

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Propuesta de implementación del método de
minado *bench and fill* en el tajo 1050 de la veta
María Luisa, Unidad Minera Carahuacra**

Lenin Roosevelt Pariona Rodríguez
Alex Joel Benito Huaman

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Jesús Fernando Martínez Ildefonso

AGRADECIMIENTO

Agradecemos a los docentes de Ingeniería de Minas de la universidad Continental, de igual manera para nuestro asesor; quienes hicieron posible la culminación satisfactoria de esta tesis.

DEDICATORIA

Dedicamos este trabajo de investigación a todos nuestros familiares quienes hicieron posible, con su cariño y aliento, a la consecución de esta meta .

ÍNDICE DE CONTENIDOS

PORTADA.....	I
ASESOR	II
AGRADECIMIENTO.....	III
DEDICATORIA.....	IV
ÍNDICE DE CONTENIDOS	V
ÍNDICE DE TABLAS	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS	IX
RESUMEN	XII
ABSTRACT	XIII
INTRODUCCIÓN	XIV
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	15
1.1 Planteamiento del problema	15
1.2 Formulación del problema.....	16
1.2.1 Problema general	16
1.2.2 Problemas específicos.....	16
1.3 Objetivos.....	17
1.3.1 Objetivo general.....	17
1.3.2 Objetivos específicos	17
1.4 Justificación e importancia	17
1.5 Hipótesis	18
1.5.1 Hipótesis general	18
1.5.2 Hipótesis específicas	18
1.5.3 Variable y operacionalización	18
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	20
2.1 Antecedentes del problema	20

2.2	Descripción de la unidad minera Carahuacra	23
2.2.1	Ubicación y accesibilidad	23
2.2.2	Geología	23
2.2.3	Geología local	24
2.2.4	Geología estructural.....	27
2.2.5	Geología económica	28
2.2.6	Sistema de vetas Carahuacra.....	30
2.3	Bases teóricas	30
2.3.1	Proyecto minero	30
2.3.2	Recursos mineros	30
2.3.3	Objetivo de la empresa minera	31
2.3.4	Resultado económico de la inversión minera	31
2.3.5	Factibilidad del proyecto minero	31
2.3.6	Método de explotación	31
2.3.7	Factores que influyen en la selección del método de explotación	32
2.3.8	Elección del método de explotación.....	33
2.4	Métodos de explotación	34
2.5	Implementación del método de explotación propuesto métodos de explotación con taladros largos.....	39
2.6	Diseños de perforación y voladura en taladros largoS.....	49
	CAPÍTULO III METODOLOGÍA.....	64
3.1	Método y alcances de la investigación.....	64
3.1.1	Método de la investigación.....	64
3.1.2	Alcances de la investigación	64
3.2	Diseño de la investigación	64
3.3	Población y muestra	65

3.3.1 Población	65
3.3.2 Muestra	65
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	65
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	67
4.1 Análisis geomecánico para la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta María Luisa TJ 120 E-W	67
4.1.1 Evaluación geomecánica del macizo rocoso	67
4.1.2 Caracterización del macizo rocoso de la veta Mary.....	69
4.1.3 Análisis e interpretación de los resultados mediante el método de modelamiento numérico.....	70
4.1.4 Análisis e interpretación de la sección A-A.....	70
4.1.5 Análisis e interpretación de la sección b-b (altura banco 15 m).....	70
4.1.6 Análisis e interpretación de la sección a-a (altura bancos 15 m).....	71
4.1.7 Dimensionamiento de la longitud máxima abierta de la sección A-A	72
4.1.8 Caracterización del macizo rocoso q modificado	73
4.2 Evaluación del trade-off de la comparación del método de minado corte y relleno en relación al <i>Bench and Fill</i>	79
4.1.9 Resumen productivo para el método de minado OCF-Breasting.....	80
4.1.10 Resumen productivo para el método de minado <i>Bench and Fill</i>	84
4.1.11 Inversión general en diseño de los métodos de explotación.....	89
CONCLUSIONES.....	99
RECOMENDACIONES	99
BIBLIOGRAFÍA	100
ANEXOS	102

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Sistemas de Discontinuidades veta María Luisa E-W- Volcánico	68
Tabla 2. Sistemas de Discontinuidades veta María Luisa E-W- Volcánico	69
Tabla 3. Evaluación del factor de seguridad.....	73
Tabla 4. Caracterización del macizo rocosos, Q modificado.....	73
Tabla 5. Factor de esfuerzos “A”	74
Tabla 6. Cálculo del número de estabilidad “N” del tajeo	77
Tabla 7. Radio hidráulico (S) para el banco de 15 metros	77
Tabla 8. Costo de corte de la perforación y voladura OCF-Breasting	80
Tabla 9. Costo de corte de la limpieza acarreo OCF-Breasting	81
Tabla 10. Costo de corte del relleno OCF-Breasting.....	82
Tabla 11. Costo unitario total para el método de minado OCF-Breasting	83
Tabla 12. Costo de corte del sostenimiento OCF-Breasting	84
Tabla 13. Costo de corte de la perforación y voladura bench and fill	85
Tabla 14. Costo de corte de la limpieza y acarreo bench and fill	86
Tabla 15. Costo de corte del relleno bench and fill.....	87
Tabla 16. Costo unitario total para el método de minado bench and fill	88
Tabla 17. Inversión en infraestructura OCF-Breasting	89
Tabla 18. Inversión en infraestructura para el método de bench and fill	90
Tabla 19. Índice de perforación	91
Tabla 20. Costo perforación y voladura.....	91
Tabla 21. Costo de operación para el método de bench and fill.....	94
Tabla 22. Productividad de los equipos y mano de obra	95
Tabla 23. Estimación de los costos de perforación de OCF y SLS	95
Tabla 24. Trade off método de minado bench and fill	96

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapeo geológico	24
Figura 2. Columna estratigráfica generalizada	25
Figura 3. Plano de sección geológica compuesta y modelo por mina Carahuacra.....	29
Figura 4. Diseño SLS – Bench and Fill.....	35
Figura 5. Diseño SLS – Bench and Fill.....	36
Figura 6. Diseño over cut and fill – OCF	37
Figura 7. Diseño over cut and fill – OCF	38
Figura 8. Método taladros abanicos – SLC	39
Figura 9. Método taladros paralelos - SLV	40
Figura 10. Taladro desviación de planeados taladros	41
Figura 11. Tipo y calidad de roca	42
Figura 12. Tipo de columna y longitud de taladros	42
Figura 13. Desviación de taladros en relación a los metros de perforación	43
Figura 14. Tipo y diámetro de broca.....	44
Figura 15. Desviación de taladros según el tipo de roca	45
Figura 16. Parámetros de perforación.....	46
Figura 17. Mecanismo de perforación	46
Figura 18. Diseño de la malla perforación y voladura	49
Figura 19. Diseño típico para el minado - SLC.....	50
Figura 20. Diseño típico para el minado – SLV	50
Figura 21. Alternativa 1 - cebo iniciador y columna de carga	51
Figura 22. Alternativa 2 - cebo iniciador- columna – reforzador- columna de carga	51
Figura 23. Alternativa 3 cebo iniciador- columna - taco - cebo iniciador- columna – taco	52
Figura 24. Diseño de distribución de energía para voladura – SLC	52
Figura 25. Distribución de energía óptima.....	53
Figura 26. Radio de influencia por distribución de carga óptima	53
Figura 27. Diseño de secuencia de salidas	54
Figura 28. Propiedades de los prills de amonio.....	55

Figura 29. Producción de energía del anfo	56
Figura 30. Rendimiento energético (%).....	57
Figura 31. Velocidad de detonación en relación al contenido diésel	57
Figura 32. Micro esferas contenido aire	58
Figura 33. Microfotografía de una emulsión matriz	59
Figura 34. Detonadores no eléctricos – EXSANEL.	60
Figura 35. Tubo de choque (manguera).....	61
Figura 36. Diseño de conector “J CLIP”	62
Figura 37. Sistema flexible para enganchar el cordón detonante en el orificio	62
Figura 38. El cordón detonante	63
Figura 39. Detonador ensamblado	63
Figura 40. El proceso y la metodología para la implementación del método de minado bench and fill.....	66
Figura 41. Vista topografica con las secciones transversales	68
Figura 42. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección A-A	70
Figura 43. Factor de seguridad de 1.03, para la explotación con alturas de banco 15 m, en la sección B-B.....	71
Figura 44. Factor de seguridad de 0.95, para la explotación con alturas de banco 15 m, en la sección A-A.....	72
Figura 45. Deformación que experimentará el terreno durante el minado en la sección A-A, para altura de banco de 15 m.....	72
Figura 46. Cálculo del factor de esfuerzo “A”. Caja techo y piso: 0.42 y 0.34	74
Figura 47. Factor de ajuste “C” por orientación de juntas.	75
Figura 48. Factor de ajuste “C” para caídas por deslizamiento.	76
Figura 49. Factor de ajuste “C” para caídas por gravedad y lajamiento.....	76
Figura 50. Determinación de la condición de estabilidad con $S=5.74$	78
Figura 51. Costo de los métodos de minado (incluida preparación).....	79
Figura 52. Costo de corte de la perforación y voladura OCF-Breasting	80
Figura 53. Costo de corte de la limpieza acarreo OCF-Breasting	81
Figura 54. Costo de corte del relleno OCF-Breasting.....	82
Figura 55. Costo unitario total para el método de minado OCF-Breasting	83
Figura 56. Costo de corte del sostenimiento OCF-Breasting	84

Figura 57. Costo de corte de la perforación y voladura bench and fill.....	85
Figura 58. Costo de corte de la limpieza y acarreo bench and fill	86
Figura 59. Costo de corte del relleno bench and fill	87
Figura 60. Costo unitario total para el método de minado bench and fill	88
Figura 61. Inversión en infraestructura OCF-Breasting	89
Figura 62. Inversión en infraestructura para el método de minado de bench and fill	90
Figura 63. Malla para estructura angostura, espaciamiento de 1.50 metros y burden de 0.60 metros.....	92
Figura 64. Malla para estructura angostura, espaciamiento de 1.20 metros y burden de 0.40 metros.....	92
Figura 65. Malla de precorte, ancho mayor a 1.20 m	93
Figura 66. Malla de recorte, ancho menor a 1.20 m.....	93
Figura 67. Costo de operación para el método de bench and fill	94

RESUMEN

La unidad productora Carahuacra – Yauli se dedica a la explotación y tratamiento de minerales polimetálicos como el mineral de cabeza zinc, plata, cobre y plomo. La presente tesis detalla la implementación del método de minado por *bench and fill* en la veta María Luisa tajeo 1050 E-W del nivel 1120, en la misma se consideró las variables de estudio geomecánico y costos como gastos operacionales.

La implementación de método de minado *bench and fill* en vetas angostas redujo considerablemente el gasto de capital (*capex*) a favor de la implementación del método de minado *bench and bill* en 32,829,068 dólares. Se redujo el costo de operación (*opex*) en favor a la implementación del método en 14.12 dólares por tonelada.

En comparación a otros métodos, la implementación del método de minado por *bench and fill* es factible ya que se tiene una diferencia de 4 años a favor de la implementación del método de minado propuesto; es decir, por el método de minado *bench and fill*, la explotación es más eficiente en tiempo; debido a que, la explotación de las reservas se realizaría en 8 años a comparación del método de corte y relleno que nos llevaría en 12 años.

El costo de operación en relación a la producción anual para el método de minado *bench and fill* es de 37,178,796 dólares y en el método de corte y relleno es de 44,895,842 dólares. En la implementación se tiene una reducción de costo de operacional de la producción anual de 7,717,046 dólares. El costo unitario del método de minado en *bench and fill* es de 5.24 dólares por tonelada y en corte y relleno es de 6.57 dólares por tonelada, en la implementación se tiene una reducción del costo en 1.33 dólares por tonelada. El *trade off* para la implementación del método de minado significo un ahorro de 5.89 \$/t.

Palabra Clave: Implementación del método de minado *bench and fill*.

ABSTRACT

The Carahuacra - Yauli Mining Unit, dedicated to the exploitation and treatment of polymetallic minerals, being zinc, silver, copper and lead mineral head. This thesis details the implementation of the bench and fill mining method in the Maria Luisa Tajeo 1050 E-W vein at level 1120, the geomechanical study variables and costs were considered as operating expenses.

The implementation of the bench and fill mining method in narrow veins significantly reduced capital expenditure (CAPEX) in favor of the implementation of the bench and fill mining method at \$ 32,829,068. The operating cost (OPEX) was reduced in favor of the implementation of the bench and fill mining method at \$ 14.12 per ton.

The life of the mine in comparison to the two exploitation methods, is feasible in the implementation of the bench and fill mining method since there is a difference of 4 years in favor of the implementation of the mining method that is to say by the method Mining bench and fill the exploitation is more efficient in time since the exploitation of the reserves would take place in 8 years compared to the cut and fill that would take us in 12 years.

The operating cost in relation to the annual production for the bench and fill mining method is \$ 37,178,796 and in the method of cutting and filling is \$ 44,895,842 in the implementation there is a reduction in the operational cost of the annual production of \$ 7,717,046. The unit cost of the bench and fill mining method is \$ 5.24 per ton and in cut and fill is \$ 6.57 per ton, in the implementation there is a cost reduction of \$ 1.33 per ton. The Trade Off for the implementation of the mining method meant a saving of \$ 5.89 / Ton.

Keyword: Implementation of the bench and fill mining method.

INTRODUCCIÓN

Actualmente, los objetivos de la unidad productora Carahuacra están orientados básicamente en reducir los índices de accidentabilidad por caída de rocas y mejorar nuestros índices de productividad reflejados en finos de concentrado, según los planes a corto, mediano y largo plazo de la mina San Cristóbal. Los mismos están direccionados en la importancia de preparación de nuevos tajos diseñados, según la infraestructura futura que requiera el método de taladros largos (*bench and fill*).

La minería en el Perú hoy en día tiene dificultades en la perforación del macizo rocoso y el costo que genera esta operación unitaria. El método de extracción más utilizado por las empresas mineras es el método de minado *bench and fill*. debido al *city hall leader*, tonelaje que se extrae por este método.

La unidad productora Carahuacra es una de las componentes de la unidad económica administrativa, Yauli de Volcan compañía minera S. A. A. Hoy en día la unidad se encuentra explotando por el método de minado *bench and fill*. En cuerpos y siguiendo vetas para la perforación del macizo rocoso se evalúan la clasificación geomecánica del macizo rocoso, también con el método de minado *bench and fill*.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento del problema

Las empresas mineras en todo el mundo son regidas por la oferta y demanda de los precios de los metales dadas en el mercado internacional; en esta juega un papel importante la elección del método de minado para aumentar los beneficios con una inversión mínima.

En los últimos años, en el Perú se viene implementando nuevos métodos de explotación masivo para el proceso de extracción de mineral con un costo mínimo y generando el mayor beneficio posible. La seguridad debe ir de la mano con la productividad manteniendo y mejorando los estándares en las operaciones mineras.

La unidad productora Carahuacra viene realizando estudios de implementación del método de minado *bench and fill* para la optimización del proceso de minado de la mina Carahuacra. Según el área de planeamiento el aporte será del 60 % de la producción de la mina, es por ello la importancia de analizar y evaluar las recomendaciones emitidas.

Actualmente en la mina, de acuerdo a la evaluación hecha en todos los tajos, no se tiene mineral roto para poder soportar un crecimiento sostenido de producción; es decir, no se tiene tajos preparados en reserva.

Para operar bajo este método, lo ideal es tener todos estos procesos separados en diferentes tajos, de tal manera que los ciclos de perforación, voladura y limpieza no interfieran entre sí y se puedan maximizar los resultados de cada uno de ellos.

La productividad en el proceso de minado es el indicador más importante en una explotación minera, ya que de esta dependen los costos operativos y la rentabilidad de una empresa. Es por esta razón, la tendencia de las mineras a migrar a métodos de explotación masivos con la aplicación del método de minado *bench and fill* en sus diferentes variantes.

Para optimizar el proceso de minado se requiere de operadores de alto desempeño, con experiencia en estos equipos de perforación que garanticen los rendimientos requeridos y cuiden los equipos ya que en gran porcentaje de casos.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿Será factible la implementación del método de minado *bench and fill* en la veta María Luisa de la unidad productora Carahuacra?

1.2.2 Problemas específicos

¿Sera factible el ciclo de minado a emplear en la veta María Luisa de la unidad productora Carahuacra.?

¿Serán factibles los parámetros y diseños de perforación aplicados para el método de minado *bench and fill* en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra?

¿Serán factibles los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado *bench and fill* en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra?

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Determinar la implementación del método de minado *bench and fill* en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

1.3.2 Objetivos específicos

Determinar el ciclo de minado a emplear en el tajeo 1050 de la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

Determinar los parámetros y diseños de perforación aplicados para el método de minado *bench and fill* en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

Determinar los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado *bench and fill* de la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

1.4 Justificación e importancia

En los últimos años, el precio de los metales se ha reducido, frente a esto una de las alternativas fue aumentar la producción de mineral de la unidad Carahuacra de Volcán compañía minera S. A. A. Sin embargo, la producción de mineral con el método de minado corte y relleno no permitía una buena producción. Para superar esto se propone la implementación del método de minado *bench and fill* en de la unidad, ya que permitirá un mejor desempeño. Se diseñó el método de acuerdo a la geometría de las estructuras mineralizadas, servicios disponibles como ventilación, infraestructura para relleno hidráulico y calidad de la roca encajonante al recurso los cuales son viables para la implantación de este método de minado.

El estudio geomecánico del macizo rocoso realizado en la veta María Luisa señala que la implementación es factible y esta de dentro del factor de seguridad explotable, lo cual brinda confiabilidad en su implementación.

La unidad productora de Carahuacra, contaría con un aumento de producción del tonelaje de mineral y generándose así mayor rentabilidad.

1.5 Hipótesis

1.5.1 Hipótesis general

Es factible la implementación del método de minado *bench and fill* en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

1.5.2 Hipótesis específicas

Es factible la aplicación del ciclo de minado propuesto para el tajeo 1050 en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

Son factibles los parámetros y diseños de perforación aplicados para el método de minado *bench and fill* en la veta Maria Luisa unidad productora Carahuacra.

Es factible el control de los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado *bench and fill* en la veta Maria Luisa unidad productora Carahuacra.

1.5.3 Variable y operacionalización

A. Variable independiente

Propuesta de implementación

La necesidad de producir más mineral para la factibilidad del proyecto, nos lleva a realizar la propuesta de implementación del método de minado *bench and fill* en el tajeo 1050 de la veta María, los estudios geomecánico realizados señalan que es óptimo la aplicación de este método de minado.

B. Variable dependiente

Método de minado *bench and fill*

Es un método de minado de masivo en producción de mineral variante del *sublevel stoping*, la perforación se realiza de subnivel a subnivel con jumbos radiales electrohidráulicos e híbridos.

C. Matriz de operacionalización de variables

Proceso de operacionalización de variables					
Variables	Definición conceptual	Dimensión	Subdimensión	Indicadores	Índice
VI. Propuesta de implementación	La necesidad de producir más mineral para la factibilidad del proyecto, nos lleva a realizar la propuesta de implementación del método de minado <i>bench and fill</i> , en el Tajeo 1050 de la Veta María, los estudios geomecánico realizados señalan que es óptimo la aplicación de este método de minado.	La necesidad de producir más mineral para la factibilidad del proyecto, nos lleva a realizar la propuesta de implementación del método de minado <i>bench and fill</i> .	Evaluación de los costos unitarios operacionales	<ul style="list-style-type: none"> • Costo de operación • Dilución • Tonelaje total del método. • Ritmo de producción. • Costo operativo. • Margen económico ley equivalente 	Reporte de indicadores Kpi. Potencia (m) Recursos diluidos (t) Toneladas (t) Dólares por tonelada (\$/t)
	VD: Método de minado <i>bench and fill</i> :	Es un método de minado de masivo en producción de mineral variante del <i>sublevel stoping</i> , la perforación se realiza de subnivel a subnivel con jumbos radiales electrohidráulicos e híbridos.	Es un método de minado de masivo en producción de mineral variante del Sublevel Stopping, la perforación se realiza de subnivel a subnivel.	Evaluación de las Características mecánicas de la roca Evaluación de las Condiciones de geometría del depósito y grado de distribución de leyes	<ul style="list-style-type: none"> • Forma - ancho • Grosor de mena • inclinación • Profundidad Calidad del macizo rocoso en RMR Resistencia de sustancia rocosa

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

- Tesis para obtener título de Ingeniero de Minas denominada: “*Optimización de explotación del tajo 427-cuerpo Chiara 445 usando taladros largos paralelos – Cía. minera Casapalca S.A.-2017*”. El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para determinar en qué medida se puede optimizar la explotación del tajo 427-Cuerpo Chiara 445 usando taladros largos paralelos en la Cía. minera Casapalca S.A. Además, la metodología tiene las siguientes características. En primer lugar, después de la aplicación de los taladros largos paralelos el factor de potencia igual 0.35 kg/t y el factor de energía igual a 1.32 MJ/t son menores en comparación a la perforación en abanico cuando los valores eran de 0.62 kg/t, y el factor de energía igual a 2.34 MJ/t. En segundo lugar, respecto a la dilución se redujo del 30 % al 11 % aproximadamente. De igual manera se incrementó la recuperación del 78 % al 92 %. Por último, en el caso de la voladura secundaria se logró reducir del 40 % al 20 %, lo cual significa una disminución en los costos de voladura. (1)

- Tesis para obtener título de Ingeniero de Minas denominada “*Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristobal de la compañía minera Volcan S. A. A.*” El objetivo de la investigación es aportar una metodología experimental apropiada para determinar las

características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral para la aplicación el método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la Unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A. Además, la metodología tiene una serie de características. Primero, en cuanto a las características litoestructurales del macizo rocoso se recomienda continuar la evaluación sistemática del dominio estructural para identificar la presencia de cuñas, que puede perturbar la estabilidad del macizo rocoso, tanto de la roca encajonante, así como de la mena. Además, en la geometría del depósito mineral, para tener mejores resultados se recomienda apoyarse en las perforaciones diamantina, con lo cual se definirá con mayor exactitud el tipo de yacimiento a lo largo de todo el tajeo, esto reducirá de manera significativa el porcentaje de dilución y un mejor trabajo de perforación y voladura, así como el aspecto de seguridad. En tercer lugar, la geometría del depósito mineral es tipo irregular, la potencia promedio de la veta es de 3,017 m y el ancho de minado 3,08 a 4,00 m con variaciones significativas, presentado potencias de 2,85 m hasta 3,00 m; de acuerdo a la evaluación realizada se observa un incremento en la potencia hacia la profundización, con buzamiento máximo de 75° SE Y buzamiento mínimo de 59° SE, dirección de Buzamiento máximo 142 y dirección de buzamiento mínimo de 121, estructura litológica variada en una dirección de excavación de N42° E. (2)

- Tesis para obtener título de Ingeniero de Minas denominada: *“Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras – Pashsa, mina Huarón S. A.”* El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para realizar la implementación de taladros largos en vetas angostas por subniveles para determinar su incidencia en la producción, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras y asegurar su factibilidad técnica en la unidad minera Huarón. La metodología tiene las siguientes características. En primer lugar, se realizó la implementación de taladros largos en vetas angostas por subniveles en veta Llacsacocha y se determinó su incidencia en cuanto a los costos y la producción optimizando su eficiencia e incrementado la seguridad de las operaciones mineras asegurando su

factibilidad técnica en comparación con otros métodos aplicados en la unidad minera Huarón. También se determinó el esquema de minado con taladros largos en la veta Llacsacocha, y el sistema de preparación según el programa de producción. Por último, se determinó el tiempo de duración del ciclo de minado para los diferentes paneles y de toda la zona en explotación para poder llegar a la meta programada de producción. (3)

- Tesis para obtener título de Ingeniero de Minas titulada: "*Evaluación de parámetros de diseño de perforación y voladura en taladros largos aplicado en vetas angostas para determinar su productividad en la U.M. San Rafael, Minsur S. A.*". El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para evaluar los parámetros de perforación y voladura en taladros largos, aplicado en vetas angostas para determinar su productividad en la U.M. San Rafael. En la investigación, primero se realizó un estudio de tiempos de los equipos de perforación para poder estimar el rendimiento de los mismos; segundo se hizo un análisis de control de voladura para mostrar los resultados en la granulometría, finalmente se llevó a cabo una comparativa de indicadores de gestión operativa así como también de los costos operacionales en confrontación a los años antes de la transición del método de taladros largos de cuerpos al de vetas angostas. Además, la obtención de buenos resultados de la perforación y voladura se debe marcar el frente, distribuir bien los taladros de arranque y alivio según el nuevo diseño de malla y se obtendrá un buen avance lineal. También, la evaluación de los diseños y mallas de perforación conjuntamente con los diagramas de voladura que se usan actualmente para el método de taladros largos en vetas angostas, además se mostró resultados en la dilución y en sus costos operacionales. (4)
- Tesis para obtener título de Ingeniero de Minas titulada: "*Diseño e implementación del método de explotación Bench and Fill Stopping en vetas angostas tipo Rosario, para incrementar la producción – minera Chalhuane SAC*". El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para diseñar e implementar del método de explotación Bench and fill stopping en vetas angostas tipo rosario en minera Chalhuane. Además, la

metodología tiene las siguientes características. Las condiciones geomecánicas de la roca en la veta Viento ha dado como resultado un RMR en mineral 55, Caja piso 65, Caja techo 60 haciendo factible la implementación y diseño del método de explotación Bench and fill stoping. También, los resultados obtenidos durante el diseño y aplicación del método Bench and Fill, incremento la producción del Tj 460 de 960 ton al mes a 6000 ton, dando como resultado la vida del tajo de 3 meses, reduciendo el costo de producción de 62.40 \$/t a 41.36 \$/t. Logrando con ello la viabilidad de implementar este método en la explotación de vetas angostas en Minera Chalhuané S.A.C. Finalmente, el costo de inversión del método de explotación Bench and Fill stoping en vetas angostas es equivalente a 744 678.53 \$, el cual es menor que el proyectado por el método de explotación Cut and Fill (1 276 705.19 \$), resultando ser el más económico en la mayoría de las operaciones. (5)

2.2 Descripción de la unidad minera Carahuacra

2.2.1 Ubicación y accesibilidad

La unidad minera Carahuacra, se encuentra ubicada en el distrito de Yauli, provincia de Yauli, departamento de Junín, a una altitud de 4200 m s. n. m. Es accesible, a través de la carretera central. Cerca de la localidad de Pachachaca existe un desvío (trocha afirmada) por la que se ingresa a la unidad, la cual está ubicada a 18 Km del inicio de esta vía. (6)

La minera Carahuacra tiene una altitud de 4,550 metros sobre el nivel del mar, Las coordenadas geográficas son las siguientes: (6)

- ✓ 11° 43' de latitud Sur.
- ✓ 76° 05' de longitud Oeste

2.2.2 Geología

A. Geología regional

La unidad productora Carahuacra. está localizada en el flanco occidental del “anticlinal de Yauli” que es una amplia estructura regional de naturaleza domática. El complejo Domal de Yauli, que representa una ventana de formaciones Paleozoicas dentro de la faja intracordillerana de formaciones mesozoicas. (6)

