

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



BORRADOR DE TESIS

**“EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICA DEL MINADO POR SUB-NIVELES
CON TALADROS LARGOS EN MANTOS-EN LA U.E.A. COLQUIJIRCA –
SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A.”**

PRESENTADO POR:

Bach. RAÚL SULCA ROMERO

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – PERÚ

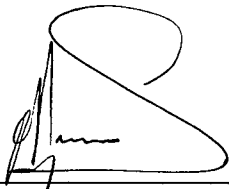
2015

Tesis
M759
Sul
G. 1

“EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL MINADO POR SUB-NIVELES CON TALADROS
LARGOS EN MANTOS - EN LA U.E.A. COLQUIJRCA – SOCIEDAD MINERA EL
BROCAL S.A.A.”

RECOMENDADO : 12 DE OCTUBRE DEL 2015


APROBADO : 30 DE DICIEMBRE DEL 2015



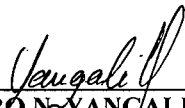
MSc. Ing. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)



Mg. Ing. ANDRÉS PORTUGAL PAZ
(Miembro)

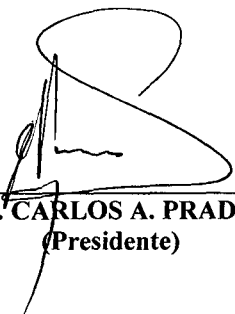


Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)



Ing. FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

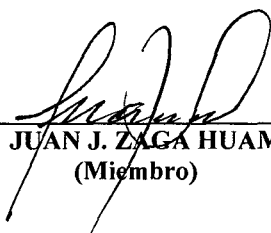
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 30 de diciembre del 2015, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Raúl SULCA ROMERO, con el Borrador de Tesis Titulado “EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL MINADO POR SUB-NIVELES CON TALADROS LARGOS EN MANTOS - EN LA U.E.A. COLQUIJIRCA – SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A.”, fue calificado con la nota de DIECISÉIS (16) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



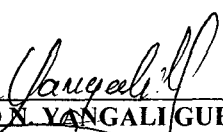
MSc. Ing. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)



Mg. Ing. ANDRES PORTUGAL PAZ
(Miembro)



Ing. JUAN J. ZACA HUAMÁN
(Miembro)



Ing. FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

DEDICATORIA

Con el más sincero cariño a mi madre: ROSULA ROMERO en gratitud a sus sacrificios.

A mis hermanos por su apoyo moral decidido e incondicional.

AGRADECIMIENTOS

Al Ing. Uliarov Palomino Vallejo, por sus enseñanzas.

Al Ing. Víctor Manuel Díaz Hernández, por sus sugerencias.

A mis compañeros y amigos, por su apoyo y colaboración.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	01
AGRADECIMIENTO.....	02
RESUMEN.....	12
INTRODUCCIÓN.....	14

CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Fundamentación del problema.....	16
1.2. Formulación del problema de investigación.....	17
1.3. Objetivos.....	17
1.4. Justificación.....	18
1.5. Alcance.....	18

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación.....	20
2.2 Bases teóricas.....	21
2.2.1 Aspectos Generales de la Mina.....	21
2.2.2. Geología.....	23
2.2.3. La Economía y la Administración.....	25
2.2.4. Evaluación técnica – Económica.....	27
2.2.5. Yacimientos Minerales.....	28

2.2.6. Tipos de yacimiento.....	28
2.2.7. Descripción del manto mineralizado Marcapunta norte	30
2.2.8. Métodos de Minado subterráneo.....	32
2.2.9. Investigaciones básicas del minado masivo tajeos por Subniveles con pilares corridos en mina Marcapunta Norte1	41
2.2.10. Métodos de Evaluación Económica Considerando el Valor del Dinero en el Tiempo.....	55
2.2.11. Productividad.....	59
2.2.12. Optimización de la Producción.....	60
2.3. Variables.....	60
2.4. Operacionalización de las Variables.....	61
2.5. Hipótesis.....	62
2.6. Definición de términos.....	62

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método de investigación.....	67
3.2. Tipo de investigación.....	67
3.3. Nivel de investigación.....	68
3.4. Población.....	68
3.5. Muestra.....	68
3.6. Diseño de la investigación.....	68

¹ Estudio tomada del Trabajo Ganador del Premio Nacional de Minería en la 30 Convención Minera - Geomecánica del minado, tajeos por subniveles con pilares corridos en mina Marcapunta Norte - Sociedad Minera El Brocal.

3.7. Técnicas e instrumentos.....	69
-----------------------------------	----

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. Demostración de las hipótesis.....	71
4.1.1. Demostración de la Hipótesis General.....	71
4.1.2. Demostración de la Hipótesis Específica.....	74
A. Evaluación técnica y Económica del minado en Marcapunta Norte.....	74
B. Minado por subniveles con taladros largos en mantos	91
C. Servicios Auxiliares.....	118
D. Seguridad.....	123
CONCLUSIONES.....	124
RECOMENDACIONES.....	125
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	126
ANEXOS.....	128

LISTADO DE TABLAS

Tabla 01: Reservas Probadas Probables Mina Marcapunta Norte

Tabla 02: Recursos Minerales Marcapunta Norte.

Tabla 03: Dimensiones de cámaras y pilares

Tabla 04: Sistemas de discontinuidades estructurales.

Tabla 05: Sistemas de discontinuidades estructurales.

Tabla 06: Zonificación del yacimiento Marcapunta Norte

Tabla 07: Parámetros de la masa rocosa de la mina Marcapunta Norte

Tabla 08: Operacionalización de la variable independiente.

Tabla 09: Operacionalización de la variable dependiente

Tabla 10: Niveles de producción 2009 – 2011

Tabla 11: Variables de entrada.

Tabla 12: Tabla de evaluación aspectos técnicos de las alternativas de minado.

Tabla 13: Criterios de evaluación de las alternativas de minado.

Tabla 14: Tabla de puntuación

Tabla 15: Criterios de evaluación de las alternativas de minado.

Tabla 16: Tabla de comparación de costos de minado.

Tabla 17: Tabla de cálculo de VAN y el TIR Corte y Relleno.

Tabla 18: Tabla de cálculo de VAN y el TIR Cámaras y Pilares.

Tabla 19: tabla de cálculo de VAN y el TIR Sub Level Stopping.

Tabla 20: Tabla comparación del VAN y el TIR.

Tabla 21: Tabla del costo/beneficio – Corte y Relleno.

Tabla 22: Tabla del Costo/beneficio – Cámaras y Pilares.

Tabla 23: Tabla del Costo/beneficio – Sub Level Stoping.

Tabla 24: Tabla del Estado de pérdidas y ganancias – Corte y Relleno.

Tabla 25: Tabla del Estado de pérdidas y ganancias – Cámaras y Pilares.

Tabla 26: Tabla del Estado de pérdidas y ganancias – Sub Level Stoping

Tabla 27: Dimensiones determinadas de los tajeos.

Tabla 28: Equipos de perforación de frentes.

Tabla 29: Equipos de perforación de taladros largos, metros perforados promedio día.

Tabla 30: Esquema de carguío VCR pasante

Tabla 31: Indicadores de voladura

Tabla 32: Explosivos empleados en la voladura de SLS

Tabla 33: Equipos de limpieza de mineral

Tabla 34: Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de mineral.

Tabla 35: Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de desmonte

Tabla 36: Equipos de limpieza de mineral

Tabla 37: Rendimientos de equipos de transporte de mineral.

Tabla 38: Rendimientos de equipos de transporte de desmonte. Tabla 30:
Costos de relleno.

Tabla 40: Indicadores de seguridad.

LISTADO DE FIGURAS

Figura 01: Ubicación de la Mina Marcapunta Norte

Figura 02: minado por cámaras y pilares mecanizado

Figura 03: Minado por corte y relleno ascendente mecanizado.

Figura 04: Taladros en paralelo.

Figura 05: Taladros en abanico.

Figura 06: Columna lito estratigráfica generalizada del distrito minero de
Colquijirca.

Figura 07: Diagrama estereográfico general.

Figura 08: Diagrama estereográfico general

Figura 09: Diagrama de roseta de discontinuidades general.

Figura 10. Plano Geomecánico del área de Marcapunta Norte.

Figura 11: Niveles de producción 2010.

Figura 12: Niveles de producción 2011. (*) Promedio de producción de enero a Setiembre 2011

Figura 13: Niveles de producción 2009, 2010,2011. (*) Promedio de producción de enero a Setiembre 2011.

Figura 14: Niveles de producción 2009, 2010,2011. (*) Promedio de producción de enero a Setiembre 2011

Figura 15. Vista en 3d del esquema del método de minado tajeo por subniveles con pilares corridos.

Figura 16: Vista en planta del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos.

Figura 17: Vista en perfil del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos.

Figura 18: Vista en perfil del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos dejando un pilar puente en las zonas donde se ha minado con cámaras y pilares en la parte superior.

Figura 19: Vista en perfil del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos dejando pilares escudos para no afectar las galerías de acceso principal de extracción.

Figura 20: Vista en Planta del Block Mineralizado 9303.

Figura 21: Explotación horizontal, crucero superior e inferior. Corte B-B'
Sección Transversal.

Figura 22: Explotación vertical, perforación con taladros para voladura controlada. Corte B-B' Sección Transversal.

Figura 23: Limpieza del mineral roto, mediante scooptram diesel 6y3 a control remoto. Corte B-B' Sección Transversal.

Figura 24: Relleno del tajeo con relleno cementado con agregados (CAF).
Corte B-B' Sección Transversal.

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

Figura 26: Condición inicial de los tajeos primarios (cámaras) y los pilares de mineral a ser recuperados (tajeos secundarios) tanto en vista de planta (izquierda) y sección, antes de iniciar la recuperación de los mismos. Corte A-A' Sección Longitudinal.

Figura 27: Continuación del minado, se aperturan los cruceros superiores e inferior del primer tajeo secundario (primer pilar a recuperar). Corte A-A' Sección Longitudinal.

Figura 28: Se dispara el mineral para su posterior limpieza. Corte A-A' Sección Longitudinal.

Figura 29: El tajeo secundario es rellenado con cemento pobre, en algunos caso previa evaluación, sin cemento. Se rellena el siguiente tajeo primario con relleno cementado. Corte A-A' Sección Longitudinal.

Figura 30: Burden y Espaciamiento.

Figura 31: Malla de perforación taladros radiales.

Figura 32: Malla de perforación taladros en paralelo.

Figura 33: Malla de perforación mixta taladros en paralelo y abanico.

Figura 34: Esquema de carguío VCR.

Figura 35: Diseño de voladura taladros en abanico.

LISTADO DE ANEXOS

Anexo 01: Precios unitarios.

Anexo 02: Reportes.

Anexo 03: Mallas de perforación.

Anexo 04: Planos

RESUMEN

El yacimiento de cobre Marcapunta Norte estaba siendo explotado utilizando el método convencional de cámaras y pilares, y como parte de la ampliación de sus operaciones El Brocal, tenía planeado incrementar la producción de 1000 toneladas por día hasta 4000 toneladas por día de su Mina Marcapunta Norte. Para lograr tal objetivo, se diseñó y se puso en marcha el método de minado masivo tajeo por sub niveles con pilares corridos.

La presente tesis, se realizó con la finalidad de evaluar técnico económicamente, la aplicación del minado por subniveles con taladros largos en mantos, minado masivo cuya aplicación tiene por finalidad incrementar la producción de 1,000 a 4,000 toneladas de mineral de cobre por día. Para esto previamente se realizaron estudios geomecánicos 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.

Durante el desarrollo de la tesis se realizó la evaluación técnica de la aplicación del método de minado masivo, obteniendo un rendimiento de 112.94Tn/h-Gdía, a la par se hizo la evaluación económica, siendo el

costo en dólares por tonelada de 24.53 US\$/Tn, de igual forma se estimó el TIR obteniéndose un 371.57%.

La aplicación del método de minado por subniveles usando taladros largos en mantos de la mina Marcapunta Norte, 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.

INTRODUCCIÓN

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. (en adelante "El Brocal") es una Empresa Minera polimetálica, dedicada a la extracción, concentración y comercialización de minerales polimetálicos: zinc, plomo, cobre y plata. Actualmente La Empresa explota dos minas contiguas: Tajo Norte, operación a tajo abierto que produce minerales de plata, plomo y zinc; y Marcapunta Norte, mina subterránea que produce minerales de cobre.

El presente trabajo se desarrolla en la mina Marcapunta Norte y consta de cuatro capítulos. El Capítulo I, trata sobre el Planteamiento del Problema; el Capítulo II, contiene el Marco Teórico, donde se enfoca los antecedentes de la investigación, las bases teóricas tomadas para desarrollo de la presente tesis, identificación de variables y su Operacionalización; el Capítulo III, trata sobre la Metodología de la Investigación, donde se enfoca el método, nivel, tipo y diseño de la investigación; el Capítulo IV, es sobre el Análisis y Discusión de Resultados, se incluye las conclusiones y recomendaciones.

CAPÍTULO I:
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Fundamentación del problema

El Brocal, en su mina subterránea, produce inicialmente 1000 TMD y desea incrementar su producción a 4000 TMD, para ello viene implementando cambios en la gestión de los procesos mineros desde enero del año 2010, buscando mejorar la productividad de sus trabajos, reducir el costo de sus operaciones y trabajar con estándares aceptables de seguridad. En tal sentido se iniciaron los trabajos de mecanización de la mina, con laboreo de exploración, desarrollo y preparación, teniendo como misión: incrementar las reservas, profundizar la mina y garantizar una producción sostenida. Para lograr el incremento de la producción se necesitan aplicar alternativas de minado inmediatas. Así mismo se tiene la presencia de mantos, que poseen valores económicos, por lo cual es necesario aplicar un método de minado para su explotación, que sea factible técnico y económicamente. El Brocal en su Mina Marcapunta Norte, cuenta con importantes reservas y recursos minerales. Ver Tabla 01 y Tabla 02.

Tabla 01: Reservas Probadas Probables Mina Marcapunta Norte.

Reservas	TMS	Cu (%)	Au (gr/TM)	Ag (oz/TM)	As (%)
Manto mineralizado	7'207,181	2.38	0.42	0.49	0.72
Total	7'207,181	2.38	0.42	0.49	0.72

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

Tabla 02: Recursos Minerales Marcapunta Norte.

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

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

1.2. Formulación del problema de investigación

1.2.1. Problema general

¿Se podría optimizar la producción aplicando el método de minado por subniveles con taladros largos en mantos en la mina Marcapunta Norte?

1.2.2. Problema específico

- ¿Resulta técnicamente y económicamente factible optimizar la producción aplicando el método de minado por subniveles con taladros largos en mantos?
- ¿Existe condiciones en la geotecnia y las propiedades geomecánicas para optimizar la producción.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Optimizar la producción aplicando el método de minado por subniveles con taladros largos en mantos en la mina Marcapunta Norte.

1.3.2. Objetivo Específico

- Evaluar técnicamente y económicamente el método de minado por subniveles con taladros largos en mantos para optimizar la producción.
- Garantizar la geotecnia y propiedades geomecánicas para optimizar la producción.

1.4. Justificación

Para efectos de identificar operaciones económicas, holísticas y funcionales, se estima desarrollar el presente proyecto cuyo objeto es realizar la evaluación del método de minado por subniveles con taladros largos en mantos, teniendo como premisa que el incremento de la producción se dio de 1000 tn/d a 4000 tn/d, es necesario realizar una evaluación técnica y económica del método de minado con la finalidad de mantener e incrementar los niveles de producción, con bajos costos operativos, mayor productividad y estándares aceptables de seguridad.

1.5. Alcance

El alcance del presente trabajo es evaluar técnica y económicamente, a nivel operativo la implementación de un nuevo método de minado en la mina subterránea de la U.E.A. Colquijirca.

El presente estudio se realizó el año 2010 y parte del año 2011.

CAPÍTULO II:
MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

“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”²; 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 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 Sublevel Stopping Cuerpos(SLS)”³; 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

²Trabajo sustentado En la Universidad Nacional de Huamanga año 2007.

³Artículo 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.

por lo tanto extender la vida útil del yacimiento y una mejora en los ingresos de la Empresa.

La aplicación de SLS en mantos es reciente y está en función a las dimensiones de manto.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Aspectos Generales de la Mina

A. Ubicación y acceso

El proyecto minero Marcapunta Norte, está ubicado en el distrito minero de Colquijirca, políticamente se ubica en el distrito de Tinyahuarco, provincia de Cerro de Pasco, departamento de Pasco, Perú, entre las coordenadas (UTM): 8'811,271-N y 361,760-E, a una altitud de 4,300 msnm. (Ver figura 01).

- Lima – La Oroya – Colquijirca: 295 km (Carretera asfaltada)
- Lima – Canta – Huayllay– Colquijirca: 265 km

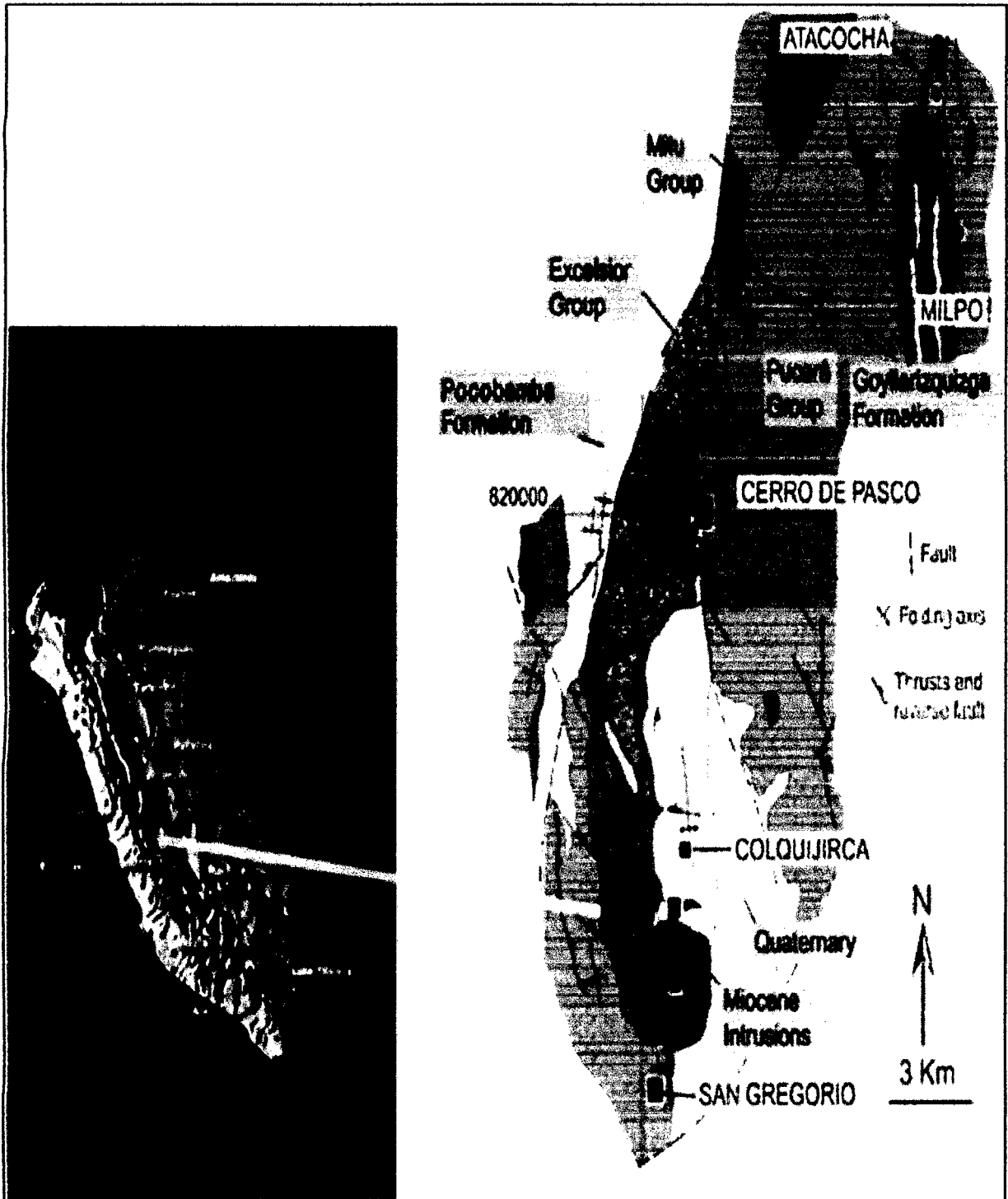


Figura 01: Ubicación de la Mina Marcapunta Norte

B. Clima

Según la división climática de W. Koppen (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.

C. Fauna y Vegetación

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

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

2.2.2. Geología

A. Geología Regional y Local

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

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

B. Geología Estructural

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

Estos depósitos se sitúan en una suerte de sinclinorio con cabalgamiento asociado, en una extensión de unos 35 km. desde Goyllarisquizga por el NNW, hasta Colquijirca por el SSE. Estos sedimentos se hallan flanqueados al Este por un accidente

regional: la Falla Longitudinal. La cuenca terciaria de Cerro de Pasco se situaría al NE de la Línea del Alto Mantaro (Mégard-1979). Este límite separa las altiplanicies sudoccidentales con predominio de pliegues de estilo abierto y con escaso acortamiento, del sector nororiental, en donde los pliegues son más apretados y asociados a numerosas fallas longitudinales.

2.2.3. La Economía y la Administración

A. Teoría Económica

Se entiende por teoría económica cada una de las hipótesis o modelos que pretenden explicar aspectos de la realidad económica. En la teoría económica se distinguen dos enfoques diferenciados:

- Microeconomía.
- Macroeconomía.

La evolución de la teoría económica ha estado ligada al tipo de problema económico prototípico que en cada momento histórico era prototípico en la teorización. Cada escuela consideró un tipo de problema prototípico y desarrolló una línea de pensamiento que pretendía explicar el problema económico prototípico del momento.

B. Teoría Administrativa

En el despuntar del siglo XX, dos ingenieros desarrollaron los primeros trabajos pioneros respecto a la administración. Uno era americano, Frederick Winlow Taylor⁴, y desarrolló la llamada escuela de administración científica, preocupada por aumentar la eficiencia de la industria a través, inicialmente, de la racionalización del trabajo operario. El otro era europeo, Henri Fayol⁵, y desarrolló la llamada teoría clásica preocupada por aumentar la eficiencia de su empresa a través de su organización y de la aplicación de principios generales de la administración con bases científicas. A pesar de que ellos no se hayan comunicado entre sí y hayan partidos de puntos de vista diferentes y aun opuestos, lo cierto es que sus ideas constituyen las bases del llamado enfoque clásico tradicional de la administración, cuyos postulados dominaron aproximadamente las cuatro primeras décadas de este siglo el panorama administrativo de las organizaciones.

⁴ Frederick Wilson Taylor (1856-1915), fundador de la administración científica, nació en Filadelfia, Estados Unidos.

⁵ Henri Fayol (1841 – 1925), padre de la Teoría Clásica de la administración, nació en Constantinopla. se gradúa de Ingeniero de Minas a los 19 años.

2.2.4. Evaluación técnico – Económica

A. Evaluación

Proceso que tiene como finalidad determinar el grado de eficacia y eficiencia, con que han sido empleados los recursos destinados a alcanzar los objetivos previstos, posibilitando la determinación de las desviaciones y la adopción de medidas correctivas que garanticen el cumplimiento adecuado de las metas presupuestadas.

B. Evaluación Técnico

Define la factibilidad técnica de llevar a cabo un proyecto y procura establecer los criterios de diseño que cumplan plenamente con los objetivos y además, con las normas y regulaciones de ingeniería, al menor costo posible. Además busca identificar un diseño que, basado en una tecnología apropiada, sea compatible con la disponibilidad de recursos e insumos en el área de influencia del proyecto.

C. Evaluación Económica

La evaluación económica de proyectos tiene por objetivo identificar las ventajas y desventajas asociadas a la inversión en un proyecto antes y después de la implementación del mismo.

La evaluación económica es un método de análisis útil para adoptar decisiones racionales ante diferentes alternativas.

Es frecuente confundir la evaluación económica con el análisis o evaluación financiera. En este segundo caso se considera únicamente la vertiente monetaria de un proyecto con el objetivo de considerar su rentabilidad en términos de flujos de dinero. Mientras que la evaluación económica integra en su análisis tanto los costos monetarios como los beneficios expresados en otras unidades.

2.2.5. 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.

2.2.6. Tipos de yacimientos

Cuerpos.- Son conocidos también con el nombre de ore bodies, son depósitos irregulares, es decir que no tienen forma ni tamaño definidos, son derivados por reemplazamiento de sulfuros económicos. Las bolsonadas, como también se les llama, pueden estar aislados o constituir un rosario varios depósitos de forma y dimensiones diversas.

Vetas.- Es una fractura de la corteza terrestre que aloja sustancias minerales metálicas y ganga, como consecuencia de

la precipitación de las soluciones hidrotermales. Las vetas son generalmente de forma tabular con gran superficie y un espesor relativamente pequeño.

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

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

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

2.2.7. Descripción del manto mineralizado Marcapunta norte

En Marcapunta Norte, el manto mineralizado tiene altura entre 4 a 30 metros, la longitud varía entre 120 a 150 metros, el ancho varía entre 100 a 140 metros, los hastiales tiene un RMR entre 40 y 50, la mineralización presenta un RMR entre 40 y 55, el mineral tiene un peso específico de 3.20, mientras el desmonte tiene un peso específico de 2.60.

