemas de discontinuidades estructurales Block 9775	34
Tabla 2.3.	Sistemas de discontinuidades estructurales de la Mina	37
Tabla 2.4	Zonificación del yacimiento Marcapunta Norte	38
Tabla 2.5	Parámetros de la masa rocosa de la mina Marcapunta Norte	41
Tabla 3.1	Parámetros Geomecanicos de la masa rocosa de la Mina Marcapunta Norte	44
Tabla 3.2	Relación entre Numero de estabilidad y Radio Hidráulico	47
Tabla 3.3	Factor de ajuste por orientación de juntas para el Hastial	50
Tabla 3.4	Rumbo y Buzamiento para la pared o hastial del tajo	51
Tabla 3.5	Factor de ajuste B. que toma en cuenta la orientación de las juntas con respecto a la superficie o hastial del tajeo (según Potvin, 1988)	52
Tabla 3.6	Siendo la inclinación de la junta crítica igual a 74 se obtiene un valor del factor C igual a 3.5 para el hastial del tajo	53

Tabla 3.7	Determinación del Radio hidráulico para cada zona de estabilidad	55
Tabla 3.8	Determinación de la longitud del tajeo analizar	56
Tabla 3.9	Relación entre la longitud y la altura a minar de los tajeos de cada zona	57
Tabla 3.10	Determinación de la longitud del techo del tajeo a analizar	59
Tabla 3.11	Abaco de Hoek Brown	60
Tabla 4.1	Dimensiones determinadas de los tajeos	69
Tabla 4.2	Equipos de perforación de frentes	79
Tabla 4.3	Equipos de perforación de taladros largos	80
Tabla 4.4	Rendimiento de Perforación en taladros largos (Año 2012 vs Enero 2013)	83
Tabla 4.5.	Consumo de Aceros de Perforación en Taladros Largos Enero 2013	84
Tabla 4.6	Rendimientos de Aceros de Perforación en Taladros Largos Enero 2013	84
Tabla 4.7	Análisis del Costo por Metro Perforados en Taladros Largos SIMBA N-2 Enero 2013	85
Tabla 4.8	Análisis del Costo por Metro Perforados en Taladros Largos SIMBA N-3 Enero 2013	85
Tabla 4.9	Análisis del Costo por Metro Perforados en Taladros Largos SIMBA N-4 Enero 2013	86
Tabla 4.10	Análisis del Costo por Metro Perforados en Taladros Largos SIMBA N-5 Enero 2013	86

Tabla 4.11	Análisis del Costo por Metro Perforados en Taladros Largos Promedio de la Flota de Simbas - Enero 2013	87
Tabla 4.12	Performance de los Equipos de Perforación en Taladros Largos Enero 2013	87
Tabla 4.13	Esquema de Carguío VCR	89
Tabla 4.14	Diseño de carguío de taladros largos en Radial	91
Tabla 4.15	Diseño de carguío de taladros largos en Paralelo	93
Tabla 4.16	Factor de Potencia en taladros largos	95
Tabla 4.17	Comparación de Promedios de Factor de Potencia en taladros largos	95
Tabla 4.18	Explosivos empleados en la voladura de SLS	96
Tabla 4.19	Equipos de limpieza de mineral	101
Tabla 4.20	Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de mineral	102
Tabla 4.21	Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de Desmonte	103
Tabla 4.22	Equipos de limpieza de mineral	104
Tabla 4.23	Rendimientos de equipos de transporte de mineral	104
Tabla 4.24	Rendimientos de equipos de transporte de desmonte	105
Tabla 4.25	Caudal Requerido para el Personal (Q1)	108
Tabla 4.26	Caudal Requerido para los Equipos: (Q2)	109
Tabla 4.27	Caudal Requerido para la dilución de gases de voladura: (Q3)	110
Tabla 4.28	Balance de aire	110
Tabla 4.29	Leyenda del Circuito de Ventilación en la Zona Norte de	

	la Mina Marcapunta Norte	113
Tabla 4.30	Costos de relleno	115
Tabla 4.31	Rendimientos en SubLevel stoping	117
Tabla 4.32	Indicadores de seguridad	118

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1	Ubicación Geológica del distrito minero de Colquijirca	26
Figura 2.1	Diagrama estereográfico general A	35
Figura 2.2	Diagrama estereográfico general B	35
Figura 2.3.	Diagrama de roseta de discontinuidades	36
Figura 3.1	Hastial del tajeo a analizar	48
Figura 3.2	Techo del tajeo a analizar	58
Figura 4.1	Vista en Sección Longitudinal del método de minado tajeo por subniveles con pilares corridos; con rampas de acceso solo al piso del cuerpo mineralizado con secciones de 4.0 x 4.0 m, construcción de un nivel Superior ,inferior y 2 niveles intermedios de ataque de 4.0 x 4.0 m de sección, que interseca el cuerpo mineralizado en forma equidistante y la corta de caja a caja	67
Figura 4.2	Preparación a partir de la Galería de acceso del cual se avanzan galerías transversales a éstas y paralelas entre sí de sección de 4 x 4 m y las ventanas para el Slot de sección 4.0 m x 4.0 m	68
Figura 4.3	Vista en perfil del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos	68
Figura 4.4	Sección Transversal del BLOOCK 9775 del diseño de la Rampa (-) 9774E, sección con 3 niveles relativamente; un nivel superior, un inferior y un nivel intermedio de donde salen 2 Subniveles más, conjuntamente con las galerías	

	para su delimitación de mineral y posteriormente para su diseño de taladros largos	70
Figura 4.5	Vista en Planta del Block Mineralizado	73
Figura 4.6	Explotación horizontal, niveles superior e inferior Sección Transversal	74
Figura 4.7	Explotación vertical, perforación con taladros para voladura controlada Sección Transversal	74
Figura 4.8	Limpieza del mineral roto, mediante scooptram diesel 6 y ³ a control remoto Sección Transversal	75
Figura 4.9	Relleno del tajeo con relleno hidráulico con cemento. Sección Transversal	75
Figura 4.10	Topeo del relleno al techo con equipo rammer, jammer u otros Sección Transversal	76
Figura 4.11	Condición inicial de los tajeos primarios (cámaras) y los pilares de mineral a ser recuperados (tajeos secundarios) antes de iniciar la recuperación de los mismos tanto sección Sección Longitudinal	76
Figura 4.12	Continuación del minado, se aperturan los pilares superiores e inferior del primer tajeo secundario (primer pilar a recuperar) Sección Longitudinal	77
Figura4.13	Se dispara el mineral para su posterior limpieza Sección Longitudinal	77
Figura 4.14	El tajeo secundario es rellenado con cemento pobre, en algunos caso previa evaluación, sin cemento	

	Se rellena el siguiente tajeo primario con relleno cementado.	78
	Sección Longitudinal	
Figura 4.15	Burden y Espaciamiento en Taladros Largos	82
Figura 4.16	Voladura Vcr Y Slot	88
Figura 4.17	Diseño de voladura taladros en abanico	92
Figura 4.18	Diseño de voladura taladros en paralelo	94
Figura 4.19	Reporte del sismógrafo A (Vpp en mm/s)	98
Figura 4.20	Reporte del sismógrafo B (Vpp en mm/s)	100
Figura 4.21	Circuito de Ventilación en la Zona Norte de la Mina Marcapunta Norte	114
Figura 5.1	Taladros del Vcr – Slot en paralelo	120
Figura 5.2	Taladros de Filas de Producción en Paralelo	121
Figura 5.3	Taladros de Filas de Producción en Abanico (12m)	123
Figura 5.4	Taladros de Filas de Producción en Abanico (16m)	124

INTRODUCCION

En el presente trabajo se realizara el análisis para la aplicación de taladros largos en el BLOCK 9775 en Mina Marcapunta Norte como estrategia de incremento de producción así como la Construcción de la Rampa (-) 9774E el cual tendrá galerías de acceso para poder delimitar el contorno del mineral y a su vez poder diseñar método de explotación de taladros largos, y su evaluación económica, que la Sociedad Minera ELBROCAL S.A.A. se ha propuesto realizar en su afán de incrementar y optimizar sus operaciones mineras, explorando y desarrollando el BLOCK 9775 desde el nivel inferior (altitud de 4165 msnm) hasta el nivel superior (altitud de 4205 msnm).

Se ha realizado en el BLOCK 9775 estudios en su primera fase: levantamientos topográficos, mapeos geológicos, mineralógicos, geomecánicos tanto de superficies en galerías como de logeos de testigos diamantinos. Continuando con los trabajos de cálculo de la magnitud y leyes de las reservas de mineral y sus respectivas valoraciones del mineral in situ de la zona del Proyecto.

Se ha intentado en su primera aproximación, determinar la calidad de la masa rocosa utilizando los métodos del RMR y del NGI, por donde se construirá la rampa, con el objeto de evaluar el grado de estabilidad del terreno,

Se hace un análisis técnico detallado de los métodos de perforación, voladura, limpieza y transporte de escombros así como el tipo de sostenimiento en las galerías y su respectivo Diseño de Taladros Largos para aplicar en dichos Mantos, con esto se procede a determinar los costos de cada etapa técnica y finalmente se hace las recomendaciones de gestión de la seguridad industrial, que todo proyecto minero debe de satisfacer para su construcción.

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

FUNDAMENTACIÓN DEL PROBLEMA.

La explotación de minerales en La Sociedad Minera El Brocal S.A.A. se efectúa con el Método de los taladros largos con equipos Simba y para la explotación del BLOOCK 9775 se requiere realizar la construcción de la Rampa (-) 9774E y de las galerías de acceso hacia los contorneos geológicos de dicha zona en Marcapunta Norte con lo cual se incrementara la producción empleando el Método de Taladros Largos de 4000 toneladas por día a 8000 toneladas por día.

Para el incremento de la producción y reducción de costos se requiere realizar el método de taladros largos en zonas probables donde la dilución va a depender de la estabilidad de las cajas y el núcleo del pilar debe contar mínimo con un factor de seguridad de 1.3 a 1.4 con la finalidad de mantener la estabilidad global del diseño y así mismo las paredes de los pilares adyacentes al relleno se deben encontrar en equilibrio.

Su organización debe estar basada en procesos en coordinación con todos los departamentos de la unidad, lo cual hará rentable este método para las operaciones que se plantean realizar en la Unidad.

FORMULACIÓN DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Problema General:

¿Por qué analizar la aplicación de taladros largos en el BLOCK 9775 en Mina Marcapunta Norte como estrategia de incremento de producción?

Problema Específico:

- Las deficiencias en los compositos de muestreo geológico y mineralógico de la zona, por la misma mineralogía de la zona.
- Las diferencias que se pueden obtener mediante el MGE y el análisis de los hastiales con lo cual se puede obtener la longitud límite de los tajeos no encontrándose referencia para las demás zonas de estabilidad con este método.

OBJETIVOS

Objetivo General

Analizar el proyecto para el BLOCK 9775 ya que dadas las condiciones geomecánica es posible la aplicación de taladros largos para el incremento de producción en Mina Marcapunta Norte.

Objetivos Específicos

- Continuar con los trabajos de cálculo de la magnitud y leyes de las reservas de mineral y sus respectivas valoraciones del mineral in situ de la zona del Proyecto del BLOCK 9775.
- Con la ejecución del Proyecto del BLOCK 9775, se conocerá con más detalle las características de continuidad de la mineralización en profundidad en la zona Mina Marcapunta Norte Sociedad Minera El Brocal S.A.A
- Durante la ejecución del Proyecto del BLOCK 9775, relacionar siempre el diseño con la calidad de la masa rocosa, para corroborar lo estimado inicialmente y hacer posteriormente un programa de monitoreo geomecánico de la obra.

JUSTIFICACIÓN

- La necesidad de La Sociedad Minera El Brocal S.A.A. es de mantener su producción actual, mejorar su producción, acentuar el crecimiento de sus reservas y prolongar la vida de la mina.

ALCANCE

- La Sociedad Minera ELBROCAL S.A.A. , ha decidid mejorar y ampliar sus Operaciones mineras, para lo cual se han realizado estudios y diseños para la explotación con taladros largos en el BLOCK 9775.
- Construcción de la Rampa (-) 9774E para profundizar y dar acceso al BLOCK 9775.

CAPÍTULO I

MARCO TEÓRICO

1.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Al construir la Rampa (-) 9774E subterráneamente hacia el BLCOK 9775, se incrementarán las reservas de mineral, tanto en tonelajes como también en sus leyes y con el incremento de reservas, se podrán obtener beneficios económicos y por tanto la optimización de las operaciones en la Mina Marcapunta Norte Sociedad Minera El Brocal S.A.A.

Para obtener mejores factores de seguridad en los pilares y mantener la estabilidad global de la zona de trabajo, es necesario definir un ciclo de minado conveniente. Por tanto la explotación de los tajos debe ser de manera intercalada (ver modelamiento con relleno), posteriormente deben ser rellenadas con Relleno Cementado; para explotar el tajo intermedio, logrando de esta manera estabilizar los pilares que quedarían para ser recuperadas posteriormente.

1.2 ASPECTOS GENERALES DE LA MINA

1.2.1 Ubicación y acceso

El proyecto minero Marcapunta Norte, está ubicado en el distrito minero de Colquijirca, políticamente se ubica en el distrito de Tinyahuarco, provincia de Cerro de Pasco, departamento de Pasco, Perú, entre las coordenadas (UTM): 8'811,271-N y 361,760-E, a una altitud de 4,300 msnm.

- Lima – La Oroya – Colquijirca : 295 km
- Lima – Canta – Huayllay – Colquijirca : 265 km

1.2.2 Clima

Según la división climática de W. Köppen (1984), el área de estudio presenta un clima frío, cuyas temperaturas mínimas se producen entre Mayo y Agosto oscilando entre los 5°C y 20°C. Las precipitaciones pluviales caen entre los meses de Diciembre y Marzo.

1.2.3 Fauna y Vegetación

La fauna en la zona está representada por el ganado vacuno, ovino, porcino y caballo; así mismo la vizcacha y algunas aves silvestres.

La vegetación mayormente está compuesta por ichu, y en los alrededores de las lagunas y bofedales crecen plantas variadas, como las totoras.

1.3 GEOLOGÍA

1.3.1 Geología Regional y Local

La historia geológica en el Distrito Minero de Colquijirca se inicia en el Triásico y revela una sucesión de eventos de depósitos minerales, tectónicos y volcánicos controlados por una gran estructura de dirección Norte-Sur denominada Falla Longitudinal, presentado en el plano geológico regional.

De manera general los mantos mineralizados a ser explotados se encuentran localizados en las rocas de la Formación Calera, estando constituidas principalmente por calizas silicificadas. La caja techo y la caja piso de estos mantos estarán constituidos por estas calizas silicificadas. Debajo de estas calizas se presentan brechas de la Formación Pocobamba (Miembro Shuco – Secuencia Conglomerádica). Encima de las calizas se presentan margas y limoarcillitas de la Formación Calera. Hacia el Este de las zonas mineralizadas se presentan dacitas pertenecientes al domo de diaterma.

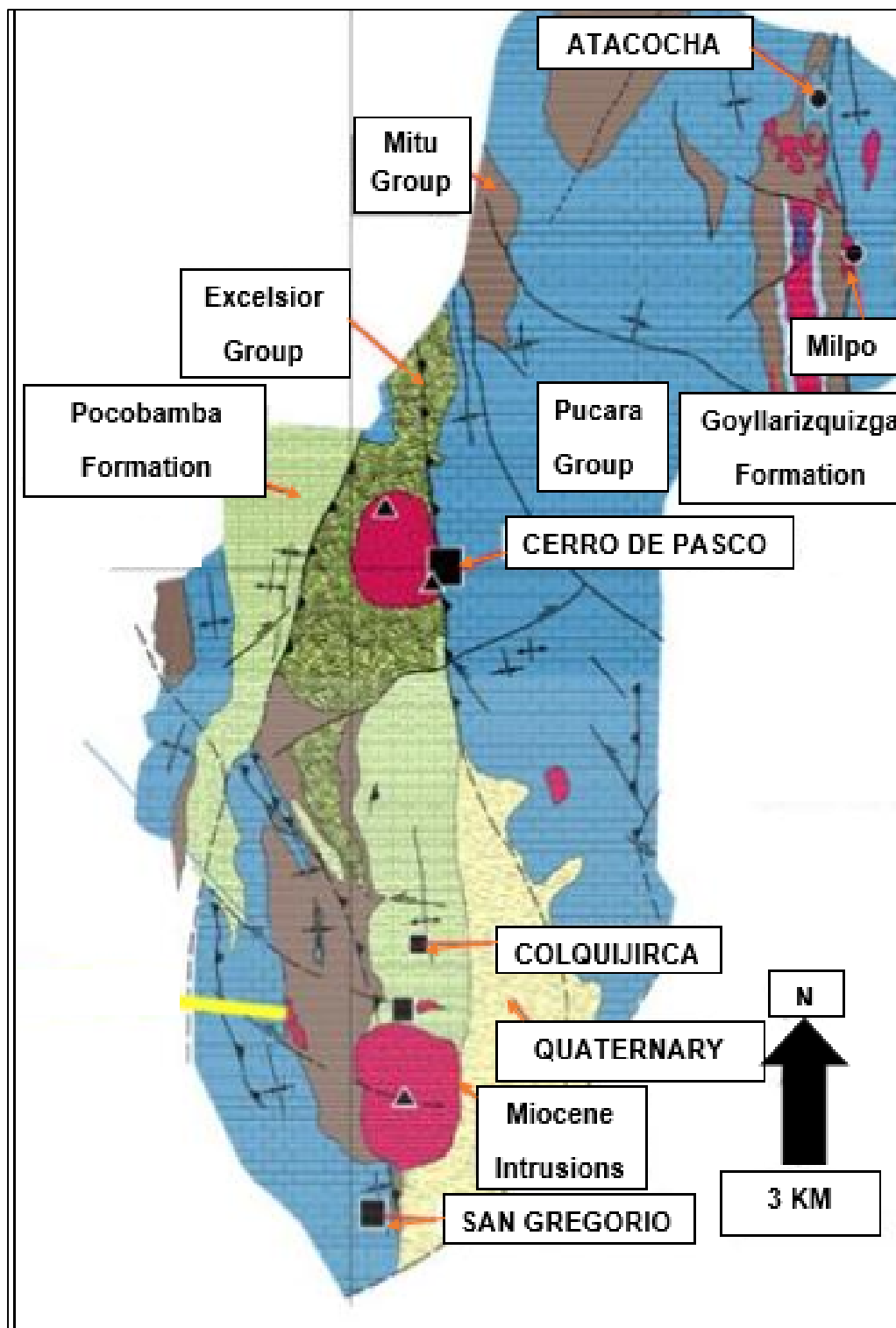


Figura Nº 1.1: Ubicación Geológica del distrito minero de Colquijirca.

Fuente: Departamento de Geología Sociedad Minera El Brocal S.A.A

1.3.2 Geología Estructural:

Durante el Paleógeno (Cenozoico Inferior), la región de Cerro de Pasco fue la receptora de una sedimentación continental detrítica y carbonatada. Estos sedimentos dieron origen a la Formación Pocobamba, conformada por los Miembros Cacuán (no observada en muestra zona de estudio) y Miembro Shuco y la Formación Calera.

Estos depósitos se sitúan en una suerte de sinclinorio con cabalgamiento asociado, en una extensión de unos 35 km. desde Goyllarisquizga por el NNW, hasta Colquijirca por el SSE. Estos sedimentos se hallan flanqueados al Este por un accidente regional: la Falla Longitudinal. La cuenca terciaria de Cerro de Pasco se situaría al NE de la Línea del Alto Mantaro (Mégard-1979). Este límite separa las altiplanicies sudoccidentales con predominio de pliegues de estilo abierto y con escaso acortamiento, del sector nororiental, en donde los pliegues son más apretados y asociados a numerosas fallas longitudinal.

1.3.3 Yacimientos Minerales

Es la concentración o acumulación de elementos con sustancias minerales útiles en la corteza terrestre, de manera tal que pueden ser explotadas económicamente.

1.3.3.1 Tipos de yacimiento

Cuerpos.- Son conocidos también con el nombre de ore bodies, son depósitos irregulares, es decir que no tienen forma ni tamaño definidos, son derivados por reemplazamiento de sulfuros económicos.

Las bolsonadas, como también se les llama, pueden estar aislados o constituir un rosario varios depósitos de forma y dimensiones diversas.

Vetas.- Es una fractura de la corteza terrestre que aloja sustancias minerales metálicas y ganga, como consecuencia de la precipitación de las soluciones hidrotermales. Las vetas son generalmente de forma tabular con gran superficie y un espesor relativamente pequeño.

Generalmente una veta no está aislada, ya que un gran movimiento de masas de la corteza terrestre ha originado una serie de fracturas, algunas están relacionadas por su orientación, mineralización y otras características semejantes, constituyendo un sistema de vetas.

Mantos.- Son yacimientos de forma tabular más o menos horizontales, que se han formado entre dos capas, es decir que son depósitos minerales interstratificados. Cuando un manto tiene un ángulo de inclinación mayor 30° ofrece el aspecto de verdadera veta y en este caso recibe el nombre de filón capa.

Diseminaciones.- En este tipo de depósitos los granos de mineral están esparcidos dentro de la masa rocosa, muy raras veces las especies metálicas llegan a formar concentraciones importantes dentro de las rocas. Las diseminaciones pueden haberse formado durante la solidificación de la roca, denominados singenéticos o bien pueden haberse introducido después de la solidificación de esta por fracturas o poros llamados epigenéticos.

1.3.4 Descripción del manto mineralizado Marcapunta norte

En Marcapunta Norte, el manto mineralizado tiene altura entre 4 a 30 m, la longitud varía entre 150 a 200 m, el ancho varía entre 140 a 170 m, los hastiales tiene un RMR entre 40 y 50, la mineralización presenta un RMR entre 40 y 55, el mineral tiene un peso específico de 3.20, mientras el desmonte tiene un peso específico de 2.70.

La mineralización es estratiforme, tanto en los "Mantos Mineralizados", que se emplazan en la unidad superior del Horizonte prospectivo y las "Brechas Mineralizadas" que se ubican en la unidad inferior del mismo horizonte, la mineralización de Cu es más importante que el Au; el Cu se encuentra como enargita y luzonita, es decir con altos contenidos de As. La mena consta de un reemplazamiento masivo de sulfuros y relleno de espacios abiertos, con ensamble de chert-pirita-enargita-(luzonita)-alunita-caolinita, con menor proporción de covelita, bornita y trazas de Au nativo. La pirita es más o menos el 90% del total de los sulfuros, suele ser semi-masiva a masiva en las zonas mineralizadas y se presenta hasta en tres generaciones. La pirita I es fina, masiva, penetrante, se presenta como reemplazamiento selectivo de niveles calcáreos en los "Mantos Mineralizados" o como matriz de los conglomerados, brechas sedimentarias e hidrotermales y eventualmente reemplazando algunos clastos de las denominadas "Brechas Mineralizadas". La pirita II es cristalizada, menos frecuente, aparentemente post-chert, se presenta como relleno de espacios abiertos y es predecesora del relleno de enargita con cuarzo. La pirita III, es posterior a la enargita y se presenta como aureolas alrededor de ésta. La enargita junto con su

polimorfo luzonita, constituye el mineral económico de Cu, se presentan como grandes cristales fibrosos que reemplazan también algunos niveles sedimentarios, o van rellenando espacios abiertos y vetillas; al microscopio, se ve reemplazando a la pirita. La covelita aparentemente hipógena, muy fina, se asocia a calcopirita y parece ser una fase tardía en la secuencia paragenética; El oro nativo, es escaso y tiene una granulometría muy fina – entre 4 y 10 μm – y se asocia a enargita y tenantita, se presenta como inclusiones o rellenando cavidades, también es tardío en la paragénesis.

1.3.5 Reservas y Recursos

El Brocal en su Mina Marcapunta Norte, cuenta con importantes reservas y recursos minerales. Ver Tabla 1.1 y Tabla 1.2.

Tabla 1.1: Reservas Probadas Probables Mina Marcapunta Norte.

Reservas	TMS	Cu (%)	Au (gr/TM)	Ag (oz/TM)	As (%)
Manto mineralizado	2'087,580	2.38	0.42	0.49	0.72
Block 9775	4'940,000	2.38	0.42	0.49	0.72
Total Mina Marcapunta Norte	7'027,580	2.38	0.42	0.49	0.72

Fuente: Memoria Anual 2010 Sociedad Minera EL Brocal S.A.A

Tabla 1.2: Recursos Minerales Marcapunta Norte.

Recursos	TMS	Cu (%)	Au (gr/TM)	Ag (oz/TM)	As (%)
Indicado	33'841,763	1.92	0.29	0.56	0.58
Inferido	9'675,250	1.59	0.15	0.55	0.5
Total	43'517,013	1.85	0.26	0.56	0.56

Fuente: Memoria Anual 2010 Sociedad Minera EL Brocal S.A.A.

Tabla 1.3: Dimensiones del Block 9775 Marcapunta Norte.

Dimensiones de Block		
Ancho:	171	m
Largo:	204	m
Altura:	44	m
Toneladas:	4,940,000	Ton

Fuente: Memoria Anual 2010 Sociedad Minera EL Brocal S.A.A.

CAPÍTULO II

CONDICIONES OPERATIVAS ACTUALES DE LA MINA

2.1 Bases teóricas

2.1.1 Minado por Subniveles con Taladros Largos (SLS)

Este método es conocido también con el término “Sublevel Stopping”, es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, es un método de minado de alta producción aplicable: “A cuerpos o vetas extensos, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad”. Consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente y ascendente. El sistema establece un único nivel base (nivel de extracción) para varios subniveles superiores. El mineral disparado cae por gravedad, siendo recepcionado en la zanja preparada para éste efecto y posteriormente recuperado y transportado. Generalmente cuando los cuerpos mineralizados presentan grandes dimensiones, éstos se dividen en dos o más tajeos para evitar el colapso o desprendimiento de las cajas, de estas formas se dejan pilares de mineral in situ, el que sirve de soporte

para las cajas. Estos pilares pueden ser recuperados, parciales o totalmente al final de la explotación, ya que, en esta fase existe menor riesgo de crear condiciones de inseguridad para el personal.

2.1.2 Minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos en mina Marcapunta Norte

2.1.2.1 Minado

La Mina Marcapunta Norte se venía explotando por el método de minado “Cámaras y Pilares” cuadrados a un ritmo de producción de 1000 toneladas por día, con una ley promedio de mineral de 2.7% de cobre. Las dimensiones de las cámaras y pilares de explotación se presentan en la Tabla 2.1 Los factores de seguridad para las dimensiones de cámaras y pilares actuales son de 1.3 para los pilares y 1.5 para el techo.

Tabla 2.1: Dimensiones de cámaras y pilares

Block	Altura de C & P (m)	Ancho Cámara (m)	Dimensiones de Pilar (m)	Recup. (%)
9478	12.00	9.00	6.0 x 6.0	85.00
9700	12.00	9.00	6.0 x 6.0	84.00

Fuente: Planeamiento Sociedad Minera El Brocal S.A.A.

|

2.1.2.2 Aspectos Litológicos

En el área de estudio están presentes los siguientes tipos de rocas:

- Mineral: Conformadas por rocas carbonatadas fuertemente silicificadas, siendo la mena principal la enargita rica en sulfuros (principalmente la pirita).

- Rocas carbonatadas silicificadas: A las que generalizaremos como calizas, presentes en el entorno inmediato de los bloques mineralizados (caja techo, caja piso y costados).
- Marga limoarcillita: Ubicada en la caja techo alejada.
- Vulcanoclásticos: Ubicados en la caja piso alejada.
- Las rocas que estarán directamente relacionadas con la explotación de los Blocks 9303, 9368, 9478 y 9847, serán el mineral y las calizas. En el caso de la caja techo, las calizas por lo general forman un escudo entre el mineral y las margas limoarcillitas.

2.1.2.3 Distribución de discontinuidades

Los resultados de las características de distribución de discontinuidades se resumen en La Tabla 2.2.

Tabla 2.2 Sistemas de discontinuidades estructurales Block 9775.

Dominio	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Rumbo // Buzamiento	N9 ⁰ W / 11 ⁰ NE	N8 ⁰ W / 80 ⁰ NE	N87 ⁰ W / 82 ⁰ NE
Dir. Buzamiento //			
Buzamiento	081/11	082/80	357/82

Fuente: Estudio geomecánico integral del minado en Mina Marcapunta Norte. DCR Ingenieros SRL.

