

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGIA.
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“IMPLEMENTACION DEL MÉTODO SUBLEVEL STOPING CON
TALADROS LARGOS PARA EL MINADO DEL TAJO 012, NV 18 VETA
XIMENA - ZONA OROYA – CÍA MINERA CASAPALCA”**

Tesis Presentado Por:

BACH. WALDO ROLEY ALATA TTITO

Para Optar Al:

Título Profesional De Ingeniero De Minas

Asesor:

DR. MAURO VALDIVIA JORDAN

CUSCO – PERÚ

2019

DEDICATORIA

A mis padres por el apoyo incondicional que me brindaron en mi formación personal y profesional, en especial dedico este trabajo a quien significa mi alegría y felicidad mi hijo Thiago Mael.

AGRADECIMIENTO

A dios por guiarme en cada paso que doy para lograr mis objetivos, a mis padres y hermanos por su apoyo incondicional

Mis profundos agradecimientos a mi casa de estudios, Universidad Nacional San Antonio Abad Del Cusco y a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por compartir sus conocimientos en el proceso de mi formación profesional

Mi agradecimiento a la minera Casapalca, por brindarme el apoyo y la oportunidad laboral, al equipo de operaciones que de una u otra forma han aportado en mi crecimiento profesional y personal.

INTRODUCCION

El presente trabajo se desarrolla en base a la implementación del método de explotación Sublevel Stoping con taladros largos en reemplazo del método corte y relleno ascendente, donde el yacimiento es de mineralización tipo veta con potencia de 2.5 metros en el Tajo 012, Veta Ximena del Nivel 18 Zona Oroya de la Compañía Minera Casapalca, que logra cumplir e incrementa la producción programada y disminuir los costos del mismo

El trabajo realizado, en la implementación del método sublevel stoping con taladros largos en el tajo 012, tiene por finalidad demostrar que este sea operativa y económicamente factible, para su mayor comprensión se ha estructurado en cinco capítulos, los cuales son los siguientes:

Capítulo I, consta del planteamiento de problema de investigación, con su respectiva formulación, seguido de los objetivos de investigación, justificación, importancia y delimitación de la investigación, hipótesis y finalmente de las variables de la investigación.

Capítulo II, sobre las generalidades del ámbito de estudio, geomorfología y geología del ámbito de estudio

Capítulo III, sobre el marco teórico, donde se visualiza primero los antecedentes teóricos, luego las bases teóricas, la metodología de investigación en el que se describe el tipo y nivel de investigación, así como también la población, muestra. Además, se consigna las técnicas e instrumentos de recolección de datos

Capítulo IV, referido a la implementación del método sub level stoping con taladros largos para el minado del tajo 012 veta Ximena donde se visualiza el método utilizado anteriormente y el método implementado. Con sus respectivas operaciones unitarias

Capítulo V, referido a la presentación de los resultados en el cual se describe el análisis de datos de los resultados.

Finalmente, se presentan las conclusiones, recomendaciones, las referencias bibliográficas y los respectivos anexos.

RESUMEN

Compañía Minera Casapalca, es una empresa dedica a la exploración y explotación de yacimientos mineros polimetálicos, actualmente tiene una producción de 5000 ton/día, con leyes de cabeza de 6.22 oz/tc. de Ag, 1.73 % de Pb, 0.35% de Cu y 2.32 % de Zn. con una capacidad de planta concentradora de 6000 ton /día., está conformada por dos secciones cuerpos y vetas, los métodos de explotación utilizadas son: Sub Level Stopping con taladros largos y Corte y Relleno Ascendente Convencional y Semi Mecanizada respectivamente

La Zona Oroya se veía enfrentada a un problema de producción a inicios del año 2018 hasta el mes de octubre, no satisfacía la producción mensual programada, debido que el Tajo 012 Veta Ximena Nivel 18 tenía un cumplimiento del 85% al 95% de 2000 Ton/mes programadas con el método Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado, en el método mencionado, el tiempo del ciclo de minado y preparación del relleno hidráulico no se estaba cumpliendo según lo programado, por tal razón se presentaba el problema de incumplimiento de producción, en vista que la Compañía Minera Casapalca tiene la tendencia de incrementar sus niveles de producción para los próximos años, surge entonces la necesidad de implementar el método de explotación Sublevel Stopping con Taladros Largos, que permita alcanzar la producción programada

En el presente trabajo se llegará a conocer, las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento, así como la evaluación económica del método implementado para la explotación del Tajo 012, de tal manera lograr una condición segura y alcanzar la máxima explotación del mineral bajo un nivel máximo de seguridad con la finalidad de llegar a cumplir los objetivos trasados para el tajo en estudio. Donde se realizaron una serie de análisis con ayuda de los Software: Dips 5.1 Phase2 8.0 Roc Data 3.0., evaluando la condición del macizo rocoso del Tajeo 012, se demuestra que la calidad de roca encajonantes es Regular RMR = 63, calidad de roca en la mineralización es

Regular a Mala RMR = 46. El método de explotación Sub Level Stopping se utiliza para yacimientos que poseen competencias de cajas de calidad Regular a Buena, es decir, RMR > 50. Donde es posible construir caserones y conservar la estabilidad de la abertura durante el tiempo de la explotación del minado.

A la vez conocer los niveles de incremento de producción, que fue de 158 ton/día a 362.88 ton/día, la diferencia de diluciones de 16.37% a 32.74% y reducción de costos de minado con la implementación del método en comparación del método Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado.

INDICE GENERAL

CAPITULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. PROBLEMA DE LA INVESTIGACION	1
1.1.1. Descripción Del Problema	1
1.1.2. Formulación Del Problema.....	2
1.2. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	3
1.2.1. Objetivo General.....	3
1.2.2. Objetivos Específicos	3
1.3. JUSTIFICACION, IMPORTANCIA Y DELIMITACION DE LA INVESTIGACION	4
1.3.1. Justificación De La Investigación.....	4
1.3.2. Importancia De La Investigación.....	4
1.3.3. Delimitación De La Investigación	4
1.4. HIPÓTESIS.....	4
1.4.1. Hipótesis General.....	4
1.4.2. Hipótesis Específicos.....	5
1.5. VARIABLES E INDICADORES.....	6
1.5.1. Variables Dependientes	6
1.5.2. Variables Independientes.....	6
CAPITULO II	7
GENERALIDADES DEL AMBITO DE ESTUDIO	7
2.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	7
2.1.1. Ubicación.....	7
2.1.2. Accesibilidad	8

2.1.3. Relieve	9
2.1.4. Clima.....	9
2.1.5. Vegetación	10
2.1.6. Erosión.....	10
2.1.7. Drenaje.....	11
2.1.8. Recursos Humanos	11
2.2. GEOMORFOLOGIA.....	11
2.2.1. Geomorfología Regional	11
2.2.2. Geomorfología Local.....	11
2.3. GEOLOGÍA.....	12
2.3.1. Geología General	12
2.3.2. Geología Regional	12
2.3.3. Geología Local.....	13
2.3.4. Geología Estructural	16
2.3.5. Geología Económica.....	16
2.3.6. Reservas de mineral	19
CAPITULO III.....	20
MARCO TEÓRICO	20
3.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	20
3.1.1. Antecedentes A Nivel Local Y Nacional.....	20
3.2. BASES TEORICAS.....	22
3.2.1. Corte Y Relleno Ascendente	22
3.2.2. Sub Level Stoping.....	27
3.2.3. Taladros Largos	31

3.3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	44
3.3.1. Tipo De Investigación.....	44
3.3.2. Nivel De Investigación	44
3.3.3. Población Y Muestra	44
3.3.4. Técnicas E Instrumentos Para La Recolección Y Procesamiento De Datos	45
CAPITULO IV	46
IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO SUB LEVEL STOPING CON TALADROS LARGOS PARA EL MINADO DEL TAJO 012 NIVEL 18 VETA XIMENA	46
4.1. OBJETIVO.....	46
4.2. MÉTODO DE EXPLOTACION UTILIZADA	46
4.2.1. Corte Y Relleno Ascendente	46
4.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN IMPLEMENTADO	54
4.3.1. Sub Level Stoping Con Taladros Largos.....	54
4.4. COMPARATIVO DE DILUCIÓN Y ANCHO DE MINADO SUB LEVEL STOPING VS CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO	92
4.4.1. Dilución Por Método De Minado	92
4.5. EFICIENCIA Y PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO Y SUB LEVEL STOPING	94
4.5.1. Productividad Del Método Corte Y Relleno	95
4.5.2. Productividad Del Método Sub Level Stoping.....	96
4.5.3. Programa De Producción Mensual	98
4.5.4. Cumplimiento De Producción Mensual.....	99
4.6. PRECIOS UNITARIOS PARA LOS METODOS DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO Y SUB LEVEL STOPING	101

4.7. COSTOS DE MINADO ENTRE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO Y SUB LEVEL STOPING	102
4.7.1. Costo de minado del método corte y relleno	102
4.7.2. Costo de minado del método Sub Level Stopping.....	105
CAPÍTULO V	106
PRESENTACIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS ENTRE EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO VS SUB LEVEL STOPING	106
5.1. OPERATIVOS	106
5.1.1. Dilución Y Ancho De Minado.....	106
5.1.2. Ciclos De Minado	107
5.1.3. Productividad.....	108
5.1.4. Tiempo De Minado.....	109
5.2. ECONÓMICOS	109
5.2.1. Precios Unitarios.....	109
5.2.2. Costo De Minado.....	110
CONCLUSIONES	111
RECOMENDACIONES.....	112
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA	113
ANEXOS	114

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Variable dependiente.....	6
Tabla 2 Variables independientes	6
Tabla 3 Tiempo de viaje Lima-Casapalca.....	8
Tabla 4 Tiempo de viaje Huancayo-Casapalca	8
Tabla 5 Estimación de reservas.....	19
Tabla 6 Valores de Q.....	59
Tabla 7 Parámetros de resistencia de la roca intacta.....	59
Tabla 8 Propiedades de la masa rocosa.....	59
Tabla 9 Esfuerzos in-situ.....	69
Tabla 10 Valores de σ_1 en la caja techo	70
Tabla 11 Relaciones σ_c/σ_1	70
Tabla 12 valor del factor B.....	72
Tabla 13 Número de estabilidad N'	74
Tabla 14 valores de “S”.....	75
Tabla 15 Ancho del tajeo – según “S”	75
Tabla 16 Ancho del tajeo – según “S”	75
Tabla 17 Características geométricas del yacimiento	78
Tabla 18 Consumo De Anfo Por Taladro	89
Tabla 19 Recursos del tajo explotar	95
Tabla 20 Programa De Producción Para Corte Y Relleno - Mes.....	98
Tabla 21 Programa De Producción Para Sub Level Stopping - Mes	98
Tabla 22 Cumplimiento Por Método Corte Y Relleno - Mes	100

Tabla 23 Cumplimiento Por Método SubLevel Stopping - Mes.....	100
Tabla 24 Precios unitarios	101
Tabla 25 Precios de tareas a cuenta de administración	102
Tabla 26 Tareas A Cuenta De Administración	104
Tabla 27 Costo de movimiento de materiales	104
Tabla 28 ciclo de minado por métodos de explotación.....	107

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Plano de Ubicación	9
Figura 2 Climas Variados.....	10
Figura 3 Formaciones Geológicas.....	15
Figura 4 Método Corte y relleno Ascendente	23
Figura 5 Método Sub Level Stoping	28
Figura 6 Perforación Taladros largos	31
Figura 7 Taladros Largos paralelos.....	33
Figura 8 Taladros Largos Radiales	34
Figura 9 Taladros en Anillo	34
Figura 10 Taladros en Abanico	35
Figura 11 Esquema Long Hole Blasting	35
Figura 12 Esquema de Taladros en Abanico.....	37
Figura 13 Esquema VCR	39
Figura 14 Desviación de Taladros.....	40
Figura 15 Alineación del Barreno	41
Figura 16 Estándar De Galerías	48
Figura 17 Estándar de Chimenea	49
Figura 18 Estándar de Echadero Buzón	50
Figura 19 Malla de perforación tajo convencional	51
Figura 20 Diseño Relleno Hidráulico en tajo convencional	54
Figura 21 Buzamiento Y Dirección De Fallas Y Discontinuidades	55
Figura 22 Proyección De Polos En Un Estereograma Tipo Ecuatorial	56

Figura 23 Plano De Orientación De Los Polos Proyectados.....	56
Figura 24 clasificación del índice de calidad de excavación de túneles “Q”	64
Figura 25 Factor de esfuerzo “A” en la roca, para diferentes valores de σ_c/σ_1	68
Figura 26 valores de esfuerzos principales máximos “ σ_1 ”	69
Figura 27 Ubicación de la discontinuidad crítica respecto a la cara libre.....	71
Figura 28 Factor de ajuste B	71
Figura 29 Factor C, por gravedad y lajamientos	73
Figura 30 Factor C, por deslizamiento	73
Figura 31 Gráfico de estabilidad	74
Figura 32 Diseño Método Explotación Sub Level Stopping	77
Figura 33 Malla De Perforación De Filas De Producción	82
Figura 34 Diseño De Malla De Perforación.....	82
Figura 35 Diseño De Malla De Perforación Chimenea Slot	83
Figura 36 Características Del Simba H157 / Boomer H104	86
Figura 37 Esquema De Carguío De Taladros Positivos Y Negativos.....	87
Figura 38 características técnicas - Examon P	88
Figura 39 Cargador De Anfo Jetanol	90
Figura 40 Scooptram Tamrock Wagner Lhd - 26	91
Figura 41 Dilución por método de explotación.....	106
Figura 42 ancho de minado por métodos de explotación.....	107
Figura 43 toneladas rotos por métodos de explotación	108
Figura 44 Tiempo De Minado Por Métodos De Explotación	109
Figura 45 precios unitarios por método de explotación	109

Figura 46 costo de minado por método de explotación 110

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. PROBLEMA DE LA INVESTIGACION

1.1.1. Descripción Del Problema

La minería es una de las actividades económicas más antiguas dedicada a la explotación o extracción de los minerales presentadas en forma de yacimientos, con el pasar de los años se convirtió en una importante industria, cuya competencia depende de la producción de mineral extraído y de la calidad y cantidad del mismo.

La empresa minera Casapalca realiza las actividades de exploración, explotación y tratamiento de minerales como: cobre, plata, plomo y zinc,

Para su explotación está conformada de dos secciones (cuerpos y vetas), la sección de vetas consta de dos zonas, esperanza y oroya, ambas zonas son explotados con el método de corte y relleno ascendente convencional y semi mecanizada respectivamente.

En la zona Oroya, el Tajo 012, veta Ximena del Nivel 18, mantenía su método de explotación de Corte y Relleno Ascendente semi mecanizada en realce. Sin embargo, la producción programada mensual no estaba siendo cumplida, manteniendo una baja productividad.

Compañía Minera Casapalca tiene una tendencia de aumentar en los volúmenes de producción. Para ello será necesario contemplar la implementación de un método de minado distinto a los que usualmente se viene realizando, con metodología de minado que asocia una explotación adecuada, compatibles con los criterios de seguridad y economía operacional

Para mejorar la producción en el tajo, se considera la necesidad de implementar un método de explotación que mejor se adapte a las condiciones geológicas y geomecánicas encontradas en este yacimiento y otros factores importantes para seleccionar el método de minado, deberá considerarse los aspectos operativos como: tiempo en los ciclos de minado, voladura controlada, relleno y una evaluación económica del método, de tal manera que este resulte técnica y económica factible, así lograr mecanizar las operaciones en la sección de vetas logrando reducir así los costos de explotación.

1.1.2. Formulación Del Problema

1.1.2.1. Problema General

- ¿Qué método de explotación es adecuada para el minado del tajo 012 veta Ximena, Zona Oroya, que sea compatible con los criterios de operatividad, costos y seguridad para cumplir con la producción planeado de acuerdo a las condiciones encontradas en el yacimiento?

1.1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuáles son las condiciones geológicas y geomecánicas encontradas en el yacimiento para implementar un método de explotación que mejor se adapte?
- ¿Qué aspectos operativos se debe considerar para implementar un nuevo método de explotación para el minado del tajo 012 de tal manera que este resulte técnica y económicamente factible?
- ¿Cuáles son las viabilidades técnicas - económicos para la implementación de taladros largos en el método de explotación Sub Level Stopping como alternativa de mejora?

1.2. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1. Objetivo General

- Implementar un método de explotación adecuada para el minado del tajo 012 veta Ximena Zona Oroya, que sea compatible con los criterios de operatividad, costos y seguridad para cumplir con la producción planeado de acuerdo a las condiciones encontradas en el yacimiento

1.2.2. Objetivos Específicos

- Identificar las condiciones geológicas y geomecánicas encontradas en el yacimiento para implementar un método de explotación que mejor se adapte
- Determinar los aspectos operativos que se debe considerar para implementar un nuevo método de explotación para el minado del tajo 012 de tal manera que este resulte técnica y económicamente factible
- Demostrar las viabilidades técnicas - económicos para la implementación de taladros largos en el método de explotación Sublevel Stopping como alternativa de mejora

1.3. JUSTIFICACION, IMPORTANCIA Y DELIMITACION DE LA INVESTIGACION

1.3.1. Justificación De La Investigación

Debido al incumplimiento de la producción planeado del tajo 012 del Nivel 18 veta Ximena zona Oroya y la tendencia de la Compañía Minera Casapalca en aumentar su producción, para ello es conveniente implementar otro método de minado distinto a los que usualmente se viene realizando Corte y Relleno Ascendente, que asocie una explotación adecuada, compatible con los criterios de seguridad y economía operacional, de esta manera lograr mecanizar las operaciones en la sección de vetas.

1.3.2. Importancia De La Investigación

Tiene una importancia ya que se pone en práctica todas las técnicas operativas, para mejorar los niveles de producción de los tajos, la presente investigación se espera que sean válidos para comprender y ampliar los conocimientos respecto al método de explotación seleccionado.

1.3.3. Delimitación De La Investigación

La investigación se realizará exclusivamente en el tajo 012 veta Ximena Zona Oroya de la Compañía Minera Casapalca. Cuyo resultado servirá para aplicar en otros tajos.

1.4. HIPÓTESIS

1.4.1. Hipótesis General

- Dado que no se está cumpliendo con la producción programada del tajo 012 veta Ximena Zona Oroya con el método de explotación convencional Corte y Relleno Ascendente, es probable que al implementar el método de explotación Sub Level Stopping con los criterios de operatividad, costos y seguridad se lograra cumplir con la producción planeado

1.4.2. Hipótesis Específicos

- Al identificar las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento se tendrá las condiciones necesarias para implementar el método de explotación planteado.
- Los aspectos operativos permitirán implementar el método de explotación Sub Level Stopping para el minado del tajo 012 de tal manera que este resulte técnica y económicamente factible la mineralización
- Las viabilidades técnicas - económicos influyen favorable y significativamente para la implementación de taladros largos para el método Sub Level Stopping como alternativa de mejora de eficiencias, incremento de producción y productividad

1.5. VARIABLES E INDICADORES

1.5.1. Variables Dependientes

Tabla 1
Variable dependiente

VARIABLE	DESCRIPCION	INDICADORES	ESCALA DE VALORACIÓN
Dependiente	Método De Explotación Sub Level Stopping	Forma de Yacimiento	vetas, cuerpos
		Producción Subnivel	Toneladas

Fuente: elaboración propia

1.5.2. Variables Independientes

Tabla 2
Variables independientes

VARIABLE	DESCRIPCION	INDICADORES	ESCALA DE VALORACIÓN
Independiente	Geomecánica	Resistencia de la Roca	RMR
		Ley	(% y Oz/TM)
	Mineralización	Reserva del Mineral Económico	Toneladas Métricas
		Volumen	Metros Cúbicos
	Diseño De Perforación	Potencia de veta	Metros
		malla de perforación	Metros
Costos	Rentabilidad económica	Dólares, soles	

Fuente: elaboración propia

CAPITULO II

GENERALIDADES DEL AMBITO DE ESTUDIO

2.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

2.1.1. Ubicación

La Compañía Minera Casapalca, se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima, a una altura promedio de 4400 m.s.n.m, entre las coordenadas geográficas (Latitud Sur:11° 30, Latitud Oeste: 76° 10)

Encontrándose las instalaciones de la minera a los 4300 m.s.n.m. en las coordenadas UTM: (366761.70E, 8710455.60N)

La bocamina principal en el campamento POTOSI se encuentra a los 4200 m.s.n.m. (túnel Gubbins)

2.1.2. Accesibilidad

Los accesos a la minera Casapalca, se realiza desde:

- La ciudad de Lima hacia Chicla hasta el Km. 115 de la carretera central y continuar por la carretera afirmada hasta la minera Casapalca como se muestra en la tabla 3

Tabla 3
Tiempo de viaje Lima-Casapalca

De	A	Tipo de vía	Km.	Tiempo
Lima	Casapalca-carretera central	Asfaltado	115	3 h
Los Quenuales	UEA Casapalca (mina)	Afirmado	7	15 min

Fuente: elaboración propia

- La ciudad de Huancayo pasando por Jauja - la Oroya – Casapalca con una distancia de 100 Km y continuar por la carretera afirmada hasta la minera Casapalca como se muestra en la tabla 4

Tabla 4
Tiempo de viaje Huancayo-Casapalca

De	A	Tipo de Vía	km.	Tiempo
Huancayo	Casapalca-carretera central	Asfaltado	100	3 h
Los Quenuales	UEA Casapalca (mina)	Afirmado	7	15 min

Fuente: elaboración propia

Figura 1
Plano de Ubicación



Fuente: Cia. Minera Casapalca – Área Geología

2.1.3. Relieve

Casapalca se encuentra dentro de un valle con influencia glaciár.

Presenta una pendiente moderada a plana en las zonas de Eloyda y Chisay el cual corresponde a un circo glaciár y presencia de una laguna.

2.1.4. Clima

La Mina Casapalca presenta dos temporadas definidas:

La temporada de lluvias entre los meses de enero a marzo, con una temperatura de 10° C que llegan hasta 0° C. Con presencia de nieve.

El resto del año se tiene un clima seco, con lloviznas, con temperatura que varían de 10 grados bajo cero, siendo los meses de junio-agosto. las temperaturas más bajas

Las precipitaciones tienen su origen en los vientos alisios con nubes cargadas de humedad provenientes de la cuenca amazónica que se enfrían en la zona alta de la cordillera y al contraste con nubes más calientes que suben del Pacífico, se producen de alta precipitación.

Figura 2
Climas Variados



Fuente: *Elaboración Propia*

2.1.5. Vegetación

Está en íntima relación con el clima. En el Altiplano entre 4000 y 5000 msnm la agricultura desaparece, en cambio predominan los pastos naturales como el ichu, además existen algunas hierbas pequeñas.

Esta vegetación sirve de alimento para el ganado ovino, vacuno y auquénido de la región. Por encima de los 5000 m se distingue ocasionalmente musgos y líquenes.

2.1.6. Erosión

Es constante e intensa en las zonas altas dentro de la zona donde se encuentra la minera casapalca, se caracteriza por la profundización en el cauce del río, y una intensa meteorización de las rocas producto de las bajas temperaturas que desquebrajan la roca,

Debido a la intensa erosión que se presenta se visualiza morrenas y material coluvial, y eluvial, principalmente presentes en las faldas de los cerros.

2.1.7. Drenaje

La quebrada Carmen es la que genera el cauce de agua principal en la mina Casapalca que llega al Río Rímac, con dirección hacia el Océano Pacífico de E-W

2.1.8. Recursos Humanos

La actividad minera es la fuente de ingreso económico en la zona, por lo tanto, los pobladores se dedican a tiempo completo a laborar en las minas aledañas de la zona.

2.2. GEOMORFOLOGIA

2.2.1. Geomorfología Regional

Casapalca se ubica en una zona volcánica de la Cordillera Occidental Andina, donde las inclinaciones forman una erosión pronunciada.

Presenta una geomorfología glaciár, observándose en las zonas altas presencia de nieve con bajas temperaturas

2.2.2. Geomorfología Local

Teniendo en cuenta informes anteriores a este, se puede considerar que Casapalca presenta las siguientes unidades morfológicas:

Piso De Valle. - Se ubica a lo largo de toda la quebrada Carmen, se caracteriza principalmente por formaciones de materiales coluviales.

Montañas Del Norte Y Sur. - Ubicada al N y S de la quebrada Carmen, caracterizada por tener una inclinación de gran consideración y estar formado por materiales volcánicos en las zonas altas y sedimentarios en la zona baja.

Circo Glaciár. Ubicada a lo largo del campamento Carmen al Este. con una inclinación regular a plana, donde se encuentra una laguna,

Montañas Del Este. – Ubicada a lo largo del campamento Carmen hacia el Este, formado por rocas volcánicas y sedimentarias con inclinaciones pronunciadas y accidentada.

2.3. GEOLOGÍA

2.3.1. Geología General

La minera Casapalca está constituido por materiales como: areniscas, lutitas calcáreas, calizas brechas y rocas volcánicas de textura afanítica y Porfíritica, de acuerdo a la columna estratigráfica de la zona, con una potencia de 5,400 metros.

2.3.2. Geología Regional

La estructura principal es el Anticlinal Casapalca, constituida por rocas sedimentarias y volcánicas desde el Cretáceo Inferior hasta el Terciario conformadas en diferentes unidades litológicas.

2.3.2.1. *Estratigrafía de la geología regional*

Se tiene las siguientes formaciones:

- a) **Jumasha:** Caracterizadas por el color gris claro que presentan las calizas de la formación paria tambo.
- b) **Casapalca:** Es una de las formaciones más antigua que se presenta en la zona, formado por una serie de rocas sedimentarias los cuales fueron clasificados como:
 - Capas Rojas
 - Conglomerado Carmen
- c) **Carlos Francisco:** Esta formación se clasifica en los siguientes miembros.
 - Volcánicos Tablachaca
 - Volcánicos Carlos Francisco
 - Tufos Yauliyacu

d) **Bellavista:** Formado por calizas, tufos y lutitas, también presenta capas delgadas de calizas de color gris.

e) **Río Blanco:** Formado por tufos de color rojizo, con presencia de brecha y riolitas, ubicada entre Chicla y Río Blanco a 12 Km. al SW de Casapalca.

2.3.2.2. *Rocas Intrusivas*

Formado por cuerpos pequeños hipabisales y sills de diorita, tonalita y andesita muy jóvenes, semejantes entre sí, se presentan al NorEste de la zona.

2.3.2.3. *Depósitos Cuaternarios*

Se muestra los siguientes depósitos:

Glaciares: Comprende los morrénicos antiguos y recientes que se ubican en las cabeceras de los valles.

Fluvio glaciares: Se refiere a los materiales transportado por los ríos o quebradas, dando lugar a la formación de terrazas de material aluvial al borde de los ríos

Coluviales: Se localizan al pie de las laderas de los cerros como material de escombros formado por gravas y bloques sub-angulosos.

Deslizamiento: Corresponden a pequeños fenómenos de geodinámicos reconocidas y producidas en las laderas de los valles y quebradas.

2.3.3. **Geología Local**

Son formadas por secuencias plegada de sedimentos cretáceos continentales, hacia el Este y Oeste de la mina, conocidos como Formación Casapalca, con dos miembros:

Inferior: Capas Rojas Casapalca. Donde las vetas forman pequeños lazos sigmoide y fracturamientos con relleno de mineral

Superior: Conglomerado Carmen. Forman cuerpos de mineral relleno la matriz de los conglomerados, además presentan rodados muy redondeados, de tamaño uniforme formado por cuarcitas de grano fino y en menor proporción por calizas.

También se tiene rocas de la formación Carlos Francisco, donde se encuentra la mineralización de vetas, presentan ensanchamientos y ramales mineralizados, vetas con mineralización económica. al piso se tiene los clastos redondeados de cuarcita, volcánicos andesíticos y menor cantidad de clastos calcáreos; y al techo de la secuencia, se presenta un conjunto de derrames volcánicos andesíticos e intrusiones subvolcánicas que en conjunto afloran en la parte central y superior de Casapalca.

2.3.3.1. Mineralización

Se tienen varias clases de mineralizaciones como:

Vetas o Vetiforme: Son de carácter meso termal de grandes profundidades con relleno de fracturas, formada por esfalerita, galena, calcopirita, tetrahedrita, y en menor porcentaje proustita, pirargirita, polibasita y electrum.

Las gangas son piritita, cuarzo, y carbonatos.

Mantos no reconocidos y brechas hidrotermales, presentan diferentes características y grados de mineralización.

2.3.3.2. Vetas

Esta forma de mineralización se presenta en cuerpos con anchos desde 0.50 m. a 3.00 m., que pueden ir aumentando de apoco según las formaciones litológicas que van desde las Capas Rojas Casapalca, los conglomerados Carmen y Tablachaca, Carlos Francisco y las calizas Bellavista.

Figura 3
Formaciones Geológicas

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GROSOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENA	Depósitos aluviales			Arenas, gravas y limos.	
		PLEISTOCENA	Depósitos glaciares			Morrenas	
	NEÓGENO	PLIOCENA	Grupo Jajaja	Formación Mataula	50		Capas lacustrinas arenas y limos poco consolidadas.
			Formación Ushno	100		Conglomerados fluviales.	
			Formación Ingahuasi	50		Tobas blancas calcáreas.	
			Formación Yanacancha	250		Lavas, brechas, conglomerados andesíticos.	
	PALEÓGENO	MIOCENA	Formación Huarochiri	400		Tobas riolíticas y riolíticas con intercalaciones de areniscas.	
			Formación Millotingo	400		Lava andesítica a dacítica, areniscas volcánicas	
			Formación Castrovirreyna	150		Volcánico - sedimentario con intercalaciones de tobas.	
		OLIGOCENA	Grupo Sacsacero		2015		Tobas riolíticas soldadas, lavas y areniscas volcánicas
			EOCENA	SUP.			
		MED.		Formación Tantará	100		Derrames andesíticos a riolíticos, gris verdoso.
		PALEOCENA					Disc. ang.
MESOZOICA	CRETÁCEO	SUPERIOR	Formación Casapalca	4000		Lutitas, areniscas, limolitas y conglomerados de color rojo.	
			Formación Celendin	400		Dioritas.	
			Formación Jumasha	400		Calizas pardo amarillentas con margas calcáreas, yeso.	
		INFERIOR	Formación Pariatambo	120		Calizas compactas en estratos gruesos a delgados.	
			Formación Chulec	220		Calizas, lutitas de color negro fétido.	
			Formación Pariahuanca	280		Calizas gris pardo amarillentas y margas calcáreas.	
			Grupo Goyllarisquiza	Formación Farrat	700		Calizas y margas calcáreas.
			Formación Carhuaz	450		Areniscas de grano medio blanco a gris rojo.	
		Formación Santa	100		Areniscas con intercalaciones de lutitas violáceas.		
		Formación Chimú	400		Caliza gris y arcillitas abigarradas.		
	JURÁSICO	MEDIA	Formación Chaucha	300		Cuarcoitas grises con intercalaciones de material bituminoso.	
			Formación Cercapuquio	322		Lodolitas y limolitas calcáreas, calizas y dolomitas.	
		INFERIOR	Grupo Pucará	Formación Condorsinga	1000		Areniscas de grano fino a grueso color blanco a gris.
	Formación Aramachay		400		Calizas gris azulada con presencia de venillas de calcitas.		
	TRIÁSICO	SUPERIOR	Formación Chamberá	300		Intercalaciones de caliza con nódulos calcáreos y limoarcillitas carbonosas.	
PALEOZOICA	PERMIANO	SUPERIOR	Grupo Mitu	1700		Calizas micríticas con nódulos de chert.	
		INFERIOR	Grupo Copacabana	150		Disc. ang.	
	CARBONÍFERO	SUPERIOR	Grupo Tarma	1300		Secuencia rítmica molásica, conglomerados con clastos de volcánicos.	
		INFERIOR	Grupo Ambo	900		Intrusivos y brechas volcánicas.	
	DEVONIANO	SUPERIOR	Grupo Cabanillas	780		Areniscas, calizas y lutitas de color brunáceo.	
		MEDIA				Lutitas y limolitas grises con intercalaciones de areniscas	
	SILURIANO ORDOVICIANO	INFERIOR	Grupo Cabanillas	780		Monzogranitos, granitos.	
				780		Conglomerados, molasas rítmicas, areniscas feldespáticas.	
				780		Secuencias tipo flysh con areniscas, lutitas y pizarras	
				700		Disc. ang.	
			700		Filitas con escasas intercalaciones de cuarcita, negro grisáceas, basaltos, metatoba y mármoles.		

