

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Diseño e implementación del método de minado
por *bench and fill* en el tajeo 100 de la
Unidad Productora Carahuacra**

Arturo Crisostomo Casimiro Huamán

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



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

ASESOR

Ing. Faustino Aníbal Gutiérrez Dañobeitia

AGRADECIMIENTO

Agradezco a la universidad y al equipo de ingenieros en la unidad productora Carahuacra por facilitarme la información para la siguiente tesis, también agradezco al ingeniero docente Faustino Aníbal Gutiérrez Dañobeitia, por todo su apoyo.

DEDICATORIA

A mis padres por su apoyo incondicional que me brindan todos los días, para ser mejor en mi vida profesional.

RESUMEN

La unidad productora Carahuacra es una de las unidades mineras de Volcan Compañía Minera S. A. A., dedicada a la explotación y tratamiento de minerales polimetálicos, son sus minerales de cabeza el zinc, plata, cobre y plomo. Esta investigación se relaciona con el estudio en la veta Mary del tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360, donde se considera la aplicación del método de minado *Bench and Fill*, para vetas angostas se evaluaron los estudios geológicos, de geomecánica, seguridad, operaciones y planeamiento de mina.

En el estudio geomecánico el análisis tensional de la deformación del terreno presentada del macizo rocoso se tiene para bancos de 10, 12 y 15 metros una deformación de 11.10, 12.10 y 12.80 centímetros respectivamente, donde lo óptimo son los bancos de 10 metros con 11.10 centímetros, y el relleno debe ser dentro de las 24 horas para evitar la inestabilidad de labores adyacentes, con un factor de seguridad del 1.26 respectivamente.

El ciclo de minado en función a plan de producción anual programado para el método de minado *Bench and Fill* tiene una producción de 857 908 t a un costo unitario de \$ 5.88 por tonelada y para el método de minado de corte y relleno, donde se tiene una producción de 570 293 t a un costo unitario de \$ 7.01 por tonelada, respectivamente, es factible aplicar el método de minado *Bench and Fill*, teniendo una reducción de 1.13 dólares por tonelada.

La evaluación del *trade off* se realizó en base al margen económico analizado para el método de minado para corte y relleno ascendiendo a US\$ 78.24 / t en relación con el método de minado *Bench and Fill* que es de US\$ 83.83 / t, es notorio que se debe considerar el método de minado *Bench and Fill* para la aplicación del método de minado para generar un ahorro de US\$ 5.6 / t.

Palabra clave: *Bench and Fill*, método de minado, rentabilidad, vetas angostas.

ABSTRACT

The *Carahuacra* production unit is one of the mining units of *Volcan Compañía Minera S. A. A.*, dedicated to the exploitation and treatment of polymetallic minerals, its main minerals are zinc, silver, copper, and lead. This research is related to the study in the Mary vein of pit 100 at access 992, level 1360, where the application of the Bench and Fill mining method is considered, for narrow veins geological, geomechanically, safety, operations studies were evaluated and mine planning.

In the geomechanically study, the stress analysis of the deformation of the ground presented in the rocky massif has a deformation of 11.10, 12.10 and 12.80 centimeters respectively for banks of 10, 12 and 15 meters, where the optimum are the banks of 10 meters and 11.10 centimeters, and the filling must be within 24 hours to avoid the instability of adjacent works, with a safety factor of 1.26, respectively.

The mining cycle based on the annual production plan programmed for the Bench and Fill mining method has a production of 857,908 t at a unit cost of \$ 5.88 per ton and for the cut and fill mining method, where there is a production of 570 293 t at a unit cost of \$ 7.01 per ton, respectively, it is feasible to apply the Bench and Fill mining method, having a reduction of 1.13 dollars per ton.

The evaluation of the tradeoff was made based on the economic margin analyzed for the cutting and filling mining method amounting to US \$ 78.24 / t in relation to the Bench and Fill mining method, which is US \$ 83.83 / t, it is notorious that the Bench and Fill mining method should be considered for the application of the mining method to generate a saving of US \$ 5.6 / t.

Keyword: Bench and Fill, mining method, narrow veins, profitability.

ÍNDICE DE CONTENIDO

Asesor	ii
Agradecimiento	iii
Dedicatoria	iv
Resumen.....	v
Abstract.....	vi
Índice de contenido	vii
Lista de figuras	x
Lista de tablas	xiii
Introducción.....	xiv
CAPÍTULO I.....	15
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	15
1.1 Planteamiento y formulación del problema	15
1.1.1 Planteamiento del problema	15
1.1.2 Formulación del problema	16
1.2 Objetivos	16
1.2.1 Objetivo general	16
1.2.2 Objetivos específicos.....	17
1.3 Justificación e importancia	17
1.3.1 Justificación práctica	17
1.3.2 Justificación teórica	17
1.3.3 Justificación metodológica.....	18
1.4 Hipótesis	18
1.4.1 Hipótesis general.....	18
1.4.2 Hipótesis específicas	18
1.5 Identificación de las variables	18
1.5.1 Variables independientes	18
1.5.2 Variables dependientes	19
1.5.3 Matriz de operacionalización de variables	20
CAPÍTULO II.....	21
MARCO TEÓRICO	21
2.1. Antecedentes del problema	21
2.2. Descripción de la unidad minera Carahuacra	24

2.3. Bases teóricas	33
2.3.1. Proceso jerárquico para la aplicación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en veta	33
2.3.2. Enfoque preliminar para el desarrollo del proyecto minero	35
2.3.3. Recolección de información y datos.....	42
2.3.4. Diseño del método de explotación propuesto, método de minado <i>Bench and Fill</i> en vetas angostas.....	43
2.3.5. Diseños de perforación y voladura en taladros largos.....	50
2.3.6. Análisis del <i>trade-off</i> y <i>benchmarking</i> del método de minado <i>Bench and Fill</i>	57
2.4. Definición de términos.....	60
2.4.1. El benchmarking.....	60
2.4.2. Trade off.....	60
2.4.3. Costo unitario	61
2.4.4. Supervisión de campo	61
2.4.5. Costo operativo	61
2.4.6. Recurso inferido	61
2.4.7. Ley equivalente	61
2.4.8. Optimizar	62
2.4.9. Stope	62
2.4.10. Vetas angostas.....	62
2.4.11. Valor por tonelada – (VTP).....	62
CAPÍTULO III.....	63
MÉTODOLOGÍA	63
3.1 Método y alcances de la investigación.....	63
3.1.1. Método general.....	63
3.1.2. Método específico	63
3.2 Diseño de la investigación	64
3.2.1 Tipo de diseño de investigación	64
3.2.2 Nivel de investigación.....	64
3.3 Población y muestra	64
3.3.1 Población.....	64
3.3.2 Muestra.....	64

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos	64
3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos.....	64
3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos	65
3.5 Método y procedimientos para la recolección de datos	65
CAPÍTULO IV.....	67
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	67
4.1 Aplicación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en vetas angostas para mejorar la rentabilidad del tajeo 100 en la unidad productora <i>Carahuacra</i>	67
4.1.1 Análisis del estudio de la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el minado por <i>Bench and Fill</i> en vetas angostas del tajeo 100 en la unidad productora <i>Carahuacra</i>	67
4.1.2 Evaluación de los costos operacionales unitarios en el diseño del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en vetas angostas en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i>	75
4.1.3 Evaluación del minado por <i>Bench and Fill</i> en vetas angostas, para la mejora de la rentabilidad tras la evaluación técnico-económica del <i>trade off</i> del tajeo 100 en la unidad productora <i>Carahuacra</i> de Volcán Compañía Minera S. A. A.	81
Conclusiones.....	101
Recomendaciones.....	102
Referencias	103
Anexo	105

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación y accesibilidad de la unidad productora Carahuacra.....	25
Figura 2. Plano de mapeo geológico de la unidad productora Carahuacra.....	26
Figura 3. Columna estratigráfica generalizada de la U. P. Carahuacra.....	27
Figura 4. Plano geológico estructural de la unidad productora Carahuacra....	30
Figura 5. Plano de sección geológica compuesta de la U. P. Carahuacra.....	31
Figura 6. Modelo de mineralización de la veta en la unidad productora Carahuacra del domo de Yauli.	32
Figura 7. Plano de vetas mineralizadas de la U. P. Carahuacra.	32
Figura 8. Proceso de interrelación la clasificación geomecánica, equipo y columna de perforación sobre la base del método de explotación..	34
Figura 9. Diseño SLS para la variante Bench and Fill vetas angostas.....	39
Figura 10. Diseño SLS para la variante Bench and Fill vetas angostas en 3D Datamine.	40
Figura 11. Diseño over cut and fill – OCF vetas angostas en 3D Datamine.....	41
Figura 12. Diseño over cut and fill – OCF vetas angostas en Autocad.	41
Figura 13. Parámetros de la metodología de selección de minado.....	42
Figura 14. Método de taladros paralelos – SLV.	45
Figura 15. Tipo y calidad de roca.	46
Figura 16. Tipo de columna y longitud de taladros.....	47
Figura 17. Desviación de taladros en relación a los metros de perforación.	47
Figura 18. Desviación de taladros según el tipo de roca.....	48
Figura 19. Parámetros de perforación.....	49
Figura 20. Mecanismo de perforación.	49
Figura 21. Diseño típico para el minado – SLV.	50
Figura 22. Alternativa 1 - cebo iniciador y columna de carga.....	51
Figura 23. Alternativa 2, cebo iniciador-columna-reforzador-columna de carga.	51
Figura 24. Alternativa 3, cebo iniciador - columna - taco.....	51
Figura 25. Detonadores no eléctricos – Exsanel.....	54
Figura 26. Tubo de choque (manguera).....	55
Figura 27. Diseño de conector “J CLIP”.	55
Figura 28. Sistema flexible para enganchar el cordón detonante en el orificio.	56

Figura 29. El cordón detonante.	56
Figura 30. Detonador ensamblado.	57
Figura 31. Metodología del procedimiento de la aplicación del método de minado Bench and Fill en vetas angostas.....	66
Figura 32. Ábaco de instrumentación geotécnica en el cual se observa la relación entre los esfuerzos horizontal y vertical	69
Figura 33. Vista general en planta de la veta Mary con las secciones motivo de estudio.....	70
Figura 34. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección -200 W	70
Figura 35. Factor de seguridad para la explotación con altura de bancos de 10 m en la sección -200 W	71
Figura 36. Deformación que experimentará el terreno finalizado el minado en la sección -200 W, para altura de banco de 10 m	71
Figura 37. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección -100 W	72
Figura 38. Factor de seguridad para la explotación con altura de bancos de 10 m en la sección -100 W	72
Figura 39. Deformación que experimentará el terreno finalizado el minado en la sección -100 W, para altura de banco de 10 m	73
Figura 40. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección +100 E	73
Figura 41. Factor de seguridad para la explotación con altura de bancos de 10 m en la sección +100 E	74
Figura 42. Cuerpo mineralizado de la veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360	80
Figura 43. Comparación según el resumen productivo entre los dos métodos de minado.....	85
Figura 44. Comparación de índices según el método de minado.....	87
Figura 45. Comparación de inversión de infraestructura por método de minado	88
Figura 46. Distribución de labores para el método de minado Bench and Fill, veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360	89
Figura 47. Vistas del diseño propuesto para el método de minado Bench and Fill en vetas angostas, veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360	89

Figura 48. Perspectiva de diseño propuesto para la aplicación del método de minado Bench and Fill en vetas angostas con el software Datamine, veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360.....	90
Figura 49. Estandarización de operaciones unitarias principales para la aplicación del método de minado Bench and Fill en vetas angostas, veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360.....	91
Figura 50. Diseño de malla de perforación para el cuerpo mineralizado de la veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360	93
Figura 51. Diseño de accesos en rombo de la preparación de subniveles y perforación de taladros largos, tajeo 100 x AC 992, nivel 1360	94
Figura 52. Diseño de la voladura del slot y el relleno voladura de primeras secciones, tajeo 100 x AC 992, nivel 1360.....	95
Figura 53. Diseño del relleno y la limpieza del piso 1 – 0 y piso 2 – 1, tajeo 100 x AC 992, nivel 1360	95
Figura 54. Presentación de las estructuras geológicas y recursos minerales de la unidad productora Carahuacra.....	97
Figura 55. Descripción de las reservas, recursos, el ancho de veta, leyes minerales y valor por tonelada	98

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Ubicación y accesibilidad de la mina Carahuacra	25
Tabla 2. Ubicación y accesibilidad de la mina Carahuacra	43
Tabla 3. Propiedades de los prills de amonio.....	53
Tabla 4. Clasificación RMR del macizo rocoso – veta Mary	68
Tabla 5. Parámetros de resistencia de Hoek & Brown.....	69
Tabla 6. Altura de corte del método de minado Bench and Fill	76
Tabla 7. Dilución por limpieza adicional del piso del método de minado B&F..	76
Tabla 8. Las densidades de los materiales usados en el B&F	76
Tabla 9. El ancho de la labor establecido en el método de minado B&F	77
Tabla 10. Plan de producción anual del método de minado Bench and Fill	78
Tabla 11. Plan de producción anual del método de minado corte y relleno	79
Tabla 12. Parámetros del cuerpo mineralizado de la veta Mary.....	81
Tabla 13. Evaluación del benchmarking base de los dos métodos de minado corte y relleno en relación al Bench and Fill	81
Tabla 14. Evaluación del benchmarking: punto de vista geológico - geotécnico de los dos métodos de minado.....	82
Tabla 15. Comparación del costo por tonelada según el método de minado... ..	84
Tabla 16. Comparación de las operaciones unitarias por método.....	84
Tabla 17. Costo unitario para cada método de minado.....	86
Tabla 18. Comparación de la inversión de la infraestructura según el método de minado.....	87
Tabla 19. Índice de perforación	92
Tabla 20. Costo de perforación y voladura.....	92
Tabla 21. Costo de operación para el método de Bench and Fill.....	96
Tabla 22. Productividad de los equipos y mano de obra.....	97
Tabla 23. Estimación del costo de operación del método de minado.....	99
Tabla 24. Evaluación del trade off, método de minado B&F y OCF	99

INTRODUCCIÓN

La unidad productora *Carahuacra* es parte de la UEA Yauli de Volcan Compañía Minera S. A. A. La unidad estaba explotando por el método de minado con taladros largos de nivel a nivel y corte y relleno, pero existen problemas en factores como la dilución, donde la potencia de la veta es menor, entre otros factores más. Ante esto se tomó la decisión de aplicar el método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas, que consiste en la mecanización en forma moderada para mejorar la eficiencia e incrementar la producción y trabajo con los mejores estándares de seguridad. La tesis está dividida en los siguientes capítulos:

En el capítulo I el problema general es lograr el diseño del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas en la unidad productora *Carahuacra*.

En el capítulo II existen estudios anteriores de la aplicación del método de minado *Bench and Fill*, en esta investigación los estudios geológicos, geomecánica, operaciones, seguridad y planeamiento procedentes de mina son primordiales para su aplicación.

En el capítulo III, el método general es deductivo y analítico, deduciendo el diseño del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas; que se analizó mediante datos de estudios del área de operaciones *in situ*, en el diseño del método de minado *Bench and Fill*, en la actividad de perforación de taladros largos, el método analítico se utilizó para análisis de la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el método de minado *Bench and Fill*.

En el capítulo IV, tras la aplicación, se justifica con la evaluación del *Trade Off*, se realizó en base al margen económico analizado para el método de minado para corte y relleno es de US\$ 78.24 / t en relación para el método de minado *Bench and Fill* que es de US\$ 83.83 / t, es notorio que se debe considerar el método de minado a *Bench and Fill*, entonces, para la aplicación del método de minado significó un ahorro de 5.6 \$ / t respectivamente.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Planteamiento del problema

La minería viene hacer un negocio en el cual la oferta y la demanda de los precios de los metales juegan un papel importante en el mercado internacional, esto condiciona a llevar a cabo la aplicación de un método de minado que genere mayor productividad, seguridad y estudio geomecánico óptimo a precios unitarios factibles, para poder extraer el mineral producto de la explotación, logrando tener una mayor ganancia. Existen métodos tradicionales para la explotación, pero demandan un mayor costo de operación como es: horas efectivas de trabajo, cantidad de personal, entre otros, pero estos son los que generan mayores costos y una baja en la eficiencia de la producción, por este motivo es preocupante para las empresas mineras que buscan incrementar la eficiencia y minimizar los costos de operación.

En el Perú, desde hace dos años las empresas mineras ya están aplicando el método de explotación *sublevel stoping* con buenos resultados, mejorando la extracción de mineral y rentabilidad del proyecto, priorizando estudios de yacimiento, los estudios de geomecánica, seguridad, planeamiento para el ciclo de minado junto con evaluación de precios unitarios, entre otros.

