

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍAS

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**"INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE MINERAL APLICANDO MINADO
POR SUB-NIVELES CON TALADROS LARGOS EN MANTOS EN LA U.O
COLQUIJRCA, 2018-SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A"**

TESIS

PRESENTADO POR:

BACH. MIGUEL VILLEGAS QUISPE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ABANCAY-PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍAS

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

“INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE MINERAL APLICANDO MINADO POR SUB-NIVELES CON TALADROS LARGOS EN MANTOS EN LA U.O COLQUIJRCA, 2018 – SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A”

Presentado por **MIGUEL VILLEGAS QUISPE**, para optar el Título de: INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el (fecha de sustentación) ante el jurado:

Presidente:


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
Ing. Edgar Crispin Huacac Farfán
DOCENTE

Ing. Edgar Crispin Huacac Farfán

Primer Miembro:


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ING. DARWIN LOAYZA ENCALADA
DOCENTE


Ing. Darwin Loayza Encalada

Segundo Miembro:


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
Ing. Percy Leonidas Cortez Miranda
DOCENTE

Ing. Percy Leonidas Cortez Miranda

Asesor:


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
Ing. Walquer Huacani Calsin
DOCENTE

Ing. Walquer Huacani Calsin

AGRADECIMIENTOS

Agradezco infinitamente a todos los docentes de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas de la UNAMBA, por su abnegada entrega y dedicación de formar profesionales competentes que benefician y contribuye el desarrollo del país; así como también a nuestro asesor que nos brindó siempre su apoyo.



DEDICATORIA

A Dios por estar siempre en mi vida, a mis padres Víctor Raúl y Norma, por su tenacidad y fortaleza para apoyarme en momentos difíciles, que sin ellos no hubiese podido alcanzar mis metas y a mis hermanos Raúl y Kevin por su apoyo constante, gracias a todos.



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	2
ABSTRACT	3
CAPÍTULO I	4
PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA Y OBJETIVOS	4
1.1. Descripción del problema	4
1.2. Enunciado	5
1.2.1 General	5
1.2.2 Específicos	5
1.3. Objetivos	5
1.3.1. General	5
1.3.2. Específicos	5
1.4. Justificación	5
1.5. Delimitación	6
CAPÍTULO II	7
MARCO TEÓRICO	7
2.1. Generalidades	7
2.1.1. Ubicación	7
2.1.2. Clima	8
2.1.3. Hidrogeología	8
2.1.4. Fauna y Vegetación	11
2.2. Marco Geológico	11
2.2.1. Geomorfología	11
2.2.2. Geología Regional	11
2.2.3. Estratigrafía	12
2.2.4. Geología Local	13
2.2.5. Geología Estructural	16
2.2.6. Geología Económica	16
2.2.6.1. Evaluación, Análisis y Cubicación de reservas	16
2.2.6.1.1. Reservas Minables	17
2.2.7. Caracterización de la masa rocosa	17
2.2.7.1. Aspectos litológicos	17
2.2.7.2. Distribución de discontinuidades	18
2.2.7.3. Aspectos Estructurales	20



2.2.7.4. Clasificación de masa rocosa	21
2.2.7.5. Zonificación geomecánica de la masa rocosa.	23
2.2.7.6. Resistencia de la roca intacta	25
2.2.7.7. Condiciones de agua subterránea	25
2.2.7.8. Esfuerzos in-situ	26
2.2.8. Definición y dimensionamiento del método de minado	26
2.2.8.1. Definición del método de minado	26
2.2.8.2. Determinación del esquema de cámaras y pilares	28
2.2.8.3. Diseño empírico de cámaras y pilares	28
2.2.8.4. Diseño convencional de cámaras y pilares	29
2.2.8.5. Diseño de cámaras y pilares por métodos numéricos	31
2.2.8.6. Secuencia de avance del minado	32
2.2.8.7. Estimación del sostenimiento	33
2.2.8.7.1. Sostenimiento en tajeos	33
2.2.8.7.2. Sostenimiento en labores de avance	34
2.2.9. Marco Conceptual	34
2.2.9.1. Antecedentes	34
2.2.9.2. Incremento	35
2.2.9.3. Productividad	35
2.2.9.4. Optimización de la producción	35
2.2.9.5. Yacimientos minerales	36
2.2.9.5.1. Cuerpos	36
2.2.9.5.2. Vetas	36
2.2.9.5.3. Mantos	36
2.2.9.5.4. Diseminaciones	36
2.2.9.6. Minado por corte y relleno ascendente Mecanizado	36
2.2.9.7. Minado por subniveles con taladros largos	37
2.2.9.7.1. Método taladros largos en paralelo.	38
2.2.9.7.2. Método taladros largos en abanico	39
2.2.9.8. Método del Valor Actual Neto (VAN)	41
2.2.9.9. Tasa Interna de Retorno (TIR)	42
2.2.9.10. Definición de términos	42
CAPÍTULO III	44
DISEÑO METODOLOGICO	44
3.1. Definición de variables	44
3.2. Operacionalización de variable	44



3.3. Hipótesis de la investigación	46
3.3.1. Hipótesis general	46
3.3.2. Hipótesis específicas	46
3.4. Tipo de diseño de la investigación	46
3.5. Población y Muestra	46
3.5.1. Población	46
3.5.2. Muestra	46
3.6. Procedimiento	46
3.7. Material de investigación	47
3.7.1. Instrumentos de investigación	47
3.7.2. Diseño de material de investigación	47
3.8. Plan de tratamiento de datos	48
3.8.1. Técnicas estadísticas	48
CAPITULO IV	49
APLICACIÓN DEL METODO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS	49
4.1. Generalidades del método por subniveles con taladros largos en mantos.	49
4.2. Diseño e Infraestructura	49
4.2.1. Características geométricas de la rampa (-) 9774E del block 9700(sección 4.5x4.5)	49
4.2.1.1. Sección	49
4.2.1.2. Gradiente	50
4.2.1.3. Radio de curvatura	50
4.2.1.4. Longitud de la rampa	50
4.2.1.5. Peralte	51
4.2.1.6. Tipo de rampa.	51
4.2.2. Resumen de las características geométricas de la rampa (-) 9774E	51
4.2.3. Preparaciones de las labores para taladros largos	52
4.2.4. Etapas del método de minado por subniveles con taladros largos	54
4.2.4.1. Galerías Superior (sección 4.0mx4.0m)	55
4.2.4.2. Galerías Inferior (sección 4.0mx4.0m)	55
4.2.4.3. Subnivel superior e inferior (sección 4.0mx4.0m)	55
4.2.4.4. Chimenea VCR (sección 2.1mx2.1m)	55
4.2.4.5. Cámaras de bombeo (sección 4.0mx4.0m)	56
4.2.4.6. Cámaras de acumulación y carguío.	57
4.2.4.7. Ventilación mina	58
4.2.4.7.1. Ingreso de aire fresco	58
4.2.4.7.2. Salida de aire viciado	59



4.2.4.7.3. Drenaje de agua	61
4.2.4.7.4. Suministro de agua	61
4.2.4.7.5. Suministro de aire	61
4.2.4.7.6. Suministro de energía eléctrica	61
4.2.5. Secuencia del método de minado por subniveles con taladros largos	61
4.2.6. Operaciones Unitarias del método de minado por subniveles con taladros largos	66
4.2.6.1. Perforacion	66
4.2.6.1.1. Perforación de frentes	66
4.2.6.1.1. Perforación de frentes	66
4.2.6.1.2. Perforación de taladros largos	70
4.2.6.1.3. Cálculos para los diseños de burden y espaciamento	77
4.2.6.1.4. Voladura en taladros largos no electrónico	80
4.2.6.1.4.1. Accesorios de voladura no electrónica	80
4.2.6.1.4.2. Explosivos de voladura	83
4.2.6.1.5. Esquema de carguío taladros largos	84
4.2.6.1.5.1. Voladura VCR SLOT	84
4.2.6.1.5.2. Voladura taladros de producción	87
4.2.6.1.6. Monitoreo de vibraciones	92
4.2.7. Limpieza de mineral	94
4.2.7.1. Acarreo de mineral	96
CAPÍTULO IV	98
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	98
5.1. Análisis de factores relevantes internos	98
5.1.1. Reservas de mineral	98
5.1.1. Reservas de mineral	98
5.2. Productividad	99
5.3. Análisis de la matriz FODA	103
5.4. Comparativo de ciclos de minado sub level stoping y corte y relleno ascendente ascendente mecanizado	105
5.5. Comparativo de eficiencias y productividad de los métodos de explotación de sub level stoping y corte y relleno ascendente mecanizado	106
CONCLUSIONES	115
RECOMENDACIONES	116
REFERENCIAS BIBLIOGRAFÍA	117
FOTOGRAFIAS	117
ANEXOS PLANOS	123



INDICE TABLAS

Tabla 1.-Recursos minerales Marca punta Norte	4
Tabla 2.-Recursos minerales Marca punta Norte	4
Tabla 3.-Muestra las reserva minable distribuidos según las zonas de explotación	17
Tabla 4.-Sistemas de discontinuidades estructurales	18
Tabla 5.-Criterios para la clasificación de la masa rocosa	22
Tabla 6.-Clasificación de la masa rocosa en Marcapunta Norte	22
Tabla 7.-Zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte	24
Tabla 8.- Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta Marcapunta Norte ensayos con el martillo Schmid	25
Tabla 9.-Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta (determinación con ensayos de compresión uniaxial	25
Tabla 10.-Métodos de minado subterráneo en orden de costos	27
Tabla 11.-Cámaras y pilares de la explotación antigua	28
Tabla 12.-Dimensiones de cámaras y pilares cuadrados	30
Tabla 13.-Aberturas máximas de las cámaras	30
Tabla 14.-Operacionalización de variable	45
Tabla 15.-Dimensiones determinadas de los tajeos	54
Tabla 16.-Ingreso de aire fresco	58
Tabla 17.-Salida de aire viciado	59
Tabla 18.-Calculo de aire fresco	59
Tabla 19.-Requerimiento de aire fresco por equipo	60
Tabla 20.-Requerimiento total de aire fresco	60
Tabla 21.-Equipos de perforación de frentes	67
Tabla 22.-Cuadro de rendimiento de consumo de aceros mensual	68
Tabla 23.-Equipo de perforación de taladros largos	70
Tabla 24.-Rendimiento general 2018 – Long Hole T38 (64mm)	72
Tabla 25.-Rendimiento general	75
Tabla 26.-Cuadro de rendimientos 2018	76
Tabla 27.-Calculo de Burden y Espaciamiento en Taladros Largos con broca de 64 mm.	78
Tabla 28.-Calculo de Burden y Espaciamiento en Taladros Largos con broca de 76 mm.	78
Tabla 29.-Calculo de Burden y Espaciamiento en Taladros Largos con broca de 89 mm.	79
Tabla 30.-Escala de tiempos de detonadores no eléctricos	81
Tabla 31.-Iniciador de agente de voladura	83
Tabla 32.-Esquema de carguío VCR	85
Tabla 33.-Esquema de carguío SLOT	86

Tabla 34.-Esquema de carguío TALADROS DE PRODUCCION (+)	88
Tabla 35.-Esquema de carguío TALADROS DE PRODUCCION (-)	90
Tabla 36.-Indicadores de voladura	92
Tabla 37.-Explosivos empleados en la voladura S.L.S	94
Tabla 38.-Equipo de limpieza de mineral	94
Tabla 39.-Rendimiento de la flota de quipos en limpieza de mineral	95
Tabla 40.Rendimiento de la flota de equipos en limpieza de desmonte	95
Tabla 41.Equipo de limpieza de mineral	96
Tabla 42.Rendimiento de equipos de transporte de mineral	96
Tabla 43.Rendimiento de equipos de transporte de desmonte	97
Tabla 44.Distribución de reservas por cubicación y tipo de explotación.	98
Tabla 45.-Análisis FODA Mina Colquijirca	103
Tabla 46.-Comparativo de ciclos S.L.S VS CRAM	105
Tabla 47.-Parámetros del método de explotación	107
Tabla 48.-Costos de preparación y de minado corte relleno ascendente	107
Tabla 49.-Costos de preparación y de minado Sub Level Stopping	108
Tabla 50.-Promedios de los costos de producción expresado US\$/Ton	109
Tabla 51.-Niveles de producción 2016-2018	109
Tabla 52.-Cuadro de evaluación aspectos técnicos de las alternativas de minado	111
Tabla 53.-Análisis en costo en perforación	113
Tabla 54.-Análisis de costos en explosivos	115
Tabla 55.-análisis costo por servicio de carguío	115



INDICE DE GRAFICOS

Grafico 1.-	Cuadro de equipo frontonero de avances lineales mes 2018	68
Grafico 2.-	Cuadro de metros perforados para broca de 64 mm 2018	72
Grafico 3.-	Cuadro de metros perforados para broca de 89 mm 2018	74
Grafico 4.-	Evolución de la perforación 2018	75
Grafico 5.-	Factor de potencia en taladros largos	92
Grafico 6.-	Comparación Anual Factor de potencia Kg/Ton	92
Grafico 7.-	Estadística de reservas Mina Colquijirca	97
Grafico 8.-	Detalle de productividad de mineral minado	99
Grafico 9.-	Detalle de productividad de mineral extraído en el año 2018	99
Grafico 10.-	Detalle de productividad de leyes extraídos	100
Grafico 11.-	Detalle de productividad sobre avances de labores – Desarrollo	101
Grafico 12.-	Detalle de productividad sobre avances de labores – Preparación	101
Grafico 13.-	Niveles de producción en los años 2016-2018	109
Grafico 14.-	Comparativo de niveles de producción	109
Grafico 15.-	Comparativo de rotura* DIA taladros largos VS corte y relleno ascendente mecanizado	111
Grafico 16.-	Comparativo de rotura* MES taladros largos VS corte y relleno ascendente mecanizado	111

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.-	Ubicación de la mina Marcapunta Norte	7
Figura 2.-	Temperatura máxima y mínima promedio	8
Figura 3.-	Zona de las operaciones de la mina El Brocal	9
Figura 4.-	Columna lito estratigráfica generalizado de la unidad Colquijirca	15
Figura 5.-	Diagrama estereográfica de contornos del compósito general	19
Figura 6.-	Diagrama estereográfica de planos principales del compósito general	19
Figura 7.-	Diagrama de roseta de discontinuidades del compósito general	20
Figura 8.-	Minado por corte y relleno ascendente mecanizado	37
Figura 9.-	Taladros en paralelo	39
Figura 10.-	Taladros en abanico	40
Figura 11.-	Diseño de rampa tipo “ocho”	52
Figura 12.-	Diseño de mina Taladros largos UMCL	53
Figura 13.-	Preparación a partir de la galería de acceso del cual se va avanzar galerías transversales a estos paralelos	53
Figura 14.-	Vista en perfil el esquema del método de minado tajeo por subniveles	54
Figura 15.-	Chimenea para generar cara libre de broca de 64mm	56
Figura 16.-	Chimenea para generar cara libre de broca de 89mm	56
Figura 17.-	Cámara de bombeo con rampa negativa -12%	57
Figura 18.-	Cámara de bombeo longitudinal con rampa -12%	57
Figura 19.-	Cámara de bombeo longitudinal con rampa -12%	58
Figura 20.-	Vista en planta del block mineralizado	61
Figura 21.-	Explotación horizontal, niveles superior e inferior	62
Figura 22.-	Explotación vertical, perforación con taladros largos para la voladura	63
Figura 23.-	Limpieza de mineral roto mediante scooptram dissel 6 yd3	63
Figura 24.-	Relleno del tajeo con relleno hidráulico con cemento	64
Figura 25.-	Topeo de relleno al techo con equipo	64
Figura 26.-	Condición inicial de los tajeos primarios	65
Figura 27.-	Condición del minado	65
Figura 28.-	Se dispara el mineral para su posterior limpieza	66
Figura 29.-	El tajeo secundario es rellenado con cemento pobre	66
Figura 30.-	Burden y espaciamiento en taladros largos	77
Figura 31.-	Proyecto de perforación Tj-636N con un ancho de 14 m	79
Figura 32.-	Proyecto de perforación Tj-664N con un ancho de minado	80
Figura 33.-	Diseño de carguío VCR	84
Figura 34.-	Diseño de carguío SLOT	86



Figura 35.-	Diseño de carguío TALADROS DE PRODUCCION (+)	87
Figura 36.-	Diseño de carguío TALADROS DE PRODUCCION (-)	89
Figura 37.-	Diseño de carguío TALADROS EN ABANICO	91
Figura 38.-	Modelamiento de tajo piloto 636 N de 14m de ancho	92
Figura 39.-	Comparativo de ciclos de minado	106



ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS

Fotografías 1: Zona de las Operaciones de El Brocal

119 a 122



GLOSARIO DE TERMINOS Y ABREVIACIONES

- a) **Sub Level Stopping:** La perforación de taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos. El uso eficiente de voladuras a gran escala hace del Tajeo por subniveles uno de los métodos de minado subterráneo de más bajo costo.
- b) **Recurso:** Una concentración de material sólido, líquido o gaseoso de origen natural en o sobre la corteza terrestre en tal forma y cantidad que la extracción económica de un producto de la concentración sea actualmente o potencialmente factible.
- c) **Reserva:** Una reserva es aquella parte del recurso que cumple los criterios físicos y químicos mínimos relacionados con las prácticas de minería y producción especificadas, incluyendo las de grado, calidad, grosor y profundidad; y puede ser razonablemente asumido como extraído y producido económicamente y legalmente en el momento de la determinación.
- d) **Chimenea:** Puede ser perforada utilizando la misma perforadora de producción y puede ser excavada por el método VCR o disparos convencionales aplicando retardos.
- e) **VAN:** Es un indicador financiero que sirve para determinar la viabilidad de un proyecto. Si tras medir los flujos de los futuros ingresos y egresos y descontar la inversión inicial queda alguna ganancia, el proyecto es viable.
- f) **TIR:** nos permite saber si es viable invertir en un determinado negocio, considerando otras opciones de inversión de menor riesgo. La TIR es un porcentaje que mide la viabilidad de un proyecto o empresa, determinando la rentabilidad de los cobros y pagos actualizados generados por una inversión.

“INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE MINERAL APLICANDO MINADO POR SUB-
NIVELES CON TALADROS LARGOS EN MANTOS EN LA U.O COLQUIJIRCA,
2018 – SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A”

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



INTRODUCCIÓN

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. (SMEB), reinicio la explotación de la mina de cobre Marcapunta Norte, en octubre del 2,008 conforme a la Resolución Directoral N° 1055-2008-MEM/DGM), con una producción diaria de 1,000 TPD. Para el incremento de minado 2,018 se plantea incrementar la producción a 9,000 TPD con la implementación de métodos de minado adicionales (Sub Level Stopping y Corte y Relleno Ascendente Mecanizado), de acuerdo a la condiciones geomecánicas del macizo rocoso y a los estudios geo mecánicos realizados.

El sector conocido como Marcapunta Norte, que se ubica inmediatamente al sur del Tajo, constituye una extensión del depósito de Colquijirca, está compuesto por la presencia de enargita y zonas polimetálicas que principalmente contienen calcopirita, tenantita, esfalerita y galena. Marcapunta Norte se caracteriza por haber experimentado un proceso de enriquecimiento supérgenico que ha generado cuerpos de calcosita que se han superpuesto a la zona de enargita y en menor grado a la polimetálica, conformando un sector del depósito que presenta una relativa complejidad mineralógica en términos de intercrecimientos.

El distrito Minero de Colquijirca, tiene una larga historia productiva; así, se explotó mineral de Ag (Au) en épocas pre-incas, incas y coloniales; fue un importante productor de Ag durante la primera mitad del siglo XX; en la actualidad productor de Zn-Pb-Ag y Cu (Au). La mina Marcapunta Norte de Cu-Au, forma parte del “Deposito de tipo Cordillerano de Au-Cu (Zn-Pb-Ag) en rocas carbonatadas”, se ubica entre los yacimientos de Colquijirca y San Gregorio. En Marcapunta Norte los valores de Cu y Au se incrementan hacia el Sur, tanto en los “Mantos Mineralizados” como en la “Brecha Mineralizada”, al igual que Au en óxidos, ubicado en la parte central del complejo volcánico, con mineralización cercana a superficie.

RESUMEN

El yacimiento de cobre Marcapunta Norte inicialmente fue explotado empleando el método Corte y Relleno Ascendente. Como parte del proyecto de ampliación de la mina Subterránea Marcapunta Norte, Sociedad Minera El Brocal planeó incrementar los niveles de producción. Para lograr tal objetivo, se diseñó y se puso en marcha el minado por subniveles con taladros largos.

La presente tesis, se realizó con la finalidad de incrementar la producción, aplicando el minado por subniveles con taladros largos en mantos, su aplicación tiene por finalidad de producir 1,000 a 9,000 toneladas de mineral de cobre por día. Para esto previamente se realizaron estudios geo mecánicos y luego de evaluar los principales índices de eficiencia, productividad y control de los equipos de acarreo y perforación, se determinó implementar este método de minado conforme a las características del yacimiento.

La aplicación del método de minado mediante taladros largos nos da una reducción del factor de carga, bajando los valores de 0,50 kg/Ton a 0,30 kg/Ton. La perforación tiene un costo de 2,53 US\$/t; mientras la voladura tiene un valor de 1,32 US/t, por lo que el costo de operación se ha reducido de 32.71 US\$/ton a 24.64 US\$/ton, cifra que es trascendental, teniendo en cuenta que el precio del cobre que en estos momentos se encuentra estable en el mercado. Desde un punto de vista económico es favorable para la rentabilidad de la empresa cuando se emplea la técnica de taladros largos.

La aplicación del método de minado en mención, es un proyecto ambicioso para el incremento de la producción, que se encuentra en proceso de ejecución y será referente principal para la aplicación de este método en otros mantos de gran potencia.

Palabras clave: Aplicación, Incremento, Geomecánica, Reducción.



ABSTRACT

The Marcapunta Norte copper deposit was initially exploited using the cut and fill method. As part of the expansion project for the Marcapunta Norte underground mine, Sociedad Minera El Brocal planned to increase production levels. To achieve this goal, mining was designed and started by sub-levels with long drills.

The present thesis, was made with the purpose of increasing production, applying the mined by sublevels with long holes in mantles, its application is to produce 1,000 to 9,000 tons of copper ore per day. For this previously, geomechanical studies were carried out and after evaluating the main efficiency, productivity and control indexes of the hauling and drilling equipment, it was determined to implement this mining method according to the characteristics of the deposit.

The application of the method of mining by long drills gives us a reduction in the load factor, lowering the values from 0.50 kg / ton to 0.30 kg / ton. The drilling has a cost of 2.53 US \$ / t; while the blasting has a value of 1.32 US \$ / t, so the cost of operation has been reduced from US \$ 32.71 / ton to US \$ 24.64 / t, a transcendental figure, taking into account that the price of copper that at the moment is stable in the market. From an economic point of view, it is favorable for the profitability of the company when the long-hole technique is used.

The application of the mining method in mention, is an ambitious project for the increase of the production, that is in process of execution and will be main reference for the application of this method in other layers of great power.

Keywords: Application, Increment, Geomechanics, Reduction.

CAPÍTULO I.

PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA Y OBJETIVOS.

1.1. Descripción del problema

En la Unidad Minera Colquijirca de la Sociedad Minera El Brocal S.A.A existe una tendencia ascendente en los volúmenes de producción a partir de la adquisición de la empresa en enero del 2018 por parte del grupo Buenaventura. Una vez reconocida la parte geológica de la zona y teniendo las características de la roca y elegido el método de minado, el método a aplicar minado por subniveles con taladros largos en mantos. Para el incremento de la producción y reducción de costos se tenía el método corte relleno ascendente mecanizado donde la producción era 1000 TM/día actualmente se está reemplazando este método al método de taladros largos por subniveles en mantos para una producción de 9000 TM/ día ,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. Se debe realizar mallas de perforación cambiando el tipo de broca de 64 mm a 89 mm para así ahorrar tiempo y desgaste de brocas como aceros de perforación y cambiar mallas de perforación con burden mayores a 2 m así realizar voladura controlada con el producto de SUBTEK. Este método de explotación desde el punto de vista productivo es muy versátil, eficiente y sostenido, si el control de la perforación y voladura es exhaustivo, es decir, el daño de la caja encajonante sea mínimo, la dilución sería mínima, siendo el acarreo de mineral selectivo y sostenida de esta manera se garantizará la ley y el tonelaje requerido. Ver Tabla 01 y Tabla 02.

Tabla 1: Reservas Minerales Marcapunta Norte

CUERPO	TIPO	TM	% Cu/TM	gr Au/TM	oz Ag/TM	% As
Manto	Probado	1,532,576.00	2.73	0.48	0.55	0.86
	Probable	6,001,720.00	2.54	0.44	0.53	0.78
Total Reservas		7,534,296.00	2.57	0.45	0.53	0.79

Fuente: Memoria Anual 2017 Sociedad Minera EL Brocal S.A.A

Tabla 2: Recursos Minerales Marcapunta Norte.

CUERPO	TM	% Cu/TM	gr Au/TM	oz Ag/TM	% As
Manto Mineralizado	21,561,789.00	1.93	0.28	0.62	0.52
Brecha Mineralizada	31,944,032.00	2.02	0.32	0.90	0.64
Total	53,505,821.00	1.98	0.30	0.79	0.59

Fuente: Memoria Anual 2017 Sociedad Minera EL Brocal S.A.A



1.2. Enunciado

1.2.1 General

a. ¿De qué manera mejorará la producción de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal?

1.2.2 Específicos

a. ¿De qué manera aumentará los niveles de productividad de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera el Brocal?

b. ¿De qué manera se ven afectados los costos de producción de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal?

1.3. Objetivos

1.3.1 General

Aumentar la producción de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal

1.3.2 Específicos

Mejorar los niveles de productividad de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal

Evaluar los costos de producción de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal

1.4. Justificación

El trabajador debe enfrentar el reto propuesto de lograr extraer mineral a gran producción, menor costo con mayor seguridad en el proceso económico-social en toda su dimensión, aplicando nuevos métodos de minado relacionados con la tecnología actual, para disminuir índices de riesgos e incrementar los niveles de productividad teniendo como consecuencia menores costos de producción y mayor utilidad. La producción de mineral a bajo costo por la aplicación de taladros largos en mantos, que implican un tipo de desarrollo económico en todos los campos productivos y sociales que satisfaga las necesidades básicas de la actual minería, hoy en día es indispensable. En vista que la proyección es aumentar la producción, se necesita aumentar la productividad en los tajos, además que al ser más productivos se requerirá menos personal para cumplir el tonelaje programado permitiendo redistribuir este personal a otras labores y disminuir la exposición del personal en los tajos.

1.5. Delimitación

La aplicación de un método más productivo, permite su eficiencia en varias empresas mineras del Perú; y que disminuya la exposición del personal a condiciones inseguras, siendo el alcance de la tesis de investigación la aplicabilidad del método de corte y relleno ascendente por sub niveles aplicando taladros largos como mejor alternativa en diseño de método de minado. Para lograr esto se va a necesitar contar con nuevas tecnologías, mayor cantidad de equipos, personal capacitado y mayor tiempo en preparación de labores. La limitación es la confidencialidad de los datos que las empresas sugieren a sus trabajadores. Es imposible mostrar al 100% la información de la mina.



CAPITULO II.

MARCO TEÓRICO

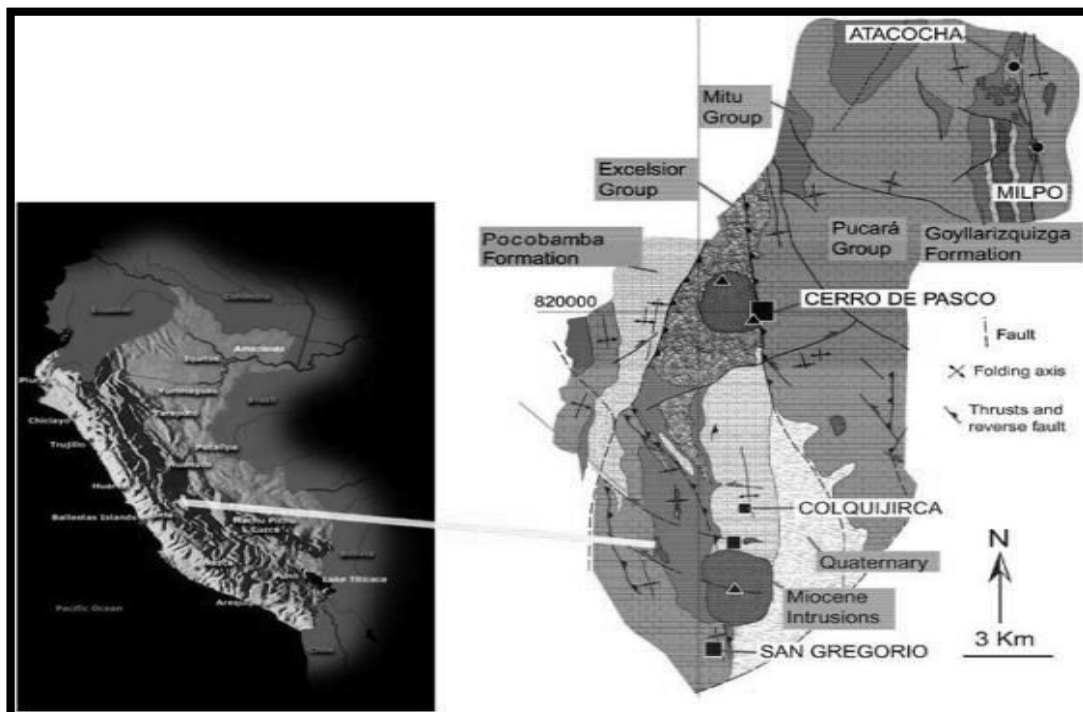
2.1. Generalidades

2.1.1. Ubicación

La Mina Marcapunta Norte, está ubicada en el distrito minero de Colquijirca, entre los yacimientos de Colquijirca y San Gregorio. Políticamente se encuentra en el distrito de Tinyahuarco, provincia de Pasco, Región Pasco, entre las coordenadas (UTM): 8'809,200-N a 8'810,000-N y 361,100-E a 361,500-E, a una altitud de 4,180 a 4,500 msnm.

El acceso a la mina es a través de la Carretera Central, que tiene su inicio en la ciudad de Lima recorriendo hasta La Oroya y luego hasta Colquijirca, una distancia de 310 km. En bus el viaje dura 7 horas y en camioneta 5 horas. 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. La vegetación mayormente está compuesta por ichu, y en los alrededores de las lagunas y bofedales crecen plantas variadas, como las totoras. Figura N° 1

Figura 1: Ubicación de la Mina Marcapunta Norte



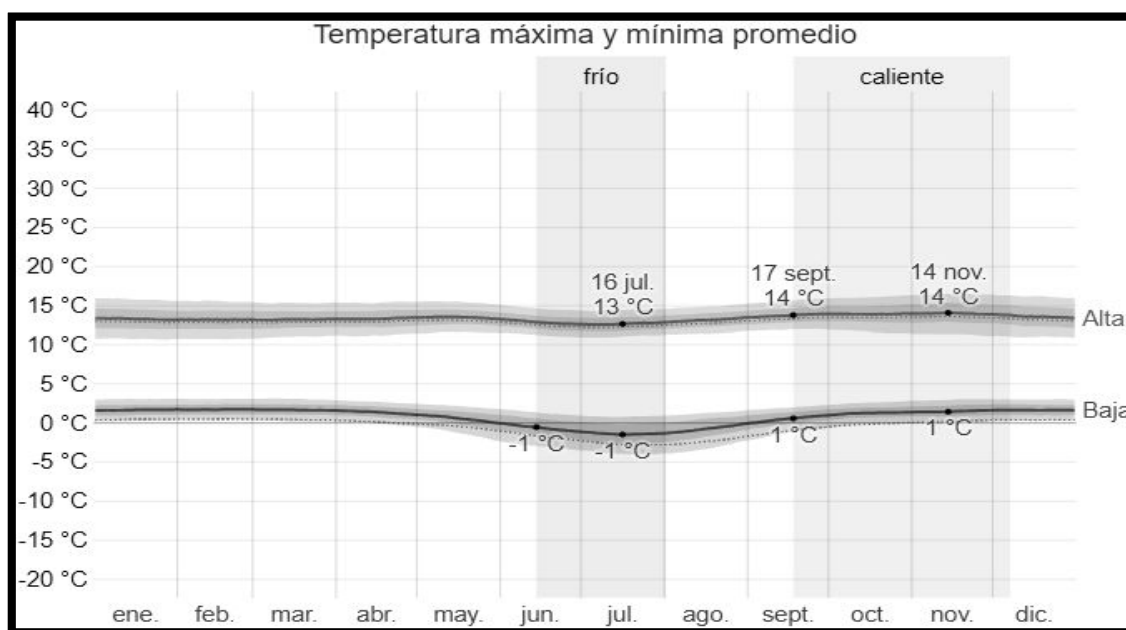
Fuente: Departamento de Topografía SMEB.

2.1.2. Clima

En Tityahuarco, los veranos son cortos, frescos y nublados y los inviernos son cortos, muy frío, secos y parcialmente nublados. Durante el transcurso del año, la temperatura generalmente varía de $-1\text{ }^{\circ}\text{C}$ a $14\text{ }^{\circ}\text{C}$ y rara vez baja a menos de $-4\text{ }^{\circ}\text{C}$ o sube a más de $17\text{ }^{\circ}\text{C}$.

En base a la puntuación de turismo, las mejores épocas del año para visitar Tityahuarco para actividades de tiempo caluroso son desde finales de abril/hasta finales de mayo y desde principios de agosto hasta finales de octubre. Figura N° 02.

Figura 2: Temperatura máxima y mínima promedio



Fuente proporcionada por SENAMHI 2018

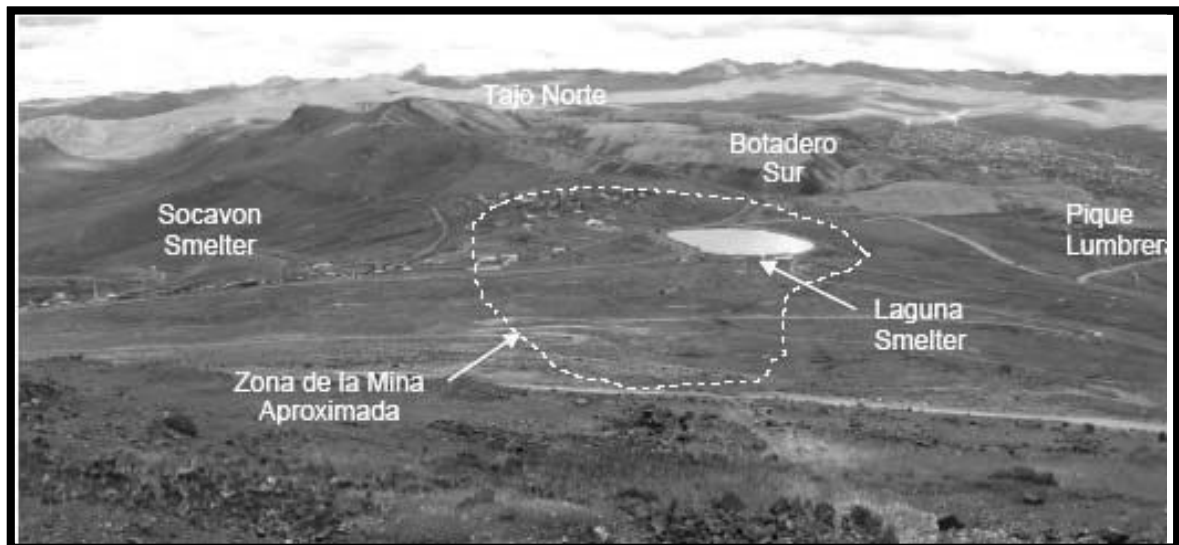
2.1.3 Hidrogeología

A continuación, se presenta un resumen de las conclusiones del estudio hidrogeológico realizado por la firma especializada Ground Water International (GWI), copia del cual se incluye en el Anexo 2 – Estudio Hidrogeológico Global Mina Colquijirca, realizado por GWI en diciembre del 2008.

El yacimiento de Marcapunta Norte se ubica por debajo del límite norte de Cerro Marcapunta, el mismo que constituye un elemento topográfico prominente que se extiende aproximadamente 320 m por encima de una gran llanura aluvial que yace al sur y al suroeste. El río San Juan, principal curso de agua de la zona, se ubica a aproximadamente cuatro kilómetros al sur-suroeste de la zona donde se desarrollará la mina subterránea y una altitud de 4195 msnm. La base del Tajo Principal de la mina Colquijirca se ubica a 1 km al Este, a una altitud de aproximadamente 4230 msnm.

La Mina Marcapunta Norte se ubica entre varias instalaciones mineras que existen actualmente en Colquijirca, la cual se muestra en la figura 3, siendo éstas:

Figura 3: Zona de las Operaciones El Brocal, vista desde el Cerro Marcapunta Norte



Fuente: Fotografía Propia

- El Tajo Norte, con su base ubicada aproximadamente 1,600 m al norte-noreste del límite norte de las labores de Marcapunta Norte.
- El Botadero Sur, con un pique ubicado aproximadamente 550 m al nor-noreste del límite norte.
- Las labores subterráneas antiguas, ubicadas al norte y al este del yacimiento Marcapunta Norte, las mismas que incluyen un túnel que se ubica aproximadamente a 4250 msnm y que se extiende debajo del yacimiento.
- El socavón Marcapunta Oeste, ubicado aproximadamente a 1,650 m sursuroeste del límite sur de las labores de Marcapunta Norte.

Actualmente, la Galería Principal y el Nivel 310, labores ubicadas ambas por debajo del yacimiento Marcapunta Norte, drenan hacia el Socavón Smelter, cuyo piso se ubica en la cota 4250 msnm. La descarga de agua a través del Socavón Smelter ha variado a lo largo de los últimos 15 años entre 3 y 15 L/s, con un valor promedio de 5.4 L/s. Las descargas históricas de esta bocamina se presentan en el informe hidrogeológico de GWI al que se ha hecho referencia anteriormente y que se incluye como en el anexo 2 de este estudio.

Durante la ejecución de la investigación hidrogeológica, realizada en enero de 2007, GWI midió un flujo de 2.5 L/s en la descarga el Socavón Smelter.

Actualmente se bombea desde el Pique Lumbrera Pampa, ubicado aproximadamente 800 m al este-noreste del límite Este del yacimiento, las aguas que ingresan desde todas las labores mineras que se encuentran actualmente en operación en la zona, incluyendo aquella que proviene de los tajos abiertos. Los volúmenes de agua bombeados entre mayo 2006 y enero 2007 desde este pique ha sido el orden de los 50 L/s, caudal que se conduce hasta la Planta de Tratamiento de Agua para su neutralización antes de ser descargada al ambiente.

El nivel dinámico máximo del agua en este pique es de aproximadamente 4219 msnm. Dentro del yacimiento Marcapunta Norte, se bombea un máximo de 50 m de carga hidráulica a la superficie, conduciéndose la descarga también hacia la Planta de Tratamiento de aguas ácidas.

Dentro del yacimiento actual de Marcapunta Norte, el ingreso de agua subterránea hacia las labores es muy escaso. SMEB estuvo bombeando el agua subterránea que se almacenaba en el fondo de las Rampas 9844 y 9368 hacia la Planta de Tratamiento de Agua, pero actualmente se ha detenido el bombeo, ya que los ingresos promedios de agua hacia esa zona, han sido estimados en 1.1 L/s.

Dado que el fondo de las rampas donde se acumula el agua hasta estabilizarse en el nivel estático de la capa freática se ubica por debajo de la zona donde se desarrollarán las operaciones de la mina Marcapunta Norte, se ha previsto ubicar allí el sumidero principal para la mina subterránea desde donde – en caso de ser necesario – se bombearía el agua hacia la Planta de Tratamiento de agua.

El Río San Juan es el principal curso de agua perenne en el área, con una cuenca de 1,172 km², que se extiende entre los 4000 y 4400 msnm aproximadamente. El río se origina al noreste de Cerro de Pasco en la laguna Alcacocha, a una altitud de 4150 msnm, y recibe las aguas de los ríos Ragra, Raccuragra, Culcaguaín, Blanco y Andacancha, antes de desembocar al embalse Upamayo, 13.5 km al sur de las operaciones de Colquijirca.

El Río Andacancha por otro lado, es un tributario del río San Juan y se origina al noroeste del yacimiento Colquijirca, desembocando al río San Juan, al suroeste del Cerro Marcapunta. Las aguas de este curso de agua discurren a través de los depósitos de residuos de carbón de la antigua Fundición Smelter que fuera operada por Cerro de Pasco Mining Co. durante los primeros años del Siglo XX hasta que se construyó la Fundición de La Oroya.

Sobre el límite sur del yacimiento Marcapunta Norte se ubica un embalse artificial de agua que se conoce como Laguna Smelter, la misma que se alimenta con el drenaje proveniente de una zanja perimetral (aproximadamente 8 L/s) que discurre por el lado este del Cerro Marcapunta y en menor medida con algún drenaje del lado norte del mismo cerro.

Esta laguna cubre un área de 19,000 m² y potencialmente podría representar una fuente de recarga para la zona que se ubica por debajo de ésta.

2.1.4. Fauna y Vegetación

Tinyahuarco es un distrito que no tiene un piso ecológico estándar, pues las series de distritos que la conforman ocupan zonas de puna y jalca. Por tanto, la puna cuenta escasa vegetación, pero con pajonales de ichus, la champa estrella, que es una variedad de las gramíneas, que enraíza abundantemente, y que los pobladores la extraen del suelo para utilizarlos como combustible. Las aves que habitan se diversifican entre: gaviotas, yanavicos, garzas, patos silvestres, guachuas, pájaros pito, el cernícalo, la bandurria, gallareta americana, garza blanca pequeña, gallareta andina, huaco, Liclish fraylisco, garza bueyera, pato media luna, pato jerga, pariona o parihuana, pato cordillera, pato colado, pato puna, pato sutro, pato rana, perdiz e puna, polla de agua, zambullidor blanquillo, zambullidor pimpollo, zambullidor de Taczanowski. Asimismo, se crían auquénidos como: llamas, alpacas y vicuñas.

2.2. Marco Geológico

2.2.1 Geomorfología

La morfología del área andina de la zona de estudio, es el resultado de los efectos degradatorios causados por los agentes de meteorización que han actuado sobre las rocas existentes, habiendo tenido un papel preponderante en el modelo actual las temperaturas, las precipitaciones, las aguas de escorrentía tanto superficiales como subterráneas.

Se reconoce una superficie denominada Superficie Puna, siendo en el área de Cerro de Pasco más madura, con una morfología moderadamente plana y ondulada, pero sin lograr una peneplanización completa, esta superficie se estableció truncando los pliegues de la tectónica Incaica que afectó a los estratos Paleozoico y Mesozoico.

2.2.2 Geología regional

Entre el Mesozoico-Cenozoico, se desarrolló el ciclo Andino comenzando con una depresión geosinclinal y terminando con un gran levantamiento, que elevó las rocas deformadas del geosinclinal a su posición actual. El intervalo entre estos eventos limita dos períodos mayores, uno de relleno del geosinclinal y otro de deformación posterior, los mismos que muestran una considerable superposición de eventos sedimentarios y tectónicos. El primer periodo se caracterizó por una sedimentación marina, continental y vulcano-sedimentario. El segundo periodo, dio como resultado la formación de la Cordillera Andina.

En la región existen niveles conglomerádicos y discordancias menores dentro de las Capas Rojas, los mismos que reflejan un activo levantamiento en el área de aporte durante la depositación y evidencia la actividad tectónica dentro de la cuenca en algunos lugares. El Miembro Shuco de la Formación Pocobamba en Cerro de Pasco y Colquijirca indica movimientos a lo largo de una gran estructura de dirección N-S denominada Falla Longitudinal durante este intervalo. Este periodo que es más corto comprende desde el Cretácico Superior hasta la época actual.



2.2.3 Estratigrafía

Desde la más antigua a la más reciente se identifican en el área de estudio, las siguientes unidades litoestratigráficas, las que corresponden a secuencias sedimentológicas bien determinadas:

Grupo Mitu (Ps-m)

Grupo Excélsior del Paleozoico Inferior. Sobreyaciendo en discordancia angular al Excélsior está el Grupo Mitu, que consiste de una serie detrítica de color rojo que aflora en la localidad de Mitu. Se manifiesta en el área de estudio como limoarcilitas de color verdosa, que luego se vuelve rojiza, probablemente correspondiente al Mitu Superior.

Grupo Pucará (Trj-pu)

La primera división estratigráfica del Grupo Pucará la realizó Weaver C. (1942) en el valle de Utcubamba, distinguiéndose dos facies separadas por la Falla Longitudinal, denominada Pucará Occidental y Pucará Oriental, ubicadas respectivamente al oeste y este de la falla.

El Pucará Occidental, se inicia con una discordancia angular sobre el Grupo Mitu y está conformada por brecha basal de color gris verdoso, seguido por dolomías con chert y niveles de cineritas, el cual sugiere un ambiente muy somero, de baja energía en la parte interna de una plataforma carbonatada. Su espesor aproximado de 360 m. En el Pucará Oriental, no se observa la base aflorante, integrada por rocas calizas con sílex y posteriormente masas estratiformes recristalizadas, que son depósitos de plataformas carbonatadas externas. No se ha encontrado unidades pertenecientes al Cretáceo, por consiguiente suprayaciendo al Grupo Pucará, tenemos el Terciario representado por la Formación Pocobamba.