El arreglo estructural de la masa rocosa de la zona de evaluación, en general está conformado por dos sistemas principales de discontinuidades (Sistemas 1 y 2) y un sistema secundario (Sistemas 3), más discontinuidades aleatorias. Las

principales características de los sistemas de discontinuidades estructurales son los siguientes:

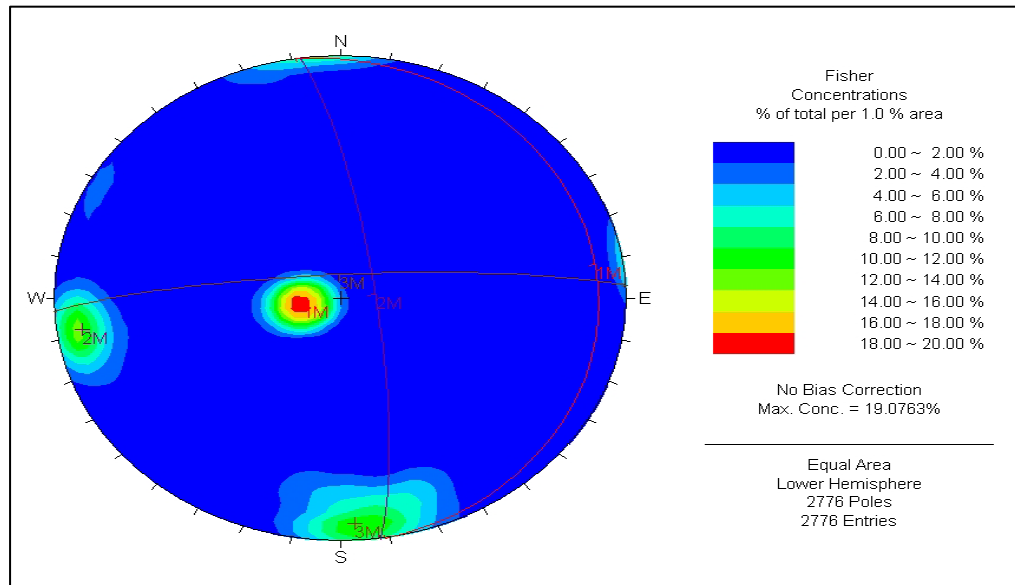


Figura 2.1: Diagrama estereográfico general A

Fuente: Estudio geomecánico integral del minado en Mina Marcapunta Norte. DCR Ingenieros SRL.

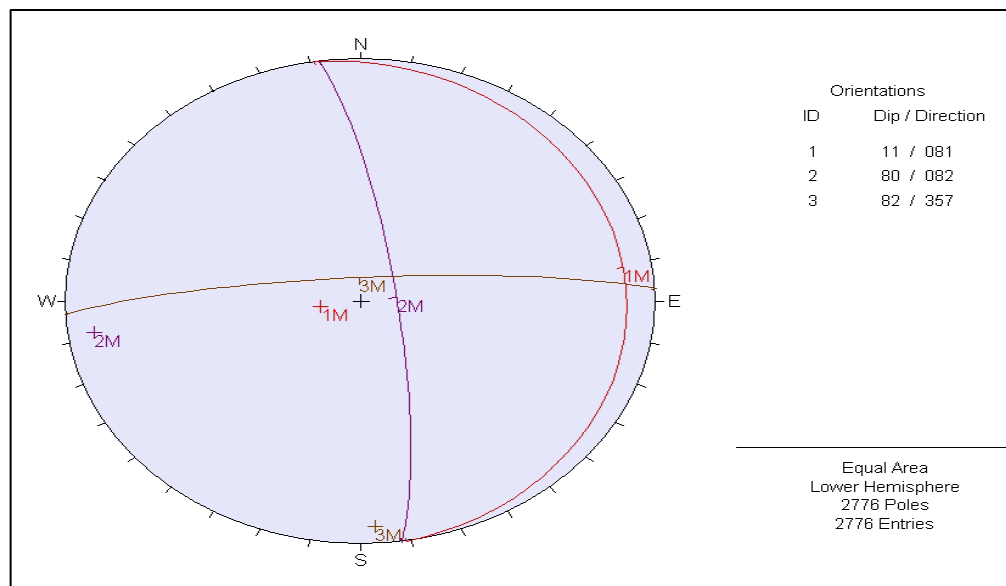


Figura 2.2: Diagrama estereográfico general B. Fuente: Estudio geomecánico integral del minado en Mina Marcapunta Norte. DCR Ingenieros SRL.

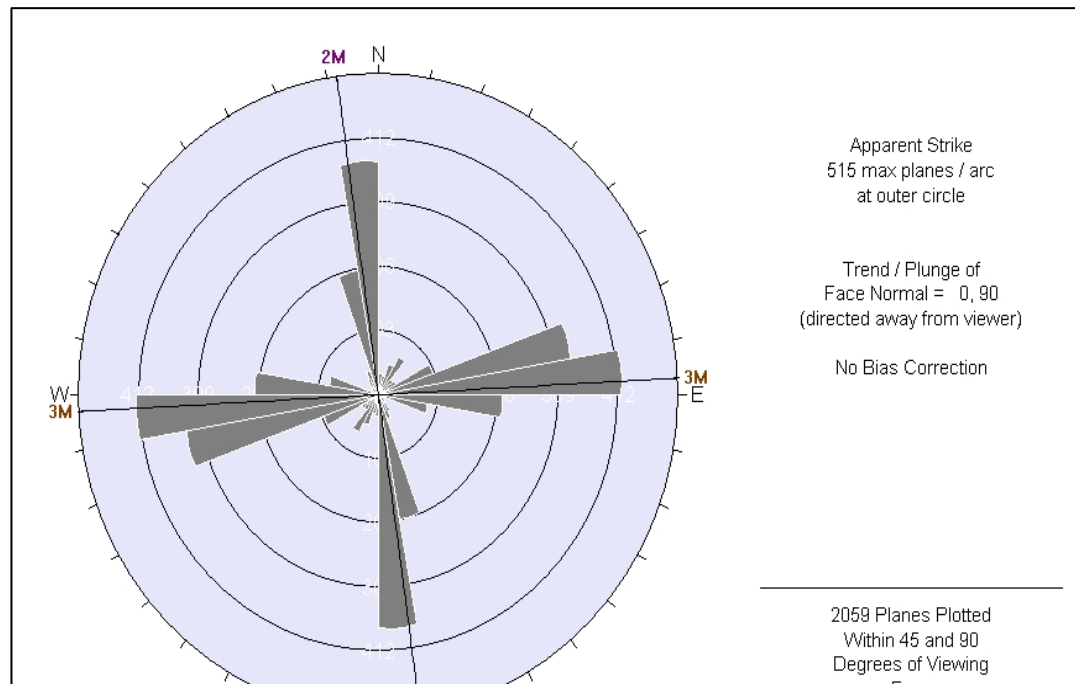


Figura 2.3 : Diagrama de roseta de discontinuidades.

Fuente: Estudio geomecánico integral del minado en Mina Marcapunta Norte. DCR Ingenieros SRL.

Sistema 1: Es el principal y dominante, de rumbo $N9^{\circ}W$ / $11^{\circ}NE$, conformado mayormente por diaclasas con orientación $N9^{\circ}W$.

Sistema 2: Es también principal, de rumbo $N8^{\circ}W$ / $80^{\circ}NE$, con un alineamiento paralelo a la falla regional cerro de Pasco.

Sistema 3: Es un sistema, de rumbo $N87^{\circ}E$ / $82^{\circ}NW$, este sistema tiene un alineamiento con el sistema de fallas W-E.

2.1.2.4 Clasificación de la masa rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánico de Bienawski (RMR – Rock Mass Rating o Valoración del Macizo Rocososo – 1989), Barton y Colaboradores

(Sistema Q – 1974) y Marinos & Hoek (GSI – Geological Strenght Index o Índice de Resistencia Geológica – 2002).

Los resultados de la clasificación geomecánica realizada a partir del mapeo geomecánico de labores subterráneas y del mapeo geotécnico de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, se presentan en La Tabla 2.3, así como también en el Diagrama estereográfico general A de la Figura N° 2.1.

Tabla 2.3: Sistemas de discontinuidades estructurales de la Mina.

Ubicación	Valoración RMR Promedio			
	Mineral	Caliza	M. Limarc	Vulcanoclasto
Block 9303	50	50	40	-
Block 9368	55	50	40	40
Block 9478	58	50	40	40
Block 9847	55	50	40	40

Fuente: Estudio geomecánico integral del minado en Mina Marcapunta Norte. DCR Ingenieros SRL.

2.1.2.5 Zonificación de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares.

Dentro de estas propiedades: la litología, la alteración, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma, son

consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la delimitación de las zonas geomecánicas o denominadas también dominios estructurales.

Para nuestro caso, según los resultados del análisis de distribución de discontinuidades, el arreglo estructural de la masa rocosa de toda el área de estudio es similar, por lo menos considerando los dos principales sistemas de discontinuidades y uno secundario. Por tanto, pasan a tener mayor importancia la litología, la alteración y la calidad de la roca, que el modelo estructural. En estas condiciones, los dominios estructurales estarán definidos por el tipo de roca, tipo de alteración y calidad de la masa rocosa.

De acuerdo a lo indicado, se ha llevado a cabo la zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte en las áreas de los blocks a ser explotados. (Ver Tabla 2.4).

Tabla 2.4: Zonificación del yacimiento Marcapunta Norte.

Ubicación	RMR Básico	Calidad	Alteración
Block 9303			
Mineral	50	Regular III B	Silz
Caliza	50	Regular III B	Silz
M. Limarc	40	Mala IV A	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	Mala IV A	Arg - Silz
Block 9368			
Mineral	55	Regular III A	Silz
Caliza	50	Regular III B	Silz

M. Limarc	40	Mala IV A	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	Mala IV A	Arg - Silz
Block 9478			
Mineral	58	Buena II	Silz
Caliza	50	Regular III B	Silz
M. Limarc	4	Mala IV A	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	Mala IV A	Arg - Silz
Block 9847			
Mineral	55	Regular III A	Silz
Caliza	50	Regular III B	Silz
M. Limarc	40	Mala IV A	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	Mala IV A	Arg - Silz

Fuente: Estudio geomecánico integral del minado en Mina Marcapunta Norte. DCR Ingenieros SRL.

2.1.2.6 Resistencia de la masa rocosa.

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2006), mediante el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2007).

Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa como resultado de la zonificación geomecánica realizada, asimismo de la resistencia compresiva uniaxial y de la constante “ m_i ” ambas de la roca intacta obtenidas en ensayos de laboratorio.

Como en el mapeo geomecánico fueron observadas mayormente condiciones húmedas de presencia de agua, los valores de calidad

RMR corresponden a los valores de GSI (Índice de Resistencia Geológica).

En La Tabla 2.5, se presentan los parámetros de resistencia de la masa rocosa, los mismos que deberán ser utilizados para los cálculos de diseño.

Tabla 2.5: Parámetros de la masa rocosa de la mina Marcapunta Norte.

Bloque	Litología	RMR	GSI	σ_{ci} (Mpa)	Factor de Daño (D)	MR	E_i (Mpa)	Profundidad (m)	Peso Específico (MN/m ³)	m_i	Em (Mpa)	m _{mr}	S _{mr}	σ_{ci} (Mpa)	Poísson V
9303	Mineral	50	45	80	0.20	-	57.425	130	0.030	15	9570.7	1.69	0.0014	13.6	0.24
	Caliza	50	45	60	0.10	800	48.000	130	0.027	16	9278.6	1.64	0.0018	10.09	0.25
	Vulcan	40	35	40	0.00	300	12.000	130	0.022	8	1360.9	0.79	0.0007	4.44	0.3
	Dacita	40	35	40	0.00	400	16.000	130	0.025	20	1814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
9368	Mineral	55	50	100	0.20	-	57.425	110	0.030	15	13279.7	2.06	0.0026	19.08	0.24
	Caliza	50	45	60	0.10	900	54.000	110	0.027	13	10438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	Marga	38	33	20	0.00	200	4.000	110	0.025	8	396.4	0.73	0.0006	2.11	0.3
	Vulcan	40	35	40	0.00	300	12.000	110	0.022	8	1360.9	0.79	0.0007	4.44	0.3
9478	Dacita	40	35	40	0.00	400	16.000	110	0.025	20	1814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
	Mineral	58	53	100	0.20	-	57.425	110	0.030	15	15991.0	2.32	0.0037	20.44	0.24
	Caliza	50	45	60	0.10	900	54.000	110	0.027	13	10438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	Vulcan	40	35	40	0.00	300	12.000	110	0.022	8	1360.9	0.79	0.0007	4.44	0.3
9847	Dacita	40	35	40	0.00	400	16.000	110	0.025	20	1814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
	Mineral	55	50	90	0.20	-	57.425	110	0.030	15	13279.7	2.06	0.0026	17.17	0.24
	Caliza	50	45	60	0.10	900	54.000	110	0.027	16	10438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	Marga	38	33	20	0.00	200	4.000	110	0.025	8	396.4	0.73	0.0006	2.11	0.3
9847	Vulcan	40	35	40	0.00	300	12.000	110	0.022	8	1360.9	0.79	0.0007	4.44	0.3
	Dacita	40	35	40	0.00	400	16.000	110	0.025	20	1814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28

Fuente: Estudio geomecánico integral del minado en Mina Marcapunta Norte. DCR Ingenieros S.R.L.

2.1.2.7 Condiciones de agua subterránea

El efecto principal de la presencia del agua dentro de la masa rocosa es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad, por lo que es importante evaluar las características de presencia del agua.

En las áreas de estudio de Marcapunta Norte, no es muy significativa la presencia de agua subterránea, lo que se ha observado durante los trabajos de campo en las labores mineras en donde se ha realizado el mapeo geomecánico de la masa rocosa, han sido condiciones mayormente húmedas, en ciertos casos y en forma local se han observado condiciones de mojado a goteo. Por estas características de presencia del agua subterránea, se espera que no haya influencia significativa sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

No hay evidencias de la presencia de nivel freático.

CAPÍTULO III

DISEÑO DEL BLOCK 9775 EN ZONA DE BRECHAS

3.1 METODOLOGÍA GEOMECÁNICA:

El estudio Geomecánico y análisis del dimensionamiento de las excavaciones fueron realizados tomando como datos de entrada, los parámetros y características del estudio Geomecánico, **“EVALUACION GEOMECANICA DE LA ZONA DE BRECHAS Y ALTERNATIVAS DE METODOS DE MINADO”** elaborado por DCR Ingenieros S.R. Ltda.






Así mismo, la intención de dicho análisis es optimizar los recursos y el desempeño del ciclo de minado, y para ello se procedió a analizar las aberturas máximas, los mismos que se muestran a continuación.

El dimensionamiento del ancho y altura fue realizado mediante el software Phase 2, así mismo la longitud de la excavación fue determinado mediante el método grafico de estabilidad (MGE).

3.2 DISEÑO GEOMECÁNICO:

3.2.1 Modelamiento numérico:

Tabla 3.1: Parámetros Geomecanicos de la masa rocosa de la Mina Marcapunta Norte

Material	color	Initial element loading	Unit weight (MN/m ³)	Material type	Young's modulus (Mpa)	Poisson's ratio	Failure criterion	Compressive strength (Mpa)	mb (peak)	s (peak)
Limoarcillita		field stress & body force	0.024	Elastic isotropic	182	0.29	Hoek-Brown	15	0.184	0.001
Caliza		field stress & body force	0.026	Elastic isotropic	5177	0.26	Hoek-Brown	40	0.944	0.0009
Conglomerado		field stress & body force	0.025	Elastic isotropic	3117	0.25	Hoek-Brown	50	2.454	0.0024
Depósitos Vulcanoclastos		field stress & body force	0.024	Elastic isotropic	2493	0.25	Hoek-Brown	40	0.981	0.0024
Arenisca		field stress & body force	0.025	Elastic isotropic	758	0.27	Hoek-Brown	30	1.126	0.006

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas.

El estudio Geomecánico y análisis del dimensionamiento de las excavaciones fueron realizados tomando como datos de entrada, los parámetros y características del estudio Geomecánico, "Evaluación Geomecanica de la zona de Brechas y alternativas de Metodos de Minado" elaborado por DCR Ingenieros S.R. Ltda.

El dimensionamiento del ancho y altura fue realizado mediante el software Phase 2, así mismo la longitud de la excavación fue determinado mediante el método grafico de estabilidad (MGE) obteniéndose un factor de seguridad de

0.78 a 1.04 donde las condiciones de estabilidad de los pilares se presentan al límite de la estabilidad para una altura final de 12 m a 16 m y cámaras y pilares de “8 x 6 m “;mejorando cuando se realizó el análisis por método numérico considerando un sostenimiento de shotcrete de 2 pulg. y pernos hydrabolt de 7 pies espaciados a 1.2 m. obteniendo el factor de seguridad de 1.04 a 1.30 mejorando las condiciones de estabilidad

3.2.2 Método grafico de estabilidad (MGE):

El Método Grafico de Estabilidad desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992). Toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos abiertos, como resistencia y estructura de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación y el tamaño, forma y orientación de la excavación, información que es utilizada para determinar si el tajeo será estable con sostenimiento o inestable aun con sostenimiento.

Para el desarrollo del método se necesita calcular dos factores:

N´ que es el número de estabilidad modificada que representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo y

S que es el factor de forma o Radio Hidráulico que toma en cuenta la forma y tamaño del tajeo.

- **Numero de estabilidad(N´):**

El número de estabilidad N´ se define como

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

Dónde:

Q': Índice de calidad “Q” modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

- **Radio Hidráulico (S).**-

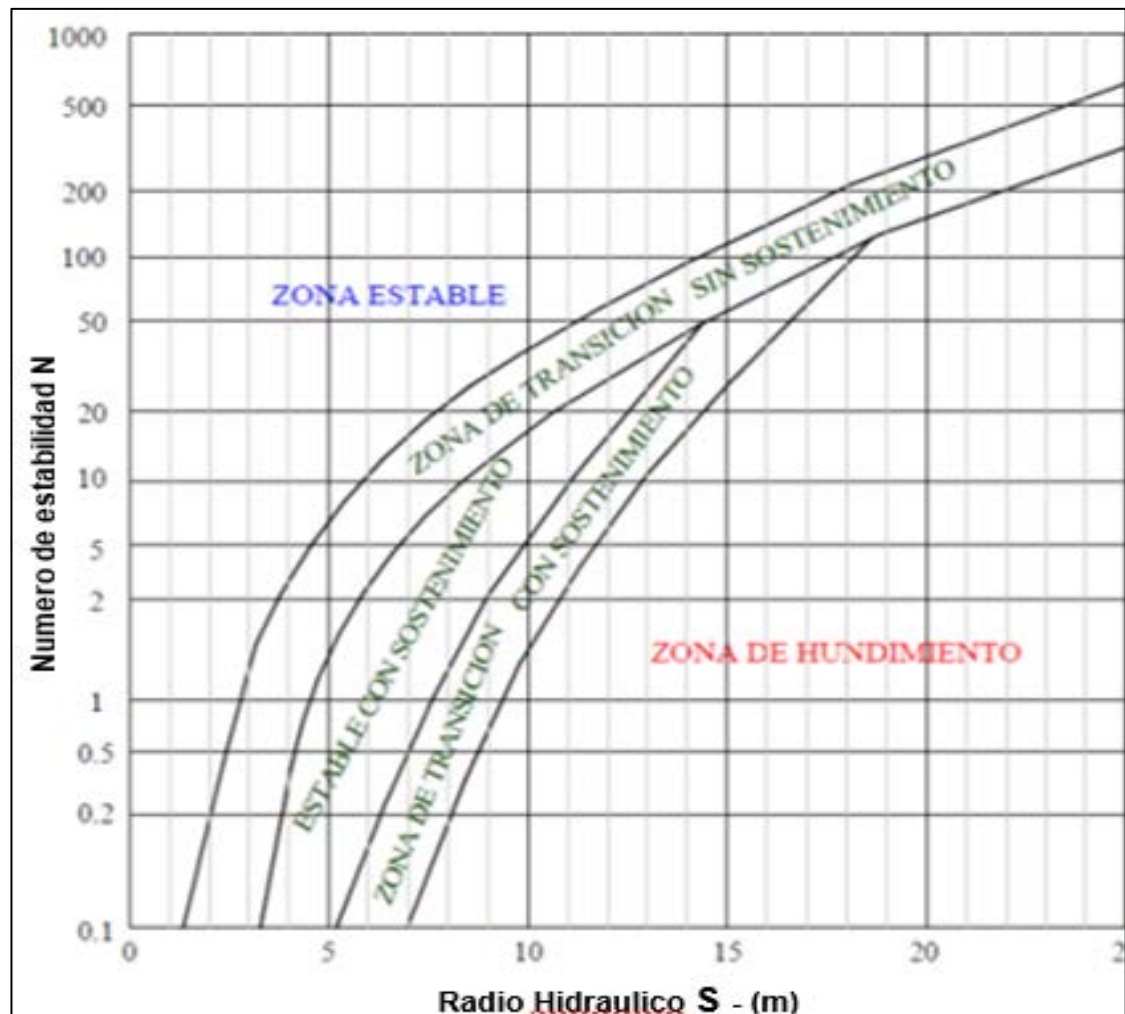
$$S = \left(\frac{W \times H}{2 \times (W + H)^n} \right)$$

W: Longitud del tajeo.

H: Ancho del tajeo.

Estos dos factores se relacionan mediante el siguiente gráfico, y determinan zonas estables, zona de transición sin sostenimiento, zonas estables con sostenimiento, y zonas de hundimiento. Información con la cual se puede determinar las dimensiones de los tajeos.

Tabla 3.2: Relación entre Numero de estabilidad y Radio hidráulico



Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Dimensionamiento usando el método gráfico de estabilidad

Sección analizada: Hastial del tajeo

La variable objetivo a determinar es la longitud de los tajeos que permitan garantizar su estabilidad teniendo una altura determinada, en nuestro caso la altura calculada convenientemente es 16 m.

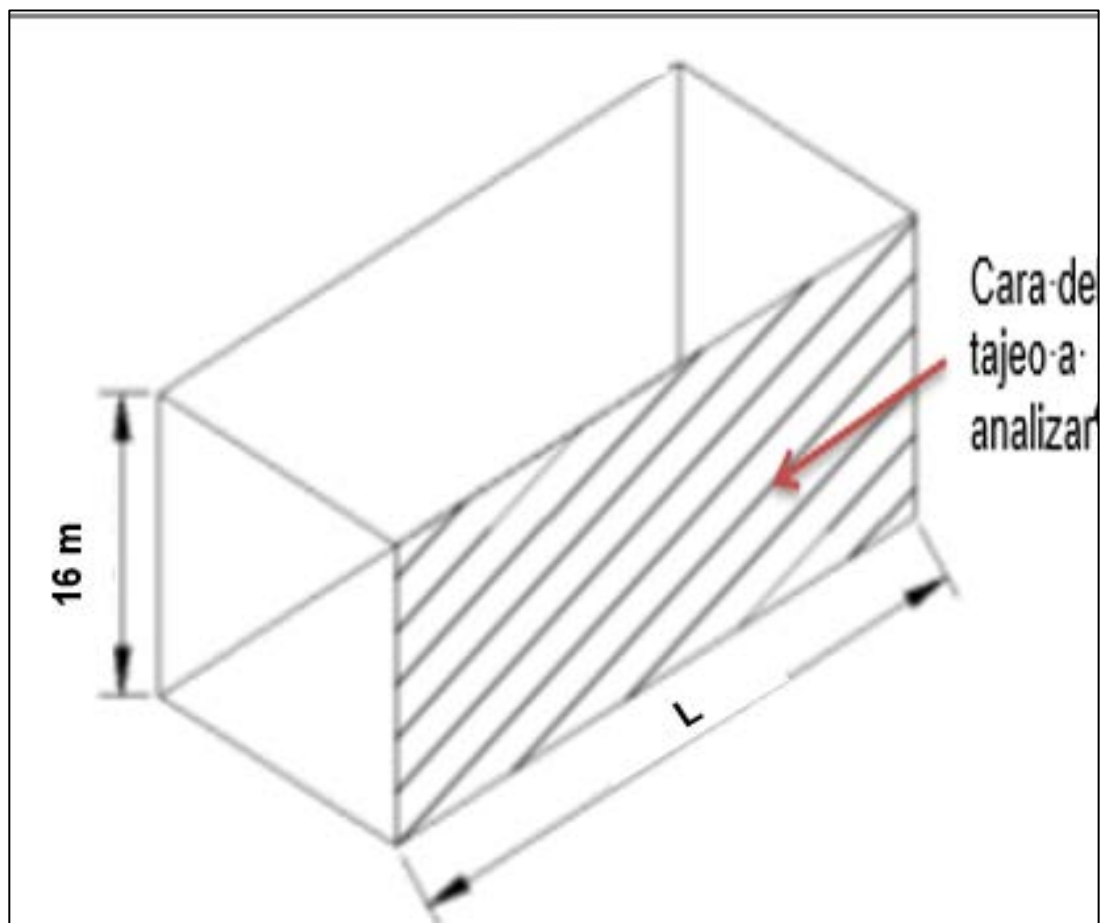


Figura 3.1: Hastial del tajeo a analizar

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

A continuación se determinara el parámetro N' para posteriormente hallar el radio hidráulico (S) correspondiente a las zonas estables sin sostenimiento, con sostenimiento, etc y determinar la geometría del tajeo.

- **Calculo del Q'**

Se tiene caracterizado la zona de estudio como una Roca Mala IV A con un RMR promedio de 36.

Además teniendo en consideración que para nuestro caso el factor de reducción de esfuerzos SRF es fijado en 1.00. y el sistema no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativa, de tal manera que el factor de reducción por agua en juntas J_w es comúnmente 1.0. Por lo tanto el índice de calidad tunelera modificado Q' numéricamente será igual al Q estándar

Utilizaremos la siguiente ecuación para determinar el Q'

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

Realizando los cálculos correspondientes se obtiene un valor para el Índice de Calidad Tunelera igual a 0.41

- **Factor A**

Las labores se desarrollan en una zona de brechas mineralizadas, en donde la resistencia a la compresión de la roca intacta es de aproximadamente 80 MPa, además el encampane es de 170 m aprox. Lo que genera, utilizando el criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978) un esfuerzo vertical de 4.5 MPa aprox. Y 4.8 MPa de esfuerzo inducido alrededor de la excavación determinada para los tajeos finales de sección 8m.x16m.

El factor A se puede determinar usando la siguiente ecuación:

$$A = 0.1125(\sigma_c/\sigma_1)-0.125$$

Donde:

σ_c : Resistencia a la compresión de la roca intacta

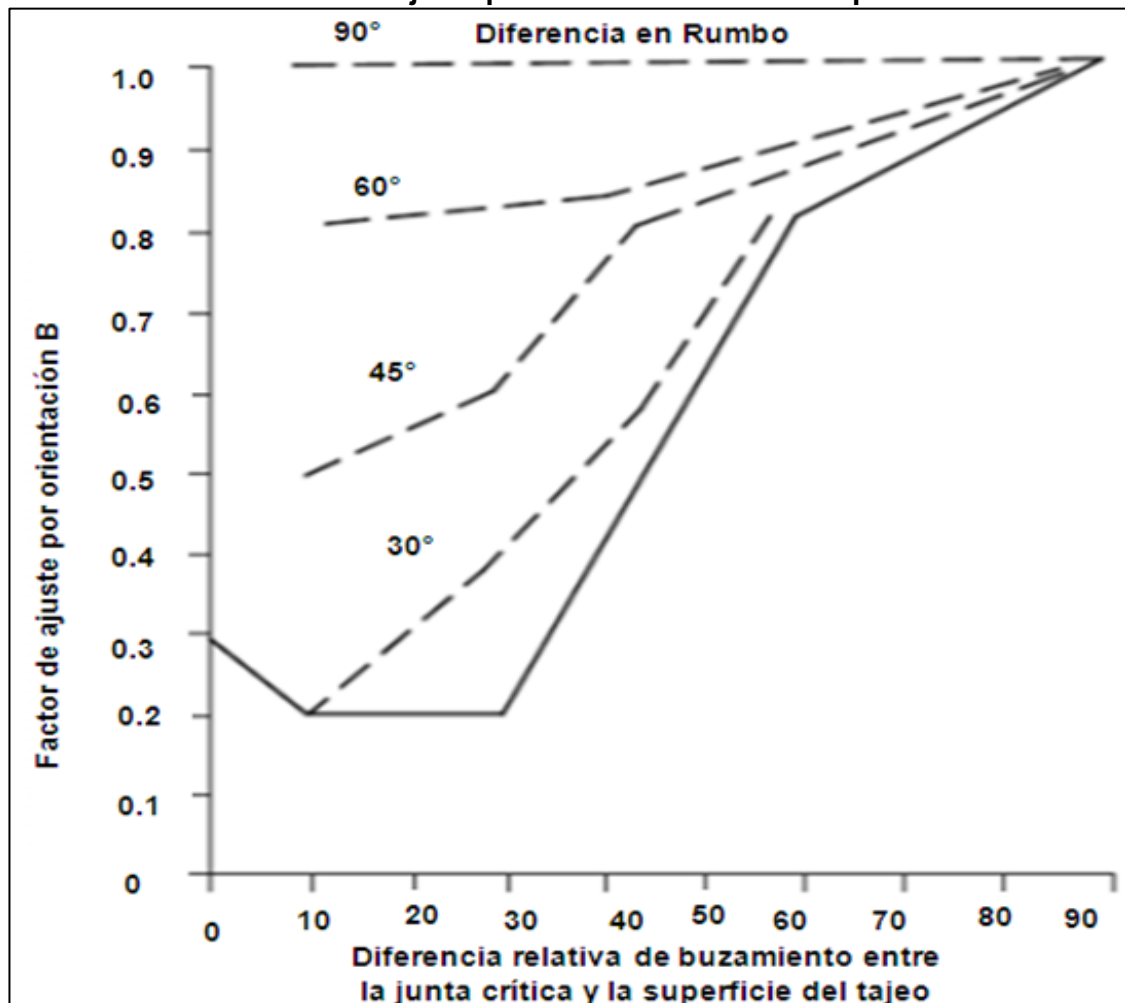
σ_1 : Esfuerzo inducido

Realizando los cálculos correspondientes se obtiene un valor de $A = 1.75$

- **Factor B**

El factor de ajuste por orientación de juntas, B, toma en cuenta la influencia de las juntas sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructuralmente

Tabla 3.3 : Factor de ajuste por orientación de Juntas para el hastial



Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Controladas ocurren a lo largo de juntas críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre.

