

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE GEOLOGÍA, MINAS Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

“IMPLICANCIA DE LA APLICACIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION BENCH
AND FILL EN LA REDUCCION DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA
EN EL TJ 024 DE LA VETA SOCORRO EN LA UNIDAD MINERA
UCHUCCHACUA, OYON-LIMA”

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO MINAS

PRESENTADO POR:

BACH. TANO DANILO HUANCA ZEVALLOS

ASESOR:

ING. ROMULO DUEÑAS VARGAS

CUSCO - PERU

2019

DEDICATORIA

Dedico este trabajo principalmente al Señor de Q'oyllority y a la Virgen del Carmen, por haberme dado la vida y permitirme el haber llegado hasta este momento tan importante de mi formación profesional, a mi madre Ana Cecilia, por ser el pilar más importante y por demostrarme siempre su cariño y apoyo incondicional sin importar nuestras diferencias de opiniones, a mi padre Pedro que a pesar de nuestra distancia física, supo enseñarme que incluso la tarea más grande se puede lograr si se hace un paso a la vez.

AGRADECIMIENTO

A la Unidad Minera Uchucchacua por brindarnos toda la información y conocimiento necesarios para desarrollar el presente trabajo de investigación para obtener el grado de Ingeniero de Minas.

A la escuela profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, por haberme otorgado la formación Académica y conocimientos técnicos que me permitirán desenvolverme en mi vida profesional de manera íntegra.

A mi asesor de tesis Ing. Rómulo Dueñas Vargas, por la orientación y ayuda que me brindo para la realización de esta tesis, por su apoyo y amistad que me permitieron aprender mucho más que lo estudiado en el proyecto.

RESUMEN

En el Capítulo I Se desarrollan las generalidades de la tesis correspondiente a la formulación del problema, objetivos generales, específicos y la hipótesis de la investigación en función de la cual se desarrollará la tesis.

En el Capítulo II Se detallan los aspectos generales de la unidad minera motivo de investigación que es la unidad minera Uchuchacua. Se describe su ubicación, accesibilidad y clima, posteriormente se describe la veta objeto de estudio llamada Socorro. Además, se desarrolla el análisis geomecánico de esta veta y los criterios de selección del método de explotación adecuados, este tipo de análisis es el punto de partida para los análisis posteriores de comparación del método de explotación Bench and Fill con otros métodos.

En el Capítulo III se describe el diseño metodológico empleado el cual describe los criterios sobre los cuales se realizó el trabajo de investigación. Para el desarrollo de la tesis lo cual compete el método de investigación, nivel de investigación, las variables dependientes e independientes, los indicadores y finalmente la secuencia de procesamiento de datos.

En el Capítulo IV se describe el método de explotación Cut and Fill y el método de explotación Bench and Fill de los cuales posteriormente se compararán sus costos para determinar la implicancia del uso del método de explotación Bench and Fill en los costos de Perforación y Voladura.

En el Capítulo IV se realiza el procesamiento y análisis de información en el cual se calculan los costos unitarios del método de explotación Cut and Fill y el método de explotación Bench and Fill. Los costos unitarios calculados son los costos de accesorios de perforación, costos de equipos de perforación, costos de explosivos y accesorios de voladura, costos del personal requeridos para perforación y voladura y finalmente los costos de herramientas y otros necesarios para la perforación y voladura.

En el Capítulo V se desarrolla el análisis de información en el cual se comparan los costos unitarios del método de explotación Bench and Fill con referencia a los costos de método de explotación Cut and Fill lo cual nos sirve para obtener conclusiones de los costos de perforación y voladura entre ambos métodos a detalle

Finalmente se detallan las conclusiones y recomendaciones de esta tesis.

INTRODUCCION

Debido a los altos costos experimentados por Minera Uchucchacua durante la explotación de la mina Estefanía por el método de cut & fill post room and pillar, dicha empresa se ve en la necesidad de buscar métodos alternativos técnicamente factibles a la realidad del yacimiento. Es así como se plantea la aplicación del método bench & fill en los sectores más profundos de la mina

El método de Bench & Fill en estudio consiste en una variación del tradicional Cut & Fill, en donde la explotación se hace por medio de banqueo y relleno. La secuencia de explotación sigue dos direcciones: siempre se realiza en retroceso dentro de un mismo nivel, y se efectúa de manera descendente dentro de un mismo sector.

Tomando en cuenta los parámetros de diseño anteriormente planteados, se procede a generar un modelo computacional que permita estimar los costos directos asociados al método de explotación. Los costos se dividen dentro de ocho clases: costos de tronadura, perforación, fortificación, carguío, transporte, relleno, administración y servicios.

Para determinar los costos asociados a cada una de las áreas mencionadas, se procede de la siguiente manera:

Determinar los principales insumos necesarios en los distintos trabajos.

Considerando el tiempo de trabajo necesario para cumplir las labores se estima el costo de mano de obra asociado.

Sumando los tres costos mencionados, y tomando en cuenta los metros de preparación necesarios para extraer el sector en estudio se obtiene el costo mina del método.

Es así como se concluye que el método de Bench & Fill resulta ser atractivo de acuerdo a los objetivos planteados, proporcionando menores costos que el actual Cut & Fill y a su vez mejorando la seguridad del personal presente en la mina.

INDICE GENERAL

CAPITULO I.....	1
DISEÑO DE INVESTIGACION	1
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.2 FORMULACION DEL PROBLEMA	2
1.2.1 PROBLEMA GENERAL	2
1.2.2 PROBLEMAS ESPECIFICOS	2
1.3 OBJETIVOS DE INVESTIGACION	3
1.3.1 OBJETIVO GENERAL.....	3
1.3.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS	3
1.4 JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION	3
1.5 HIPOTESIS	3
1.5.1 HIPOTESIS GENERAL	3
1.5.2 HIPOTESIS ESPECIFICAS.....	4
1.6 VARIABLES E INDICADORES	4
CAPITULO II.....	5
MARCO TEORICO	5
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION	5
2.2 MARCO CONTEXTUAL	6
2.2.1 Ubicación.....	6
2.2.2 Accesibilidad.....	6
2.2.3 Clima	8
2.2.4 Marco geológico	8
a) Geomorfología.....	8
b) Geología regional	8
c) Geología estructural	9
2.2.5 Veta Socorro.....	10
2.2.6 Minado subterráneo.....	12
2.2.7 Consideraciones Sobre Las Condiciones De Estabilidad	12
a) Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones.....	12
b) Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimiento.....	13
i. Excavaciones permanentes.....	13
ii. Excavaciones temporales.....	15
iii. Tajeos.....	16
iv. Estabilidad estructuralmente controlada.....	19

v.	Estabilidad controlada por esfuerzos.....	21
2.2.8	APLICACIÓN DE LA CLASIFICACION GEOMECANICA GSI	23
2.2.9	Selección Del Método De Minado.....	23
2.2.10	Métodos alternativos.....	26
a)	Corte y relleno - C&F.....	26
b)	Subniveles con taladros largos – BENCH AND FILL.....	26
c)	Banqueo y relleno – B&F	28
2.2.11	Métodos de minado propuestos.....	28
a)	Alternativa C&F.....	28
b)	Alternativa B&F.....	29
2.2.12	Parámetros de los métodos de minado.	30
a)	Ubicación de las labores de acceso y servicios permanentes.....	30
b)	Esquemas de minado y dimensiones de tajeos	30
c)	Relleno.....	32
d)	Secuencias de avance del minado.....	33
e)	Consideraciones finales.....	33
2.11	DEFINICION DE TERMINOS.....	36
CAPITULO III.....		38
DISEÑO METODOLOGICO		38
3.1	METODO DE INVESTIGACION.....	38
3.2	NIVEL DE INVESTIGACION	38
3.3	POBLACION Y MUESTRA.....	39
3.3.1	POBLACION.....	39
3.3.2	MUESTRA.....	39
3.4	TECNICAS DE INVESTIGACION	39
3.5	PROCESAMIENTO DE DATOS.....	39
3.6	TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE DATOS	40
CAPITULO IV		41
METODO DE EXPLOTACION DE EXPLOTACION CUT AND FILL Y METODO DE EXPLOTACION BENCH AND FILL		41
4.1	MÉTODO CUT & FILL.....	41
4.1.1	Secuencia de explotación.....	42
4.1.2	Perforación y tronadura de producción CF	42
4.2	MÉTODO BENCH & FILL.....	43
a)	Secuencia de explotación.....	44
4.2.1	Perforación y tronadura	45
CAPITULO V		47

PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE LA INVESTIGACION	47
5.1 PROCESAMIENTO DE INFORMACION.....	47
5.1.1 REPORTES DE PERFORACION Y VOLADURA PARA EL METODO DE EXPLOTACION CUT AND FILL.....	47
a) Reporte de perforación para el método de explotación Cut and Fill.	48
b) Reporte de voladura para el método de explotación Cut and Fill.	49
5.1.2 REPORTES DE PERFORACION Y VOLADURA PARA EL METODO DE EXPLOTACION BENCH AND FILL.....	50
a) Reporte de perforación para el método de explotación Bench and Fill	51
b) Reporte de voladura para el método de explotación Bench and Fill.	52
5.1.3 COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA	53
5.1.4 COSTOS DE CUT AND FILL	53
a) Costos de accesorios de perforación	54
b) Costos de equipos de perforación	54
c) Costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura.....	54
d) Costos de personal para perforación y voladura	55
e) Costos de herramientas y otros para Cut and Fill.....	55
f) Costo unitario total de perforación y voladura de Cut and Fill	56
5.1.5 COSTOS DE BENCH AND FILL	56
a) Costos de accesorios de perforación	56
b) Costos de equipos de perforación	57
c) Costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura.....	57
d) Costos de personal para perforación y voladura	57
e) Costo de herramientas y otros.....	58
f) Costo unitario total de perforación y voladura de Bench and Fill.....	58
CAPITULO VI	59
ANALISIS DE LOS RESULTADOS DE LA INVESTIGACION.....	59
6.1 Comparación de Costos de Perforación y Voladura.....	59
6.2 Comparación de costos de accesorios de perforación	59
6.3 Comparación de costos de equipos de perforación.....	60
6.4 Comparación de costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura.....	61
6.5 Comparación de costos de personal para perforación y voladura....	62
6.6 Comparación de costos de herramientas y otros	63
6.7 Comparación de costos unitario totales de perforación y voladura ..	64
CONCLUSIONES.....	66
RECOMENDACIONES.....	68
Bibliografía.....	69

ANEXOS

ANEXO 1: Estándares de voladura de método Bench and Fill – Uchucchacua

ANEXO 2: Diagramas de Cut And Fill y Bench and fill

ANEXO 3: Plano de Geología Regional – Uchucchacua

ANEXO 4: Plano de Geología Estructural – Uchucchacua

ANEXO 5: Plano General – Mina Uchucchacua

INDICE DE CUADROS

Cuadro 1. Aberturas máximas de las excavaciones permanentes	14
Cuadro 2. Sostenimiento para labores de avance permanentes	15
Cuadro 3. Sostenimiento para labores de avance temporales	16
Cuadro 4. Dimensiones máximas de tajeos abiertos de no ingreso del personal	18
Cuadro 5. Índice de calidad de roca GSI – Veta Socorro	23
Cuadro 6. Métodos de minado subterráneo en orden de costos	25
Cuadro 7. Reporte de perforación para el método de explotación Cut and Fill.....	48
Cuadro 8. Reporte de voladura para el método de explotación Cut and Fill.....	49
Cuadro 9. Reporte de perforación para el método de explotación Cut and Fill.....	51
Cuadro 10. Reporte de voladura para el método de explotación Cut and Fill.....	52
Cuadro 11. Parámetros de Diseño de Método Bench and Fill	53
Cuadro 12. Costo de barrenos.....	54
Cuadro 13. Costo de equipo de perforación	54
Cuadro 14. Costo de explosivos y accesorios de voladura.....	54
Cuadro 15. Costo de mano de obra.....	55
Cuadro 16. Costo de herramientas y otros	55
Cuadro 17. Costo unitario total de perforación y voladura	56
Cuadro 18. Costos unitarios de accesorios de perforación.....	56
Cuadro 19. Costos unitarios de equipo de perforación	57
Cuadro 20. Costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura	57
Cuadro 21. Costos unitarios de personal para perforación y voladura	57
Cuadro 22. Costo de herramientas y otros	58
Cuadro 23. Costo unitario total de perforación y voladura	58
Cuadro 24. Comparación de costos de accesorios de perforación.....	59
Cuadro 25. Comparación de costos de equipos de perforación	60
Cuadro 26. Comparación de costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura	61
Cuadro 27. Comparación de costos de personal para perforación y voladura	62
Cuadro 28. Comparación de costos de herramientas y otros	63
Cuadro 29. Comparación de costos unitario totales de perforación y voladura	64
Cuadro 30. Costo unitario total de perforación y voladura	66
Cuadro 31. Costo unitario total de perforación y voladura	67
Cuadro 32. Comparación de costos unitario totales de perforación y voladura	67

INDICE DE GRAFICOS

Gráfico 1. Ubicación de unidad minera Uchucchacua	7
Gráfico 2. Isocontornos de potencias de la estructura mineralizada – Vetas Uchucchacua.	11
Gráfico 3. Áreas de minado de la estructura mineralizada Socorro.	29
Gráfico 4. Malla de perforación de corte y relleno	43
Gráfico 5. Esquema Bench & Fill	44
Gráfico 6. Diagrama tronadura B&F	45
Gráfico 7. Malla de perforación para potencia de 2.4 m	46
Gráfico 8. Comparación de costos de accesorios de perforación	60
Gráfico 9. Comparación de costos de equipos de perforación	61
Gráfico 10. Comparación de costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura	62
Gráfico 11. Comparación de costos de personal para perforación y voladura	63
Gráfico 12. Comparación de costos de herramientas y otros	64
Gráfico 13. Comparación de costos unitario totales de perforación y voladura	65

CAPITULO I

DISEÑO DE INVESTIGACION

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

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

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

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

Específicamente en la veta socorro de la unidad minera Uchucchacua en el TJ 024 se aplica el método de explotación Cut and Fill Stopping en el cual se desea implementar el método de explotación Bench and Fill para lo cual se requiere hacer un análisis de costos para poder determinar la implicancia de este método en la reducción de costos de perforación y voladura. El método de explotación Bench and Fill es un método mecanizado de mayor productividad que el método de explotación Cut and Fill por lo cual el costo de perforación así como el costo de explosivos y accesorios de voladura será mayor.

1.2 FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1 PROBLEMA GENERAL

¿En qué medida se reducirán los costos de perforación y voladura aplicando el método de explotación Bench and Fill en el TJ 024 de la veta socorro en la unidad minera Uchucchachua, Oyon Lima?

1.2.2 PROBLEMAS ESPECIFICOS

¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Bench and Fill en la reducción de costos de perforación y voladura aplicando el método de explotación Bench and Fill en el Tajo 024 de la veta Socorro?

¿Cuál es la incidencia en los costos de perforación y voladura aplicando el método de explotación Bench and Fill en el TJ 024 de la veta Socorro?

1.3 OBJETIVOS DE INVESTIGACION

1.3.1 OBJETIVO GENERAL

Reducir los costos de perforación y voladura aplicando el método Bench and Fill en el tajo 024 de la veta Socorro en la unidad minera Uchucchacua.

1.3.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Determinar los costos de perforación y voladura aplicando el método Cut and Fill.
- Determinar los costos de perforación y voladura aplicando el método Bench and Fill.
- Realizar una evaluación económica comparativa entre ambos métodos.

1.4 JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION

La implementación de un nuevo sistema de explotación no es una tarea fácil, ya que esta conlleva un gran número de evaluaciones, estudios y análisis necesario para la correcta aplicación del método. Es así como nace el requerimiento del presente caso estudio del método Bench & Fill, donde se busca presentar de manera ordenada y detallada los principales parámetros de diseño a utilizar, como también evaluar de manera clara los costos asociados a la producción de la mina en caso de aplicar el método en estudio.

1.5 HIPOTESIS

1.5.1 HIPOTESIS GENERAL

Aplicando el método de explotación Bench and Fill permitirá reducir los costos de perforación y voladura en el TJ 024 de la veta Socorro en la unidad minera Uchucchacua, Oyon – Lima.

1.5.2 HIPOTESIS ESPECIFICAS

- Con la explotación del método Bench and Fill permitirá reducir los costos de perforación y voladura TJ 024 de la Veta Socorro.
-
- Mediante la comparación entre ambos métodos se determinará la diferencia de costos de perforación y voladura en el TJ 024 de la veta Socorro.

1.6 VARIABLES E INDICADORES

VARIABLES	INDICADORES
Variable Independiente Aplicación del método Bench and Fill	Tipos de roca RMR (escala RMR) Tipo de roca según el GSI (escala GSI)
Variable Dependiente Reducción de Costos	Reporte de equipos de perforación (metros perforados, disponibilidad mecánica, Utilización) Reportes de Voladura (Tonelaje roto) Costos de perforación (\$/TM) Costos de voladura (\$/TM)

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

- a) Llanque O y Navarro V. (1999), en su libro “Explotación subterránea- Métodos y Casos Prácticos” cita en uno de sus textos, La longitud adecuada, resultante de las pruebas varía hasta un máximo de 14 m, la misma que presenta una desviación del 1%, cantidad que permite ejercer un buen control de la perforación y carguío de taladros. Para longitudes mayores se ha observado que la desviación aumenta rápidamente y los resultados de la voladura no son eficientes, debido a que en el extremo de los taladros no se consigue la densidad de la carga conveniente

- b) Córdova D. y Regalado D. (2004), en su trabajo de investigación “Dimensionamiento del Minado del cuerpo Magaly – Tajeo 775 Mina Socorro”, sostuvo que la desviación de taladros largos se debe al mal

posicionamiento e inclinación de la máquina perforadora, a mayor profundidad mayor es la desviación de los taladros, además sostiene que el paralelismo de taladros en una veta es muy importante porque va a permitir obtener mejores resultados como: Alto tonelaje obtenido, menores daños por voladura, etc., por ende un mal emboquillado en el inicio de la perforación produce desviaciones de taladros, razón por el cual se obtienen barras atascadas y amarradas.

- c) Llanque O y Navarro V. (1999), en su libro “Explotación subterránea- Métodos y Casos Prácticos, sostuvo que, Perforación en Slot y Zanjas, La perforación en Slots se efectúa de manera más eficiente desde la cara libre en forma vertical tanto hacia arriba como hacia abajo

2.2 MARCO CONTEXTUAL

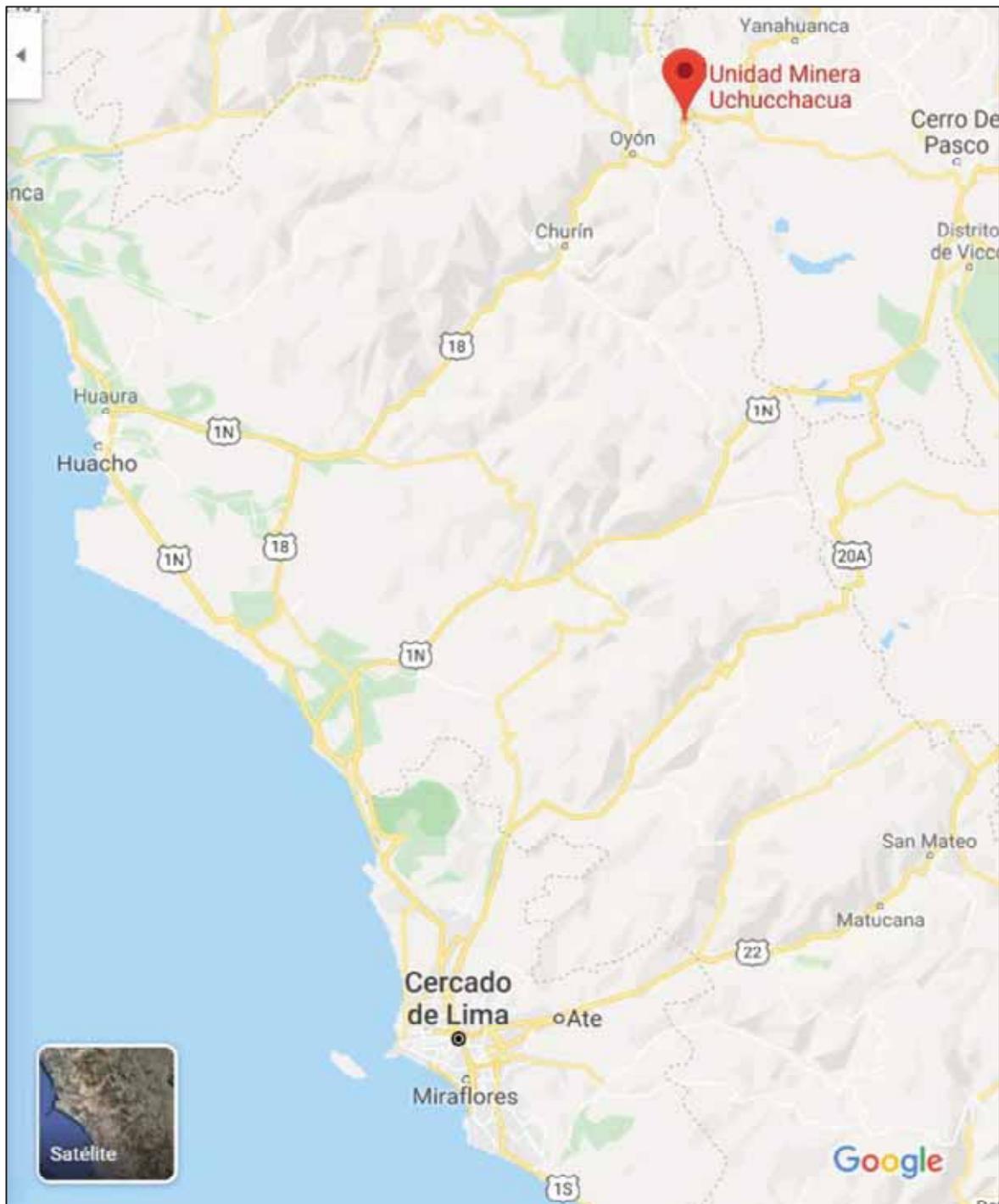
2.2.1 Ubicación

La Mina Uchucchacua se ubica en la vertiente occidental de los andes, en el área del distrito y provincia de Oyón del departamento de Lima, en un rango de altitud entre los 4300 a 5000 msnm. Se ubica aproximadamente en las coordenadas 10° 36´ 34” Latitud Sur, 76° 59´ 56” Longitud Oeste.

2.2.2 Accesibilidad

La vía de acceso principal es por la ciudad de Huacho, tramo Lima-Huacho de 152 km (asfaltado), Huacho-Sayán de 45 km (asfaltado), Sayán - Churín de 62 km (con un tramo corto afirmado), y Churín - Oyón (asfaltado) - Uchucchacua (afirmado) de 63 km, totalizando 322 km. Otro acceso alternativo es el que une Lima-La Oroya-Cerro de Pasco de 320 km (asfaltado) y Cerro de Pasco-Uchucchacua de 70 km (afirmado), totalizando 390 km.

Gráfico 1. Ubicación de unidad minera Uchucchacua



Fuente: Google Earth

2.2.3 Clima

El clima es frío y seco entre los meses de Abril a Diciembre, tornándose lluvioso de Enero a Marzo con disminución del frío. La vegetación en el área es escasa y está formada mayormente por ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados. La fauna en la región es caracterizada por la presencia de llamas, vizcachas y lagartijas principalmente.

2.2.4 Marco geológico

a) Geomorfología

El área es montañosa, este presenta una longitud aproximada de 35 km por un ancho de 12 a 15 km, formando una topografía abrupta (sobresaliendo unos 700m sobre el relieve adyacente). Está conformada por valles profundos, altiplanicies, colinas y cumbres de montaña que alcanzan elevaciones que superan los 5000 msnm. También se aprecia rasgos del efecto glacial en la zona como: circos glaciares, aretes, lagos sub glaciarios, till y depósitos glaciarios morrénicos, evidencia del trayecto de las lenguas glaciares y artesas.

b) Geología regional

Las rocas predominantes corresponden a sedimentarias del cretáceo, sobre ellas se tiene a los volcánicos terciarios, e intruyendo a las anteriores se observan rocas intrusivas. Coronando la secuencia figuran depósitos aluviales y morrénicos (*Ver Anexo 2*). En la zona tuvo lugar un tectonismo intenso a moderado que ha dado lugar en las capas sedimentarias a la formación de anticlinales, plegamientos, sobreescurrimientos, fallas, etc, así como el emplazamiento de cuerpos ígneos asociados a la Orogenia Andina a la que se han sumado los efectos del posterior emplazamiento del batolito y el movimiento epirogénico de los Andes.

Las capas sedimentarias muestran varios plegamientos en forma de anticlinales sub paralelos con diferentes persistencias y con una orientación promedio N10°-20°W. De manera similar se observan sobre-escurrimientos sub-paralelos de orientación N10°-20°W. Hacia el flanco NE se observan derrames volcánicos Calipuy dacíticos del terciario. La litología predominante son las calizas de la

Formación Jumasha y las calizas y lutitas de la Formación Celendín, siendo flanqueados por el W por capas de las Formaciones Santa y Carhuáz y por el E por capas de la Formación Carhuáz y depósitos cuaternarios aluviales. También se aprecian sistemas de fallamiento con orientación dentro del rango NE a E-W.

c) Geología estructural

Los principales rasgos estructurales comprenden a pliegues, sobre-escurrimientos, fallas y fracturamiento. (*Ver Anexo 3*).

Pliegues

Se tienen los anticlinales de Cachipampa, Pacush y Patón formando por sedimentos cretácicos, en una orientación NW-SE, inclinados hacia su flanco occidental.

Sobre-escurrimientos

Se tiene el sobre-escurrimiento de Colquicocha, que pone a “cabalgar” a la formación Jumasha sobre la formación Celendín. Hacia el NW, el sobre-escurrimiento Mancacuta que pliega a la formación Chimú sobre las margas Celendín.