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geología

2.3.4. Geología Estructural

Estructuralmente sigue el alineamiento de los Andes Peruanos (N 10° - 30° W), donde las rocas se presentan plegadas formando anticlinales y sinclinales. Las vetas de Casapalca se encuentran a lo largo del Noreste. Teniendo la estructura Esperanza – Mariana por el Norte y la estructura Oroya – Oroya Piso – Oroya 1 al Sur, de 4 Km. de longitud formando ramales con mineralización económicamente explotable, como también teniendo vetas que aún no han sido exploradas hacia el oeste donde se estima que puede corresponder a una tercera gran estructura mineralizada.

2.3.5. Geología Económica

2.3.5.1. Generalidades

Casapalca tiene un yacimiento poli metálico del tipo “cordillerano”, que presenta variados afloramientos desde simples fracturas rellenadas con carbonato, hasta vetas anchas rellenadas con carbonatos, cuarzo y sulfuros, que puede cambiar según el zoneamiento que presenta, las vetas presentan un carácter mesotermal que pueden llegar a tener una extensión vertical considerable según su profundización

Se tienen vetas principales:

Esperanza-Mariana-Mercedes: Tiene una longitud de 3000 m.

Veta esperanza: Se presenta en forma continua en unos 520 m. de longitud, potencia de 0.1 - 1.5 m. Rumbo N 45° - 70° E. Buzamiento de 65° - 88°NW.

Sistema de Vetas Oroya: Tiene una longitud de 1300 m. desde el W (coordenada N 879650; E 368250) y son las siguientes:

- **Veta Oroya:** Va en dirección de NE a SW, el mineral esta al W y más carbonato el E
- **Veta Oroya Piso:** Tiene un buzamiento de 68°NW y potencia de 1.5 m.

- **Veta Tensional:** Tiene un rumbo de N 80°-85° E, buzamiento 54NW, potencias menores de 50 cm.
- **Veta Don Reynaldo:** Alcanza los 3200 m de longitud, con un afloramiento definido de 500 m. al Sur-Oeste y con 150 m. al Nor-Este en la zona de Antachacra,
- **Veta Juanita:** Tiene una longitud de 2 Km, con ramal de 900 m. de longitud conocida como veta Victoria, la veta Juanita en forma independiente llega 2,400 m.

También se tienen la veta escondida el cual corresponde a un Split de la veta Mariana, y teniendo otras vetas no reconocidas donde su carácter económico es bajo.

Zona de cuerpos se tienen los cuerpos Mery, Alex, Anita, Micaela, Emilia, Sorpresa, Vera, Mariana Techo, Negrita y Chiara.

2.3.5.2. Mineralogía

Casapalca está conformada por dos secciones como son de vetas y cuerpos

Vetas: produce minerales de: Plata (Tetrahedrita, freibergita), Plomo (Galena), Zinc (Esfalerita) y cantidades menores de Cobre (Calcopirita, Bornita), los cuales son los minerales de mayor abundancia;

Cuerpos: mineral de Zinc (Marmatita y Esfalerita) y en menor cantidad plata, plomo y cobre.

2.3.5.3. Alteración

En la sección de vetas la alteración hidrotermal de las rocas encajonantes o rocas cajas es, rocas volcánicas como argilización, silicificación, piritización, sericitización

En la sección de zonas de cuerpos la alteración hidrotermal es principalmente propilitización y silicificación.

2.3.5.4. Controles De La Mineralización

La mineralización, está íntimamente controlada por la fractura miento de la roca huésped y por las características litológicas.

2.3.5.5. Profundidad De La Mineralización

La profundidad de la mineralización llegaría por lo menos 1800 m. según vaya avanzando la profundización de la mina ya que actualmente se encuentra en el Nv. 18 sección cuerpos y la sección vetas en el Nv. 24

2.3.5.6. Recursos

Las vetas tienen una longitud total unidas las cuatro vetas en 13 000 m, teniendo en promedio de ancho de veta de 1.5 m. se tiene 25 millones TM de recursos. Además, considerando que existen otras estructuras como la veta Escondida y otros cuerpos irregulares que pueden dar muchas sorpresas más adelante.

2.3.6. Reservas de mineral

Los resultados obtenidos en la estimación de reservas son los siguientes:

Tabla 5
Estimación de reservas

CERTEZA	T.m.s.	A.v. / c. m	A.m. (m)	Ag (oz/tc)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Us \$ (t.m.s.)
VETAS:								
Probado	1'052,390	1.07	1.26	5.97	1.52	0.24	2.05	53.1
Probable	668,880	1.25	1.44	5.69	1.51	0.23	2.13	52.2
subtotal de vetas	1'721,270	1.14	1.33	5.86	1.52	0.23	2.08	52.75
CUERPOS:								
Probado	1'945,131	16.75	16.85	1.33	0.29	0.33	3.5	29.93
Probable	589,634	29.57	29.67	1.46	0.39	0.31	3.28	29.24
subtotal de cuerpos	2'534,765	19.73	19.83	1.36	0.31	0.32	3.44	29.77
TOTAL:								
Probado	2'997,521	11.25	11.38	2.96	0.72	0.3	2.99	38.06
Probable	1'258,514	14.52	14.67	3.71	0.99	0.27	2.67	41.44
TOTAL:	4'256,035	12.21	12.35	3.18	0.8	0.29	2.89	39.06

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geología

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. Antecedentes A Nivel Local Y Nacional

“Proyecto De Aplicación Del Método Tajeo Por Subniveles En El Tajo 420-380 En Mina Chipmo, U.E.A. Orcopampa”

Pontificia Universidad Católica Del Perú - Facultad De Ingeniería De Minas

AUTOR: Luis Daniel Gutiérrez Híjar

El método de Tajeo por Subniveles con refuerzo de Cablebolt es el método más adecuado a emplearse para la explotación en el tajo 420-380 desde el punto de vista geomecánico pues permite la estabilidad de las cajas piso y techo que encierran al mineral. De acuerdo a la evaluación económica, el método de Tajeo por Subniveles con Cablebolt arrojó un VPN de US\$ 23 172 138, que es mayor al del Corte y Relleno en un 17%.

“Aplicación Del Método De Explotación Sub Level Stopping En Manto Cobriza”

Universidad Nacional De Ingeniería - Facultad De Ingeniería Geológica, Minera Y Metalúrgica

AUTOR: David Fredy Gutiérrez Álvarez

La aplicación de la Técnica del Análisis Estratégico, nos permite conocer el entorno externo (Oportunidades y Amenazas: oferta y demanda del cobre, la perspectiva del mercado del cobre a mediano y largo plazo, y tendencias de precios en el futuro, etc.), además del entorno interno de la empresa (Fortalezas y Debilidades: reservas, nuevos proyectos, competencias internas claves, eficiencias y productividad, etc.). Luego de efectuar la matriz FODA, podemos visualizar las estrategias emergentes de apalancamiento y estrategias emergentes para superar las restricciones. En el caso estudio de la Mina Cobriza, existe muchas oportunidades de mejora a aplicar e implementar inmediatamente las estrategias emergentes descritas a fin de garantizar la continuidad operativa del negocio y producción sostenida en el tiempo.

“Método De Explotación Sub Level Stopping En Vetas En Empresa Minera Los Quenuales S.A. Unidad Yauliyacu”

Universidad Nacional De Ingeniería Facultad De Ingeniería Geológica Minera Y Metalúrgica Escuela Profesional De Ingeniería De Minas

AUTOR: Moreno Castillo, Dionicio

El método de Sub Level Stopping en vetas, tiene la ventaja de ser considerado un método más seguro que los métodos de Corte y Relleno en Vetas y el Shrinkage, por tener menor tiempo de exposición del personal a las labores mineras, al trabajar con equipos mecanizados se reemplaza al personal que trabaja en los tajos convencionales, los equipos de limpieza con telemando permiten la extracción del mineral sin exponer al operador a los espacios vacíos que se generan por el método de explotación.

“Ventajas Económicas De La Implementación Del Método De Explotación Sublevel Stopping En Vetas Angostas Frente Al Método De Explotación Convencional De Corte Y Relleno Ascendente En La Zona Codiciada De La Mina Morococha”

Universidad Nacional De Trujillo-Facultad De Ingeniería-Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas

AUTORES: Carlos Jiménez Iván Alexander, Rivera Cruz Eduardo Yoel

El costo de producción del método sublevel stopping en comparación al método de corte y relleno ascendente convencional se refleja una disminución del 30 %, ósea de 75.15 US\$/Ton a 57.61 US\$/Ton. Al realizar el estudio de rentabilidad de ambos métodos, se observa que el método de sublevel stopping tiene un índice de 0.80, mientras que el método corte y relleno ascendente convencional tiene un índice de 0.38, por lo tanto, hablamos que existe una diferencia de 0.47, haciendo que el método sublevel stopping sea más rentable.

3.2. BASES TEORICAS

3.2.1. Corte Y Relleno Ascendente

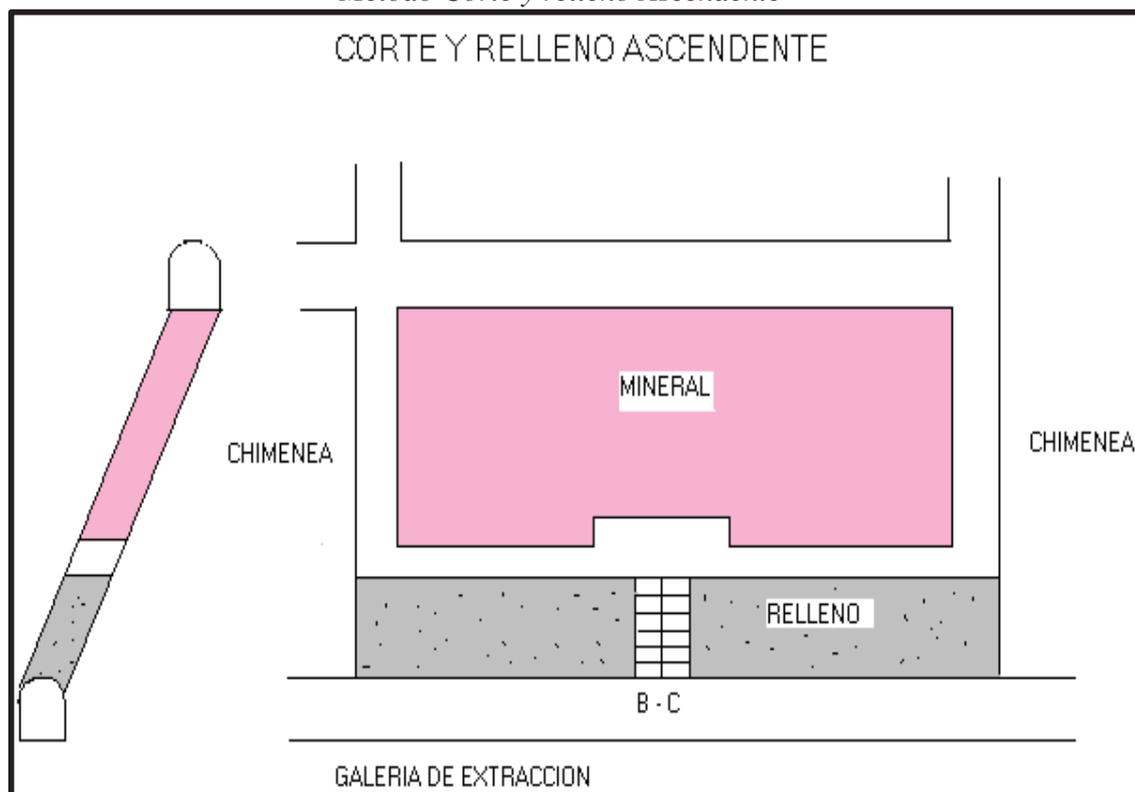
Llamado también como “Over Cut and Fill”, el mineral es cortado en tajadas horizontales, comenzando del nivel inferior hacia el nivel superior.

Cuando uno de los extremos del tajo ha sido disparado y extraído por completo el volumen de mineral, este debe ser relleno con material estéril que actuara como soporte de las cajas, a la vez es utilizada de piso para realizar el siguiente corte.

El relleno es el material estéril proveniente de las labores de desarrollo de la mina y es distribuido sobre el área tajada; así mismo en el minado moderno de corte y relleno es práctica común el uso del relleno hidráulico, este material viene hacer los relaves provenientes del tratamiento de los minerales combinados con agua y enviados a interior mina a través de

tuberías; una vez drenado el agua queda un relleno competente y uniforme, en algunos casos el material es mezclado con cemento que proporciona una superficie más dura y mejora las características del soporte.

Figura 4
Método Corte y relleno Ascendente



Fuente: Modulo de Capacitación Técnico Ambiental Empresa Minera MACDESA

3.2.1.1. Condiciones De Aplicabilidad

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

- Con buzamientos pronunciados mayores de 55 °.
- En yacimientos tipo Vetas.
- Con cajas medianamente competentes a competentes.
- El mineral debe tener buena ley.
- Disponibilidad inmediata de relleno hidráulico

3.2.1.2. Preparación

GALERIAS: Una galería principal(inferior) de transporte emplazada a lo largo de la base del tajo y una galería superior ambas conectadas entre ellas por dos chimeneas.

CHIMENEAS: En los extremos del tajo se llevan los caminos pegados a los Chuts (Chut y camino); que sirven para el acceso de material, personal y ventilación, al mismo tiempo delimita el tajo mineralizado o si no se corre una chimenea en la parte central del block que servirá para la ventilación y acceso de relleno a utilizar.

SUBNIVEL: de corte inicial (under cut): A partir de donde se inicia la rotura del mineral en sentido ascendente, hasta llegar al nivel superior donde se deja un puente de 3 ó 4 metros. El sub-nivel se construye dejando a 3m de la galería principal (nivel de transporte) un puente sobre la galería (Chut y camino) hasta comunicar a las chimeneas de bloqueo. En la parte central se construye una chimenea que va a servir para la ventilación y como echadero de relleno.

3.2.1.3. Explotación

Después de las labores de preparación se empieza a la rotura del tajeo a partir del subnivel, sacando el corte en la parte central del tajeo con la finalidad de mantener el ciclo siguiente:
Perforación – Voladura – Ventilación y desate – Limpieza – Relleno

a. Perforación

La perforación se realiza con máquinas Jack-Leg y/o Stoooper con 1 juego de barrenos desde 2 pies hasta 8 pies, son usados dos sistemas diferentes de perforación, siendo el minado más común la perforación vertical o inclinada hacia el techo y la otra es la perforación horizontal. Para ello se tiene dos tipos de máquinas perforadoras:

Jack-Leg. - Para perforaciones horizontales e inclinados, como tienen un dispositivo de empuje o sea la barra de avance permite inclinar la máquina hasta un ángulo bastante pronunciado

Stooper. - Esta máquina está diseñada para hacer perforaciones verticales o muy cerca de la verticalidad.

b. Voladura

El trazo de la malla de perforación influye en la fragmentación del mineral, así como la densidad de la carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros, que son deducidos en base a experiencias de los supervisores y algunas teorías existentes en nuestro medio. Como explosivo se viene usando dinamitas de diferentes fábricas, ANFO, emulsiones, etc; como accesorios de voladura son utilizados fanel, nonel, mecha lenta, cordón detonante, fulminantes, conectores, etc.

c. Acarreo Y Transporte

Dependiendo de las dimensiones del tajeo y de la capacidad productiva, esta operación puede ejecutarse con palas manuales y carretillas (minería artesanal), palas de arrastre o scrapers, y también con equipos cargadores sobre neumáticos LHD.

En la base del tajo se tiene el echadero para la descarga del mineral por intermedio de buzones a carros de ferrocarril o camiones.

Rastrillaje: Son utilizados en tajeos convencionales de potencia de veta menores a 2 m, donde la capacidad del rastrillo está en función al ancho de minado

Transporte mecanizado: Se utilizan equipos LHD eléctricos o Diesel para la evacuación del mineral roto que transportan hacia los echaderos del tajo para luego ser transportado según el sistema de evacuación de mineral de la mina

d. Relleno

Es una prioridad en los tajeos explotados, que sirven como soporte de las cajas de la veta

En minería subterránea existen tres tipos de relleno que son relleno hidráulico, hidroneumático y convencional.

Relleno convencional: El relleno para las labores excavadas proviene generalmente de:

Material estéril de desarrollo y depósito naturales de grava de superficie

Relleno hidráulico: El relleno hidráulico es una mezcla de relave cicloneado con el agua y la pulpa es transportada mediante tuberías accionadas por bombas o por gravedad a las labores:

Relleno hidroneumático: Es similar al relleno hidráulico, consiste en enviar material chancado.

Puede mezclarse con cemento y agua, la carga pasa por una tubería con diámetro apropiado la misma que da paso a una bomba neumática para enviar a los tajeos con alta presión de aire para rellenar los espacios vacíos.

3.2.1.4. Ventajas y Desventajas

Ventajas

- La recuperación de mineral es casi al 100%.
- Es un método selectivo, se puede explotar zonas de alta ley y dejar las zonas de baja ley.
- Genera seguridad.
- Se puede llegar a mecanizar las operaciones.
- Ventilación eficiente.
- Se puede realizar cambio de método.

Desventajas

- Tiene un costo de explotación alto.
- Se tiene un rendimiento bajo de producción como consecuencia del relleno.
- Consumo de materiales para sostenimiento elevados.
- El volumen de mineral arrancado en un ciclo de trabajo es relativamente pequeño.
- Los requerimientos de mano de obra en actividades no productivas son altos, por lo tanto, la productividad del método es baja.
- El mantenimiento de chimeneas es costoso.
- Recuperación
- Alta recuperación mayor a 90%

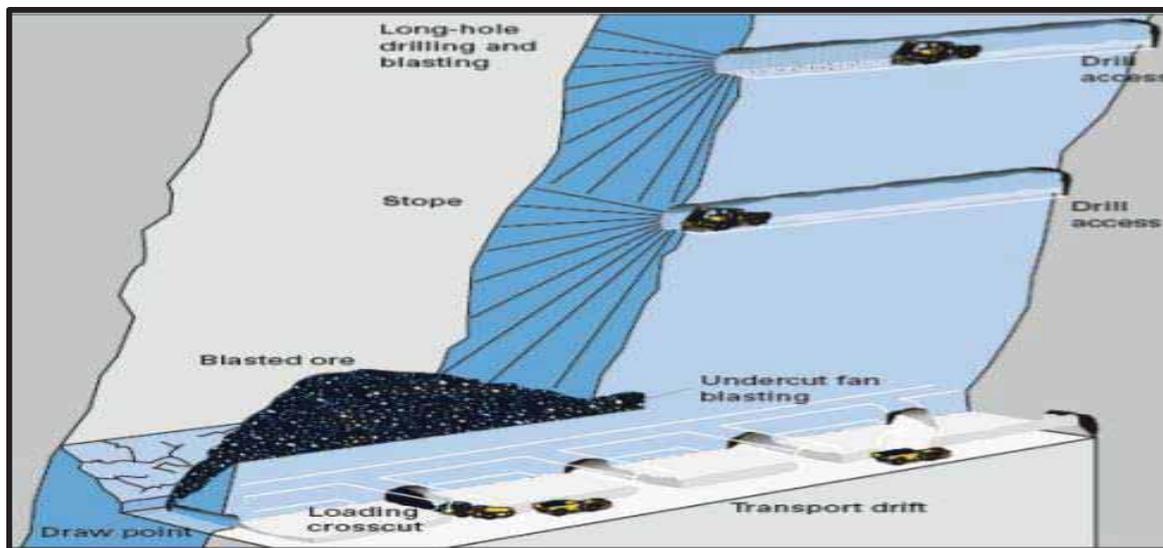
3.2.2. Sub Level Stopping

Este método se aplica en yacimientos masivos, mantos de gran potencia y vetas angostas, generalmente se aplica en yacimientos verticales, de buzamiento mayor a 60° que tengan formas y dimensiones regulares y calidad de mineral rentable, consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles, que pueden ser divididos en cámaras separados por pilares que posteriormente se pueden recuperar.

La roca circundante y mineralizada deben tener buenas condiciones de estabilidad, ser suficientemente competentes o autosoportante, firmes y estables.

Este método es bastante versátil, productivo y seguro, con buena recuperación y selectividad del mineral, que permite obtener una explotación sostenida y a gran escala; con bajos costos operativos frente a otros métodos de minado, esto básicamente por su alta productividad,

Figura 5
Método Sub Level Stopping



Fuente: Hustrulid W. Bullock R. (2001)

3.2.2.1. Condiciones De Aplicación

- El buzamiento mayor a 60 grados.
- La potencia de veta debe ser mayor a 3 metros.
- Las rocas encajonantes deben ser competentes y resistentes, RMR > 60.
- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad.
- Los límites de los yacimientos deben ser amplios y regulares.

3.2.2.2. Características

- Genera una producción alta
- Se aplica a cuerpos inclinados, regulares de cajas competente
- Producción. 15 - 40 ton / HT
- Cada tajo produce más de 25.000 ton/mes
- Se tiene labores de desarrollos.
- Método no es selectivo cuerpos tienen que ser regulares
- Es un método de más bajo costo frente a otros métodos

3.2.2.3. Preparación y Desarrollos

La preparación comprende de niveles y sub niveles de perforación y de extracción para evacuar el mineral y un Slot que sirve como cara libre para las primeras voladuras de producción.

El transporte del mineral se efectúa en el nivel inferior que recibe el mineral roto producto de la voladura que se acumula en las ventanas del tajo.

Nivel de producción, son galerías de transporte y estocadas de carguío donde se realiza el carguío y traslado de mineral.

Subniveles de perforación, donde se inicia con la barrenación de los taladros para luego ser disparados, conforme a la geometría del cuerpo mineralizado.

Una chimenea o rampa de acceso a los subniveles de perforación, ubicados a lo largo del tajo que pueden estar ubicados en la parte superior o inferior del mismo

3.2.2.4. Arranque

La perforación y voladura se puede realizar de forma continua e independiente, logrando realizar taladros con anticipación y un número de acuerdo a los criterios de operación, los que van a ser disparados según los requerimientos programados.

La perforación se realiza con equipos electro-hidráulicos de los subniveles dispuestos. Formando taladros en lo posible paralelos de hasta unos 100 m de longitud con barras de extensión, de 2 a más Pulgadas de diámetro según el diseño de la malla de perforación.

3.2.2.5. Manejo del mineral

Para el transporte del mineral se utiliza equipos de bajo perfil como scooptram con capacidades de cuchara de acuerdo a la producción exigida. que cumpla funciones de carguío a los equipos de transporte de mineral. En la actualidad se utilizan equipos Diesel para la

extracción, del mineral hacia puntos de carguío y acumulación, donde es cargado a carros o camiones para su transporte final a superficie.

3.2.2.6. Ventilación

El uso de equipos Diesel para la extracción del mineral, exige tener una buena ventilación de acuerdo a los niveles de producción. Para lo cual se debe utilizar todos los accesos ubicados en los límites del tajo por donde el aire debe ingresar y ser extraído, empleando ventiladoras correctamente ubicadas para poder ventilar de manera eficiente

3.2.2.7. Fortificación

La utilización del método sublevel stoping exige tener condiciones de estabilidad tanto de la roca encajonante y mineralizada que sean autosoportantes, donde no se requiera el consumo excesivo de elementos de sostenimiento.

Los niveles de producción en la base del tajo se sostienen según requerimiento y evaluación geomecánica, los cuales pueden ser con pernos, Split set y mallas electrosoldadas según condición estructural del terreno.

En los subniveles de perforación se utiliza sostenimientos temporales y preventivos cuando la condición estructural lo requieran.

3.2.2.8. Ventajas Y Desventajas

Ventajas

- Permite que sea posible la mecanización
- Alto grado de eficiencia de 100 ton / HT
- Producción alta generando 25.000 ton / mes)
- Seguro en operación y ventilación eficiente
- Tiene una recuperación mayor al 90%

- Dilución menor del 30%
- Facilidad en los criterios de perforación

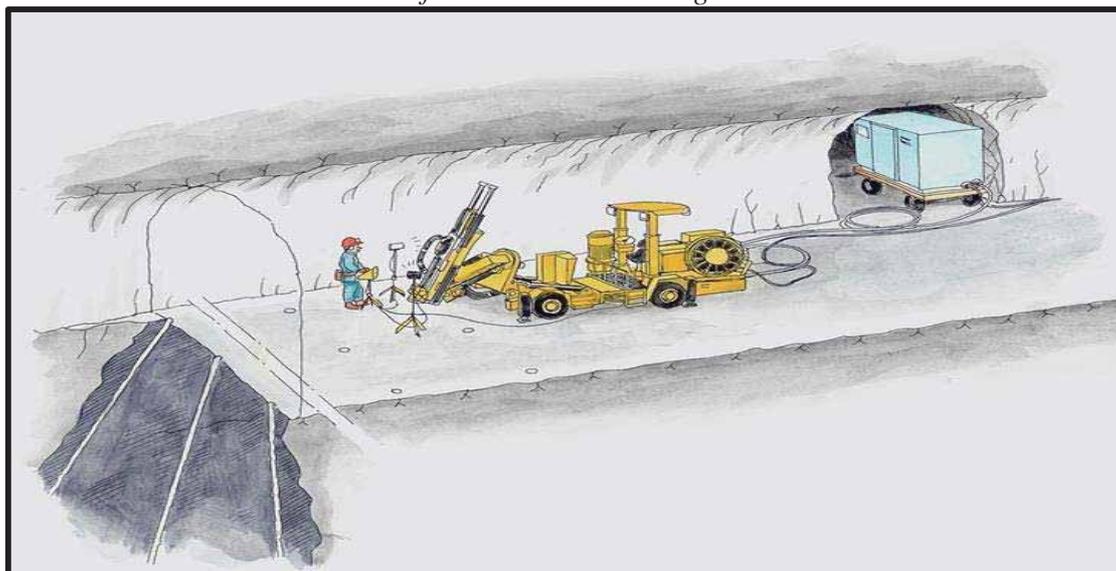
Desventajas

- Inversión de capital mayor frente a otros métodos
- Viene a ser un método no muy selectivo
- No recomendable en yacimientos con inclinaciones menores a 50°
- Presencia de volones de banco

3.2.3. Taladros Largos

Los taladros largos son los que se perforan con brocas mayor a 51 mm de diámetro y con barras de extensión que varían entre 1.20 m a 1.80 m de longitud. Son considerados como una variable del método sublevel stoping, ya que se puede afirmar que el proceso es similar a diferencia de la longitud de los taladros que pueden alcanzar hasta los 100 metros, además el método se puede aplicar en cuerpos y vetas, presenta una alta producción de extracción de minerales,

Figura 6
Perforación Taladros largos



Fuente: Luisín Armando León Córdor - métodos Explotación Taladros Largos

3.2.3.1. Condiciones Necesarias Para Su Aplicación

- Posibilidad de controlar las cajas
- Cuerpos de más de 6 m de potencia
- Diseño adecuado para sacar el máximo provecho al método
- Limitaciones De Trabajo
- Cuerpos irregulares.
- Posibilidad de dilución
- Cajas de material deleznable

3.2.3.2. Tipos De Perforación

a. Taladros Paralelos

Se aplica a yacimientos verticales que tengan una potencia adecuada.

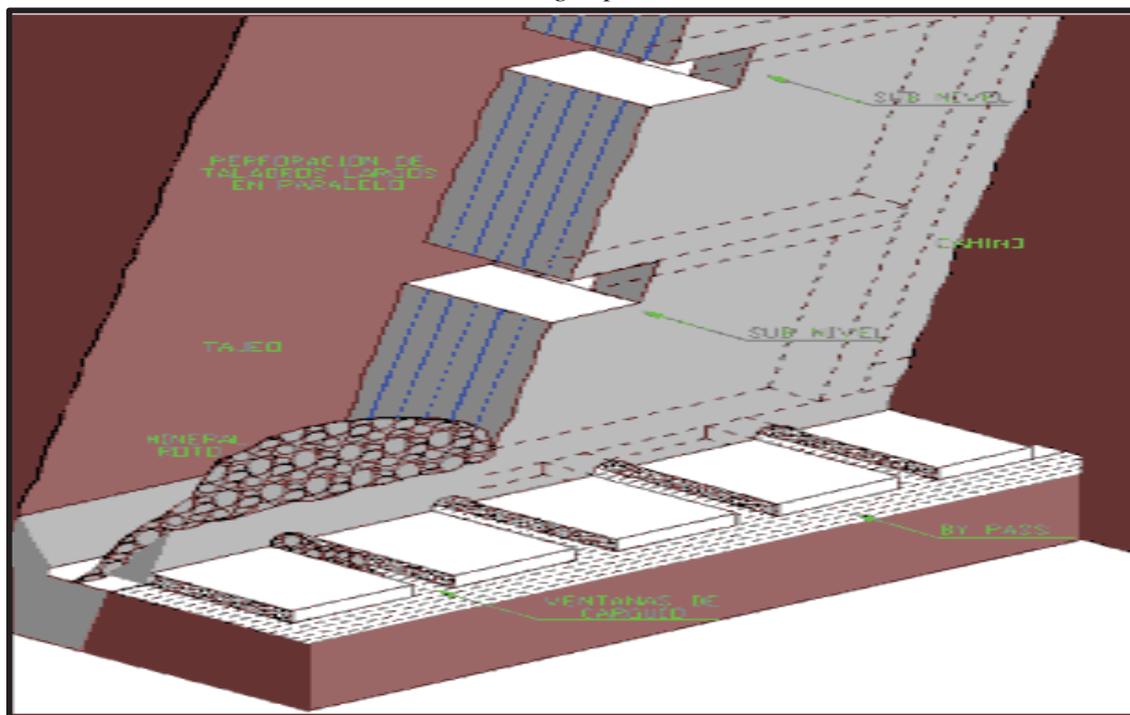
La perforación, se realiza mediante taladros largos en paralelo con barras de extensión para alcanzar la longitud deseada, teniendo en cuenta la desviación de los taladros, por lo general el diámetro es de 51 mm a más.

Teniendo formada la cara frontal del nivel inferior para dar inicio el arranque, se inicia la perforación con taladros negativos.

La voladura se inicia de la parte baja y se realiza de manera ascendente con salida a una cara libre.