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

brechas sedimentarias e hidrotermales y eventualmente reemplazando algunos clastos de las denominadas “Brechas Mineralizadas”. La pirita II, es cristalizada, menos frecuente, aparentemente post-chert, se presenta como relleno de espacios abiertos y es predecesora del relleno de enargita con cuarzo. La pirita III, es posterior a la enargita y se presenta como aureolas alrededor de ésta. La enargita junto con su polimorfo luzonita, constituye el mineral económico de Cu, se presentan como grandes cristales fibrosos que reemplazan también algunos niveles sedimentarios, o van rellenando espacios abiertos y vetillas; al microscopio, se ve reemplazando a la pirita. La covelita aparentemente hipógena, muy fina, se asocia a calcopirita y parece ser una fase tardía en la secuencia paragenética; El oro nativo, es escaso y tiene una granulometría muy fina – entre 4 y 10 μm – y se asocia a enargita y tenantita, se presenta como inclusiones o rellenando cavidades, también es tardío en la paragénesis.

2.2.8. Métodos de Minado subterráneo

2.2.8.1. Minado por cámaras y pilares

Es un método donde el minado avanza en superficie horizontal o sobre una pequeña gradiente. Se abren múltiples tajeos o cámaras, dejando zonas intactas para que actúen como pilares para sostener la carga vertical. Desde que la dirección de la excavación está en un nivel donde el mineral no fluye por gravedad, por consiguiente: el material debe ser cargado en la cámara donde sea extraído y transportado a un punto donde pueda fluir ya sea por gravedad o por medios mecánicos, a un punto de reunión central para ser extraído. Ver figura 02.



Figura 02: minado por cámaras y pilares mecanizado

2.2.8.2. 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 03.

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.

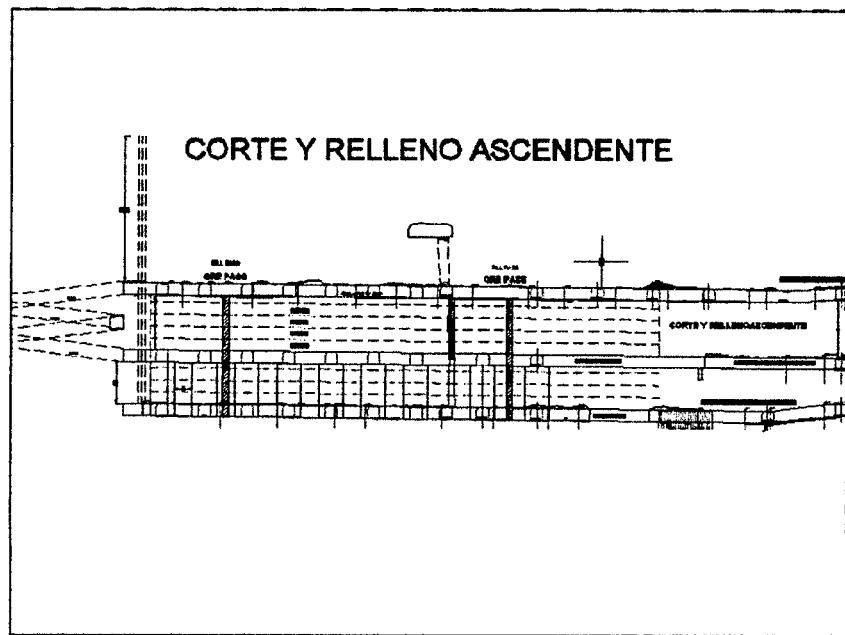


Figura 03: Minado por corte y relleno ascendente mecanizado.

2.2.8.3. Minado por Subniveles con Taladros Largos

Definición 1⁶; 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”.

⁶ Definición tomada del trabajo sustentado por Uliánov 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”. Pág. 42.

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.

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 ⁷; Este método es conocido también con el término “Sublevel Stoping”, 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:

⁷ Definición tomada del trabajo sustentado por Uliánov 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”. Pág.

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

A. 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 04.

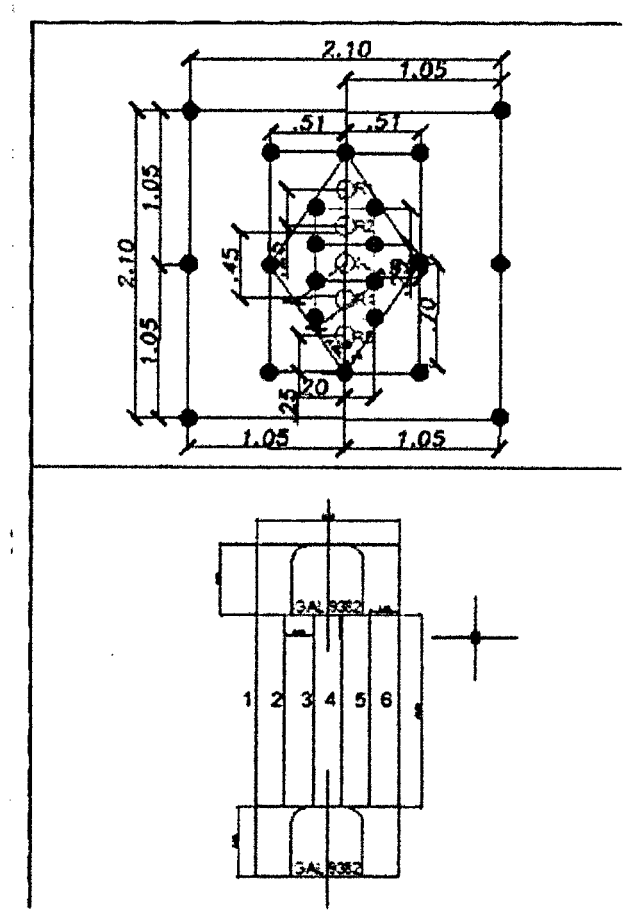


Figura 04: Taladros en paralelo.

B. 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.

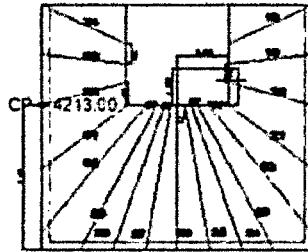
La perforación en forma de abanicos, se realiza desde las galerías de preparación de los subniveles con barras ascendentes, descendentes hacia ambos lados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización. Para disminuir los altos costos por labores de preparación, se intenta que los taladros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

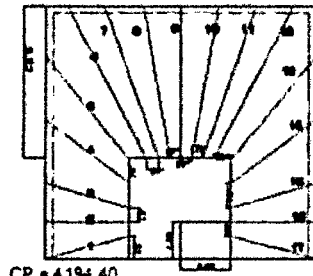
Los diámetros de las brocas para este tipo de método varían entre 51 a 64 mm, la separación entre secciones de perforación oscila entre 1.2 y 1.8 m. El emboquillado, orientación y desviación de los taladros, son algunas de las condiciones operativas para obtener buenos resultados. Por ello, es necesario emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar taladros con longitudes mayores a 25m. Ver figura 05.

SUPERIOR



N° TALADROS	L. PERFORA	N° BARRAS	ANGULO
1	3.60m.	2b + .43m.	25°
2	3.31m.	2b + .21m.	5°
3	3.43m.	2b + .29m.	16°
4	4.15m.	2b + .77m.	37°
5	6.45m.	4b + .30m.	51°
6	6.37m.	4b + .25m.	62°
7	5.97m.	3b + .98m.	71°
8	5.71m.	3b + .81m.	80°
9	5.63m.	3b + .75m.	90°
10	5.71m.	3b + .81m.	80°
11	5.97m.	3b + .98m.	71°
12	6.37m.	4b + .25m.	62°
13	6.45m.	4b + .30m.	51°
14	4.15m.	2b + .77m.	37°
15	3.43m.	2b + .29m.	16°
16	3.31m.	2b + .21m.	5°
17	3.60m.	2b + .43m.	25°
TOTAL	89.71m.		

INFERIOR



N° TALADROS	L. PERFORA	N° BARRAS	ANGULO
1	3.43m.	2b + .29m.	16°
2	3.30m.	2b + .20m.	0°
3	3.43m.	2b + .29m.	16°
4	4.13m.	2b + .76m.	37°
5	5.22m.	3b + .48m.	51°
6	6.75m.	4b + .50m.	63°
7	6.34m.	4b + .23m.	71°
8	6.08m.	4b + .05m.	80°
9	5.99m.	3b + .99m.	90°
10	6.08m.	4b + .05m.	80°
11	6.34m.	4b + .23m.	71°
12	6.75m.	4b + .50m.	63°
13	5.22m.	3b + .48m.	51°
14	4.13m.	2b + .76m.	37°
15	3.43m.	2b + .29m.	16°
16	3.30m.	2b + .20m.	0°
17	3.43m.	2b + .29m.	16°
TOTAL	89.89m.		

Figura 05: Taladros en abanico.

2.2.9. Investigaciones básicas del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos en mina Marcapunta Norte⁸

A. Minado

La Mina Marcapunta Norte se venía explotando por el método de minado “Cámaras y Pilares” cuadrados a un ritmo de producción de 1000 toneladas por día, con una ley promedio de mineral de 2.7% de cobre. Las dimensiones de las cámaras y pilares de explotación se presentan en la Tabla 03. Los factores de seguridad para las dimensiones de cámaras y pilares actuales son de 1.3 para los pilares y 1.5 para el techo.

Tabla 03: Dimensiones de cámaras y pilares

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

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

⁸ Estudio tomada del Trabajo Ganador del Premio Nacional de Minería en la 30 Convención Minera - Geomecánica del minado, tajeos por subniveles con pilares corridos en mina Marcapunta Norte - Sociedad Minera El Brocal.

B. Aspectos Litológicos

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

- Mineral: Conformadas por rocas carbonatadas fuertemente silicificadas, siendo la mena principal la enargita rica en sulfuros (principalmente la pirita).
- Rocas carbonatadas silicificadas: A las que generalizaremos como calizas, presentes en el entorno inmediato de los bloques mineralizados (caja techo, caja piso y costados).
- Marga limo arcilla: Ubicada en la caja techo alejada.
- Vulcanoclásticos: Ubicados en la caja piso alejada.
- Las rocas que estarán directamente relacionadas con la explotación de los Blocks 9303, 9368, 9478 y 9847, serán el mineral y las calizas. En el caso de la caja techo, las calizas por lo general forman un escudo entre el mineral y las margas limoarcilitas.

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 MARCAIPUNTA		Domos y lavas dacíticas o cuarzoalítica	
				TUFO UNISH		Brechas piroclásticas, tobas y lavas	
		INFERIOR	FORMACION POCOBAMBA	MIEMBRO CALERA	SUPERIOR		Dolomías margosas, dolomías interc. Arcillas, limolitas areniscas, chert y mantos de óxidos
					MEDIO (MANTOS MINERALIZADOS)		Al tope arcillitas, margas y calizas margosas con abundante chert. A la base calizas con rizomorfos y arcillas verdes.
					INFERIOR		Intercalaciones arcillitas y calizas margosas rodulos micríticos ostracoides. Bioclastos y rizomorfos. En la base caliza mudstone margosa sedimentos vulcanoclasticos y piroclásticos (tobas riolíticas)
			CONGLOMERADO SHUCO		Brecha sedimentaria de clastos calcareos sub redondeados a sub angulosos del chambara. Escasos niveles de areniscas, areniscas limosas.		
	MESOZOICO	CRETASICO		MIEMBRO CACUAN		Arcillitas limosas, limolita roja, areniscas y brechas conglomeráticas clastos subangulares a subredondeados, cemento calcareo	
		JURASICO	INFERIOR	GRUPO PUCARA	PUCARA OCCIDENTAL		Pucara Occidental – Dolomías beige, brechas intraformacionales y dolomías secundarias.
		TRIASICO	SUPERIOR		FM. CHAMBARA		Formación chambara – Calizas mudstone nodulares. Intercalaciones de calcarenitas biocásticas
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		Pizarras, flitas y cuarcitas		
SOCIEDAD MINERA "EL BROCAL" S. A.A. Mina Colquijirca			DPTO. DE GEOLOGIA	GEOLOGIA CARLOS ANGELES FECHA : Enero del 2006	LAMINA N°		

Figura 06: Columna lito estratigráfica generalizada del distrito minero de Colquijirca.

C. Distribución de discontinuidades

Los resultados de las características de distribución de discontinuidades se resumen en La Tabla 04.

Tabla 04: Sistemas de discontinuidades estructurales.

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

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

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

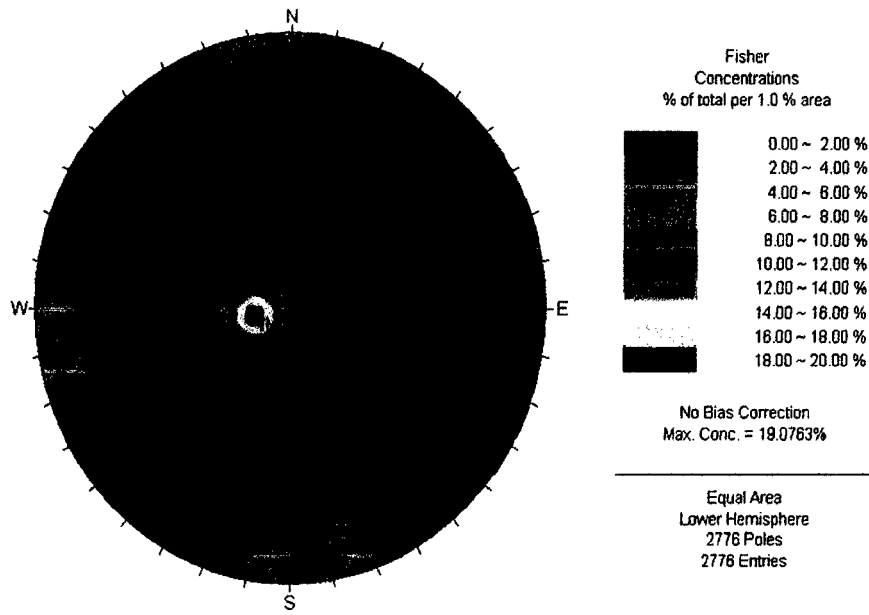
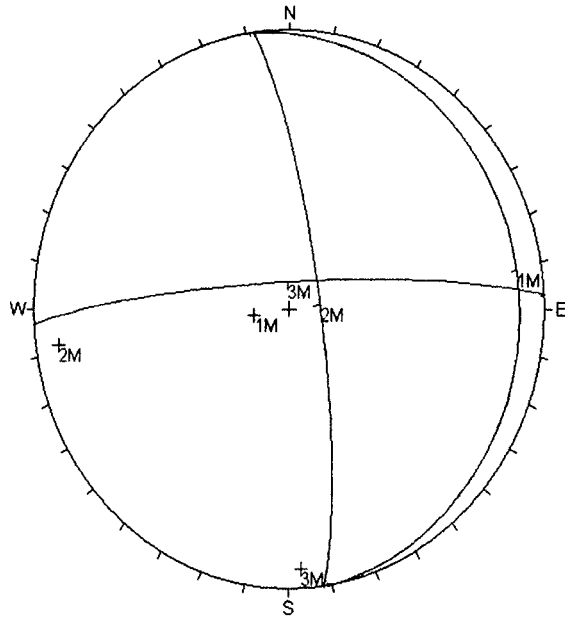


Figura 07: Diagrama estereográfico general.



Orientations	
ID	Dip / Direction
1	11 / 081
2	80 / 082
3	82 / 357

Equal Area
Lower Hemisphere
2776 Poles
2776 Entries

Figura 08: Diagrama estereográfico general.

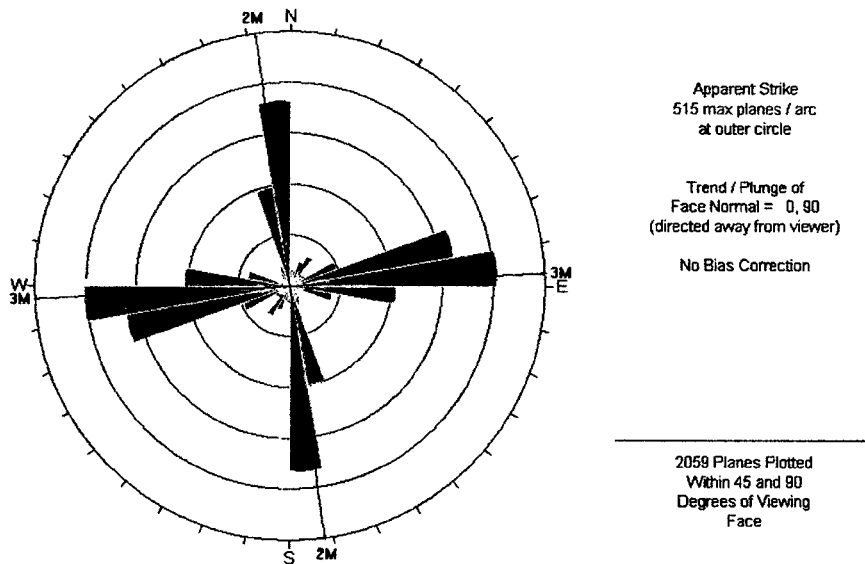


Figura 09: Diagrama de roseta de discontinuidades.

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

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

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

D. Clasificación de la masa rocosa

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

Los resultados de la clasificación geomecánica realizada a partir del mapeo geomecánico de labores subterráneas y del mapeo geotécnico de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, se presentan en La Tabla 05, así como también en el plano geomecánico de la Figura N° 07.

Tabla 05: Clasificación de la Masa Rocosa.

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

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

E. Zonificación de la masa rocosa

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

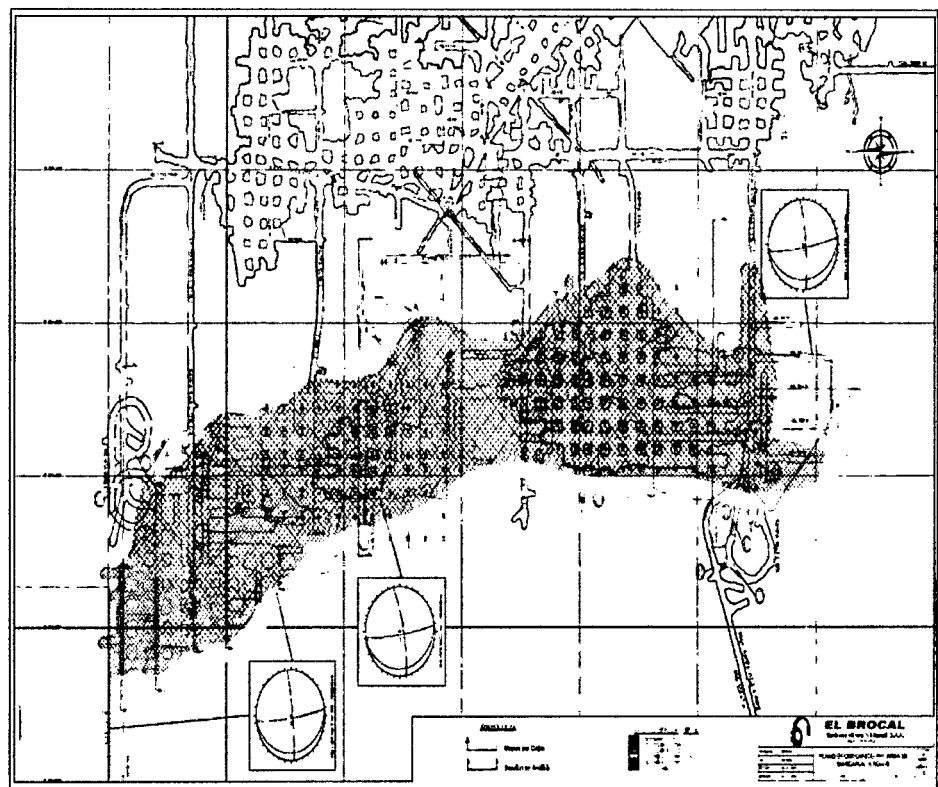


Figura 10. Plano Geomecánico del área de Marcapunta Norte (Ver Anexo 03 - Planos).

Dentro de estas propiedades: la litología, la alteración, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma, son consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la delimitación de las zonas geomecánicas o denominadas también dominios estructurales.

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

De acuerdo a lo indicado, se ha llevado a cabo la zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte en las áreas de los blocks a ser explotados, basada en toda la información que se ha tenido disponible como producto del presente estudio. (Ver Tabla 06, Anexo 03-Planos).

Tabla 06: Zonificación del yacimiento Marcapunta Norte.

Ubicación	RMR Básico	Calidad	Alteración
Block 9303			
Mineral	50	Regular III B	Silz
Caliza	50	Regular III B	Silz
M. Limarc	40	Mala IV A	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	Mala IV A	Arg - Silz
Block 9368			
Mineral	55	Regular III A	Silz
Caliza	50	Regular III B	Silz
M. Limarc	40	Mala IV A	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	Mala IV A	Arg - Silz
Block 9478			
Mineral	58	Buena II	Silz
Caliza	50	Regular III B	Silz
M. Limarc	4	Mala IV A	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	Mala IV A	Arg - Silz
Block 9847			
Mineral	55	Regular III A	Silz
Caliza	50	Regular III B	Silz
M. Limarc	40	Mala IV A	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	Mala IV A	Arg - Silz

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

F. Resistencia de la masa rocosa

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

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

Como en el mapeo geomecánico fueron observadas mayormente condiciones húmedas de presencia de agua, los valores de calidad RMR corresponden a los valores de GSI (Índice de Resistencia Geológica).

En La Tabla 07, se presentan los parámetros de resistencia de la masa rocosa, los mismos que deberán ser utilizados para los cálculos de diseño.

Tabla 07: Parámetros de la masa rocosa de la mina Marcapunta Norte.

Bloque	Litología	RMR	GSI	σ_{ci} (Mpa)	Factor de Daño (D)	MR	E_i (Mpa)	Profundidad (m)	Peso Especifico (MN /m3)	m_i	Em (Mpa)	mmr	Smr	σ_{ci} (Mpa)	Poisson V
9303	Mineral	50	45	80	0.20	-	57.425	130	0.030	15	9570.7	1.69	0.0014	13.6	0.24
	Caliza	50	45	60	0.10	800	48.000	130	0.027	16	9278.6	1.64	0.0018	10.09	0.25
	Vulcan	40	35	40	0.00	300	12.000	130	0.022	8	1360.9	0.79	0.0007	4.44	0.3
	Dacita	40	35	40	0.00	400	16.000	130	0.025	20	1814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
9368	Mineral	55	50	100	0.20	-	57.425	110	0.030	15	13279.7	2.06	0.0026	19.08	0.24
	Caliza	50	45	60	0.10	900	54.000	110	0.027	13	10438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	Marga	38	33	20	0.00	200	4.000	110	0.025	8	396.4	0.73	0.0006	2.11	0.3
	Vulcan	40	35	40	0.00	300	12.000	110	0.022	8	1360.9	0.79	0.0007	4.44	0.3
	Dacita	40	35	40	0.00	400	16.000	110	0.025	20	1814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
9478	Mineral	58	53	100	0.20	-	57.425	110	0.030	15	15991.0	2.32	0.0037	20.44	0.24
	Caliza	50	45	60	0.10	900	54.000	110	0.027	13	10438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	Vulcan	40	35	40	0.00	300	12.000	110	0.022	8	1360.9	0.79	0.0007	4.44	0.3
	Dacita	40	35	40	0.00	400	16.000	110	0.025	20	1814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
9847	Mineral	55	50	90	0.20	-	57.425	110	0.030	15	13279.7	2.06	0.0026	17.17	0.24
	Caliza	50	45	60	0.10	900	54.000	110	0.027	16	10438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	Marga	38	33	20	0.00	200	4.000	110	0.025	8	396.4	0.73	0.0006	2.11	0.3
	Vulcan	40	35	40	0.00	300	12.000	110	0.022	8	1360.9	0.79	0.0007	4.44	0.3
	Dacita	40	35	40	0.00	400	16.000	110	0.025	20	1814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28

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

G. Condiciones de agua subterránea

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

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

No hay evidencias de la presencia de nivel freático.

2.2.10. Métodos de Evaluación Económica Considerando el Valor del dinero en el Tiempo

Para aplicar estos métodos es necesario establecer los flujos de caja a lo largo de la vida económica del proyecto. Existen dos métodos fundamentales:

- El valor actual neto (VAN).
- La tasa interna de retorno (TIR).

A. 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 de 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:

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

Dónde:

CF_i = 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.

B. 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).

$$VAN = 0 = \frac{\sum(CF_i)}{(1+i)^n} - I_0 \quad \dots \text{Ecuación (2)}$$

TIR; 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 $TIR > ik$, el proyecto es factible.

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

Si $TIR = ik$, neutral.

2.2.11. 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.

2.2.12. 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.

2.3. Variables

A. Variable Dependiente.

- Producción.

Indicadores:

- Productividad.
- Niveles de producción.
- Tecnología.

B. Variable Independiente:

- Minado masivo tajeos por subniveles con taladros largos.

Indicadores:

- Rendimientos equipos.

- Propiedades Geomecánicas.
- Aspectos geotécnicos
- Costo de producción.
- Dilución.
- Recuperación.
- Seguridad.
- VAN, TIR.

2.4. Operacionalización de las Variables

Tabla 08: Operacionalización de la variable independiente.

Variable Independiente	Minado masivo tajeos por subniveles con taladros largos.
Definición Conceptual	Técnica de explotación mineral con taladros de entre 8 - 18 metros de longitud.
Definición Operacional	Taladros que sirven para el carguío, para un minado masivo.
Dimensiones	Técnico operativo.
Indicadores	Longitud de taladro, diámetro de taladro, índice de perforación (TM/metro).

Tabla 09: Operacionalización de la variable dependiente.