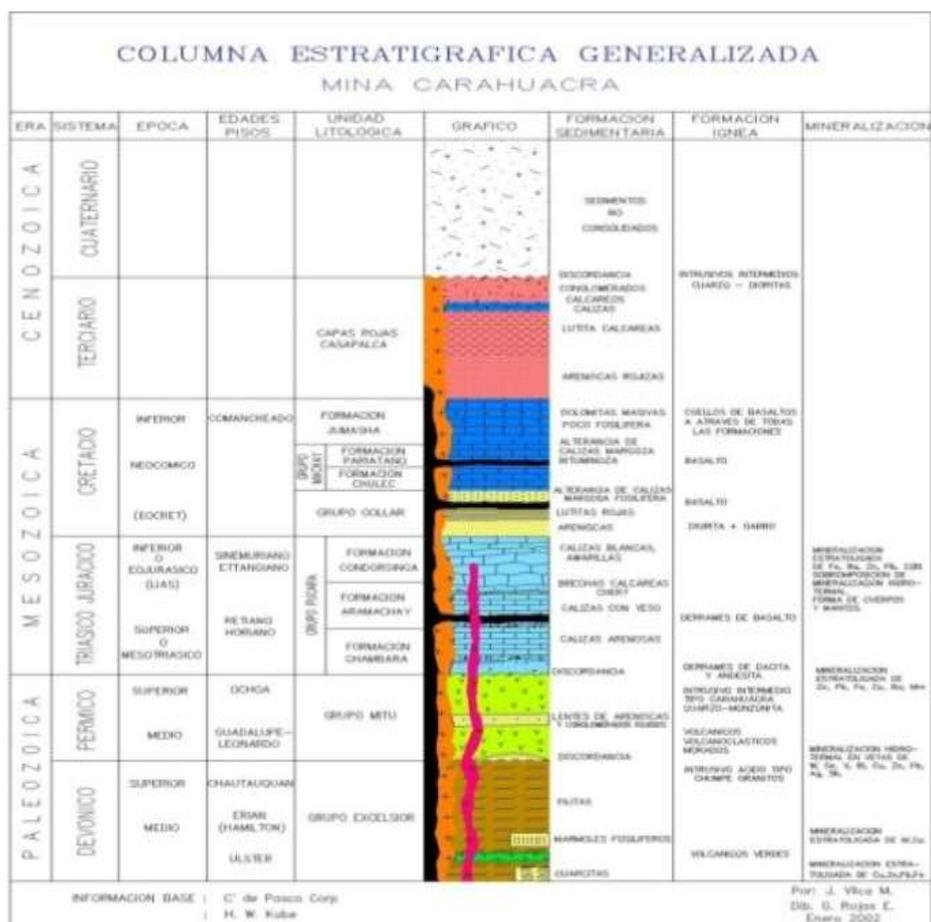


Figura 2. Columna estratigráfica generalizada
Tomado del departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2014
✓ **Silúrico-devónico - grupo Excélsior**

El grupo Excélsior está conformada por rocas muy antiguas que afloran en el área e integran al núcleo del anticlinal Chumpe, está formado por filitas con intercalaciones de cuarcitas, vulcanitas verdes y bancos calcáreos marmolizados con fósiles. (6)

✓ **Pérmico - grupo Mitú**

Encima de las rocas del grupo Excélsior existen una sucesión volcánica, formado por rocas andesíticos y dacíticos diseminados, breccas, aglomerado y tufos. La mineralización para este grupo se sitúa en el domo Yauli notablemente, en forma de filones y diseminadas. (6)

✓ **Triásico superior liásico - grupo Pucara**

Este grupo es una agrupación de facies calcáreas, se ubica en la discordancia encima del grupo Mitú, este grupo se divide en tres formaciones: Chambará,

Aramachay, y Condorsinga están relacionados con la mineralización económica del lugar. (6)

a. Formación Chambará (Triásico Superior)

Está constituida por calizas, dolomitas, calizas dolomíticas, separadas por capas calcáreo-arcillosas y tufos de pocos centímetros, las rocas calcáreas presentan un color gris claro a negro, con mayor porcentaje de materia orgánica. (6)

b. Formación Aramachay (Liásico: Hetangiano-Sinemuriano)

Está compuesta por pizarras limosas, seguidamente de areniscas de grano fino, calizas y de chert en capas; las calizas se presentan en bancos de 20 a 50 centímetros, frecuentemente lenticulares, o en nódulos discoidales de hasta un metro de diámetro; se nota también capas vulcano-detriticas. El conjunto tiene un tinte negro y una pátina bruno-lilácea muy característica. (6)

c. Formación Condorsinga (Liásico Toarciano)

Se compone de oolíticas o bioclásticas en su mayoría, chert abundante en la mitad inferior de la formación; intercalaciones tufáceas de color gris claro, de grano fino a medio, son comunes. Las calizas varían de color gris claro a gris oscuro, son de grano fino, hay zonas donde están fuertemente brechadas. (6)

✓ **Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior)**

Sobre el grupo Pucará yace en discordancia paralela el grupo Goyllarisquizga, el cual se depositó en dos fases sucesivas. La primera compuesta por depósitos de granulometría fina a muy fina, de facies llanura aluvial con pelitas rojas y escasas intercalaciones de areniscas de facies de desbordamiento, depositadas en un ámbito climático semiárido mostrado en la fuerte oxidación de las pelitas. Durante la segunda fase hay un cambio brusco respecto a la primera, depositándose areniscas medianas hasta muy gruesas y niveles conglomeráticos con troncos de árboles actualmente silicificados, en un ambiente húmedo e importante actividad ígnea evidenciada por sills de basalto. (6)

✓ **Grupo Machay (Cretácico Medio)**

a. Formación Chúlec;

Esta formación totalmente carbonatada, litológicamente está conformada por una alternancia de calizas y margas de facies de plataforma externa. Es muy fosilífera y constituye la primera formación cretácica de los Andes Centrales correctamente datada. Toda la serie en su conjunto está intensamente bioturbada. (6)

b. Formación Pariatambo,

Definida por McLaughlin (1924) como el miembro superior del grupo Machay, ahora se considera una formación separada. Esta formación fácil de localizar en el paisaje por su coloración negra característica, escasa resistencia a la erosión y litología monótona está constituida por una alternancia margo-caliza de pequeños bancos claros y oscuros generalmente muy bituminosos, señalados por un olor fétido muy pronunciado. (6)

c. Formación Jumasha;

Concordantemente sobre la formación Pariatambo se encuentra la formación Jumasha. Litológicamente, es la más homogénea de las formaciones cretácicas expuestas en el domo de Yauli. (6)

2.2.4 Geología estructural

• Plegamiento

La mina Carahuacra se encuentra en el flanco occidental de la estructura regional dominante del domo de Yauli, que se extiende longitudinalmente en aproximadamente 35 kilómetros desde San Cristóbal hasta Morococha, y transversalmente 10 kilómetros; el rumbo promedio de esta estructura es N 40° O; es asimétrico, su flanco este buza entre 30° y 40° mientras su flanco oeste buza entre 60° y 80°; está conformado por varios anticlinales y sinclinales, de los cuales los anticlinales más importantes son el de Chumpe y el de Yauli (Ultimátum); sus ejes tienen un rumbo que varía entre N 35° y 40° O. (6)

El anticlinal Chumpe está en el extremo oeste, su flanco occidental tiene un buzamiento de 55° al SO, mientras que el oriental buza 30° al NE; el núcleo de este anticlinal está formado por rocas del grupo Excelsior; el flanco occidental está compuesto por calizas Pucará y areniscas Goyllarisquizga; en el flanco oriental se extienden las rocas del grupo Mitu por varios kilómetros y sobre éstas las del grupo Pucará. (6)

- **Fracturamiento**

El fracturamiento en el área de la mina Carahuacra, parece ser el resultado de las fuerzas compresivas e intrusivas que dieron lugar a la formación del Domo de Yauli. Probablemente a fines del Cretácico, plegamiento "Peruano" fuerzas de compresión de dirección NE - SO comenzaron a formar el anticlinal Chumpe, a medida que las fuerzas de compresión aumentaban de intensidad durante el plegamiento "Incaico", los estratos inferiores de caliza resbalaron sobre los volcánicos subyacentes, dando lugar a la formación de repetidas fallas inversas acompañadas de pliegues de arrastre (Los sobre escurrimientos y fallas inversas encontrados al oeste de San Cristóbal, en las calizas del grupo Pucará, pueden pertenecer a este sistema. (6)

La complejidad geológica del distrito ha dado lugar a la formación de una variedad de depósitos minerales que se extienden ampliamente como se muestra en el grafico siguiente. (6)

2.2.5 Geología económica

Después de la última etapa del plegamiento "Quechua" y la formación de las fracturas de tensión, vino el período de mineralización; soluciones residuales mineralizantes originadas probablemente de los stocks de monzonita cuarcífera, invadieron el área dando lugar a la formación de vetas, mantos y cuerpos; sin embargo es necesario aclarar el origen de los mantos y cuerpos, fueron rellenados o reemplazados indistintamente por soluciones hidrotermales, a través de canales alimentadores (feeders). (6)

- **Vetas**

Las vetas o filones fueron formadas principalmente por relleno de fracturas, siendo mejor mineralizadas aquellas que se formaron a lo largo de fracturas de tensión; las fallas de cizalla por contener mucho panizo no fueron bien mineralizadas o pobremente mineralizadas. Se encuentran localizadas en todo el distrito minero, con su mayor desarrollo en los volcánicos del grupo Mitu. (6)

- **Mantos**

Los mantos se encuentran localizados en el flanco oeste del anticlinal, en las calizas Pucará; a partir del contacto con los volcánicos Mitu, se ubican concordantemente con la estratificación. (6)

- **Cuerpos**

Al igual que los mantos se encuentran localizados en el flanco oeste del anticlinal, en las calizas Pucará, y se forman por la unión de varios mantos o en la intersección de una veta con algún manto. (6)

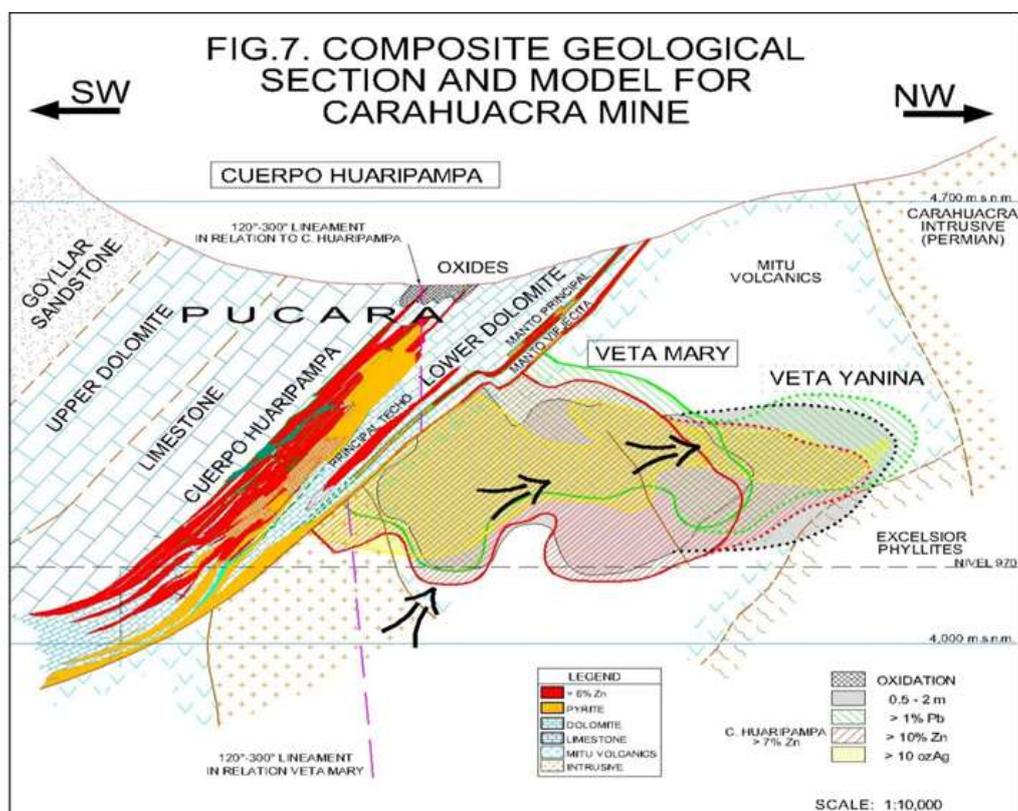


Figura 3. Plano de sección geológica compuesta y modelo por mina Carahuacra. Tomado del departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli.

2.2.6 Sistema de vetas Carahuacra

El sistema de vetas Carahuacra, está conformado por las siguientes vetas: Mary, Ramal Mary, Yanina, M.L., Ruth, Carmen, Lourdes, Penélope, etc. siendo las de mayor extensión la veta María Luisa y M.L. las cuales han sido mineralizadas a lo largo de aproximadamente 600 m Y 500 m. respectivamente. (6)

2.3 Bases teóricas

2.3.1 Proyecto minero

Determinar los límites de explotación y secuenciamiento de extracción del yacimiento que entregue el mayor beneficio económico. Para esto se deben tener en cuenta las siguientes consideraciones: (7)

- Modelo de bloques utilizado (calidad de recursos)
- Modelo de costos (estimación de costos en el largo plazo)
- Precio de largo plazo del mineral que será explotado
- Parámetros de diseño (ángulo de talud y recuperación metalúrgica)

2.3.2 Recursos mineros

Es el factor de la industria minera y a diferencia de otras actividades los recursos con que se trabaja no son renovables. En términos de necesidades humanas, los minerales no son renovables, debido a que han sido formados por procesos geológicos, con lo que la velocidad de génesis es muy inferior a la de consumo. Las consecuencias del agotamiento progresivo de las reservas en un depósito son muy variadas. (7)

Las minas tienen duraciones limitadas, la mayoría de las compañías explotadoras necesitan ejecutar programas de exploración e investigación con vistas al descubrimiento de nuevos yacimientos o ampliación de los que se explotan para garantizar la continuidad de las mismas más allá del horizonte marcado por un proyecto en cuestión. El riesgo económico durante esa etapa de investigación es elevado, ya que la probabilidad de éxito suele ser pequeña. (7)

2.3.3 Objetivo de la empresa minera

La actividad desarrollada por la minería es de carácter comercial, es decir sus propietarios persiguen resultados económicos como compensación al capital invertido, esfuerzo de profesionales y riesgo que deben asumir. (8)

2.3.4 Resultado económico de la inversión minera

El resultado comercial logrado tanto en una actividad comercial como en una explotación minera se mide por el monto de las utilidades anuales obtenidas. (8)

2.3.5 Factibilidad del proyecto minero

Es el análisis más profundo de los estudios de mercado, tecnológico – costo de inversión y capital de trabajo, tamaño y localización – insumos y proyecto sobre el medio ambiente. En esta etapa se determina el calendario de ejecución y la fecha de puesta en servicio. (8)

Este análisis de anteproyecto se basará en:

- Especificaciones detalladas del producto en cuanto a mercado, calidad y cantidad
- Especificaciones detalladas de los factores de producción e insumos relacionados a la cantidad, calidad
- Especificaciones del proceso productivo
- Primer calendario de ejecución y puesta en marcha
- Generación de adquisición de tecnología
- Proposición de un sistema de comercialización
- Financiamiento y análisis económico

2.3.6 Método de explotación

Es una forma geométrica generada y usada para explotar un yacimiento dividiendo el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo minero. (8)

Teniendo como objetivo la extracción de menas de una manera óptima y que la comercialización proporcione la utilidad esperada. El método de explotación engloba un conjunto de operaciones que permite la extracción del mineral, para ello es de importancia el funcionamiento de los servicios como. (8)

- Ventilación
- Drenaje
- Suministro de energía, aire y agua

La explotación compone tres operaciones mineras básicas:

- Apertura de mina: desarrollo y preparación
- Infraestructura de la mina o preparación
- Explotación de mina o arranque

2.3.7 Factores que influyen en la selección del método de explotación

En la elección del método de explotación intervienen fundamentalmente los siguientes factores:

a. Características geográficas

Los aspectos más importantes dentro de este factor son:

- Profundidad
- Clima
- Cercanía a un lugar poblado

b. Características geológicas y físicas del yacimiento

- Forma del yacimiento y cuerpo mineralizado
- Potencia, si se trata de una veta o manto
- Manteo, si se trata de una veta o manto
- Diseminación, respecto de la superficie
- Profundidad respecto a la superficie
- Dimensiones del yacimiento, ubicación
- Componentes mineralógicos de la mina

- Características mecánicas (resistencia a la tracción y la compresión) de la roca que constituye el cuerpo mineralizado y de la roca encajonante

c. Condiciones Económicas

La explotación de un yacimiento debe realizarse al menor costo posible. Debido a que tanto el costo de acceso, desarrollo y preparación propia del método de explotación tienden a ser elevados. A ello se suman los costos de tratamiento de mineral, inversiones en equipos, materiales, costos administrativos y de venta (9).

La tendencia que lleva explotar yacimientos de leyes cada vez bajas son debido a causas como:

- La necesidad del abastecimiento constante del mercado
- El agotamiento de los yacimientos de leyes altas

Para la solución se tiende a tener dos alternativas:

- Seleccionar en el interior del yacimiento las zonas pobres de las ricas.
- Explotar grandes masas de baja ley, con costos bajos debido al gran tonelaje, esto nos lleva a los métodos mecanizados.

2.3.8 Elección del método de explotación

Factores de selección:

- Ubicación (recurso)
- Profundidad, forma, tamaño, del cuerpo mineralizado
- Calidad geomecánica de la roca mineralizada y roca de caja
- Distribución de leyes económicas
- Reglamentación (Medio Ambiente)

Criterios de selección:

- Rendimiento y productividad
- Seguridad al personal, equipo e infraestructura
- Recuperación

- Reservas extraídas, reservas in situ
- Selectividad
- Dilución
- Costos de inversión y operación

2.4 Métodos de explotación

Los métodos de explotación que se aplican en mina Carahuacra son:

2.4.1 Sub Level Stopping (Bench and Fill)

Consiste en explotación por hundimientos de subniveles mediante perforación de taladros largos, limpieza de mineral en retirada, seguido de relleno detrítico para la estabilización de las cajas y por último se extrae el mineral en los subniveles inferiores. Para la mina Carahuacra se adecuo la variación Avoca Back Fill, que consiste en la explotación ascendente, seguida por relleno detrítico vertical, con infraestructura de extracción diseñada en forma paralela a la estructura mineralizada y accesos perpendiculares a la estructura mineralizada manteniendo equidistancia entre accesos de 100 metros, la profundización se ejecuta mediante una rampa principal siempre orientada a la caja piso de la estructura. (9)

La secuencia de minado ha sido diseñado de manera longitudinal, seccionando la estructura en bloques de explotación de 100 metros de longitud y realizando una secuencia ascendente mediante 3 bancos de explotación de 15 metros de altura separados por 03 subniveles de perforación- extracción y 01 de nivel principal, con respecto a la extracción se realiza rotura en retirada seguido por relleno detrítico mecanizado (back fill) con longitud máxima de abertura (LMA) hasta de 30 metros horizontalmente, esto es variable según la clasificación de roca (RMR). (9)

El diseño del corte básico de explotación se considera un block de mineral de 67.50 metros de altura con 03 subniveles intermedios de perforación y 01 nivel principal de extracción (sección: 3.80m x 4.0m y Pendiente: + 1%), se inicia la

explotación en el banco N°01 desde el centro de la estructura, que se encuentra como reserva, en retirada en dirección E – W. (9)

Con bancos de 15 m, la llegada de los accesos se realiza en forma de rombo para darle mayor eficiencia a la operación. Se aplica en veta Mary, veta ML y Diana. (10)

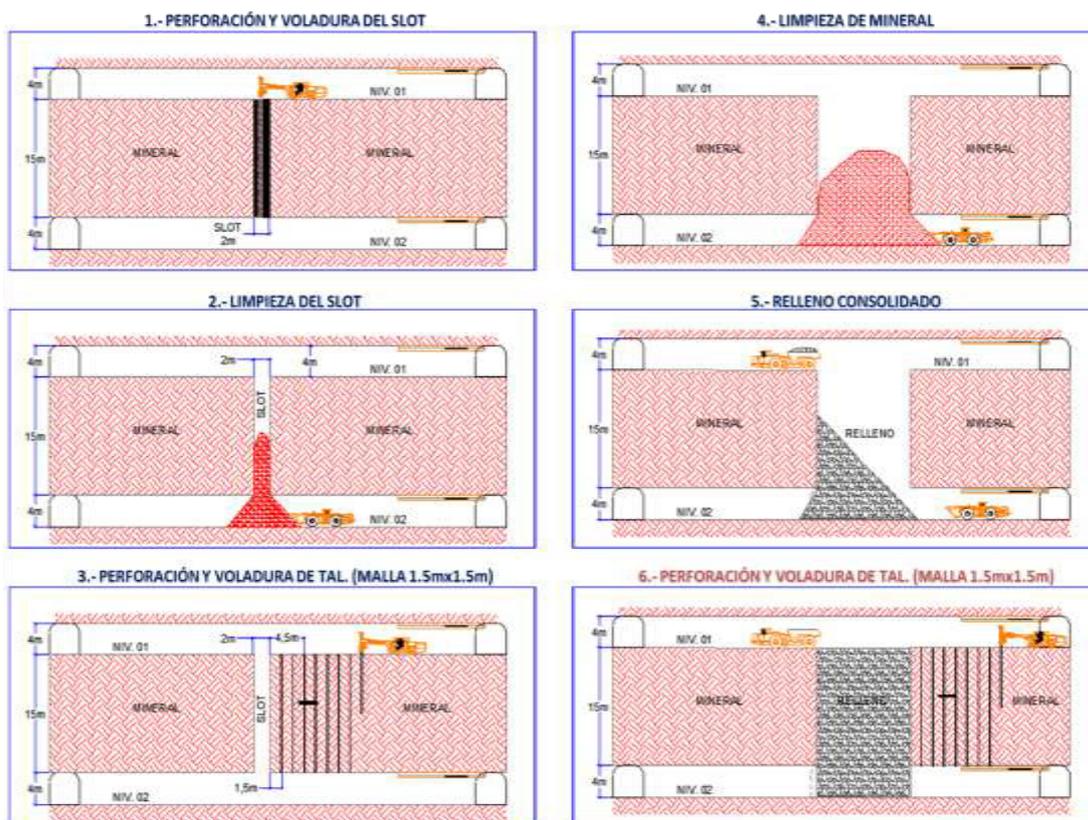


Figura 4. Diseño SLS – Bench and Fill
Tomado del departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra

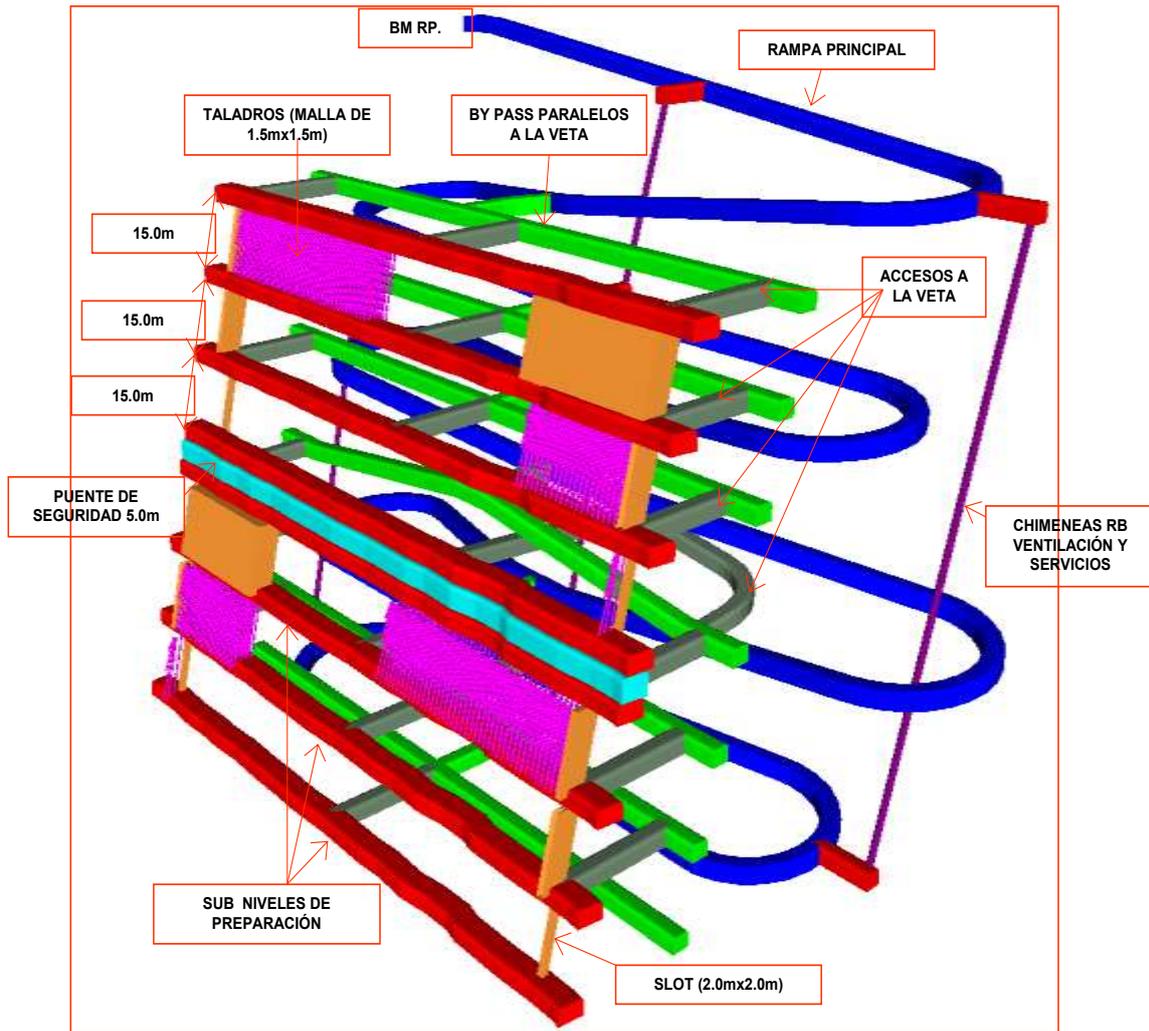


Figura 5. Diseño SLS – Bench and Fill
 Tomado del departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra

2.4.2 Over Cut and Fill (Breasting).

Como condición general para la aplicación de este método es buzamiento menor a 50° así como en zonas de intermitencia de mineral - desmonte condición que requiere de mayor selectividad. La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso 0 de la estructura, a partir de la rampa se desarrollan accesos de - 15 % grado hacia la estructura, una vez cortada la estructura se desarrollan galerías este – oeste, de longitudes de 50 m en promedio (límite del tajo); con objetivo de control de estabilidad en corona la perforación se realiza de forma horizontal (breasting), para el cambio de piso es utilizado relleno mecánico y posterior uniformizado y sellado de cajas mediante relleno hidráulico y se desquincha la corona del acceso (rebatido) e inicia el nuevo corte en ascenso (11).