Se tiene dos tipos de taladro en paralelos, **Taladros positivos:** hacia arriba, **Taladros negativos:** hacia abajo

Figura 7
Taladros Largos paralelos



Fuente: Julián Miño Gallardo NOVIEMBRE – 2017.

b. Perforación Radial

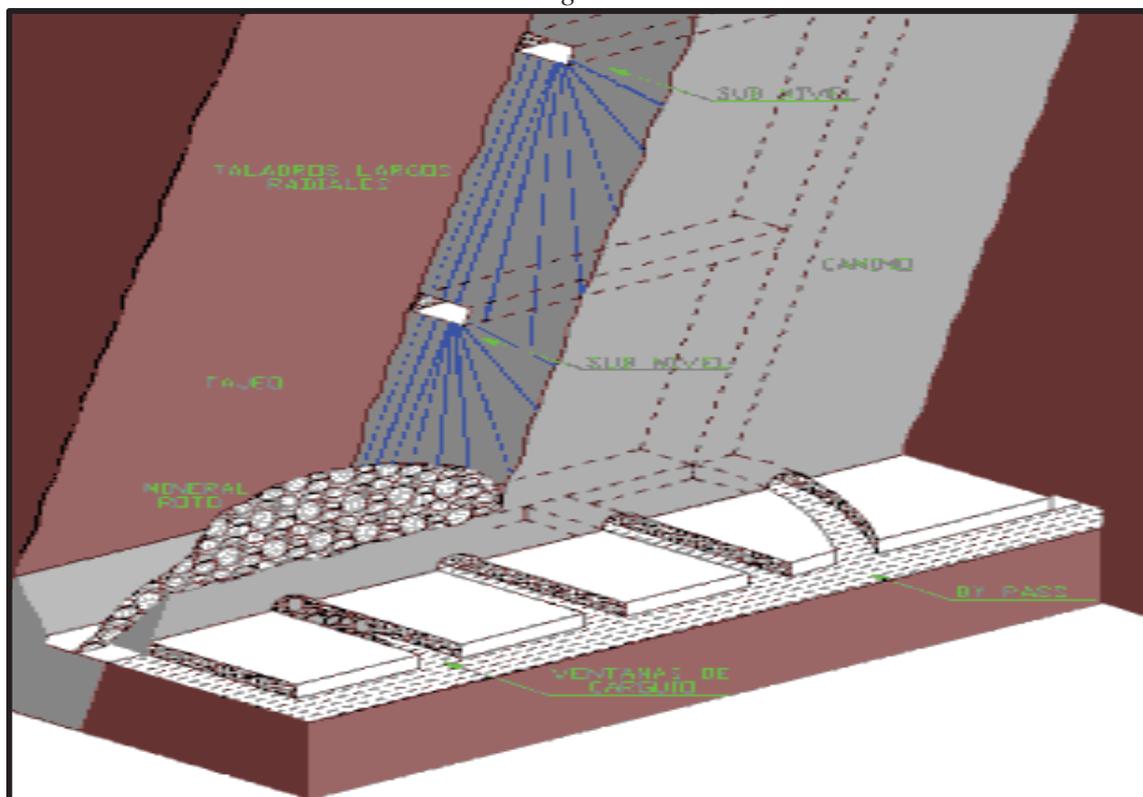
Las operaciones se da inicio de una cara libre en este caso ubicada en la parte inferior del tajo; la perforación se realiza en forma de abanico o en anillo, donde el mineral roto cae por gravedad, los mismos que son extraídos con equipos “load haul dump”, según el sistema que está empleando la mina.

La distancia entre los subniveles ha ido incrementándose debido a que se tiene controles tecnológicos de modo eficiente para el desvío y prolongación de las barras de extensión, de esta manera se logra grandes distancias entre subniveles, en algunos casos se reduce a uno.

Cuando se usa perforación en anillos, la sección transversal de la galería o subnivel es perforado en todo el perímetro radialmente

En vetas angostas es recomendable realizar taladros paralelos: se tiene 2 tipos de perforación radial.

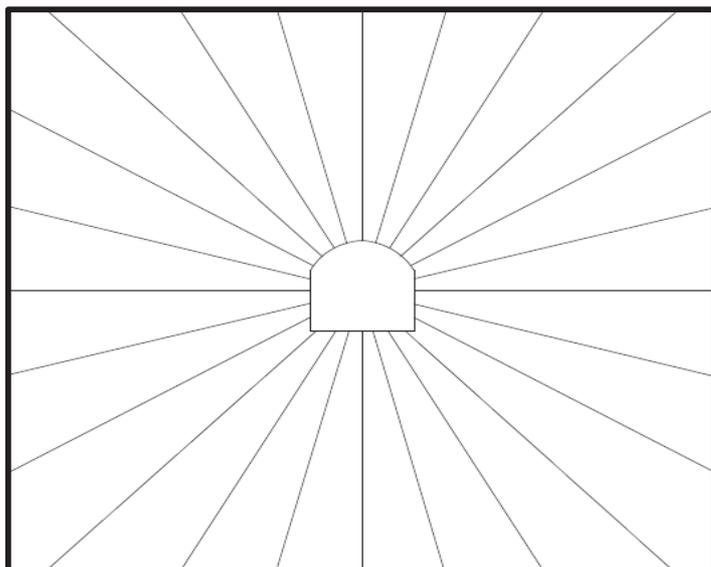
Figura 8
Taladros Largos Radiales



Fuente: Julián Miño Gallardo NOVIEMBRE – 2017.

En anillo: cuando el arco de barrido es 360°.

Figura 9
Taladros en Anillo

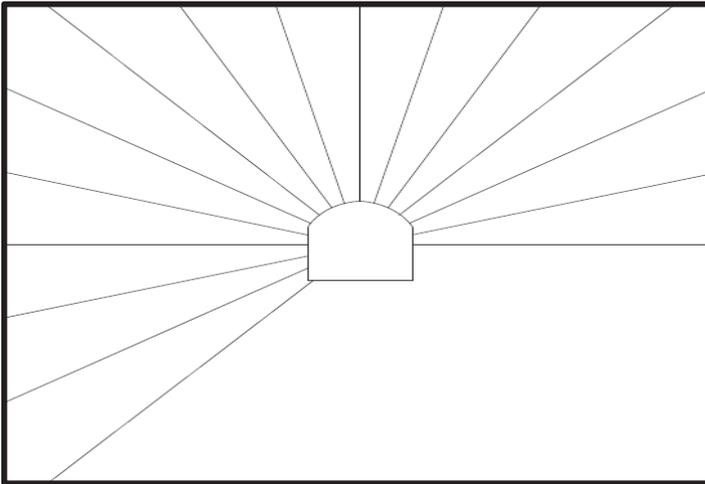


Fuente: Cía. Minera Casapalca - área Geomecánica

En abanico: cuando el arco barrido es distinto a 360° .

Tiene la desventaja de banquear en los extremos, por la deficiente distribución de energía en los extremos.

Figura 10
Taladros en Abanico

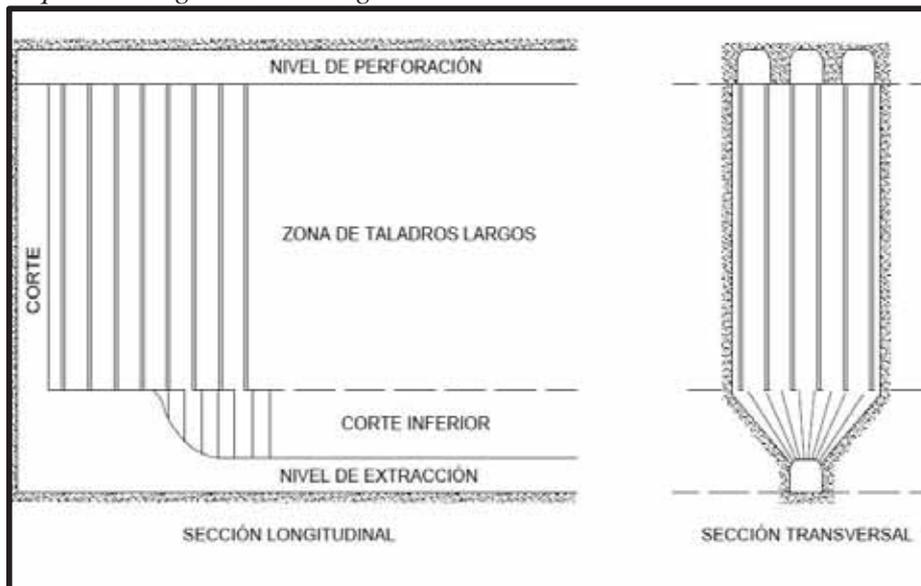


Fuente: Cía. Minera Casapalca - área Geomecánica

3.2.3.3. Métodos De Minado Usando Taladros Largos

a) LHB (Long Hole Blasting)

Figura 11
Esquema Long Hole Blasting



Fuente: Cía. Minera Casapalca - área Geomecánica

Características

- Corte inferior: zona de recepción el material roto y forma la cara libre en la parte inferior del tajeo.
- Sector de taladros largos: donde se realiza las perforaciones y representa entre el 80 y 90% del material del tajeo
- Corte lateral: cara libre vertical para iniciar la voladura, tanto del corte inferior como del sector de taladros largos.

Diseño De Malla De Perforación (Según Langefors)

El Diseño de Perforación según Langefors, uno de los más destacados especialistas suecos sugirió que la determinación de burden se basa en muchos más factores además del diámetro del taladro, por lo que propuso su modelo.

$$B_{\max} = \frac{\phi}{33} \times \sqrt{\frac{\delta \times PRP}{c \times f \times E/B}}$$

donde:

B_{\max} = burden máximo (m)

ϕ = diámetro del taladro (mm)

c = constante de roca

Dureza de roca	Constante de roca
Intermedia	0,3 + 0,75
Dura	0,4 + 0,75

f = Factor de fijación

Tipo de taladro	Factor de fijación
Vertical	1,00
Inclinado, 3:1	0,90
Inclinado, 2:1	0,85

E/B = relación entre espaciamiento y burden

δ = densidad de carga (g/cm^3)

PRP = potencia relativa en peso del explosivo

Valor Práctico Del Cálculo Del Burden Se calcula con la siguiente fórmula

$$B = B_{\max} - 2\phi - 0.02L$$

Donde:

B_{máx} = burden máximo

ϕ = diámetro del taladro (mm)

L = Longitud del taladro (m)

Valor Del Espaciamiento se calcula con la siguiente fórmula

$$E = 1.25xB$$

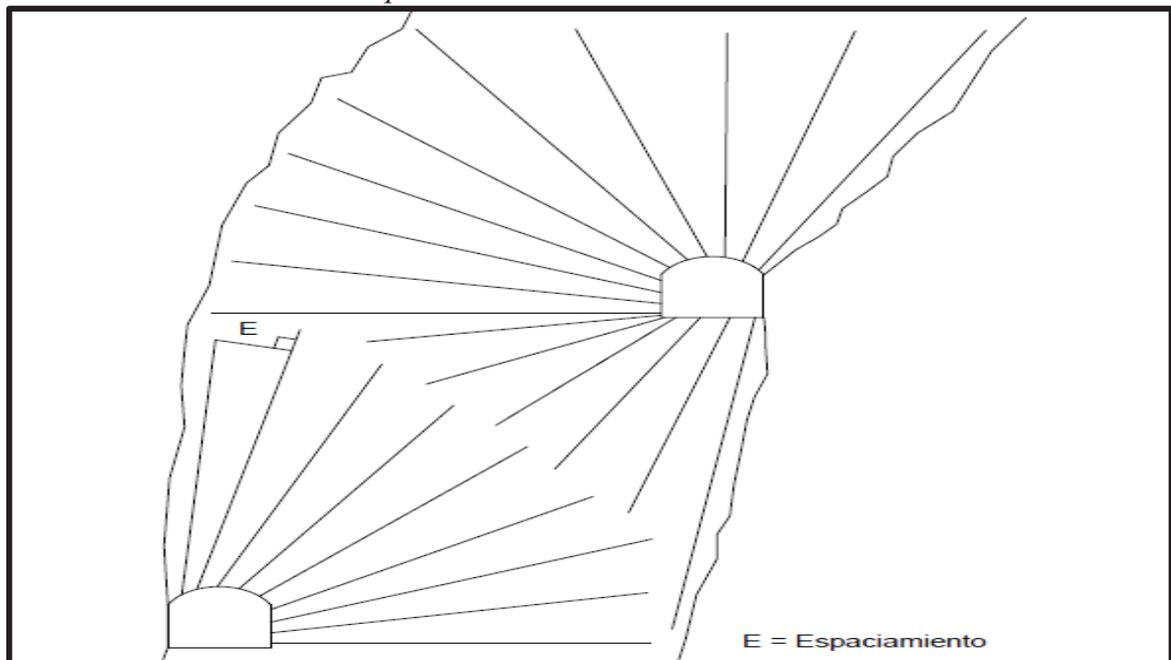
Donde:

E = Espaciamiento (m)

B = Burden (m)

b) Subniveles Con Taladros En Abanico

Figura 12
Esquema de Taladros en Abanico



Fuente: Cía. Minera Casapalca - área Geomecánica

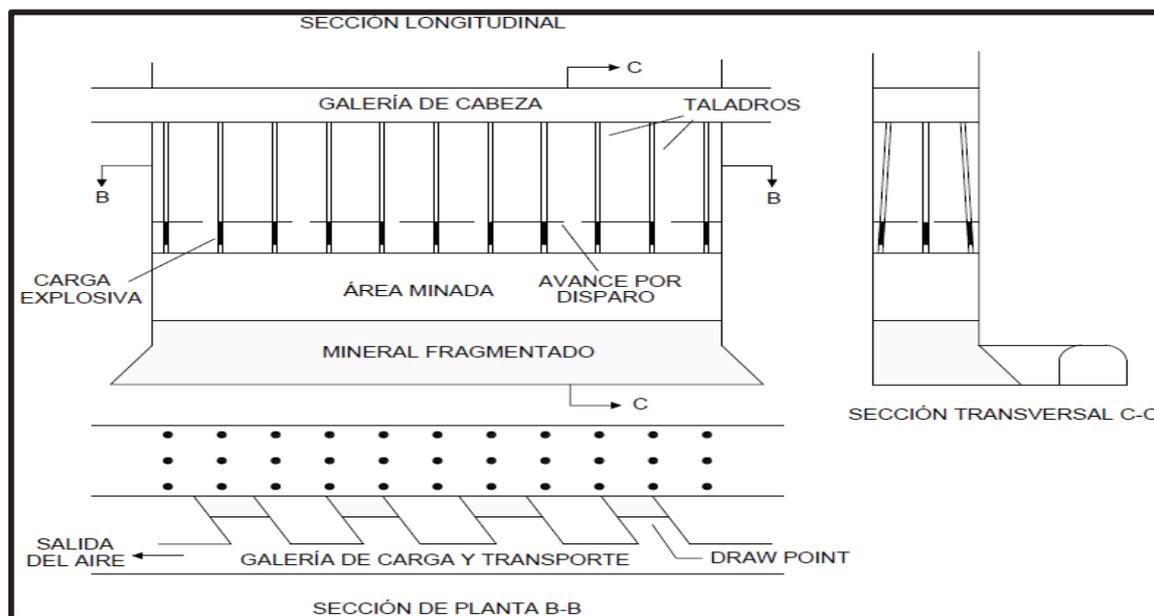
Características

- El método es aplicable en yacimientos sub verticales (70 a 90°)
- Se perforan taladros en abanico positivos y negativos, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización
- Se construye un slot para ser usado de cara libre para los taladros en abanico.
- Para el control de las cajas se aplica voladura controlada en los taladros adyacentes a las cajas, siendo los taladros preferentemente paralelos al plano entre las cajas y el cuerpo.
- El diseño de malla se realiza a partir del factor de carga, diámetro del taladro, longitud de perforación, potencia del cuerpo y el tipo de explosivo a usar.
- Las brocas en este método son de 51 a 64 mm de diámetros.
- El burden entre filas de perforación oscila entre 1.20 a 1.80 m
- El emboquillamiento, orientación y la desviación de los taladros son condiciones operativas a controlar para obtener buenos resultados.

Para un mejor orden y supervisión de la perforación se elaboran planos de perforación indicando el número de taladro correspondiente, inclinación y longitud de taladro, y cualquier observación del perforista, por ejemplo: perforación en desmonte, atascamiento de la roca, etc. En la perforación radial es posible determinar la longitud del taladro a cargar, mediante una inspección continua de la lama del taladro, a fin de determinar a partir de que distancia el material es estéril. Cuando el sector que se perfora en abanico tiene un ángulo menor a 360°, la distribución de la energía en los extremos es deficiente y consecuentemente, la fragmentación y el desplazamiento son deficientes.

c) VCR (Vertical Crater Retreat)

Figura 13
Esquema VCR



Fuente: Cía. Minera Casapalca - área Geomecánica

Características

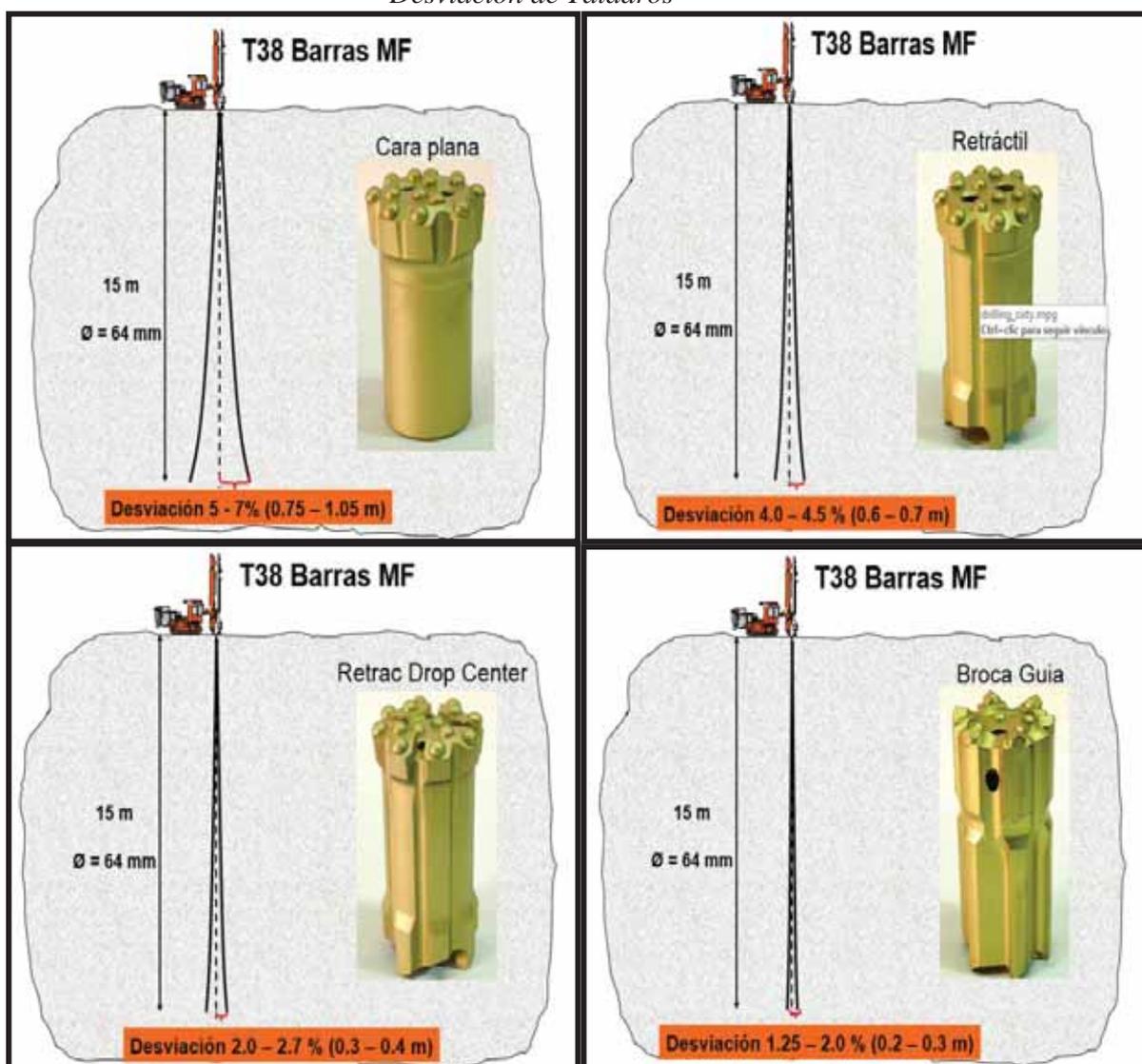
- El método consiste en delimitar la cámara de mineral a explotar por un sistema de galerías paralelas de distinto nivel.
- Se perfora desde una galería superior todos los taladros pasantes que cubren la cámara y disparándolos sucesivamente en forma ascendente.
- Se preparan cargas esféricas ($L < 6 \phi$) a una profundidad tal que los cráteres formados se solapen y formen un techo lo más regular posible.
- Se taponean los taladros en el fondo con arena y desde abajo con un tapón de arcilla.
- Cada disparo abrirá primero un cráter en forma de cono invertido, ensanchándose luego toda el área del frente de voladura por etapas.
- El material roto se retira hasta que el espacio abierto sea suficiente para preparar y efectuar el próximo disparo.

3.2.3.4. Desviación De Taladro Largos

La desviación de los taladros genera incrementos en los costos de la explotación sobre todo cuando se utilizan Técnicas de Taladros largos.

La desviación se determina de las diferencias de la longitud del punto de llegada programado y la posición real del taladro,

Figura 14
Desviación de Taladros



Fuente: Boart Longyear

3.2.3.5. Factores Y Parámetros De Perforación De Rocas

a. Factores de Perforación de Rocas

1. Posicionamiento

La deslizadera o brazo del equipo debe de estar presionada contra la roca antes y durante la perforación, esto de modo que no se mueva, en caso de producirse movimiento se podría doblar el tren de varillaje, dando lugar a roturas, los modernos equipos de perforación están equipados con gatas, permitiendo obtener un posicionamiento estable.

Una deslizadera colocada de forma estable permite utilizar adecuadamente la fuerza de avance para lograr la máxima velocidad de penetración.

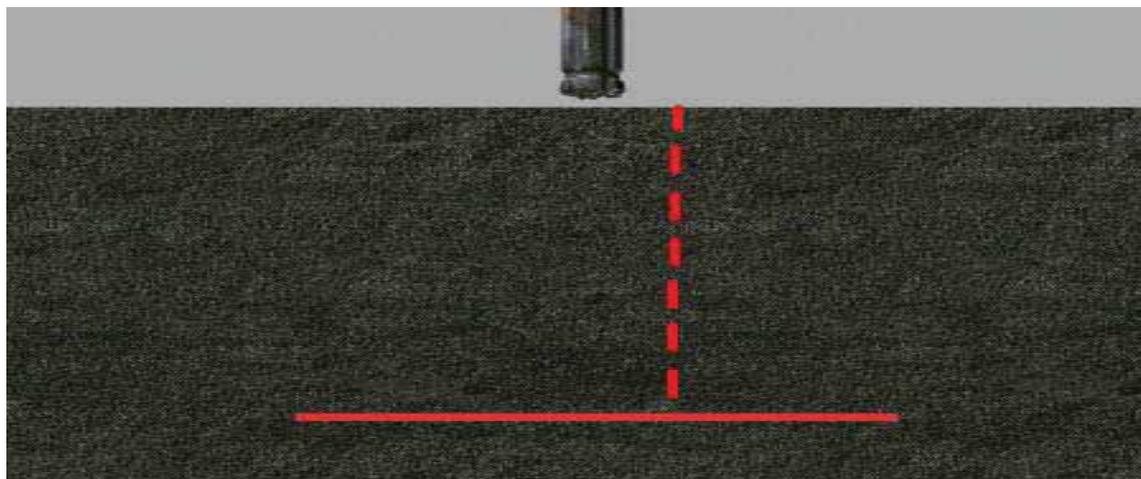
2. Alineación

Hay un gran número de factores que pueden afectar la alineación de los barrenos.

Los barrenos deben ser los más rectos posibles para obtener una distribución óptima del explosivo.

La desviación total del barreno es con frecuencia el resultado combinado de una alineación incorrecta, mal emboquillado y desviación interna durante la perforación.

Figura 15
Alineación del Barreno



Fuente: Boart Longyear

3. Emboquillado

La barra se emboquilla presionando la broca contra la roca, comenzando la perforación con presiones de avance y percusión en baja.

Se debe aplicar siempre un barrido (Aire o agua) de buena presión (5 bar. como mínimo).

Se debe de aumentar la energía de impacto y la fuerza de avance tan pronto como la broca haya penetrado en la roca (1 pie mínimo). A veces se debe ajustar la posición de la deslizadera después de perforar unos centímetros o antes que la barra haya penetrado más de un pie de modo que la barra esté recta y avance en la dirección prevista.

Si la perforación se lleva a cabo sin que las barras estén exactamente paralelas con la deslizadera aumenta el riesgo de roturas por fatiga.

b. Parámetros De Perforación

1. Percusión

La energía de impacto se debe ajustar siempre para adaptarla a la formación del tipo de roca que se esté perforando.

Cuando se perfora en roca suave y fracturada se necesita menos energía, por lo cual se debe de reducir la presión de percusión.

Los modernos equipos de perforación tienen dispositivos integrados (anti atasque) para regular la energía de impacto.

2. Avance

Una fuerza de avance debidamente ajustada proporciona la mejor economía de perforación.

Una fuerza de avance insuficiente o innecesario producirá una baja velocidad de penetración debido a que las juntas del tren de varillaje no estén adecuadamente apretadas.

La perforación con juntas flojas dificulta la transmisión de energía a través del tren de varillaje o columna de perforación ocasionando unos grandes esfuerzos que dan lugar a la fatiga del acero.

La energía que no se transmite a través de una junta se convierte en calor, elevando la temperatura de las roscas de los manguitos de acoplamiento y de las barras, de este modo se destruye el tratamiento térmico, produciéndose daños en forma de corrosión crateriforme lo que a su vez acorta la vida útil del varillaje.

Una fuerza demasiado alta hará que se doblen las barras dando lugar a grandes tensiones y desviación la barra.

3. Rotación

La velocidad de rotación debe de adaptarse al diámetro de la broca y a la frecuencia de impactos de la perforadora, los botones de la broca deben recorrer una determinada distancia entre cada golpe para romper roca nueva continuamente.

Las brocas de mayor tamaño giran más despacio, una velocidad de rotación demasiado alta desgasta el carburo cementado de forma innecesaria y rápida, especialmente en los botones periféricos de la broca.

Para diámetros de broca entre 51mm y 102mm, la velocidad de rotación es de aproximadamente 100 a 200 rpm y mayor rotación para diámetros menores.

Esto corresponde a una rotación de un botón periférico de 9-10mm entre cada golpe cuando la perforadora tiene una frecuencia de 3000 impactos por minuto. Esto se expresa frecuentemente 50Hz, que corresponde a 50 golpes por segundo.

4. Barrido

Objetivo: Evacuación de los detritus, polvo o partículas del fondo del taladro, producto de la perforación; para ello utilizamos Agua y/o aire.

El área anular entre el taladro y la barra es muy importante para obtener una buena velocidad de barrido.

A mayor área anular, la velocidad de barrido será menor, por tanto insuficiente.

Insuficiente barrido: Reduce la velocidad de penetración, Riesgo de atascamiento.

Menor vida útil de los aceros.

3.3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.3.1. Tipo De Investigación

Conforme al propósito del presente trabajo y teniendo en cuenta la aplicación de los conocimientos para la solución del problema planteado, evaluar la diferencia del método convencional que actual mente aplica con la implementación del nuevo método que utiliza otra zona de la unidad para lo cual se utilizan unidades medibles para evaluar la implementación el método de minado. Se adoptará la investigación aplicada, experimental y cuantitativa

3.3.2. Nivel De Investigación

El presente trabajo de investigación, permitirá mostrar el problema planteado, explicar el diseño del nuevo método planteado. La investigación tiene un alcance descriptivo y explicativo

3.3.3. Población Y Muestra

La población está conformada por los tajos del Nivel 18 de la zona oroya, donde la empresa realiza sus actividades y como muestra se tiene el tajo 012

3.3.4. Técnicas E Instrumentos Para La Recolección Y Procesamiento De Datos

3.3.4.1. Técnicas Para Recolección De Datos

Las técnicas utilizadas en la investigación son:

a) Trabajos de Campo

- Seguimiento de las operaciones mineras.
- Recolección de Datos referenciales.

b) Trabajos Gabinete

- Revisión de registros de operaciones diarias de mina.
- Estudio bibliográfico.
- Recolección de Planos.

c) Trabajos de Tecnología

- Características geológicas y topográficas.
- Planeamiento de minado.

3.3.4.2. Análisis E Interpretación De Datos

La información y datos recolectados de campo y de gabinete será evaluada y analizada en Software que ayuden a la mejor interpretación de lo que se plantea para lograr el objetivo de cumplir la producción planeada en el tajo 012 Zona Oroya Cía. Minera Casapalca, aplicando un nuevo método de explotación previamente seleccionada, con el uso de las siguientes herramientas de análisis:

- Microsoft Excel.
 - Gráficos de descripción de los métodos expuestos.
 - Cuadros estadísticos de descripción y comparación, tablas y gráficos estadísticos.
 - Gráficos de análisis de comparación de costos de minado e índices de productividad.

CAPITULO IV

IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO SUB LEVEL STOPING CON TALADROS

LARGOS PARA EL MINADO DEL TAJO 012 NIVEL 18 VETA XIMENA

4.1. OBJETIVO

Implementar el método de explotación SubLevel Stopping en el tajo 012 para lograr el cumplimiento e incremento de producción de mineral programada, reducción de costos y mejora de la productividad.

4.2. MÉTODO DE EXPLOTACION UTILIZADA

4.2.1. Corte Y Relleno Ascendente

La compañía minera Casapalca venía utilizando el método de explotación corte y relleno ascendente en realce semi mecanizada en el tajo 012, realizada por la contrata especializada, Gestión Minera Integrada (GMI) la que se encarga de las operaciones mineras tanto en las secciones de cuerpo y vetas

4.2.1.1. Descripción Del Método

Casapalca tiene un programa de producción mensual de mineral de 150,000 Ton/Mes., con leyes de cabeza de 6.22 Oz/Tc. De Ag, 1.73 % de Pb, 0.35% de Cu y 2.32 % de Zn.

El tajo 012 tiene las siguientes dimensiones: Longitud de 120 mts., Altura de 50 mts., un ancho de minado de 3 mts., cuenta con dos alas de explotación (E y W) de 60 mts. cada una

Para la delimitación se realiza dos chimeneas de bloqueo a los extremos del tajo y dos galerías principales en los niveles superior e inferior, una chimenea central de doble compartimiento para acceso de personal e izaje de materiales a la misma vez delimitan las alas de explotación y para la descarga del mineral se construye un buzón echadero (ore pass) con una tolva de chuteo, para el descargue del mineral roto del tajo hacia la galería principal para luego ser transportado por locomotora hacia el pique 790

El tajo en estudio tenía un programa de producción mensual de mineral de 2000 Ton., para su minado se utilizaba el método de corte y relleno ascendente semi mecanizado con relleno Hidráulico, donde el mineral era arrancado por franjas horizontales empezando por la parte inferior a través de un sub nivel y avanzando verticalmente hacia el nivel superior, una vez terminada con la extracción del mineral de una de las alas del tajo se procede con el relleno el volumen correspondiente, el cual servirá de piso de trabajo y al mismo tiempo permite sostener las cajas del tajo

La explotación inicia del sub nivel que está sobre un puente de seguridad de 3 mts de la galería principal inferior (Gal. 755 SW) Nv. 18, se realiza una cámara central que inicia del buzón - camino dos cortes arriba de las alas del tajo que sirve de cara libre para realizar la voladura de los taladros perforados a lo largo de las alas E y W,

4.2.1.2. Desarrollo Y Preparación

Galerías de transporte

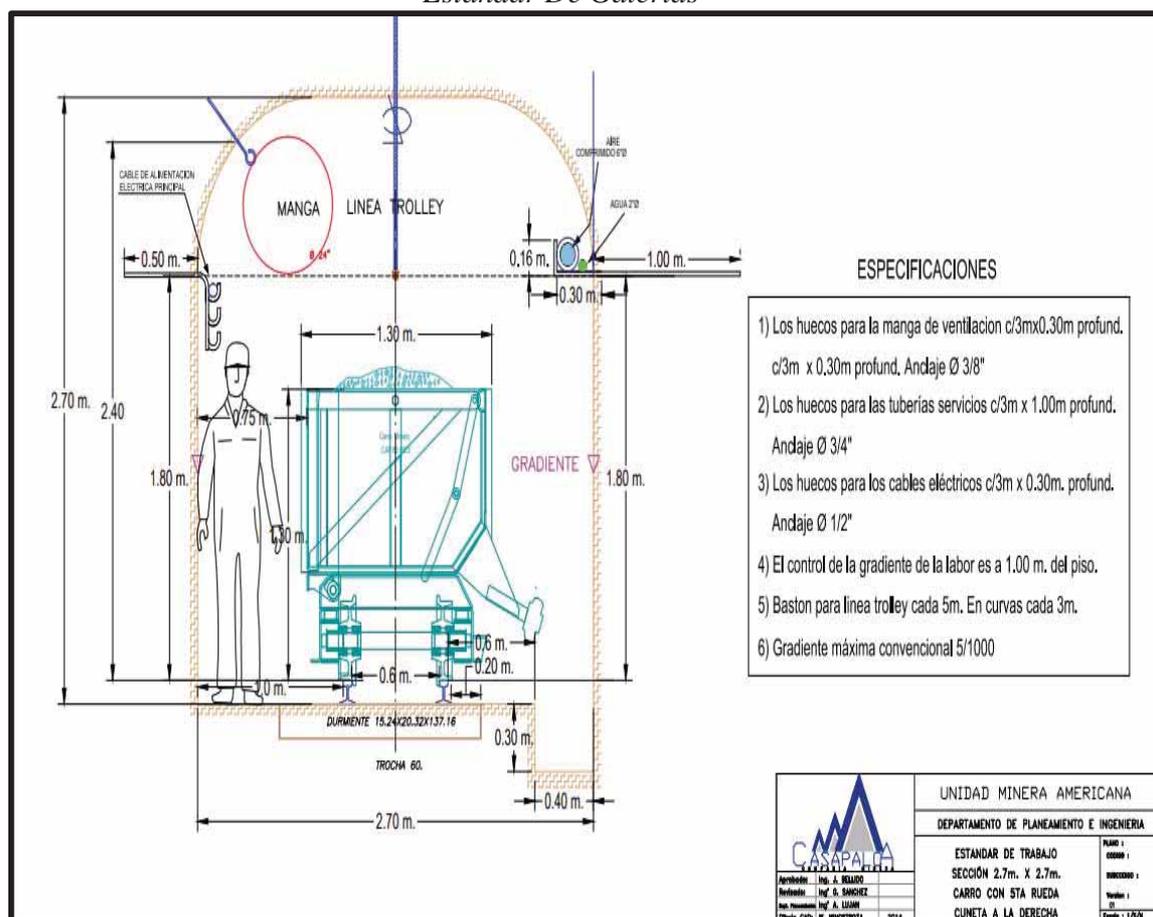
Construida a lo largo del yacimiento en un nivel principal de sección de 9' x 9' pies., el tajo 12 está delimitado en la parte inferior y superior respectivamente por las siguientes:

Una galería principal inferior Gal. 755 SW: ubicado en el nivel 18 emplazada a lo largo de la base del tajo

Una galería principal superior Gal. 150 SW: ubicado en el nivel 17

Ambas conectadas por dos chimeneas de bloqueo que permiten el acceso al tajo ya sea por la parte inferior o superior de este.