Variable Dependiente	Producción.
Definición Conceptual	Tonelaje de mineral extraído de los tajeos.
Definición Operacional	Tonelaje de mineral de cobre extraído con leyes de 2.2 % de Cu.
Dimensiones	Técnico operativo.
Indicadores	Productividad, eficacia.

2.5. Hipótesis

2.5.1. Hipótesis general

El minado por subniveles con taladros largos en mantos, favorece la optimización de la producción en la Mina Marcapunta Norte al concluir tercer trimestre del año 2011.

2.5.2. Hipótesis específicas

El minado por subniveles con taladros largos en mantos favorece técnicamente y económicamente la optimización de la producción en la Mina Marcapunta Norte.

2.6. 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 hidráulica especialmente diseñada 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: Orificio perforado con la finalidad de colocar una 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 está 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 barrenos: 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.

Rendimiento: Es la proporción entre el producto o el resultado obtenido y los medios utilizados.

CAPÍTULO III
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método de investigación

- a) En forma general se empleará el método científico. “Una teoría científica es un conjunto de conceptos, incluyendo abstracciones de fenómenos observables y propiedades cuantificables, junto con reglas (leyes científicas) que expresan las relaciones entre las observaciones de dichos conceptos. Una teoría científica se construye para ajustarse a los datos empíricos disponibles sobre dichas observaciones, y se propone como un principio o conjunto de principios para explicar una clase de fenómenos.

Una teoría científica es un tipo de teoría deductiva, ya que su contenido (es decir, los datos empíricos) puede expresarse dentro de un sistema formal de la lógica cuyas reglas elementales (es decir, las leyes científicas) se toman como axiomas. En una teoría deductiva, cualquier sentencia que es una consecuencia lógica de una o más de los axiomas es también una sentencia de la teoría”.

- b) El método específico a emplear es el de analítico y sintético.

3.2. Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicada, tiene una orientación tecnológica, dado que busca generar conocimientos o métodos dirigidos al sector productivo minero con el fin de mejorarlo y hacerlo más eficiente.

3.3. Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo, porque busca medir y/o evaluar diversos aspectos, dimensiones o componentes del fenómeno a investigar. Es decir, en el presente estudio seleccionaremos una serie de indicadores y mediremos cada una de ellas independientemente para así describir lo que se investiga.

3.4. Población

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

3.5. Muestra

Se tomará como muestra 01 block mineralizado:

Mina	Sector	Block
Marcapunta Norte	Sur	9303

3.6. Diseño de la investigación



Dónde:

M: Muestra

O: Variables

3.7. Técnicas e instrumentos

Para la evaluación técnica y económica del minado por sub-niveles con taladros largos en mantos, la técnica de recolección de datos, será mediante los siguientes registros:

- Reporte de equipos.
- Reporte diario de operación.
- Reporte de suministros.
- Registro cumplimiento de avances y producción.
- Registro de indicadores, rendimientos.
- Otros.

CAPÍTULO IV:
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. Demostración de las hipótesis

4.1.1. Demostración de la Hipótesis General

Se realizó el seguimiento de los niveles de producción antes y durante la aplicación del método de minado Tajeos por subniveles con taladros largos en mantos, donde se logró obtener los resultados que se muestran en los figura 11, 12, 13, 14, y la Tabla 10.

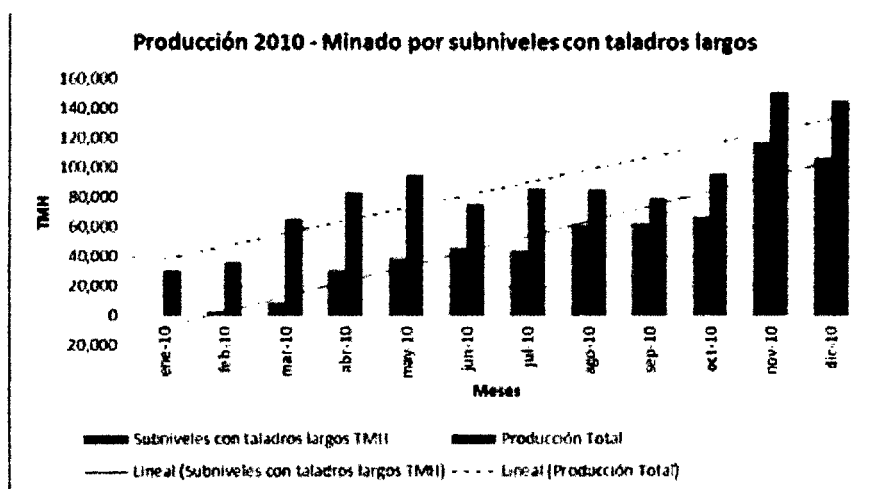
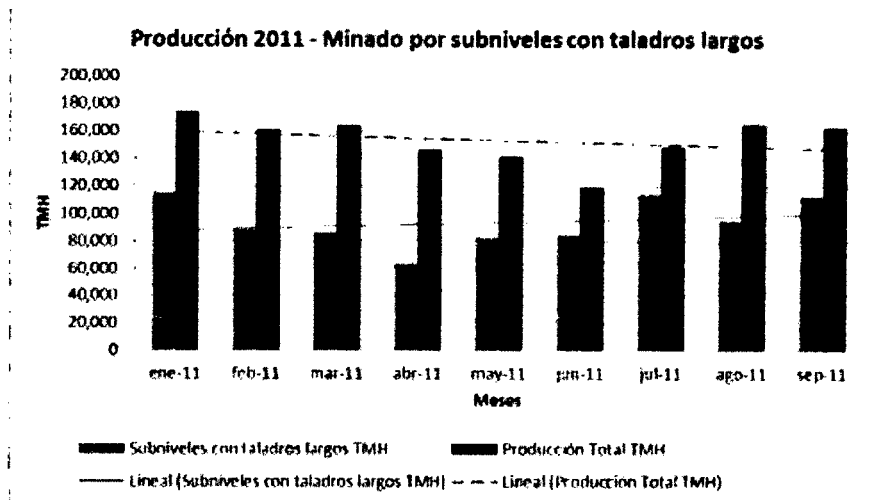
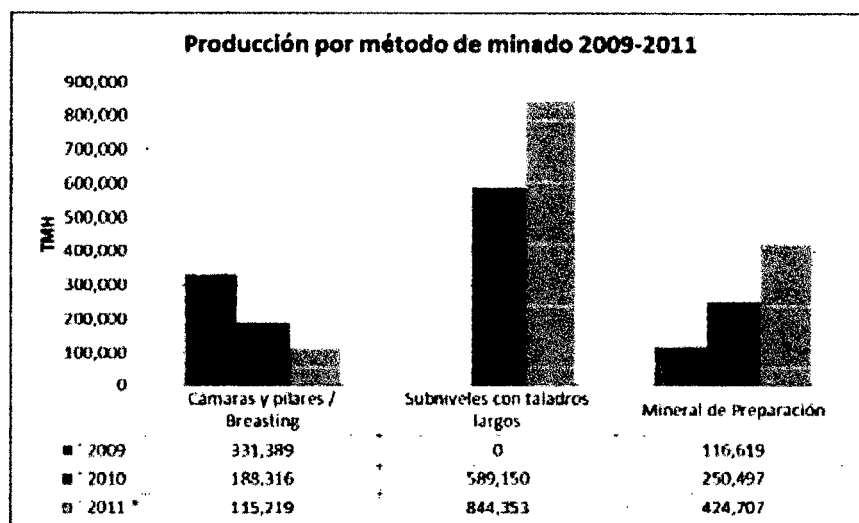


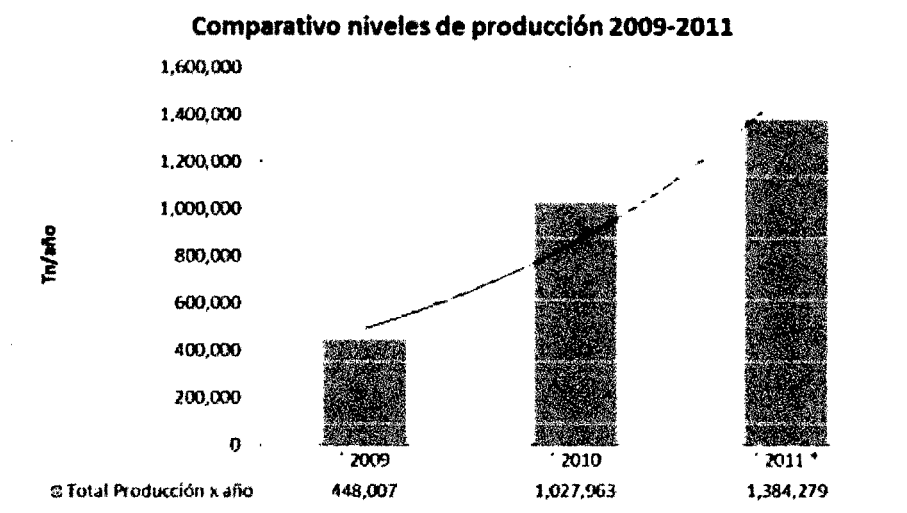
Figura 11: Niveles de producción 2010.



**Figura 12: Niveles de producción 2011.
(* Promedio de producción de enero a Setiembre 2011.**



**Figura 13: Niveles de producción 2009, 2010, 2011.
(* Promedio de producción de enero a Setiembre 2011.**



**Figura 14: Niveles de producción 2009, 2010, 2011.
(*) Promedio de producción de enero a Setiembre 2011.**

Tabla 10: Niveles de producción 2009 - 2011

Método de Minado	2009	2010	2011 *
Cámaras y pilares / Breasting	331,389	188,316	115,219
Subniveles con taladros largos	0	589,150	844,353
Mineral de Preparación	116,619	250,497	424,707
Total Producción x año	448,007	1,027,963	1,384,279
	X1	X2	X3

Dónde:

$$X1 < X2 < X3$$

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

4.1.2. Demostración de la Hipótesis Específica

A. Evaluación técnico y Económica del minado en Marcapunta Norte

a. Variables de entrada

Para evaluar técnica y económicamente el minado en Marcapunta norte, resulta necesario identificar las variables de entrada, que se muestran en la Tabla 11.

Tabla 11: Variables de entrada.

Variables de entrada	Consideraciones de entrada
Características del manto	
Tipo de mineralización	Manto
Minerales	Cobre
Roca encajonate	Caliza, competente
Leyes Cu	1.8
RMR - Mineral.	≥50
RMR – Cajas.	≥60
Densidad mineral.	3.20 ton/m ³
Densidad desmonte	2.80 ton/m ³
Ancho del manto (m)	3 a 40
Longitud del manto (m)	120
Altura (m)	180
Buzamiento	80° a 90°
Presencia de agua.	≤0.1 lt / seg
Recursos humanos:	
Maestros y operadores de equipo	≥ 3 Años de experiencia
Ayudantes	≥ 1 Años de experiencia
Maquinaria y/o equipo:	
Equipo perforación Producción	Rend. Horario (22 m/hr)
Equipo perforación prep y desar	Avance. (2.90)
Equipo limpieza 6.0 yd ³	Rend. Horario (70 ton/hr)
Materiales e insumos	
Anfo	Sin restricción.
Pernos de sostenimiento.	Longitud de perno 7 pies.
Aire.	190 bar
Brocas Retractil (53mm)	Vida útil 251 m.
Juego Barra ST T38 - RD35- T38X 5'	Vida útil 2850 m.
Otros	
Seguridad.	Cumplimiento del reglamento.
Capital disponible.	Sin limitación – intangible.

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

b. Criterios de Evaluación

Para realizar una evaluación confiable, es necesario establecer los SIGUIENTES criterios de evaluación:

- **Beneficio / costo:** ≥ 1.0
- **Seguridad:** El método de explotación a elegir debe contemplar y cumplir con los estándares, procedimientos, normas de seguridad estipuladas por ley.
- **Recuperación:** El método de explotación a elegir debe tener un Porcentaje de recuperación optima ($\geq 80\%$).
- **Dilución:** En lo posible la dilución debe estar dentro de los parámetros permisibles para cada método (Aprox. 15%).
- **Producción:** Debe de estar dentro del margen de 4500 ton / mes en función al programa mensual.
- **Necesidad mínima de recursos humanos:** Se buscara un rendimiento óptimo que este dentro del rango de 70 ton/ h-gdía.

- **Necesidad mínima de equipos y/o maquinarias:**

El método a elegirse debe estar en función a los equipos existentes en la unidad.

c. Restricciones

- La producción deberá de ser de 4000 ton por día, para reemplazar los tajos de gran volumen de producción.

d. Evaluación técnica del minado en mina Marcapunta Norte.

Para realizar la evaluación técnica del minado en mina Marcapunta Norte, se han considerado los principales aspectos técnicos. Se realiza la evaluación del minado por subniveles con taladros largos, minado por cámaras y pilares mecanizado, y minado por Corte y Relleno Ascendente Mecanizado. Ver Tabla 12.

Tabla 12: Tabla de evaluación aspectos técnicos de las alternativas de minado.

Item	Unidad	Minado por corte y relleno ascendente mecanizado	Minado por camaras pilares por camaras pilares cuadrados	Minado por subniveles con taladros largos
Producción :				
Dias Trabajados	Dias	25.00	25.00	25.00
Nº tajeos a disparar x día	tajeos	3.00	3.00	3.00
Rotura por Disparo	Tn	345.60	204.80	960.00
Nº Disparo por día x Tajeo	Disp.	2.00	2.00	2.00
Tonelaje Roto por guardia	Tn	1,036.80	614.40	2,880.00
Tonelaje Roto por Mes	Tn	62,208.00	36,864.00	172,800.00
Productividad:	Tn/ H-Guardía	50.58	31.51	112.94
Tareas en Perforación	H-Guardia	13.50	13.50	13.50
Tareas en Voldura	H-Guardia	4.00	4.00	6.00
Tareas en Limpieza	H-Guardia	3.00	2.00	4.00
Tareas en Servicios	H-Guardia	2.00	2.00	2.00
Total Tareas	H-Guardia	20.50	19.50	25.50
Recuperación:				
Tonelaje Tajeo	Tms	23,040.00	34,560.00	38,400.00
Recuperación	%	0.83	0.85	0.95
Tonelaje Recuperado	Tms	19,123.20	29,376.00	36,480.00
Dilución:	%	0.90	0.95	0.95

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

En función a los criterios de evaluación, se ha establecido la calificación, con lo cual se ha determinado si el método de minado cumple o no con lo requerido.

Ver Tabla 13.

Tabla 13: Criterios de evaluación de las alternativas de minado.

Criterio	Calificación	Minado por corte y relleno ascendente mecanizado	Minado por cámaras y pilares	Minado por subniveles con taladros largos
Beneficio/ Costo	Rentable	Pasa	Pasa	Pasa
Seguridad	Buena	Pasa	Pasa	Pasa
Productividad	Regular	Pasa	Pasa	Pasa
Tiempo	No Cumple Cronograma	No Pasa	No Pasa	Pasa
Recuperación	Buena	Pasa	Pasa	Pasa

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

Partiendo de criterios deseados, se ha elaborado una tabla de puntuación, donde se ha establecido puntaje de entre 0 a 10, para multiplicarlos con el factor de ponderación, de esa forma se obtiene la calificación final que indicara que método de minado obtuvo mejor puntuación, en consecuencia resulta elegido. Ver Tabla 14 y 15.

Tabla 14: Tabla de puntuación.

Tabla de Puntuación	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	Deficiente		Regular		Aceptable		Superior		Excelente	

Tabla 15: Criterios de evaluación de las alternativas de minado.

Criterios Deseados	Factor de Ponderación	Minado por corte y relleno ascendente mecanizado		Minado por cámaras y pilares		Minado por subniveles con taladros largos	
		Puntuación	Ponderado	Puntuación	Ponderado	Puntuación	Ponderado
Beneficio/Costo	10	10	100	8	80	10	100
Seguridad	10	9	90	8	80	9	90
Costo/ ton	10	8	80	8	80	10	100
Productividad	10	6	60	7	70	10	100
Dilución	9	10	90	9	81	7	63
% Recuperación	9	9	81	8	72	7	63
Tiempo de Explotación	8	5	40	8	64	10	80
Producción	8	7	56	8	64	10	80
Tiempo de preparación	8	10	80	8	64	7	56
Mecanización	7	6	42	7	49	10	70
Total	89		719		704		802
Orden			2do		3ro		1ro

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

e. Evaluación económica del minado en mina Marcapunta Norte.

COSTOS.- En función a la información histórica, referente e información actual, se ha realizado el análisis comparativo de los costos para cada método de minado; con lo cual se concluye que la aplicación del método de

minado por subniveles con taladros largos en mantos tiene el costo menor, Ver Tabla 16.

Para llegar a determinar estos costos, se ha revisado las estructuras de precios unitarios para cada actividad. Ver Anexo 01.

Tabla 16: Tabla de comparación de costos de minado.

Item	Unidad	Minado por corte y relleno ascendente mecanizado	Minado por cámaras y pilares mecanizado	Minado por subniveles con taladros largos
Preparación y Desarrollo	US\$/Tm	9.1	13.77	6.25
Explotación	US\$/Tm	11.7	12.78	5.3
Transporte	US\$/Tm	2.3	2.3	1.87
Sostenimiento	US\$/Tm	4.63	6.67	4.92
Servicios auxiliares	US\$/Tm	2.31	4	3.25
Planilla	US\$/Tm	0.1	0.1	0.1
Materiales	US\$/Tm	1.14	1.03	1.25
Energía	US\$/Tm	1.42	1.1	1.59
Total Costos Mina	US\$/Tm	32.71	41.74	24.53

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

VAN Y TIR.- De igual forma se calculó en VAN y el TIR para cada método, con lo cual se reafirma que la aplicación del Minado por subniveles con taladros largos en mantos, resulta siendo la mejor opción. Ver Tabla 17, 18 y 19 el detalle de los cálculos.

Tabla 17: Tabla de cálculo de VAN y el TIR CORTE Y RELLENO

		CORTE Y RELLENO											
		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Tasa	10%				386,595	386,595	386,595	386,595	386,595	386,595	386,595	386,595	386,595
				-8,000,000	28,994,634	28,994,634	28,994,634	28,994,634	28,994,634	28,994,634	28,994,634	28,994,634	28,994,634
					500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000
					29,494,634	29,494,634	29,494,634	29,494,634	29,494,634	29,494,634	29,494,634	29,494,634	29,494,634
					432,377	432,377	432,377	432,377	432,377	432,377	432,377	432,377	432,377
					4,940,686	4,940,686	4,940,686	4,940,686	4,940,686	4,940,686	4,940,686	4,940,686	4,940,686
					889,169	889,169	889,169	889,169	889,169	889,169	889,169	889,169	889,169
					1,119,658	1,119,658	1,119,658	1,119,658	1,119,658	1,119,658	1,119,658	1,119,658	1,119,658
					387,017	387,017	387,017	387,017	387,017	387,017	387,017	387,017	387,017
					664,460	664,460	664,460	664,460	664,460	664,460	664,460	664,460	664,460
depreciacion	30%				0	0	0	0	0	1	2	3	4
					0	0	0	0	0	1	2	3	4
impuest renta	18%				8,433,367	8,433,367	8,433,367	8,433,367	8,433,367	8,433,369	8,433,371	8,433,373	8,433,375
					21,061,268	21,061,268	21,061,268	21,061,268	21,061,268	21,061,268	21,061,264	21,061,262	21,061,260
					(8,698,390)	(8,698,390)	(8,698,390)	(8,698,390)	(8,698,390)	(8,698,390)	(8,698,390)	(8,698,390)	(8,698,390)
varia inversion	1%				12,362,877	12,362,877	12,362,877	12,362,877	12,362,877	12,362,875	12,362,873	12,362,871	12,362,869
					(5,219,034)	(5,219,034)	(5,219,034)	(5,219,034)	(5,219,034)	(5,219,034)	(5,219,034)	(5,219,034)	(5,219,034)
					8,698,390	8,698,390	8,698,390	8,698,390	8,698,390	8,698,390	8,698,390	8,698,390	8,698,390
					15,842,233	15,842,233	15,842,233	15,842,233	15,842,233	15,842,231	15,842,229	15,842,227	15,842,225
					-1,500,000	-1,515,000	-1,530,150	-1,545,452	-1,560,906	-1,576,515	-1,592,280	-1,608,203	-1,624,285
					8,000,000	14,342,233	14,327,233	14,312,083	14,296,782	14,281,327	14,265,716	14,249,949	14,234,024
					8,000,000	14,342,233	14,327,233	14,312,083	14,296,782	14,281,327	14,265,716	14,249,949	14,234,024
VAN					74,299,613								
TIR					179.16%	10%							

Tabla 18: Tabla de cálculo de VAN y el TIR CAMARAS Y PILARES

		CAMARAS Y PILARES											
		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
			2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021
Tasa	10%	Producción TM		221,184	221,184	221,184	221,184	221,184	221,184	221,184	221,184	221,184	221,184
		Ingreso por venta de Mineral	-8,000,000	22,339,584	22,339,584	22,339,584	22,339,584	22,339,584	22,339,584	22,339,584	22,339,584	22,339,584	22,339,584
		costos de ventas		500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000
		Ingresos		22,839,584	22,839,584	22,839,584	22,839,584	22,839,584	22,839,584	22,839,584	22,839,584	22,839,584	22,839,584
		Preparación y Desarrollo		2,603,336	2,603,336	2,603,336	2,603,336	2,603,336	2,603,336	2,603,336	2,603,336	2,603,336	2,603,336
		Explotación		2,384,364	2,384,364	2,384,364	2,384,364	2,384,364	2,384,364	2,384,364	2,384,364	2,384,364	2,384,364
		Transporte		508,723	508,723	508,723	508,723	508,723	508,723	508,723	508,723	508,723	508,723
		Sostenimiento		1,032,929	1,032,929	1,032,929	1,032,929	1,032,929	1,032,929	1,032,929	1,032,929	1,032,929	1,032,929
		Servicios auxiliares		774,144	774,144	774,144	774,144	774,144	774,144	774,144	774,144	774,144	774,144
		Costo relleno		305,621	305,621	305,621	305,621	305,621	305,621	305,621	305,621	305,621	305,621
depreciacion	30%			0	0	0	0	0	1	2	3	4	
				0	0	0	0	0	1	2	3	4	
		Total costos		7,609,117	7,609,117	7,609,117	7,609,117	7,609,117	7,609,119	7,609,121	7,609,123	7,609,125	
impuest renta	18%												
		EBITDA		15,230,467	15,230,467	15,230,467	15,230,467	15,230,467	15,230,465	15,230,463	15,230,461	15,230,459	
		Depreciacion		(6,701,875)	(6,701,875)	(6,701,875)	(6,701,875)	(6,701,875)	(6,701,875)	(6,701,875)	(6,701,875)	(6,701,875)	
varia inversion	1%			8,528,592	8,528,592	8,528,592	8,528,592	8,528,592	8,528,590	8,528,588	8,528,586	8,528,584	
		Impuesto a la renta (Participaciones)		(4,021,125)	(4,021,125)	(4,021,125)	(4,021,125)	(4,021,125)	(4,021,125)	(4,021,125)	(4,021,125)	(4,021,125)	
		Depredacion		6,701,875	6,701,875	6,701,875	6,701,875	6,701,875	6,701,875	6,701,875	6,701,875	6,701,875	
		NOPAT		11,209,342	11,209,342	11,209,342	11,209,342	11,209,342	11,209,340	11,209,338	11,209,336	11,209,334	
		Inversion (RB, Sub Estacion, ETC)		-1,500,000	-1,515,000	-1,530,150	-1,545,452	-1,560,906	-1,576,515	-1,592,280	-1,608,203	-1,624,285	
		Flujo de caja libre	(8,000,000)	9,709,342	9,694,342	9,679,192	9,663,891	9,648,436	9,632,825	9,617,058	9,601,133	9,585,049	
		Flujo de caja libre	(8,000,000)	9,709,342	9,694,342	9,679,192	9,663,891	9,648,436	9,632,825	9,617,058	9,601,133	9,585,049	
		VAN		47,618,681									
		TIR		121.12%	10%								

Tabla 17: Tabla de cálculo de VAN y el TIR SUBLEVEL STOPING

		SUBLEVEL STOPING							
		0	1	2	3	4	5	6	7
				2012	1 semestre	2 semestre	3 semestre	4 semestre	5 semestre
Tasa	10%	Producción			653,270	653270.1814	653270.1814	653270.1814	653270.1814
		Ingreso por venta de Mineral		-8,000,000	48,995,264	48,995,264	48,995,264	48,995,264	48,995,264
		costos de ventas		-	500,000	-500,000	-500,000	-500,000	-500,000
		Ingresos			48,495,264	48,495,264	48,495,264	48,495,264	48,495,264
		Preparación y Desarrollo			1,115,804	1,115,804	1,115,804	1,115,804	1,115,804
		Explotación			3,462,332	3,462,332	3,462,332	3,462,332	3,462,332
		Transporte			1,234,681	1,234,681	1,234,681	1,234,681	1,234,681
		Sostenimiento			879,115	879,115	879,115	879,115	879,115
		Servicios auxiliares			619,365	619,365	619,365	619,365	619,365
		Costo relleno			1,122,808	1,122,808	1,122,808	1,122,808	1,122,808
depreciacion	30%				0	0	0	0	0
					0	0	0	0	0
		Total costos			8,434,106	8,434,106	8,434,106	8,434,106	8,434,106
impuest renta	18%								
		FBI*DA			40,061,158	40,061,158	40,061,158	40,061,158	40,061,158
		Depreciación			(14,698,579)	(14,698,579)	(14,698,579)	(14,698,579)	(14,698,579)
varia Inversion	1%				25,362,579	25,362,579	25,362,579	25,362,579	25,362,579
		Impuesto a la renta (Participaciones)			(8,819,147)	(8,819,147)	(8,819,147)	(8,819,147)	(8,819,147)
		Depreciación			14,698,579	14,698,579	14,698,579	14,698,579	14,698,579
		NOPAT			31,242,011	31,242,011	31,242,011	31,242,011	31,242,011
		Inversion (RB, Sub Estacion, ETC)			-1,500,000	-1,515,000	-1,530,150	-1,545,452	-1,560,906
		Flujo de caja libre		(8,000,000)	29,742,011	29,727,011	29,711,861	29,696,559	29,681,105
		Flujo de caja libre		(8,000,000)	29,742,011	29,727,011	29,711,861	29,696,559	29,681,105
		VAN			104,641,710				
		TIR			371.57%	10%			

Obteniendo dichos resultados elaboramos un cuadro donde logramos diferenciar y podríamos determinar el método de explotación mostrado en la Tabla 20.