Fallas

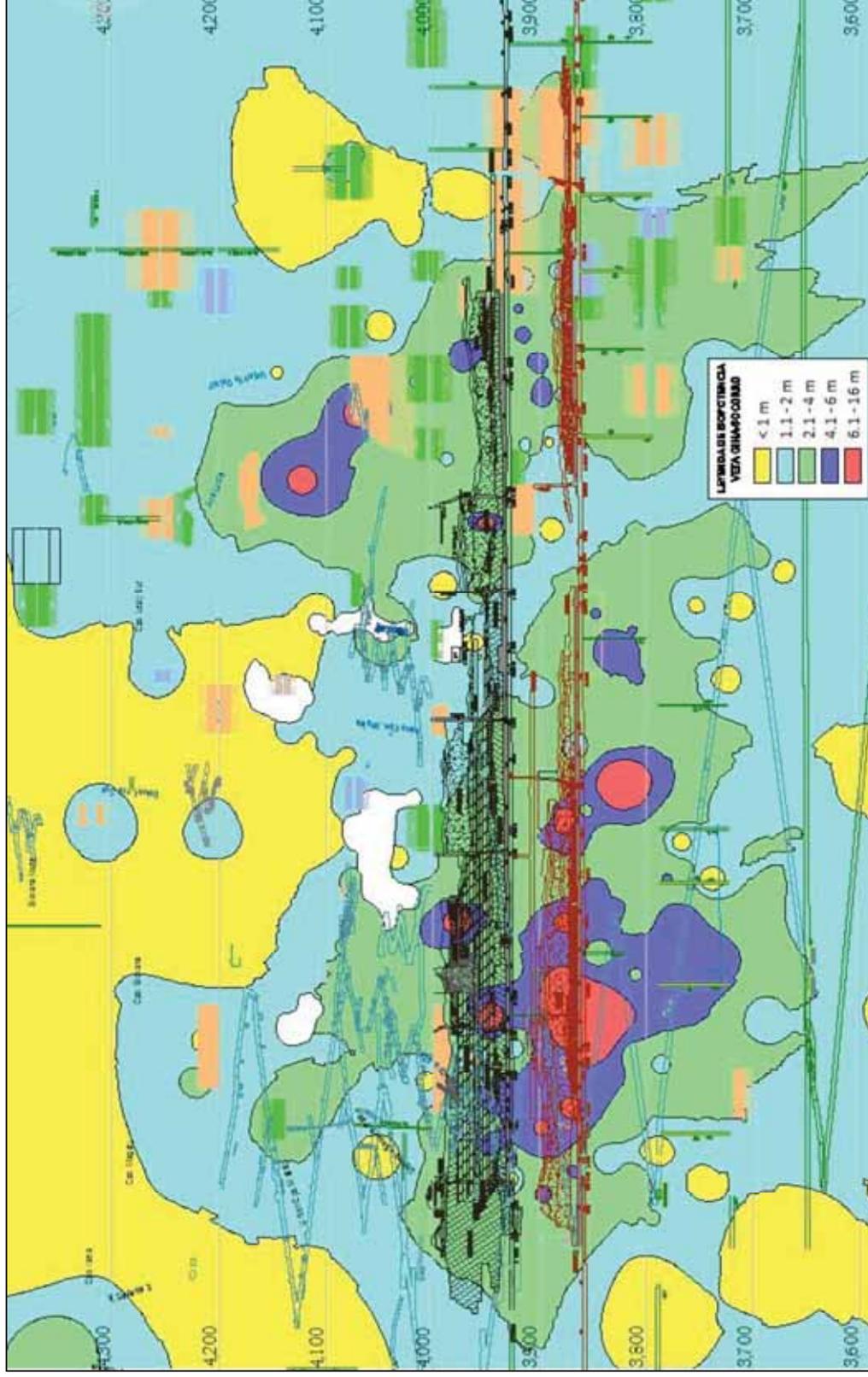
El área ha sido afectado por numerosas fallas en diversas etapas. A nivel regional, se observa que las fallas de mayor magnitud son transversales al plegamiento y se desplazan en ese sentido, aunque también los movimientos verticales son importantes. Las fallas principales presentes son Falla Puntachacra NS / 78°E, Falla Uchucchacua N30°E / 80°NW, Falla Cachipampa N55°E / 85°NW, Falla Socorro N40°E / 82°NW, Falla Mancacuta N45°E / 85°NW, Falla Rosa S80°E / 80°SW (sinextral), Falla Socorro 1 N85°W / 60°NE, Falla Andrea EW / 83°S y la Falla Sandra EW/ 80°N.

2.2.5 Veta Socorro

Esta es la estructura mineralizada que motiva el presente estudio, esta estructura está formada por el relleno mineral de fracturas tipo rosario de rumbo N35°-45°E y buzamiento subvertical, con potencias que varían de 1.0 a 4.5m y en algunos tramos o inflexiones se presenta la formación de cuerpos de 4 hasta 16 m de potencia y en forma localizada la potencia puede alcanzar los 22 m .La longitud reconocida desarrollada alcanza aproximadamente 1 km y con una amplitud vertical desarrollada de 300 m aproximadamente, apreciándose acompañada de estructuras satélites o ramales sub paralelos, los que también presentan un comportamiento tipo rosario pero cuyas longitudes no logran alcanzar más de 200 m en promedio con algunas excepciones mayores como la estructura Lilia. La composición mineralógica está compuesta principalmente por esfalerita, galena, marmatita, alabandita, platas rojas, pirita y calcita.

importante el sostenimiento de la bóveda y hastiales mediante la aplicación de la combinación pernos – malla – shotcrete.

Gráfico 2. Isocontornos de potencias de la estructura mineralizada – Vetas Uchucchacua.



Fuente: Elaboración propia

2.2.6 Minado subterráneo

El método de explotación principal utilizado por muchos años en Mina Uchucchacua es el “corte y relleno ascendente” en sus modalidades mecanizado y convencional, con relleno detrítico e hidráulico y voladura en realce. En la explotación de cuerpos mineralizados irregulares este método fue combinado con el uso de pilares, resultando en “corte y relleno con pilares” o lo que es lo mismo “cámaras y pilares con relleno” (post room & pillar mining).

2.2.7 Consideraciones Sobre Las Condiciones De Estabilidad

a) Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

Existen direcciones preferenciales en las cuales se puede alinear el avance de las excavaciones, de tal manera de lograr mejores condiciones de estabilidad de las mismas. Las condiciones más favorables para la estabilidad ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular al sistema principal de discontinuidades estructurales, de manera contraria, las condiciones más desfavorables para la estabilidad ocurren, cuando se avanzan las excavaciones en forma paralela al sistema principal de discontinuidades.

Según el modelo del arreglo estructural de la masa rocosa de Veta Socorro, los principales sistemas de discontinuidades, conformados por fallas, diaclasas y la misma estructura mineralizada en evaluación tienen alineamiento SW-NE, por tanto, la dirección preferencial de avance de las excavaciones debería ser perpendicular a este sistema, es decir, debe ser alineada con el NW-SE o viceversa, en este alineamiento se lograrán mejores condiciones de estabilidad de las excavaciones que se realizarán como parte del minado de la Veta Gina-Socorro.

Por razones de orden técnico asociados a la operación y diseño actual de la mina, la dirección de avance del minado de los tajeos se viene desarrollando siguiendo el rumbo de las vetas. Este hecho conlleva a no tener la mejor dirección para el

minado, pero finalmente el dimensionamiento de los tajeos se realizará tomando en cuenta este aspecto adverso, así como también para el tema del sostenimiento. Para el caso de las labores de desarrollo en lo posible hay que adoptar direcciones no paralelas al rumbo de la veta.

b) Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimiento

Para llevar a cabo esta evaluación, las excavaciones han sido divididas en tres categorías:

excavaciones permanentes, excavaciones temporales y tajeos.

i. Excavaciones permanentes

Se incluyen aquí: rampas, galerías de nivel, cámaras de chancado, talleres de mantenimiento, estaciones de bombeo, comedores, polvorines, etc.

En lo posible estas excavaciones deben ser orientadas según las direcciones preferenciales de avance. En tal caso, se mejorarán las condiciones de estabilidad, la velocidad de avance de la excavación y se disminuirán los requerimientos de sostenimiento. Para nuestro caso, como la mina está actualmente en operación, esta recomendación puede ser tomada para nuevas excavaciones.

Para las excavaciones permanentes deberá instalarse un sostenimiento también permanente, que sea resistente a la corrosión y que sea capaz de soportar cargas adicionales debidas a los cambios de las condiciones de esfuerzos a lo largo de la vida de la mina.

Según los resultados de la clasificación y de la zonificación geomecánica de la Veta Gina- Socorro y su entorno. Las excavaciones permanentes se ubicarán en las cajas alejadas, y de preferencia en la caja piso, en donde predomina la presencia de masas rocosas del dominio DE-III A y un poco del dominio DE-II. Para clasificar a la masa rocosa del yacimiento, podemos establecer las siguientes aberturas máximas promedio de excavaciones para los diferentes rangos de valores RMR

ajustadas por orientación de las discontinuidades, tomando además la profundidad donde se halla ubicado el minado.

Cuadro 1. Aberturas máximas de las excavaciones permanentes

Dominio		Abertura máxima	Abertura máxima
	Rango RMR	Según RMR	Según Q
DE-II	> 60	5.2 m	4.9 m
DE-IIIA	51 – 60	4.2 m	4.0 m
DE-IIIB	41 – 50	2.6 m	2.5 m

Fuente: Área Geomecánica – Mina Uchucchacua

Si consideramos los valores de calidad de la masa rocosa reportados en el capítulo anterior, utilizando los criterios de Barton et.al. (1974) y Bienawski (1989), se estima conservadoramente que la abertura máxima promedio sin sostenimiento sistemático para masas rocosas de los dominios DE-II, DE-IIIA y DE-IIIB es aproximadamente 5, 4 y 2.5 m.

Tomando como ejemplo el caso de las masas rocosa del dominio DE-IIIA, aberturas de 4.2 m o menores teóricamente no requerirán sostenimiento sistemático sino solo esporádico, en la práctica por el problema de la sismicidad inducida por el minado de Mina Uchucchacua se requerirá por lo menos instalar pernos de roca tipo barra helicoidal o varilla corrugada, cementado o con resina + malla metálica, de modo sistemático. Luego, en ambientes de altos esfuerzos como es el caso de Socorro, el concepto de aberturas máximas es relativo.

Cabe señalar que, en la minería subterránea del país, las labores mineras permanentes más comunes son aquellas que tienen alrededor de 4 a 5 m de abertura máxima (rampas y galerías de nivel y otros), que también es el caso de Mina Uchucchacua donde se tienen anchos promedios de aproximadamente 4.5 m, Este sostenimiento compatibiliza con los estándares de Mina Uchucchacua que vienen utilizándose y que usualmente se utilizan en minas de ambientes altamente esforzados.

Cuadro 2. Sostenimiento para labores de avance permanentes

Pernos sistemáticos de 7 m de longitud, espaciados 1.5 m
Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados 1.5 m
Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.3
Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.0

Fuente: Área de geomecánica - Mina Uchucchacua

En este caso, los pernos de roca recomendados deben ser de tipo varilla corrugada o barra helicoidal de 7 pies de longitud, cementado o con resina (cuando haya presencia del agua). Para excavaciones de mayor o menor tamaño que 5 m de ancho, habrá necesidad de realizar nuevas estimaciones del sostenimiento, utilizando métodos de cálculo adecuados.

ii. Excavaciones temporales

Dentro de estas excavaciones se incluyen las labores de avance asociadas al minado en los tajeos, como galerías y cruceros de acceso a los tajeos en roca estéril o en mineral, que son excavaciones temporales del tipo de ingreso de personal dentro de las mismas y de tamaño suficientemente pequeño para permitir realizar un buen desatado periódico o reforzarla adicionalmente. Generalmente estas excavaciones tendrán también aberturas máximas de alrededor de 4 a 5 m.

En el *Cuadro 3* se presentan los estimados para el sostenimiento de labores de avance temporales, el cual podría incluir también a tajeos de 4 a 5 m de ancho ya que la potencia de la veta en muchos sectores es de esta dimensión. Teniendo presente la calidad promedio de la masa rocosa se ha determinado el sostenimiento necesario para este tipo de excavaciones.

Cuadro 3. Sostenimiento para labores de avance temporales

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados 1.5 m. Malla electrosoldada de
DE-IIIA	51 – 60	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados 1.4 m + malla metálica
DE-IIIB	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.3 m + una capa de
DE-IVA	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.2 m + malla metálica

Fuente: Área de Geomecánica – Mina Uchucchacua

Para el caso de labores temporales, el perno de roca a utilizarse en este caso debe ser del tipo split sets de 7 pies de longitud y en terrenos malos es recomendable el uso de los pernos tipo hydrabolts. Para excavaciones de mayor tamaño a lo citado se deberá realizar nuevos estimados del sostenimiento.

iii. Tajeos

Para determinar las dimensiones de los tajeos consideramos aquí las dos siguientes modalidades: primero, del tipo de ingreso del personal dentro del tajeo; y segundo del tipo de no ingreso del personal dentro del tajeo.

Para el segundo caso: del tipo de no ingreso del personal dentro del tajeo, utilizamos aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), tal como aparece en la publicación de Hoek, Kaiser y Bawden (1995) – Ref. 8. Este método fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos. Información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o

inestable aún con sostenimiento. El método también es adecuado para el dimensionamiento del sostenimiento con cablebolt.

De manera muy resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

El número de estabilidad N' se define como:

Donde:

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

Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A es el factor de esfuerzo en la roca

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C es el factor de ajuste gravitacional

El factor de forma o radio hidráulico S, para la superficie del tajeo bajo consideración, se obtiene dividiendo el "área de la superficie analizada" entre el "perímetro de la superficie analizada".

Usando los valores del número de estabilidad N', y el radio hidráulico S, se puede estimar la estabilidad de un tajeo utilizando el "gráfico de estabilidad". Para los cálculos se ha utilizado el software STOPESOFT desarrollado por Graeme Fitz (1999) y además se ha realizado la verificación del análisis en una hoja de cálculo en Excel.

Para el caso de la Veta Socorro los análisis fueron llevados a cabo tomando en cuenta las potencias promedio predominantes a lo largo de la veta en estudio, que es de 4 a 6 m, adicionalmente se han evaluado anchos de tajeos de 8 y 10 m. Por otro lado, se han considerado alturas de tajeos de 18, 20, 23 y 26 m que corresponden a tener bancos de mineral de producción de 10, 12, 15 y 18 m respectivamente y altura de subniveles de 4 m.

Tomando en cuenta los anchos y alturas de tajeos, varias longitudes de tajeos fueron evaluadas y los resultados fueron ploteados en el Gráfico de Estabilidad, a fin de observar si el diseño cae en la región “estable sin sostenimiento”, “estable con sostenimiento opcional” o “estable con sostenimiento obligatorio”, o en la región de “hundimiento”.

Las máximas dimensiones recomendadas para los tajeos abiertos en la modalidad de no ingreso del personal son presentadas en el *Cuadro 4*:

Cuadro 4. Dimensiones máximas de tajeos abiertos de no ingreso del personal

Condición	Techo de tajeos (ancho=)				Cajas techo y piso (altura=)			
	4 m	6 m	8 m	10 m	18 m	20 m	23 m	26 m
ESS	10	8	5	4	14	13	11	10
ESO	17	15	13	12	26	24	22	20
ECS	30	26	22	20	40	38	33	30

Fuente: Elaboración propia

ESS = Estable Sin Sostenimiento

ESO = Estable Sostenimiento Opcional

ECS = Estable Con Sostenimiento obligado

A manera de ejemplo para interpretar la información de este cuadro, si asumimos tajeos de 18 m de altura y anchos de 6 m:

Considerando la condición ESS, en el techo podemos alcanzar hasta 8 m de longitud de tajeo y en las cajas hasta 14 m. La longitud el tajeo que se adoptaría en este acaso es 8 m, es decir la menor dimensión, porque si adoptáramos 14 m el techo podría fallar.

Considerando la condición ESO, en el techo podemos alcanzar hasta 15 m de longitud de tajeo y en las cajas hasta 26 m. La longitud el tajeo que se adoptaría en este caso es 15 m, por la misma razón mencionada en el párrafo anterior.

Considerando la condición ECS, en el techo podemos alcanzar hasta 26 m de longitud de tajeo y en las cajas hasta 406 m. La longitud el tajeo que se adoptaría en este acaso es 26 m.

También podemos considerar la condición de ECS en el techo, porque éste tendrá sostenimiento, en este caso la longitud del tajeo sería 26 m. En las cajas, que no tendrán sostenimiento, consideramos la condición ESO, que corresponde a una longitud de tajeo también de 26 m por coincidencia. En este caso se adoptaría una longitud de tajeo de 26 m.

Debido a la profundidad a la que se halla el minado, es recomendable utilizar relleno en los tajeos, así mismo hay la necesidad de dejar pilares de rumbo para mantener condiciones de estabilidad adecuadas tanto local como globalmente.

iv. Estabilidad estructuralmente controlada

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, diaclasas, estratos, etc.), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina “estabilidad estructuralmente controlada”. Los planos de debilidad, al interceptarse, podrían formar cuñas o bloques rocosos en el techo y paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar.

Para evaluar esta influencia del arreglo estructural que presenta la masa rocosa asociada al minado de la veta Socorro se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlado utilizando el programa de cómputo UNWEDGE (Rocscience, 2004).

Los resultados de este análisis, válido tanto para las galerías de avance, cruceros o bypass de alrededor de 5 m de ancho, alineados paralelos al rumbo de la veta (NE-SW), han indicado lo siguiente:

Se observa la formación de cuñas grandes inestables de gran altura. Estas cuñas por tener alto ápice son más difíciles que puedan fallar por gravedad por encontrarse trabadas en la masa rocosa en conjunto. En los hastiales se observa la formación de cuñas menores de naturaleza estable.

Siguiendo la misma dirección paralela al rumbo de la veta se observa la formación de cuñas inestables de menor altura las cuales son más propensas a caer. Para la estabilización de estas cuñas se requiere la colocación de pernos cementados ubicados sistemáticamente cada 1.5 m. En su defecto, los resultados también indican que se puede utilizar pernos split set espaciados a 1.3 m más la aplicación de 2" de shotcrete.

Para el caso de excavaciones que siguen dirección perpendicular al rumbo de la veta, los resultados han indicado lo siguiente:

Hay formación de cuñas de gran altura pero de corta longitud que requieren sostenimiento con pernos cementados. También se observa la formación de otras cuñas menores de poca altura que requieren sostenimiento sistemático con pernos split set espaciados a 1 m o caso contrario utilizar pernos split set con mayor espaciamiento (1.5 m) más la aplicación de 2" de shotcrete.

En resumen, habrá formación de cuñas en techos y paredes cuando el avance sea paralelo y perpendicular al rumbo de la veta, siendo el sostenimiento algo mayor cuando el avance es paralelo. En casos localizados podría haber formación de cuñas importantes, estas deben ser identificadas durante la operación minera para adoptar la medida adecuada de estabilización con la utilización del sostenimiento.

Los resultados de este análisis de estabilidad estructuralmente controlado, deben ser tomados en cuenta en adición a los sostenimientos anteriormente recomendados.

Otro aspecto importante es aquel relacionado a la presencia de las fallas paralelas a las cajas de los tajeos y en el contacto de la veta y las cajas, si bien

estas fallas no son de espesor significativo hay que tener presente en la evaluación de la estabilidad local. Las técnicas de perforación y voladura que se utilicen tendrán un rol importante durante la apertura de excavaciones, siendo recomendable realizar cuidadosos diseños y ejecuciones de perforación y voladura controlada para mantener mejores condiciones de estabilidad de las excavaciones.

v. Estabilidad controlada por esfuerzos

Para analizar la estabilidad controlada por los esfuerzos se han realizado modelamientos numéricos esfuerzo/deformación utilizando el software Phase² de Rocscience Inc. (2010).

Los análisis realizados han estado dirigidos a evaluar la aplicación del método de minado “subniveles con taladros largos” y a dimensionar sus componentes estructurales, como complemento de los análisis realizados con el Método Gráfico de Estabilidad.

Los resultados de los modelamientos realizados han revelado lo siguiente:

Cuando se realiza la simulación del minado entre los Niveles 3710 y 3780, los tajeos explotados que conforman alturas alrededor de 18 m, muestran en sus paredes perturbaciones que indican indicios de inestabilidad, razón por la cual hay la necesidad de utilizar relleno (convencional) para controlar la estabilidad de los tajeos. Esta misma situación se observa en la simulación del minado entre los Niveles 3640 y 3710, así mismo entre los Niveles 3570 y 3640. En parte este comportamiento es reflejo de los altos esfuerzos presentes en el medio ambiente de minado.

Se observa que los esfuerzos inducidos se concentran en los pilares de roca in-situ dejados por el avance del minado, aumentando esta concentración en profundidad. Esto favorece para una menor concentración de los esfuerzos en las áreas de minado actuales y futuras, lográndose mejores condiciones de estabilidad local y global, por lo que es importante dejar pilares puente de rumbo a medida que

avance el minado en profundidad. Para aumentar la recuperación del mineral estos pilares puente pueden ser también conformados por relleno cementado.

Se puede observar del modelo realizado que los pilares puente que han sido dejados en los niveles superiores, desde el Nivel 3780 hacia arriba, están favoreciendo en la estabilidad global de la mina, por lo que hay la necesidad de seguir conformando pilares puente naturales o artificiales cuando el minado profundice, en resumen, cualquier pilar que se deje en adición a los pilares puente será beneficioso para las condiciones de estabilidad local y global de la mina.

Se ha realizado el ejercicio de dimensionar los pilares puente de relleno cementado, teniendo como resultado la colocación de estos pilares puente en los Niveles 3710 y 3640, con dimensiones de 5 a 6 m de ancho (recomendándose no sobrepasar estas dimensiones), por 4 m de altura el primero y 5 m de altura el segundo de los nombrados. La resistencia del relleno cementado debe ser de 10 MPa en ambos casos. La conformación de estos pilares artificiales, por un lado permitirá la explotación del mineral cuando se ingrese por debajo de dichos niveles y por otro lado servirá para mejorar la estabilidad global y local de la mina a medida que el minado progrese en profundidad.

La altura de tajeo de 18 m (o banco de mineral de 10 m) considerada para los modelamientos realizados es razonable para esta etapa de evaluación. Debido a la profundidad a la que se halla el minado (altos esfuerzos) pretender adoptar alturas de tajeos mayores involucra exponer superficies rocosas más grandes y por lo tanto producir mayor perturbación a la masa rocosa con la consiguiente inestabilidad potencial de los tajeos. Por otro lado, mientras se gane experiencia suficiente en el método de minado subniveles con taladros largos, no es recomendable que el ancho de los tajeos sobrepase los 8 m. Más adelante, a la luz de los resultados obtenidos se podrá aumentar el ancho de los tajeos o incluso variar la altura de los mismos.

Al haber indicado los modelamientos realizados la necesidad de utilizar relleno en los tajeos, nace la posibilidad de que el método de minado “banqueo y relleno”

(Bench& Fill) sea el candidato con mayor opción a ser adoptado para el minado de la Veta Socorro.

Otro aspecto importante que hay que tener en cuenta cuando se realiza este tipo de minado y más aún en las condiciones de gran profundidad en la que se halla la explotación de la veta Socorro es la velocidad del minado. Hay que procurar mantener el menor tiempo posible de excavaciones abiertas para favorecer a la estabilidad de las mismas, esto se puede lograr con una adecuada planificación sobre todo en el tema de la disponibilidad del relleno detrítico.

2.2.8 APLICACIÓN DE LA CLASIFICACION GEOMECANICA GSI

La resistencia del macizo rocoso según el índice de clasificación GSI es para la veta Socorro es equivalente a calidad de roca III según el índice de clasificación geomecanica RMR. En el siguiente grafico se muestra la calidad de masizo rocoso promedio para la veta Socorro.

Cuadro 5. Índice de calidad de roca GSI – Veta Socorro

	GSI	RMR
Caja Techo	54	III
Veta mineral	45	III
Caja piso	62	III

Fuente: Área de geomecanica

2.2.9 Selección Del Método De Minado

En las secciones anteriores se han definido las condiciones naturales del yacimiento: características geológicas, morfológicas (forma, potencia, rumbo y buzamiento, y profundidad debajo de la superficie), reservas (tamaño y distribución de leyes), geomecánicas (calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral, resistencia de la roca y esfuerzos), y las características de presencia del agua subterránea.

Tomando en cuenta la información concerniente a las condiciones naturales del yacimiento, se han aplicado diversas técnicas de selección del método de minado, como las de Boshkov and Wright (1973), Hartman (1987), Nicholas (1981) y UBC

(University of British Columbia, 1995), este último que es una versión modificada de la aproximación de Nicholas. Particularmente estos dos últimos criterios citados toman en cuenta las condiciones naturales del yacimiento incidiendo en las condiciones geomecánicas de las rocas de cajas y del mineral.

Según el criterio UBC el proceso de jerarquización de los diferentes factores asociados a los diferentes métodos de minado subterráneo, indicó lo siguiente:

El método de minado que se adapta mejor a las condiciones naturales encontradas, desde el punto de vista técnico, es el “corte y relleno” (Cut & Fill – C&F), para todo el rango de condiciones geomecánicas y potencias asociadas a la Veta Socorro.

Sigue al C&F, el método de minado “subniveles con taladros largos” (Sublevel Stopping – BENCH AND FILL) para todo el rango de condiciones geomecánicas asociadas a Veta Socorro y para las potencias predominantes, exceptuando las partes más anchas correspondientes a cuerpos o bolsonadas que se presentan en esta estructura mineralizada.

Según el criterio de Nicholas, el método de minado que mejor se adapta a las condiciones naturales encontradas, desde el punto de vista técnico, es también el C&F para todo el rango de condiciones geomecánicas y potencias de la Veta Socorro. Según este criterio es descartado el método de minado BENCH AND FILL debido principalmente al medio ambiente de altos esfuerzos en el minado, sin embargo, al ser el criterio UBC más reciente que el de Nicholas se puede admitir al BENCH AND FILL como alternativa de minado de Socorro. Además, los resultados obtenidos de los diferentes análisis realizados (Método Gráfico de Estabilidad y modelamientos numéricos), indican que es posible aplicar el método de minado BENCH AND FILL para la explotación de Socorro.

La aplicación de los otros criterios de selección del método de minado subterráneo, nombrados en la página anterior, arroja resultados similares a los mencionados con el criterio UBC.

Desde el punto de vista económico, en el *Cuadro 6* se presenta de manera referencial y en forma ordenada, de menos a más, los costos de minado correspondientes a los principales métodos de minado subterráneos. En líneas generales se debe tratar de buscar la aplicabilidad de los métodos a un yacimiento mineral en el orden enumerado, e ir descartando hasta encontrar el método aplicable más económico.

Cuadro 6. Métodos de minado subterráneo en orden de costos

Orden	Método de minado	Abreviación
1	Block ó Panel Caving	BC
2	Room and Pillar	R&P
3	Sub Level Stoping	BENCH
4	Sub Level Caving	SLC
5	Cut and Fill Stoping	C&F
6	Vertical Crater Retreat	VCR
7	Top Slicing	TS
8	Shrinkage Stoping	SHS
9	Square Set Stoping	SQS

Fuente: Elaboración propia

Por las condiciones naturales que presentan la Veta Socorro, en particular por la morfología de la mineralización y sus relaciones espaciales, y por el tamaño de las reservas se descarta la aplicabilidad del BC. El R&P propiamente dicho también queda descartado principalmente por las condiciones morfológicas de la mineralización, sin embargo, el uso de pilares no debe descartarse de ser necesario, por ser complemento de la mayoría de los métodos de minado. El BENCH AND FILL es uno de los métodos alternativos según el proceso de selección efectuado y bajo las consideraciones dadas en los párrafos precedentes. El SLC queda descartado por razones similares que el BC. El C&F es el método preferido. El resto de los métodos de minado tienen costos más altos que los anteriores, por lo que no es recomendable seguir con su evaluación.

2.2.10 Métodos alternativos

Según el análisis realizado en el acápite anterior, quedan entonces como alternativas principales para la explotación de la Veta Socorro, en primer lugar, el método de minado corte y relleno (C&F) en todos los casos, y como método alternativo se tiene los subniveles con taladros largos (BENCH AND FILL) exceptuando las partes anchas de la veta. A continuación, se presenta un análisis de mayor detalle para cada uno de estos métodos.

a) Corte y relleno - C&F

El corte y relleno tiene un extenso rango de variaciones como resultado del minado selectivo, buena recuperación y practicabilidad bajo condiciones geomecánicas diversas, y se presta a la mecanización de la explotación. Las técnicas de relleno que actualmente se disponen, pueden mejorar los aspectos técnicos y económicos de este método de minado, que frecuentemente ha reemplazado a otros métodos. En la Mina Uchucchacua el C&F ascendente ha sido siempre el método de minado utilizado tanto en la modalidad convencional.

El personal de la mina está bastante familiarizado con este método y tiene un buen dominio y experiencia en el mismo. Desde el punto de vista de los autores de este informe el C&F debe ser un método de minado obligatorio a seguir utilizándose para la explotación de las partes de ensanchamiento de la potencia de la Veta Socorro que corresponden a cuerpos o bolsonadas mineralizadas que tienen contornos irregulares, donde no es recomendable el BENCH AND FILL.

b) Subniveles con taladros largos – BENCH AND FILL

Conceptualmente, el método de minado subniveles con taladros largos (BENCH AND FILL), es aplicado en cuerpos de buzamiento empinado, generalmente de geometría regular, en donde tanto el mineral como las rocas de las cajas son competentes.