Formación Pocobamba (Pe)

Está conformada por dos miembros: Cacúan y Conglomerado Shuco, pero en el área de estudio ha sido reconocido solo el miembro Shuco, que infrayace a la Formación Calera. Miembro Cacúan: Son secuencias granocrecientes de 10 a 25 m de limolitas, areniscas y conglomerados de origen fluvial de más de 100 m de espesor, que descansan sobre el Pucará Occidental; son un equivalente al Conglomerado Shuco. Conglomerado Shuco: Compuesto por conglomerados y brechas sedimentarias, con escasos lentes de limolitas y areniscas; la mayor parte de los clastos son calizas y sílex de la Formación Chambará, con tamaños de 2 a 30 cm que varían en función a la distancia de la Falla Longitudinal. Es de origen aluvial y sintectónico, constituye un prisma con espesor mayor de 150 m adosado a la Falla Longitudinal. Las facies Shuco no están restringidas exclusivamente al bloque occidental de la Falla Longitudinal. Su depósito es probablemente contemporáneo con la Fase Inca de deformación en la Cordillera Occidental, al pie de un sistema de fallas que delimitaban altos estructurales.

Formación Calera (Pe-ca)

Los afloramientos de esta formación se pueden apreciar en el Tajo Norte y se hallan constituidos por una secuencia mixta: carbonatada, detrítica y piroclástica, en la que se intercalan rocas carbonatadas como calizas, margas y dolomías, con horizontes limoarcilíticos, además de rocas tobáceas de fracciones gruesas a finas. En el perímetro norte del Cerro Marcapunta, se han llegado a identificar las siguientes unidades litoestratigráficas dentro de la Formación Calera:

Miembro Inferior:

Predominan los sedimentos detríticos, cuya granulometría varía desde brechas, microbrechas, limos y lutitas, en su mayor parte de procedencia volcánica; y delgados niveles de conglomerados de guijarros de la Formación Chambará. Presenta también delgados niveles de tobas riolíticas, terminando con una alternancia de calizas, margas argilitas y limoarcilla. Los horizontes margosos y limoarcilíticos de coloración gris, se intercalan en capas delgadas. Tiene un espesor de 64 m.

Miembro Medio:

Contiene las facies de caliza gris muy clara, en bancos potentes, muy característico de este miembro, la zona inferior es casi netamente calcárea y la zona alta presenta calizas margosas con intercalaciones de lutitas gris verdosas y verdosas, derivadas de los piroclastos. Su espesor es de 55 m.

Miembro Superior:

Este no es observado en la zona de estudio, se han registrado solamente a los Miembros Inferior y Medio tal como lo atestiguan los sondajes realizados en el área. Se conoce que este miembro está compuesto por alternancias de lutitas, limolitas, arenitas, dolomías margosas, dolomías y chert. Su espesor es de 150 m. La Formación Calera es la roca huésped de la mineralización en Colquijirca y Marcapunta.

2.2.4 Geología Local

El yacimiento Marcapunta Norte, está conformado por rocas de la Formación Calera, ubicadas estratigráficamente entre las rocas del Grupo Mito al piso y los volcánicos dacíticos y piroclastos del Complejo Volcánico Marcapunta Norte al techo. En Marcapunta Norte los horizontes mineralizados se dividen en dos unidades: la Unidad Inferior, esencialmente gruesa conglomerática o brechosa, y la Unidad Superior fina y/o carbonatada.



Unidad Inferior:

La roca huésped de la “Brecha Mineralizada” en Marcapunta Norte y Oeste es la base del Calera Inferior; esta brecha mineralizada, no es otra cosa que los niveles de conglomerados mineralizados por pirita y enargita principalmente. Su espesor es de 100 m, donde predominan intercalaciones de brechas vulcanoclásticas polimícticas matriz-sostenidas que gradan a microbrechas, tobas y limolitas, conglomerados polimícticos clasto-sostenidos. Este es el área de interés en el cual se está llevando a cabo la presente evaluación geomecánica.

Unidad Superior:

Se emplaza concordantemente sobre la Unidad Inferior, está constituida por calizas detríticas y limolitas calcáreas con fina estratificación, que equivalen parcialmente al Calera Medio y a la parte alta del Calera Inferior (Ángeles, 1996, 1999); es la roca huésped de los “Mantos Mineralizados”, los cuales vienen siendo explotados. Su espesor varía entre 50 a 200 m, según la erosión a que fue sometida antes del vulcanismo que la cubre o la cobertura cuaternaria.

Cabe mencionar que en el área de estudio denotan también su presencia depósitos piroclásticos, dacitas porfiríticas, riolitas y brechas. Los depósitos piroclásticos cubren el paleorelieve Calera rellenando depresiones y se emplazan en medio de las lavas dacíticas. La dacita porfirítica figura como múltiples domos y diques. Las riolitas se observan al sur de la mina. Como todo complejo volcánico, existen numerosas ocurrencias de brechas, que en este caso se agrupan en tres tipos: freatomagmáticas, tufisita / pebble dike, e hidrotermales. Cubriendo al basamento rocoso en el área de Marcapunta Norte se presentan materiales cuaternarios conformados por depósitos morrénicos, depósitos aluviales y depósitos pluviglaciares, producto de los fenómenos de geodinámica externa.

Figura 4: Columna litoestratigráfica generalizada de la unidad minera Marcapunta Norte.

COLUMNA LITOSTRATIGRAFICA GENERALIZADA DEL DISTRITO MINERO DE COLQUIJIRCA						
ERA	PERIODO	SERIE	GRUPO	LITOLOGIA GRAFICA	DESCRIPCION	
CENOZOICO	CUATERNARIO		MATERIAL FLUVIO GLACIAR		Material fluvio-glacial, aluvial	
		TERCIARIO	MEDIO A SUPERIOR	CENTRO VOLCANICO	VOLCANICO MARCAPUNTA	Domas y lavas dacíticas a cuarzoalítica.
				TUFO UNISH	Brechas piroclásticas, tobas y lavas	
	INFERIOR		FORMACION POCOBAMBIA	MIEMBRO CALERA	SUPERIOR	Dolomías margosas, dolomías interc. arcillas, limonitas, areniscas, chert y mantos de óxidos.
		MEDIO (MANTOS MINERALIZADOS)			Al tope arcillitas, margas y calizas margosas con abundante chert. A la base calizas con rizocortos y arcillitas verdes.	
		INFERIOR			Intercalaciones arcillitas y calizas margosas, nódulos micríticos, ostracoides, bioclastos y rimomorfos. En la base caliza mudstone margosa, sedimentos volcanoclasticos y piroclásticos (tobas riolíticas).	
			CONGLOMERADO SHUCO	Brecha sedimentaria de clastos calcíferos sub redondeados a sub angulosos del chambara. Escasos niveles de areniscas, areniscas limosas.		
			MIEMBRO CACUAN	Arcillas limosas, localmente arg. areniscas y brechas conglomeráticas clastos subangulares a subredondeados, cemento calcáreo.		
	MESOZOICO	CRETACEO		MIEMBRO CACUAN		Arcillas limosas, localmente arg. areniscas y brechas conglomeráticas clastos subangulares a subredondeados, cemento calcáreo.
		TRIASICO	INFERIOR	GRUPO PUCARA	PUCARA OCCIDENTAL	Fuaca Occidental - Dolomías beige, brechas intraformacionales y dolomías secundarias
		SUPERIOR	FM CHAMBARA		Formación Chambara - Calizas mudstone nodulares, intercalaciones de calcarenitas bioclasticas.	
PALEOZOICO	PERMICO SUPERIOR		GRUPO MITU	ARENISCA MITU	Areniscas rojas con lentes de conglomerados.	
				CONGLOMERADO MITU	Conglomerados y brechas de color gris oscuro.	
	DEVONICO		GRUPO EXCELSIOR		Pizares, filitas y cuarcitas.	

Fuente: Área Superintendencia Geología SMEB.



2.2.5 Geología Estructural

Los estudios realizados por Jenks W. (1951), demostraron que la cuenca sedimentaria Triásica de Cerro de Pasco fue controlada por movimientos de la Falla Longitudinal, de rumbo NS, que es la estructura más importante, como también por los complejos volcánicos de Cerro de Pasco y Marcapunta. Existen también diversas fallas y estructuras de dirección NW-SE, E-W y NE-SW las cuales son relevantes para el emplazamiento de la mineralización

En el interior de la mina Marcapunta Norte se han mapeado estructuras tipo fallas con poco desplazamiento, de dirección E-W, y diaclasas y zonas de cizallamientos que cortan al Manto Mineralizado. Adicionalmente, existe en interior mina un control secundario en la mineralización, el sistema de microfracturas verticales E-W pre-mineralización, en microvetillas. Finalmente, están los estratos con orientación sub-horizontal.

2.2.6 Geología Económica

La mina de Marcapunta Norte (antigua mina Smelter), se ubica entre los yacimientos de Colquijirca y San Gregorio, en el complejo volcánico Marcapunta, y corresponde a un yacimiento de tipo Cordillerano de Cu-Au, emplazado en rocas carbonatadas dentro de un sistema epitermal de alta sulfuración. La zonación mineralógica del complejo volcánico indica un núcleo de Cu-Au, que representa la parte proximal o central de la fuente de mineralización, y hacia la periferia con mineralización de Zn-Pb-(Ag).

El principal mineral de mena es la enargita rica en sulfuros, principalmente la pirita, con una considerable concentración de oro. Con mineral potencial aproximado de 50 millones de toneladas y una ley de 1.9% Cu, 24g/t Ag, y 0.35g/t Au (Bendezú 2007).

El emplazamiento de la mineralización alrededor del conducto principal del domo de diatrema, fue amplio y se efectuó en la Unidad Inferior (Zona de Brechas) y en la Unidad Superior (Zona de Mantos) de los carbonatos de la Formación Calera. Más hacia el norte la mineralización se restringe, principalmente hacia la zona intermedia de la Formación Calera.

2.2.6.1 Evaluación, Análisis y Cubicación de Reservas

Los recursos minerales a ser explotados mediante minería subterránea (entre las líneas 548 y 628) fueron calculados con información proveniente de sondajes diamantinos que totalizan 20,963.50 m lineales de perforación, con una recuperación promedio de 95% y un área de 132 ha. El espaciamiento entre sondajes diamantinos varía entre 100 y 200 m.

Los trabajos de correlación de las estructuras mineralizadas se hicieron sobre la base de secciones transversales Este-Oeste, espaciadas entre 50 a 100 m, totalizando 12 secciones. Para el cálculo del peso específico, tanto para el mineral como para los desmontes, se utilizaron 12 sondajes, los resultados indicaron un peso específico de 3.20 ton/m³ y 2.60 ton/m³ para desmontes.



Las reservas Probadas y Probables con que cuenta Marcapunta Norte son 7'534,296 TM con una ley 2,57 %Cu; los recursos entre el manto y la brecha mineralizada tiene un potencial de 53'500,000 TM.

2.2.6.2 Reservas Minables

Para efectos del cambio al método de minado masivo Sub Level Stopping, se ha procedido a cubicar las reservas, zonificando la mina en tres sectores: Sector Sur, Sector Centro y Sector Norte, donde la mineralización económica y las condiciones geomecánicas son favorables para la aplicación del método masivo Sub Level Stopping, teniendo un total de reservas aplicables al método de 2'516,454 TM con ley de 2.95 %Cu.

Tabla 3: Muestra las reservas minables distribuidas según las zonas de explotación.

ZONA	VOLUMEN (m3)	VOLUMEN (tm)	Ley Cu (%)	Ley Ag (Oz/tm)	Ley Au (Gr/tm)	Ley As (%)	Ley Fe (%)
CENTRO	96,323	308,235	5.14	1.17	2.25	1.83	15.68
NORTE	247,059	790,588	2.19	0.47	0.41	0.69	11.93
SUR	443,010	1,417,631	2.9	0.5	2.36	0.85	13.04
TOTAL	786,392	2,516,454	2.95	0.57	1.73	0.92	13.01

Fuente: Área Superintendencia Geología SMEB

2.2.7 Caracterización de la masa rocosa

Para la caracterización de la masa rocosa, por un lado, se registraron datos a partir del mapeo geomecánico de las labores mineras subterráneas existentes y cercanas a las áreas involucradas con el presente estudio, principalmente en las Rampas 9368, 9478, 9651, 9700 y 9844. En este mapeo se utilizó el "método directo por celdas de detalle", mediante el cual se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en cada una de las estaciones de medición (En), representadas por un tramo de extensión variable de la roca expuesta en las excavaciones subterráneas.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñados por el CONSULTOR para esta evaluación, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), ver formatos y data básica del mapeo geomecánico en el Anexo 1. Los parámetros tomados en cuenta fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y RQD.

2.2.7.1 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 piritita).
- 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 limoarcilita: 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 8868E, 8950E y 8950E-1, 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 limoarcilitas.

2.2.7.2 Distribución de discontinuidades.

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS Versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004). Por presentar mejores facilidades gráficas de salidas de los estereogramas, se ha utilizado también el DIPS Versión Avanzada 3.12 (1989 - 95) elaborada por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

Los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales, se muestran primero en los formatos del mapeo geomecánico para cada estación de medición, luego se muestran también en el plano estructural. Con el fin de analizar el arreglo estructural de la masa rocosa de los blocks de explotación en estudio, se ha realizado un análisis de distribución de discontinuidades a nivel compósito general, cuyos resultados se presentan un resumen en el Tabla 4.

Tabla 4: Sistemas de discontinuidades estructurales

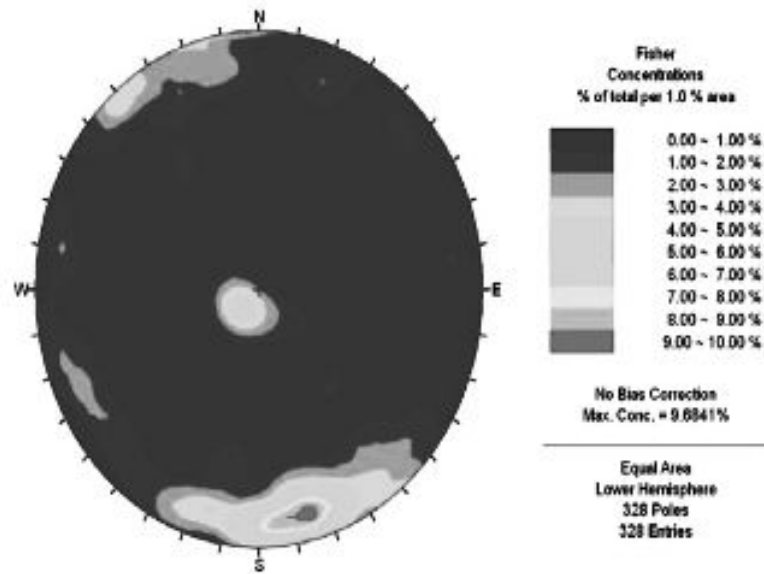
Dominio	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Rumbo / Buzamiento	N75°E-79°NW	N29°W-10°NE	N24°W-77°NE	N71°W-75°SW
Dir. de Buzamiento / Buzamiento	345°/79°	061°/10°	066°/77°	199°/75°

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

La interpretación de toda esta información nos lleva a concluir que 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 2 sistemas secundarios (Sistemas 3 y 4).

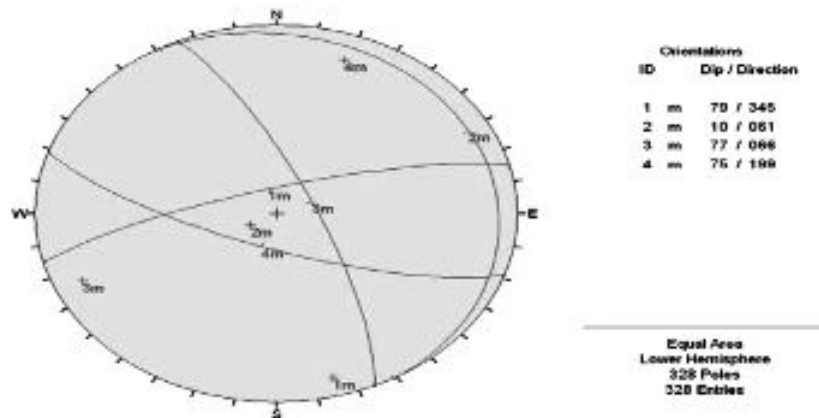
Las principales características de estos sistemas de discontinuidades estructurales son los siguientes:

Figura 5: Diagrama estereográfico de contornos del compuesto general.



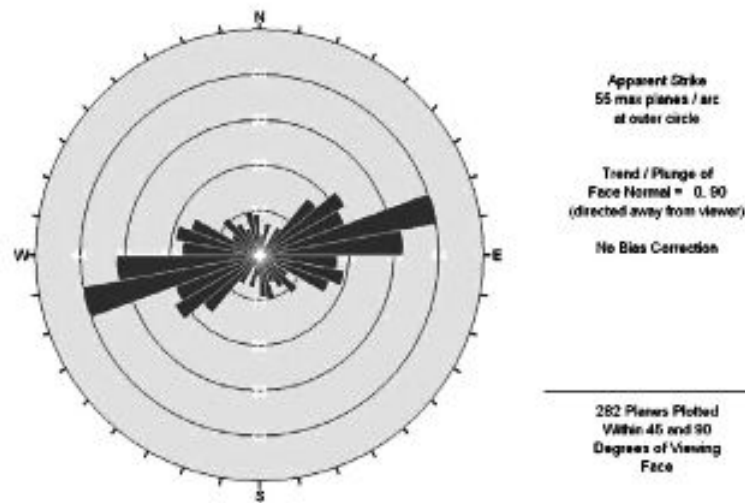
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Figura 6: Diagrama estereográfico de planos principales del compuesto general.



Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Figura 7: Diagrama de roseta de discontinuidades del compósito general.



Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

- Sistema 1: Es el principal y dominante, de rumbo NEE y alto buzamiento al NW, conformado mayormente por diaclasas subparalelas al sistema de fallas transversales de la región. El Sistema 1 está presente en los tres blocks a explotarse (Blocks 9478E, 9700E y 9844E-1).
- Sistema 2: Es también principal, de rumbo NNW y buzamiento sub horizontal, generalmente al NE, conformado por la estratificación. También está presente en los tres blocks a explotarse.
- Sistema 3: Es un sistema secundario, de rumbo NNW y alto buzamiento al NE, conformado por diaclasas. Se presenta en forma localizada en los tres blocks de minado antes referidos.
- Sistema 4: Es un sistema secundario y localizado, de rumbo NWW y alto buzamiento al SW. Está presente solo en el área comprendida entre los Blocks 9478E y 9700E.

2.2.7.3 Aspectos estructurales.

Las características estructurales de las discontinuidades de masa rocosa involucrada con las áreas de estudio se presentan en los formatos. Mediante tratamiento estadístico de esta información se han determinado las características estructurales promedias de las fallas, de los estratos y de las diaclasas.

Fallas

Las fallas tienen espaciamientos por lo general mayores a 10 m, la persistencia es de decenas de metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son ligeramente rugosas a lisas y espejos de falla con ciertas ondulaciones. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas, el espesor de estos rellenos varía entre 5 y 10 cm. Las fallas constituyen lugares por donde ocurren las filtraciones de agua. El área de influencia de las fallas no es significativa.

Estratos

Sus características estructurales son: el espaciamiento varía entre 20 a 60 cm como promedio, pero hay tanto menores como mayores espaciamientos poco frecuentes. La persistencia es alta, mayor de 20 m; la apertura es generalmente menor a 1 mm, la rugosidad de las paredes es predominantemente ligera con ciertas ondulaciones, el relleno es por lo general suave a medianamente duro por la presencia de arcillas y carbonatos, los espesores de estos son menores de 5 mm. Las paredes de los estratos por lo general están sanas a ligeramente alteradas, con presencia de humedad mayormente.

Diaclasas

Las características estructurales de las discontinuidades observadas indican lo siguiente: los espaciamientos varían entre 20 a 60 cm, la persistencia de 3 a 10 m, la apertura es menor a 1 mm, la rugosidad de las paredes es ligeramente rugosa con ciertas ondulaciones, el relleno es suave a medianamente duro por la presencia de arcillas y carbonatos, los espesores de estos son menores a 2 mm. Las superficies de las diaclasas por lo general están sanas a ligeramente alteradas, con presencia de humedad mayormente y superficies mojadas localmente debido a las filtraciones de agua.

2.2.7.4 Clasificación de la masa rocosa.

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Rock Mass Rating o Valoración del Macizo Rocoso – 1989), Barton y Colaboradores (Sistema Q – 1974) y Marinos & Hoek (GSI – Geological Strength Index o Índice de Resistencia Geológica – 2002).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante en el numeral 4.4.1 (Resistencia de la roca intacta).

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. Por otro lado, también se determinó el RQD por medición directa en los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas.

El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el Tabla 5.



Tabla 5: Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	>60	> 592	Buena
IIIa	51-60	218-592	Regular A
IIIB	41-50	0.72-1.95	Regular B
IVa	31-40	0.24-0.64	Mala A
IVb	21-30	0.08-0.21	Mala B
V	<20	<0.07	Muy Mala

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

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 los formatos de los Anexos 1 y 2 respectivamente, así como también en el plano geomecánico de la Lámina 4 y en las secciones geológicas, geomecánicas. Tomando estas fuentes de información y realizando una interpretación geomecánica, en el Tabla 6 se presenta un resumen de la calidad de la masa rocosa para cada bloque mineralizado y por tipo de rocas.

Tabla 6: Clasificación de la masa rocosa en Marcapunta Norte.

Ubicación	RMR promedio			
	Mineral	Caliza	Mar Lar	Vulc
Block 9478 E	58	52	38	46
Block 9700 E	54	54	35	47
Block 9844 E-1	55	45	37	50

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Según este cuadro, las características de calidad de la masa rocosa de las áreas de estudio son:

- El mineral de los Blocks 9700E y 9844E-1 tiene calidad similar y su clasificación corresponde a Regular A (IIIa). El mineral del Block 9478E tiene calidad ligeramente superior, pero mantiene su clasificación de Regular A.
- La caliza de los Blocks 9478E y 9700E tiene calidad similar y su clasificación corresponde a Regular A (IIIa). La caliza del Block 9844E-1 se clasifica como masa rocosa de calidad Regular B (IIIB).
- La marga limoarcilita de la caja techo alejada, en los tres blocks a explotarse tiene calidad similar, correspondiendo su clasificación a masa rocosa Mala A (IVa).
- El vulcanoclástico de la caja piso alejada tiene similar calidad en los Blocks 9478E y 9700E, clasificándose como de calidad Regular B (IIIB). En el caso del Block 9844E-1 esta roca tiene calidad ligeramente superior, pero mantiene su clasificación de Regular B (IIIB).

2.2.7.5 Zonificación geomecánica 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 mencionado en el Acápite, 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 definidos en dicho acápite. 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, basada en toda la información que se ha tenido disponible como producto del presente estudio. Se presentan en secciones transversales, los resultados de la zonificación geomecánica efectuada. En el siguiente cuadro un resumen de las zonas geomecánicas o dominios estructurales en términos tipo de roca, alteraciones y de calidad de la masa rocosa.



Tabla 7: Zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte

Ubicación	Dominio Estructural	RMR	Sistema Q	GSI	Calidad Según RMR	Alteración
Block 9478 E						
Mineral	DE - IIIA	51-60	2.18-5.92	51-60	Regular A	Silicificado
Caliza	DE - IIIA	51-60	2.18-5.92	51-60	Regular A	Silicificado
Mar_Lar	DE - IVA	31-40	0.24-0.64	31-40	Mala A	---
Vulc	DE - IIIB	41-50	0.72-1.95	41-50	Regular B	Fr-Sil-Dec
Block 9700E						
Mineral	DE - IIIA	51-60	2.18-5.92	51-60	Regular A	Silicificado
Caliza	DE - IIIA	51-60	2.18-5.92	51-60	Regular A	Silicificado
Mar_Lar	DE - IVA	31-40	0.24-0.64	31-40	Mala A	---
Vulc	DE - IIIB	41-50	0.72-1.95	41-50	Regular B	Fr-Sil-Dec
Block 9844 E-1						
Mineral	DE - IIIA	51-60	2.18-5.92	51-60	Regular A	Silicificado
Caliza	DE - IIIA	51-60	2.18-5.92	51-60	Regular A	Silicificado
Mar_Lar	DE - IVA	31-40	0.24-0.64	31-40	Mala A	---
Vulc	DE - IIIB	41-50	0.72-1.95	41-50	Regular B	Fr-Sil-Dec

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Cabe aclarar que una franja de brechas hacia los extremos del Este de los blocks mineralizados, esta roca tiene presencia local, solo en la cota de los planos de estas láminas. Las condiciones geomecánicas de esta roca son desfavorables, presentando calidad Mala A (IVA) o conformando el dominio estructural DE-IVA, con RMR promedio 39.

También cabe mencionar que al Este de los blocks mineralizados a ser explotados se observa la presencia de dacitas del domo de diatrema. Aunque esta roca no estará involucrada con el minado de estos blocks, sin embargo, puede ser de interés conocer su calidad. Según la información brindada por los testigos de las perforaciones diamantinas esta roca se clasifica en promedio como Regular B (IIIB), formando por tanto parte del dominio estructural DE-IIIB, con RMR promedio 47.

2.2.7.6 Resistencia de la roca intacta.

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geotécnico, se realizaron ensayos con el martillo de geólogo y ensayos con el Martillo Schmidt. También se realizaron ensayos en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP.



Los resultados de los ensayos con el martillo de geólogo y con el martillo Schmidt son presentados en los formatos. En la Tabla 8 se presenta un resumen de los rangos de valores de la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta a partir de los ensayos con el martillo Schmidt.

Tabla 8: Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta Marcapunta Norte – Ensayos con el Martillo Schmidt.

Ubicación	Tipo de roca	Rango de Rebote del Martillo	Rango de Resistencia Compresiva Uniaxial (MPa)
Block 9478E	Mineral	37-45	95-155
	Caliza	38-45	103-155
Block 9700E	Mineral	34-43	80-140
	Caliza	34-38	80-100
Block 9844E-1	Mineral	34-40	80-116
	Caliza	25-39	45-110

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Los resultados de los ensayos de compresión uniaxial se presentan en el Tabla 9:

Tabla 9: Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta (Determinada con ensayos de compresión uniaxial)

Bloque	Descripción	σ_c (MPa)
M-2	Mineral	123.83
M-3	Mineral	178.35
M-6	Mineral	79.25
M-7	Mineral	52.83

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

2.2.7.7 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.

Cabe señalar que las limoarcilitas que están presentes en la caja techo alejado, constituyen materiales impermeables, los cuales impiden las filtraciones del agua al interior de los blocks de mineral a ser explotados. En las labores mineras de la explotación antigua de Marcapunta Norte, se observan actualmente las características de presencia del agua mencionadas en el párrafo anterior. No hay evidencias de la presencia de nivel freático.

En el estudio del EIA de Marcapunta Norte, elaborado por la empresa consultora SVS, se anticipa que el caudal máximo de agua que sería evacuado por el Socavón Smelter es de 6.69 l/s. Este socavón constituye la labor minera de drenaje de Marcapunta Norte.

2.2.7.8 Esfuerzos in-situ.

La zona de la presente evaluación está relativamente a poca profundidad respecto a la superficie del terreno, por lo que se esperaría que los esfuerzos sean de magnitud relativamente pequeños. Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando que la profundidad promedio de las excavaciones varía de Sur a Norte de 90 a 120 m; según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente de 2.34 a 3.12 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimada utilizando el criterio de Sheorey (1994), según esto k varía de 1.1 a 0.9.

2.2.8 Definición y dimensionamiento del método de minado.

2.2.8.1 Definición del método de minado.

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

- La geología del yacimiento
- La morfología de la mineralización consistente principalmente de enargita y en cantidades menores de calcocita, calcopirita, tennantita, luzonita, colusita y bismutinita; y la ganga incluye principalmente pirita, cuarzo, alunita, caolinita y arcillas. La mineralización está alojada en rocas carbonatadas alternando con horizontes arcillosos y la geometría del yacimiento se presenta paralela a la estratificación.
- Las reservas y distribución de leyes
- Las condiciones geomecánicas de las rocas del yacimiento
- Las condiciones hidrogeológicas del mismo.

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

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



Las condiciones naturales del yacimiento, han quedado definidas en los capítulos anteriores, principalmente en los Capítulos 3 y 4, en los cuales se presentan las características geológicas, morfológicas (forma, potencia, rumbo y buzamiento, y profundidad debajo de la superficie), reservas (tamaño y distribución de leyes), geomecánicas (calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral, resistencia de la roca y esfuerzos), y de la presencia del agua subterránea.

Tomando en cuenta la información concerniente a las condiciones naturales del yacimiento, se han aplicado diversas técnicas de selección del método de minado, como las de Hartman (1987), Morrison (1976), Laubscher (1981) y Nicholas (1981), todas ellas contempladas en el programa de cómputo METMIN, desarrollado por los autores de este trabajo.

El proceso de jerarquización de los diferentes factores asociados a los diferentes métodos de minado subterráneo, indicó que en primer lugar el método de “cámaras y pilares” es el que se adapta mejor a las condiciones naturales encontradas en el yacimiento. Como método alternativo está el “corte y relleno”. Cabe mencionar que también resulta como opción el minado a cielo abierto.

El método de “cámaras y pilares” ha sido ampliamente utilizado en la explotación pasada de la mina Marcapunta Norte. Las labores antiguas de esta mina en donde resaltan las cámaras y los pilares dejados. El presente análisis no hace más que confirmar la adecuabilidad de este método para el minado de los bloques mineralizados: Blocks 9478E, 9700E y 9844E-1.

Desde el punto de vista económico, como se muestra en la Tabla 10, el minado por “cámaras y pilares” tiene menor costo que los otros métodos de minado después del “block o panel caving”, este último método se descarta por el tamaño de las reservas.

Consecuentemente, el minado por “cámaras y pilares” es el que se debe utilizar para la explotación de los blocks mineralizados de Marcapunta Norte.

Tabla 10: Métodos de minado subterráneo en orden de costos

Orden	Método de minado	Abreviación	US\$/TM
1	Block o Panel Caving	BC	2.5 a 8
2	Room and Pilar	R&P	4 a 10
3	Sub Level Stopping	SLS	5 a 10
4	Sub Level Caving	SLC	6 a 12
5	Cut and Fill Stopping	C&F	10 a 30
6	Vertical Crater Retreat	VCR	20 a 25
7	Top Slicing	TS	25 a 35
8	Shrinkage Stopping	SHS	30 a 30
9	Square Set Stopping	SQS	> 35

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

En lo que resta de este informe se dimensionarán los diferentes componentes estructurales asociados al minado por “cámaras y pilares” de los blocks en estudio de Marcapunta Norte, asimismo se darán las recomendaciones del caso sobre las mejores estrategias a seguir en el minado.

2.2.8.2 Determinación del esquema de cámaras y pilares

Según las características del arreglo estructural de la masa rocosa establecidas (Distribución de discontinuidades), la dirección de avance favorable para la estabilidad de las cámaras y pilares ocurre alineada aproximadamente con el N-S, es decir perpendicular al sistema principal de discontinuidades (Sistema 1). La dirección desfavorable de avance para la estabilidad de las cámaras ocurre en el alineamiento E-W, es decir paralelo al Sistema 1. Estos mismos alineamientos son relativamente indiferentes para la estabilidad de los pilares, dado el buzamiento muy empinado del Sistema 1 que es el principal y dominante.

Tradicionalmente, las cámaras y pilares de Marcapunta han estado alineados al N-S y al EW y los pilares han sido cuadrados. Se hace notar que de ser necesario el sostenimiento, las cámaras alineadas al E-W requerirán mayor sostenimiento. Desde el punto de vista de la estabilidad de los pilares, sería recomendable establecer un esquema de pilares cuadrados, con el cual se tendría mejor recuperación de mineral. El Sistema 1 de alto buzamiento no atravesará a los pilares, sin embargo, podría debilitarlos, por lo cual sería necesario reforzar los pilares en la dirección perpendicular al Sistema 1, es decir si el refuerzo se efectúa con pernos de roca estos deben tener dirección N-S. Por tanto, se recomienda adoptar el esquema de pilares cuadrados con los alineamientos de las cámaras antes mencionadas.

2.2.8.3 Diseño empírico de cámaras y pilares

Como parte de los trabajos de campo del presente estudio, se llevaron a cabo observaciones de las cámaras y pilares de las áreas de explotación antigua de Marcapunta Norte. A partir de ello, en la Tabla 11 se presenta información relevante que puede ser valiosa para el diseño de las cámaras y pilares de los blocks mineralizados en estudio.

Tabla 11: Cámaras y pilares de la explotación antigua

Tipo de Roca	Ancho de cámaras (m)		Ancho de pilares (m)		Recuperación (%)	
	Rango	Promedio	Rango	Promedio	Rango	Promedio
II-RMR 65	7.1-11.1	9.1	3.0-5.6	3.8	81-95	91
IIIA-RMR 55	6.6-9.5	8.3	3.8-8.8	5.5	72-91	84
IIIB-RMR 48	6.3-8.9	7.3	4.6-7.2	6.1	73-88	79
IVA-RMR 39	6.2-9.3	6.8	5.7-8.6	7.2	66.86	77

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Cabe señalar de manera general, que todos los pilares observados tienen forma cuadrada y la altura de las cámaras y pilares es en promedio 4.5 m. Según lo observado, los pilares por lo general presentan condiciones satisfactorias de estabilidad, salvo los que tienen las menores dimensiones, en donde se pueden notar signos de inestabilidad incipiente. Los techos de las cámaras por lo general también son estables cuando están en mineral o caliza silicificada, pero cuando tocan a las margas limoarcilitas presentan inestabilidad. Se han observado techos colapsados en presencia de margas limoarcilitas. Será

importante tener en cuenta este último hecho en el futuro minado por cámaras y pilares de los blocks mineralizados que aquí se estudian.

Las dimensiones de las cámaras y pilares de la explotación antigua de Marcapunta Norte, mostradas en la Tabla 10, pueden servir como guía para la determinación de las dimensiones de las cámaras y pilares de las nuevas áreas de explotación, desde que el rango de condiciones geomecánicas de la masa rocosa es similar.

2.2.8.4 Diseño convencional de cámaras y pilares

El método convencional de diseño de cámaras y pilares, consiste en determinar por un lado los esfuerzos actuantes sobre los pilares y por otro lado la resistencia que ofrecen éstos. La comparación de los esfuerzos actuantes y las resistencias disponibles, dan un factor denominado factor de seguridad. Este factor es la relación resistencia/esfuerzo, el cual deberá ser siempre mayor que la unidad para tener pilares estables, es decir, la resistencia de los pilares deberá ser siempre mayor que el esfuerzo actuante. Para la estimación del esfuerzo actuante en el pilar, se ha utilizado el concepto de “teoría del área tributaria”, muy comúnmente usado en este tipo de estudios, lo cual depende de la geometría del pilar (ancho y altura), así como el ancho de las cámaras. Además, en este concepto interviene la carga litostática de la masa rocosa que depende del peso específico de la roca y de la profundidad a la que se encuentran (Ref. 3).

Para la estimación de la resistencia de los pilares, se ha utilizado el criterio de Lunder y Pakalnis (1997) tal como están expuestas en las Refs. 3, 10, 14 y 15. En base a una gran data de observaciones de comportamientos de pilares en minas canadienses en roca dura, estos autores propusieron un método de estimar la resistencia de los pilares integrando los resultados de la teoría del área tributaria y de un análisis de elementos de borde, lo cual define una fórmula de confinamiento en el pilar, que concilia las expresiones altamente empíricas de resistencia de los pilares con aquellas derivadas de principios más rigurosos, basados en criterios convencionales de resistencia de la roca y el estado de esfuerzos y confinamiento que se desarrollan en un pilar. Según el criterio de Lunder y Pakalnis, la resistencia del pilar depende directamente de su tamaño y forma y de la resistencia de la roca intacta (UCS).

Con los criterios señalados, se ha elaborado una hoja de cálculo con la cual se han analizado diferentes alternativas de dimensiones de cámaras y pilares. A partir de estos análisis se han seleccionado las alternativas de cámaras y pilares que se presentan en la Tabla 12. En principio, estas serían las dimensiones de las cámaras y pilares para los blocks mineralizados considerados en este estudio. En el siguiente acápite se verificarán estas dimensiones mediante análisis por métodos numéricos.



Tabla 12: Dimensiones de cámaras y pilares cuadrados

Ubicación	Altura de C&P	Cámaras	Pilares	Recuperación
Block 9478 E	12 m	9.5 m	6 m x 6 m	85%
	8 m	11 m	6 m x 6 m	88%
Block 9700 E	12 m	8 m	6 m x 6 m	82%
	8 m	9 m	6 m x 6 m	84%
Block 9844 E-1	12 m	7 m	6 m x 6 m	79%
	8 m	8 m	6 m x 6 m	82%

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

El factor de seguridad (F.S) considerado para todas las dimensiones indicadas en la tabla 13 ha sido FoS ≈ 1.6 . Se puede apreciar en este cuadro que para menores alturas de las cámaras y pilares se pueden lograr anchos de cámaras ligeramente mayores, asimismo recuperaciones también ligeramente mayores, pero el sostenimiento de los techos sería mayor.

A manera de verificar el ancho de las cámaras, se aplica aquí el criterio de abertura máxima, utilizando los criterios de las clasificaciones geomecánicas de Bieniawski (1989) y Barton (1974). Según estos criterios, las aberturas máximas de las cámaras para los blocks a minarse, serían las presentadas en el siguiente cuadro.

Tabla 13: Aberturas máximas de las cámaras

Ubicación	Abertura máxima N-S		Abertura máxima E-W	
	Mineral	Caliza	Mineral	Caliza
Block 9478 E	RMR 58	RMR 52	RMR 53	RMR 47
	16 m	12 m	13 m	10 m
Block 9700 E	RMR 54	RMR 54	RMR 49	RMR 49
	14 m	13 m	11 m	11 m
Block 9844 E-1	RMR 55	RMR 45	RMR 50	RMR 40
	14 m	9 m	11 m	7 m

Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Los valores de aberturas máximas presentadas en este cuadro, corresponden al promedio de los valores hallados por ambos criterios mencionados, considerando que estas excavaciones serán temporales y considerando también la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa según el alineamiento de las cámaras. Como se puede observar en este cuadro, se ha hecho un ajuste al RMR para el caso del alineamiento de las cámaras en dirección E-W, porque aquí el sistema principal de discontinuidades influirá en las condiciones de estabilidad.

Según esta información, los valores de los anchos de las cámaras, establecidos en la Tabla 11, para el caso alturas de pilares de 12, solo en el caso del Block 9844E-1, cuando el techo de las cámaras esté en caliza, el ancho de la cámara corresponderá a la abertura máxima permisible. Los anchos de las cámaras de los Blocks 9478E y 9844 E-1 en calizas, correspondientes a alturas de pilares de 8 m, sobrepasan a

las aberturas máximas permisibles, por lo que requerirán sostenimiento, si es que se adopta esta alternativa. Los aspectos del sostenimiento son tratados más adelante.

Todos estos análisis han sido realizados considerando que los techos de las cámaras estarán ya sea en mineral o en caliza, no se ha considerado en ningún momento que los techos de las cámaras estén en marga limoarcilita, por lo que aquí se reitera evitar que estas rocas conformen el techo de las cámaras, los techos deben siempre estar conformados en mineral o en calizas.

Finalmente, cuando el techo de las cámaras esté en mineral, los tiempos de auto sostenimiento de los mismos en los tres blocks de minado será de aproximadamente 3 semanas. Cuando los techos de las cámaras estén en caliza, en los Blocks 9748E y 9700E el tiempo de auto sostenimiento de estos será aproximadamente 2 semanas, y en el Block 9844 E-1 se requeriría sostenimiento inmediato.

2.2.8.5 Diseño de cámaras y pilares por métodos numéricos

Para verificar el diseño anterior de cámaras y pilares, así como en general evaluar las condiciones de estabilidad tanto local como global, se han realizado modelamientos numéricos de esfuerzos/deformación, utilizando el programa de elementos finitos PHASE2 de Rocscience Inc (2005). Los resultados de estos modelamientos, se presentan en el Anexo 4. Estos resultados indican lo siguiente:

Block 9478E:

- Con el esquema de cámaras de 9.5 m de ancho y pilares de 6 m x 6 m y altura de 12 m, las condiciones de estabilidad tanto local como global son aceptables.
- Con el esquema de cámaras de 11 m de ancho y pilares de 6 m x 6 m y altura de 8 m, las condiciones de estabilidad tanto local como global también son aceptables, habiendo una ligera mejora respecto al caso anterior.
- En cualquier caso, el espesor del pilar puente a dejarse para proceder con el minado inferior sería de 6 m, con lo cual se logran condiciones aceptables de estabilidad.
- Dadas las condiciones geomecánicas de la masa rocosa, se puede adoptar cualquiera de las alternativas de minado evaluadas.

Block 9700E:

- Con el esquema de cámaras de 8 m de ancho y pilares de 6 m x 6 m y altura de 12 m, las condiciones de estabilidad tanto local como global son aceptables.
- Con el esquema de cámaras de 9 m de ancho y pilares de 6 m x 6 m y altura de 8 m, las condiciones de estabilidad tanto local como global también son aceptables, habiendo una mejora respecto al caso anterior.
- En cualquier caso, el espesor del pilar puente a dejarse para proceder con el minado inferior sería de 6 m, con lo cual se logran condiciones aceptables de estabilidad.
- Las condiciones geomecánicas de la masa rocosa aun permiten adoptar cualquiera de las alternativas evaluadas, aunque con las cámaras y pilares de 8 m de altura puede haber mejores

condiciones de estabilidad. En caso de adoptar la alternativa de 12 m de altura será necesario tomar muy en cuenta las recomendaciones que se dan respecto al sostenimiento.

Block 9844E-1:

- Con el esquema de cámaras de 7 m de ancho y pilares de 6 m x 6 m y altura de 12 m, las condiciones de estabilidad tanto local como global son aceptables.
- Con el esquema de cámaras de 8 m de ancho y pilares de 6 m x 6 m y altura de 8 m, las condiciones de estabilidad tanto local como global también son aceptables, habiendo una mejora respecto al caso anterior.
- En cualquier caso, el espesor del pilar puente a dejarse para proceder con el minado inferior sería de 6 m, con lo cual se logran condiciones aceptables de estabilidad.
- Por la información geomecánica que se ha tenido disponible en este block, es recomendable que se adopte la alternativa de cámaras y pilares de 8 m de altura. Cuando se tenga mayor información al comenzar el minado, se puede afinar este diseño.

2.2.8.6 Secuencia de avance del minado.

En primer lugar, cabe señalar que en todos los modelamientos efectuados, la razón para considerar el pilar puente ha sido que las rampas de acceso a los blocks mineralizados están siendo construidas actualmente para alcanzar la parte media o superior de estos block. Según esto, habrá necesidad de dejar estos pilares puentes para proceder con el minado inferior, a menos que se implemente un sistema de relleno cementado para conformar techos estables debajo del cual puedan trabajar el personal y los equipos mineros.

Lo señalado en el párrafo anterior tiene implicancias en la secuencia de avance del minado y posiblemente también en la recuperación del mineral de los blocks en estudio. Como estos blocks tienen hasta 40 m de potencia, lo ideal sería entrar hacia la base de los mismos de tal manera que con una secuencia de cortes sucesivos por banqueo se alcance el límite inferior de la mineralización. Luego de completado el minado de todo un piso inferior se rellenarían las cámaras con relleno detrítico y sobre este relleno se continuaría realizando cortes superiores en las cámaras, convirtiéndose el minado a un método tipo “post pillar” (corte y relleno con pilares), hasta alcanzar el límite superior de la mineralización. Siempre que sea posible es recomendable que se adopte esta secuencia de avance del minado, lo cual evitará dejar pilares puentes y consecuentemente pérdidas de mineral.

2.2.8.7 Estimación del sostenimiento.

2.2.8.7.1 Sostenimiento en tajeos.

En el minado antiguo, por lo general no se ha utilizado sistemáticamente el sostenimiento en los techos de las cámaras, y aun así por lo general permanecen estables, actualmente se pueden observar muy esporádicamente puntales de madera (“cachacos”) colocados para el sostenimiento aislado de techos. En los muchos años que vienen permaneciendo abiertos los tajeos antiguos, el mecanismo de falla más comúnmente observado, son los desprendimientos de rocas desde el techo de las cámaras en forma de “cuñas truncadas”, por la presencia de los sistemas de diaclasas y por la estratificación sub horizontal. Estos desprendimientos han ocurrido de manera aislada más que generalizada.