Con una altura de 4.0 m. (corte efectivo 3.5m). Este método se emplea en veta de mayor potencia y con terrenos de regular a malo, en la mina Carahuacra su aplicación mayormente se da en el cuerpo Huaripampa y Veta Diana. (7)

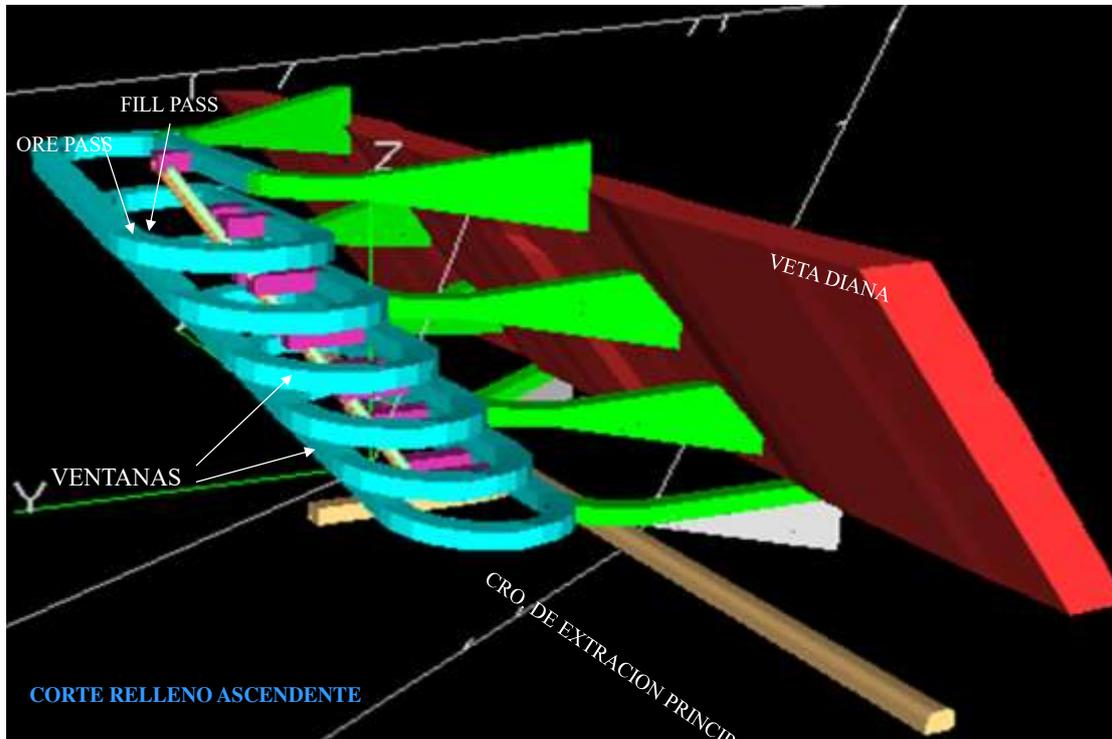


Figura 6. Diseño over cut and fill – OCF
Tomado del departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra

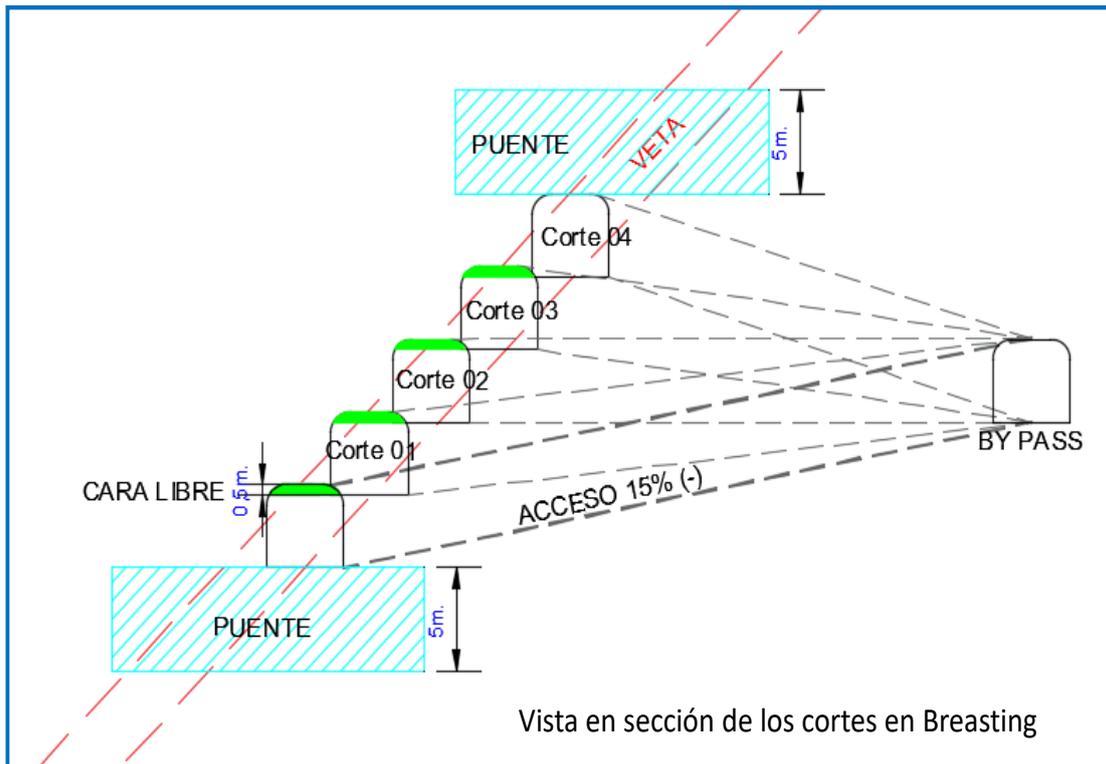


Figura 7. Diseño over cut and fill – OCF

Tomado del departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra

2.5 Implementación del método de explotación propuesto Métodos de explotación con taladros largos

Sublevel Stopping es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente y ascendente. El sistema establece un único nivel base (nivel de extracción) para varios subniveles superiores, la distancia entre los niveles base oscila entre 80 y 100 metros. (9)

Existen dos variaciones en este método

- El método taladros paralelo (LBH)
- El método taladros en abanico

2.4.3 Método taladros abanicos - SLC

Este método es aplicado en cuerpos diseminados, la perforación de taladros es de longitudes variables superiores a los 15 metros dependiendo de las dimensiones del block mineralizado. (9)

La altura entre subniveles de perforación es de 30 metros, a partir de estos subniveles se realizan perforaciones de taladros ascendentes y descendentes en abanicos para lo cual se utilizan diámetros de broca de 64mm. Con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros. (9)

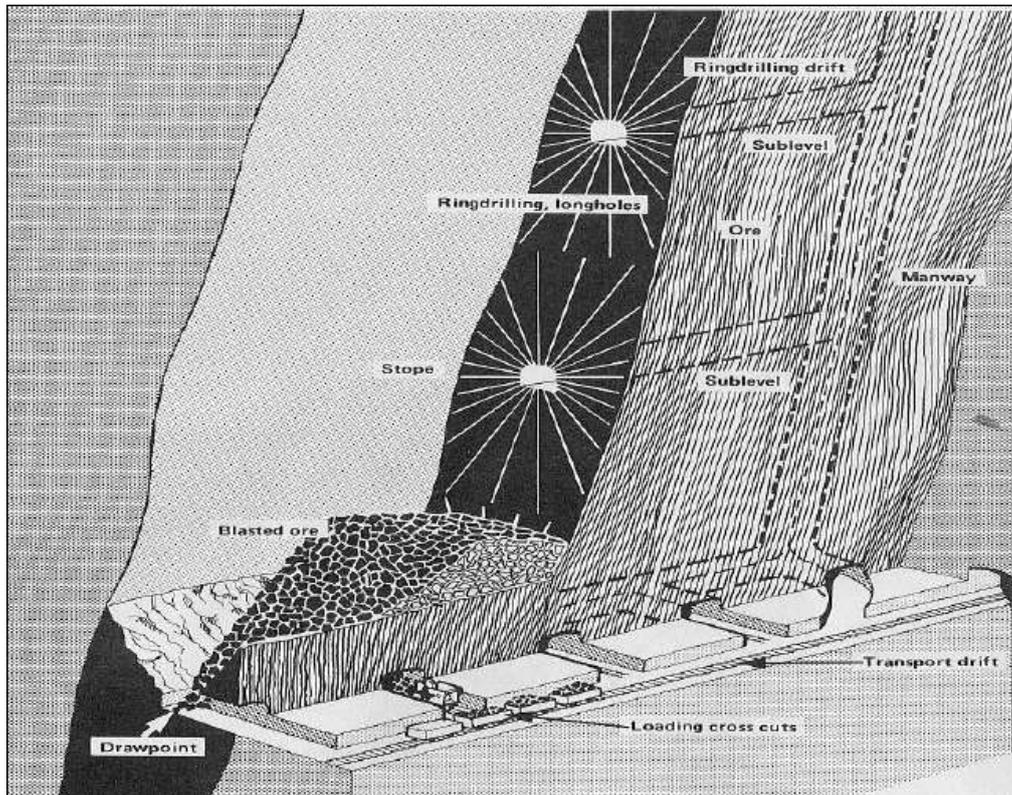


Figura 8. Método taladros abanicos – SLC
Tomado del departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra

2.4.4 Método taladros paralelos - SLV

Este método es aplicado básicamente en bloks de mineral de potencias menores, vetas donde la potencia minable es de 1.50 metros hasta 3.00 metros, la sección de los subniveles son de 2.50m x 2.50 m sirven como subnivel de perforación, así como también para el desplazamiento de los equipos de perforación y de limpieza scooptram. (9)

Existe una regular continuidad en la mineralización lo cual hace factible la aplicación de este sistema, el buzamiento de las vetas tiene un promedio de 75° lo que es una inclinación favorable en el desplazamiento del material dentro del tajo. (9)

La altura entre subniveles es de 15.0 metros, a partir de estos subniveles se realizan perforaciones de taladros paralelos al buzamiento de la veta en sentido ascendente y descendente con una longitud entre 12.0 m – 15.0 m como máximo, para lo cual se utilizan diámetros de broca de 64mm con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros. Las chimeneas - slot utilizado como cara libre son preparados con una sección de 2.0m x 2.0m. Estas chimeneas están ubicadas a los extremos del tajo de tal forma que la explotación se hace en retirada y en rebanadas verticales. (9)

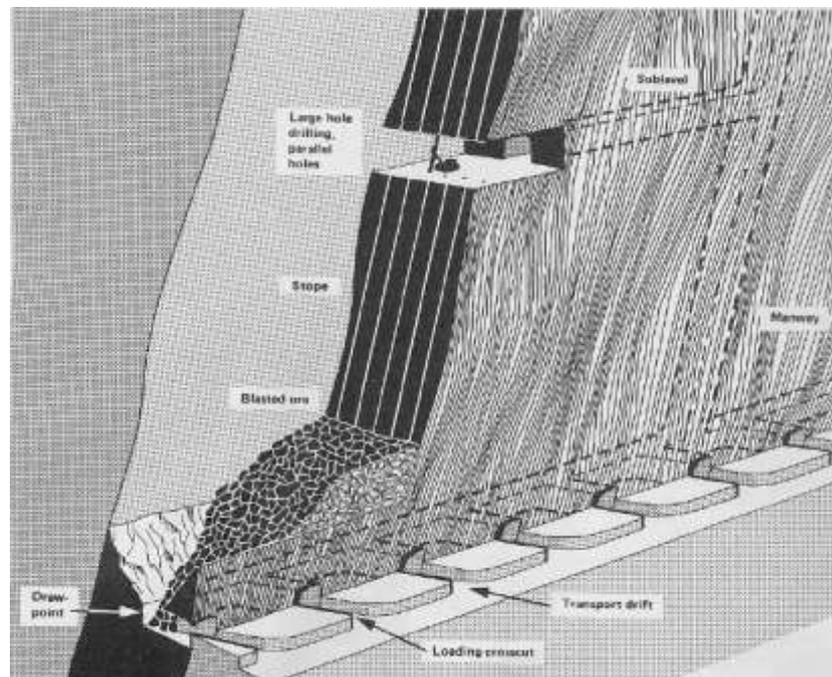


Figura 9. Método taladros paralelos - SLV
Tomado del departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra

2.4.5 Preparación

El acceso a los tajeos de explotación es por rampa y cortadas normalmente ubicados en la caja piso de los tajeos. (9)

La galería de extracción (*by pass*) debe ser desarrollada en el nivel base (caja piso) del tajeo, paralela a la zona mineralizada y en estéril, el desarrollo de estocadas o “draw points” que unen la galería de extracción con la galería sobre veta para la recuperación del mineral derribado. (9)

Las galerías de perforación (subniveles) deben estar en la zona mineralizada. Se ejecuta una Ch - slot que sirve como cara libre para iniciar la voladura.

2.4.6 Perforación de taladros largos

La perforación de taladros largos es la principal actividad en el minado por subniveles, esta operación requiere de bastante control y precisión antes de iniciar la perforación, el control y precisión son un factor determinante para lograr una voladura óptima y eficiente. (8)

El uso de diámetros menores y longitud de taladros mayores básicamente generan la desviación del taladro es un problema común pero controlable. (8)

2.4.7 Factores que originan la desviación del taladro

2.4.7.1. Factores que originan desviación del taladro antes de la perforación:

- Error en el posicionamiento del equipo
- Error en la selección y lectura de ángulos
- Error en el emboquillado y en la fijación de la viga de avance

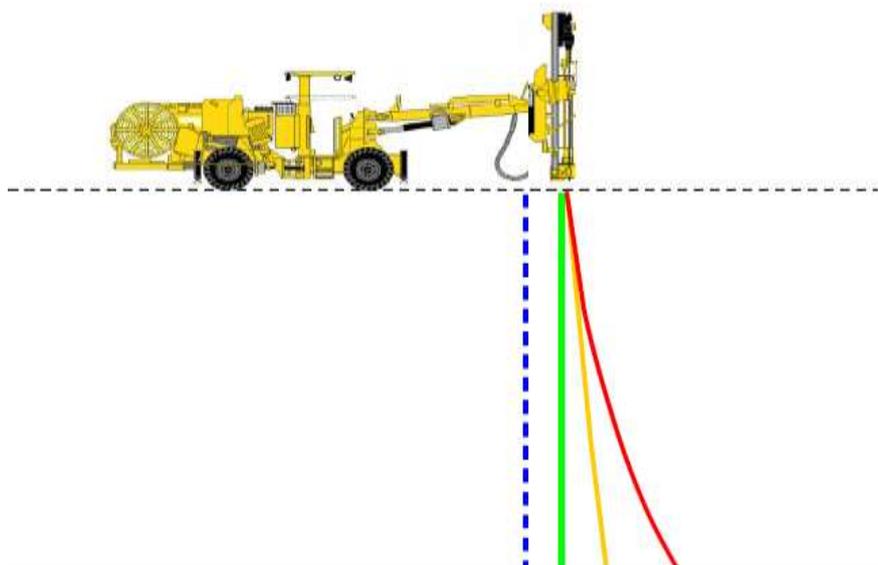


Figura 10. Taladro desviación de planeados taladros
Tomado del departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra

2.4.7.2. Factores relacionados a la condición y estado del equipo:

- Estado de la perforadora
- Carro porta perforadora, deslizadera y componentes
- Viga de avance
- Sistema lector de ángulos (ARI)

2.4.7.3. Factores dentro del taladro:

- Tipo y calidad de roca

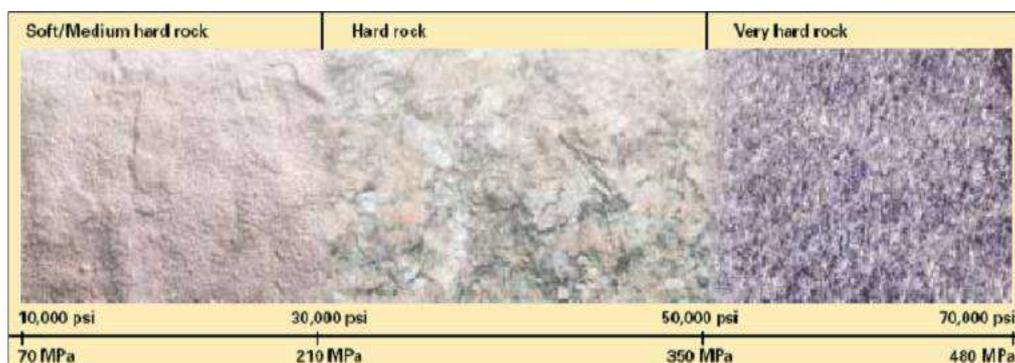


Figura 11. Tipo y calidad de roca

Tomado del Catálogo de productos-equipos de martillo en cabeza por Secoroc, Atlas Copco SAC 2017 (13)

2.4.7.4. Factores durante la perforación:

- Estado de la columna de perforación (desgaste roscas)

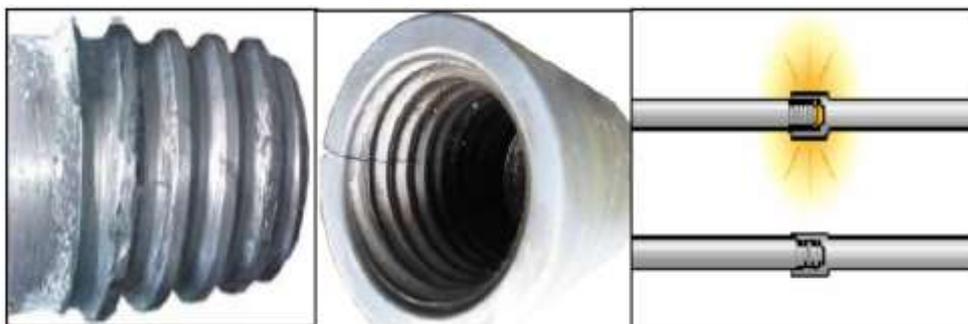


Figura 12. Tipo de columna y longitud de taladros

Tomado del Catálogo de productos-equipos de martillo en cabeza por Secoroc, Atlas Copco SAC 2017

A. Columna T - 38

Descripción		Precio	Rendimiento (m)
Broca retráctil	2 1/2" (64mm)	95.00	630
Barra MF T38 –	4'	140.00	2400
Shank Adapter COP. 1238 – T38		140.00	3100

B. Columna R – 32

Descripción		Precio	Rendimiento (m)
Broca retráctil 2" (51 mm)		78.00	450
Barra MF R-32 – 4'		98.00	1800
Shank adapter COP. 1032 – R32		149.00	2050

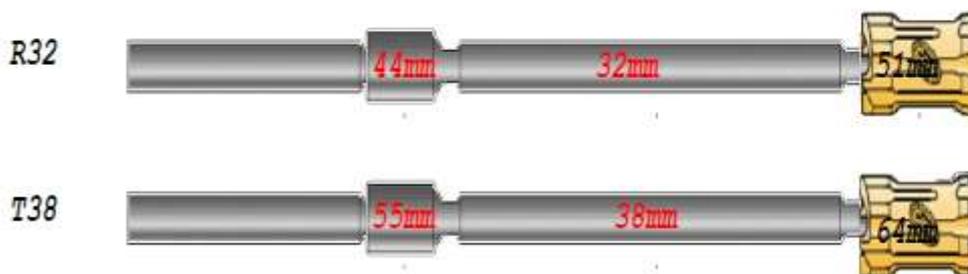
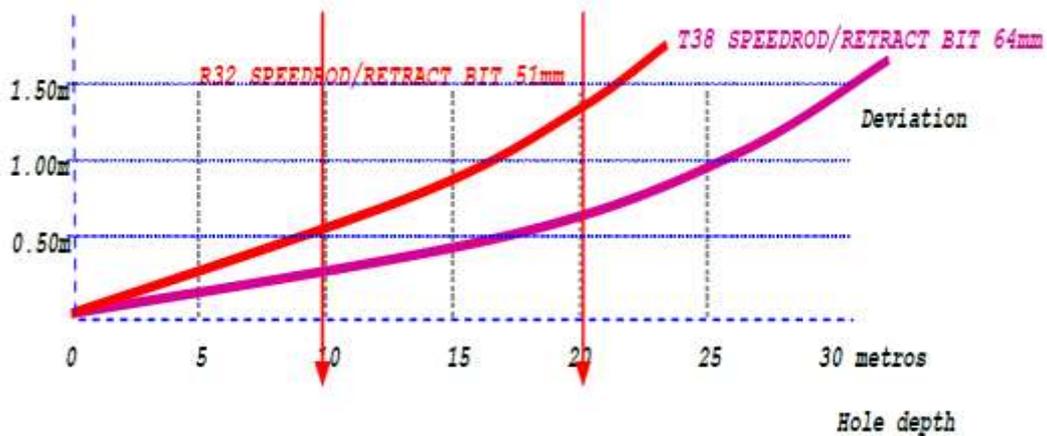


Figura 13. Desviación de taladros en relación a los metros de perforación
Tomado del Catálogo de productos-equipos de martillo en cabeza por Secoroc, Atlas Copco SAC" 2017

2.4.7.5. Intervalo oportuno y correcto de las brocas

- Antes que aparece las microfisuras (piel de serpiente)
- Antes que ocurra la rotura de los insertos
- Antes que los planos de desgaste sean mayores a 1/3 del diámetro del inserto.
- Antes que la velocidad de penetración disminuya
- Antes que se presente el contracono
- Antes que la desviación del taladro este fuera de control

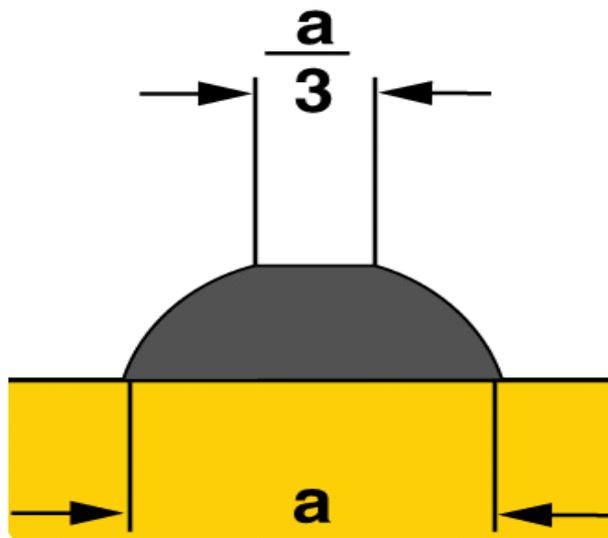
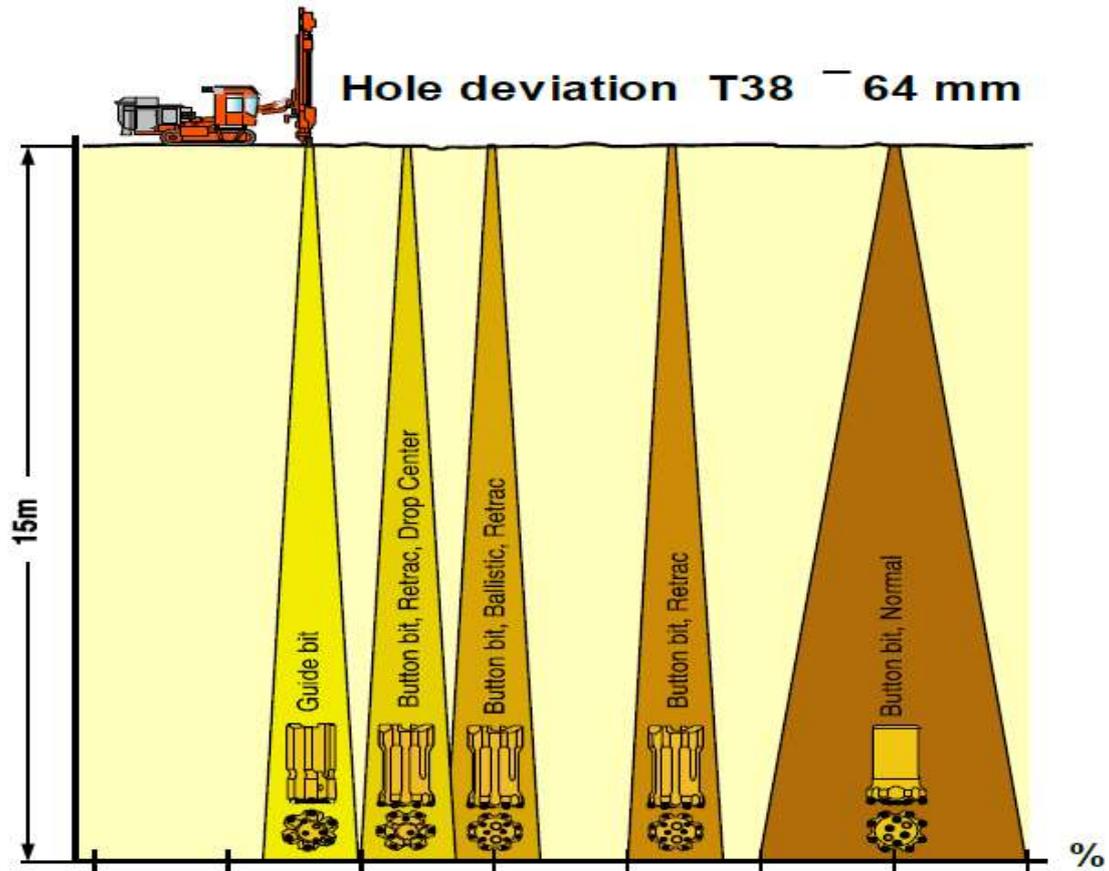


Figura 14. Tipo y diámetro de broca
Tomado del Catálogo de productos-equipos de martillo en cabeza por Secoroc, Atlas Copco SAC" 2017



*Figura 15. Desviación de taladros según el tipo de roca
Tomado del Catálogo de productos-equipos de martillo en cabeza por Secoroc, Atlas Copco SAC" 2017*

A. Parámetros de perforación:

- Rotación
- Percusión
- Fuerza de avance
- Sistema antiatasque
- Barrido

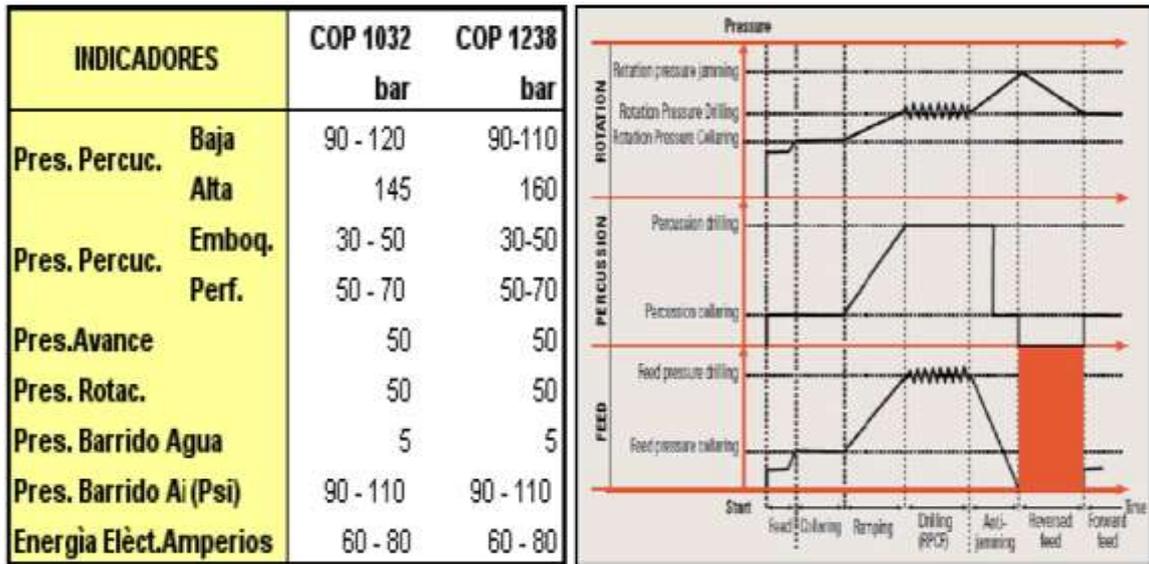


Figura 16. Parámetros de perforación
 Tomado del Catálogo de productos-equipos de martillo en cabeza por Secoroc, Atlas Copco SAC” 2017

B. Existen solamente dos maneras básicas de atacar mecánicamente a una roca y estos son:

- Percusión (fuerza de impacto de 25 t)
- Rotación (velocidad de rotación 250 rpm)

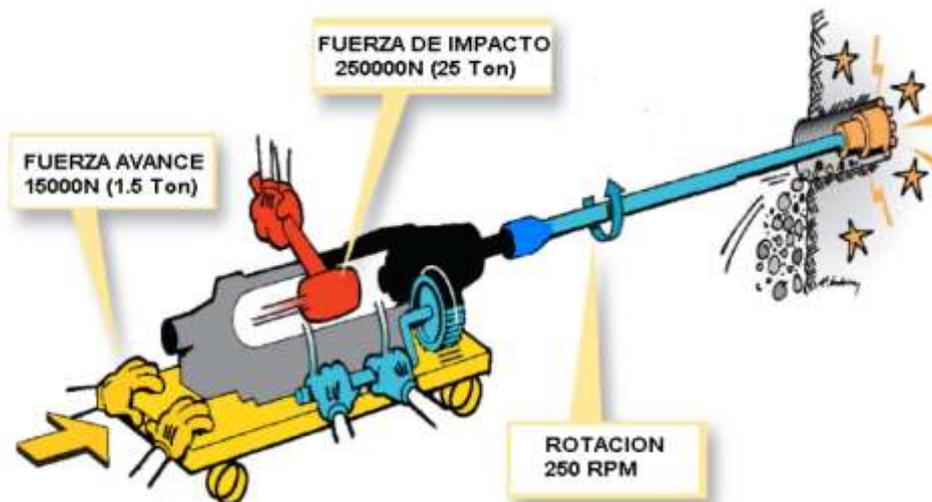


Figura 17. Mecanismo de perforación
 Tomado del Catálogo de productos-equipos de martillo en cabeza por Secoroc, Atlas Copco SAC” 2017

Adicionalmente tenemos una fuerza de empuje de 1.5 t a esta fuerza se le denomina avance. Es la interacción entre la broca y la roca la que gobierna la

eficiencia de la transferencia de la energía; por lo tanto, el proceso de fracturamiento de la roca está supeditado a la energía entregado por la broca. (8)

2.4.8 Estándar perforación de los taladros largos ascendentes

A. Objetivo

Obtener Una mejor eficiencia de metros perforado por tonelada, minimizando costos.