Con relación al buzamiento de la Veta Socorro no hay mayores inconvenientes, este es subvertical, ideal para la aplicación del BENCH AND FILL. Con relación a la geometría del cuerpo mineralizado, se debe señalar que los contornos de la mineralización son más o menos regulares en los tramos donde la estructura mineralizada se comporta como veta aproximadamente tabular, en donde hay mayores posibilidades de controlar la dilución y recuperación del mineral mediante la utilización de cuidadosos diseños y ejecuciones de voladura controlada; pero en los ensanchamientos de la potencia del mineral los contornos de la mineralización son generalmente irregulares no siendo aconsejable aquí el BENCH AND FILL. Con relación a la competencia del mineral y de las cajas, los parámetros de resistencia de la roca presentados, y los análisis realizados con el Método Gráfico de Estabilidad y modelamientos numéricos han demostrado que se puede aplicar el BENCH AND FILL en Socorro, exceptuando las partes anchas (potencias mayores).

Por otro lado, también es importante señalar que el BENCH AND FILL tiene variantes que comprenden el dejar tajeos abiertos vacíos o rellenos, cuando se deja tajeos abiertos vacíos se deben dejar también pilares de rumbo y/o buzamiento para mantener la estabilidad global y local, por razones obvias esta modalidad no es aconsejable en ambientes altamente esforzados y con problemas de sismicidad inducida por el minado como es al caso de Socorro. Los resultados de los análisis realizados, mencionados en el párrafo anterior, indican que para la explotación de Socorro por BENCH AND FILL se debe considerar el uso de relleno de tajeos, lo cual permitirá controlar mejor la estabilidad de los tajeos y la dilución y recuperación del mineral, por el arreglo estructural desfavorable que presenta la masa rocosa en las cajas y los altos esfuerzos, y también controlar el problema de sismicidad inducida por el minado.

Los aspectos señalados en el párrafo anterior llevan a considerar la alternativa del método de minado “banqueo y relleno” (Bench & Fill – B&F) o también denominado AVOCA, del cual se trata a continuación.

c) Banqueo y relleno – B&F

Este es un método de minado híbrido entre el BENCH AND FILL y el C&F, y más eficiente que el C&F, aplicado cuando las condiciones geomecánicas lo permitan, como es el caso de Socorro. Este método se caracteriza por llevar el minado de manera longitudinal a la veta. Se construyen subniveles (inferior y superior) dejando un banco de mineral entre ambos, el mismo que es minado progresivamente mediante taladros largos. Conforme se va rompiendo el mineral del banco por un frente, en retirada, y se va limpiando el mismo por el subnivel inferior, se va rellenando el tajeo por el otro frente desde el subnivel superior, con relleno detrítico de preferencia seco, de esta manera se limita la longitud de las cajas expuestas, el relleno realiza el sostenimiento de las cajas.

Es importante señalar que el método BENCH AND FILL posee la mayor acumulación de energía de deformación elástica en comparación a su variante B&F, y al C&F. Esto confirma el beneficio y necesidad de utilizar relleno de manera de mantener controlado los niveles de sismicidad inducida por el minado. Se puede concluir que en términos de la sismicidad inducida por el minado, el método B&F presenta características intermedias entre el C&F y el BENCH AND FILL, presentándose como una variante factible del método BENCH AND FILL, pero que requiere un mayor control de las variables que determinan la sismicidad inducida para manejar el riesgo que esta genera en este método de explotación.

2.2.11 Métodos de minado propuestos

De acuerdo a los análisis realizados en los acápites anteriores, se proponen aquí las siguientes alternativas de métodos de minado:

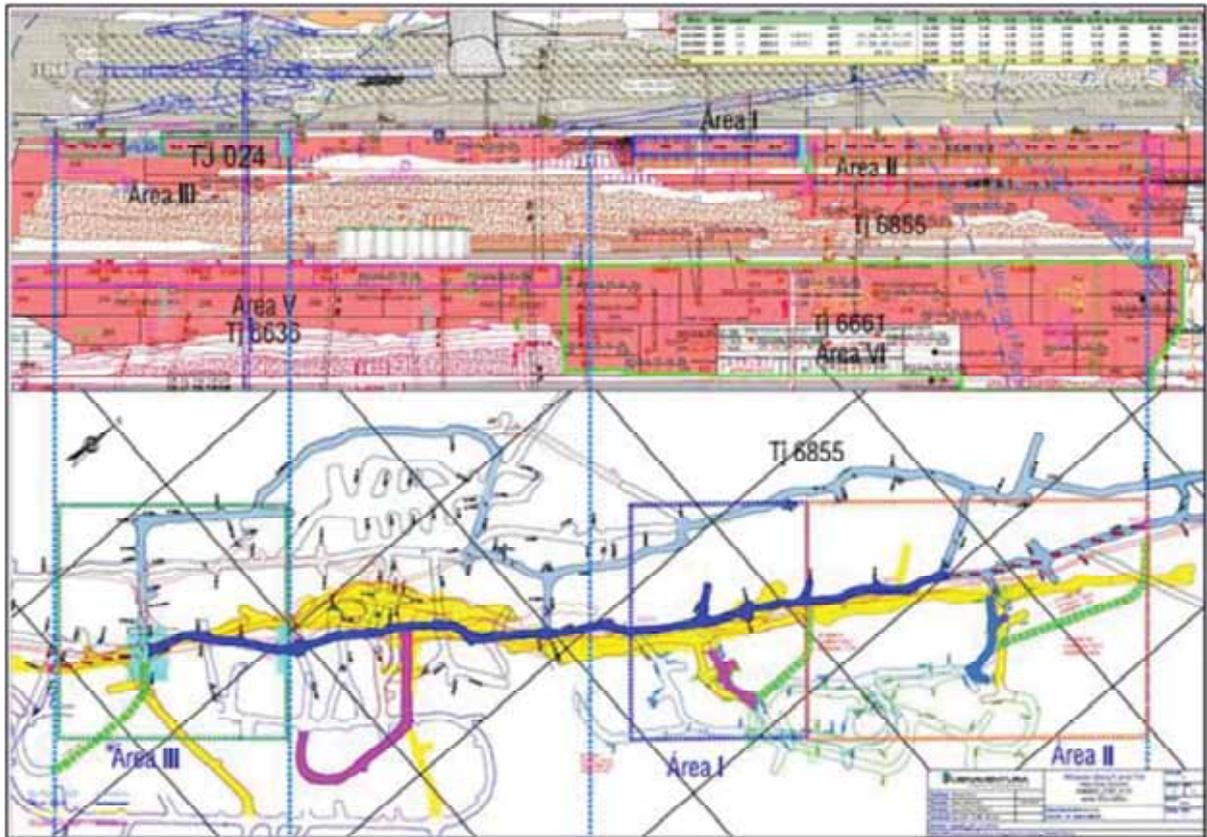
a) Alternativa C&F

En general para todo el yacimiento Socorro, tal como se ha venido explotando esta estructura mineralizada. Obligatorio para las partes anchas correspondientes a cuerpos o bolsonadas. En el *Grafico 3* la parte ancha está comprendida entre el Area I y Area III de minado.

b) Alternativa B&F

Para la estructura mineralizada Socorro en las potencias predominantes de la misma, exceptuando las partes anchas. En el *Grafico 3*. Las Areas I, II y III pueden ser explotadas por B&F.

Gráfico 3. Áreas de minado de la estructura mineralizada Socorro.



Fuente: Elaboración propia

Cada una de estas alternativas debe ser evaluada económicamente para tener alternativas técnico-económicas óptimas, para lo cual primero debe ser llevado a cabo el planeamiento y diseño del minado para cada alternativa, para ello se suministran aquí los parámetros geomecánicos del minado.

2.2.12 Parámetros de los métodos de minado.

a) Ubicación de las labores de acceso y servicios permanentes

Por un lado, las condiciones geomecánicas de la caja techo y de la caja piso de la Veta Socorro son similares, la masa rocosa en ambos casos pertenece en promedio al dominio DE-III A, por otro lado, el buzamiento de esta veta es subvertical o más propiamente dicho hasta la cota 3,800 msnm el buzamiento es alto hacia el SE, y debajo de dicha cota el buzamiento es alto y se invierte hacia el NW. En tal condición es indistinto ubicar estas excavaciones en cualquiera de las cajas, si fuera caja piso mejor.

La decisión de buscar una ubicación adecuada de las labores de acceso y servicios permanentes dependerá del planeamiento y diseño del minado, en la cual los aspectos operativos tendrán un rol importante. Se deberá sí tener en consideración que los lugares en donde se ubicarán estas labores estén lo suficientemente alejados de la influencia del minado de los tajeos. Por otro lado, también se deberá tomar en cuenta la distancia a las áreas de minado futuro. La mayor cantidad de excavaciones de acceso y servicios han sido ubicados en la caja SE, lo cual es adecuado.

b) Esquemas de minado y dimensiones de tajeos

En relación al método de minado C&F, como se mencionó anteriormente el personal de la mina está bastante familiarizado con este método y tiene un buen dominio y experiencia en el mismo. Los estándares que actualmente se utilizan deben continuar utilizándose y si se quisiera modificar estos estándares, deben utilizarse los diferentes parámetros geomecánicos resultantes de los diversos análisis realizados en este trabajo.

En adelante, el tema central de este informe será el método de minado B&F, que es el método con el cual CMBSAA podría mejorar la eficiencia en el minado respecto al C&F, aumentando así la producción de la Mina Uchucchacua.

En relación al B&F, se pueden ver los esquemas de minado correspondientes a este método de minado aplicado a la Veta Socorro.

Respecto al dimensionamiento del B&F, es necesario establecer la altura entre los subniveles, el ancho de los tajeos y la longitud de los mismos. Todos estos parámetros están relacionados entre sí como se podrá apreciar líneas abajo.

Sobre la altura entre los subniveles, en este cuadro se ha considerado alturas de tajeos de 18, 20, 23 y 26 m, considerando que la altura de los subniveles es 4 m, esto significa bancos de mineral entre subniveles de 10, 12, 15 y 18 m, o lo que es lo mismo, altura entre los subniveles (piso a piso) de 14, 16, 19 y 22 m. Por las condiciones naturales encontradas en el yacimiento, por los resultados de los análisis realizados y por el potencial problema de la sismicidad inducida por el minado, es aconsejable en esta etapa adoptar bancos de 10 m, significando altura de tajeos de 18 m o altura entre subniveles de 14 m. Más adelante, a la luz de la experiencia que gane el personal de la mina se podría variar este parámetro hacia arriba o hacia abajo.

Sobre el ancho de los tajeos, este dependerá de la potencia de la veta, según la Figura 3.1 del Capítulo 3 la potencia que predomina es de 2.1 a 4 m, le sigue la potencia de de 1.1 a

2 m, luego de 4.1 a 6 m y en mucho menor proporción las potencias < 1 m y 6.1 a 16 m. Hasta los 6 m no habría mayores problemas, el límite superior de ancho de tajeo podría ser 8 m, no siendo aconsejable sobrepasar este valor. Si se sobrepasara los 8 m de ancho de tajeo puede haber problemas de estabilidad del banco de mineral de 10 m de altura, debido a que acompañan a la veta fallas geológicas longitudinales a la estructura mineralizada, a través de las cuales podría fallar por gravedad el citado banco. Además, cuando ocurren ensanchamientos en

la potencia del mineral los contornos mineralizados se hacen irregulares, pudiendo generarse problemas mayores de dilución y recuperación del mineral. Las porciones o partes anchas de mineral deben ser explotadas mejor con el método de C&F.

Sobre la longitud del tajeo, es recomendable mantener la mínima longitud entre el frente de rotura del mineral y la cresta del relleno, considerando que el relleno tiene un ángulo de reposo de 37° , la mínima longitud recomendable es de aproximadamente 25 m. Sobre la longitud del block de minado, desde el punto de vista geomecánico no hay restricciones importantes a tener en cuenta, esta longitud dependerá atender más de los requerimientos de los procedimientos operacionales, dejándose a decisión de los ingenieros de planeamiento y diseño del minado.

c) Relleno

Asociado al método de minado C&F se deberá continuar con el uso del relleno detrítico y del relleno hidráulico. La función que deberá cumplir este relleno operativamente es tener un piso sólido para poder seguir trabajando encima del mismo para ascender en el minado; mientras que desde el punto de vista geomecánico la función será contribuir a la estabilidad local y global de la mina.

En relación al B&F, la esencia de este método de minado es utilizar relleno detrítico convencional (no cementado), tal como se puede ver en los esquemas adjuntos del Anexo 8.

A fin de tener condiciones geomecánicas más favorables a medida que profundice el minado será necesario conformar pilares puentes dejando mineral in-situ o extrayendo el mineral y reemplazando este por relleno cementado. Los modelamientos numéricos efectuados, han indicado la necesidad de conformar pilares puentes de relleno cementado en los Niveles 3710 y 3640. Estas estructuras tendrán un ancho aproximado de 5 a 6 m y altura de 4 y 5 m respectivamente, teniendo una resistencia requerida de 10 MPa. Desde el punto

de vista de la experiencia de los autores de este informe el relleno cementado que podría utilizarse en Socorro sería el “relleno rocoso cementado” (Cemented RockFill – CRF): mezcla de desmonte de mina con partículas graduadas y lechada de cemento.

Desde el punto de vista geomecánico se ha especificado la resistencia requerida por el relleno cementado, la satisfacción de esta resistencia es obtenida a través de un proceso netamente experimental, recomendándose realizar las pruebas respectivas.

d) Secuencias de avance del minado

En el B&F, hay varias alternativas de secuencia de avance, se puede avanzar en un solo horizonte entre dos niveles o se puede hacer un minado simultáneo en varios horizontes. Cuando se avanza en un mismo horizonte es recomendable dividir a la estructura mineralizada en paneles para tener un número mayor de frentes de producción, el avance en este caso puede ser convergente o divergente entre panel y panel, ciclando adecuadamente la secuencia de avance. Cuando se avanza en varios horizontes, es adecuado el minado en gradines, pues este permite tener más frentes de producción, su puesta en práctica depende de los procedimientos operativos, teniendo accesos adecuadamente ubicados pueden llevarse a cabo diferentes esquemas y secuencias de avance del minado. Desde el punto de vista geomecánico no habría mayores implicancias al adoptar una u otra secuencia de avance del minado. En este método de minado también es recomendable comenzar la explotación desde el fondo del yacimiento, de otro modo será necesario dejar pilares puentes de mineral, los cuales podrían perderse, a menos que se conformen pilares puentes de relleno cementado como se está recomendando en este informe.

e) Consideraciones finales

Uno de los principales problemas que podría surgir en el minado de Veta Socorro por taladros largos es la dilución y recuperación del mineral, a causa de que en Mina

Uchucchacua la mineralización no tiene contornos regulares. En las partes de ensanchamientos de la potencia definitivamente no es recomendable este método de minado por la irregularidad de los contornos mineralizados. La información que se tiene de Socorro indica que el contorno mineralizado en las potencias predominantes es más o menos regular, en estas condiciones será importante el manejo de los parámetros dilución y recuperación.

En relación a la dilución y recuperación, para el caso del B&F, estos dependen de la calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral. Las experiencias que vienen habiendo en Perú indican diluciones en el rango de 10 a 15 % y recuperaciones de alrededor de 85 %.

Para el caso de Socorro, se ha hecho un ejercicio de estimación del parámetro ELOS (Equivalent Linear Overbreak Slough – Equivalente Lineal de Sobrerotura y Desprendimiento) utilizando el criterio de Clark (1998), considerando valores promedio del

Número de Estabilidad Modificado ($N' = 3$) y Radio Hidráulico ($RH = 5$) presentados en el Anexo 5, y calidad de la masa rocosa $RMR = 50$, obteniéndose valores de ELOS de 0.5 a 1 m.

Según el ELOS determinado, la dilución dependerá de la potencia de la veta, así para una potencia de 6 m la dilución podría variar de 8 a 16 %, a menores potencias la dilución será mayor y la recuperación menor y viceversa. También en este caso será muy importante realizar cuidadosos diseños y estándares de ejecución de la perforación y voladura controlada, para mantener principalmente la estabilidad adecuada de las cajas de los tajeos, principalmente de la caja techo.

Otro aspecto importante para el minado con B&F es el sostenimiento de la bóveda de los tajeos. Este método de minado requiere que los subniveles superior e inferior sean desquinchados hasta conformar cámaras del mismo ancho que la potencia del mineral, luego el ancho de estas cámaras podría llegar aproximadamente a 8 m. El sostenimiento para tajeos de 4 a 5 m fue dado en el Capítulo 5. Para las cámaras

de 6 m de ancho, el sostenimiento sería: pernos sistemáticos de 8 a 10 pies longitud, espaciados cada 1.2 m, con malla metálica de ser necesario + una capa de shotcrete de 2" de espesor. El sostenimiento para cámaras de 8 m de ancho sería: pernos sistemáticos de 8 a 10 pies de longitud, espaciados cada 1.2 m + malla metálica electrosoldada + una capa de shotcrete de 2" de espesor. Los pernos recomendables sería los de barra helicoidal en caso ocurrieran eventos sísmicos, caso contrario serían de tipo split sets o hydrabolts.

Finalmente, en este informe se han definido los métodos de minado alternativos que podrían ser utilizados para la explotación subterránea de la Veta Socorro. Esta definición corresponde a una factibilidad técnica y con un enfoque geomecánico. Será importante que el personal de Planeamiento y Diseño de Mina Uchucchacua lleve a cabo la evaluación económica correspondiente, para lo cual se suministran los diferentes parámetros geomecánicos asociados al diseño del minado. De esta manera se podrá adoptar el método de minado B&F con el respectivo sustento técnico y económico. En este trabajo es importante que haya una interacción entre el grupo técnico de Planeamiento y Diseño y el grupo técnico de Geomecánica, para un apoyo más efectivo de este último.

2.11 DEFINICION DE TERMINOS

ANFO. - mezcla de nitrato de amonio y petróleo combustible, utilizada a menudo como agente explosivo

Ancho de minado. - Ancho mínimo para explotación, es el ancho mínimo horizontal que permite explotar una veta, de acuerdo con el equipo que se utiliza.

Bolsonada. - Se refiere a un cuerpo de mena de mayor potencia o mayor ley dentro de una falla, zona de cizalle o veta de fisura. También se utiliza para designar cuerpos de mena irregular.

Buzamiento. - Angulo de inclinación y azimut de una veta referenciada del rumbo

Dilución. - dilución, mezcla de mineral con roca estéril y relleno, productos de la voladura. Tiene consecuencia directa en la menor recuperación de mineral en los procesos de beneficio

Geomecanico. - Que permite establecer el puma de equilibrio de un estece estable o inestable para el maazo rocoso.

Malla de Voladura. - plan de tiro, distribución de taladros, cargas y tiempos de detonación de acuerdo a un modelo previamente establecido.

Pilar. - Sostenimiento, macizo fragmentos de roca o mineral no excavados que sirven de soporte en grandes cámaras subterráneas

Relleno. - Material que se instala dentro de una labor previamente excavada

Roca de caja. - La roca que rodea al depósito, por ejemplo, las rocas a ambos lados de una veta.

Sismicidad. - Eventos sísmicos, sucesos sísmicos, casos sísmicos, salto de roca debido a una onda de choque.

Taladro. - Hueco perforado en una formación rocosa en el que se colocan los explosivos, cuya detonación agrieta o fragmenta la masa rocosa.

Veta. - Estructura planar con una potencia más o menos regular formada por la deposición de minerales.

CAPITULO III

DISEÑO METODOLOGICO

3.1 METODO DE INVESTIGACION

El método es experimental porque implica la observación, manipulación, registro de las variables (dependiente, independiente, intervinientes, etc.) que afectan un objeto de estudio. En el caso específico de la psicología, es posible describir y explicar dichas variables en su relación con el comportamiento humano y, por consiguiente, también predecir sus modificaciones.

3.2 NIVEL DE INVESTIGACION

Investigación experimental debido a que se manipula las variables en condiciones altamente controladas, replicando un fenómeno concreto y observando el grado en que la o las variables implicadas y manipuladas producen un efecto determinado. Los datos se obtienen de muestras aleatorizadas, de manera que se presupone que la muestra de la cual se obtienen es representativa de la realidad. Permite establecer diferentes hipótesis y contrastarlas a través de un método científico.

3.3 POBLACION Y MUESTRA

3.3.1 POBLACION

La población es la unidad minera Uchucchacua.

3.3.2 MUESTRA

La muestra es el Tj 024 de la veta Socorro.

3.4 TECNICAS DE INVESTIGACION

- Recolección de información de características del tajo a explotar
- Recolección de información de costos de perforación y voladura para los métodos Cut and Fill and Bench and Fill

3.5 PROCESAMIENTO DE DATOS

Los pasos a seguir para el desarrollo de investigación se detallan a continuación:

1. Determinar el metraje de labores de desarrollo para la explotación mediante el método Cut and Fill.
2. Determinar el metraje de labores de desarrollo para la explotación mediante el método Cut and Fill.
3. Determinar el tonelaje del TJ 024 de la veta socorro.
4. Determinar los costos unitarios de explotación mediante el método Cut and Fill
5. Determinar los costos unitarios de explotación mediante el método Bench and Fill
6. Determinar los costos de explotación totales mediante el método Cut and Fill
7. Determinar los costos de explotación totales mediante el método Bench and Fill
8. Comparar los costos totales de ambas alternativas de explotación de la mina UCHUCCHACUA

3.6 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE DATOS

- Revisión de imágenes y planos.
- Análisis de los parámetros de voladura para el método Cut and Fill.
- Análisis de los parámetros de voladura para el método Bench and Fill.
- Evaluación de costos de perforación y voladura para el método Cut and Fill
- Evaluación de costos de perforación y voladura para el método Bench and Fill.
- Comparación de costos de perforación y voladura del método Cut and Fill con el método Bench and Fill.

pppp

CAPITULO IV

METODO DE EXPLOTACION DE EXPLOTACION CUT AND FILL Y METODO DE EXPLOTACION BENCH AND FILL

4.1 MÉTODO CUT & FILL

El método Cut and Fill corresponde a una forma de explotación del mineral altamente selectiva y con un alto grado de recuperación. La extracción se realiza de forma ascendente, en donde el mineral es extraído a partir de niveles horizontales, empezando por el nivel base del bloque a explotar y avanzando verticalmente. Una vez que se extrae la totalidad del nivel (dejando pilares donde sea necesario), este se rellena con material estéril (relleno), el cual sirve de piso de trabajo para la siguiente tajada a explotar y al mismo tiempo permite sostener las paredes del sector explotado.

La labor de preparación para la explotación consiste en:

- Galería de transporte a lo largo del cuerpo mineralizado en el nivel principal.
- Rampa en espiral con galerías de acceso a las áreas de producción y desarrollo.
- Instalación de servicios de aire, agua dulce y salada, un sistema de drenaje.
- Chimeneas para conectar con los niveles superiores y ventilación.

4.1.1 Secuencia de explotación

El diseño y secuencia de explotación se realiza definiendo primero el sector mineralizado con información, ya sea de modelo de bloques o de isoleyes generadas por geólogos de producción. La secuencia en general está definida por:

- Avance orientado según sistemas estructurales, diques y/o contacto litológico
- Ubicación de la chimenea de ventilación
- Ley de corte o ley mínima de isoleyes

4.1.2 Perforación y tronadura de producción CF

Inicialmente o en la primera tajada de extracción no existe una cara libre, por lo tanto, se debe efectuar un disparo cerrado acorde a la sección de producción del bloque.

Luego de extraer el material se comienza a rellenar la primera tajada dejando un espacio sin rellenar de 50 cm. Este espacio es aprovechado como cara libre en la extracción de la segunda tajada, con ello se reducen los tiros utilizados en el diagrama de disparo. Esto se realiza sucesivamente hasta completar la extracción del caserón.

Finalmente, se determinan los principales parámetros de diseño que se busca optimizar durante la aplicación del método de extracción:

Malla de perforación

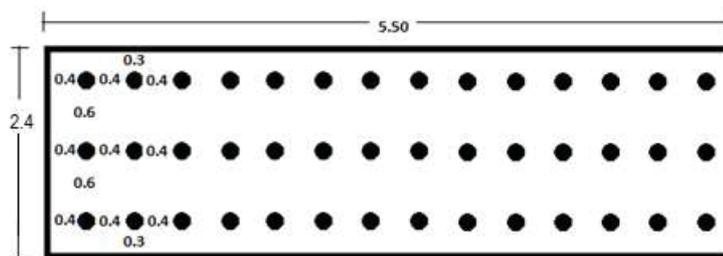
La malla de perforación mejorada está diseñado de acuerdo a la cantidad de mineral que queramos producir diariamente en este caso con esta nueva malla de perforación produciremos el doble.

Para vetas mayores a 0.80 metros en terrenos de roca media utilizaremos el siguiente Burden y Espaciamiento.

B: 0.40

E: 0.60

Gráfico 4. Malla de perforación de corte y relleno

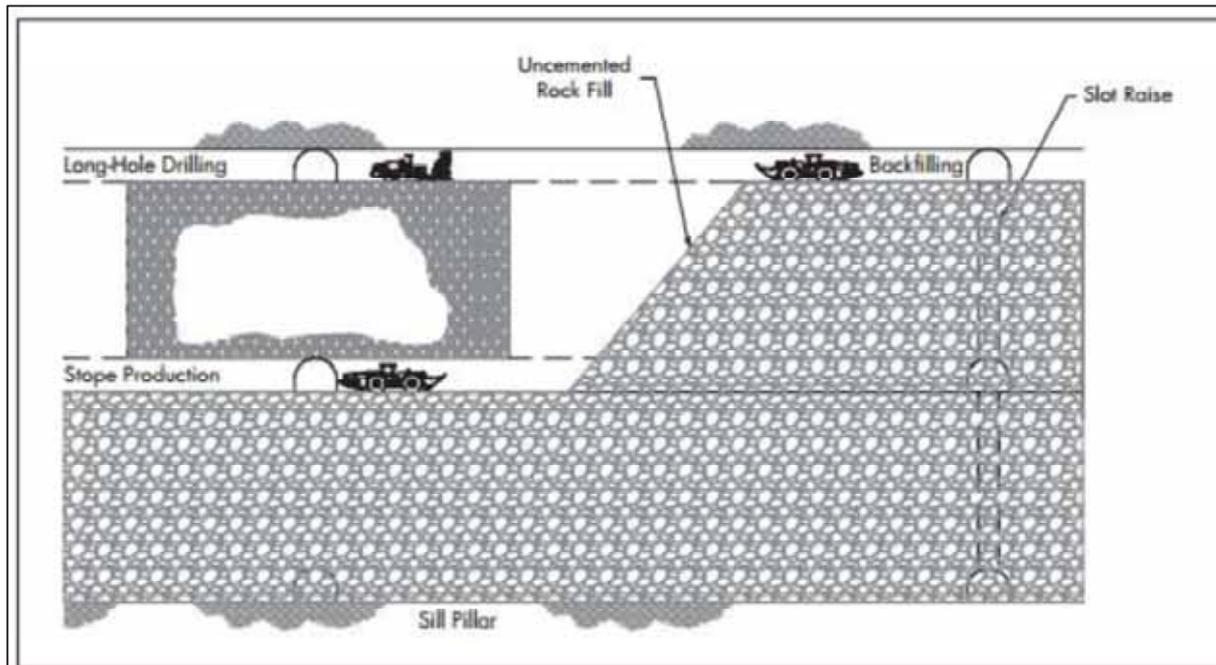


Fuente: Area de planeamiento

4.2 MÉTODO BENCH & FILL

El método de bench & fill corresponde a una variante del anteriormente mencionado cut & fill, donde se obtiene una mejora en la productividad y una reducción de los costos de producción.