Figura 16
Estándar De Galerías



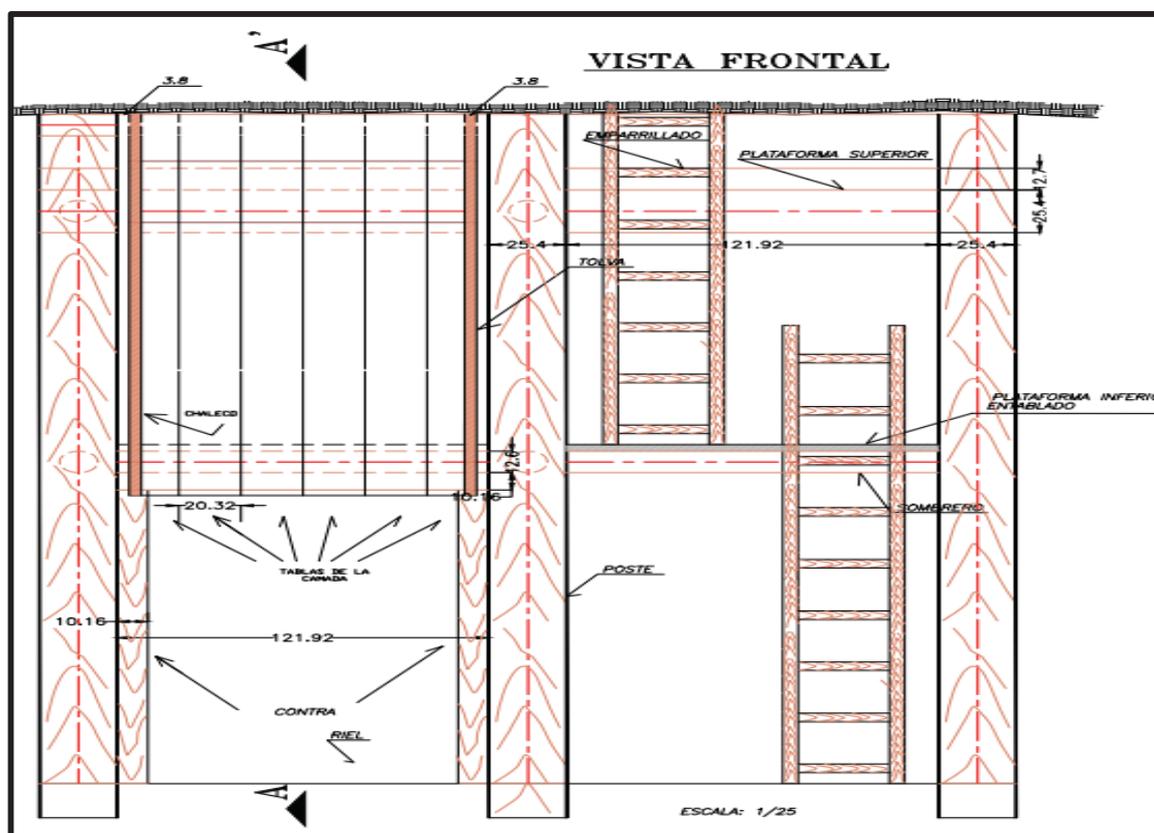
Fuente: Cia. Minera Casapalca-Área Mina

Chimeneas

Chimeneas de bloqueo: Para la delimitación del tajo se tiene dos chimeneas de bloqueo a los extremos del tajo ubicadas a 120 mts entre sí, conectadas a las galerías principales inferior y superior, que sirven para el acceso de personal y ventilación, estas chimeneas tienen una sección de 1.20 x 2.40 mts con una altura de 50 mts, consta de dos compartimientos, las cuales son el camino con escaleras de madera para tránsito de personal y buzón.

Chimenea central: Es una chimenea de doble compartimento construido en la parte central del tajo el cual delimita los extremos (alas) del tajo a 60 mts de cada lado, también es utilizado de camino e izaje de materiales, con una sección de 1.20 x 1.50 mts en la caja piso de la veta. Ascende de acuerdo al avance del minado

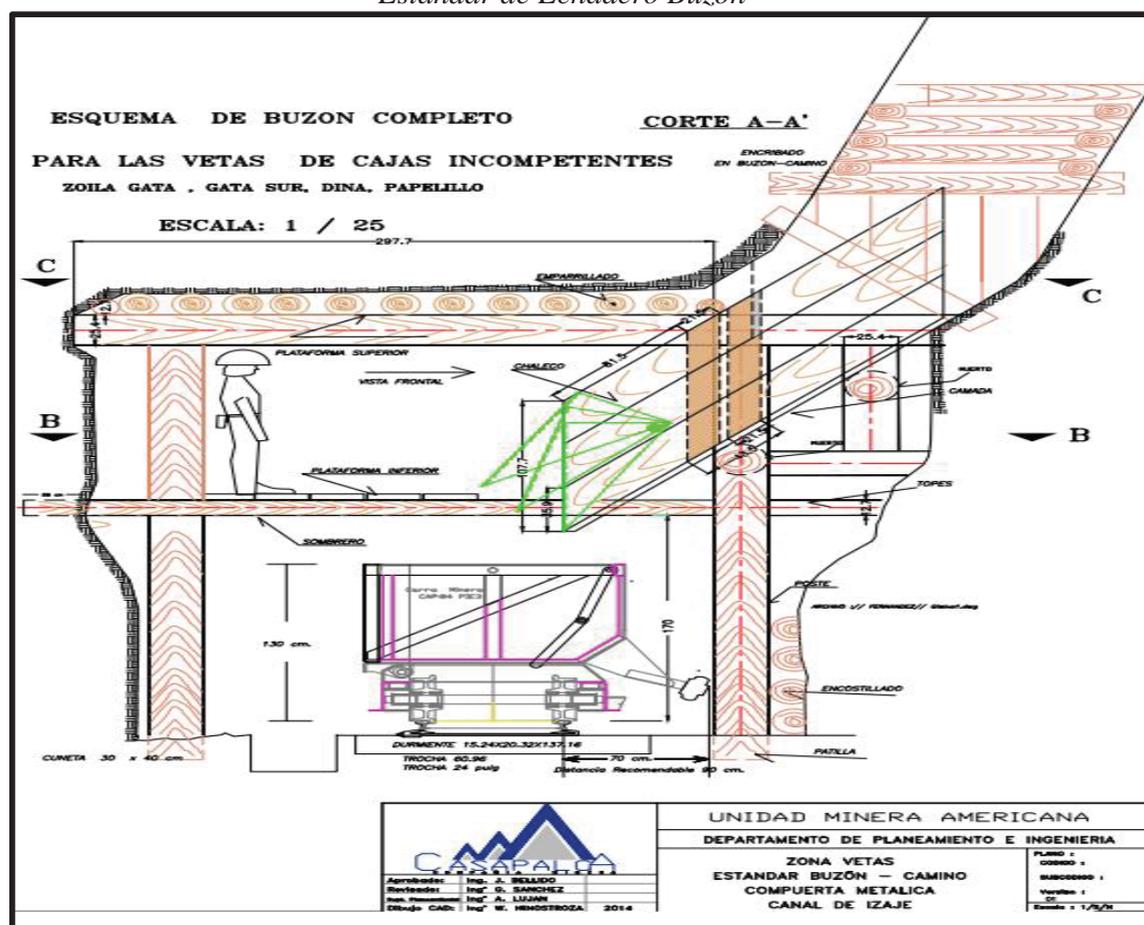
Figura 17
Estándar de Chimenea



Fuente: Cía. Minera Casapalca-Área Mina

Echadero (Buzón): Construido en la caja piso de la veta en la parte central del tajeo paralelo a la chimenea central con una sección de 1.5x1.5 mts. utilizado para la descarga del mineral rota en el tajo, cuenta con una tolva de chuteo en la galería principal inferior y una parrilla metálica en el tajo

Figura 18
Estándar de Echadero Buzón



Fuente: Cía. Minera Casapalca-Área Mina

Subnivel

Preparación del subnivel a ambos lados del tajeo con una sección de 3 x 2.4 mts., donde se inicia la rotura del mineral en sentido ascendente, hasta llegar al nivel superior el subnivel se construye dejando a 3 mts., de la galería principal inferior hasta comunicar las 2 chimeneas de doble compartimento.

4.2.1.3. Operaciones Unitarias

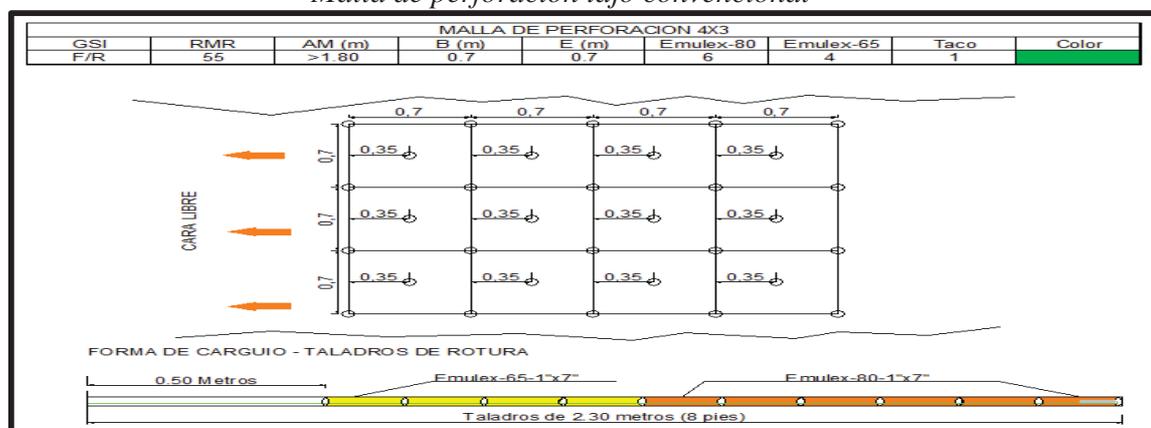
A. Perforación

La perforación se realiza en el sentido del rumbo y en forma vertical conforme el buzamiento de la veta, con un espacio libre de 2.20 mts, del piso al techo el cual es conocido como altura de perforación.

La secuencia de perforación se realizar a partir de una cara libre los cuales pueden estar ubicadas en el extremo una chimenea de ventilación que conecta a las chimeneas de bloqueo o al lado de la chimenea central que está a dos cortes arriba que las alas del tajo, la perforación se realiza con una inclinación aproximadamente 60° de forma paralela, con máquinas perforadoras como Jack leg y steeper de marca atlas BBC-16, con un juego de barras de 2, 4, 6 y 8 pies de longitud y brocas de 38 mm de diámetro.

Generalmente se disparan una tanda de 30 taladros en una longitud de perforación de 4 mts en una guardia, para iniciar el primer corte se preparó una cara libre de 3.0 x 2.4 mts al medio de las alas del tajo que viene hacer un piso o corte más del echadero y camino con esto se procede a realizar una perforación en retirada tanta así al este como hacia al oeste de cada ala del tajo,

Figura 19
Malla de perforación tajo convencional



Fuente: Cía. Minera Casapalca-Área Mina

1. Indicadores De Perforación

La perforación se realiza de acuerdo a los indicadores que se puede realizar en una guardia con el número de personal adecuado, en este caso para el tajeo se cuenta con 3 personas 1 maestro perforista, 1 ayudante perforista y 1 operador de scooptram para limpieza del tajo, en una jornada de 8 horas, con 5 horas efectivas de trabajo. Con máquinas manuales stooper, se muestra a continuación

Labor	Semi-Mecanizado	
Perforación	cuatro y tres	
N° Taladros	30	unidades
Pies perforados (8 pies)	2.4	Metros
Longitud de avance	2.2	Metros
Longitud de perforación	4	Metros
Diámetro de taladro	0.038	Metros
Densidad	3	Ton / m ³
Ancho de minado	3	Metros

B. Voladura

La voladura del tajo depende mucho de la malla de perforación para obtener una buena fragmentación del mineral a romper, así como los factores de carga y potencia

para el carguío de los taladros se utilizó explosivos, Emulnor 3000 como carga explosiva, en cuanto a los accesorios de voladura usamos el Carmex de 7 y 9 pies con mecha rápida, con factor de carga de 0.63 Kg/Ton

En la preparación del cebo se utiliza punzón de cobre y para el carguío en los taladros se realiza con atacadores, una vez culminado el carguío se realiza el amarre y encendido

C. Sostenimiento

El sostenimiento varía según la consistencia de la veta y las cajas de la siguiente manera:

El sostenimiento se realiza de acuerdo a la recomendación del área de geomecánica y condiciones del terreno, los cuales son mediante la colocación de split set de 5 y 7 pies de longitud con plantillas de madera y/o puntales de seguridad según las condiciones que se presentan para garantizar la seguridad de los trabajadores

D. Limpieza, Acarreo Y Transporte De Mineral

La limpieza del mineral roto producto de la voladura se realiza con un scooptram eléctrico ATLAS COPCO, TOROD-2 de 1.5 yd³ de capacidad desde unas de las alas de tajo hacia el ore pass (echadero), para luego ser transportado por medio de una locomotora con un tren de 6 Grambys retráctil con quinta rueda, de 3.8 ton toneladas cada uno, hacia el pique 790.

E. Relleno Hidráulico

Una vez culminada la limpieza del mineral, el tajo vacío es rellenados con relave para esto se procede a realizar el marcado de la gradiente donde debe ser a 2.40 mts del techo antes del disparo siguiente esto con el apoyo de un topógrafo.

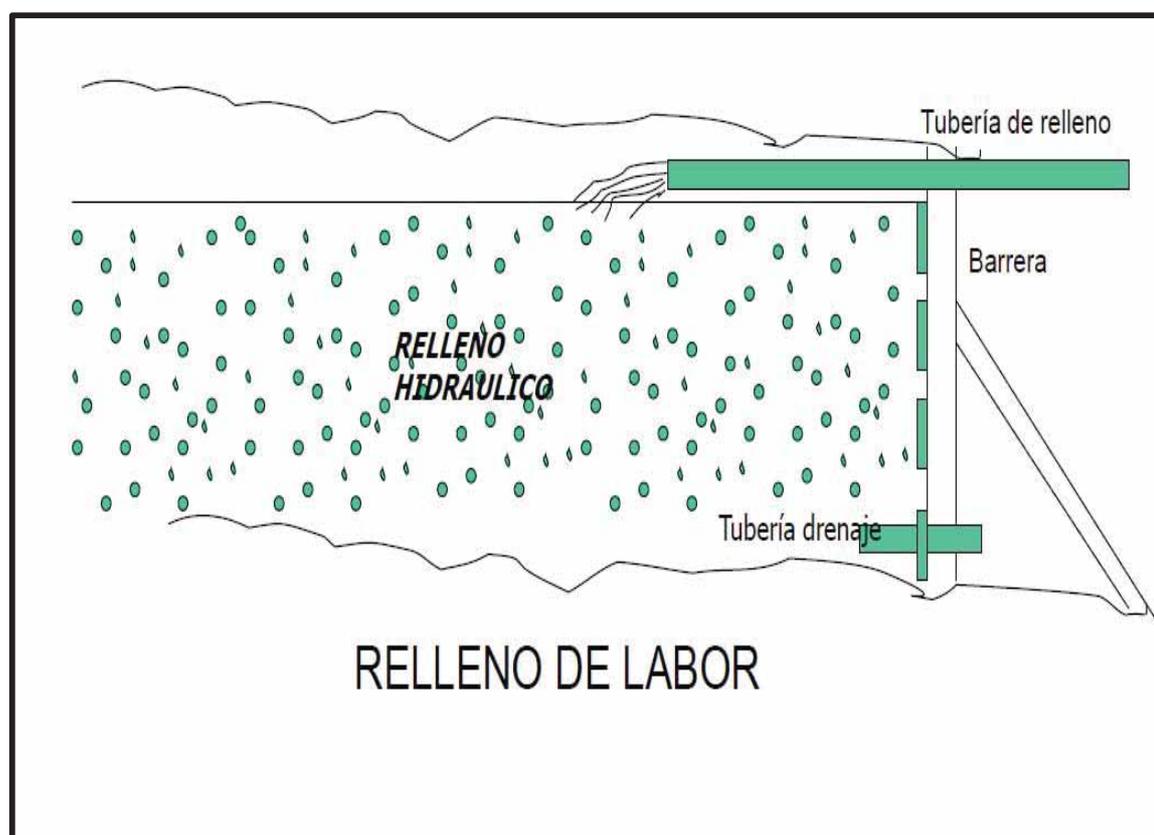
El relleno sirve para sostener las paredes y como plataforma de trabajo para las personas y equipos cuando se mina el siguiente corte, consiste de relaves provenientes de la planta concentradora, para su aplicación es conveniente que siempre estén construidas las chimeneas de servicio comunicadas a las chimeneas de bloqueo para realizar las instalaciones de tubería de relleno hacia el lado del tajo a rellenar, antes de iniciar el relleno se debe realizar la preparación de barreras de madera en los ingresos y salidas del tajo para evitar fugas de relave

Esta actividad del relleno hidráulico es realizada por la contrata especializada ISAMIN INGENIEROS SAC.

Propiedades Físicas de relleno hidráulico

Peso específico 2.79 ton / m³, Recuperación de grueso 84.66%, Densidad promedio de pulpa 1750 gr/lt., Velocidad de pulpa 5 pies/seg, Porcentaje de sólidos 41.39 %, Velocidad de percolación 10 cm/hr, Velocidad crítica 3.32 pies / seg, Volumen de solidos 62.50 m³/hr

Figura 20
Diseño Relleno Hidráulico en tajo convencional



Fuente: Isamin Ingenieros SAC

4.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN IMPLEMENTADO

4.3.1. Sub Level Stopping Con Taladros Largos

4.3.1.1. Análisis Geomecánico

Después de haber efectuado un análisis de las operaciones mineras, se concluyó que la implementación del método Sub Level Stopping con taladros largos, se llevaría a cabo en el tajo 012 de la veta Ximena, para lo cual se realizó el análisis Geomecánica

A. Aspectos Técnicos Básicos

Caracterización De La Masa Rocosa

El registro de datos se realiza a través del mapeo geotécnico de la zona de estudio utilizando la clasificación geomecánica RMR.

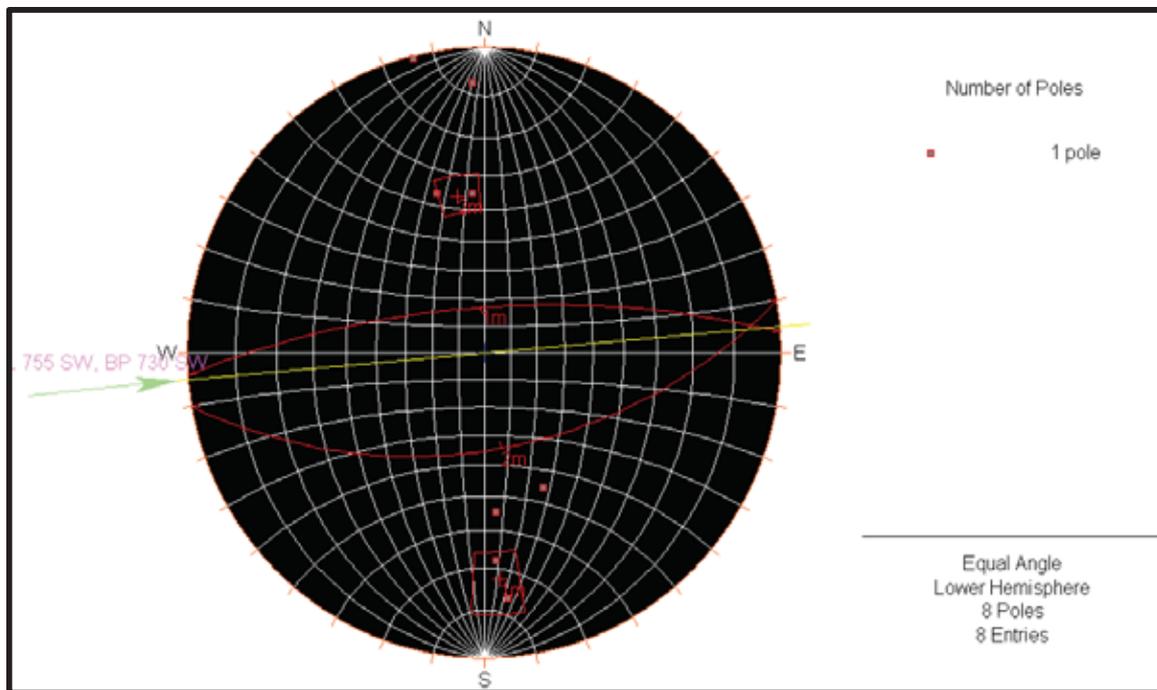
Para determinar las características de la distribución de Discontinuidades Estructurales tanto mayores como menores, se realizó mediante Técnicas de Proyección Estereográfica Equilateral, utilizando el software DIPS. Como se muestra en las Figuras.

Figura 21
Buzamiento Y Dirección De Fallas Y Discontinuidades

ID	Dip	Dip Direction	Set	OBSERVACIONES
1	57	354		Falla
2	82	178		Falla
3	70	357	1	Fractura
4	51	334		Fractura
5	56	175	2	Fractura
6	55	164	2	Falla
7	77	355.	1	Veta
8 *	89	166		Fractura
9				

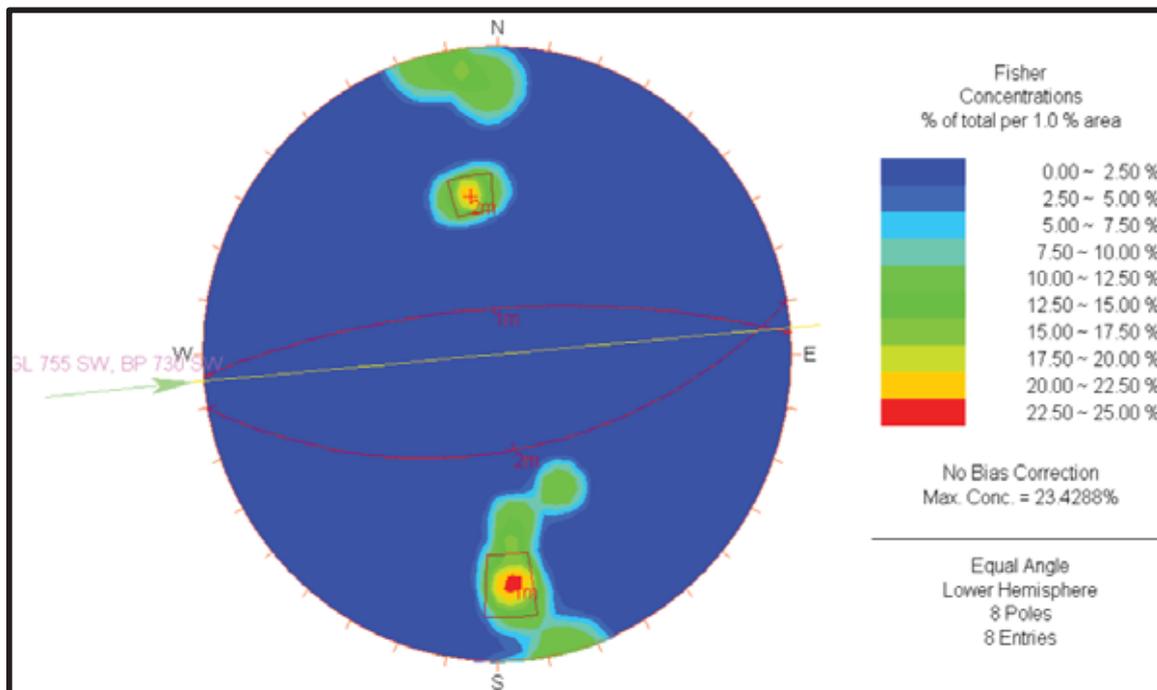
Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Figura 22
 Proyección De Polos En Un Estereograma Tipo Ecuatorial



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Figura 23
 Plano De Orientación De Los Polos Proyectados



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Esta técnica permite separar la masa rocosa en áreas de características estructurales y mecánicas similares, ya que los resultados y los criterios de diseño serán válidos en masas rocosas que presentan propiedades físicas y mecánicas parecidas.

B. Dimensionamiento

El dimensionamiento de un tajo se calcula empleando técnicas geomecánicas, como es el “Método Gráfico de Estabilidad” que está basado en dos factores: N’ y S. El primero es el número de estabilidad modificado, el segundo es el radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajo.

El número de estabilidad N’ se expresa de la siguiente manera:

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

Donde:

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

1. Clasificación Q’

El Índice de Calidad modificado Q’, representa un valor de la calidad de roca, se determina teniendo el resultado del mapeo geomecánico de la masa rocosa, con la siguiente formula

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

Donde:

RQD: Índice De Calidad De Roca

Jn: Numero De Familia De Juntas (Discontinuidades)

Jr: Índice De Rugosidad De Las Juntas

Ja: Índice Del Grado De Alteración De Las Juntas

Jw: Factor De Reducción Debido A La Presencia De Agua En Las Juntas

SRF: Factor De Reducción Desvio Al Estado De Tensiones

1.1. Análisis Del Índice De Calidad “Q” y RMR 89 Del Macizo Rocoso

Para determinar el valor del RMR 89 y Q se debe de tener en cuenta las tablas de clasificación de parámetros individuales utilizadas en el índice de calidad de excavación de túneles “Q” según Barton 1974, clasificación RMR geomecánica Bieniswki 1989: parámetros de clasificación ver tabla 3.6 y tabla 4.1. de los anexos 3 y 2 respectivamente, datos tomados en campo y laboratorio y la fórmula respectiva para el valor de Q

Datos tomados de campo y laboratorio.

Realizado la inspección de la masa rocosa en las labores de preparación y desarrollo del Tajeo, se establece que:

Una descripción razonable del diaclasamiento es “tres sistemas más juntas aleatorias”, el número de rugosidad de las juntas presentan una característica, rugosa irregular ondulada, por otro lado la pared de la discontinuidad es ligeramente alterada, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada arcillosa, en el caso de Ximena, la presencia del agua subterránea no es significativa o es de condición seco.

Para estas descripciones en el caso de veta Ximena, el cuadro de valoraciones del Sistema Q de Barton tabla 3.6. del anexo 3, indica que

Tabla 6
Valores de Q

DESCRIPCIÓN	VALOR
Jn	12
Jr	3
Ja	2
Jw	1

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Se tiene, los valores de la resistencia de la roca intacta, determinados a través de golpes de picota el cual se muestra en la tabla 7.

Tabla 7
Parámetros de resistencia de la roca intacta

Ubicación	σ_c - Mpa
Caja techo Ximena	80
Veta Ximena.	75
Caja piso Ximena	80

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Los datos para la masa rocosa se presentan en la tabla 8. Considerando que el tajo en estudio se encuentra a 970 metros con respecto a la superficie del nivel 1 bocamina Alex I

Tabla 8
Propiedades de la masa rocosa

Roca	Densidad (MN/m ³)	E Gpa	Poison (v)
caja techo	0.028	7.5	0.25
mineral	0.03	3.16	0.25
caja Piso	0.028	7.5	0.25

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

a. Cálculo del RMR 89 (caja piso y techo) roca estéril (Bp.730 SW)

Para calcular el RMR de las cajas piso y techo se utiliza la tabla 4.1 clasificación RMR geomecánica Bieniswki 1989: parámetros de clasificación en el anexo 2 y los datos tomado en campo y laboratorio, del tajo 012, se muestra a continuación.

CALCULO DEL RMR (1)

$\sigma_c = 80 \text{ Mpa}$, de acuerdo a la tabla 4.1 del anexo 2, el Valor = 7

CALCULO DEL RMR (2)

Aplicando la fórmula de Palmstrom

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

$$J_v = (100/18 + 100/15 + 100/17) = 18$$

Reemplazando datos.

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

$$RQD = 115 - 3.3 * 18$$

RQD = 55.6%, de acuerdo a la Tabla 4.1 del anexo 2, Valor = 13

CALCULO DEL RMR (3)

Espaciamiento entre discontinuidades.

$$(18 + 15 + 17) / 3 \text{ cm} = 16.6 \text{ cm.} = 166 \text{ mm.}$$

De acuerdo a la Tabla 4.1 del anexo 2, Valor = 8

CALCULO DEL RMR (4)

Condición de discontinuidades: ligeramente alterado, separación entre discontinuidades menor a 1.0 mm. De bordes duros

De acuerdo a la Tabla 4.1 del anexo 2, Valor = 25

CALCULO DEL RMR (5)

la presencia del agua subterránea no es significativa o es de condición seco De acuerdo a la Tabla 4.1 del anexo 2, Valor = 15

$$\therefore \text{RMR (89)} = \text{RMR (1)} + \text{RMR (2)} + \text{RMR (3)} + \text{RMR (4)} + \text{RMR (5)}$$

$$\therefore \text{RMR (89)} = 7 + 13 + 8 + 25 + 15$$

$$\therefore \text{RMR (89)} = 68$$

b. Cálculo de índice de calidad de la roca "Q"

Para el cálculo de la calidad de roca Q se tiene los datos de la tabla 6 “valores de Q”, el cálculo de RQD y SRF para las cajas piso y techo como se muestra.