Tomando en cuenta el mecanismo de falla mencionada, se ha realizado un análisis de cuñas utilizando el programa de cómputo UNWEDGE de Rocscience Inc. (2004), cuyos resultados se presentan en el Anexo 5. Estos resultados indican la formación de cuñas en el techo de las cámaras pero estas tienen relación Altura/abierto > 1 , por lo que el efecto del confinamiento haría poco probable la caída libre (Diederichs, 1999). También se observan otros tipos de cuñas en donde intervienen los estratos, estas cuñas tienen relación Altura/abierto < 1 , teniendo probabilidad alta de caer; estas cuñas se pueden estabilizar con refuerzo de pernos de roca con espaciamiento de 1.5 m a 2.0 m. Por otro lado, teniendo en cuenta la calidad de la masa rocosa y el ancho de las cámaras, se ha utilizado el criterio de Barton (1974) para estimar el sostenimiento del techo de estas cámaras. Los resultados han indicado que se requiere un sostenimiento de Categoría 21 que consiste en la instalación de pernos de roca espaciados cada 1 m. Finalmente, también utilizando el concepto “viga” para roca estratificada, se estima que se estabilizarían los techos de las cámaras con pernos de roca espaciados de 1 m a 1.5 m. Por el tamaño de las cámaras, el espaciamiento mínimo de los pernos de roca debe ser de 10 pies (3 m). En el caso de los pilares, el debilitamiento de los mismos puede ocurrir debido a la presencia del Sistema 1 de diaclasas. Por cuestiones de seguridad y utilizando el concepto “efecto columna” es recomendable su reforzamiento mediante la instalación de pernos de roca espaciados cada 1 m y una longitud mínima de 8 pies (2.4 m). El criterio de Barton (1974) también en este caso recomienda la Categoría 21 de Sostenimiento.

En resumen, el sostenimiento recomendado para las cámaras y pilares de los Blocks 9478E, 9700E y 9844E-1, debe ser el siguiente: en el techo de las cámaras y en las paredes de los pilares utilizar pernos de roca tipo barra helicoidal completamente inyectados de 10 pies (techo) y 8 pies (paredes de pilares) de longitud, espaciados de 1 m a 1.5 m. De ser necesario utilizar también malla metálica.

2.2.8.7.2 Sostenimiento en labores de avance

Las labores de avance más importantes son las rampas de acceso, que tienen una sección de 4 m x 4 m. La estimación del sostenimiento de estas labores, fue realizada utilizando primero las técnicas de clasificaciones geomecánicas y luego la técnica RSI (Rock Support Interaction) propuesta por Hoek & Brawn (1981). Con las clasificaciones geomecánicas se tuvieron los datos iniciales del sostenimiento y a partir de ello se llevó a cabo un análisis de mayor detalle con la técnica del RSI. Los resultados de los cálculos efectuados se presentan en el Anexo 5.

Según los resultados obtenidos, las siguientes son las recomendaciones del sostenimiento para las rampas de acceso en función del rango de calidades de la masa rocosa presentes en Marcapunta Norte:

Roca IIIA-Regular A:

No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico con pernos de roca o shotcrete.

Tiempo de auto sostenimiento estimado: 2 meses

Roca IIIB-Regular B:

Pernos de roca sistemáticos, de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.5 m. Si el terreno lo requiere se puede utilizar malla electrosoldada o straps. Alternativamente se puede utilizar una capa de shotcrete simple de 2" de espesor.

Tiempo de auto sostenimiento estimado: 2 semanas

Roca IVA-Mala A:

Pernos de roca sistemáticos de 8 pies de longitud, espaciados de 1 m a 1.5 m + malla electrosoldada + shotcrete de 3" de espesor.

Tiempo de autosostenimiento estimado: 4 días

Roca IVB-Mala B:

Pernos de roca sistemáticos en bóveda y hastiales, de 8 pies de longitud, espaciados cada 1 m + shotcrete de 4" de espesor + cimbras 6W20 espaciadas cada 1 m.

Los pernos de roca recomendados para las rocas IIIA, IIIB, IVA son las barras helicoidales, completamente inyectadas. Para las rocas IVB se recomienda usar split sets.

Tiempo de auto sostenimiento estimado: Sostenimiento de inmediato.

2.2.9. Marco Conceptual.

2.2.9.1 Antecedentes

“Ulianov Palomino Vallejo “Minado por sub-niveles con taladros largos en cuerpos y vetas” Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de Producción Uchucchacua”¹; La mina Uchucchacua ha iniciado cambios significativos en el método de explotación del mineral buscando generar mayor volumen roto por disparo, con dilución hasta 15%, reducir nuestro costo operativo y mejorar el gerenciamiento de la seguridad. La búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método

¹Trabajo sustentado En la Universidad Nacional de Huamanga año 2007.

de “taladros largos con subniveles” en reemplazo del método “corte y relleno ascendente” y “shrinkages” en cuerpos y vetas.

“Pablo Munguía Huarcaya “Recuperación de Mineral Diseminado mediante el Método Sub Level Stopping Cuerpos(SLS)”²; El costo del método SLS, es menor comparativamente al resto de los demás métodos de minado de esta unidad minera, y por lo tanto permite recuperar bloques mineralizados de menores valores económicos en forma rentable. Bajo la coyuntura actual de los precios de los metales a nivel mundial, la rentabilidad del mineral diseminado recuperado es aún mucho mayor. La recuperación de los diseminados ha permitido elevar la productividad, bajar los costos operativos, aumentar las reservas y por lo tanto extender la vida útil del yacimiento y una mejora en los ingresos de la Empresa. La aplicación de Sub Level Stopping en mantos es reciente y está en función a las dimensiones de manto.

2.2.9.2 Incremento

La palabra incremento se deriva en su etimología del latín “incrementum” vocablo compuesto, integrado por el prefijo “in” que alude a algo interno; por el verbo “crescere” con el significado de crecer o aumentar, y el sufijo “mentum” que hace referencia a un resultado.

Por ello incremento es tanto la acción como el resultado de incrementar o aumentar una cosa material o inmaterial o un estado o situación, en relación a lo que antes era o sucedía.

2.2.9.3 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.

2.2.9.4 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.

²Artículo sobre trabajo desarrollado en la Empresa Minera Yauliyacu; presentado en la revista el Ingeniero de Minas del Capítulo de Ingenieros de Minas pág. (11-20) marzo abril 2009.



2.2.9.5 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.

2.2.9.5.1 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.

2.2.9.5.2 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.

2.2.9.5.3 Mantos

Son yacimientos de forma tabular más o menos horizontales, que se han formado entre dos capas, es decir que son depósitos minerales inter estratificados. 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.

2.2.9.5.4 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.

2.2.9.6 Minado por corte y relleno ascendente mecanizado

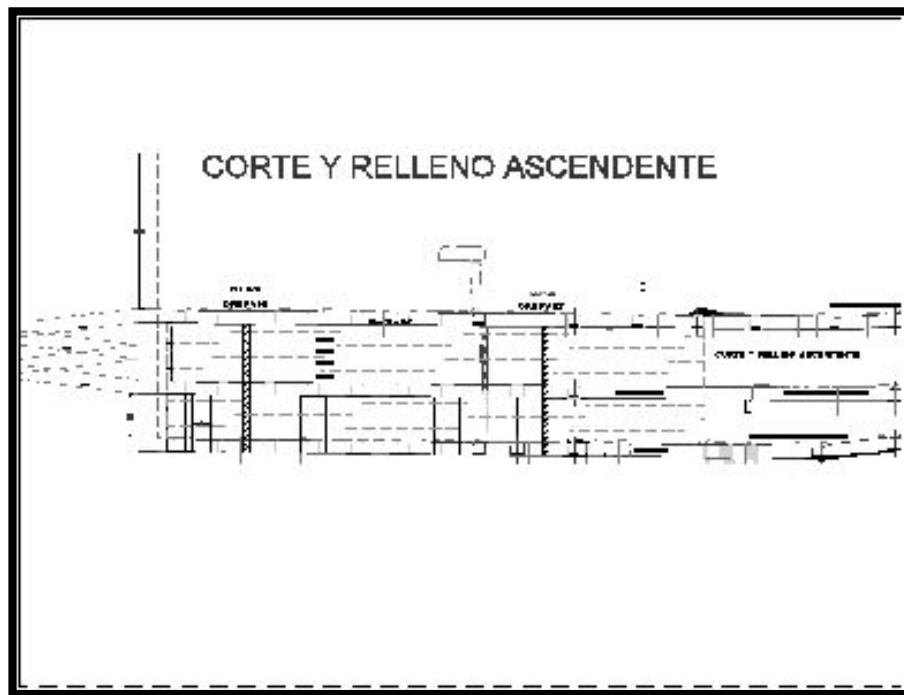
Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del tajeo, y en algunos casos especiales el techo. Ver figura 08.



La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

Figura 8: Minado por corte y relleno ascendente mecanizado.



Fuente: Planeamiento e Ingeniería SMEB

2.2.9.8 Minado por Subniveles con Taladros Largos

Definición 1³; El tajeo por subniveles (Sublevel stoping, Blasthole o Longhole stoping) con taladros largos; 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”. Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho

³ Definición tomada del trabajo sustentado por Uliyanov Palomino Vallejo en la Universidad Nacional de Huamanga “Minado por sub-niveles con taladros largos en cuerpos y vetas, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de Producción Uchucchacua”.

que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral. Dicho método no es selectivo, por lo que la geometría del cuerpo debe ser regular y bien definida.

La perforación de taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos. El uso eficiente de voladuras a gran escala hace del Tajeo por subniveles uno de los métodos de minado subterráneo de más bajo costo. El sistema del cono, es una variante del método tradicional de tajeo por subniveles: no se construyen drawpoints o ventanas de extracción perpendiculares al rumbo de la veta en desmonte sino la veta se divide verticalmente a través de subniveles longitudinales al rumbo de la veta y se desarrolla un subnivel principal por encima de la galería inferior que sirva como drawpoint o labor de acarreo, pero en mineral. La secuencia de explotación es en retirada, disparando bloques de mineral en forma de escalera; en última instancia se dispara el puente de mineral entre la galería inferior y el subnivel principal.”

Definición 2 ⁴; 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, 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. Existen dos variaciones en este método:

2.2.9.7.1 Método taladros en paralelo.

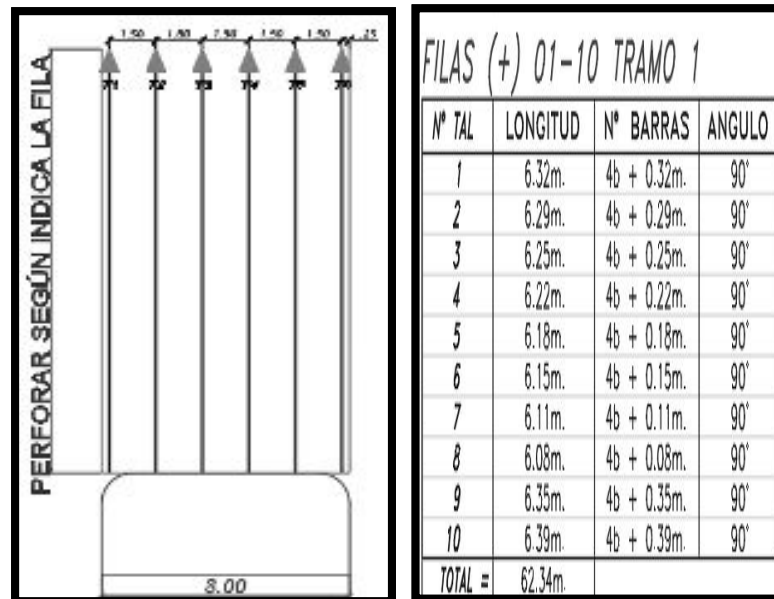
Es ventajoso emplear este sistema en yacimientos verticales de buena potencia. Las operaciones de perforación en subniveles, se realiza exclusivamente por medio de taladros largos en paralelo usando barras de extensión para lograr una profundidad apropiada.

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 60 metros, dependiendo de la desviación de los taladros. Ver figura 9.

⁴ Definición tomada del trabajo sustentado por Uliyanov Palomino Vallejo en la Universidad Nacional de Huamanga “Minado por sub-niveles con taladros largos en cuerpos y vetas, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de Producción Uchucchacua”.



Figura 9: Taladros en paralelo.



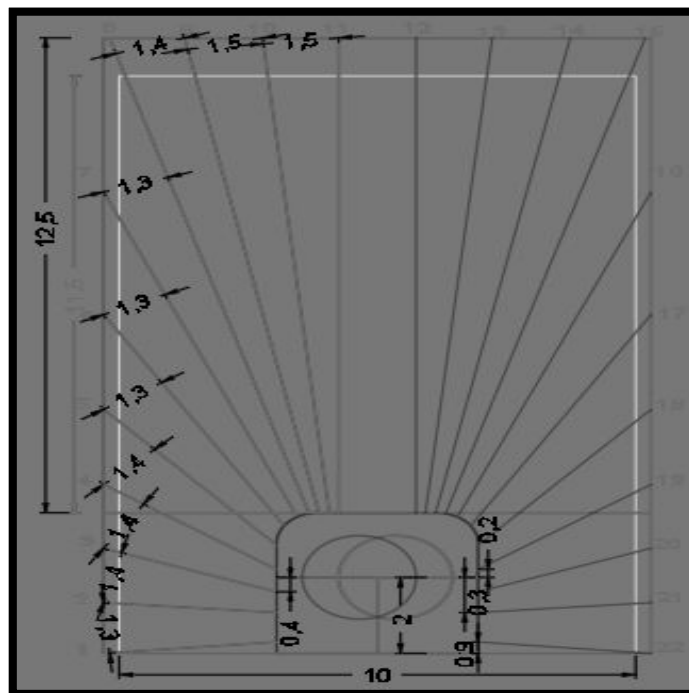
Fuente: Planeamiento e Ingeniería SMEB

2.2.9.7.2 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 25m. Ver figura 10.



Figura 10: Taladros en abanico.



Nº TAL	LONGITUD	Nº BARRAS	ANGULO
1	3.36m	2b + 0.36m.	5°
2	3.36m	2b + 0.36m.	4°
3	3.54m	2b + 0.54m.	19°
4	4.03m	2b + 1.03m.	34°
5	4.9m	3b + 0.4m.	47°
6	6.57m	4b + 0.57m.	58°
7	9.34m	6b + 0.34m.	66°
8	13.1m	8b + 1.1m.	73°
9	12.77m.	8b + 0.77m.	78°
10	12.57m.	8b + 0.57m.	84°
11	12.5m	8b + 0.5m	90°
12	12.5m	8b + 0.5m.	90°
13	12.57m.	8b + 0.57m.	84°
14	12.77m.	8b + 0.77m.	78°
15	13.1m	8b + 1.1m.	73°
16	9.34m	6b + 0.34m.	66°
17	6.57m	4b + 0.57m.	58°
18	4.9m	3b + 0.4m.	47°
19	4.03m	2b + 1.03m.	34°
20	3.54m	2b + 0.54m.	19°
21	3.36m	2b + 0.36m.	4°
22	3.36m	2b + 0.36m.	5°
TOTAL =	172.07m		

Fuente: Planeamiento e Ingeniería SMEB

2.2.9.8 Método del Valor Actual Neto (VAN)

El valor actual o presente neto de un proyecto se define como el valor obtenido actualizando separadamente para cada año, la diferencia entre los ingresos y egresos de efectivos que se suceden durante la vida económica del proyecto a una tasa de interés fija predeterminada. Esta diferencia se actualiza hasta el momento en que se supone que se ha de iniciar la ejecución del proyecto. Los valores que se obtienen para cada año se suman y se obtiene el VAN del proyecto. Para el cálculo del VAN, se necesita una tasa de actualización o descuento que exprese la garantía de rendimiento mínimo, en otras palabras, una tasa similar a la que se obtendría en cualquier otra alternativa de inversión (depositarlo en el banco con una tasa fija de interés al año). Para el cálculo de la tasa descuento se parte de la tasa de interés existente sobre los préstamos a largo plazo en el mercado de capitales. La selección de una tasa de actualización adecuada es crítica para la aplicación del VAN pues esta descuenta los flujos de caja anuales. Si el VAN es positivo, la rentabilidad de la inversión está por sobre la tasa de actualización; si es cero, la rentabilidad será igual a la tasa de actualización.

El VAN se calcula en dos etapas:

- Se actualizan o descuentan los flujos de efectivo trayéndolos a valor presente.
- Se suma el valor presente de cada flujo y se le resta la inversión inicial.

La ecuación del Valor Presente Neto es:

$$VAN = \frac{\sum(CF_t)}{(1+i)^n} - I_0 \quad \dots \text{Ecuación 01.}$$

Dónde:

CF_t = Flujos netos de efectivo.

i = Tasa de descuento apropiada.

I_0 = Inversión del proyecto.

N = Vida esperada del proyecto.

Si se debe escoger entre varias variantes, deberá optarse por el proyecto con el mayor “VAN”.

Es así que:

Si el $VAN > 0$ el proyecto debe realizarse.

Si el $VAN = 0$ el proyecto no genera ganancias.

Si el $VAN < 0$ el proyecto genera pérdidas.

Cuando el VAN es positivo se garantiza que la inversión inicial se recupere y el retorno financiero de la inversión a la tasa de descuento especificada. El VAN es el valor adquirido por el depósito (incremento

inmediato de la riqueza que resulta de una inversión inicial del capital a una tasa de interés anual dada). Inconveniente de este método es la dificultad para definir la tasa de actualización o descuento.

2.2.9.9 Tasa Interna de Retorno (TIR)

La rentabilidad se define como la tasa con que el proyecto remunera los capitales invertidos en él. Conocemos que para que la explotación de un yacimiento sea aceptable es necesario que el flujo de caja acumulado al final de su vida sea positivo, de modo que restituya algo más que el capital total invertido. Ahora bien para que la asimilación industrial del yacimiento sea económicamente atractiva (rentable), es preciso que, además de recuperar el capital invertido, lo remunere con una tasa lo suficientemente atractiva. Se define la tasa de rentabilidad Interna “TIR” de un proyecto, como aquella a la que éste remunera el capital invertido en él, de modo que al final de la vida del proyecto, se hayan recuperado dichos fondos y los intereses devengados cada año por el saldo acumulado pendiente de recuperación. La tasa interna de retorno se define como la tasa de descuento que hace que el VAN sea igual a cero, también puede interpretarse como la tasa máxima de interés que puede pagarse por el capital empleado en el transcurso de la vida de una inversión sin perder en el proyecto. Expresa la rentabilidad propia o rendimiento de la inversión.

Para el cálculo del “TIR” se determina de forma gráfica o de forma iterativa (tanteo y error).

$$VAN = 0 = \frac{\sum(CF_t)}{(1+i)^n} - I_0 \dots \text{Ecuación (1)}$$

Es un método de decisión ya que nos permite determinar si la inversión interesa o no llevarla a cabo. El criterio de aceptación con el que se debe comparar el TIR es el (costo de oportunidades) que no es más que la tasa mínima que debe conseguir una compañía sobre sus activos para cumplir las expectativas de sus proveedores de capital (acreedores y accionistas).

Si $TIR > i_k$, el proyecto es factible.

Si $TIR < i_k$, el proyecto no es factible.

Si $TIR = i_k$, neutral.

2.2.9.10 Definición de términos

- Malla de perforación: Es el diseño inicial de perforación, que se elabora en función al tipo de terreno, explosivos, diámetro de la broca y tiene la finalidad de lograr una distribución uniforme de la energía, un confinamiento y nivel de energía adecuado, para lograr una voladura óptima.
- Jumbo/Simba: Máquina de perforación electro hidráulico especialmente diseñado para perforar taladros verticales ascendentes y descendentes.
- Aceros de perforación: Son elementos que sirven para transmitir la energía mecánica de la máquina perforadora a la roca.

- Taladro de rotura: Orificios perforado con la finalidad de colocar una con carga explosiva.
- Paralelismo: Técnica que sirve para asegurar la simetría y mantener el burden entre filas de perforación.
- Angulo de inclinación: Inclinación de los taladros que sirve para asegurar el espaciamiento entre taladros a perforar en el eje de perforación (fila).
- Desviación de taladro: Taladro ejecutado que esta fuera del punto inicial planificado, la desviación es vista desde un punto de vista tridimensional pudiendo distorsionar el burden y el espaciamiento del diseño original.
- Cebo: Combinación de una carga explosiva y un detonador que constituye una unidad.
- Carga de columna: Carga larga y continua de un explosivo o agente de voladura dentro de un taladro.
- Acoplamiento: Grado en que un explosivo llena un taladro, los explosivos a granel son acoplados totalmente.
- Densidad del explosivo: Peso de un explosivo en un volumen determinado.
- Densidad de carga: Peso de un explosivo cargado por metro de taladro.
- Velocidad de detonación: Velocidad a la cual progresa la detonación a través de un explosivo.
- Factor de carga: Cantidad de explosivo usado por unidad de roca para volarlo.
- Sobre excavación: Exceso de rotura más de los límites de excavación.
- Taco: Material inerte introducido en el taladro detrás de la carga de columna, su propósito es retener los gases y la energía del explosivo dentro del taladro.
- Retardos: Pausa de tiempo determinado entre detonaciones e impulsos de detonación para permitir la iniciación de cargas explosivas separadamente.
- Presión de barreno: Presión que ejercen los gases calientes del explosivo detonado sobre la pared del taladro, la presión del taladro es una función de la densidad y la velocidad de detonación.
- Producción: Consiste en el aporte de mineral programado mensual que se debe abastecer de mina a planta concentradora.
- Recuperación: Cantidad de mineral recuperado por unidad de volumen o porcentaje.
- Dilución: Es la disminución de la ley del mineral de un yacimiento por mezcla con la roca caja.
- Valor de mineral: Es el valor por tonelada in situ, según las leyes de los ensayos.
- Costos de explotación: Es el valor de una actividad o proceso (\$) por una unidad de volumen o tonelada producida.

CAPITULO III.

DISEÑO METODOLÓGICO.

3.1. Definición de variables

Método por subniveles con taladros largos en mantos.

Definición Conceptual. El tajeo por subniveles (Sublevel stoping, Blasthole o Longhole stoping) con taladros largos; 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”. Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral. Dicho método no es selectivo, por lo que la geometría del cuerpo debe ser regular y bien definida.

Incremento de la Producción de Mineral

Definición Conceptual. La palabra incremento se deriva en su etimología del latín “incrementum” vocablo compuesto, integrado por el prefijo “in” que alude a algo interno; por el verbo “crescere” con el significado de crecer o aumentar, y el sufijo “mentum” que hace referencia a un resultado.

Por ello incremento es tanto la acción como el resultado de incrementar o aumentar una cosa material o inmaterial o un estado o situación, en relación a lo que antes era o sucedía.

3.2. Operacionalización de variable



Tabla 14: Operacionalización de variable

VARIABLES	DEFINICION CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES	INSTRUMENTOS
Independiente: Método por subniveles con taladros largos en mantos.	La aplicación del método por subniveles con taladros largos viene a ser la introducción de una técnica para una producción masiva, mediante la perforación de taladros de una longitud considerable.	Dimensión proceso	Ciclos de minado	Planeamiento de minado
		Dimensión diseño de método de explotación.	Plano de mina	Planeamiento de minado
Dependiente: Incremento de la Producción de Mineral	Es la maximización de la producción en los tajeos, a fin de minimizar a su vez los costos de producción	Dimensión productividad	Nivel de producción (TM) Plan de minado	Registro y reporte de producción. Control de costos.
		Dimensión costo	Costo de los ciclos de minado.	

Fuente: Elaboración Propia.

3.3. Hipótesis de la investigación

3.3.1. Hipótesis general

Al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos se incrementará la producción de mineral en la Sociedad Minera El Brocal.

3.3.2 Hipótesis específicas

Los niveles de productividad de mineral variarían al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal.

Los costos de producción de mineral se reducirán al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal.

3.4. Tipo de diseño de la investigación

Por la naturaleza del trabajo el tipo de investigación es de carácter aplicativo y el nivel es descriptivo.

3.5. Población y muestra

3.5.1 Población

Cuatro blocks mineralizados de la Mina Marcapunta Norte, Sociedad Minera El Brocal S.A.A.

3.5.2 Muestra

Se tomará como muestra 01 block mineralizado:

Mina	Zona	Block
Marcapunta Norte	Sur	9700

3.6. Procedimiento de la investigación

Los procedimientos de recolección de datos estuvieron en función al cronograma establecido del proyecto de tesis. Se hizo a través de tres personas, jefes de guardia y supervisores. El tiempo duró 4 meses aproximadamente el medio fue la observación y la revisión de los reportes.



3.7 Material de investigación

3.7.1. Instrumentos de investigación

Los instrumentos usados en la presente investigación serán los softwares de cálculos mineros, el cuestionario de encuesta; del fichaje de resumen, bibliográficas y cuadros de resumen y estadísticos; de la observación se tiene a los informes mensuales de la mina.

Según Sierra, Restituto (1995:305) el cuestionario de encuesta es: “un conjunto de preguntas, preparados cuidadosamente sobre los hechos y aspectos que interesan en una investigación sociológica para su contestación por la población o su muestra a que se extiende el estudio emprendido”.

Según Ary, Donald y otros, (1993:189): “las fichas deben cumplir una serie de requisitos formales que tienen como objetivo, facilitar su posterior”. Utilización, Asimismo se consideró la encuesta para obtener información sobre el problema de nuestra investigación.

3.7.2. Diseño de material de investigación

Según J. Amau (1988), diseño experimental es sinónimo de seis actividades básicas que son:

1º Formulación de la hipótesis.

2º Selección de variables independientes y dependiente adecuadas.

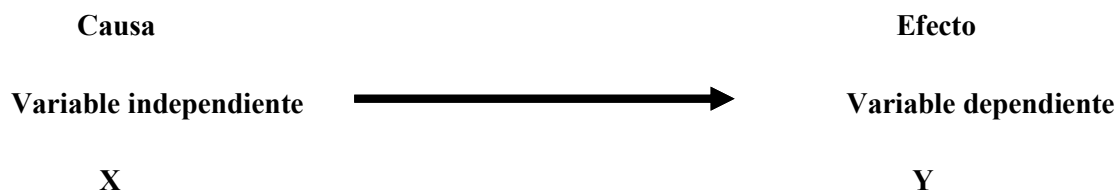
3º Control de las variables extrañas.

4º Manipulación de la variable independiente y registro de la variable dependiente.

5º Análisis de varianza producida en la variable dependiente o variable de análisis

6º Inferencia de las relaciones entre las variables independientes y dependientes.

El diseño descriptivo simple es la observación de la muestra o de la población.



3.8. Plan de tratamiento de datos

3.8.1 Técnicas estadísticas

Se utilizará los programas diferentes de minería para calcular los siguientes cálculos:

Software Aplicativo: - Procesadores de Texto. - Hojas de Cálculo. - Bases de Datos. - Graficadores: Autocad, Minesigth, etc.

También se utilizó las Observaciones Planeadas del Trabajo, las inspecciones planeadas y no planeadas, las auditorías internas y las fiscalizaciones mineras.

Se codificó los datos y se clasificaron en forma manual y en forma electrónica. Para el segundo caso el programa utilizado fue Excel.

Así mismo para la comprobación de hipótesis se utilizó el software estadístico SPSS versión 20.

CAPÍTULO IV.

APLICACIÓN DEL METODO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

4.1 Generalidades del método por Subniveles con Taladros Largos en Mantos

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.

4.2.1 Diseño e infraestructura

4.2.1.1 Características Geométricas de la Rampa (-) 9774E del block 9700 (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.

4.2.1.1.1 Sección

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	5,0 m - 6,0 m	4,0 m - 5,0 m
Rampas auxiliares	4,0 m - 4,5 m	4,5 m - 5,0 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 m.



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:

$$h = \frac{v^2 * a}{R * g}$$

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:

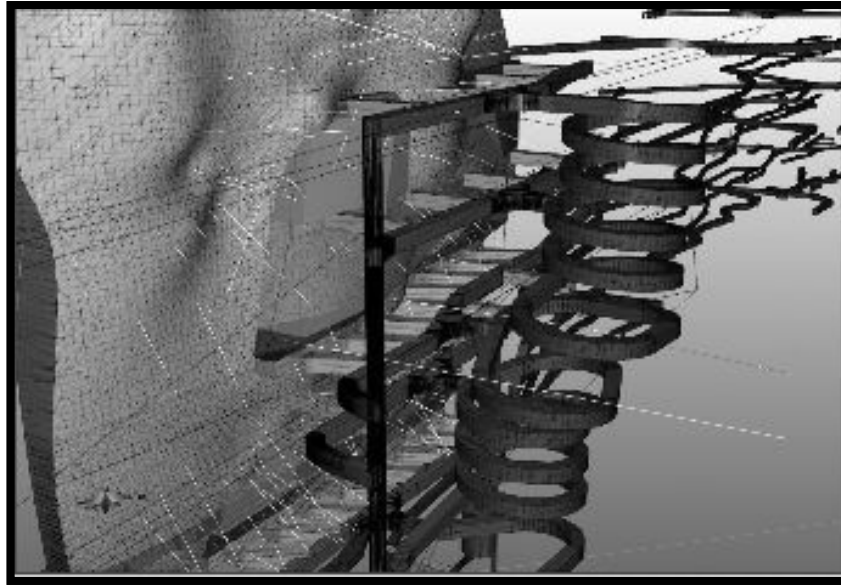
- El desarrollo por lo general empieza de la superficie en zona estéril y la longitud dependerá de la longitud de la veta.
- El diseño de la rampa en Ocho, se establece de acuerdo a los ejes de la familia predominante en la zona de desarrollo (estéril) y se hace por recomendaciones de estabilidad en 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%).
- La rampa entra con una pendiente en promedio de 12% y se disminuye en las curvas. Hasta un 10%.
- Se construye en material estéril o rocas duras y competentes.
- Estas rampas son utilizadas especialmente para servicios, transporte de maquinarias, materiales. Conectar niveles, tajeos, drowpoints, etc.
- 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.

Figura 11: Diseño de rampa tipo “Ocho”



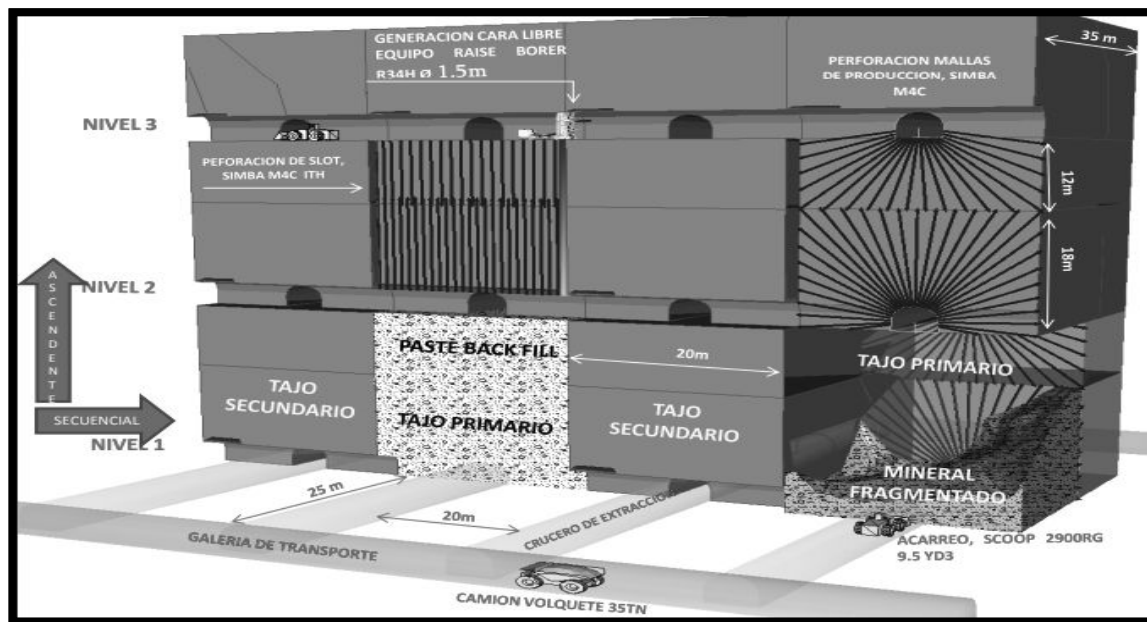
Fuente: Planeamiento e Ingeniería SMEB

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 tajeros de cada sector, y con los pilares escudos de protección para no afectar la estabilidad de las galerías de extracción

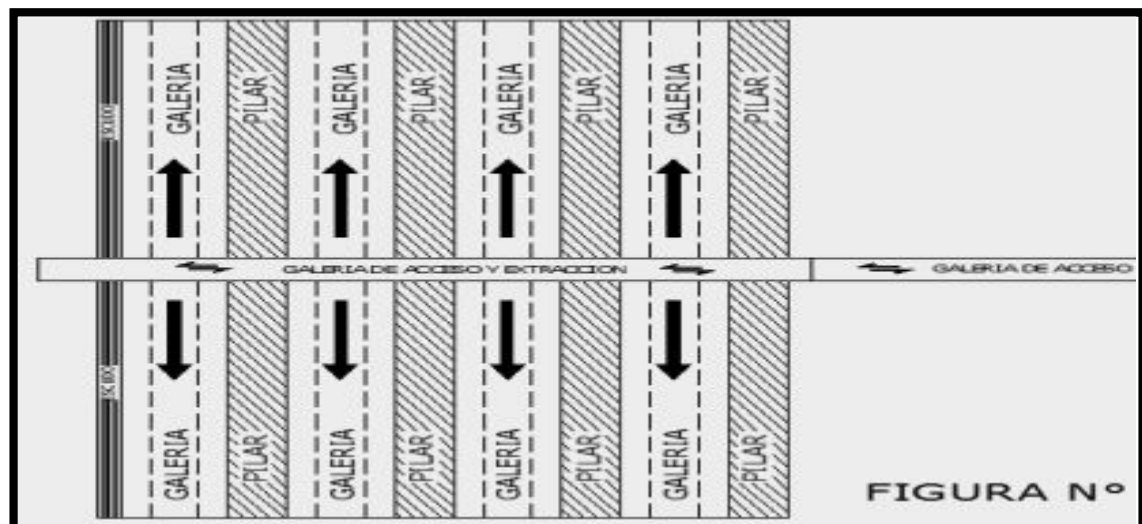
Una vez terminadas las galerías en la base del cuerpo se construye una chimenea VCR que nos sirve como cara libre para la construcción del slot, a partir de las galerías se realizan las operaciones unitarias de perforación radial ascendente y descendente, como también perforación en realce, la voladura de anillos, la limpieza y carguío de mineral y finalmente el transporte de mineral.

Figura 12: Diseño de mina taladros largos UMCL



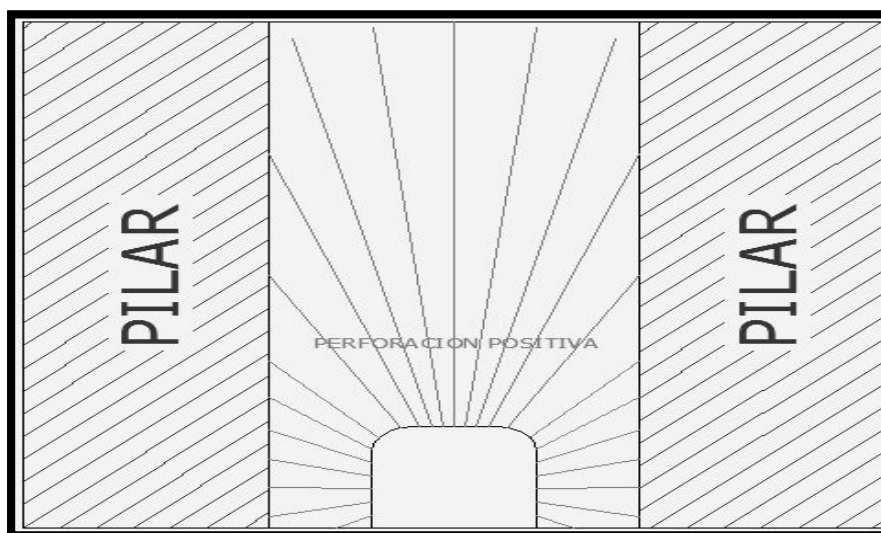
Fuente: Diseño de minado para una producción de 15K UMCL.

Figura 13: 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 14: 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 15.

Tabla 15: Dimensiones determinadas de los tajeos.

Zona	Altura del Tajeo(m)	Ancho de Cámara(m)	Ancho de Pilar (m)	Altura de Puente(m)
Block 9116	20	14	14	-
Block 9033	20	14	14	-
Block 9478	19	10	10	6
Block 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.

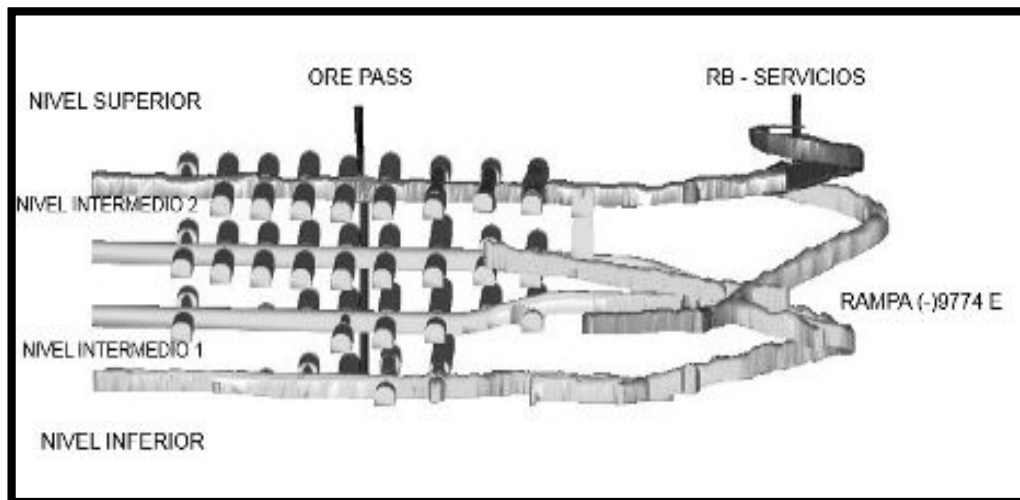
4.2.4. Etapas del método de minado por subniveles con Taladros Largos

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 300m. Se debe realizar una cámara de 5mx5mx12m. La cual esta nos servirá como cámara de sub-estación la cual generará una energía de 440 voltios y nos servirá para poder dar energía al Jumbo 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 16: Sección Transversal del block 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

4.2.4.1 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.

4.2.4.2 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 realizará la limpieza y carguío de mineral.

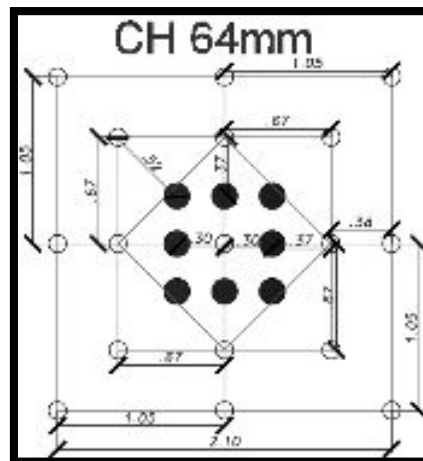
4.2.4.3 Subnivel Superior e Inferior (Sección 4.0 x 4.0)

Su objetivo es realizar la perforación y voladura, por la parte inferior se realizará la limpieza del mineral.

4.2.4.4 Chimenea VCR (sección 2.1 x 2.1)

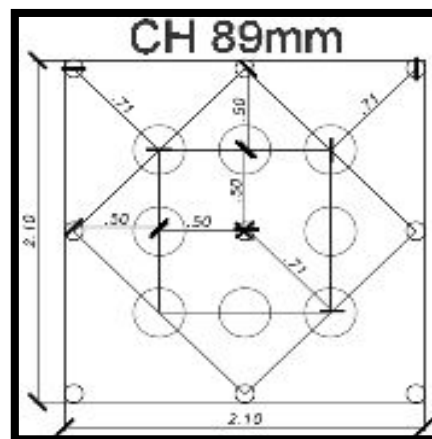
El VCR o Slot se ubicará al extremo del tajo donde comenzará la explotación. Concluida chimenea VCR, se ampliará la zanja slot, para continuar con las filas de producción.

Figura 15: Chimenea para generar cara libre de broca de 64 mm.



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

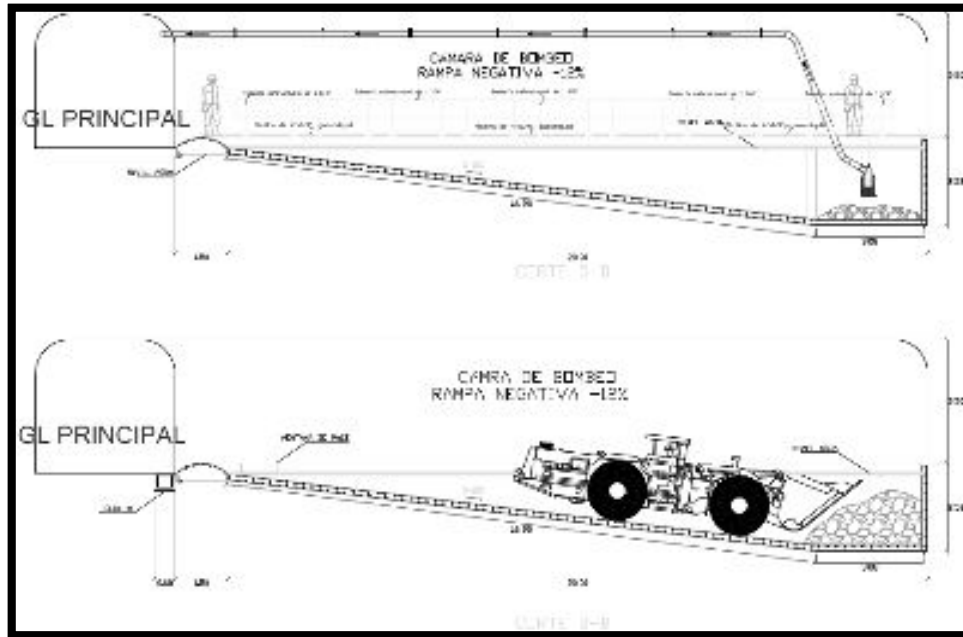
Figura 16: Chimenea para generar cara libre de broca de 89 mm



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

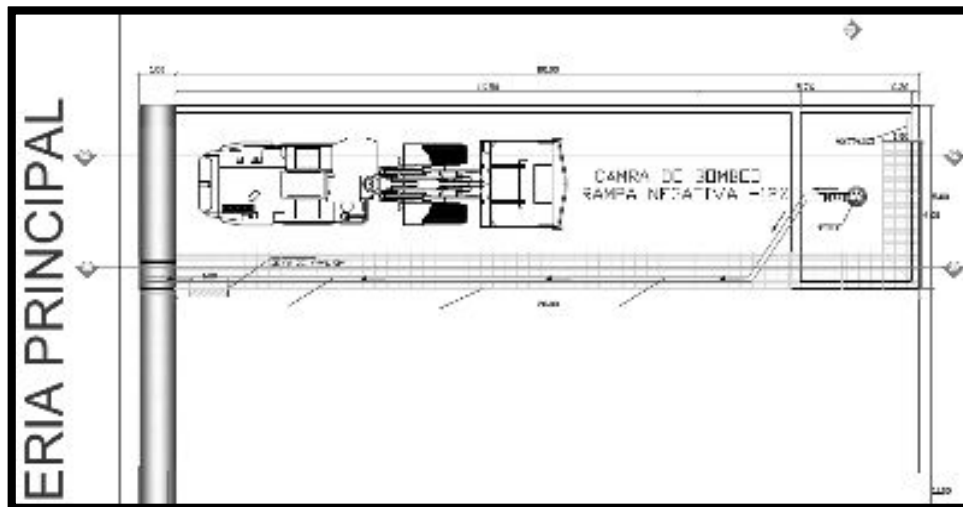
4.2.4.5 Cámaras de Bombeo (sección 4.0 x 4.0).- Cámara con pendiente negativa de 15%, ubicada en la galería inferior, servirá para captar el agua generada por perforación y la filtración.

Figura 17: Cámara de bombeo con rampa negativa -12%



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

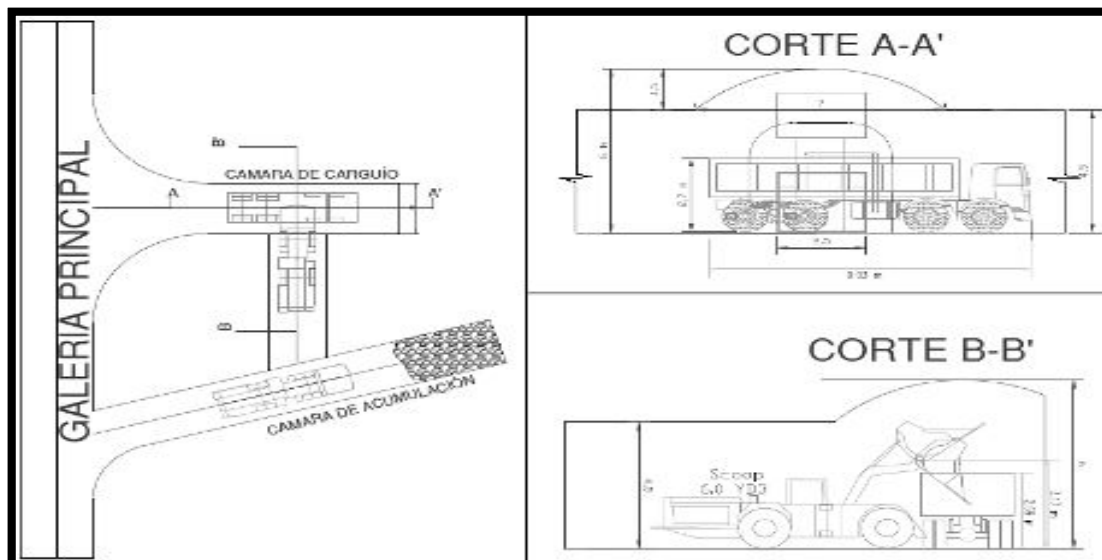
Figura 18: Cámara de bombeo longitudinal con rampa negativa -12%



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

4.2.4.6 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.