Gráfico 5. Esquema Bench & Fill



Fuente: Miguel Antonio Jorquera Villaroel, *Método De Explotación Bench & Fill Y Su Aplicación En Minera Michilla, Chile, 2015*

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

a) Secuencia de explotación

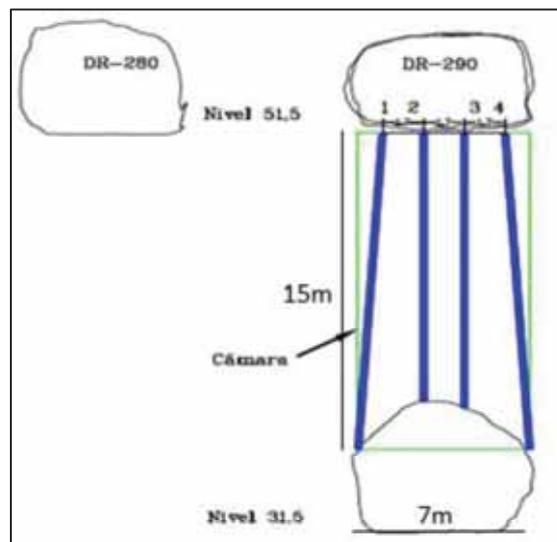
La secuencia de explotación de las unidades de explotación en un bloque consiste en la extracción de una cámara por medio. Primero se explotan las cámaras primarias, para posteriormente rellenar y explotar las cámaras restantes contra relleno. La secuencia operativa es:

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

4.2.1 Perforación y tronadura

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

Gráfico 6. Diagrama tronadura B&F



Fuente: Fuente: Miguel Antonio Jorquera Villaroel, Método De Explotación Bench & Fill Y Su Aplicación En Minera Michilla, Chile, 2015

Gráfico 7. Malla de perforación para potencia de 2.4 m



Fuente: Area de planeamiento – Mina Uchuchacua

CAPITULO V

PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE LA INVESTIGACION

5.1 PROCESAMIENTO DE INFORMACION

Para analizar los costos de perforación y voladura para los métodos de explotación Cut and Fill como Bench and Fill es necesario primeramente tener como referencia los indicadores que nos brindan los reportes de perforación y voladura para ambos métodos de explotación en la mina Uchucchacua.

5.1.1 REPORTES DE PERFORACION Y VOLADURA PARA EL METODO DE EXPLOTACION CUT AND FILL

a) Reporte de perforación para el método de explotación Cut and Fill

Cuadro 7. Reporte de perforación para el método de explotación Cut and Fill

FECHA	GUARDIA	Jackleg	Tajo	m perforados	Jackleg	TAJO	m perforados	Jackleg	TAJO	m perforados	Prom. m perf.	Disp. Mecanica, %	% Utilización
1	D	J2	Tj6730	17	J2	Tj6730	14	J2	Tj6713	20	17	53	63
1	N	J2	Tj6435	21	J2	Tj6435	16	J2	Tj659	16	18	61	61
2	D	J3	Tj6713	20	J3	Tj6713	16	J3	Tj6862	22	19	51	63
2	N	J2	Tj659	22	J2	Tj659	14	J2	Tj6730	14	17	68	67
3	D	J1	Tj6862	19	J1	Tj6862	15	J1	Tj6730	16	17	59	68
3	N	J1	Tj6730	18	J1	Tj6730	15	J1	Tj6435	18	17	55	66
4	D	J3	Tj6730	14	J3	Tj6730	17	J3	Tj6713	21	17	67	63
4	N	J1	Tj6435	20	J2	Tj6435	18	J2	Tj659	16	18	57	67
5	D	J2	Tj6713	17	J2	Tj6713	18	J1	Tj6862	16	17	51	53
5	N	J1	Tj659	15	J3	Tj659	15	J1	Tj6730	16	15	51	62
6	D	J1	Tj6862	17	J2	Tj6862	21	J3	Tj6730	17	18	55	54
6	N	J3	Tj6730	17	J1	Tj6730	15	J1	Tj6713	20	17	54	57
7	D	J2	Tj6730	22	J1	Tj6730	14	J2	Tj659	22	19	70	58
7	N	J3	Tj6435	22	J3	Tj6435	18	J1	Tj6862	20	20	50	62
8	D	J1	Tj6713	18	J1	Tj6713	16	J1	Tj6730	15	16	54	61
8	N	J1	Tj659	14	J3	Tj659	14	J3	Tj6730	19	16	68	53
9	D	J3	Tj6862	17	J1	Tj6862	18	J2	Tj6435	21	19	65	59
9	N	J1	Tj6730	21	J2	Tj6730	20	J3	Tj6713	16	19	65	53
10	D	J3	Tj6730	17	J1	Tj6730	18	J1	Tj659	21	19	65	59
10	N	J1	Tj6730	21	J2	Tj6730	20	J3	Tj6713	16	19	65	53

Fuente: Área de planeamiento - Mina Uchucchacua

b) Reporte de voladura para el método de explotación Cut and Fill.

Cuadro 8. Reporte de voladura para el método de explotación Cut and Fill

FECHA	GUARDIA	Jackleg	Tajo	t	Jackleg	TAJO	t	Jackleg	TAJO	t	Prom. t
1	D	J2	Tj6730	315	J2	Tj6730	333	J2	Tj6713	305	318
1	N	J2	Tj6435	327	J2	Tj6435	295	J2	Tj659	323	315
2	D	J3	Tj6713	286	J3	Tj6713	306	J3	Tj6862	304	299
2	N	J2	Tj659	319	J2	Tj659	333	J2	Tj6730	297	316
3	D	J1	Tj6862	343	J1	Tj6862	294	J1	Tj6730	323	320
3	N	J1	Tj6730	284	J1	Tj6730	276	J1	Tj6435	335	298
4	D	J3	Tj6730	343	J3	Tj6730	292	J3	Tj6713	320	318
4	N	J1	Tj6435	320	J2	Tj6435	302	J2	Tj659	316	313
5	D	J2	Tj6713	299	J2	Tj6713	289	J1	Tj6862	316	301
5	N	J1	Tj659	327	J3	Tj659	287	J1	Tj6730	316	310
6	D	J1	Tj6862	331	J2	Tj6862	305	J3	Tj6730	282	306
6	N	J3	Tj6730	283	J1	Tj6730	283	J1	Tj6713	306	291
7	D	J2	Tj6730	284	J1	Tj6730	306	J2	Tj659	280	290
7	N	J3	Tj6435	298	J3	Tj6435	276	J1	Tj6862	322	299
8	D	J1	Tj6713	331	J1	Tj6713	313	J1	Tj6730	277	307
8	N	J1	Tj659	315	J3	Tj659	345	J3	Tj6730	284	315
9	D	J3	Tj6862	345	J1	Tj6862	276	J2	Tj6435	324	315
9	N	J1	Tj6730	291	J2	Tj6730	321	J3	Tj6713	284	299
10	D	J3	Tj6730	345	J1	Tj6730	276	J1	Tj659	324	315
10	N	J1	Tj6730	291	J2	Tj6730	306	J3	Tj6713	321	306

Fuente: Área de planeamiento - Mina Uchucchacua

5.1.2 REPORTES DE PERFORACION Y VOLADURA PARA EL METODO DE EXPLOTACION BENCH AND FILL

a) Reporte de perforación para el método de explotación Bench and Fill

Cuadro 9. Reporte de perforación para el método de explotación Cut and Fill

FECHA	GUARDIA	Jumbo	Tajo	m perforados	Jumbo	TAJO	m perforados	Jumbo	TAJO	m perforados	Prom. m perf.	Disp. Mecanica, %	% Utilizacion
1	D	J10	Tj 435	313	J20	Tj 6546	343	J30	Tj 6546	305	320	54	70
1	N	J20	Tj 6546	311	J10	Tj 6559	303	J30	Tj 6559	307	307	54	70
2	D	J30	Tj 6559	317	J10	Tj 435	301	J20	Tj 435	308	309	57	51
2	N	J30	Tj 435	344	J20	Tj 6546	319	J30	Tj 6546	315	326	64	68
3	D	J20	Tj 6546	311	J20	Tj 6559	340	J30	Tj 6559	318	323	64	50
3	N	J30	Tj 6559	327	J30	Tj 435	321	J30	Tj 435	338	329	55	55
4	D	J30	Tj 435	330	J10	Tj 6546	336	J30	Tj 6546	341	336	65	57
4	N	J30	Tj 6546	324	J30	Tj 6559	303	J10	Tj 6559	331	319	60	70
5	D	J30	Tj 6559	335	J10	Tj 435	324	J10	Tj 435	321	327	69	56
5	N	J10	Tj 435	344	J10	Tj 6546	340	J20	Tj 6546	336	340	58	62
6	D	J10	Tj 6546	317	J30	Tj 6559	333	J10	Tj 6559	330	327	68	56
6	N	J20	Tj 6559	323	J20	Tj 435	320	J30	Tj 435	307	317	55	64
7	D	J10	Tj 435	341	J30	Tj 6546	311	J10	Tj 6546	337	330	60	59
7	N	J30	Tj 6546	336	J20	Tj 6559	333	J10	Tj 6559	322	330	62	67
8	D	J10	Tj 6559	341	J20	Tj 435	324	J10	Tj 435	316	327	60	67
8	N	J10	Tj 435	314	J20	Tj 6546	328	J30	Tj 6546	311	318	58	56
9	D	J10	Tj 6546	321	J30	Tj 6559	300	J10	Tj 6559	315	312	70	63
9	N	J30	Tj 6559	344	J30	Tj 435	316	J20	Tj 435	316	325	57	57
10	D	J10	Tj 435	321	J30	Tj 6546	300	J10	Tj 6546	315	312	70	63
10	N	J30	Tj 6559	344	J30	Tj 435	316	J20	Tj 435	316	325	57	57

Fuente: Área de planeamiento - Mina Uchucchacua

b) Reporte de voladura para el método de explotación Bench and Fill.

Cuadro 10. Reporte de voladura para el método de explotación Cut and Fill

FECHA	GUARDIA	Jumbo	TAJO	t	Jumbo	TAJO	t	Jumbo	TAJO	t	Prom. T
1	D	J10	Tj 435	46	J20	Tj 6546	45	J30	Tj 6546	51	47
1	N	J20	Tj 6546	45	J10	Tj 6559	41	J30	Tj 6559	35	40
2	D	J30	Tj 6559	52	J10	Tj 435	51	J20	Tj 435	51	51
2	N	J30	Tj 435	55	J20	Tj 6546	54	J30	Tj 6546	48	52
3	D	J20	Tj 6546	47	J20	Tj 6559	45	J30	Tj 6559	38	43
3	N	J30	Tj 6559	39	J30	Tj 435	47	J30	Tj 435	36	41
4	D	J30	Tj 435	37	J10	Tj 6546	39	J30	Tj 6546	51	42
4	N	J30	Tj 6546	38	J30	Tj 6559	53	J10	Tj 6559	46	46
5	D	J30	Tj 6559	37	J10	Tj 435	52	J10	Tj 435	50	46
5	N	J10	Tj 435	41	J10	Tj 6546	47	J20	Tj 6546	42	43
6	D	J10	Tj 6546	42	J30	Tj 6559	50	J10	Tj 6559	52	48
6	N	J20	Tj 6559	46	J20	Tj 435	35	J30	Tj 435	43	41
7	D	J10	Tj 435	50	J30	Tj 6546	49	J10	Tj 6546	53	51
7	N	J30	Tj 6546	52	J20	Tj 6559	37	J10	Tj 6559	48	46
8	D	J10	Tj 6559	41	J20	Tj 435	38	J10	Tj 435	48	42
8	N	J10	Tj 435	46	J20	Tj 6546	53	J30	Tj 6546	48	49
9	D	J10	Tj 6546	53	J30	Tj 6559	41	J10	Tj 6559	37	44
9	N	J30	Tj 6559	54	J30	Tj 435	49	J20	Tj 435	48	50
10	D	J10	Tj 435	53	J30	Tj 6546	41	J10	Tj 6546	37	44
10	N	J30	Tj 6559	49	J30	Tj 435	41	J20	Tj 435	36	42

Fuente: Área de planeamiento - Mina Uchucchacua

5.1.3 COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA

A continuación, se detallan los parámetros de diseño aplicables al método de Bench and Fill y al método de corte y relleno.

Cuadro 11. Parámetros de Diseño de Método Bench and Fill

Longitud de tajo, m	70
Altura de banco, m	14
Densidad de mineral, t/m ³	3.2
Burden para bench and fill, m	1.2
Espaciamiento para bench and fill, m	1
Burden para cut and fill, m	0.4
Espaciamiento para cut and fill, m	0.6
Longitud de Corte, m	108.00
Ancho de minado, m	2.40
Altura de Banco, m	14.00
Gravedad Específica, kg/t	3.20
Tonelaje, t	11612.00
Número de Taladros perforados	288.00
t/tal	40.32
Pies perforados	13228.00
t/metro perforado	2.88
t/pie perforado	0.88

Fuente: Área de Planeamiento – Unidad minera Uchucchacua

5.1.4 COSTOS DE CUT AND FILL

En las siguientes tablas se detallan los costos de perforación y voladura del método de explotación Corte y Relleno.

a) Costos de accesorios de perforación

Cuadro 12. Costo de barrenos

	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida util pza/ton	Costo unitario \$/t
Barreno de 6´	unidades	2.00	50.00	0.003565	0.18
Barreno de 8´	unidades	2.00	70.00	0.003565	0.25
Total					0.43

Fuente: Elaboración propia

b) Costos de equipos de perforación

Cuadro 13. Costo de equipo de perforación

	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida util pza/ton	Costo unitario \$/t
Perforadora	unidades	3.10	84.44	0.005526	0.47
Aceite de perforadora	gl	5.17	4.78	0.009216	0.04
Manguera de jebe de 1"	m	0.89	2.31	0.001586	0.00
Manguera de 1/2"	m	0.89	0.83	0.001586	0.00
Total					0.52

Fuente: Elaboración propia

c) Costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura

A continuación, se muestran los costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura.

Cuadro 14. Costo de explosivos y accesorios de voladura

	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida util pza/ton	Costo unitario \$/t
Dinamita Semexsa 65% 7/8" x 7"	kg	463.08	1.98	0.825455	1.63
Excel	pza	443.00	1.04	0.789661	0.82
Cordón detonante	mts	1116.00	0.14	1.989305	0.28
Mecha rápida	mts	2.70	0.09	0.004813	0.00
Carmex	pza	4.43	0.47	0.007897	0.00
Total					2.74

Fuente: Elaboración propia

d) Costos de personal para perforación y voladura

A continuación, se muestran los costos unitarios de personal para perforación y voladura

Cuadro 15. Costo de mano de obra

	Costo unitario \$/t
Perforista	5.00
Ayudante	2.00
Total	7.00

Fuente: Elaboración propia

e) Costos de herramientas y otros para Cut and Fill

A continuación, se muestran los costos unitarios de herramientas y otros para Cut and Fill.

Cuadro 16. Costo de herramientas y otros

	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida util pza/ton	Costo unitario \$/t
Piedra de esmeril	unidades	2.10	29.00	0.003743	0.11
Pico minero	pza	0.07	7.15	0.000125	0.00
Lampa minera	pza	0.15	7.83	0.000267	0.00
Comba de 16 lb	pza	0.06	19.17	0.000107	0.00
Arnés de seguridad	pza	0.03	104.26	0.000053	0.01
Línea de vida	pza	0.03	28.96	0.000053	0.00
Llave stilson de 14"	pza	0.02	38.20	0.000036	0.00
Mango de pico	pza	0.07	2.56	0.000125	0.00
Total					0.12

Fuente: Elaboración propia

f) Costo unitario total de perforación y voladura de Cut and Fill

Cuadro 17. Costo unitario total de perforación y voladura

Tipo de costo	Costo unitario \$/t
Accesorios de perforación	0.43
Equipos de perforación	0.52
Explosivos y accesorios de voladura	2.74
Personal	7.00
Herramientas y otros	0.12
TOTAL	10.81

Fuente: Elaboración propia

Al sumar todos los costos obtenemos un costo de perforación y voladura de 10.38 \$/t.

5.1.5 COSTOS DE BENCH AND FILL

En las siguientes tablas se detallan los costos de perforación y voladura del método de explotación Bench and Fill:

a) Costos de accesorios de perforación

A continuación, se muestran los costos unitarios de accesorios de perforación necesarios para la perforadora **Simba S7D** en \$/t.

Cuadro 18. Costos unitarios de accesorios de perforación

Material	PU \$/pza	Vida util pza/ton	Costo \$/t
Broca boton retractil 64 mm	112.3	0.001752	0.20
Barra 5'	248.5	0.001162	0.29
Total			0.49

Fuente: Elaboración propia

b) Costos de equipos de perforación

A continuación, se muestran los costos unitarios del equipo de perforación **Simba S7D** en \$/t.

Cuadro 19. Costos unitarios de equipo de perforación

Equipo	Cantidad	Metros perforados	PU \$/m	Costo \$	Costo \$/t
Simba S7D	1	4031.84	11.02	44430.88	3.83

Fuente: Elaboración propia

c) Costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura

A continuación, se muestran los costos unitarios de insumos de voladura.

Cuadro 20. Costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura

Material	Cantidad	PU	Costo \$	Costo \$/t
ANFO	5806	0.76	4412.56	0.38
Carmex de 9 pies de detonadores ensamblados	92	0.72	66.24	0.01
Fanel milisegundo 15	576	2.99	1722.24	0.15
Cordon detonante	480	5	2400	0.21
Total			8601.04	0.74

Fuente: Elaboración propia

d) Costos de personal para perforación y voladura

A continuación, se muestran los costos unitarios de personal para la realización de la perforación y voladura.

Cuadro 21. Costos unitarios de personal para perforación y voladura

Personal	Cantidad	Guardias	PU	Costo \$	Costo \$/t
Operador de Jumbo	1	18	24	432	0.04
Ayudante de operador de jumbo	1	18	17	306	0.03
Cargador	1	18	17	306	0.03
Total				1044	0.09

Fuente: Elaboración propia

e) Costo de herramientas y otros

Los costos de herramientas para el método de explotación Bench and Fill se muestran a continuación.

Cuadro 22. Costo de herramientas y otros

	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida util pza/ton	Costo unitario \$/t
Comba de 16 lb	pza	0.06	19.17	0.000107	0
Arnés de seguridad	pza	0.03	104.26	0.000053	0.01
Línea de vida	pza	0.03	28.96	0.000053	0
Llave stilson de 14"	pza	0.02	38.2	0.000036	0
Total					0.01

Fuente: Elaboración propia

f) Costo unitario total de perforación y voladura de Bench and Fill

Cuadro 23. Costo unitario total de perforación y voladura

Tipo de costo	Costo unitario \$/t
Accesorios de perforación	0.49
Equipos de perforación	3.83
Explosivos y accesorios de voladura	0.74
Personal	0.09
Herramientas y otros	0.12
TOTAL	5.27

Fuente: Elaboración propia

Al sumar todos los costos obtenemos un costo de perforación y voladura de 5.27 \$/t.

CAPITULO VI

ANALISIS DE LOS RESULTADOS DE LA INVESTIGACION

6.1 Comparación de Costos de Perforación y Voladura

En esta parte de la tesis se analizó la diferencia de cada uno de los costos unitarios de perforación y voladura del método de explotación Cut and Fill en comparación con el método de explotación Bench and Fill.

6.2 Comparación de costos de accesorios de perforación

El costo unitario de accesorios de perforación es 13.95% para Bench and Fill que para el método de explotación Cut and Fill, lo cual se aprecia en el siguiente cuadro.

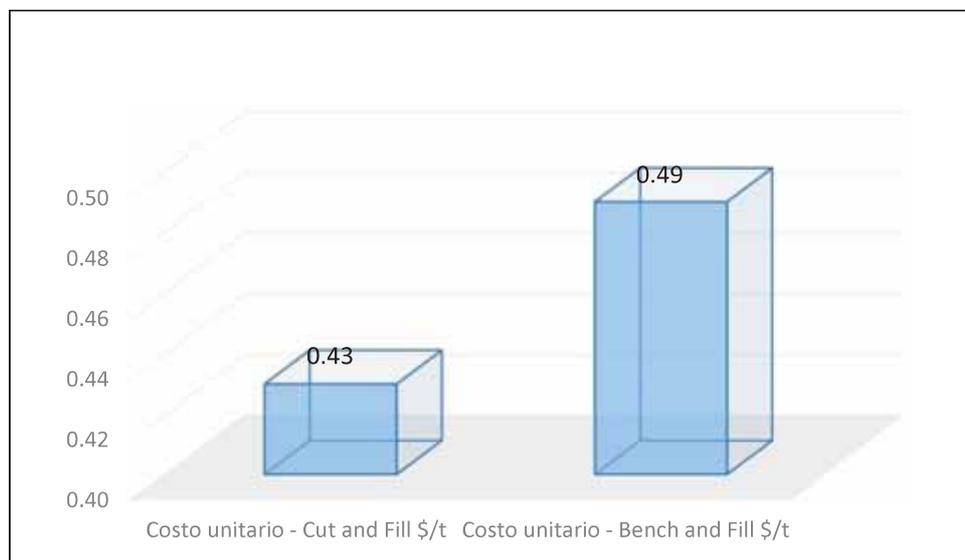
Cuadro 24. Comparación de costos de accesorios de perforación

Costo unitario - Cut and Fill \$/t	Costo unitario - Bench and Fill \$/t	Diferencia %
0.43	0.49	13.95%

Fuente: Elaboración propia

En el siguiente grafico se aprecia en que magnitud el costo unitario de accesorios de perforación es mayor para el método de explotación Bench and Fill que para el método de explotación Cut and Fill.

Gráfico 8. Comparación de costos de accesorios de perforación



Fuente: Elaboración propia

6.3 Comparación de costos de equipos de perforación

El costo unitario de equipos de perforación es 636.54% mayor para el método de explotación Bench and Fill en comparación con el método de explotación Cut and Fill, lo cual se aprecia en el siguiente cuadro.

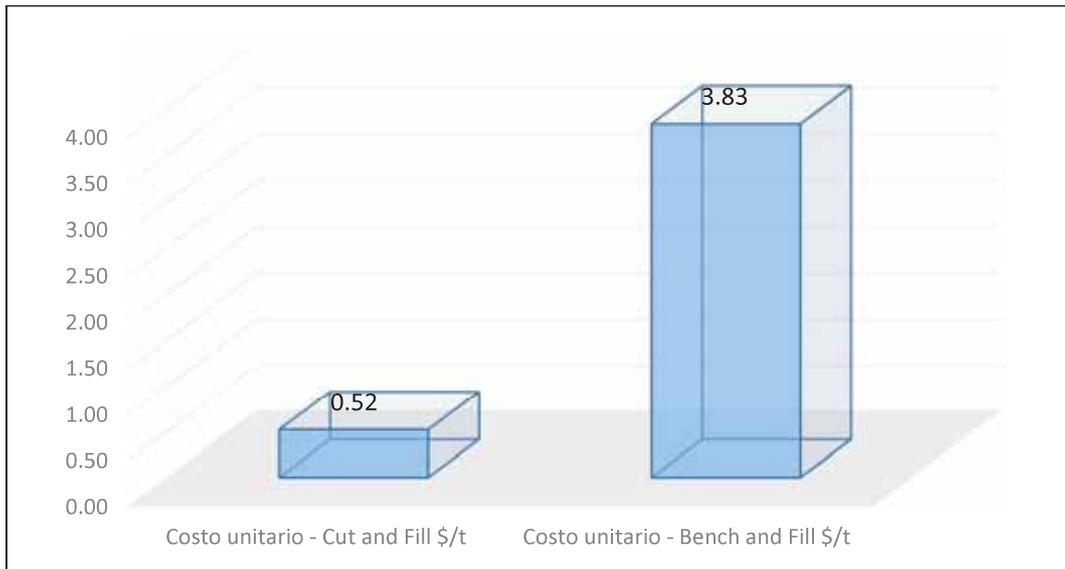
Cuadro 25. Comparación de costos de equipos de perforación

Costo unitario - Cut and Fill \$/t	Costo unitario - Bench and Fill \$/t	Diferencia %
0.52	3.83	636.54%

Fuente: Elaboración propia

En el siguiente grafico se aprecia la magnitud en la que el costo unitario de equipos de perforación es mayor para el método de explotación Bench and Fill en comparación con el método de explotación Cut and Fill.

Gráfico 9. Comparación de costos de equipos de perforación



Fuente: Elaboración propia

6.4 Comparación de costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura

El costo unitario de explosivos y accesorios de voladura es 72.99% menor para el método de explotación Bench and Fill en comparación con el método de explotación Cut and Fill, lo cual se aprecia en el siguiente cuadro.

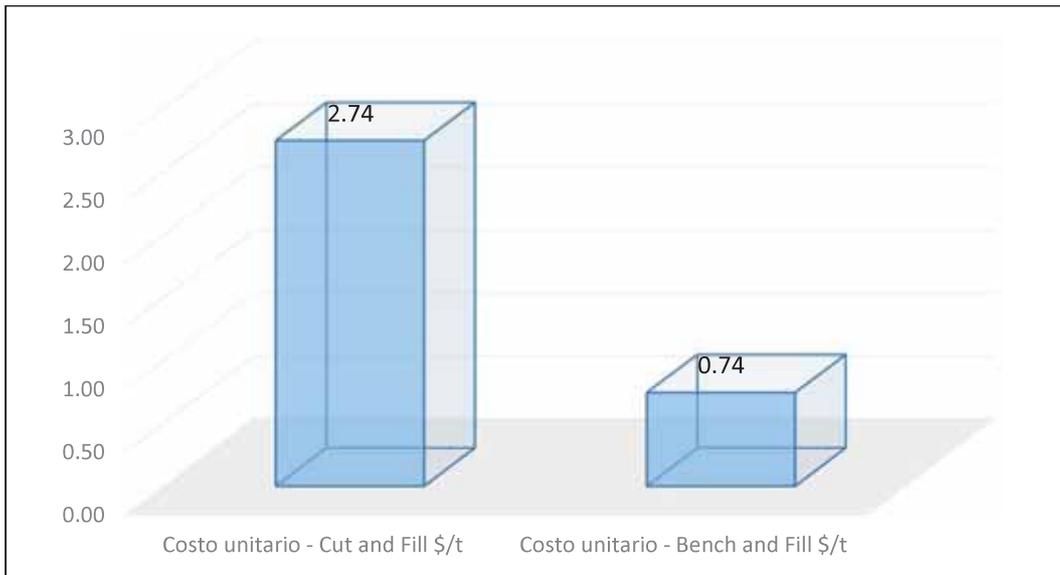
Cuadro 26. Comparación de costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura

Costo unitario - Cut and Fill \$/t	Costo unitario - Bench and Fill \$/t	Diferencia %
2.74	0.74	-72.99%

Fuente: Elaboración propia

En el siguiente gráfico se aprecia la magnitud en la que el costo unitario de explosivos y accesorios de voladura es menor para el método de explotación Bench and Fill que para el método de explotación Cut and Fill.

Gráfico 10. Comparación de costos unitarios de explosivos y accesorios de voladura



Fuente: Elaboración propia

6.5 Comparación de costos de personal para perforación y voladura

El costo unitario de personal para perforación y voladura es 98.71% menos para el método de explotación Bench and Fill que para el método de explotación Cut and Fill, lo cual se aprecia en el siguiente cuadro.

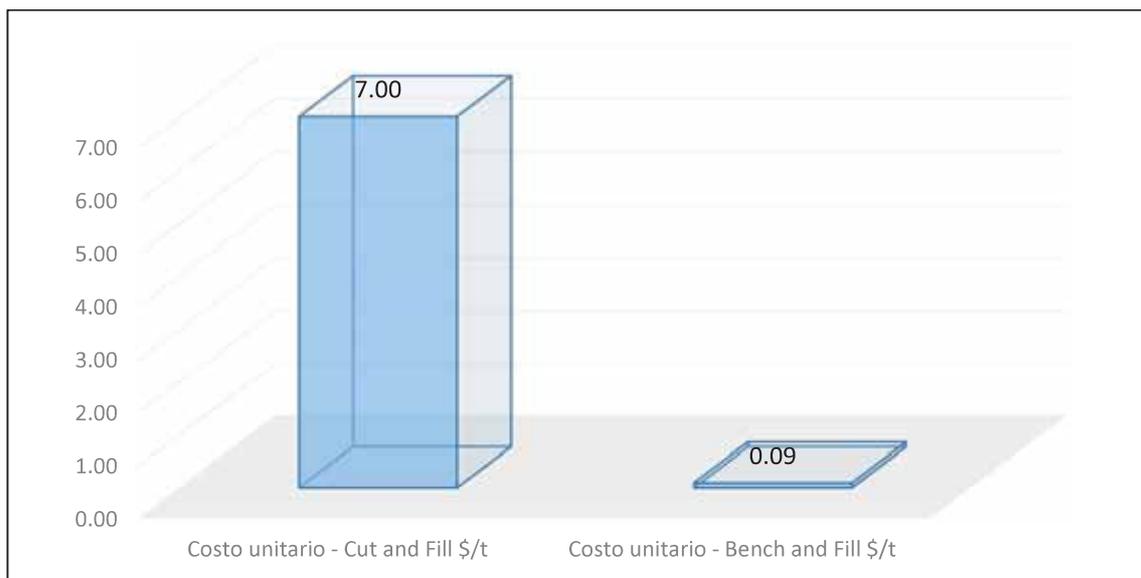
Cuadro 27. Comparación de costos de personal para perforación y voladura

Costo unitario - Cut and Fill \$/t	Costo unitario - Bench and Fill \$/t	Diferencia %
7.00	0.09	-98.71%

Fuente: Elaboración propia

El siguiente gráfico muestra en que magnitud los costos de personal para perforación y voladura son menores para el método de explotación Bench and Fill que para el método de explotación Cut and Fill.