Calculando SRF: es necesario tener en cuenta los datos de la tabla 8 como: densidad de la roca, módulo de elasticidad para las cajas y la profundidad del tajo en estudio con respecto a la superficie, se tiene:

$$\bar{\sigma} = \text{Densidad de roca} \quad \bar{\sigma} = 2.8 \text{ Ton/m}^3$$

$$Z = \text{Profundidad} \quad Z = 970 \text{ metros}$$

$$E = \text{Modulo de elasticidad} \quad E = 7.5$$

Los esfuerzos in-situ, se calcula aplicando la teoría de carga litostática, como se indica:

$$\bar{\sigma}_v = Z * \bar{\sigma} \quad \text{Mpa}$$

$$\bar{\sigma}_h = \bar{\sigma}_v * K \quad \text{Mpa}$$

Dónde:

$\bar{\sigma}_v$: esfuerzo vertical

$\bar{\sigma}_h$: esfuerzo horizontal

Cálculo del esfuerzo vertical

$$\sigma_v = Z * \delta$$

$$\sigma_v = 970 * 2.8$$

$$\sigma_v = 27.16 \text{ Mpa}$$

Cálculo del esfuerzo Horizontal

$$\sigma_h = \sigma_v * K$$

Para calcular el valor de "K", se usa la ecuación de Sheorey

$$K = 0.25 + 7 * E \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right)$$

$$K = 0.25 + 7 * 7.5 \left(0.001 + \frac{1}{970} \right)$$

$$K = 0.36$$

Por lo tanto:

$$\sigma_h = 27.16 * 0.36$$

$$\sigma_h = 9.69 \text{ Mpa}$$

calculando el esfuerzo mayor (δ_1): considerando el tectonismo andino (1.5)

$$\sigma_1 = 1.5 * \sigma_h$$

$$\sigma_1 = 1.5 * 9.69$$

$$\sigma_1 = 14.53 \text{ Mpa}$$

Por lo tanto:

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = \frac{80 \text{ Mpa}}{15 \text{ Mpa}}$$

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = 5.5$$

Teniendo la relación σ_c/σ_1 sobre el borde de la abertura se toma la tabla de clasificación de parámetros individuales utilizadas en el índice de calidad de excavación de túneles "Q" según Barton 1974 tabla 3.6 del anexo 3 para determinar el valor de SRF

10	0.5
5.5	x
5	2

$$\frac{10 - 5.5}{5.2 - 5} = \frac{0.5 - X}{X - 2}$$

$$9 = \frac{0.5 - X}{X - 2}$$

$$X = 1.9$$

Por lo tanto: De acuerdo a la tabla 3.6. "Factor de reducción de esfuerzos" en el anexo 3, realizado la interpolación se obtiene $SRF = 1.9$, lo que significa que estamos en la zona de esfuerzo elevado.

Calculando "Q"

Una vez calculado el valor de SRF se tiene:

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

$$Q = \frac{55.6}{12} \times \frac{3}{2} \times \frac{1}{1.85}$$

$$Q = 4$$

Figura 24
clasificación del índice de calidad de excavación de túneles "Q"

Tunnelling Quality Index Q $Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$	Rock Mass Description	Rock Mass Rating RMR (%)
0.001 - 0.01	Exceptionally poor	0 - 3
0.01 - 0.1	Extremely poor	3 - 23
0.1 - 1	Very poor	23 - 44
1 - 4	Poor	44 - 56
4 - 10	Fair	56 - 65
10 - 40	Good	65 - 77
40 - 100	Very good	77 - 85
100 - 400	Extremely good	85 - 98
400 - 1000	Exceptionally good	98 - 100

Fuente: Barton 1974

La calidad de roca es de regular a buena RMR = 45 – 60.

CALCULO DEL RMR AJUSTADO

Según tabla 4.1. Anexo 2 "Ajuste por orientación de discontinuidades"

RMR AJUSTADO RMR 89 – AJUSTE

RMR AJUSTADO = 68 – 5

RMR AJUSTADO = 63

La corrección -5 se realiza por que el rumbo y buzamiento de las discontinuidades es parcialmente desfavorable.

c. Cálculo del RMR 89 (mineralización) (GL.755 SW)

Para calcular el RMR de la mineralización se utiliza la tabla clasificación RMR geomecánica Bieniswiski 1989: parámetros de clasificación tabla 4.1. Anexo 2 y los datos tomado en campo y laboratorio, del tajo 012, se muestra a continuación.

Obtenidos los datos en campo y laboratorio se tiene los siguientes.

CALCULO DEL RMR (1)

$\sigma_c = 75 \text{ Mpa}$, de acuerdo a la tabla 4.1. Anexo 2, el Valor = 7

CALCULO DEL RMR (2)

Aplicando la fórmula de Palmstrom

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 * J_v.$$

$$J_v = \frac{100}{15} + \frac{100}{13} + \frac{100}{12} = 22.69$$

Reemplazando datos.

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 * J_v$$

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 * 22.69$$

$\text{RQD} = 40.12\%$, de acuerdo a la Tabla 4.1. Anexo 2, Valor = 8

CALCULO DEL RMR (3)

Espaciamiento entre discontinuidades

$$\frac{15 + 13 + 12}{3} = 13.3 \text{ cm} = 133 \text{ mm}$$

De acuerdo a la Tabla 4.1. Anexo 2, Valor = 8

CALCULO DEL RMR (4)

Condición de discontinuidades: ligeramente rugosa, separación entre discontinuidades menor a 1.0 mm. Bordes blandos

De acuerdo a la Tabla 4.1. Anexo 2, Valor = 20

CALCULO DEL RMR (5)

la presencia del agua subterránea no es significativa o es de condición seco a ligeramente húmeda De acuerdo a la Tabla 4.1. Anexo 2, Valor = 10

$$\therefore \text{RMR (89)} = \text{RMR (1)} + \text{RMR (2)} + \text{RMR (3)} + \text{RMR (4)} + \text{RMR (5)}$$

$$\therefore \text{RMR (89)} = 7 + 8 + 8 + 20 + 10 \therefore \text{RMR (89)} = 53$$

d. Cálculo de índice de calidad de la roca "Q"

Para el cálculo de la calidad de roca Q se tiene los datos de la tabla 6 “valores de Q” donde se considera de manera similar para la mineralización y las cajas del tajeo, el cálculo de RQD y SRF para la mineralización como se muestra.

Calculando SRF: es necesario tener en cuenta los datos de la tabla 8 como: densidad de la roca, módulo de elasticidad para la mineralización y la profundidad del tajo en estudio con respecto a la superficie, se tiene:

$$\bar{\sigma} = \text{Densidad de roca} \quad \bar{\sigma} = 3.0 \text{ Ton/m}^3$$

$$Z = \text{Profundidad} \quad Z = 970 \text{ metros}$$

$$E = \text{Modulo de elasticidad} \quad E = 3.16$$

Cálculo del esfuerzo vertical

$$\bar{\sigma}_v = Z * \bar{\sigma}$$

$$\bar{\sigma}_v = 970 \times 3$$

$$\bar{\sigma}_v = 29.1 \text{ Mpa}$$

Cálculo del esfuerzo Horizontal

$$\bar{\sigma}_h = \bar{\sigma}_v * K$$

Para calcular el valor de "K", se usa la ecuación de Sheorey

$$K = 0.25 + 7 * E * \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right)$$

$$K = 0.25 + 7 * 3.16 * \left(0.001 + \frac{1}{970} \right)$$

$$K = 0.29$$

Por lo tanto:

$$\bar{\sigma}_h = 29.1 \times 0.29$$

$$\bar{\sigma}_h = 9 \text{ Mpa}$$

Calculando el esfuerzo mayor (σ_1): considerando el tectonismo andino (1.5).

$$\sigma_1 = 1.5 \cdot \sigma_h$$

$$\sigma_1 = 1.5 \cdot 9$$

$$\sigma_1 = 13 \text{ Mpa}$$

Por lo tanto:

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = \frac{75 \text{ Mpa}}{13 \text{ Mpa}}$$

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = 5.83$$

10	0.5
5.83	x
5	2

$$\frac{10-5.83}{5.83-5} = \frac{0.5 - X}{X - 2}$$

$$\frac{4.17}{0.83} = \frac{0.5 - X}{X - 2}$$

$$X = 1.75$$

Por lo tanto: De acuerdo a la tabla 3.6. "Factor de reducción de esfuerzos" en el anexo 3, realizado la interpolación se obtiene $SRF = 1.75$, lo que significa que estamos en la zona de esfuerzo elevado.

Calculando "Q"

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

$$Q = \frac{40.12}{12} \times \frac{3}{2} \times \frac{1}{1.75}$$

$$Q = 3$$

Según tabla 4.1. Anexo 2 "Ajuste por orientación de discontinuidades"

$$\mathbf{RMR\ AJUSTADO = RMR\ 89 - AJUSTE}$$

$$\mathbf{RMR\ AJUSTADO = 53 - 7}$$

$$\mathbf{RMR\ AJUSTADO = 46}$$

La corrección -7 se realiza por que el rumbo y buzamiento de las discontinuidades es paralelo y sub perpendiculares siendo desfavorable.

2. Factor de esfuerzo de la roca (A)

Muestran los esfuerzos que se presentan sobre las caras libres del tajeo, por lo tanto, es determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 , donde:

σ_c : Resistencia de compresión no confinada de la roca intacta

σ_1 : Esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración

Para: $\sigma_c/\sigma_1 < 2$ $A = 0.1$

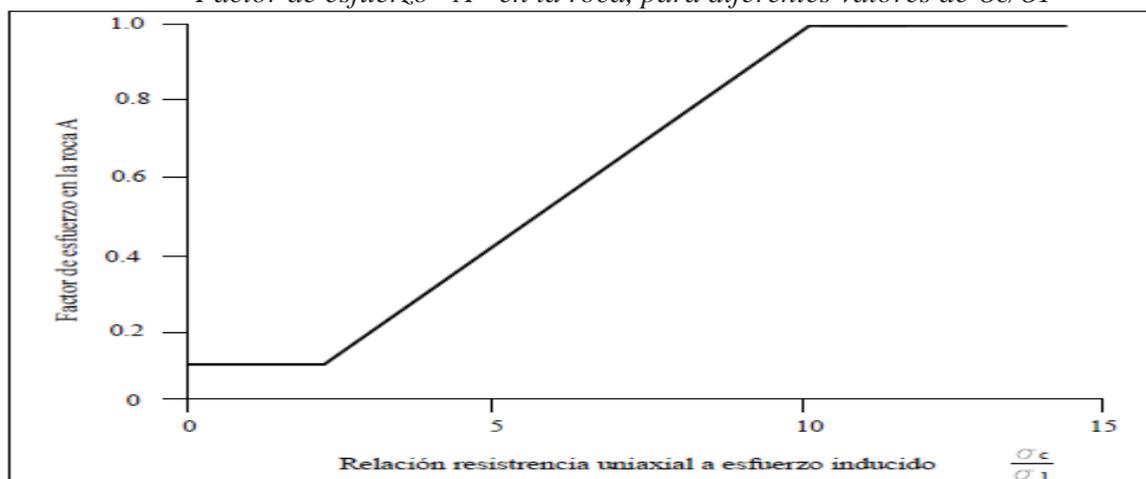
Para: $2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$ $A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125$

Para: $\sigma_c/\sigma_1 > 10$ $A = 1.0$

Se tiene el gráfico del factor de esfuerzo "A", para diferentes valores de σ_c/σ_1 .

Figura 25

Factor de esfuerzo "A" en la roca, para diferentes valores de σ_c/σ_1



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica (Según Potvin, 1988)

Se indica los esfuerzos in-situ actuantes en el área a ser minado de la veta Ximena.

Tabla 9

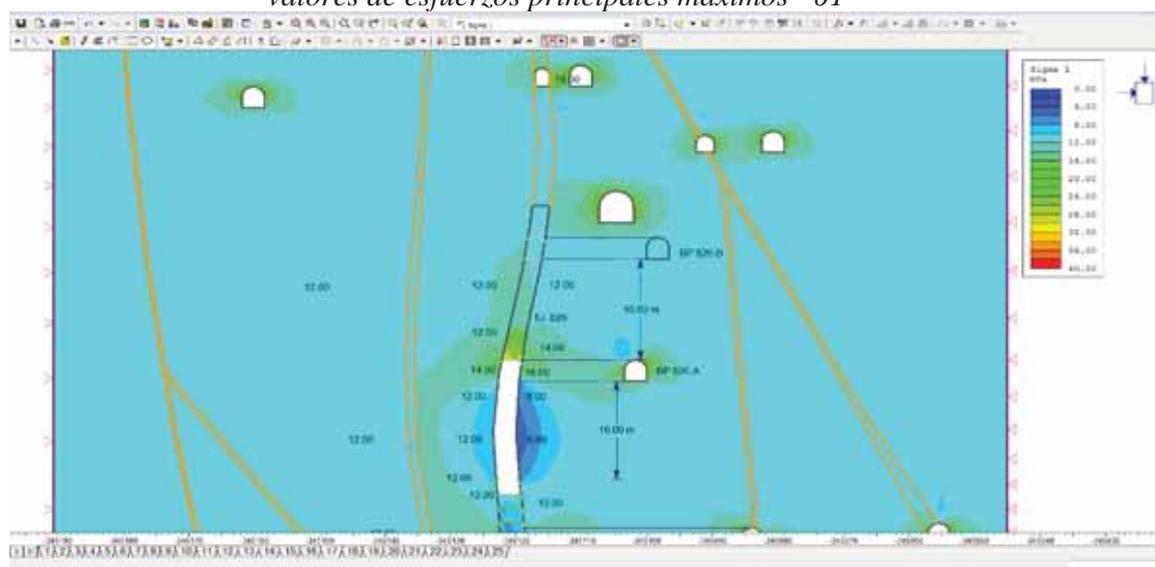
Esfuerzos in-situ

Esfuerzo in-situ	MPa
Vertical σ_v	27.158
Horizontal σ_h	9.686
Constante k_0	0.36

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Realizado el análisis utilizando el programa PHASES, con los datos mostrados en las tablas 7, 8 y 9, teniendo las dimensiones del block de 60 x 24 m, se determinaron los valores de los esfuerzos principales máximos, se muestra en la Figura 26.

Figura 26
valores de esfuerzos principales máximos " σ_1 "



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica (salida PHASES)

Del gráfico respectivo, se presentan en la tabla 10. los esfuerzos compresivos actuantes en el techo y caja piso del tajo

Tabla 10
Valores de σ_1 en la caja techo

Long. del tajeo	σ_1
60m	14 Mpa
24m	14 Mpa

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Con los valores de σ_c presentados en la tabla 7 y los valores de σ_1 de la tabla 10, se determina la siguiente relación σ_c/σ_1 .

Los valores determinados se muestran en la tabla 11.

Tabla 11
Relaciones σ_c/σ_1

Longitud del tajeo	Caja techo del tajeo
60 m	5.5
24 m	5.5

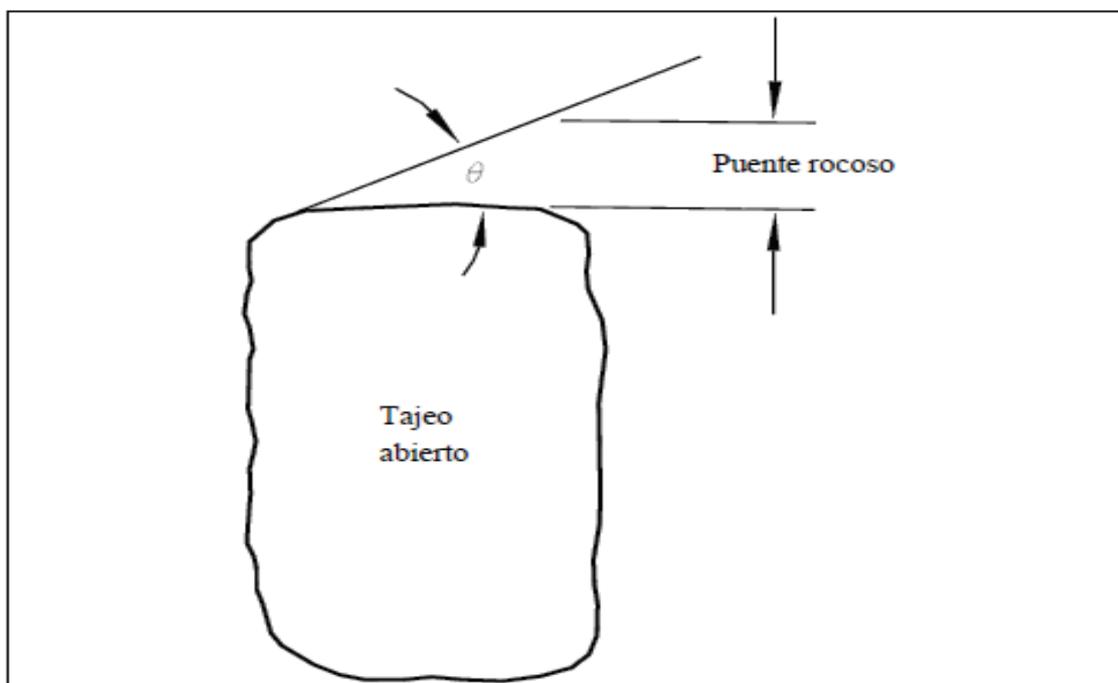
Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Teniendo la relación σ_c/σ_1 en la tabla 11 utilizamos las ecuaciones presentadas para el factor de esfuerzos de la roca, observamos que los valores de la relación σ_c/σ_1 se encuentra dentro de siguiente expresión $2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$, por lo tanto, el factor de esfuerzo de la roca tiene un valor de $A = 0.4866$, para la caja techo.

3. Factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades (B)

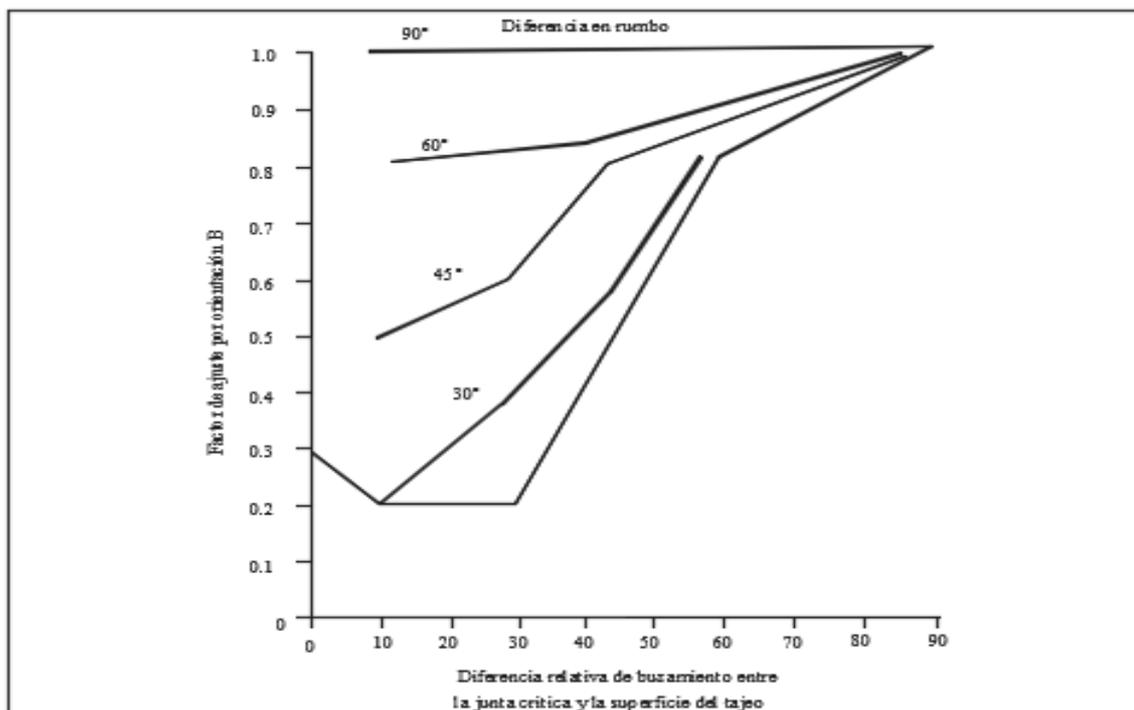
El factor B, es determinado de la diferencia entre la orientación de la discontinuidad crítica y cada cara del tajeo, las cuales forman ángulos pequeños con la cara libre dando lugar que el puente de roca intacta sea menos resistente y se rompa por efecto de la voladura o algún otro esfuerzo que se pueda presentar, el factor B se puede determinar a través de las Figuras. 27 y 28.

Figura 27
Ubicación de la discontinuidad crítica respecto a la cara libre



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica (Según Potvin, 1988)

Figura 28
Factor de ajuste B



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica (Según Potvin, 1988)

Para la veta Ximena, los sistemas de discontinuidades críticas, son presentados en la tabla 12, junto con los valores de B hallados con la Figura 28.

Tabla 12
valor del factor B

Orientación	Sistema de Discontinuidad	Diferencia del Rb°	Diferencia en Bz	Factor B
Caja techo Ximena	1	0	0	0.34

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

4. Factor De Ajuste Por Efecto De La Gravedad (C)

El factor C, es un ajuste por el efecto de la gravedad que se determina con la relación $C = 8 - 6 \cos \alpha$, o a partir del diagrama de la Figura 29.

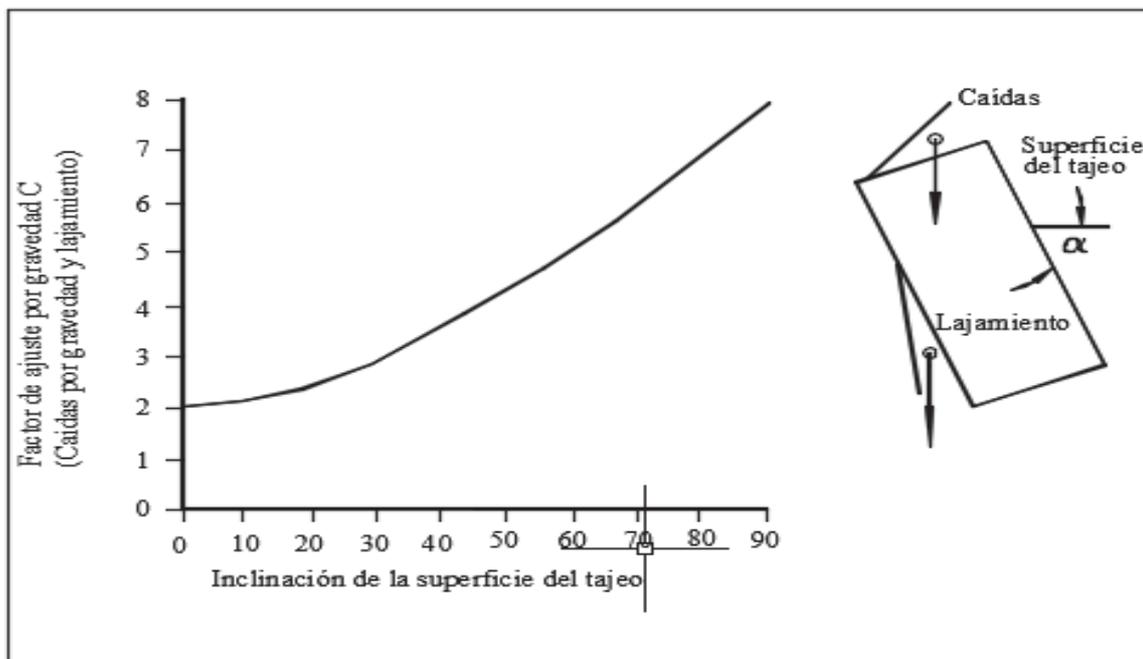
El Factor C tiene valores: **Máximo:** 8 para paredes verticales **Mínimo:** 2 para techos horizontales

Según Potvin (1988), las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo ver figura 29,

las fallas por deslizamiento dependerán de la inclinación β de la discontinuidad crítica, ver Figura 30.

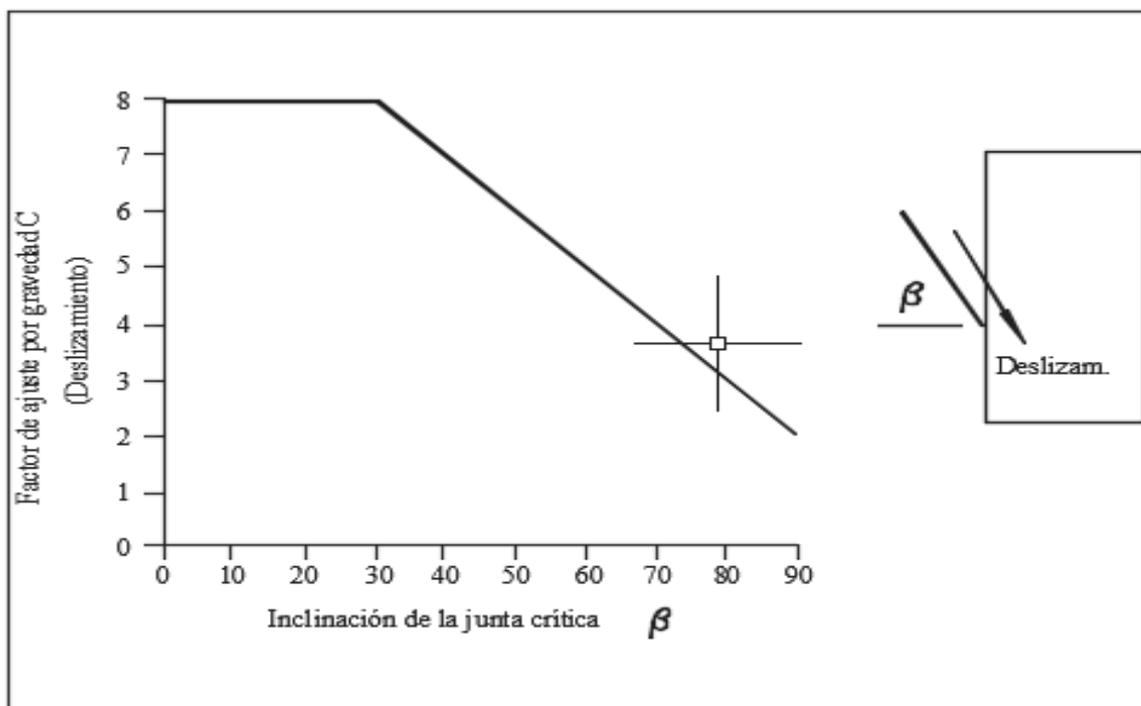
El factor C se basa en la ubicación de las paredes del tajeo, luego de determinar la inclinación de la superficie del tajeo $\alpha = 80^{\circ}$ por el área de geomecánica, se tiene que el factor C, sería: $C = 6.958$ para la caja techo.

Figura 29
Factor C, por gravedad y lajamiento



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica (Según Potvin, 1988)

Figura 30
Factor C, por deslizamiento



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica (Según Potvin, 1988)

5. Método gráfico de estabilidad

Para el cálculo del método gráfico es necesario tener el número de estabilidad N' que serán determinados con los valores obtenidos de los factores e índice de calidad de roca Q .

Los resultados se presentan en la tabla 13.

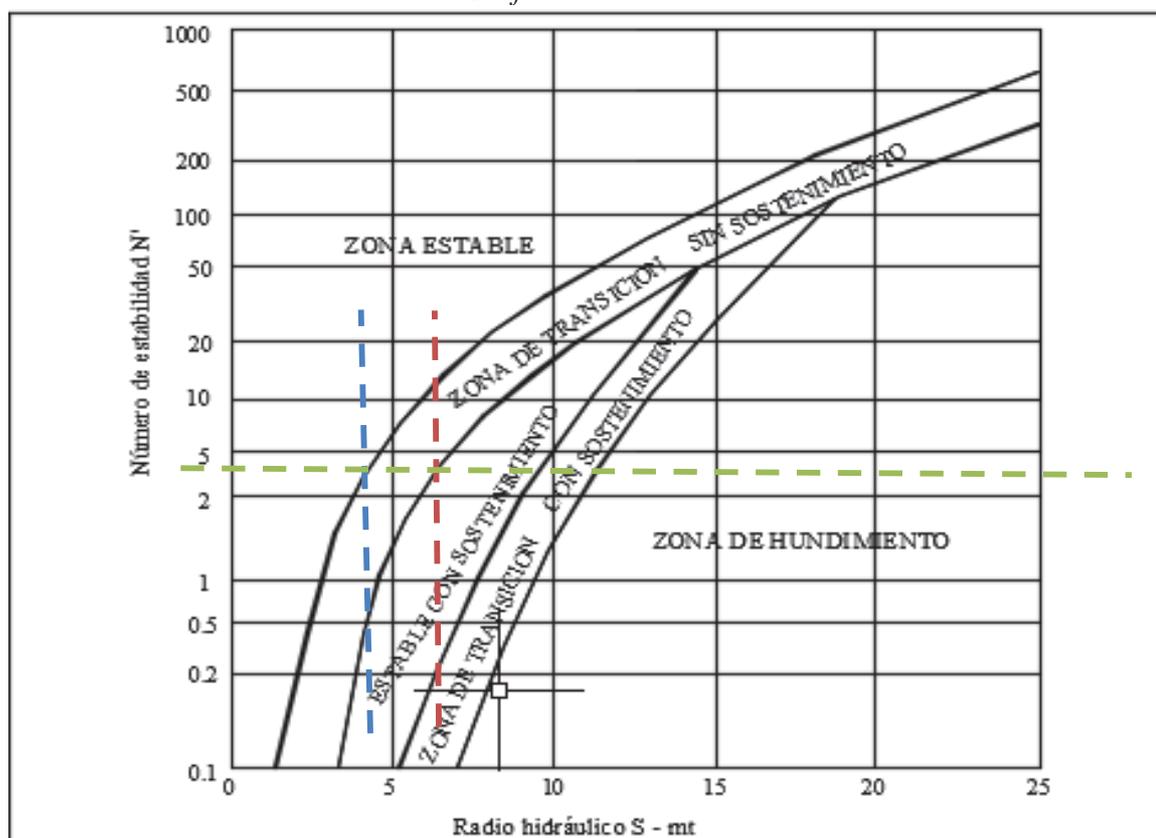
Tabla 13
Número de estabilidad N'

Ubicación	Q'	A	B	C	N'
Caja techo del tajo	4	0.486	0.34	6.958	4.094

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Según la Figura 31, para cualquier valor de N' , se tiene un valor del radio hidráulico S para lograr tajos estables, se dan en la tabla 14.

Figura 31
Gráfico de estabilidad



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).

Tabla 14
valores de “S”

Ubicación	Radio Hidráulico S
Caja Techo 60 x 24	4.54
Caja Piso 60 x 24	6.94

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Teniendo en valor de radio hidráulico, para el diseño se considera dimensiones adecuadas para la explotación. Además, teniendo presente la potencia de la veta que varía de 2.5 a 3 m se estima que la altura del block sea 24 m, se tiene los valores del radio hidráulico respecto a cualquier altura del tajo, se muestra en las tablas 15 y 16.

Tabla 15
Ancho del tajeo – según “S”

Longitud de corte de bancada	Ancho del tajeo (metros)
12	3.5 – 4.0
24	3.5 – 4.0

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

Tabla 16
Ancho del tajeo – según “S”

Altura del tajeo (metros)	Ancho del tajeo (metros)
24	3.5 – 4.0

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

4.3.1.2. Evaluación Técnica De La Aplicación De Taladros Largos

A. Diseño Técnico Del Proyecto

1. Método De Minado

1.1. Descripción del método

Compañía minera Casapalca viene aplicando este método en la sección de cuerpos, conocido como hundimiento por subniveles, que consiste en dejar cámaras vacías después de la extracción del mineral.