Figura 19: Cámara de bombeo longitudinal con rampa negativa -12%



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

4.2.4.7 Ventilación mina

4.2.4.7.1 Ingreso de aire fresco.

La mina presenta 8 puntos de ingreso de aire fresco siendo las más importantes la Rampa Principal con una capacidad de 150,546 CFM (22%) y la RP 9362 con una capacidad de 193,397 CFM (33%). Además se cuenta con dos puntos en la cual es aire es forzado mediante ventiladores de 60,000 CFM. Las mediciones se presentan en el cuadro siguiente:

Tabla 16: Ingreso de aire fresco.

INGRESO DE AIRE FRESCO					
Labor	Velocidad Promedio m/s	Área m ²	Caudal m ³ /min	Caudal CFM	Ventilador
Rampa Principal	3.50	20.30	4,263.00	150,546	Sin ventilador
RP 9362	4.13	22.10	5,476.38	193,397	Sin ventilador
RB 12	5.05	4.52	1,370.04	48,383	Sin ventilador
SD 9	2.98	3.46	617.94	21,822	Sin ventilador
RB 8	4.58	4.52	1,242.54	43,880	Sin ventilador
CH 847				60,000	Ventilador de 60,000 CFM
RB7				60,000	Ventilador de 60,000 CFM
CH100	2.10	2.25	283.50	10,012	Sin ventilador
CH 100+	1.60	1.80	172.80	6,102	Sin ventilador
TOTAL			13,426.20	594,142	

Fuente: Área de Servicios Auxiliares SMEB.



4.2.4.7.2 Salida de aire viciado

Con respecto a la salida de aire viciado la mina cuenta con 8 puntos. Siendo la más importante el RB 09 con una capacidad de 150,000 CFM (28.6 %) y la RB 10 con una capacidad de 120,000 (21%). Además el RB- 10 cuenta con dos ventiladores de 60,000 CFM.

Tabla 17: Salida de aire viciado

SALIDA DE AIRE VICIADO					
Labor	Velocidad	Área	Caudal	Caudal	Ventilador
	Promedio m/s	m2	m3/min	CFM	
Gal 382N	2.3	2.7	372.60	13,156.00	2 Ventilador de 60,000 CFM
RB 10			3,398.33	120,000.00	2 Ventilador de 60,000 CFM
RB 1			1,699.16	60,000.00	1 Ventilador de 60,000 CFM
RB 2			1,699.16	60,000.00	1 Ventilador de 60,000 CFM
RB 4			1,699.16	60,000.00	1 Ventilador de 60,000 CFM
RB 6			1,699.16	60,000.00	1 Ventilador de 60,000 CFM
RB 9			4,247.91	150,000.00	1 Ventilador de 150,000 CFM
RB 3			1,699.16	60,000.00	1 Ventilador de 60,000 CFM
Total			16,514.64	583,156.00	

Fuente: Área de Servicios Auxiliares SMEB

La mina se encuentra a 4,200 msnm y de acuerdo a la necesidad de aire por persona es de 6 m3/min.

Los resultados son los siguientes:

Tabla 18: Calculo de aire fresco

Departamento	N° de Personal	CALCULO DE AIRE REQUERIDO		
		M3 * Persona	FS	Caudal requerido
Mina	135	6	1	810
Supervisión JRC	16	6	1	96
Supervisión Brocal	12	6	1	72
Personal de Mantto	38	6	1	228
Visitas	6	6	1	36
Total	207	6	1	1242

Fuente: Área de Servicios Auxiliares SMEB

Requerimiento de aire fresco por equipo

De acuerdo a la necesidad de aire por HP es de 3 m3/min. Los resultados se presentan de la siguiente manera.

Tabla 19: Requerimiento de aire fresco por equipo.

EQUIPO	CANTIDAD	HP	TOTAL HP	CALCULO DE AIRE REQUERIDO		
				M3*HP	FS	CAUDAL REQUERIDO
SCOOP RG1600	12	270	3,240	3	0.72	6,998.40
ROCKET BOOMER 281	3	78	234	3	0.11	77.22
ROCKET BOOMER 282	2	78	156	3	0.11	51.48
JUMBO AXERA 06	3	75	225	3	0.11	74.25
JUMBO S1D BOOMER	2	78	156	3	0.11	51.48
SIMBA S7D	6	78	468	3	0.11	154.44
ALPHA 20 NORMET	3	146	438	3	0.30	394.20
BOLTEC	3	78	234	3	0.18	126.36
ROBOLT	4	74	296	3	0.18	159.84
TORNADOS	2	146	292	3	0.50	438.00
URONES 2.5 M-LORENZANA	2	140	280	3	0.51	428.40
TELEHANDER	5	44	220	3	0.69	455.40
BOCAT	2	125	250	3	0.70	525.00
CAMION DE SERVICIO	6	125	750	3	0.55	1,237.50
CAMIONETA	7	80	560	3	0.64	1,075.20
VOLQUETE	24	260	6,240	3	0.72	13,478.40
Total	86		14,039			25,725.57

Fuente: Área de Servicios Auxiliares SMEB

Como podemos observar en el cuadro se cuenta con 86 equipos con una demanda de aire de 25,725.57 m³/min (908,370 cfm).

A continuación, se presenta un cuadro resumen.

Tabla 20: Requerimiento total de aire mina.

REQUERIMIENTO TOTAL DE AIRE MINA		
TIPO	CAUDAL	
	M3/MIN	CFM
REQUERIMIENTO POR PERSONAL	1,242.00	43,855.02
REQUERIMIENTO POR EQUIPOS	25,725.57	908,369.88
REQUERIMIENTO POR EXPLOSIVO	707.50	24,981.83
TOTAL	27,675.07	977,206.72

Fuente: Área de Servicios Auxiliares SMEB

Con las mediciones anteriores se procedió a calcular necesidad de aire fresco que la mina requiere con la finalidad de hacer proyectos a corto y mediano plazo.



4.2.4.7.3 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.

4.2.4.7.4 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 “.

4.2.4.7.5 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.

4.2.4.7.6 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 fluctúa entre 500 y 700 hp entre los 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.

4.2.5. 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 22).

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 22).

Paso 3: Ejecución de la Zanja Slot

Paso 4: Acumulación de taladros de producción en forma de abanico/paralelo, según diseño. (Ver figura 24).

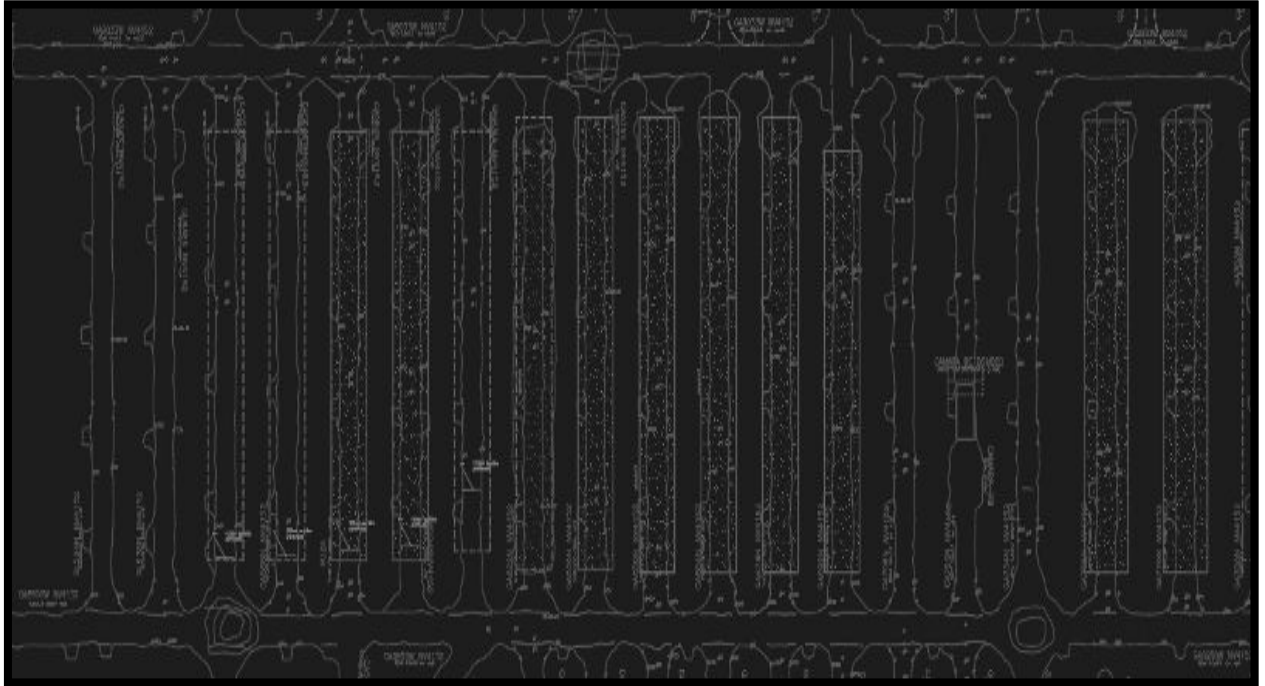
Paso 5: Voladura escalonada y limpieza de mineral con equipo LHD a control remoto. (Ver figura 25y 26).

Paso 6: Relleno del tajeo con relleno hidráulico cementado. (Ver figura 27).



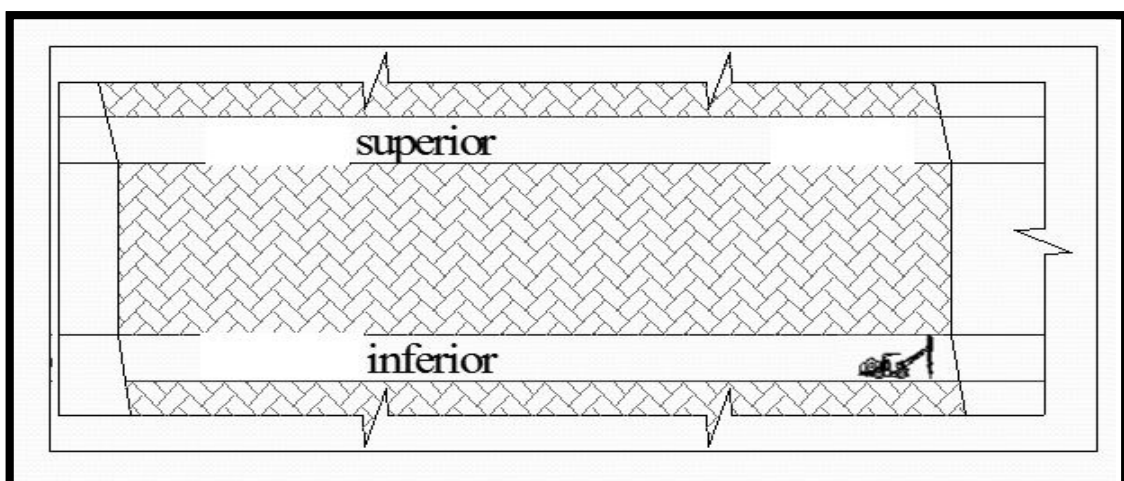
Paso 7: Continuando con el ciclo de minado, para la recuperación de pilares, se apertura los cruceros superiores e inferior del primer tajeo secundario (primer pilar a recuperar). Luego se procede a disparar el mineral para su posterior limpieza. El tajeo secundario es rellenado y luego el siguiente tajeo primario. (Ver figura N°26, 27, 28, 29,30,).

Figura 20: Vista en Planta del Block Mineralizado



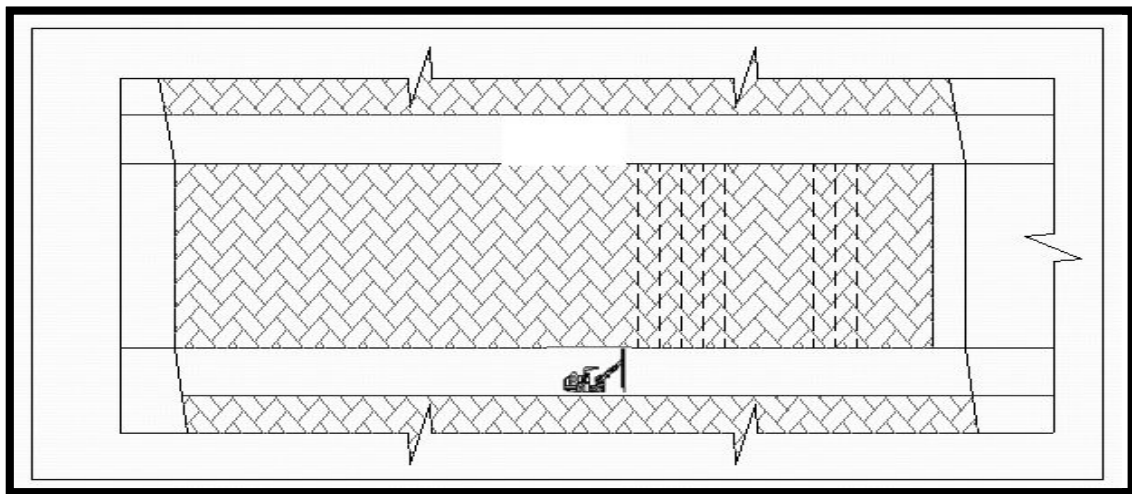
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas.

Figura 21: Explotación horizontal, niveles superior e inferior. Sección Transversal.



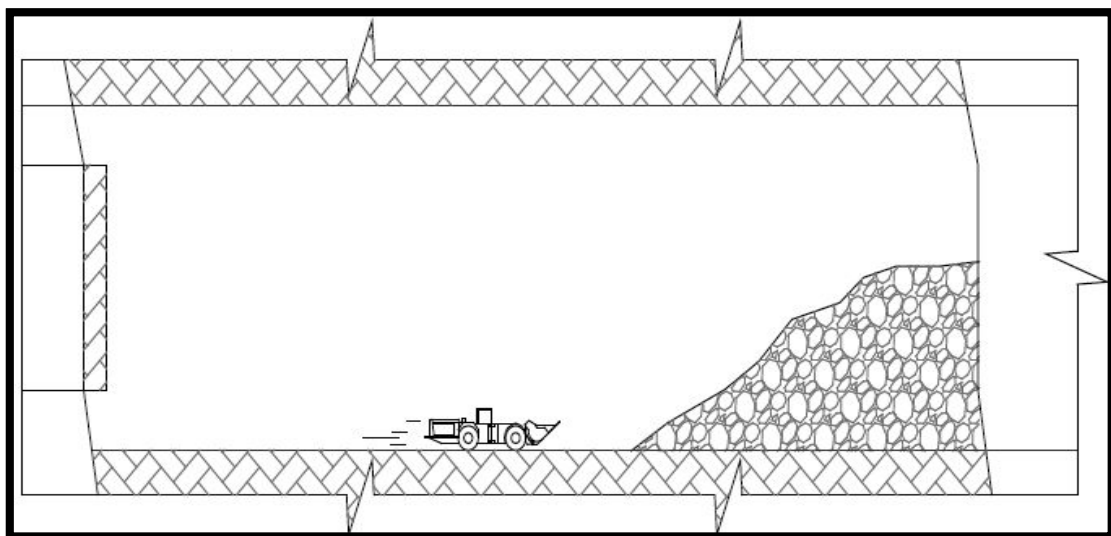
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas.

Figura 22: Explotación vertical, perforación con taladros para voladura controlada. Sección Transversal.



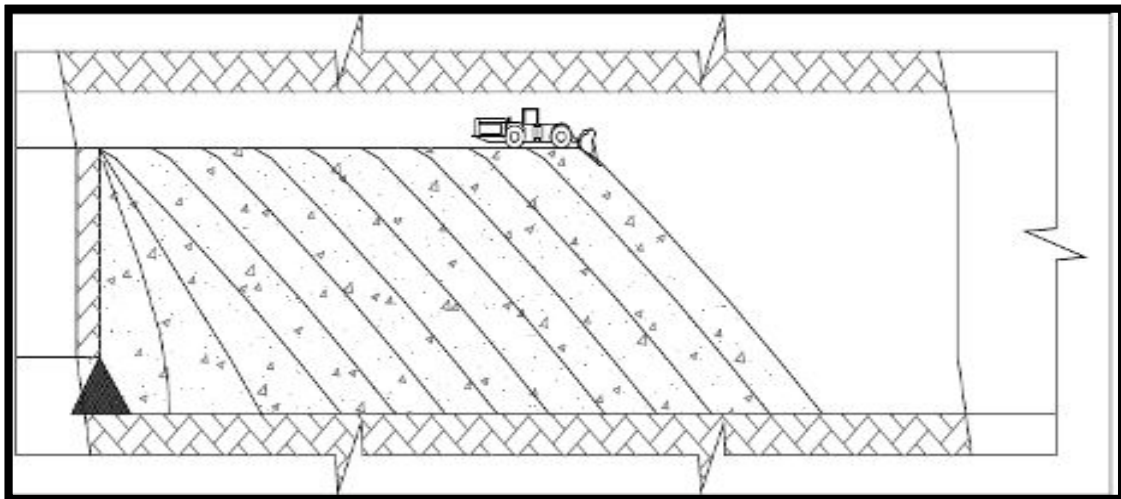
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas.

Figura 23: Limpieza del mineral roto, mediante scooptram diesel 6 yd3 a control remoto. Sección Transversal.



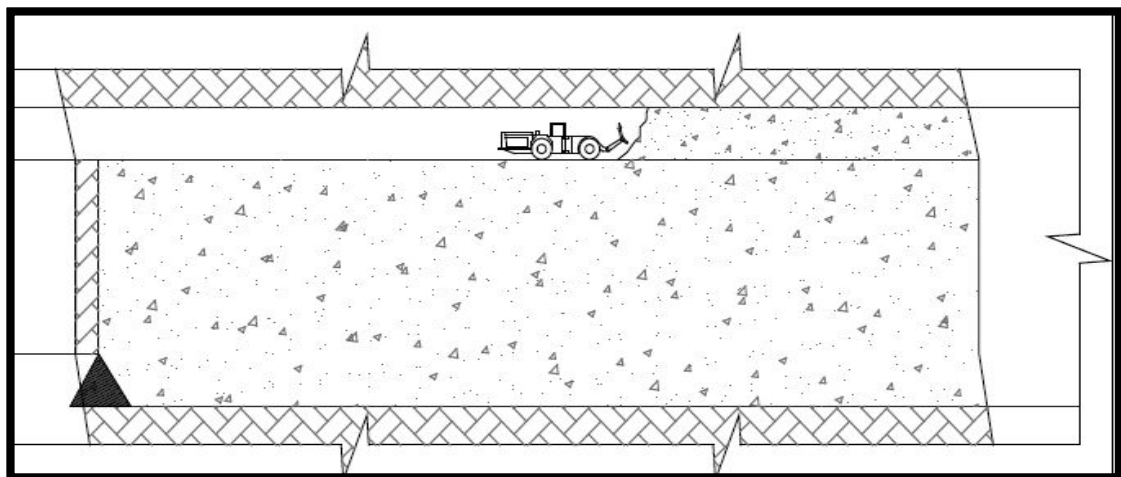
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Figura 24: Relleno del tajeo con relleno hidráulico con cemento. Sección Transversal.



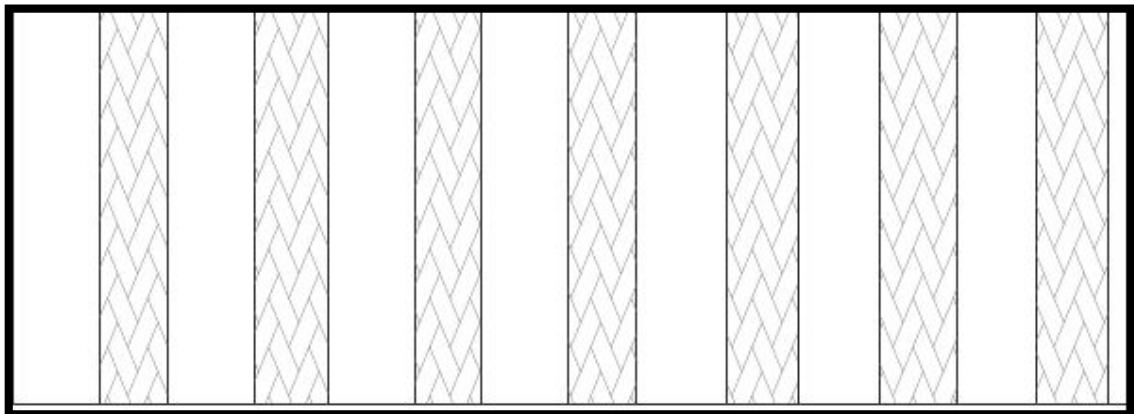
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas.

Figura 25: Topeo del relleno al techo con equipo rammer, jammer u otros. Sección Transversal.



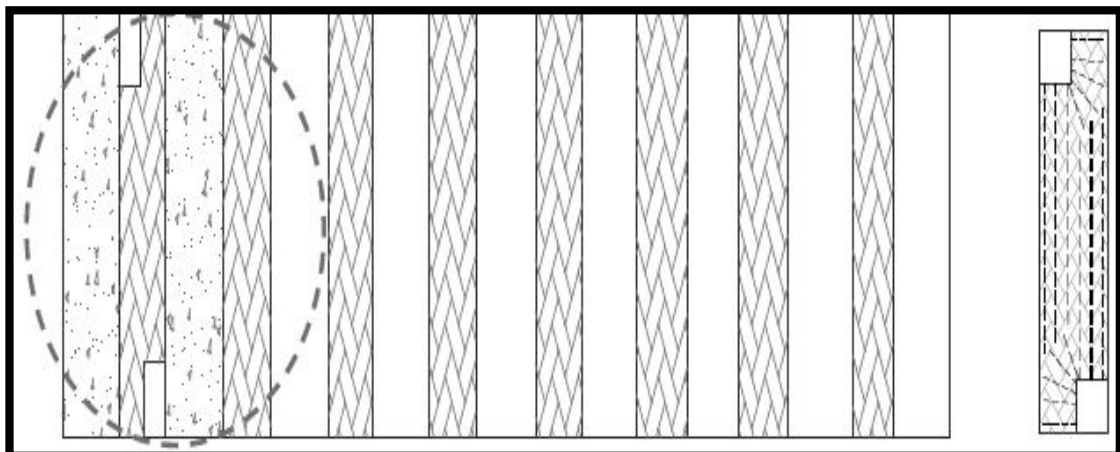
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas.

Figura 26: Topeo del relleno al techo con equipo rammer, jammer u otros. Sección Transversal.



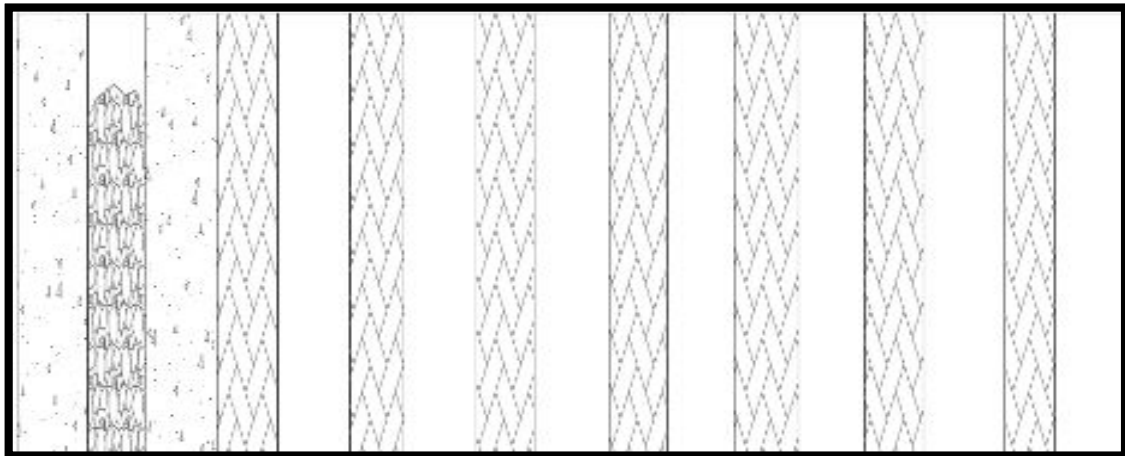
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Figura 27: 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.



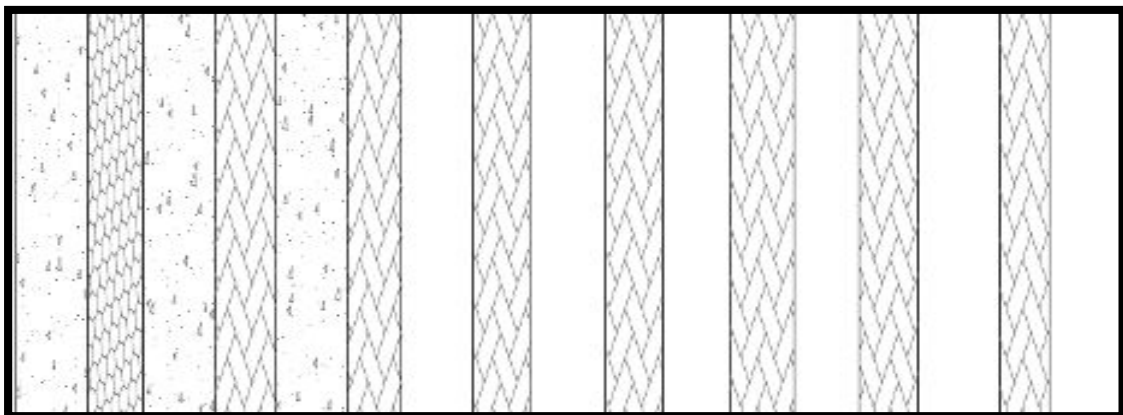
Fuente: Datos obtenidos del estudio realizado por DCR Ingenieros S.R. Ltda de MSc. Ing. David Córdova Rojas

Figura 28: Continuación del minado, se aperturan los pilares superiores e inferior 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 29: 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

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

4.2.6.1. Perforación

4.2.6.1.1 Perforación de frentes

Se requiere un ratio de cubicación de 98 Ton/m por ello se necesita un avance promedio de 2153 m, en labores de preparación y desarrollo, para ello se cuenta con el equipo de perforación apropiado. (Ver Tabla 21).

Tabla 21: Equipos de perforación de frentes.

Equipo	Marca	Modelo	Año	Perforadora	Rendimiento(m/mes)
Jumbo	ATLAS COPCO	S1D	2012	COP 1838	300
Jumbo	ATLAS COPCO	S1D	2012	COP 1838	270
Jumbo	ATLAS COPCO	S1D	2013	COP 1838	240
Jumbo	SANDVIK	DD311	2016	Hx15	250
Jumbo	SANDVIK	DD311	2016	Hx15	250
Jumbo	ATLAS COPCO	S1D	2016	COP 1838	270
Jumbo	ATLAS COPCO	RB282	2017	COP 1838	270
Jumbo	ATLAS COPCO	RB282	2017	COP 1838	270
Jumbo	ATLAS COPCO	RB282	2017	COP 1838	320

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

El siguiente cuadro de distribución de equipos en perforación de frentes nos indica los rendimientos de cada equipo según un programa mensual de avances lineales.

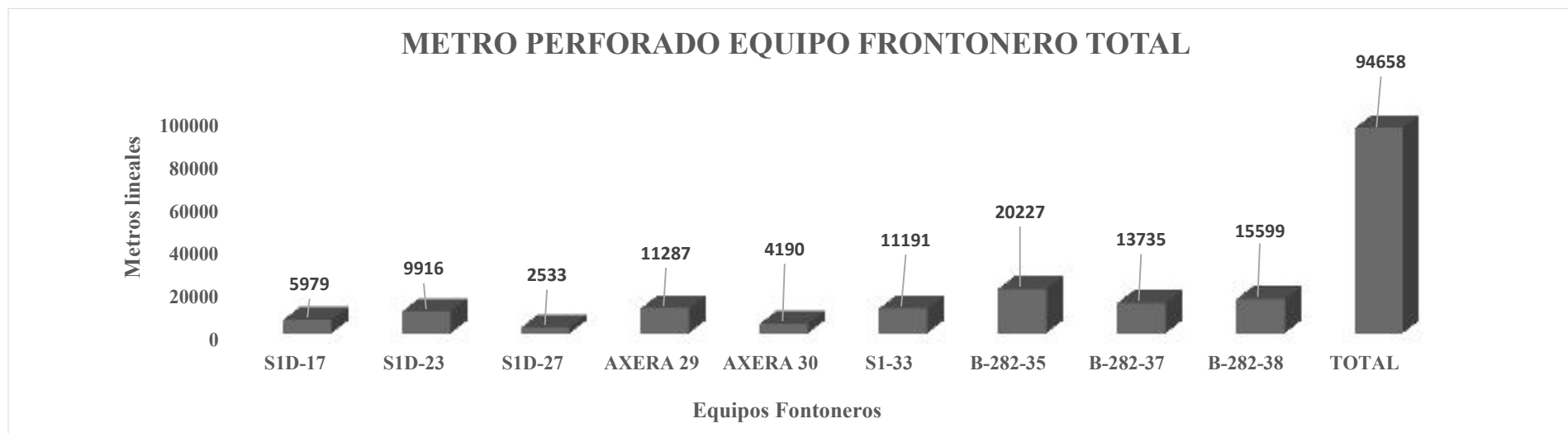
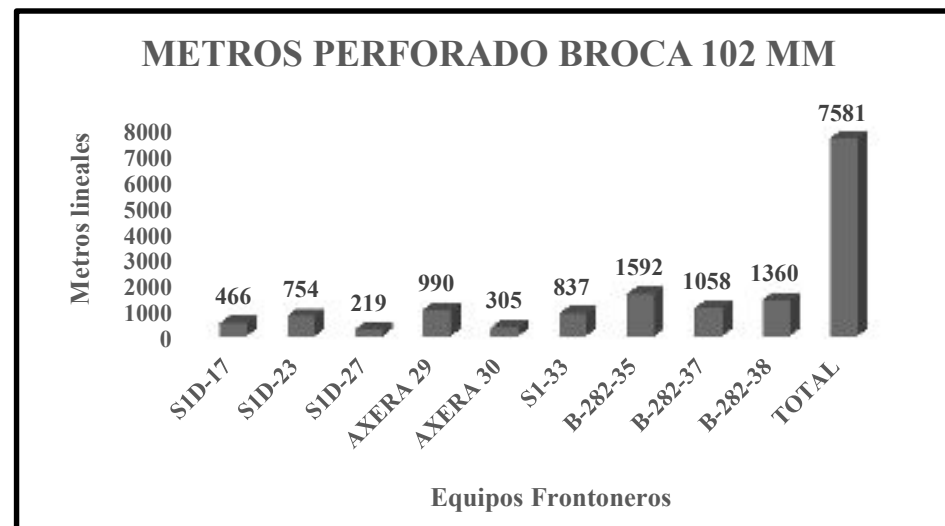
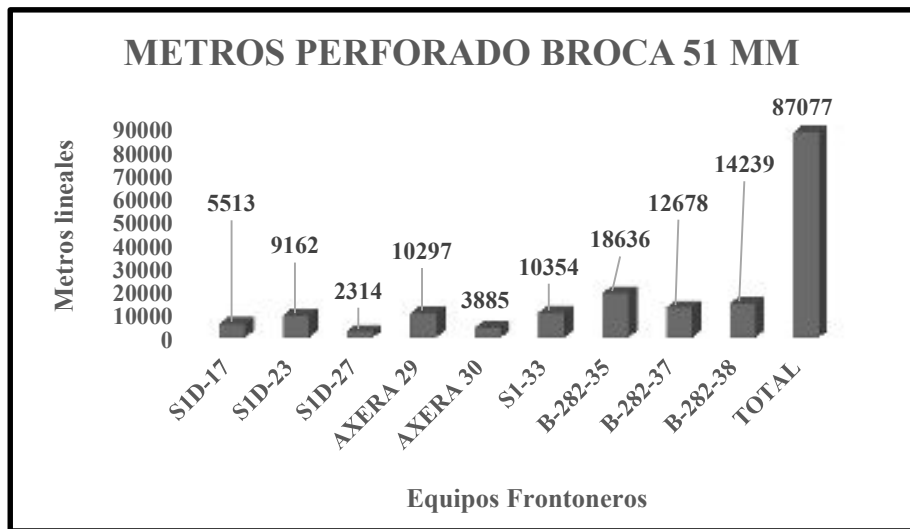
Tabla 22: Cuadro de Rendimiento de consumo de aceros mensual.

CODIGO	DESCRIPCION	S1D-17	S1D-23	S1D-27	AXERA 29	AXERA 30	S1-33	B-282-35	B-282-37	B-282-38	TOTAL
90516120	SHANK COP 1838/1638 T38 X 435	2	3	1			4	6	5	6	27
9051619898	SHANK ADAPTER HLX5 T38 X 500				3	2					5
90515737	ACOPLE T38/T38	1	3	1	2	2	4	2	4	4	23
90513858	BARRA MAG. T38-H35- SR35 14' 4310	1	6	2	3	2	5	7	10	7	43
90514649	BROCA SR35 X 51MM BOT. ESF.	12	15	17	34	46	41	56	89	83	393
90029808	BROCA DOMO SR35 102MM BAL.	1	2	2	5	4	7	8	13	11	53
METROS PERFORADO BROCA 51 MM		5513.40	9161.70	2313.70	10297.20	3884.60	10353.60	18635.60	12677.60	14239.10	87076.5
METROS PERFORADO BROCA 102 MM		465.5	754.4	218.8	990.2	305.4	837.2	1591.6	1057.7	1360.2	7581
METRO PERFORADO		5978.90	9916.1	2532.5	11287.4	4190	11190.8	20227.2	13735.3	15599.3	94657.5
RENDIMIENTOS	SHANK COP 1838/1638 T38 X 435	2989.45	3305.37	2532.50	3762.47	2095.00	2797.70	3371.20	2747.06	2599.88	2958.05
	ACOPLE T38/T38 R	5978.90	3305.37	2532.50	5643.70	2095.00	2797.70	10113.60	3433.83	3899.83	4115.54
	BARRA MAG. T38-H35- SR35 14' 4310	5978.90	1652.68	1266.25	3762.47	2095.00	2238.16	2889.60	1373.53	2228.47	2201.34
	BROCA SR35 X 51MM BOT. ESF.	459.45	610.78	136.10	302.86	84.45	252.53	332.78	142.44	171.56	221.57
	BROCA DOMO SR35 102MM BAL.	465.50	377.20	109.40	198.04	76.35	119.60	198.95	81.36	123.65	143.04

Fuente: Área de Abastecimiento de aceros EPIROC Perú.



Grafico 1: Cuadro de equipo fronterero de avances lineales mensual 2018.



Fuente: Área de Abastecimiento de aceros EPIROC Perú

4.2.6.1.2 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 23.

Tabla 23: Equipos de perforación de taladros largos.

Equipo	Marca	Modelo	Año	Perforadora	Rendimiento(m/Hr)
Jumbo Taladros Largos	ATLAS COPCO	Simba S7D	2014	COP 1638	20
Jumbo Taladros Largos	ATLAS COPCO	Simba S7D	2014	COP 1638	24
Jumbo Taladros Largos	ATLAS COPCO	Simba S7D	2015	COP 1638	26
Jumbo Taladros Largos	ATLAS COPCO	Simba S7D	2017	COP 1638	30
Jumbo Taladros Largos	ATLAS COPCO	Simba S7D	2017	COP 1638	34
Jumbo Taladros Largos	ATLAS COPCO	Simba 1254	2018	COP 1638	36
Jumbo Taladros Largos	ATLAS COPCO	Simba 1254	2018	COP 1638	36

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 a 3 pulgadas y una longitud que va de 10 m a 15 m. Por el tipo de terreno muchos de estos taladros son entubados con PVC de 2 y 3 pulgadas de diámetro.

En la tabla 24 se realizó un estudio de consumo de aceros para la perforación de taladros largos en el cual se toma algunas formas técnicas para ver el tema de desviación de taladros cuando se perfora una chimenea de 15m para esto se usara tubotack para controlar la desviación.

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.
- Tablero de gestión donde se colocara al ingreso del tajo en perforación (PETS, Política de la empresa).



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.



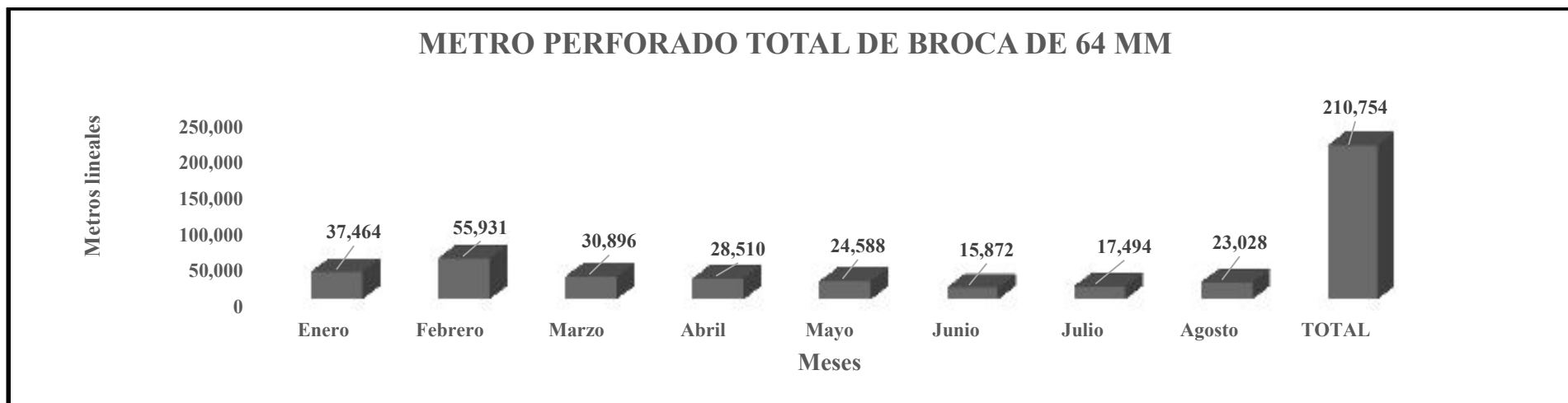
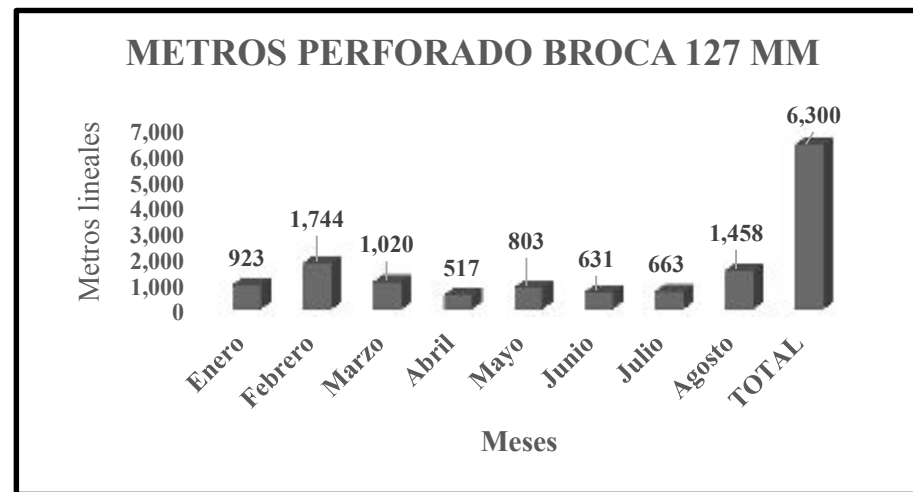
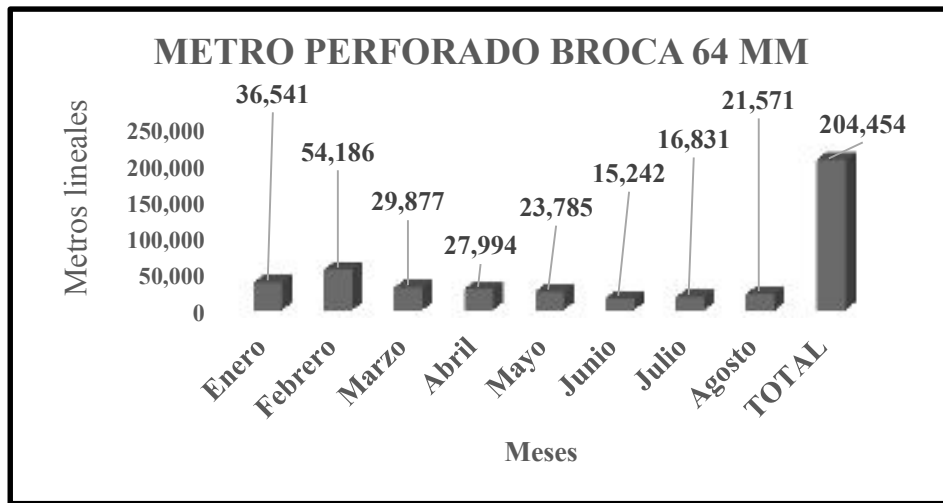
Tabla 24: Cuadro de rendimiento general 2018 - Long Hole T38 (64mm)

CODIGO	DESCRIPCION	Ene-18	Feb-18	Mar-18	Abr-18	May-18	Jun-18	Jul-18	Ago-18	TOTAL
90516121	SHANK COP 1838/1638 T38 X 525MM	12	18	12	10	11	9	12	13	97
90516290	SHANK HL T38 X 600MM	5	7	7	5	0	0	0	0	24
90516184	SHANK COP 1550/1838 T38 525mm	4	6	6	4	0	0	0	0	20
90510720	BARRA T38-RD38-T38 5'	182	123	0	74	63	48	115	89	694
90510720R	BARRA T38-RD38-T38 5'	0	28	151	0	1	0	0	0	180
94000051	TUBO TAC T38 X 5'	5	7	4	5	6	3	4	0	34
94502648	TUBO TAC T38 X 4'	0	0	0	0	0	2	2	7	11
90510311	BROCA RETRAC. DC T38 X 64MM	101	0	0	0	0	0	0	0	101
90510316	BROCA "B" HD T38X64 MM	19	1	0	0	0	0	0	0	20
90510309	BROCA RETRAC. FP T38 X 64MM	2	0	0	0	0	0	0	0	2
88054572	BROCA POWERBIT T38 X 64MM	10	0	0	0	0	0	0	0	10
90029467	BROCA RETRAC. DC T38 X 64MM	212	288	293	159	116	89	119	162	1,438
90516264	ADAPTADOR PILOTO	0	0	2	0	0	0	0	0	2
90510470	BROCA ESCARIADORA	0	0	2	0	0	0	0	0	2
90513775	BROCA DOMO T38 X 127MM BAL.	0	0	4	4	0	0	1	0	9
90513776	BROCA DOMO T38 X 127MM ESF.	10	13	2	3	7	6	9	10	60
METROS PERFORADO BROCA 64 MM		36,541.00	54,186.39	29,876.50	27,993.50	23,784.53	15,241.50	16,830.80	21,570.50	204,454.22
METROS PERFORADO BROCA 127 MM		923.10	1,744.22	1,019.50	516.50	803.00	630.50	663.00	1,457.50	6,299.82
METRO PERFORADO		37,464.10	55,930.61	30,896.00	28,510.00	24,587.53	15,872.00	17,493.80	23,028.00	210,754.04
RENDIMIENTOS	SHANK COP 1838/1638 T38 X 525MM	1,784.00	1,804.21	1,235.84	1,500.53	2,235.23	1,763.56	1,457.82	1,771.38	1,494.71
	BARRA T38-RD38-T38 5'	200.34	353.99	199.33	360.89	351.25	299.47	144.58	239.88	229.33
	BROCA RETRAC. DC T38 X 64MM	106.22	187.50	101.97	176.06	205.04	171.25	141.44	133.15	130.14
	BROCA DOMO T38 X 127MM ESF.	92.31	134.17	101.95	73.79	114.71	105.08	66.30	145.75	86.30

Fuente: Área de Abastecimiento de aceros EPIROC Perú



Grafico 2: Cuadro de metros perforados para broca de 64 mm 2018.