B. Referencias

1. Reglamento interno de seguridad EMQSA.
2. Manual de perforación

C. Estándares

1. La altura de perforación debe ser: 3.50 m
2. La malla de perforación será: 1.20 m x 1.20 m
3. Longitud de Perforación: 17 – 20 m
4. Broca tipo botones 2 ½" (Diámetro).
5. Barra de extensión de 1.20 m
6. Inclinación de Taladro 10° respecto a la vertical
7. Presión de agua 5 – 10 Bar
8. Tensión de trabajo del equipo: 440 V

D. Elementos NOSA

- 1.1. Áreas subterráneas: limpias y en condiciones seguras.
- 1.2. Protección de Máquinas.
- 1.3. Instalaciones protegidas por unidades permanentes o portátiles.
- 1.4. Comodidades de los Operadores.

E. Control

Lo llevan: el operador, supervisores.

F. Responsabilidad.

Superintendente de mina, jefes y asistentes de las secciones (mina).

2.4.9 Estándar de perforación de los taladros largos descendentes

A. Objetivo

Obtener Una mejor eficiencia de metros perforado por tonelada, minimizando costos.

B. Referencias

1. Reglamento interno de seguridad EMQSA
2. Manual de perforación

C. Estándares

1. La altura de perforación debe ser: 3.50 m
2. La malla de perforación será: 1.20 m x 1.20 m.
3. Longitud de Perforación: 17 – 20 m
4. Broca tipo botones 2 ½" (diámetro)
5. Barra de extensión de 1.20 m
6. Inclinación de Taladro 10° respecto a la vertical.
7. Presión de agua 5 – 10 Bar.
8. Tensión de trabajo del equipo: 440 V.

D. Elementos NOSA

- 1.5. Áreas subterráneas: limpias y en condiciones seguras.
- 1.6. Protección de Máquinas.
- 1.7. Instalaciones protegidas por unidades permanentes o portátiles.
- 1.8. Comodidades de los Operadores.

E. Control

Lo llevan: el operador, supervisores.

F. Responsabilidad

Superintendente de mina, jefes y asistentes de las secciones (mina).

2.6 Diseños de perforación y voladura en taladros largos

2.5.1 Cálculos para los diseños de burden y espaciamiento

Diseño de la malla perforación y voladura

Para el cálculo del burden se utiliza el modelo de Pearse

Donde:

$$B = (K \times D / 1000) \times \sqrt{(P / Std)}$$

B = Burden

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

D = Diámetro de taladro (mm)

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

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

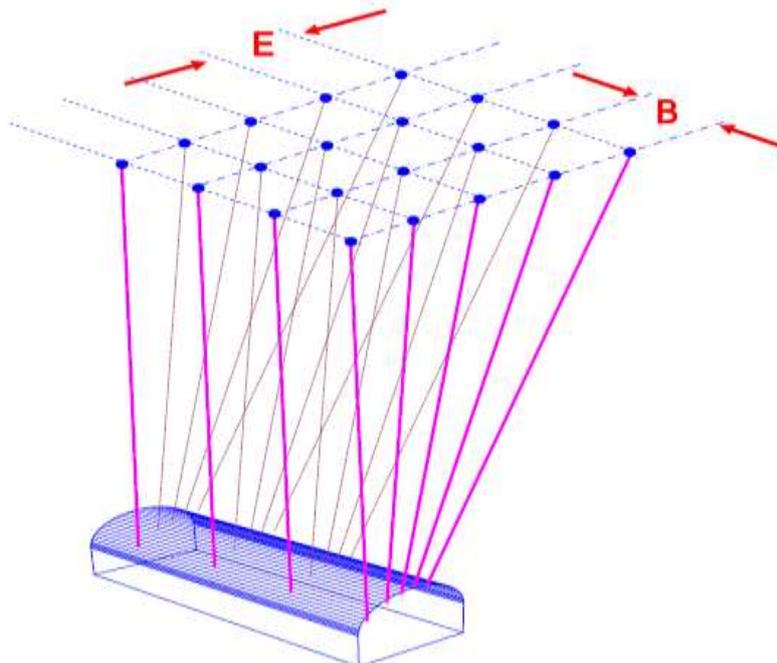


Figura 18. Diseño de la malla perforación y voladura
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

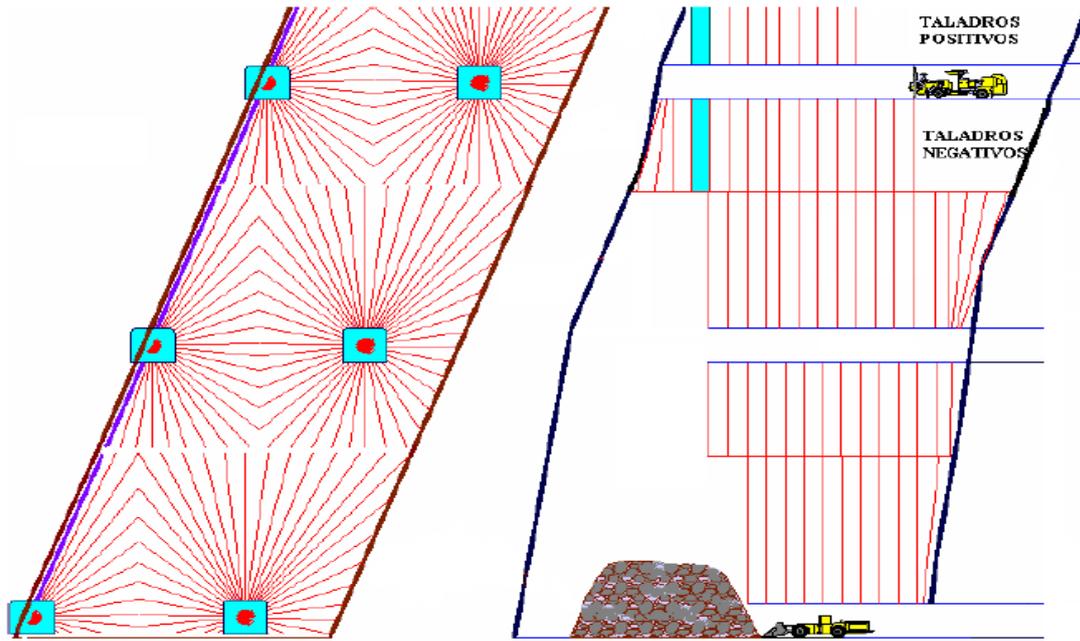


Figura 19. Diseño típico para el minado - SLC
 Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

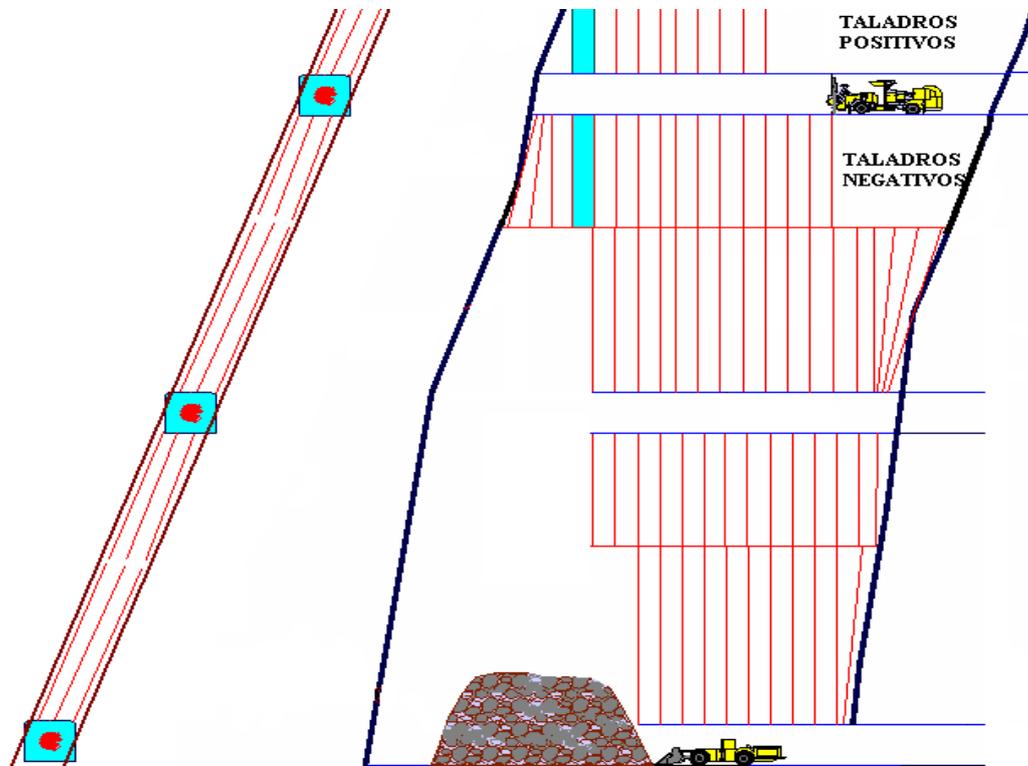


Figura 20. Diseño típico para el minado - SLV
 Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

2.5.2 Diseño de carga para taladros de producción

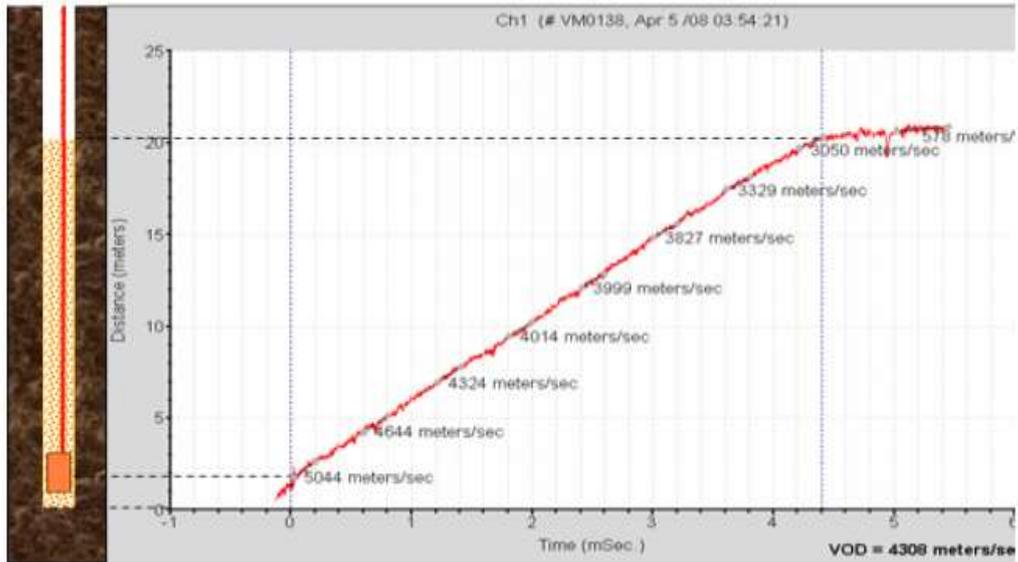


Figura 21. Alternativa 1 - cebo iniciador y columna de carga
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

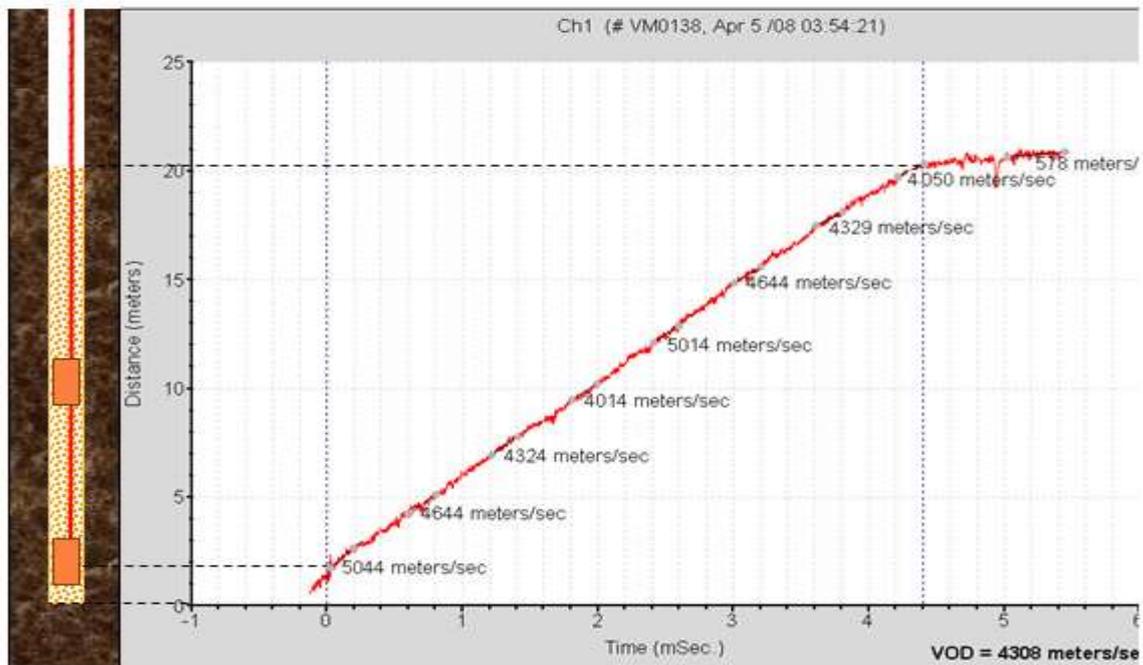


Figura 22. Alternativa 2 - cebo iniciador- columna – reforzador- columna de carga
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

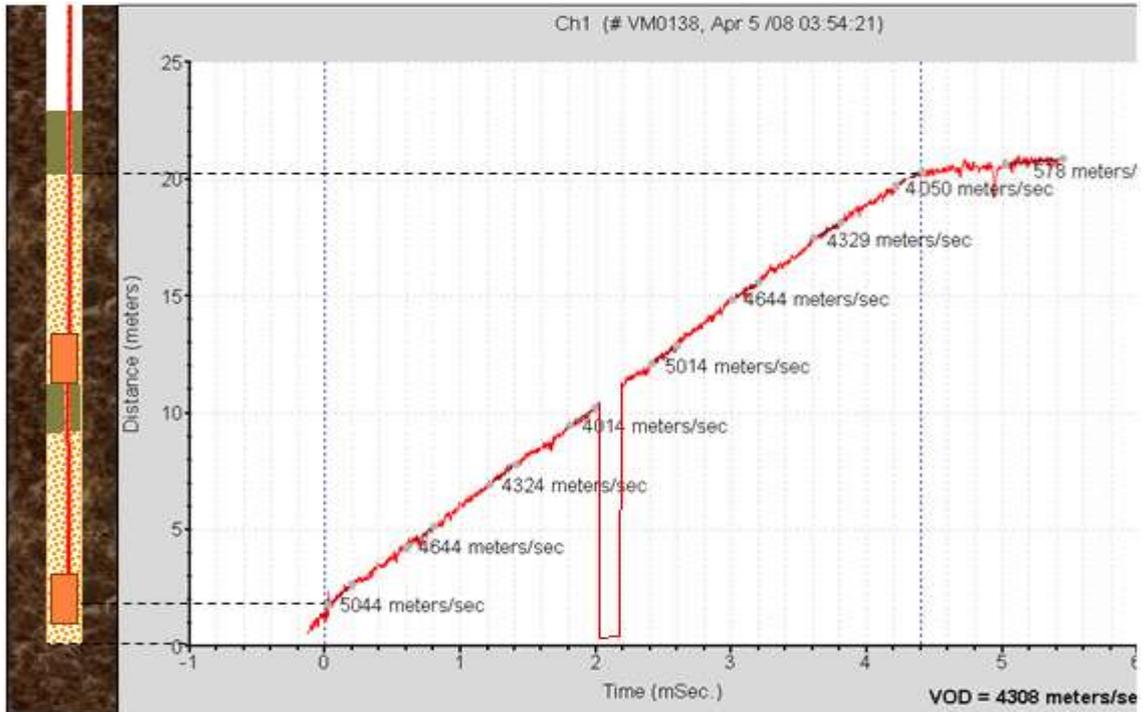


Figura 23. Alternativa 3 cebo iniciador- columna - taco - cebo iniciador- columna – taco
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora
Carahuacra

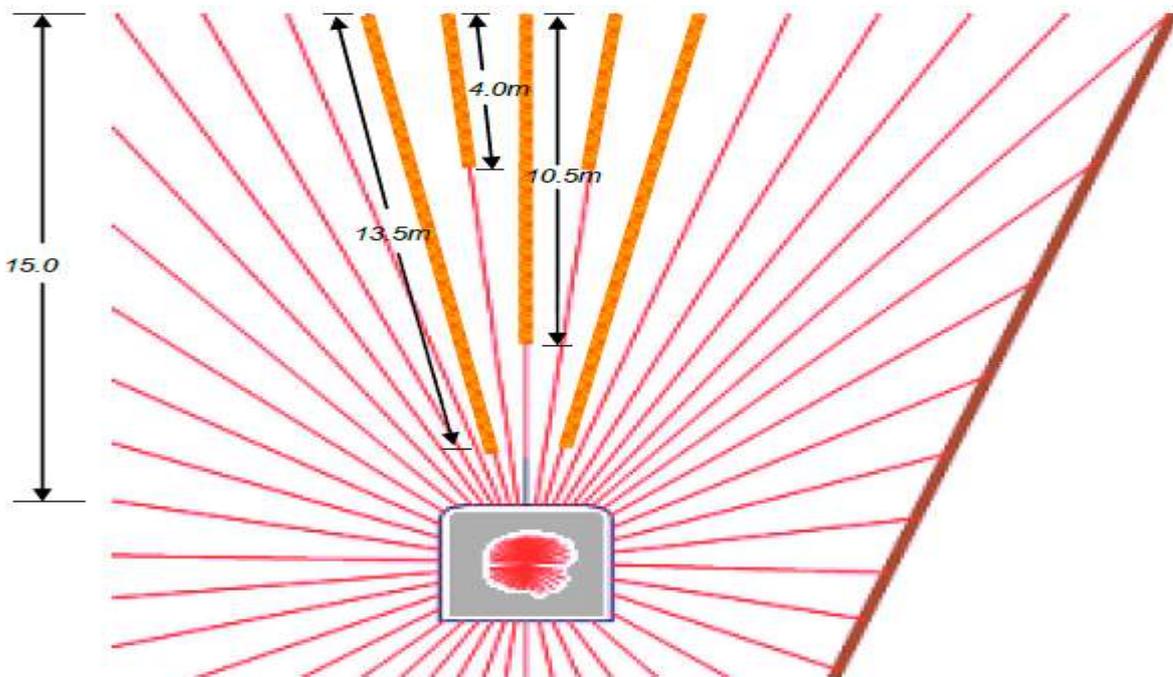


Figura 24. Diseño de distribución de energía para voladura – SLC
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora
Carahuacra

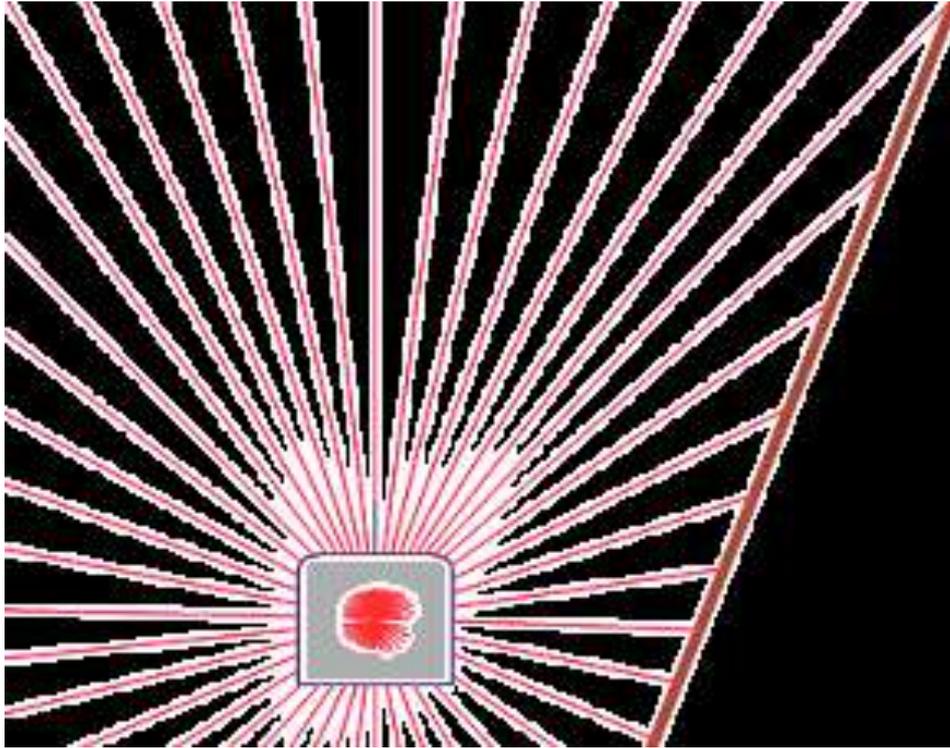


Figura 25. Distribución de energía óptima
 Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

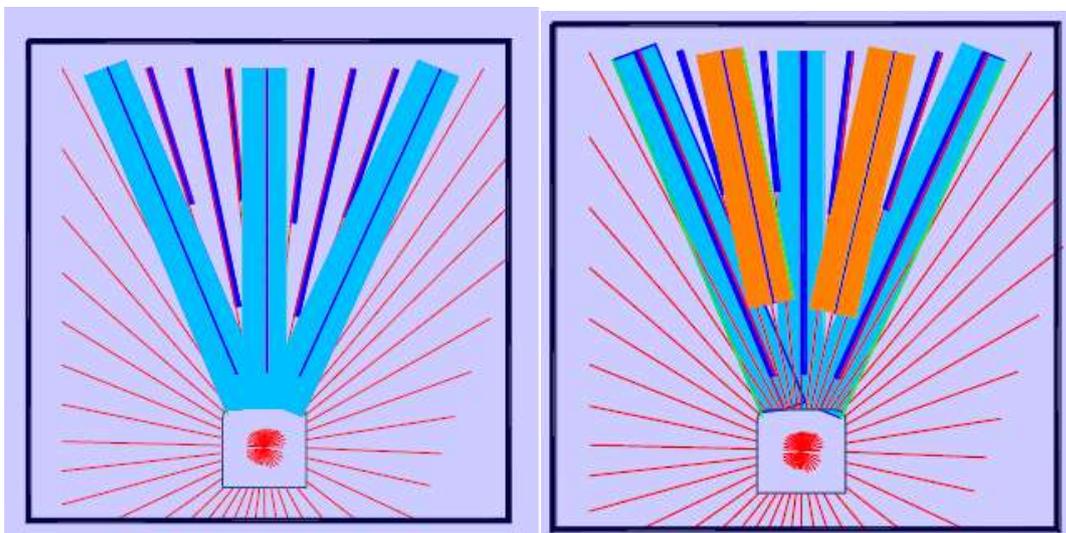


Figura 26. Radio de influencia por distribución de carga óptima
 Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

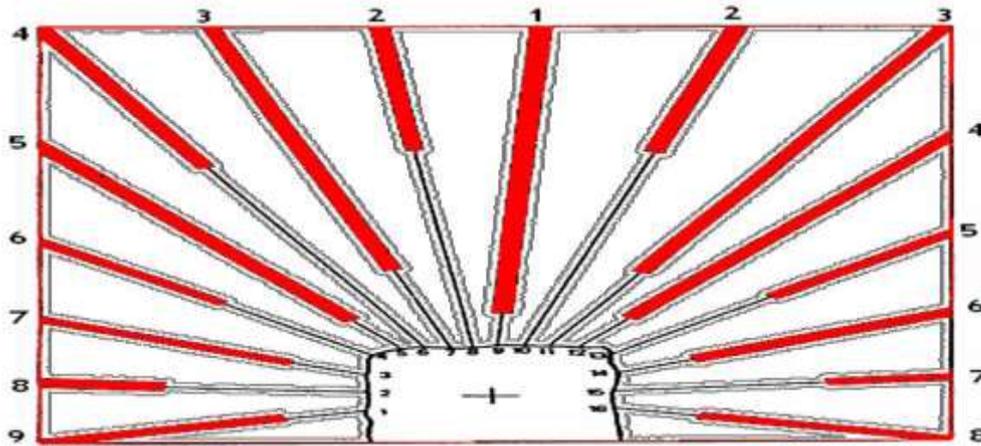


Figura 27. Diseño de secuencia de salidas
 Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

2.5.3 Explosivos y accesorios de voladura

A. Anfo (Examon – P)

Nitrato de amonio sólido utilizado en explosivos simples se suministra en forma de prills. Estos prills deben ser porosos y de distribución de tamaño uniforme. El tamaño típico para el prill de nitrato de amonio grado explosivo es:

- 100% < 3 mm
- 90% < 2 mm
- 1% < 1 mm Y el grueso debe tener un diámetro entre 1 y 2 mm

Durante la formación de dichos prill, generalmente se añade una fina capa de arcilla en su exterior, con el fin de contrarrestar la naturaleza higroscópica del nitrato. El nitrato sin recubrimiento en contacto con el aire, que tenga un 60% de humedad, eventualmente se transforma en líquido la arcilla finamente adherida a la superficie del prill reduce este efecto, pero también reduce su sensibilidad y permeabilidad. (6)

Este explosivo tiene sus limitaciones no es resistente al agua tener en cuenta la introducción del ANFO en un sistema de voladura en casos de taladros saturados en agua. (6)

El producto ANFO de mayor uso, es una mezcla balanceada de oxígeno, de libre fluido, conteniendo aproximadamente el 94% de prills de nitrato de amonio y 6% del combustible diesel N° 2 (D-2). Los vacíos en el prill de voladura poroso, menos denso, cumplen dos funciones:

- Permiten al prill absorber y retener el aceite combustible de manera uniforme y cercana.
- Mejoran la sensibilidad al actuar como “puntos calientes” de alta temperatura o puntos de iniciación.

Durante el almacenamiento del nitrato de amonio, el ciclo de temperatura puede producir un desmoronamiento de la estructura del prill. Cuando la temperatura del nitrato puro se eleva sobre los 32,1°C, ocurre un cambio espontáneo en la estructura del cristal. El cambio de la densidad y el volumen de la estructura del cristal dará como resultado un agrietamiento del cristal y, por lo tanto del prill. Cuando se enfría bajo los -17 a -32°C los cristales tienden a aglutinarse y si hay alguna humedad presente. El producto empezará a formar terrones. (6)

B. Propiedades de los *prills* de grado explosivo

Los *prills* de nitrato de amonio se utilizan también como fertilizante. Durante períodos de escasez de explosivos, los responsables de voladuras con frecuencia han utilizado los *prills* de grado fertilizante. Existen diferencias entre los *prills* de grado fertilizante y los de grado explosivo, los *prills* de grado explosivo son porosos, esto distribuye el combustible mejor, lo que resulta en un mejor desempeño en la voladura. (12)

ITEM	Grado Fertilizante	Grado Explosivo
Recubrimiento Inerte	3% - 5%	0.5% - 1%
Dureza	Muy Dura	Suave
Forma Física	Cristal sólido	Porosa
Distribución de combustible	Superficial	Integral
Diámetro mínimo para detonación sin confinar	228 mm	64 mm
Velocidad confinada en 100 mm de diámetro	1829 m/s	3353 m/s

Figura 28. Propiedades de los *prills* de amonio

C. Producción de energía del anfo

La cantidad de diésel agregada al nitrato de amonio es extremadamente crítica desde el punto de vista de la eficiencia de la detonación, para obtener la liberación de la energía óptima, es deseable una mezcla que contenga 94 % de nitrato de amonio y 6% de diésel. (12)

Si por alguna razón, en vez del contenido requerido de 6 % en los *prills*, la mezcla contiene del 2 al 4% de combustible, una cantidad significativa de energía se desperdicia y el explosivo no se desempeña apropiadamente.