Los cuales son de importancia para la aplicación de un método nuevo, que ayude a maximizar la producción en la explotación.

La unidad productora *Carahuacra* es una de las componentes de la UEA Yauli de Volcan Compañía Minera S. A. A. La unidad estaba explotando por el método de minado taladros largos de nivel a nivel, corte y relleno, pero existen problemas en factores como la dilución y la potencia de la veta es menor, entre otros factores más. Ante esto se tomó la decisión de aplicar el método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas, que consiste en la mecanización en forma moderada para mejorar la eficiencia e incrementar la producción y trabajo con los mejores estándares de seguridad.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1. Problema general

¿Cómo se realizará el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo influye el estudio de la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*?
- ¿Cómo influyen los costos operacionales unitarios en el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*?
- ¿Cómo influye el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en la mejora de la rentabilidad tras la evaluación técnico-económica del *Trade Off* del tajeo 100 en la unidad productora *Carahuacra*?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Determinar el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*.

1.2.2 Objetivos específicos

- Identificar y evaluar el estudio de la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*.
- Determinar los costos operacionales unitarios en el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*.
- Determinar el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en la mejora de la rentabilidad tras la evaluación técnico-económica del *Trade Off* del tajeo 100 en la unidad productora *Carahuacra*.

1.3 Justificación e importancia

La compañía minera Volcan S. A. A. tiene como componente a la unidad productora *Carahuacra*.

1.3.1 Justificación práctica

La unidad productora *Carahuacra*, en la veta Mary tajeo 100, al aplicar el método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas, tendrá un incremento considerable en la producción, ya que tiene facilidad en la preparación, con una recuperación por encima del 80% de mineral y con una producción mayor de mineral explotado.

Por estos términos, es considerablemente ventajoso el método aplicado de corte y relleno en la unidad productora *Carahuacra* en la veta Mary tajeo 100, siendo que, este método de minado no es eficiente ya que demanda un mayor costo de operación como es: horas efectivas de trabajo, cantidad de personal, entre otros.

1.3.2 Justificación teórica

La unidad productora *Carahuacra* en la veta Mary tajeo 100, de la empresa Volcan Compañía Minera S. A. A., tiene un estudio geomecánico que es fundamental y primordial para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas, es decir, la caracterización geomecánica ayuda a verificar si es factible la aplicación siempre y cuando el método anterior de

minado permita cambiar de método para el caso de la unidad productora *Carahuacra* en la veta Mary tajeo 100 de la empresa Volcan Compañía Minera S. A. A., siendo que la recuperación es factible por condiciones del yacimiento y por la problemática de la dilución, que es mayor al 80% respectivamente.

1.3.3 Justificación metodológica

La investigación es de tipo aplicada, de nivel de investigación explicativa y, como diseño, emplea lo experimental; la unidad productora *Carahuacra* en la veta Mary tajeo 100, de la compañía minera Volcan S. A. A. como técnica de recolección de información. Se obtuvieron datos de observación *in situ*, y como instrumento se empleó la recolección de datos procedentes del área de operaciones de mina.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

Es viable y factible el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*.

1.4.2 Hipótesis específicas

- El estudio de la caracterización geomecánica del macizo rocoso influye favorablemente para el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*.
- Son factibles y viables los costos operacionales unitarios en el diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*.
- El diseño e implementación del método de minado por *Bench and Fill* influye favorablemente en la mejora de la rentabilidad tras la evaluación técnica económica del *Trade Off* del tajeo 100 en la unidad productora *Carahuacra*.

1.5 Identificación de las variables

1.5.1 Variables independientes

Método de minado por *Bench and Fill* en vetas angostas: es la ejecución para el minado masivo en la producción de mineral con perforación de diámetros, 64 mm en taladros de producción y 127 mm en taladros de rimado, de longitud de

8 hasta 18 metros; es una variante del *Sublevel Stopping*, la perforación se realiza de subnivel a subnivel con jumbos radiales electrohidráulicos e híbridos

1.5.2 Variables dependientes

Mejora de la rentabilidad: es la reducción en términos económicos de las operaciones unitarias de minado, tras un análisis con herramientas de gestión en costos como el *Trade Off*, para poder interpretar costos de dólares por tonelada también se puede evaluar una comparación de costos de factibilidad como de rentabilidad para poder tener un mejor panorama de selección de método de minado en función al menor costo por tonelada.

1.5.3 Matriz de operacionalización de variables

Tabla 1.

Matriz de operacionalización de variables

Proceso de operacionalización de variables					
Variables	Definición conceptual	Dimensión	Subdimensión	Indicadores	Índice
V.I: Método de minado <i>Bench and Fill</i> en vetas angostas	Es la ejecución para el minado masivo en la producción de mineral con perforación de diámetros, 64 mm en taladros de producción y 127 mm en taladros de rimado de longitud de 8 hasta 18 metros que es una variante del <i>Sublevel Stopping</i> , la perforación se realiza de subnivel a subnivel con jumbos radiales electrohidráulicos e híbridos.	Es la ejecución para el minado masivo en la producción de mineral con perforación de diámetros, 64 mm en taladros de producción y 127 mm en taladros de rimado de longitud, de 8 hasta 18 metros, es una variante del <i>Sublevel Stopping</i>	Estudio de las características mecánicas de la roca	<ul style="list-style-type: none"> • Forma - ancho • Grosor de la mena • inclinación • Profundidad 	Ábaco de investigación geológica
			Estudio de las condiciones de geometría del depósito y grado de distribución de leyes	<ul style="list-style-type: none"> • Calidad del macizo rocoso en RMR • Resistencia de sustancia rocosa 	Ábaco de investigación geomecánica
V.D: Mejora de la rentabilidad	Es la reducción en términos económicos de las operaciones unitarias de minado, tras un análisis con herramientas de gestión en costos como el <i>Trade Off</i> , para poder interpretar costos de dólares por tonelada, también se puede evaluar una comparación de costos de factibilidad como de rentabilidad para poder tener un mejor panorama de selección de método de minado en función al menor costo por tonelada.	Es la reducción en términos económicos de las operaciones unitarias de minado, tras un análisis con herramientas de gestión en costos como el <i>Trade Off</i> , para poder interpretar costos de dólares por tonelada.	Análisis de los costos unitarios operacionales	<ul style="list-style-type: none"> • Costo de perforación y voladura • Costo de carguío y acarreo 	Indicadores KPI
			Análisis del <i>Trade off</i> Y <i>Benchmarking</i> del método de minado <i>Bench and Fill</i>	<ul style="list-style-type: none"> • Dilución • Tonelaje total del método • Ritmo de producción • Costo operativo • Margen económico, ley equivalente 	Potencia (m) Recursos diluidos (t) Toneladas (t) Dólares por tonelada (\$/t)

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

En la tesis titulada **“Minado por sublevel stoping en vetas angostas para optimizar la rentabilidad del TJ 882 en la compañía minera Kolpa S. A. – Huancavelica – 2018”**. El objetivo del estudio es determinar que el minado por *sublevel stoping* en vetas angostas, optimiza la rentabilidad del TJ 882, en la compañía minera Kolpa S. A. – Huancavelica – 2018 (1). Además, la metodología tiene las siguientes características (1):

- ✓ Aplicar el minado por *sublevel stoping* el costo de operación tiene una reducción de 8%, que bajaría de 132.3 \$ / Tm a 121.6 \$ / Tm (1).
- ✓ Al aplicar el minado por *sublevel stoping* el VAN será de 380 mil dólares con una tasa de 1.53% por ser una zona de reservas probadas, TIR de 17%, *pay back* de 7 meses. Estos índices son afectados severamente por la dilución no programada (1).
- ✓ Al minar el TJ 882 aplicando *sublevel stoping* con una altura de banco de 19 m, se obtendrá una mayor rentabilidad que al aplicar el método de corte y relleno (1).
- ✓ Al realizar un minado por *sublevel* al inicio el costo de capital es mayor, ya que incurrimos en costos considerables a nivel de preparación del tajeo (1).

En la tesis titulada **“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 (2). Además, la metodología tiene las siguientes características (2):

- ✓ 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 (2).
- ✓ Determinación del 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 (2).

En la tesis 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 (3). Además, la metodología tiene las siguientes características (3):

- ✓ En el desarrollo de la tesis, primero, se realizó un estudio de tiempos de los equipos de perforación para poder estimar el rendimientos 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, de los costos operacionales en confrontación a los años antes de la transición del método de taladros largos de cuerpos al de vetas angostas (3).
- ✓ La evaluación de los diseños y mallas de perforación juntamente 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 (3).

En la tesis titulada **"Diseño e implementación del método de explotación Bench and Fill stoping en vetas angostas tipo rosario, para incrementar la producción – minera Chalhuané S. A. C."**, el objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para diseñar e implementar el método de explotación *Bench and Fill stoping* en vetas angostas tipo rosario en la minera Chalhuané (4). Además, la metodología tiene las siguientes características (4):

- ✓ Los resultados obtenidos durante el diseño y aplicación del método *Bench and Fill*, incrementó la producción del tajeo 460 de 960 t al mes a 6000 t, 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 la minera Chalhuané S. A. C. (4).
- ✓ 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 (4).

En la tesis titulada **"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. (5). Además, la metodología tiene las siguientes características (5):

- ✓ Después de la aplicación de los taladros largos paralelos, el factor de potencia igual 0.35 kg / Tm y el factor de energía igual a 1.32 MJ / Tm son menores en comparación a la perforación en abanico cuando los valores eran de 0.62 kg / Tm, y el factor de energía igual a 2.34 MJ / Tm (5).
- ✓ Respecto a la dilución se redujo del 30% al 11% aproximadamente. De igual manera se incrementó la recuperación del 78% al 92% (5).
- ✓ En el caso de la voladura secundaria se logró reducir del 40% al 20%, lo cual significa una disminución en los costos de voladura (5).

En la tesis titulada “**Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcan S. A. A.**”, el objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para determinar las características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral para la aplicación del método de explotación por taladros largos en la veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcan S. A. A. (6). Además, la metodología tiene las siguientes características (6):

- ✓ Según estas características litoestructurales del macizo rocoso, se recomienda continuar la evaluación sistemática del dominio estructural para identificar la presencia de cuñas que puedan perturbar la estabilidad del macizo rocoso, tanto de la roca encajonante así como de la mena (6).
- ✓ En la geometría del depósito mineral, para tener mejores resultados, se recomienda apoyarse en las perforaciones de diamantina, con lo que 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 (6).
- ✓ 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, presentando 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 (6).

2.2. Descripción de la unidad minera Carahuacra

2.2.1. Ubicación y accesibilidad

La unidad minera Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A. se ubica en el distrito y provincia de Yauli, departamento de Junín.

El Paleozoico tiene dos pisos, el inferior formado por el grupo Excélsior y el superior por el grupo Mitú; el Excélsior está aflorando a lo largo del anticlinal de Chumpe en la parte oeste del domo y en el anticlinal de Ultimátum hacia el Este; el Mitú aflora en la mayor parte del domo. El margen está constituido por las formaciones mesozoicas: grupo Pucará, grupo Goyllarisquizga, grupo Machay y formación Jumasha. Cuerpos intrusivos y capas extrusivas testimonian la actividad ígnea en la zona (7).

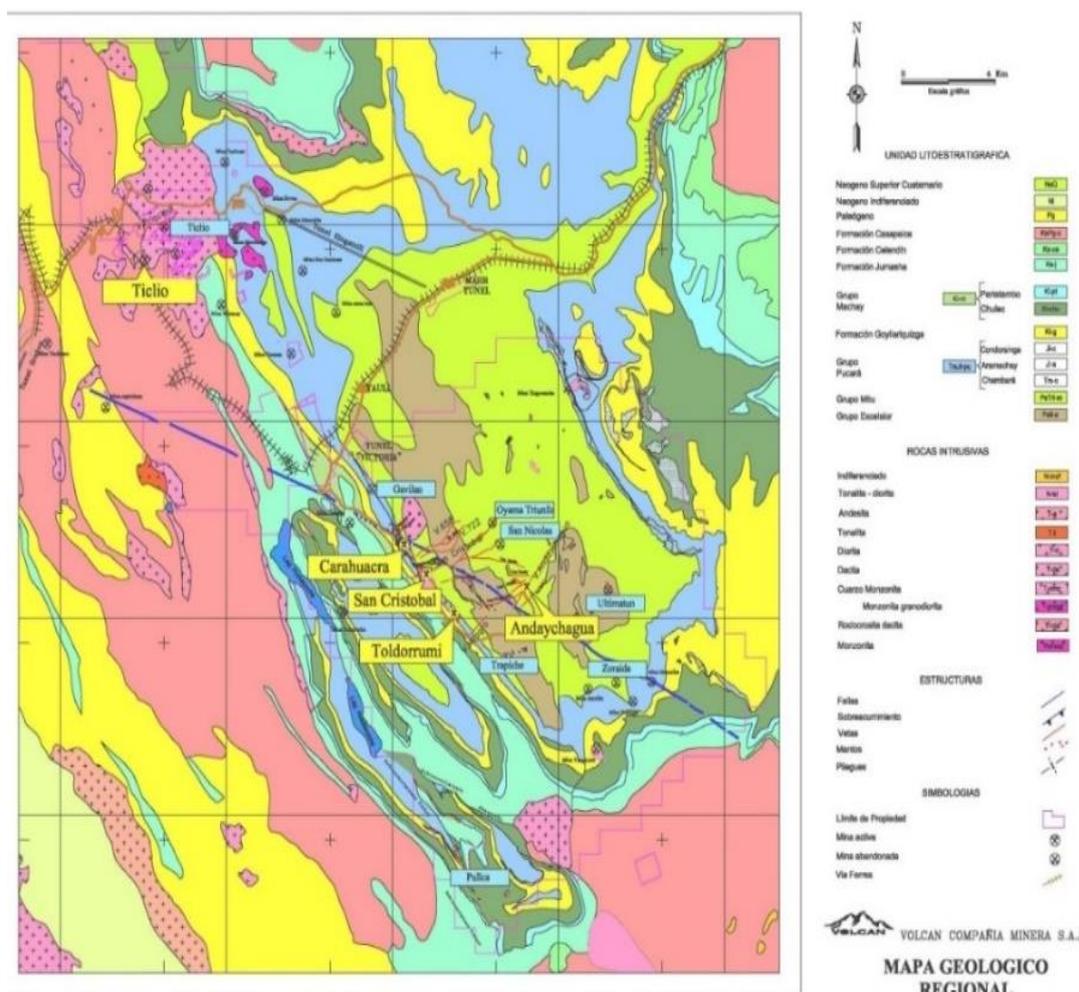


Figura 2. Plano de mapeo geológico de la unidad productora Carahuacra. Tomada del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

2.2.3. Geología local

1. Secuencia litológica

La secuencia litológica de la unidad minera Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A. tiene una extensión desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior.

ERA	SISTEMA	EPOCA	EDADES PISOS	UNIDAD LITOLOGICA	GRAFICO	FORMACION SEDIMENTARIA	FORMACION IGNEA	MINERALIZACION
CENOZOICO	CUATERNARIO					Sedimentos no consolidados		
	TERCIARIO			CAPAS ROJAS CASAPALCA		Discordancia erosional Conglomerados calcareos Calizas Lutitas Calcareas Calizas arcillosas arenosas	Intrusivos intermedios Cuatzo-Dioritas Intrusivo Acido tipo Chumpe Granitos	
MESOZOICO	CRETACEO	INFERIOR	COMANCHEADO	FORMACION JUMASHA		Calizas masivas y Dol. poco fosilíferas Basalto	Cuellos de Basaltos a traves de todas las Formaciones	Mineralización estratoligada de Fe, Ba, Zn, Pb, Ag, Cu.
		NEOCOMICO (EOCRET.)		GRUPO MACHAY FORMACION PARIATAMBO FORMACION CHULEC GRUPO GOYLLAR		Alternancia de Ciz. Bit. con nódulos de chert Calizas y Dolomitas Alternancia de Ciz Margosas Fosil. Qzt. Basalto Monzono Areniscas Limolitas rojas	Diorita + Gabro	
	JURASICO	INFERIOR O EOCRETACEO (LIAS)	NEOCOMIANO TOARCLANO FLIENSCHACHANG HETTANGIANO	GRUPO PUCARA FORMACION CONDORSINGA FORMACION ARAMACHAY		Calizas gris claras, y dol Blancas amarillentas Basalto Monzono Bx. Calcareas Chert, Dol Calizas con Yeso		Mineralización estratoligada de Fe, Ba, Zn, Pb. con sobreimposición de Mineralización Hidrotermal forma de cuerpos y masas.
	TRIASICO	SUPERIOR O MESOTRIASICO	RETTIANO NORIANO	GRUPO PUCARA FORMACION CILAMBARA		Calizas y Dolomitas	Derrames de Dacita y Andesita	Mineralización estratoligada de Zn, Pb, Fe, Cu, Ba, Mn.
PALEOZOICO	PERMICO	ERTRIOSICO SUPERIOR MEDIO 269 y 246	OCHOA CIUDADALUPE LEONARDO	GRUPO MITU		Discordancia erosional Lentes de areniscas y conglomerados rojaes	Intrusivo intermedio tipo Carahuacra Cuatzo-Monzonita	
	DEVONICO	SUPERIOR MEDIO	CHAUTAUQUAN ERIAN (HAMILTON) ULSTER	GRUPO EXCELSIOR		Discordancia erosional Filitas Mármoles fosilíferos Cuarcitas	Volcánicos Volcanoclásticos morados Volcanicos verdes	Mineralización Hidrotermal en Vetas de W, Sn, V, Bi, Cu, Zn, Pb, Ag, Sb. Mineralización estratoligada de Ni, Co Mineralización estratoligada de Cu, Zn, Pb, Fe.