Gráfico 11. Comparación de costos de personal para perforación y voladura



Fuente: Elaboración propia

6.6 Comparación de costos de herramientas y otros

El costo de herramientas y otros para el método de explotación Bench and Fill es 91.67% menor en comparación con el método de explotación Cut and Fill.

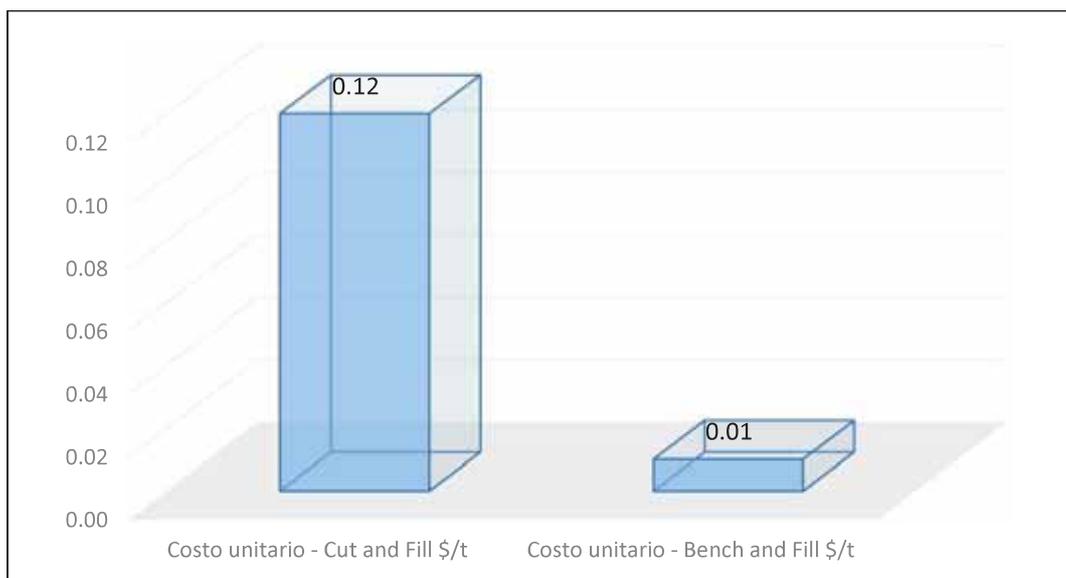
Cuadro 28. Comparación de costos de herramientas y otros

Costo unitario - Cut and Fill \$/t	Costo unitario - Bench and Fill \$/t	Diferencia %
0.12	0.01	-91.67%

Fuente: Elaboración propia

En el siguiente gráfico se aprecia la magnitud en la que los costos de herramientas y otros son menores para el método de explotación Bench and Fill que para el método de explotación Cut and Fill.

Gráfico 12. Comparación de costos de herramientas y otros



Fuente: Elaboración propia

6.7 Comparación de costos unitario totales de perforación y voladura

El costo unitario de perforación y voladura es 52.27% menor para el método de explotación Bench and Fill en comparación con el método de explotación Cut and Fill, lo cual se aprecia en el siguiente cuadro.

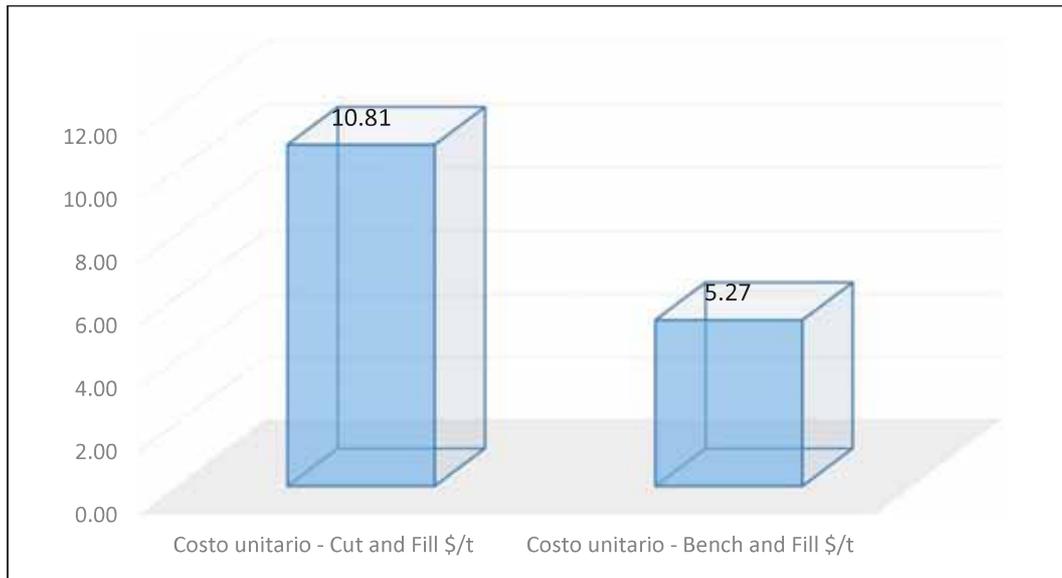
Cuadro 29. Comparación de costos unitario totales de perforación y voladura

Costo unitario - Cut and Fill \$/t	Costo unitario - Bench and Fill \$/t	Diferencia %
10.81	5.27	-52.27%

Fuente: Elaboración propia

En el siguiente gráfico se aprecia en qué magnitud el costo unitario de perforación y voladura es menor para el método de explotación Bench and Fill en comparación con el método de explotación Cut and Fill.

Gráfico 13. Comparación de costos unitario totales de perforación y voladura



Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

1. El costo total de perforación y voladura para la explotación por el método Bench and Fill es de 5.27. El costo total de perforación y voladura para la explotación por el método de corte y relleno es 10.38. Con lo cual se llega a la conclusión que los costos de perforación y voladura son 52.27% menores para el método de explotación Bench and Fill que los costos de perforación y voladura por Corte y Relleno.
2. Del análisis de costos del método de explotación Cut and Fill se determinó que el costo unitario en \$/t totales de perforación y voladura es 10.81\$/t.

El detalle de los costos se detalla en el siguiente cuadro.

Cuadro 30. Costo unitario total de perforación y voladura

Tipo de costo	Costo unitario \$/t
Accesorios de perforación	0.43
Equipos de perforación	0.52
Explosivos y accesorios de voladura	2.74
Personal	7.00
Herramientas y otros	0.12
TOTAL	10.81

Fuente: Elaboración propia

3. Del análisis de costos del método de explotación Cut and Fill se determinó que el costo unitario en \$/t totales de perforación y voladura es 5.27\$/t.

El detalle de los costos se detalla en el siguiente cuadro.

Cuadro 31. Costo unitario total de perforación y voladura

Tipo de costo	Costo unitario \$/t
Accesorios de perforación	0.49
Equipos de perforación	3.83
Explosivos y accesorios de voladura	0.74
Personal	0.09
Herramientas y otros	0.12
TOTAL	5.27

Fuente: Elaboración propia

4. El costo total unitario para perforación y voladura por el método de explotación Cut and Fill es de 10.81\$/t y el costo total unitario para perforación y voladura por el método de explotación Bench and fill es de 5.27 \$/t de lo cual se concluye que los costos de perforación y voladura por el método Bench and Fill son prácticamente la mitad de los costos de perforación y voladura por el método Cut and Fill.

Cuadro 32. Comparación de costos unitario totales de perforación y voladura

Costo unitario - Cut and Fill \$/t	Costo unitario - Bench and Fill \$/t	Diferencia %
10.81	5.27	-52.27%

4. Fuente: Elaboración propia

RECOMENDACIONES

Siempre tener en cuenta las condiciones geomecánicas del macizo rocoso para determinar la aplicabilidad del método de explotación Corte y Relleno.

El área de productividad de la unidad minera debe de constantemente actualizar la información de costos para poder determinar exactamente la reducción de costos de perforación y coladura mediante la aplicación del método de explotación Bench and Fill

Una limitante para la aplicación del método de explotación Bench and Fill es la cantidad de equipos proporcionados por la contratista que perfora los taladros. Por lo tanto es recomendable siempre verificar la disponibilidad de estos equipo.

Es importante siempre hacer un análisis de costos debido a que permitirá tomar decisiones adecuadas en la selección de métodos de explotación.

Bibliografía

- [2] Darling P., 2011. *SME Mining Engineering Handbook*. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc, p.1355- 1385.
- [3] Manual de Perforación y Voladura de Rocas, Instituto Tecnológico GeoMinero de España, p. 307-324.
- [4] William A. Hustrulid, Richard L. Bullock, 2001. *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Society for Mining, Metallurgy, and Explotarion, cap. 1.
- [5] Madariaga L., 2013. *Parámetros de diseño y Procedimientos Mina Subterránea Estefanía*, Minería Michilla S.A., Antofagasta, Chile p. 51-84
- [6] Potwin Y., Thomas E., Fourie A., 2005. *Handbook on Mine Fill*. Australian Centre for Geomechanics.
- [7] E-Mining Techonology, 2014. Estudio Geotécnico de Factibilidad, Sectores D4 y ABW Inferior
- [8] Lagos E, 2007. Memoria de Gestión Operativa del Sistema de Despacho Estudio Técnico y Económico.
- [9] Flores C.,. Manual del Vulcan 6. Departamento Geologia SIMSA
- [10] de la Vergne J.N., 2003. *Hard Rock Miner's Handbook*. McIntosh Engineering

ANEXOS

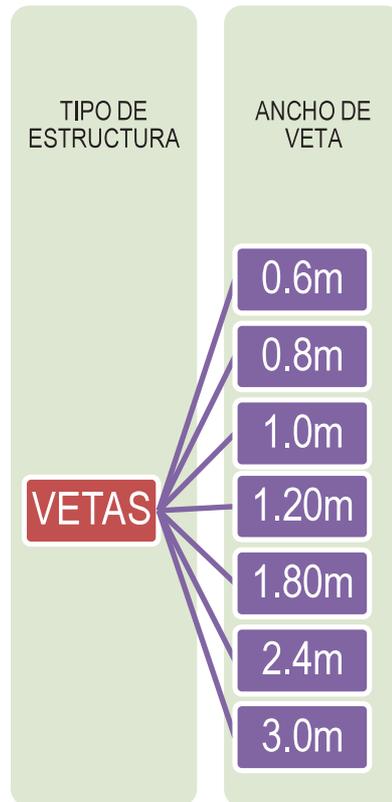
CARTILLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS BENCH AND FILL^{1.0}

U.E.A UCHUCCHACUA

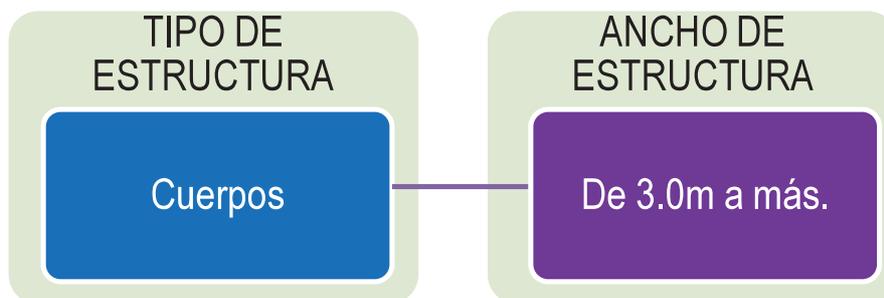


I. CLASIFICACIÓN DE LAS MALLAS DE BENCH AND FILL

A. PARA VETAS:



A. PARA CUERPOS:

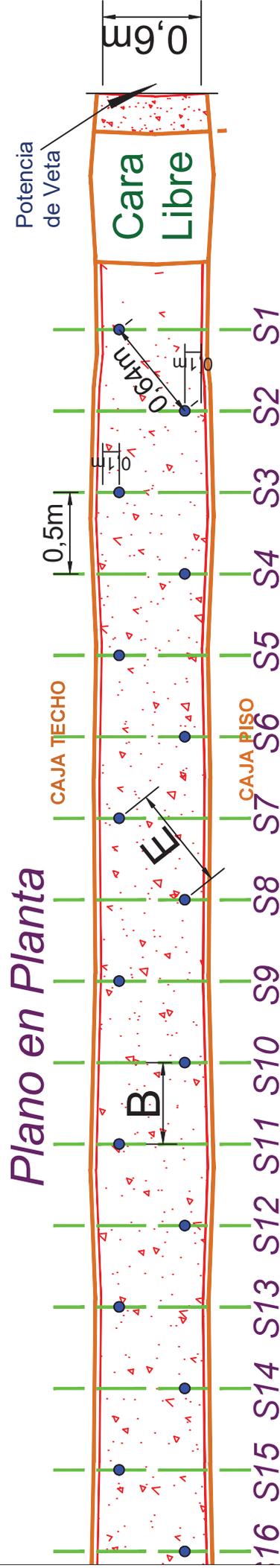


ESTÁNDARES DE MALLA DE PERFORACIÓN EN VETAS

Características:

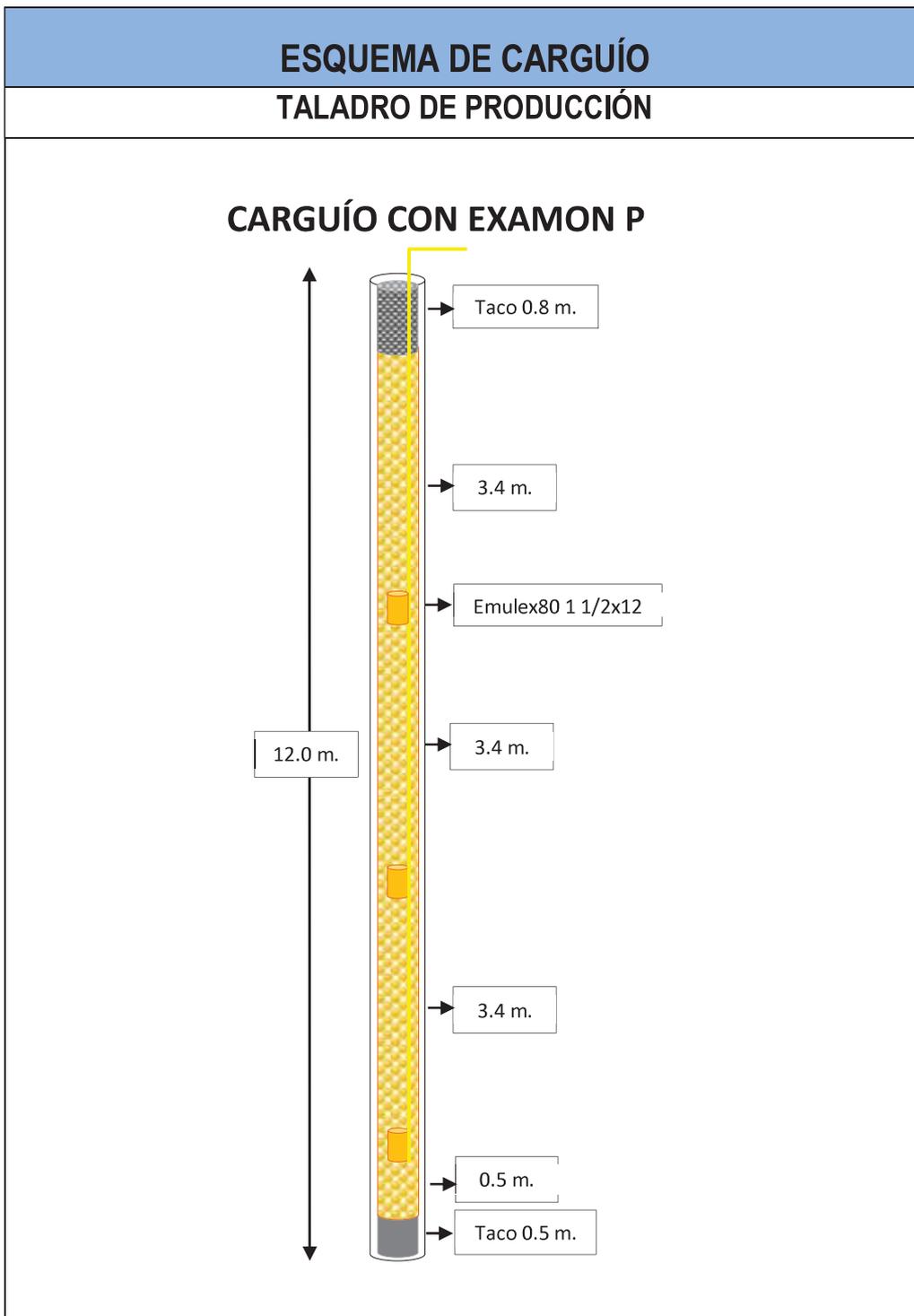
ROCA III B	RMR 41 - 50
ANCHOS DE VETA	0.6m,0.8m,1.0m,1.2m,1.5m,2.4 y 3.0m
LONG. PERFORACIÓN	12m.
TIPO DE EXPLOSIVO	ANFO

MALLA DE PERFORACIÓN POTENCIA 0.6m

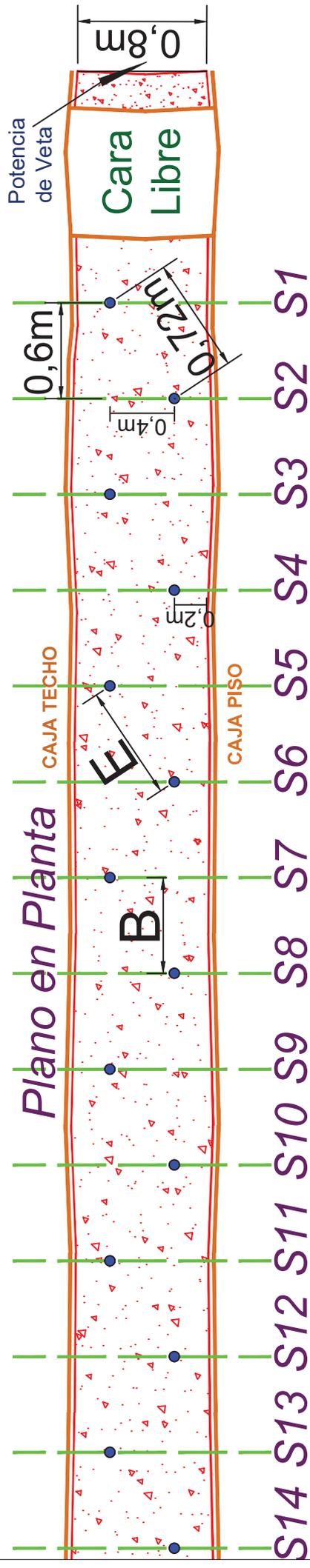


B BUENAVENTURA UNIDAD UCHUGGHACUA		VOLADURA:		GEOLOGIA:	
PLANOS DE P Y V		FRANK GOMEZ BASILIO		MARX BARZOLA	
		V°B°		V°B°	
		ANCHO DE VETA 0.6m		MINA:	
NIVEL	TODOS	MALLA 0.5X0.6m		PIO CARRASCO	
TAJO	TODOS	FECHA 27/11/2017		V°B°	
EQUIP. PERFORACION	NAUTILIUS	ESCALA			
LONG. BARRA PERF.	4 pies=1.22m				

ANCHO DE VETA = 0.6 m.		RMR = 41-50
PERFORACIÓN		
Diámetro de Perforación	mm.	64.00
Burden (B)	m.	0.50
Espaciamiento (S)	m.	0.64
N° Filas a disparar		3
Ancho de Minado.	m.	0.6
Longitud de perforación	m.	12.00
M3 Rotos.	M3.	10.8
toneladas Rotas.	Ton	32.4
N° Taladros perforados		3.0
Metros perforados	m.	36.0
Tonelada por metro perforado	ton/mperf	0.90
VOLADURA		
Long. Taco de Fondo.	m.	0.50
Long. Taco Final.	m.	0.80
Long. Carguío (Diámetro 51 mm.)	m.	10.7
N° de Cebos.	Pzas.	3.0
Cebo Emulex80 1 1/2"x12" (0.403)	Kg.	1.21
Densidad Lineal Anfo(Diámetro 51 mm.)	Kg./ml.	1.73
Total Explosivo Anfo por taladro (Diámetro 51 mm.)	Kg.	19.72
Total Explosivos.	Kg.	59.16
Factor de Carga.	Kg./m3	5.48
Factor de Potencia.	Kg./Ton	1.83

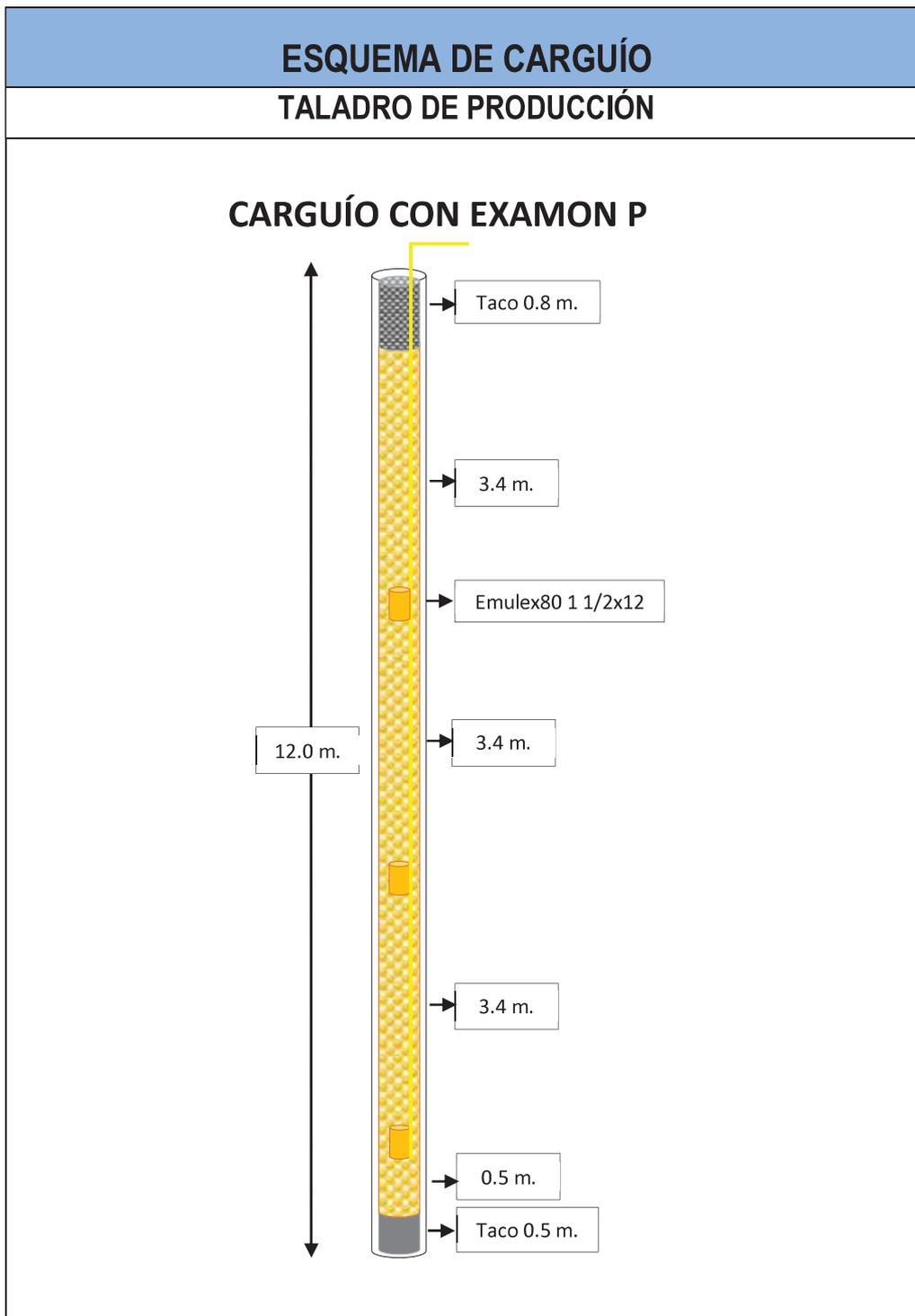


MALLA DE PERFORACIÓN POTENCIA 0.8m

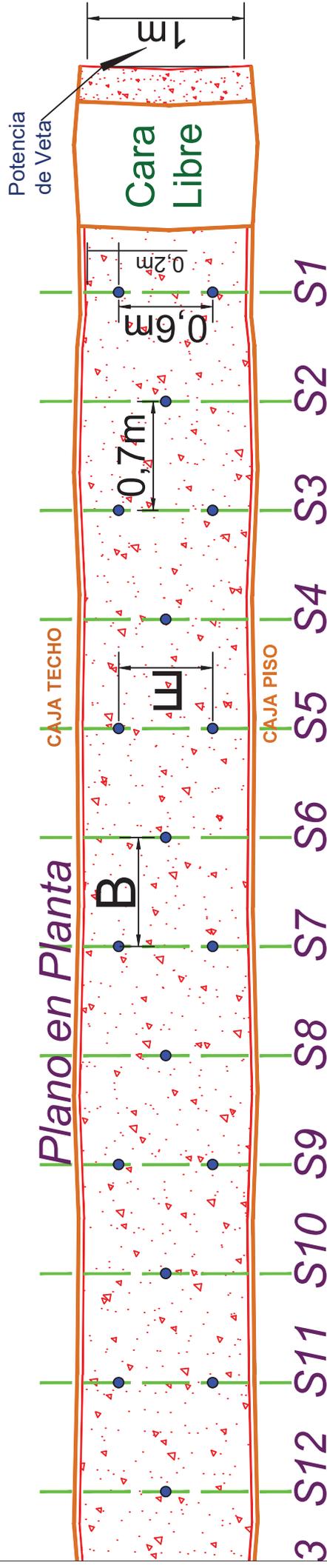


B BUENAVENTURA <small>UNIDAD UCHUGCHACUA</small> PLANOS DE P Y V	VOLADURA:		GEOLOGIA:	
	FRANK GOMEZ BASILIO		MARX BARZOLA	
	V°B°		V°B°	
NIVEL	TODOS	ANCHO DE VETA	0.8m	MINA:
TAJO	TODOS	MALLA	0.6X0.72m	PIO CARRASCO
EQUIP. PERFORACION	NAUTILIUS	FECHA	27/11/2017	V°B°
LONG. BARRA PERF.	4 pies=1.22m	ESCALA	VARIAS	