La influencia de las juntas críticas sobre la estabilidad de la superficie de la excavación, es más alto cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es más pequeño cuando los planos son perpendiculares entre sí. El factor B, que depende de la diferencia entre la orientación de la junta crítica y cada cara del tajeo, puede ser determinado a partir del diagrama mostrado anteriormente.

Teniendo en cuenta la dirección de los tajeos NS y la orientación de las discontinuidades principales, se determina que la junta crítica para las paredes laterales de los tajeos es la familia 4m (S20°E, 74°).

En el siguiente cuadro se puede observar el valor del rumbo y buzamiento tanto para la pared del tajo como para la junta crítica correspondiente; además de la diferencia entre estos valores.

Tabla 3.4 : Rumbo y Buzamiento para la pared o hastial del tajo

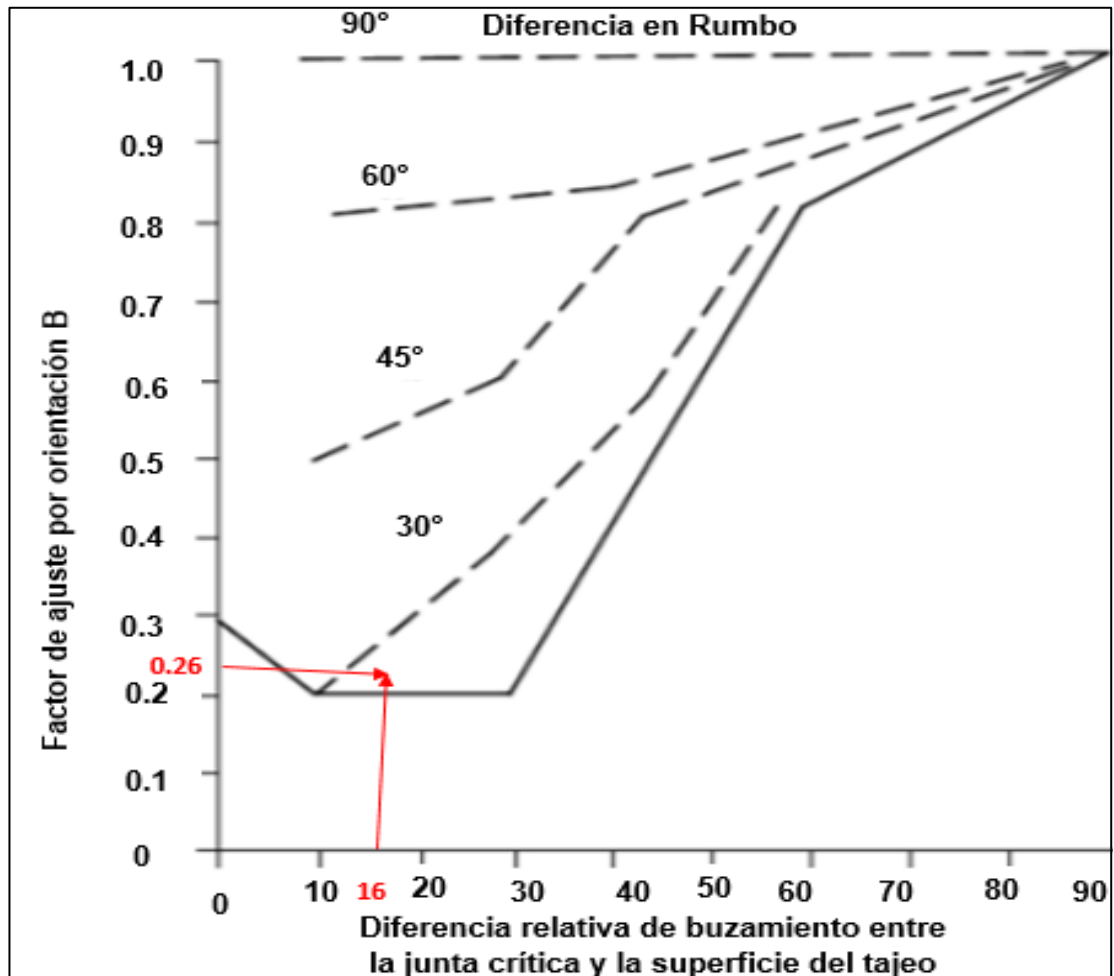
	Rumbo	Buzamiento
Pared del Tajeo	0	90
Junta crítica	20	74
Diferencia	20	16

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Teniendo en cuenta la diferencia del rumbo y el buzamiento entre la pared del tajeo y la junta crítica se procede a plotear esta información en el gráfico

de doble entrada correspondiente, hallándose de esta manera el valor del factor B igual a 0.26 como se muestra en la tabla siguiente.

Tabla 3.5: Factor de ajuste B. que toma en cuenta la orientación de las juntas con respecto a la superficie o hastial del tajeo (según Potvin, 1988)



Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

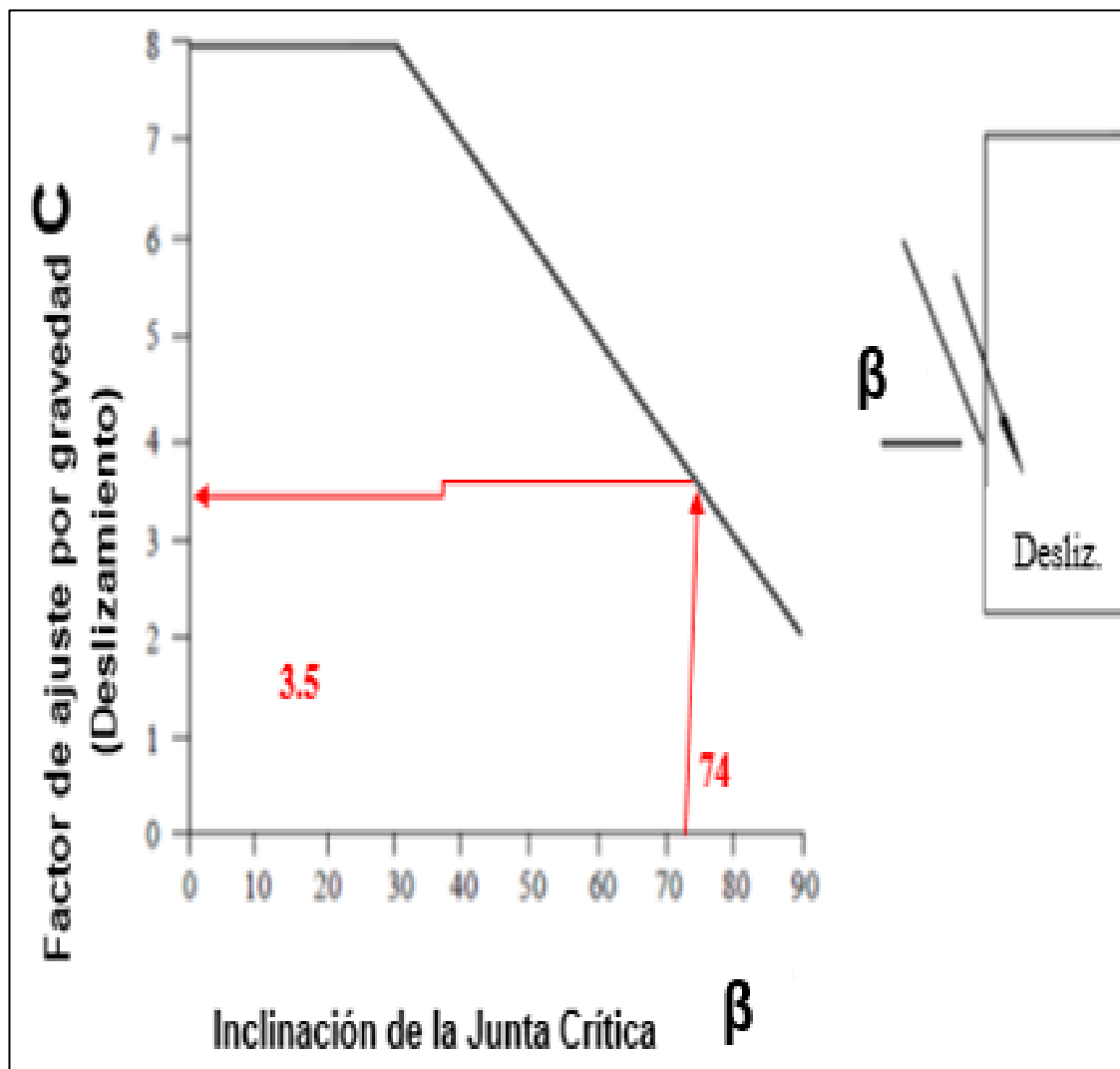
- **Factor C**

El factor C, es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o, desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos. Potvin (1988) sugirió que tanto

las fallas inducidas por gravedad y como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α .

El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la relación $C = 8 - 6 \cos \alpha$, o determinado a partir del diagrama graficado en la siguiente Tabla.

Tabla 3.6 : Siendo la inclinación de la junta crítica igual a 74 se obtiene un valor del factor C igual a 3.5 para el hastial del tajo.



Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

- **Cálculo del número de estabilidad N'**

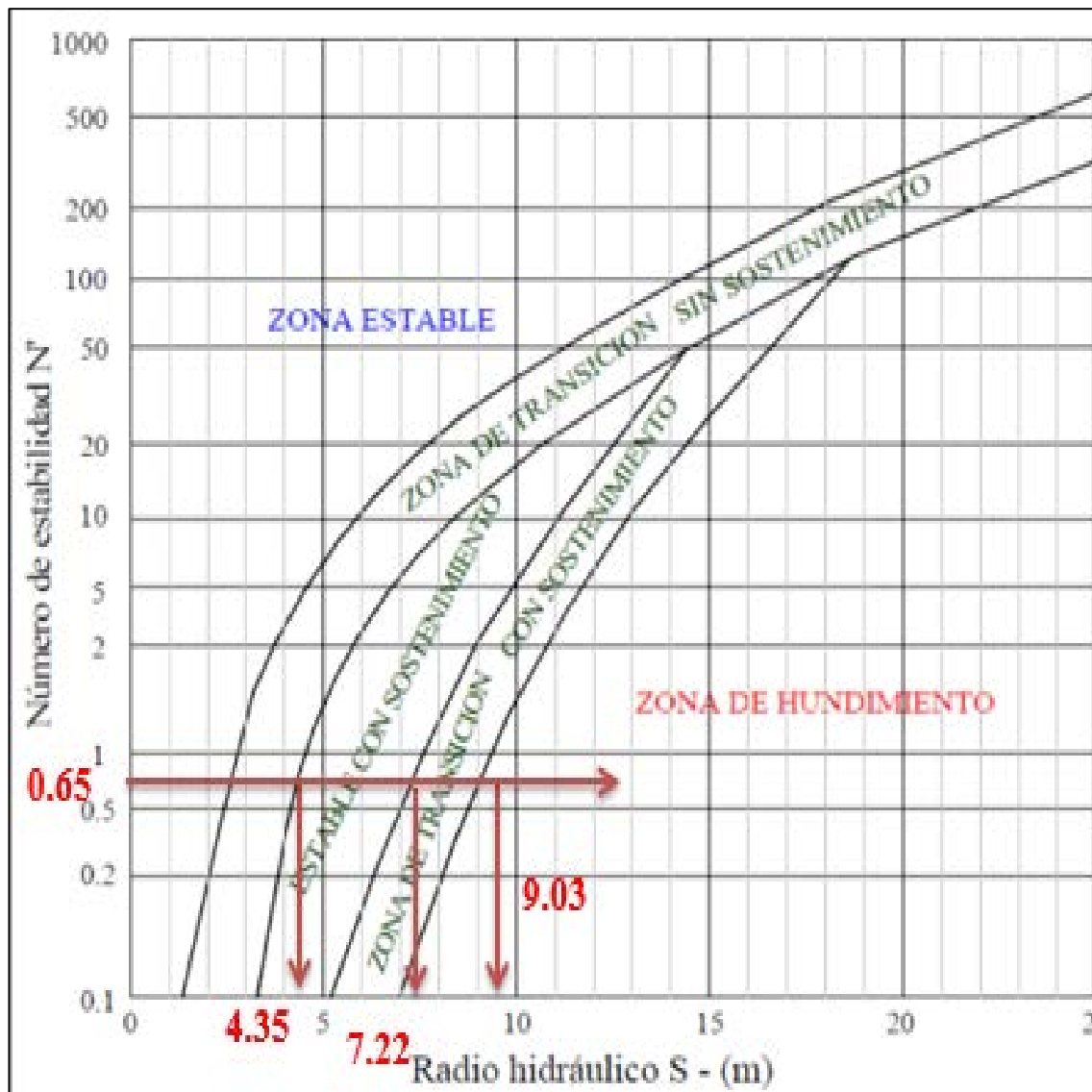
Con todos los datos calculados anteriormente procedemos a calcular el número de estabilidad mediante la siguiente ecuación:

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

Q	0.41
A	1.75
B	0.26
C	3.5
N	0.65

Con el número de estabilidad determinado se procede a determinar el radio hidráulico para cada zona de estabilidad como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 3.7 : Determinación del Radio hidráulico para cada zona de estabilidad



Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

- **Cálculo de la longitud del tajeo.**

Con los valores de Radio Hidráulico (S) obtenidos y con la altura del tajeo propuesta, procedemos a calcular las longitudes de los tajeos de cada zona, despejando la variable " L " considerando las diferentes zonas de estabilidad.

Tabla 3.8 : Determinación de la longitud del tajeo a analizar

Numero de estabilidad N´	0.69	0.69	0.69
Radio hidráulico	4.35	7.22	9.03
longitud del tajeo (m)	19.07	23.89	-17.94
Condición de estabilidad	ESS	ESO	ECS

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Donde:

ESS: Estable sin sostenimiento

ESO: Estable con sostenimiento opcional

ECS: Estable con sostenimiento

Por lo tanto la longitud del tajeo recomendado de acuerdo al análisis del MGE es de 19.06 metros para trabajar con un tajeo estable sin sostenimiento no encontrándose referencia con el Método gráfico de estabilidad para las zonas estables con sostenimiento opcional y demás zonas según el método.

A continuación se muestra las longitudes de minado correspondientes para diferentes alturas de tajeo.

Tabla 3.9: Relación entre la longitud y la altura a minar de los tajeos de cada zona

	longitud recomendada a minar		
altura (m)	ESS	ESO	ECS
10	66.92	sr	sr
11	41.6	sr	sr
12	31.63	sr	sr
13	26.3	sr	sr
14	22.98	sr	sr
15	20.71	sr	sr
16	19.06	sr	sr

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Sección Analizada: Techo del tajeo

Continuando con la evaluación procedemos a evaluar el techo del tajeo, cara que colinda con el hastial y comparte la longitud del tajeo que necesitamos determinar.

Realizando los cálculos correspondientes:

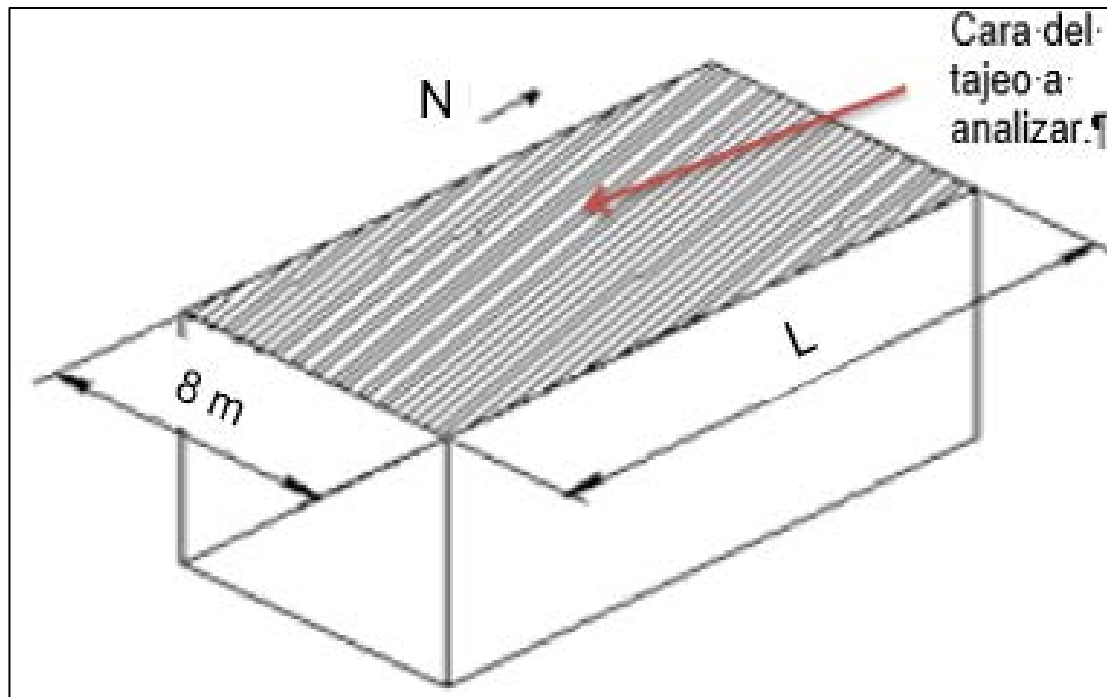


Figura 3.2: Techo del tajeo a analizar

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Q	0.41
A	1.75
B	0.26
C	2
N	0.37

Ploteando el valor del Numero de Estabilidad en el ábaco correspondiente determinamos los valores del radio hidráulico para cada zona de estabilidad y consecuentemente la longitud de minado.

Tabla 3.10: Determinación de la longitud del techo del tajeo a analizar.

Numero de estabilidad N´	0.37	0.37	0.37
Radio Hidráulico	3.5	6.81	8.49
Longitud del tajeo (m)	56	-	-19.15
Condición de estabilidad	ESS	ESO	ECS

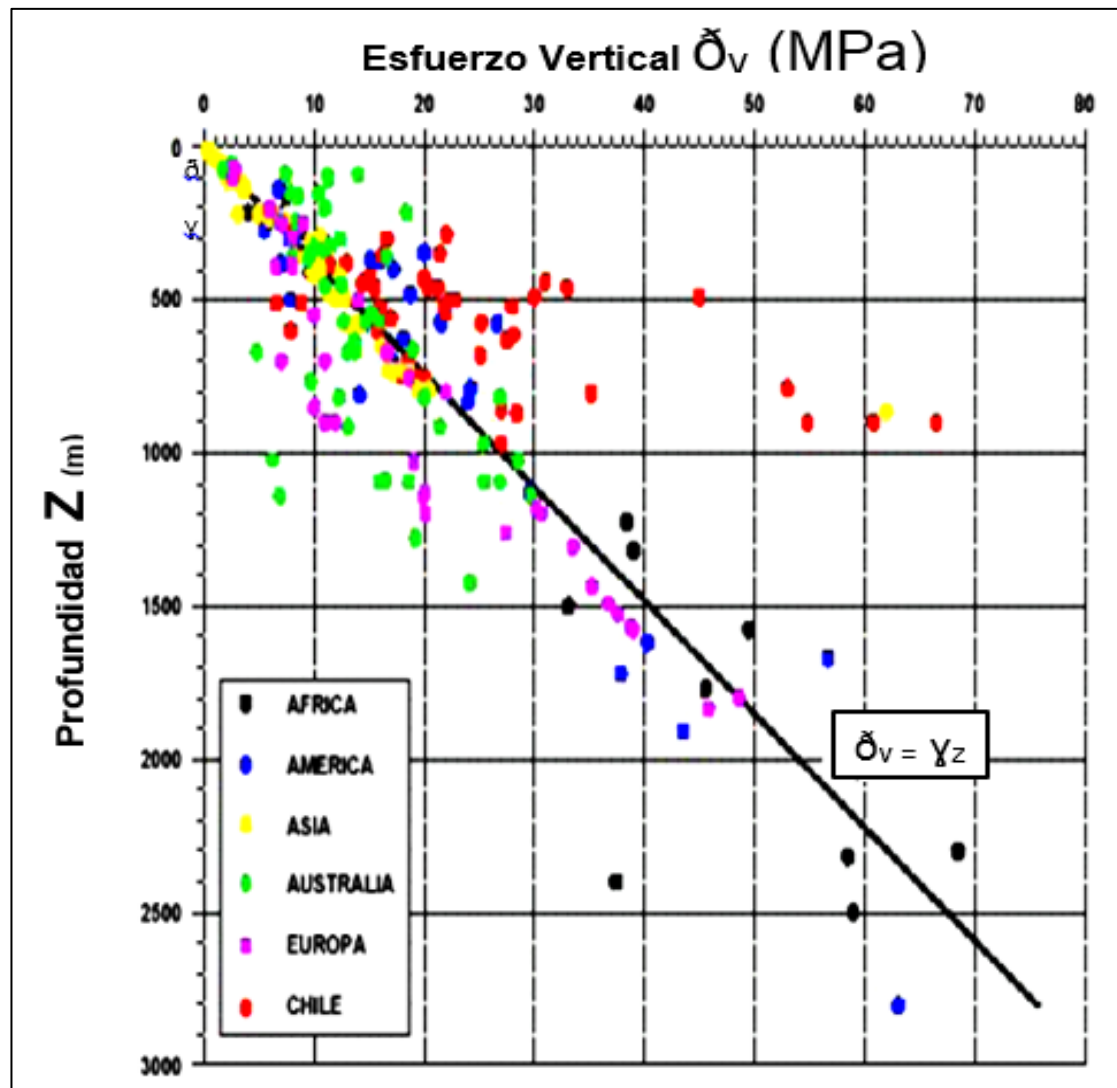
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

3.2.3 ESFUERZOS IN SITU.

Los esfuerzos in situ que se desarrollan a lo largo del recorrido de la Rampa (-) 9774E se encuentra relativamente a poca profundidad si es que se considerara la acción preponderante de los esfuerzos in situ. En todo caso, si las condiciones lo ameritan, los esfuerzos serían debido a efectos de la gravedad, tomando el valor promedio del peso específico del material según el ábaco de Hoek Brown:

$$\check{\sigma}_v = \gamma_z \quad \text{MPa}$$

$$\sigma_v = 2.7 \quad \text{MPa}$$

Tabla 3.11 Abaco de Hoek Brown σ 

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Todas estas características geomecánicas serán consideradas en el diseño e ingeniería de la Rampa negativa (-) 9774E a describirse posteriormente. Los valores aquí mencionados deben de considerarse solo referenciales, teniendo presente que durante la construcción de la rampa nuevamente deben de tomarse nuevas muestras y ensayos correspondientes.

CAPTULO IV

APLICACIÓN DEL METODO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

4.1 Generalidades del método por Subniveles con Taladros Largos en Mantos Geológicos

Para la aplicación de este método es importante tener en cuenta las siguientes consideraciones:

- Alta mecanización.
- Paredes estables.
- Se requiere alta precisión en el diseño de la malla de perforación.
- Para Marcapunta Norte se considera la factibilidad de aplicación del método Tajeo por Sub Niveles ya que las condiciones naturales del yacimiento son favorables para su aplicación. En las zonas donde se ha minado por el método de cámaras y pilares con banqueo del piso (hasta 03 cortes) con alturas de cámaras y pilares de 12m.

4.2 Diseño e infraestructura

4.2.1. Características Geométricas de la Rampa (-) 9774E del BLOCK 9775 (sección 4.5 x 4.5).

La Rampa de acceso a la galería inferior servirá para la movilización personal y equipos, asimismo para la extracción del mineral roto., con la finalidad de poder acceder y explotar el mineral cubicado en dicha zona, mediante el diseño de Taladros Largos.

4.2.1.1 SECCION

Las dimensiones de la rampa por lo general es de acuerdo a la capacidad de producción que se determine en el planeamiento, de las características físicas y el comportamiento mecánico de la masa rocosa por donde atravesará la rampa, como también depende mucho del tamaño o volumen del equipo que se van a usar. Las rampas en muchas minas varían de acuerdo a lo explicado según las siguientes dimensiones:

	ANCHO	ALTO
Rampas principales	4,0 m - 6,0 m	3,0 m - 4,0 m
Rampas auxiliares	3,0 m - 3,5 m	2,5 m - 3,0 m

La Rampa (-) 9774E, se ha catalogado como una rampa principal, por lo que se ha elegido la sección de 4.5 x 4.5 m, haciendo una sección de 20.25 m²

4.2.1.2 GRADIENTE.

Cada rampa tiene una gradiente más favorable a su gradiente óptima, determinada principalmente por su producción, evolución o desarrollo y por su costo de operación. Entonces cuando la gradiente aumenta tiene efecto en la disminución de la producción y genera un mayor costo de operación por hora.

La gradiente óptima está entre 8% a 10%, pero mayormente oscila entre 10% y 15%, siendo en nuestro país la gradiente promedio de 12%, con resultados satisfactorios.

Rampas principales 10% hasta 12%

Rampas auxiliares hasta 15%

Las gradientes influyen fuertemente en los costos de ventilación y del transporte. Por ello durante el planeamiento del sistema de transporte subterráneo deben considerarse los factores ambientales. Según lo dicho anteriormente la gradiente elegida para el Proyecto de la Rampa (-) 9774E será de 12%.(óptimo para el buen rendimiento de equipos)

4.2.1.3 RADIO DE CURVATURA

Estos radios se eligen en razón a los equipos a emplearse. Tenemos 2 tipos de curvatura que nos especifican en los catálogos:

a) Radio de curvatura interno (RI)

b) Radio de curvatura externo (RE).

El más usual es tener en cuenta el radio de curvatura interna, siendo éste el más cómodo u óptimo a fin de evitar choques accidentales, u otros problemas que interrumpen el normal tránsito, y así ser lo suficientemente amplio para que circulen los equipos sin ningún problema. Para elegir el radio de curvatura de una rampa, se considera el radio interno del equipo más grande en longitud, que se empleará.

Para los cálculos se tomará el radio de curvatura promedio que se obtiene por la siguiente fórmula:

$$R_p = \frac{R_i + R_e}{2}$$

Re = Radio externo = 18.5m

Ri = Radio interno = 14.5m

Rp = Radio promedio

En nuestro caso: Rp = 16.5 m

4.2.1.4 LONGITUD DE LA RAMPA

Es el metraje total de desarrollo que se realiza desde un nivel inferior a un nivel superior. Es muy importante determinar esta longitud para realizar el programa de desarrollo y determinar el costo de inversión. Longitud de la Rampa (-) 9774E será de 560 mts.