Tabla 20: Tabla de Comparación del VAN y el TIR

Ítem	Minado por corte y relleno ascendente mecanizado	Minado por cámaras y pilares mecanizado	Minado por subniveles con taladros largos
VAN	74,299,613	47,618,681	104,641,710
TIR	179.16%	121.12%	371.57%

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

RELACIÓN COSTO/BENEFICIO: Como un criterio de evaluación para cada método, con lo cual se reafirma que la aplicación del Minado por subniveles con taladros largos en mantos, resulta siendo la mejor opción. Ver las tablas 21, 22 y 23.

Tabla 21: Tabla del costo/beneficio – Corte y Relleno

		COSTO/BENEFICIO - CORTE Y RELLENO							
		0	1	2	3	4	5	6	7
				2012	1 semestre	2 semestre	3 semestre	4 semestre	5 semestre
Tasa 10%	Flujo de caja libre	-	-	(8,000,000)	14,342,233	14,327,233	14,312,083	14,296,782	14,281,327
	Total costos	-	-	-	8,433,367	8,433,367	8,433,367	8,433,367	8,433,367

Calculo Beneficio/Costo

Valor VAN 46,264,438

Valor Costo 31,969,095

Relación C/B 1.45

Tabla 22: Tabla del costo/beneficio – Cámaras y Pilares

		COSTO/BENEFICIO - CAMARAS Y PILARES							
		0	1	2	3	4	5	6	7
				2012	1 semestre	2 semestre	3 semestre	4 semestre	5 semestre
Tasa 10%	Flujo de caja libre	-	-	(8,000,000)	9,709,342	9,694,342	9,679,192	9,663,891	9,648,436
	Total costos	-	-	-	7,609,117	7,609,117	7,609,117	7,609,117	7,609,117

Calculo Beneficio/Costo

Valor VAN 28,702,135

Valor Costo 28,844,539

Relación C/B 1.00

Tabla 23: Tabla del costo/beneficio – Sub level Stopping

		COSTO/BENEFICIO - SUB LEVEL STOPING							
		0	1	2	3	4	5	6	7
				2012	1 semestre	2 semestre	3 semestre	4 semestre	5 semestre
Tasa	10%								
	Flujo de caja libre	-	-	(8,000,000)	29,742,011	29,727,011	29,711,861	29,696,559	29,681,105
	Total costos	-	-	-	8,434,106	8,434,106	8,434,106	8,434,106	8,434,106
Calculo Beneficio/Costo									
	Valor VAN			104,641,710					
	Valor Costo			31,971,896					
	Relación C/B			3.27					

ESTADO DE PÉRDIAS Y GANANCIAS: De igual manera como criterio de evaluación para cada método, mostramos la aplicación del Minado por subniveles con taladros largos en mantos, resulta siendo la mejor opción. Ver las tablas 24, 25 y 26.

Tabla 24: Tabla del Estado de Pérdidas y Ganancias – Corte y Relleno

Corte y Relleno

Estado de Perdidas y Ganancias

Ingresos

Item	Detalle	Cantd	
1	Producción	386,595	ton
2	Ingreso por venta de mineral	28,994,634	US\$
3	Costo de ventas	-500,000	US\$
Total US\$		28,494,634	

Costos

Item	Detalle	Cantd	
1	Desarrollo y Preparación	432,377	US\$
2	Explotación	4,940,686	US\$
3	Transporte	889,169	US\$
4	Sostenimiento	1,119,658	US\$
5	Servicios Auxiliares	387,017	US\$
6	Relleno	664,460	US\$
Total US\$		8,433,367	

Utilidad 20,061,268

Gastos Operacionales

Gastos de administración	223,838
Gastos de venta	179,985
Utilidad Operativa	19,657,444
Depreciación	-8,698,390
Impuesto a la renta (Participaciones)	-5,219,034
Inversiones	-1,500,000
Margen	4,240,020
Porcentaje (%)	15%

Tabla 25: Tabla del Estado de Pérdidas y Ganancias – Cámaras y Pilares

Camaras y Pilares

Estado de Perdidas y Ganancias

Ingresos

Item	Detalle	Cantd	
1	Producción	221,184	ton
2	Ingreso por venta de mineral	22,339,584	US\$
3	Costo de ventas	-500,000	US\$
Total US\$		21,839,584	

Costos

Item	Detalle	Cantd	
1	Desarrollo y Preparación	2,603,336	US\$
2	Explotación	2,384,364	US\$
3	Transporte	508,723	US\$
4	Sostenimiento	1,032,929	US\$
5	Servicios Auxiliares	774,144	US\$
6	Relleno	305,621	US\$
Total US\$		7,609,117	

Utilidad 14,230,467

Gastos Operacionales

Gastos de administración	223,838
Gastos de venta	179,985
Utilidad Operativa	13,826,644
Depreciación	-6,701,875
Impuesto a la renta (Participaciones)	-4,021,125
Inversiones	-1,500,000
Margen	1,603,644
Porcentaje (%)	7%

Tabla 26: Tabla del Estado de Pérdidas y Ganancias – Sub Level Stoping

Sub Level Stoping

Estado de Perdidas y Ganancias

Ingresos

Item	Detalle	Cantd	
1	Producción	653,270	ton
2	Ingreso por venta de mineral	48,995,264	US\$
3	Costo de ventas	-500,000	US\$
Total US\$		48,495,264	

Costos

Item	Detalle	Cantd	
1	Desarrollo y Preparación	1,115,804	US\$
2	Explotación	3,462,332	US\$
3	Transporte	1,234,681	US\$
4	Sostenimiento	879,115	US\$
5	Servicios Auxiliares	619,365	US\$
6	Relleno	1,122,808	US\$
Total US\$		8,434,106	

Utilidad 40,061,158

Gastos Operacionales

Gastos de administración	223,838
Gastos de venta	179,985
Utilidad Operativa	39,657,335
Depreciación	-14,698,579
Impuesto a la renta (Participaciones)	-8,819,148
Inversiones	-1,500,000
Margen	14,639,608
Porcentaje (%)	30%

B. Minado por subniveles con taladros largos en mantos

a) Generalidades del método

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.

b) Diseño e infraestructura

Se contempla la construcción de labores mineras en desmonte, chimeneas de ventilación, rampas de acceso solo al piso del cuerpo mineralizado con secciones de 4.0 x 4.0 metros, construcción de un subnivel de ataque de 4.0 x 4.0 metros 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 metros y espaciadas de acuerdo al dimensionamiento de los tajeos de cada sector, y con los pilares escudos de protección para no afectar la estabilidad de las galerías de extracción (Ver figura 15).

Una vez terminadas las galerías en la base del cuerpo se construye una chimenea VCR que nos sirve como cara libre para la construcción del slot, a partir de las galerías se realizan las operaciones unitarias de perforación radial ascendente, la voladura de anillos, la limpieza y carguío de mineral y finalmente el transporte de mineral. (Ver Anexo 03 - Planos).

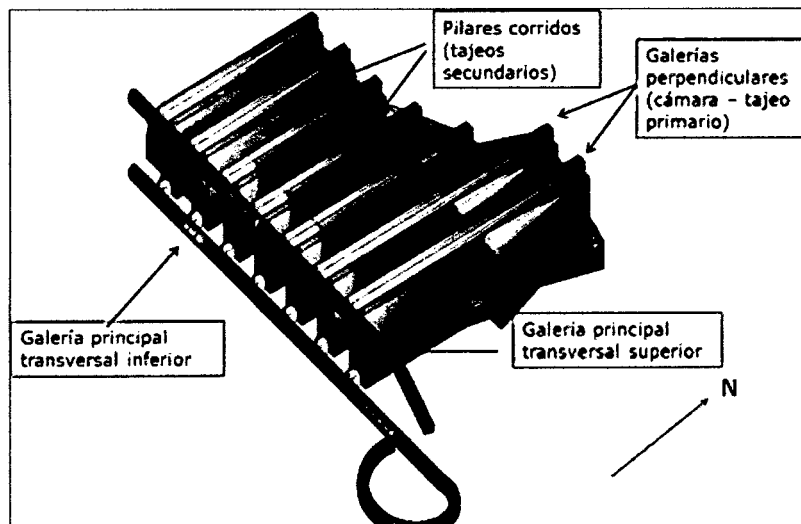


Figura 15. Vista en 3d del esquema del método de minado tajeo por subniveles con pilares corridos.

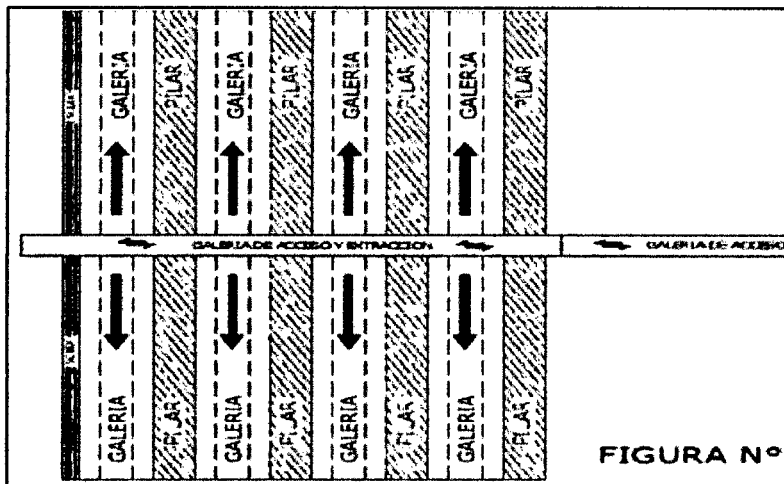


Figura 16: Vista en planta del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos.

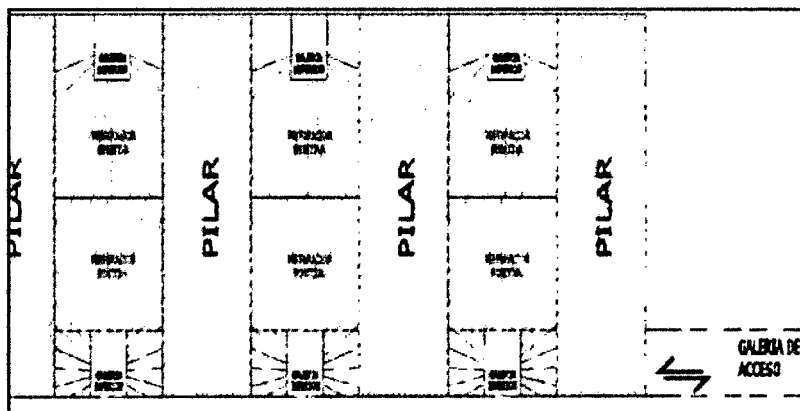


Figura 17: Vista en perfil del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos.

Las dimensiones propuestas de las aberturas y pilares para la aplicación del método Tajeos por Subniveles se muestran en la Tabla 18.

Tabla 18: Dimensiones determinadas de los tajeos.

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

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros.

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

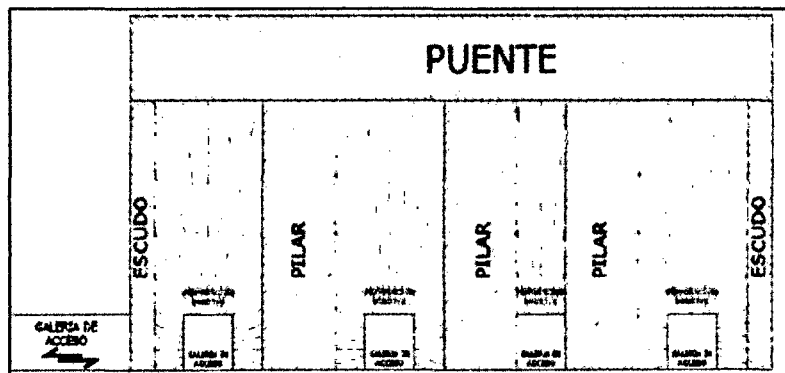


Figura 18: Vista en perfil del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos dejando un pilar puente en las zonas donde se ha minado con cámaras y pilares en la parte superior.

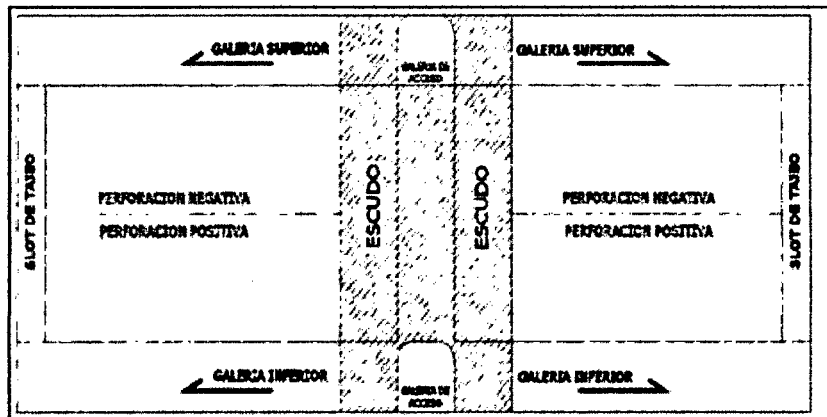


Figura 19: Vista en perfil del esquema del método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos dejando pilares escudos para no afectar las galerías de acceso principal de extracción.

Rampa Negativa (sección 4.5 x 4.5).- Rampa de acceso a la galería inferior que servirá para la movilización personal y equipos, asimismo para la extracción del mineral roto.

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

Galerías Inferior (Sección 4.0 x 4.0).- Su objetivo preparar el block mineralizado por la parte inferior a partir

de estas se ejecutarán los subniveles inferiores dejando pilares corridos. Servirá de acceso a personal, servicios y equipos. Aquí se realizara la limpieza y carguío de mineral.

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

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

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

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

c) Secuencia del método de minado

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 20).

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 21).

Paso 3: Ejecución de la Zanja Slot

Paso 4: Acumulación de taladros de producción en forma de abanico/paralelo, según diseño. (Ver figura N° 22).

Paso 5: Voladura escalonada y limpieza de mineral con equipo LHD a control remoto. (Ver figura N° 22 y 23).

Paso 6: Relleno del tajeo con relleno cementado con agregados (CAF). Es necesario topear el relleno al techo con equipo scooptram u otros. (Ver figura N° 24).

Paso 7: Continuando con el ciclo de minado, para la recuperación de pilares, se aperturan los cruceros superiores e inferior del primer tajeo secundario (primer pilar a recuperar). Luego se procede a disparar el mineral para su posterior limpieza. El tajeo secundario es rellenado con cemento pobre, en algunos caso previa evaluación, sin cemento. Se rellena el siguiente tajeo primario con relleno cementado. (Ver figura N° 25, 26, 27, 28 y 29).

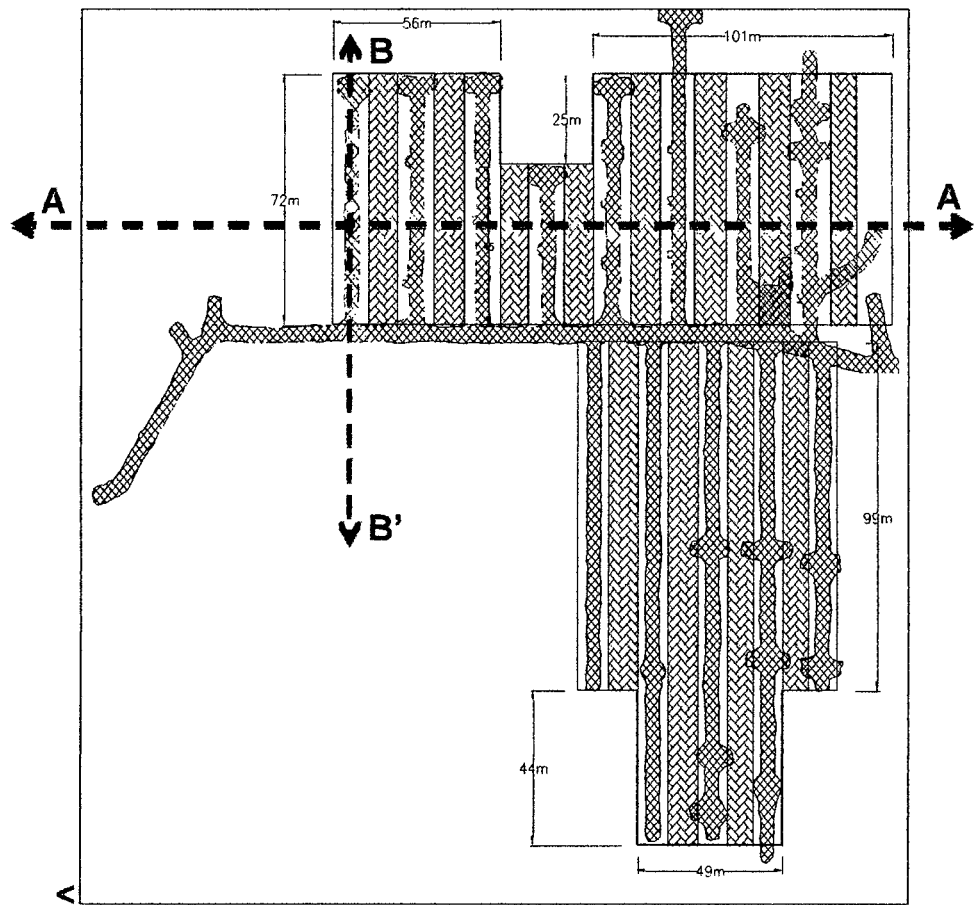


Figura 20: Vista en Planta del Block Mineralizado 9303.

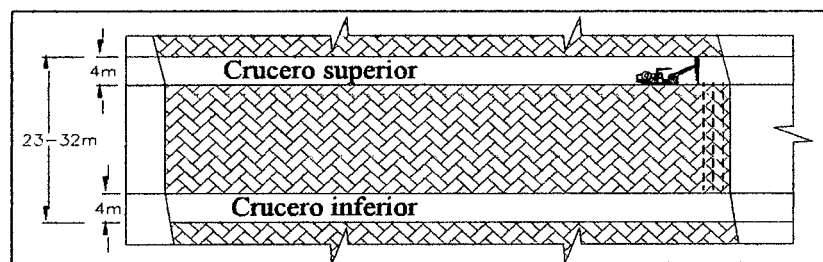


Figura 21: Explotación horizontal, crucero superior e inferior. Corte B-B' Sección Transversal.

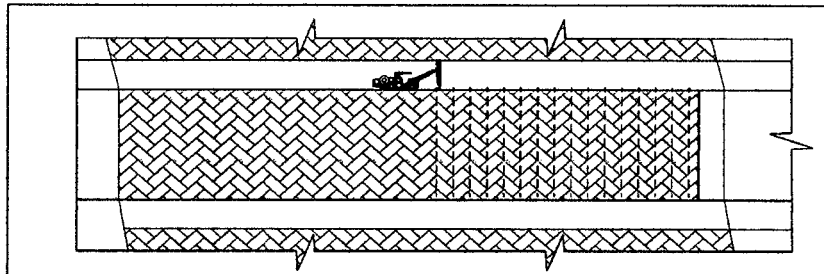


Figura 22: Explotación vertical, perforación con taladros para voladura controlada. Corte B-B' Sección Transversal.

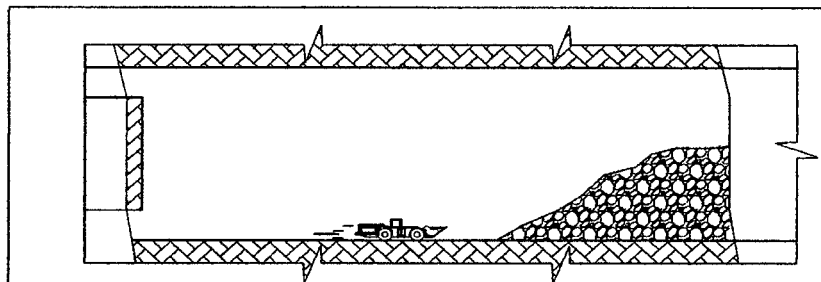


Figura 23: Limpieza del mineral roto, mediante scooptram diesel 6y3 a control remoto. Corte B-B' Sección Transversal.

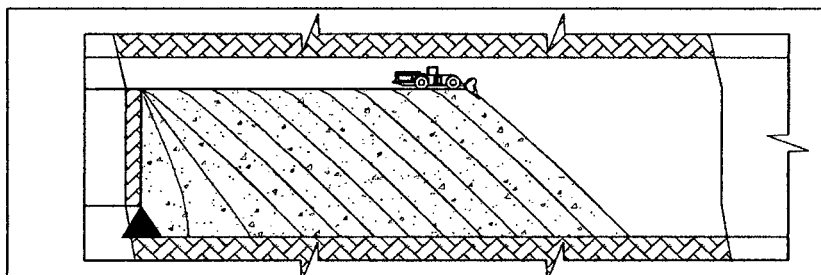


Figura 24: Relleno del tajeo con relleno cementado con agregados (CAF). Corte B-B' Sección Transversal.

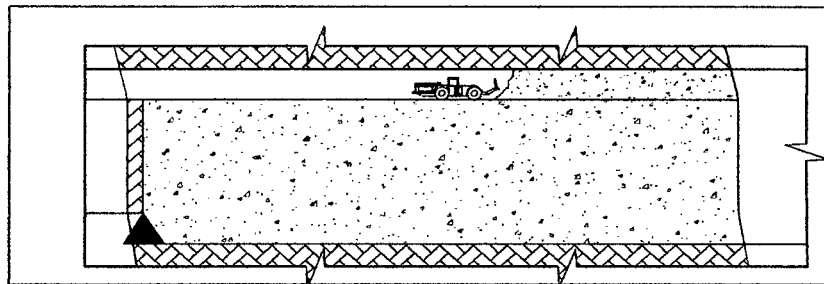


Figura 25: Topeo del relleno al techo con equipo scoop. Corte B-B' Sección Transversal.

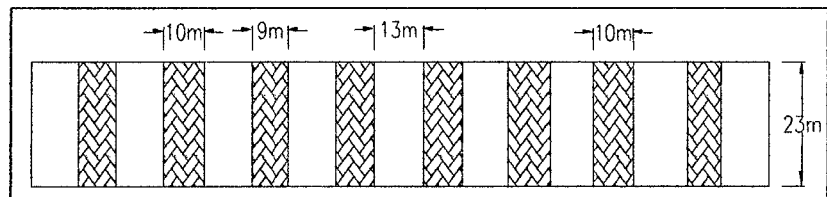


Figura 26: Condición inicial de los tajeos primarios (cámaras) y los pilares de mineral a ser recuperados (tajeos secundarios) tanto en vista de planta (izquierda) y sección, antes de iniciar la recuperación de los mismos. Corte A-A' Sección Longitudinal.

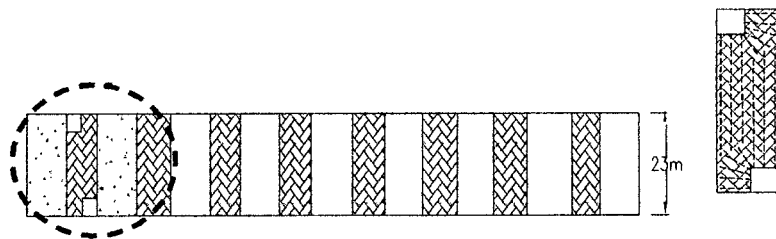


Figura 27: Continuación del minado, se aperturan los cruceros superiores e inferior del primer tajeo secundario (primer pilar a recuperar). Corte A-A' Sección Longitudinal.

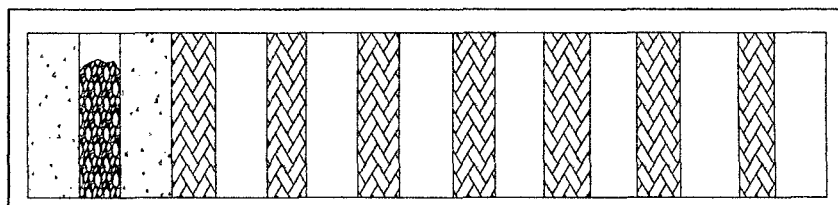


Figura 28: Se dispara el mineral para su posterior limpieza. Corte A-A' Sección Longitudinal.