Por otro lado, al tener un exceso de combustible en la mezcla, la producción máxima de energía se ve también afectada. La pérdida de energía es menor al tener un porcentaje mayor de combustible que si se tiene un porcentaje menor al óptimo.

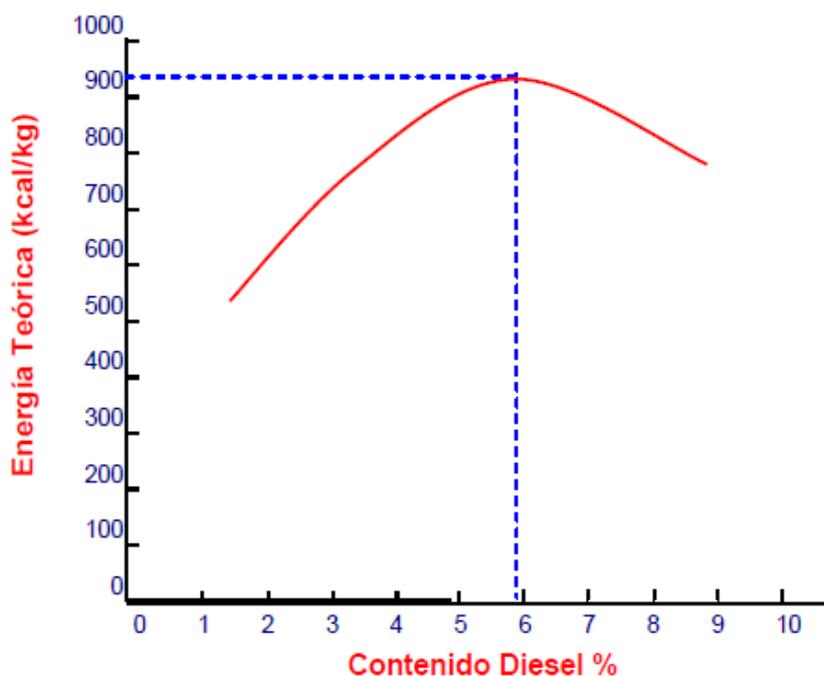


Figura 29. Producción de energía del anfo
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

La gráfica indica que el rendimiento energético es menor cuando la mezcla tiene menos combustible, produce más gases nitrosos y es más sensitivo cuando

tiene menos combustible, cuando la mezcla tiene más combustible el rendimiento energético también se reduce, pero es más estable, produce mayor concentración de gas monóxido de carbono. (12)

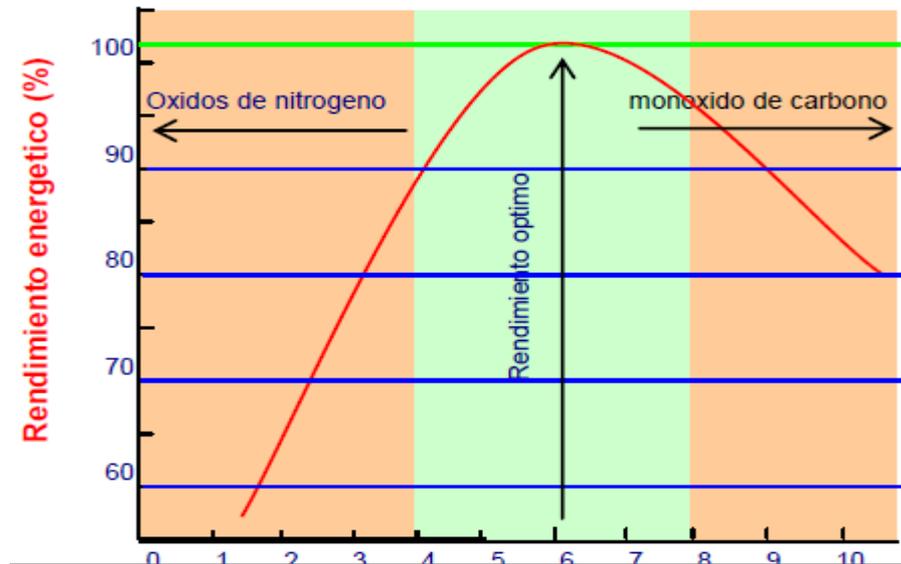


Figura 30. Rendimiento energético (%)
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

El comportamiento de la velocidad de detonación es variable también en función del porcentaje de oxígeno tal como se muestra en el gráfico siguiente.

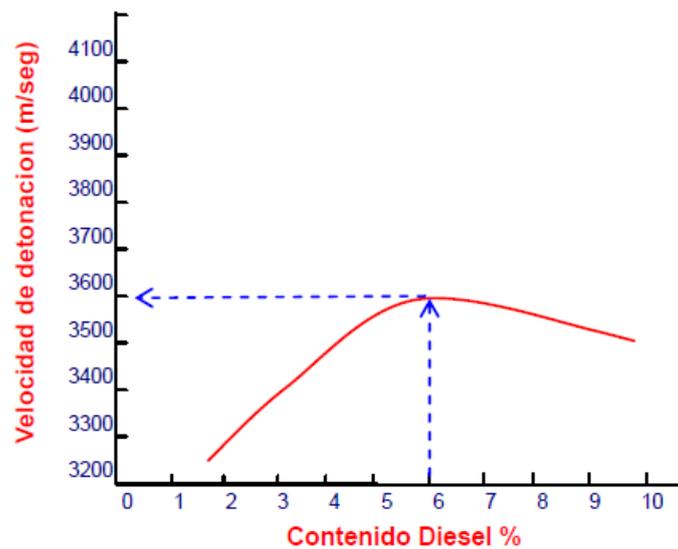


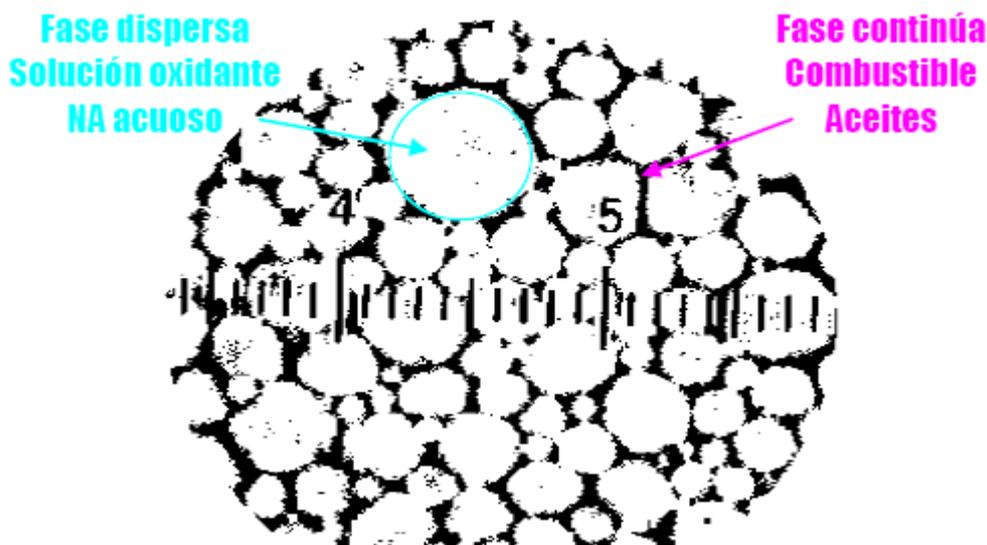
Figura 31. Velocidad de detonación en relación al contenido diésel
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

Propiedades:

- Baja densidad (0.75 g/cc – 1.1 g/cc)
- Velocidad detonación trasciende (2700 m/s – 5000 m/s)
- Dependiendo del iniciador (cebo)
- Nula resistencia al agua (higroscópico)
- Baja sensibilidad, simpatía y transmisión
- Mayor generación de gases

D. Emulsiones explosivas

Explosivo constituido por dos fases líquidas naturalmente inmiscibles entre sí, una de ellas es dispersa como pequeñas gotas dentro de la otra, adicionalmente se agregan sensibilizadores (micro esferas contenido aire). (10)



*Figura 32. Micro esferas contenido aire
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora
Carahuacra*

E. Microfotografía de una emulsión matriz

Para impedir que la mezcla explosiva en reposo las fases dispersa y continua se asientan, se agregan pequeñas cantidades de agentes emulsificantes.

El aire contenido en los micros esferas sirve para sensibilizar la mezcla, al ser violentamente comprimido por la presión de la onda de choque iniciadora, se inflama produciendo un efecto denominado de puntos calientes (hot spot). (6)

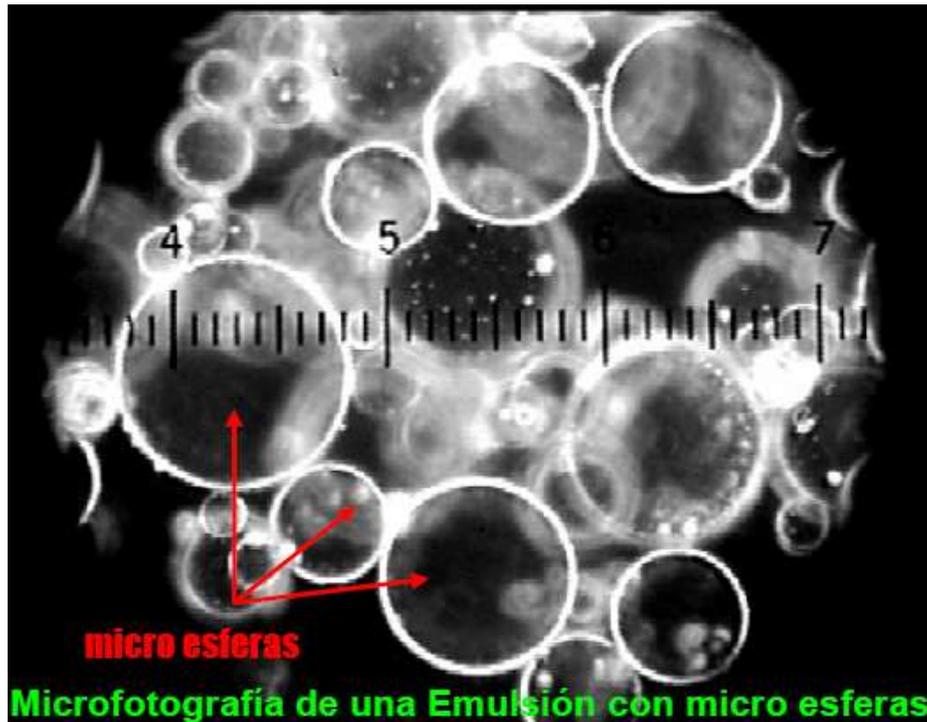


Figura 33. Microfotografía de una emulsión matriz
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

Las emulsiones son resistentes al agua, proveen altas velocidades de detonación, alta energía disponible y alto poder de fracturamiento.

Propiedades:

- Densidad (poder rompedor 1.12 g/cc – 1.18 g/cc)
- Velocidad de detonación alta (4800 m/s – 5200 m/s)
- Resistencia el agua (excelente)
- Baja sensibilidad, simpatía y transmisión
- Corta vida útil y duración.

La velocidad de detonación es la característica más importante del explosivo cuanto más grande sea la velocidad de detonación del explosivo, tanto mayor es su potencia. Se entiende por detonación de un explosivo a la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases. Esta transformación se hace a elevadísimas temperaturas con un gran desprendimiento de gases casi 10.000 veces su volumen. (6)

F. Accesorios de voladura

Las mezclas explosivas por sí solas no pueden ser detonadas, de manera que para ser usados eficientemente necesitan de elementos que produzcan una onda de detonación o una chispa para iniciar y o transportar esta onda o chispa de taladro a taladro y un tercer grupo que retardan y controlan los tiempos de detonación de cada grupo de taladros. (6)

✓ Detonadores no eléctricos - EXSANEL

Internamente está cubierto por una sustancia reactiva que al ser activado conduce una onda de choque a una presión y temperatura suficiente para iniciar al detonador fulminante N°12

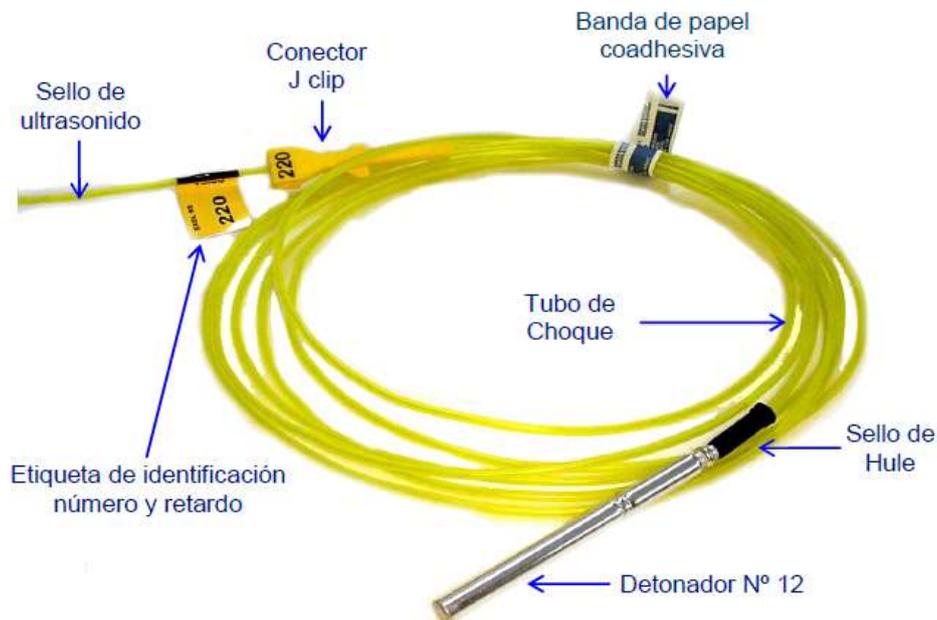


Figura 34. Detonadores no eléctricos – EXSANEL.
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

Tiene la precisión y confiabilidad y la ventaja adicional que no hay riesgo a los efectos de la electricidad estática, corrientes inducidas y corrientes erráticas, se utilizan cordón detonante como medio de iniciación. (6)

Ventajas de su uso:

- Al contar con retardos incorporados permite incrementar las mallas de perforación en tajeos y en frentes, reducir el número de taladros, provocando la optimización y calidad de las voladuras, desde el punto técnico - económico.
- Minimiza la ocurrencia de “tiros cortados”
- Mejora la fragmentación, control de lanzamiento de la pila
- Conexiones fáciles y rápidas.
- Disminuye el daño causada a las cajas y rocas remanentes
- Disminuye las vibraciones por efecto de la voladura

✓ **Tubo de choque (manguera):**

Internamente está cubierto por una sustancia reactiva que al ser activado conduce una onda de choque a una presión y temperatura suficiente para iniciar al detonador. Diseño de manguera bicapa:

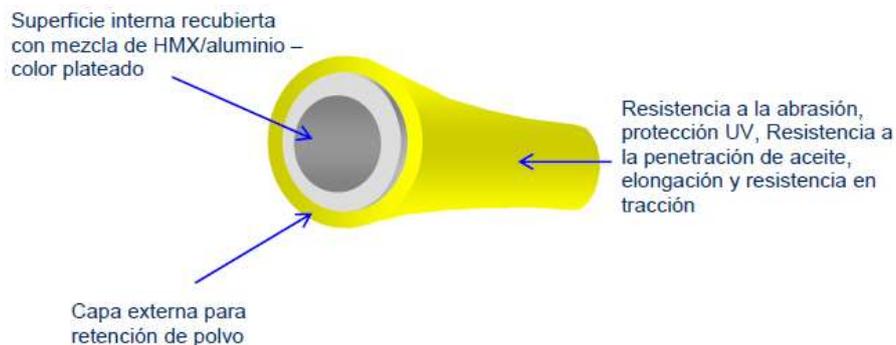


Figura 35. Tubo de choque (manguera)
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

Capa interna entrega retención del explosivo polvo HMX/aluminio.
 Capa externa entrega resistencia al aceite y resistencia física –combinada, la velocidad de onda de choque es de 2000 m/s, En caso de corte se produce ingreso de humedad ocasionando – “tiro quedado”. (6)

✓ **Fulminante N° 12**

Son sustitutos de los fulminantes comunes, poseen elementos de retardo pirotécnico para detonar en diferentes intervalos de tiempo, son fabricados en series de ½ segundo y milisegundo. (6)

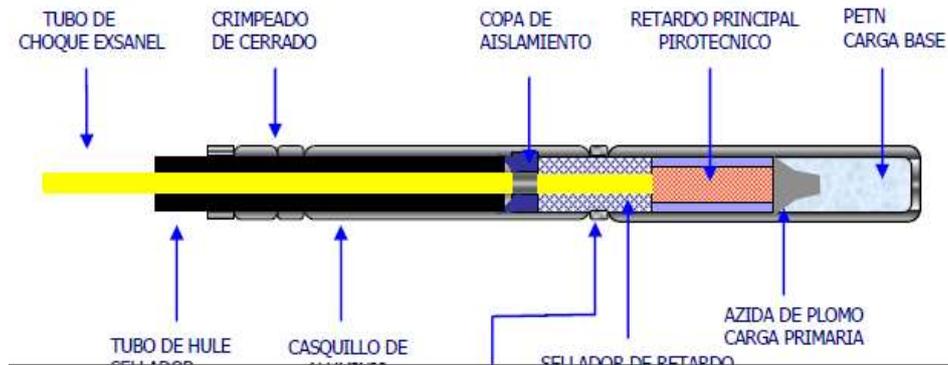


Figura 36. Diseño de conector "J CLIP"
 Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

Conector "J clip" Diseño de conector "J CLIP": es utilizado para poner en contacto el cordón detonante con el tubo de choque y transmitir la onda hacia el detonador. (6)

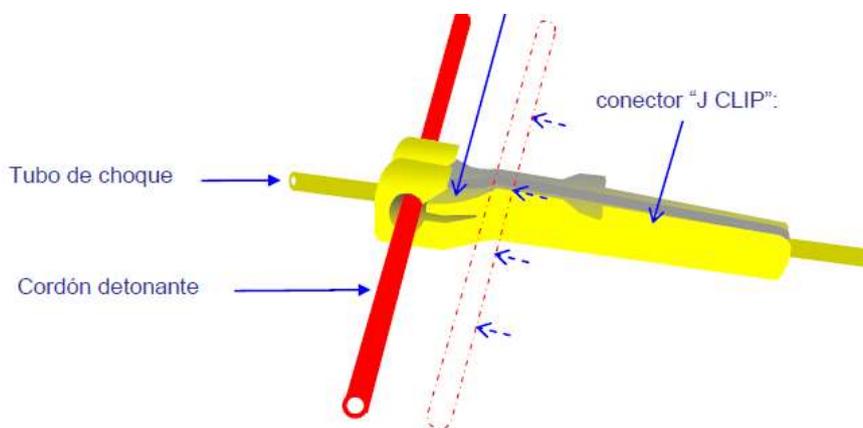


Figura 37. Sistema flexible para enganchar el cordón detonante en el orificio
 Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

El sistema es seguro cuando el cordón está dentro del orificio del conector no es posible desconectarse con facilidad Cordón detonante. (6)

El cordón detonante consiste en un reguero de un alto explosivo usualmente PETN, el cual está cubierto de materiales sintéticos, que lo hacen flexible,

impermeables y resistentes a la tensión, sirve como medio de iniciación tiene un VOD Muy alto - 7000 m/s. (6)

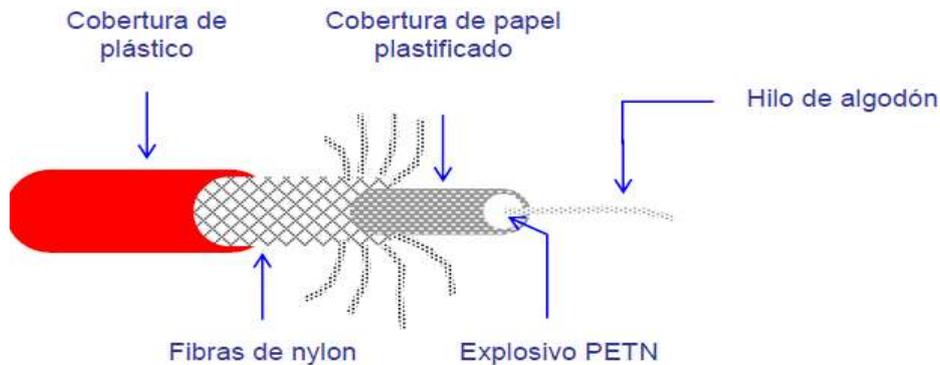


Figura 38. El cordón detonante
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

✓ Detonador ensamblado

Sistema convencional que se emplea para detonar altos explosivos y/o como iniciación para sistema no eléctricos.

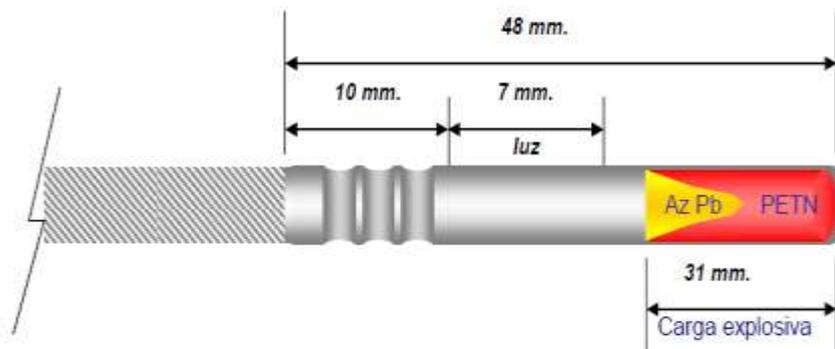


Figura 39. Detonador ensamblado
Tomado del informe del área de Operaciones Mina de la unidad administradora Carahuacra

Raras veces es el mejor sistema de iniciación a usar. La dispersión por metro está en aproximadamente +/- 5 s/m. Es probable que algunos taladros no sigan la secuencia y se adelanten si es que no se tiene en cuenta la longitud mínima de mecha rápida entre secuencias de encendido. (6)

El tiempo de quemado de la mecha lenta debe ser verificado en cada mina (entre 150 y 200 s/metro a nivel del mar).

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1 Método y alcances de la investigación

3.1.1 Método de la investigación

En la presente investigación se utilizará el método científico como método general. El método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica. Además, enfatiza que la aplicación del método científico al estudio de problemas pedagógicos da como resultado a la investigación científica.

3.1.2 Alcances de la investigación

El presente trabajo será implementación en el Tajeo 1050 en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

3.2 Diseño de la investigación

3.2.1. Tipo de diseño de investigación.

Es un tipo de investigación aplicada, porque el objetivo de la investigación la implementación del método de minado *bench and fill* en vetas angostas del tajeo 1050 en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

3.2.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

Tajeos de producción de la unidad productora Carahuacra.

3.3.2 Muestra

Representado por el tajeo 1050 en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos.

La presente investigación se realizará la recolección de datos en campo *in situ* mediante la técnica observacional y procesamiento de datos actuales en las operaciones unitarias propuestas para la implementación del método de minado propuesto *bench and fill* en la veta María Luisa tajo 120.

Para la investigación se utilizará como instrumento de campo: cuaderno de notas, planos, vernier, flexómetro, y herramientas de gestión de la unidad productora Carahuacra.

Realiza la recolección de datos de la perforación, factores y parámetros, control de uso y consumo utilizando programa Excel y hacer uso de tesis, libros y laptop para el procesamiento de los datos.

3.4.2 Método y procedimientos para la recolección de datos

El proceso y la metodología se muestran en el siguiente gráfico para la implementación del método de minado *bench and fill* en vetas angostas del tajeo 1050 en la veta María Luisa unidad productora Carahuacra.



Figura 40. El proceso y la metodología para la implementación del método de minado bench and fill

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Análisis geomecánico para la Implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta María Luisa Tj 120 E-W

La explotación de la mina Carahuacra está centrada mayormente en la veta Mary, cuya mineralización está emplazada en rocas volcánicas tipo dacita. La explotación se plantea realizar empleando el método de banqueo por subniveles (taladros largos), con bancos de 15 m en vertical y de 19 a 20 metros inclinados por el buzamiento de la veta que varía de 62° a 72°, cuyas aberturas serán ocupadas con relleno detrítico.

El factor de resistencia(fs) que ofrece el macizo rocoso como respuesta en la explotación en el dimensionamiento de bancos de 15 metros de altura (según modelamiento geomecánico), cuyas consideraciones están de acuerdo a las condiciones geológicas y geomecánicas de la zona de explotación; el mismo que nos permitirá mayor productividad, bajos costos de explotación, velado por las condiciones de seguridad.

4.1.1 Evaluación geomecánica del macizo rocoso

Para el presente estudio se empleó método de análisis mediante el modelamiento numérico (elementos finitos uso el programa PHASES v8.0), sin control estructural. Como criterio general de diseño se ha establecido en condición de aceptabilidad un factor de resistencia (FS), entre 0.95 a 1 y para

determinar los límites máximos de abertura se empleó el “Método gráfico de estabilidad”



Figura 41. Vista topográfica con las secciones transversales

4.1.2 Caracterización del macizo rocoso de la veta Mary

Para determinar las características de la distribución de las discontinuidades o arreglo estructural del macizo rocoso, los datos fueron obtenidos de los mapeos geomecánicos realizados a lo largo del avance de los subniveles, las cuales se muestran en el siguiente cuadro resumen.

Tabla 1. Sistemas de Discontinuidades veta María Luisa E-W- Volcánico

	Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Mary volcánico	Rumbo-Buzamiento	N60°E-73°SE	N63°E-72°SW	N30°W-55°SW
	Dir.Buz/Buz	150°/73°	333°/72°	240°/55°

Se puede mencionar que, existen dos sistemas principales y un sistema secundario. El Sistema 1 tiene rumbo NE y buzamiento hacia el SE, este sistema es paralelo a la estructura mineralizada. El Sistema 2 tiene el mismo rumbo que el Sistema 1 pero es de buzamiento SW. El Sistema 3 es un sistema de rumbo perpendicular a los dos primeros y con buzamiento hacia el SW.

Tabla 2. Sistemas de Discontinuidades veta María Luisa E-W- Volcánico

	Estructura	Litología	Tipo macizo rocoso	Rango RMR	Calidad según RMR
Sección A-A	Caja Techo	Dacita	IIIB	40-42	Regular
	Caja Piso	Dacita	IVA	35-38	Mala
	Veta	esfalerita	IVA	38-40	Mala
Sección B-B	Caja Techo	Dacita	IIIB	47-49	Regular
	Caja Piso	Dacita	IIIB	45-47	Regular
	Veta	esfalerita	IVA	35-38	Mala A
Sección C-C	Caja Techo	Dacita	IIIB	42-43	Regular
	Caja Piso	Dacita	IIIB	40-42	Regular
	Veta	esfalerita	IVA	38-40	Mala

A partir de este cuadro, se observa que la calidad del macizo rocoso en el mineral y las cajas inmediatas no tienen mucha diferencia en la calidad geotécnica. Están dentro de un tipo de macizo rocoso tipo IV y III.