4.2.1.5 PERALTE

El peralte tiene por finalidad evitar la volcadura de los vehículos, ya que permite equilibrar la acción de la fuerza centrífuga ocasionado por el paso del equipo por una curva. Para el cálculo del peralte ha de intervenir las fuerzas centrífugas y gravitacionales; en este sentido tendremos que valernos de las siguientes fórmulas:

$$h = \frac{V^2 \cdot a}{R \cdot g}$$

h : Peralte en metros

V : Velocidad (m/s)

R : Radio de curvatura promedio en m

g : Aceleración de la gravedad (m/s²)

a : Ancho de la labor en m

El peralte para el proyecto es de 0.24 m.

4.2.1.6 TIPO DE RAMPA.-

Las rampas pueden ser construidas en tres tipos: En forma de "Y", en "Zig - Zag" y en "Espiral". Las rampas tipo "Y" y en Zig – Zag, son muy pocos usados actualmente. En nuestro proyecto utilizaremos el tipo

Ocho, por las siguientes razones:

Actualmente la mayoría de las empresas mineras que emplean el sistema de Track less, construyen las rampas en forma de Ocho, que tiene las siguientes características:

- a) El desarrollo por lo general empieza de la superficie en zona estéril y la longitud dependerá de la longitud de la veta.
- b) El diseño de la rampa en Ocho, se establece de acuerdo a los ejes de la familia predominante en la zona de desarrollo (estéril) y se hace por recomendaciones de estabilidad en la caja piso, considerando que los ejes de las familias no deben ser paralelos a la proyección de la rampa este tipo de rampa permite un mínimo porcentaje de paralelismo a uno de los ejes de discontinuidades o familias en su longitud de rampa (2% - 5%)
- c) La rampa entra con una pendiente en promedio de 12% y se disminuye en las curvas. Hasta un 10%.
- d) Se construye en material estéril o rocas duras y competentes.
- e) Estas rampas son utilizadas especialmente para servicios, transporte de maquinarias, materiales. Conectar niveles, tajeos, drowpoints, etc.

f) Se gana mayor elevación debido a las curvas de la rampa, lo cual es propicio para dejar puentes, por más de 30 mt. Y así poder diseñar los taladros con poco costo pero mayor producción.

4.2.2. Resumen de las Características Geométricas de la Rampa (-) 9774E.

- Tipo de Rampa : Ocho
- Gradiente Óptimo : 12%
- Sección de Rampa : 4.5 m x 4.5 m
- Radio de curvatura : 16.5 m
- Peralte : 0.24 m
- Longitud de Rampa : Variable según el contorno Geológico

4.2.3. Preparaciones de las Labores para Taladros Largos

Se contempla la construcción de labores mineras en desmonte para las chimeneas de ventilación, rampas de acceso solo al piso del cuerpo mineralizado con secciones de 4.0 x 4.0 m, construcción de un subnivel de ataque de 4.0 x 4.0 m de sección que interseca el cuerpo mineralizado en forma equidistante y la corta de caja a caja. Dentro del cuerpo mineralizado y a partir del sub nivel se avanzan galerías transversales a éstas y paralelas entre sí de sección de 4 x 4 m y espaciadas de acuerdo al dimensionamiento de los tajeos de cada sector, y con los pilares escudos de protección para no afectar la estabilidad de las galerías de extracción (Ver figura 4.1).

Una vez terminadas las galerías en la base del cuerpo se construye una chimenea VCR que nos sirve como cara libre para la construcción del slot, a partir de las galerías se realizan las operaciones unitarias de perforación

radial ascendente, la voladura de anillos, la limpieza y carguío de mineral y finalmente el transporte de mineral.

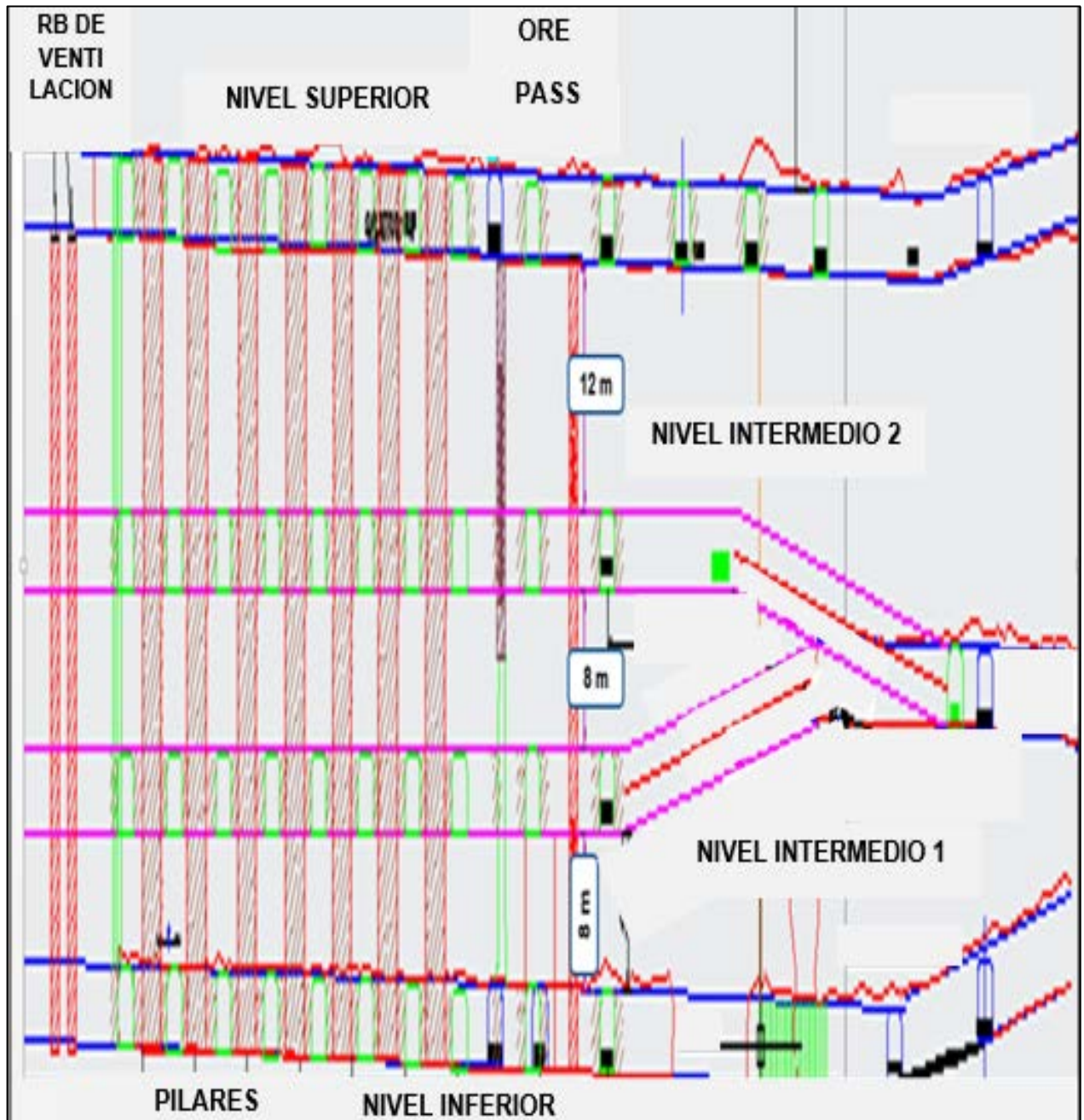


Figura 4.1. Vista en Sección Longitudinal del método de minado tajeo por subniveles con pilares corridos; con rampas de acceso solo al piso del cuerpo mineralizado con secciones de 4.0 x 4.0 m, construcción de un nivel Superior ,inferior y 2 niveles intermedios de ataque de 4.0 x 4.0 m de sección, que interseca el cuerpo mineralizado en forma equidistante y la corta de caja a caja.

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

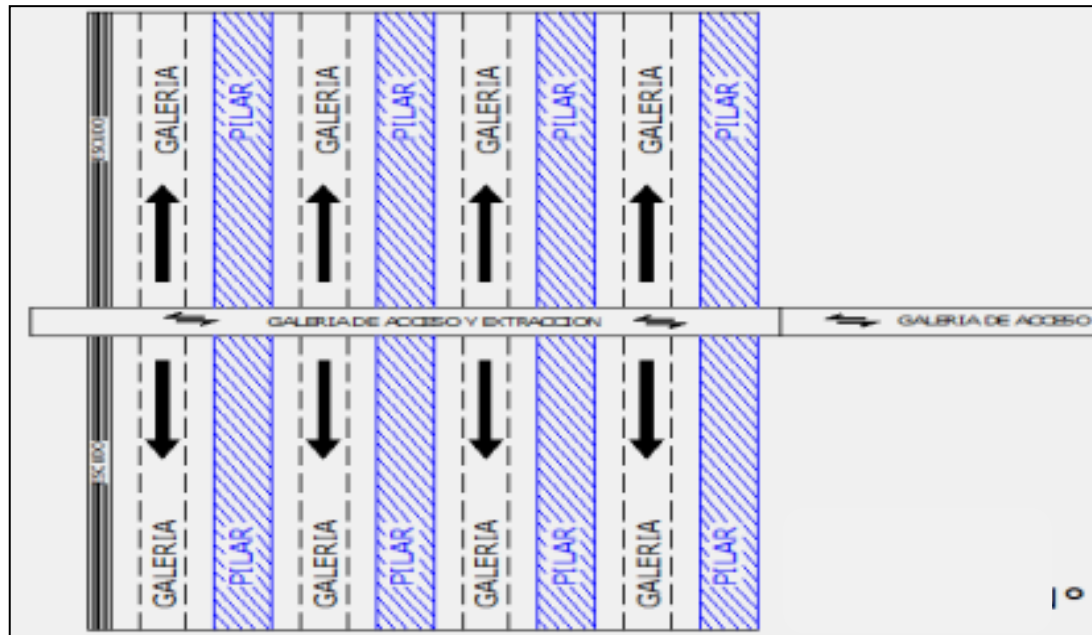


Figura 4.2 :Preparación a partir de la Galería de acceso del cual se avanzan galerías transversales a éstas y paralelas entre sí de sección de 4 x 4 m y las ventanas para el Slot de sección 4.0 m x 4.0 m

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

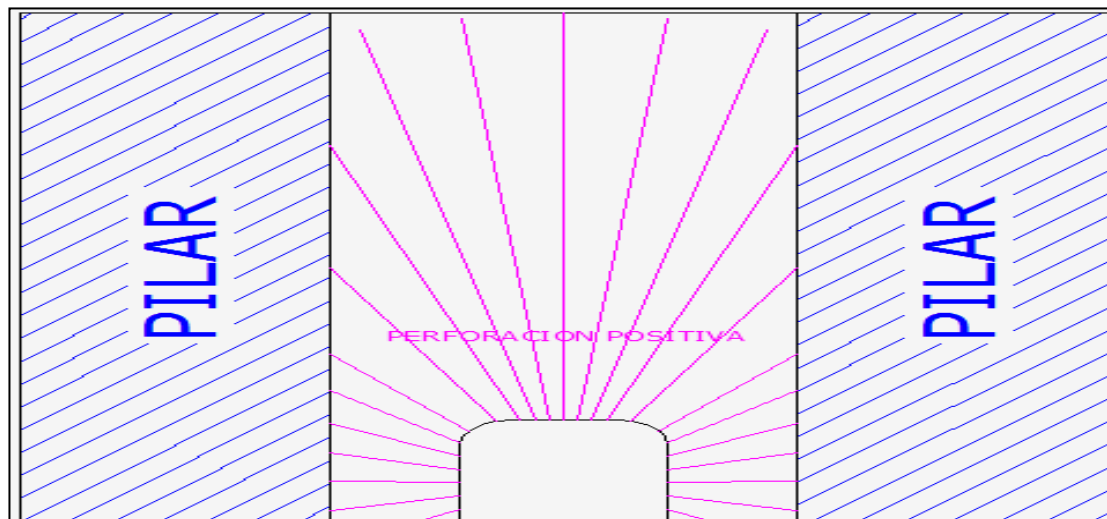


Figura 4.3: Vista en perfil del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos.

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Las dimensiones propuestas de las aberturas y pilares para la aplicación del método Tajeos por Subniveles se muestran en la Tabla 4.1.

Tabla 4.1: Dimensiones determinadas de los tajeos.

Zona	Altura del tajeo (m)	Ancho de Cámara (m)	Ancho de Pilar (m)	Altura de Puente
Bloque 9303	30	10	10	-
Bloque 9368	20	7	8	-
Bloque 9478	19	10	10	6
Bloque 9847	20	10	10	6

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros.

Las zonas donde se plantea dejar un pilar puente son aquellas donde hay minado con utilización del método de "Cámaras y Pilares Cuadrados" en la parte superior.

4.2.4. Etapas del método de minado por subniveles con Taladros Largos

En La Rampa (-) 9774E,. Cada 150m. de avance se ejecuta un crucero para acumulación y cámara de carguío del material. Desde dichos cruceros se ejecutan chimeneas de ventilación y servicios, como también cada 300mt. Se debe realizar una cámara de 5x5x12. La cual esta nos servirá como cámara de sub-estación la cual generara una energía de 440 voltios y nos servirá para

poder dar energía al Jumbo la cual será responsable de la perforación del frente de la Rampa (-) 9774E.

A continuación se muestra un esquema del diseño de la Rampa (-) 9774E, en planta y sección con 3 niveles relativamente un nivel superior, un inferior y un nivel intermedio de donde salen 2 Subniveles más, conjuntamente con las galerías para su delimitación de mineral y posteriormente para su diseño de taladros largos:

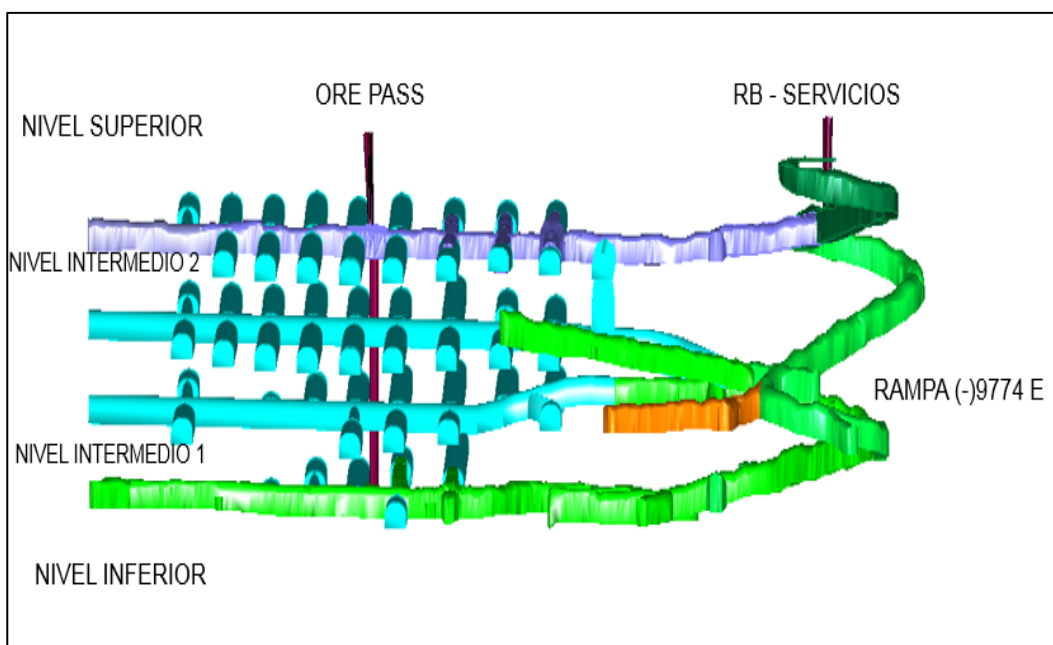


Figura 4.4: Sección Transversal del BLOOCK 9775 del diseño de la Rampa (-) 9774E, sección con 3 niveles relativamente; un nivel superior, un inferior y un nivel intermedio de donde salen 2 Subniveles más, conjuntamente con las galerías para su delimitación de mineral y posteriormente para su diseño de taladros largos

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

Galerías Superior (Sección 4.0 x 4.0).- Su objetivo preparar el block mineralizado por la parte superior, a partir de estas se ejecutarán los subniveles superiores dejando pilares corridos. Durante todo el proceso de minado servirá de acceso a personal, equipos y servicios.

Galerías Inferior (Sección 4.0 x 4.0).- Su objetivo preparar el block mineralizado por la parte inferior a partir de estas se ejecutarán los subniveles inferiores dejando pilares corridos. Servirá de acceso a personal, servicios y equipos. Aquí se realizara la limpieza y carguío de mineral.

Subnivel Superior e Inferior (Sección 4.0 x 4.0).- Su objetivo es realizar la perforación y voladura, por la parte inferior se realizara la limpieza del mineral.

Chimenea VCR (sección 2.1 x 2.1).- El VCR o Slot se ubicará al extremo del tajo donde comenzará la explotación. Concluida chimenea VCR, se ampliara la zanja slot, para continuar con los filas de producción.

Cámaras de Bombeo (sección 4.0 x 4.0).- Cámara con pendiente negativa de 15%, ubicada en la galería inferior, servirá para captar el agua generada por perforación y la filtración.

Cámaras de Acumulación y carguío (sección 4.0 x 4.0).- Cámaras ubicadas en la galería inferior, que servirán para la acumulación y el carguío del mineral roto.

4.2.5. Secuencia del método de minado por subniveles con Taladros Largos

Paso 1: Preparación de sub niveles superior e inferior con sección 4.0m x 4.0m (Jumbo-scooptram) y las ventanas para el Slot de sección 4.0 m x 4.0 m. (Ver figura 4.5).

Paso 2: Ejecución de las la Ch VCR de sección de 2.1m x2.1 m, en 02 etapas y generación de zanja slot (cara libre para las filas de los taladros de producción). (Ver figura 4.6).

Paso 3: Ejecución de la Zanja Slot

Paso 4: Acumulación de taladros de producción en forma de abanico/paralelo, según diseño. (Ver figura N° 4.7).

Paso 5: Voladura escalonada y limpieza de mineral con equipo LHD a control remoto. (Ver figura N° 4.7 y 4.8).

Paso 6: Relleno del tajeo con relleno hidráulico cementado. (Ver figura N° 4.9).

Paso 7: Continuando con el ciclo de minado, para la recuperación de pilares, se aperturan los cruceros superiores e inferior del primer tajeo secundario (primer pilar a recuperar). Luego se procede a disparar el mineral para su posterior limpieza. El tajeo secundario es rellenado y luego el siguiente tajeo primario. (Ver figura N° 4.10, 4.11, 4.12, 4.13 y 4.14).

<

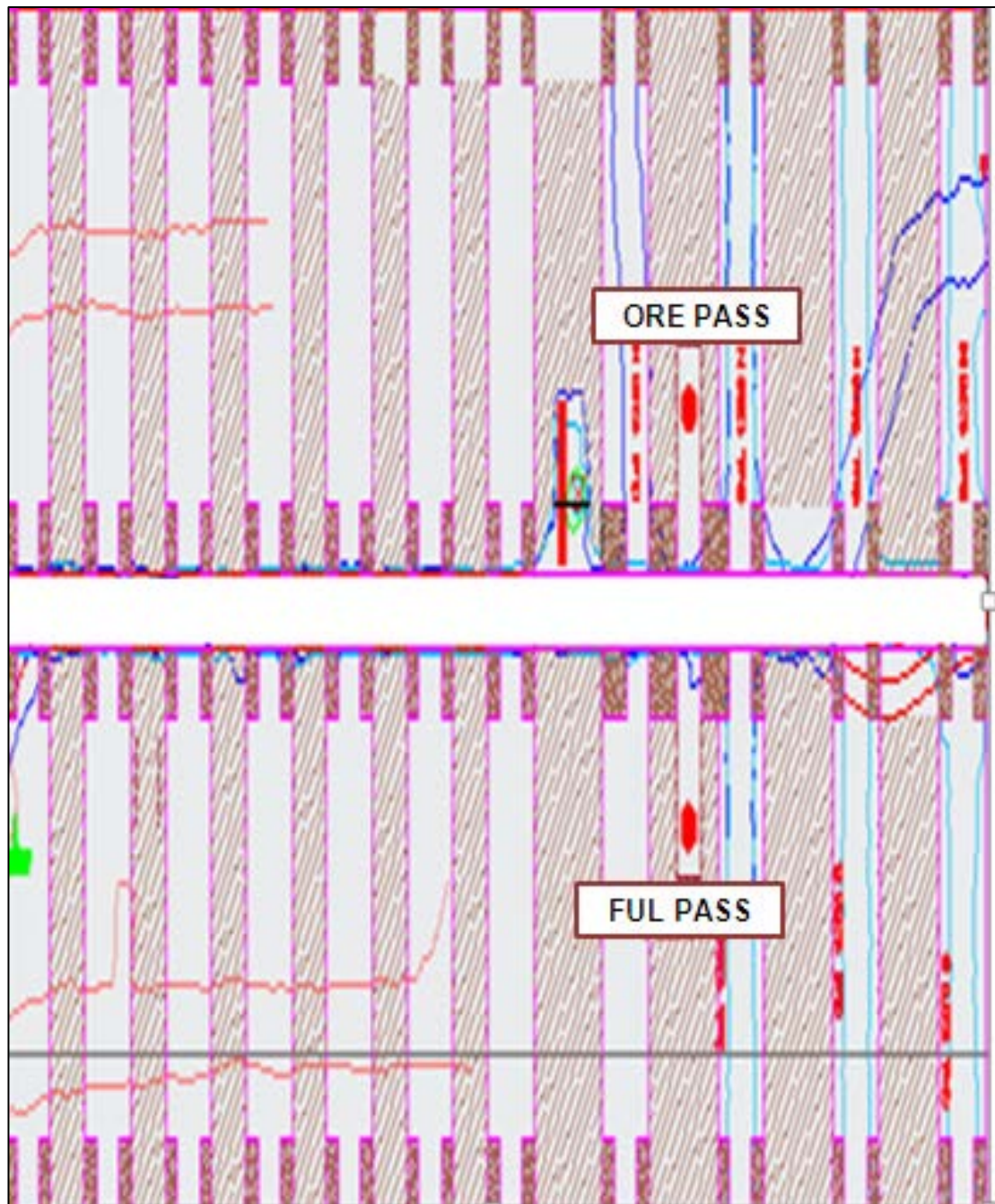


Figura 4.5: Vista en Planta del Block Mineralizado

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de
MSc. Ing. David Córdova Rojas

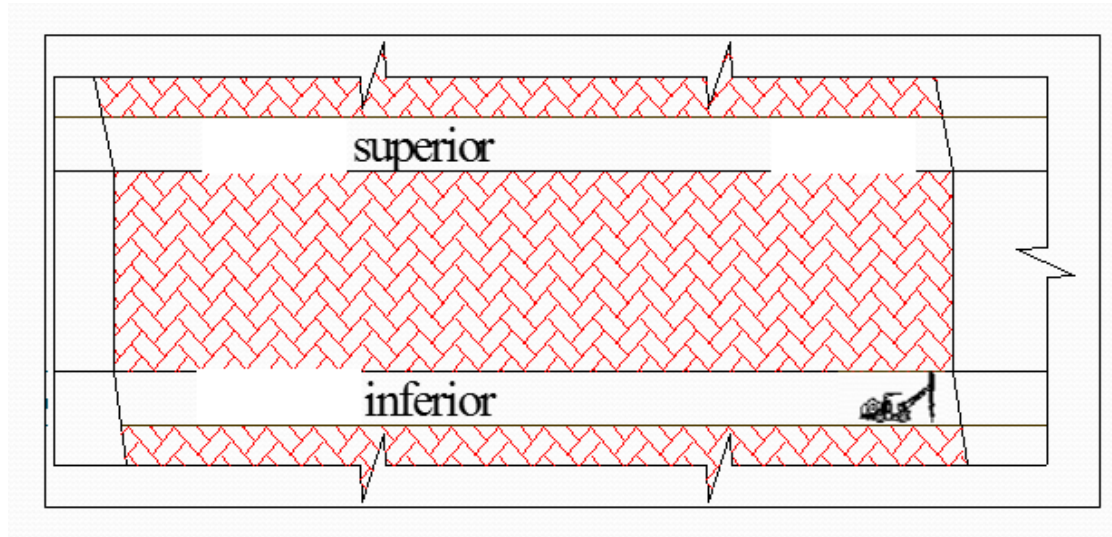


Figura 4.6: Explotación horizontal, niveles superior e inferior. Sección Transversal.
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de
MSc. Ing. David Córdova Rojas

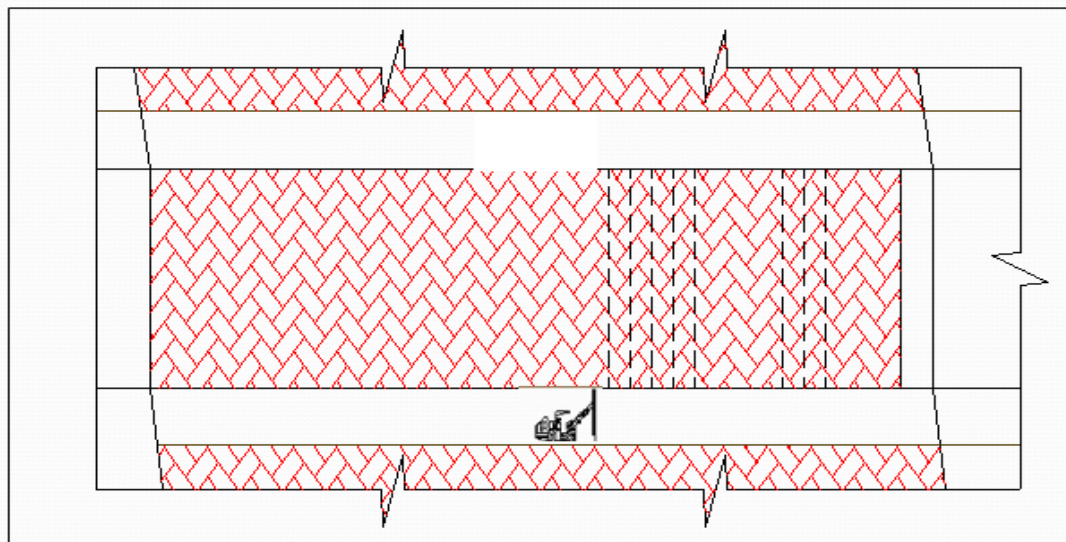


Figura 4.7: Explotación vertical, perforación con taladros para voladura controlada. Sección Transversal.
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de
MSc. Ing. David Córdova Rojas

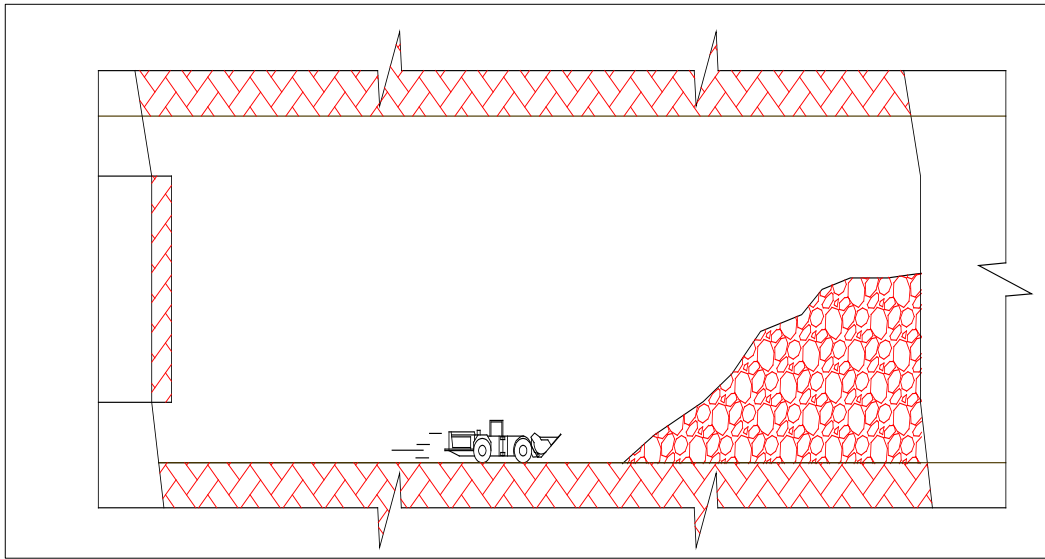


Figura 4.8: Limpieza del mineral roto, mediante scooptram diesel 6y3 a control remoto. Sección Transversal.