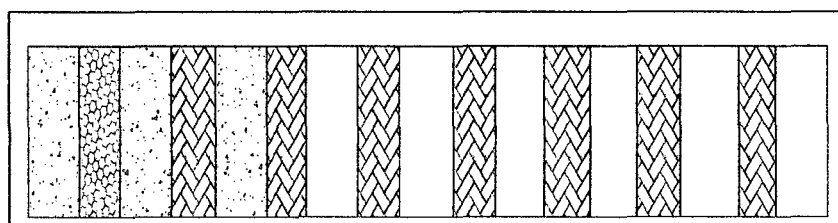


Figura 29: El tajeo secundario es relleno con cemento pobre, en algunos caso previa evaluación, sin cemento. Se rellena el siguiente tajeo primario con relleno cementado. Corte A-A' Sección Longitudinal.

d) Operaciones unitarias

d.1) Perforación

Se requiere un ratio de cubicación de 98 Tn/m por ello se necesita un avance promedio de 1200 m, en labores de preparación y desarrollo, para ello se cuenta con el equipo de perforación apropiado. (Ver Tabla 19, Anexo 04 – Mallas de Perforación).

Tabla 19: Equipos de perforación de frentes.

Equipo	Marca	Modelo	Año	Perforadora	Rendimiento (m/mes)
Jumbo Frontonero	Sandvik	Axera D05 - (1)	2005	Hx15	300
Jumbo Frontonero	Sandvik	Axera D05 - (2)	2004	Hx15	280
Jumbo Frontonero	Atlas Copco	SD1	2011	COP 1838	
Jumbo Frontonero	Atlas Copco	RB 281	2007	COP 1838	270
Jumbo Frontonero	Atlas Copco	RB 282	2010	COP 1838	430

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

La 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 20.

Tabla 20: Equipos de perforación de taladros largos, metros perforados promedio día 1500 m.

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

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

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

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

- Altura de la labor: 4.00 mts
- Ventilación a través de tercera línea y/o con mangas.
- Sostenimiento de acuerdo a las recomendaciones geomecánicas.
- Luminarias instaladas.
- Techo, piso limpio y horizontal.
- Malla de perforación (VCR, Slot y taladros de producción), marcadas en la labor.

El operador debe contar con lo siguiente:

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

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

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

Diseño de la Malla Perforación y Voladura

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

Dónde:

$$B = \left(K \times \frac{D}{1000} \right) \times \sqrt{\left(\frac{P}{Std} \right)} \quad \dots \text{Ecuación (8)}$$

B = Burden

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

D = Diámetro de taladro (mm)

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

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

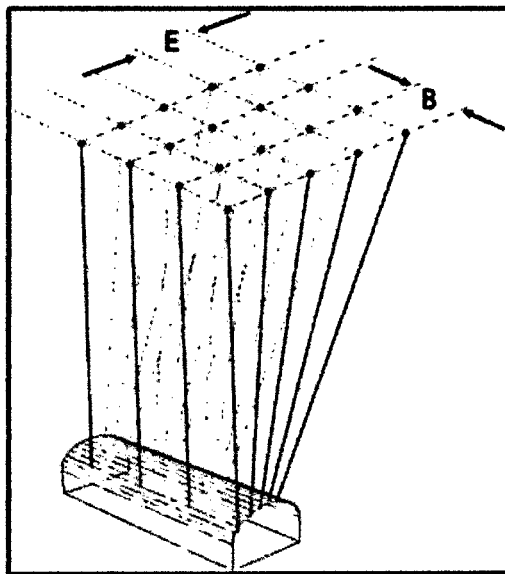


Figura 30: Burden y Espaciamiento.

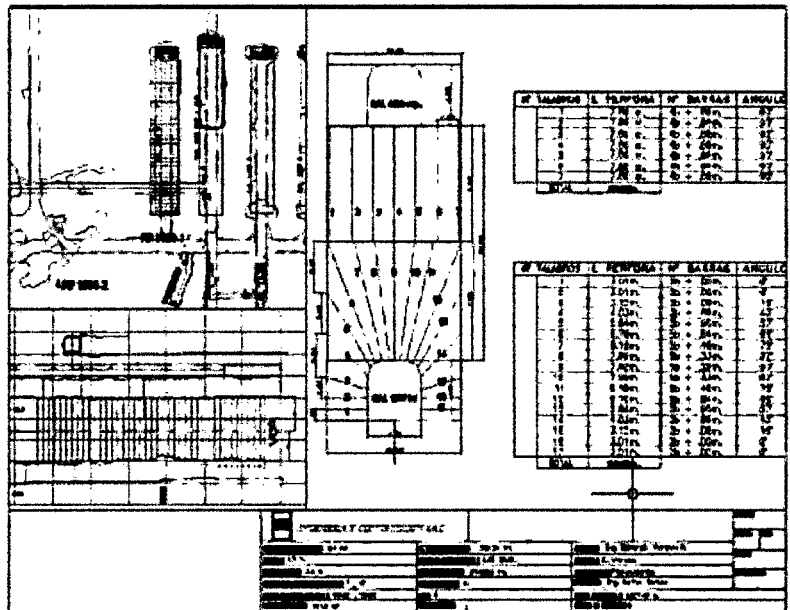


Figura 33: Malla de perforación mixta taladros en paralelo y abanico.

✓ Indicadores y Rendimientos

El registro, control de los indicadores y rendimientos nos permite evaluar permanentemente los rendimientos de los equipos, aceros de perforación y otros. De igual forma garantizar los parámetros en presión y energía de trabajo. Ver tabla (34, 35, 36 y 37).

d.2) Voladura

✓ 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.

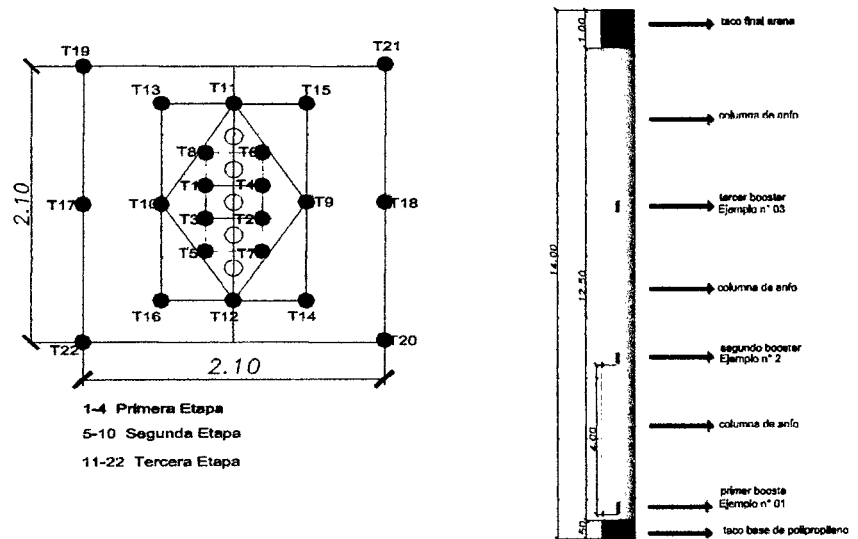


Figura 34: Esquema de carguío VCR.

Tabla N° 21: Esquema de carguío VCR pasante.

	N° DE TALADRO PERF	LONGITUD REAL DE CADA TALADRO	TACO BASE	TACO AIRE	TACO FINAL	LONGITUD A CARGA	ANFO EN KG	BOOSTER 1/8 LB	SECUENCIA SALIDA
Tercera Etapa	T21	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	28 32 36
	T19	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	18 20 24
	T17	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	12 14 16
	T15	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	7 8 10
	T13	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	4 5 6
	T11	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	1 2 3
Segunda Etapa	T9	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	140 180 220
	T7	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	40 48 56
	T5	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	18 20 24
Primera Etapa	T3	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	7 8 10
	T1	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	1 2 3
	T2	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	4 5 6
	T4	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	12 14 16
Segunda Etapa	T6	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	28 32 36
	T8	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	72 92 120
	T10	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	240 288 340
Tercera Etapa	T12	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	1 2 3
	T14	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	4 5 6
	T16	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	7 8 10
	T18	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	12 14 16
	T20	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	18 20 24
	T22	14	0.50	0.00	1.00	12.5	20.43	2	28 32 36
Sub Total		308				275		44	

✓ **Voladura de 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.

En el siguiente gráfico mostramos la forma de perforación y el diseño de voladura del tajo 1333 - block 9382, superior e inferior.



Figura 35: Diseño de voladura taladros en abanico.

✓ **Monitoreo de vibraciones**

El gran inconveniente en este tipo de minado es que los mantos tienen de encampane 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 22: Indicadores de voladura

ITEM	Unidad	Estandar	Prom. 2010	jun-11	jul-11	ago-11	sep-11	Prom. 2011
Carga Operante	Kg /Ret	8.00	8.90	15.00	14.00	9.00	8.50	12.00
Factor de Carga	Kg /m ³	1.20	0.95	0.86	0.86	0.96	0.96	0.99
Factor de Carga	Kg /Tn	0.38	0.30	0.27	0.27	0.30	0.30	0.31

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

Tabla 23: Explosivos empleados en la voladura de SLS.

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

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

Detonando 1 taladro por retardo se tiene una carga operante de 6.0 kg que a una distancia de 190 de posicionamiento del sismógrafo, se tiene un registro de V_{pp} 1.82 mm/s, que se encuentra por debajo de los límites permisibles para una población, si concentramos más taladros detonados al mismo tiempo, la V_{pp} se incrementara debido a la mayor concentración de la carga operante, por consiguiente mayor daño a la roca circundante.

d.3) Limpieza de mineral

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

ubicará bajo un techo seguro y podrá manipular el control remoto con bastante comodidad.

Tabla 24: Equipos de limpieza de mineral.

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

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

Tabla 25: Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de mineral.

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

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

Tabla 26: Rendimientos de la flota de equipos en limpieza de desmonte.

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

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

d.4) Acarreo de mineral

El transporte del mineral se realizará usando volquetes desde los puntos de carguío ubicados en los block mineralizados, el scooptram carga directamente al volquete, estos transportan el mineral al exterior para poder almacenarlos en las canchas de mineral debidamente seccionadas en económico, marginal y desmonte. En la Tabla 27,28 y 29 se describen los detalles de la etapa de transporte de mineral.

Tabla 27: Equipos de limpieza de mineral.

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

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

Tabla 28: Rendimientos de equipos de transporte de mineral.

Rendimientos de Volquetes en Mineral:	
Cantidad de Equipos (unidad)	6
Capacidad Equipo (Tn)	23
Velocidad (Km/hr)	20
Distancia Promedio de Transporte	1800
Ciclo de Transporte (min):	33
	Carguío: 5
	Transporte: 15
	Descarga: 3
	Retorno: 10
Nº Viajes por hora	1.7
Rendimiento (Tn/hr)	39.1
Horas efectivas de trabajo	9
Rendimiento (Tn/gdia)	351.9
Rendimiento Flota (Tn/gdia)	2111

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

Tabla 29: Rendimientos de equipos de transporte de desmorte.

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

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

Como se observa en la Tabla 25, con la flota de volquetes destinados al transporte de mineral, se cumple con el transporte de las 4000 TMH/día de mineral. La flota está constituida de 10 unidades, 06 en el transporte de mineral, 02 en el transporte de desmorte y 02 se encuentran en mantenimiento.

d.5) Sostenimiento

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

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

C. Servicios Auxiliares

a) Drenaje de Agua

Actualmente se tiene en alquiler bombas para el avance de labores de desarrollo y preparación. Se viene trabajando de forma permanente la instalación y acople de tubería con la finalidad de mejorar el sistema de drenaje.

b) 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".

c) 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.

d) 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 las diferentes equipos como (ventiladores , bombas, jumbos y simbas).

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

Cabe señalar que la potencia instalada en suma no siempre está en los frentes de avance por la ubicación

de parte de la potencia instalada se encuentra en superficie.

e) Ventilación

Actualmente se tiene ventiladores axiales marca AIRTEC de 30,000cfm (impelentes) y ventiladores de 60,000cfm (extractores ubicados en las chimeneas de superficie), que se distribuyen como ventiladores principales y ventiladores secundarios, todo esto para lograr balance de aire requerido. (Ver Anexo 03 – Planos).

Ventiladores principales:

- Se cuenta con 7 ventiladores aspirantes en superficie en los siguientes RB:
 - ✓ Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 1 succionando 819 m³/min. (28,945.61 CFM).
 - ✓ Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 2 succionando 725 m³/min. (25,631.69 CFM). Este ventilador es el de más baja eficiencia por lo cual se está procediendo a su cambio.

- ✓ Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 4 succionando 903.90 m³/min. (31,917.48 CFM).
- ✓ Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 6 succionando 1,428.14 m³/min. (50,444.79 CFM).
- ✓ Ventilador principal ubicado en el collar de la chimenea RB 8 succionando 1,814.47 m³/min. (60,077.28 CFM).

Ventiladores secundarios:

- Los ventiladores secundarios succionan el aire contaminado, con un caudal de 97,029.88 pie³/min.

f) Relleno Cementado

Las alternativas de relleno cementado a utilizarse en la recuperación de pilares de Mina Marcapunta Norte, dependerá en primer lugar de la disponibilidad de los materiales para la preparación del relleno y luego para conformar un relleno cementado adecuado, con el añadido de un porcentaje de cemento y la producción de una máxima resistencia. Los materiales disponibles que pueden ser utilizados para el relleno cementado de Mina Marcapunta Norte son:

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

Tabla 30: Costos de relleno.

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

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

D. Seguridad

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

Tabla 31: Indicadores de seguridad.

Periodo Noviembre 2011	Acumulado (2010-2011)
Número de Trabajadores	567
Días Trabajados	365
Días acumulados sin accidentes Incapacitantes	304
Horas hombre trabajadas	1,194,227
Horas hombre trabajadas sin accidentes	1112535.1
Accidentes con tiempo Perdido (Días)	30
Índice de Frecuencia (IF)	0.8
Índice de Severidad (IS)	25.1
Índice de Accidentabilidad (IA)	0

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

CONCLUSIONES

- Se ha diseñado y puesto en marcha un método de minado que combina el uso del método convencional de cámaras y pilares corridos con el método tajeos por subniveles con taladros largos para la apertura de las cámaras, lo cual está permitiendo el minado masivo del yacimiento Marcapunta Norte.
- Los resultados que se vienen logrando son satisfactorios tanto en el control de la estabilidad de las cámaras y de los pilares como en la eficiencia del minado. El minado está avanzado y están quedando vacías las cámaras, que constituyen los tajeos primarios, en esta primera fase de minado.
- Ante la exigencia de la gerencia a tener planes a corto, mediano y largo plazo, se ha mostrado eficiencia en la gestión lo que se representa en los resultados obtenidos.
- El proyecto de ampliación, ha requerido un trabajo constante de cada uno de los integrantes del equipo, desde la planeación hasta la extracción de mineral.
- La realización inversión en equipamiento fue aproximadamente veinte millones de dólares, a través de una gestión financiera eficiente. Con el respaldo de la seriedad y solidez mostrada por la empresa.

RECOMENDACIONES

- Aplicar estrategias de mejora continua en cada etapa del proceso productivo minero.
- Realizar el monitoreo y evaluaciones permanentes del minado en la Mina Marcapunta Norte.
- Emplear la evaluación por competencias a todo el personal con la finalidad de garantizar la estabilidad laboral.
- Es recomendable realizar un planeamiento estratégico a largo plazo con la finalidad de garantizar una producción sostenible, y el incremento de la producción al objetivo de 17000 TMD.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- DCR INGENIEROS S.R.LTDA. (2008). Informe de Estudio Geomecánico para el Minado de Marcapunta Norte.
- GONZÁLES DE VALLEJO, L. (2004). Ingeniería geológica.
- KONYA, C. Y ALBARRÁN, E. (1998). Diseño de voladuras.
- LÓPEZ JIMENO, C., LÓPEZ JIMENO, E. Y GARCÍA BERMÚDEZ, P. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas.
- MILLÁN, A. (1998). Evaluación y factibilidad de proyectos mineros.
- RIVERA MANTILLA, H. (2001). Geología general.
- ROSAS LIZÁRRAGA, S. (2006). Apuntes de clase de Geología de Minas.
- SOCIETY FOR MINING, METALLURGY AND EXPLORATION (2001). Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies.
- UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO – PUNO (1999). Explotación subterránea.
- Revista el Ingeniero de Minas del Capítulo de Ingenieros de Minas pág. (11-20) marzo abril 2009.
- Trabajo sustentado En la Universidad Nacional de Huamanga año 2007 “Uliánov 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”.

- Frederick Wilson Taylor (1856-1915), fundador de la administración científica, nació en Filadelfia, Estados Unidos.
- Henri Fayol (1841 – 1925), padre de la Teoría Clásica de la administración, nació en Constantinopla. se gradúa de Ingeniero de Minas a los 19 años.

ANEXOS

Anexo 01: Precios unitarios.

PRECIOS UNITARIOS DEL METODO DE MINADO CORTE Y RELLENO ASCEDENTE							
PARTIDA: Breasting DIMENSIONES: 4m x 4m UNIDAD DE MEDIDA: ELABORADO POR: JRC CLIENTE: SMEBSAA TIPO DE MATERIAL: DESMONTE DUREZA DEL MATERIAL: MEDIA - MALA NO INCLUYE: Trabajos con Scoop, preparacion piso para breasting limpieza, carguo a volquetes FECHA DE ELABORACION: abr-10	Rendimiento: 3.00 mts longitud de barra: 4.27 mts longitud efectiva: 3.21 mts Eficiencia voladura: 80.00 % Nº taladros perforados: 25 Nº taladros disparados: 25 Volumen calculado: 48.00 m³ Volumen roto: 48.00 m³ tonelaje roto: 130.56 ton Factor de potencia: 1.57 Kg/m³ rendimiento scooptram: 60 ton/hr velocidad de perforacion: 60.00 Mts/hrm Horas por guardia: 10.28 hrs						
14.00	10.54						

Item	Descripcion	Cant.	Und.	P U (US\$)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA						
	Operador Jumbo	3.00	hh	7.64	22.91	0.18	
	Operador Scoop	3.00	hh	7.64	22.91	0.18	
	Ayud. Operador Jumbo	3.00	hh	5.42	16.26	0.12	
	Cargador / disparador	3.00	hh	5.71	17.13	0.13	
	Ayudante Cargador	3.00	hh	5.42	16.26	0.12	
	Capataz	4.00	hh	10.53	42.11	0.32	
	Bodeguero	2.50	hh	5.42	13.55	0.10	
	Lamparero	2.50	hh	5.42	13.55	0.10	
	Electrico	2.50	hh	8.60	21.50	0.16	
	Bombero	0.00	hh	5.42	0.00	0.00	
	Personal Servicios Mina - Tuberos	6.00	hh	5.42	32.52	0.25	
	Personal Servicios Mina - Ventilación	0.00	hh	5.42	0.00	0.00	
	Personal Servicios - traslado explosivos	3.00	hh	5.42	16.26	0.12	
	Jefe de guardia	2.00	hh	14.03	28.06	0.21	2.01
2.10	MATERIALES						
	Barra de extensión	0.082	Und	360.00	22.38	0.17	
	Broca R32 51 mm	0.464	Und	83.00	38.48	0.29	
	Shank adapter	0.023	Und	265.00	6.21	0.05	
	Cooping	0.000	Und	548.00	0.00	0.00	
	Adaptador piloto	0.010	Und	220.00	2.21	0.02	
	Broca rimadora 89 mm	0.010	Und	334.00	3.35	0.03	
	Copas de afilado	0.010	gda	136.00	1.37	0.01	
	Aguzadora	0.57	gda	2.87	1.52	0.01	
	Tuberías de polietileno 2" (agua)	1.43	ml	6.25	8.91	0.07	
	Tuberías de polietileno 2" (aire)	1.43	ml	6.25	8.91	0.07	
	Bridas de 2" (agua) / Unión polietileno "	0.02	Und	4.88	0.11	0.00	
	Accesorios de tubería (Valvulas, Tees, C	0.57	Glb	5.50	3.14	0.02	
	Tableros eléctricos distribución	0.004	Glb	750.00	2.85	0.02	
	Tableros eléctricos arrancador	0.002	Glb	1,000.00	1.90	0.01	
	Conectores trifasicos	0.006	Glb	70.00	0.40	0.00	
	Cables electricos	1.43	ml	196.00	279.30	2.14	
	Mangas de Ventilación - 36"		ml	2.00	0.00	0.00	
	Manguera de lona 2" 100 psi	0.86	ml	7.00	5.99	0.05	
	Manguera de lona 1" 100 psi	0.86	ml	3.42	2.92	0.02	
	Acete de perforación	0.29	gln	8.96	2.55	0.02	3.01
2.20	EXPLOSIVOS						
	Esmulor de 11/2 x 12 de 3000	0.00	und	0.000	0.00	0.00	
	Esmulor de 11/8 x 8 de 5000	0.00	und	0.000	0.00	0.00	
	Exadit de 7/8 x 7	0.00	und	0.000	0.00	0.00	
	Carmax	0.00	und	0.000	0.00	0.00	
	Fanel / fulminante	0.00	und	0.000	0.00	0.00	
	Cordon detonante (pentacord)	0.00	ml	0.000	0.00	0.00	
	Mecha rapida	0.00	ml	0.000	0.00	0.00	
	Tacos de arcilla	0.00	und	0.000	0.00	0.00	0.00
2.30	Herramientas						
	Implementos de Seguridad	0.08	%	2.01		0.16	
	Herramientas manuales	0.05	%	2.01		0.10	
	Lampara Minera	37.50	hh	0.12	4.56	0.03	0.30
3.00	EQUIPOS						
	Jumbo electrohidráulico	3.00	hm	105.20	315.60	2.42	
	Scooptram de 6,0 yd3	3.00	hm	82.97	331.90	2.54	
	Ventiladores de 30,000 CFM	0.00	gda	20.00	0.00	0.00	
	Cargador de lamparas	37.50	hh	0.26	9.75	0.07	5.03
COSTO DIRECTO							10.35
GASTOS GENERALES							1.35
UTILIDAD							1.04
COSTO TOTAL							12.73

PRECIOS UNITARIOS DEL METODO DE EXPLOTACION SUB LEVEL STOPING							
Partida:	Perforación		Rendimiento:	1080.00 Ton/Gdia.			
Dimensiones del Tajo:	12m X 20m x 1.6m		Longitud de la Barra de Perfor	5 Pies			
Unidad de Medida:	Ton.		Longitud Promedio del Taladro	10.00 Mt.			
Elaborado Por:	SMEBSAA		Nº de Taladros Perforados Dia	34			
Unidad de Producción:	SMEBSAA		Nº de Taladros Disparados Dia	34			
Tipo de Material:	Mineral		Factor de Potencia	0.19 Kg/Ton			
Dureza de Material:	Media		Horas por Guardia	10.28 Hrs			
Incluye:	Simba		Rendimiento Scooptram	75 Ton/Hor			
	7% generacion de bancos		Peso Especifico del Material	3.2 Ton/m3			
			Horas Efectivas por Guardia	8 Hrs			
Item	Descripción	Cant.	Und.	P.U. (US\$)	Parcial	S-Total	Total
1	MANO DE OBRA						
	Operador Simba	10.28	hh	7.64	78.51	0.073	
	Ayud. Operador Simba	10.28	hh	5.42	55.72	0.052	
	Operador Scoop	10.28	hh	7.16	73.55	0.068	
	Operador Anfocard	8.00	hh	5.71	45.68	0.042	
	Cargador / disparador	10.28	hh	5.42	55.72	0.052	
	Ayudante Cargador	10.28	hh	5.42	55.72	0.052	
	Tecnico en Voladura	6.00	hh	8.60	51.60	0.048	
	Asistente Tecnico en Voladura	6.00	hh	5.42	32.52	0.030	
	Electricista	6.00	hh	8.60	51.60	0.048	
	Personal Servicios Mina - Tuberos	6.00	hh	5.42	32.52	0.030	
	Muestrero	10.28	hh	5.42	55.72	0.052	
	Jefe de Guardia	4.00	hh	14.03	56.13	0.052	0.60
2	MATERIALES						
	Broca botones 2 1/2" (64mm)	656.000	pp	0.316	207.16	0.192	
	Barra de extensión Spies total	656.000	pp	0.930	610.08	0.565	
	Shank adapter	656.000	pp	0.088	57.95	0.054	
	Copas de afilado	196.408	jgo	0.03	5.89	0.005	
	Aguzadora	0.40	Gda	2.67	1.07	0.001	
	Accesorios de tubería (Valvulas, Tees, Codo)	0.40	Gib	5.50	2.20	0.002	
	Tubos PVC	66.67	Und	4.11	274.00	0.254	
	Tableros eléctricos distribución	0.007	Gib	750.00	5.25	0.005	
	Tableros eléctricos arrancador	0.003	Gib	1000.00	3.00	0.003	
	Conectores trifasicos	0.29	Gib	70.00	20.30	0.019	
	Cables electricos	0.79	ml	0.00	0.00	0.000	
	Mangas de Ventilación - 30°	0.79	ml	2.00	1.58	0.001	
	Grasa para afinado	1.00	kg	8.00	8.00	0.007	
	Aceite de perforación	0.20	gln	8.96	1.79	0.002	1.11
3	HERRAMIENTAS						
	Implementos de Seguridad Normal y Agua	0.08	%	0.65		0.052	
	Herramientas Manuales	0.05	%	0.65		0.032	
	Iluminacion	2.00	Un	149.20	298.4	0.276	
	Lampara Minera	12.00	hh	0.12	1.44	0.001	0.36
4	EQUIPOS						
	Jumbo Electrohidráulico	9.00	hm	130.00	1170.00	1.083	
	Scooptram de 6,0yd3 y control remoto	10.28	hm	90.00	925.20	0.857	
	Anfocard	8.00	gdia.	40.00	320.00	0.296	
	Cargador de Lamparas	12.00	hh	0.26	3.12	0.003	2.24
COSTO DIRECTO							4.31
GASTOS GENERALES							13%
UTILIDAD							10%
COSTO TOTAL							5.30
							US\$ /ton.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA :	Rampa (-)	Rendimiento	2.83 mts	
DIMENSIONES :	4m x 4m	longitud de barra	3.66 mts	12.00
UNIDAD DE MEDIDA :	ML	longitud efectiva	3.21 mts	10.54
ELABORADO POR :	JRC	Eficiencia voladura	80.00 %	
CLIENTE :	SMEBSAA	Nº taladros perforados	42	
TIPO DE MATERIAL :	DESMONTE	Nº taladros disparados	39	
DUREZA DE MATERIAL :	MEDIA - MALA	Volumen calculado	51.40 m3	
INCLUYE :	Equipos, cuneta, bomba	Volumen roto	45.23 m3	
	limpieza hasta los 210 mts	tonelaje roto	ton	
	no incluye carguio a volquetes	Factor de potencia	1.57 Kg/m3	
FECHA DE ELABORACION :	dic-09	rendimiento scooptram	50 ton/hr	
		velocidad de perforacion	60.00 Mts/hmmq	
		Horas por guardia	10.28 hrs	