Figura 3. Columna estratigráfica generalizada de la unidad productora Carahuacra. Tomada del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

✓ **Silúrico – devónico - grupo Excelsior**

“El grupo Excelsior está conformado 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” (7).

En relación a la potencia, se establece una potencia de “1800 metros, en la secuencia de los alrededores de Tarma” (7). Su mineralización se presenta en filones, estableciendo dos tipos de manto en la mina nombrado como ultimátum constituida por Fe, Zn, Pb, Ag; y la otra estrictamente estrato ligada, ubicada en el anticlinal, de Ni, Co, As (Sb), Fe, S (7).

✓ Pérmico - grupo Mitú

Presenta potencia irregular total en este grupo, “al oeste de la unidad minera San Cristóbal la potencia de los volcánicos Catalina es aproximadamente 800 metros. La edad del grupo Mitú fue considerada como del Carbonífero Superior y posteriormente asignada al Pérmico” (7).

✓ 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” (7).

a. Formación Chambará (Triásico Superior)

b. Formación Aramachay (Liásico: Hetangiano-Sinemuriano)

c. Formación Condorsinga (Liásico Toarciano)

✓ Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior)

Sobre el grupo Pucará yace en discordancia paralela el grupo Goyllarisquizga, donde 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” (7).

✓ Grupo Machay (Cretácico Medio)

a. Formación Chúlec

Esta formación es 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. En potencia, varía desde 250 m justo al SO de Morococha a 350 m en Carahuacra. La base de la formación Chúlec está considerada como la base del primer horizonte calcáreo arriba de las areniscas cuarzosas del grupo Goyllarisquizga y data del Albiano medio (7).

b. Formación Pariatambo

Esta formación es 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” (7).

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” (7). Consiste casi enteramente de “una serie carbonatada dolomítica, masiva y poco fosilífera con escasos lentes de areniscas y sílex, depositada en una plataforma ligeramente confinada y de poca profundidad” (7).

2.2.4. Geología estructural

1. 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 que 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 (7).

2. 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 de 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 (7).

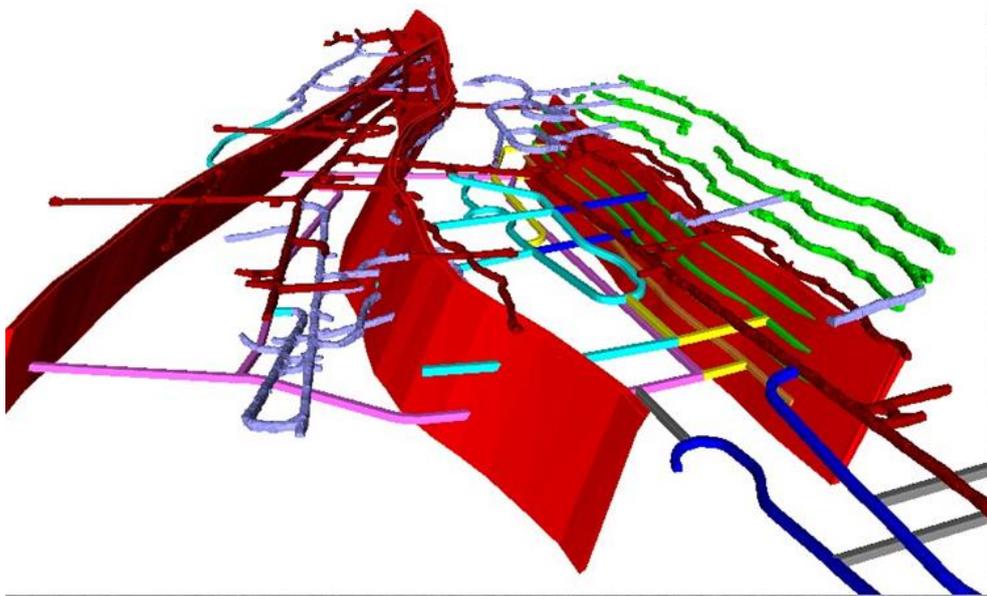


Figura 4. Plano geológico estructural de la unidad productora Carahuacra. Tomada del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

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*) (7).

1. Vetos

Las vetas o filones fueron formados primordialmente por relleno de fracturas, son mineralizadas, las que se desarrollaron a lo largo de fracturas de tensión. Además, las fallas de cizalla contienen mucho panizo, no están bien mineralizadas o pobremente mineralizadas. Se encuentran ubicados en todo el distrito minero de la unidad, en su gran mayoría se desarrolló en los volcánicos del grupo Mitú (7).

2. Mantos

“Los mantos se ubican en el flanco oeste del anticlinal, en la localización de las calizas de Pucará. A partir del contacto con los volcánicos Mitú, se hallan simultáneamente con la estratificación” (7).

3. Cuerpos

“Similar a los mantos, se ubican en el flanco oeste del anticlinal, en la localización de las calizas de Pucará. Su formación es debido a la unión de varios mantos o en su intersección de una veta con un manto” (7).

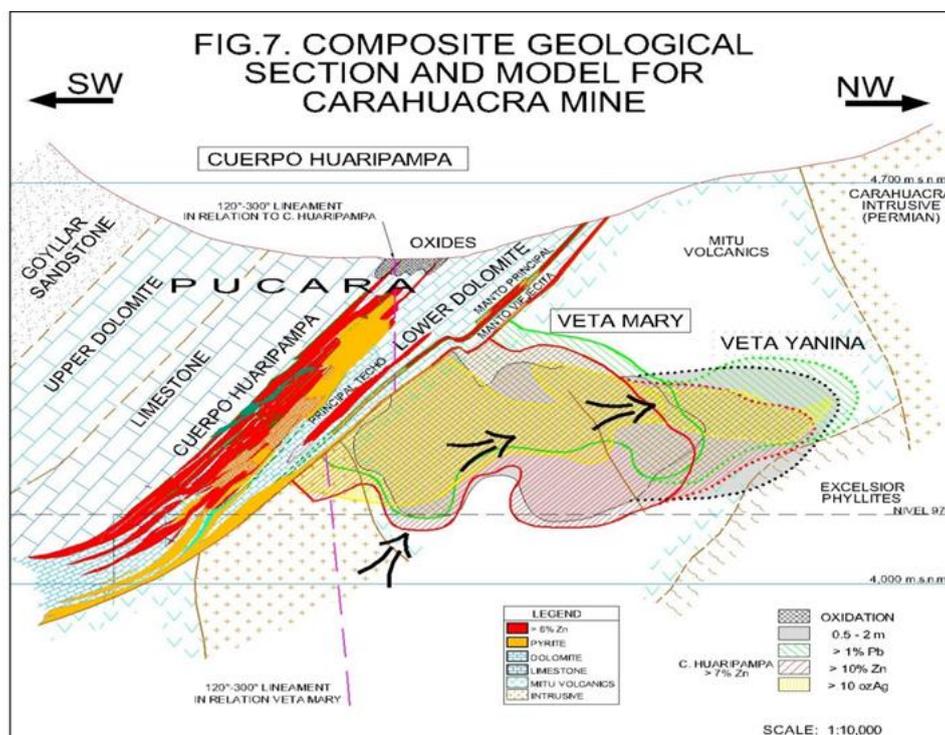


Figura 5. Plano de sección geológica compuesta de la unidad productora Carahuacra. Tomada del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

4. Sistema de vetas Carahuacra

El sistema de vetas Carahuacra “está conformado por las vetas: Mary, Ramal Mary, Yanina, M. L., Ruth, Carmen, Lourdes, Penélope, etc., las de mayor extensión son la veta Mary y M. L., las cuales han sido mineralizadas a lo largo de aproximadamente 600 m y 500 m, respectivamente” (7).

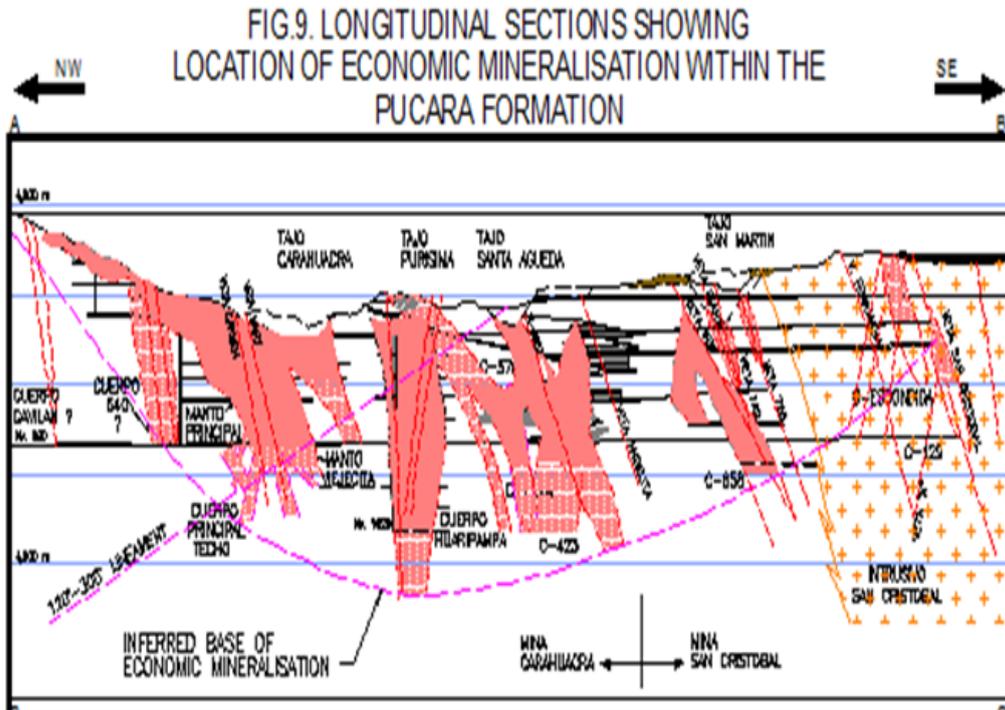


Figura 6. Modelo de mineralización de la veta en la unidad productora Carahuacra del domo de Yauli. Tomada del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

“El ancho de vetas es variable en los diferentes tipos de rocas a lo largo de toda su extensión, las vetas tienen una potencia que varía desde unos cuantos centímetros hasta 8.00 m, generalmente, se presentan en tipo Rosario” (8).

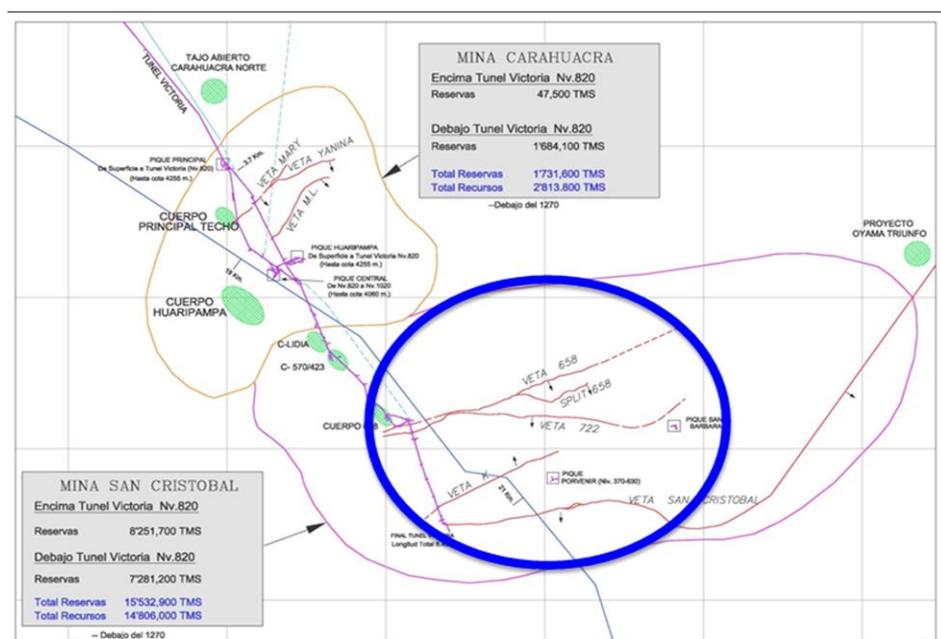


Figura 7. Plano de vetas mineralizadas de la unidad productora Carahuacra. Tomada del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

2.3. Bases teóricas

2.3.1. Proceso jerárquico para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en veta

El análisis del proceso jerárquico consecutivo cuenta con 6 pasos consecutivos primordiales para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas, con un enfoque desde la evaluación preliminar hasta la aplicación con estudios sólidos de geología, geomecánica y aportes del área de operaciones y planeamiento. En la siguiente figura se muestra el proceso de aplicación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas.

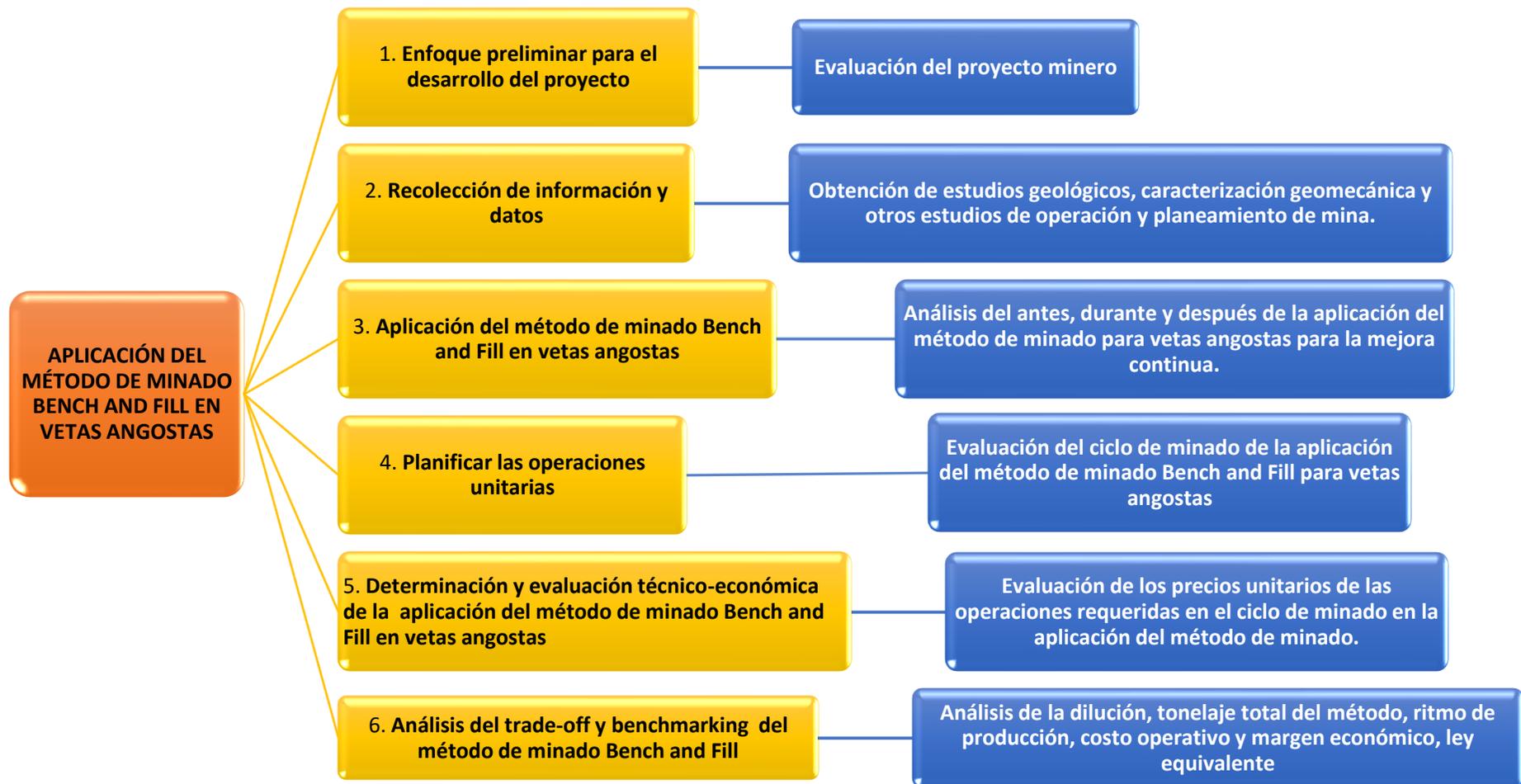


Figura 8. Proceso de interrelación la clasificación geomecánica, equipo y columna de perforación sobre la base del método de explotación.