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

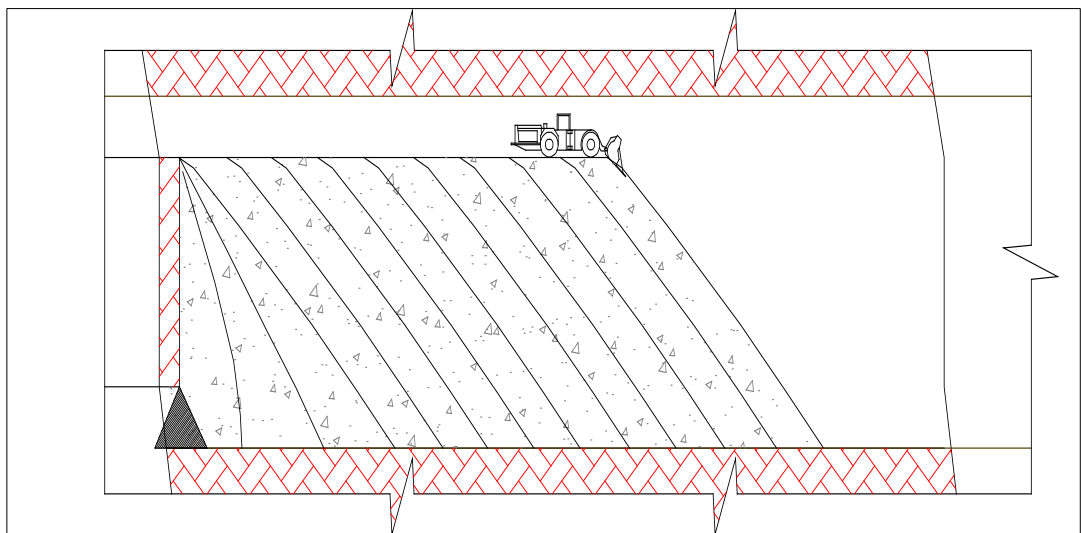


Figura 4.9: Relleno del tajeo con relleno hidráulico con cemento. Sección Transversal.

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

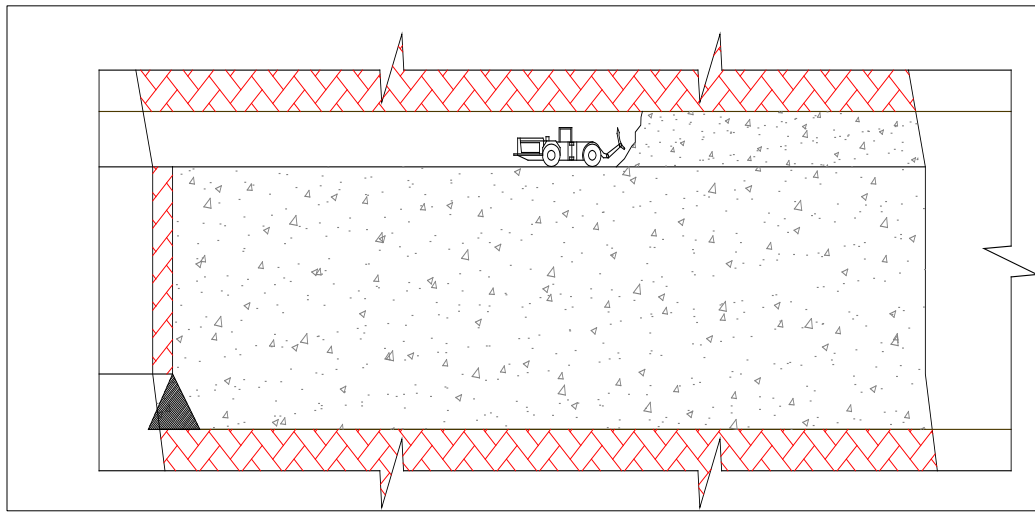


Figura 4.10: Topeo del relleno al techo con equipo rammer, jammer u otros. Sección Transversal.

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

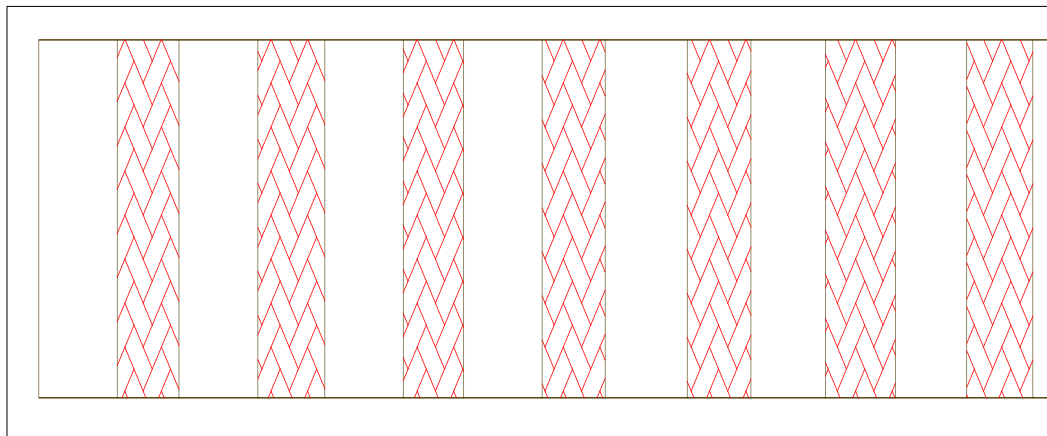


Figura 4.11: Condición inicial de los tajeos primarios (cámaras) y los pilares de mineral a ser recuperados (tajeos secundarios) , antes de iniciar la recuperación de los mismos. Sección Longitudinal.

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

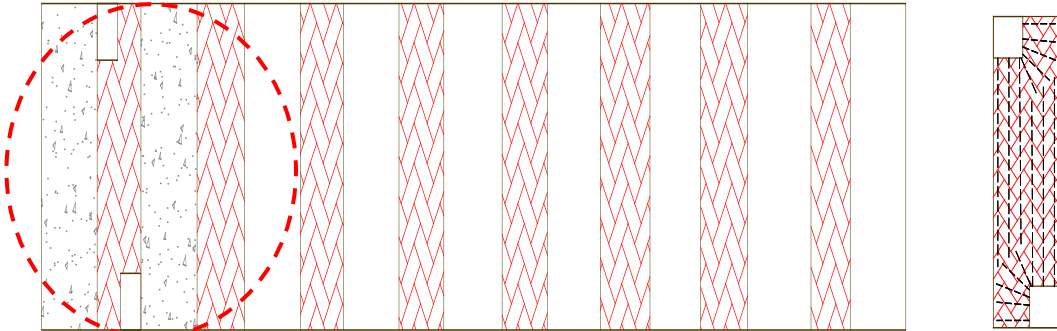


Figura 4.12: Continuación del minado, se abren los pilares superiores e inferiores del primer tajeo secundario (primer pilar a recuperar). Sección Longitudinal.

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

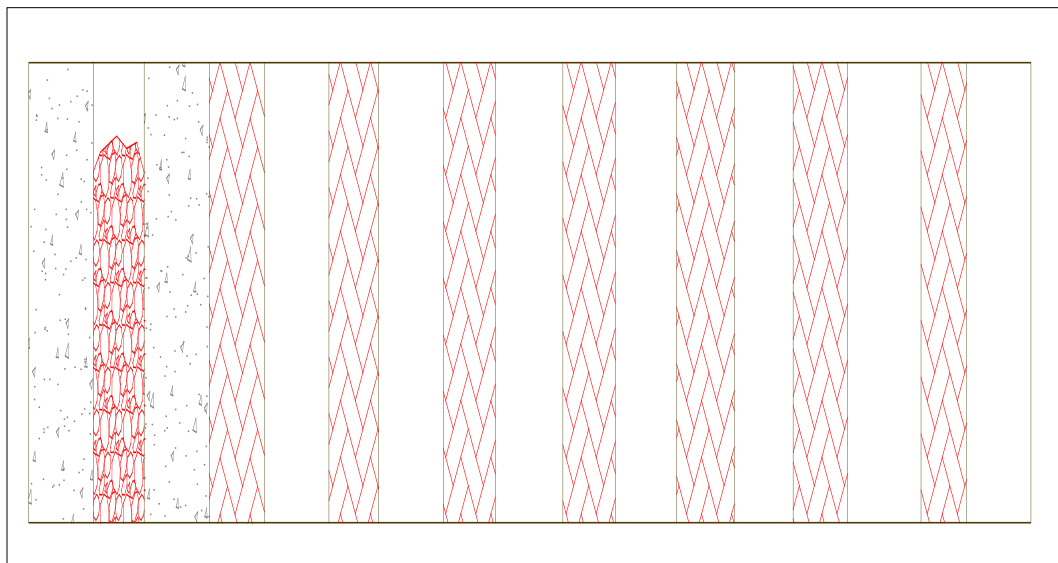


Figura 4.13: Se dispara el mineral para su posterior limpieza. Corte A-A' Sección Longitudinal.

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

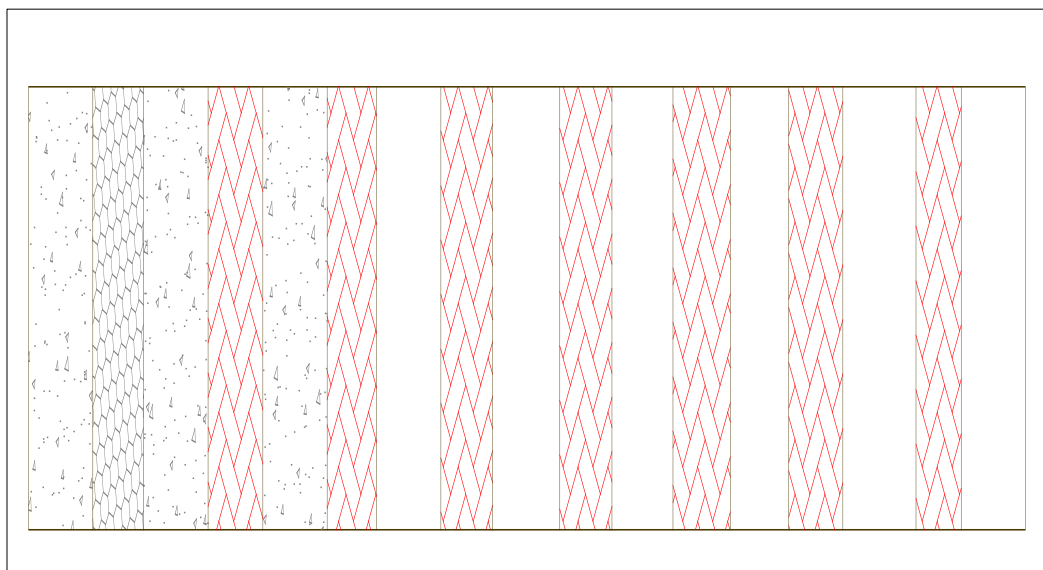


Figura 4.14: El tajeo secundario es relleno con cemento pobre, en algunos caso previa evaluación, sin cemento. Se rellena el siguiente tajeo primario con relleno cementado. Sección Longitudinal.

Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

4.2.6. Operaciones unitarias del método de minado por subniveles con Taladros Largos

4.2.6.1. Perforación

✓ Perforación de frentes

Se requiere un ratio de cubicación de 98 Tn/m por ello se necesita un avance promedio de 1200 m, en labores de preparación y desarrollo, para ello se cuenta con el equipo de perforación apropiado. (Ver Tabla 4.2).

Tabla 4.2: Equipos de perforación de frentes.

Equipo	Marca	Modelo	Año	Perforadora	Rendimiento (m/mes)
Jumbo Frontonero	Sandvik	Axera D05 - (1)	2005	Hxl5	300
Jumbo Frontonero	Sandvik	Axera D05 - (2)	2004	Hxl5	280
Jumbo Frontonero	Atlas Copco	SD1	2011	COP 1838	
Jumbo Frontonero	Atlas Copco	RB 281	2007	COP 1838	270
Jumbo Frontonero	Atlas Copco	RB 282	2010	COP 1838	430

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

✓ **Perforación de taladros largos**

Es la principal actividad en el minado por subniveles, esta operación requiere de bastante control, precisión antes y durante la perforación, con los equipos apropiados, de esto depende lograr una voladura óptima y eficiente. Ver Tabla 4.3.

Tabla 4.3: Equipos de perforación de taladros largos

Equipo	Marca	Modelo	Año	Perforadora	Rendimiento (m/Hr)
JumboTaladros Largos	Atlas Copco	Hibrido RB 281 (1)	2006	COP 1838	20
JumboTaladros Largos	Atlas Copco	Hibrido Axera 05 (3)	2004	COP 1838	20
JumboTaladros Largos	Atlas Copco	Simba S7D (4)	2010	COP 1638	25
JumboTaladros Largos	Atlas Copco	Simba S7D (5)	2010	COP 1638	25

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

La perforación de taladros largos se realiza en forma radial y también en paralelo, con un diámetro de 2,5 pulgadas y una longitud que va de 4 a 15 m. Por el tipo de terreno muchos de estos taladros son entubados con PVC de 2 pulgadas de diámetro.

Antes de iniciar la perforación la labor debe reunir las condiciones mínimas:

- Altura de la labor: 4.00 m.
- Ventilación a través de tercera línea y/o con mangas.
- Sostenimiento de acuerdo a las recomendaciones geomecánicas.
- Luminarias instaladas.
- Techo, piso limpio y horizontal.

- Malla de perforación (VCR, Slot y taladros de producción), marcadas en la labor.

El operador debe contar con lo siguiente:

- Plano geomecánico (vista en planta, sección longitudinal y sección transversal)
- Malla de perforación donde debe indicarse lo más exacto posible las longitudes de perforación.

Durante la perforación se realizan controles de calidad de ejecución de los taladros perforados de acuerdo al diseño, esto se logra mediante el levantamiento topográfico, en caso de encontrarse desviaciones se procede a su corrección. Las mallas de perforación y la longitud de los taladros están en función al análisis geomecánico y la geología del yacimiento. Toda la información obtenida y/o elaborada debe archivar estrictamente, con la finalidad de realizar evaluaciones y mejorar continuas en el proceso.

✓ **Cálculos para los diseño de burden y espaciamiento**

Diseño de la Malla Perforación y Voladura

Para el cálculo del burden se utiliza el modelo de Pearse.

Dónde:

$$B = \left(K \times \frac{D}{1000} \right) \times \sqrt{\left(\frac{P}{Std} \right)}$$

B = Burden

K = Constante que depende de la carga explosiva y de la roca (0.7 – 1.0)

D = Diámetro de taladro (mm)

P = Presión de detonación de la carga explosiva (kg/cm²)

Std = Resistencia tensiva dinámica de la roca (kg/cm²).

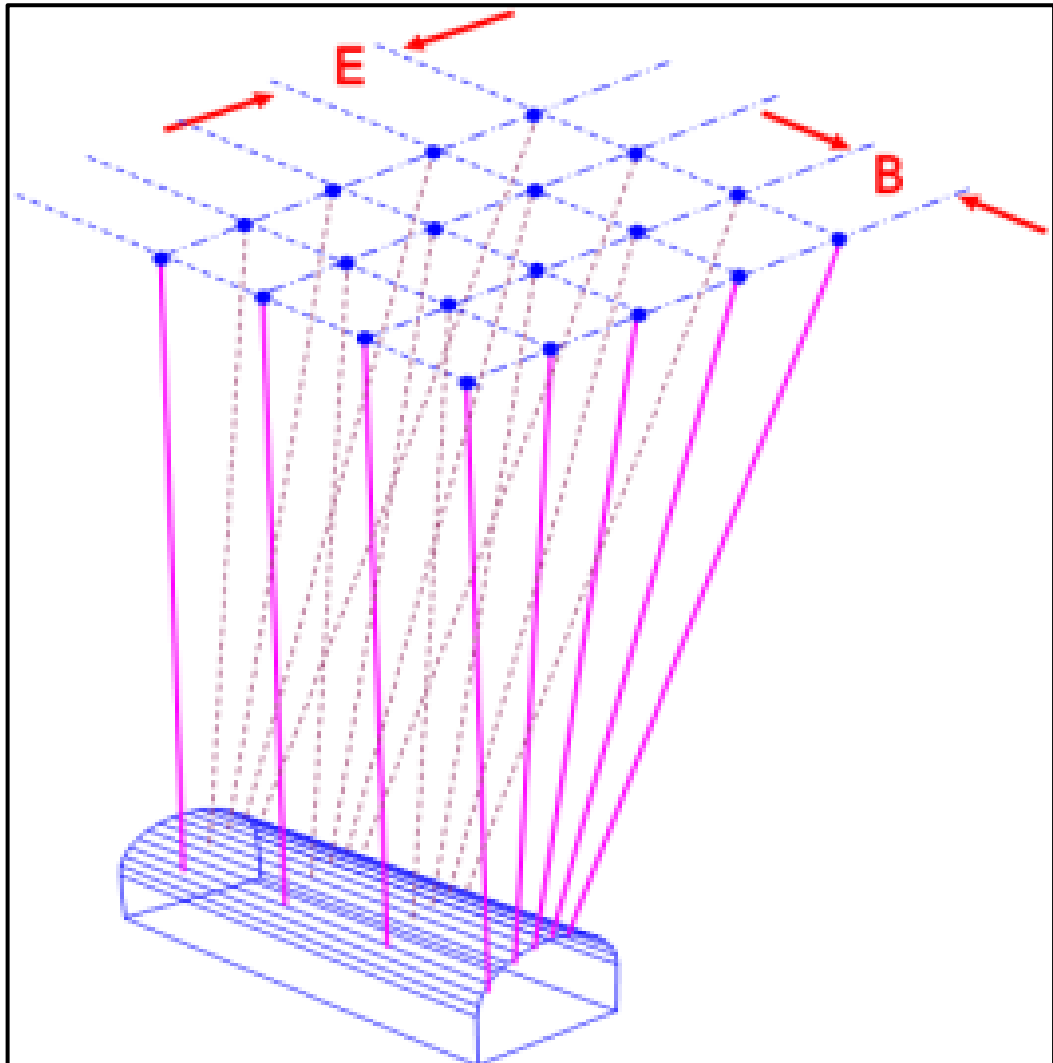


Figura 4.15: Burden y Espaciamiento en Taladros Largos.

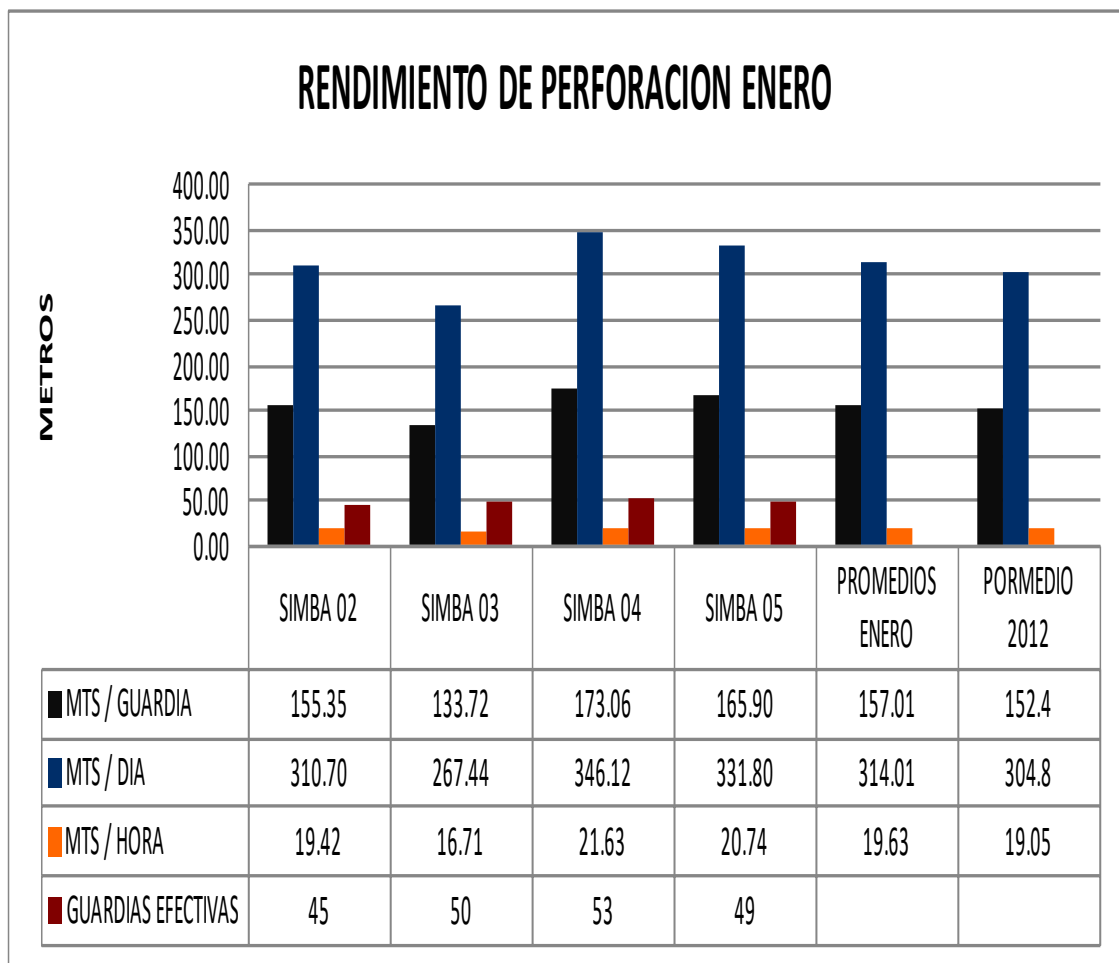
Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

✓ **Indicadores y Rendimientos**

El registro, control de los indicadores y rendimientos nos permite evaluar permanentemente los rendimientos de los equipos, aceros de perforación y otros. De igual forma garantizar los parámetros en presión y energía de trabajo.

• Indicadores de Perforación

**Tabla 4.4: Rendimiento de Perforación en taladros largos
(Año 2012 vs Enero 2013).**



Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.5: Consumo de Aceros de Perforación en Taladros Largos

Enero 2013

EQUIPO	MODELO	MTS PERFORADOS	BROCA DE 64 mm	BARRA DE 5'(UND)	SHANK 1838X525mm	DOMO 127 mm	TOTAL ACEROS
SIMBA HIBRIDO 02	ATLAS	5655.59	44	20	4	1	69
SIMBA HIBRIDO 03	ATLAS	6694.00	28	10	3	1	42
SIMBA S7D 04	ATLAS	8283.70	32	20	6	0	58
SIMBA S7D 05	ATLAS	7676.57	20	20	4	3	47
TOTAL		28309.86	124.00	70.00	17	5	216

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

Tabla 4.6: Rendimiento de Aceros de Perforación en taladros largos

Enero 2013

		BROCA 64mm		BARRA 5' T38		SHANK	
EQUIPOS	MTS PERFORAD	REND CONTRATO	REND REAL	REND CONTRATO	REND REAL	REND CONTRATO	REND REAL
SIMBA HIBRIDO 02	5655.59	170.00	128.54	140	282.78	1300	1413.90
SIMBA HIBRIDO 03	6694.00	170.00	239.07	140	669.40	1300	2231.33
SIMBA S7D 04	8283.70	200.00	258.87	190	414.18	1300	1380.62
SIMBA S7D 05	7676.57	200.00	383.83	190	383.83	1300	1919.14

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.7.: Análisis del Costo por Metro Perforados en taladros largos

SIMBA N-2 Enero 2013

SIMBA N° 02				
DESCRIPCION	UND	TOTAL CANTIDAD	PRECIO \$	TOTAL PRECIO
Suma de BROCADE 64 MM	Unidad	44	149.41	6574.04
Suma de SHANK 1838 525mm	Unidad	4	254.47	1017.88
Suma de SHANK 1838 435mm	Unidad	0	254.47	0
Suma de RIMADORA 127 mm	Unidad	0	765.00	0
Suma de ADAPPILOTO	Unidad	0	236.00	0
Suma de DOMO 127 mm	Unidad	1	366.00	366
Suma de BARRA DE 04'	Unidad	0	315.03	0
Suma de BARRA DE 05'	Unidad	20	315.03	6300.6
TOTAL COSTO				14258.52
TOTAL METROS PERFORADOS				5655.59
\$ X METRO PERFORADO				2.521

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.8.: Análisis del Costo por Metro Perforados en taladros largos

SIMBA N-3 Enero 2013

SIMBA N° 03				
DESCRIPCION	UND	TOTAL CANTIDAD	PRECIO \$	TOTAL PRECIO
Suma de BROCADE 64 MM	Unidad	28	149.41	4183.48
Suma de SHANK 1838 525mm	Unidad	4	254.47	1017.88
Suma de SHANK 1838 435mm	Unidad	0	254.47	0
Suma de RIMADORA 127 mm	Unidad	0	765.00	0
Suma de ADAPPILOTO	Unidad	0	236.00	0
Suma de DOMO 127 mm	Unidad	1	366.00	366
Suma de BARRA DE 04'	Unidad	0	315.03	0
Suma de BARRA DE 05'	Unidad	10	315.03	3150.3
TOTAL COSTO				8717.66
TOTAL METROS PERFORADOS				6694.00
\$ X METRO PERFORADO				1.302

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.9.: Análisis del Costo por Metro Perforados en taladros largos

SIMBA N-4 Enero 2013

SIMBA N° 04				
DESCRIPCION	UND	TOTAL CANTIDAD	PRECIO \$	TOTAL PRECIO
Suma de BROCA DE 64 MM	Unidad	32	149.41	4781.12
Suma de SHANK 1838 525mm	Unidad	6	254.47	1526.82
Suma de SHANK 1838 435mm	Unidad	0	254.47	0
Suma de RIMADORA 127 mm	Unidad	0	765.00	0
Suma de ADAPPILOTO	Unidad	0	236.00	0
Suma de DOMO 127 mm	Unidad	0	366.00	0
Suma de BARRA DE 04'	Unidad	0	315.03	0
Suma de BARRA DE 05'	Unidad	20	315.03	6300.6
TOTAL COSTO				12608.54
TOTAL METROS PERFORADOS				8283.70
\$ X METRO PERFORADO				1.522

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.10.: Análisis del Costo por Metro Perforados en taladros largos

SIMBA N-5 Enero 2013

SIMBA N° 05				
DESCRIPCION	UND	TOTAL CANTIDAD	PRECIO \$	TOTAL PRECIO
Suma de BROCA DE 64 MM	Unidad	20	149.41	2988.2
Suma de SHANK 1838 525mm	Unidad	4	254.47	1017.88
Suma de SHANK 1838 435mm	Unidad	0	254.47	0
Suma de RIMADORA 127 mm	Unidad	0	765.00	0
Suma de ADAPPILOTO	Unidad	0	236.00	0
Suma de DOMO 127 mm	Unidad	3	366.00	1098
Suma de BARRA DE 04'	Unidad	0	315.03	0
Suma de BARRA DE 05'	Unidad	20	315.03	6300.6
TOTAL COSTO				11404.68
TOTAL METROS PERFORADOS				7676.57
\$ X METRO PERFORADO				1.486

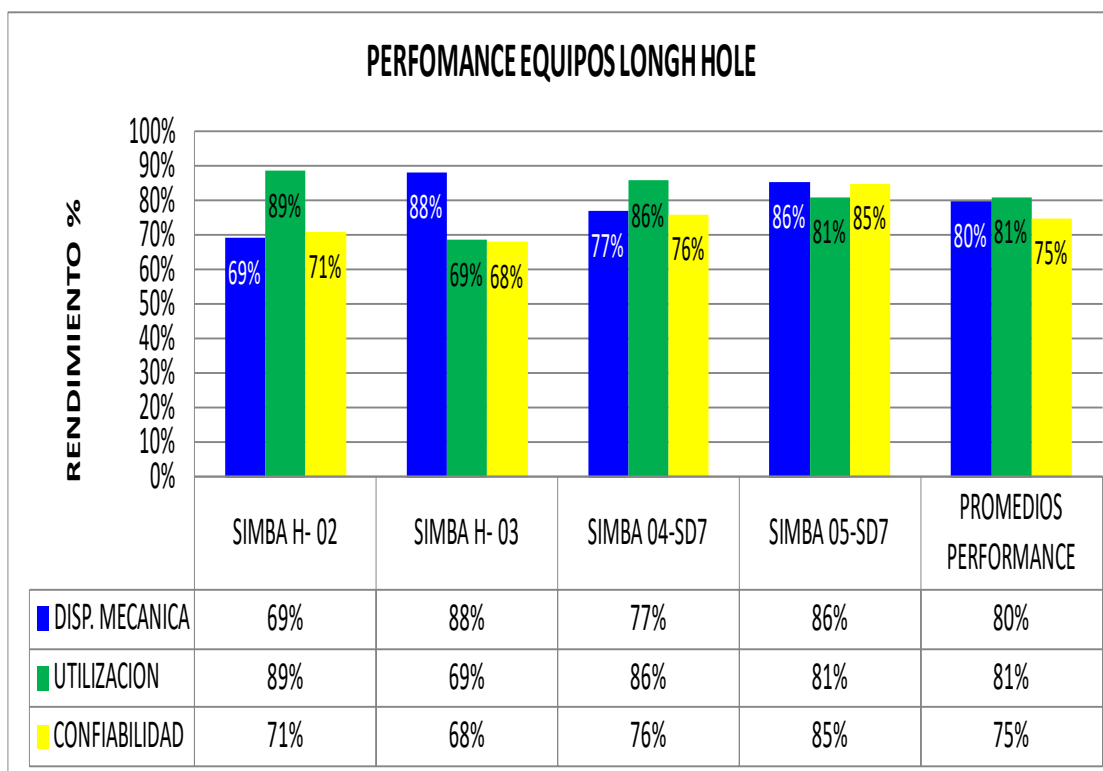
Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