Item	Descripcion	Cant.	Und	P.U.(US\$)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA						
	Operador Jumbo	6.00	hh	7.64	45.82	16.21	
	Ayud. Operador Jumbo	6.00	hh	5.42	32.52	11.51	
	Operador Scoop	5.00	hh	7.16	35.78	12.66	
	Cargador / disparador	6.00	hh	5.71	34.26	12.12	
	Ayudante Cargador	6.00	hh	5.42	32.52	11.51	
	Capataz	5.00	hh	10.53	52.64	18.62	
	Bodeguero	2.50	hh	5.42	13.55	4.79	
	Lamparero	2.50	hh	5.42	13.55	4.79	
	Electrico	3.00	hh	8.60	25.80	9.13	
	Bombero	4.00	hh	5.42	21.68	7.67	
	Personal Servicios Mina - Tuberos	6.00	hh	5.42	32.52	11.51	
	Personal Servicios Mina - Ventilación	0.00	hh	5.42	0.00	0.00	
	Personal Servicios - traslado explosivo	0.00	hh	5.42	0.00	0.00	
	Jefe de guardia	5.00	hh	14.03	70.16	24.82	145.33
2.10	MATERIALES						
	Barra de extensión	0.089	Und	360.00	31.87	11.27	
	Broca R32 51 mm	0.553	Und	83.00	45.92	16.25	
	Shank adapter	0.049	Und	265.00	13.03	4.61	
	Cooping	0.089	Und	0.00	0.00	0.00	
	Adaptador piloto	0.018	Und	220.00	3.86	1.37	
	Broca rimadora 89 mm	0.018	Und	334.00	5.87	2.08	
	Copas de afilado	0.018	lgo	136.00	2.39	0.85	
	Aguzadora	1.00	gdia.	2.67	2.67	0.94	
	Tuberías de polietileno 2" (agua)	2.83	ml	6.25	17.67	6.25	
	Tuberías de polietileno 2" (aire)	2.83	ml	6.25	17.67	6.25	
	Tuberías de polietileno 4" (bombeo)	2.83	ml	7.74	21.88	7.74	
	Bridas de 2" (agua) / Unión polietileno	0.04	Und	4.88	0.20	0.07	
	Accesorios de tubería (Valvulas, Tees	1.00	Glb	5.50	5.50	1.95	
	Tubos PVC para arrastre 1"	10.0	Und	3.00	30.00	10.61	
	Tableros eléctricos distribución	0.007	Glb	750.00	5.00	5.00	
	Tableros eléctricos arrancador	0.003	Glb	1,000.00	3.33	3.33	
	Conectores trifasicos	0.010	Glb	70.00	0.70	0.70	
	Cables electricos	2.83	ml	0.00	0.00	0.00	
	Barreno integral cancamos	14.00	pp	0.12	1.73	0.61	
	Barreno integral 7/8" cuneta	14.00	pp	0.12	1.73	0.61	
	Mangas de Ventilación - 36"	2.83	ml	2.00	5.65	2.00	
	Cancamos agua-aire y electricidad	7.00	und	0.60	4.20	1.49	
	Manguera de lona 2" 100 psi	1.50	ml	7.00	10.50	3.71	
	Manguera de lona 1" 100 psi	1.50	ml	3.42	5.13	1.81	
	Acetite de perforación	0.50	gln	8.96	4.48	1.58	91.09
2.20	EXPLOSIVOS						
	Tacos de arcilla	0.00	und	0.000	0.00	0.00	0.00
2.30	Herramientas						
	Implementos de Seguridad	0.08	%	145.33		11.63	
	Herramientas manuales	0.05	%	145.33		7.27	
	Lampara Minera	57.00	hh	0.12	6.93	2.45	21.34
3.00	EQUIPOS						
	Jumbo electrohidráulico	3.05	hm	105.20	321.38	113.69	
	Scooptram de 6,0 yd3	4.10	hm	82.97	339.94	120.26	
	Perforadora jackleg cancamos	14.00	pp	0.14	1.96	0.69	
	Perforadora jackleg cuneta	14.00	pp	0.14	1.96	0.69	
	Ventiladores de 30,000 CFM	1.00	gdia.	20.00	20.00	7.08	
	Ventiladores de 60,000 CFM	1.00	gdia.	0.00	0.00	0.00	
	Cargador de lamparas	57.00	hh	0.26	14.82	5.24	
	Compresor Electrico	5.00	hm	0.00	0.00	0.00	
	Bomba Sumergible	5.00	hm	8.25	41.24	14.59	262.24
COSTO DIRECTO							520.01
GASTOS GENERALES							13%
							67.60
UTILIDAD							10%
							52.00
COSTO TOTAL							639.61
							US\$ MIL

Los precios unitarios no incluyen IGV

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA :	Galería	Rendimiento	2.90 mts	
DIMENSIONES :	4m x 4m	longitud de barra	3.66 mts	12.00
UNIDAD DE MEDIDA :	ML	longitud efectiva	3.22 mts	10.57
ELABORADO POR :	JRC	Eficiencia voladura	80.00 %	
CLIENTE :	SMEBSAA	Nº taladros perforados	39	
TIPO DE MATERIAL :	DESMONTE	Nº taladros disparados	36	
DUREZA DE MATERIAL :	MEDIA - MALA	Volumen calculado	51.55 m³	
INCLUYE :	Equipos, cuneta, bomba limpieza hasta los 210 mts no incluye carguo a volquetes	Volumen roto	46.40 m³	
		tonelaje roto	0.00 ton	
		Factor de potencia	1.57 Kg/m³	
FECHA DE ELABORACION :	dic-09	rendimiento scooptram	50 ton/hr	
		velocidad de perforacion	60.00 Mts/hrm	
		Horas por guardia	10.26 hrs	

Item	Descripción	Cant.	Und.	P.U.(US\$)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OERA						
	Operador Jumbo	6.00	hh	7.64	45.82	15.80	
	Ayud. Operador Jumbo	6.00	hh	5.42	32.52	11.22	
	Operador Scoop	5.00	hh	7.16	35.78	12.34	
	Cargador / disparador	6.00	hh	5.71	34.26	11.81	
	Ayudante Cargador	6.00	hh	5.42	32.52	11.22	
	Capataz	4.00	hh	10.53	42.11	14.52	
	Bodeguero	2.50	hh	5.42	13.55	4.67	
	Lamparero	2.50	hh	5.42	13.55	4.67	
	Electrico	2.50	hh	8.60	21.50	7.41	
	Personal Servicios Mina - Tuberos	6.00	hh	5.42	32.52	11.22	
	Personal Servicios Mina - Ventilación	0.00	hh	5.42	0.00	0.00	
	Personal Servicios - traslado explosivos	2.57	hh	5.42	13.94	4.81	
	Jefe de guardia	5.00	hh	14.03	70.16	24.19	133.88
2.10	MATERIALES						
	Barra de extensión	0.082	Und	360.00	29.68	10.24	
	Broca R32 51 mm	0.515	Und	83.00	42.77	14.75	
	Shank adapter	0.046	Und	265.00	12.14	4.19	
	Coopling	1.890	Und		0.00	0.00	
	Adaptador piloto	0.018	Und	220.00	3.88	1.34	
	Broca rimadora 89 mm	0.018	Und	334.00	5.88	2.03	
	Copas de afilado	0.018	jgo	136.00	2.40	0.83	
	Aguzadora	1.00	gda	2.67	2.67	0.92	
	Tuberías de polietileno 2" (agua)	2.90	mf	6.25	18.12	6.25	
	Tuberías de polietileno 2" (aire)	2.90	mf	6.25	18.12	6.25	
	Tuberías de polietileno 4" (bombeo)	2.90	mf	7.74	22.44	7.74	
	Bridas de 2" (agua) / Unión polietileno "	0.04	Und	4.88	0.20	0.07	
	Accesorios de tubería (Valvulas, Tees, Codo)	1.00	Glb	5.50	5.50	1.90	
	Tubos PVC para arrastre 1"	10.0	Und	3.00	30.00	10.35	
	Tableros eléctricos distribución	0.007	Glb	750.00	5.00	5.00	
	Tableros eléctricos arrancador	0.003	Glb	1,000.00	3.33	3.33	
	Conectores trifasicos	0.010	Glb	70.00	0.70	0.70	
	Cables electricos	2.90	mf	0.00	0.00	0.00	
	Barreno integral cancamos	14.00	pp	0.12	1.73	0.60	
	Barreno integral 7/8" cuneta	14.00	pp	0.12	1.73	0.60	
	Mangas de Ventilación - 30"	2.83	mf	2.00	5.66	1.95	
	Cancamos agua-aire y electricidad	7.00	und	0.60	4.20	1.45	
	Manguera de lona 2" 100 psi	1.50	mf	7.00	10.50	3.62	
	Manguera de lona 1" 100 psi	1.50	mf	3.42	5.13	1.77	
	Acetate de perforación	0.50	gh	8.96	4.48	1.54	87.40
2.20	EXPLOSIVOS						
	Tacos de arcilla	0.00	und	0.000	0.00	0.00	0.00
2.30	Herramientas						
	Implementos de Seguridad	0.08	%	133.88		10.71	
	Herramientas manuales	0.05	%	133.88		6.69	
	Lampara Minera	54.07	hh	0.12	6.57	2.27	19.67
3.00	EQUIPOS						
	Jumbo electrohidráulico	3.00	hm	105.20	315.60	108.83	
	Scooptram de 6,0 yd3	4.00	hm	82.97	331.90	114.45	
	Perforadora jackleg cancamos	14.00	pp	0.14	1.96	0.68	
	Perforadora jackleg cuneta	14.00	pp	0.14	1.96	0.68	
	Ventiladores de 30,000 CFM	1.00	gda	20.00	20.00	6.90	
	Ventiladores de 60,000 CFM	1.00	gda	0.00	0.00	0.00	
	Cargador de lamparas	54.07	hh	0.26	14.06	4.85	
	Compresor Electrico	5.00	hm	0.00	0.00	0.00	236.38
COSTO DIRECTO							477.33
GASTOS GENERALES							13%
							62.95
UTILIDAD							10%
							47.73
COSTO TOTAL							587.12
							US\$ / ML

Los precios unitarios no incluyen IGV

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA :	Transp.mineral mina a canchas d= 1 km	Rendimiento	496.16 Ton/gda
DIMENSIONES :		Viajes/gda	19
UNIDAD DE MEDIDA :	Ton	Hrn/gda	10.00
ELABORADO POR			
CLIENTE	SMEBSAA	Horas por guardia	10.28 hrs
TIPO DE MATERIAL :	MINERAL		
DUREZA DE MATERIAL :	MEDIA		
INCLUYE :	Chofer, Operador scoop, Petroleo, Scoop 6 y3 y Volquete NL 12		
FECHA ELABORACION :	dic-09		

Item	Descripción	Cant.	Und.	P.U (US\$)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA						
	Chofer de volquete	10.00	hh	7.16	71.55	0.14	
	Operador Scoop	3.00	hh	7.16	21.47	0.04	
	Paletero	0.00	hh	5.42	0.00	0.00	
	Grifero	2.00	hh	5.42	10.84	0.02	
	Capataz	2.00	hh	10.53	21.06	0.04	
	Jefe de guardia	2.00	hh	14.03	28.06	0.06	0.31
2.10	MATERIALES						
	Petroleo D-2 volquete	4.00	Gln	3.00	12.00	0.24	0.24
2.30	Herramientas						
	Implementos de Seguridad Normal	0.05	%	0.31		0.02	
	Lampara Minera	19	hh	0.12	2.28	0.00	0.02
3.00	EQUIPOS						
	Scooptram de 6,0 yd3	2.00	hm	82.97	165.95	0.33	
	Volquete	10.0	hm	22.00	220.00	0.44	0.78
COSTO DIRECTO							1.35
GASTOS GENERALES							13%
UTILIDAD							10%
COSTO TOTAL							US\$ /Ton
							1.66

Los precios unitarios no incluyen IGV

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA : Transp.mineral Km adicional Rendimiento 920.56 Ton/gda
 DIMENSIONES : Viajes/gda 19
 UNIDAD DE MEDIDA : Ton Hm/gda 11.00
 ELABORADO POR
 CLIENTE SMEBSAA Horas por guardia 12.00 hrs
 TIPO DE MATERIAL : MINERAL
 DUREZA DE MATERIAL MEDIA
 INCLUYE: Chofer, Operador scoop, Petroleo, Scoop 6 y3 y Volquete NL 12

FECHA DE ELABORACK dic-09

Item	Descripción	Cant.	Und.	P.U (US\$)	Parcial	S-Total	Total	
1.00	MANO DE OBRA							
	Chofer de volquete	10.00	hh	7.16	71.55	0.08		
	Paletero	0.00	hh	7.16	0.00	0.00		
	Grifero	2.00	hh	5.42	10.84	0.01		
	Capataz	2.00	hh	5.42	10.84	0.01		
	Jefe de guardia	2.00	hh	10.53	21.06	0.02	0.12	
2.10	MATERIALES							
	Petroleo D-2 volquete	4.00	Gln	3.00	12.00	0.14	0.14	
2.30	Herramientas							
	Implementos de Seguridad Normal	0.08	%	0.12		0.01		
	Lampara Minera	16	hh	0.12	1.92	0.00	0.01	
3.00	EQUIPOS							
	Volquete NL 12	10.0	hm	22.00	220.00	0.24	0.24	
COSTO DIRECTO							0.52	
GASTOS GENERALES							13%	0.07
UTILIDAD							10%	0.05
COSTO TOTAL							US\$ /Ton	0.64

Los precios unitarios no incluyen IGV

MERCEDES BENZ	ACTROS 3343K	MERCEDES	2008
ESTADO DEL CHASIS		X	X
ESTADO DEL MOTOR		X	X
ESTADO DEL SISTEMA HIDRAULICO		X	X
ESTADO DEL SISTEMA TRANSMISION		X	X
ESTADO DEL SISTEMA ELECTRICO		X	X

JIRC INGENIERIA Y CONSTRUCCION S.A.C

ANÁLISIS DE COSTO HORARIO




DATOS GENERALES

Equipo VOLQUETE MB

Valor adquisición con llantas	128,403	US\$	Intereses (año)	8.84%
Valor Teiva	17,200	US\$	Seguros (%)	2.10%
Costo de adquisición (incl. Teiva)	145,603	US\$	Impuestos	1.37%
Valor de rescate	0	0%		
Vida económica	15,000	Horas	3 Años	
Horas mínimas	417	Horas		

Descripción	UM	Cantidad	Precio Unitario	Vida útil (Hr)	Costo Parcial (USD/Hr)	Costo Total (USD/Hr)
1.0 COSTOS DE PROPIEDAD						
1.01 Depreciación horaria	Horas	1.00	145,603.00	15,000	9.71	12.06
1.02 Financieros (intereses)	Horas	1.00	97,068.67	5,000	1.68	
1.03 Seguros, Impuestos	Horas	1.00	97,068.67	5,000	0.67	
2.0 COSTOS DE MANTENIMIENTO						11.13
2.1 LUBRICANTES						
2.1.01 Aceite motor 15W 40	Galón	8.00	10.18	250.00	0.37	
2.1.02 Refrigerante	Galón	6.00	12.69	1000.00	0.08	
2.1.03 Aceite de dirección	Galón	1.00	10.25	1000.00	0.01	
2.1.04 Aceite caja 80W 90	Galón	5.00	10.16	500.00	0.10	
2.1.05 Aceite carona 85W 140	Galón	12.00	10.61	500.00	0.25	
2.1.06					0.00	
2.1.07					0.00	
2.1.08					0.00	
2.1.09					0.00	
2.1.10					0.00	
2.1.11					0.00	
2.1.12					0.00	
2.2 FILTROS						
2.2.01 Filtros aceite motor	Unidad	1.00	13.46	250.00	0.05	
2.2.02 Filtros petróleo	Unidad	1.00	20.22	250.00	0.08	
2.2.03 Filtros separador de agua	Unidad	1.00	15.77	500.00	0.03	
2.2.04 Filtro hyd dirección	Unidad	2.00	2.88	1000.00	0.01	
2.2.05 Filtros aire primario	Unidad	2.00	97.17	250.00	0.78	
2.2.06 Filtros aire secundario	Unidad	1.00	17.09	500.00	0.03	
2.2.07					0.00	
2.2.08					0.00	
2.2.09					0.00	
2.2.10					0.00	
2.2.11					0.00	
2.2.12					0.00	
2.2.13					0.00	
2.3 LLANTAS						
2.3.01 Llantas delanteras	Unidad	2.00	422.92	2000.00	0.42	
2.3.02 Llantas posteriores	Unidad	8.00	626.75	2000.00	2.51	
2.3.03					0.00	
2.3.04					0.00	
2.4 REPUESTOS Y REPARACIONES						
2.4.01 Repuestos	%	75.0%	65521.35	15,000.00	4.37	
2.4.02 Mano de Obra	%	5.0%	3852.09	15,000.00	0.01	
2.5 OTROS						
2.5.01 Elementos de desgaste	Global	1.00	5000.00	3000.00	1.67	
2.5.02 Insumos	Global	1.00	150.00	416.67	0.36	
Total Costo Directo						23.19
3.0 COSTO INDIRECTO						0.70
3.01 Gastos generales	%	3.0%			0.70	
3.02 Utilidad	%	0.0%			0.00	
COSTO TOTAL HORARIO	\$MR					23.89

	Formato:	Emisor	: Gerencia Planeamiento y Proyectos
	CONTROL DE EXTRACCIÓN CON VOLQUETES	Código	: PR-OP-005
		Fecha	: 28-08-2009
		Edición	: 001

GUARDIA
FECHA
OPERADOR

PLACA

HORÓMETRO
INICIAL
FINAL

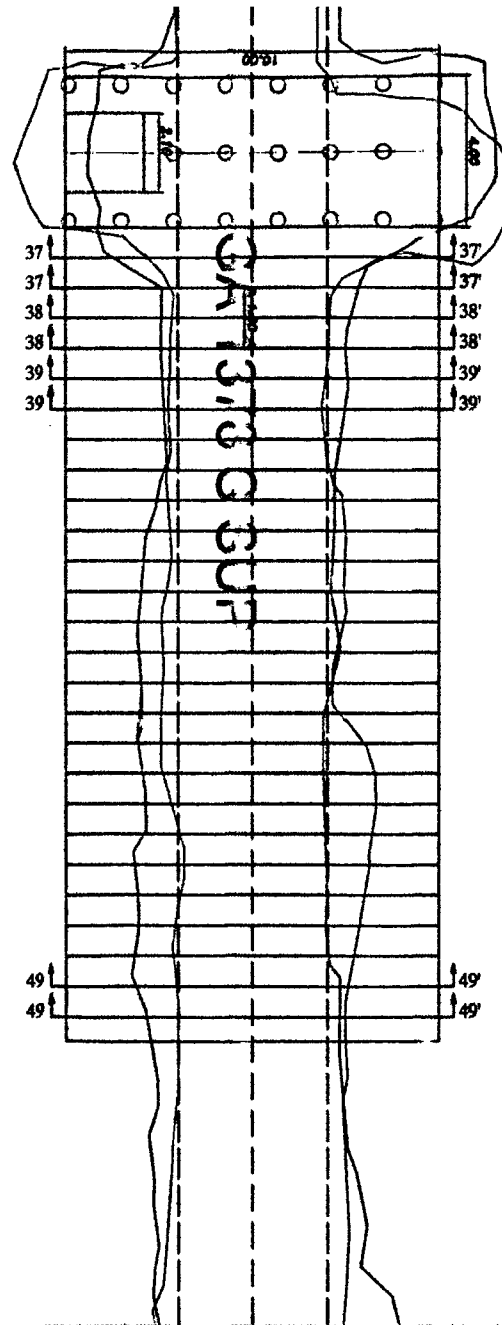
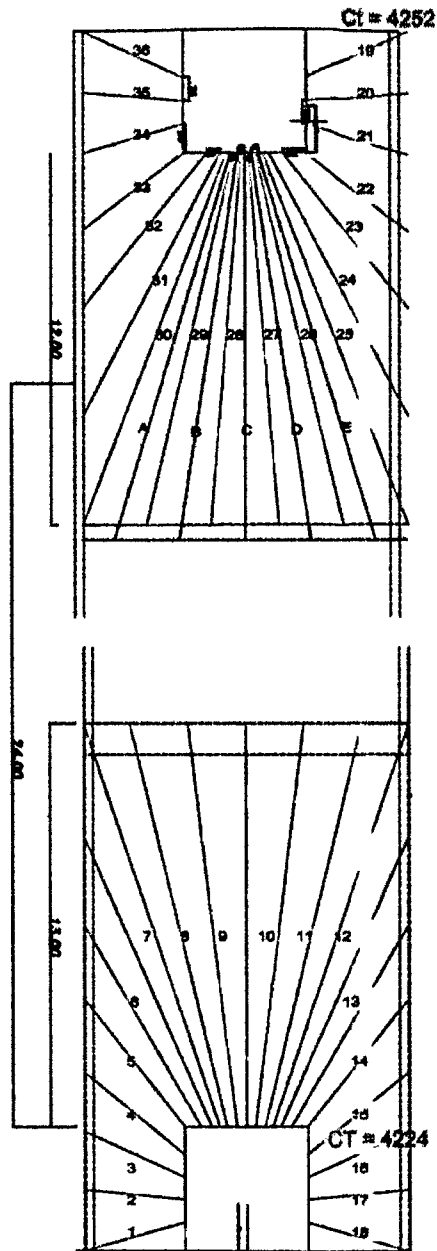
ITEM	NINA	ZONA	H. RELOJ INICIO	LUGAR DE ORIGEN	H. RELOJ FINAL	LUGAR DE DESTINO	TIPO DE CARGA	Nº Cuchar, Scoop
1								
2								
3								
4								
5								
6								
7								
8								
9								
10								
11								
12								
13								
14								
15								
16								
17								
18								
19								
20								
21								
22								

OBSERVACIONES

OPERADOR

FO-004 / PR-OP-005/Edición 001

JEFE DE GUARDIA / SUPERVISOR



J R C
 PLANEAMIENTO
 total 1628 m perf
 sup 690Tm

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
19	3.65m.	2b + 43m.	25'	
20	3.31m.	2b + 21m.	5'	
21	3.43m.	2b + 28m.	16'	
22	4.15m.	2b + 77m.	37'	
23	6.45m.	4b + 30m.	51'	
24	6.62m.	6b + 41m.	62'	
25	12.68m.	8b + 58m.	69'	
26	12.33m.	8b + 52m.	77'	
27	12.04m.	8b + 53m.	85'	
28	12.04m.	8b + 53m.	85'	
29	12.33m.	8b + 52m.	77'	
30	12.68m.	8b + 58m.	69'	
31	6.62m.	6b + 41m.	62'	
32	6.45m.	4b + 30m.	51'	
33	4.15m.	2b + 77m.	37'	
34	3.43m.	2b + 28m.	16'	
35	3.31m.	2b + 21m.	5'	
36	3.65m.	2b + 43m.	25'	
TOTAL	155.76m.			

DIRECCION ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

J R C
 PLANEAMIENTO
 total 1568 m perf

Inf 690Tm

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
1	3.43m.	2b + 28m.	16'	
2	3.30m.	2b + 20m.	0'	
3	3.43m.	2b + 28m.	16'	
4	4.13m.	2b + 76m.	37'	
5	6.22m.	3b + 48m.	51'	
6	6.67m.	5b + 78m.	64'	
7	12.78m.	8b + 52m.	70'	
8	12.29m.	8b + 48m.	78'	
9	12.03m.	8b + 52m.	86'	
10	12.03m.	8b + 52m.	86'	
11	12.29m.	8b + 48m.	78'	
12	12.78m.	8b + 52m.	70'	
13	6.67m.	5b + 78m.	64'	
14	6.22m.	3b + 48m.	51'	
15	4.13m.	2b + 76m.	37'	
16	3.43m.	2b + 28m.	16'	
17	3.30m.	2b + 20m.	0'	
18	3.43m.	2b + 28m.	16'	
TOTAL	130.68m.			

DIRECCION ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

OBSERVACIONES :

REVISADO POR :

FECHA :

DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO-ROBBERIA

ING. EDER SALAZAR
 Supervisor de M. a. CIEB
 ING. ANTHONY YAHUANA
 Jefe de Operaciones Eléctricas CM
 ING. LUIS REYES
 Gerente de Obra JRC

OCTUBRE
 2011

JOSMEL SAVORAS H.