ANCHO DE VETA = 0.8 m.		RMR = 41-50
PERFORACIÓN		
Diámetro de Perforación	mm.	64.00
Burden (B)	m.	0.60
Espaciamiento (S)	m.	0.72
N° Filas a disparar		3
Ancho de Minado.	m.	0.8
Longitud de Taladro	m.	12.00
M3 Rotos.	M3.	17.3
toneladas Rotas.	Ton	51.8
N° Taladros perforados		3.0
Metros perforados	m.	36.0
Tonelada por metro perforado	ton/mperf	1.4
VOLADURA		
Long. Taco de Fondo.	m.	0.50
Long. Taco Final.	m.	0.80
Long. Carguío (Diámetro 51 mm.)	m.	10.7
N° de Cebos.	Pzas.	3.0
Cebo Emulex80 1 1/2"x12" (0.403)	Kg.	1.21
Densidad Lineal Anfo(Diámetro 51 mm.)	Kg./ml.	1.73
Total Explosivo Anfo por taladro (Diámetro 51 mm.)	Kg.	19.72
Total Explosivos.	Kg.	59.16
Factor de Carga.	Kg./m3	3.42
Factor de Potencia.	Kg./Ton	1.14

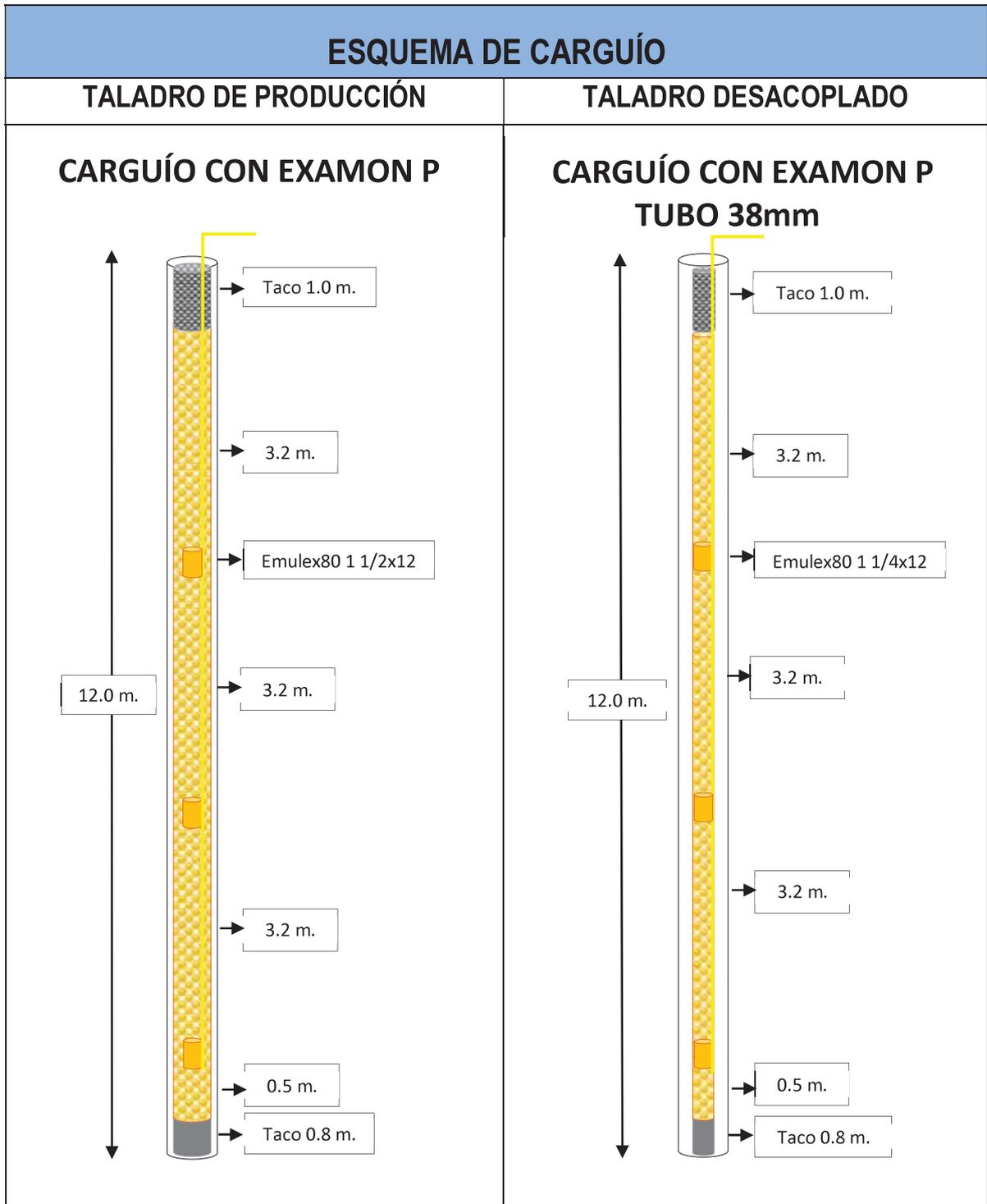


MALLA DE PERFORACIÓN POTENCIA 1.0m

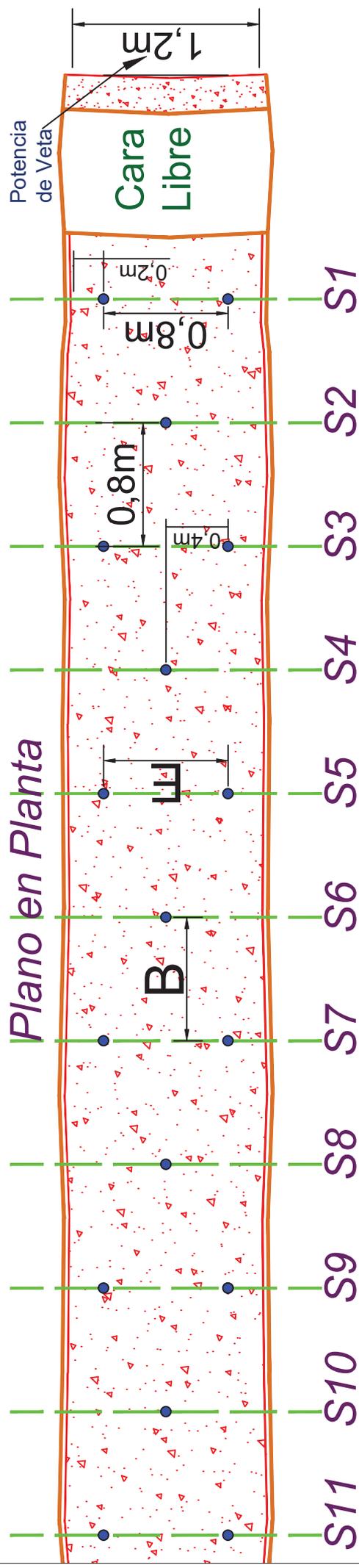


B BUENAVENTURA UNIDAD UCHUGCHACUA		PLANOS DE P Y V	
NIVEL	TODOS	VOLADURA:	GEOLOGIA:
TAJO	TODOS	FRANK GOMEZ BASILIO	MARX BARZOLA
EQUIP. PERFORACION	NAUTILIUS	V°B°	V°B°
LONG. BARRA PERF.	4 pies=1.22m		
		ANCHO DE VETA	MINA:
		1.0m	PIO CARRASCO
		MALLA	V°B°
		0.7X0.6m	
		FECHA	
		27/11/2017	
		ESCALA	
		VARIAS	

ANCHO DE VETA = 1.0 m.		RMR = 41-50
PERFORACIÓN		
Diámetro de Perforación	mm.	64.00
Burden (B)	m.	0.70
Espaciamiento (S)	m.	0.60
N° Filas a disparar		3
Ancho de Minado.	m.	1.0
Longitud de Taladro	m.	12.00
M3 Rotos.	M3.	25.2
toneladas Rotas.	Ton	75.6
N° Taladros perforados		5.0
Metros perforados	m.	60.0
Tonelada por metro perforado	ton/mperf	1.3
VOLADURA		
Long. Taco de Fondo.	m.	0.80
Long. Taco Final.	m.	1.00
Long. Carguío (Diámetro 51 mm.)	m.	10.2
N° de Cebos.	Pzas.	3.0
Cebo Emulex80 1 1/2"x12" (0.403)	Kg.	1.21
Densidad Lineal Anfo(Diámetro 51 mm.)	Kg./ml.	1.73
Total Explosivo Anfo por taladro (Diámetro 51 mm.)	Kg.	18.86
Total Explosivos.	Kg.	94.28
Factor de Carga.	Kg./m3	3.74
Factor de Potencia.	Kg/Ton	1.25

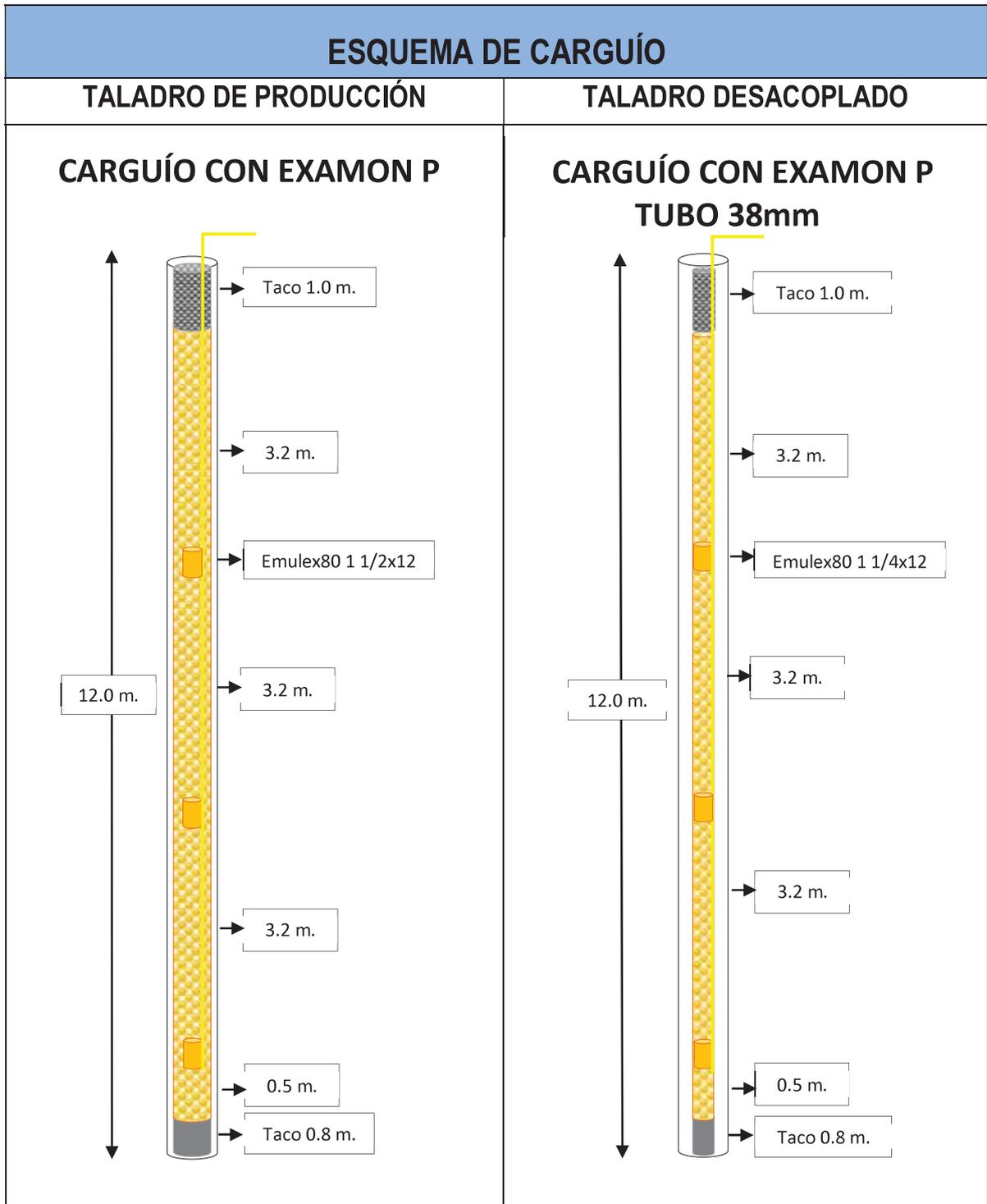


MALLA DE PERFORACIÓN POTENCIA 1.2m

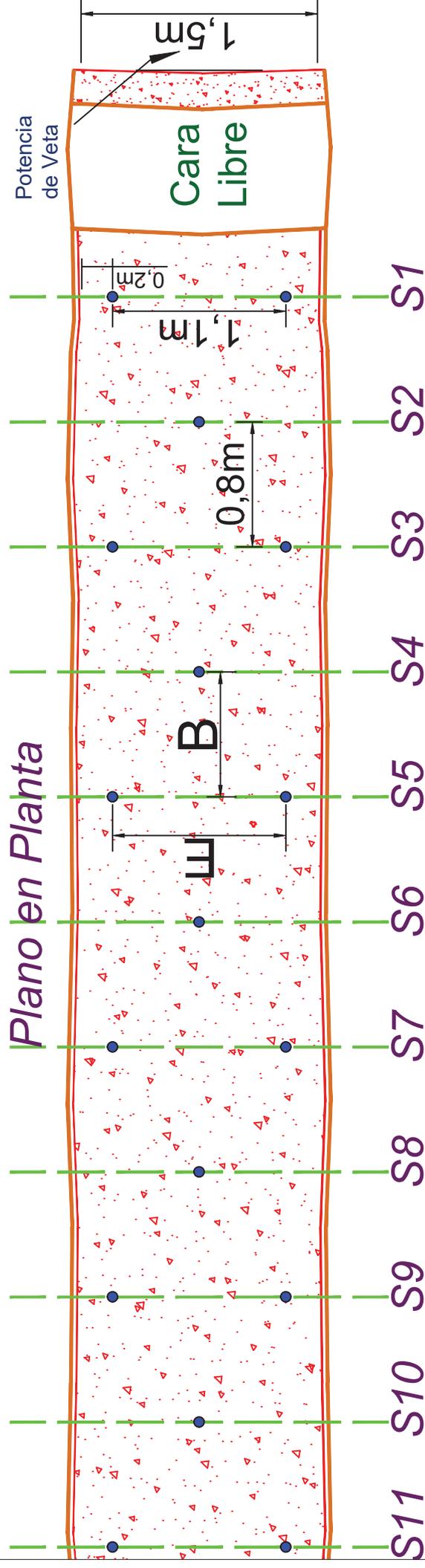


B BUENAVENTURA UNIDAD UCHUGGHAUA		VOLADURA:		GEOLOGIA:	
PLANOS DE P Y V		FRANK GOMEZ BASILIO		MARX BARZOLA	
		V°B°		V°B°	
		ANCHO DE VETA 1.2m		MINA:	
NIVEL	TODOS	MALLA 0.8mX0.8m		PIO CARRASCO	
TAJO	TODOS	FECHA 27/11/2017		V°B°	
EQUIP. PERFORACION	NAUTILIUS	ESCALA			
LONG. BARRA PERF.	4 pies=1.22m				

ANCHO DE VETA = 1.2 m.		RMR = 41-50
PERFORACIÓN		
Diámetro de Perforación	mm.	64.00
Burden (B)	m.	0.80
Espaciamiento (S)	m.	0.80
N° Filas a disparar		3
Ancho de Minado.	m.	1.2
Longitud de Taladro	m.	12.00
M3 Rotos.	M3.	34.6
toneladas Rotas.	Ton	103.7
N° Taladros perforados		5.0
Metros perforados	m.	60.0
Tonelada por metro perforado	ton/mperf	1.73
VOLADURA		
Long. Taco de Fondo.	m.	0.80
Long. Taco Final.	m.	1.20
Long. Carguío (Diámetro 51 mm.)	m.	10.0
N° de Cebos.	Pzas.	3.0
Cebo Emulex80 1 1/2"x12" (0.403)	Kg.	1.21
Densidad Lineal Anfo(Diámetro 51 mm.)	Kg./ml.	1.73
Total Explosivo Anfo por taladro (Diámetro 51 mm.)	Kg.	18.51
Total Explosivos.	Kg.	92.55
Factor de Carga.	Kg./m3	2.68
Factor de Potencia.	Kg./Ton	0.89

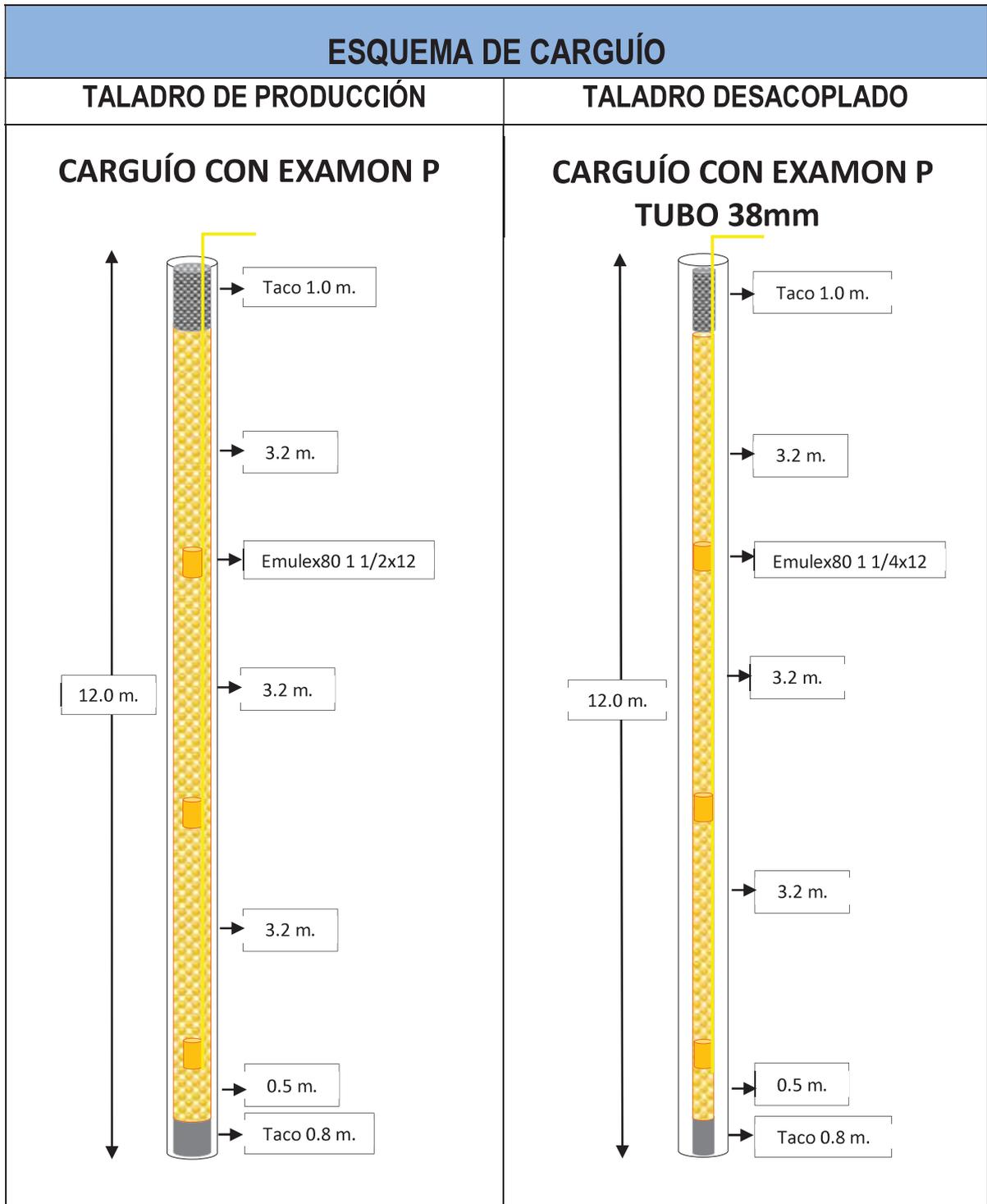


MALLA DE PERFORACIÓN POTENCIA 1.5m

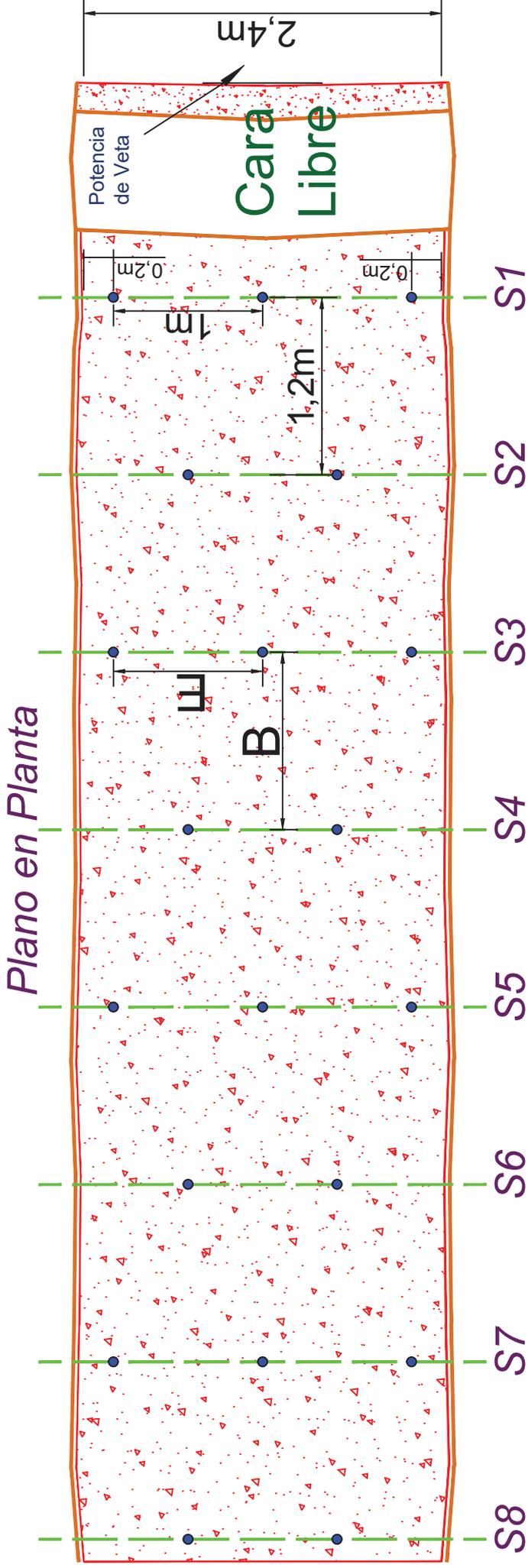


B BUENAVENTURA UNIDAD UCHUGGHACUA	VOLADURA:		GEOLOGIA:	
	FRANK GOMEZ BASILIO V°B°		MARX BARZOLA V°B°	
PLANOS DE P Y V				
NIVEL	TODOS	ANCHO DE VETA	1.5m	MINA:
TAJO	TODOS	MALLA	0.80mX1.10m	PIO CARRASCO
EQUIP. PERFORACION	NAUTILIUS	FECHA	27/11/2017	V°B°
LONG. BARRA PERF.	4 pies=1.22m	ESCALA	VARIAS	

ANCHO DE VETA = 1.5 m.		RMR = 41-50
PERFORACIÓN		
Diámetro de Perforación	mm.	64.00
Burden (B)	m.	0.80
Espaciamiento (S)	m.	1.00
N° Filas a disparar		3
Ancho de Minado.	m.	1.5
Longitud de Taladro	m.	12.00
M3 Rotos.	M3.	43.2
toneladas Rotas.	Ton	129.6
N° Taladros perforados		5.0
Metros perforados	m.	60.0
Tonelada por metro perforado	ton/mperf	2.2
VOLADURA		
Long. Taco de Fondo.	m.	0.80
Long. Taco Final.	m.	1.00
Long. Carguío (Diámetro 51 mm.)	m.	10.2
N° de Cebos.	Pzas.	3.0
Cebo Emulex80 1 1/2"x12" (0.403)	Kg.	1.21
Densidad Lineal Anfo(Diámetro 51 mm.)	Kg./ml.	1.73
Total Explosivo Anfo por taladro (Diámetro 51 mm.)	Kg.	18.86
Total Explosivos.	Kg.	94.28
Factor de Carga.	Kg./m3	2.18
Factor de Potencia.	Kg./Ton	0.73

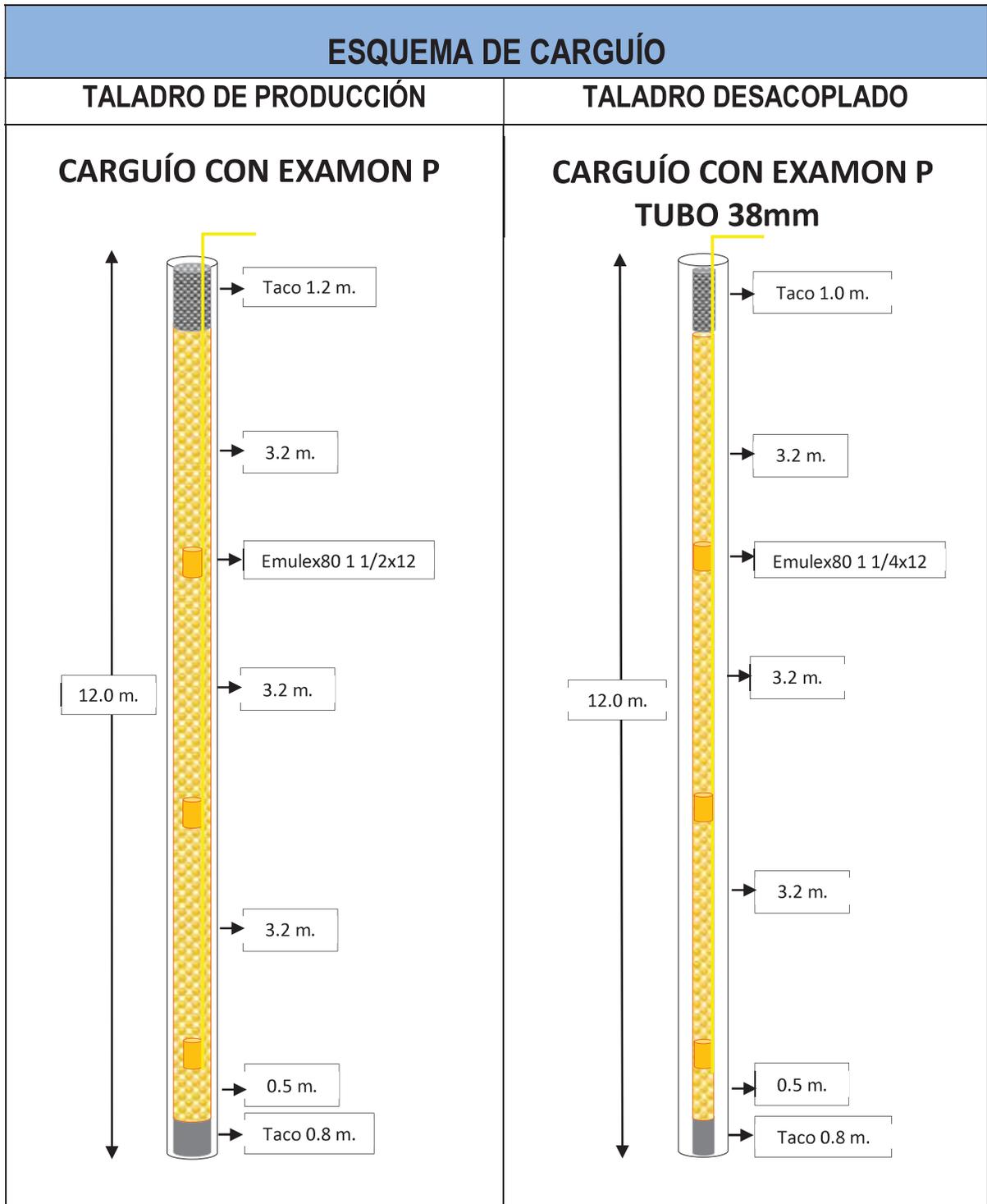


MAJLA DE PERFORACIÓN POTENCIA 2.4m

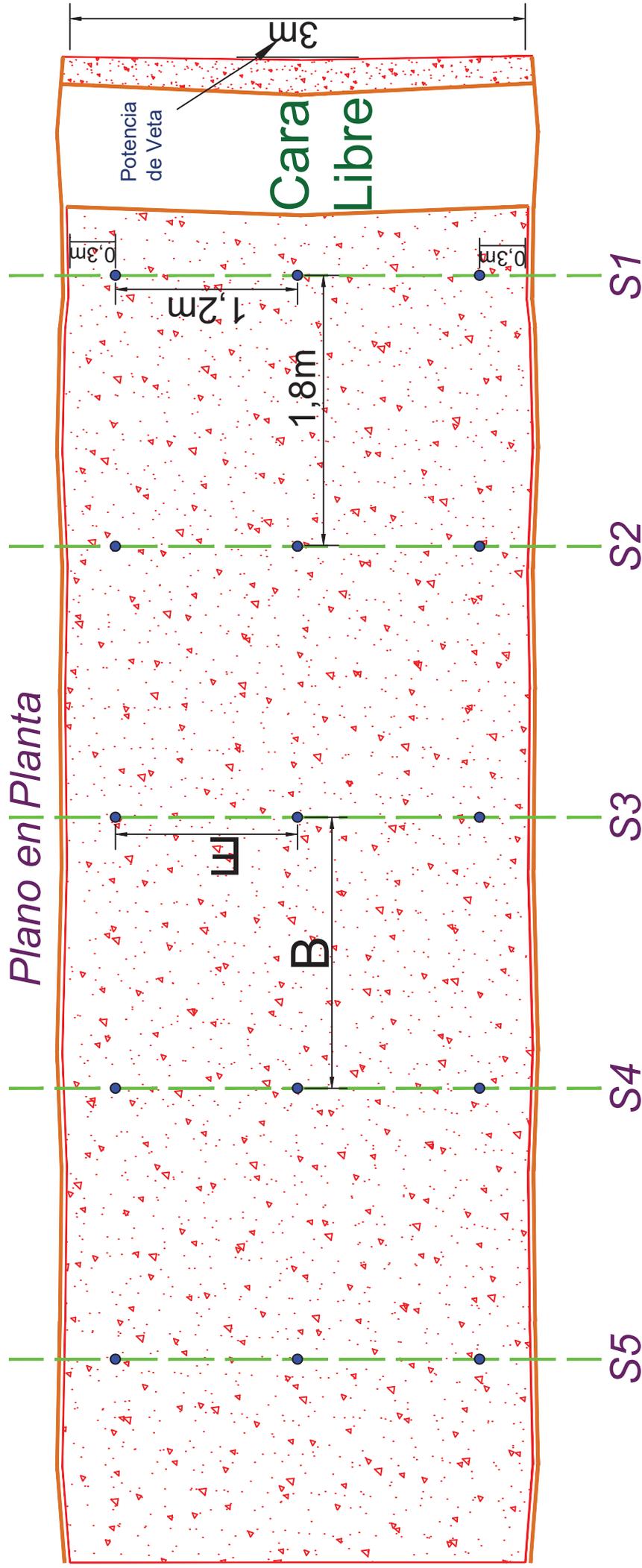


B UENAVENTURA UNIDAD UCHUGCHACUA		VOLADURA:		GEOLOGIA:	
PLANOS DE P Y V		FRANK GOMEZ BASILIO		MARX BARZOLA	
		V°B°		V°B°	
		ANCHO DE VETA 2.4m		MINA:	
NIVEL	TODOS	MALLA 1.2mX1.0m		PIO CARRASCO	
TAJO	TODOS	FECHA 27/11/2017		V°B°	
EQUIP. PERFORACION	NAUTILIUS	ESCALA		VARIAS	
LONG. BARRA PERF.	4 pies=1.22m				