2.3.2. Enfoque preliminar para el desarrollo del proyecto minero

A. 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 (8):

- Modelo de bloques utilizados (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)

B. Recursos mineros

Es el factor de la industria minera que genera mayor diferencia en comparación con otras actividades, ya que 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 (8).

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 su continuidad 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 (8).

C. 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 (9).

D. 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 (9).

E. 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 (9).

Este análisis de anteproyecto se basó 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 y 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

F. 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 (9).

Teniendo como objetivo la extracción de menas de una manera óptima y que la comercialización proporcione la utilidad esperada (9).

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:

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

➤ La explotación compone tres operaciones mineras básicas:

- i. Apertura de mina: desarrollo y preparación

- ii. Infraestructura de la mina o preparación
- iii. Explotación de mina o arranque

G. Factores que influyen en la selección del método de explotación

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

1. Características geográficas

Los aspectos más importantes dentro de este factor son:

- Profundidad
- Clima
- Cercanía a un lugar poblado

2. 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, cubicación
- 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.

3. 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 (10).

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

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

Para la solución se tienen 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 lleva a los métodos mecanizados.

A. Métodos de explotación

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

1. Sublevel 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 adecuó la variación *Avoca Back Fill*, que consiste en la explotación ascendente (10).

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 (10).

La secuencia de minado ha sido diseñada 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 3 subniveles de perforación - extracción y 1 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) (10).

En el diseño del corte básico de explotación se considera un *block* de mineral de 67.50 metros de altura con 3 subniveles intermedios de perforación y

1 nivel principal de extracción (sección: 3.80 m x 4.0 m y pendiente: + 1%), se inicia la explotación en el banco 1 desde el centro de la estructura, que se encuentra como reserva, en retirada en dirección E – W (10).

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 la veta Mary, veta M. L. y Diana (11).

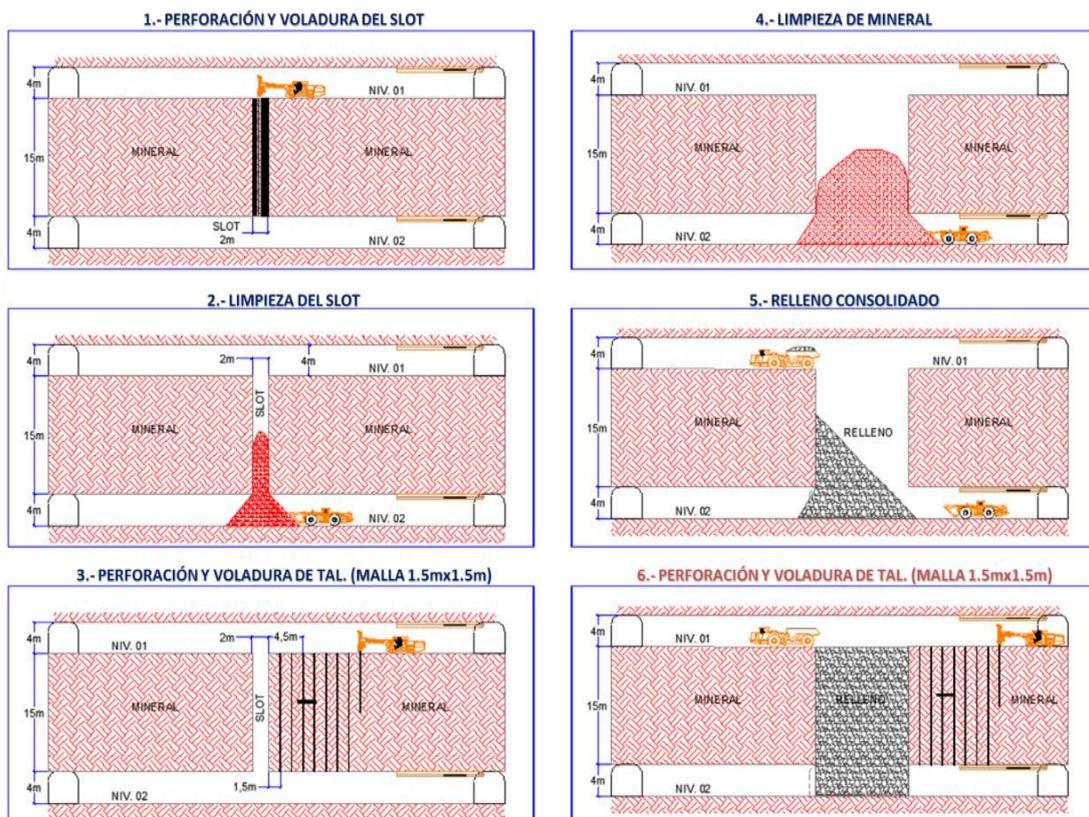


Figura 9. Diseño SLS para la variante Bench and Fill vetas angostas. Tomada del Departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra (12)

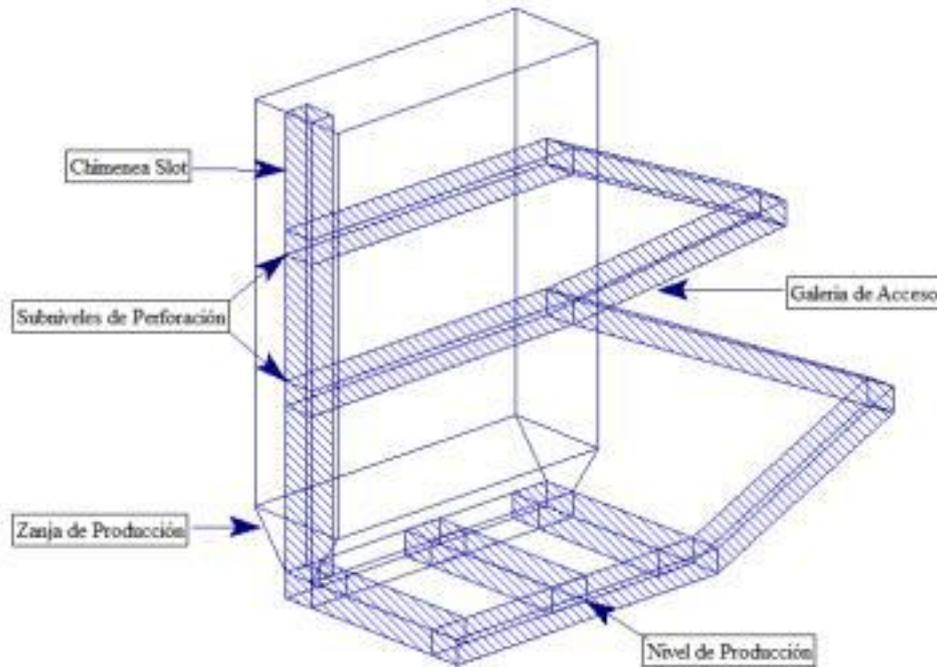


Figura 10. Diseño SLS para la variante Bench and Fill vetas angostas en 3D Datamine. Tomada del Departamento de Geomecánica de la Unidad Administradora Carahuacra (12)

2. Over Cut and Fill (Breasting)

Como condición general para la aplicación de este método, se presenta un 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% grados 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 controlar la 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 (13).

Con una altura de 4.0 m (corte efectivo 3.5 m). Este método se emplea en vetas 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 (8).

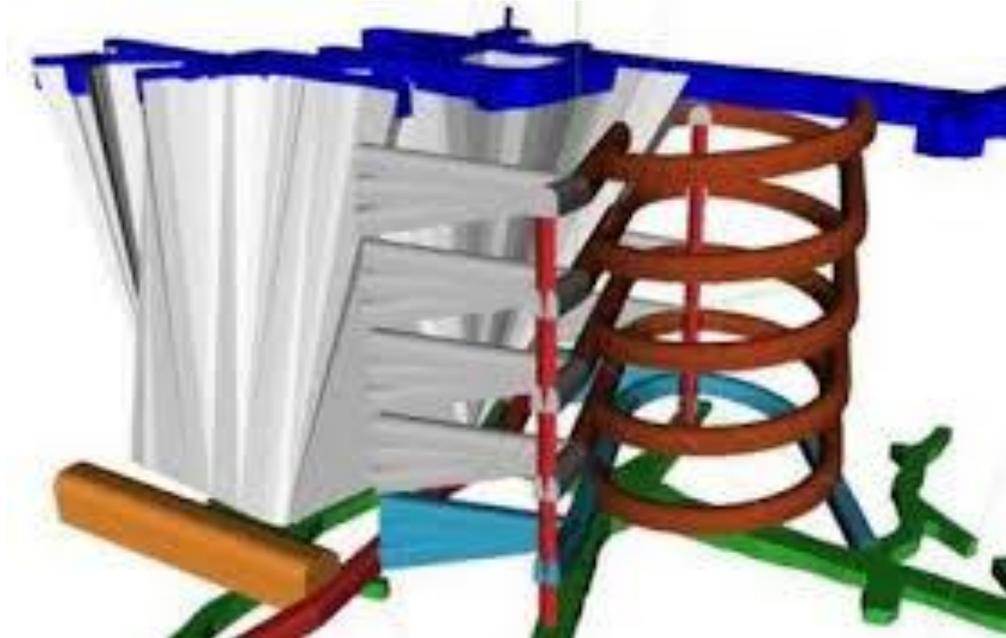


Figura 11. Diseño over cut and fill – OCF vetas angostas en 3D Datamine. Tomada del Departamento de Geomecánica de la Unidad Administradora Carahuacra (12)

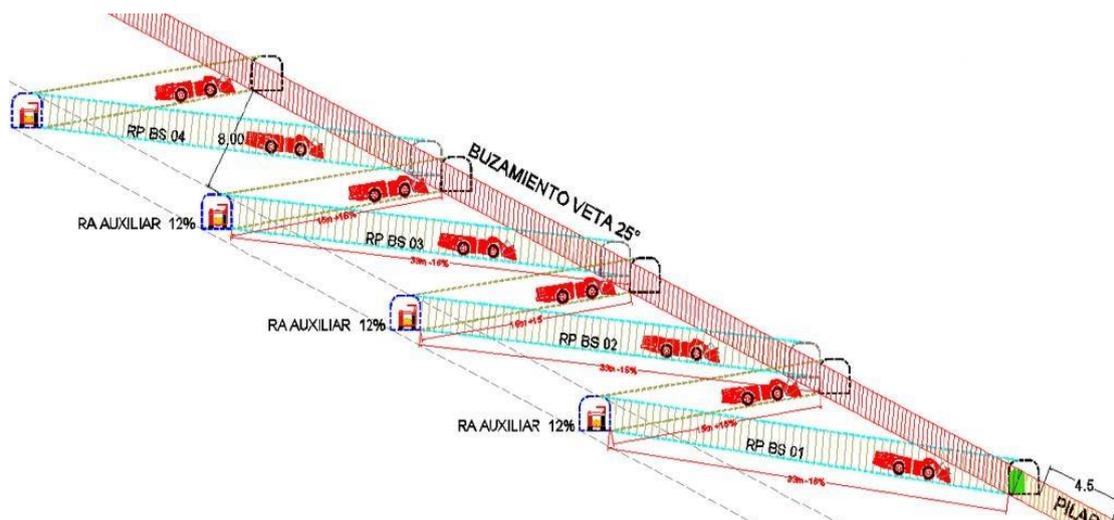


Figura 12. Diseño over cut and fill – OCF vetas angostas en Autocad. Tomada del Departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra (12)

B. 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 (medioambiente)

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

2.3.2. Recolección de información y datos

A. Selección del método de minado por Nicholas (1981)

En su metodología señala tres parámetros resaltantes para su aplicabilidad. En la siguiente figura se muestran los parámetros de la metodología de selección de minado por Nicholas (1981):



Referencia: NICHOLAS
(1981)

Figura 13. Parámetros de la metodología de selección de minado. Tomada del método de selección de minado por Nicholas (1981)

Para la unidad productora *Carahuacra* en esta investigación se evaluó el tajo 100, respectivamente, en el anexo 2 y 3 se muestra la evaluación respectiva. En la siguiente tabla se muestran los resultados tras la evaluación de la

metodología por Nicholas (1981) para la selección de método de explotación según los parámetros señalados.

Tabla 3.
Ubicación y accesibilidad de la mina Carahuacra

Orden	Método de explotación	Geometría y distribución de leyes	Total
1	<i>Cut & Fill Stopping</i>	20	39
2	<i>Bench and Fill Stopping</i> (Con relleno)	14	30

En función a esta evaluación, dice que es factible la aplicación del método de minado *Bench and Fill* como también para realizar una evaluación técnica económica para obtener su factibilidad en su diseño en este tajeo 100 de la unidad productiva Carahuacra.

2.3.3. Diseño del método de explotación propuesto, método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas.

El estudio geomecánico influye en el diseño del método de minado para criterios críticos como son la altura de banco, la deformación del terreno, el tiempo que debe ser rellenado, entre otros, que servirán de apoyo para el diseño del método de minado por *Bench and Fill*, que viene a ser una variante del método de explotación *Sublevel Stopping*.

El método de explotación *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 (10).

Existen otras variantes más en este método:

- El método taladros paralelo (LBH).

- 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 (10).

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 64 mm. Con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros (10).

En el método de taladros paralelos SLV, es aplicado básicamente en *blocks* 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 2.50 m x 2.50 m, sirven como subnivel de perforación, así como también para el desplazamiento de los equipos de perforación y de limpieza *scooptram* (10).

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 (10).

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 64 mm con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros (10).

Las chimeneas - *slot* utilizadas como cara libre, son preparados con una sección de 2.0 m x 2.0 m. Estas chimeneas están ubicadas a los extremos del tajo, de tal forma que la explotación se hace en retirada y en rebanadas verticales (10).

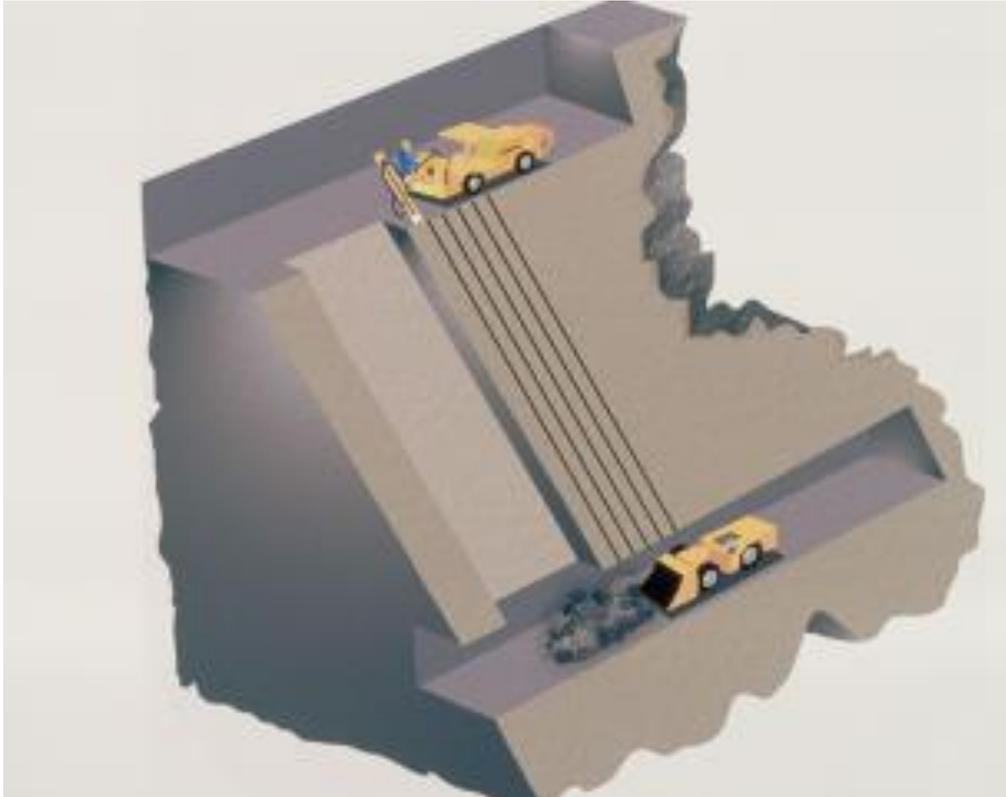


Figura 14. Método de taladros paralelos – SLV. Tomada del Departamento de Geomecánica de la unidad administradora Carahuacra (12)

A. Preparación

El acceso a los tajeos de explotación es por rampa y cortadas, normalmente ubicados en la caja piso de los tajeos (10).