**Tabla 4.11.: Análisis del Costo por Metro Perforados en taladros largos
Promedio de la Flota de Simbas - Enero 2013**

	SIMBA N° 02	SIMBA N° 03	SIMBA N° 04	SIMBA N° 05	TOTAL
PRECIO DE ACEROS	14258.52	8717.66	12608.54	11404.68	46989.40
METROS PERFORADOS	5655.59	6694.00	8283.70	7676.57	28309.86
COSTO X METRO PERF.	2.52	1.30	1.52	1.49	1.66

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

**Tabla 4.12: Performance de Los Equipos de Perforación en taladros largos
Enero 2013**



Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

4.2.6.2 Voladura Vcr y Slot

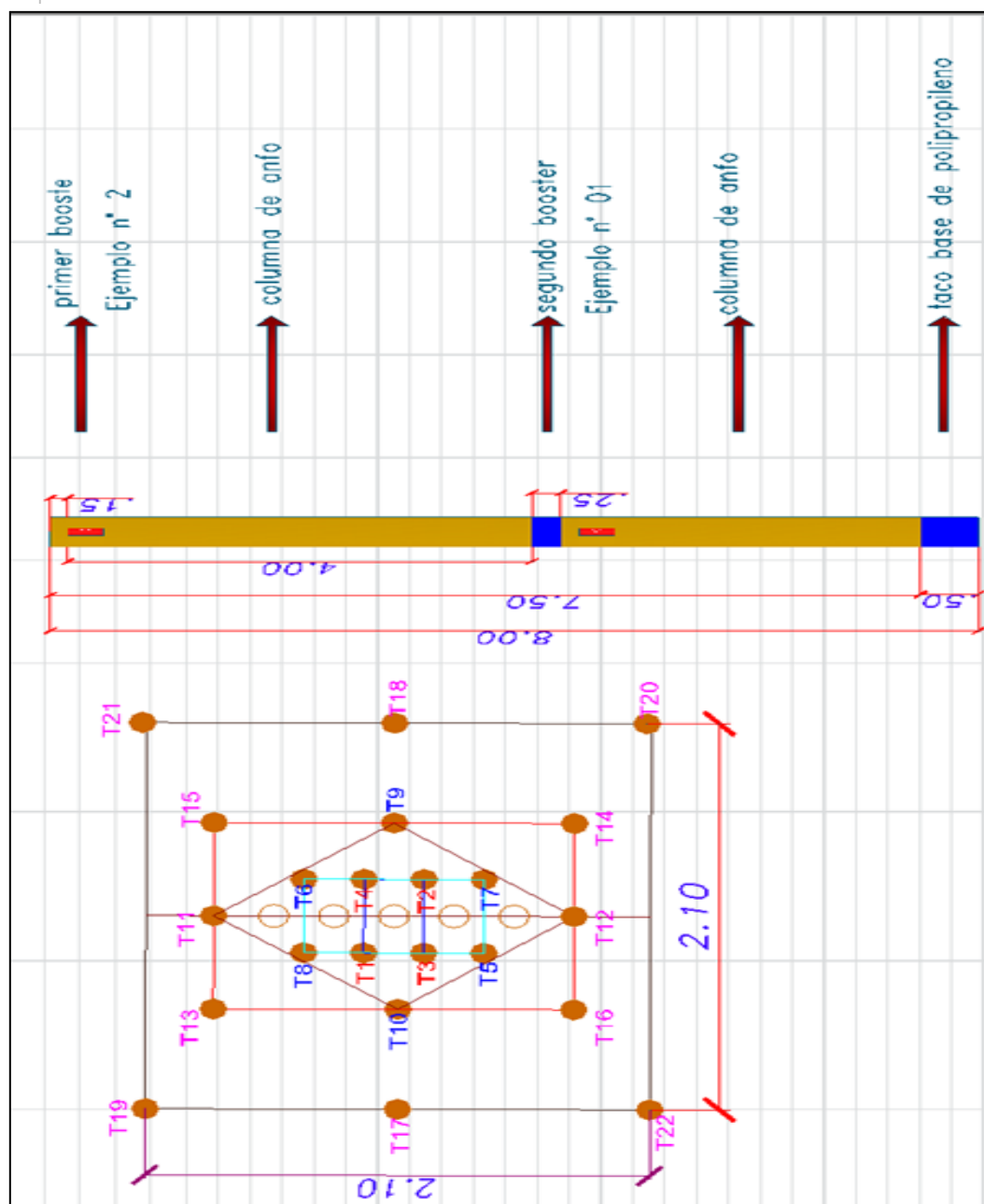


Figura 4.16: Esquema de carguío VCR

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Una vez concluido el VCR y el slot, la secuencia de la voladura debe realizarse en forma escalonada y en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales, dependiendo de la carga operante autorizada para la zona de minado se puede disparar dos o tres filas primero por la parte superior y luego por la parte inferior, con esto dará estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajen como enormes pilares. No debe trabajarse bajo ninguna circunstancia sin el plano de levantamiento topográfico de los taladros y sin la hoja de carga autorizada por el Jefe de área, en el que el disparador registra la cantidad del explosivo utilizado y resultados del disparo.

Se debe tener en consideración las discontinuidades, planos, fallas, zonas de fracturas especialmente si son paralelas a los estratos, de ser muy fuertes es preferible que deba quedar esa parte como pilar.

En el siguiente gráfico mostramos la forma de perforación y el diseño de carguío de Taladros largos en radial.

Tabla 4.14: Diseño de carguío de taladros largos en Radial

DESIGN OF BLAST LONG DRILLS - 8 METROS									
DATA AND FACTORS OF THE BLAST					EXPLOSIVES AND ACCESSORIES				
WIDE	8,00	m			ANFO	90	kg		
HEIGHT OF BANK	12,00	m			BOOSTER 1/3 LB	24	und		
BURDEN	1,5	m			KG. TOTAL	90	kg		
ESPACIAMIENTO	1,5	m			KILOGRAMO X METRO	1,53	kg/m		
PERFORATED TOTAL METERS	76	m			CARGA OPERANTE	5,9	kg/ret		
Nº OF DRILLS	17	und			CARMIX	2	und		
TOTAL VOLUMEN	120	m ³			PENTACOR	20	m		
BROKEN TONS	384	tn							
TONS METER	5,1	tn/m							
FACTOR DE POTENCIA	0,75	kg/m ³							
FACTOR DE CARGA	0,23	kg/tn							
									1º FILA
Nº OF DRILL	LENGTH OF DRILL	MARK BASE	MARK AIRDECK	MARK END	LENGTH TO LOAD	ANFO OFAMOUNT	CONSTANTS	BOOSTER 1/3 LB	EXIT SEQUENCE
1	2,00	0,00	0,00	0,50	1,50	2,3	K ₂	1	20
2	2,01	0,00	0,00	0,50	1,51	2,3	K ₂	1	18
3	2,12	0,00	0,00	0,50	1,62	2,5	K ₂	1	17
4	2,51	0,00	0,00	0,50	2,01	3,1	K ₂	1	16
5	3,25	0,00	0,00	0,50	2,75	4,2	K ₂	1	15
6	5,31	0,00	0,00	1,86	3,45	5,3	K ₁	2	11*12
7	8,58	0,00	0,00	0,87	7,71	11,8	K ₂	2	7*8
8	8,14	0,00	0,00	2,86	5,28	8,1	K ₁	2	3*4
9	8,00	0,00	0,00	0,80	7,20	11,0	K ₂	2	1*2
10	8,14	0,00	0,00	2,86	5,28	8,1	K ₁	2	5*6
11	8,58	0,00	0,00	0,87	7,71	11,8	K ₂	2	9*10
12	5,31	0,00	0,00	1,86	3,45	5,3	K ₁	2	13*14
13	3,25	0,00	0,00	0,50	2,75	4,2	K ₂	1	15
14	2,51	0,00	0,00	0,50	2,01	3,1	K ₂	1	16
15	2,12	0,00	0,00	0,50	1,62	2,5	K ₂	1	17
16	2,01	0,00	0,00	0,50	1,51	2,3	K ₂	1	18
17	2,00	0,00	0,00	0,50	1,50	2,3	K ₂	1	19
subtotal	76				59	90		24	

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

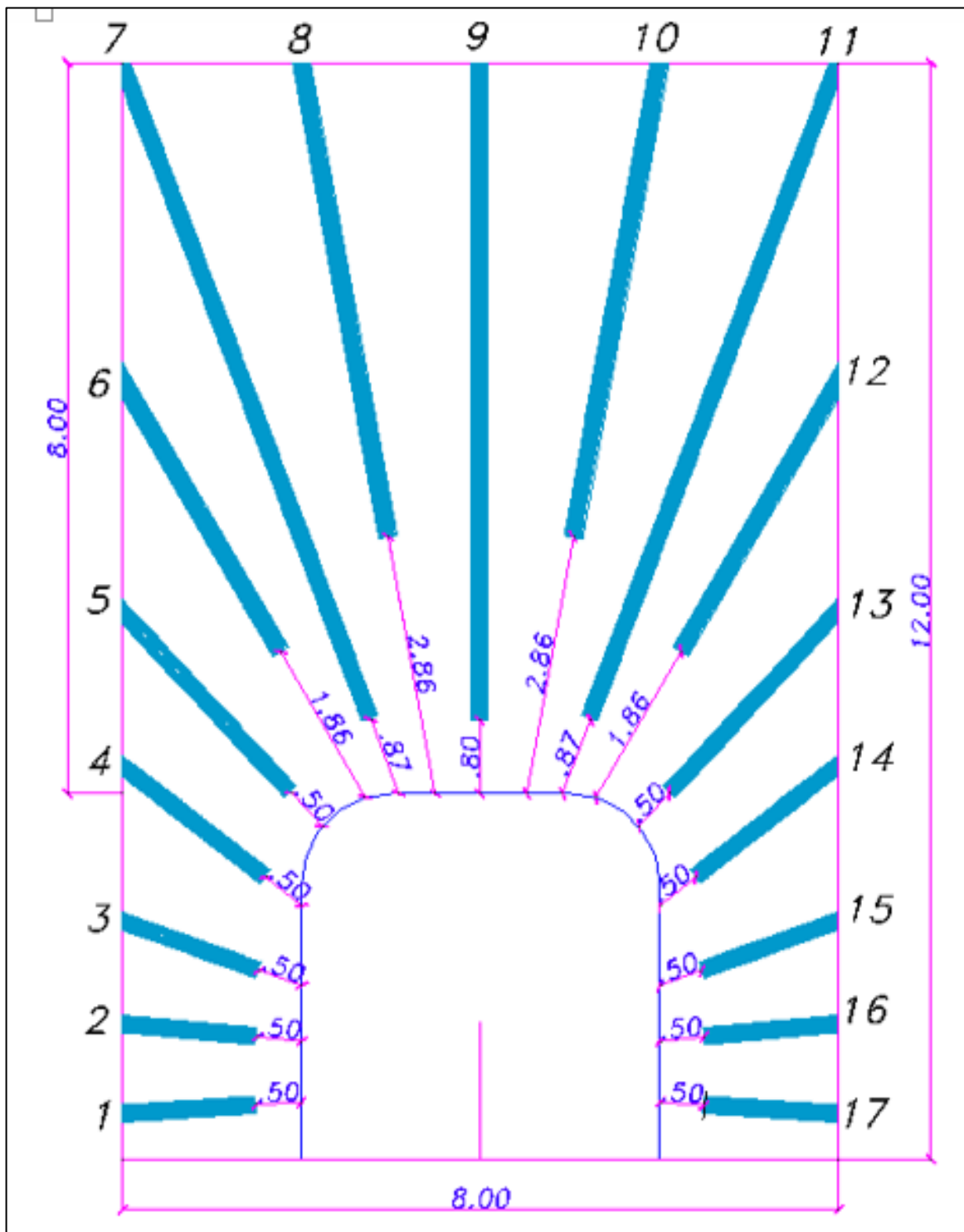


Figura 4.17: Diseño de voladura taladros en abanico

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.15: Diseño de carguío de taladros largos en Paralelo

DESIGN OF BLAST LONG DRILLS - 16 METROS									
DATA AND FACTORS OF THE BLAST					EXPLOSIVES AND ACCESSORIES				
WIDE	8,00	m							
HEIGHT OF BANK	16,00	m							
BURDEN	1,5	m							
ESPACIAMIENTO	1,5	m							
PERFORATED TOTAL METERS	88	m							
Nº OF DRILLS	6	und							
TOTAL VOLUMEN	168	m ³							
BROKEN TONS	538	tn							
TONS METER	6,1	tn/m							
FACTOR DE POTENCIA	0,84	kg/m ³							
FACTOR DE CARGA	0,26	kg/tn							
									1º FILA
Nº OF DRILL	LENGTH OF DRILL	MARK BASE	MARK AIRDECK	MARK END	LENGTH TO LOAD	ANFO OFAMOUNT	CONSTANTS	BOOSTER 1/3 LB	EXIT SEQUENCE
1	16,00		-	1,00	<u>15,00</u>	26,0	-	3	14 - 15 - 16
2	16,00		-	1,00	<u>15,00</u>	26,0	-	3	8 - 9 - 10
3	12,00	0,50	-	1,00	<u>10,50</u>	18,2	-	2	1 - 2
4	12,00	0,50	-	1,00	<u>10,50</u>	18,2	-	2	3 - 4
5	16,00		-	1,00	<u>15,00</u>	26,0	-	3	5 - 6 - 7
6	16,00		-	1,00	<u>15,00</u>	26,0	-	3	11 - 12 - 13
subtotal	88				81	141		16	

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

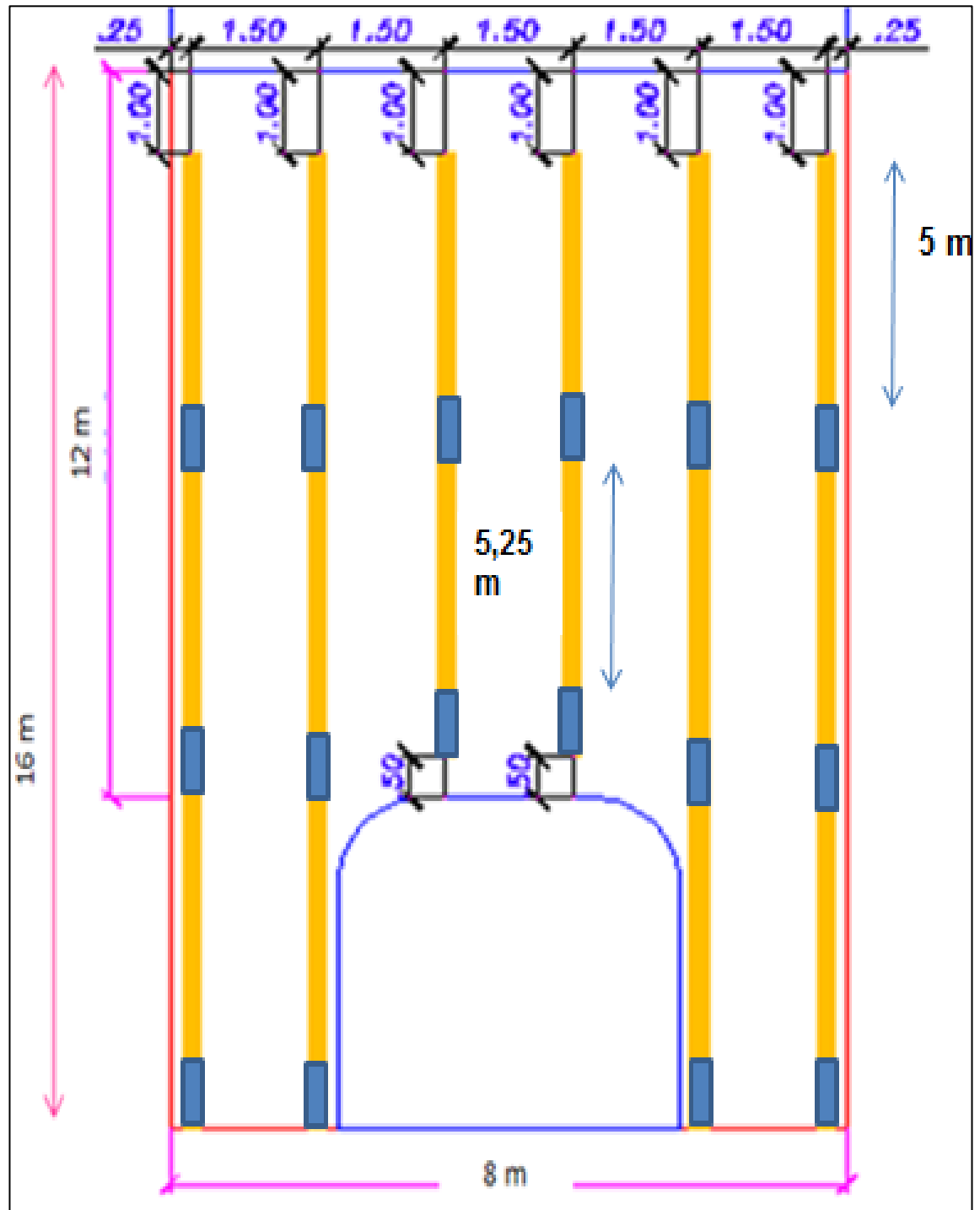
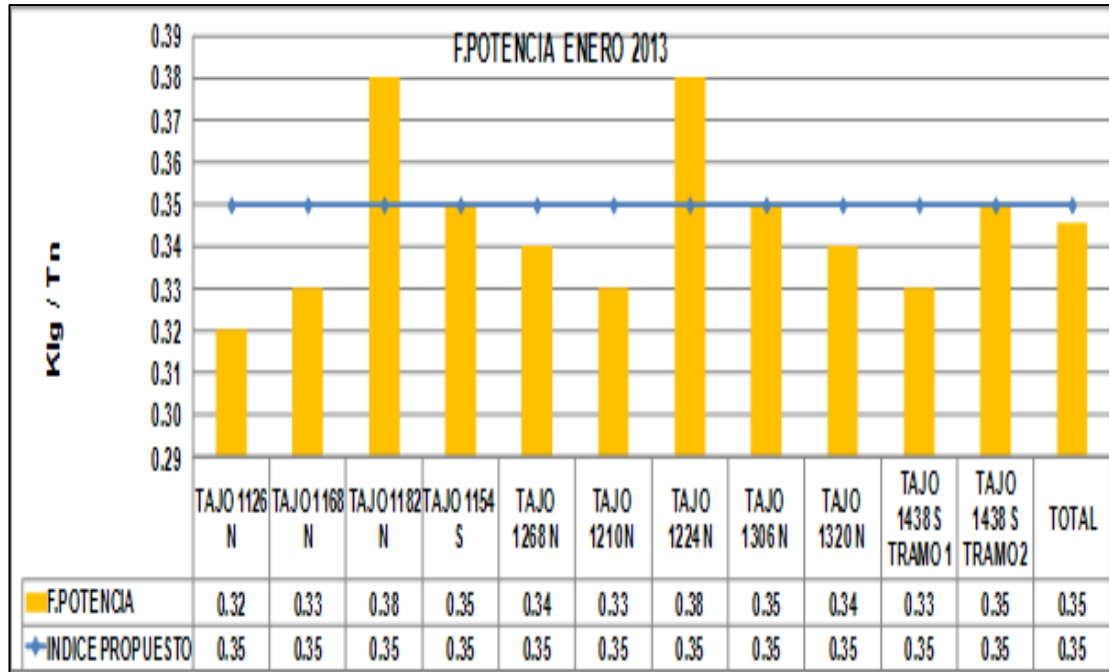


Figura 4.18: Diseño de voladura taladros en Paralelo

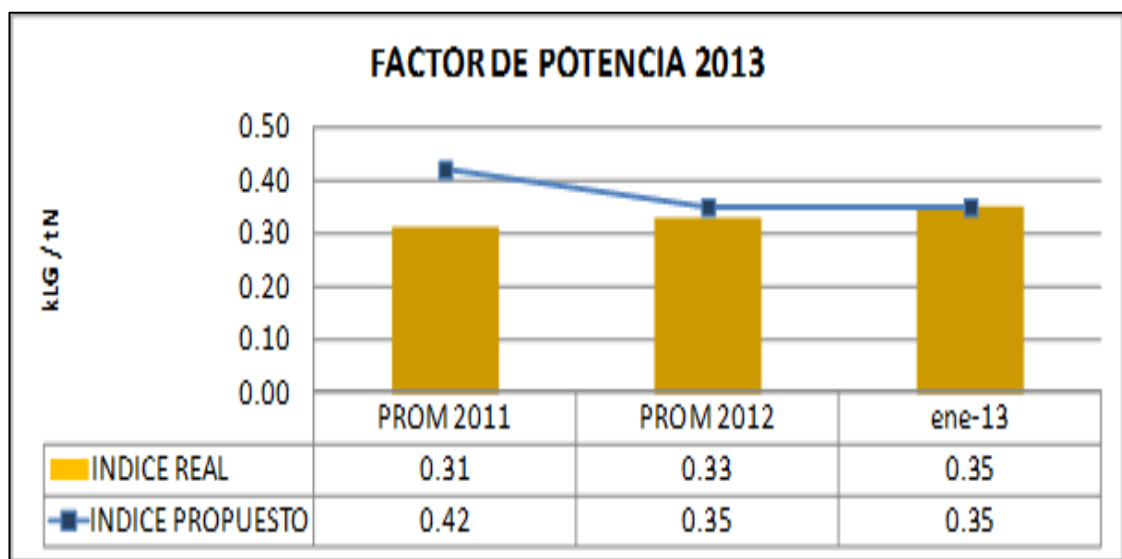
Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.16: Factor de Potencia en taladros largos



Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.17: Comparación de Promedios de Factor de Potencia en taladros largos



Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

✓ **Monitoreo de vibraciones**

Los mantos tienen de encampane de 100 a 150 m, con la comunidad campesina de Smelter, por lo que es vital controlar las vibraciones excesivas del terreno que son causadas ya sea por colocar demasiada carga explosiva dentro del taladro o por el inapropiado diseño de la voladura, especialmente en lo referente a la secuencia de salidas, de manera que si se detona simultáneamente varios taladros ocasiona mayor concentración de la carga operante y mayor daño al macizo rocoso o porque parte de la energía que no es utilizada en fragmentar y desplazar la roca producirá vibraciones.

Tabla 4.18: Explosivos empleados en la voladura de SLS.

Explosivos	Unidad	Cant. Prom. Mes
Exsanel		
12M	Und	3200
Exsanel		
18M	Und	1100
Carmix	Und	250
Booster	Und	3500
Cordon		
Detonante	M	2700
Emulex		
65%	Und	3000
Emulex		
80%	Und	2500
Anfo	Kg	29500

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.



Event Report

Fecha/Hora Long en 06:35:53 Marzo 14, 2013
 Origen del Disparo Geo: 0.510 mm/s
 Rango Geo: 31.7 mm/s
 Tiempo Registro 9.0 seg en 1024 sps
 Num Trabajo 1

Numero de Serial BE16816 V 10.40-8.17 MiniMate Plus
 Nivel de Bateria 6.0 Voltios
 Unit Calibration Octubre 3, 2012 by Geoinstruments
 Nombre del Archivo R816EPSQ.BT0

Notas

Location: Marca Punta Norte
 Client: Sociedad Minera El Brocal
 User Name: Perforacion y Voladura
 General: El Brocal - JRC

Extended Notes

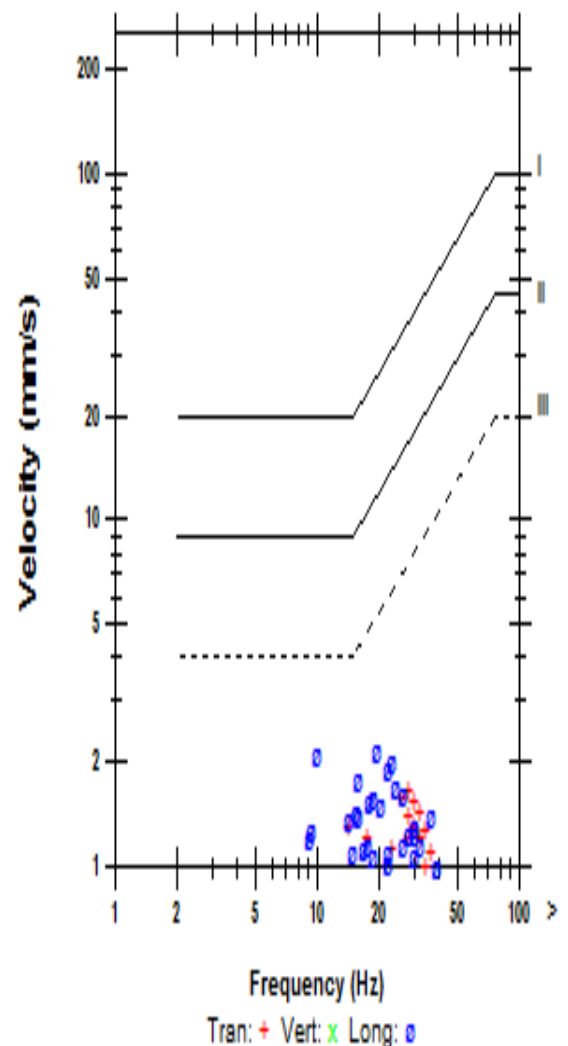
Microfono

P SPL 1.00 pa.(L) en 0.091 seg
 Frecuencia ZC 34 Hz
 Prueba de Canal Check (Frec = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	1.65	0.730	2.14	mm/s
Frecuencia ZC	28	26	20	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	0.723	0.766	0.978	seg
Aceleracion del Pico	0.0331	0.0133	0.0779	g
Desplazamiento del Pico	0.0115	0.00571	0.0274	mm
Chequeo de Sensores	Paso	Paso	Check	
Frequency	7.5	7.7	10.3	Hz
Overswing Ratio	3.9	3.8	5.4	

Pico Vector Suma 2.27 mm/s en 0.700 seg

CRITERIO PREVENCIÓN (UNE 22.381)



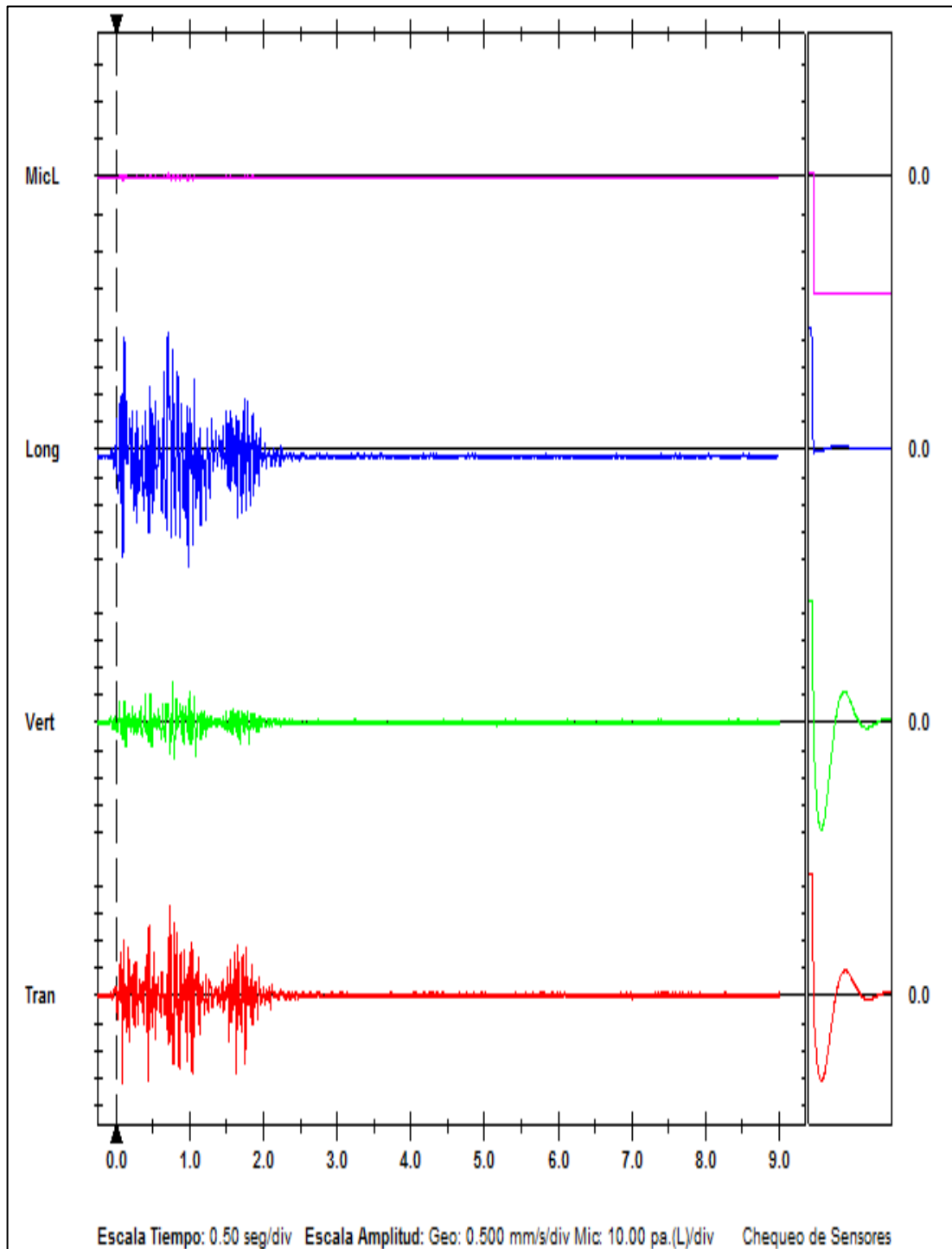


Figura 4.19: Reporte del sismógrafo A (Vpp en mm/s)

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.