Fuente: Área de Abastecimiento de aceros EPIROC Perú

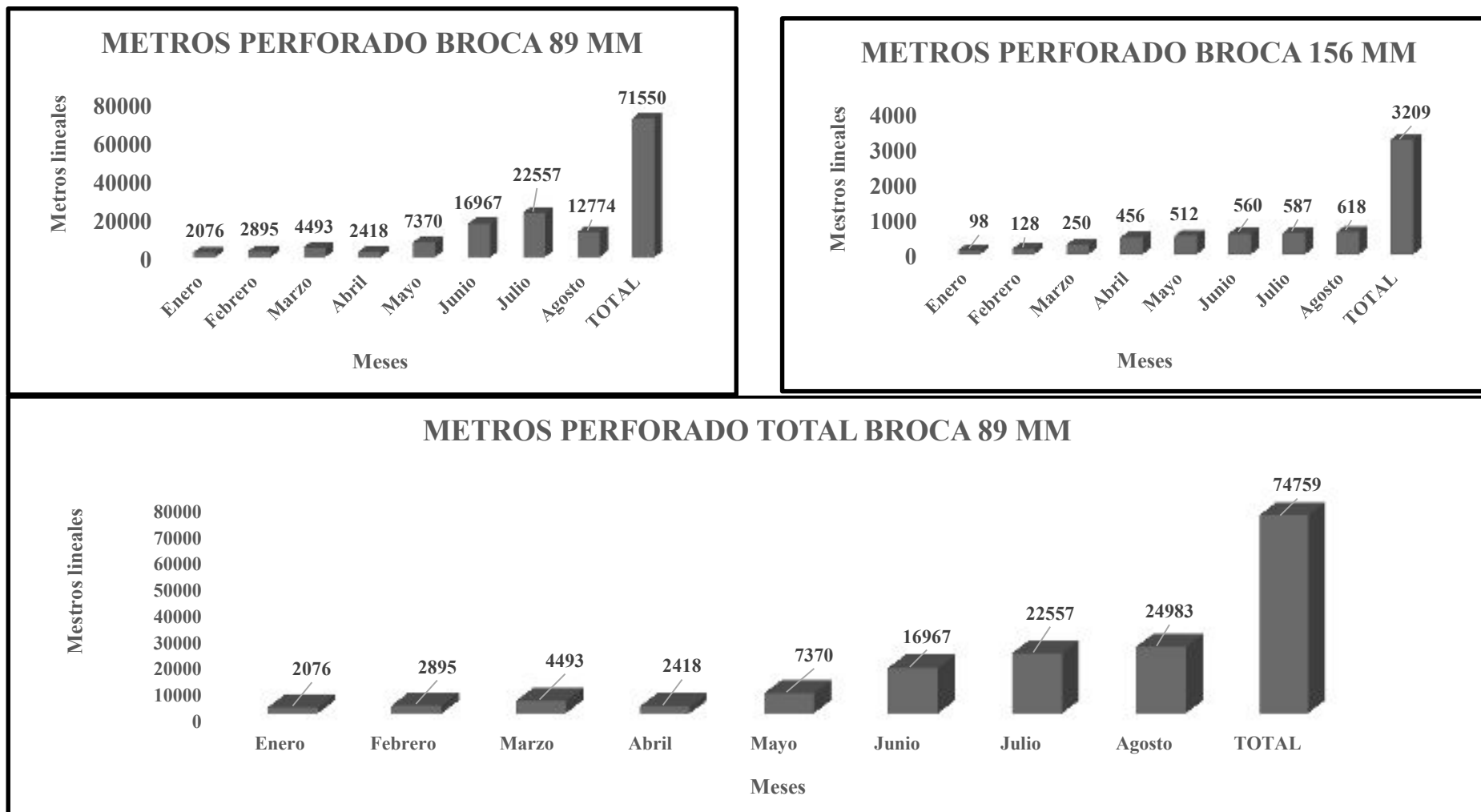
Tabla 25: Rendimiento general 2018 - Long hole T45 (89 mm)

CODIGO	DESCRIPCION	Ene-18	Feb-18	Mar-18	Abr-18	May-18	Jun-18	Jul-18	Ago-18	TOTAL
90516206	SHANK ADAPTER T45	3	3	3	1	4	10	11	13	48
90510730	BARRA SP T45- RD45-T45x5'	20	6	18	10	22	62	43	74	255
90029364	T45 POWERBIT	15	12	19	5	35	82	132	111	411
90029606	BROCA RIMADORA T45 152 MM PWB								4	4
METROS PERFORADO BROCA 89 MM		2,076.45	2,895.12	4,492.84	2,417.74	7,370.11	16,966.50	22,557.16	12774	71,549.92
METROS PERFORADO BROCA 156 MM									618	618
METRO PERFORADO		2,076.45	2,895.12	4,492.84	2,417.74	7,370.11	16,966.50	22,557.16	24,983.00	72,167.92
RENDIMIENTOS	SHANK ADAPTER T45	692.15	965.04	1,497.61	2,417.74	1,842.53	1,696.65	2,050.65	1,921.77	1,503.50
	BARRA SP T45- RD45-T45x5'	103.82	482.52	249.60	241.77	335.01	273.65	524.59	337.61	283.01
	T45 POWERBIT	138.43	241.26	236.47	483.55	210.57	206.91	170.89	225.07	175.59
	BROCA RIMADORA T45 152 MM PWB								154.50	154.50

Fuente: Área de Abastecimiento de aceros EPIROC Perú



Grafico 3: Cuadro de metros perforados para broca de 89 mm de enero a agosto 2018.



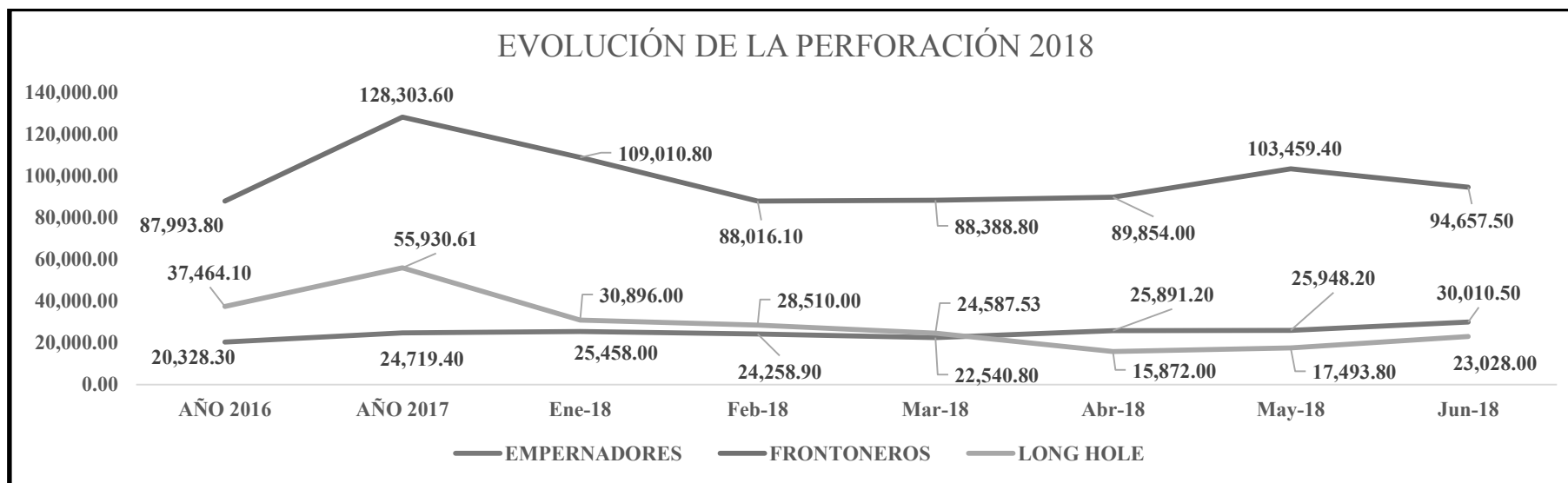
Fuente: Área de Abastecimiento de aceros EPIROC Perú

Tabla 26: Cuadro de rendimientos del 26 de julio al 25 de agosto 2018

TIPO DE TRABAJO	AÑO 2016	AÑO 2017	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Total 2018	TOTAL GENERAL
EMPERNADORES	196,441.92	246,820.59	20,328.30	24,719.40	25,458.00	24,258.90	22,540.80	25,891.20	25,948.20	30,010.50	199,155.30	841,573.11
FRONTONEROS	627,951.03	838,918.65	87,993.80	128,303.60	109,010.80	88,016.10	88,388.80	89,854.00	103,459.40	94,657.50	789,684.00	3,046,237.68
LONG HOLE	606,329.55	518,292.51	37,464.10	55,930.61	30,896.00	28,510.00	24,587.53	15,872.00	17,493.80	23,028.00	233,782.04	1,592,186.14
TOTAL ANUAL	1,430,722.50	1,604,031.75	145,786.20	208,953.61	165,364.80	140,785.00	135,517.13	131,617.20	146,901.40	147,696.00	1,222,621.34	

TOTAL 2016-2018	5,479,996.93
------------------------	---------------------

Grafico 4: Evolución de la perforación 2018



Fuente: Área de Abastecimiento de aceros EPIROC Perú



4.2.6.1.3 Cálculos para los diseño de burden y espaciamiento

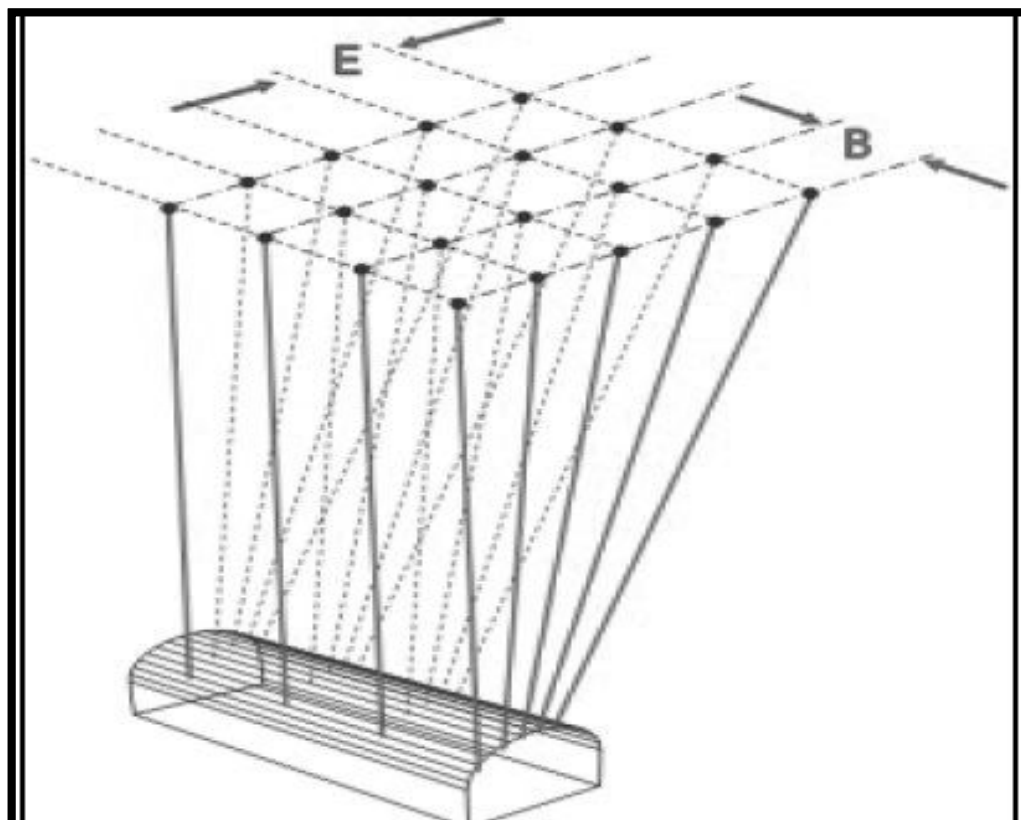
Diseño de la Malla Perforación y Voladura Para el cálculo del burden se utiliza el modelo de Langerfors.

Dónde:

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS	
$B1_{max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$ $B2_{max} = 0.046 \times D$	$BP1 = B_{max} - 2 \times D - 0.02 \times L$ $BP2 = B_{max} - 0.1 - 0.03 \times L$
LEYENDA	
Bmáx.	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

Fuente: Libro Manual de voladuras de túneles – Carlos LOPEZ JIMENO

Figura 30: Burden y Espaciamiento en Taladros Largos



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

Tabla 27: Cálculo de Burden y Espaciamiento en Taladros Largos con broca de 64 mm.

Tabla 26: Cálculo de burden y espaciamiento para broca de 64mm														
CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS														
Bmáx.	Burden Máximo (mts)	1.86	1.86	1.85	1.85	1.85	1.85	1.84	1.84	1.84	1.84	1.84	1.83	1.83
BP 1	Burden Práctico	1.49	1.49	1.49	1.48	1.48	1.48	1.48	1.48	1.47	1.47	1.47	1.47	1.46
	Espaciamiento	1.79	1.79	1.78	1.78	1.78	1.78	1.77	1.77	1.77	1.77	1.76	1.76	1.76
D	Diametro del taladro (mm)	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5	63.5
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1.000	1.003	1.005	1.008	1.010	1.013	1.015	1.018	1.020	1.023	1.025	1.028	1.030
f	RMR Descripción del RMR Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85	41 REGULAR	42 REGULAR	43 REGULAR	44 REGULAR	45 REGULAR	46 REGULAR	47 REGULAR	48 REGULAR	49 REGULAR	50 REGULAR	51 REGULAR	52 REGULAR	53 REGULAR
E/B	Relación Espaciamiento y Burden	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2
dc	Densidad de carga (g/cm ³)	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
L	Longitud de taladro (m.)	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12

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

Tabla 28: Cálculo de Burden y Espaciamiento en Taladros Largos con broca de 76 mm.

Tabla 27: Cálculo de burden y espaciamiento para broca de 76 mm																					
CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS																					
															CÁLCULO PARA SOLO						
Bmáx.	Burden Máximo (mts)	2.22	2.22	2.22	2.22	2.21	2.21	2.21	2.20	2.20	2.20	2.19	2.19	2.19	2.19	2.18	2.18	2.18	2.00	2.35	
BP 1	Burden Práctico	1.83	1.83	1.83	1.82	1.82	1.82	1.82	1.81	1.81	1.81	1.80	1.80	1.80	1.79	1.79	1.79	1.79	1.61	1.96	
	Espaciamiento	2.20	2.20	2.19	2.19	2.19	2.18	2.18	2.18	2.17	2.17	2.17	2.16	2.16	2.16	2.15	2.15	2.15	2.14	1.93	2.35
D	Diametro del taladro (mm)	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76	76
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1.000	1.003	1.005	1.008	1.010	1.013	1.015	1.018	1.020	1.023	1.025	1.028	1.030	1.033	1.036	1.038	1.041	1.043	1.046	0.800
f	RMR Descripción del RMR Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85	41 REGULAR	42 REGULAR	43 REGULAR	44 REGULAR	45 REGULAR	46 REGULAR	47 REGULAR	48 REGULAR	49 REGULAR	50 REGULAR	51 REGULAR	52 REGULAR	53 REGULAR	54 REGULAR	55 REGULAR	56 REGULAR	57 REGULAR	58 REGULAR	59 REGULAR	41 50
E/B	Relación Espaciamiento y Burden	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2
dc	Densidad de carga (g/cm ³)	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	0.95	0.80
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.25
L	Longitud de taladro (m.)	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12

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



Tabla 29: Calculo de Burden y Espaciamiento en Taladros Largos con broca de 89 mm.

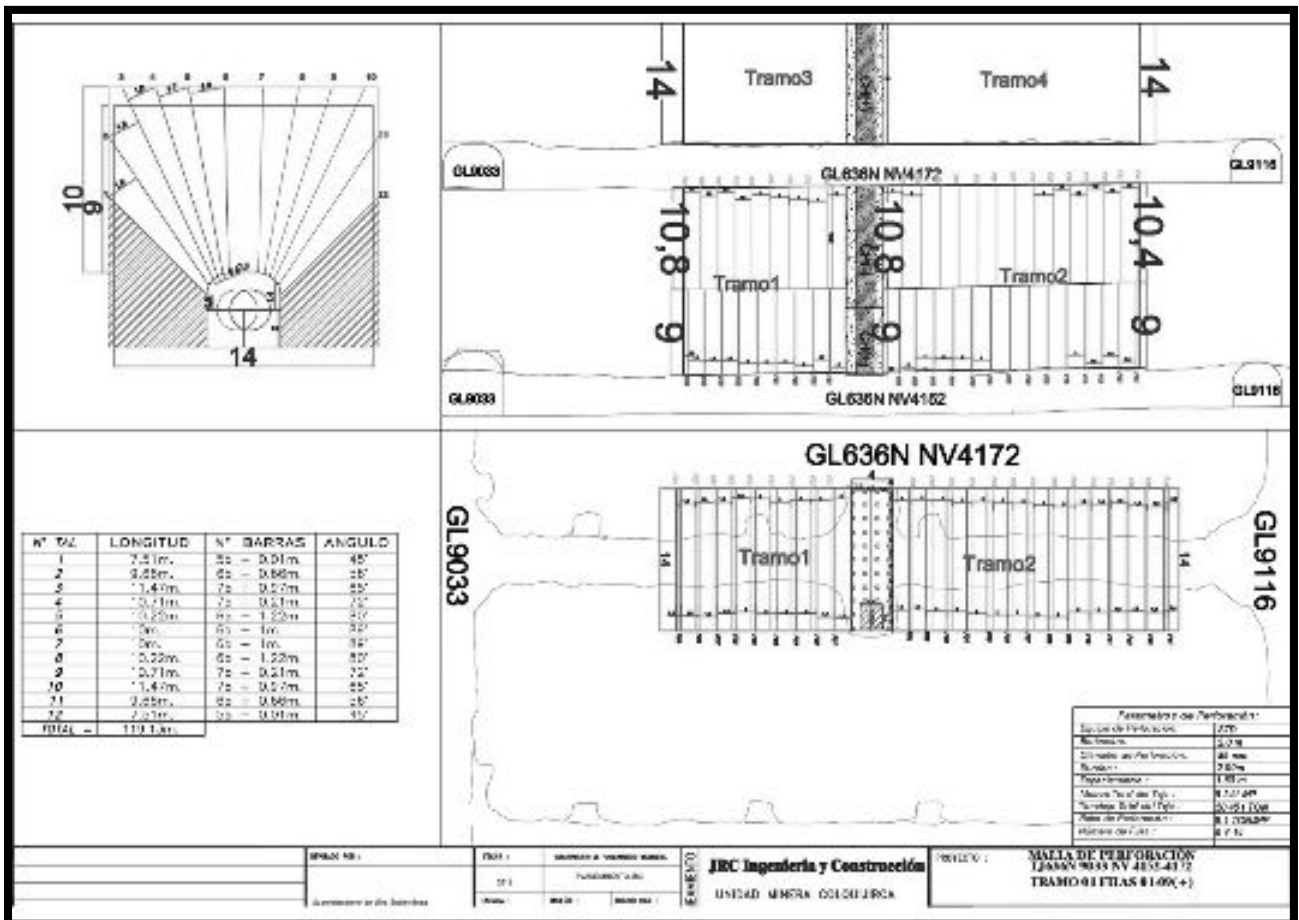
Tabla 28: Calculo de burden y espaciamiento para broca de 89 mm

CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS

Burden	Burden Máximo (mts)	2.84	2.84	2.84	2.83	2.83	2.83	2.82	2.82	2.82	2.81	2.81	2.81	2.80	2.80	2.80	2.80	2.59	2.59	2.62	2.75
BP1	Burden Práctico	2.78	2.22	2.22	2.22	2.21	2.21	2.21	2.20	2.20	2.20	2.19	2.19	2.19	2.18	2.18	2.18	2.17	2.17	2.21	2.09
	Espaciamiento	2.87	2.87	2.88	2.88	2.88	2.88	2.85	2.84	2.84	2.84	2.83	2.83	2.82	2.82	2.82	2.81	2.81	2.81	2.82	2.81
D	Diametro del taladro (mm)	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89	89
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=(0.3 + 0.7) Rocas medias (L03) c=(0.4 + 0.7) Rocas duras (L11)	1.00	1.03	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05	1.05
RMR	Clasificación del RMR	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	51	52	53	54	55	56	57	58	59	50
f	Factor de fijación Taladros verticales f=1.00 Taladros inclinados 3:1 f=0.90 Taladros inclinados 2:1 f=0.85	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
E/D	Relación Espaciamiento y Burden	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12
dc	Densidad de carga (gr/cm ³)	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03
L	Longitud de taladro (m.)	14.5	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12

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

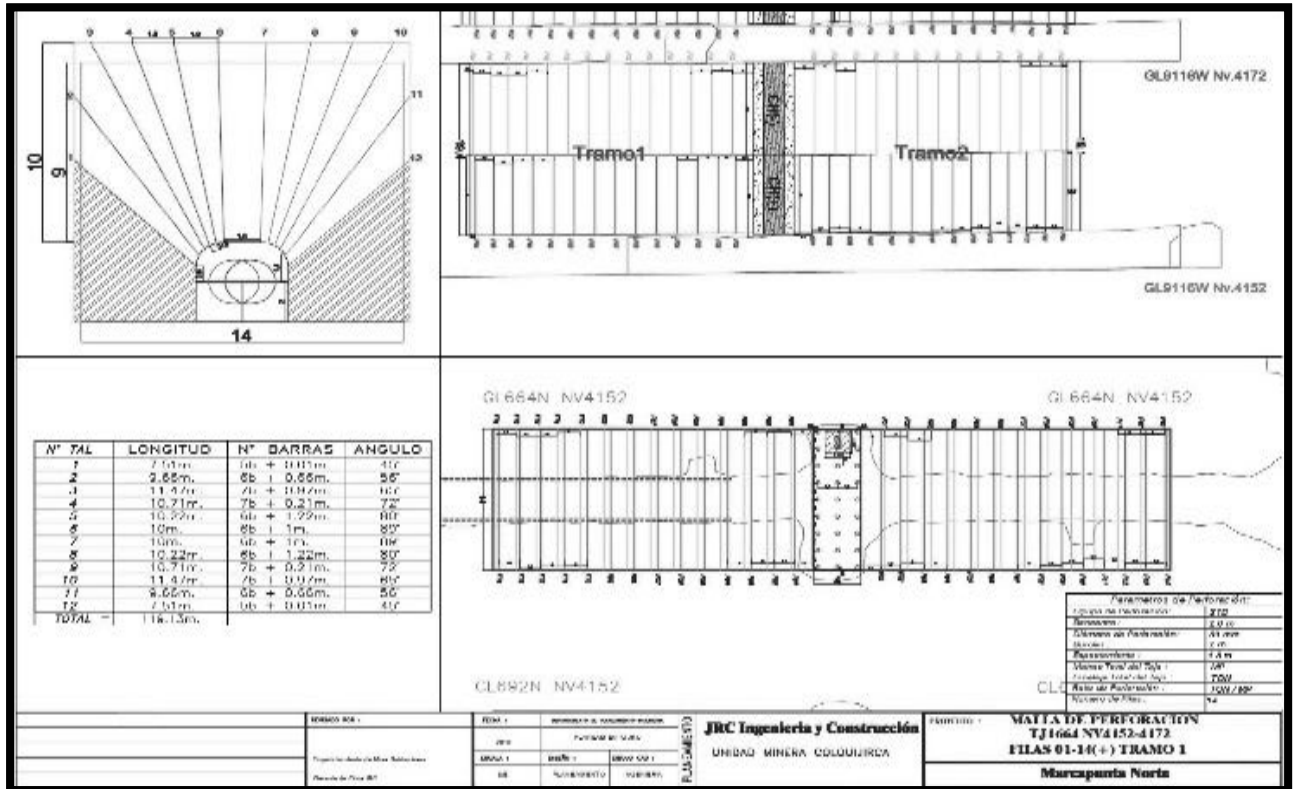
Figura 31: Proyecto de perforación Tj-636N con un ancho de 14 m



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



Figura 32: Proyecto de perforación Tj-664N con un ancho de 14 m



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

4.2.6.1.4 Voladura en taladros largos no electrónica.

La voladura no eléctrica es iniciada sin unos sistemas no eléctricos, los detonadores iniciados por cordones detonantes de bajo gramaje como el detonador no eléctrico con retardo: su función es prácticamente igual al eléctrico, pero se activa por medio de una manguera o tubo delgado flexible que transmite una onda de choque defragrante desde una línea troncal de cordón detonante. El conjunto comprende al detonador, el tubo flexible transmisor y un conector plástico “J” para empalmar el cordón. También son instantáneos y de retardo (periodo corto en milisegundos y periodo largo en medios segundos) con potencia N° 10 y N° 12., (Según famasa).

4.2.6.1.4.1 Accesorios de voladura no electrónica.

1.- Cordón detonante pentacord®:

Es un accesorio de voladura, que posee características como: Alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y seguridad. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico. En el caso de los cordones reforzados, se utiliza adicionalmente hilos y resinas parafinadas para dotar al producto de una mayor resistencia a la abrasión y tracción.

Pentacord® 5 PE.-Es un Cordón Detonante reforzado de gran resistencia a la tracción, abrasión y un alto grado de impermeabilidad por lo que puede utilizarse en trabajos de minería superficial y subterránea.



2.- Fulminante no eléctrico:

El Fanel®: Es un sistema eficaz de iniciación para uso en minería subterránea, superficial en obras civiles, que ofrece los beneficios de sincronización sin riesgo, eliminando toda posibilidad de conexiones erróneas. El FANEL® está formado por los siguientes componentes:

- Fulminante de retardo: Consiste de un Fulminante N° 12 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo a su número de serie, que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Para ello se ofrece al mercado dos (2) escalas periodo corto y periodo largo.
- Manguera fanel o tubo de choque: Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica la cual en su interior esta uniformemente cubierta por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son para iniciar al fulminante de retardo. En uno de sus extremos esta sellado por ultrasonido y en el otro extremo ensamblado con el Fulminante de retardo.
 - Para el periodo corto la Manguera Fanel es de color rojo.
 - Para el periodo larga la Manguera Fanel es de color amarillo.
 - Etiqueta: Indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos o segundos.
 - Conector plástico tipo”: Bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la Manguera Fanel y el Cordón Detonante.

Tabla 30: Escala de tiempos de detonadores no eléctricos.

Escala de tiempos nominales de retardo:							
Serie Estándar		Serie Universal					
PERIODO CORTO		PERIODO LARGO		PERIODO CORTO		PERIODO LARGO	
N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)	N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)	N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)	N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
0	0	1	0,5	0	0	0	0
1	25	2	1,0	1	25	1	0,2
2	50	3	1,5	2	50	2	0,4
3	75	4	2,0	3	75	3	0,6
4	100	5	2,5	4	100	4	1,0
5	125	6	3,0	5	125	5	1,4
6	150	7	3,5	6	150	6	1,8
7	175	8	4,0	7	175	7	2,4
8	200	9	4,5	8	200	8	3,0
9	225	10	5,0	9	250	9	3,8
10	250	11	5,6	10	300	10	4,6
11	300	12	6,2	11	350	11	5,5
12	350	13	6,8	12	400	12	6,4
13	400	14	7,4	13	450	13	7,4
14	450	15	8,0	14	500	14	8,5
15	500	16	8,6	15	600		
16	600			16	700		
17	700			17	800		
18	800			18	900		
19	900			19	1 000		
20	1 000			20	1 100		
				21	1 200		

Fuente: Famesa explosivos.



3.- Mecha rápida:

Es un accesorio y un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico. La mecha rápida produce una llama incandescente durante su combustión con la su suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad

Mecha rápida Z – 18

La mecha rápida ensamblado con el conector para mecha rápida tiene como objetivos eliminar el encendido o "chispeo" individual de las "armadas" o "primas" para evitar la exposición del operador a labores con presencia de humos y permitir la evacuación segura del personal ante la posibilidad de una iniciación prematura, ya que usándola adecuadamente proporciona el tiempo suficiente al operador para retirarse a un lugar seguro, para efectuar cada conexión en las redes de encendido, la mecha rápida se inserta en la ranura del conector para mecha rápida y la base de este se presiona para asegurar un buen contacto. Dicha conexión también puede realizarse por enrollamiento o "torniquete" o utilizando el "block de sujeción" que se provee adicionalmente. (Según famesa).

4.- BOOSTER HDP

Son utilizados para iniciar explosivos insensibles o agentes de voladura de tipo slurries, ANFO y nitracarbonitratos, donde un Fulminante Común o el poder explosivo de un Cordón Detonante no los activa. Estos se usan en la voladura de taladros de diferentes diámetros en las minas de tajo abierto, canteras y eventualmente en minería de subsuelo.

El BOOSTER HDP fue concebido para ser usado con varios propósitos complementarios, dotándole de esa forma una gran versatilidad, ya que puede ser utilizado eficientemente con diferentes tipos de Cordón Detonante PENTACORD®, FULMELEC® y FANEL®. Al usarlo con estos últimos accesorios, principalmente con el FANEL®, se ha tenido cuidado con la optimización del ensamble entre el Fulminante y el BOOSTER (el diseño de los orificios centrales para su ensamble con el Fulminante, fueron diseñados

geométricamente para evitar errores). Por este concepto, los dos orificios son pasantes, pero uno de ellos tiene una reducción de diámetro para una correcta ubicación del Fulminante.

Tabla 31: Iniciador de agente de voladura

	HDP 150 g	HDP 225 g	HDP 340 g	HDP 450 g	HDP 900 g	HDP 1350 g
DIÁMETRO (mm)	37,0	43,0	51,6	58,0	81,5	98,0
ALTURA (mm)	106,0	120,0	120,0	120,0	120,0	120,0
PESO (g)	150	225	340	450	900	1 350
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000
DIÁMETRO DE PERFORACIÓN EN PLANCHA DE FIERRO DE 1/8" DE ESPELOR (mm)	23	28	45	57	80	90
RESISTENCIA PRESIÓN HIDROSTÁTICA POR 2 HORAS	(kg/cm ²)	2,1	2,1	2,1	2,1	2,1
	(lb/plg ²)	30	30	30	30	30
SENSIBILIDAD AL CORDÓN DETONANTE	5P	5P	5P	5P	5P	5P
RESISTENCIA AL AGUA	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente

Fuente: Famesa explosivos.

4.2.6.1.4.2 Explosivos de voladura.

1.- Amex™ UH.

Amex™ UH es una mezcla balanceada entre prills de nitrato de amonio poroso y combustible diesel, especialmente formulado para mejorar la retención en barrenos verticales ascendentes. El prill de color blanco cristalino es ligeramente coloreado mediante la adición de un tinte rojo en el combustible diesel.

Aplicación.

Amex™ UH es adecuado para ser usado donde los barrenos están secos y que permanecerán secos hasta la detonación. Amex™ UH ha sido específicamente diseñado para ser usado en voladuras de producción subterránea. Puede ser vertido o cargado neumáticamente dentro del barreno.

Propiedades técnicas.

Densidad	0,80 g/cm ³
Diámetro mínimo del barreno (mm)	38
Energía Relativa Efectiva (REE)¹	
Fuerza Relativa en peso	98%
Fuerza Relativa en volumen ▪ a ANFO @ 0.8g/cm ³	98%
Rango de Velocidad de Detonación ²	2.8 – 4.8 km/s
CO ₂ ³	182 kg/t

2.- Subtek™ Velcro™

La emulsión explosiva a granel Subtek™ Velcro™ es un explosivo bombeable sensible a un iniciador, que tiene la apariencia de un fluido opaco, con viscosidad similar a la grasa gruesa. Subtek™ Velcro™

tiene excelente resistencia al agua como característica propia de estructura de emulsión.

Aplicación

Subtek™ Velcro™ es fabricado en el sitio de la voladura desde una unidad de bombeo diseñada para trabajos subterráneos. Ésta combina una emulsión de nitrato de amonio con un sensibilizador para entregar

un producto resistente al agua dentro del barreno. La densidad del producto final puede variar para ajustarse a las condiciones del terreno o diseños de voladura. Subtek™ Velcro™ puede ser usada en toda aplicación subterránea, especialmente en barrenos ascendentes.

Propiedades técnicas.

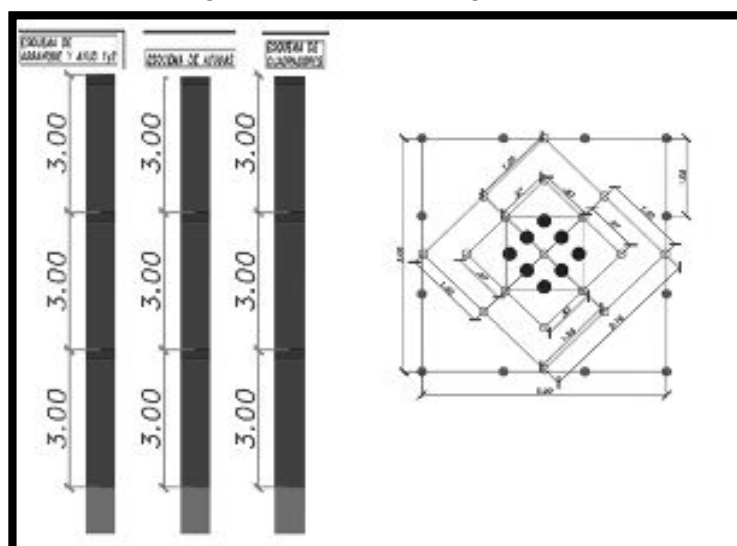
Propiedad	Subtek Charge
Densidad (g/cm ³) ⁽¹⁾	1.15 – 1.25
Diámetro mínimo barrenos (mm)	40
VOD típico (km/s) ⁽²⁾	3.5 – 5.7
Energía Relativa Efectiva (REE) ⁽³⁾	
Fuerza relativa en peso	87 – 91
Fuerza relativa en volumen	125 - 142
Tiempo de Espera	7 días

4.2.6.1.5 Esquema de carguío taladros largos.

4.2.6.1.5.1 Voladura VCR Slot

El diseño de perforación y voladura en un VCR, es muy complicado por lo que es vital controlar el paralelismo evitando lo más posible la desviación y un correcto diseño de distribución de retardos y carguío de taladros para el éxito del proceso. A continuación mostramos el detalle y diseño de su ejecución.

Figura 33: Diseño de carguío VCR.



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



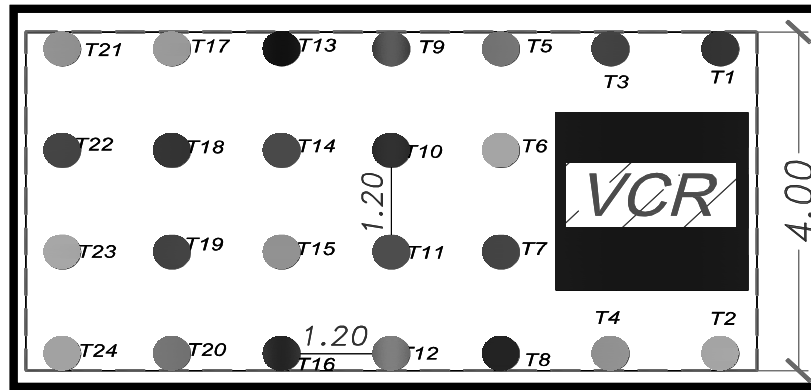
Tabla 32: Esquema de carguío VCR.

ESQUEMA DE CARGUIO VCR TJ 664N								
DATOS Y FACTORES DE LA VOLADURA					EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS			
SECCION(m2)	9				ANFO KG	470		
ALTURA(m)	10				BOOSTER 1/3 LB	87		
METROS PERF.	290				KG.TOTAL	470		
Nº DE TALADROS	29+8 RIMADOS				KG/mts	2.5		
VOLUMEN(m3)	90				CARGA OPERANTE	5.4		
TONELADAS ROTAS	288				CARGA OPERANTE MIN	5.4		
F.DE CARGA	5.22							
F.DE POTENCIA	0.61							
Nº DE TALADRO PERF.	LONGIUD REAL DE CADA TALADRO	TACO BASE	TACO INTERMEDIO	TACO FINAL	LONG.CARGA A	ANFO KG POR TAL.	ANFO KG POR SECUENCIA	BOOTER 1/3 LB
1	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
2	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
3	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
4	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
5	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
6	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
7	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
8	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
9	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
10	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
11	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
12	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
13	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
14	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
15	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
16	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
17	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
18	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
19	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
20	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
21	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
22	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
23	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
24	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
25	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
26	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
27	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
28	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
29	10	0	0	1	9	24.3	5.4	3
	290				261	704.7	156.6	87

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



Figura 34: Diseño de carguío SLOT.



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

Tabla 33: Esquema de carguío SLOT.

ESQUEMA DE CARGUIO SLOT TJ 664N									
DATOS Y FACTORES DE LA VOLADURA					EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
SECCION(m2)	27.59				ANFO KG	337			
ALTURA(m)	7.5				BOOSTER 1/3 LB	44			
METROS PERF.	165				KG.TOTAL	337			
Nº DE TALADROS	24				KG/mts	2.5			
VOLUMEN(m3)	206.93				CARGA OPERANTE	2.6			
TONELADAS ROTAS	662				CARGA OPERANTE MIN	5.1			
F.DE CARGA	1.63								
F.DE POTENCIA	0.51								
	Nº DE TALADRO PERF.	LONGITUD REAL DE CADA TALADRO	TACO BASE	TACO INTERMEDIO	TACO FINAL	LONG.CARGA	ANFO KG POR TAL.	ANFO KG POR SECUENCIA	BOOTER 1/3 LB
FILA Nº1	1	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	2	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	3	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	4	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
FILA Nº 2	1	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	2	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	3	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	4	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
FILA Nº3	1	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	2	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	3	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	4	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
FILA Nº 4	1	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	2	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	3	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	4	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
FILA Nº 5	1	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	2	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	3	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	4	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
CONTORNO VCR	1	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	2	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
CONTORNO VCR	1	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
	2	7.5	0.6	0	1	5.9	15.3	5.1	2
7 COLUMNAS		180				141.6	367.2	122.4	48

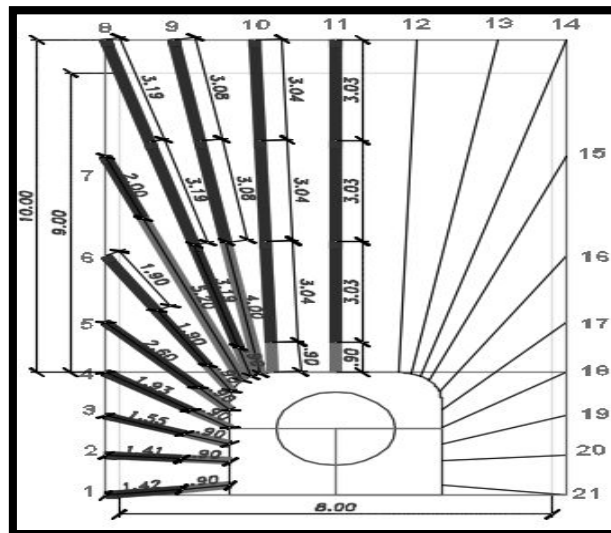
Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C



4.2.6.1.5.2 Voladura Taladros de Producción.

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.

Figura 35: Diseño de carguío TALADROS DE PRODUCCION POSITIVO.



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

Tabla 34: Esquema de carguío TALADROS DE PRODUCCION POSITIVO.

ESQUEMA DE CARGUIO TJ 664N POSITIVO								
DATOS Y FACTORES DE LA VOLADURA				EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
ANCHO(m2)	8			ANFO KG		159		
ALTURA DE BANCO(m)	10			BOOSTER 1/3 LB		35		
BURDEN	1.6			KG.TOTAL		159		
ESPACIAMIENTO	1.5			KG/mts		2.1		
METROS PERF.POR FILA	121.86			CARGA OPERANTE		2.5		
N° DE TALADROS POR FILA	22			CARGA OPERANTE MIN		5.7		
VOLUMEN(m3)	128			CARMEX		2		
TONELADAS ROTAS FILA	485.6							
TON/METRO	3.98							
F.DE CARGA	1.24							
F.DE POTENCIA	0.33							
N° DE TALADRO PERF.	LONGITUD REAL DE CADA TALADRO	TACO BASE	TACO INTERMEDIO	TACO FINAL	LONG.CARGA	ANFO KG POR TAL.	ANFO KG POR SECUENCIA	BOOSTER 1/3 LB
1	2.32		0	0.9	1.42	2.6	2.6	2
2	2.31		0	0.9	1.41	2.5	2.5	2
3	2.45		0	0.9	1.55	2.8	2.8	2
4	2.83		0	0.9	1.93	3.5	3.5	2
5	3.5		0	0.9	2.6	4.7	4.7	2
6	4.69		0	0.9	3.79	3.4	3.4	2
7	7.2		0	0.9	6.3	3.6	3.6	2
8	10.46		0	0.9	9.56	5.7	5.7	2
9	10.16		0	0.9	9.26	5.5	5.5	2
10	10.01		0	0.9	9.11	5.5	5.5	2
11	10		0	0.9	9.1	5.5	5.5	2
12	10.01		0	0.9	9.11	5.5	5.5	2
13	10.16		0	0.9	9.26	5.5	5.5	2
14	10.46		0	0.9	9.56	5.7	5.7	2
15	7.2		0	0.9	6.3	3.6	3.6	2
16	4.69		0	0.9	3.79	3.4	3.4	2
17	3.5		0	0.9	2.6	4.7	4.7	2
18	2.83		0	0.9	1.93	3.5	3.5	2
19	2.45		0	0.9	1.55	2.8	2.8	2
20	2.31		0	0.9	1.41	2.5	2.5	2
21	2.32		0	1	1.42	2.6	2.6	2
	121.86			19	102.96	85.1	85.1	42

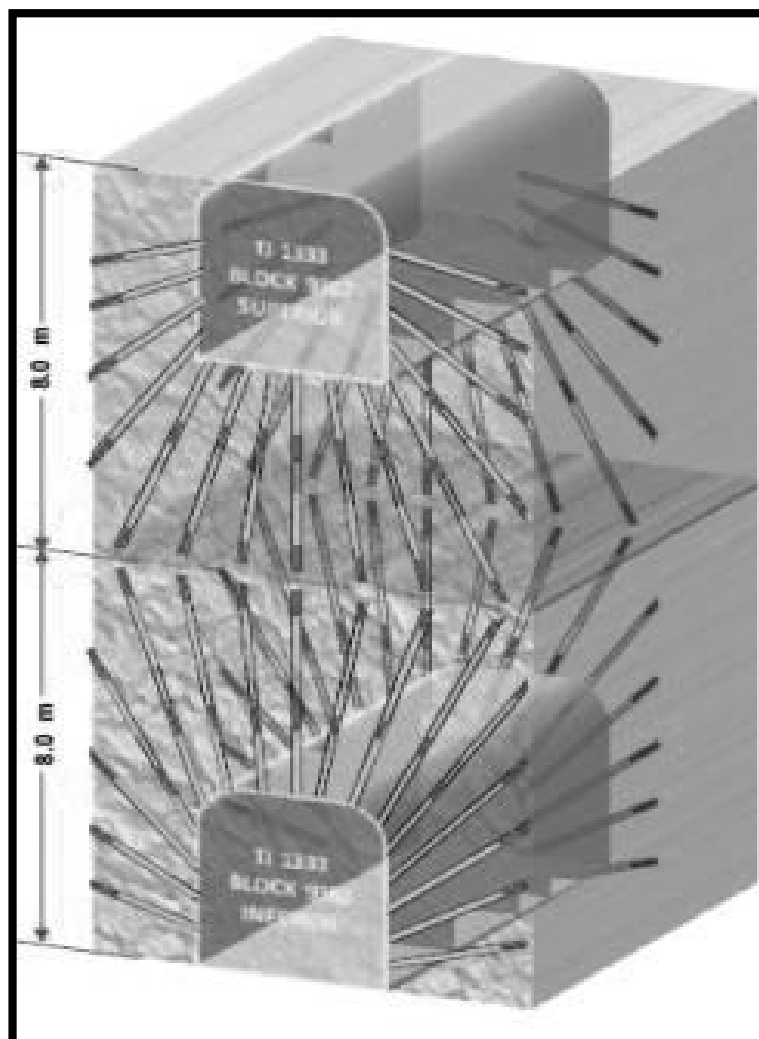
Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.C

Tabla 35: Esquema de carguío TALADROS DE PRODUCCION NEGATIVO.