1.2. Características del yacimiento

La veta Ximena tiene un buzamiento de 75° NW y rumbo del block $N55^{\circ}$ E, donde el RMR de las cajas del yacimiento es de regular a buena, los cuales se encuentran dentro de las condiciones de aplicación del método sub level stoping

1.3. Diseño De Malla De Perforación

El diseño de malla de perforación está en función del ancho de minado y las dimensiones del taladro a realizar, una vez determinado el espaciamiento y burden serán pintado en el campo

1.4. Numero De Barras De Perforación A Utilizar

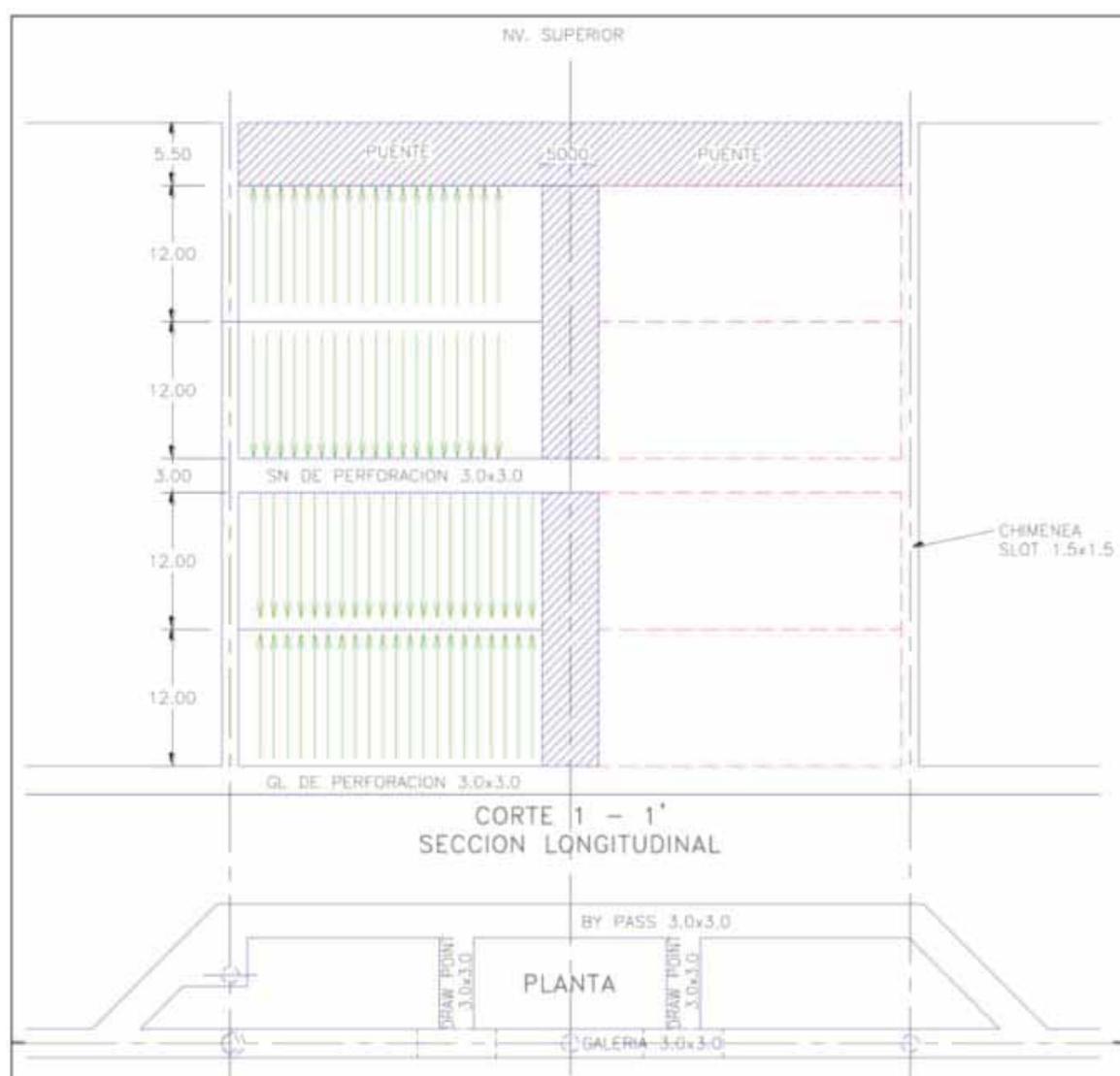
El consumo de barras de perforación depende de las características y dimensiones de los taladros a realizar.

4.3.1.3. Descripción Del Método sub level stoping

La compañía Minera Casapalca actualmente aplica el método de Sub Level Stopping, con taladros largos verticales, en la sección de cuerpos, el minado con taladros largos permite obtener una explotación sostenida y a gran escala; con bajos costos operativos, básicamente por su alta productividad.

Debido al incumplimiento de la producción mensual programado, demora en el ciclo de minado con el método corte y relleno ascendente y las buenas condiciones geomecánicas del terreno, la compañía minera Casapalca decide implementar el método Sub Level Stopping en el tajo 012 veta Ximena, teniendo en cuenta 2 pilares y puentes, entre los niveles 18 y 17 con una altura de 50 metros de altura, que permitirá una explotación de manera continua la producción exigida, así cumplir con los objetivos trazados para los próximos años,

Figura 32
Diseño Método Explotación Sub Level Stopping



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geomecánica

4.3.1.4. Características Geométricas Del Tajo 012

La geometría se detalla en la siguiente tabla,

Tabla 17
Características geométricas del yacimiento

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR
Longitud del tajo	Metros	120
Altura del tajo	Metros	50
Potencia	Metros	2.5
Buzamiento	Grados	75°NW
Rumbo del block	Grados	N55°E
Densidad del mineral	TM/m ³	3
Densidad de desmonte	TM/m ³	2.8

Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Geología

De acuerdo a los datos de la tabla 17 “características geométricas del yacimiento” y del análisis geomecánico, el tajo 012 tiene para las cajas (techo y piso) un RMR = 63 y para la mineralización RMR = 46, donde se encuentran dentro de las condiciones de aplicación para el método Sub Level Stopping.

4.3.1.5. Secuencia De Minado

a. Preparación de las labores nivel 18 y 17:

Inicio de la preparación de las labores en el nivel 18 (Inferior): Galería 755 SW y By Pass 730 SW y Nivel 17 (superior): Sub Nivel 012, Galería 150 SW y By Pass 150 SW

b. Perforación y voladura taladros largos positivo del Nivel 18, Longitud 12 metros.

c. Perforación y voladura taladros largos negativos del Nivel 18 Intermedio, Longitud 12 metros.

d. Relleno de la explotación por Método Sub Level Stopping Tajo 012 Nivel.18 al Nivel Intermedio (Sub Nivel 012), terminado la extracción de mineral de la voladura negativo se procede a rellenar el tajeo con relleno hidráulico hasta el Sub Nivel 012.

4.3.1.6. Desarrollo Y Preparación

Antes de iniciar con el minado del tajo 012, se debe realizar una preparación adecuada para que sea eficiente entre ellos se tiene:

Niveles bases:

Nivel 18 inferior, se tiene la Galería 755SW, el mismo que se utilizaba en el método corte y relleno, labor por donde se accede a la zona mineralizada y transporte del mineral,

Nivel 17 superior, se tiene una Galería 150 SW principal

By Pass:

By Pass 730 SW, construido en el Nivel inferior a lo largo del tajo con una sección de 3.0 x 3.0 metros, que conecta con la Galería 755SW, donde se realiza el traslado del mineral roto del tajo, **By Pass 150SW**, construido en el Nivel superior para el acceso al tajo con una sección de 3x3 mts. Que comunica a la Galería 150 SW y al tajo por medio de una rampa.

Sub Nivel 012: construido con una sección de 3.0 x 3.0 metros, donde se inicia la perforación de taladros largos negativos y positivos según sea el caso.

Se preparó 5 ventanas de extracción con una sección de 3x3 metros, para la extracción de mineral.

4.3.1.7. Operaciones Unitarias

A. Perforación de taladros largos

El tajo 012 tiene un yacimiento polimetálico de estructura mineralizada tipo veta, con un rumbo N55°E y buzamiento de 75°NW, su potencia varia de 2.50 a 2.60 metros y sus leyes promedio: 4.59 Ag Oz/Tm, 0.30% Cu, 1.74% Pb y 2.44% Zn.

Con la implementación del método Sub Level Stopping con taladros largos, el tajo 012 está conformado por 4 paneles de 60 metros de longitud, altura de panel de 24 metros, donde se realiza taladros verticales positivos y negativos de 12 m de longitud en ambos sentidos, 64 milímetros de diámetro con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros

1. Diseño De Malla De Perforación De Taladros Largos

1.1. Filas de Producción

Una vez preparado el Nivel y Sub Nivel de perforación, se debe realizar el pintado de la malla de perforación y ubicación de los taladros a perforar, por el área de planeamiento de acuerdo al diseño, determinados con el modelo matemático de Langefors, la perforación de los taladros largos se realiza en forma vertical manteniendo el paralelismo con barras de 4 pies de longitud, los cuales son acomodadas una sobre otra hasta llegar a la longitud deseada, se tiene el diseño de malla de perforación:

$$B \max = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{\delta \times PRP}{c \times f \times E/B}} = 1.5m$$

B max: Burden máximo

Metros

D: Diámetro del taladro

D = 64

milímetros

C: Constante de roca

C = 1.05

Dureza de la roca

Intermedia: $0.3 + 0.75$

Dura: $0.4 + 0.75$

f: Factor de fijación **f = 1**

Dureza de la roca

Vertical = 1

Inclinado, 3:1 = 0.9

Inclinado, 2:1 = 0.85

E/B: Relación entre el espaciamiento y el burden. **E/B = 1.27**

Dc: densidad de carga, en **Dc = 0.8446** Kg/cm³

PRP: potencia relativa en peso del explosivo. **PRP = 1**

L: Longitud del taladro **L = 12** metros

D: diámetro del taladro **D = 0.064** metros

Con el burden máximo calculado se tiene el burden practico:

B prác : B max - (2 x D) - (0.02 x L)

E : 1.25 x B

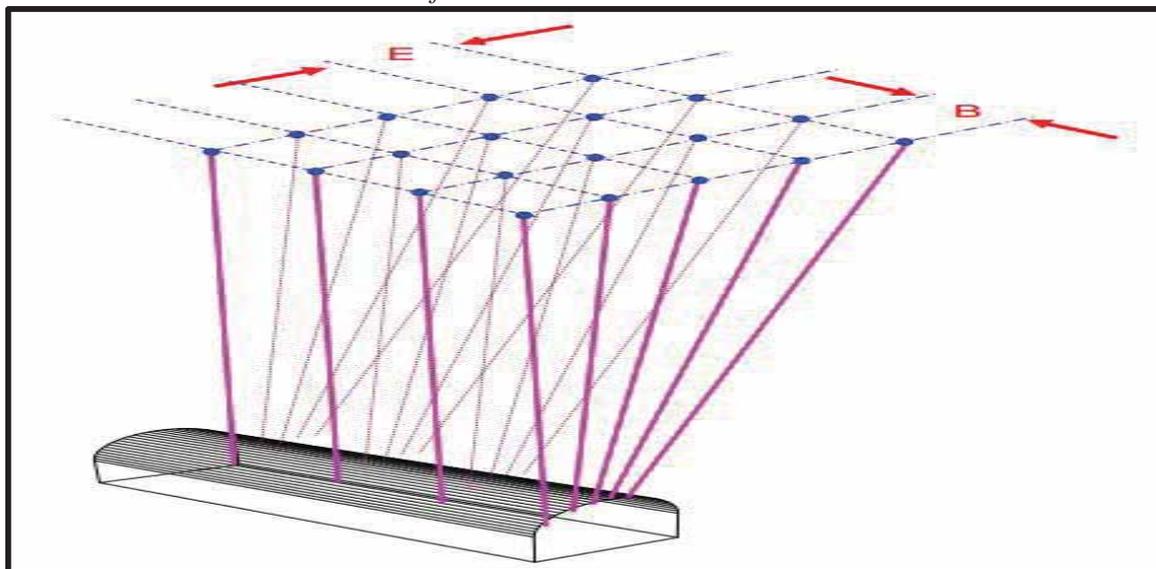
E : 1.40 metros

B : Burden

B : 1.20 metros

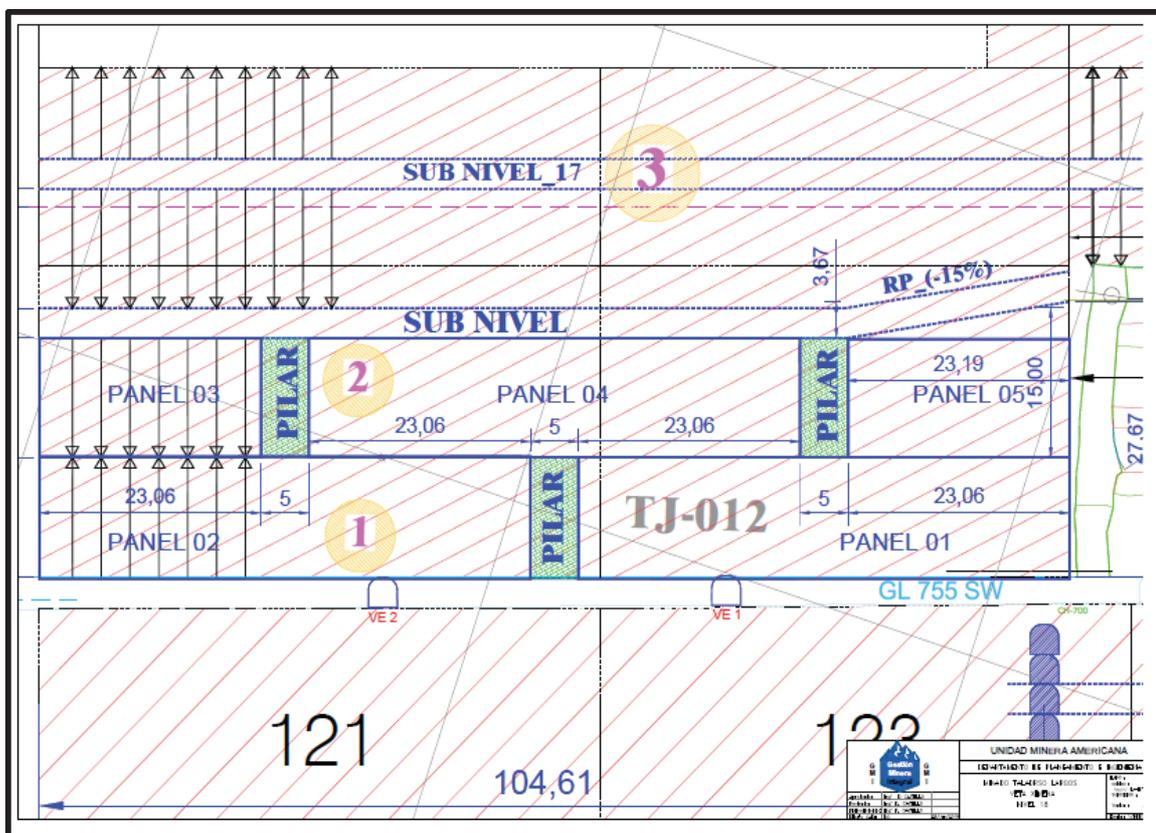
E : Espaciamiento

Figura 33
Malla De Perforación De Filas De Producción



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Planeamiento

Figura 34
Diseño De Malla De Perforación



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Planeamiento

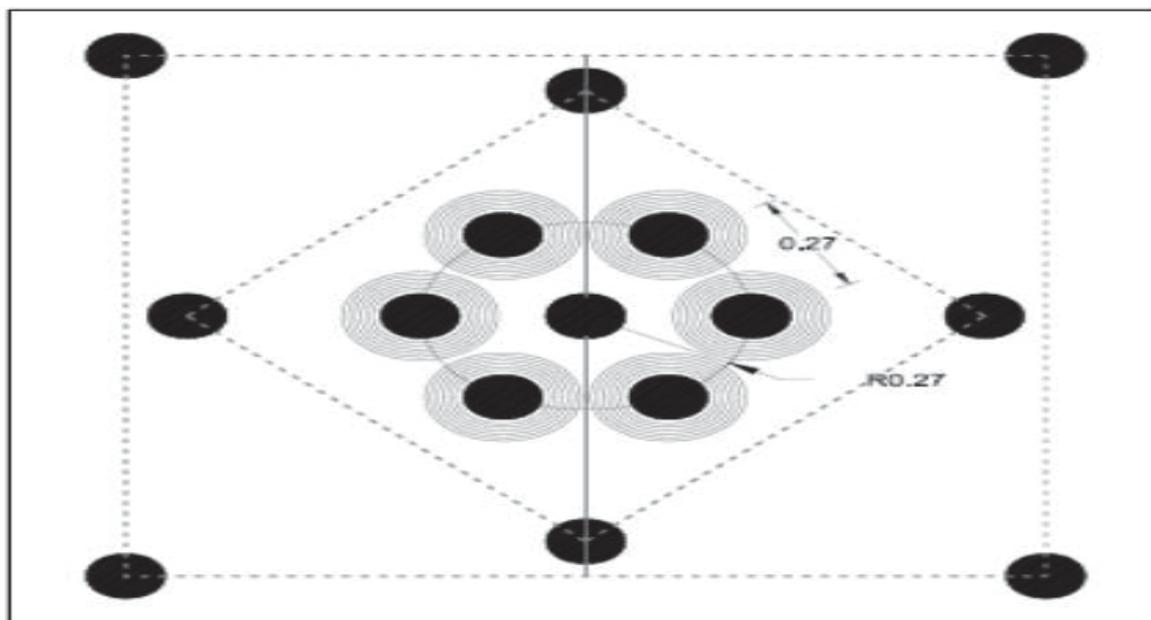
1.2. Cara Libre Chimenea (SLOT)

La chimenea slot es una labor vertical, ubicada dentro de la galería de producción al extremo para iniciar la voladura en forma de retirada, el cual se realizó con equipos de perforación electro hidráulicos, manteniendo el paralelismo y la verticalidad de los taladros

Los taladros de producción tienen un diámetro de 64 mm y los taladros de alivio tienen un diámetro de 128 milímetros,

La chimenea slot tiene una sección de 1.5 x 1.5 metros, utilizado como: cara libre para la voladura de los taladros de producción

Figura 35
Diseño De Malla De Perforación Chimenea Slot



Fuente: Cía. Minera Casapalca – Área Planeamiento

2. Desviación de taladros

Los taladros largos son notados a desviarse por 3 tipos de error: colocación, Alineamiento y de flexión

Los factores que influyen en la desviación de taladros son:

Longitud y diámetro de taladro

Errores de posicionamiento: se debe tener un piso nivelado y liso para el posicionamiento del equipo que va perforar, Angulo de inclinación adecuado del taladro, tener una sección adecuada para la perforacion

Una expresión aproximada para calcular la desviación de la perforación es la siguiente:

$$F = B * (0.1 + 0.03H)$$

Donde:

F: Desviación de la perforación (metros).

B: Burden máximo (metros).

H: Profundidad del taladro (metros).

Con el burden máximo calculado y la longitud del taladro se determina una desviación de perforación teórico como se muestra

$$F = B (0.1+0.03H)$$

$$F = 1.5 (0.1+0.03*12)$$

$$F = 69 \text{ centímetros}$$

Teniendo la desviación de perforación tenemos el índice de desviación como se muestra

$$\text{Índice de Desviación} = \frac{69}{12}$$

$$\text{Índice de Desviación} = 5.75 \text{ cm/mts. Perf}$$

$$\text{Desviación} = 5\%$$

En cada metro de perforación se va tener 5.75 centímetros de desviación,

3. Características técnicas del Equipo de perforación

Se cuenta con un equipo electrohidráulico con una ratio de 3.75 m³/mt perforado, que alcanza una longitud de taladro de hasta 15 metros, el equipo utilizado es:

ATLAS COPCO SIMBA H-157 / BOOMER H-104

Longitud: 9.46 metros

Ancho: 1.36 metros

Altura: 1.99 metros

Diámetro de taladro: 51-76 milímetros

Longitud de Taladro: 15 metros

Portador; Dirección articulada de 4 ruedas.

Frenos de disco sumergidos en aceite hidráulico en ambos ejes.

Sistema de dos circuitos de estacionamiento / frenos de emergencia.

Funcionamiento hidráulico eléctrico 1000 voltios.

Tren hidráulico diesel de 3 cilindros

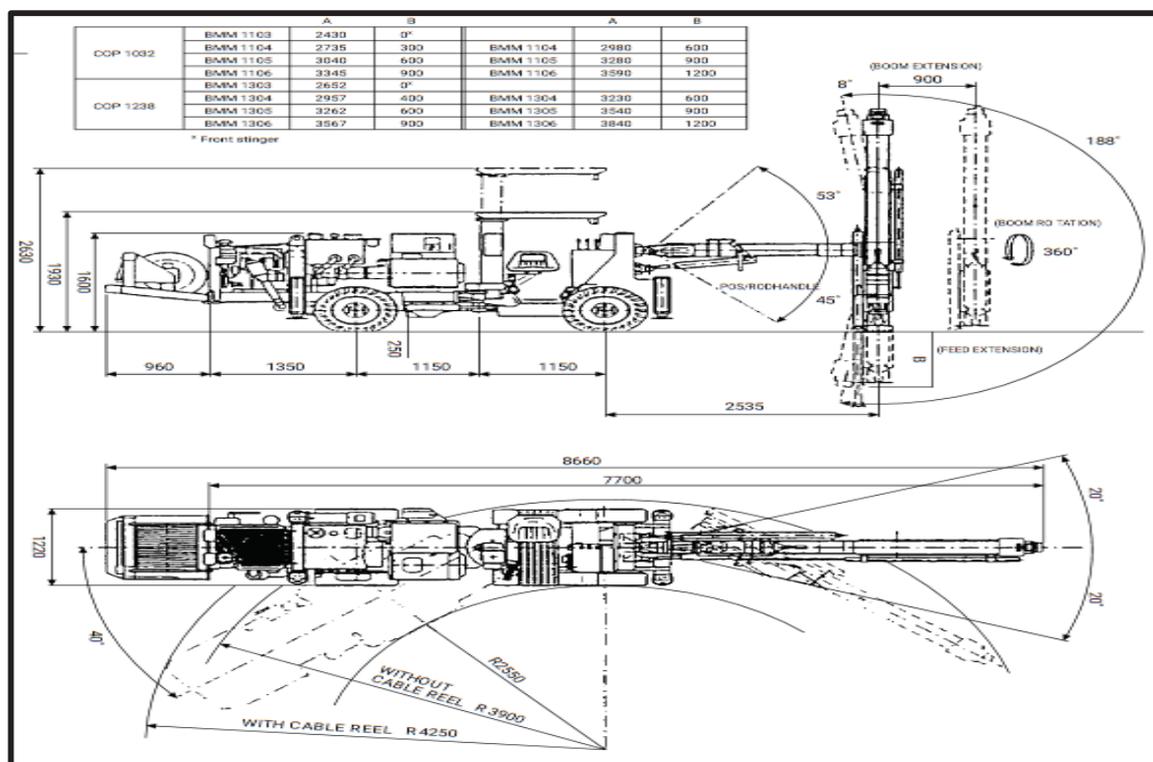
Deutz motor, velocidad de desplazamiento máxima 8 km / h

Longitud de riel:

2.7 metros para barras de 1.2 metros.

3.0 metros para barras de 1.5 metros.

Figura 36
Características Del Simba H157 / Boomer H104



Fuente: Atlas copco

4. Indicadores de Perforación

Longitud de taladro	12	Metros
Burden	1.2	Metros
Espaciamiento	1.4	Metros
Diámetro de taladro	64	Milímetros
Factor de perforación	72	Metros/guardia.
Horas de operación/guardia.	8	Horas.
Horas efectivas/guardia.	5	Horas/guardia

B. Voladura De Taladros Largos

Los taladros son cargados manteniendo la salida en “V”, la secuencia de la voladura se realiza en retirada partiendo de un extremo de tajo, no se trabaja bajo ninguna circunstancia

sin el diseño de malla de los taladros y sin el plan de voladura ver anexo 8 autorizada por el Jefe de Sección.

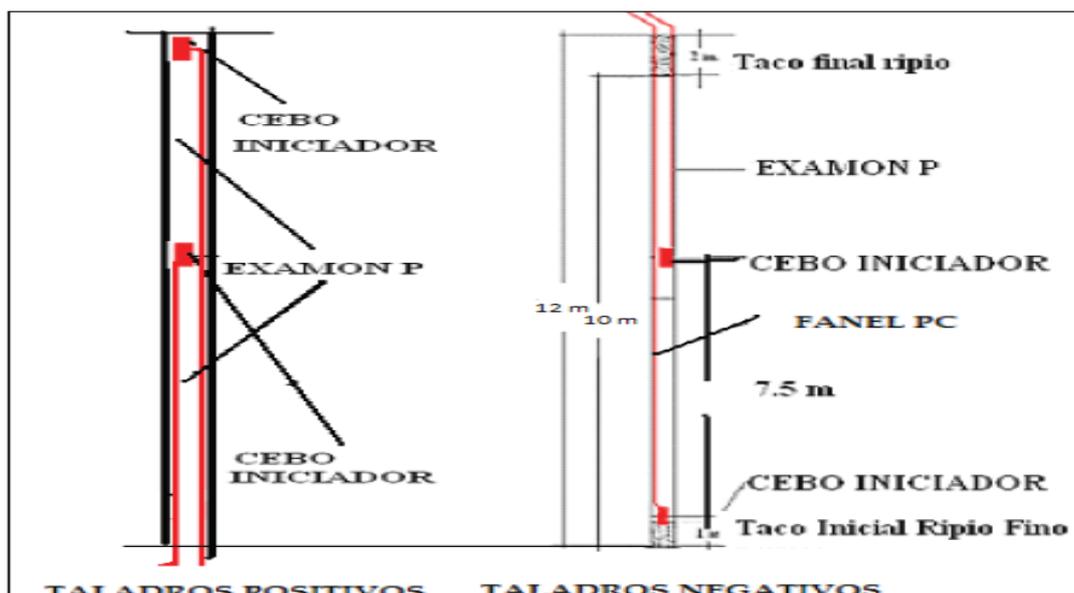
1. Indicadores de Voladura

Para realizar la voladura de taladros largos se considera los siguientes indicadores los cuales son realizados en una guardia de 8 horas, 5 horas efectivas de trabajo

Labor	Mecanizada	
Factor de Disparo	4	Ton./m.
	3.08	m ³ /m.
Factor de Esponjamiento	0.4	
Facto de Carga	0.02	Kg./m ³ .
Numero de Taladros	6	Unidades.
Longitud de taladro	12	metros.

2. Esquema De Carguío De Taladros

Figura 37
Esquema De Carguío De Taladros Positivos Y Negativos



Fuente: Cía. Minera Casapalca - Área Mina

3. Cantidad de carga por taladros

Es necesario tener las características técnicas del explosivo a utilizar: se muestra en la siguiente figura

Figura 38
características técnicas - Examon P

Especificaciones técnicas	Unidades	Examon - P
Densidad Aparente	g/cm ³	0.72 – 0.82
Densidad Compacta	g/cm ³	0.82 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,200 ± 200
Presión de detonación	kbar	21
Energía**	KJ/kg	3,899
RWS**	%	104
RBS**	%	106
Resistencia al agua		Nula
Volumen de gases**	l/kg	1,056.5
Categoría de gases	Categoría	2da
Color		Anaranjado

Fuente: exsa.net

Se tiene la siguiente fórmula para el cálculo de carga por taladro

$$Q = 3.14 \frac{D^2}{4} \cdot De \cdot L \cdot \text{Tal} \cdot \frac{2}{3} \text{ (Kg)}$$

Donde:

Q	= Cantidad de Anfo por taladro	Kilogramos
D	= Diámetro del taladro	D = 6.4 centímetros
De	= Densidad explosiva	De = 0.82 g/cm ³
L. tal	= Longitud del taladro	L = 1200 centímetros

Remplazando a la formula se tiene

$$Q = 21.85 \text{ Kg/Tal}$$

Tabla 18

Consumo De Anfo Por Taladro

Nro. Tald.	D (cm)	De (g/cm ³)	Long. Tald. (cm)	Q examen (Kg)
1	6.4	0.8446	1200	21.85
2	6.4	0.8446	1200	21.85
3	6.4	0.8446	1200	21.85
4	6.4	0.8446	1200	21.85
5	6.4	0.8446	1200	21.85
6	6.4	0.8446	1200	21.85

Fuente: elaboración propia

El saco de anfo tiene un peso de 25 Kilogramos, se tiene el número de sacos de anfo a consumir en un disparo

Total, Examon a utilizar Kg. **131**

Total, Examon a utilizar (sacos) **5**

Calculado la cantidad de anfo por taladro se determina el factor de potencia de un disparo como se muestra

$$\text{F. de potencia} = \frac{Q \text{ Kg/tal} * N^{\circ} \text{ tal/disparo}}{Tm/\text{disparo}} \text{ Kg/Tm}$$

$$\text{F. de potencia} = \frac{21.85 \times 6}{362.88} \text{ Kg/Tm}$$

$$\text{F. de potencia} = 0.36 \text{ Kg/Tm}$$

4. Explosivos Y Accesorios De Voladura

Se viene trabajando con Anfo, EXAMON-P, explosivo a granel con el que se logra el 100% del confinamiento dentro del taladro y garantiza un alto poder rompedor, de cebo se utiliza la emulsión encartuchada de 5000 emulex-80, 1 ½ x 8, el grado de confinamiento está en relación a la presión de aire, necesitándose entre 60 y 70 psi, para óptimos

resultados tiempos de secuencia (retardos), se cuenta con series recomendables para una óptima distribución al momento del carguío. como accesorios tenemos el carmex, mecha rápida, pentacord y fanel con un promedio de factor de potencia: 0.50 kg/ton

5. Equipo De Carguío De Taladros largos

Para el carguío se utiliza el JETANOL cargador de anfo con una presión de confinamiento de 100 psi, que permite aumentar la densidad del Anfo de 0.80 a 0.90 gr/cm³.

Figura 39
Cargador De Anfo Jetanol



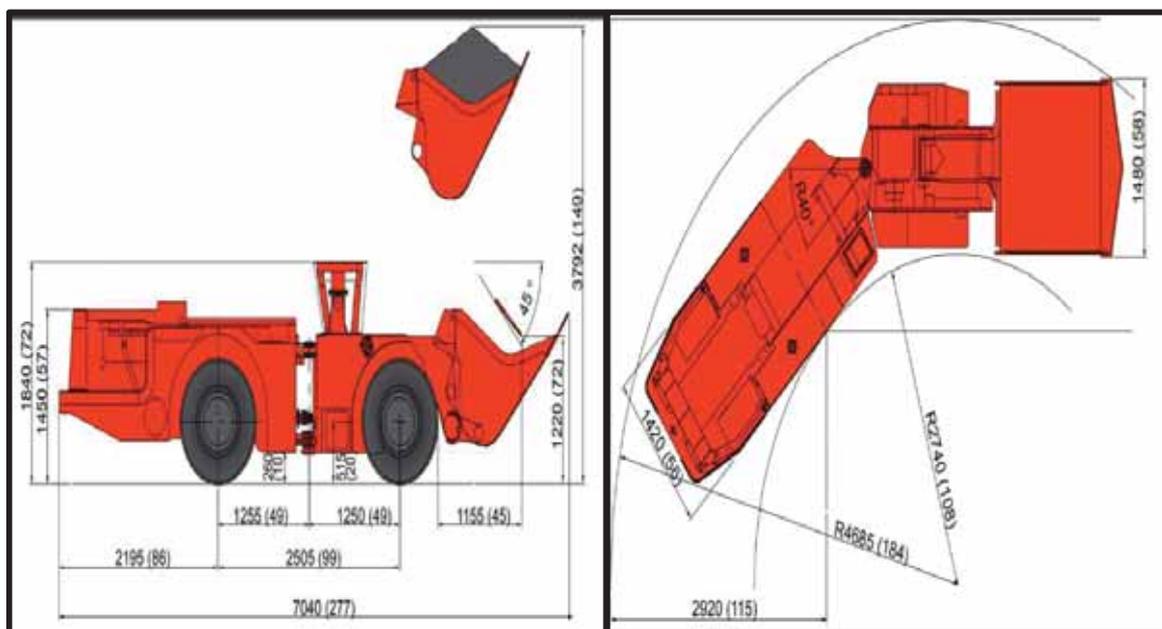
Fuente: elaboración propia

C. Limpieza, Acarreo Y Transporte De Mineral

La limpieza del mineral roto en el tajo 012 veta Ximena se realiza con un Scooptran Diesel de 2.2 yd³, el cual cuentan con un telemando, el operador debera ubicarse a una distancia adecuada que le permita tener una buena visión para operar el control remoto, de acuerdo a la secuencia de voladura el operador deberá ubicarse en un lugar seguro para realizar la limpieza, la extracción del mineral se realiza desde las ventanas del tajo, donde se acumula el mineral roto que cae por gravedad desde la parte superior, para luego ser transportado, por medio de una locomotora con un tren de 6 grambyts de 3.8 Ton/Cu, hacia los echaderos del pique 790 de la zona oroya que se encuentra aproximadamente a unos 1250 metros de distancia haciendo una extracción efectiva en una guardia de 8 viajes equivalentes a 182.4 Ton/Gdia, luego su extracción es por el pique 790 a tolvas de superficie.