ANCHO DE VETA = 2.4 m.		RMR = 41-50
PERFORACIÓN		
Diámetro de Perforación	mm.	64.00
Burden (B)	m.	1.20
Espaciamiento (S)	m.	1.00
N° Filas a disparar		3
Ancho de Minado.	m.	2.4
Longitud de Taladro	m.	12.00
M3 Rotos.	M3.	103.7
toneladas Rotas.	Ton	311.0
N° Taladros perforados		8.0
Metros perforados	m.	96.0
Tonelada por metro perforado	ton/mperf	3.2
VOLADURA		
Long. Taco de Fondo.	m.	0.80
Long. Taco Final.	m.	1.20
Long. Carguío (Diámetro 51 mm.)	m.	10.0
N° de Cebos.	Pzas.	3.0
Cebo Emulex80 1 1/2"x12" (0.403)	Kg.	1.21
Densidad Lineal Anfo(Diámetro 51 mm.)	Kg./ml.	1.73
Total Explosivo Anfo por taladro (Diámetro 51 mm.)	Kg.	18.51
Total Explosivos.	Kg.	148.07
Factor de Carga.	Kg./m3	1.43
Factor de Potencia.	Kg./Ton	0.48

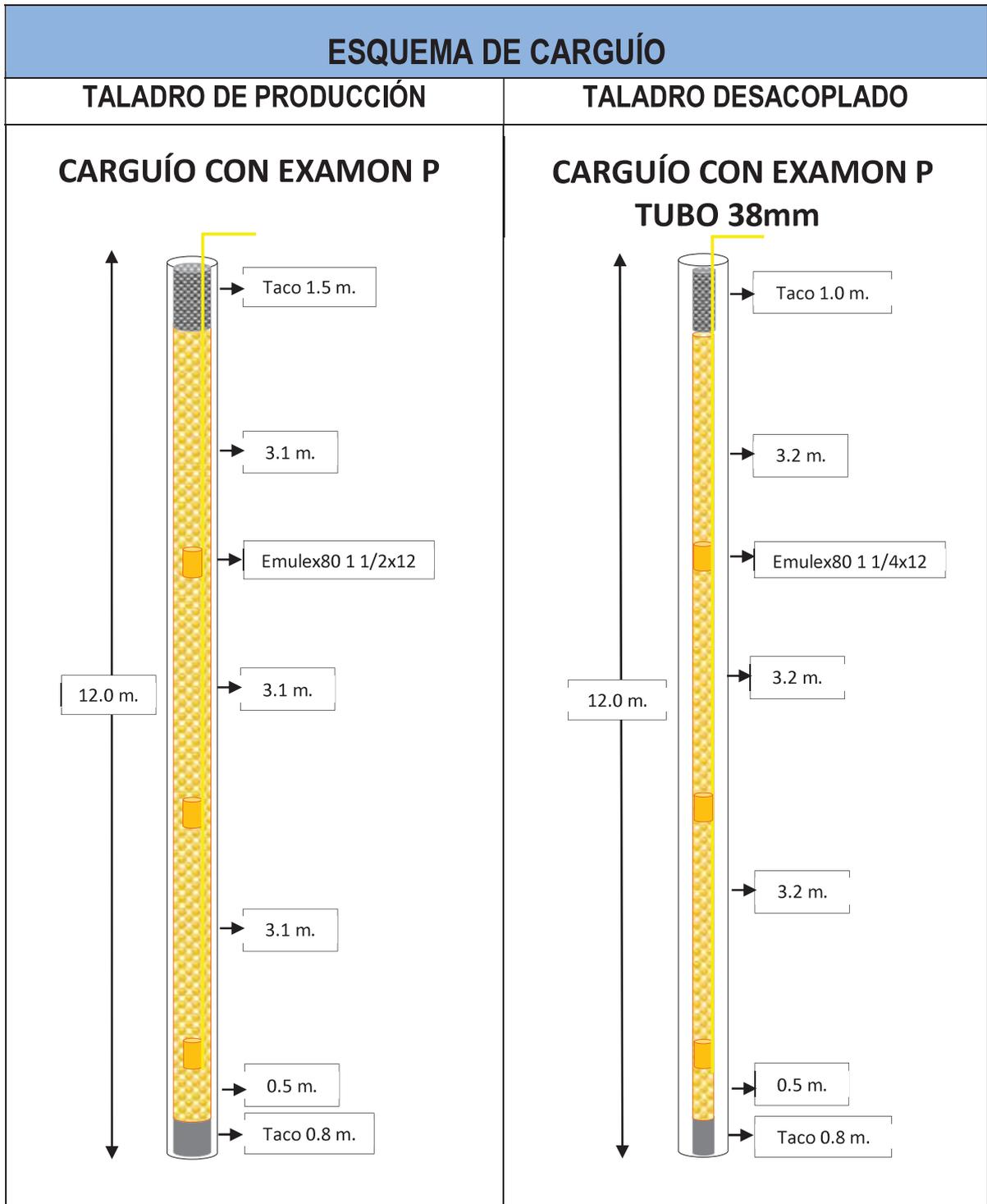


MAJLA DE PERFORACIÓN POTENCIA 3.0 m



B BUENAVENTURA UNIDAD UCHUGCHACUA		VOLADURA:		GEOLOGIA:	
PLANOS DE P Y V		FRANK GOMEZ BASILIO		MARX BARZOLA	
		V°B°		V°B°	
		ANCHO DE VETA 3.0m		MINA:	
NIVEL	TODOS	MALLA 1.8mX1.2m		PIO CARRASCO	
TAJO	TODOS	FECHA 27/11/2017		V°B°	
EQUIP. PERFORACION	NAUTILIUS	ESCALA		VARIAS	
LONG. BARRA PERF.	4 pies=1.22m				

ANCHO DE VETA = 3.0 m.		RMR = 41-50
PERFORACIÓN		
Diámetro de Perforación	mm.	64.00
Burden (B)	m.	1.80
Espaciamiento (S)	m.	1.20
N° Filas a disparar		3
Ancho de Minado.	m.	3.0
Longitud de Taladro	m.	12.00
M3 Rotos.	M3.	194.4
toneladas Rotas.	Ton	583.2
N° Taladros perforados		9.0
Metros perforados	m.	108.0
Tonelada por metro perforado	ton/mperf	5.40
VOLADURA		
Long. Taco de Fondo.	m.	0.80
Long. Taco Final.	m.	1.50
Long. Carguío (Diámetro 51 mm.)	m.	9.7
N° de Cebos.	Pzas.	3.0
Cebo Emulex80 1 1/2"x12" (0.403)	Kg.	1.21
Densidad Lineal Anfo(Diámetro 51 mm.)	Kg./ml.	1.73
Total Explosivo Anfo por taladro (Diámetro 51 mm.)	Kg.	17.99
Total Explosivos.	Kg.	161.91
Factor de Carga.	Kg./m3	0.83
Factor de Potencia.	Kg./Ton	0.28



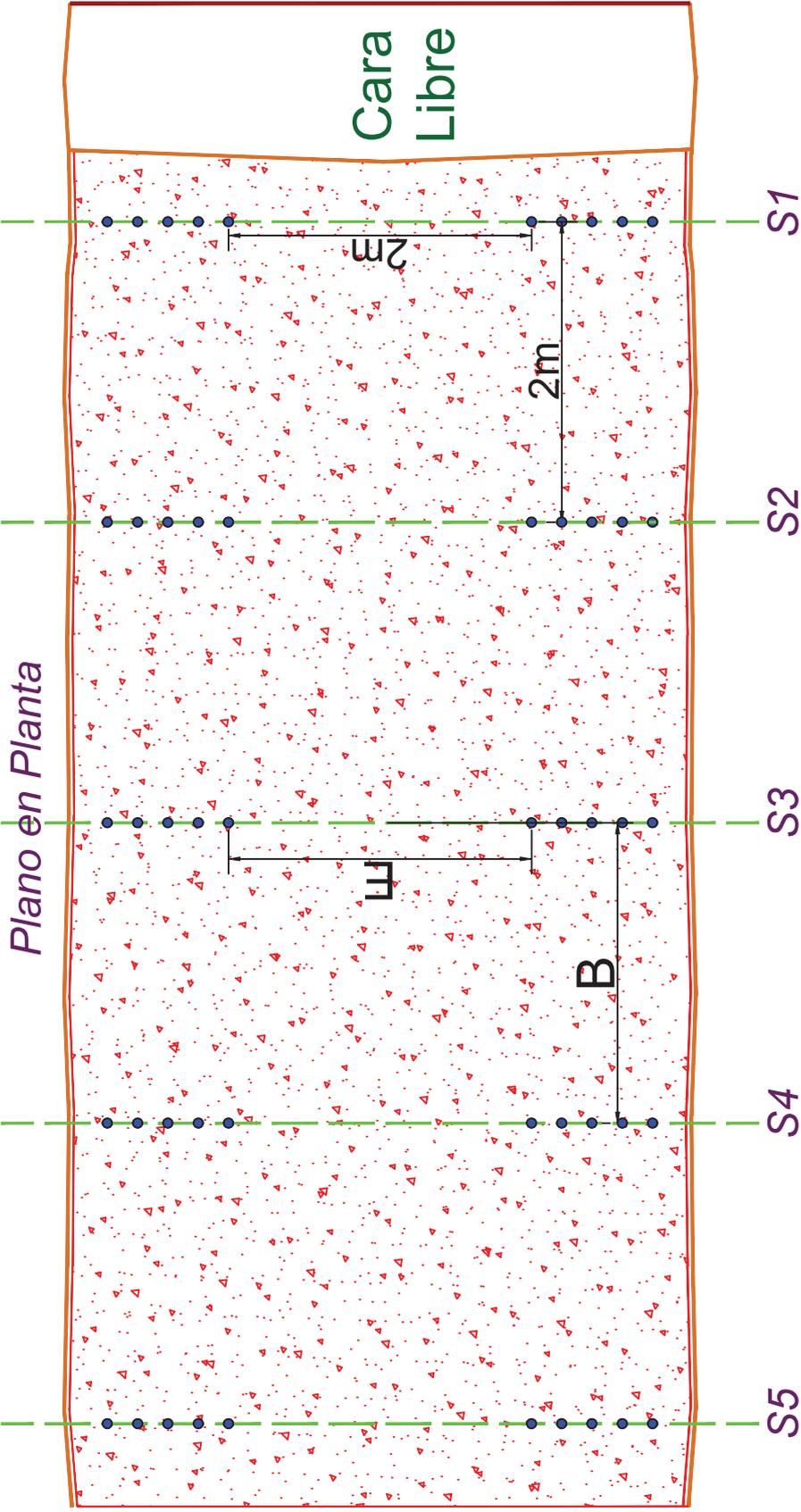
ESTÁNDARES DE MALLA DE PERFORACIÓN EN CUERPOS

Características:

ROCA III B	RMR 41 - 50
ANCHOS DE VETA	3.0m a más
LONG. PERFORACIÓN	12m.
TIPO DE EXPLOSIVO	ANFO – EMULSIÓN

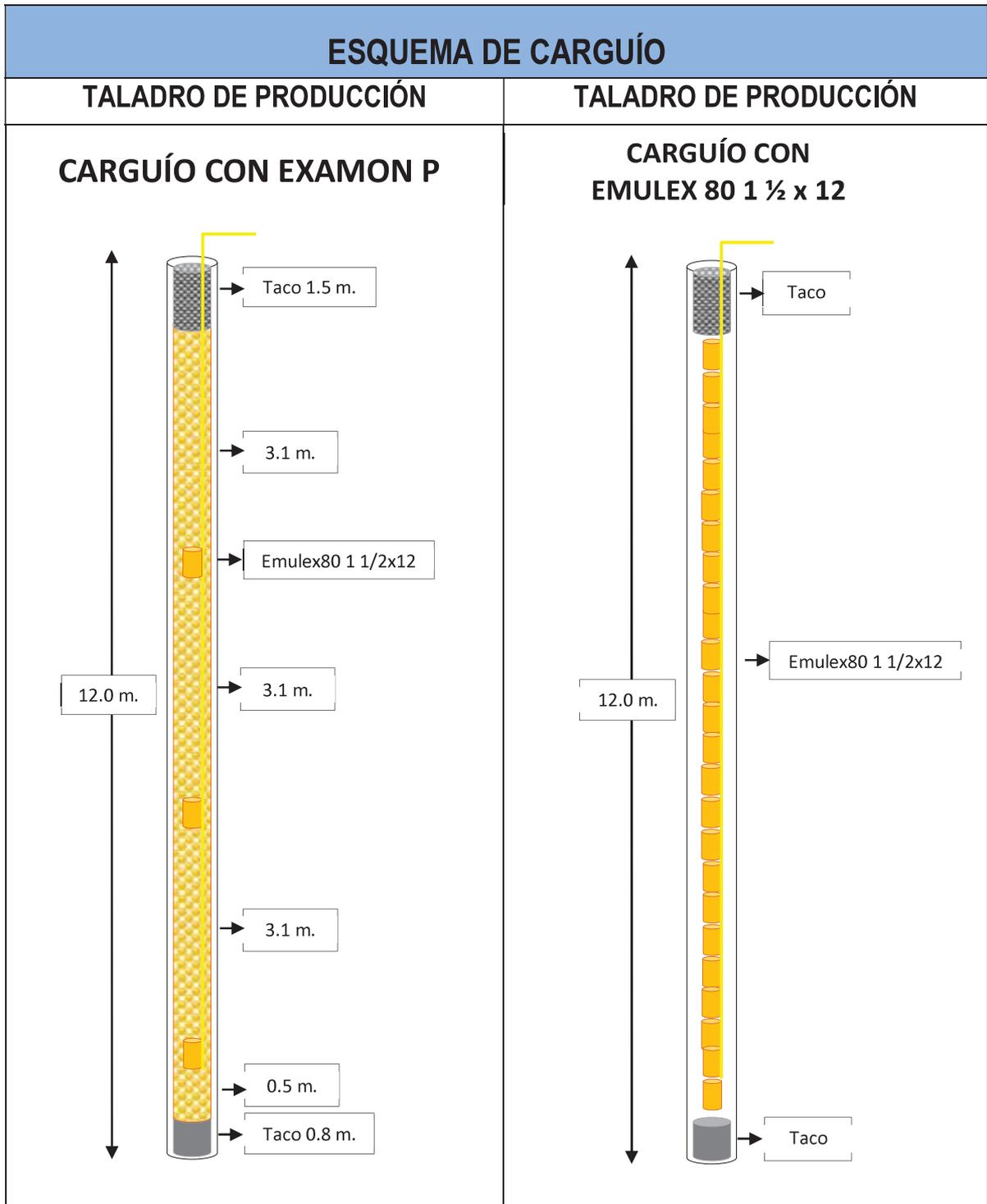
MALLA PANELES:

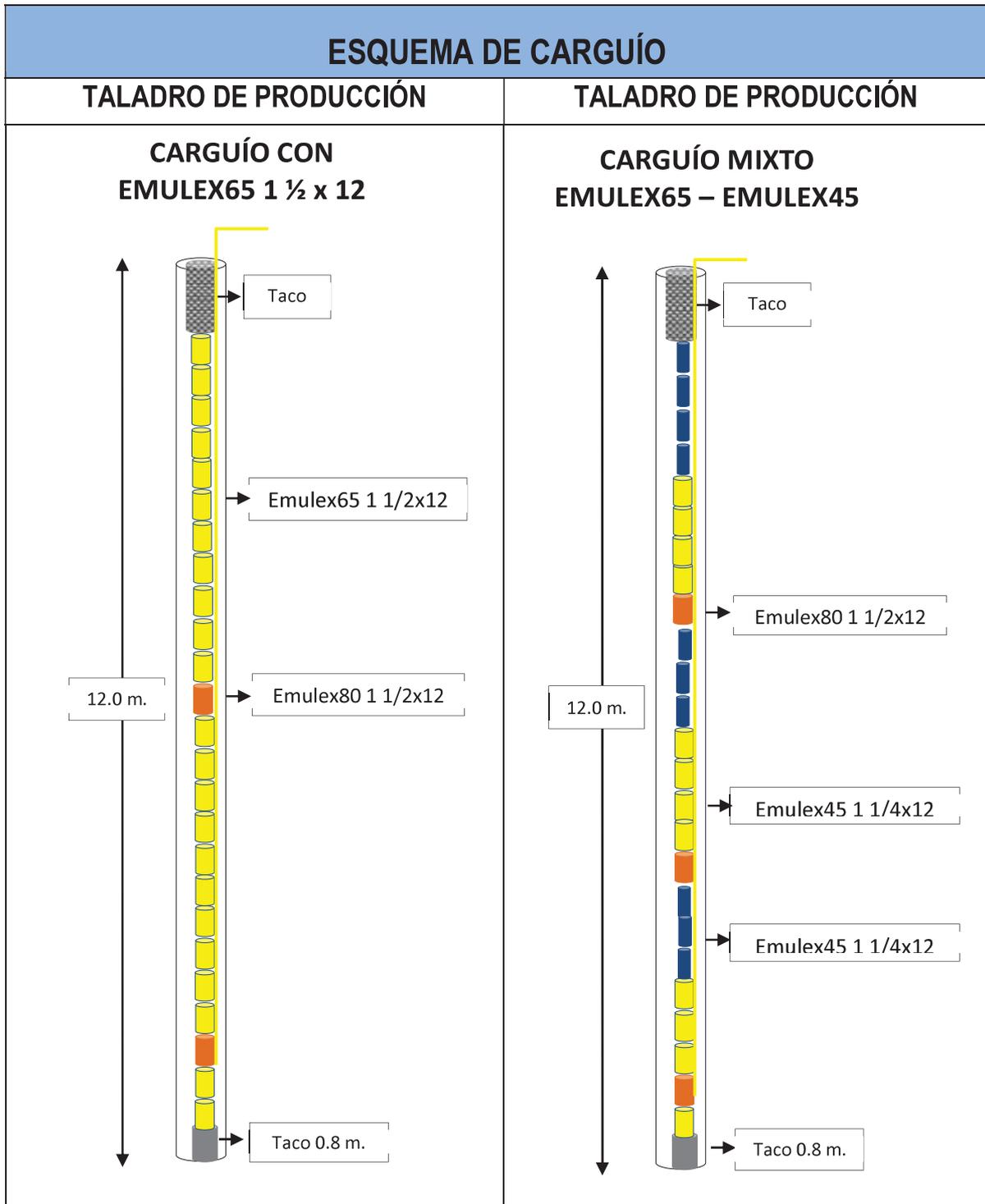
PANEL 3

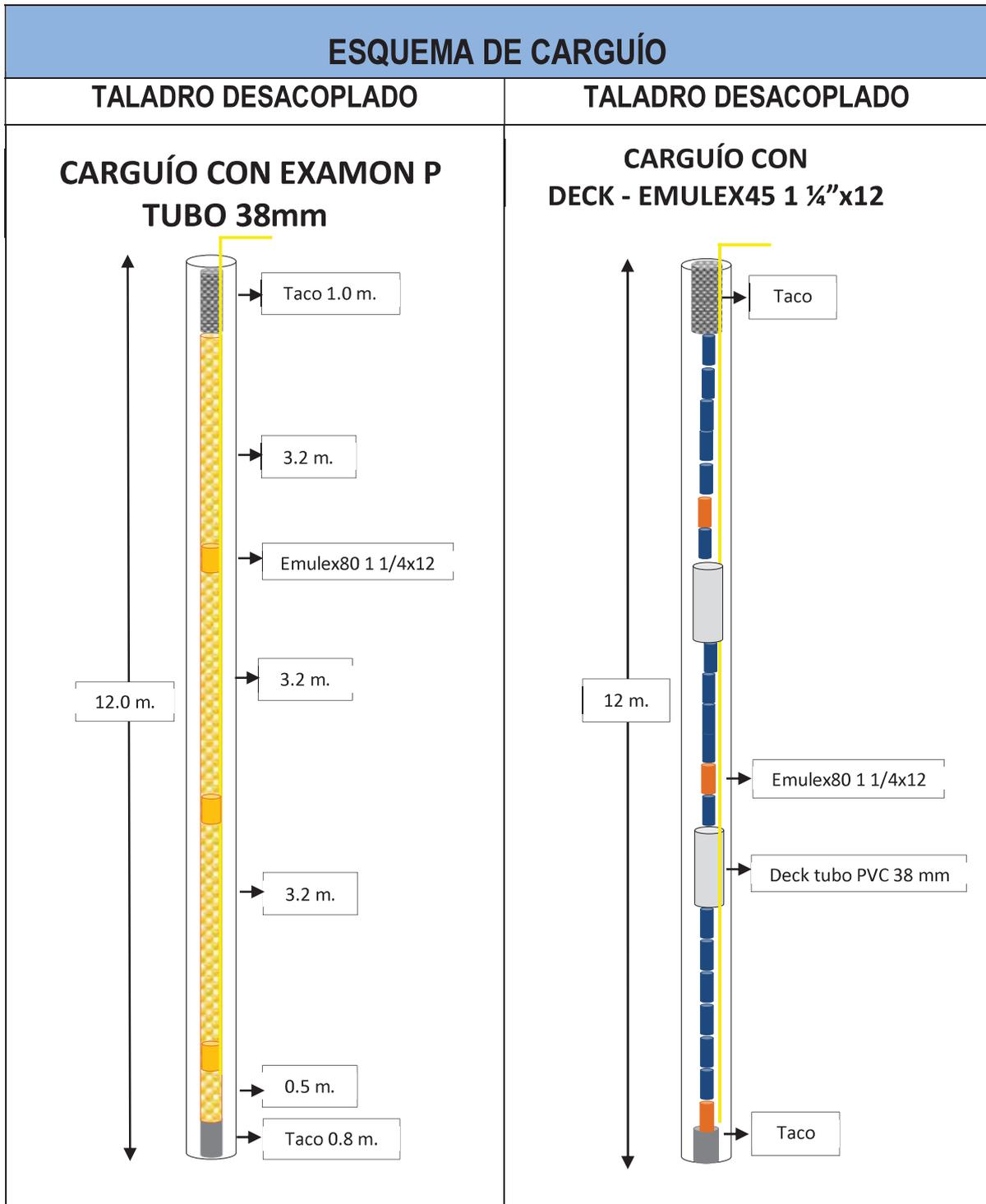


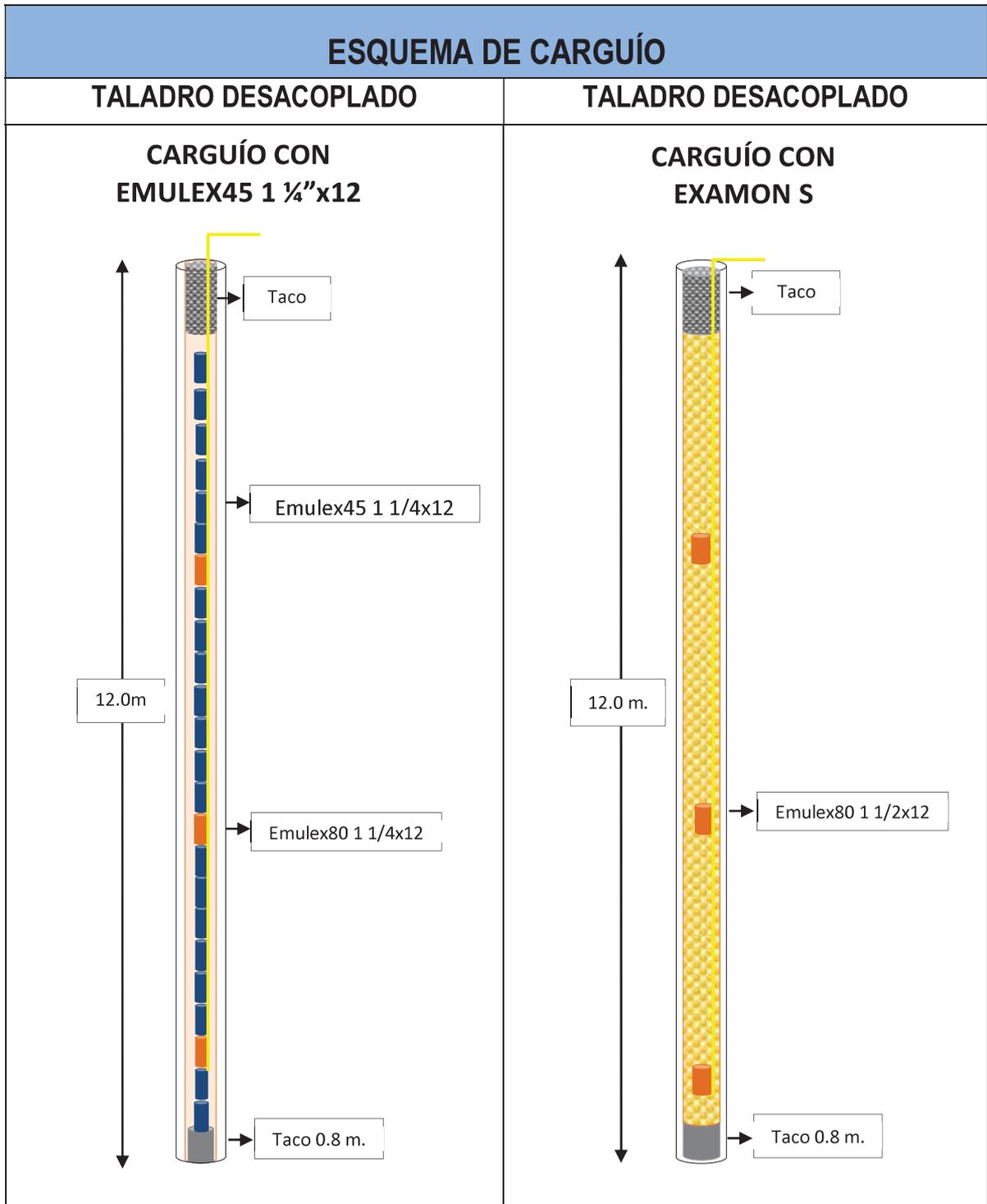
B BUENAVENTURA UNIDAD UCHUGCHAGUA		VOLADURA:		GEOLOGIA:	
PLANOS DE P Y V		FRANK GOMEZ BASILIO		MARX BARZOLA	
		V°B°		V°B°	
		ANCHO DE VETA 3.0m a más		MINA:	
NIVEL	TODOS	2.0mx2.0m		PIO CARRASCO	
TAJO	TODOS	27/11/2017		V°B°	
EQUIP. PERFORACION	NAUTILIUS	VARIAS			
LONG. BARRA PERF.	4 pies=1.22m				