ESQUEMA DE CARGUIO TJ 664N NEGATIVO								
DATOS Y FACTORES DE LA VOLADURA					EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS			
ANCHO(m2)	8				ANFO KG	107		
ALTURA DE BANCO(m)	7				BOOSTER 1/3 LB	26		
BURDEN	1.6				KG.TOTAL	107		
ESPACIAMIENTO	1.5				KG/mts	2.18		
METROS PERF. POR FILA	84.92				CARGA OPERANTE	2.5		
N° DE TALADROS POR FILA	22				CARGA OPERANTE MIN	5.8		
VOLUMEN(m3)	89.6				CARMEX	2		
TONELADAS ROTAS FILA	362.72							
TON/METRO	4.27							
F.DE CARGA	1.19							
F.DE POTENCIA	0.29							
N° DE TALADRO PERF.	LONGITUD REAL DE CADA TALADRO	TACO BASE	TACO INTERMEDIO	TACO FINAL	LONG.CARGA	ANFO KG POR TAL.	ANFO KG POR SECUENCIA	BO OTER 1/3 LB
1	2.43		0	1	1.43	2.6	2.6	1
2	2		0	1	1	2.5	2.5	1
3	1.99		0	1	0.99	2.8	2.8	1
4	2.12		0	1	1.12	3.5	3.5	1
5	2.42		0	1	1.42	4.7	4.7	1
6	3.74		0	1	2.74	3.4	3.4	2
7	5.77		0	1	4.77	3.6	3.6	2
8	7.7		0	1	6.7	5.7	5.7	2
9	7.26		0	1	6.26	5.5	5.5	2
10	7.03		0	1	6.03	5.5	5.5	2
11	7.03		0	1	6.03	5.5	5.5	2
12	7.26		0	1	6.26	5.5	5.5	2
13	7.7		0	1	6.7	5.5	5.5	2
14	5.77		0	1	4.77	5.7	5.7	2
15	3.74		0	1	2.74	3.6	3.6	1
16	2.42		0	1	1.42	3.4	3.4	1
17	2.12		0	1	1.12	4.7	4.7	1
18	1.99		0	1	0.99	3.5	3.5	1
19	2		0	1	1	2.8	2.8	1
20	2.43		0	1	1.43	2.5	2.5	1
	84.92			20	64.92	82.5	82.5	29

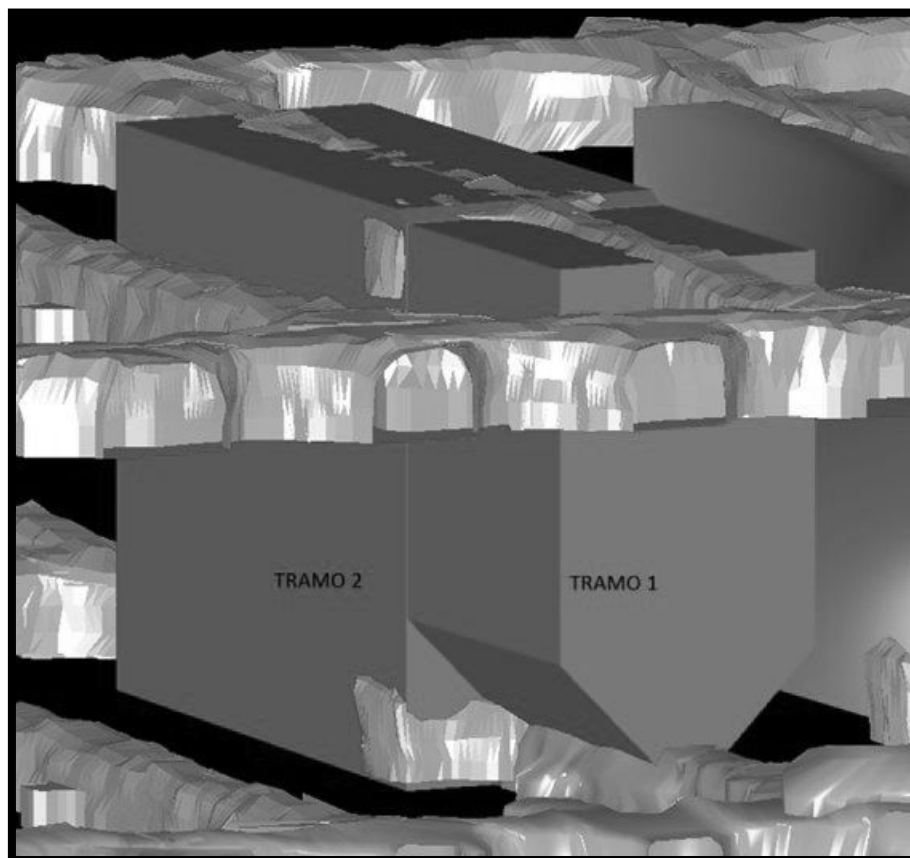
Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción S.A.

Figura 37: Diseño de voladura taladros en abanico.



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

Figura 38: Modelamiento de tajo piloto 636N de 14 m de ancho



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

4.2.6.1.6 Monitoreo de vibraciones

El gran inconveniente en este tipo de minado es que los mantos tienen de 150 a 200 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 por ende mayor daño al macizo rocoso o porque parte de la energía que no es utilizada en fragmentar y desplazar la roca producirá vibraciones y por consiguientes creación de fracturas en las viviendas de la comunidad.

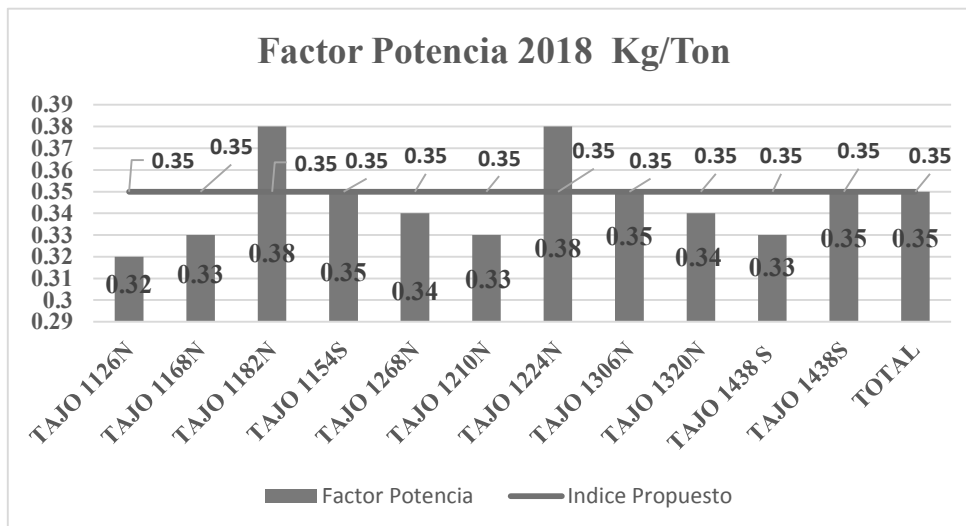
Tabla 36: Indicadores de voladura

ITEM	Unidad	Estandar	Prom.2017	Ene-18	Feb-18	Mar-18	Abr-18	May-18	Jun-18	Prom.2018
Carga Operante	Kg/Ret	8	8.9	16	15	14.5	13.8	14	15	13.89
Factor de Carga	Kg/m ³	1.2	1.2	0.87	0.84	0.78	0.72	0.81	0.91	0.88
Factor de Potencia	Kg/Ton	0.38	0.38	0.3	0.28	0.32	0.37	0.29	0.31	0.32

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

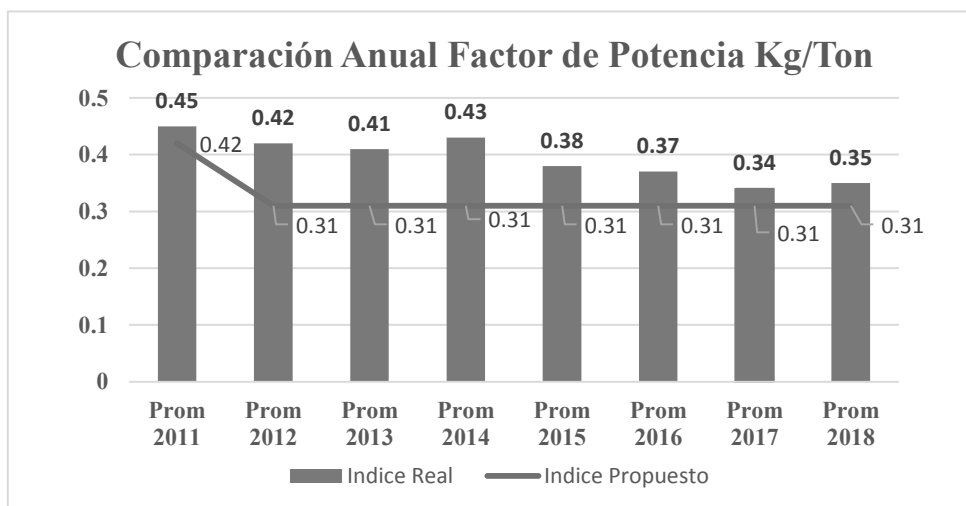


Grafico 5: Factor de Potencia en taladros largos.



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

Grafico 6: Comparación de Promedios de Factor de Potencia en taladros largos



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

Tabla 37: Explosivos empleados en la voladura de SLS.

Explosivos	Unidad	Cant.Prom.Mes
Exsanel 12M	Und	4200
Exsanel 18M	Und	3500
Carmex	Und	380
Booster 225g	Und	4800
Booster 450g	Und	2900
Cordon detonante	M	3200
Anfo	Kg	12000

Fuente: Voladura Orica Mining

4.2.7 Limpieza de mineral

La extracción del mineral se realiza con scooptram diesel de 6.0 y 7.5 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 38: Equipos de limpieza de mineral

Equipo	Marca	Modelo	Cantidad Equipos	Capacidad yd ³	Rend.Ton/Hr	Observación
Scooptram	Sandvik	LH 610	6	6	140	Telemando
Scooptram	Fereyros	RG1700G	2	7.5	180	
Total			8			

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

Tabla 39: Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de mineral.

Rendimientos de Scooptram en Mineral	
Cantidad de Equipos(unid)	6
Capacidad Equipo(Ton)	7.7
Velocidad(Km/hr)	10
Distancia Promedio de Limpieza(m)	180
Ciclo de Transporte(min):	4.7
Carguío:	1
Transporte:	1.5
Descarga:	1
Retorno:	1.2
Nº Viajes por hora	15.96
Rendimiento(Ton/hr)	
Horas efectivas de trabajo	140
Rendimiento(Ton/gdia)	675
Rendimiento flota(Ton/gdia)	2025

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

Tabla 40: Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de desmonte.

Rendimientos de Scooptram en Desmonte	
Cantidad de Equipos(unid)	8
Capacidad Equipo(m3)	4.8
Velocidad(Km/hr)	10
Distancia Promedio de Limpieza(m)	180
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(Ton/gdia)	207.63
Rendimiento flota(Ton/gdia)	415.26

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

4.2.7.1 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 desmote. En la Cuadro 43, 44 y 45 se describen los detalles de la etapa de transporte de mineral.

Tabla 41: Equipos de limpieza de mineral.

Equipo	Marca	Modelo	Cantidad Equipos	Año	Capacidad m3
Volquete	Mercedes Benz	Actros3343K	8	2014	14
Volquete	Mercedes Benz	Actros3343K	9	2015	14
Volquete	Mercedes Benz	Actros3343K	8	2016	14
Total			25		

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

Tabla 42: Rendimientos de equipos de transporte de mineral.

Rendimientos de volquetes en Mineral:	
Cantidad de Equipos(und)	25
Capacidad Equipo(Ton)	23
Velocidad(Km/hr)	20
Distancia Promedio de Transporte	2300
Ciclo de Transporte(min):	33
Carguío:	3
Transporte:	15
Descarga:	3
Retorno:	10
N°Viajes por hora	1.8
Rendimiento(Ton/hr)	39.1
Horas efectivas de trabajo	9
Rendimiento(Ton/día)	351.9
Rendimiento Flota(Ton/gdia)	2111

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

Tabla 43: Rendimientos de equipos de transporte de desmorte.

Rendimientos de volquetes en Desmorte:	
Cantidad de Equipos(und)	8
Capacidad Equipo(m3)	14
Velocidad(Km/hr)	20
Distancia Promedio de Transporte	1500
Ciclo de Transporte(min):	23
Carguío:	3
Transporte:	8
Descarga:	3
Retorno:	7
N°Viajes por hora	2.6
Rendimiento(Ton/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 40, 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 33 unidades, 25 en el transporte de mineral, 08 en el transporte de desmorte y 02 se encuentran en mantenimiento.

CAPITULO V.

ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS

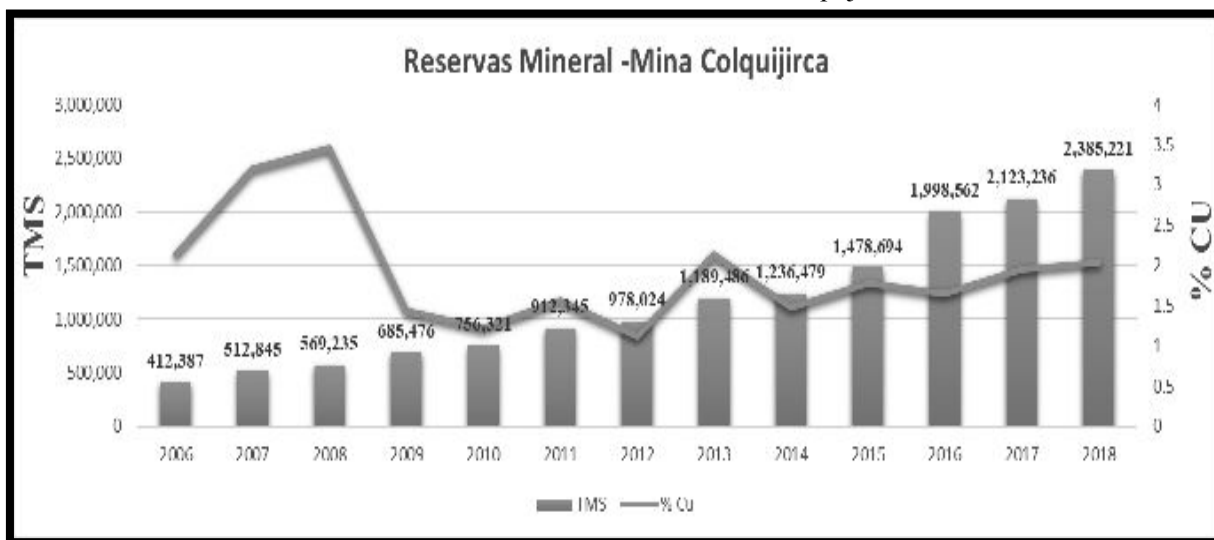
5.1 ANÁLISIS DE FACTORES RELEVANTES INTERNOS

5.1.1 IDENTIFICACIÓN Y ANÁLISIS DE COMPETENCIAS INTERNAS CLAVES

5.1.1.1 Reservas de mineral

Las reservas de mineral de la Mina Colquijirca ascienden a 50,3 millones de TM con ley de 1.9% Cu y 24g/t Ag, y 0.35g/t Au y un ancho de minado de 14 m.

Gráfico 7: Estadística de reservas mina Colquijirca



Fuente: Superintendencia de Geología – Mina Colquijirca

La distribución de reservas de acuerdo a su ubicación y de acuerdo al tipo de explotación: explotación de reservas de mineral insitu o explotación mediante técnica de recuperaciones (recuperaciones de escudos, puentes y pilares).

Tabla 44: Distribución de reservas por ubicación y tipo de explotación

Descripción		TMS	% Cu	%	%	%
Explotación Normal		2,123,698	1.95		50.90%	52%
Recuperaciones	Tajos	1,832,719	1.78	76.83%	49.10%	12%
	Puente	478,182	1.09	20.04%		27%
	Rampas	74,320	1.12	3.13%		9%
Explotación por Recuperaciones		2,385,221	1.45	100%		
TOTAL RESERVAS 2018		4,508,919	1.68		100%	100%

Fuente: Superintendencia de Geología – Mina SMEB

En conclusión, se cuenta con 2, 123,698 millones TMS de reservas (50.9%) en zonas nuevas (profundización Zona baja e intermedia) y 2, 385,221 millones TMS de reservas (49.1%) en zonas explotadas anteriormente cuyos puentes, pilares (rampas) y escudos están para realizar la explotación



mediante técnicas de recuperaciones con variantes en los métodos de explotación de: corte y relleno ascendente mecanizado y Sub Level Stopping.

5.2 Productividad

La productividad de la mina Colquijirca se realizó un estudio del incremento de producción en el año 2018 para eso se realizó diferentes preparaciones de labores para la ejecución del minado de taladros largos en mantos lo cual se tomó diferentes parámetros geomecánicos para el tema de estabilidad de pilares y recuperación de pilares.

También se viene el estudio de incrementar equipos modernos para la extracción de mineral y acarreo en donde se está haciendo pruebas con scooptram de 7.5 yd³ y volquetes 8 x 4 para el acarreo de mineral de zonas mineralizadas de Marca punta norte hacia la Planta de Huarocaca.

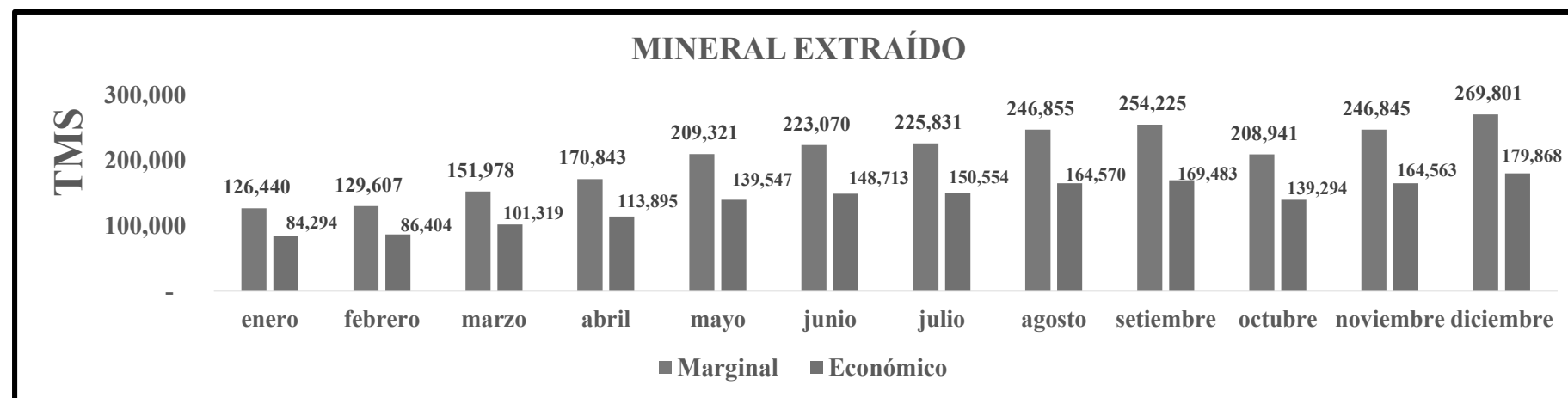


Grafico8: Detalle de productividad del mineral minado año 2018.



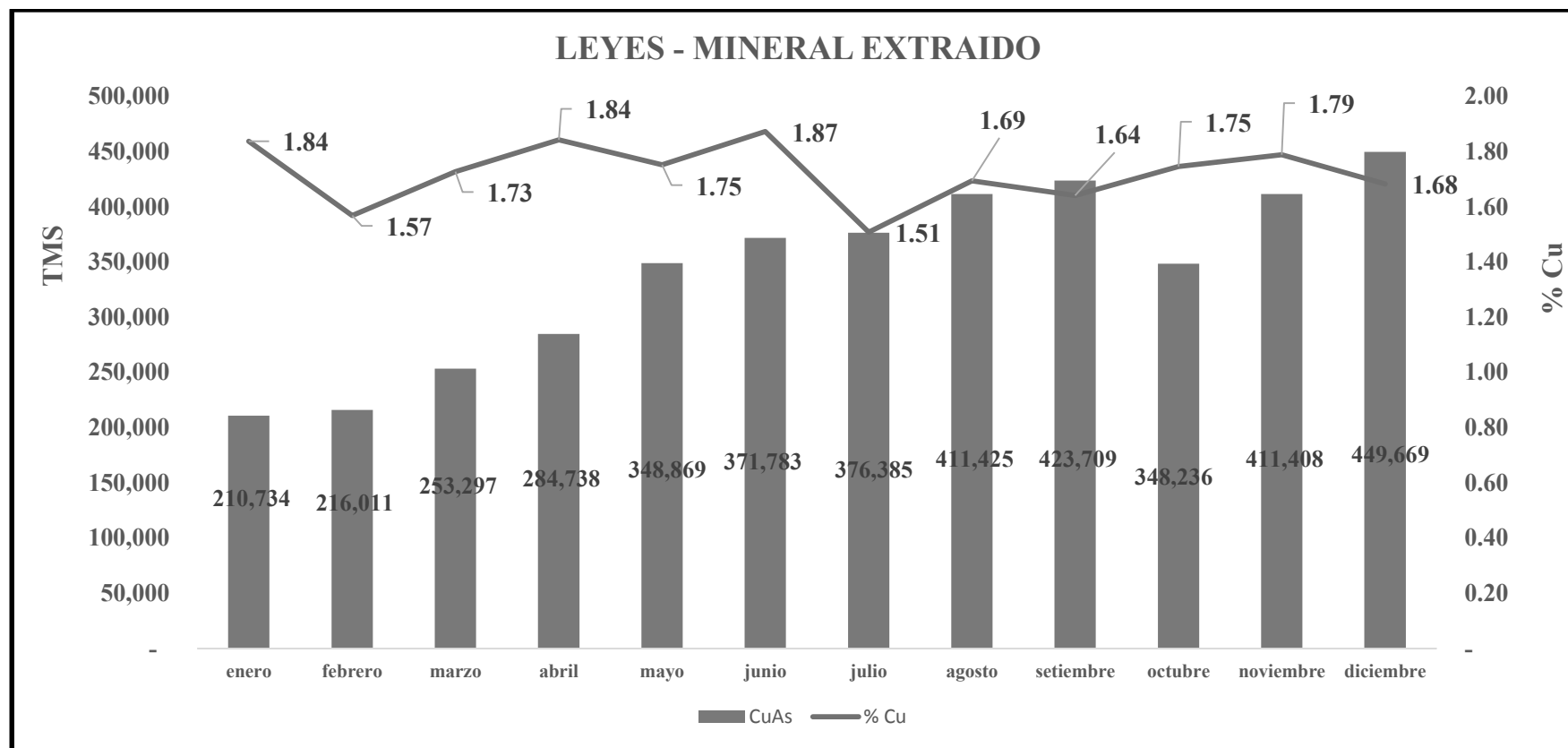
Fuente: Superintendencia de Planeamiento – Mina SMEB

Grafico 9: Detalle de productividad del mineral extraído en el año 2018



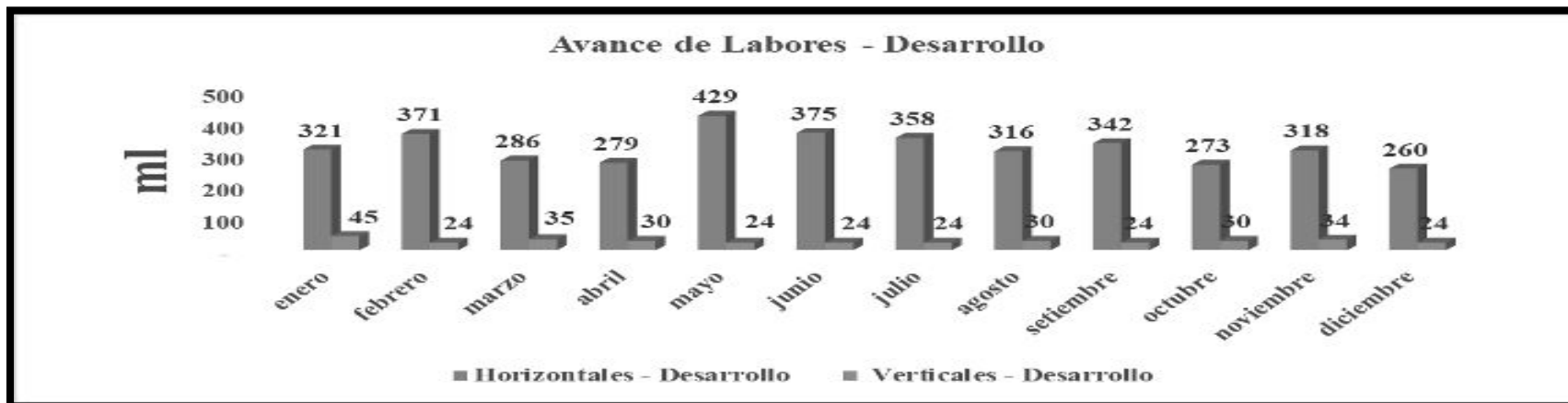
Fuente: Superintendencia de Planeamiento – Mina SMEB

Grafico 10: Detalle de productividad de leyes extraído año 2018.



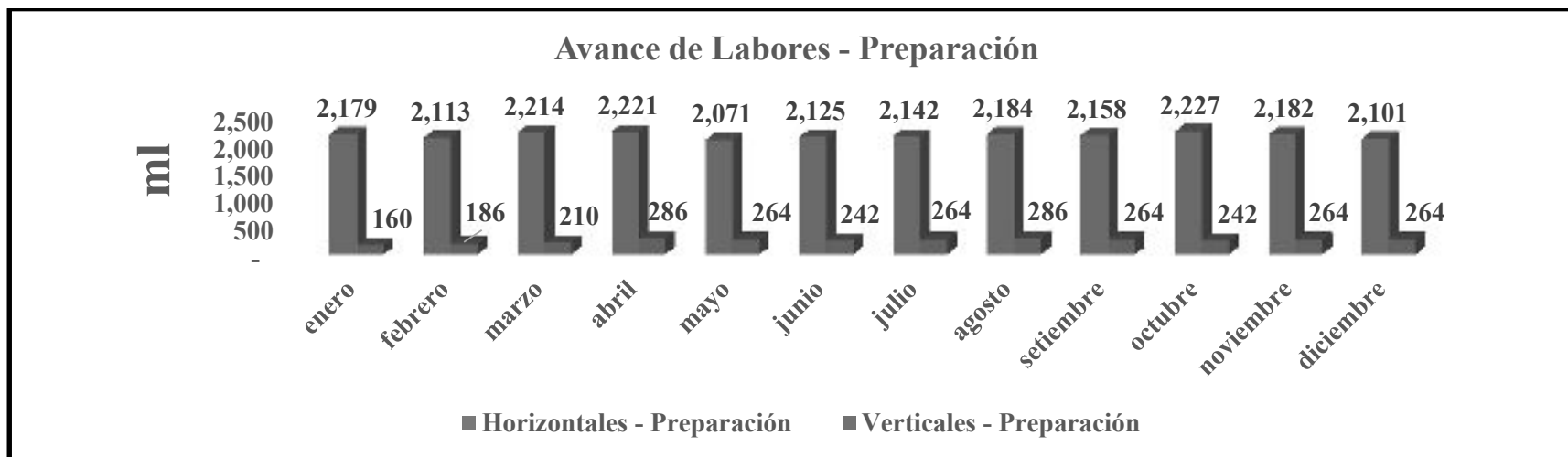
Fuente: Superintendencia de Planeamiento – Mina SMEB

Grafico 11: Detalle de productividad sobre avances de Labores – Desarrollo año 2018



Fuente: Superintendencia de Planeamiento – Mina SMEB

Grafico 12: Detalle de productividad sobre avances de labores - Preparación año 2018



Fuente: Superintendencia de Planeamiento – Mina SMEB

5.3 ANÁLISIS DE LA MATRIZ FODA - MINA COLQUIJRCA

Tabla 45: Análisis FODA Mina Colquijirca 2018

<p>SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A MISIÓN</p> <p>“Crear valor para nuestros inversionistas, clientes, trabajadores y comunidades, procesando recursos mineros metalúrgicos con responsabilidad social y ambiental que contribuya al desarrollo sostenible, la competitividad y la continuidad del negocio”</p> <p>VALORES</p> <ul style="list-style-type: none"> Actuar con respeto, transparencia, responsabilidad y honestidad Crear valor sostenible cumpliendo nuestras obligaciones y compromisos. Realizar cada trabajo de una manera segura y saludable. Luchar por la perfección y la pasión por la creatividad e innovación. Trabajar en equipo con participación responsable, cooperación mutua y comunicación abierta. Visionar el futuro hacia la excelencia de nuestros productos y servicios. 	<p>FORTALEZAS</p> <p>F1 Empresa verticalmente integrada y generación de mayor valor a la materia prima (Mina Colquijirca – Planta Huarocaca). F2 Gran minería subterránea mecanizada (producción: 8500 TMS y 2400m/mes de avances –programa 2018). F3 Capacidad de tratamiento de la planta concentradora (20,000 TMS/d). F4 Importante reservas de mineral (20.8MMt, 10.6m y 1.48%Cu) y recursos de mineral (22.8MMt, 9.4m y 1.20%Cu). F5 Cultura organizacional productiva (sostenibilidad y cumplimiento del programa de producción, control y cumplimiento del presupuesto). F7 Personal calificado, operadores polifuncionales y mucha experiencia en trabajos de recuperación de escudos, puentes y pilares. F8 Clima laboral saludable (negociación laboral colectiva por 5 años). F9 Control de efluentes de agua de mina. F10 Potencial recursos de mineral oxidado en superficie.</p>	<p>DEBILIDADES</p> <p>D1 Promedio mayor de edad de los trabajadores (91 trabajadores, >53 años edad, 23% del total). D2 Restricción operacional por topografía muy accidentada de la zona. D2 Restricción operacional por aspecto ambiental y social (espacios para canchas de emplazamiento de relaves). D4 Dispersión de labores y alejadas entre sí (recuperaciones de escudos y explotación en el extremo superior e inferior del yacimiento). D5 Relaciones Públicas y Políticas de Desarrollo Sostenible incipientes.</p>
<p>OPORTUNIDADES</p> <p>O1 La creciente demanda de cobre refinado por el desarrollo mundial en las comunicaciones y construcción, además del déficit del cobre en Asia.</p> <p>O2 Desarrollo de tecnologías de extracción por solventes y electrodeposición, lixiviación y biolixiviación (en pads y/o in-situ).</p>	<p>ESTRATEGIAS (F-O) (Apalancamiento)</p> <ul style="list-style-type: none"> Implementar proyectos de Incremento de producción, eficiencia operativa y productividad : Implementar el método de explotación: Sub Level Stopping, Implementar recuperación de pilares, Accesar al cuerpo Zona Profundización, Construir rampa de transporte de mineral de interior mina a planta concentradora, Explotar cuerpos Marca punta Norte y Sur, Implementar la mecanización en sostenimiento con cable Bolting, etc. Implementar la certificación OSHAS 18001, ISO 14001 e ISO-9001. Evaluar proyectos de tratamiento de mineral de óxidos con tecnología de lixiviación y/o biolixiviación. Mantener y mejorar el clima laboral existente. Implementar la Cultura Lean Manufacturing, Six Sigma, etc. 	<p>ESTRATEGIAS (D-O) (Restricciones)</p> <ul style="list-style-type: none"> Potenciar el retiro de personal en edad jubilable y de bajo rendimiento mediante retiro con incentivos. Repotenciar la tercerización con empresas reconocidas con liquidez y solvencia (en avance, acarreo de mineral, sostenimiento, perforación taladros largos, acarreo de mineral con equipos de bajo perfil scooptram y camiones). Perfeccionar e implementar proyectos para el incremento de emplazamiento de relleno a interior mina (relleno en pasta). Implementar proyectos de construcción de echaderos de mineral y desmonte (a fin de disminuir la distancia de acarreo). Implementar políticas de Desarrollo Sostenible a fin de mantener la continuidad

AMENAZAS	ESTRATEGIAS (F-A) (Vulnerabilidad)	ESTRATEGIAS (D-A) (Problemas)
<p>A1 Comportamiento cíclico e imprevisible del precio de los metales cobre y plata.</p> <p>A2 Desarrollo de productos sustitutos al cobre en la industria.</p> <p>A3 Vigencia de leyes protectoras del medio ambiente, la normatividad nacional existente tiende a ser más restrictiva en el aspecto ambiental.</p> <p>A4 Política Gobierno vs Política de Estado.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Implementar Plan de Minado Integral (corto, mediano y largo plazo, secuencia de explotación y recuperaciones). • Continuar participando en proyectos de inversión social en comunidades del entorno. 	<ul style="list-style-type: none"> • Implementar programas de capacitación y entrenamiento a personal joven para incluirlo en la organización. • Repotenciar el sistema de tratamiento de agua de mina.

Fuente: Elaboración Propia



5.4 COMPARATIVO DEL CICLOS DE MINADO SUB LEVEL STOPING vs CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

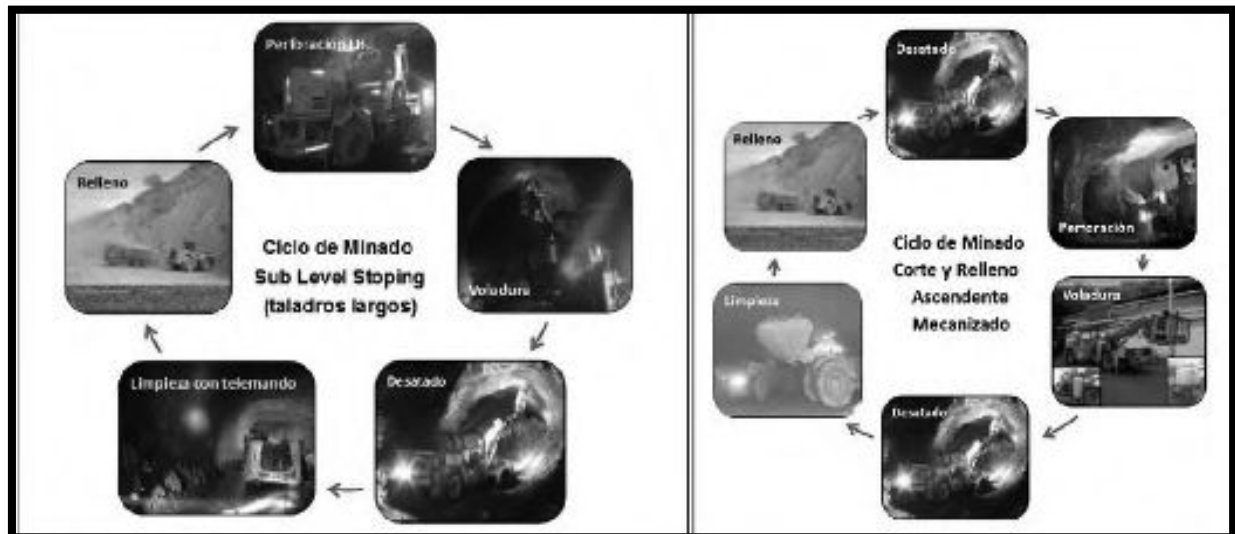
Los aspectos relevantes del método de Sub Level Stopping se muestran en el cuadro siguiente, es mucho más seguro y tiene mucho menos aspectos restrictivos, lo cual debe manifestarse en mayor eficiencia y productividad.

Tabla 46: Comparativo de ciclos de minado SLS vs C&R

Sub Level Stopping(Taladros Largos)			Corte y Relleno Ascendente Mecanizado		
1	Perforación	Luego del diseño de la malla, la perforación es continua, debido a que se realiza desde galerías base (4mx4m), zona poca perturbada. La longitud puede ser hasta 20m de altura.	1	Relleno	Es imprescindible para mantener la altura adecuada de 5m, para marcado de contacto caja piso y contorno de la mineralización.
2	Voladura	Carguío de generalmente dos secciones, para garantizar la baja carga operante y mantener del corte a la altura de perforación.	2	Desatado	Es importante el buen desatado de rocas, para el inicio de la perforación de realce.
3	Desatado	El desatado es puntual, después de cada voladura, se asegura las ventanas de acceso solamente.	3	Perforación	Perforación con barras de 14 pies (altura de corte de 2.55m)
4	Limpieza	Se realiza en forma continua, dependerá de la operatividad del scooptram con telemando.	4	Voladura	Carguío de taladros generalmente de 220 tal(aprox.2375 TM)
5	Relleno	El relleno posterior a la culminación del panel, su prontitud es importante, a fin de garantizar la estabilidad del panel y continuidad de la explotación del siguiente panel.	5	Desatado	Luego de cada voladura y al inicio de cada guardia
			6	Limpieza	La producción del mineral está restringido principalmente por la necesidad de desatado de rocas.

Fuente: Superintendencia Mina – Sociedad Minera El Brocal

Figura 39: Comparativo de ciclos de minado



Fuente: Superintendencia Mina – Sociedad Minera El Brocal

5.5 COMPARATIVO DE EFICIENCIAS Y PRODUCTIVIDAD DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN DE SUB LEVEL STOPING VS CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

Para determinar el comparativo de productividad entre ambos métodos de explotación se tomó como referencia el block 9700 (block preparado para Corte y Relleno Ascendente Mecanizado y también adaptable para la explotación de taladros largos mediante el método de explotación de Sub Level Stopping).

Los trabajos de preparación del block se realizan en los primeros 6 meses, con la diferencia que para aplicar el método de Sub Level Stopping se requiere mayor metraje de preparación (bypass por caja techo, cruceros a la galería base a cada 20m (futuras ventanas de extracción), pero no retrasa el inicio de la explotación, debido a que la explotación se realiza en paneles cortos y en forma vertical.

Los costos del ciclo de minado son: 32.71 US\$/TM para el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado y 24.64 US\$/TM para el método del Sub Level Stopping.

Con ambos métodos el inicio de la explotación se realiza a los 6 meses de haberse iniciado la preparación del block.

Los principales parámetros de los dos métodos de explotación son los siguientes:

Tabla 47: Parámetros del método de explotación

DESCRIPCION	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado	Sub Level Stopping
1.- En Tajeos		
Eficiencia(TM/h-guardia)	41.3	89.6
Factor de Potencia(kg/TM)	0.41	0.31
Rendimiento perforación(TM/m-perf)	3.86	6.8
2.-Desarrollo y Preparación		
Índice(m-avance/1000 TM mineral	2.4	3.4
3.- Producción Diaria(TM/día)		
Producción x preparaciones (%)	10%	16%
4.- Recuperación Reservas Geológicas (%)		
	73.40%	67.50%
5.-Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso		
	Relleno y puentes en mineral	Relleno, puentes y pilares en mineral
6.- Voladura(TM/disparo)		
	1493	11458
7.- Sostenimiento Temporal		
	Ninguno	Ninguno
8.- Duración prom. del Block(años)		
	3.95	1.28

Fuente: Elaboración Propia

Los costos del ciclo de minado para ambos métodos se muestran a continuación.

Tabla 48: Costos de preparación y de minado – método Corte y Relleno Ascendente

Costos de Preparaciones		
Costos de Preparación - Desarrollo	9.1	US\$/TM

Costos de ciclo de Minado Corte y Relleno Ascendente mecanizado(US\$/TM)			
Costo de Explotación	11.7	US\$/TM	35.77%
Costo de Transporte	2.3	US\$/TM	7.03%
Costo de Sostenimiento	4.63	US\$/TM	14.15%
Costo de Servicios Auxiliares	2.31	US\$/TM	7.06%
Costo de Planilla	0.1	US\$/TM	0.31%
Costo de Materiales y energía	2.56	US\$/TM	7.82%
Total Ciclo de minado	32.71	US\$/TM	100%

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 49: Costos de Preparación y de Minado – Método Sub Level Stopping

Costos de Preparaciones		
Costo de Preparación - Desarrollo	6.25	US\$/TM

Costos de ciclo de Minado Sub Level Stopping(US\$/TM)			
Costo de Explotación	5.5	US\$/TM	20.38%
Costo de Transporte	1.87	US\$/TM	11.32%
Costo de Sostenimiento	4.92	US\$/TM	20.75%
Costo de Servicios Auxiliares	3.25	US\$/TM	15.09%
Costo de Materiales y energía	2.85	US\$/TM	32.45%
Total Ciclo de minado	24.64	US\$/TM	100%

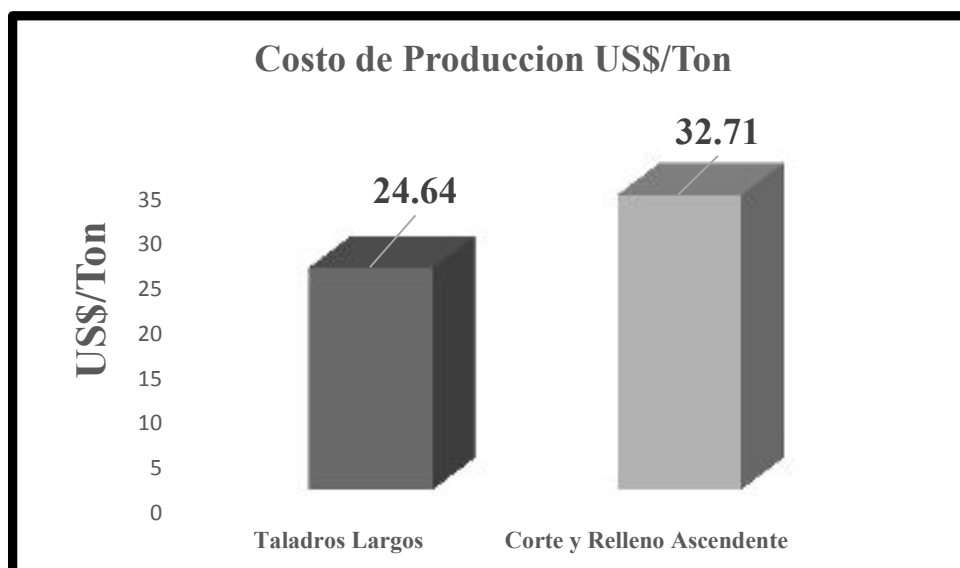
Fuente: Elaboración Propia

De acuerdo al cuadro adjunto, podemos concluir que existe mayor recuperación de mineral por el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (73.40%), pero como contraparte su explotación es mucho más lento, cuyo tiempo de explotación del block mencionado es de 3.95 años (47 meses). En cambio con el método de explotación de Sub Level Stopping, si bien es cierto que la recuperación del mineral es menor (67.50%), principalmente por los pilares intermedios que se dejan para mantener la estabilidad del macizo rocoso para una explotación racional, por su característica de método de alta producción y eficiencia, se logra culminar la explotación en solamente 1,28 años, considerando una producción mínima de 1950 TM/d dos paneles en producción simultánea.

Tabla 50: Promedios de los Costos de Producción expresados en US\$/Ton

Promedios de los Costos de Producción en US\$/Ton	Taladros Largos	Corte y Relleno Ascendente
Promedio de Costo de producción (US\$/Ton)	24.64	32.71

Fuente: Valores obtenidos de la data de Sociedad Minera El Brocal



Fuente: Valores obtenidos de la data de Sociedad Minera El Brocal

En el gráfico anterior observamos los valores de la media del costo de producción obtenido al aplicar el método de corte y relleno ascendente aplicando en un caso taladros largos y en el otro breasting, pudiendo observar que con el segundo el valor del costo de producción es mayor 32.71 US\$/Ton en relación al primero 24.64 US\$/Ton, por lo tanto podemos deducir que el método de corte y relleno ascendente aplicando taladros largos genera menores costos a la empresa

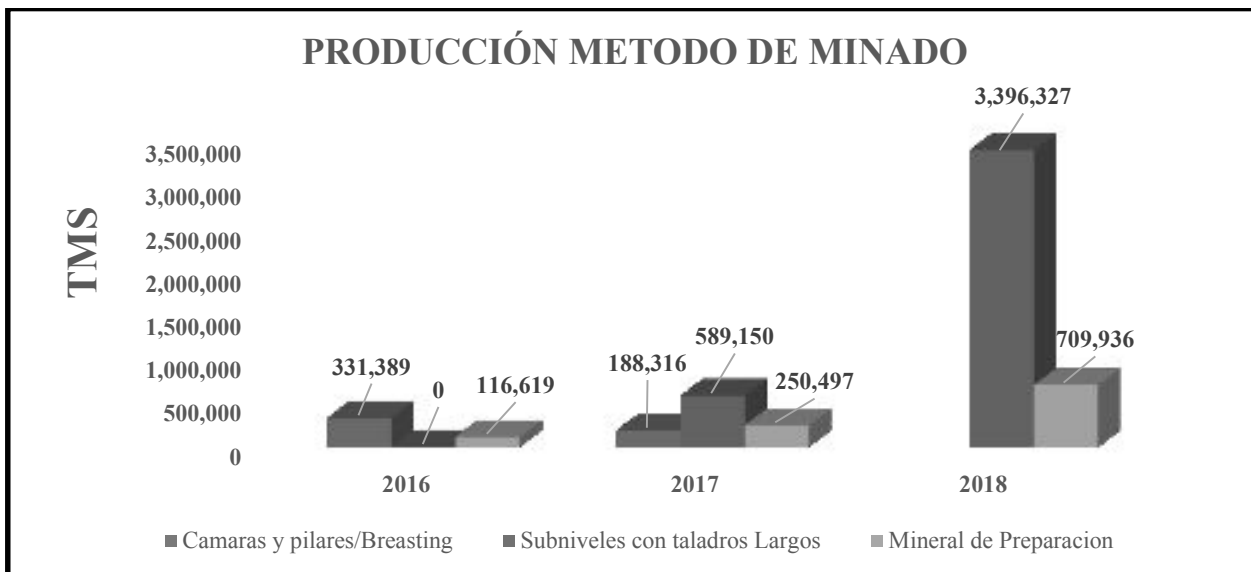
Tabla 51: Niveles de producción 2016 - 2018

Método de Minado	Niveles de Producción		
	2016	2017	2018
Cámaras y pilares/Breasting	331,389	188,316	
Subniveles con taladros Largos		589,150	3,396,327
Mineral de Preparación	116,619	250,497	709,936
Total Producción x año	448,008	1,027,963	4,106,263

Fuente: Superintendencia Mina – Sociedad Minera El Brocal

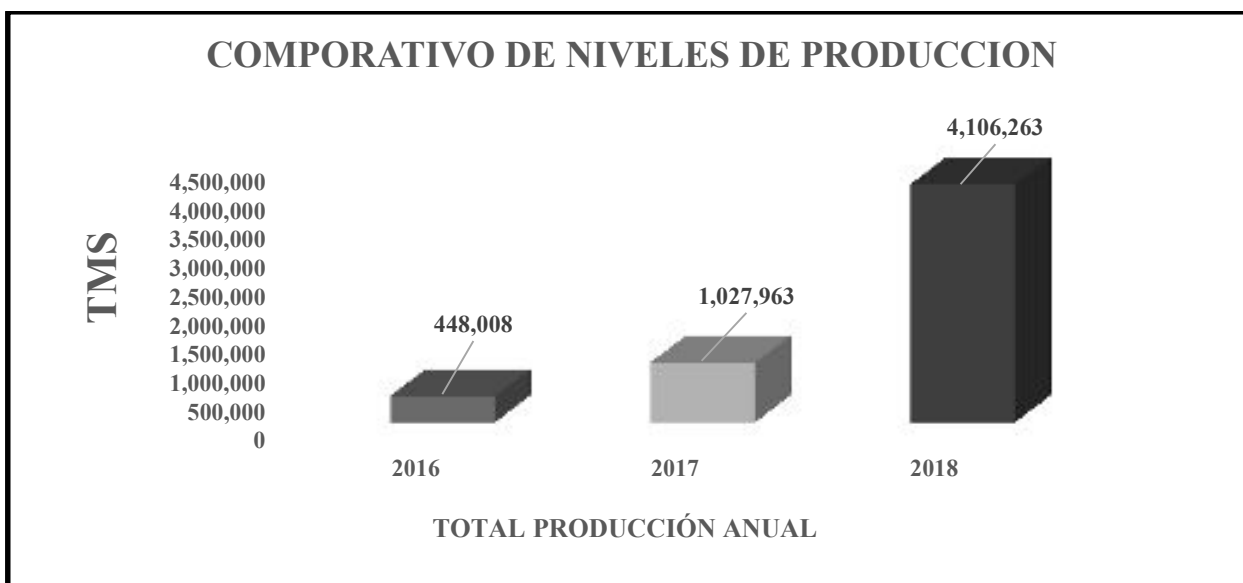
Queda demostrado que el nivel de producción se incrementa, con la aplicación del método de minado masivo tajeos por subniveles en mantos.