1. Características Técnicas Del Equipo De Limpieza

Figura 40
Scooptram Tamrock Wagner Lhd - 26



Fuente: Atlas Copco

Modelo	BF6L914
Año fabricación	2008
Potencia HP	95
Numero de cilindros	6
Consumo específico Gal/h	2.78
Capacidad	2.2 yd ³
Largo milímetros	7040
Ancho milímetros	2230
Alto milímetros	1840
Altura máxima milímetros	3792
Peso toneladas	8.7

D. Sostenimiento

Por las características geomecánicas de la masa rocosa de la veta Ximena y de acuerdo a las dimensiones del tajo, este resulta ser autosoportante hasta terminar la explotación al sub nivel 012, para luego ser rellenado con relleno hidráulico.

Dentro de las labores de preparación y desarrollo se realiza el sostenimiento con pernos y mallas según recomendación y evaluación geomecánica, para garantizar las operaciones mineras

E. Relleno

El tajo 012, es necesario rellenar el espacio generado por la rotura del mineral, para evitar estallidos de los contornos, servirán como soporte de las cajas y de piso para continuar con las operaciones mineras en el tajo donde el primer tramo comprende desde el nivel 18 hasta llegar al Sub Nivel 012

4.4. COMPARATIVO DE DILUCIÓN Y ANCHO DE MINADO SUB LEVEL STOPING VS CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO

4.4.1. Dilución Por Método De Minado

Para determinar la dilución de los métodos de explotación se utiliza la fórmula por O'Hara en la década del 80, el valor está expresado en porcentaje.

$$Dilucion = \frac{k}{\sqrt{wx} \sin \beta}$$

Donde:

w: potencia de la veta en (metros)

β : buzamiento

k: constante del método de minado

El valor de la constante k, para los tipos de método de explotación, fue determinado por O'Hara basándose en una serie de estudios hechos en diferentes minas del mundo. Por ello,

k = 50 para el Tajeo por Subniveles

k = 25 para corte y relleno ascendente

también se tiene el cálculo de la dilución con relación del estéril o desmonte

$$Dilucion = \frac{D}{D+w}$$

Donde:

D: desmonte en metros

w: potencia de la veta en metros

4.4.1.1. Dilución Para El Método Corte Y Relleno

para realizar el cálculo de la dilución se debe tomar los datos de la tabla 17

“características geométricas del yacimiento”, potencia de veta, buzamiento y la constante k que fue determinado por O'Hara para este caso k = 25, como se muestra:

W: Potencia de veta 2.5 metros

β: Buzamiento 75° Grados

K: Constante 25 CRA

se tiene los valores de la dilución y desmonte después de haber utilizado el modelo matemático de O'Hara

DILUCION 16.37 %

DESMONTE 0.5 Metros

ANCHO DE MINADO 3.0 Metros

4.4.1.2. Dilución Para El Método Sub Level Stoping

Se toma los mismos datos del método anterior y la constante K que fue determinado por O'Hara para este caso $K = 50$, para obtener el valor de la dilución.

W: Potencia de veta 2.5 metros

β : Buzamiento 75° Grados

K: Constante 50 SLS

Se tiene los valores de la dilución y desmonte que fueron calculados utilizando la fórmula por O'Hara.

DILUCION	32.74	%
DESMONTE	1.2	metros
ANCHO DE MINADO	3.7	metros

4.5. EFICIENCIA Y PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO Y SUB LEVEL STOPING

Para determinar la productividad de ambos métodos de explotación, se considera el ancho de minado, características geométricas del yacimiento tabla 17 y el régimen laboral actual de la Compañía Minera Casapalca, donde considera 25 días de trabajo por mes, con 8 horas/día, 2 guardias/día, los horarios de ingreso a interior mina son las siguientes: turno día (12:00 Pm a 8:00 Pm, turno noche: (11:00 Pm a 7:00 Am)

Se tiene el recurso del tajo 012 de acuerdo a sus características, se muestra en la tabla 19

Tabla 19
Recursos del tajo explotar

DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD
Longitud del tajo	120	Metros
Altura del tajo	50	Metros
Potencia	2.5	Metros
Densidad del mineral	3	TM/m ³
Densidad de desmonte	2.8	TM/m ³
volumen del tajeo	15000	m ³
Tonelaje del tajeo	45000	Toneladas

Fuente: Elaboración Propia

4.5.1. Productividad Del Método Corte Y Relleno

Para el cálculo se toma en cuenta los indicadores de perforación y voladura que se realiza en una guardia para su explotación, donde el ancho de minado para este método es de 3.0 metros y el régimen laboral considerado, a continuación, se tiene la productividad por el método.

Labor	Semi-Mecanizado	
Perforación	Cuatro y Tres	
N° Taladros	30	unidades
Pies perforados (8 pies)	2.4	metros
Longitud de avance	2.2	metros
longitud de perforación	4	metros
Densidad de mineral	3	Ton / m ³
Ancho de minado	3	metros
Metros perforados/Gdia.	73	metros

Metros perforados/Dia.	146	metros
Metros perforados/Mes.	3658	metros
Volumen Roto/disparo	26.4	m ³
Volumen Roto/Dia	52.8	m ³
Volumen Roto/Mes	1320	m ³
Ton Roto/disparo	79.2	Ton
Ton Roto/Dia	158.4	Ton
Ton Roto/Mes	3960	Ton

Quando se explotaba por este metodo, se debía de tener una producción estimada mensual de 3960 Toneladas, de acuerdo a los cálculos obtenidos, teniendo en cuenta las demoras operativas y otros trabajos de servicio y operaciones unitarias propias en el tajo se tuvo una programación mensual de 2000 toneladas.

4.5.2. Productividad Del Método Sub Level Stopping

Se debe tener en cuenta el ancho de minado, para este método es de 3.7 m, indicadores de perforación con taladros largos, malla de perforación y el régimen laboral, se tiene

a. Producción Por Panel

Longitud del panel	60	Metros
Ancho de minado	3.7	Metros
Altura de perforación panel	24	Metros
Taladros positivos	12	Metros
Taladros negativos	12	Metros
Burden	1.2	Metros
Espaciamiento	1.4	Metros
Densidad de la roca	3	Tm/m ³
Taladros perforados	132	Taladros

Total, metros perforados	3171	Metros
Volumen del panel	5328	M3
Tonelaje del panel	15984	Ton

b. Producción De Taladros Largos

Numero de disparos	1	Disparo/día
Longitud de taladro	12	Metros
Diámetro de taladro	64	Milímetros
Factor de perforación	72	Metros/guardia.
Horas de operación/Gdía.	8	Horas
Horas efectivas/Gdía.	5	Horas/guardia
Metros perforados/día	144	Metros/guardia
Días para perforar el panel	22	Días
Nº taladros de producción	6	Taladros/disparo
Volumen por taladro de producción	20.16	M3/tal
Volumen roto/disparo	120.96	M3
Volumen roto/día	120.96	M3
Volumen roto/mes	3024	M3
Tonelada rota/disparo	362.88	Toneladas
Tonelada rota/día	362.88	Toneladas
Tonelada rota/mes	9072	Toneladas

Se tiene que la producción estimada es de 9072 toneladas por mes, teniendo en cuenta las demoras operativas y otros trabajos de servicio y operaciones unitarias propias en el tajo se tiene una programación mensual de 4500 toneladas.

4.5.3. Programa De Producción Mensual

El programa de producción mensual para el tajo 012, es elaborado por el área de geología y planeamiento e ingeniería, encargadas de entregar al área de mina al inicio de cada mes para su cumplimiento respectivo, se tiene el resumen de programa de producción para ambos métodos por mes como se muestra

Tabla 20

Programa De Producción Para Corte Y Relleno - Mes



AÑO	MES	SECCION	FASE	NIVEL	LABOR	VETA	E.E.	TM
2018	ENERO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	FEBRERO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	MARZO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	ABRIL	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	MAYO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	JUNIO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	JULIO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	AGOSTO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	SEPTIEMBRE	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	2000
2018	OCTUBRE	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 013	VETA XIMENA	GMI	2000

Fuente: E.E. GMI – Área Productividad

Tabla 21

Programa De Producción Para Sub Level Stopping - Mes



AÑO	MES	SECCION	FASE	NIVEL	LABOR	VETA	E.E.	TM
2018	NOVIEMBRE	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	3000
2018	DICIEMBRE	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	4500
2019	ENERO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	4500
2019	FEBRERO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	4500
2019	MARZO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	4500
2019	ABRIL	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	4500
2019	MAYO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	4500
2019	JUNIO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	4500
2019	JULIO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	4500

Fuente: E.E. GMI – Área Productividad

4.5.4. Cumplimiento De Producción Mensual

El tajo 012 inicialmente era explotado por el método corte y relleno ascendente (relace), debido a que los demás tajos en su totalidad que conforman la zona oroya son explotados con el mismo método, por las dimensiones que presenta dicho tajo se tenía una producción programada de 2000 Tm/mes, durante los meses de explotación solo tenía un cumplimiento del 85% al 95%, debido en la demora del ciclo de minado y en el relleno hidráulico, terminando el relleno del tajo completamente en promedio de tres a cuatro guardias.

Al ser implementado el método Sub Level Stoping en el tajo 012 para su minado, se logra cumplir con la producción programada en menor tiempo, por ende se logra incrementar la producción programada por mes de 2000 Ton a 4500 Ton, este incremento se logra con el aprovechamiento de los equipos que cuenta la compañía minera Casapalca ya que este método es utilizada en la sección de cuerpos, se tiene la experiencia en la aplicación de este método por parte del equipo profesional del área de mina.

Se tiene el programa de cumplimiento por mes para los métodos corte y relleno ascendente y Sub Level Stoping que fueron proporcionados por la contrata especializada gestión minera integrada SAC, quien es la encargada de realizar los trabajos de operación mina. Se muestra en la tabla 22 para el método corte y relleno y tabla 23 corresponde al método SubLevel Stoping

Tabla 22
Cumplimiento Por Método Corte Y Relleno - Mes



AÑO	MES	SECCION	FASE	NIVEL	LABOR	VETA	E.E.	Nº GRAMBY'S (3.8 TON)	AVANCE REALIZADO	CUMPLIMIENTO	PROGRAMA DEL MES
2018	ENERO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	536	2036.8	101.84%	2000
2018	FEBRERO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	460	1748	87.40%	2000
2018	MARZO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	400	1520	76.00%	2000
2018	ABRIL	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	523	1987.4	99.37%	2000
2018	MAYO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	525	1995	99.75%	2000
2018	JUNIO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	430	1634	81.70%	2000
2018	JULIO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	460	1748	87.40%	2000
2018	AGOSTO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	441	1675.8	83.79%	2000
2018	SEPTIEMBRE	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	418	1588.4	79.42%	2000
2018	OCTUBRE	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 013	VETA XIMENA	GMI	465	1767	88.35%	2000

Fuente: E.E. GMI – Área Productividad

Tabla 23
Cumplimiento Por Método SubLevel Stopping - Mes



AÑO	MES	SECCION	Fase	Nivel	Labor	Veta	E.E.	Nº GRAMBY'S (3.8 Ton)	AVANCE REALIZADO	CUMPLIMIENTO	PROGRAMA DEL MES
2018	NOVIEMBRE	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	850.00	3230	107.67%	3000
2018	DICIEMBRE	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	1,115.00	4237	94.16%	4500
2019	ENERO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	1,185.00	4503	100.07%	4500
2019	FEBRERO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	1,190.00	4522	100.49%	4500
2019	MARZO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	1,186.00	4506.8	100.15%	4500
2019	ABRIL	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	1,185.00	4503	100.07%	4500
2019	MAYO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	1,190.00	4522	100.49%	4500
2019	JUNIO	OROYA	EXPLOTACION	18	TJ 012	VETA XIMENA	GMI	1,188.00	4514.4	100.32%	4500

Fuente: E.E. GMI – Área Productividad

4.6. PRECIOS UNITARIOS PARA LOS METODOS DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO Y SUB LEVEL STOPING

La contrata GMI. Tiene los precios unitarios de explotación definida para ambos métodos ya que actualmente se viene aplicando, con la experiencia que tiene la empresa especialidad implementa el método Sub Level Stopping en vetas con los precios unitarios que se muestran en la tabla 24, que fueron facilitadas por el área de costos y productividad de la contrata GMI.

Tabla 24
Precios unitarios

ACTIVIDAD	CRA (\$/TON)	SLS (\$/TON)
Perforación	3.35	2.50
Voladura	0.86	0.73
Sostenimiento	2.17	
Acarreo	2.13	1.80
Costo de rotura	8.51	5.03
Transporte	1.50	1.50
Relleno	2.23	2.23
Servicios auxiliares	1.53	1.53
Costo de minado	13.77	10.29
Costo preparación	3.49	4.35
Costo de desarrollo	1.12	2.00
Costo de mina	18.38	16.64

Fuente: E.E. GMI – Área Productividad

Los precios unitarios presentadas en la tabla 24 son las que actualmente se viene utilizando para el minado, Sub Level Stopping en el tajo 012, corte y relleno ascendente en los demás tajos semi mecanizados, los precios unitarios presentadas incluye mano de obra, beneficios y leyes sociales, equipos, materiales y herramientas, EPPs y por último gastos generales al 25% y una utilidad al 15%

Los precios unitarios a nivel Casapalca no incluye el movimiento de materiales de almacén, bodegas, centros de acopio, etc.

Lo cual es cobrado por tareas a cuenta de administración dependiendo del tiempo que se emplee para realizar un traslado de materiales, se tiene:

Tabla 25
Precios de tareas a cuenta de administración

TIPO DE TAREA	CATEGORÍA	\$/TAREA
Normales en mina	Maestro	28.02
	Ayudante	24.92
Extras en mina	Maestro	24.62
	Ayudante	21.55
Domingos/feriados trabajados	Maestro	41.96
	Ayudante	37.05

Fuente: E.E. GMI – Área Productividad

4.7. COSTOS DE MINADO ENTRE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO Y SUB LEVEL STOPING

4.7.1. Costo de minado del método corte y relleno

Para determinar el costo de minado, se toma los datos de la productividad del método como: recursos de tajo, producción estimada y programada por mes como se muestra

Tonelaje del tajeo	45000	Ton
Ton Roto estimado/Mes	3960	Ton
Toneladas programadas/Mes	2000	Ton
Tiempo de explotación estimada/mes	11	meses
Tiempo de explotación programada/mes	23	meses

Es necesario tener en cuenta el tiempo en el que se va extraer todos los recursos encontradas en el tajo de acuerdo al método a emplear, para este caso se determinó que el tajo sería explotado en un tiempo estimado de 11 meses, de acuerdo a la producción programada sería explotado durante 23 meses, haciendo que este no sea muy productivo, además de no tener un cumplimiento al 100% de lo programado.

A continuación, se presenta el costo de minado: del tajeo, estimado y programado, para los cual se toma los precios unitarios presentados en la tabla 24 para el método corte y relleno ascendente.

costo de minado del tajo	619650	\$
costo de minado estimado/mes	54529.2	\$
costo de minado programado/mes	27540.0	\$

El costo de minado no incluye el traslado elementos de sostenimiento como: Split set, madera y puntales de almacén hasta el tajo 012, se tiene un promedio de tareas por traslado de materiales de sostenimiento y elevación del chut camino por mes, como se muestra:

Tabla 26
Tareas A Cuenta De Administración

TIPO DE TAREA	CATEGORÍA	TAREAS
Normales en mina	Maestro	3.75
	Ayudante	3.75
Extras en mina	Maestro	1.5
	Ayudante	1.5
Domingos/feriados trabajados	Maestro	1.125
	Ayudante	1.125

Fuente: E.E. GMI – Área Productividad

Teniendo en cuenta los precios de la tabla de 25, el número de tareas por cargo tabla 26 se tiene:

Tabla 27
Costo de movimiento de materiales

TIPO DE TAREA	CATEGORÍA	TAREAS	\$/TAREA	\$.
Normales en mina	Maestro	3.75	28.02	105.08
	Ayudante	3.75	24.92	93.45
Extras en mina	Maestro	1.5	24.62	36.93
	Ayudante	1.5	21.55	32.33
Domingos/feriados trabajados	Maestro	1.125	41.96	47.21
	Ayudante	1.125	37.05	41.68
Total, Tarea a cuenta de administración (\$)				356.67

Fuente: E.E. GMI – Área Costos y Productividad

En el costo de minado por el método de corte y relleno del tajo 012, se consideran el costo de movimiento de materiales y el costo de minado programado o estimado

4.7.2. Costo de minado del método Sub Level Stopping

Para determinar el costo de minado, se tiene algunos datos de la productividad del método como: recursos de tajo, producción estimada y programada por mes como se muestra

Tonelaje del tajeo	45000	Ton
Tonelada Roto estimado/Mes	9072	ton
Toneladas programadas/Mes	4500	ton
tiempo de explotación estimada/mes	5	mese
tiempo de explotación programada/mes	10	mese

El tiempo en el que se va extraer todos los recursos encontradas en el tajo de acuerdo al método a emplear, para este caso se determinó que el tajo será explotado en un tiempo estimado de 5 meses, de acuerdo a la producción programada, será explotado durante 10 meses.

A continuación, se presenta los costos de minado: del tajeo, estimado y programado, para los cual se toma los precios unitarios presentados en la tabla 24 para el método Sub Level Stopping

costo de minado del tajo	463050	\$
costo de minado estimado/mes	93351	\$
costo de minado programado/mes	46305	\$

Para este método no se registra movimiento de materiales para sostenimiento o algún otro trabajo propio del método, por lo tanto, no se considera el precio por tareas a cuenta administración

CAPÍTULO V

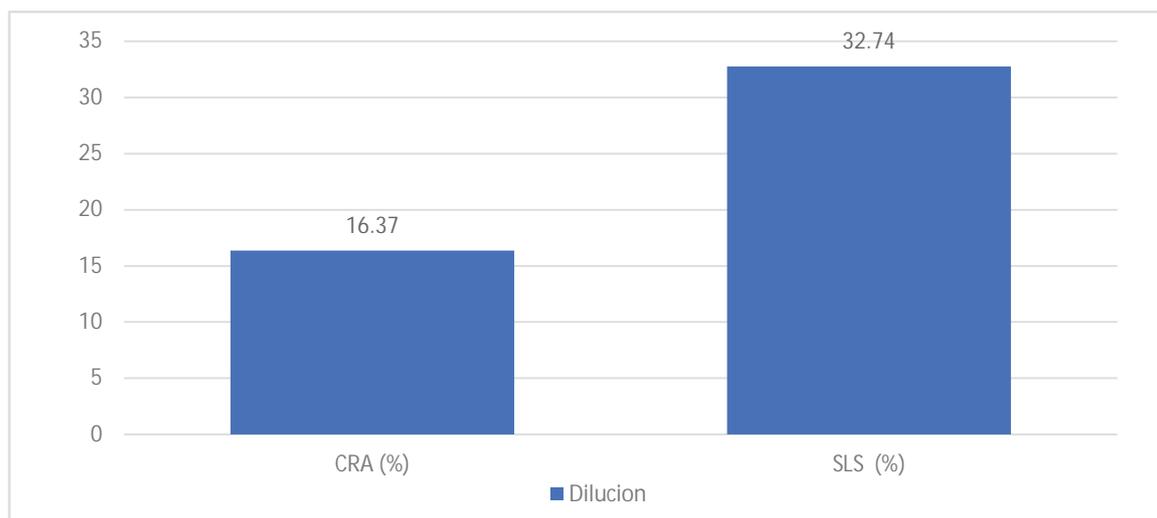
PRESENTACIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS ENTRE EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO VS SUB LEVEL STOPING

5.1. OPERATIVOS

5.1.1. Dilución Y Ancho De Minado

a. **Dilución:** En la figura se muestra la dilución para ambos métodos

Figura 41
Dilución por método de explotación

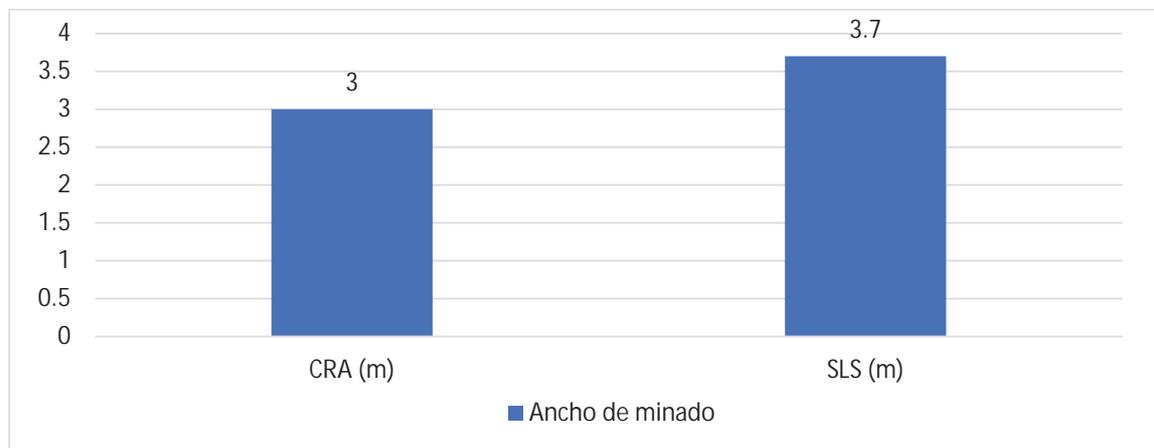


Fuente: *Elaboración Propia*

Se nota una gran diferencia de dilución entre ambos métodos, se genera mayor dilución en el método implementado

b. Ancho De Minado: En la figura se muestra el ancho de minado para ambos métodos

Figura 42
ancho de minado por métodos de explotación



Fuente: Elaboración Propia

5.1.2. Ciclos De Minado

Tabla 28
ciclo de minado por métodos de explotación

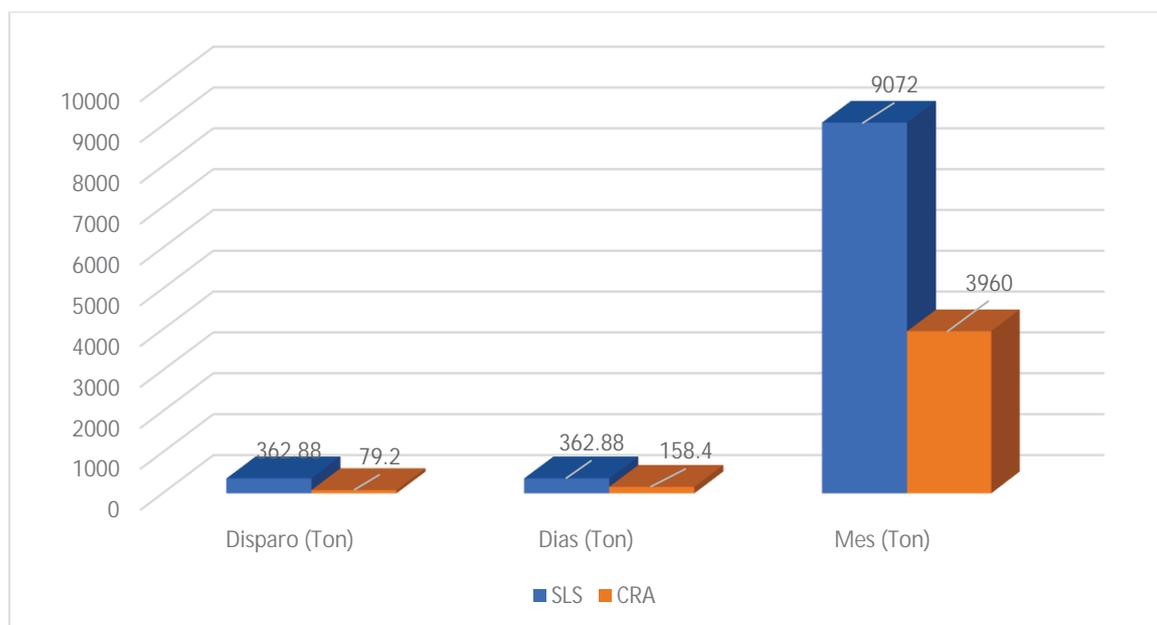
OP. UNITARIA	CORTE Y RELLENO	SUB LEVEL STOPING
PERFORACION	Se realizaba con máquinas manuales roto percutivas (stooper) de hasta 8 pies	una vez obtenida el diseño de malla, la perforación se realiza de forma continua, con un equipo electrohidráulica (simba), la longitud del taladro llega hasta 12 metros
VOLADURA	El carguío de taladros generalmente es de 30 unidades de 8 pies generando 26.4 m ³ /disparo	carguío de 6 taladros de 12 metros, generando hasta 120.96 m ³ /disparo
DESATADO DE ROCAS SUELTAS	El desatado se realizaba desde el ingreso a la zona disparada, para poder acceder, se tenía que realizar un buen desatado para continuar con el resto de las operaciones unitarias	el desatado es de manera puntual después de cada voladura, asegurando las ventanas de acceso
LIMPIEZA	En el tajo se realizaba con un scooptram cautivo de 1.5 yd ³ que traslada de las alas del tajo hacia el echadero para luego chutear a los grammys para su traslado hasta el pique 790	Se realiza de forma continua el cual depende de la operatividad de scooptram Diesel con telemando de 2.2 Yd ³ de capacidad, el mineral es cargado directo a los Gramby para su traslado al pique 790

Fuente: Elaboración Propia

5.1.3. Productividad

En la figura se muestra la producción por disparo, días y mes para ambos métodos

Figura 43
toneladas rotos por métodos de explotación



Fuente: *Elaboración Propia*

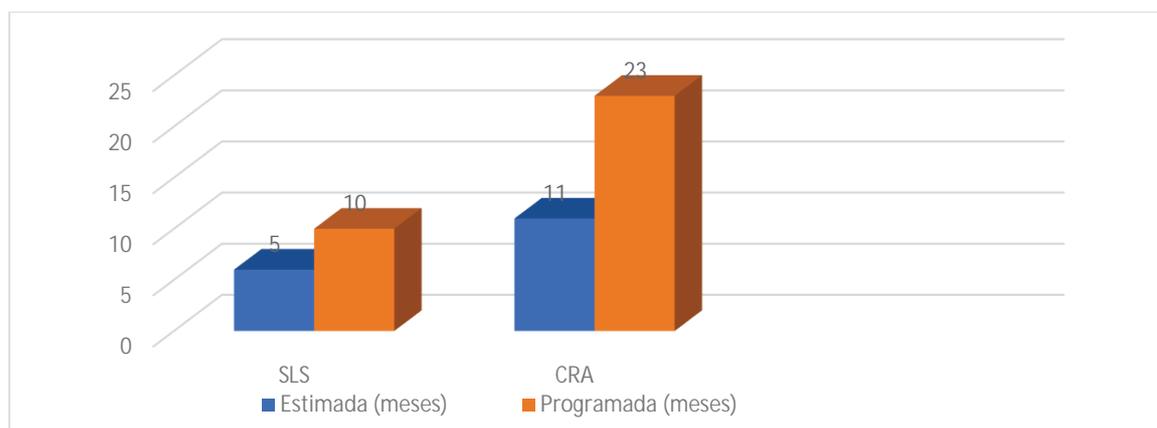
En la figura presentada se tiene que la producción estimada para ambos métodos de explotación que fueron calculados a partir de los indicadores, varía considerablemente, donde el método sub level stoping genera una producción que duplica al corte y relleno ascendente, de 79.2 ton/ disparo a 362.88 ton /disparo, esto se logra a los equipos que se utilizan en el método implementado, que facilitan que el método sea altamente productivo, con los cuidados de seguridad al personal y equipos ya que se trabaja bajo un techo seguro que se realiza durante el desarrollo y preparación a diferencia del corte y relleno el personal está expuesto constantemente a la caída de rocas durante los ciclos de minado, peligro en manipuleo de herramienta y materiales que son necesaria para efectuar el ciclo de minado,

La extracción de mineral también es un factor importante en el método de minado, ya que es constante durante la guardia, depende de la operatividad del scooptram.

5.1.4. Tiempo De Minado

En la figura se muestra el tiempo de minado para ambos métodos

Figura 44
Tiempo De Minado Por Métodos De Explotación



Fuente: Elaboración Propia

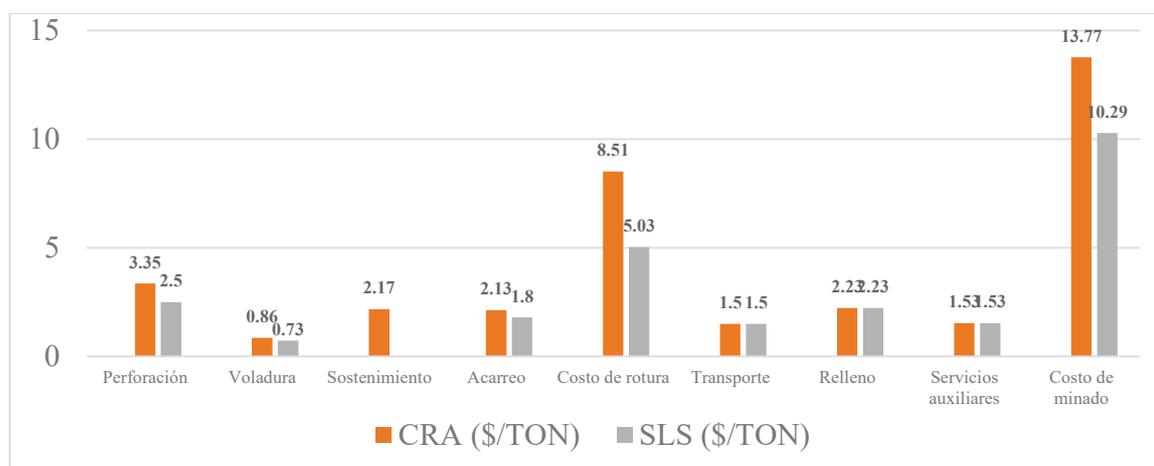
El tiempo de minado por el método Sub Level Stopping es menor debido a que se mueve grandes volúmenes de mineral, haciendo que el método sea altamente productivo

5.2. ECONÓMICOS

5.2.1. Precios Unitarios

En la figura se muestra los precios unitarios de minado para ambos métodos

Figura 45
precios unitarios por método de explotación



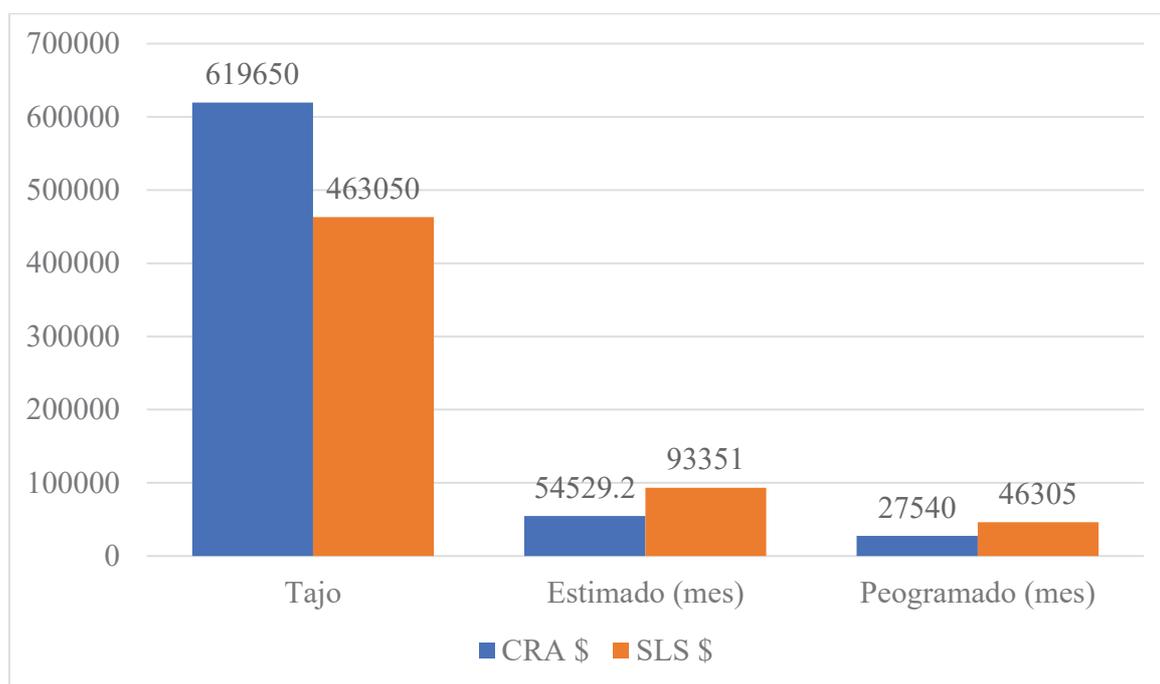
Fuente: Elaboración Propia

Los precios unitarios de minado por el método Sub Level Stopping son menores esto a que se mueve mayor volumen de mineral

5.2.2. Costo De Minado

En la figura se muestra los costos de minado para ambos métodos

Figura 46
costo de minado por método de explotación



Fuente: Elaboración Propia

El costo de minado del tajo 012 para extraer todo el recurso encontrado por el método implementado tiene un costo de 156600 \$ menos que el método corte y relleno, en cuanto se refiere al costo de minado por mes, el Sub Level Stopping es mayor que el corte y relleno, debido a que se mueve mayor volumen de mineral que supera al doble, el tiempo de explotación por el método sub level stopping es menor que el corte y relleno.