Event Report

Fecha/Hora Long en 18:30:41 Abril 2, 2013
 Origen del Disparo Geo: 0.510 mm/s
 Rango Geo: 31.7 mm/s
 Tiempo Registro 9.0 seg en 1024 sps
 Num Trabajo 1

Numero de Serial BE16816 V 10.40-8.17 MiniMate Plus
 Nivel de Bateria 6.1 Voltios
 Unit Calibration Octubre 3, 2012 by Geoinstruments
 Nombre del Archivo __TEMP.EVT

Notas

Location: Marca Punta Norte
 Client: Sociedad Minera El Brocal
 User Name: Perforacion y Voladura
 General: El Brocal - JRC

Extended Notes

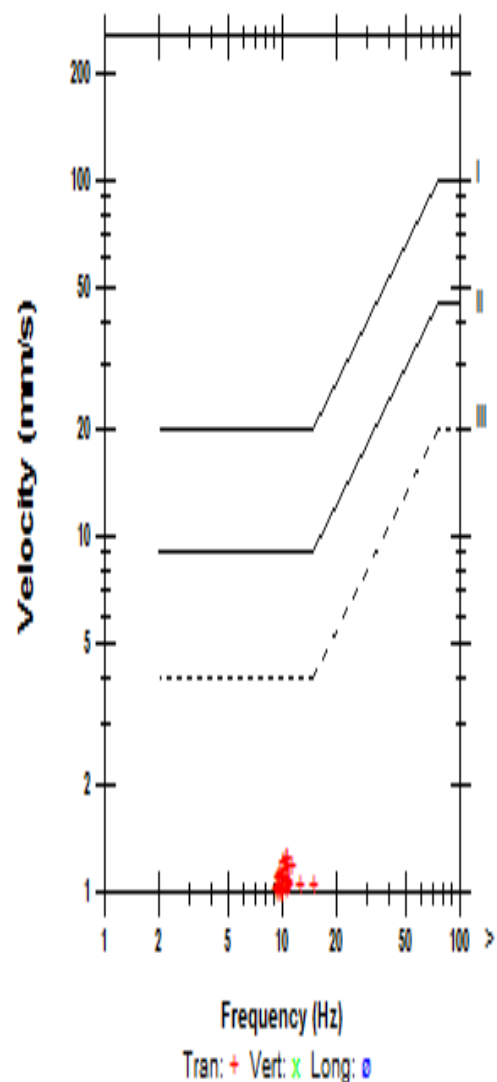
Microfono

PSPL 0.750 pa.(L) en -0.199 seg
 Frecuencia ZC 26 Hz
 Prueba de Canal Check (Frec = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	1.25	0.460	0.746	mm/s
Frecuencia ZC	11	20	20	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	2.100	0.664	0.006	seg
Aceleracion del Pico	0.0133	0.00829	0.0116	g
Desplazamiento del Pico	0.0187	0.00467	0.00682	mm
Chequeo de Sensores	Check	Paso	Check	
Frequency	7.8	7.7	8.5	Hz
Overswing Ratio	3.8	3.8	3.8	

Pico Vector Suma 1.27 mm/s en 2.100 seg

CRITERIO PREVENCIÓN (UNE 22.381)



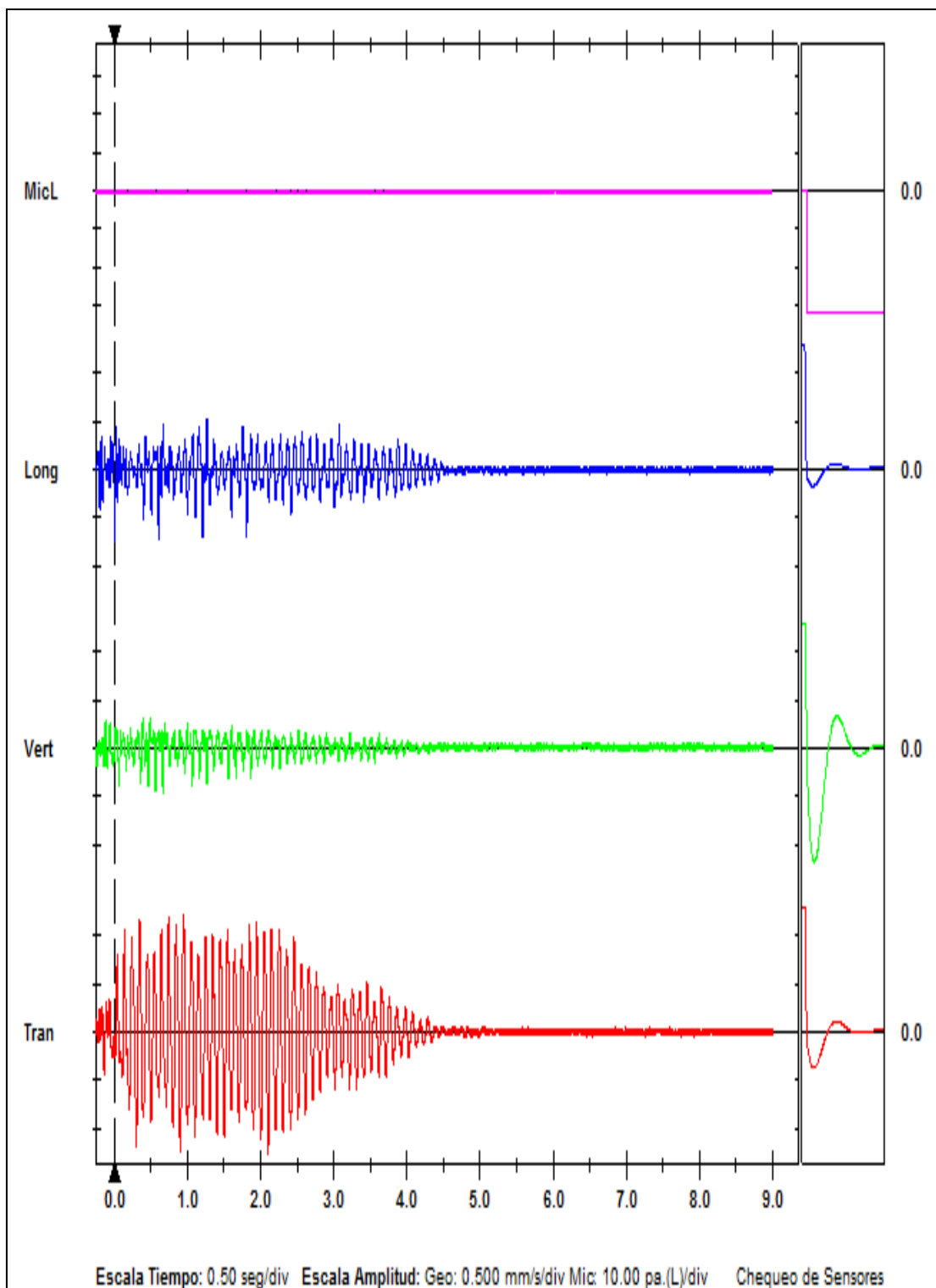


Figura 4.20 : Reporte del sismógrafo B (Vpp en mm/s)

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

4.2.6.3 Limpieza de mineral

La extracción del mineral se realiza con scooptram diesel de 6.0 yd³ que cuentan con telemando y el operador ejecuta la limpieza ubicándose las cámaras de refugios ubicados en el hastial izquierdo del subnivel inferior del tajeo. El operador tiene una buena visión para operar el control remoto hasta unos 15 m de distancia por lo que los ejes de las ventanas de limpieza se encuentran ubicados cada 15 m, por lo tanto si la secuencia de voladura es en retirada partiendo de un extremo el operador se ubicará bajo un techo seguro y podrá manipular el control remoto con bastante comodidad.

Tabla 4.19: Equipos de limpieza de mineral

Equipo	Marca	Modelo	Cantidad Equipos	Capacidad yd ³	Rend. (tn/hr)	Observación
Scooptram	Atlas Copco	R 1600 G	4	6	70	Telemando
Scooptram	Atlas Copco	R 1600 G	2	6	60	
Total			6			

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

Tabla 4.20: Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de mineral.

Rendimientos de Scooptram en Mineral:	
Cantidad de Equipos (unid)	3
Capacidad Equipo (Tn)	7.7
Velocidad (Km/hr)	10
Distancia Promedio de Limpieza (m)	210
Ciclo de Transporte (min):	4.7
Carguío:	1
Transporte:	1.5
Descarga:	1
Retorno:	1.2
Nº Viajes por hora	15.96
Rendimiento (Tn/hr)	75
Horas efectivas de trabajo	9
Rendimiento (Tn/gdia)	675
Rendimiento Flota (Tn/gdia)	2025

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.21: Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de desmonte.

Rendimientos de Scooptram en Desmonte:	
Cantidad de Equipos (unid)	2
Capacidad Equipo (m3)	2.9
Velocidad (Km/hr)	10
Distancia Promedio de Limpieza (m)	210
Ciclo de Transporte (min):	4.7
Carguío:	1
Transporte:	1.5
Descarga:	1
Retorno:	1.2
Nº Viajes por hora	15.96
Rendimiento (m3/hr)	23.07
Horas efectivas de trabajo	9
Rendimiento (Tn/gdia)	207.63
Rendimiento Flota (Tn/gdia)	415.26

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

4.2.6.4 Acarreo de mineral

El transporte del mineral se realizará usando volquetes desde los puntos de carguío ubicados en los block mineralizados, el scooptram carga directamente al volquete, estos transportan el mineral al exterior para poder almacenarlos en las canchas de mineral debidamente seccionadas en económico, marginal y desmonte. En la Tabla 4.22, 4.23 y 4.24 se describen los detalles de la etapa de transporte de mineral.

Tabla 4.22: Equipos de limpieza de mineral.

Equipo	Marca	Modelo	Cantidad	Año	Capacidad
			Equipos		m3
Volquete	Mercedes Benz	Actros3343K	1	2008	14
Volquete	Mercedes Benz	Actros3343K	2	2009	14
Volquete	Mercedes Benz	Actros3343K	4	2010	14
Volquete	Mercedes Benz	Actros3343K	3	2011	14
Total			10		

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.23: Rendimientos de equipos de transporte de mineral.

Rendimientos de Volquetes en Mineral:	
Cantidad de Equipos (unid)	6
Capacidad Equipo (Tn)	23
Velocidad (Km/hr)	20
Distancia Promedio de Transporte	1800
Ciclo de Transporte (min):	33
Carguío:	5
Transporte:	15
Descarga:	3
Retorno:	10
Nº Viajes por hora	1.7
Rendimiento (Tn/hr)	39.1
Horas efectivas de trabajo	9

Rendimiento (Tn/gdia)	351.9
Rendimiento Flota (Tn/gdia)	2111

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.24: Rendimientos de equipos de transporte de desmante.

Rendimientos de Volquetes en Desmante	
Cantidad de Equipos (unid)	2
Capacidad Real Equipo (m3)	10
Velocidad (Km/hr)	20
Distancia Promedio de Transporte	1200
Ciclo de Transporte (min):	23
Carguío:	5
Transporte:	8
Descarga:	3
Retorno:	7
Nº Viajes por hora	2.6
Rendimiento (m3/hr)	26.1
Horas efectivas de trabajo	9
Rendimiento (m3/gdia)	234.78
Rendimiento Flota (m3/gdia)	469.57

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Como se observa en la Tabla 4.23, con la flota de volquetes destinados al transporte de mineral, se cumple con el transporte de las 4000 TMH/día de mineral como mínimo. La flota está constituida de 10

unidades, 06 en el transporte de mineral, 02 en el transporte de desmonte y 02 se encuentran en mantenimiento.

4.2.6.5 Sostenimiento

Las actividades de sostenimiento se realizan de acuerdo al tipo de roca y con la recomendación escrita del departamento de geomecánica.

Se cuenta con un sistema mecanizado de sostenimiento con shotcrete vía húmeda para lo cual se cuenta con equipo robotizado con el alpha 20, hurones y una planta dosificadora de concreto, la instalación de pernos hydrabolt se realiza con el robot.

4.2.7. Servicios Auxiliares

4.2.7.1. Drenaje de Agua

Se cuenta con un sistema de drenaje que permite evacuar el agua de interior mina, proveniente principalmente de la perforación, para esto se cuenta con bombas de 8 hp, 15 Hp, 30 Hp, 45 Hp y 72 Hp.

4.2.7.2. Suministro de Agua

Se cuenta con un sistema de abastecimiento de agua por gravedad pues el agua es introducida desde superficie, la misma que es conducida interior mina por las galerías principales de acceso con tubería de 4" y llega a las labores de avance y explotación mediante tuberías de 2 ".

4.2.7.3. Suministro de Aire

El aire comprimido es abastecido a través de 03 compresoras, las mismas que tienen una capacidad de 2100 CFM, cuya principal función es abastecer aire comprimido para el sostenimiento y la ventilación mediante tercera línea.

Los equipos de perforación cuentan con sus compresores instalados.

4.2.7.4. Suministro de Energía Eléctrica

La mina marcapunta norte cuenta con alimentación en baja tensión en 220 v , 440 voltios y media tensión en 4160 voltios, las cuales acceden en baja tensión por chimenea raise bore y bocamina. La línea de media tensión por raise bore.

Actualmente por las diferentes zonas en interior mina tiene una carga instalada que fluctua entre 500 y 700 hp entre las diferentes equipos como (ventiladores , bombas, jumbos y simbas).

En las zonas de avance por la distancia que se encuentra en las subestaciones se instala los autotransformadores a fin de compensar la caída de tensión por distancia y carga hasta que se implemente un transformador en media tensión.

Cabe señalar que la potencia instalada en suma no siempre está en los frentes de avance por la ubicación de parte de la potencia instalada se encuentra en superficie.

4.2.7.5. Ventilación

Actualmente se tiene ventiladores axiales marca AIRTEC de 30,000cfm (impelentes) y ventiladores de 60,000cfm (extractores ubicados en las chimeneas de superficie e interior mina). Debido al incremento de producción e incremento de avances lineales se contempla el alquiler permanente de los mismos ventiladores. Así como la adquisición de ventiladores de mayor capacidad por parte de SMEB, también se contempla la ejecución de chimeneas en interior mina para mejorar el circuito y las condiciones de ventilación.

CÁLCULO DE CAUDAL DE AIRE NECESARIO PARA MINA

Tabla 4.25: Caudal Requerido para el Personal (Q1)

DEPARTAMENTOS	TRABAJADORES POR GUARDIA	CAUDAL REQUERIDO			TOTAL (pie ³ /min)
		(M ³ /min) x persona	FS	TOTAL (m ³ /min)	
Mina JRC	100	6	1	600	21,186
Supervisión JRC	8	6	1	48	1,695
Supervisión Brocal	4	6	1	24	847
Personal de Matto. JRC	18	6	1	108	3,813
Visitas	4	6	1	24	847
Total	134			804	28,389

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.26: Caudal Requerido para los Equipos: (Q2)

TRABAJO	EQUIPOS	HP	N°	FS	TOTAL (HP)	CAUDAL m3/min	CAUDAL pie3/min
CARGUIO	Scoop R 1600G	270	6	0.8	1296	3888	137285
PERFORACION	Rocket Boomer 281	78	1	0.1	7.8	23.4	826
	Rocket Boomer 282	78	1	0.1	7.8	23.4	826
	Jumbo Axera 05 (JRC)	75	1	0.1	7.5	22.5	794
	RawanAxera 05	75	1	0.1	7.5	22.5	794
	Jumbo S1D boomer	78	1	0.1	7.8	23.4	826
SLS	Simba S7D	78	4	0.1	31.2	93.6	3305
SOSTENIMIENTO	Alpha 20 Normet	60	1	0.2	12	36	1271
	Boltec(Empernador)	78	1	0.1	7.8	23.4	826
	Robolt (Empernador)	78	1	0.1	7.8	23.4	826
	Telehandler	99	1	0.1	9.9	29.7	1049
	Tornados	75	2	0.4	60	180	6356
	Urones 2.5 M-Lorenzana	70	3	0.4	84	252	8898
SERVICIOS	Telehandler	44	1	0.1	4.4	13.2	466
	Bocat	50	1	0.1	55	165	5826
OPERACIONES	Camión de servicio	125	2	0.5	125	375	13241
OPERACIONES	Camioneta	80	7	0.5	280	840	29660
EXTRACCION	Volquete	270	12	0.7	2268	6804	240249
							453327

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.27: Caudal Requerido para la dilución de gases de voladura: (Q3)

LABORES	SECCIONES		AREA (m ²)	Nº NIVELES	2
	ANCHO (m)	ALTO (m)		VELOCIDAD MIN	25
RAMPA PRINCIPAL	4.5	4.5	20.25	PROM. AREA	9.10
CHIMENEA RAISE BORE (DIAMETRO)	2.4		4.52		
CHIMENEAS INTERMEDIAS (DIAMETRO)	2.1	1.2	2.52	Q3 (m ³ /min)	455
PROMEDIO DEL AREA (m²)			9.10	Q3 (pie ³ /min)	16062

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Tabla 4.28: Balance de aire

	CANTIDAD	UNIDADES
INGRESO DE AIRE	553786	pie ³ /min
SALIDA DE AIRE	495327	pie ³ /min
REQUERIMIENTO TOTAL DE AIRE	497779	pie ³ /min
RECIRCULACION DE AIRE	58459	pie ³ /min
COBERTURA %	111	%

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Ventiladores Principales

Se cuenta con 12 ventiladores aspirantes en superficie en los siguientes RB:

- Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 1 con una capacidad nominal de 60 000 CFM.
- Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 2 con una capacidad nominal de 150 000 CFM.
- Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 3 con una capacidad nominal de 60 000 CFM.
- Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 4 con una capacidad nominal de 60 000 CFM.
- Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 6 con una capacidad nominal de 60 000 CFM.
- Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 7 con una capacidad nominal de 60 000 CFM.
- Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 8 con una capacidad nominal de 150 000 CFM.

Ventiladores Secundarios

- Los ventiladores para la ventilación secundaria se encuentran ubicados en las tres zonas como son: el norte, centro y sur contándose en total con 28 ventiladores ubicados en distintas labores de Marcapunta Norte. Se trabajará en la mejora del hermetizado.








CALIDAD DE AIRE

- ZONA NORTE: Esta zona no presenta acumulación de gases debido a que los equipos están se encuentran centralizados en la zona Centro y Sur.
- ZONA CENTRO: En esta zona se programó en el año chimenea de superficie como son Rb10, prolongación Rb4 y Rb11; para lo cual se han colocado ventiladores en superficie tanto como extractor e impelentes. Esto permitió el mejoramiento de ventilación de los Block 1364, 9340 y 9775 en los cuales para el 2013, se está contemplando la producción en dichas zonas.
- ZONA SUR: En esta zona también se programó chimenea de superficie, siendo así la Rb9; con esto se mejoró la calidad de aire siendo esta chimenea de extracción de aire viciado; el aire limpio es direccionado mediante portones y VCR desde bocamina Lumbrera Pampa. Se tiene programado seguir utilizando este circuito de ventilación.

La zona donde se encuentra el BLOK 9775 es Marcapunta Norte, para lo cual se detalla el Circuito de Ventilación a continuación

Tabla 4.29: Leyenda del Circuito de Ventilación en la Zona Norte de la Mina

Marcapunta Norte

<h1>LEYENDA</h1>	
	Dirección del aire viciado
	Dirección del aire limpio
	Chimenea (salida de aire viciado)
	Chimenea (ingreso de aire fresco)
	SUPERFICIE
	BY PASS
	Rampas y Galerías

INGRESO DE AIRE FRESCO	RB12 , RB10 , RB3 , RB7
SALIDA DE AIRE VICIADO	RB1 , RB2 , RB6
CHIMENEAS INTERMEDIAS	CH1280 , CH9847 , CH1102

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

DIAGRAMA ISOMETRICO ZONA NORTE

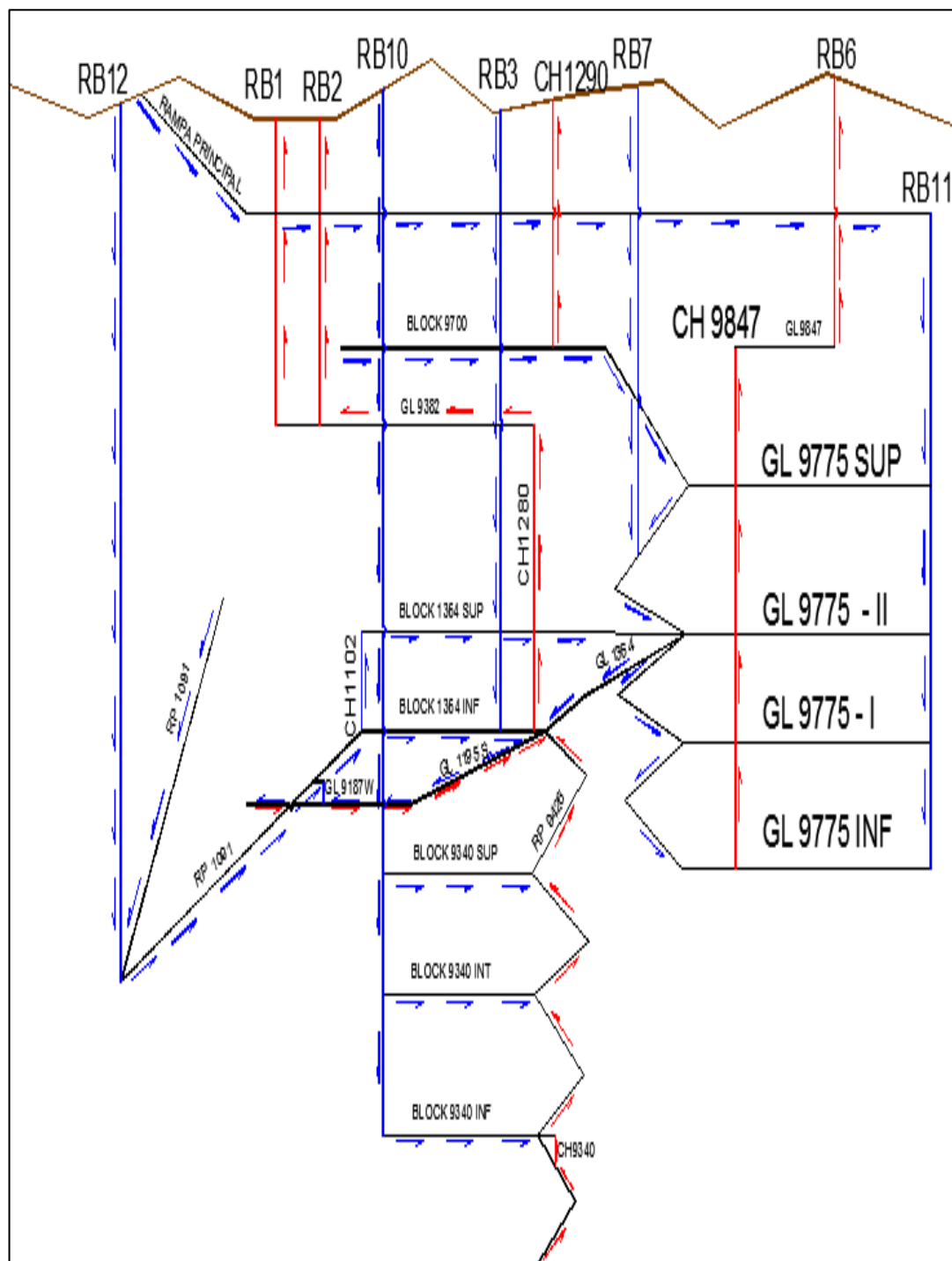


Figura 4.21 Circuito de Ventilación en la Zona Norte de la Mina Marcapunta Norte.
Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

4.2.7.6. Relleno Hidráulico con Cemento

Las alternativas de relleno Hidráulico Con Cemento a utilizarse en la recuperación de pilares del BLOCK 9775 de la Mina Marcapunta Norte, dependerá en primer lugar de la disponibilidad de los materiales para la preparación del relleno. Los materiales disponibles que pueden ser utilizados:

- Los relaves que actualmente produce la planta de beneficio y los relaves existentes que están en las relaveras.
- Los materiales de desmonte de mina acumulados en los botaderos de desmonte.
- Las escorias de la antigua fundición Smelter acumulados cerca de la bocamina de Mina Marcapunta Norte.

Tabla 4.30: Costos de relleno.

Item	Unidad	Relleno Hidráulico	Relleno	Relleno
		con cemento	Hidráulico	Detrítico
Arena	US\$/Tm	0.12	0.32	0.00
Cemento	US\$/Tm	3.67	0.00	0.00
Relave	US\$/Tm	0.31	0.29	0.00
Agua	US\$/Tm	0.00	0.00	0.00
Mano de Obra	US\$/Tm	0.00	0.00	1.00
Equipos	US\$/Tm	0.01	0.01	5.16
Bombas Mars	US\$/Tm	0.00	0.00	0.00
Energía	US\$/Tm	0.00	0.00	0.00
Total Costos Mina	US\$/Tm	4.11	0.62	6.16
Total Costos Mina	US\$/m3	14.79	2.23	22.18

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

4.2.8. Productividad

Se considera productividad al resultado que se obtiene de un proceso productivo en relación con los insumos utilizados y el esfuerzo que se pone en el desarrollo de sus actividades, es decir que un proceso es productivo si se aprovecha al máximo cada recurso.

El objetivo de todo administrador de procesos productivos es mejorar y aumentar la productividad de su empresa aplicando la frase “siempre existe una mejor forma de hacer las cosas”. Esto demuestra que el empresario actual debe caracterizarse por ser inquieto e ingenioso para tener procesos productivos más eficientes.

4.2.9. Optimización de la Producción

Consiste en buscar la mejor manera de realizar una actividad; del proceso productivo, en la economía, la producción es la creación y el procesamiento de bienes y mercancías. El proceso abarca la concepción, el procesamiento y la financiación, entre otras etapas. La producción es uno de los principales procesos económicos y el medio a través del cual el trabajo humano genera riqueza.