Grafico 13: Niveles de producción 2016, 2017,2018



Fuente: Valores obtenidos de la data de Sociedad Minera El Brocal

Grafico 14: Comparativo de Niveles de producción 2016, 2017,2018



Fuente: Valores obtenidos de la data de Sociedad Minera El Brocal

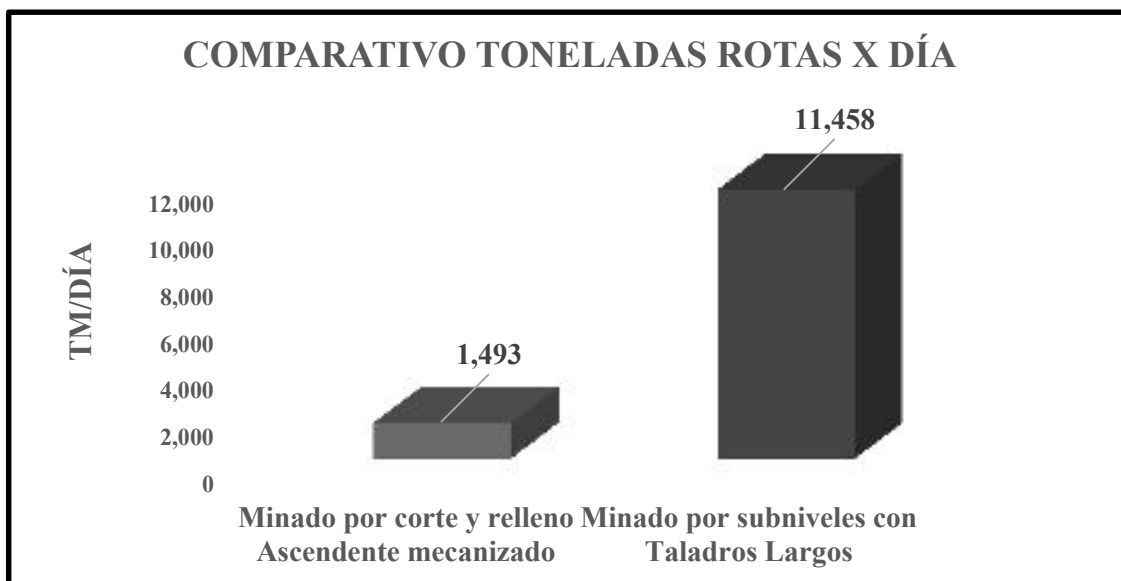
Tabla 52: Cuadro de evaluación aspectos técnicos de las alternativas de minado.

ITEM	Unidad	Minado por corte y relleno Ascendente Mecanizado	Minado por subniveles con Taladros Largos
Producción:			
Días Trabajados	Días	30	30
Nº tajeos a disparar x día	Tajeos	3	4
Rotura por Disparo	Ton	498	1,076
Nº Disparo por día x Tajeo	Disp.	2	2
Tonelaje Roto por Día	Ton	1,493	8,613
Tonelaje Roto por Mes	Ton	37,334	258,375
	Ton/H-Gdía	45	81
Productividad:			
Tareas en Perforación	H-Gdía	12	14
Tareas en Voladura	H-Gdía	4	6
Tareas en Limpieza	H-Gdía	3	4
Tareas en Servicios	H-Gdía	2	2
Total Tareas	H-Gdía	19	26
Recuperación:			
Tonelaje Tajeo	TMS	23,040	50,451
Recuperación	%	0.85	0.95
Tonelaje Recuperado	TMS	19,584.00	47,928.45
Dilución:			
	%	0.90	0.95

Fuente: Superintendencia Mina – Sociedad Minera El Brocal

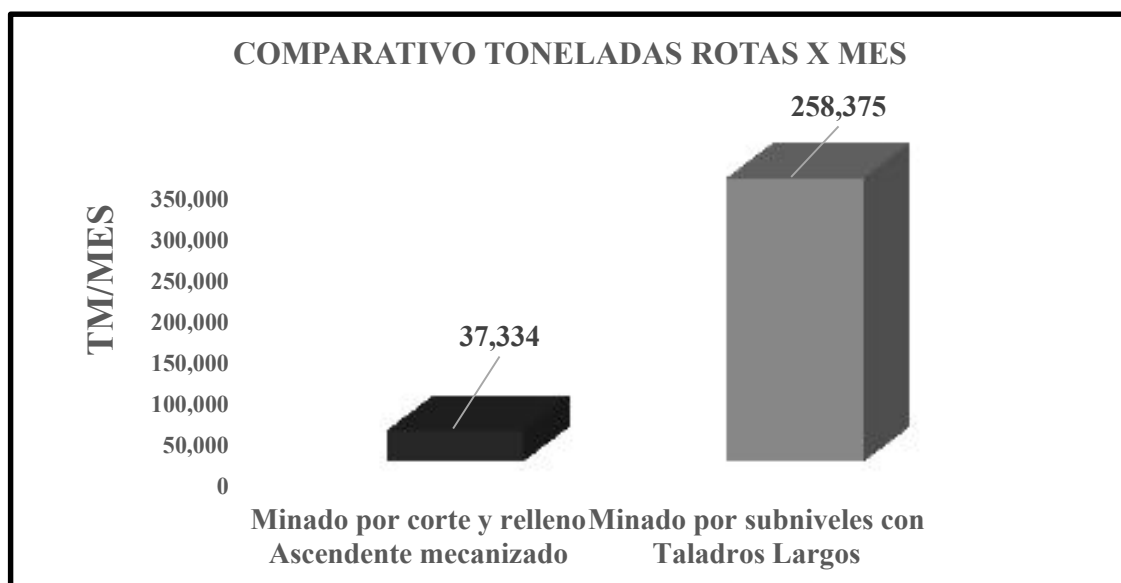


Grafico 15: Comparativo de rotura x día Taladros Largos vs Corte y Relleno Ascendente



Fuente: Superintendencia Mina – Sociedad Minera El Brocal

Grafico 16: Comparativo de rotura x mes Taladros Largos vs Corte y Relleno Ascendente



Fuente: Superintendencia Mina – Sociedad Minera El Brocal



En la siguiente tabla se realiza un estudio comparativo sobre el incremento de la producción de broca de 64 mm a 89 mm teniendo como base un block mineralizado de 150,000 toneladas.

Tabla 53.- Análisis de costos en perforación.

ANALISIS DE COSTOS EN PERFORACION					
Programa Mensual de Producción	Ton/mes	150000			
		CASO BASE 1		PRUEBAS	
		ANFO		SUBTEK	
Parámetros	Unidad	BANQUEO	ASCENDENTE	BANQUEO	ASCENDENTE
Diámetro		64 mm	64 mm	89 mm	89 mm
Longitud de Tajo	m.	60	60	60	60
Burden	m.	1.5	1.5	2.2	2.4
Espaciamiento	m.	1.5	1.5	2.0	2.4
N° Taladros X Fila	Tal/Fila.	17	23	12	14
N° de Filas	und.	37	37	25	23
Metros Perforados por Fila	mperf./fila	80.74	178.68	53.97	105.88
Metros Perforados VCR y SLOT	m.	343	735	343	735
Metros perforados x tipo	m.	3014.293	6670.720	1373.782	2470.533
Metros perforados total x tajo	mperf./tajo	10763.01		4922.32	
Tonelaje Por fila	ton/fila	368.59	694.99	540.60	1111.99
Tonelaje VCR + SLOT	ton.	716.8	1536	716.8	1536
Tonelaje Total x tipo		14477.6	27482.4	14477.6	27482.4
Tonelaje Total x tajo	ton.	41959.9		41959.9	
Ratio de Perforacion (TN/m)	ton./mperf.	3.9		8.5	
Rendimiento Perforación	m./dia.	420.0	420.0	250.0	250.0
Costo de Perforacion	USD/m.	12.0		14.5	
Costo de perforacion todo el Tajo	USD/tajo	129156.2		71373.6	
N° Tajos para cumplir prog. Mensual	und.	4		4	
Metros perforados según Prog. Produccion Mensual	m.	38476.0		17596.5	
Costo de Perforacion Para cumplimiento prog. Mes	USD/prog	461712.43		255148.99	
Costo de Perforacion	USD/ton.	3.08		1.70	
Ahorro en Perforación x tonelada	USD/ton.	1.38			
Ahorro Total perforacion x programa mensual	USD/mes	206563.44			
Ahorro Generado en Perforacion	USD/mes	206,563.44			

Fuente: Área de Perforación y Voladura SMEB.



Tabla 54.-Análisis de costos en explosivos.

ANÁLISIS DE COSTOS EN EXPLOSIVOS					
Parámetros	Unidad	ANFO		SUBTEK	
		BANQUEO	ASCENDENTE	BANQUEO	ASCENDENTE
Exeles / fila	und.	27	39	16	21
Total de exel en Tajo	und.	1008	1456	407	490
Booster / Fila	und.	27	39	16	21
Total de Booster en Tajo	und.	1008	1456	407	490
Explosivos VCR + SLOT	kg.	683	1991	897	2201
Explosivos / fila	Kg.	159	355	218	496
Total de explosivos x Tajo	Kg.	21864		20223	
Total explosivo x programa mensual	Kg./programa	78160		72295	
Costo unitario Exel	USD/und.	1.72	2.0	1.72	2.0
Costo unitario Booster	USD/und.	2.49	2.49	2.49	2.49
Costo unitario Explosivo columna (Anfo & Subtek)	USD/Kg.	0.64		1.41	
Costo Explosivos	USD	24774		32429	
Ahorro Explosivos x tajo	USD	-7655			
Nº Tajos para cumplir prog. Mensual	und.	3.6		3.6	
Ahorro Total Explosivos según Programa Mensual	USD/mes	-27367			

Fuente: Área de Perforación y Voladura SMEB

Tabla 55.- Análisis costo por servicio de carguío.

ANÁLISIS COSTO POR SERVICIO DE CARGUÍO					
Parámetros	Unidad	ANFO		SUBTEK	
		BANQUEO	ASCENDENTE	BANQUEO	ASCENDENTE
P.U. Costo Servicio de Carguío SLS Mensual con Anfo	USD/ton	1			
Nº Equipos para cumplir programa mensual	und.			1	
Costo Servicio de carguío SLS Mensual Mecanizado Su	USD/mes	150,000		80,000.00	
Ahorro Mensual	USD/mes	70,000.00			

POTENCIAL AHORRO POR IMPLMENTACIÓN DE SUBTEK EN SLS/USD/MES**249,196.33**

Fuente: Área de Perforación y Voladura SMEB



CONCLUSIONES

1. La aplicación de la Técnica del Análisis Estratégico, nos permite conocer el entorno externo (Oportunidades y Amenazas: oferta y demanda del cobre, la perspectiva del mercado del cobre a mediano y largo plazo, y tendencias de precios en el futuro, etc.), además del entorno interno de la empresa (Fortalezas y Debilidades: reservas, nuevos proyectos, competencias internas claves, eficiencias y productividad, etc.). Luego de efectuar la matriz FODA, podemos visualizar las estrategias emergentes de apalancamiento y estrategias emergentes para superar las restricciones. En el caso estudio de la Mina Colquijirca, existe muchas oportunidades de mejora a aplicar e implementar inmediatamente las estrategias emergentes descritas a fin de garantizar la continuidad operativa del negocio y producción sostenida en el tiempo.
2. La aplicación del método de explotación Sub Level Stopping, es adaptable a la mina Colquijirca, por las características geomecánicas favorables del manto, por las ventajas conocidas como método de explotación (método mucho más seguro, de alto rendimiento y de bajo costo) y por los resultados técnicos-económicos favorables respecto al método actual de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.
3. La operación es de perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y relleno, empleando equipos tradicionales conllevan a costos mayor de producción en cambio el empleo de tecnología media y métodos más eficientes nos ayudan a reducir costos de producción, teniendo que anteriormente el costo llegaban a 32.71 US\$/Ton sin emplear el método de taladros largos; en cambio el uso de la técnica propuesta, ha reducido a 24.64 US\$/Ton corroborando que efectivamente los costos de producción de mineral al aplicar el método por Subniveles aplicando taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal han reducido considerablemente.
4. 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%).

RECOMENDACIONES

1. Realizar los estudios de viabilidad técnico-económica a los proyectos propuestos (estrategias emergentes) como resultado del Análisis FODA de la mina Colquijirca, a fin de garantizar la producción sostenida en el tiempo y la continuidad operativa del negocio.
2. Realizar el inventario de reservas con anchos mínimos (entre 8.0 m a 14.0 m), a fin de incrementar el valor de la mina Colquijirca (incremento de vida de la mina por incremento de reservas) y la aplicación del método de explotación Sub Level Stopping para anchos mayores a 14.0 m
3. 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.
4. Para que el método funcione, es necesario contar con relleno, de preferencia detrítico, para la primera etapa.
5. Aplicar estrategias de mejora continua en cada etapa del proceso productivo minero.
6. 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 9,000 TMD.
7. Mayor dinamismo en la preparación de tajos, disponibilidad operativa de los equipos, permitiendo la incorporación de nuevas áreas al programa mensual de producción.
8. De los controles de calidad realizados, se registró entre un 25% y 51% de incremento en la velocidad de detonación del explosivo Subtek versus el Anfo para el caso de banqueo y ascendente respectivamente.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFÍA

- Annels, A. E. (2012). Mineral deposit evaluation: A practical approach. Springer Science & Business Media.
- Ash, R. L. (1963). The Mechanics of rock Breakage. Pit and Quarry.
- Associates, G. (2010). Scoping Study for Tailings and Water Supply . Lima: Golder .
- Bautista Condori, J. (2017). Diseño y Planeamiento de Minado subterráneo para incrementar la Producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata - Proyecto Pablo - Compañía Minera Ares SAC. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Beniwaski. (1989). Clasificación Geomecánica.
- DCR Ingenieros S.R.LTDA. (2008). Informe de Estudio Geomecánico para el Minado de Marcapunta Norte(2011)
- Geoestadística. (01 de Enero de 2017). Geoestadística. Obtenido de <http://www.geoestadistica.com>
- International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering. (01 de JULIO de 2010). ISRM. Obtenido de ISRM: WWW.ISRM.NET
- Llanque Maquera, O. E. (1999). Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos. Puno: Perú Offset Editores.
- Ministerio de Energía y Minas. (2016). Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Lima: EL Peruano.
- Ministerio de Energía y Minas. (1992). Ley General de Minería. El Peruano.
- Ministerio de Energía y Minas. (28 de julio de 2016). Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. El Peruano, pág. Artículo 7.
- Pfafstetter Ramírez, A., Castillo, J., & & González, J. (2011). Delimitación, codificación de las Cuencas hidrográficas. Brasilia: XV Simposio Brasileiro.
- Quispe Aguilar, A. (2013). Plan de Minado aplicado en la Corporación Minera Ananea SA. Lima : Universidad Nacional de Ingeniería.
- Trabajo sustentado En la Universidad Nacional de Huamanga año 2007 “Ulivanov Palomino Vallejo “Minado por sub-niveles con taladros largos en cuerpos y vetas” Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de Producción Uchucchacua”.
- Saforas Huaman, Fredy.(2012). “Evaluación técnica económica del minado por subniveles con taladros largos en mantos para incrementar la producción – U.E.A. COLQUIJRCA DE LA SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A.”
- Proporcionado por la Sociedad Minera el Brocal Unidad Operativa Colquijrica.



FOTOGRAFIAS



Imagen 1: Jumbo de dos brazos realizando la perforación de un frente de 4.5m x 4.5m con RMR 32



Fuente: Propia

Imagen 2: Sección 4.5mx 4.5m donde se evidencia el carguío de frente con RMR 45



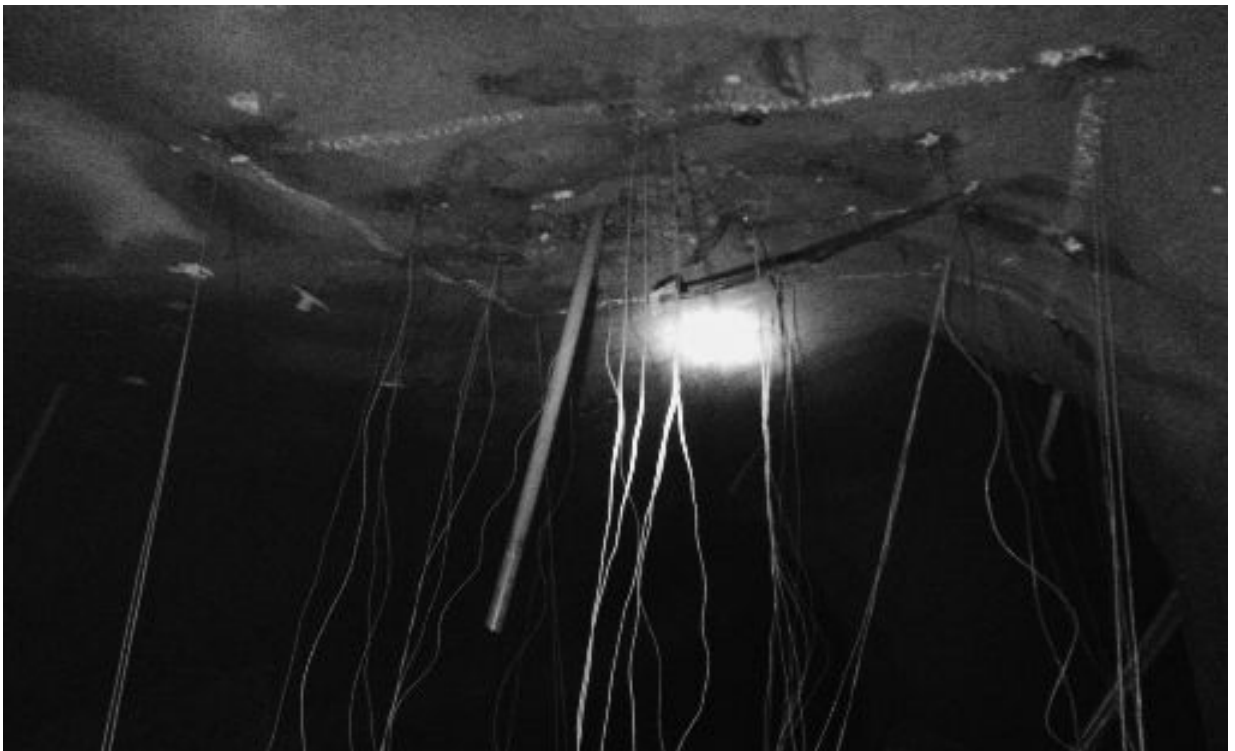
Fuente: Propia

Imagen 3: Simba 1254 realizando la perforación de taladros positivos en tajo pilotos de ancho de minado de 14 m.



Fuente: Propia

Imagen 4: Carguío de taladros largos positivos con broca de 89mm de altura de 12 m.



Fuente: Propia

Imagen 5: Carguío de taladros positivos Tj.761N con broca 89 mm realizando con tajo piloto de 14m de ancho



Fuente: Propia

Imagen 6: Carguío de taladros positivos Tj.752S con broca 89 mm realizando con tajo piloto de 14m de ancho donde se evidencia pruebas con emulsión gasificada.



Fuente: Propia

Imagen 7: Iniciación del chispeo Tj.752S.



Fuente: Propia.

Imagen 8: Scooptramp de 7.5 yd3 realizando el carguío de volquetes de 35 Ton.



Fuente: Propia

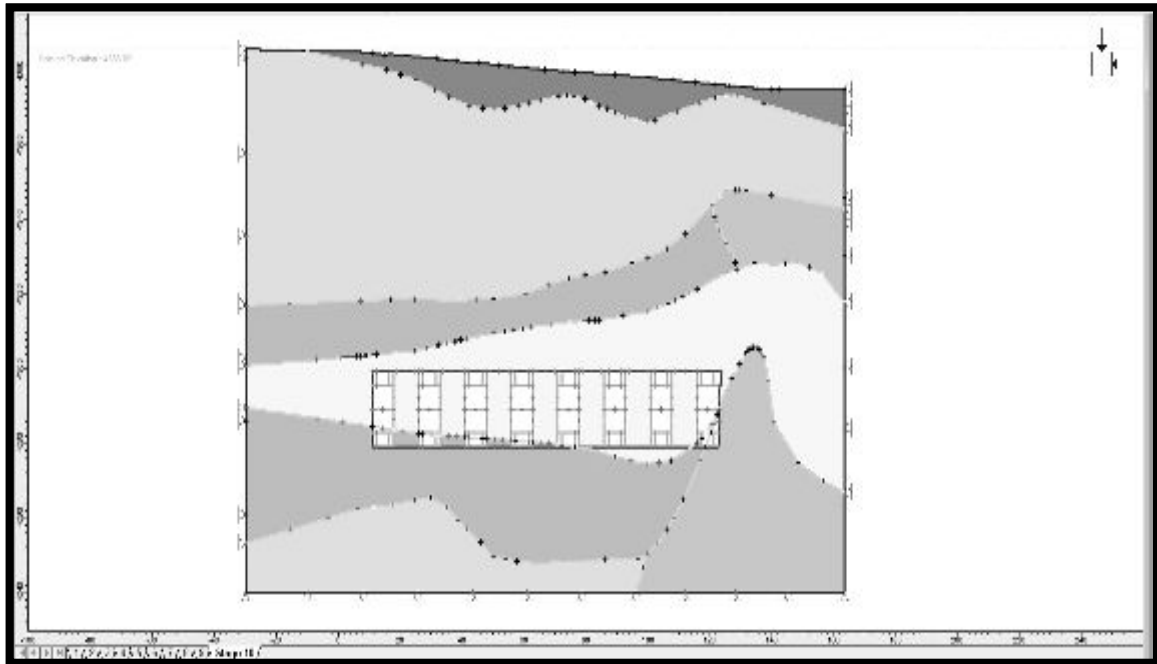
ANEXOS



Anexos Planos

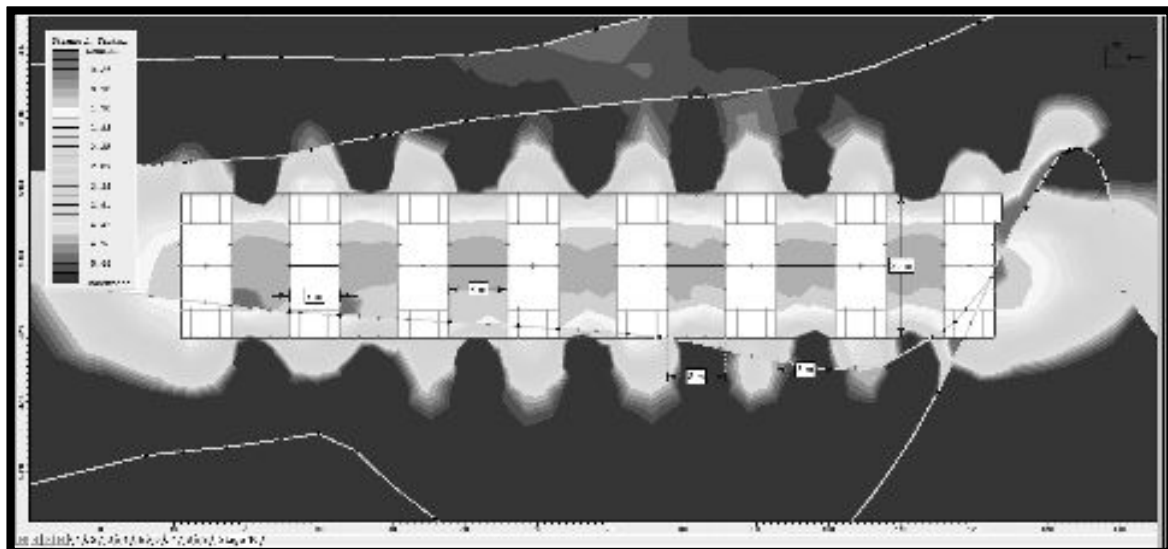


Anexo 1: Block 9303. Malla de elementos finitos para la simulación del minado del Block 9303 lado Norte y Sur en la Sección 586. Altura de cámaras y pilares de 30 metros, ancho de pilares y abertura de cámaras de 10 metros.



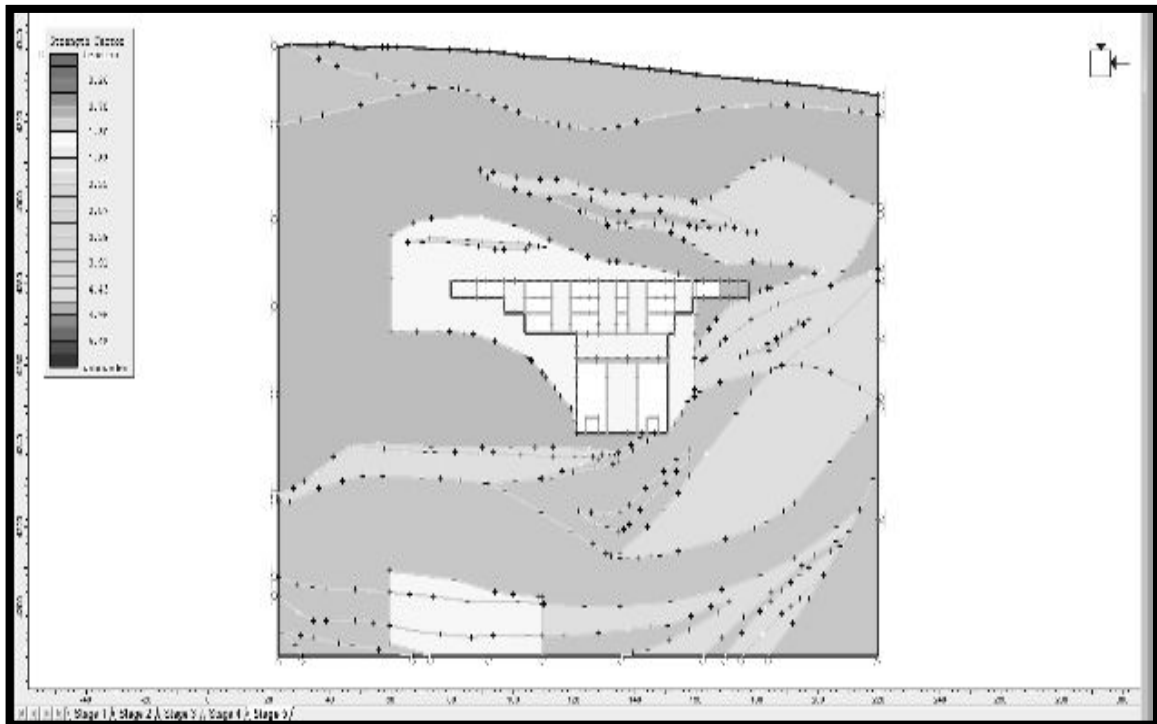
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 2: Block 9303. Simulación del minado en la Sección 586. Los pilares tienen 10 metros de ancho, 30 metros de altura y cámaras de 10 metros de abertura. Los pilares tienen un factor de seguridad de 1.1 y el techo de las cámaras el factor de seguridad es 1.3.



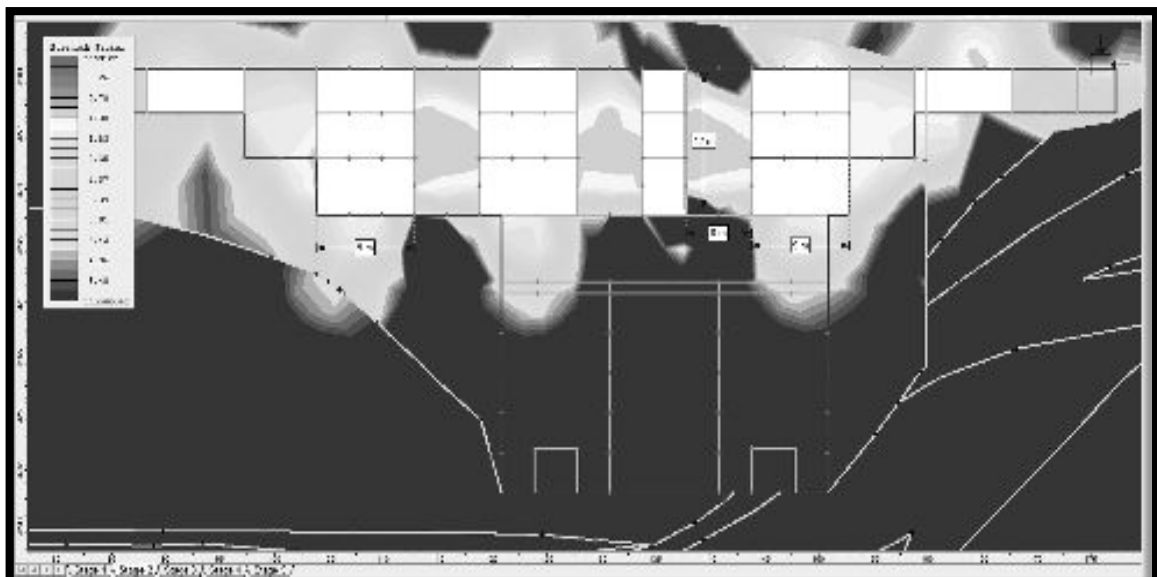
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 3: Block 9478. Malla de elementos finitos para la simulación del minado del Block 9478 lado Sur, en la Sección 600.



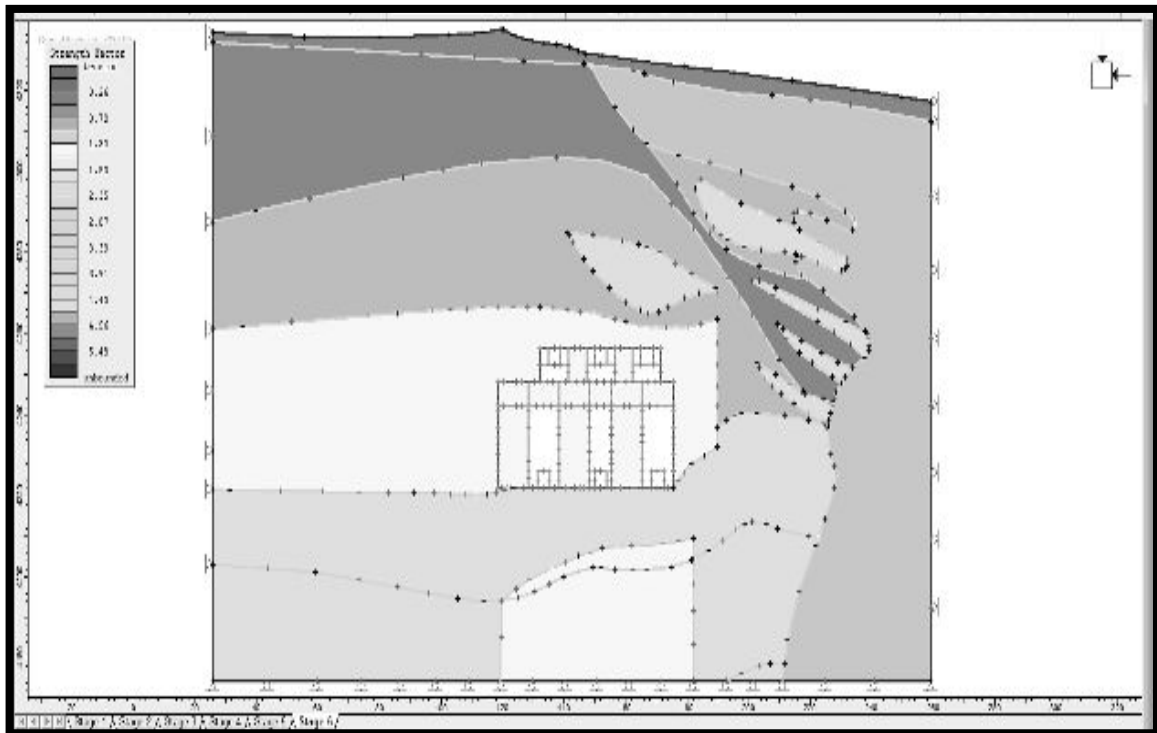
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 4: Block 9478. Simulación del minado en la Sección 600. Esta zona ya ha sido minada en la parte superior con pilares de 6 metros de ancho y altura de pilar de 12 metros, y que no ha presentado problemas de inestabilidad con un factor de seguridad mayor a 1.2 en los pilares y 1.3 en el techo.



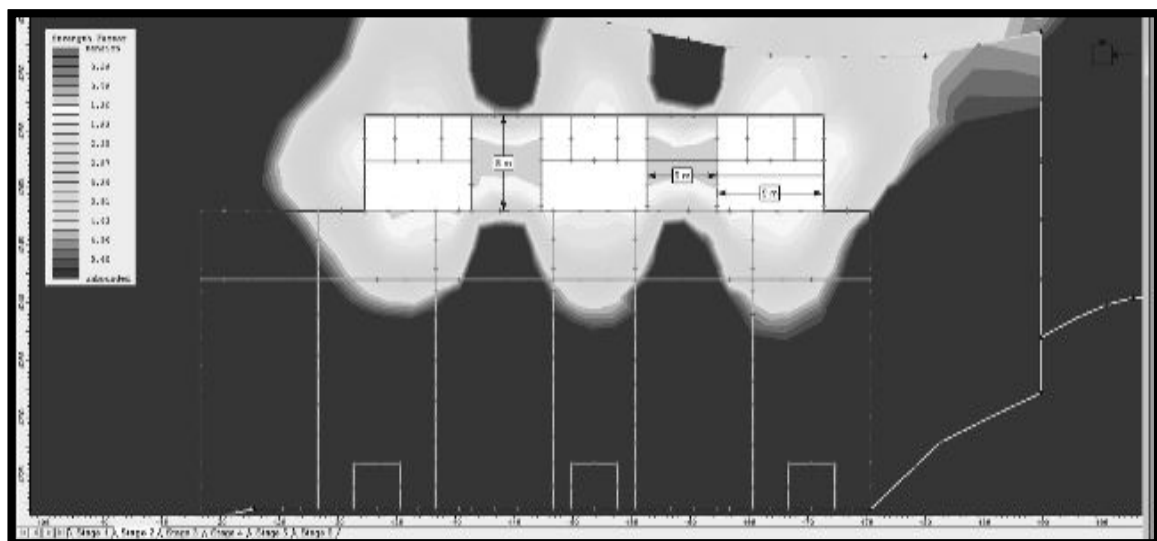
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 5: Malla de elementos finitos para la simulación del minado del Block 9847 lado Sur, en la Sección 622.



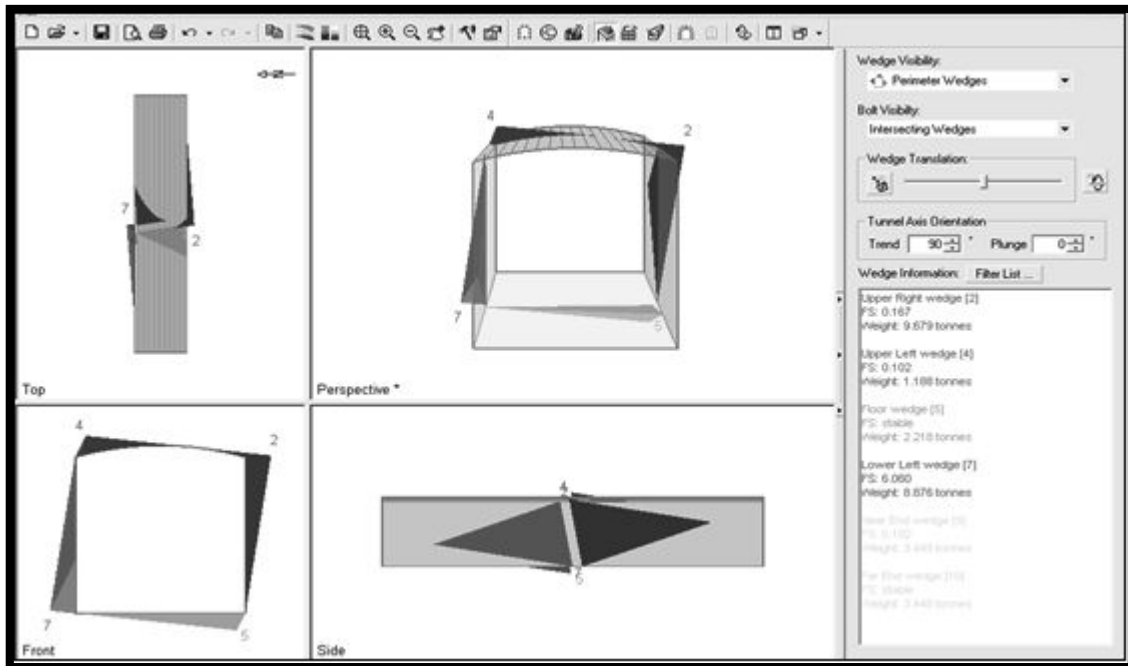
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 6: Simulación del minado en la Sección 622. Esta zona ya ha sido minada en la parte superior con pilares de 6 metros de ancho y altura de pilar de 8 metros, y que no ha presentado problemas de inestabilidad con un factor de seguridad mayor a 1.2 en los pilares y 1.3 en el techo.



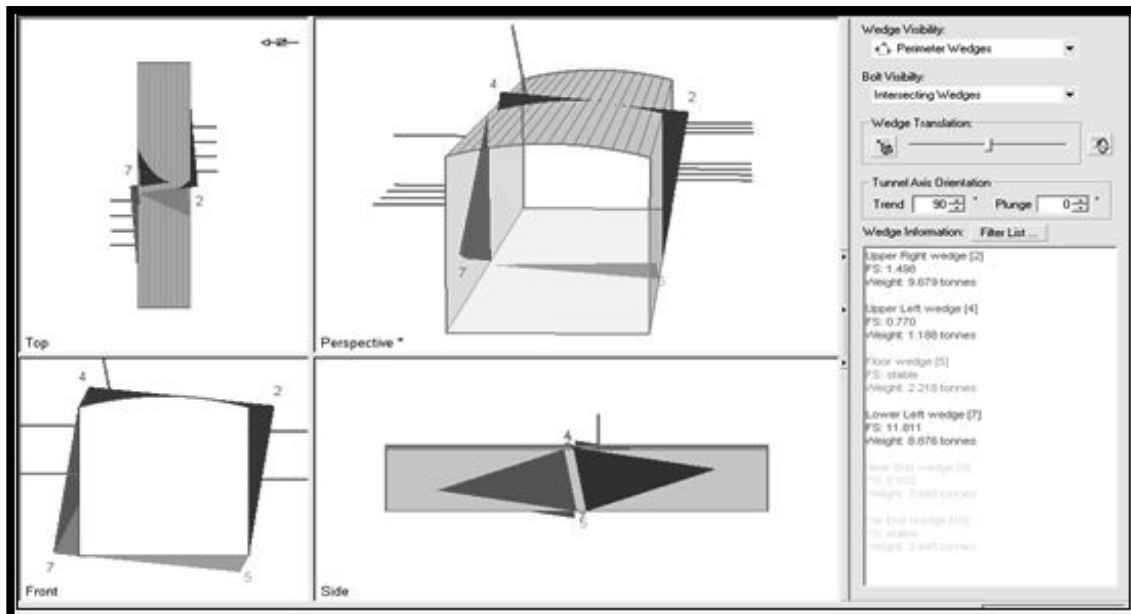
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 7: Análisis de formación de cuñas en la dirección W-E para Galerías de 4 m x 4 m de ancho, se observa la formación cuñas de mayor volumen en los hastiales.



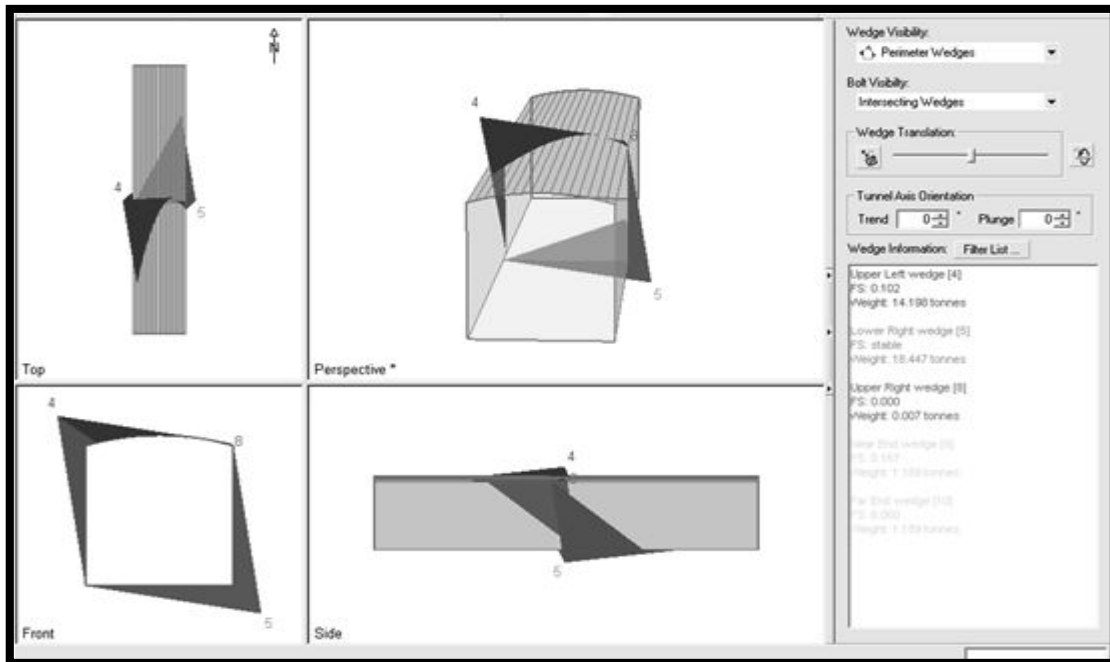
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 8: El mismo caso del modelo de la figura anterior pero sostenidos sistemáticamente con pernos tipo hydrabolt, de 2.1 metros; como se puede apreciar con la instalación se logra incrementar el factor de seguridad mayor a 1.5 de las cuñas de las paredes y el techo.