A. Clasificación geomecánica del GSI (Índice de resistencia geológica), para determinar el tipo de sostenimiento a utilizar en el laboreo de los subniveles, establecido en la mina Carahuacra mediante la cartilla geomecánica modificada.

- **Veta:** en la *condición estructural* se presenta desde Muy Fracturado a Intensamente fracturado: MF-IF (18 a 28 fracturas por metro lineal). En la *condición superficial:* presenta de Pobre a Muy pobre (P a MP). Se tiene presencia de factores influyentes: la parte mineralizada se encuentra controlada por dos fallas al techo y al piso, con goteo de agua en la mayor parte del lado oeste. Tomando un tipo de terreno: MF-IF/P-MP
- **Caja techo y piso:** *condición estructural* presentan de Muy fracturado (70 %) MF (12 a 20 fracturas por ml). En esta valoración están considerados los planos de debilidad (fracturas <1mm con rellenos de material compacto), las cuales por efectos de la voladura en la excavación tienden a activarse y formando

pequeños bloques. En la *condición superficial* ofrece una resistencia de Regular (60 %), a Pobre (40 %). Tomando un tipo de terreno: MF/R, MF/P.

4.1.3 Análisis e interpretación de los resultados mediante el método de modelamiento numérico

Para realizar el análisis se definieron tres secciones que cortan de forma transversal a la veta en los diferentes subniveles. Para tal efecto estas secciones son: sección A-A (ubicado al oeste), sección B-B (parte central), sección C-C (ubicado al este)

4.1.4 Análisis e interpretación de la sección A-A

En la simulación de la sección A-A se muestra el comportamiento del esfuerzo principal antes de iniciado la explotación en el cual se observa que éste varía de 9.5 a 27MPa.



Figura 42. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección A-A

4.1.5 Análisis e Interpretación de la sección B-B (altura banco 15 m)

En la siguiente figura se muestra los factores de resistencia que ofrece el terreno como respuesta a la excavación, con alturas de banco de 15 m, el cual se observa que tiene un valor de 1.03 en las aberturas disparadas, esto nos indica que se tendrá estabilidad en este tramo.

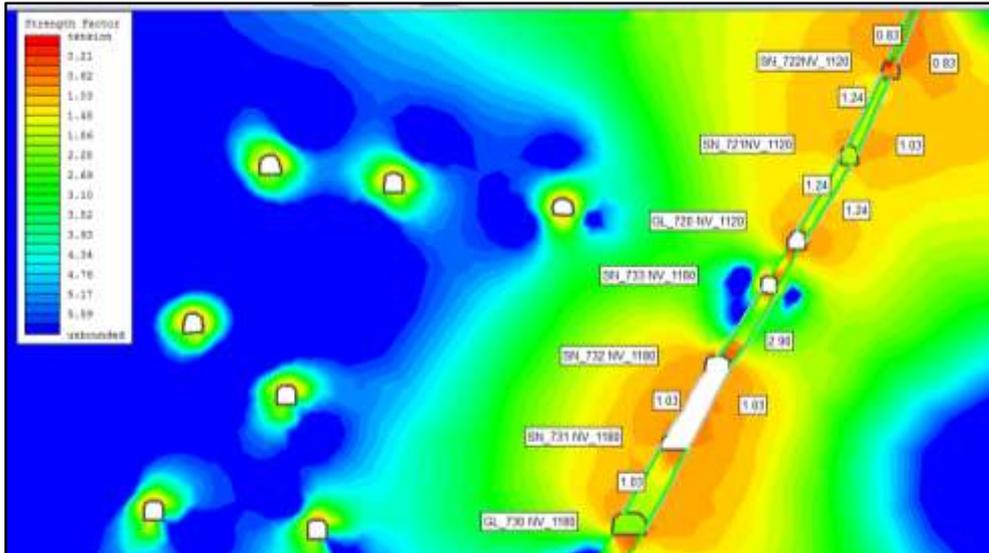


Figura 43. Factor de seguridad de 1.03, para la explotación con alturas de banco 15m, en la sección B-B

En la siguiente figura se muestra las deformaciones que experimentará el terreno una vez finalizado la explotación, en la cual se observa la mayor deformación que se tendrá en la penúltima fase de la explotación de 6.4 cm.

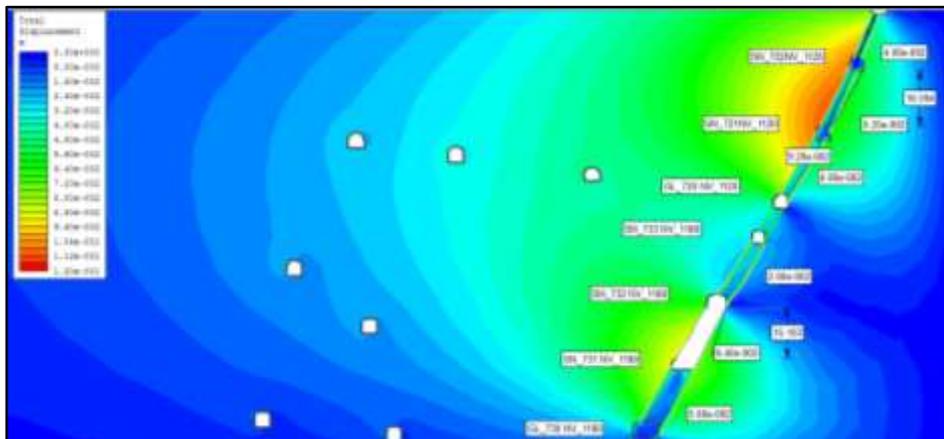


Figura 1. Deformación que experimentará el terreno durante el minado en la sección B-B, para altura de banco de 15 m

4.1.6 Análisis e Interpretación de la sección A-A (altura bancos 15 m)

En la siguiente figura se muestra los factores de resistencia que ofrece el terreno como respuesta a la excavación, con alturas de banco de 15 m, el cual se observa que tiene un valor de 0.95, en las aberturas disparadas, esto nos indica que se tendrá desprendimiento moderado.

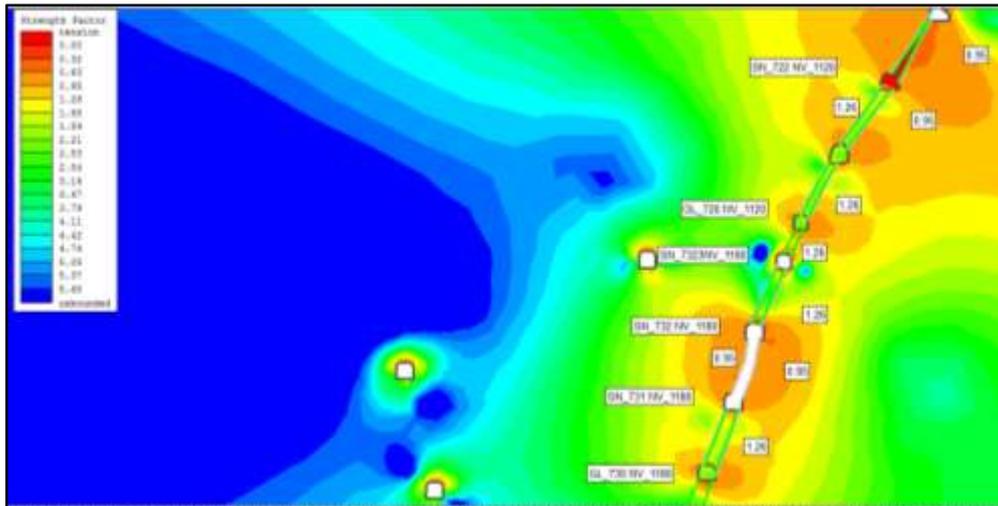


Figura 44. Factor de seguridad de 0.95, para la explotación con alturas de banco 15m, en la sección A-A

En la siguiente figura se muestra las deformaciones que experimentará el terreno durante las fases finales de la explotación, en la cual se observa la mayor deformación que se tendrá en la penúltima fase de la explotación de 7.5 cm.

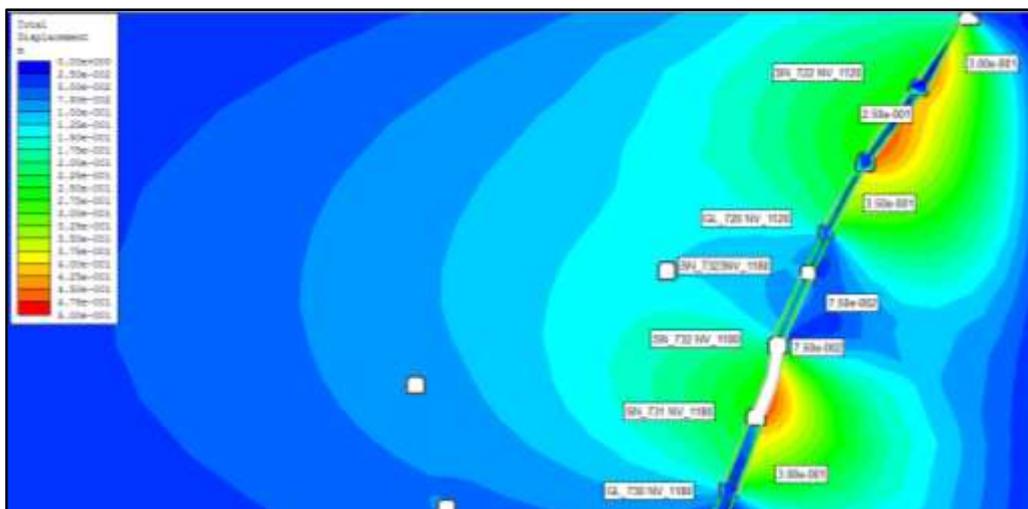


Figura 45. Deformación que experimentará el terreno durante el minado en la sección A-A, para altura de banco de 15 m

4.1.7 Dimensionamiento de la longitud máxima abierta de la sección A-A

De los resultados del análisis mediante el modelamiento numérico se pudo determinar que en el corte de la Sección A-A resulta con un factor de seguridad de 0.95, la misma que su explotación presentara desprendimiento, para evitar estos eventos y como medida de control se dejara tramos de sostenimiento natural cuyas dimensiones serán determinadas en los siguientes ítems.

A. Dimensionamiento de los pilares

Analizando los datos obtenidos se tuvo los siguientes resultados:

- Resistencia del pilar (rock Lab)

$$\sigma_1 = 1.87 \text{MPa}$$

- Campo de esfuerzos actuantes sobre el pilar

Tabla 3. Evaluación del factor de seguridad

H=	23	MTS	$\bar{\chi} =$	3.5	26.4778	KPa/m
$\sigma_v = \bar{\chi} \times H$		0.6089894	Mpa			
w=	Ancho Pilar	B=	Ancho tajeo (Veta)			
W	B	σ_p	FS	5 %	FS (corregido)	
2.5	3.5	3.50777894	0.53310087	0.02665504	0.506445825	
3	3.5	2.85886691	0.53310087	0.02665504	0.506445825	
4	3.5	2.14097836	0.87343246	0.04367162	0.829760839	
5	3.5	1.75997937	1.06251246	0.05312562	1.009386834	
6	3.5	1.52670259	1.22486201	0.0612431	1.163618905	
7	3.5	1.37022615	1.36473822	0.06823691	1.296501311	
7.5	3.5	1.31000386	1.4274767	0.07137384	1.356102869	

4.1.8 Caracterización del macizo rocoso Q modificado

El resumen de esta descripción cualitativa se muestra la valoración, según el sistema Q' modificado, ver tabla N°01.

Tabla 4. Caracterización del macizo rocosos, Q modificado

Veta María Luisa volcánico

Caracterización del macizo rocoso según el Q modificado

Parámetro de valoración sistema Q*	Valoración
Índice de calidad de roca (RQD)	63
Número de familias de discontinuidades (Jn)	12
Numero de rugosidad de discontinuidades (Jr)	1.5

Numero de alteración de discontinuidades (Ja)	4
Valoración del M.R, según Q* modificado	1.97

- **Factor de esfuerzo en la roca (A)**

Este factor refleja los esfuerzos que actúan sobre la cara libre expuesta del tajeo. Se determina como el cociente de la resistencia a la compresión uniaxial de roca y el esfuerzo compresivo máximo inducido en el macizo rocoso. La magnitud del esfuerzo compresivo máximo inducido se estima empleando el criterio de rotura generalizado de Hoek & Brown –2002.

$$A = \frac{\text{Resistencia a la compresión uniaxial de la roca}}{\text{Esfuerzo máximo inducido}}$$

Tabla 5. Factor de esfuerzos "A"

Factor de esfuerzos "A"		
Caja techo	Caja piso	Veta
5	4	

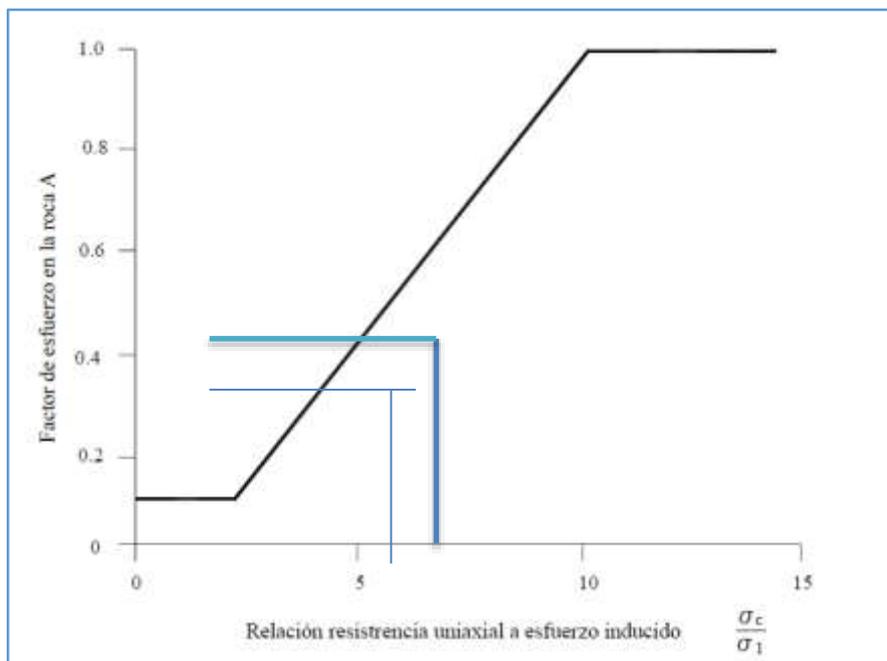


Figura 46. Cálculo del factor de esfuerzo "A". Caja techo y piso: 0.42 y 0.34

- **Factor de Ajuste por Orientación en las Juntas(B)**

El ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades B , toma en cuenta la influencia de estas sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructuralmente controladas ocurren a lo largo de las discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la discontinuidad y la superficie sea más pequeño, será fácil que el puente de roca intacta se rompa por efecto de la voladura.

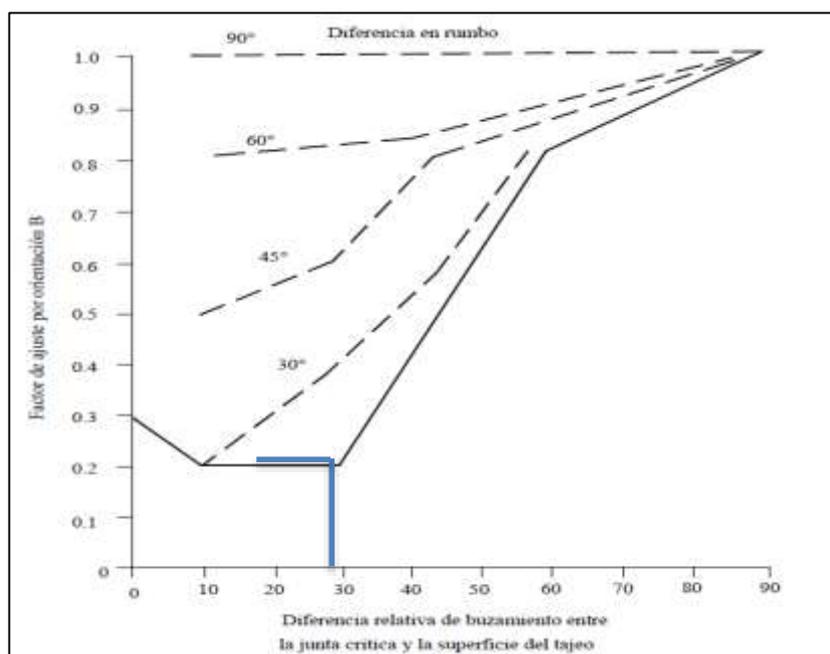


Figura 47. Factor de ajuste "C" por orientación de juntas.
Caja techo y Caja piso = 0.2

- **Factor de ajuste por efecto de la gravedad(C).**

El factor "C" es un ajuste por efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducida por la gravedad o, desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento dependen de la inclinación de la superficie del tajeo, la cual es de 75° - 78° α . El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la relación $C = 8 - 6\cos \alpha$, o determinado a partir del diagrama graficado. Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajeo.

El factor C toma en cuenta la influencia de la orientación del tajeo. Realizando una comparación de la geometría del tajeo principal.

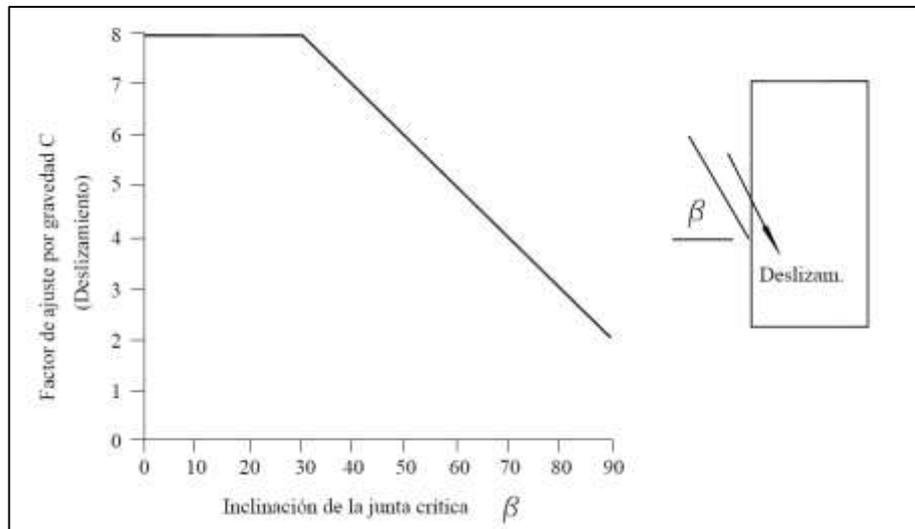


Figura 48. Factor de ajuste "C" para caídas por deslizamiento.
Caja Piso = 2.6

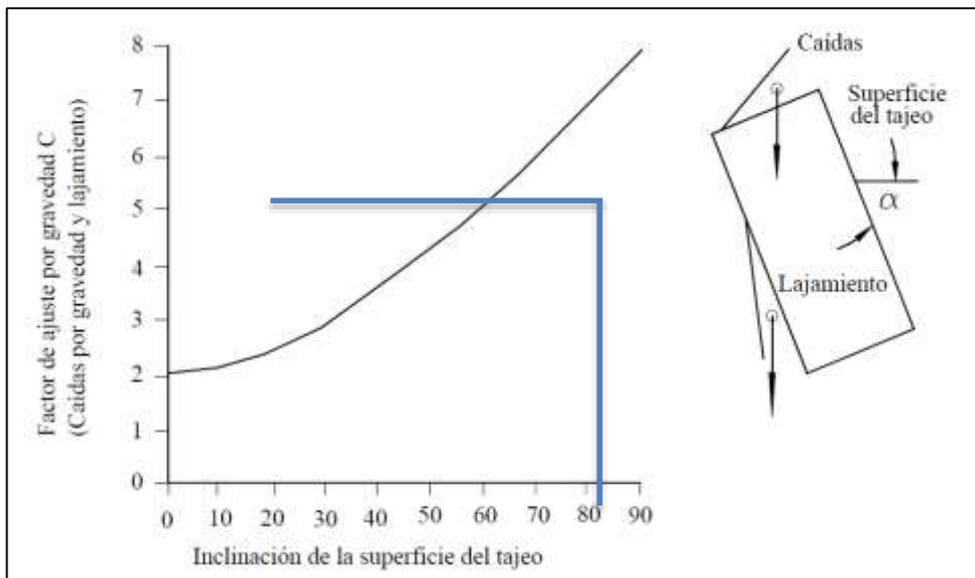


Figura 49. Factor de ajuste "C" para caídas por gravedad y lajamiento.
Caja Techo = 5.4

- Cuadro del número de estabilidad(N)

Tabla 6. Cálculo del número de estabilidad "N" del tajeo

		Número de estabilidad del tajeo (N)				
Dominio		Q	A	B	C	N'
Estructural	Caja techo	1.97	0.42	0.2	5.4	0.893
	Caja piso	1.97	0.34	0.2	2.6	0.348

a) Radio Hidráulico (S). El radio hidráulico viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro. Para calcular este valor se emplea la siguiente ecuación.

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

Tabla 7. Radio hidráulico (S) para el banco de 15 metros

		Radio hidráulico(S)		
		H	W	S
15	Banco	24	10	3.53
		24	12	4.00
		24	14	4.42
		24	16	4.80
		24	18	5.14
		24	20	5.45
		24	22	5.74
		24	28	6.46
		24	30	6.67
		24	32	6.86

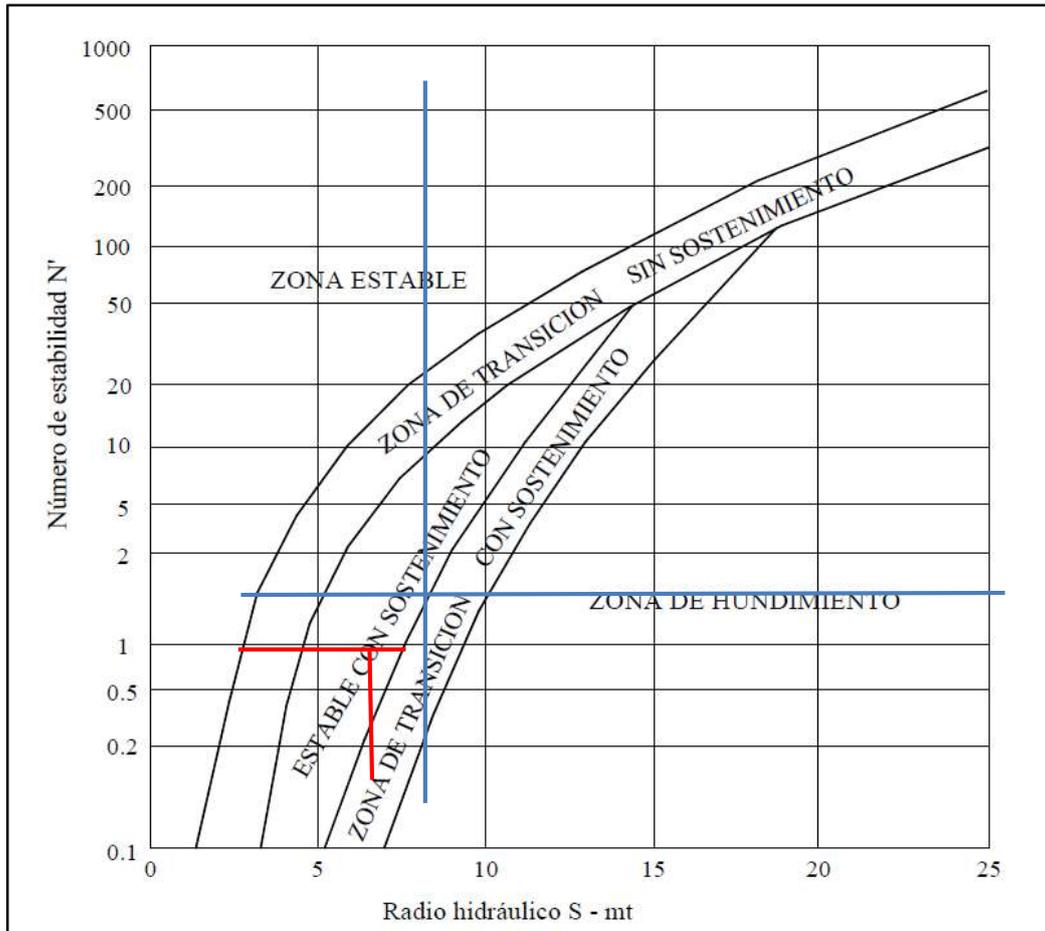


Figura 50. Determinación de la condición de estabilidad con $S=5.74$

b) Análisis de resultados

- El factor de resistencia que ofrece el macizo rocoso para bancos con alturas de 15 metros en el corte de la sección B-B, es de 1.03; esto por la calidad geotécnica del macizo rocoso, que se tiene en cada sección. Valor favorable para la explotación cuyo límite máximo de avance (LMA), será entre 25 a 30 m de abertura expuesta.
- Para la explotación en la sección A-A, con altura de bancos de 15 m, cuyo factor de seguridad resulta 0.95; esto nos indica que presentará eventos de desprendimiento durante la explotación, para ello se empleará un tipo de sostenimiento natural en tramos que se presenten, cuyo actuante será como un amortiguante a las deformaciones, producidas por los esfuerzos presentes en las caras libres de los tajos; razón por la cual se consideró dejar pilares de

5 metros de longitud. Si este evento presenta continuidad, dejar pilares corridos a 22 metros ya explotados, para estabilizar este tramo. Dicha zona presenta un radio hidráulico(S) de 5.7, y numero de estabilidad(N) de 0.89.

- El tiempo de autoapoye para los tajos son de 24 horas para los terrenos de la sección A-A y sección C-C; para los tajos de la sección B-B es de 72 horas. Se debe realizar el relleno detrítico antes de estos tiempos indicados.
- Los taladros largos deben estar separados a 25 centímetros de la caja techo, esto debido a que la veta María Luisa está controlada por una falla en la caja techo cuya potencia de relleno en promedio es de 25 centímetros.

4.2 Evaluación del trade-off de la comparación del método de minado corte y relleno en relación al bench and fill

El análisis comparativo del costo del método de minado incluido preparación en la unidad productora Carahuacra viene dado *OFC – Breasting* y Realce como también el *bench and fill*. En la siguiente figura se muestra los costos correspondientes.

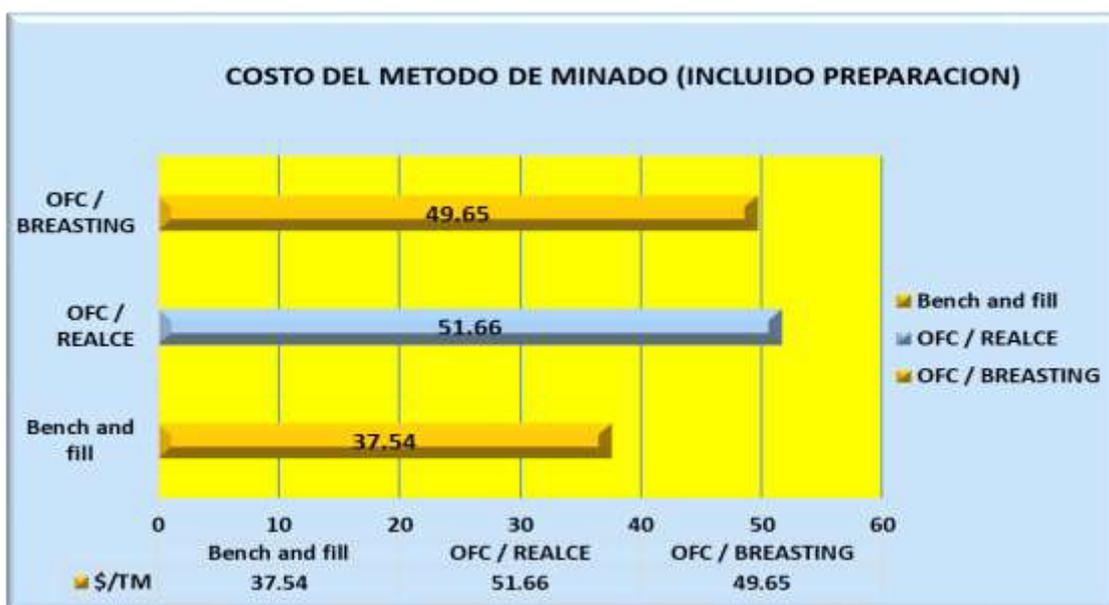


Figura 51. Costo de los métodos de minado (incluida preparación).