En el Área de Sublevel Stopping se realizó el siguiente cuadro:

Tabla 4.31: Rendimientos en SubLevel Stoping

INDICADOR DE ROTURA ENERO 2013		
N° TRABAJADORES	H.	40
TONELADA	TN	123,884.22
N° DE DIAS	D	30
TAREAS DIARIAS	TAR / D	51
TAREA MES	TAR / M	1530
HORAS HOMBRE MES	H.H	12240
TONELADAS HORA HOMBRE	TON / H.H	10.12
TONELADAS HORA GUARDIA	TON / H.GUR	80.97

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

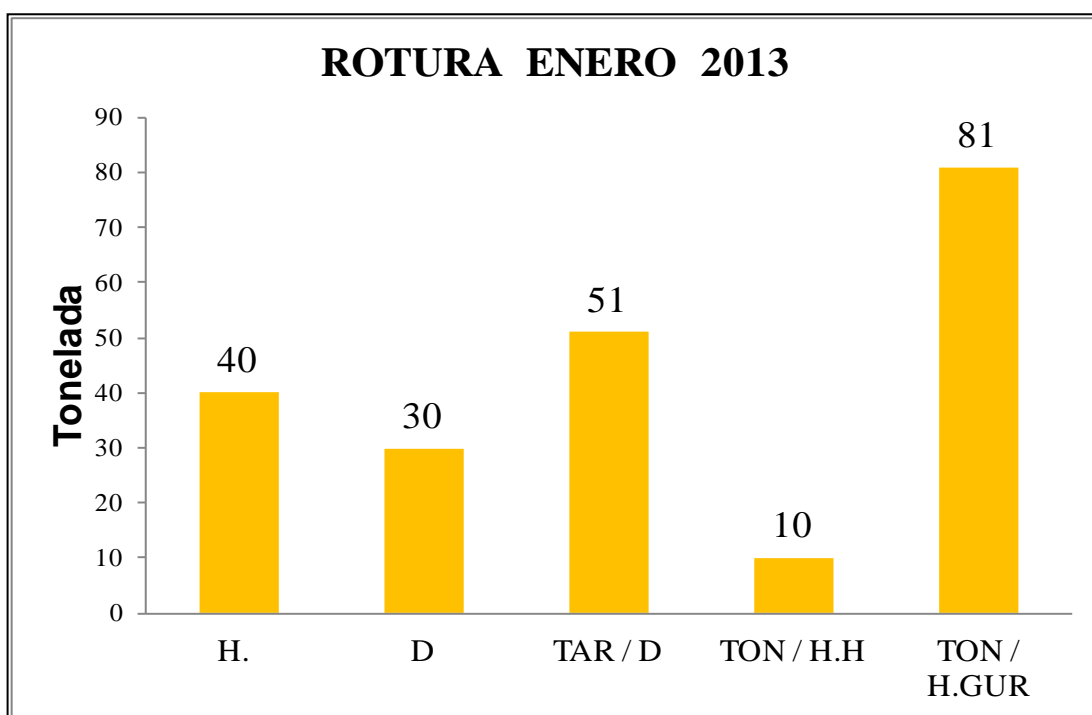


Figura 4.24: Rendimientos en Sublevel Stoping.

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

4.2.10. Seguridad

El objetivo de todo el equipo es trabajar con seguridad, cumpliendo estrictamente con el sistema de gestión SIGMASS. El principal referente de la gestión es seguridad son los indicadores de seguridad.

Tabla 4.32: Indicadores de seguridad.

PERIODO	MES DICIEMBRE	ACUMULADO 2012
Número de Trabajadores	651	651
Días Trabajados	31	365
Horas hombre trabajadas	120,738	1,304,923
Días acumulados sin accidentes Incapacitantes	31	121
Horas Capacitadas	3,406	43,720
Horas Hombre Capacitadas	5.2	75.6
Incidentes con potencial de perdida	4	54
Accidente leve	1	5
Accidente Incapacitante	0	7
Dias perdidos	49	649
Indice de Frecuencia (IF)	0.0	5.4
Indice de Severidad (IS)	406	497
Indice de Accidentabilidad (IA)	0.0	2.67

Fuente: Departamento de Seguridad JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

CAPÍTULO V

MODELAMIENTO DE LOS TALADROS LARGOS EN MANTOS

- Se usó el Software Maing Sigth para analizar e interpretar el block 9775, como zona de mineralización delimitando al mineral
- El Modelamiento de los taladros largos se realizó en Autocad para el **diseño** de Taladros Largos en perforación positivo y negativo en Abanico y Paralelo.

5.1 Características del diseño de taladros largos:

Existen dos variaciones en este método:

- El método taladros paralelo.
- El método taladros en abanico.

5.1.1 Método taladros en paralelo

Es ventajoso emplear este sistema en yacimientos verticales de buena potencia. Las operaciones de perforación en subniveles, se realiza exclusivamente por medio de taladros largos en paralelo usando barras de extensión para lograr una profundidad apropiada.

Una vez abierta la rosa frontal del nivel inferior para empezar el arranque, se comienza la perforación del subnivel más bajo antes de perforar los taladros largos paralelos se ensancha el subnivel a todo el ancho minable; luego se inicia con la perforación en forma descendente. La voladura se comienza por abajo y se realiza en orden ascendente o lateralmente con salida a una cara libre; la distancia entre los subniveles puede variar hasta los 44 m, dependiendo de la desviación de los taladros.

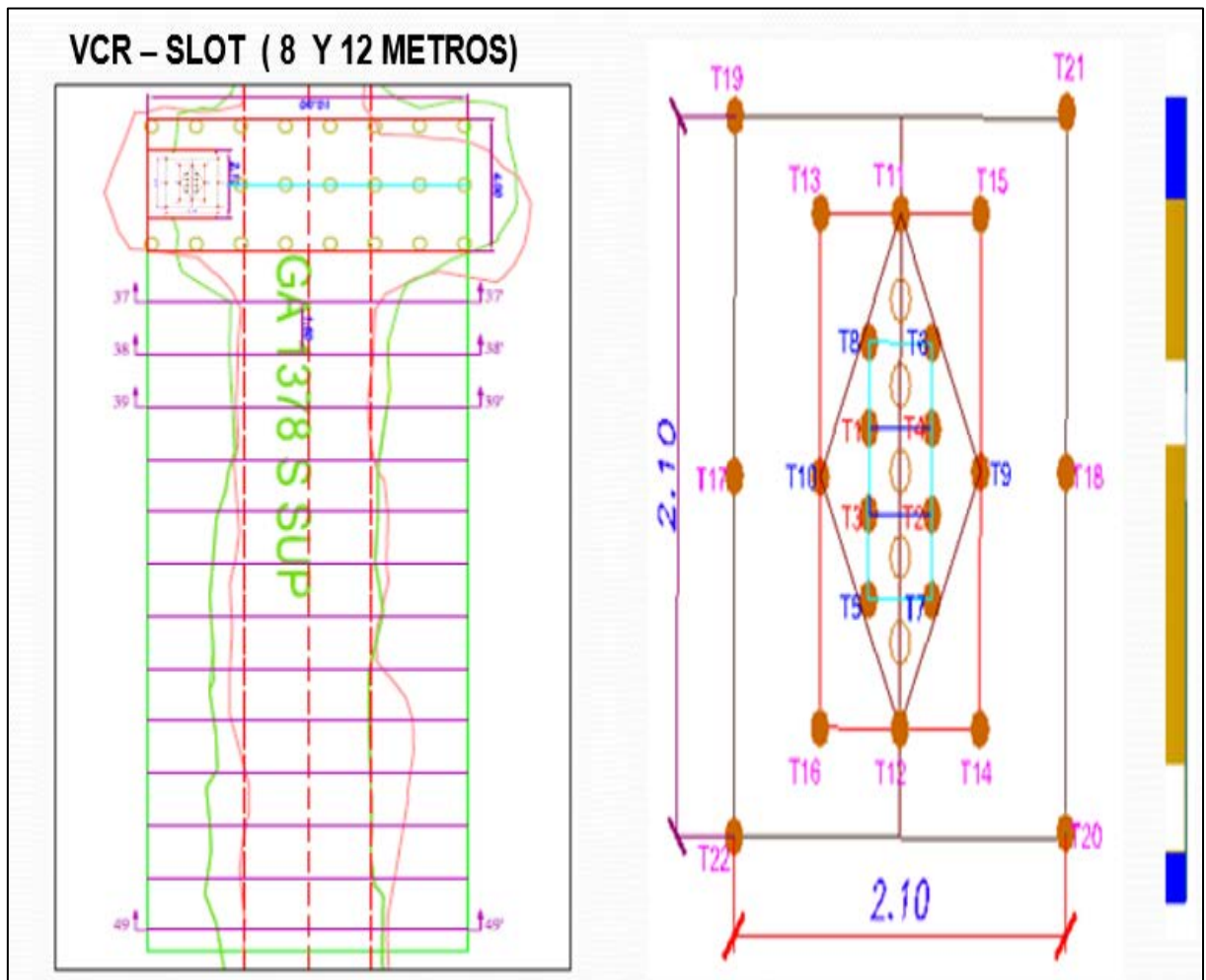


Figura 5.1: Taladros del Vcr – Slot en Paralelo.

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

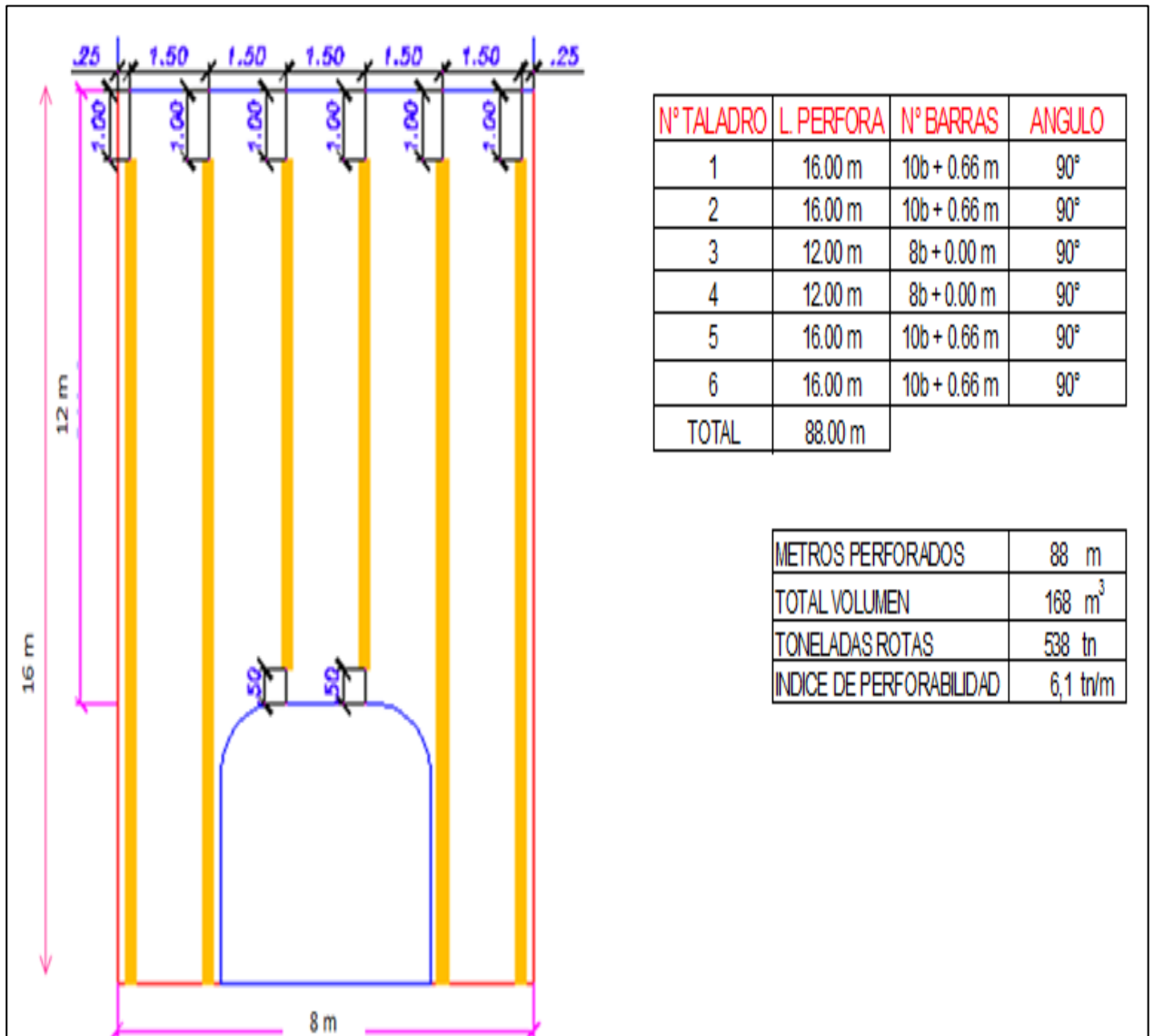


Figura 5.2: Taladros de Filas de Producción en Paralelo.

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

5.1.2 Método taladros en abanico

El sistema es aplicable en yacimientos sub verticales (70° a 90°), con cajas o hastiales con buenas características geomecánicas. Una vez extraído el mineral, quedan cámaras abiertas de grandes dimensiones.

La perforación en forma *de* abanicos, se realiza desde las galerías de preparación de los subniveles con barras ascendentes, descendentes hacia ambos lados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización. Para disminuir los altos costos por labores de preparación, se intenta que los taladros tengan una gran longitud.

Inicialmente se construye una chimenea (creando una cara libre) y posteriormente se disparan los taladros próximos, para abrir la cara libre a todo el ancho del tajeo, luego se disparan las filas en producción.

Se utiliza voladuras controladas en los límites de los tajeos para reducir los riesgos por caída de rocas.

Los diámetros de las brocas para este tipo de método varían entre 51 a 64 mm, la separación entre secciones de perforación oscila entre 1.2 y 1.8 m. El emboquillado, orientación y desviación de los taladros, son algunas de las condiciones operativas para obtener buenos resultados. Por ello, es necesario emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar taladros con longitudes mayores a 12m.

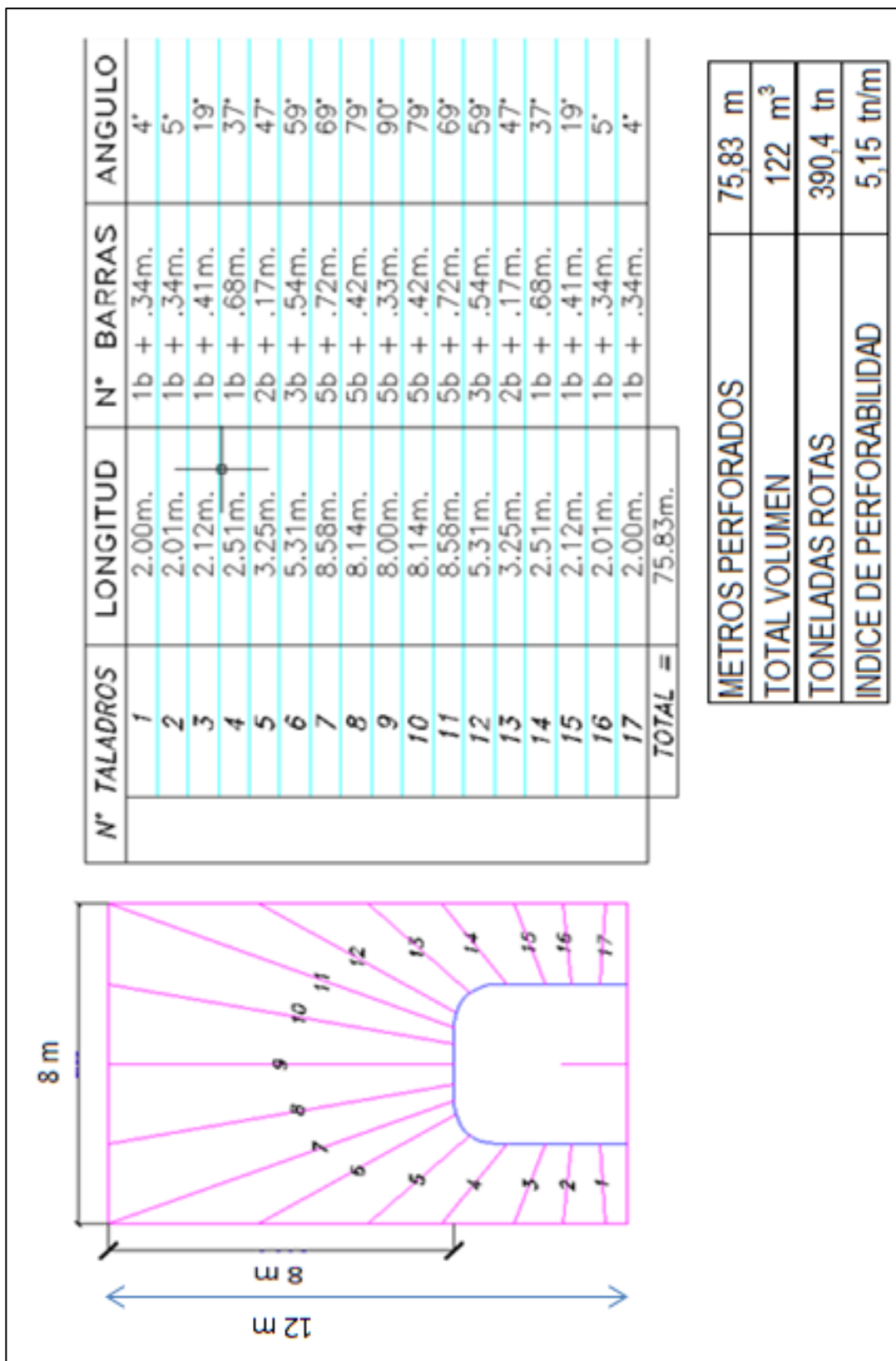


Figura 5.3: Taladros de Filas de Producción en Abanico (12 m).

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

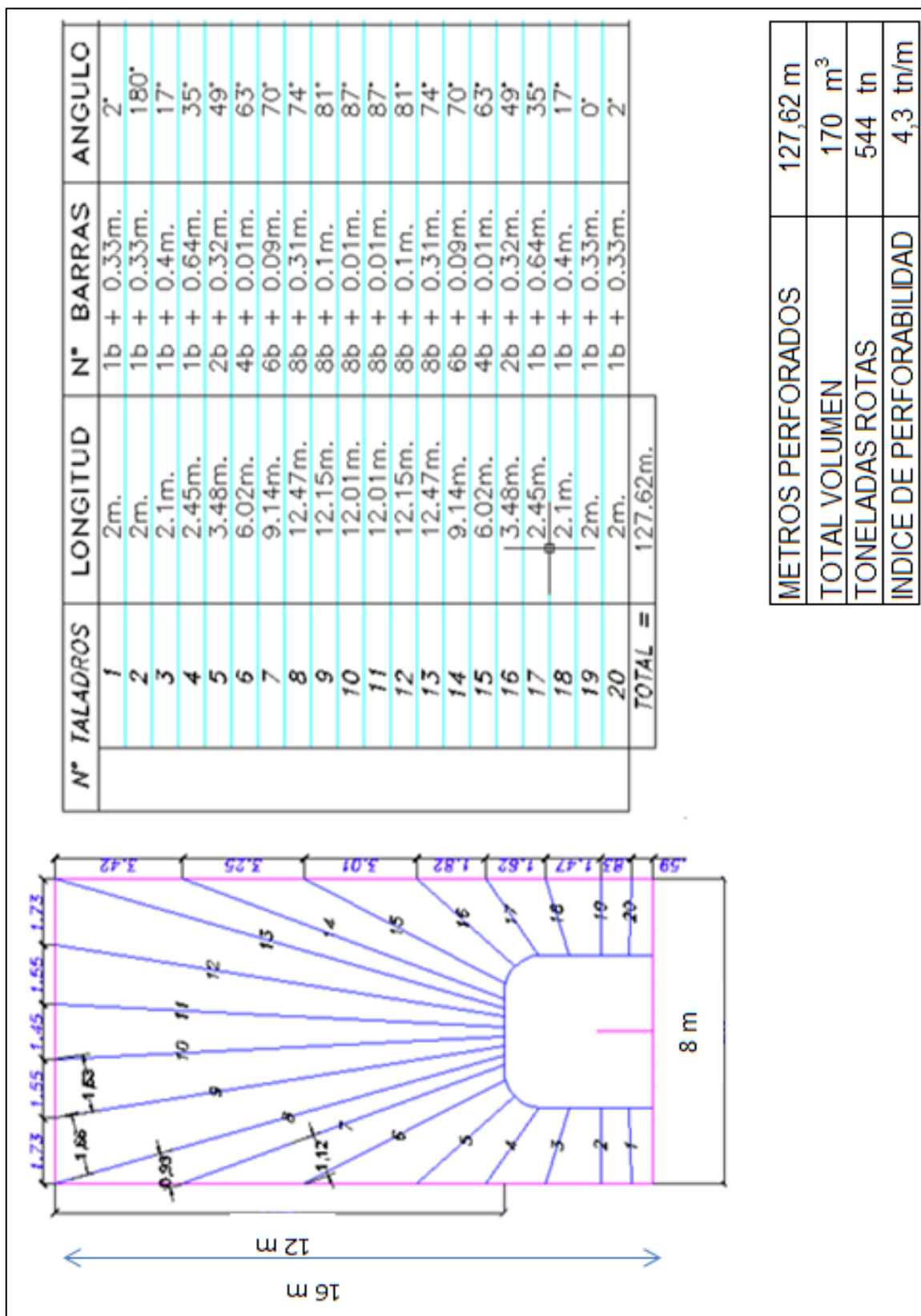


Figura 5.4: Taladros de Filas de Producción en Abanico (16 m).

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

CONCLUSIONES

1. En el dimensionamiento de las excavaciones, ancho y altura, se tubo en consideración que el núcleo del pilar debe contar mínimo con un factor de seguridad de 1.3 a 1.4, esto con la finalidad de mantener la estabilidad global del diseño, así mismo se puede observar que las caras del pilar cuentan con un factor de seguridad de 1.04 a 1.3 el mismo que asegura que los tajos se encuentran estables, así mismo las paredes de los pilares adyacentes al relleno se encuentran en equilibrio.
2. El dimensionamiento del ancho y altura fue realizado mediante el software Phase 2, así mismo la longitud de la excavación fue determinado mediante el método grafico de estabilidad (MGE) obteniéndose un factor de seguridad de 0.78 a 1.04 donde las condiciones de estabilidad de los pilares se presentan al límite de la estabilidad para una altura final de 12 m a 16 m y cámaras y pilares de "8 x 6 m ";mejorando cuando se realizó el análisis por método numérico considerando un sostenimiento de shotcrete de 2 pulg. y pernos hydrabolt de 7 pies espaciados a 1.2 m. obteniendo el factor de seguridad de 1.04 a 1.30 mejorando las condiciones de estabilidad

3. Para obtener mejores factores de seguridad en los pilares y mantener la estabilidad global de la zona de trabajo, es necesario definir un ciclo de minados conveniente. Por tanto la explotación de los tajos debe ser de manera intercalada posteriormente deben ser rellenadas para explotar el tajo intermedio.
4. Para la ejecución del método propuesto se hace necesario contar con relleno Hidráulico con Cemento.
5. El diseño de la rampa en Ocho, se establece de acuerdo a los ejes de la familia predominante en la zona de desarrollo (estéril) y se hace por recomendaciones de estabilidad en la caja piso, considerando que los ejes de las familias no deben ser paralelos a la proyección de la rampa este tipo de rampa permite un mínimo porcentaje de paralelismo a uno de los ejes de discontinuidades o familias en su longitud de rampa (2% - 5%)
6. Durante la construcción de la rampa, continuar con los estudios geotécnicos de manera que se vaya chequeando las condiciones del terreno, de manera que se puede optimizar las operaciones de avance de dicha rampa.

7. Durante la ejecución de la Rampa (-) 9774E., relacionar siempre el diseño con la calidad de la masa rocosa, para corroborar lo estimado inicialmente y hacer posteriormente un programa de monitoreo geomecánico de la obra.
8. Los parámetros geométricos de la rampa:

Ítem	Magnitud
Tipo de Rampa	Ocho
Longitud	Variable
Sección de la Rampa	4.5m x 4.5m
Gradiente Opimo	12 %
Radio de curvatura	16.5
Peralte promedio	0.24

9. En el desarrollo de este BLOCK se obtuvo se obtuvo parámetros de productividad que se detallan en el Anexo de Costo de Minado en SLS, con una dilución de 12% a 15% y un Margen de Sobrerotura de 5% a 10%
10. Con el desarrollo de este BLOCK 9775 se obtienen promedios de Perforabilidad óptimos:
- Índice de Perforabilidad de Taladros Largos Paralelos Promedio es igual : 6,1 Ton/m

- Índice de Perforabilidad de Taladros Largos Radiales Promedio es igual : 5.1 Ton/m
11. Utilizar las herramientas de Gestión de seguridad como: Check, List, Orden de trabajo, Opt, Petar y otros, a fin de evitar en lo posible los accidentes.
 12. El 85% del laboreo de preparación se realizará sobre mineral.
 13. Se mejorará la gestión de la seguridad (personal y equipos) en la mina usando el método de tajeo por subniveles con taladros largos.
 14. Actualmente en dicha zona hay una inversión en infraestructura que se aprovechara al 100% en el SLS.

RECOMENDACIONES

- El minado en la zona de brechas es sensible al control de la voladura, por tanto se recomienda elaborar un diseño exclusivo de mallas de perforación y carga de explosivo considerando taladros de contornos para proteger los pilares corridos.
- Para que el método funcione, es necesario contar con relleno, de preferencia detrítico, para la primera etapa.
- Aplicar estrategias de mejora continua en cada etapa del proceso productivo minero.
- Aplicar la evaluación por competencias al personal obrero y empleado con la finalidad de garantizar la estabilidad laboral.
- Es recomendable realizar un planeamiento estratégico a largo plazo con la finalidad de garantizar una producción sostenible, y el incremento de la producción al objetivo de 8000 TMD.

BIBLIOGRAFÍA

- DCR INGENIEROS S.R.LTDA. (2008). Informe de Estudio Geomecánico para el Minado de Marcapunta Norte. - Lima – Perú
- GONZÁLES DE VALLEJO, L. (2004). Ingeniería geológica.
- KONYA, C. Y ALBARRÁN, E. (1998). Diseño de voladuras.
- LÓPEZ JIMENO, C., LÓPEZ JIMENO, E. Y GARCÍA BERMÚDEZ, P. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas.
- MILLÁN, A. (1998). Evaluación y factibilidad de proyectos mineros.
- SOCIETY FOR MINING, METALLURGY AND EXPLORATION (2001). Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies.
- UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO – PUNO (1999). Explotación subterránea.

ANEXOS

ANEXOS

COSTOS DE MINADO Y PRODUCCION EN SLS

Costo de Minado del BLOOCK 9775

COSTO MINADO BLOCK 9775

Item	Labor	Sub Level Stopping	
		Costo Total US\$	US\$/ton
1	Preparación y Desarrollo	6,706,600.76	1.99
2	Explotación	17,892,499.50	5.30
3	Transporte	6,380,532.84	1.89
4	Sostenimiento	5,245,950.26	1.55
5	Servicios auxiliares	3,096,826.09	0.92
6	Costo relleno	15,603,187.94	4.62
Total US\$		54,925,597.40	16.27

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Costo de Producción del BLOOCK 9775

Resumen Toneladas en SLS del BLOOCK 9775		
Tonelada Cubicado	4,939,601	Ton
Tonelada Tajeos	2,346,010	Ton
Tonelada Avances	1,029,934	Ton
Total Tonelaje extraído	3,375,943	Ton
Tonelada Pilares	1,563,657	Ton
Recuperación (%)	68%	

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.

Indicadores del Minado por Subniveles con Taladros Largos

Item	Unidad	Minado por subniveles con taladros largos
Producción :		
Días Trabajados	Días	25
Nº tajeos a disparar x día	tajeos	3
Rotura por Disparo	Tn	614.4
Nº Disparo por día x Tajeo	Disp.	2
Tonelaje Roto por guardia	Tn	3686.4
Tonelaje Roto por Mes	Tn	92160
Tareas en Perforación	H-Guardia	13.5
Tareas en Voladura	H-Guardia	4
Tareas en Limpieza	H-Guardia	4
Tareas en Servicios	H-Guardia	2
Total Tareas	H-Guardia	23.5
Producción	Tn /Día	3686.40
Productividad	Tn/ H-Gdía	156.87
Recuperación:	%	68%
Tiempo de Minado	Años	2.5

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.