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 (10).

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 (10).

B. 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 (9).

El uso de diámetros menores y longitud de taladros mayores, básicamente generan la desviación del taladro, es un problema común pero controlable (9).

C. Factores que originan la desviación del taladro

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.

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)

3. Factores dentro del taladro:

- Tipo y calidad de roca

TIPO DE ROCA	S_c [kgp/cm ²]	S_c [MPa]
Muy blandas	< 400	< 40
Blandas	400 – 800	40 – 80
Medianas	800 – 1.200	80 – 120
Duras	1.200 – 2.000	120 – 200
Muy duras	> 2.000	> 200

Figura 15. Tipo y calidad de roca. Tomada del Catálogo de productos (14)

4. Factores durante la perforación:

- Estado de la columna de perforación (desgaste de roscas)

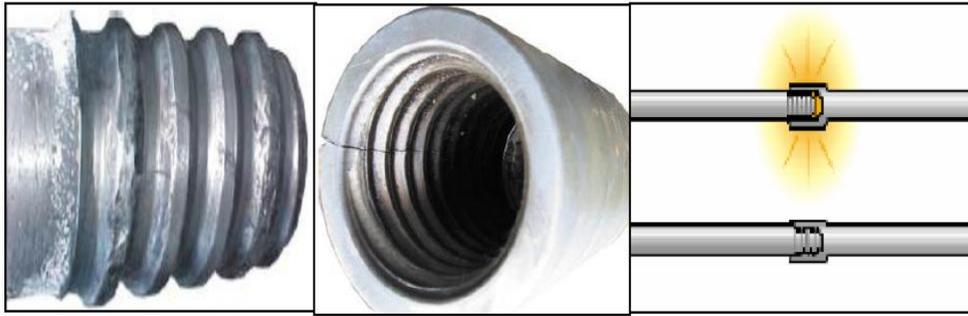


Figura 16. Tipo de columna y longitud de taladros. Tomada del Catálogo de productos (14)

Tabla 4.
Columna T - 38

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

Tabla 5.
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

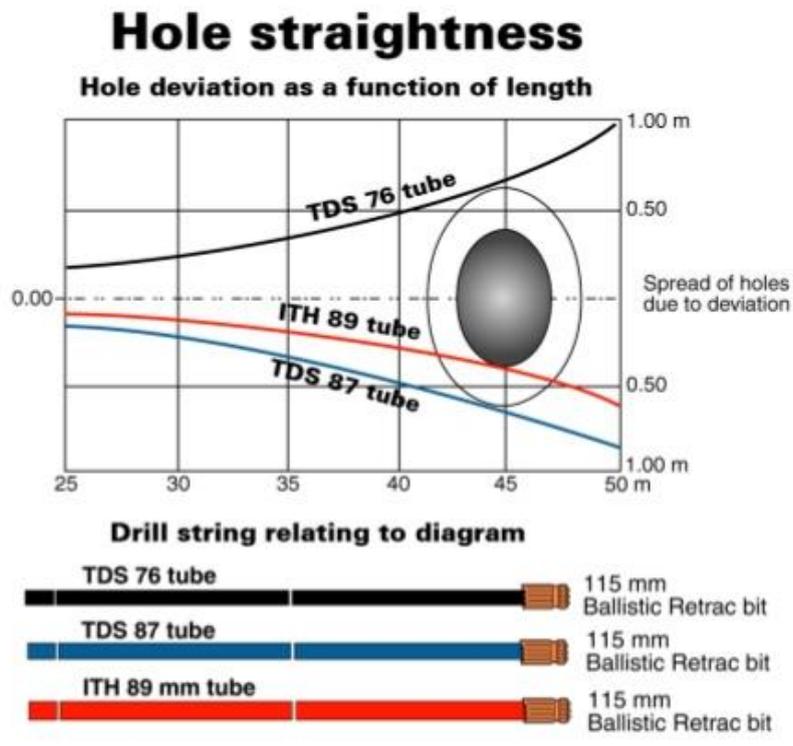


Figura 17. Desviación de taladros en relación a los metros de perforación. Tomada del Catálogo de productos (14)

5. Intervalo oportuno y correcto de las brocas

- Antes que aparezcan 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 esté fuera de control.

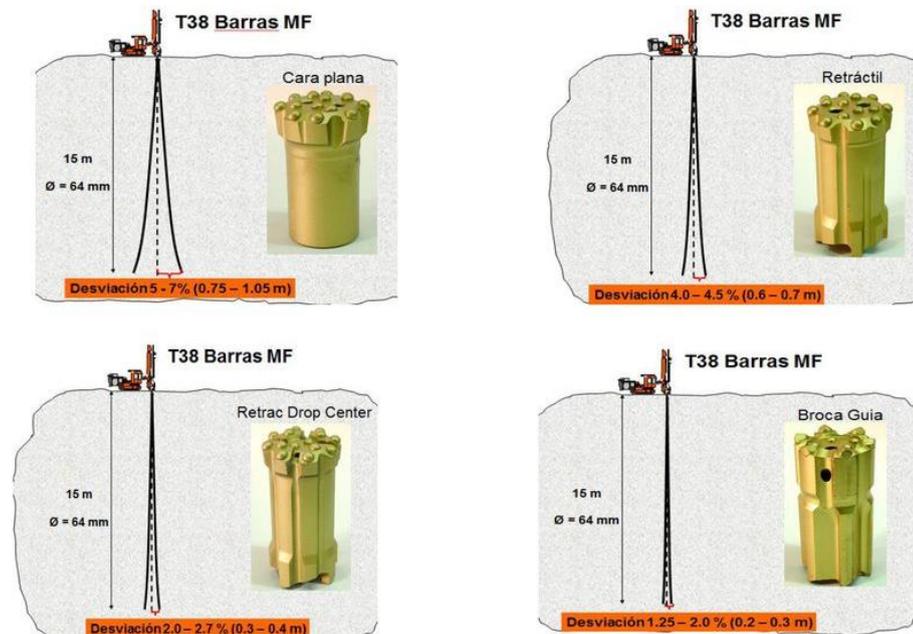


Figura 18. Desviación de taladros según el tipo de roca. Tomada del Catálogo de productos (14)

Parámetros de perforación:

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

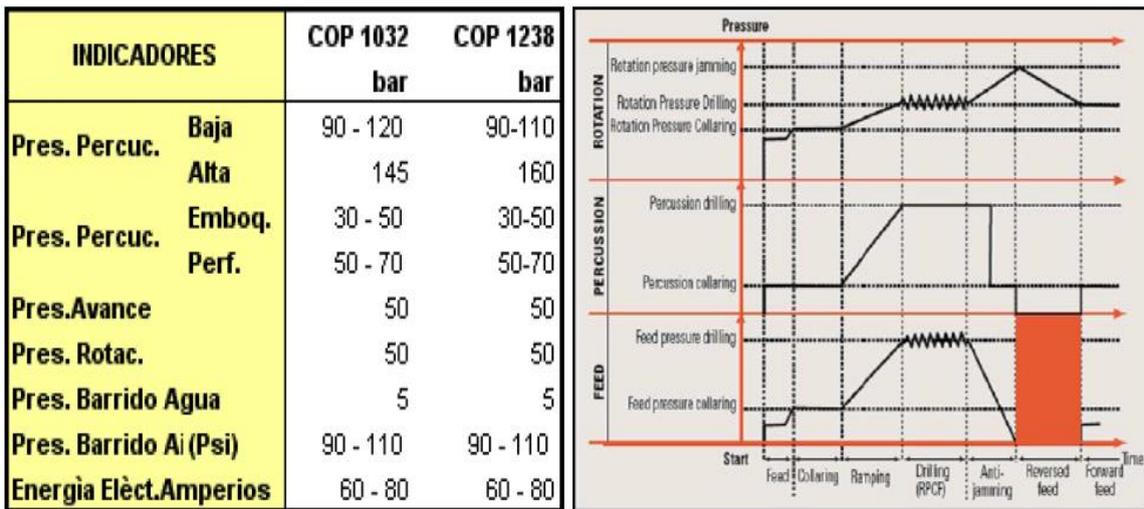


Figura 19. Parámetros de perforación. Tomada del Catálogo de productos (14)

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)

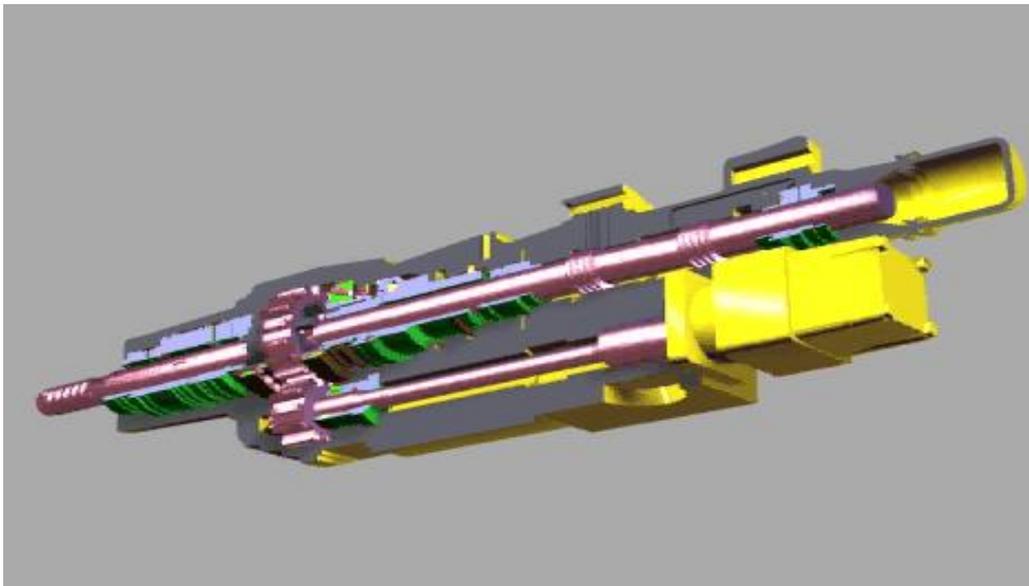


Figura 20. Mecanismo de perforación. Tomada del Catálogo de productos (14)

Adicionalmente, se tiene 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 entregada por la broca (9).

La importancia de la velocidad de penetración, el incremento en la velocidad de penetración se traduce en un incremento en la productividad por hora, una mejor performance en los rendimientos sumado a un costo razonable de los aceros brindará, finalmente, una perforación económica (9).

2.3.4. Diseños de perforación y voladura en taladros largos

A. Cálculos para el diseño de burden y espaciamiento

Diseño de la malla de perforación y voladura

Para el cálculo del burden se utiliza el modelo de Pearse

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

Donde:

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)

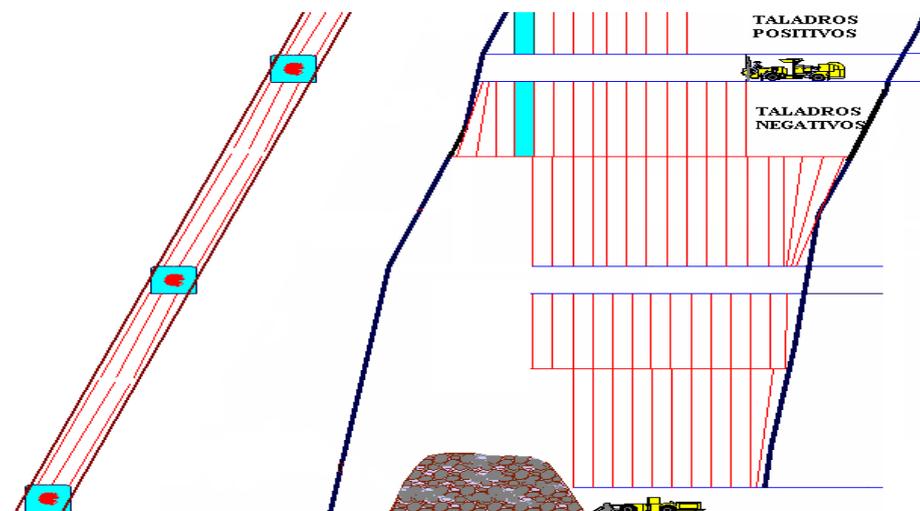


Figura 21. Diseño típico para el minado – SLV. Tomada del informe del área de Operaciones de mina de la unidad administradora Carahuacra

B. Diseño de carga para taladros de producción

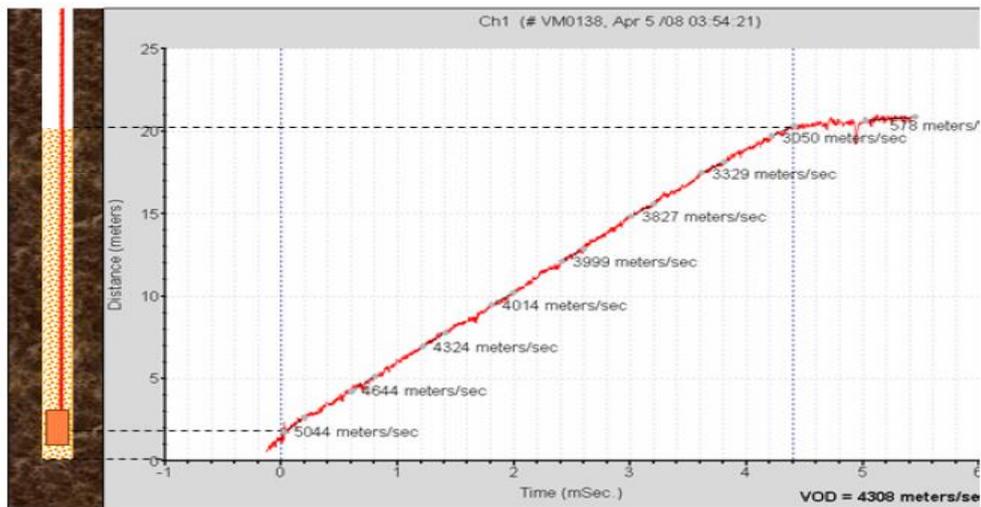


Figura 22. Alternativa 1 - Cebo iniciador y columna de carga. Tomada del informe del área de Operaciones de mina de la unidad administradora Carahuacra

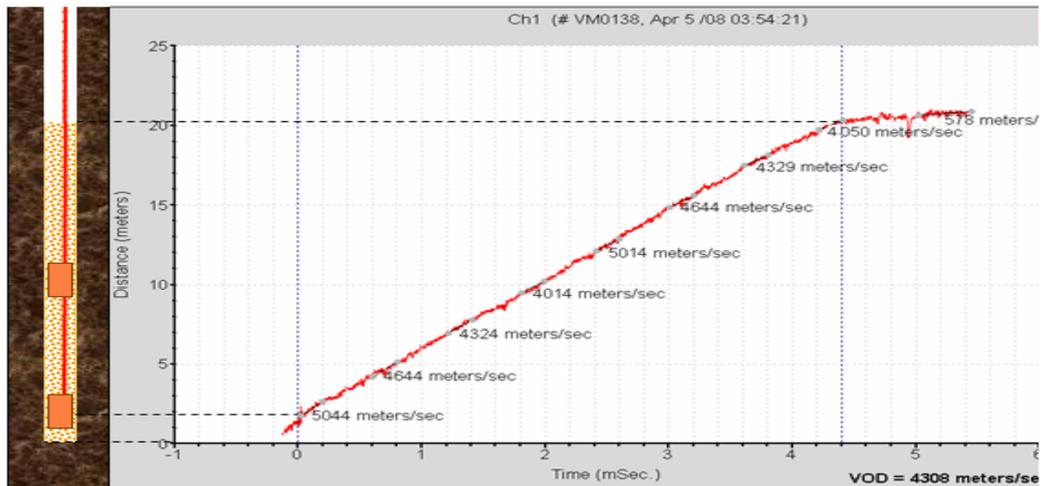


Figura 23. Alternativa 2 - cebo iniciador - columna – reforzador - columna de carga. Tomada del informe del área de Operaciones de mina de la unidad administradora Carahuacra

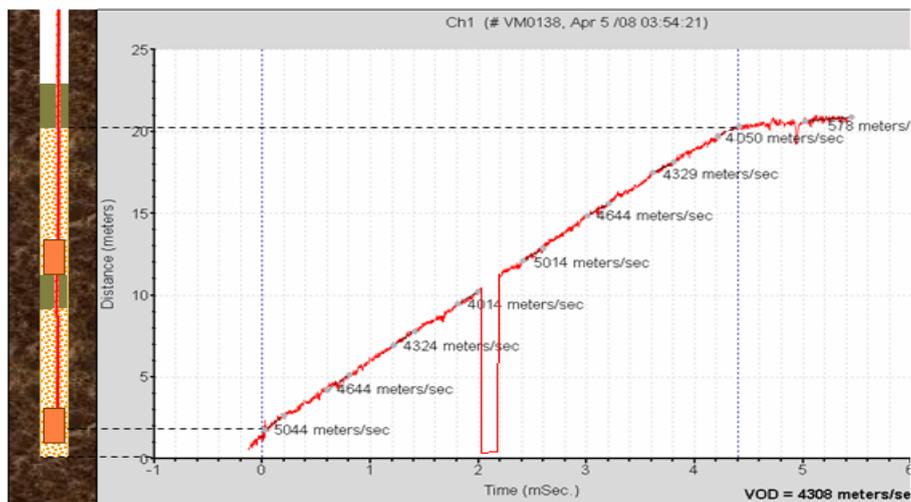


Figura 24. Alternativa 3, cebo iniciador - columna - taco - cebo iniciador - columna - taco

C. Explosivos y accesorios de voladura

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, 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 (15).