CONCLUSIONES

- La implementación del método de explotación Sub Level Stopping con taladros largos, logra cumplir e incrementar la producción programada que se venía teniendo con el método corte y relleno ascendente (realce) semi mecanizada, con criterios de seguridad y operatividad, la producción de mineral incremento de 158.4 TM diarias a 362.88 TM diarias, es una gran oportunidad para revertir los resultados adversos que se venía teniendo en el tajo 012, puesto que el programa de producción incremento de 2000 TM/ mes a 4500 TM/mes,
- El método de minado Sub Level Stopping se adapta a las condiciones geológicas y geomecánicas encontradas a este yacimiento, el diseño de 2 pilares recuperables es uno de los componentes importantes el cual garantiza la sostenibilidad de la producción conforme a la exigencia del programa de producción, respecto a la evaluación estructural, del tajo 012, se encuentra en un tipo de roca encajonante regular RMR = 63. Y la mineralización (veta) de Regular a Pobre RMR = 46.
- El método implementado en el tajo 012, tiene los aspectos operativos como: (tiempo del ciclo de minado, voladura controlada, relleno y una evaluación económica del método) que permiten que la mineralización resulte técnica y económica factible. Respecto al método anterior empleado corte y relleno ascendente semi mecanizada,
- Con la implementación de taladros largos en el método sub level stopping, se logra tener una alta productividad que constituye un método seguro para el personal y equipos, el diseño de malla de perforación B=1.2, E=1.4 m es favorable para la veta Ximena que permite tener un buen control de la fragmentación del material, generando una producción de 20.6 m³/taladro.

RECOMENDACIONES

- El área de geología deberá realizar un seguimiento constante en la evaluación del mineral para así designar su tratamiento como producción Vetas o Cuerpos. Así de esta manera evitar demoras operativas en la limpieza de mineral y no exceder el tiempo de exposición de la abertura del tajeo.
- Realizar todas las operaciones unitarias con Equipo Mecanizado (limpieza de mineral roto solo con equipo telemando prohibiendo ingreso al personal directamente al tajeo).
- Los niveles y sub niveles de perforación deben tener una buena horizontalidad sobre todo el techo y el piso, la altura correcta para el equipo de perforación y mantener el área limpia
- Culminado la explotación hasta el S/N. 012, se deberá utilizar el relleno con Relleno Hidráulico en su totalidad.
- Implementar el método sublevel stoping en los demás tajos con similares condiciones geomecánicas para mecanizar las operaciones y disminuir los tajos convencionales

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Bernardo Reyes C, (2005), “*Libro_BRC_Sistemas_de_Explotacion_USACh.pdf.*”
Departamento de Ingeniería en Minas Universidad de Santiago de Chile.
- Bieniawski, z. T., (1976) "*Engineering classification of jointed rock masses*", *Transactions Of The South African Institution Of Civil Engineering.*
- Bieniawski, z. T., (1989) "*Engineering rock mass classifications*", A Wiley-Interscience, USA.
- Castillo Anyosa B. (2015) “*Método de explotación sub level stoping*”, Peru
- Castillo, B. (2015). *Métodos de explotación subterránea: Sub Level Stopping*. Recuperado de: es.slideshare.net
- Exsa (sexta edición): “*Manual técnico de voladura*”.
- Famesa explosivos: catálogo de productos.
- Langefors. U and Kihlstrom. B (1968) "*Técnica moderna de voladura de rocas*", Suecia, Gyttop
- León Cóndor Luisín A. “*Métodos Explotación Taladros Largos*”
- Marcelo Medrano Oscar, (2013) “*Método de corte y relleno ascendente*”
- Montenegro Pérez Manuel Reynaldo “*Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajos*”, Universidad Nacional Mayor De San Marcos
- Ramírez Huiman J. (2005) “*Métodos de minado módulo de capacitación técnico ambiental empresa minera MACDESA*”, Chaparra.
- Universidad Nacional Del Altiplano, (1999), “*Explotación subterránea, métodos y casos prácticos*”

Tesis

- “*Aplicación Del Método De Explotación Sub Level Stopping En Manto Cobriza*” Por: David Fredy Gutiérrez Álvarez
- *Recuperación de diseminados por el método de explotación sub level stoping en la Cía. minera los Quenuales S.A., unidad Yauliyacu por: Huaman Huanhuayo y Salvatierra Layme, Martín*
- *Sistema De Perforación Y Voladura Con Taladros Largos - Mina Perubar. S. A. Por: Teodoro Fredi Gonzalo Quinto*

ANEXOS

Anexo 1: Plano geológico de compañía minera casapalca

Anexo 2 : clasificación RMR geomecánica Bieniswsky 1989: parámetros de clasificación

Anexo 3 : Tablas de clasificación de parámetros individuales utilizadas en el índice de calidad de excavación de túneles “Q” según Barton 1974

Anexo 4 : Plano topográfico en planta y sección corte transversal Nv. 18 Tajo 012

Anexo 5 : Plano geomecánico en planta y sección corte transversal veta Ximena Nv. 18 Tajo 012
- Secc_03.

Anexo 6 : Plano de taladros largos del tajo 012 veta ximena Nv. 18

Anexo 7 : Plano de minado del tajo 012 veta ximena Nv. 18

Anexo 8 : Plan de voladura del tajo 012 veta ximena Nv. 18

TABLE 4.1 The Rock Mass Rating System (Geomechanics Classification of Rock Masses)^a

Parameter		Ranges of Values							
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index (MPa)	>10	4-10	2-4	1-2	For this low range, uniaxial compressive test is preferred		
	Uniaxial compressive strength (MPa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1	
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill core quality RQD (%)	90-100	75-90	50-75	25-50	<25			
	Rating	20	17	13	8	3			
3	Spacing of discontinuities	>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm			
	Rating	20	15	10	8	5			
4	Condition of discontinuities	Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered wall	Slip-sidled surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge > 5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous			
						0			
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (L/min)	None	<10	10-25	25-125	>125		
		Ratio $\frac{\text{Joint water pressure}}{\text{Major principal stress}}$	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing			
	Rating	15	10	7	4	0			

B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS

Strike and Dip Orientations of Discontinuities		Very Favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very Unfavorable
Ratings	Tunnels and mines	0	-2	-5	-10	-12
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25
	Slopes	0	-5	-25	-50	-60

C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS

Rating	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Class no.	I	II	III	IV	V
Description	Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock

D. MEANING OF ROCK MASS CLASSES

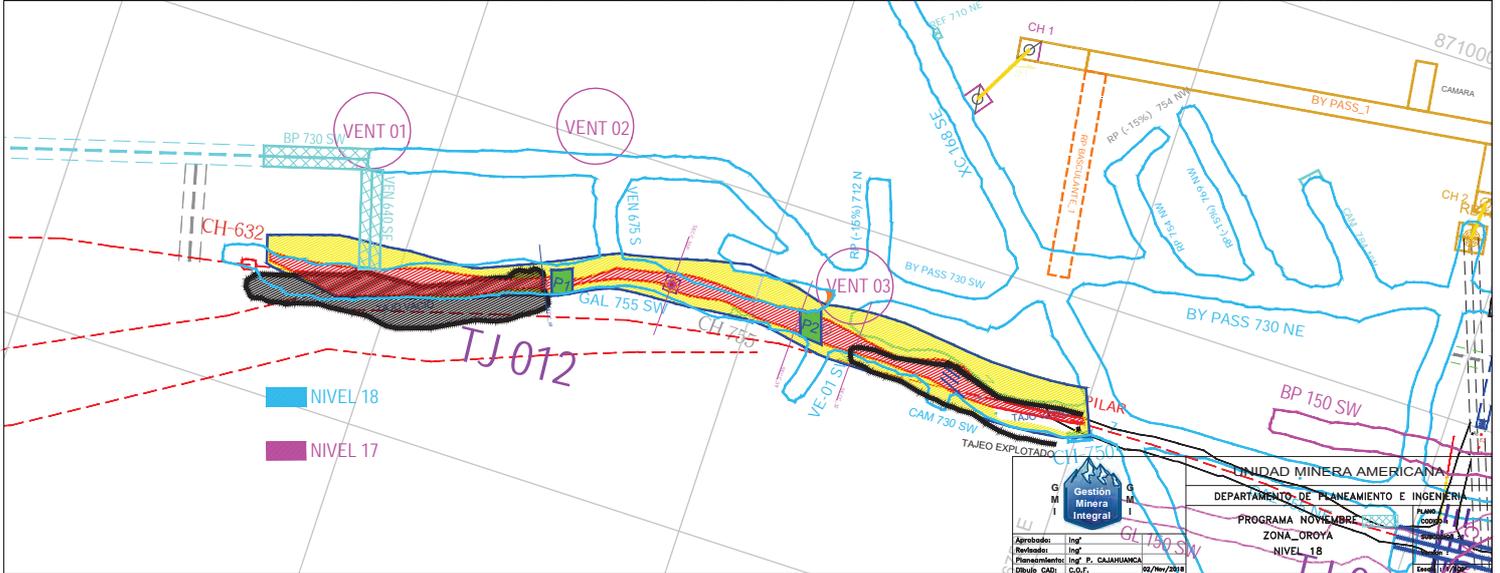
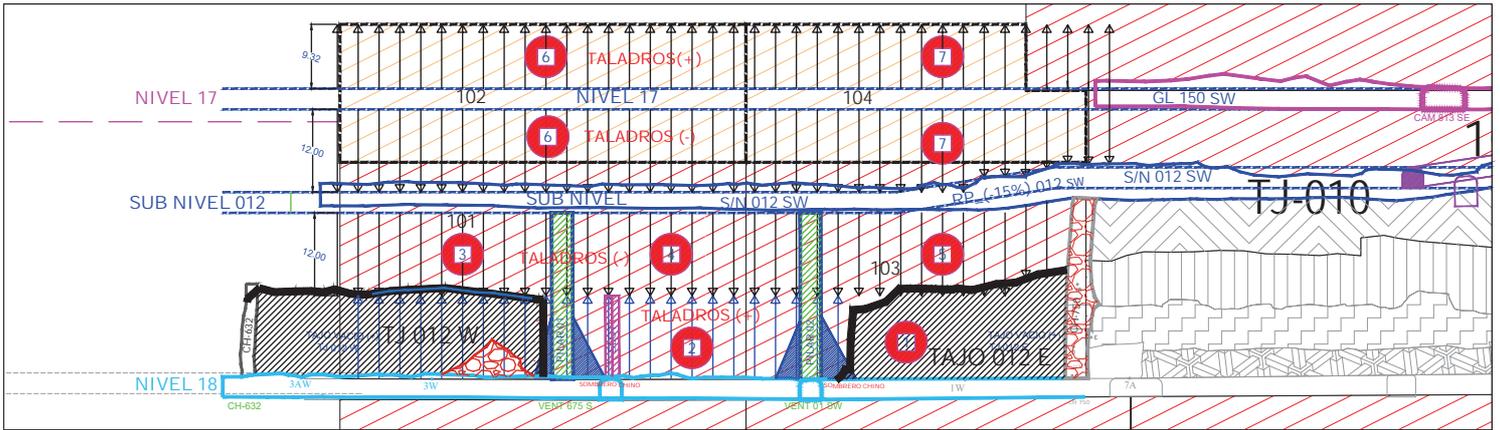
Class no.	I	II	III	IV	V
Average stand-up time	20 yr for 15-m span	1 yr for 10-m span	1 wk for 5-m span	10 h for 2.5-m span	30 min for 1-m span
Cohesion of the rock mass (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Friction angle of the rock mass (deg)	>45	35-45	25-35	15-25	<15

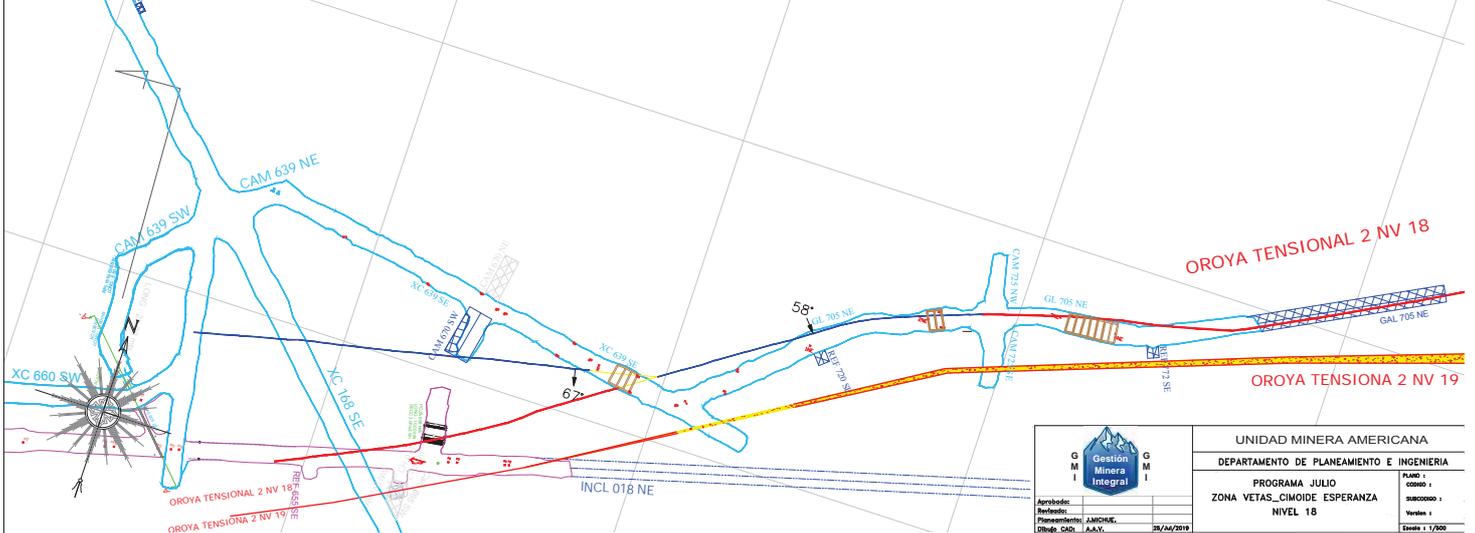
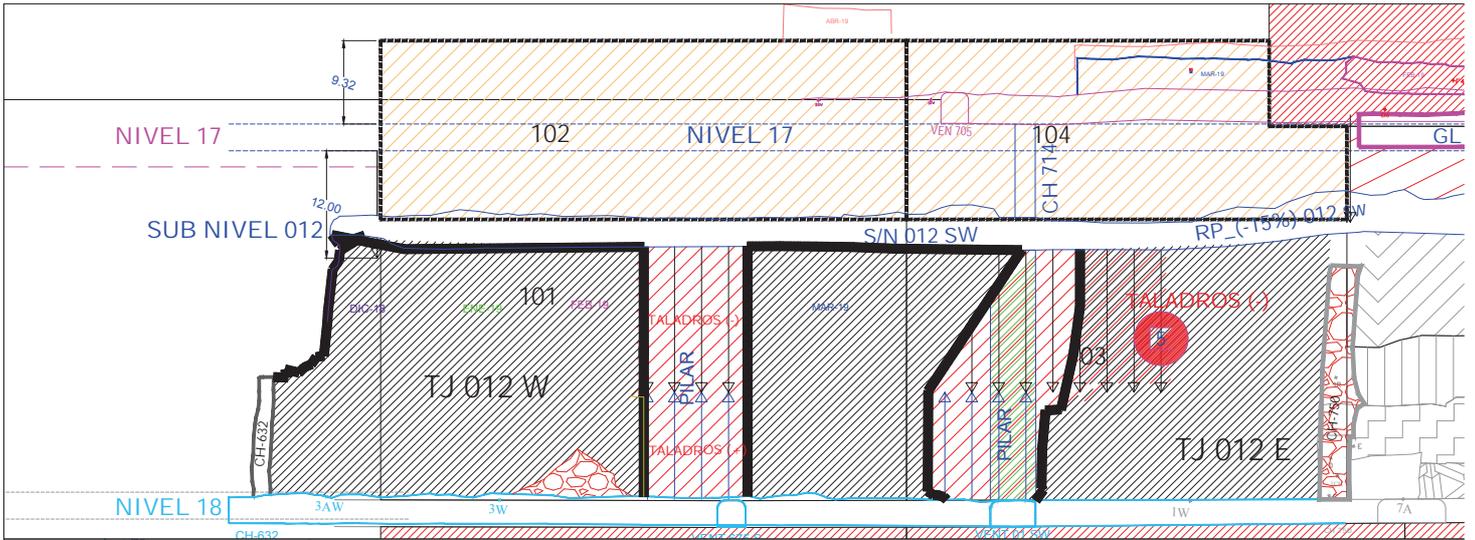
^aAfter Bieniawski (1979).

Tabla 3.6 Clasificación de parámetros individuales utilizados en el Índice de Calidad de Excavación de Túneles Q (Según Barton et al, 1974)

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
1. INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	
A. Muy mala	0-25	1. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo Q
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	
E. Excelente	90-100	
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	J_n	
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5 - 1.9	
B. Una familia de juntas	2	
C. Una familia de juntas + una aislada	3	
D. Dos familias de juntas	4	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6	
F. Tres familias de juntas	9	1. Para intersecciones emplear $3.0 \times J_n$
G. Tres familias de juntas + una aislada	12	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)	15	2. En los portales emplear $(2.0 \times J_n)$
J. Roca triturada terrosa	20	
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS	Valor (J_r)	Notas
<i>a) Contacto con las paredes</i>		
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
A. Juntas sin continuidad	4	
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3	
C. Lisas, ondulantes	2	
D. Pulidas, ondulantes	1.5	1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m.
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	
F. Lisas, planares	1.0	
G. Pulidas, planares	0.5	2. $J_r=0.5$ puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que estas estén orientadas para la resistencia mínima.
<i>c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm</i>		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	
I. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	J_a	ϕ_r, grados aprox.
<i>a) Contacto con las paredes de roca</i>		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes de juntas inalteradas, solo con manchas de oxidación.	1.0	(25° - 30°)
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa.	2.0	(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	(20° - 25°)
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea kaolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	4.0	(8° - 16°)
		1. Los valores de ϕ_r , ángulo de fricción residual, dan una guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si éstos están presentes.

5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS		J_w	Presión Aprox. del Agua (Kg/cm ²)	
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).		1.0	<1.0	
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.		0.66	1.0 - 2.5	
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.		0.5	2.5 - 10.0	1. Los factores C hasta F son estimaciones imprecisas. Aumentar J_w , si se instala drenaje
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.		0.33	2.5 - 10.0	
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.		0.2 - 0.1	>10	2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento.		0.1 - 0.05	>10	
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS		SRF		
<i>a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel.</i>				
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).		10.0		1. Reducir estos valores del SRF en un 25-50%, si las zonas de corte relevantes influyen pero no intersectan la excavación.
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m).		5.0		
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m).		2.5		
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).		7.5		
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación < 50m)		5.0		
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación > 50m)		2.5		
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)		5.0		
DESCRIPCIÓN		VALOR		NOTAS
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS (cont.)			SRF	
<i>b) Roca competente, problemas de esfuerzos</i>				
H. Esfuerzo bajo, cerca de la superficie	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1		2. Para un campo de tensiones muy anisotrópico (si es medido): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c a $0.8\sigma_c$ y σ_1 a $0.8\sigma_1$, donde:
J. Esfuerzo medio	>200	>13	2.5	σ_c = resistencia a la compresión sin confinar
K. Esfuerzo elevado, estructura muy cerrada, generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las paredes	200 - 10	13-0.66	1.0	σ_1 = resistencia a la tracción (carga puntual)
	10 - 5	0.66-0.33	0.5-2	σ_1 y σ_3 = esfuerzos principales mayor y menor
L. Estallido de roca moderado (roca masiva)	5 - 2.5	0.33-0.16	5-10	
M. Estallido de roca intenso (roca masiva)	<2.5	<0.16	10-20	
<i>c) Roca compresiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de roca.</i>				
N. Presión moderada de roca extrusiva o			5 - 10	3. Hay pocos registros de casos donde la profundidad del techo debajo de la superficie sea menor que el ancho. Se sugiere que se incremente el SRF de 2.5 a 5 para estos casos. (ver H).
O. Presión alta de roca extrusiva			10 - 20	
<i>d) Roca expansiva, acción química expansiva, dependiendo de la presencia de agua</i>				
P. Presión moderada de roca expansiva			5 - 10	
R. Presión alta de roca expansiva			10 - 15	





G M I
 Gestión Minera Integral
 G M I

Aprobado:
 Rediseño:
 Firmado/verificado: J.MORILLAS
 Dibujó: CAD. A.A.Y. 25/04/2019

UNIDAD MINERA AMERICANA	
DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA	
PROGRAMA JULIO	Hoja: 1
ZONA VETAS_CIMOIDE ESPERANZA	CONDICION:
NIVEL 18	SUBCONDICION:
	Versiones:
	Escala: 1:1/200

		CÓDIGO	Reg. 01 -EST-GE 01	
	PLAN DE TRABAJO PARA ACTIVIDADES NO RUTINARIAS		VERSIÓN	01
			FECHA DE APROBACIÓN	22/06/2018

NOMBRE DE LA ACTIVIDAD:	PLAN DE VOLADURA TALADROS LARGOS
LABOR / ZONA:	TJ 012 -Nv. 18- A ZONA OROYA
RESPONSABLE DE LA ACTIVIDAD:	ING. YONNY QUISPE LOAIZA ING. MACHADO ORTEGA GILMAR

1. ANTECEDENTES

El TJ 012 en la veta Ximena, se viene explotando con taladros largos, los taladros negativos se encuentran perforados en su totalidad.

2. OBJETIVOS

Rotura de mineral en TJ 012 – taladros largos

3. PARTICIPANTES

OCUPACIÓN	GUARDIA “A”	GUARDIA “B”
<i>Maestro perforista</i>		
<i>Ayudante perforista</i>		
<i>Supervisor de operaciones</i>	Carhuamaca Chuquillanqui Efrain	Rimari Hurtado Antonio
<i>Ingeniero de sección</i>	Yonny Quispe Loaiza	Machado Ortega Gilmar
<i>Inspector de seguridad</i>	Erick Parra Lopez	Julio Cesar Huaman M.

4. HERRAMIENTAS, MATERIALES Y EQUIPOS.

Herramientas	Materiales	Equipos
Juego de barretillas 4', 6', 8' y 10'	Mangueras de aire y agua	
Arco de sierra	Cable de acero de 1/2"	
	Tubería de aire de 1"	

5. RESPONSABILIDADES DEL TRABAJO DE CAMPO.

Supervisor de operaciones de turno (**Carhuamaca Chuquillanqui Efrain y Rimari Hurtado Antonio**) harán seguimiento al cumplimiento del presente plan de trabajo, buscando en todo momento asegurar el bienestar del personal.

Los ingenieros de sección (**Yonny Quispe Loaiza y Gilmar Machado Ortega**) verificaran en forma efectiva el cumplimiento del presente plan de voladura.

Los ingenieros de oroya, (**Raul Quispe Guillen, Alberto Huamanchaqui Papuico, Yacer Sicus Quispe y Edson Echevarria Zacarias**) darán conformidad a la voladura de taladros largos como se detalla en el procedimiento.

		CÓDIGO	Reg. 01 -EST- GE 01
	PLAN DE TRABAJO PARA ACTIVIDADES NO RUTINARIAS	VERSIÓN	01
		FECHA DE APROBACIÓN	22/06/2018

6. TRABAJOS PREVIOS

- 6.1** Reunión de coordinación entre las zonas de oroya, esperanza, seguridad y ventilación a fin de establecer un horario de chispeo y secuencia de voladura.
- 6.2** Informar a todo el personal de la zona esperanza, oroya, servicios y mantenimiento evidenciar con los formatos de capacitación.

CONTROLES ADICIONALES POR SEGURIDAD

- 6.3** La guardia que se programe voladura de taladros largos no se debe programar voladura en la galería 230 y en la galería 705 Nv 18.
- 6.4** Se tiene que realizar con los bloqueos correspondientes en las áreas en zonas estratégicas delimitando el área de influencia de acuerdo con el plano.

7. PROCEDIMIENTO

- 7.1** Se contará los taladros y se pedirá la carga para el carguío de taladros largos por parte del personal de taladros largos en coordinación con los ingenieros de oroya.
- 7.2** Se trasladará a la cámara del nivel 18 una guardia antes del disparo, el material explosivo ANFO.
- 7.3** Se trasladará el explosivo al pie del inclinado 016 por parte del personal de esperanza.
- 7.4** Se iniciará el Izaje del anfo por el inclinado 016 por parte de oroya.
- 7.5** Se procederá con el carguío de los taladros en dicha labor por parte del área de taladros largos.
- 7.6** Una vez cargado los taladros, se iniciará la secuencia de chispeo de acuerdo con la reunión entre oroya, esperanza y ventilación siendo el tj 012 disparado al final, el ingeniero de Esperanza debe dar conformidad que su personal ha salido por el nivel 18 y el ingeniero de la zona Oroya procederá con el chispeo en retirada culminando con Tj 012.
- 7.7** El Ingeniero Jefe de Sección de oroya en coordinación con el de esperanza dará la orden de encendido (chispeo), después de haber verificado el cumplimiento del presente plan.

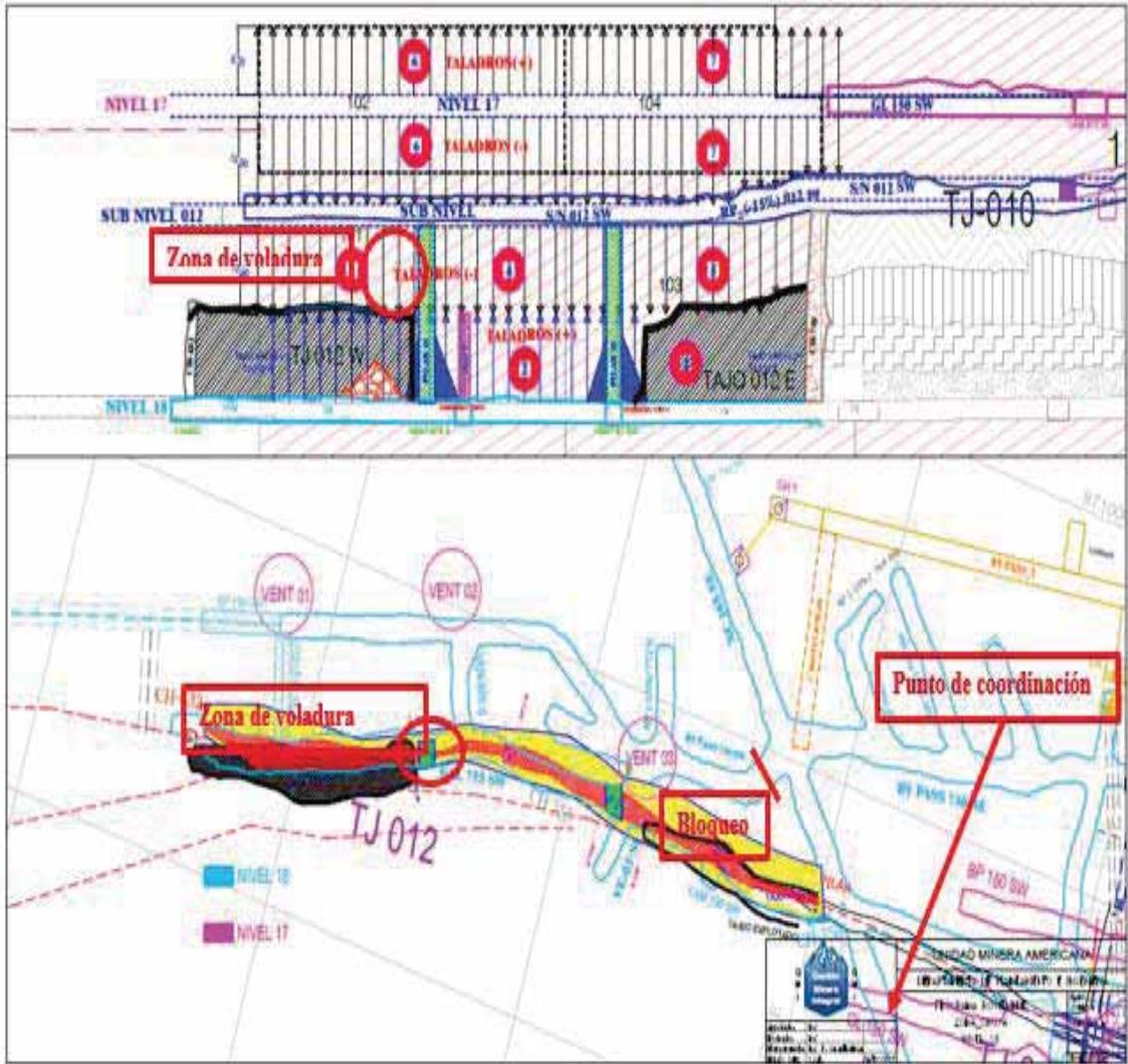
8. RECOMENDACIONES DE SEGURIDAD

- Se realizará la difusión del presente plan al personal que trabaja en la zona de la Empresas contratistas **ECM. GMI S.A.C.**, zona Ximena, esta difusión tendrá que ser evidenciado en formatos de capacitación, responsables jefes de sección e ingenieros de seguridad de GMI S.A.C.
- La voladura se realizará siempre en cuando se haya hecho la coordinación efectiva entre ingenieros.

		CÓDIGO	Reg. 01 -EST-GE 01
	PLAN DE TRABAJO PARA ACTIVIDADES NO RUTINARIAS	VERSIÓN	01
		FECHA DE APROBACIÓN	22/06/2018

9. ANEXOS

9.1 PLANOS Y/O CROQUIS



Plano N° 01, plano en seccion taladros largos TJ 012

9.2 HERRAMIENTAS DE GESTION

- 9.2.1 Orden de trabajo.
- 9.2.2 IPERC continuo.
- 9.2.3 Plano de labor.
- 9.2.4 Check list de labor.
- 9.2.5 Capacitación a los ejecutores del trabajo.
- 9.2.6 Petar.

		CÓDIGO	Reg. 01 -EST- GE 01
	PLAN DE TRABAJO PARA ACTIVIDADES NO RUTINARIAS	VERSIÓN	01
		FECHA DE APROBACIÓN	22/06/2018

 Ing. Jhony Quispe Loayza
Jefe sección zona esperanza

 Ing. Gilmar Machado Ortega
Jefe sección zona esperanza

 Ing. Elmer Molina Correa
Asist. Superintendente GMI SAC

 Ing. Gladys Ruiz Juan de Dios
Gerente de Seguridad GMI SAC.

 Ing. Luis Carhuaz Julio Cesar
Jefe de mina esperanza GMI SAC

 Ing. Abel Aguilar Purguaya
Asistente de seguridad CMC SA

 Ing. Edward Hinojosa Ramos
Spdte mina GMI SAC

 Ronald Meneses Cullanco
Ventilacion CMC SAC.

 Ing. Raul Quispe Guillen
Jefe de mina zona oroya