ESCALA :

DISEÑO : DIBUJADO :

1:100

PLANEAMIENTO PLANEAMIENTO

JRC Ingeniería y Construcción

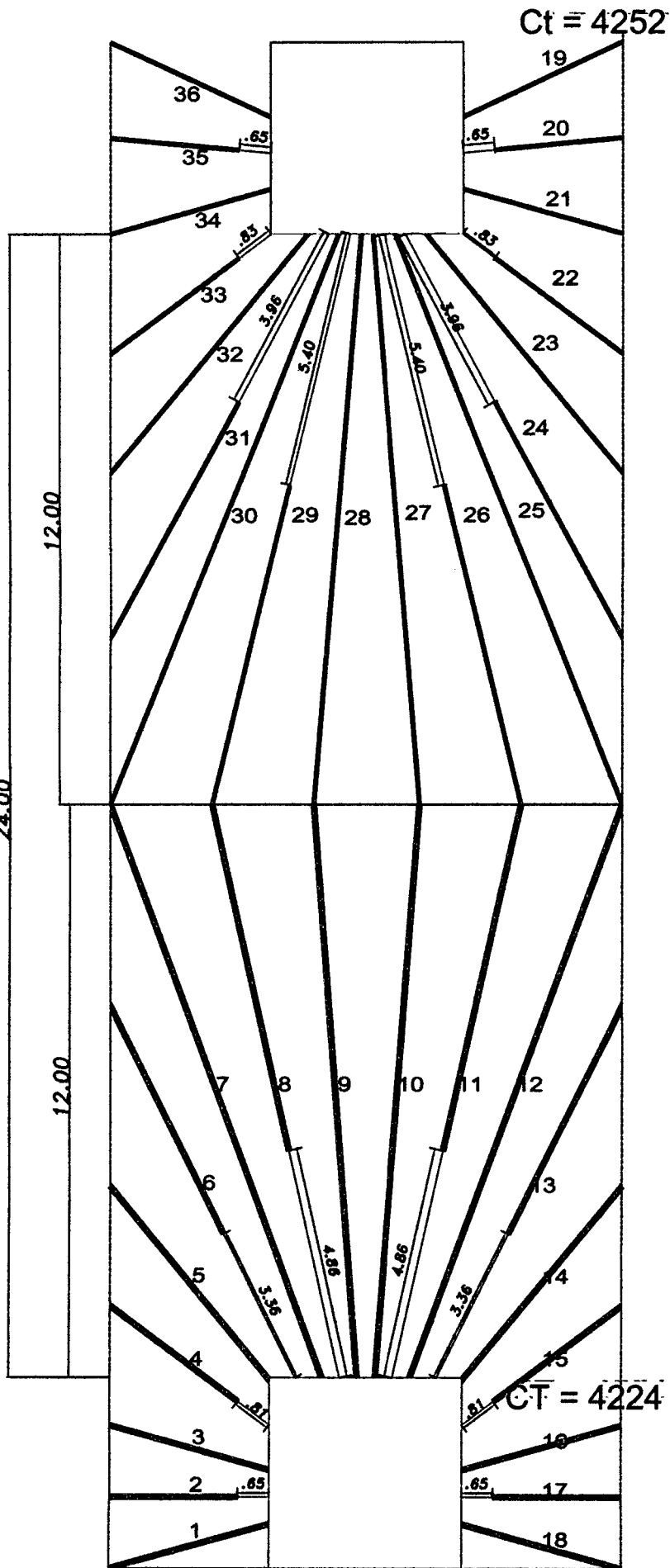
UNIDAD MINERA COLOQUIJIRCA

PROYECTO :

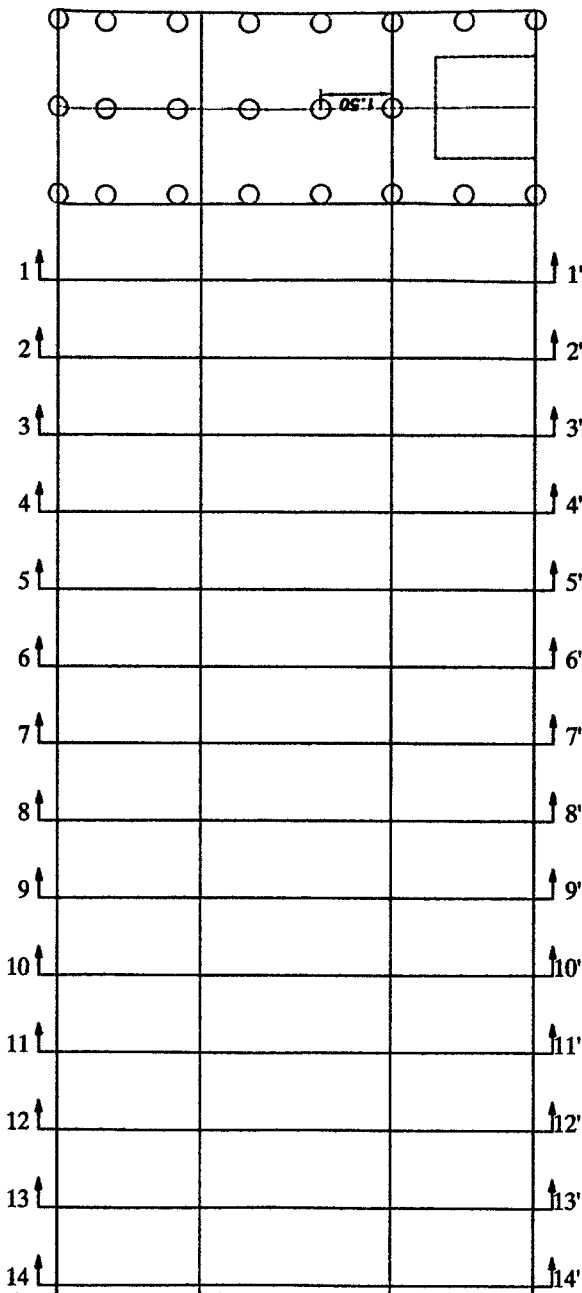
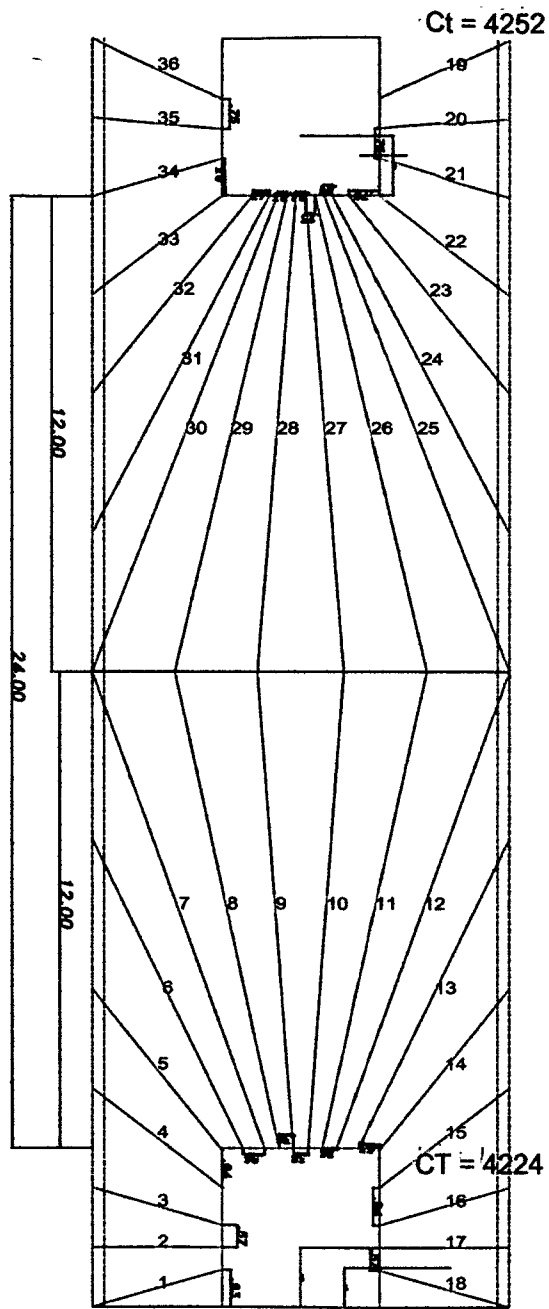
MALLA DE PERFORACIÓN
 Tj 1378 S

Marcapunta Norte

A-01



OBSERVACIONES: _____ _____ _____	REVISADO POR: ING. EDER SALAZAR <small>Gerente de Operación y Mantenimiento</small> ING. ANTHONY YAHUANA <small>Supervisor de Operación y Mantenimiento</small> ING. LUIS REYES <small>Gerente de Operación y Mantenimiento</small>	FECHA: OCTUBRE 2011 ESCALA: 1:100	RESPONSABLE DE ELABORACION: JONAS BAFORUA H DISEÑO: PLANTEAMIENTO / PLANEAMIENTO	JRC Ingeniería y Construcción UNIDAD MINERA COLOQUIRCA	PROYECTO: MALLA DE CARGUIO TJ 1378 S Marcapunta Norte
---	--	--	---	--	--



J R C
PLANEAMIENTO
total 1628 m perf
sup 690Tm

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
19	3.65m.	2b + .43m.	25°	
20	3.31m.	2b + .21m.	5°	
21	3.43m.	2b + .29m.	16°	
22	4.15m.	2b + .77m.	37°	
23	6.45m.	4b + .30m.	51°	
24	9.62m.	6b + .41m.	62°	
25	12.89m.	8b + .59m.	69°	
26	12.33m.	8b + .22m.	77°	
27	12.04m.	8b + .03m.	85°	
28	12.04m.	8b + .03m.	85°	
29	12.33m.	8b + .22m.	77°	
30	12.89m.	8b + .59m.	69°	
31	9.62m.	6b + .41m.	62°	
32	6.45m.	4b + .30m.	51°	
33	4.15m.	2b + .77m.	37°	
34	3.43m.	2b + .29m.	16°	
35	3.31m.	2b + .21m.	5°	
36	3.65m.	2b + .43m.	25°	
TOTAL	135.76m.			

CON ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
1	3.43m.	2b + .29m.	16°	
2	3.30m.	2b + .20m.	0°	
3	3.43m.	2b + .29m.	16°	
4	4.13m.	2b + .76m.	37°	
5	5.22m.	3b + .48m.	51°	
6	8.67m.	5b + .78m.	64°	
7	12.78m.	8b + .52m.	70°	
8	12.29m.	8b + .19m.	78°	
9	12.03m.	8b + .02m.	86°	
10	12.03m.	8b + .02m.	86°	
11	12.29m.	8b + .19m.	78°	
12	12.78m.	8b + .52m.	70°	
13	8.67m.	5b + .78m.	64°	
14	5.22m.	3b + .48m.	51°	
15	4.13m.	2b + .76m.	37°	
16	3.43m.	2b + .29m.	16°	
17	3.30m.	2b + .20m.	0°	
18	3.43m.	2b + .29m.	16°	
TOTAL	130.56m.			

CON ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

OBSERVACIONES :

REVISADO POR :

ING. EDER SALAZAR
Supervisor de la O. n. S. M. E. B.
ING. ANTHONY YAHUANA
Jefe de Operaciones Subterráneas S. M. E. B.
ING. LUIS REYES
Gerente de Obras J. R. C.

FECHA :

OCTUBRE
2011

ESCALA :

1 : 100

DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO-INGENIERIA

JOSMEL SAFORAS H.

DISERO :

PLANEAMIENTO

DRIBUJO CAD :

PLANEAMIENTO

JRC Ingeniería y Construcción

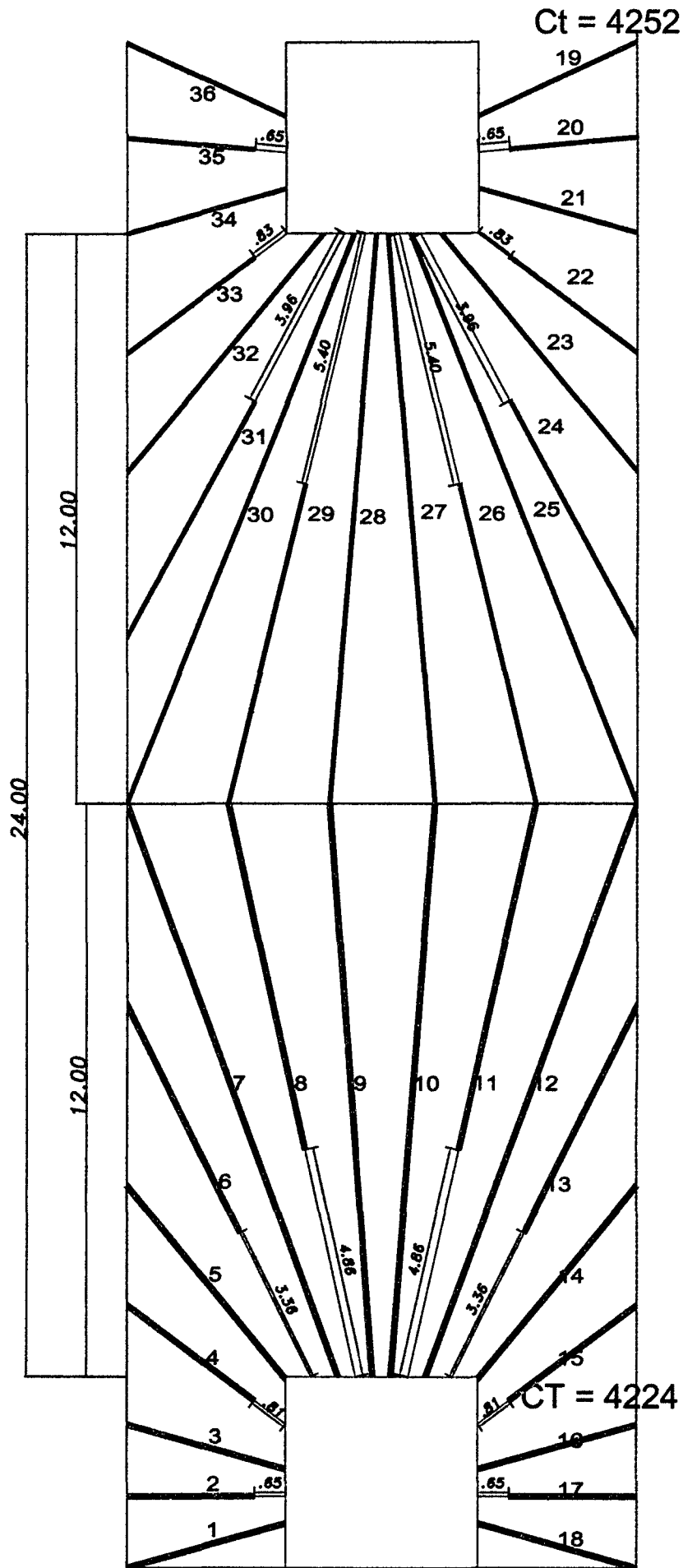
UNIDAD MINERA COLQUIJIRCA

PROYECTO :

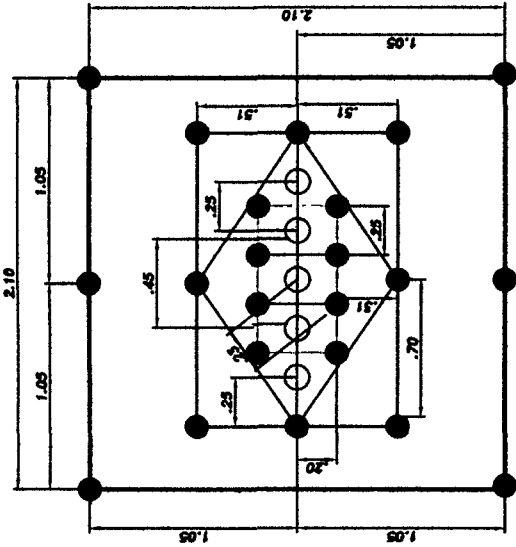
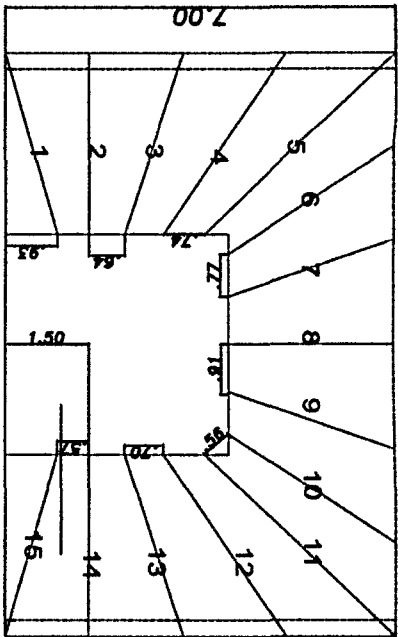
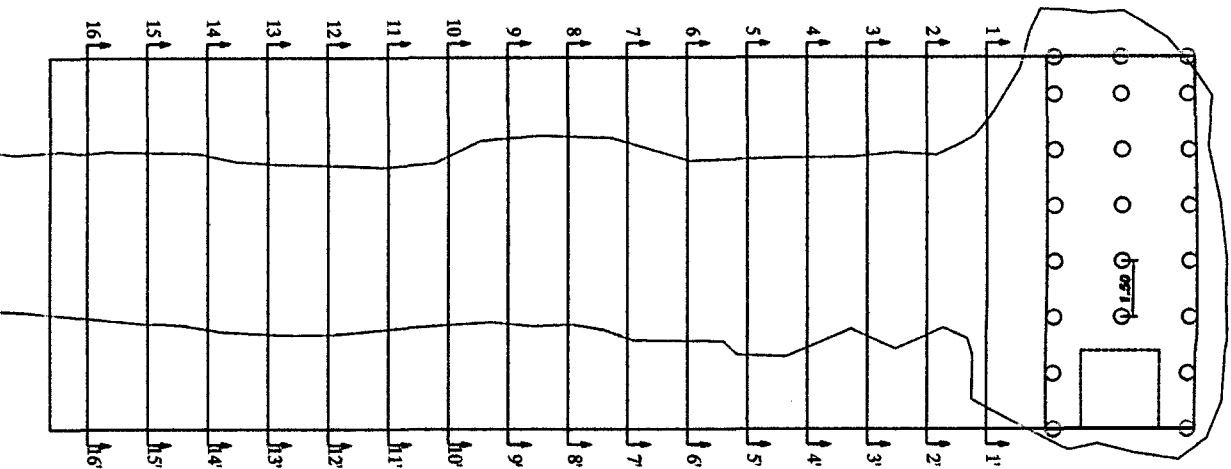
MALLA DE PERFORACIÓN
Tj 1398 S

Marcapunta Norte

A-03



OBSERVACIONES:	REVISADO POR:	FECHA:	APROBADO POR:	JRC Ingeniería y Construcción UNIDAD MINERA COLQUIJRCA	PROYECTO:
	ING. EDER SALAZAR	OCTUBRE 2011	JORHEL BAPORIN H.		MALLA DE CARGUO
	ING. ANTHONY YAHUANA				TJ 1398 S
	ING. LUIS REYES	ESCALA:	DESCRIPCIÓN:		Marcapunta Norte A-0
	Compañía de CTR S.A.C.	1:100	PLANEAMIENTO / PLANEAMIENTO		



INT 500 1 M

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
1	3.43m.	2b + .29m.	16°	
2	3.30m.	2b + .20m.	0°	
3	3.47m.	2b + .31m.	18°	
4	3.97m.	2b + .65m.	34°	
5	4.76m.	3b + .17m.	46°	
6	3.59m.	2b + .39m.	57°	
7	3.17m.	2b + .12m.	71°	
8	3.00m.	2b + .00m.	90°	
9	3.17m.	2b + .12m.	71°	
10	3.59m.	2b + .39m.	57°	
11	4.76m.	3b + .17m.	46°	
12	3.97m.	2b + .65m.	34°	
13	3.47m.	2b + .31m.	18°	
14	3.30m.	2b + .20m.	180°	
15	3.43m.	2b + .29m.	16°	
TOTAL	54.36m.			

SECCION ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

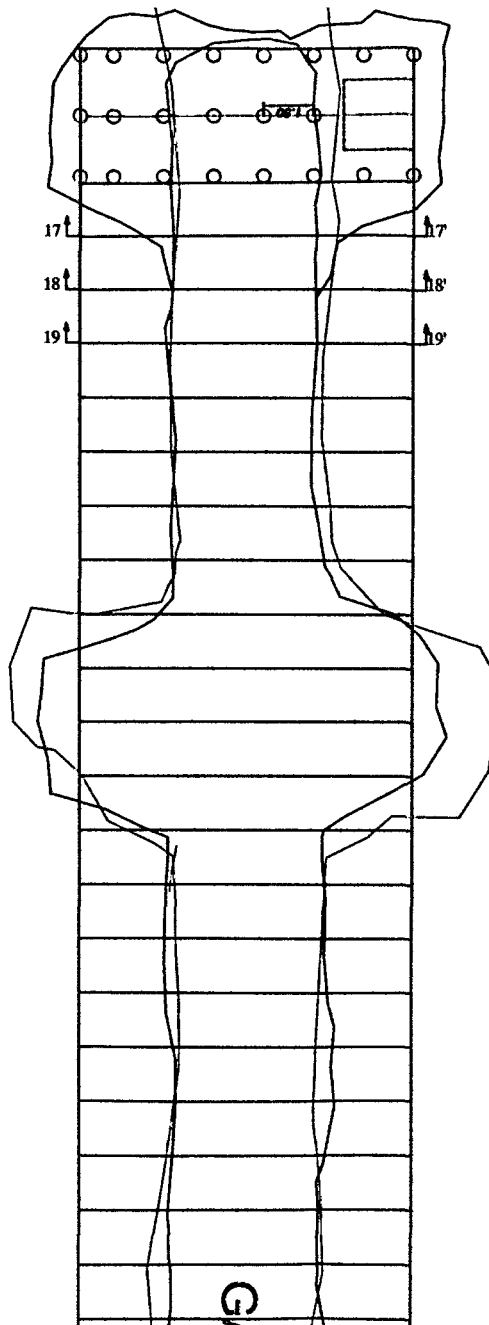
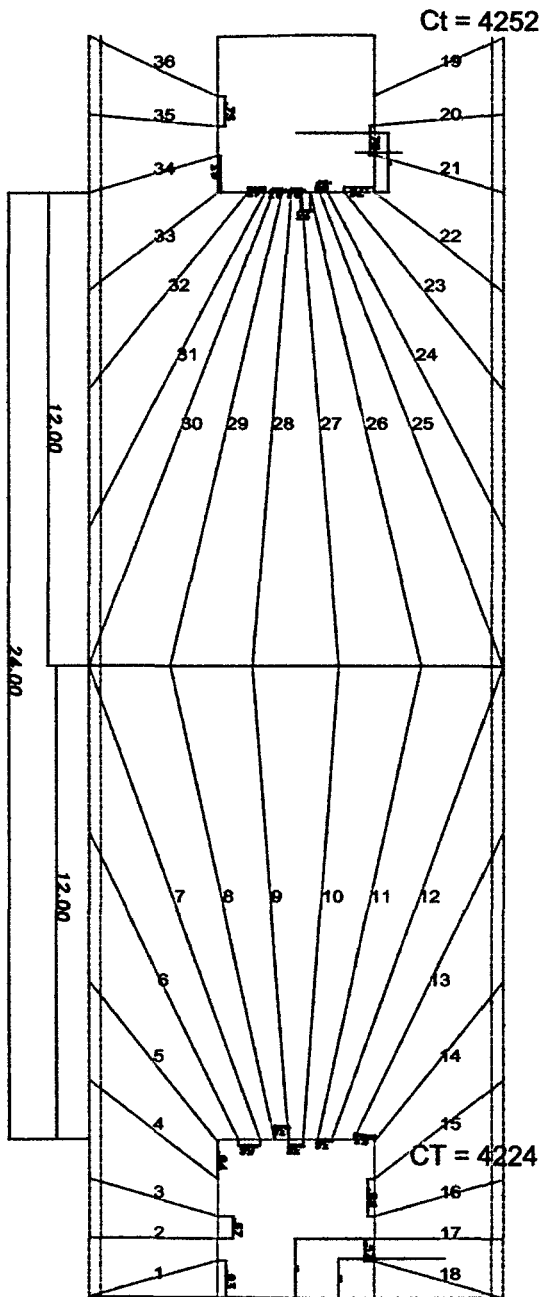
OBSERVACIONES:
 REVISADO POR:
 ING. EDER SALAZAR
 Supervisor de la F. de SEREB
 ING. ANTHONY VAHLLANA
 Jefe de Operaciones y Mantenimiento SEREB
 ING. LUIS REYES
 Gerente de O&M JRC

FECHA: OCTUBRE 2011
 EQUIPAMIENTO: PLANTEAMIENTO-INSTALAR
 JOSEMI SANCORASHI
 ESCALA: 1:100
 PLANTEAMIENTO PLANTEAMIENTO

JRC Ingeniería y Construcción
 UNIDAD MINERA COLOQUIRCA

PROYECTO:
MAILLA DE PERFORACIÓN
TJ 1418 S F-1
Marcapunta Norte

A-05



J R C
PLANEAMIENTO
total 1628 m perf
sup 690Tm

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
19	3.85m.	2b + .43m.	25°	
20	3.31m.	2b + .21m.	5°	
21	3.43m.	2b + .29m.	16°	
22	4.15m.	2b + .77m.	37°	
23	6.45m.	4b + .30m.	51°	
24	9.62m.	6b + .41m.	62°	
25	12.89m.	8b + .59m.	69°	
26	12.33m.	8b + .22m.	77°	
27	12.04m.	8b + .03m.	85°	
28	12.04m.	8b + .03m.	85°	
29	12.33m.	8b + .22m.	77°	
30	12.89m.	8b + .59m.	69°	
31	9.62m.	6b + .41m.	62°	
32	6.45m.	4b + .30m.	51°	
33	4.15m.	2b + .77m.	37°	
34	3.43m.	2b + .29m.	16°	
35	3.31m.	2b + .21m.	5°	
36	3.65m.	2b + .43m.	25°	
TOTAL	136.78m.			