Análisis: El costo por tonelada en *bench and fill* es de 37.54 \$/t, OFC – Realce es de 51.66 \$/t y OFC – Breasting 49.65 \$/t.

El costo de minado es menor para el método de minado por *bench and fill* es de 37.54 \$/t.

4.1.9 Resumen Productivo para el método de minado OCF-Breasting

Las operaciones unitarias primordiales en este método de minado OFC – Breasting son:

A. Perforación y voladura.

La operación unitaria de la perforación y voladura es medible en relación a la longitud de avance, volumen por corte tonelaje por corte (Kg/tal) y costo por corte.

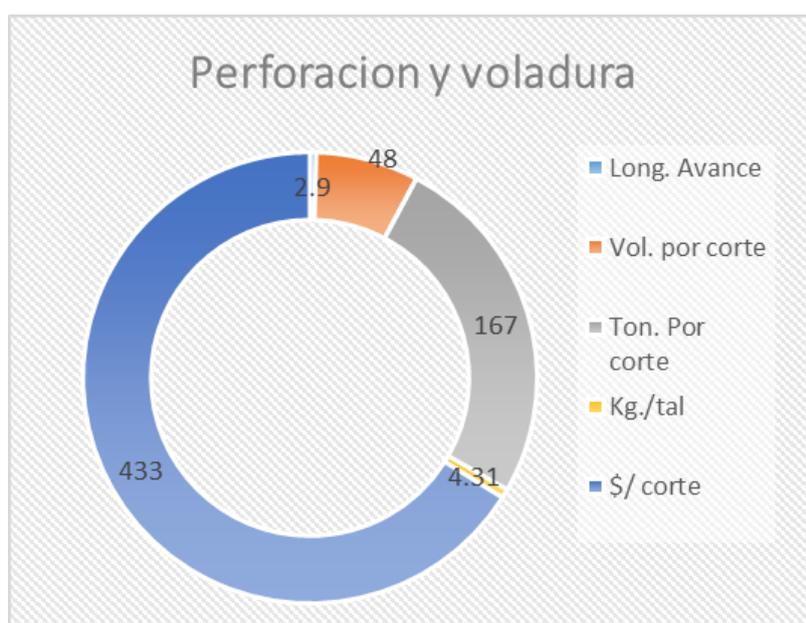


Figura 52. Costo de corte de la perforación y voladura OCF-BREASTING

Tabla 8. Costo de corte de la perforación y voladura OCF-Breasting

Perforación y voladura	
Long. avance	2.9
Vol. por corte	48
Tonelada por corte	167
Kg/tal	4.31
\$/corte	433

Interpretación: el costo de corte para la perforación y voladura es de 443 dólares.

B. Limpieza y acarreo

La operación unitaria de la limpieza y acarreo es medible en relación a las horas de *scooptram* 4 yd, costo *scooptram* \$, horas del *dumper* 20 toneladas, costo *dumper* \$ y \$/costo.

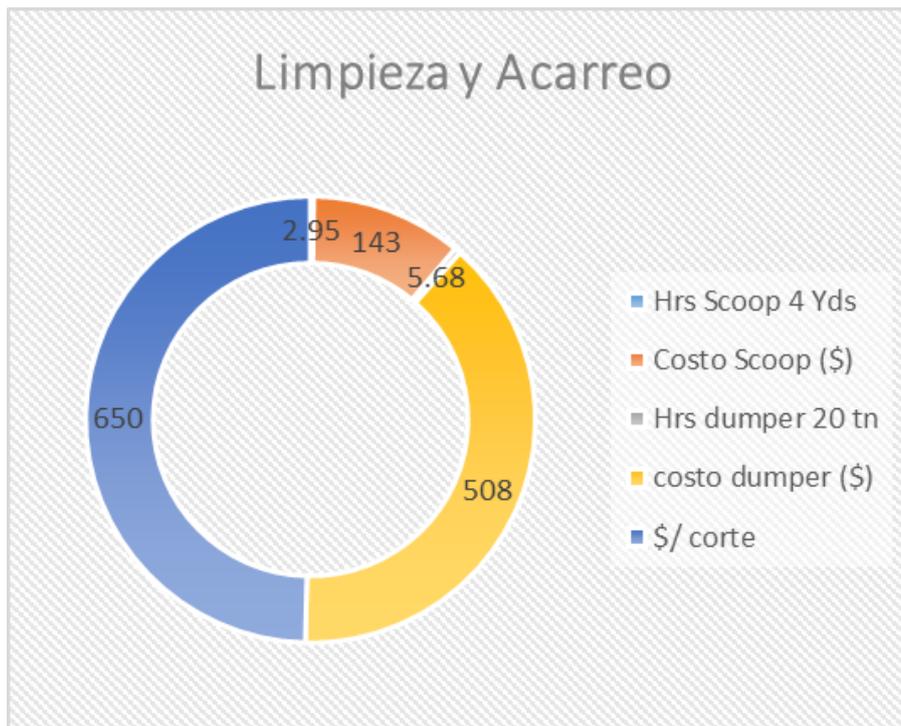


Figura 53. Costo de corte de la limpieza acarreo OCF-Breasting

Tabla 9. Costo de corte de la limpieza acarreo OCF-Breasting

Limpieza y acarreo	
Horas Scoop yd	2.95
Costo Scoop (\$)	143
Horas dumper	5.68
Costo dumper	508
\$/corte	650

Interpretación: el costo de corte para la limpieza y acarreo es de 650 dólares.

C. Relleno

La operación unitaria del relleno es medible en relación al volumen a rellenar, horas del scooptram 4yd, costo del scooptram \$ y \$/costo.

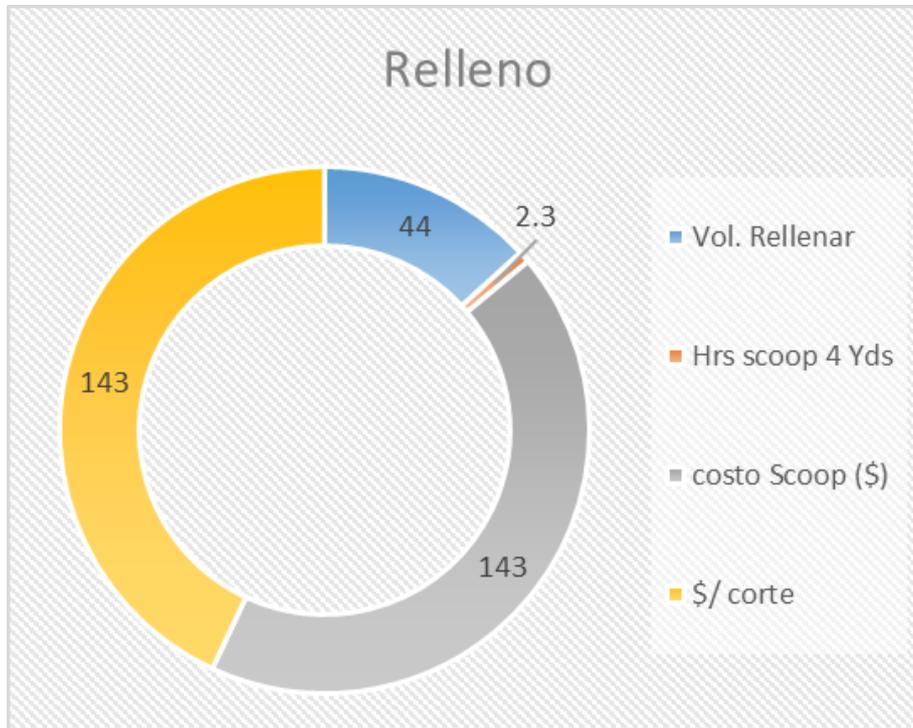


Figura 54. Costo de corte del relleno OCF-Breasting

Tabla 10. Costo de corte del relleno OCF-Breasting

Relleno	
Vol. rellenar	44
Horas Scoop 4 yd	2.3
Costo Scoop	143
\$/corte	143

Interpretación: el costo de corte para el relleno es de 143 dólares.

D. Resumen del método de minado OCF-Breasting

El costo unitario total para el método de minado OCF-Breasting es medible en relación al rendimiento toneladas por guardia, costo de preparación \$/t, servicios auxiliares y costo unitario \$/t.

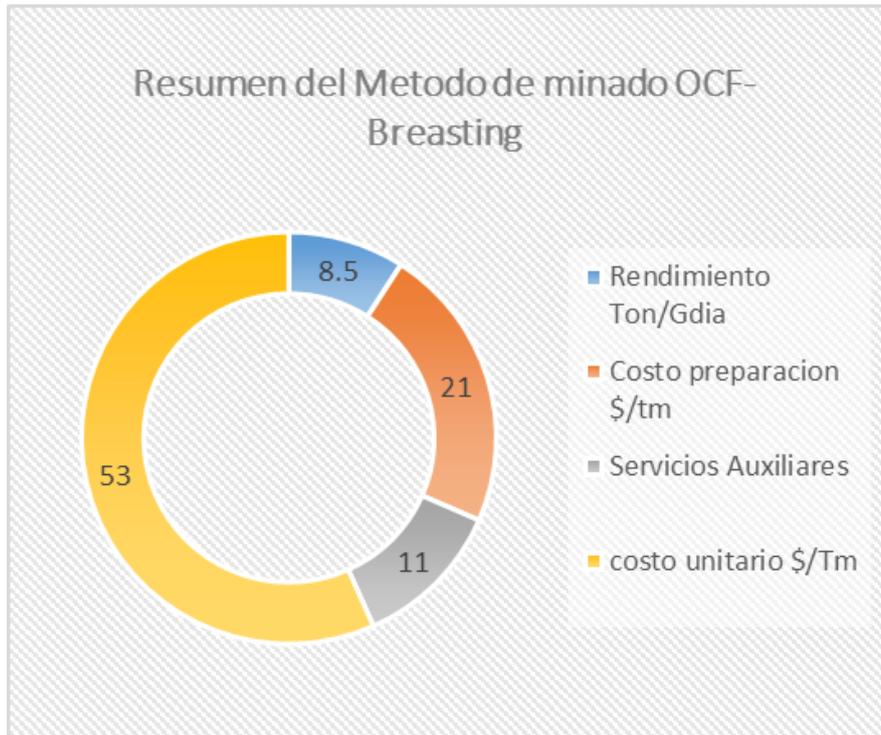


Figura 55. Costo unitario total para el método de minado OCF-Breasting

Tabla 11. Costo unitario total para el método de minado OCF-Breasting

Resumen del método de minado OCF - Breasting	
Rendimiento t/g día	8.5
Costo preparación \$/t	21
Servicios auxiliares	11
Costo unitario \$/t	53

Interpretación: el costo unitario \$/t es de 53 dólares.

E. Sostenimiento

La operación unitaria para el sostenimiento es medible en relación los metros cúbicos de shotcrete, costo de shotcrete, cantidad de pernos, costo de perno y \$/costo.

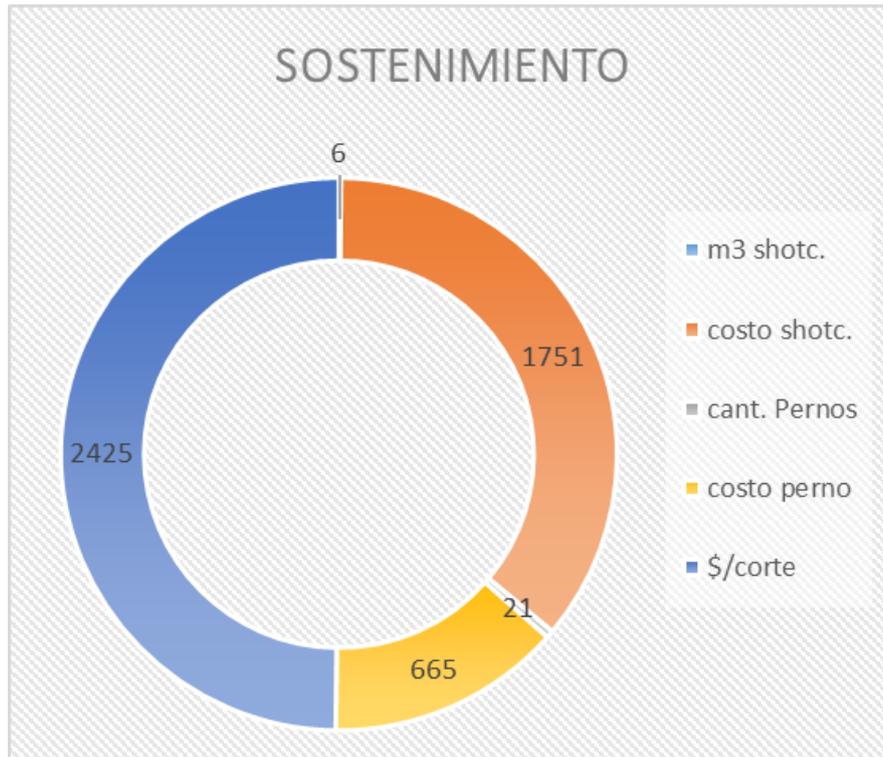


Figura 56. Costo de corte del sostenimiento OCF-Breasting

Tabla 12. Costo de corte del sostenimiento OCF-Breasting

Sostenimiento	
m ³ shotc.	6
Costo shotc.	1751
Cantidad de pernos	21
Costo perno	655
\$/corte	2425

Interpretación: el costo unitario de sostenimiento es de 2425 dólares.

4.1.10 Resumen productivo para el método de minado *bench and fill*

Las operaciones unitarias primordiales en este método de minado *bench and fill* son:

A. Perforación y voladura

La operación unitaria de la perforación y voladura es medible en relación a la longitud de avance, volumen por corte, tonelaje por corte, explosivo (Kg/tal) y costo por corte.

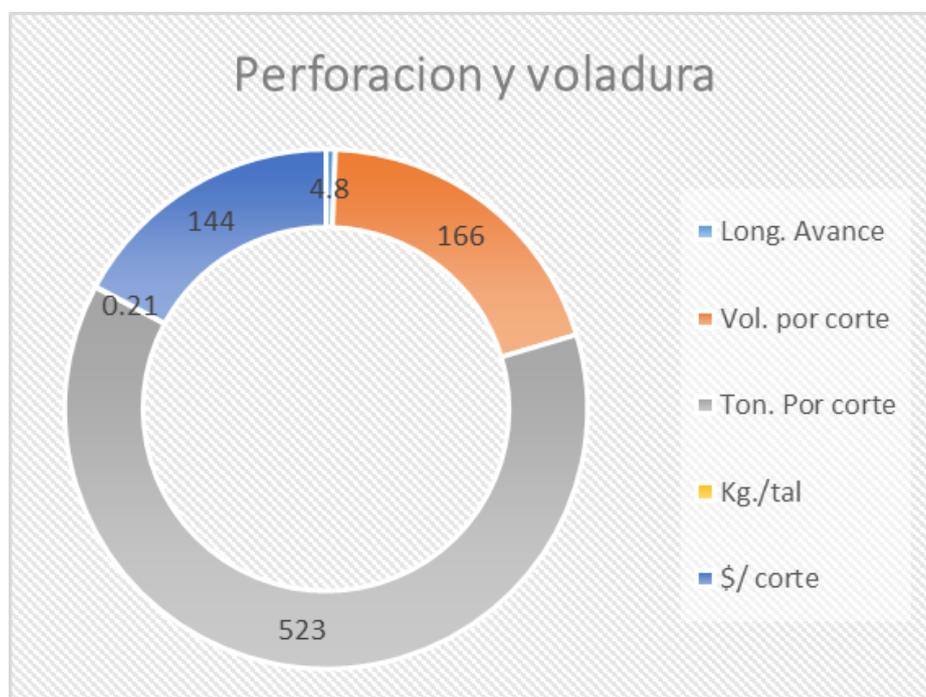


Figura 57. Costo de corte de la perforación y voladura bench and fill

Tabla 13. Costo de corte de la perforación y voladura bench and fill

Perforación y voladura	
Long. avance	4.8
Vol. por corte	166
Tonelada por corte	523
Kg/tal	0.21
\$/corte	144

Interpretación: el costo de corte para la perforación y voladura es de 144 dólares.

B. Limpieza y acarreo

La operación unitaria de la limpieza y acarreo es medible en relación a las horas de *scooptram* 4 yd, costo *scooptram* \$, horas del *dumper* 20 toneladas, costo *dumper* \$ y \$/costo.

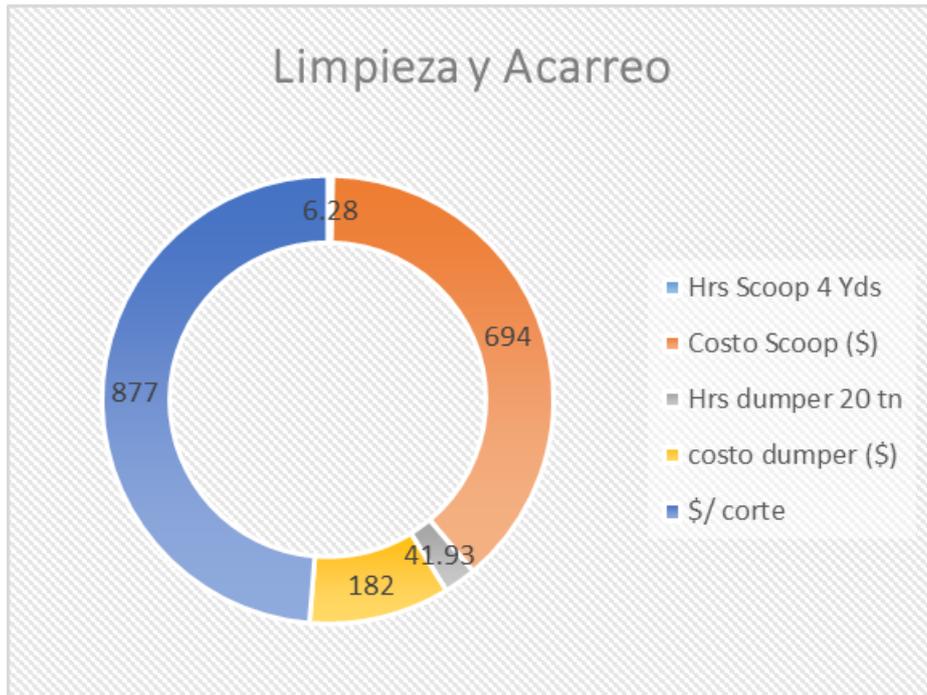


Figura 58. Costo de corte de la limpieza y acarreo bench and fill

Tabla 14. Costo de corte de la limpieza y acarreo bench and fill

Limpieza y acarreo	
Hrs Scoop yd	6.28
Costo Scoop (\$)	694
Hrs dumper 20 t	41.93
Costo dumper	182
\$/corte	877

Interpretación: el costo de corte para la limpieza y acarreo es de 877 dólares.

C. Relleno

La operación unitaria del relleno es medible en relación al volumen a rellenar, horas del *scooptram* 4yd, costo del *scooptram* \$ y \$/corte.

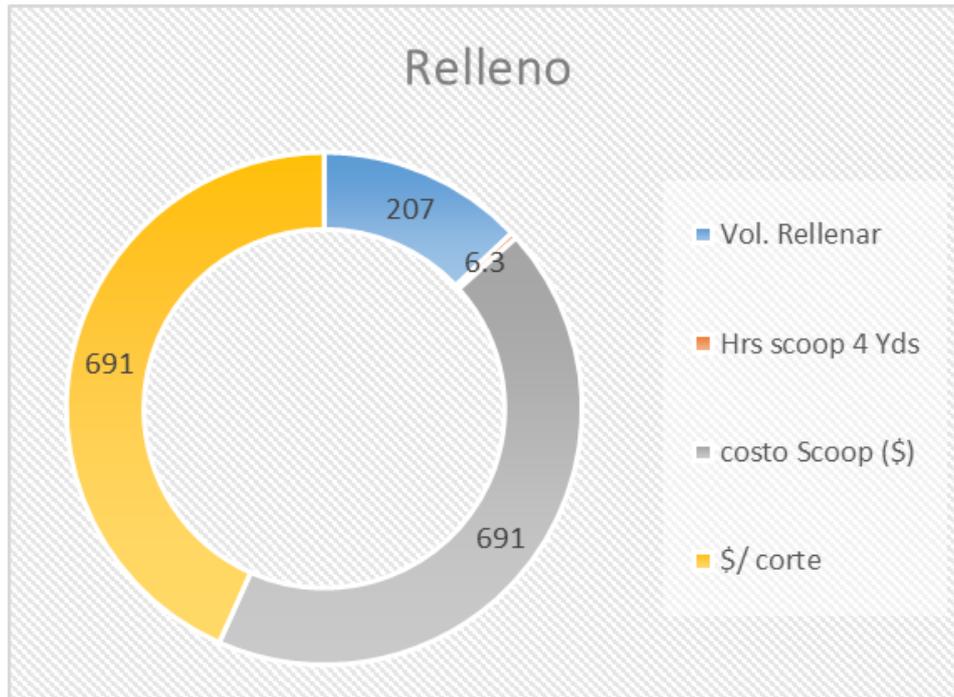


Figura 59. Costo de corte del relleno bench and fill

Tabla 15. Costo de corte del relleno bench and fill

Relleno	
Vol. rellenar	207
Horas Scoop 4 yd	6.3
Costo Scoop	691
\$/corte	691

Interpretación: el costo de corte para el relleno es de 691 dólares.

D. Resumen del método de minado *bench and fill*

El costo unitario total para el método de minado *OCF-Breasting* es medible en relación al rendimiento toneladas por guardia, costo de preparación \$/t, servicios auxiliares y costo unitario \$/t.

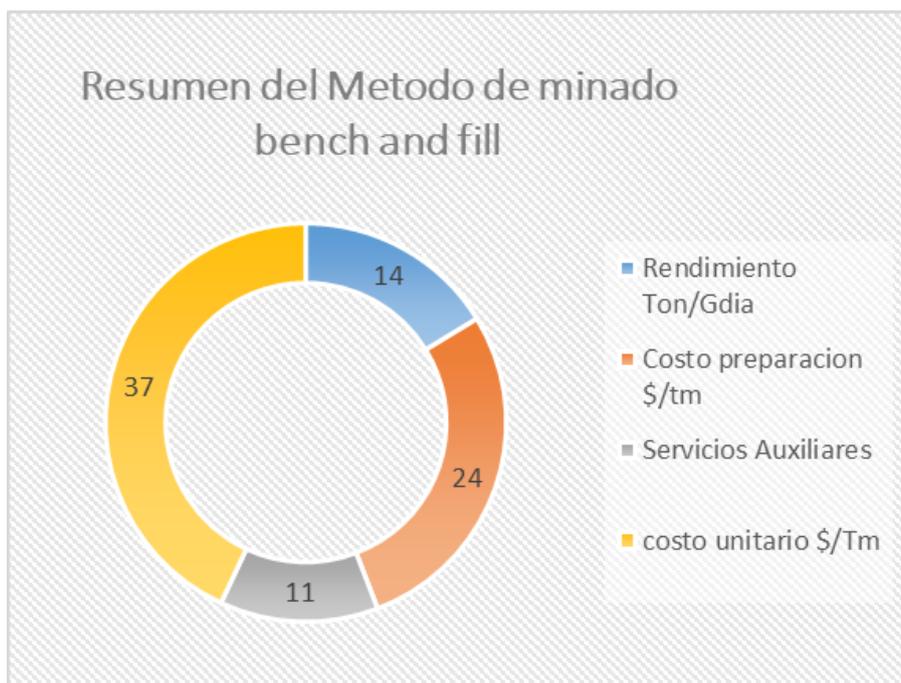


Figura 60. Costo unitario total para el método de minado bench and fill

Tabla 16. Costo unitario total para el método de minado bench and fill

Resumen del método de minado OCF - Breasting	
Rendimiento t/g día	14
Costo preparación \$/t	24
Servicios auxiliares	11
Costo unitario \$/t	37

Interpretación: el costo unitario \$/t es de 37 dólares.

No se tomó el precio del sostenimiento por que se desarrolló en la etapa de preparación

4.1.11 Inversión general en diseño de los métodos de explotación.

A. Inversión en infraestructura *OCF-Breasting*

En el método de explotación *OCF – Breasting* se compone por una serie de actividades primordiales para la aplicación del método de minado en el siguiente cuadro se muestra la Inversión en infraestructura *OCF-Breasting*

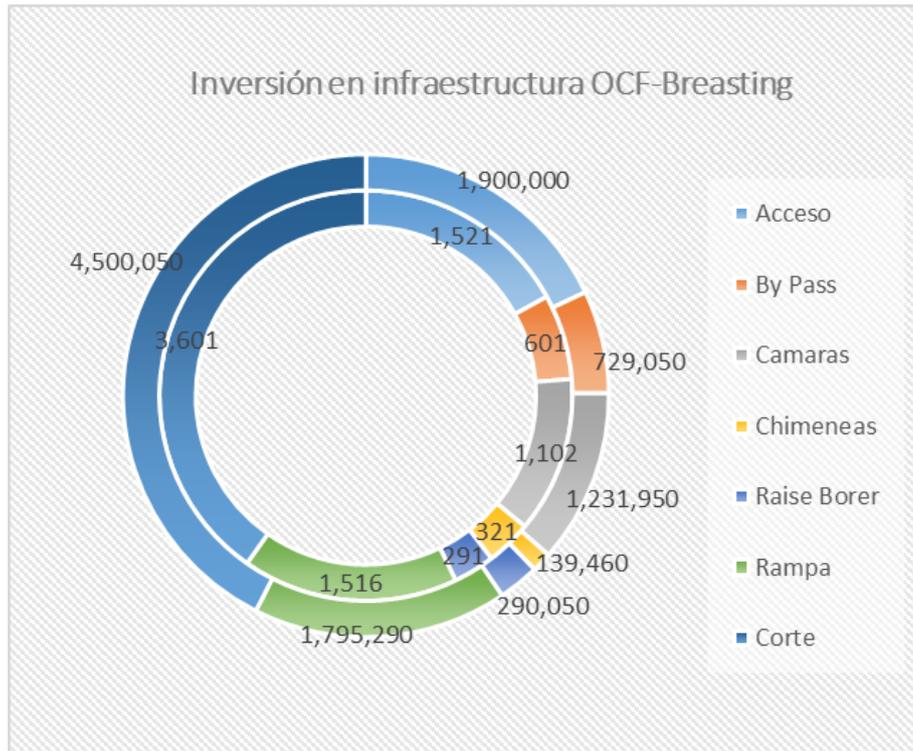


Figura 61. Inversión en infraestructura OCF-Breasting

Tabla 17. Inversión en infraestructura OCF-Breasting

Tipo Labor	Longitud total (m)	Costo total (\$)
Acceso	1,521	1,900,000
By Pass	601	729,050
Camaras	1,102	1,231,950
Chimeneas	321	139,460
Raise Borer	291	290,050
Rampa	1,516	1,795,290
Corte	3,601	4,500,050
Total General	8953	10,585,850

Interpretación: las labores correspondientes al método de minado *OCF – Breasting* son:

Acceso, *bypass*, cámaras, chimeneas, *raise boring* rampa y corte.

Se tiene un total de longitud 8953 metros con dichas longitudes totales de trabajo, se tiene un costo total de 10,585,850 dólares.

B. Inversión en infraestructura para el método de *bench and fill*

En el método de minado *bench and fill*, se compone por una serie de actividades primordiales para la aplicación del método de minado. En la siguiente figura se muestra la Inversión en infraestructura para el método de minado *bench and fill*.