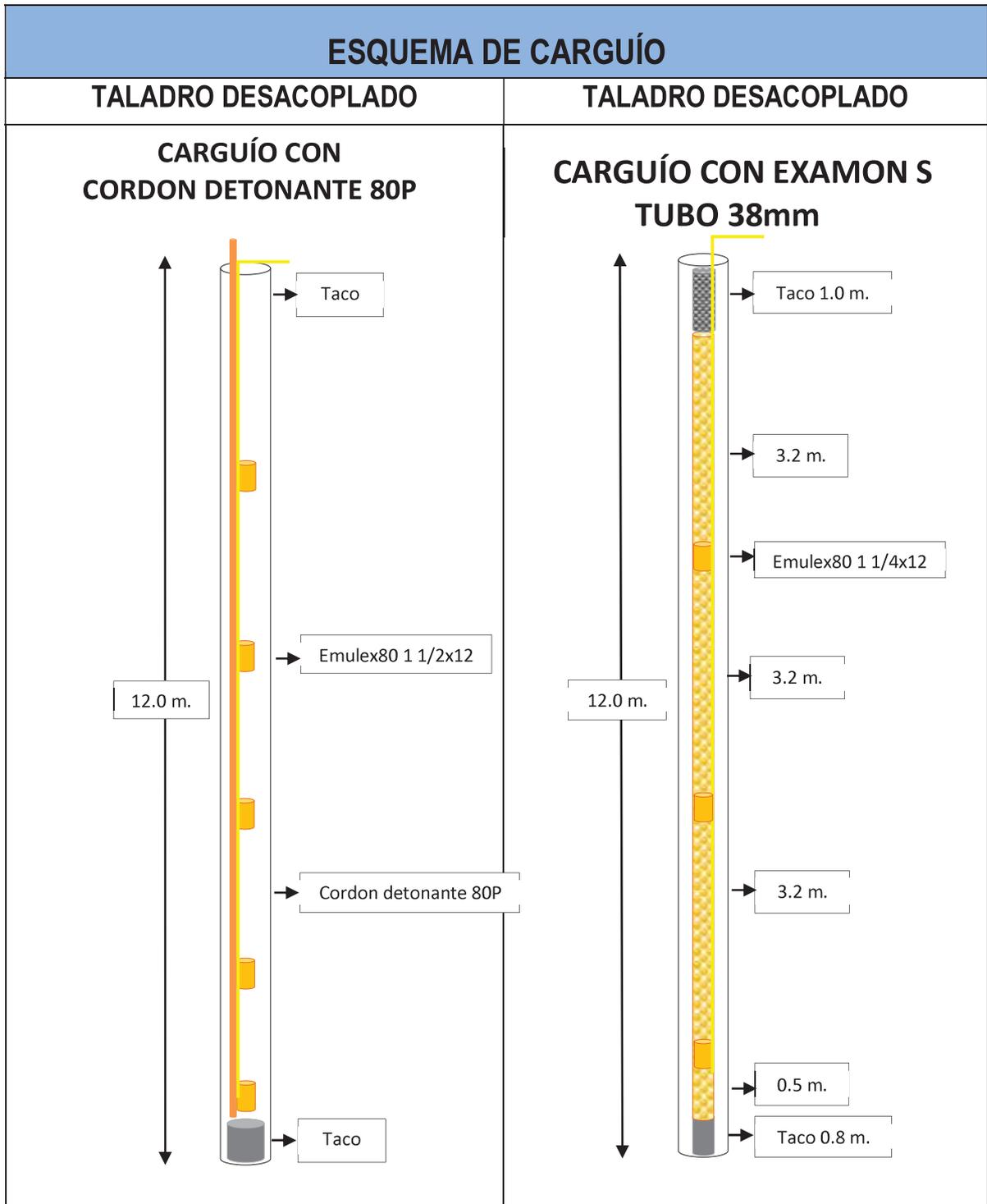
ANCHO DE VETA = 3.0 m. a más		RMR = 41-50
PERFORACIÓN		
Diámetro de Perforación	mm.	64.00
Burden (B)	m.	2.00
Espaciamiento (S)	m.	2.00
N° Filas a disparar		3
Ancho de Minado.	m.	5.0
Longitud de Taladro	m.	12.00
M3 Rotos.	M3.	360.0
toneladas Rotas.	Ton	1080.0
N° Taladros perforados		9.0
Metros perforados	m.	108.0
Tonelada por metro perforado	ton/mperf	10.00
VOLADURA		
Long. Taco de Fondo.	m.	0.80
Long. Taco Final.	m.	1.00
Long. Carguío (Diámetro 51 mm.)	m.	10.2
N° de Cebos.	Pzas.	3.0
Cebo Emulex80 1 1/2"x12" (0.403)	Kg.	1.21
Densidad Lineal Anfo(Diámetro 51 mm.)	Kg/ml.	1.73
Total Explosivo Anfo por taladro (Diámetro 51 mm.)	Kg.	18.86
Total Explosivos.	Kg.	169.70
Factor de Carga.	Kg/m3	0.47
Factor de Potencia.	Kg./Ton	0.16



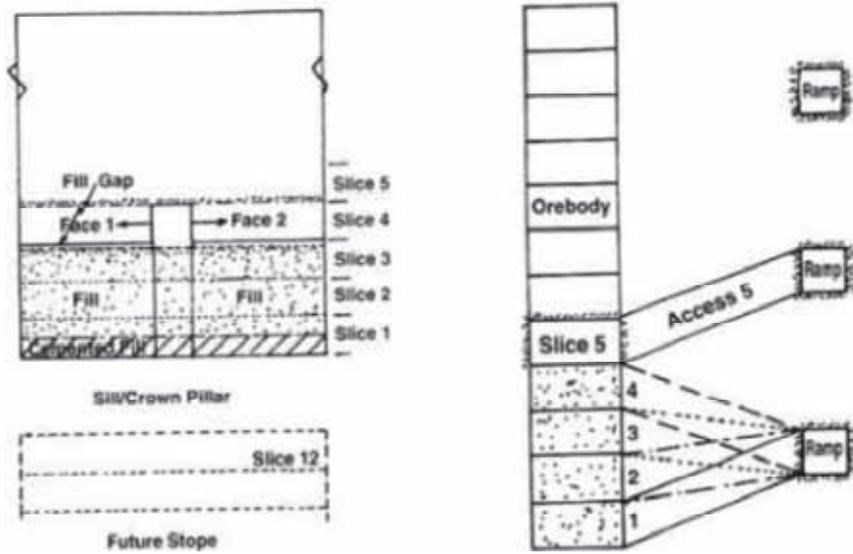




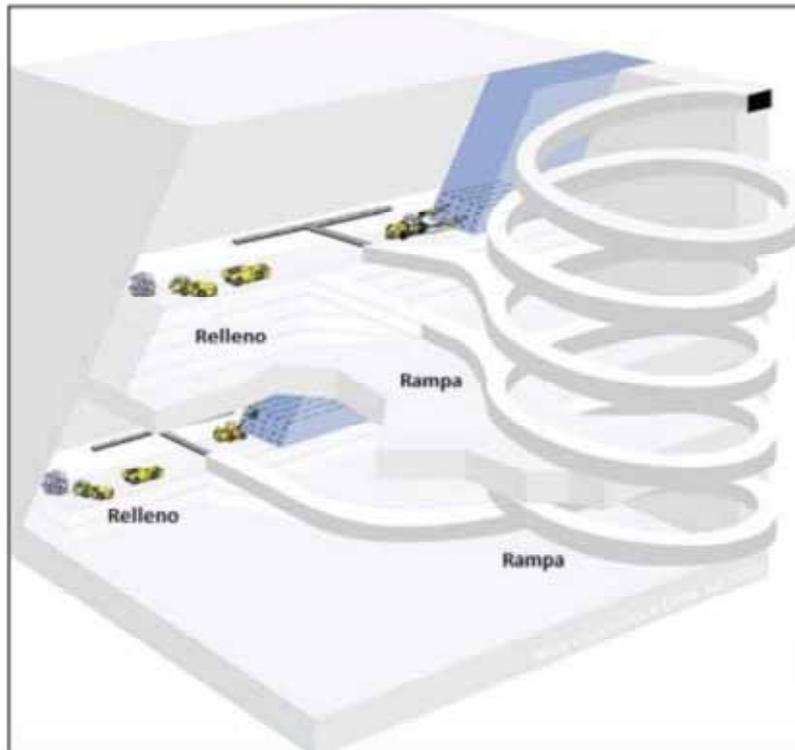




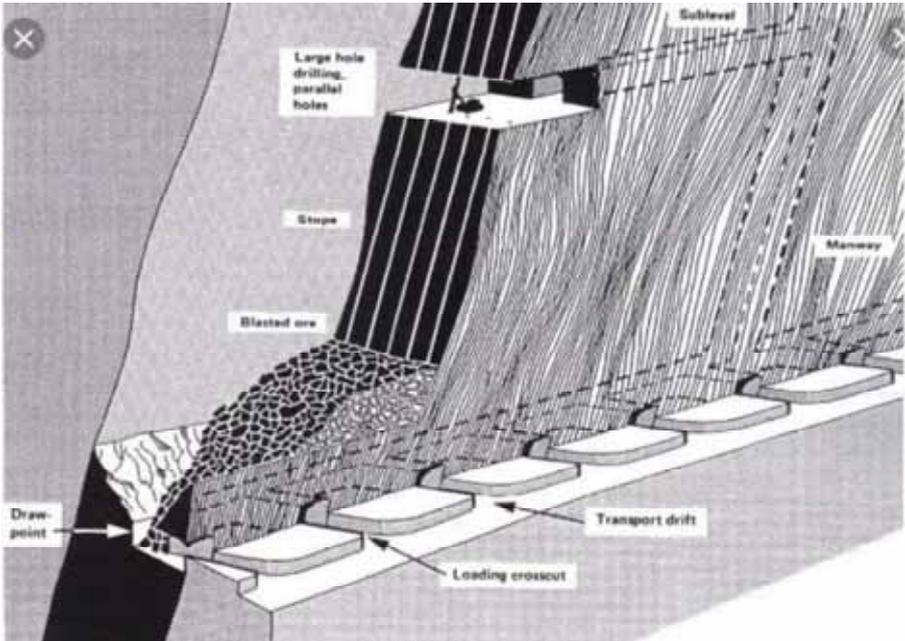
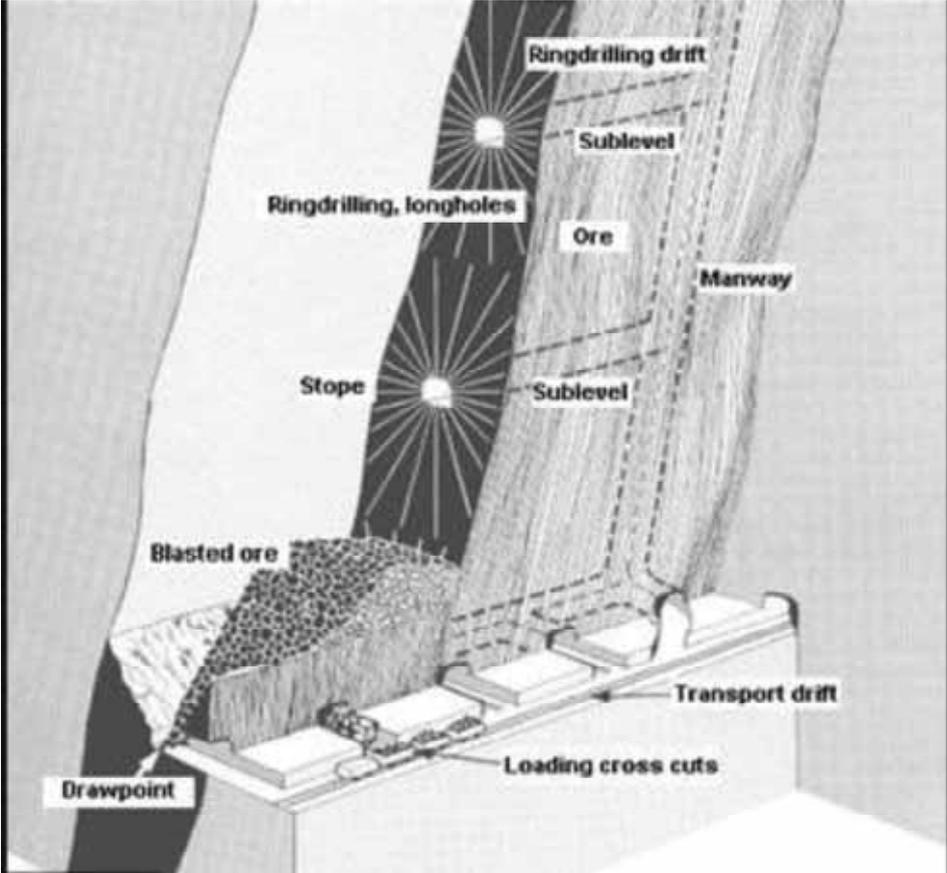
GEOMETRIA DEL METODO DE EXPLOTACION CUT AND FILL



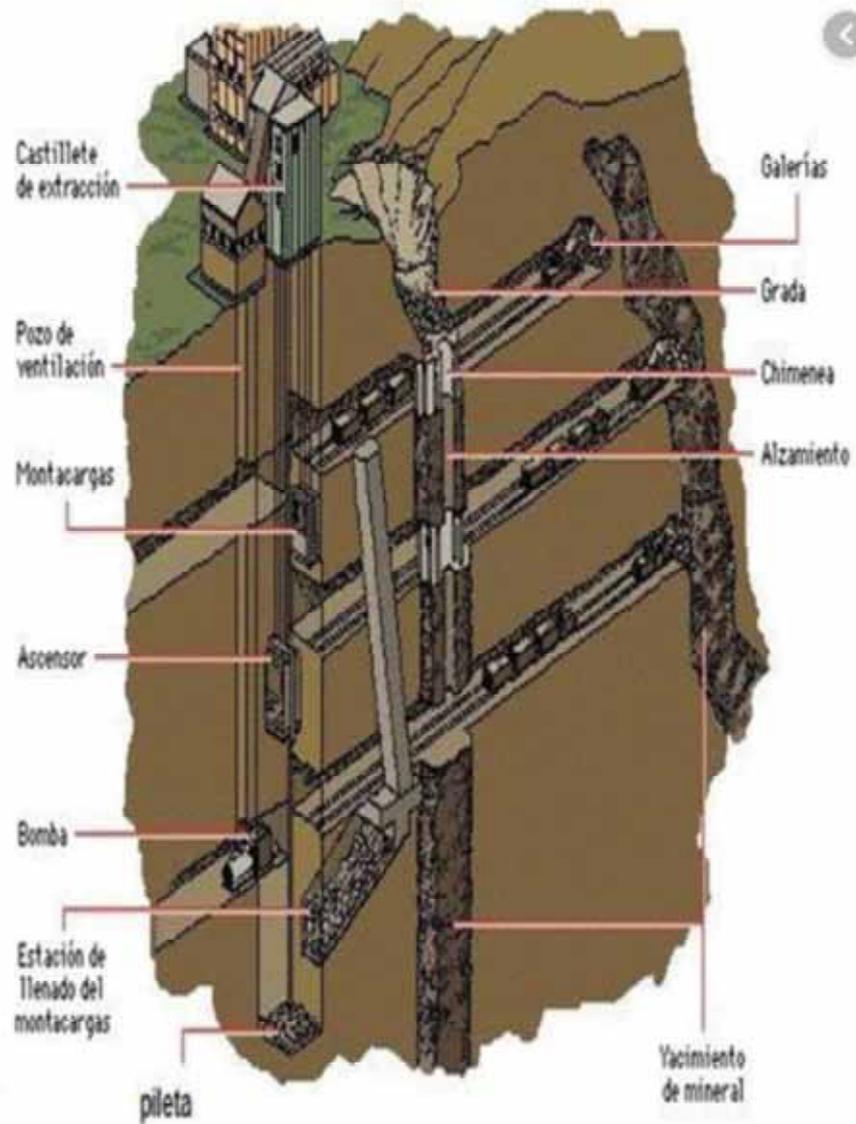
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CUT AND FILL

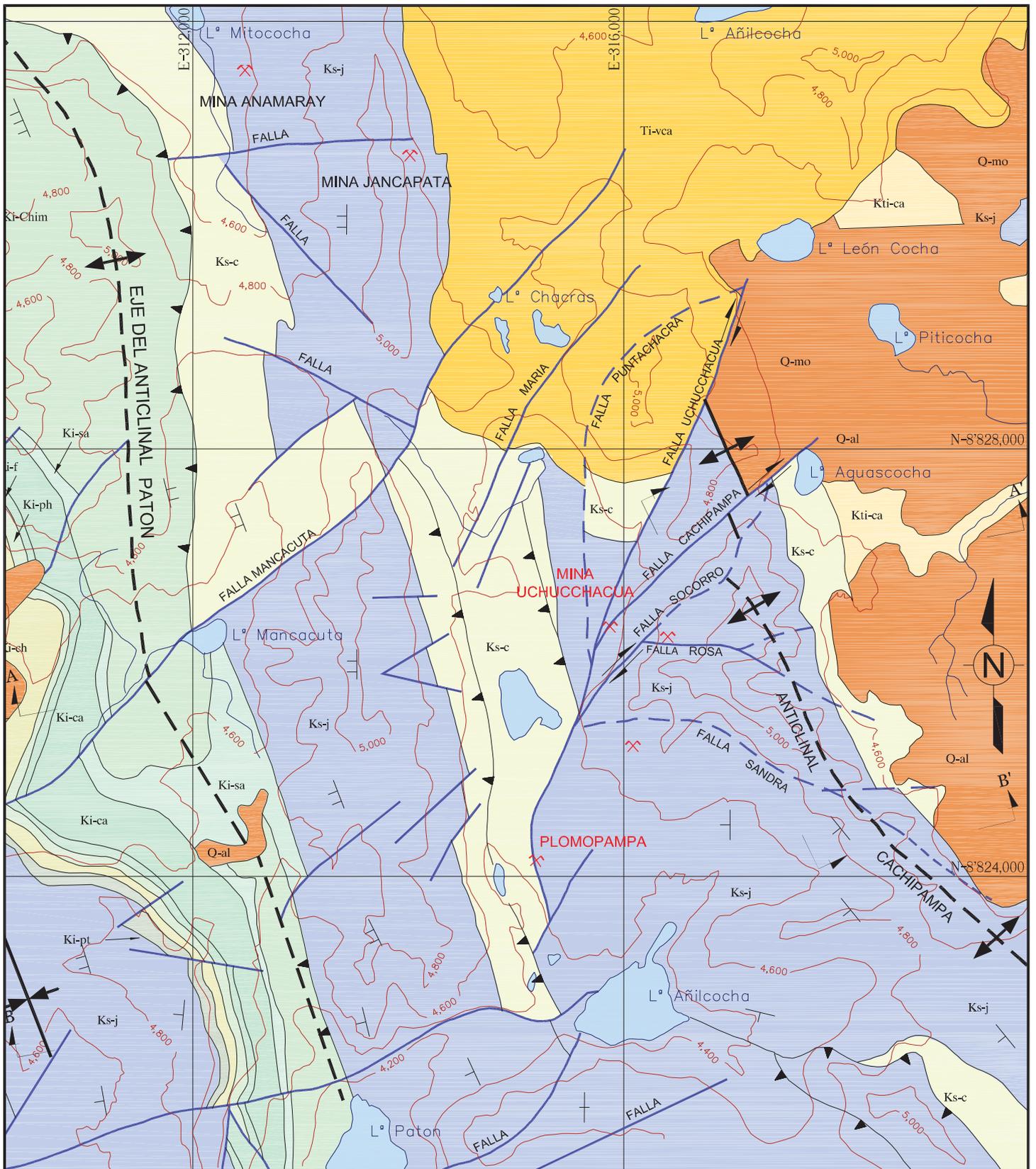


METODO DE EXPLOTACION BENCH AND FILL



CORTE Y RELLENO, CAMARAS Y PILARES: METODOS DE MINERIA SUBTERRANEA





OBSERVACIONES:
Curvas de nivel tomadas del plano del IGM.



SIMBOLOGIA

- < Suave 0°-20°
- < Moderado 20°-40°
- < Fuerte 40°- a mas
- Eje de Anticlinal
- Eje de Sinclinal
- Capas Horizontal y Vertical
- Falla
- Sobreescurreimiento

EDAD	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		
CUATERNARIO	DEP. ALUVIALES MORRENICOS		
TERCIARIO	VOLCANICOS CALIPIUY		
CRETACEO SUPERIOR	CASAPALCA		
	CELENDIA		
	JUMASHA		
	PARIATAMBO	GRUPO MACHAY	
	CHULEC		
PARIAHUANCA			
CRETACEO INFERIOR	GRUPO GOYLLA-RISQUIZGA		FARRAT
			CARHUAS
		SANTA	
		CHIMU	
		OYON	

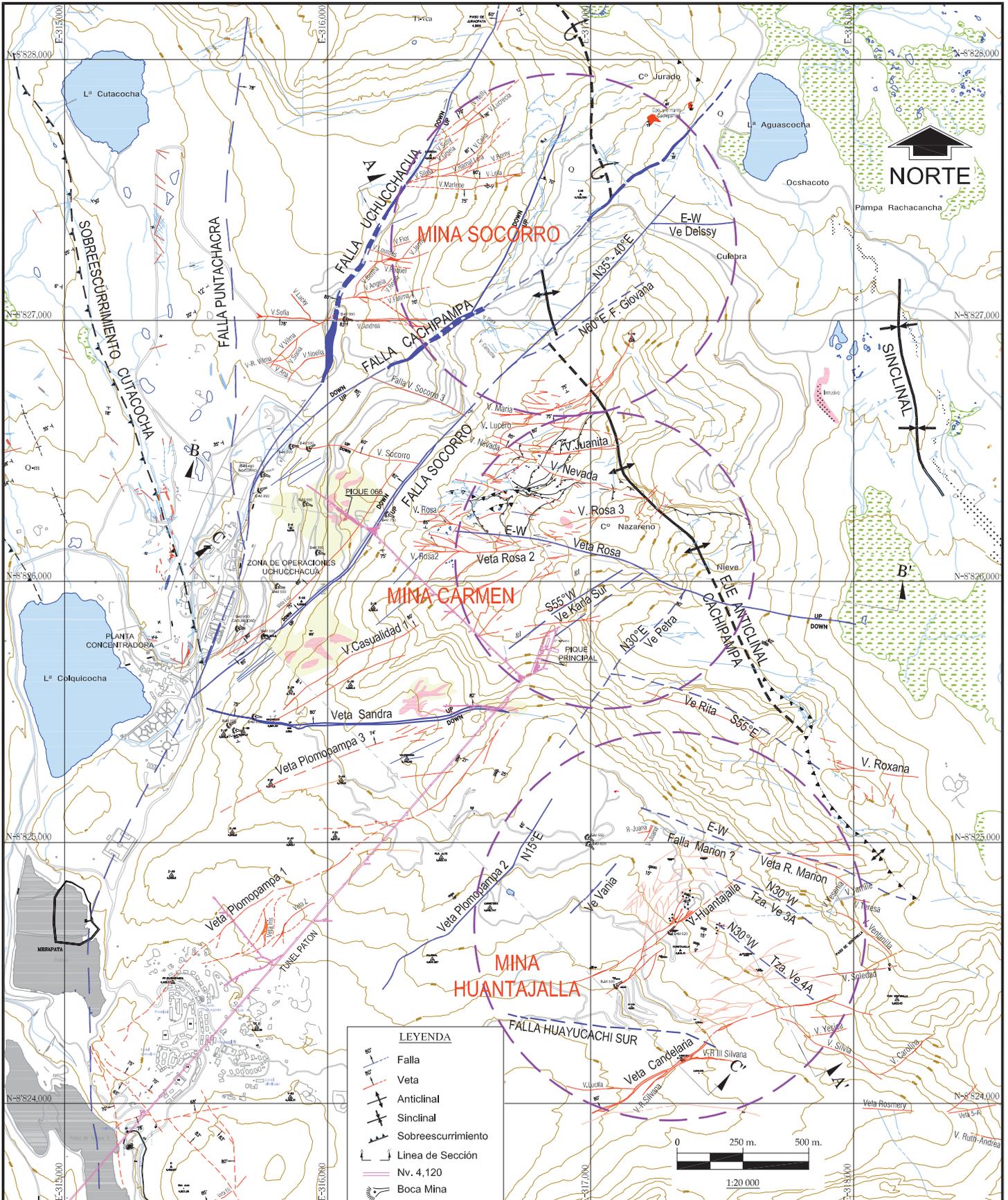
U.P. UCHUCCHACUA
Compañía de Minas Buenaventura

Diseñado : Dpto. Geología 25/01/2014
 Dibujado : J. Calderón A. 04/04/2014
 Revisado : Ing. R. Valenzuela G.
 Aprobado : Ing. I. Romero M.
 Nombre Layout : VER_A4
 Ruta : \\U-srvgeo\planoteca\Chacual\Geologia\Cubic_2013\Láminas\Geo-Reg.dwg

GEOLOGIA REGIONAL
DEL DISTRITO MINERO
UCHUCCHACUA

Departamento : Geología
 Sección de desarrollo : Geología

Formato : A4
Lámina : III-2
Rev. : A
Escala : 1:50,000
Código DWG : U



 U.P. UCHUCCHACUA Compañía de Minas Buenaaventura	
Elaborado : Dpto. Geología	25/01/2014
Dibujado : J. Calderón A.	04/04/2014
Revisado : Ing. R. Valenzuela G.	
Aprobado : Ing. I. Romero M.	
Nombre Layout : VER_A4	
Ruta : U-svrgeo planoteca Chacua Geología Cubic_2013 Láminas Afloram.dwg	

<h1>GEOLOGIA ESTRUCTURAL</h1> <h2>MINA UCHUCCHACUA</h2>	
Departamento : Geología	
Sección de desarrollo : Dibujo	

Formato : A4	
Lámina : III-5	Rev. : A
Escala : 1:20,000	
Código DWG : U	