CCION ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

J R C
PLANEAMIENTO
total 1566 m perf
inf 690Tm

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
1	3.43m.	2b + .29m.	16°	
2	3.30m.	2b + .20m.	0°	
3	3.43m.	2b + .29m.	16°	
4	4.13m.	2b + .76m.	37°	
5	5.22m.	3b + .48m.	51°	
6	8.67m.	5b + .78m.	64°	
7	12.78m.	8b + .52m.	70°	
8	12.29m.	8b + .19m.	78°	
9	12.03m.	8b + .02m.	86°	
10	12.03m.	8b + .02m.	86°	
11	12.29m.	8b + .19m.	78°	
12	12.78m.	8b + .52m.	70°	
13	8.67m.	5b + .78m.	64°	
14	5.22m.	3b + .48m.	51°	
15	4.13m.	2b + .76m.	37°	
16	3.43m.	2b + .29m.	16°	
17	3.30m.	2b + .20m.	0°	
18	3.43m.	2b + .29m.	16°	
TOTAL	130.68m.			

CCION ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

OBSERVACIONES :

REVISADO POR :

ING. EDER SALAZAR
Supervisor de M. de S. M. E. B.
ING. ANTHONY YAHUANA
Jefe de Operaciones Subterráneas CM. E. B.
ING. LUIS REYES
Gerente de Obra J. R. C.

FECHA :

OCTUBRE
2011

DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO-INGENIERIA

JOSMEL SAFORAS H.

ESCALA :

1 : 100

DISEÑO : DIBUJO CAD :

PLANEAMIENTO PLANEAMIENTO

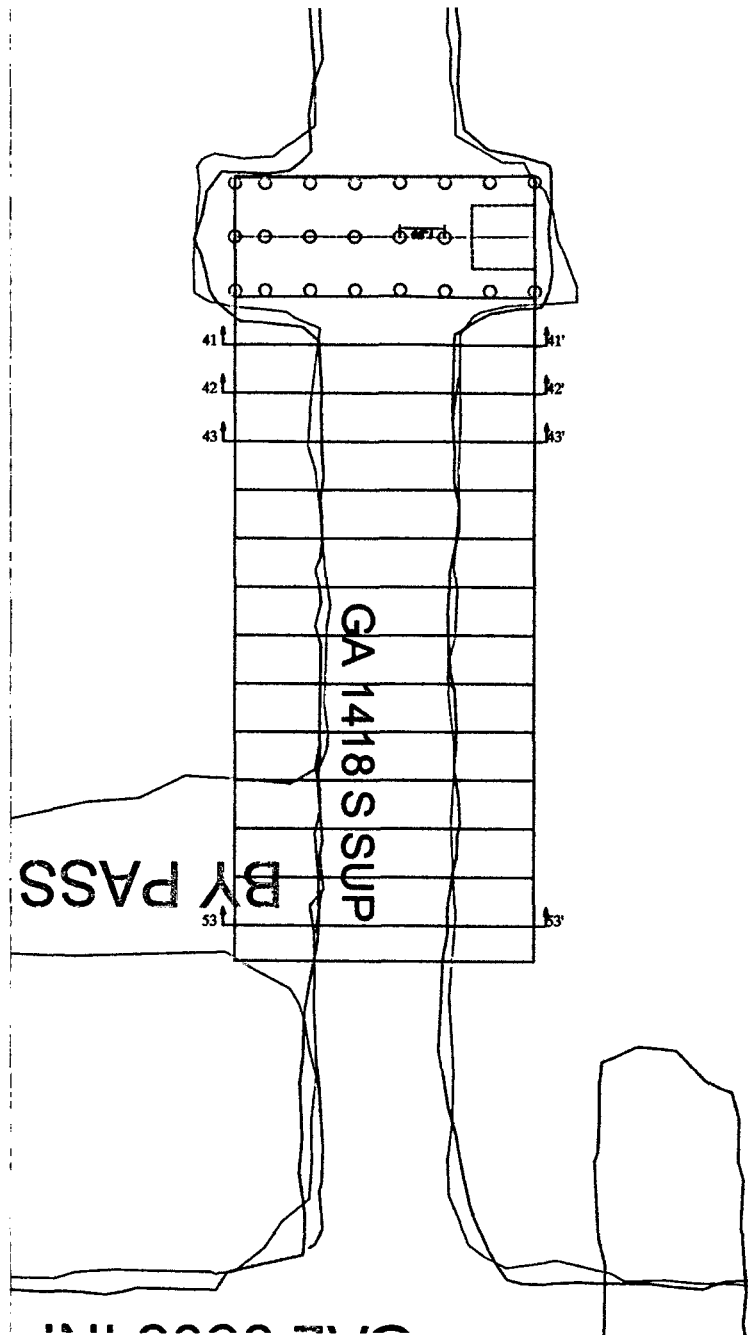
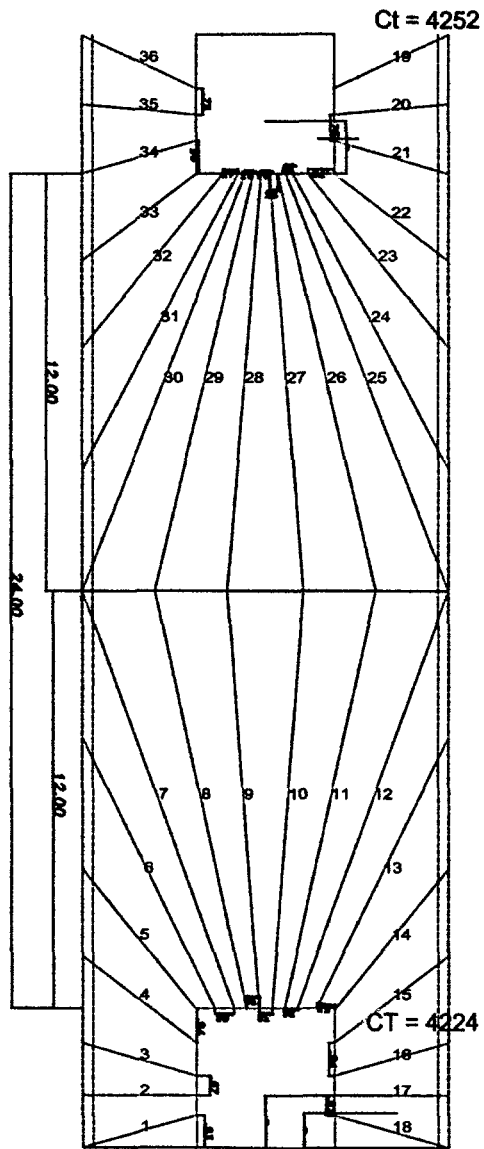
JRC Ingeniería y Construcción

UNIDAD MINERA COLOQUIJIRCA

PROYECTO :
MALLA DE PERFORACIÓN
TJ 1418 S T-2

Marcapunta Norte

A-06



J R C
 PLANEAMIENTO
 total 1628 m perf
 sup 690Tm

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
19	3.85m.	2b + .43m.	25°	
20	3.31m.	2b + .21m.	5°	
21	3.43m.	2b + .29m.	16°	
22	4.15m.	2b + .77m.	37°	
23	6.45m.	4b + .30m.	51°	
24	9.62m.	8b + .41m.	62°	
25	12.89m.	8b + .59m.	69°	
26	12.33m.	8b + .22m.	77°	
27	12.04m.	8b + .03m.	85°	
28	12.04m.	8b + .03m.	85°	
29	12.33m.	8b + .22m.	77°	
30	12.89m.	8b + .59m.	69°	
31	9.62m.	6b + .41m.	62°	
32	6.45m.	4b + .30m.	51°	
33	4.15m.	2b + .77m.	37°	
34	3.43m.	2b + .29m.	16°	
35	3.31m.	2b + .21m.	5°	
36	3.85m.	2b + .43m.	25°	
TOTAL	136.78m.			

SECCION ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

J R C
 PLANEAMIENTO
 total 1566 m perf
 inf 690Tm

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
1	3.43m.	2b + .29m.	16°	
2	3.30m.	2b + .20m.	0°	
3	3.43m.	2b + .29m.	16°	
4	4.13m.	2b + .76m.	37°	
5	5.22m.	3b + .48m.	51°	
6	8.67m.	5b + .78m.	64°	
7	12.78m.	8b + .52m.	70°	
8	12.29m.	8b + .19m.	78°	
9	12.03m.	8b + .02m.	86°	
10	12.03m.	8b + .02m.	86°	
11	12.29m.	8b + .19m.	78°	
12	12.78m.	8b + .52m.	70°	
13	8.67m.	5b + .78m.	64°	
14	5.22m.	3b + .48m.	51°	
15	4.13m.	2b + .76m.	37°	
16	3.43m.	2b + .29m.	16°	
17	3.30m.	2b + .20m.	0°	
18	3.43m.	2b + .29m.	16°	
TOTAL	130.56m.			

SECCION ES MIRANDO AL NORTE (TOPE DE LA GALERIA)

OBSERVACIONES :

REVISADO POR :

ING. EDER SALAZAR
 Subordinado de M^a SA^{EB}
 ING. ANTHONY YAHUANA
 Jefe de Operación Subterránea SA^{EB}
 ING. LUIS REYES
 Gerente de Obra JRC

FECHA :

OCTUBRE
 2011

DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO-INGENIERIA

JOSMEL SAFORAS PL

ESCALA :

1 : 100

DISENO :

PLANEAMIENTO

DRIBUJO CAD :

PLANEAMIENTO

JRC Ingeniería y Construcción

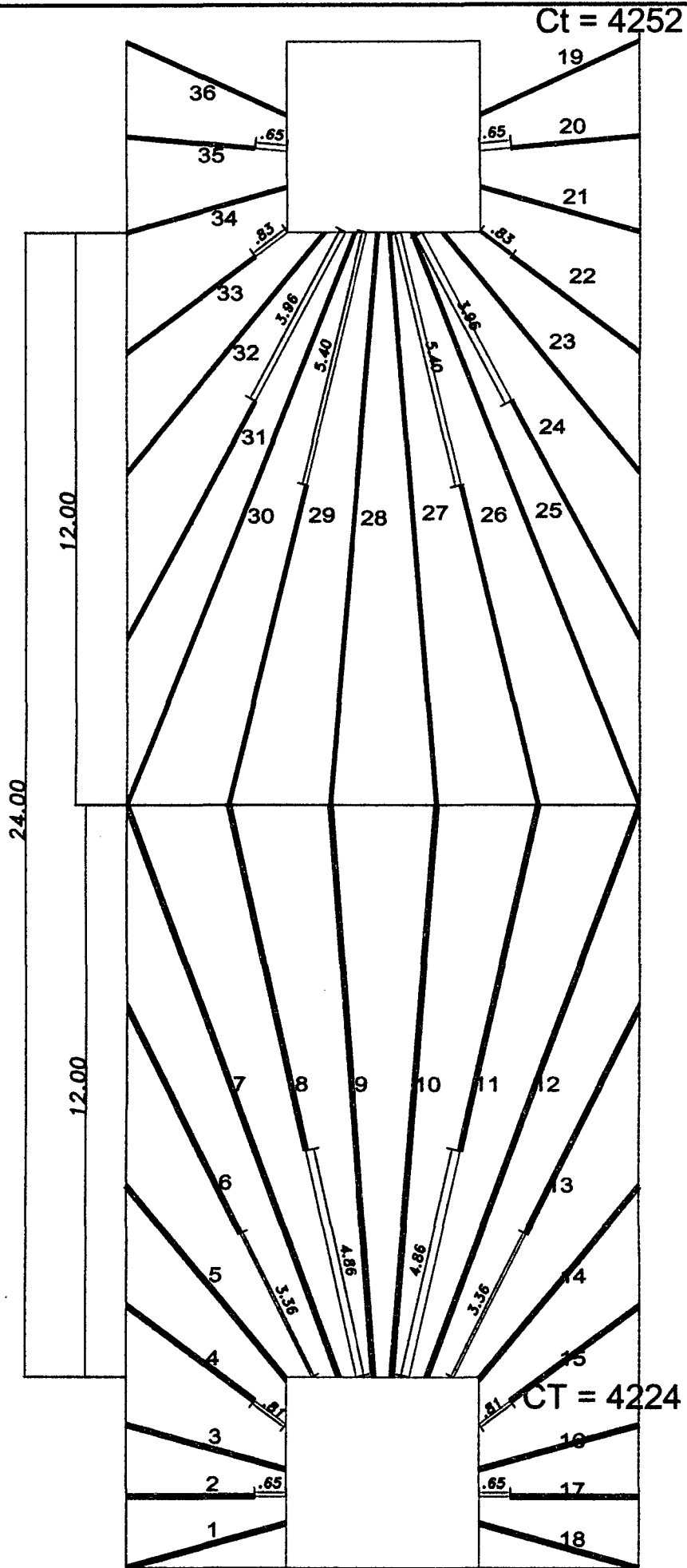
UNIDAD MINERA COLOQUIJRCA

PROYECTO :

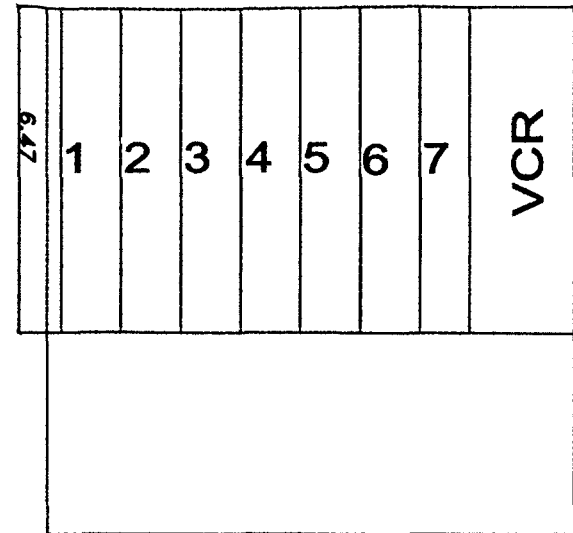
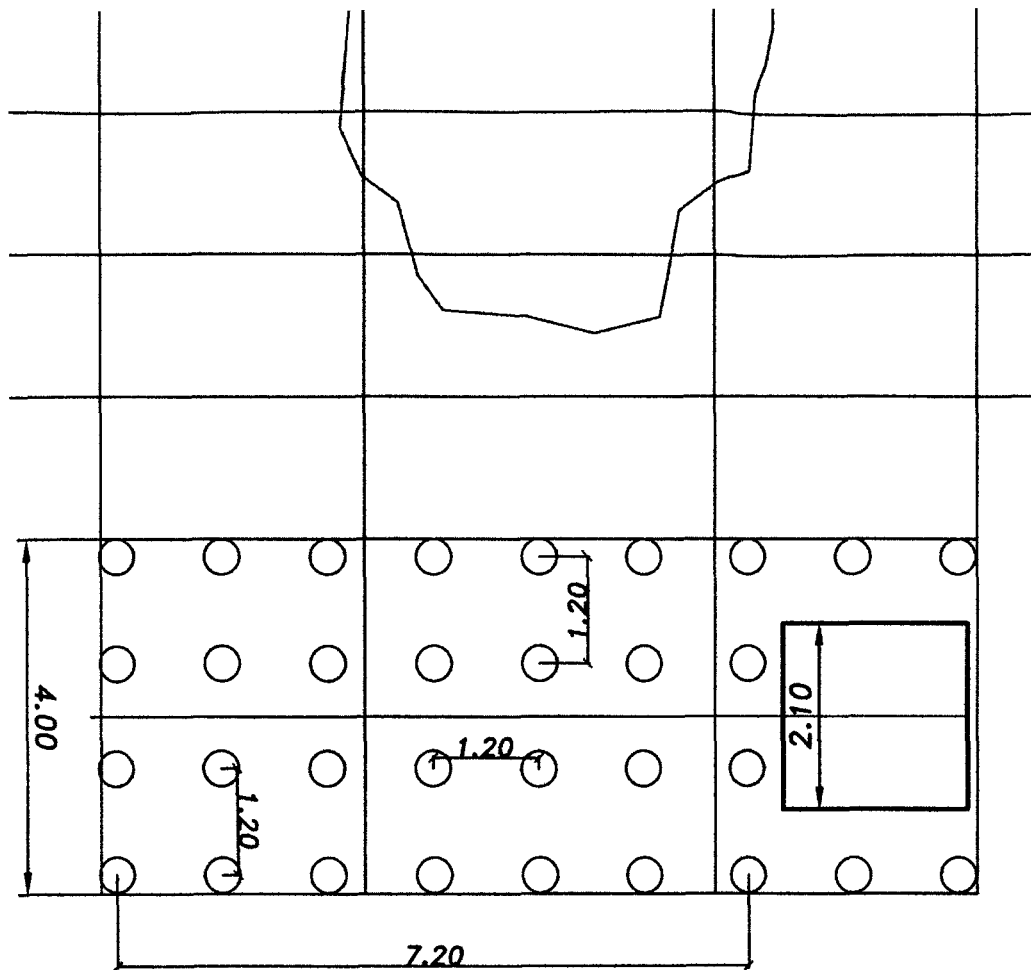
MALLA DE PERFORACIÓN
 TJ 1418 S T-3

Marcapunta Norte

A-07



OBSERVACIONES	REVISADO POR:	FECHA:	APROBADO B. PLANEAMIENTO-MINERAL	PROYECTO: MALLA DE CARGUO TJ 1418 S
	ING. EDER BALAZAR	OCTUBRE 2011	JOSMEL SAPIORIN H.	
	ING. ANTHONY YARRIAMA	ESCALA:	INSTRUMENTOS: BRUNNEN	UNIDAD MINERA COLOQUIRCA
	ING. LUIS REYES	1:100	PLANEAMIENTO PLANEAMIENTO	
				PROYECTO: MALLA DE CARGUO TJ 1418 S
				Marcapunta Norte



N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
1	6.47m.	4b + .47m.	90°	
2	6.47m.	4b + .47m.	90°	
3	6.47m.	4b + .47m.	90°	
4	6.47m.	4b + .47m.	90°	
5	6.47m.	4b + .47m.	90°	
6	6.47m.	4b + .47m.	90°	
TOTAL	38.82m.			

OBSERVACIONES :

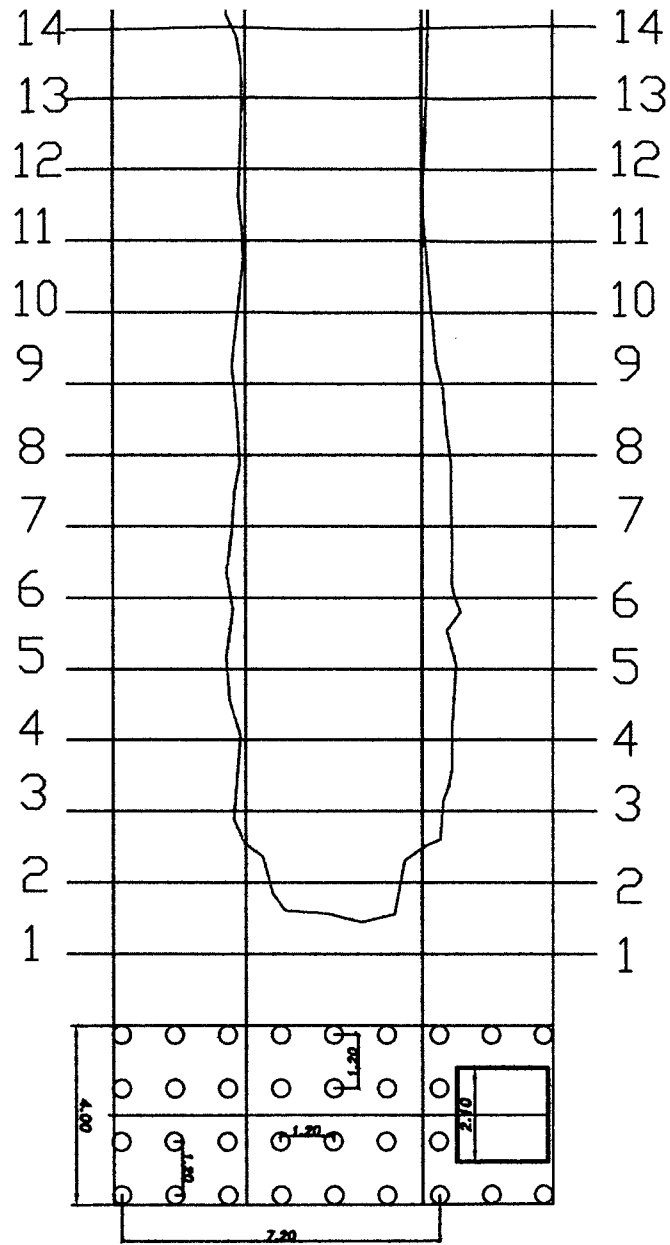
REVISADO POR :
 ING. EDER SALAZAR
 Subgerente de M. y S. MEB
 ING. ANTHONY YAHUANA
 Jefe de Operaciones Subterráneas MEB
 ING. LUIS REYES
 Gerente de Obras JRC

FECHA : OCTUBRE 2011
 DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO - INGENIERIA
 JOBMEL SAFORAS H.
 ESCALA : 1:100
 DISEÑO : PLANEAMIENTO
 DIBUJO CAD : PLANEAMIENTO

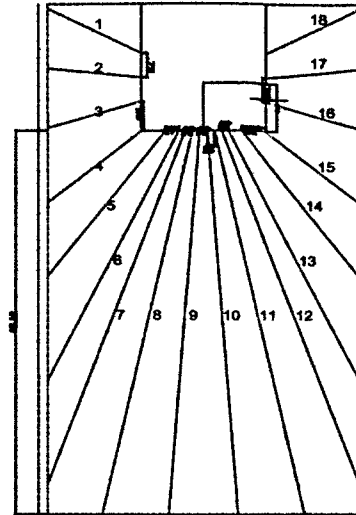
JRC Ingeniería y Construcción
 UNIDAD MINERA COLOQUIJRCA

PROYECTO : **MALLA DE PERFORACIÓN Tj 1458 S SLOT**
Marcapunta Norte

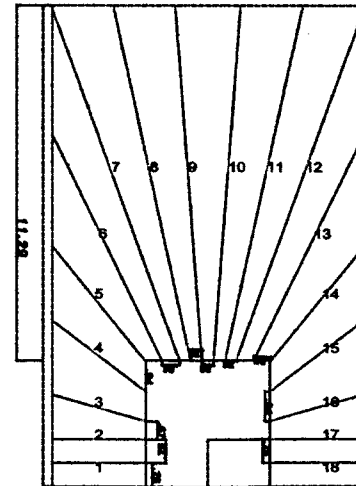
A-09



SUPERIOR



INFERIOR



CP = 4194.40

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
1	3.32m.	2b + .32m.	25°	
2	3.01m.	2b + .01m.	5°	
3	3.12m.	2b + .12m.	16°	
4	3.76m.	2b + .76m.	37°	
5	5.97m.	3b + 1.47m.	51°	
6	8.98m.	5b + 1.48m.	62°	
7	12.06m.	6b + .06m.	69°	
8	12.53m.	6b + .53m.	77°	
9	12.23m.	6b - .23m.	85°	
10	12.23m.	6b - .23m.	85°	
11	12.53m.	6b + .53m.	77°	
12	12.06m.	6b + .06m.	69°	
13	8.97m.	5b + 1.47m.	62°	
14	5.97m.	3b + 1.47m.	51°	
15	3.75m.	2b + .75m.	37°	
16	3.11m.	2b + .11m.	16°	
17	3.01m.	2b + .01m.	5°	
18	3.31m.	2b + .31m.	25°	
TOTAL	142.45m.			

N° TALADROS	L PERFORA	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
1	3.00m.	2b + .00m.	0°	
2	3.00m.	2b + .00m.	0°	
3	3.12m.	2b + .12m.	16°	
4	3.76m.	2b + .76m.	37°	
5	4.75m.	3b + .25m.	51°	
6	7.92m.	5b + .42m.	64°	
7	11.89m.	5b + 1.39m.	70°	
8	11.56m.	4b + 1.06m.	78°	
9	11.32m.	4b + .82m.	86°	
10	11.32m.	4b + .82m.	86°	
11	11.56m.	4b + 1.06m.	78°	
12	11.89m.	5b + 0.6m.	70°	
13	7.92m.	5b + .42m.	64°	
14	4.74m.	3b + .24m.	51°	
15	3.75m.	2b + .75m.	37°	
16	3.11m.	2b + .11m.	16°	
17	3.00m.	2b + .00m.	0°	
18	3.00m.	2b + .00m.	0°	
TOTAL	120.81m.			

OBSERVACIONES :

REVISADO POR :

ING. EDER SALAZAR
Sup. Técnico nº 2 de M. en CMEB
ING. ANTHONY YAHUANA
Jefe de Operaciones Customeras CMEB
ING. LUIS REYES
Gerente de Obra JRC

FECHA :

OCTUBRE
2011

ESCALA :

1 : 100

DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO-MODERNA

JOSMEL SAFORAS H.

DISEÑO :

PLANEAMIENTO

DIBUJO CAD :

PLANEAMIENTO

JRC Ingeniería y Construcción

UNIDAD MINERA COLQUIJRCA

PROYECTO :

**MALLA DE PERFORACIÓN
TJ 1458 S**

Marcapunta Norte

A-10