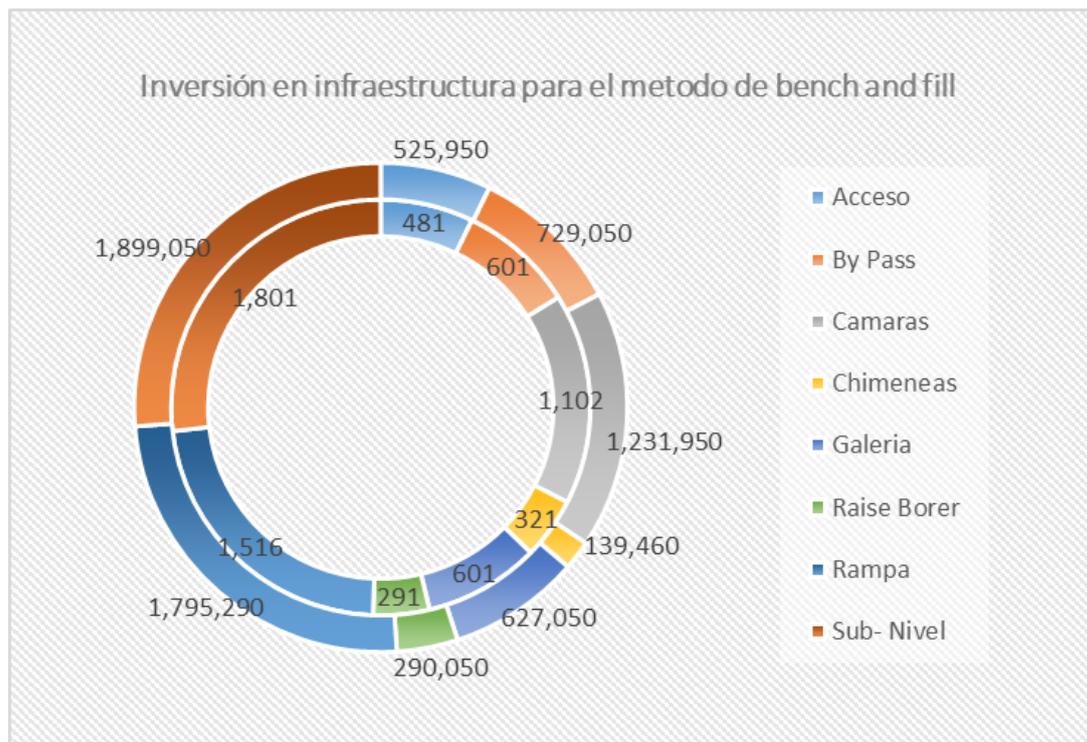


Figura 62. Inversión en infraestructura para el método de minado de *bench and fill*

Tabla 18. Inversión en infraestructura para el método de *bench and fill*

Tipo Labor	Longitud total (m)	Costo total (\$)
Acceso	481	525,950
By Pass	601	729,050
Camaras	1,102	1,231,950
Chimeneas	321	139,460
Galeria	601	627,050
Raise Borer	291	290,050
Rampa	1,516	1,795,290
Sub- Nivel	1,801	1,899,050
Total General	6714	7,237,850

Interpretación: las labores correspondientes al método de minado *bench and fill* son:

Acceso, *bypass*, cámaras, chimeneas, galería, *raise boring*, rampa y subnivel.

Se tiene un total de longitud 6714 metros con dichas longitudes totales de trabajo, se tiene un costo total de 7,237,850 dólares.

4.1.12 Evaluación de los índices de perforación y voladura para el método de minado *bench and fill*

A. Perforación

La realización de la perforación se hace con el equipo Simba S7D, la malla de perforación representada en la labor, según el estudio geomecánico es más factible la perforación de taladros en negativo, el control de los factores y parámetros de perforación son muy importantes en el costo de perforación como en el avance del trabajo.

Tabla 19. Índice de perforación

Índice de perforación	
Cantidad de taladros/corte	7
Longitud de taladros	15
Tonelaje/corte	378.45
Toneladas/metros	4.91

Tabla 20. Costo perforación y voladura

Costo de perforación y voladura	
Perforación (\$/m)	13.42
Explosión (\$/t)	0.32
Total costo	11

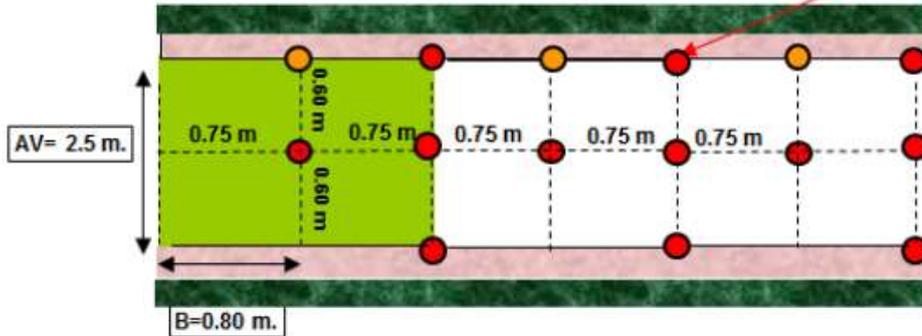
costo perforacion y voladura	
perforacion (\$/m.)	13.42
explosicion (\$/Tn)	0.32
Total costo	13.74

La ecuación de conminución y medido mediante un sismógrafo colaboraron en estandarizar una buena malla, con resultados beneficiosos teniendo como valor ideal con un estacionamiento de 1.50 metros y un *burden* de 0.60, en vetas de 2 a más metros.

Informacion de Geotecnia.

Caja Techo: Presenta falsa cajas, con relleno
Orientacion de fracturas desfavorable
RMR = 33

Carga controlada, menor cantidad para no afectar mucho la caja techo



Caja Piso: Alteracion argilica
Orientacion de fracturas desfavorable
RMR = 35

Sostenimiento: shotcrete 2 " + Pernos sistematico con malla 1.20 m.

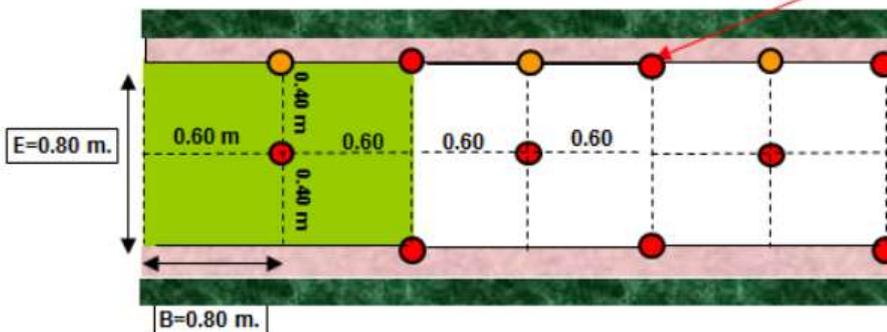
Figura 63. Malla para estructura angostura, espaciamiento de 1.50 metros y burden de 0.60 metros

En vetas angostas lo recomendable de 0.60 a 1.20 metros contemplando en ambos casos el taladro de pre corte en la caja techo.

Informacion de Geotecnia.

Caja Techo: Presenta falsa cajas, con relleno
Orientacion de fracturas desfavorable
RMR = 33

Carga controlada, menor cantidad para no afectar mucho la caja techo



Caja Piso: Alteracion argilica
Orientacion de fracturas desfavorable
RMR = 35

Sostenimiento: shotcrete 2 " + Pernos sistematico con malla 1.20 m.

Figura 64. Malla para estructura angostura, espaciamiento de 1.20 metros y burden de 0.40 metros

B. Carguío

Se obtiene un factor de carga de 0.27 kg/t

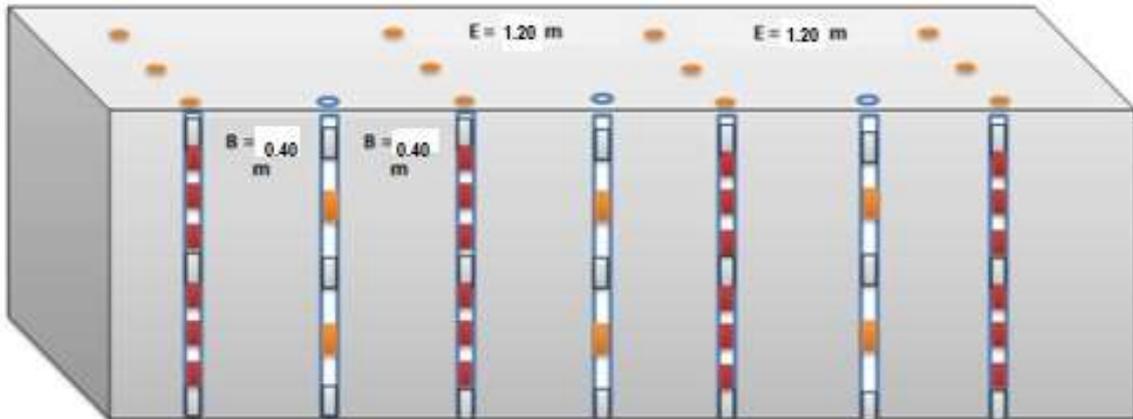


Figura 65. Malla de precorte, ancho mayor a 1.20 m

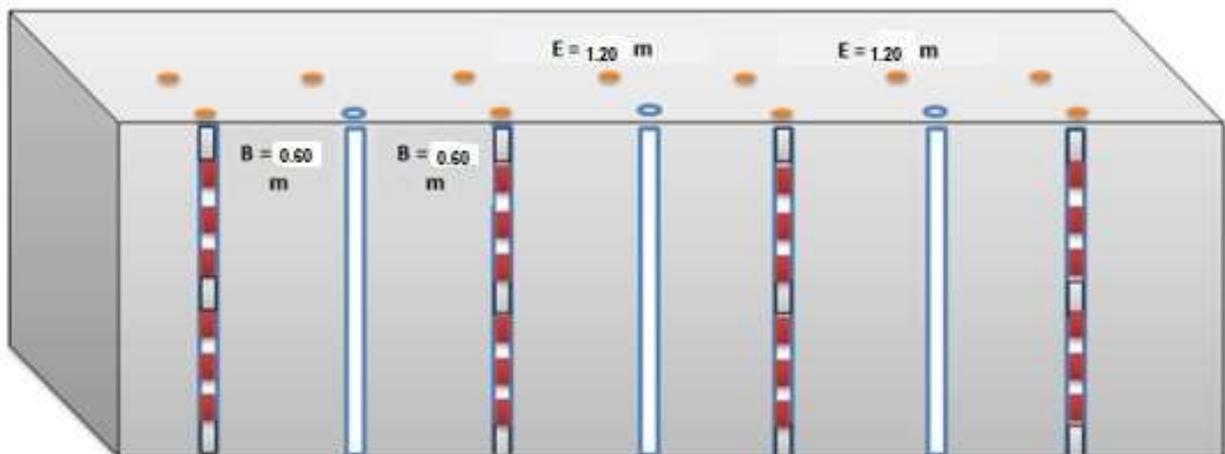


Figura 66. Malla de recorte, ancho menor a 1.20 m

C. Costos de Operación

El costo operacional del método *bench and fill* se muestra en el siguiente cuadro.



Figura 67. Costo de operación para el método de bench and fill

Tabla 21. Costo de operación para el método de bench and fill

ACTIVIDAD	REAL
PERFORACION	4.49
VOLADURA	3.18
LIMPIEZA	4.97
SOSTENIMIENTO	8.62
RELENO	1.49
TRANSPORTE	4.9
SERVICIOS	3.35
BOMBEO/DRENAJE	1.92
VENTILACION	1.53
AIRE COMPRIMIDO	0.14
TRATAM. AGUA	0
SUPERVICION	1.43
GEOLOGIA	0.87
TOPOGRAFIA	0.64
TOTAL GENERAL	37.5

El costo de operación del método de minado bench and fill es de 37.5 dólares

D. Productividad

Tabla 22. Productividad de los equipos y mano de obra

SIMBA S7D	4000	M/MES
SCOOPTRAN	85	TON/HR
VOLQUETE	15	TON/HR
HOMBRES	41	TON/H-Gdia

Interpretación: en la tabla se presentan los cuatro factores de productividad importantes para la implantación del método de minado actualmente.

4.1.13 Trade-off de método de minado

A. Costo de operación (opex)

Tabla 23. Estimación de los costos de perforación de OCF y SLS

ESTIMACION DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN	OCF	SLS	unidades
COSTO DE PRODUCCION	51.66	37.54	US\$/t
GASTOS ADMINISTRATIVOS	11.6	11.6	US\$/t
GASTOS DE VENTA (COMERCIALIZACION DE CONCENTRADO)	7.3	7.3	US\$/t
OTROS GASTOS - (DEPRESIACION AMORTIZACION9)	1.1	1.1	US\$/t
CIERRE DE MINA MCAR	0.8	0.8	US\$/t
COSTO DE OPERACIÓN	72.46	58.34	US\$/t

N Tabla 24. Trade off método de minado bench and fill

TRADE OFF MÉTODOS DE MINADO			
MÉTODO	BENCH ANF FILL	CORTE Y RELLENO	Unidades
RECURSOS	6,800,000	6,800,000	t
DILUCION			
K DE O`HARA	55	25	
POTENCIA	3.28	3.28	m
DILUCION ESTIMADA	30.56	13.89	%
POTENCIA DILUIDA	4.28	3.74	m
RECURSOS DILUIDOS	8,877,767	7,744,440	t
RECURSOS DILUIDOS INDICADOS	2,236,656	1,016,662	t
TONELAJE TOTAL			
RECUPERACION DE MINA	80%	90%	%
TONELAJE MINADO	1,789,324	914,995	t
RITMO DE PRODUCCION			
RESERVAS	7,088,443	6,829,444	t
PRODUCCION ANUAL	637,278	619,595	t
PRODUCCION DIARIA	1,746	1,698	t
PRODUCCION DIARIA	1,925	1,871	tc
CAPEX por formula	7,475,726	40,304,795	\$
OPEX mina	58.34	72.46	\$/t
VIDA DE LA MINA	8	12	Años
TOTAL	37,178,796	44,895,842	\$
COSTO UNITARIO	5.24	6.57	\$/t
MARGEN ECONOMICO LEY EQUIVALENTE			
LEY EQUIVALENTE zinc	7.05	7.51	g/t
VPT	148.05	157.71	\$/t
VPT - COSTOS OPERATIVOS - INVERSION UNITARIA	84.47	78.68	\$/t
DIFERENCIA DE VPT ENTRE LOS DOS METODOS A FAVOR DEL BENCH AND FILL	5.79		\$/t
METODO SELECCIONADO	TALADROS LARGOS		

Interpretación de resultados:

- Existe una reducción considerable del gasto de capital (capex) a favor de la implementación del método de minado *bench and fill* en 32,829,068 dólares.
- Se redujo el costo de operación en favor a la implementación del método de minado *bench and fill* en 14.12 dólares por tonelada.
- La vida de la mina en comparación a los dos métodos de explotación, es factible en la implementación del método de minado por *bench and fill* ya que se tiene una diferencia de 4 años a favor de la implementación del método de minado es decir por el método de minado *bench and fill* la explotación es más eficiente en tiempo ya que la explotación de las reservas se realizaría en 8 años a comparación del corte y relleno que nos llevaría en 12 años.

- El costo de operación en relación a la producción anual para el método de minado *bench and fill* es de 37,178,796 dólares y en el método de corte y relleno es de 44,895,842 dólares en la implementación se tiene una reducción de costo de operacional de la producción anual de 7,717,046 dólares.
- El costo unitario del método de minado en *bench and fill* es de 5.24 dólares por tonelada y en corte y relleno es de 6.57 dólares por tonelada, en la implementación se tiene una reducción del costo en 1.33 dólares por tonelada.
- El *trade off* para la implementación del método de minado significo un ahorro de 5.89 \$/t.

CONCLUSIONES

1. Existe una reducción considerable del gasto de capital (*capex*) a favor de la implementación del método de minado *bench and fill* en 32,829,068 dólares.
2. Se redujo el costo de operación (*opex*) en favor a la implementación del método de minado *bench and fill* en 14.12 dólares por tonelada.
3. La implementación del método de minado por *bench and fill* es factible, si se considera la vida de la mina en comparación a los dos métodos de explotación, ya que se tiene una diferencia de 4 años a favor de la implementación del método de minado; es decir, por el método de minado *bench and fill* la explotación es más eficiente en tiempo ya que la explotación de las reservas se realizaría en 8 años a comparación del corte y relleno que nos llevaría en 12 años.
4. El costo de operación en relación a la producción anual para el método de minado *bench and fill* es de 37,178,796 dólares y en el método de corte y relleno es de 44,895,842 dólares. En la implementación se tiene una reducción de costo de operacional de la producción anual de 7,717,046 dólares.
5. El costo unitario del método de minado en *bench and fill* es de 5.24 dólares por tonelada y en corte y relleno es de 6.57 dólares por tonelada. En la implementación se tiene una reducción del costo en 1.33 dólares por tonelada.
6. El *trade off* para la implementación del método de minado significo un ahorro de 5.89 \$/t.

RECOMENDACIONES

1. El método de minado *bench and fill* mantiene un factor de seguridad (1.03) muy predominante al método de corte y relleno (realce 0.95), reflejados en sus índices de accidentabilidad de estudios anteriores y actualmente.
2. En cuanto al factor de seguridad reflejado en el estudio de geomecánico, para mayor seguridad se debe emplear equipos con control remoto para los trabajos de limpieza para evitar que el personal se exponga a peligros.
3. La aplicación de método de minado *bench and fill*, en la veta María Luisa tajo120 es recomendable de acuerdo a las condiciones evaluadas del campo de trabajo sabiendo que la limitación en altura máxima es de 15 metros y buzamiento de 73°.
4. La dilución es controlable gracias al diseño de malla de precorte para el control de las cajas de la labor.
5. El margen económico que nos presenta este método de minado es más seguro en consideración con la seguridad. De acuerdo al *trade off* realizado y en base al margen económico hallado, \$ 78.16/t para *cut and fill* y \$ 84.06/t para *bench and fill*. Se considera como método de minado a *bench and fill*.
6. Al margen económico que nos presenta este método de minado por *bench and fill* es el más seguro, ya que se empleara equipos con control remoto lo cual reduce el peligro en la explotación del método.

BIBLIOGRAFIA

1. BELTRÁN, K. *Optimización de explotación del tajo 427-cuerpo Chiara 445 usando taladros largos paralelos – Cía. minera Casapalca S.A.* (Título de Ingeniero de Minas). Junin - Perú : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2017, 120 pp.
2. VILLALTA, R. *Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristobal de la compañía minera Volcan S. A. A.* (Título de Ingeniero de Minas). Puno – Perú : Universidad Nacional del Altiplano., 2018, 125 pp.
3. APAZA, E. *“Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras – Pashsa, mina Huarón S. A.”* (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa – Peru : Universidad Nacional de San Agustín, 2013, 154 pp.
4. VILLANUEVA, J. *Evaluación de parámetros de diseño de perforación y voladura en taladros largos aplicado en vetas angostas para determinar su productividad en la U.M. San Rafael, Minsur S.A.* (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa – Peru : Universidad Nacional de San Agustín, 2018, 115 pp.
5. VILCA, C. *Diseño e implementación del método de explotación Bench and Fill Stopping en vetas angostas tipo Rosario, para incrementar la producción – minera Chahuane SAC.* (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa – Peru : Universidad Nacional de San Agustín, 2018, 118 pp.
6. UNIDAD ECONÓMICA ADMINISTRATIVA (UEA) CARAHUACRA. *Técnico para las actividades a ser desarrolladas con explosivos y materiales relacionados* . Lima : Volcan Compañía Minera S.A.A., 2017.
7. DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA Y PLANEAMIENTO DE LA UEA YAULI. *Informe de estudio de las reservas y recursos minerales.* Yauli - Oroya : Unidad Administradora Carahuacra De La Compañía Minera Volcan, 2014.

8. ÁREA DE GEOMECÁNICA UNIDAD MINERA CARAHUACRA. *Plan de minado*. Yauli - Oroya : Volcan compañía minera S. A. A, 2018.
9. ÁREA GEOMECÁNICA UNIDAD PRODUCTORA CARAHUACRA. *Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary Nv 1120*. Yauli - Oroya : Volcan compañía minera S. A. A, 2016.
10. ÁREA GEOMECÁNICA UNIDAD PRODUCTORA CARAHUACRA. *Estudio geomecánico para taladros largos veta Mary-zona volcánica*. Yauli - Oroya : Volcan compañía minera S. A. A., 2016.
11. CALLA, J. *Aplicación de taladros largos en el sistema de vetas Virginia - mina San Cristobal*. Yauli - Oroya : Compañía minera Volcan S.A.A , 2015.
12. DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA UNIDAD MINERA CARAHUACRA. *Estudio geomecánico local U.M. San Cristobal – Carahuacra Tajo 120 X Acc 228 Nv 1220*. Yauli - Oroya : Volcan Compañía Minera S.A.A, 2018.
13. ATLAS COPCO S.A.C. *Columna de accesorios de perforación para equipos en trabajos de perforación de taladros largos*. Lima - Peru : Catálogo de productos- Equipo de martillo en cabeza por Secoroc, 2017.

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de consistencia

Problema general	Objetivo general	Hipótesis general
¿Será factible la implementación del método de minado <i>bench and fill</i> en la veta María Luisa, de la unidad minera Carahuacra?	Determinar la implementación del método de minado <i>bench and fill</i> en la veta María Luisa, de la unidad minera Carahuacra.	Es factible la implementación del método de minado <i>bench and fill</i> en la veta María Luisa, de la unidad minera Carahuacra.
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas
¿Sera factible el ciclo de minado a emplear en la veta Maria Luisa, de la unidad minera Carahuacra?	Determinar el ciclo de minado a emplear en la veta Maria Luisa, de la unidad minera Carahuacra.	Es factible el ciclo de minado a emplear en la veta Maria Luisa, de la unidad minera Carahuacra.
¿Será factible los parámetros y diseños de perforación para el método de minado <i>bench and fill</i> en la veta Maria Luisa, de la unidad minera Carahuacra?	Determinar los parámetros y diseños de perforación para el método de minado <i>bench and fill</i> en la veta María Luisa, de la unidad minera Carahuacra.	Es factible los parámetros y diseños de perforación para el método de minado <i>bench and fill</i> en la veta Maria Luisa, de la unidad minera Carahuacra.
¿Sera factible los costos unitarios operacionales en el método de minado <i>bench and fill</i> en la veta Maria Luisa, de la unidad minera Carahuacra?	Determinar los costos unitarios operacionales en el método de minado <i>bench and fill</i> en la veta Maria Luisa, de la unidad minera Carahuacra.	Es factible los costos unitarios operacionales en el método de minado <i>bench and fill</i> en la veta Maria Luisa, de la unidad minera Carahuacra.

Anexo 2
Inspección Simba J-312



Se pudo observar que había agua acumulada alrededor del taladro perforado.

Anexo 3

Inspección al Simba J-312 en el TAJEO 1050 (profundización NV 1120)



En la imagen se observa taladros previamente perforados, pero es de los pocos casos que se han observado en los tajos de mina San Cristóbal. Este mal hábito en la operación se ha reportado en todos los informes de inspección y en los que se ha suscitado pérdidas de barras por atascamiento.

Anexo 4

Perforación al borde de la cara libre



Se perfora un pecho dejado al borde de la cara libre en la que se tuvo problemas de atascamiento, la percusión realizada resultó en la pérdida de 01 broca que se soltó de la barra, todo esto en presencia del Superintendente de mina Carahuacra a quien en ese instante se le explicó los riesgos de realizar esa perforación.

Se corrigió en dejar una fila de seguridad al volar las filas de taladros de producción.

Anexo 5

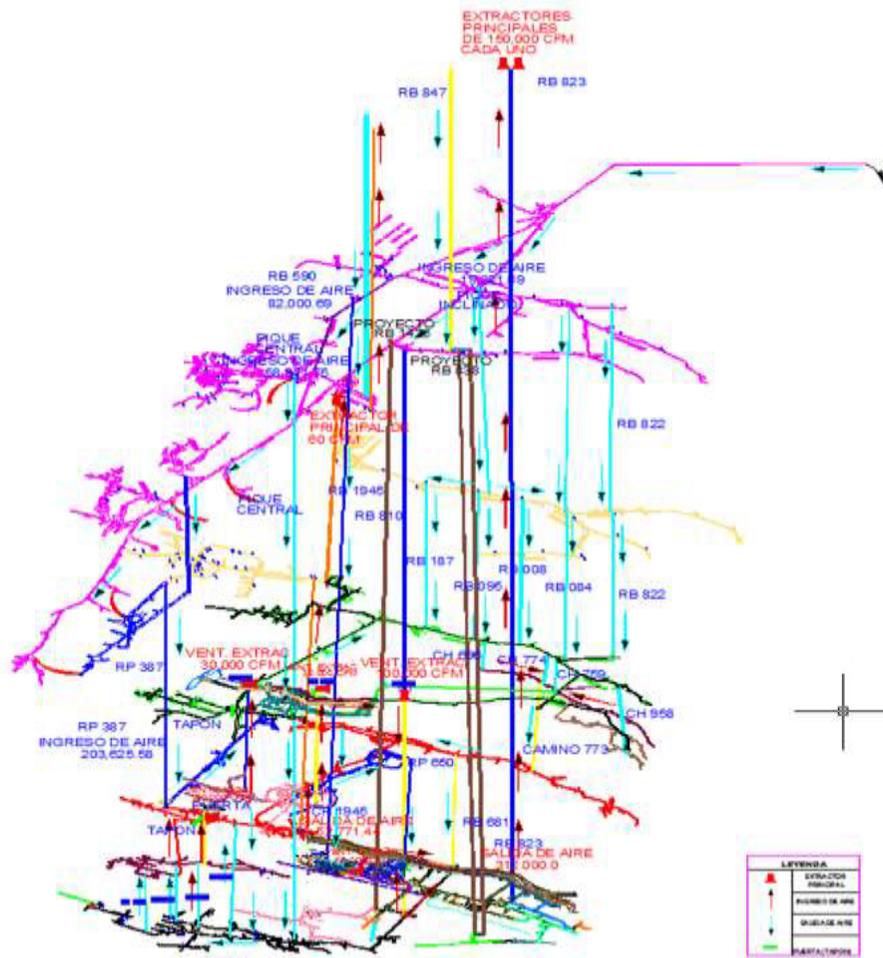
Buenas prácticas en el emboquillado de la perforación



Perforando en un punto con aproximadamente 30 cm de desmante lo que ocasiona atascamiento de columna si no se lava adecuadamente el taladro.

Es necesario raspar el piso de los tajos a perforar para paradas por atascamientos de barra u otros eventos. Asimismo, es necesario que los operadores reporten estas condiciones antes de perforar

Anexo 7 Necesidad de Aire Mina Carahuacra



BALANCE GENERAL DE AIRE MINA CARAHUACRA			
FECHA: Febrero-2013			
1.- INGRESO DE AIRE			
	m ³ / min	CFM	
Pique Central - Nv 820	1,671.55	58,971.6844	
Pique Inclinado - Nv 820	547.65	19,321.0743	
RB 590	2,324.26	82,000.0000	
Ramoa 387 - Nv 920	5,760.36	203,225.6041	
TOTAL INGRESO	10,303.82	363,518.36	
2.- SALIDAS DE AIRE			
	m ³ / min	CFM	
RB 823 - Nv 1020	8,845.54	312,000.00	
CH 1945 - Nv 970	1,495.78	52,771.07	
TOTAL SALIDA	10,339.32	364,771.07	
3.- NECESIDADES DE AIRE			
3.1 Para personal			
6	m ³ / min / hombre		
		m ³ / min	CFM
SUB - TOTAL		570	20,110
3.2 Para equipo de sel			
3	m ³ / min / HP		
		m ³ / min	CFM
SUB - TOTAL		3645	10,845.00
		11,415	402,721.20
4.- COBERTURA NECESIDADES DE AIRE:			
		INGRESO	363,518.36
		SALIDA	364,771.07
		TOTAL NECESIDAD DE AIRE	402,721.20
		COBERTURA	90.27%