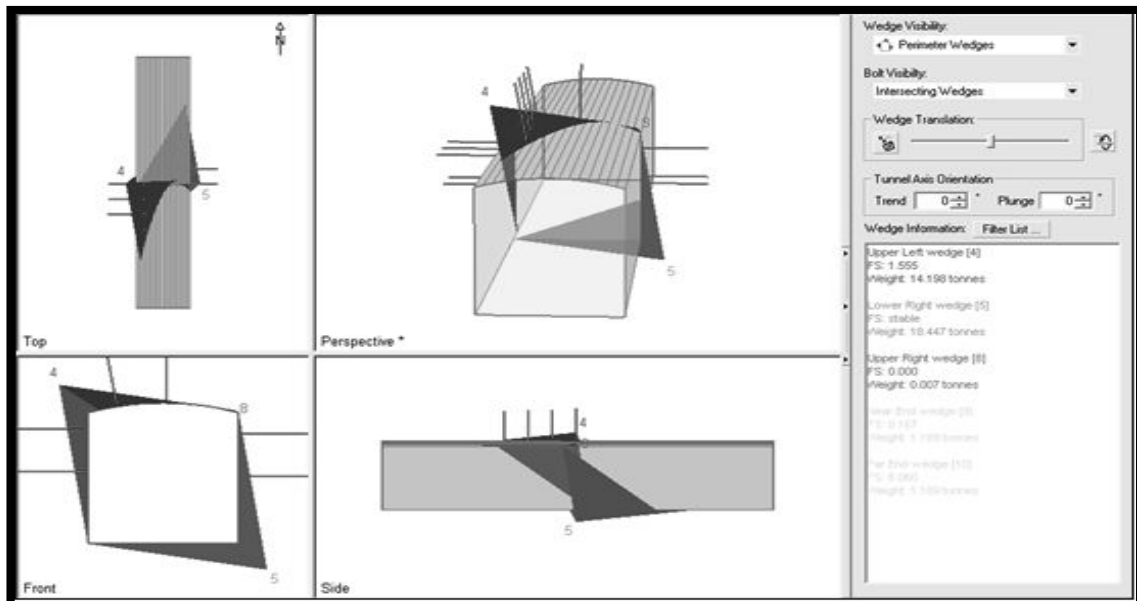
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 9: Análisis de formación de cuñas en la dirección NS para galerías y cámaras de 4 m x 4 m, se observa la formación cuñas en hastiales y corona de mayor volumen que en la dirección W-E



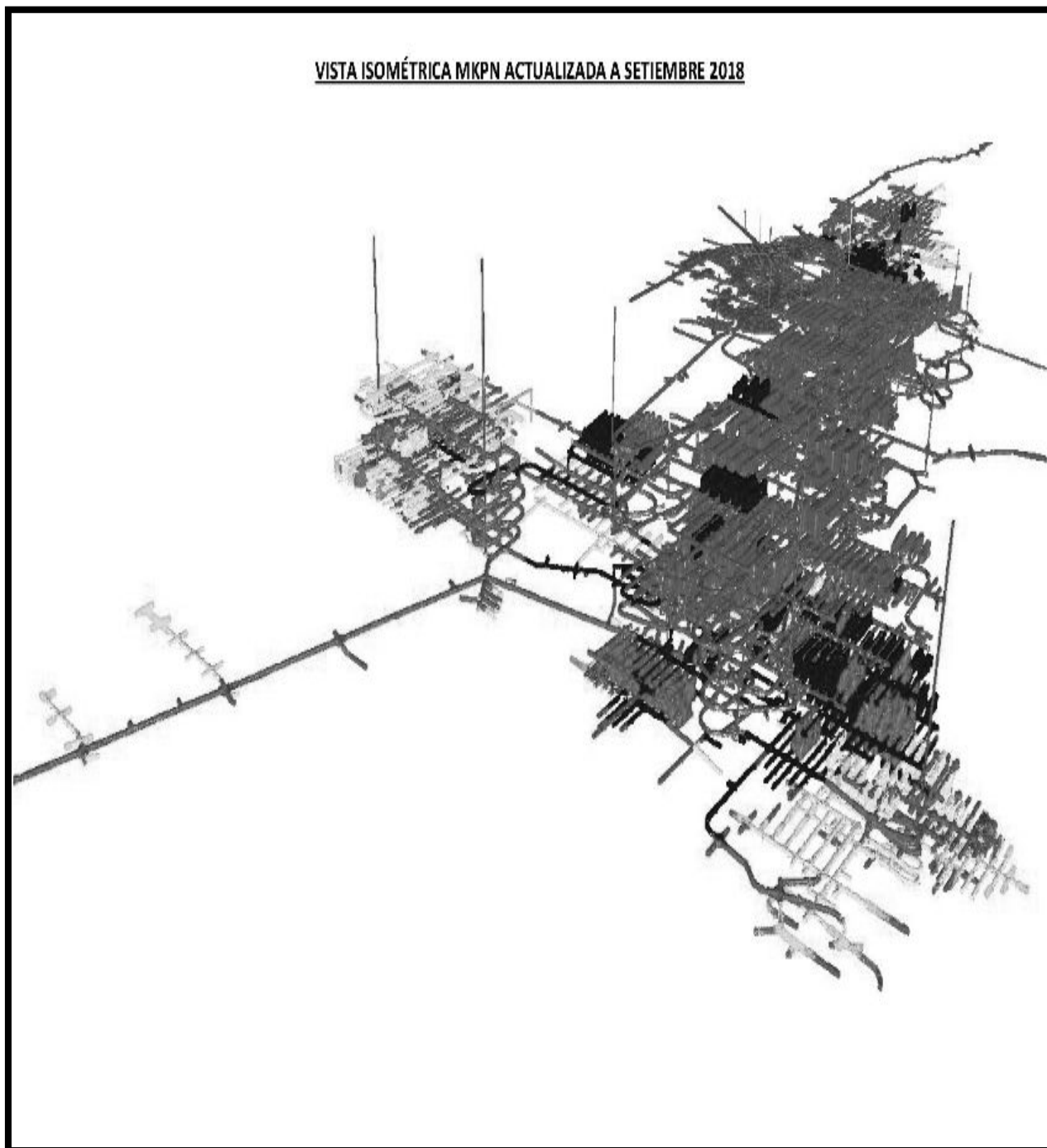
Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 10: El mismo caso del modelo de la figura anterior pero sostenidos sistemáticamente con pernos tipo hydrabolt de 2.1 metros; como se puede apreciar con la instalación de estos se logra incrementar el factor de seguridad mayor a 1.5 de las cuñas de las paredes y el techo.



Fuente: Elaborado por DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Anexo 11: Vista isométrica Mina Marca Punta Norte



Fuente: Planeamiento e Ingeniería SMEB

Anexos Precios unitarios



Anexo 1: Precios Unitarios de Explotación S.L.S

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS								
EXPLORACIÓN SLS								
Perforacion de Produccion			634.00	taladros/tajeo				
Taladros perforados - Precorte			0	tal/tajeo				
Taladros perforados - Produccion			634	tal/tajeo				
m por taladro			9.37	m/tal				
Taladros Alivio			0	tal/gdia				
Volumen de Produccion			21,760.00	ton				
Longitud			50.00	m				
Ancho			8.00	m				
Alto			17.00	m				
Densidad			3.20	ton/m3				
Factor de carga			1.94	kg/m				
Equipos de Perforacion						Equipos de Limpieza		
Rendimiento de Simba			25	tal/gdia		Rendimiento Scooptram 6 Yd	70	ton/hr
Horas Trabajadas SIMBA			7	hr/gdia		Horas Trabajadas SCOOP	7	hr/gdia
Consumo de Petroleo			1.50	Gal/hr		Consumo de Petroleo	6.5	Gal/hr
Días trabajados			30	días		Horas por día	10.28	Horas
Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$/gdia	Sin Explosivo US\$/ton
1.00 PERFORACION							56,563.15	2.60
1.01 Mano de Obra								
	Operador Simba	Gdia	1.29	25.36	61.98		3,130.65	
	Ayudante Operador Simba	Gdia	1.29	25.36	34.09		2,019.78	
1.02 Aceros de Perforacion								
	Barra SP T38-RD38-T38 x 4"	p.p		19,481.82	0.73		1,110.88	
	Broca botones 2 1/2"	p.p		19,481.82	0.35		26,553.43	
	Broca retractil T38, 70mm	p.p		2,079.52	0.44		14,145.47	
	Shank COP 1838/1638 T38 x 435 MN	p.p		19,481.82	0.07		6,889.20	
	Copas de Afilado	Jgo		19,481.82	0.02		921.69	
	Aguzadora de copas	Pza		19,481.82	0.01		1,305.72	
1.03 Materiales								
	Tubo de pvc	m.		729.10	2.15		331.19	
	Bolsa de Polipropileno	uni		697.40	0.59		194.82	
	Cancamos de anclaje	Pza		4.00	4.30		1,567.57	
	Cable de acero	m		40.00	4.07		411.47	
	Reflectores de 2000 watt	Pza		3.00	89.29		17.20	
	conos de plastico naranja para SLS	Pza		2.00	4.00		162.88	
	Manguera de 1" (50 m)	m.		50.00	0.09		267.86	
	Cable de 16 (reflector)	m		730.00	0.45		8.00	
1.04 Equipos								
	Simba	hr.		177.52	144.80		4.48	
	Combustible	Gal		266.28	3.15		325.89	
1.05 Herramientas y EPP								
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	50.72	1.89		26,543.68	
	Herramientas	Gdia	1.00	50.72	4.20		25,704.90	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	50.72	0.52		838.78	
2.00 VOLADURA							1,788.24	0.08
2.01 Mano de Obra								
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	12.68	37.19		1,615.82	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	2.57	12.68	30.99		605.93	
2.04 Herramientas y EPP								
	Implementos de seguridad	Gdia	3.00	12.68	2.28		1,009.89	
	Herramientas	Gdia	1.00	12.68	5.18		172.42	
	Lamparas Mineras	Gdia	3.00	12.68	0.52		86.89	
3.00 EXTRACCION							38,542.54	1.76
3.01 Mano de Obra								
	Operador Scooptram	Gdia	1.29	44.41	52.68		3,006.32	
3.02 Materiales								
	Mangas de Ventilacion 30"	m.		30.00	4.83		144.86	
3.03 Equipos								
	Scooptram 6yd control	hr.		310.86	85.34		35,097.64	
	Telemando	hr.		310.86	6.09		26,528.55	
	Combustible	Gal		2,021	3.15		1,893.43	
	Ventilador de 30,000 CFM	hr.		155.43	2.00		6,364.80	
3.04 Herramientas y EPP								
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	44.41	1.89		310.86	
	Herramientas	Gdia	1.00	44.41	4.20		293.72	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	44.41	0.52		84.14	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/tn)							96,893.92	4.44
Utilidad Costo Directo					10%			0.44
Gastos Generales					13%			0.58
COSTO TOTAL (US\$/tn)								5.46

Fuente: ÁREA DE COSTOS JRC CONSTRUCCIÓN E INGENIERÍA.



Anexo 2: Precios Unitarios Chimenea de 2.5 m X 2.5 m

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS							
CHIMENEA DE 2.5 m X 2.5 m							
Seccion de la Labor	2.50	x	2.50	Tipo de Roca		III B	
Longitud de Perforacion	12.00	pies		Equipos de Perforacion			
Longitud de Perforacion cancamos	2.00	pies		Simba			
Perforacion de Produccion	27	tal/disparo		Consumo de Combustible		1.50 Gal/hr	
Taladros perforados - Produccion	20	tal/disparo		Equipos de Limpieza			
Taladros cargados	13	tal/disparo		Scooptram			
Taladros de alivio	7	tal/disparo		Consumo de Combustible		6.50 Gal/hr	
Avance por disparo	15.00	m.		Longitud de limpieza max		150.00 m	
Eficiencia por disparo	82%			Dias trabajados		30	
				Horas efectivas por dia		10.28	
Item	Descripcion	Unidad	Incidencia (Personas)	Cantidad	Costo - rendimiento USS/Unidad	Costo Parcial USS	Costo Total USS/m
1.00 PERFORACION						4,806.56	320.44
1.01 Mano de Obra						499.34	
Operador Simba		Gdia	2.58	1.00	61.98	159.91	
Ayudante Operador Simba		Gdia	2.58	1.00	34.09	87.95	
Bodeguero		Gdia	1.29	0.75	34.09	32.98	
Lamparero		Gdia	1.29	0.75	34.09	32.98	
Electricista		Gdia	1.29	1.00	43.39	55.97	
Jefe de guardia		Gdia	1.29	0.13	515.02	86.37	
Capataz		Gdia	1.29	0.13	257.51	43.18	
1.02 Aceros de Perforacion						1,341.33	
Barra de extensión 4pies		p.p		984.25	0.43	426.25	
Broca botones 2 1/2"		p.p		984.25	0.32	313.25	
Shank Adapter		p.p		984.25	0.03	33.90	
Manguito de acople		p.p		984.25	0.26	251.88	
Adapter piloto		p.p		984.25	0.29	289.48	
Copas de Afilado		p.p		984.25	0.02	16.73	
Aguzadora de copas		p.p		984.25	0.01	9.84	
1.03 Materiales						226.44	
Bridas de 2"		Und		0.04	4.88	0.20	
Accesorios de tubería (Valvulas, Tees, C		Glb		1.00	5.50	5.50	
Aceite de perforación		Pza		0.50	4.50	2.25	
Tableros eléctricos distribución		hr		0.08	15.00	1.13	
Tableros eléctricos arrancador		hr		0.18	10.00	1.80	
Conectores trifasicos		hr		0.19	2.10	0.39	
Tubería de PVC - arrastres		Pza		100.00	2.15	215.00	
Manguera de 2" (50 m)		m.		0.50	0.15	0.08	
Manguera de 1" (50 m)		m.		1.00	0.09	0.09	
1.04 Equipos						2,707.97	
Simba		hr.		20.10	130.00	2,613.00	
Combustible para simba		Gal		30.15	3.15	94.97	
1.05 Herramientas y EPP						31.48	
Implementos de seguridad		Gdia	1.00	4.76	1.89	9.02	
Herramientas		Gdia	1.00	4.76	4.20	19.98	
Lamparas Mineras		Gdia	1.00	4.76	0.52	2.48	
2.00 VOLADURA						169.88	11.33
2.01 Mano de Obra						149.91	
Maestro cargador de explosivos		Gdia	1.29	1.00	37.19	47.97	
Ayudante cargador de explosivos		Gdia	2.58	1.00	30.99	79.95	
Personal Servicios - traslado explosivos		Gdia	1.29	0.50	34.09	21.99	
2.02 Herramientas y EPP						19.96	
Implementos de seguridad		Gdia	1.00	2.50	2.28	5.71	
Herramientas		Gdia	1.00	2.50	5.18	12.95	
Lamparas Mineras		Gdia	1.00	2.50	0.52	1.30	
3.00 EXTRACCION						564.58	36.24
3.01 Mano de Obra						50.97	
Operador de Scooptram		Gdia	1.29	0.75	52.68	50.97	
3.02 Equipos						508.65	
Scooptram		hr.		4.28	85.34	365.26	
Combustible		Gal		27.82	3.15	87.63	
Ventilador de 30,000 CFM		hr.		27.88	2.00	55.76	
3.03 Herramientas y EPP						4.96	
Implementos de seguridad		Gdia	1.00	0.75	1.89	1.42	
Herramientas		Gdia	1.00	0.75	4.20	3.15	
Lamparas Mineras		Gdia	1.00	0.75	0.52	0.39	
TOTAL COSTO DIRECTO (USS/m)						5,541.01	368.00
Utilidad Costo Directo					10%		36.80
Gastos Generales					13%		47.84
COSTO TOTAL (USS/m)							452.64

Fuente: ÁREA DE COSTOS JRC CONSTRUCCIÓN E INGENIERÍA



Anexo 3: Precios Unitarios Rampa Negativa de 4.5 m x 4.5 m.

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS							
RAMPA NEGATIVA DE 4.5 m X 4.5 m							
Seccion de la Labor	4.50	x	4.50	Tipo de Roca		III B	
Longitud de Perforacion	12.00	pies		Equipos de Perforacion			
Longitud de Perforacion cancamos	2.00	pies		Jumbo		2 Frentes/gdia	
Perforacion de Produccion	58	tal/disparo		Consumo de Combustible		1.50 Gal/hr	
Taladros perforados - Precorte	6	tal/disparo		Equipos de Limpieza			
Taladros perforados - Produccion	48	tal/disparo		Scooptram		2 Frentes/gdia	
Taladros cargados	48	tal/disparo		Consumo de Combustible		6.50 Gal/hr	
Taladros Rimados	4	tal/disparo		Longitud de limpieza max		150.00 m	
Taladros para cancamos	7	tal/disparo		Dias trabajados		30	
Avance por disparo	3.10	m.		Horas efectivas por día		10.28	
Eficiencia por disparo	82%						

Ite m	Descripcion	Unidad	Incide ncia (Personas)	Cantidad	Costo - rendimiento US\$/Unidad	Costo Parcial US\$	Costo Total US\$/m
1.00 PERFORACION							1,034.27
1.01 Mano de Obra							238.49
	Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	61.98	39.98	
	Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	1.29	0.50	34.09	21.99	
	Bodeguero	Gdia	1.29	0.25	34.09	10.99	
	Lamparero	Gdia	1.29	0.25	34.09	10.99	
	Electricista	Gdia	1.29	0.25	43.39	13.99	
	Personal Servicios Mina	Gdia	1.29	0.25	34.09	10.99	
	Jefe de guardia	Gdia	1.29	0.13	515.02	86.37	
	Capataz	Gdia	1.29	0.13	257.51	43.18	
1.02 Aceros de Perforacion							187.92
	Barras de perforacion 14'	p.p		710.00	0.08	56.38	
	Brocas de 51 mm	p.p		710.00	0.09	61.32	
	Shank Adapter	p.p		710.00	0.03	24.46	
	Coopling	p.p		710.00	0.02	14.20	
	Rimadora de 89 mm	p.p		48.00	0.26	12.65	
	Adapter piloto	p.p		48.00	0.29	14.12	
	Copas de Afilado	p.p		177.50	0.02	3.02	
	Aguzadora de copas	p.p		177.50	0.01	1.78	
1.03 Materiales							151.78
	Cancamos para aire/agua	Pza		1.00	5.31	5.31	
	Cancamos para energia (440 V y 220	Pza		2.00	4.30	8.60	
	Cancamos para bombeo/ comunicaci	Pza		2.00	4.30	8.60	
	Tuberia de Aire y bombeo de 4"	m.		6.00	5.23	31.38	
	Tuberia de Agua de 4"	m.		3.10	5.23	16.21	
	Copla vitaulica-uniones - T	Gbl		2.00	5.50	11.00	
	Aislante electrico	m.		1.00	0.56	0.56	
	Tableros eléctricos distribución	hr		1.00	15.00	15.00	
	Tableros eléctricos arrancador	hr		1.00	10.00	10.00	
	Conectores trifasicos	hr		1.00	2.10	2.10	
	Tuberia de PVC - arrastres	Pza		20.00	2.15	43.00	
	Manguera de 1" (50 m)	m.		0.20	0.09	0.02	
1.04 Equipos							437.82
	Jumbo	hr.		3.64	115.50	420.61	
	Combustible para jumbo	Gal		5.46	3.15	17.21	
	Scaler	hr		1.00	0.00	0.00	
	Combustible para scaler	Gal		1.50	0.00	0.00	
	Telehandler	Hr		1.21	0.00	0.00	
	Combustible para telehandler	Gal		3.03	0.00	0.00	
1.05 Herramientas y EPP							18.25
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	2.76	1.89	5.23	
	Herramientas	Gdia	1.00	2.76	4.20	11.59	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	2.76	0.52	1.44	
2.00 VOLADURA							64.95
2.01 Mano de Obra							54.97
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	37.19	23.99	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	1.29	0.50	30.99	19.99	
	Personal Servicios - traslado explosiv	Gdia	1.29	0.25	34.09	10.99	
2.02 Herramientas y EPP							9.98
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	1.25	2.28	2.86	
	Herramientas	Gdia	1.00	1.25	5.18	6.48	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	1.25	0.52	0.65	
3.00 EXTRACCION							617.36
3.01 Mano de Obra							33.98
	Operador de Scooptram	Gdia	1.29	0.50	52.68	33.98	
3.02 Materiales							17.64
	Mangas de Ventilacion 36"	m.		3.10	5.69	17.64	
3.03 Equipos							541.43
	Scooptram	hr.		4.38	85.34	373.73	
	Combustible	Gal		28.47	3.15	89.67	
	Bomba Sumergible 12 HP	hr.		10.00	5.50	55.00	
	Ventilador de 30,000 CFM	hr.		11.52	2.00	23.04	
3.04 Herramientas y EPP							3.31
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	0.50	1.89	0.95	
	Herramientas	Gdia	1.00	0.50	4.20	2.10	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	0.50	0.52	0.26	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)						1,726.55	553.73
Utilidad Costo Directo					10%		55.37
Gastos Generales					13%		71.99
COSTO TOTAL (US\$/m)							681.09

Fuente: ÁREA DE COSTOS JRC CONSTRUCCIÓN E INGENIERÍA



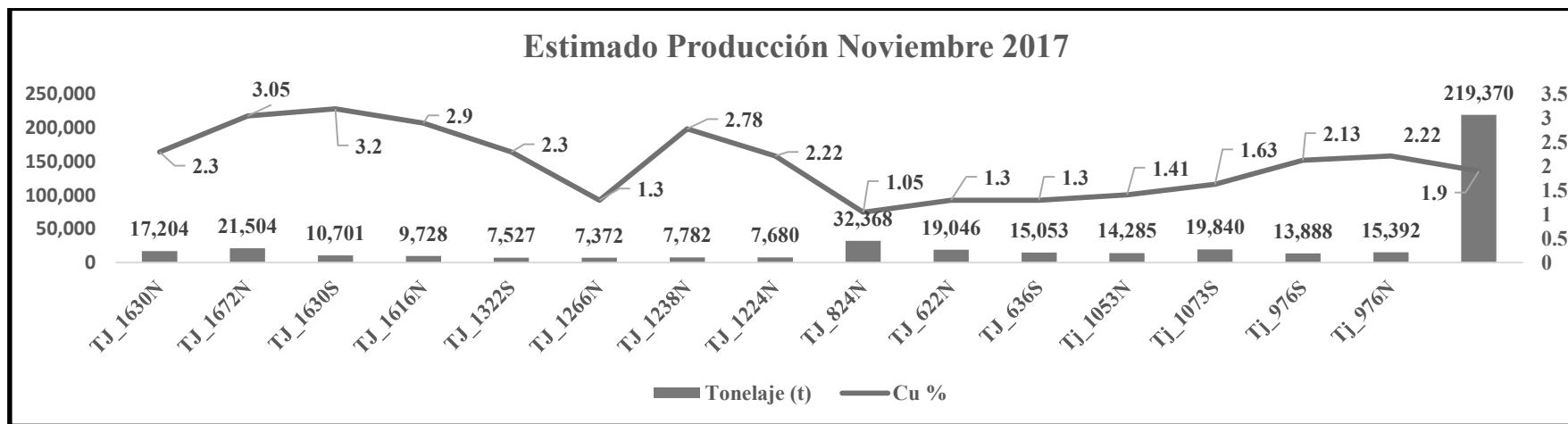
Anexo 4: Precios Unitarios Cámara de 4.5 m X 4.5 m

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS							
CAMARA DE 4.5 m X 4.5 m							
Seccion de la Labor	4.50	x	4.50		Tipo de Roca		III B (MR = 41 A 5)
Longitud de Perforacion	12.00	pies			Equipos de Perforacion		
Longitud de Perforacion cancamos	2.00	pies			Jumbo		2 Frentes/gdia
Perforacion de Produccion	57	tal/disparo			Consumo de Combustible		1.50 Gal/hr
Taladros perforados - Precorte	6	tal/disparo			Equipos de Limpieza		
Taladros perforados - Produccion	47	tal/disparo			Scooptram		2 Frentes/gdia
Taladros cargados	47	tal/disparo			Consumo de Combustible		6.50 Gal/hr
Taladros Rimados	4	tal/disparo			Longitud de limpieza max		150.00 m
Taladros para cancamos	7	tal/disparo			Días trabajados		30
Avance por disparo	3.10	m.			Horas efectivas por día		10.28
Eficiencia por disparo	82%						
Item	Descripcion	Unidad	Incidencia (Personas)	Cantidad	Costo - rendimiento US\$/Unidad	Costo Parcial US\$	Costo Total US\$/m
1.00 PERFORACION						1,011.37	326.25
1.01 Mano de Obra						238.49	
Operador de Jumbo		Gdia	1.29	0.50	61.98	39.98	
Ayudante Operador de Jumbo		Gdia	1.29	0.50	34.09	21.99	
Bodeguero		Gdia	1.29	0.25	34.09	10.99	
Lamparero		Gdia	1.29	0.25	34.09	10.99	
Electricista		Gdia	1.29	0.25	43.39	13.99	
Personal Servicios Mina		Gdia	1.29	0.25	34.09	10.99	
Jefe de guardia		Gdia	1.29	0.13	515.02	86.37	
Capataz		Gdia	1.29	0.13	257.51	43.18	
1.02 Aceros de Perforacion						185.20	
Barras de perforacion 14'		p.p		698.00	0.08	55.43	
Brocas de 51 mm		p.p		698.00	0.09	60.28	
Shank Adapter		p.p		698.00	0.03	24.04	
Coopling		p.p		698.00	0.02	13.96	
Rimadora de 89 mm		p.p		48.00	0.26	12.65	
Adapter piloto		p.p		48.00	0.29	14.12	
Copas de Afilado		p.p		174.50	0.02	2.97	
Aguzadora de copas		p.p		174.50	0.01	1.75	
1.03 Materiales						119.79	
Cancamos para aire/agua		Pza		1.00	5.31	5.31	
Cancamos para energia (440 V y 220		Pza		2.00	4.30	8.60	
Cancamos para bombeo/ comunicac		Pza		2.00	4.30	8.60	
Tuberia de Aire y bombeo de 4"		m.		6.00	5.23	31.38	
Tuberia de Agua de 4"		m.		3.10	5.23	16.21	
Copla vitalica-uniones - T		Gbl		2.00	5.50	11.00	
Aislante electrico		m.		1.00	0.56	0.56	
Tableros eléctricos distribución		hr		1.00	15.00	15.00	
Tableros eléctricos arrancador		hr		1.00	10.00	10.00	
Conectores trifasicos		hr		1.00	2.10	2.10	
Tuberia de PVC - arrastres		Pza		5.00	2.15	10.75	
Manguera de 1" (50 m)		m.		3.10	0.09	0.28	
1.04 Equipos						449.64	
Jumbo		hr.		3.74	115.50	431.97	
Combustible para jumbo		Gal		5.61	3.15	17.67	
Scaler		hr		0.30	0.00	0.00	
Combustible para scaler		Gal		0.45	0.00	0.00	
Telehandler		Hr		1.25	0.00	0.00	
Combustible para telehandler		Gal		3.12	0.00	0.00	
1.05 Herramientas y EPP						18.25	
Implementos de seguridad		Gdia	1.00	2.76	1.89	5.23	
Herramientas		Gdia	1.00	2.76	4.20	11.59	
Lamparas Mineras		Gdia	1.00	2.76	0.52	1.44	
2.00 VOLADURA						61.76	19.92
2.01 Mano de Obra						54.97	
Maestro cargador de explosivos		Gdia	1.29	0.50	37.19	23.99	
Ayudante cargador de explosivos		Gdia	1.29	0.50	30.99	19.99	
Personal Servicios - traslado explosiv		Gdia	1.29	0.25	34.09	10.99	
2.02 Herramientas y EPP						6.80	
Implementos de seguridad		Gdia	3.00	0.50	2.28	3.43	
Herramientas		Gdia	1.00	0.50	5.18	2.59	
Lamparas Mineras		Gdia	3.00	0.50	0.52	0.78	
3.00 EXTRACCION						563.55	181.79
3.01 Mano de Obra						33.98	
Operador de Scooptram		Gdia	1.29	0.50	52.68	33.98	
3.02 Materiales						17.64	
Mangas de Ventilacion 36"		m.		3.10	5.69	17.64	
3.03 Equipos						486.63	
Scooptram		hr.		4.38	85.34	373.73	
Combustible		Gal		28.47	3.15	89.67	
Ventilador de 30,000 CFM		hr.		11.62	2.00	23.24	
3.04 Herramientas y EPP						3.31	
Implementos de seguridad		Gdia	1.00	0.50	1.89	0.95	
Herramientas		Gdia	1.00	0.50	4.20	2.10	
Lamparas Mineras		Gdia	1.00	0.50	0.52	0.26	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/m)						1,645.67	527.96
Utilidad Costo Directo					10%		52.80
Gastos Generales					13%		68.64
COSTO TOTAL (US\$/m)							649.40

Fuente: ÁREA DE COSTOS JRC CONSTRUCCIÓN E INGENIERÍA

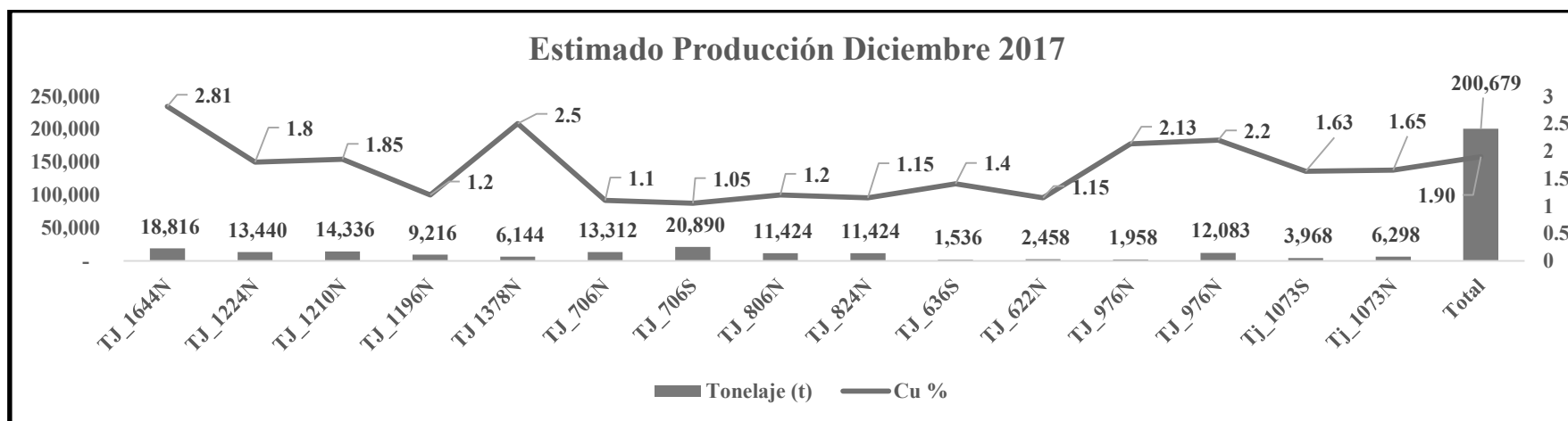


Anexo 5: Estimación de Producción Noviembre 2017



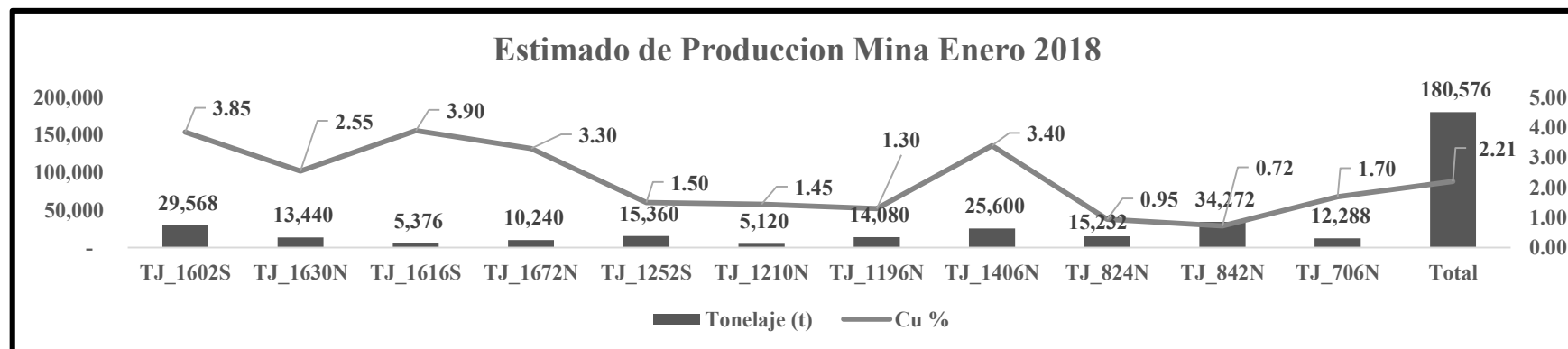
Fuente: Planeamiento SMEB.

Anexo 6: Estimación de Producción Diciembre 2017



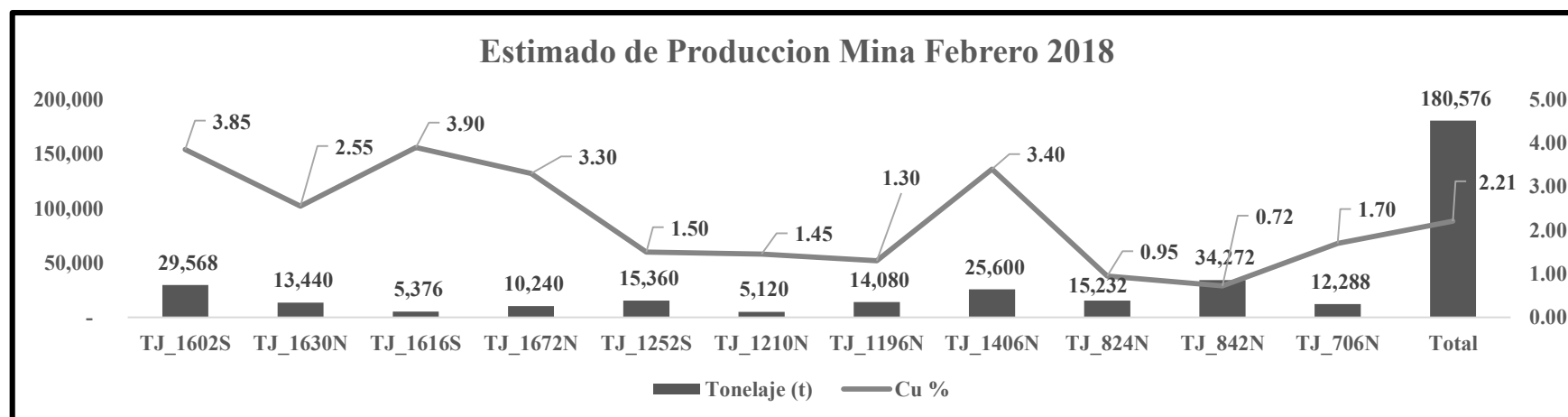
Fuente: Planeamiento SMEB.

Anexo 7: Estimación de Producción Enero 2018



Fuente: Planeamiento SMEB.

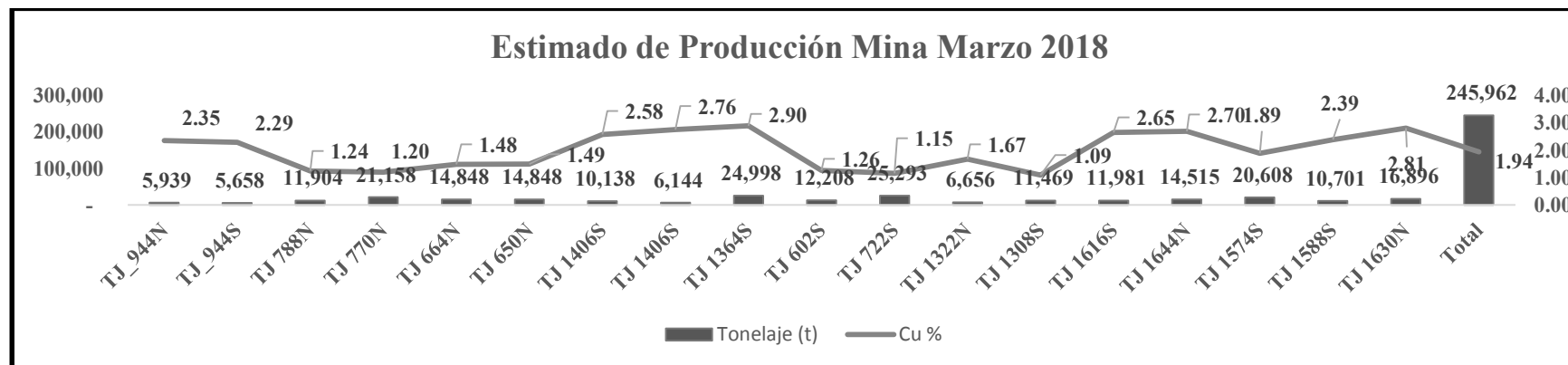
Anexo 8: Estimación de Producción Febrero 2018



Fuente: Planeamiento SMEB.

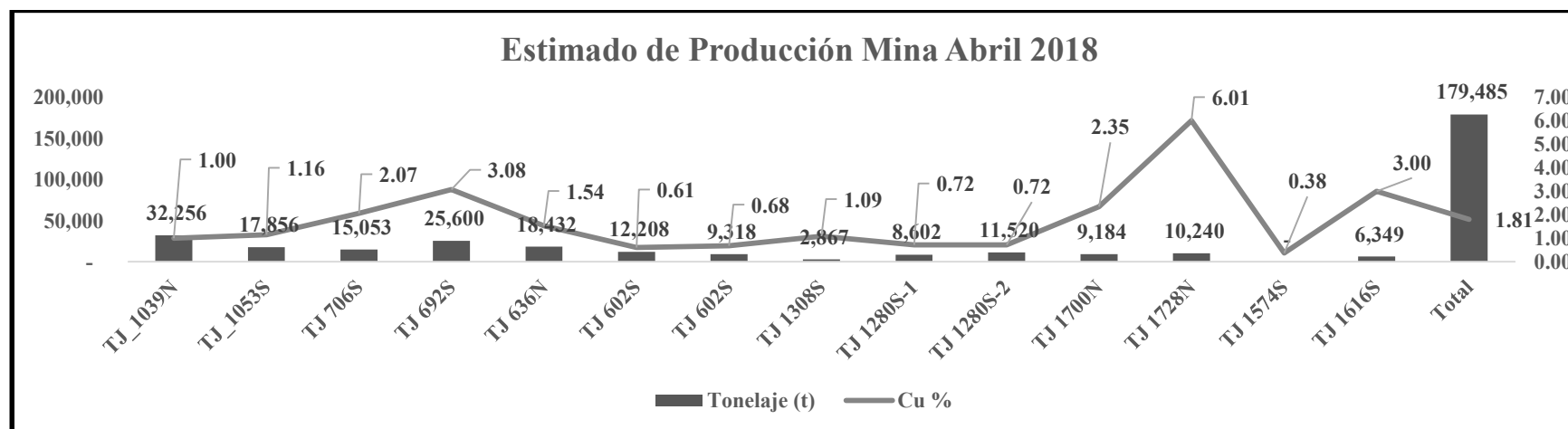


Anexo 9: Estimación de Producción Marzo 2018



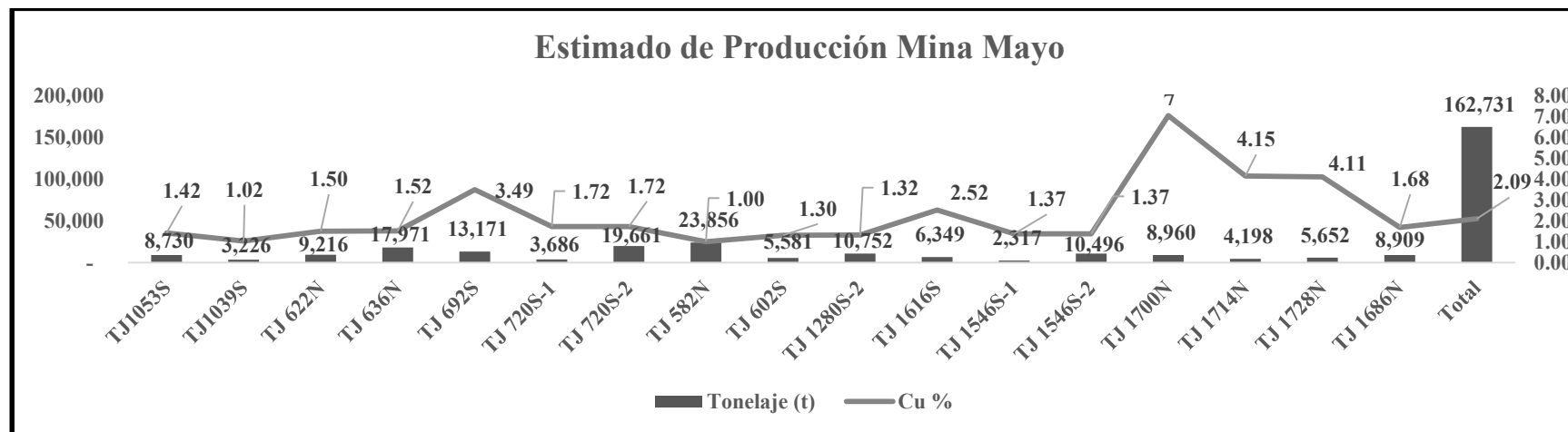
Fuente: Planeamiento SMEB.

Anexo 10: Estimación de Producción Abril 2018



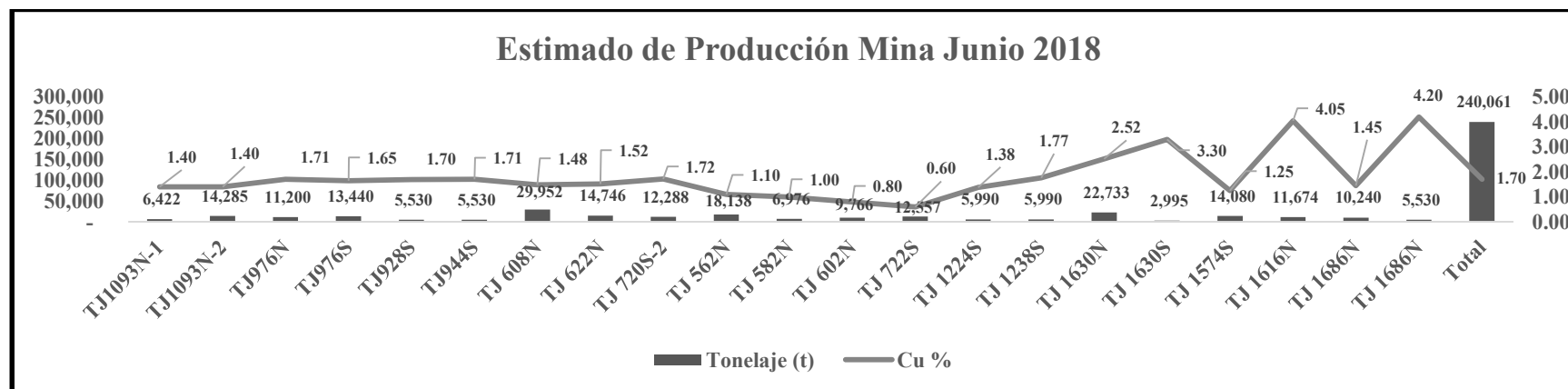
Fuente: Planeamiento SMEB.

Anexo 11: Estimación de Producción Mayo 2018



Fuente: Planeamiento SMEB.

Anexo 12: Estimación de Producción Junio 2018



Fuente: Planeamiento SMEB.

ANEXO N° 13

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO: “INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE MINERAL APLICANDO MINADO POR SUB-NIVELES CON TALADROS LARGOS EN MANTOS EN LA U.E.A COLQUIJRCA, 2018 – SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.”

FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	POBLACIÓN Y MUESTRA	METODOLOGÍA
<p><u>Problema General:</u> ¿De qué manera mejorará la producción de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal?</p> <p><u>Problemas Específicos:</u> ¿De qué manera aumentará los niveles de productividad de al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera el Brocal? ¿De qué manera se ven afectados los costos de producción de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal?</p>	<p><u>Objetivo General:</u> Aumentar la producción de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal.</p> <p><u>Objetivos Específicos :</u> Variación de los niveles de productividad de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal. Evaluar los costos de producción de mineral al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal.</p>	<p><u>Hipótesis General:</u> Al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos se aumentará la producción de mineral en la Sociedad Minera El Brocal.</p> <p><u>Hipótesis Específicos :</u> Los niveles de productividad de variarían al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal. Los costos de producción de mineral se reducirán al aplicar el método por subniveles con taladros largos en mantos en la Sociedad Minera El Brocal.</p>	<p><u>Independientes:</u> Método por subniveles con taladros largos en mantos</p> <p><u>Dependientes:</u> Incremento de la Producción de Mineral</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Productividad. - Niveles de producción. - Tecnología. - Rendimientos equipos. - Propiedades Geomecánicas. - Costo de producción. - Dilución. - Recuperación. - Seguridad. - VAN, TIR. 	<p><u>POBLACIÓN:</u> Cuatro blocks mineralizados de la Mina Marcapunta Norte, Sociedad Minera El Brocal S.A.A.</p> <p><u>MUESTRA:</u> Las muestras a las que se les hará el seguimiento serán al Block mineralizado 9022.</p>	<p><u>TIPO:</u> Investigación descriptiva.</p> <p>NIVEL INVESTIGACIÓN: DE Comparativo.</p> <p><u>DISEÑO:</u> Investigación descriptiva.</p> <p>LINEA INVESTIGACION: DE Método de Explotación Subterráneo.</p>

Fuente: Elaboración Propia.