Este explosivo tiene sus limitaciones no es resistente al agua, se debe tener en cuenta la introducción del ANFO en un sistema de voladura en casos de taladros saturados en agua (15).

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 2 (D-2). Los vacíos en el *prill* de voladura porosa y menos densa cumplen dos funciones:

1. Permiten al *prill* absorber y retener el aceite combustible de manera uniforme y cercana.
2. 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 (15).

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 de mejor modo, lo que resulta en un mejor desempeño en la voladura (16).

Tabla 6.
Propiedades de los *prills* de amonio

Ítem	Grado fertilizante	Grado explosivo
Recubrimiento inerte	3% - 5%	0.5% - 15
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

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 o transportar esta onda o chispa de taladro a taladro y, un tercer grupo, que retarden y controlen los tiempos de detonación de cada grupo de taladros (15).

▪ 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 12.

Recomendaciones para manipulación

Leer las instrucciones para el uso seguro y adecuado de este producto antes de iniciar la operación

1 Descripción

Es un iniciador no eléctrico integrado compuesto de un tubo de choque flexible que transmite una onda explosiva de baja energía, un detonador de fuerza 12 y un conector de plástico "J" que une transversalmente el tubo de choque con el cordón detonante. Ver Fig. 1

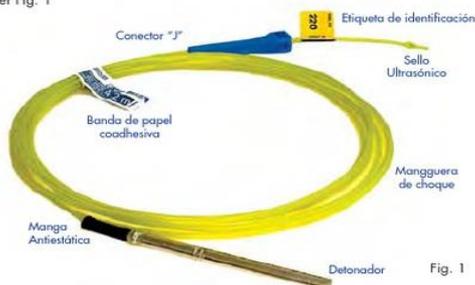


Fig. 1

2 Preparación del cebo

Los detonadores no eléctricos EXSANEL son utilizados en dos sistemas de voladura: Primado con explosivos encartuchados (dinamitas y emulsiones) en taladros de diámetros menores. Ver Fig. 2

Primado con booster BN o booster de pentolita de alta densidad en taladros de diámetro mayor. Ver Fig. 3

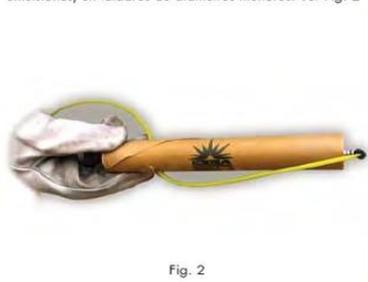


Fig. 2



Fig. 3

Figura 25. Detonadores no eléctricos – Exsanel. Tomada del informe del área de Operaciones de 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 utiliza cordón detonante como medio de iniciación (15).

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 causado 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:

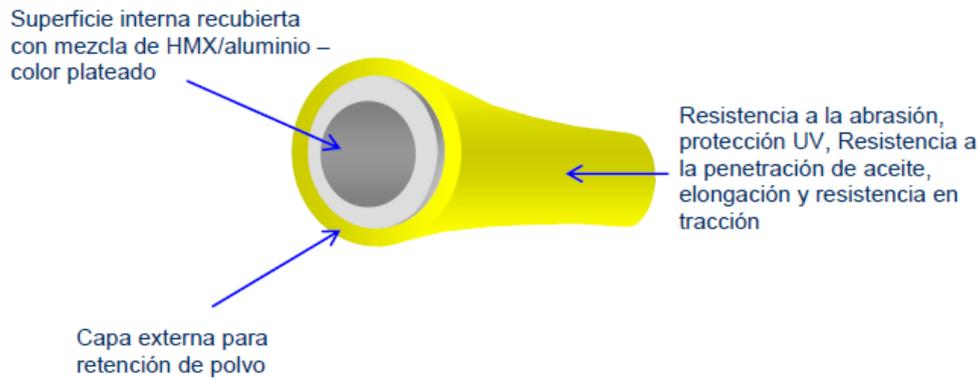


Figura 26. Tubo de choque (manguera). Tomada del área de Operaciones de mina de la unidad administradora Carahuacra

La capa interna entrega retención del explosivo polvo HMX/aluminio. La capa externa entrega resistencia al aceite y resistencia físico-combinada, la velocidad de onda de choque es de 2000 m / s, en caso de corte se produce ingreso de humedad ocasionando – tiro quedado (15).

Fulminante 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 (15).

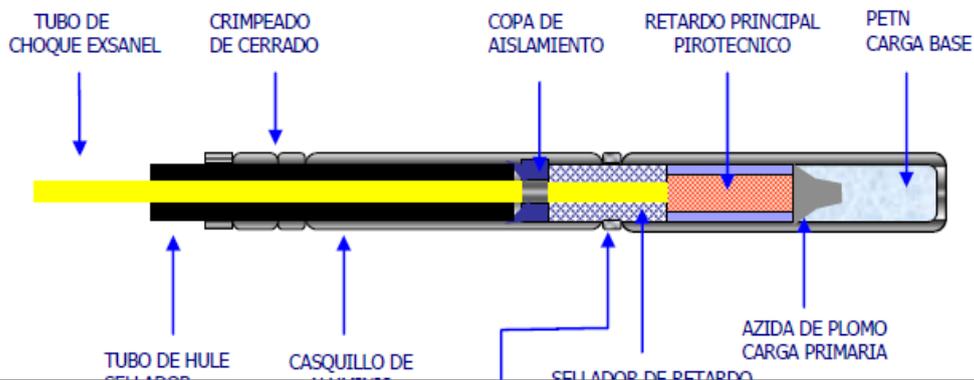


Figura 27. Diseño de conector "J CLIP". Tomada del informe del área de Operaciones de mina de la unidad administradora Carahuacra

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 (15).

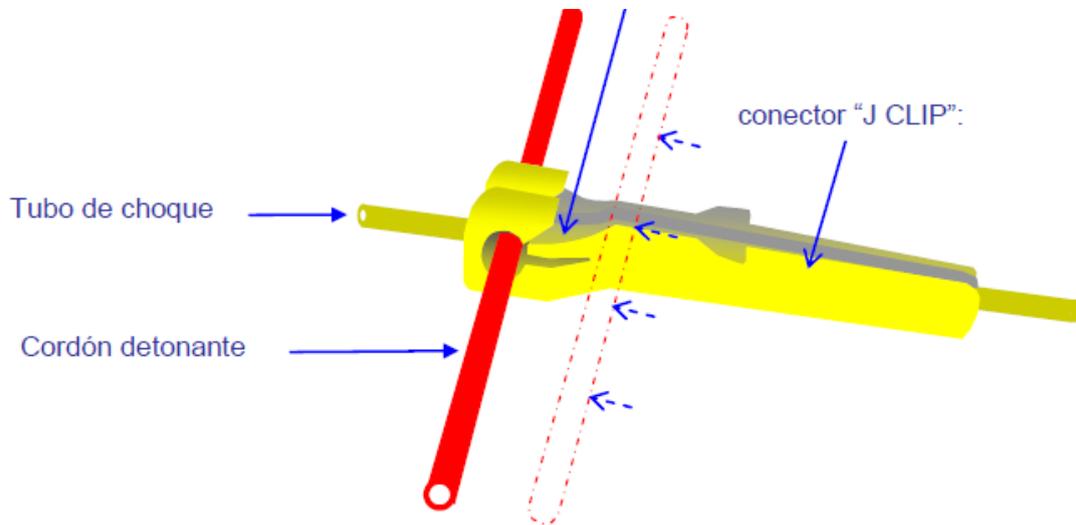


Figura 28. Sistema flexible para enganchar el cordón detonante en el orificio. Tomada del informe del área de Operaciones de mina de la unidad administradora

El sistema es seguro cuando el cordón está dentro del orificio del conector, no es posible desconectarse con facilidad del cordón detonante (15). 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 (15).

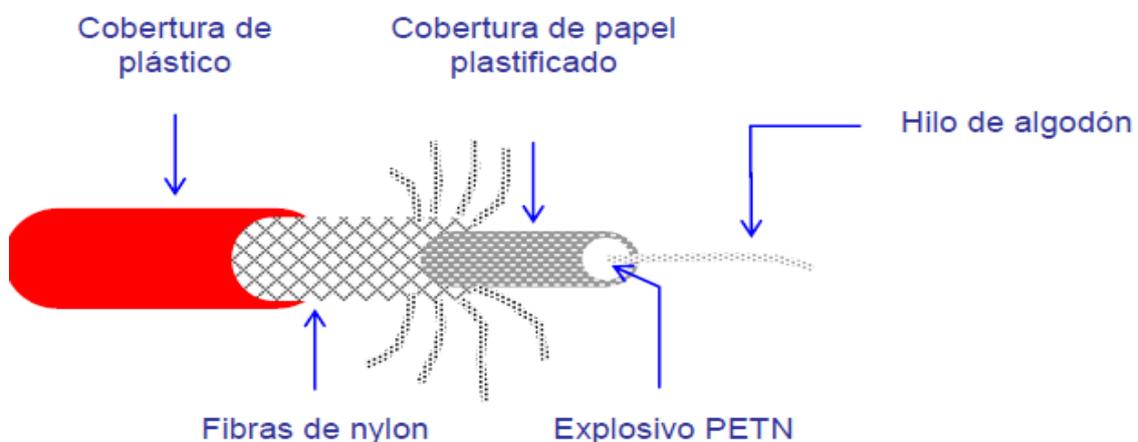


Figura 29. El cordón detonante. Tomada del informe del área de Operaciones de mina de la unidad administradora

▪ Detonador ensamblado

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

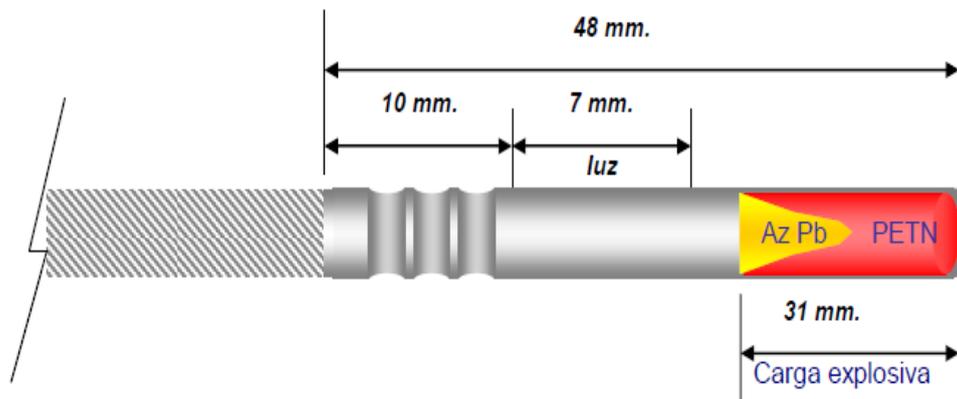


Figura 30. Detonador ensamblado. Tomada del informe del área de Operaciones de mina de la unidad administradora

Raras veces es el mejor sistema de iniciación a usar. La dispersión por metro está en aproximadamente +/- 5 seg. / 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 (15). El tiempo de quemado de la mecha lenta debe ser verificado en cada mina (entre 150 y 200 seg. / metro a nivel del mar).

2.3.5. Análisis del *trade-off* y *benchmarking* del método de minado *Bench and Fill*

Análisis de factores como la dilución, tonelaje total del método, ritmo de producción, costo operativo y margen económico de ley equivalente.

A. *Benchmarking* de los dos métodos de minado predominantes

1. Proceso: exploraciones

- Toneladas cubicadas / metro de avance
- Toneladas cubicadas / toneladas extraída
- Horas hombre / metro de avance
- Perforación diamantina
- Chimeneas y echaderos - galerías y cruceros - rampas

2. Proceso: minado

- Tonelada minada - toneladas de desbroce – tonelada lixiviable
- Toneladas minado / hora hombre
- Pies (metros) perforados / barreno - broca
- Consumo de explosivos - factor de carga
- % disponibilidad física – equipo de perforación

3. Proceso: acarreo de mineral

- % disponibilidad física – equipo de acarreo
- % disponibilidad física – equipo de carguío
- Toneladas – km por cada medio de transporte
- US\$ / t – km de cada medio de transporte
- Rendimiento de llantas
- Rendimiento de cables
- Rendimiento de combustibles

4. Proceso: concentración metalúrgica

- Toneladas molidas
- Parte metalúrgico (leyes, recuperaciones, etc.)
- Rendimiento del personal
- Consumo de energía - aceros - reactivos - agua
- % disponibilidad de chancadoras - molinos

5. Proceso: generación y distribución de energía

- Generación de energía térmica - hidráulica
- Energía adquirida
- Distribución (mina, planta, talleres, campamentos, comunidades, etc.)
- US\$ / kWh (autogenerada - adquirida)
- Rendimiento de combustibles

6. Proceso: transporte de carga

- Carga de “subida” (combustibles, químicos, explosivos, equipos, carga)
- Carga de “bajada” (producción, subproductos)

- US\$ / t – km

7. Proceso: seguridad minera

- Frecuencia de incidentes
- Frecuencia de accidentes
- Severidad de accidentes

8. Proceso: logística

- Gestión de compras
- Compras por comprador
- Valor promedio de cada orden de compra
- Tiempos de atención de pedidos
- Gestión de proveedores - compras anuales por proveedor
- N.º de proveedores que proveen el 80% de las compras
- Gestión de inventarios, n.º de ítems en *stock*
- Rotación de inventarios
- Valor de existencias sin uso (existencias de poco uso)

9. Proceso: administración y finanzas

- Costos unitarios de producción. US\$ / centro de costo (mina, planta, talleres, servicios, etc.)
- US\$ / tipo de gasto (personal, materiales, energía, servicios, etc.)
- Rentabilidad. Costo de ventas / ventas
- Utilidad operativa / ventas
- Utilidad neta / patrimonio
- Solvencia – liquidez, activo corriente / pasivo corriente
- Prueba ácida
- Endeudamiento – respaldo pasivo / patrimonio
- Activo fijo neto / pasivo

Sirve para poder comparar los distintos proyectos mineros que están trabajando con este tipo de método de minado *Bench and Fill*, y poder sacar conclusiones de mejora, y como un sustento más conciso.

B. Trade off de los dos métodos de minado predominantes

En la evaluación del *trade off*, para el método de minado, se tienen que evaluar los siguientes parámetros:

- Recurso minerales
- Dilución: el análisis debe ser por el método de la K de O'Hara evaluando criterios de potencia, dilución estimada, potencia diluida, recursos diluidos y recursos diluidos indicados.
- El tonelaje total: los parámetros a evaluar son la recuperación de mina y el tonelaje de minado.
- Ritmo de producción: reservas, producción anual, producción diaria, Capex y OPEX por fórmula de mina, vida de la mina y costo unitario.
- Margen económico de ley equivalente: análisis de ley equivalente de minerales, el valor por tonelada (VPT) y costos operativos – inversión unitaria.
- Elección del método de minado según factibilidad

En base a estos criterios primordiales ayudan a elegir el método de explotación de manera correcta en base a costos operativos de inversión unitaria.

2.4. Definición de términos

2.4.1. El benchmarking

Es también llamado comparación referencial, es una práctica de negocios más populares y efectivas, y no se limita a ningún área en especial ni a un cierto tamaño de empresa. En resumen, esta herramienta consiste en hacer una comparación entre tu negocio y la competencia tanto directa como indirecta (17).

2.4.2. Trade off

“Es la relación costo-beneficio, la cual ofrece un cierto provecho a cambio del sacrificio de algún otro. Por ejemplo, usted puede incrementar sus ingresos trabajando más horas” (17).

2.4.3. Costo unitario

Sirve para indicar en una factura el valor de un bien o servicio, también permite calcular el punto de equilibrio de un negocio, ya que indica el valor monetario que supone producir una unidad, un dato relevante a la hora de conocer el punto a partir del cual podemos generar beneficios o sufrir pérdidas (17).

2.4.4. Supervisión de campo

Es la visita o revisión de las condiciones de funcionamiento de los equipos para la detección de problemas oportunos: (columna de perforación, regulación de presiones, dowell, centralizadores, etc.) (16).

2.4.5. Costo operativo

Es también conocido como costes de operación o costes operacionales, son el tipo de costes en los que incurre una empresa en el desarrollo de la propia actividad del negocio. Algunos de los ejemplos de costes operativos son los salarios, alquiler de locales, compra de suministros u otros (17).

2.4.6. Recurso inferido

Es aquella porción del recurso minero para el cual las estimaciones de tonelaje y ley están afectadas con exactitud y precisión, debido a muestreos fragmentarios, limitados y a percepciones asumidas sobre su continuidad geológica, no existe certeza de que todo este mineral o una porción de él se convierta, definitivamente, en recurso indicado (17).

2.4.7. Ley equivalente

Es la forma de expresar contenidos metálicos secundarios en metal principal, es decir, si una tonelada métrica de material contiene dos metales, Cu y AU, con leyes promedio X y Z respectivamente, donde el Cu es el metal principal, entonces las leyes del Au se deben expresar en función al Cu, aplicando un factor de conversión manteniendo el valor económico (1).

2.4.8. Optimizar

Realizar una actividad de mejor forma para obtener mejores resultados en rentabilidad: es el beneficio que se obtiene al realizar una actividad en base al trabajo o inversión realizada (1).

2.4.9. Stope

Cualquier excavación realizada en una mina, especialmente en vetas inclinadas, para remover el mineral que ha sido accesible (1).

2.4.10. Vetas angostas

Son estructuras de formación posmagmática y tectónicas, en su mayoría de origen hidrotermal, las cuales son rellenas por mineralización del tipo tabular y heterogénea, normalmente subvertical (algunos casos con manteos bajos), emplazadas a distintos niveles corticales (1).

2.4.11. Valor por tonelada – (VTP)

Es el valor económico que representa una tonelada de mineral de cabeza, considerando el valor de las ventas de concentrados y los costos de maquila, refinación y demás (1).

CAPÍTULO III

MÉTODOLOGÍA

3.1 Método y alcances de la investigación

3.1.1. Método general

Se emplea como método general el método deductivo y analítico. Método deductivo: deduce la aplicación del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas; que se analizó mediante datos de estudios del área de operaciones *in situ*; en la aplicación del método de minado *Bench and Fill*, en la actividad de perforación de taladros largos, el método analítico se utilizó para análisis de la caracterización geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del método de minado *Bench and Fill*.

3.1.2. Método específico

A partir de la información general de geología, geomecánica y el área de operaciones de acuerdo a la programación de planeamiento que establece día a día y mes a mes en el periodo a corto plazo o largo plazo, se recopilaron datos para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas y se analizó la elección del método de explotación según un estudio técnico-económico para determinar si el método de la aplicación es el adecuado.

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 es la aplicación del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas, se puede aplicar para cualquier empresa minera según el criterio de estudios señalado en la metodología de estudio, incrementar la producción del día a día gracias al cambio de método de explotación maximizando la productividad y reduciendo costos

3.2.2 Nivel de investigación

Es de nivel explicativo-tecnológico, ya que existe un interés en explicar la aplicación del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas. En ese sentido, se trata de explicar de qué manera este método de minado puede aumentar la productividad para la aplicación, se debe de estudiar la geomecánica del macizo rocoso siempre y cuando el método aplicado antes sea factible para el cambio en términos técnico-económicos.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

Está conformada por todos los tajeos de producción de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

3.3.2 Muestra

Está conformada por el tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360 de la veta Mary de Volcan Compañía Minera S. A. A.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos

En la presente investigación se realizó la recolección de datos *in situ* mediante la técnica observacional y procesamiento de datos pasados y actuales del área de operaciones de mina para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas.

Para la recolección de datos para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas se utilizaron estudios de geomecánica y geología como hojas de cálculo para el almacenamiento de datos de planeamiento, se usaron tesis, libros, catálogos del equipo de perforación y laptop para el procesamiento de los datos.

3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos

Para la investigación se utilizó, como instrumento de campo, un cuaderno de notas, planos y herramientas de gestión de la empresa productora Carahuacra.

3.5 Método y procedimientos para la recolección de datos

En la siguiente figura se muestra la metodología del procedimiento de la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas.

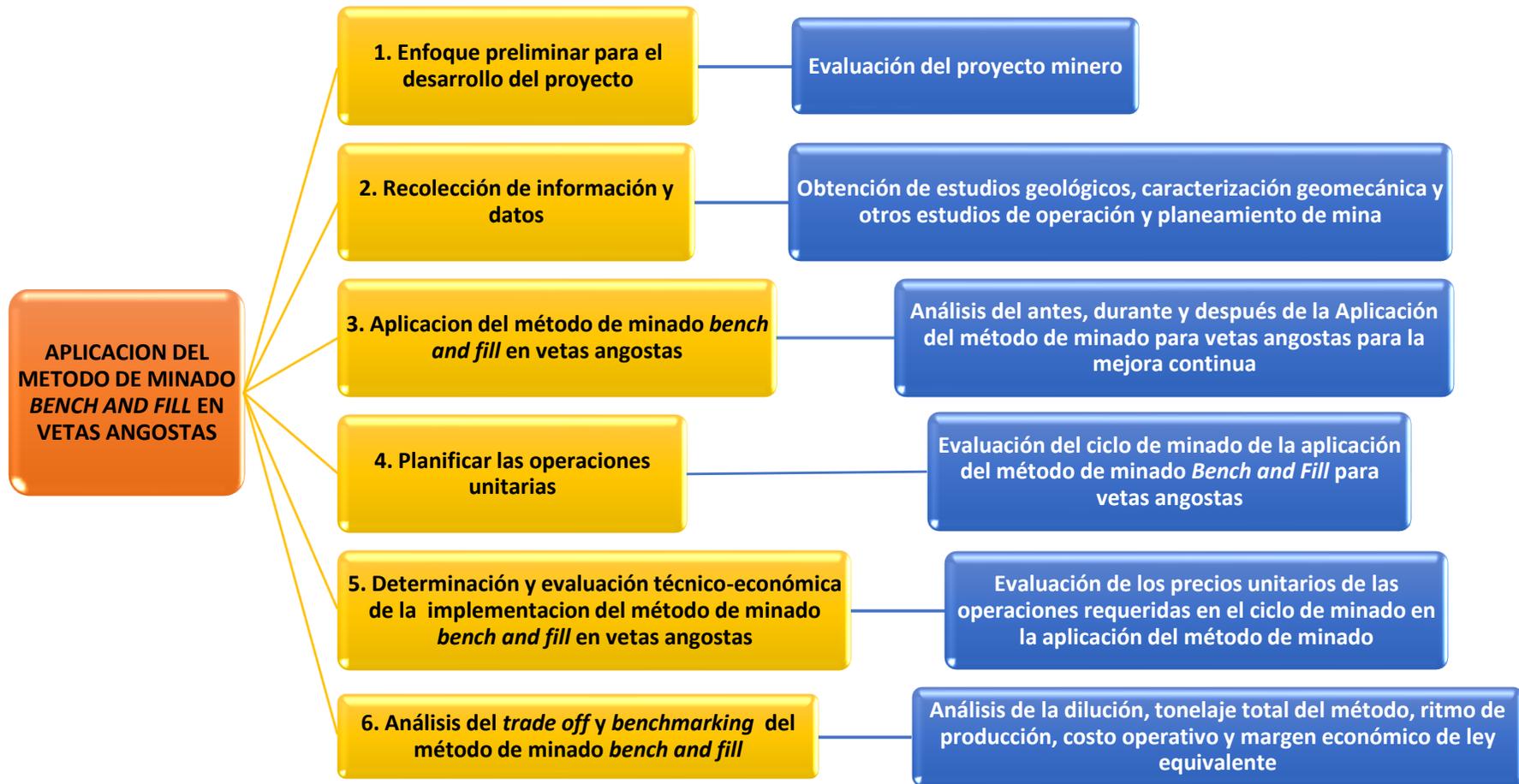


Figura 31. Metodología del procedimiento de la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Aplicación del método de minado por *Bench and Fill* en vetas angostas para mejorar la rentabilidad del tajeo 100 en la unidad productora *Carahuacra*

Para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* para vetas angostas se analizó la geología, geomecánica, planeamiento y operaciones de mina esenciales para determinar la evolución técnico-económica del proyecto tras la aplicación respectiva.

4.1.1 Análisis del estudio de la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el minado por *Bench and Fill* en vetas angostas del tajeo 100 en la unidad productora *Carahuacra*

Se realizaron las zonificaciones geomecánicas tanto de la veta como de las encajonantes, los mismos que se detallan a continuación:

- **Veta Mary:** presenta lo siguiente:

Condición estructural: se presenta desde Muy Fracturado: MF (12 a 20 fracturas por metro lineal) y en algunos tramos también presenta Intensamente Fracturado: IF(mayor a 20 fracturas por metro lineal).

Condición superficial: presenta de Pobre Muy Pobre (P a MP), cabe mencionar que como bloque intacto tiene muy buena resistencia al golpe de la picota, pero como conjunto mineralizado se tienen tramos con formación de mineral por bloques (1 a 2 centímetros de apertura), tipo relleno de bloques mineralizados, las que lo hacen que se clasifiquen como Pobre a Muy Pobre. Esta formación estructural hace muy inestable en la estructura de veta. Razón por la cual se determina la veta como **MF/P-MP con un RMR = 28 a 41.**

- **Caja techo y caja piso:** presenta lo siguiente:

Condición estructural: presentan de Fracturado F (6 a 12 fracturas por ml) a Muy Fracturado MF (12 a 20 fracturas por ml), en esta valoración están considerados los planos de debilidad (fracturas <1mm con rellenos de mineral), las cuales, por efectos de la voladura en la excavación, tienden a formar lajamientos (*spalling*), en las encajonantes.

Condición superficial: como matriz rocosa ofrece una resistencia de Buena a Regular, B a R (son rugosas y tienen una resistencia compresiva de 90 a 111 MPa. Adicionando a estas condiciones presentan falsas cajas por la presencia de fallas locales paralelas a las vetas determinándose un terreno **F/B-R, MF/B-R; con un RMR= 55 a 62.**

Tabla 7. Clasificación RMR del macizo rocoso – veta Mary

Litología	Rango RMR	RMR Promedio	Calidad
Veta	28 - 41	35	Mala A
Caja techo	55 - 62	59	Regular A
Caja piso	55 - 60	58	Regular A

A. Parámetros de resistencia del macizo rocoso

Los parámetros de resistencia del macizo rocoso se determinaron aplicando el criterio de rotura de Hoek & Brown (2002, 2006) con la ayuda del *Rocdata* de *Rocscience*. Para ello, se tomaron los valores más representativos de calidad de la roca intacta, así como también la resistencia compresiva uniaxial y la constante “mi” de la roca intacta, obtenidas en los ensayos de laboratorio. Para el presente propósito. En el cuadro siguiente se muestra el resumen de los parámetros de resistencia de las cajas y mineral:

Tabla 8.
Parámetros de resistencia de Hoek & Brown

Material Name	Color	Unit Weight (MN/m ³)	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Failure Criterion	mb (peak)	s (peak)
CT-volc.		0.02975	8750	0.15	Hoek-Brown	10.5024	0.00841488
Mineral		0.03124	13890	0.18	Hoek-Brown	4.10343	0.000418942
CP-Volc.		0.02898	6960	0.29	Hoek-Brown	4.24774	0.00673795

Tomada de Datos determinados en el RocData

B. Esfuerzos *in situ* del macizo rocoso

La profundidad promedio de la zona de minado ubicada en la parte central de la veta es de alrededor de 600 m con referencia a la zona de estudio.

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática; según este criterio, el esfuerzo vertical *in situ* resulta aproximadamente de 20 MPa. Así mismo es importante indicar que la constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal - vertical), se determinó mediante el ábaco de monitoreos de esfuerzos (ver figura), del cual se consideraron los resultados obtenidos en Chile, por ser estos más próximos y con condiciones geomecánicas similares a la zona en estudio, obteniendo el valor de la constante $k = 1.2$.

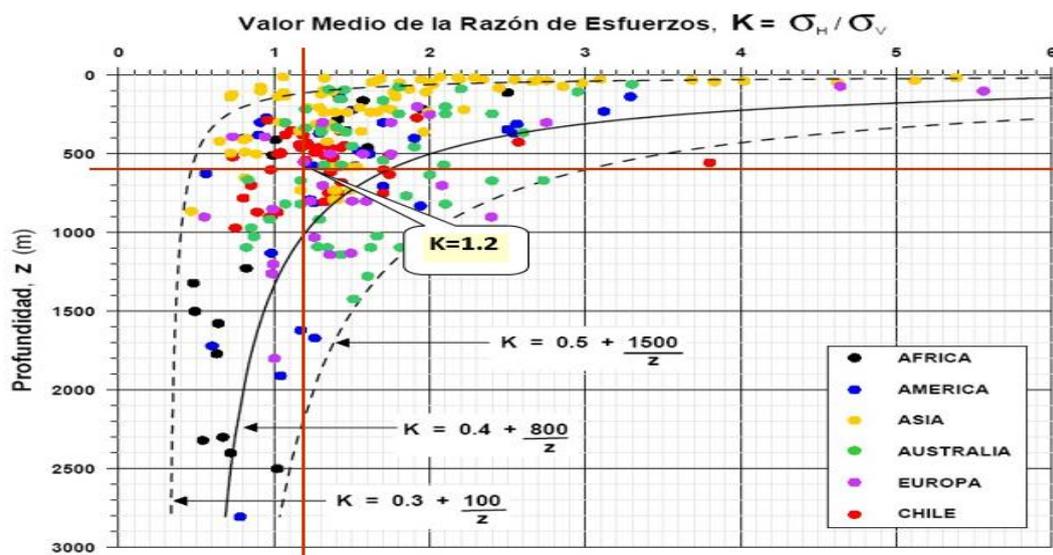


Figura 32. Ábaco de instrumentación geotécnica en el cual se observa la relación entre los esfuerzos horizontal y vertical

- **Análisis e interpretación de los resultados**

Para realizar el análisis se definieron tres secciones que cortan de forma transversal a la veta Mary, los cuales se consideraron en los puntos con condiciones geomecánicas representativas de la zona en estudio. En la figura 33 se puede apreciar los puntos en las que se sacaron las secciones tales como: **Sección+100 E, Sección -100 y Sección -200 W.**

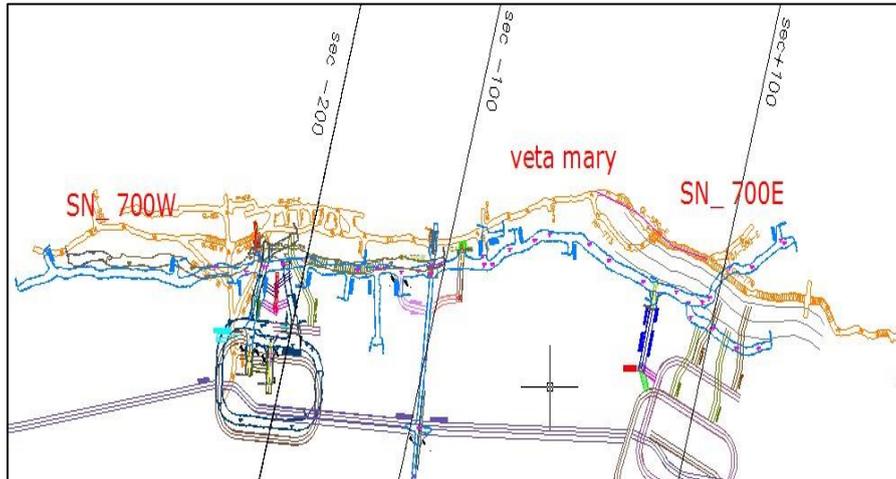


Figura 33. Vista general en planta de la veta Mary con las secciones motivo de estudio

1. Análisis e interpretación de la sección -200 W

En la simulación de la sección indicada se muestra el comportamiento del esfuerzo principal antes de iniciada la explotación en el cual se observa que este varía de 12 a 21 MPa.

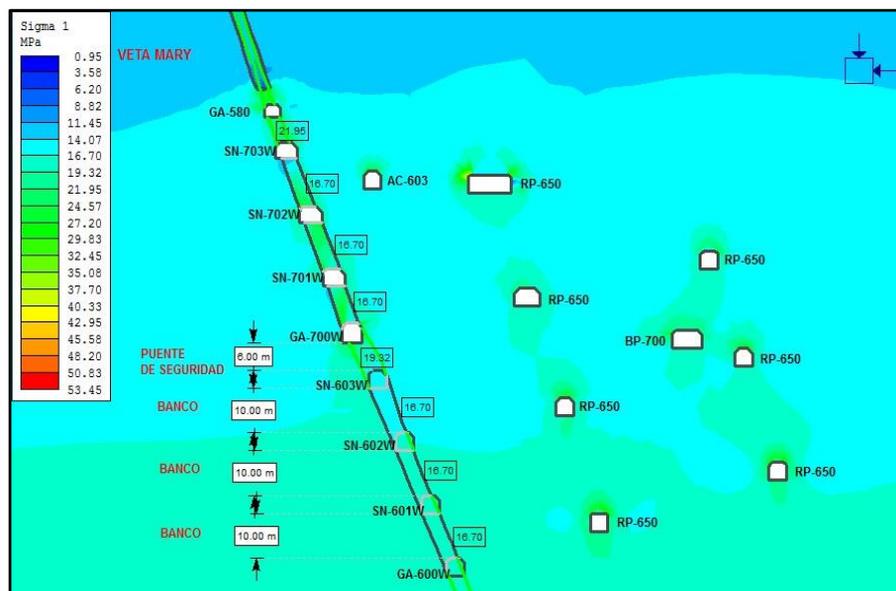


Figura 34. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección -200 W

En la siguiente figura se muestran los factores de resistencia que ofrece el terreno como respuesta a la excavación realizada en la última fase de explotación en el nivel 1070, con alturas de banco de 10 m, el cual se observa que tiene un valor de **1.26**, garantizando de esta manera la estabilidad de dicha excavación. Además, se nota que el puente de seguridad (6 m) muestra un factor de seguridad de 1.58.

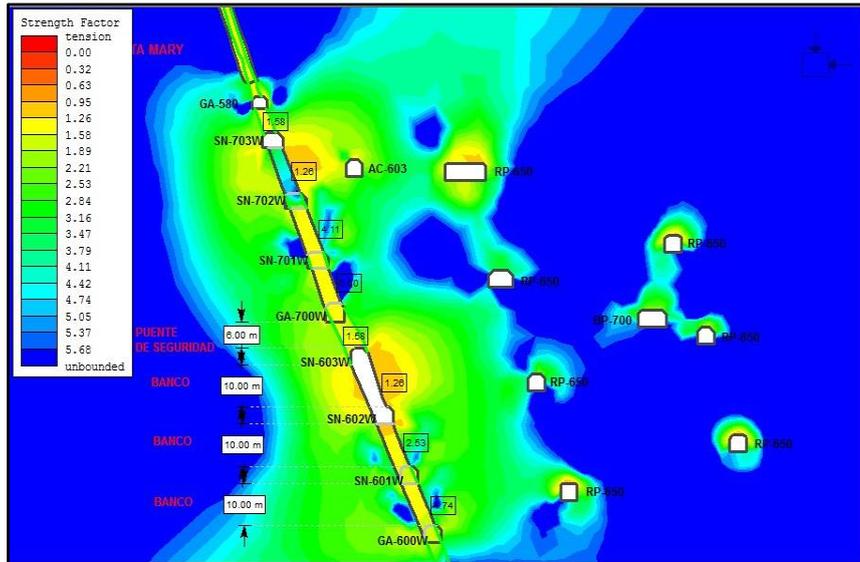


Figura 35. Factor de seguridad para la explotación con altura de bancos de 10 m en la sección -200 W

En la siguiente figura se muestran las deformaciones que experimentará el terreno una vez finalizada la explotación, en la cual se observa que la mayor deformación será de 6.4 cm.

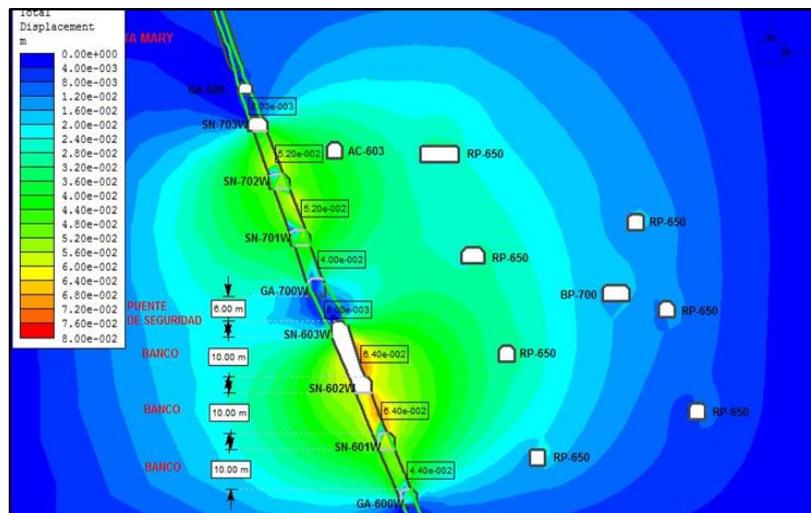


Figura 36. Deformación que experimentará el terreno finalizado el minado en la sección -200 W, para altura de banco de 10 m

2. Análisis e interpretación de la sección -100W

En la simulación de la sección indicada se muestra el comportamiento del esfuerzo principal antes de iniciada la explotación en la cual se observa que este varía de 12 a 21 MPa.



Figura 37. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección -100 W

En la siguiente figura se muestran los factores de resistencia que ofrece el terreno como respuesta a la excavación realizada en la última fase de explotación en el nivel 1070, con alturas de banco de 10 m, el cual se observa que tiene un valor de **1.03**, garantizando, de esta manera, la estabilidad de dicha excavación. Además, se nota que el puente de seguridad (6 m) muestra un factor de seguridad de 1.66.

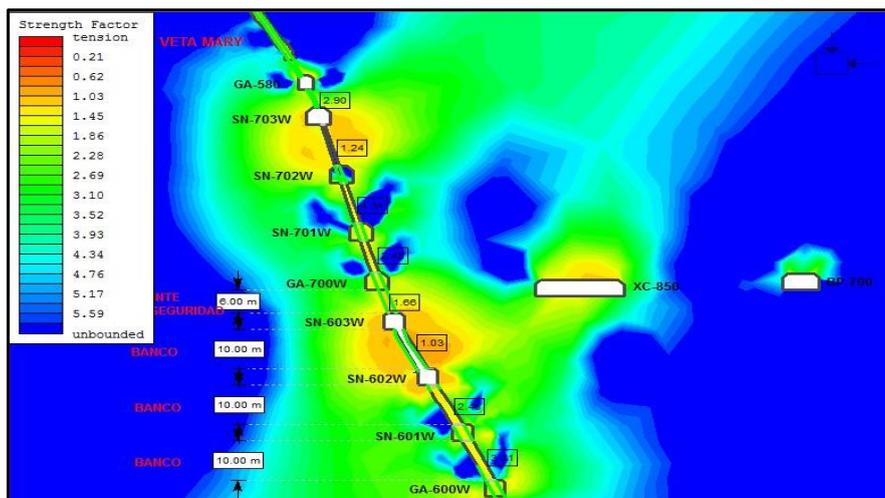


Figura 38. Factor de seguridad para la explotación con altura de bancos de 10 m en la sección -100 W

En la siguiente figura se muestran las deformaciones que experimentará el terreno una vez finalizada la explotación, en la cual se observa que la mayor deformación será de **7.80 cm**.

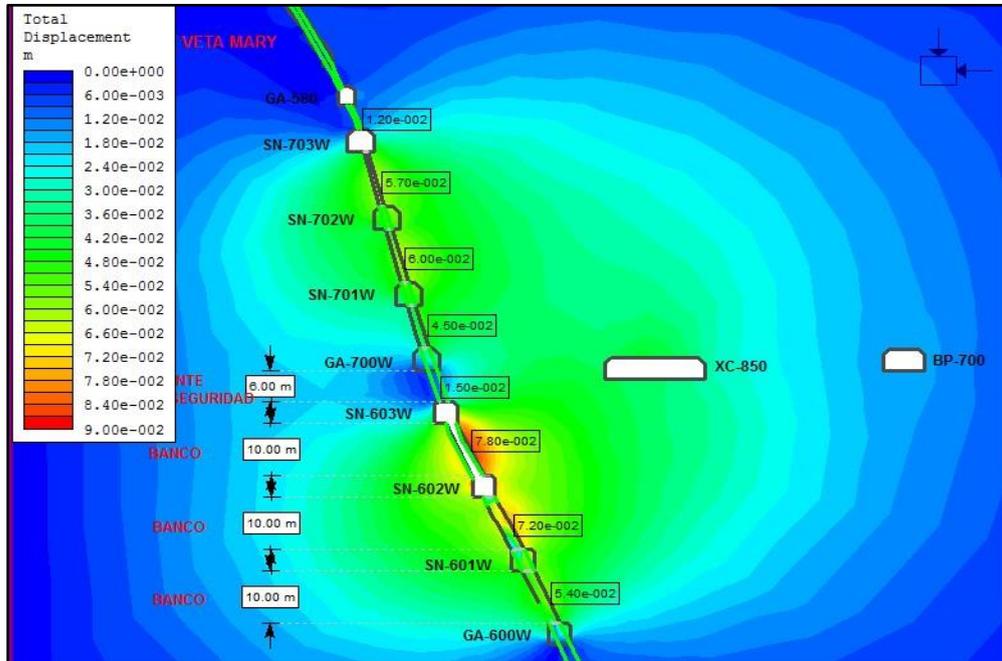


Figura 39. Deformación que experimentará el terreno finalizado el minado en la sección -100 W, para altura de banco de 10 m

3. Análisis e interpretación de la sección +100 E

En la simulación de la sección indicada se muestra el comportamiento del esfuerzo principal antes de iniciada la explotación, en el cual se observa que este varía de 15 a 22 MPa.

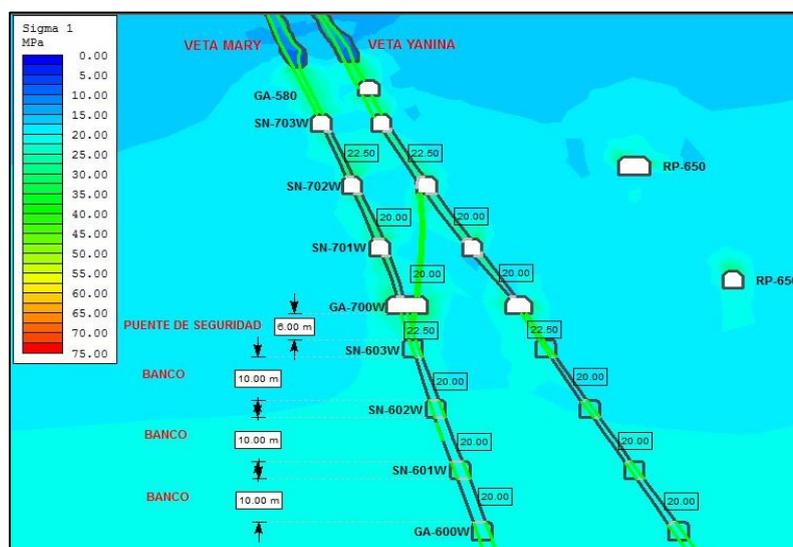


Figura 40. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección +100 E

En la siguiente figura se muestran los factores de resistencia que ofrece el terreno como respuesta a la excavación realizada en la última fase de explotación en el nivel 1070, con alturas de banco de 10 m, el cual se observa que tiene un valor de **1.26**, garantizando de esta manera la estabilidad de dicha excavación. Además, se nota que el puente de seguridad (6 m) muestra un factor de seguridad de 1.26 y 1.58 para las vetas Mary y Yanina respectivamente.

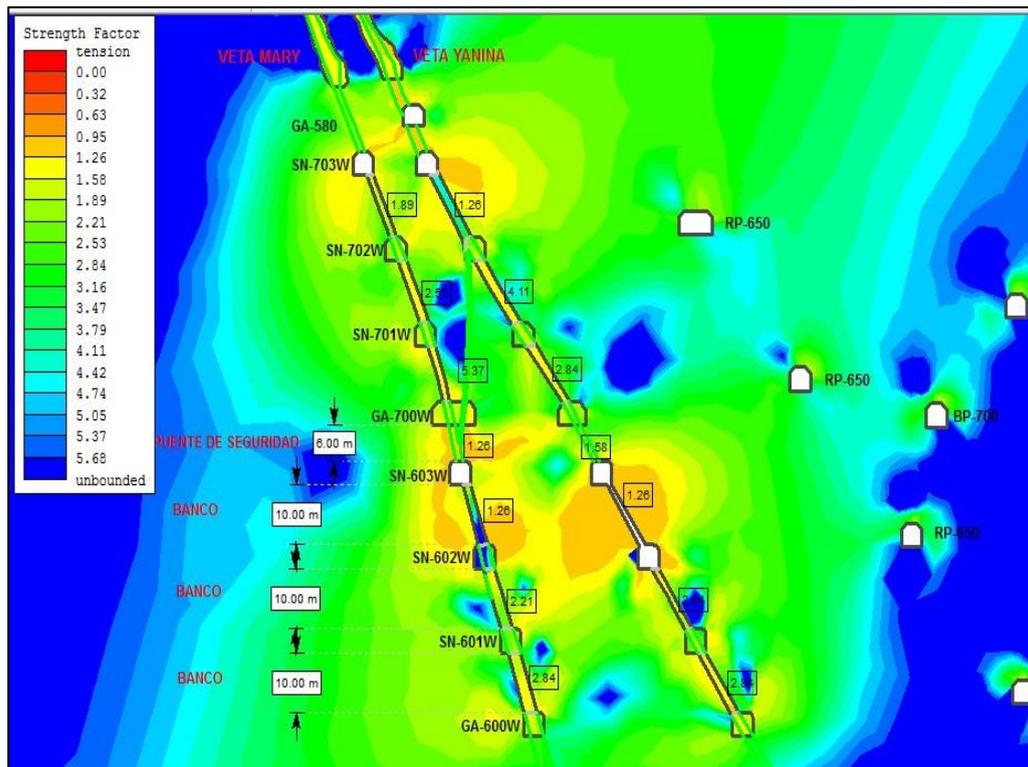


Figura 41. Factor de seguridad para la explotación con altura de bancos de 10 m en la sección +100 E

Interpretación de resultados

- Al realizar la preparación de los subniveles estos serán estables debido a las dimensiones y características geomecánicas del terreno, sin embargo, se presentan zonas con control estructural que limitan bloques disturbados con aberturas considerables, por lo que en dichas zonas será necesario sostener con *shotcrete* de 2" reforzado con pernos de anclaje.
- De acuerdo al análisis tenso-deformacional del terreno, los mayores desplazamientos que experimentará el macizo rocoso en la etapa de explotación son de 11.10 cm, 12.10 cm y 12.80 cm para bancos de 10, 12 y 15 m respectivamente, los cuales se visualizan en la sección +100 E. Para

evitar estas deformaciones y la descompresión progresiva del terreno, dicha cavidad deberá ser rellenada dentro de las 24 horas, para así evitar que se comprometa la estabilidad de labores adyacentes.

- Los factores de resistencia que ofrece el terreno son de: 1.26, y 0.95 para explotación con bancos de 10 m, 12 m y 15 m respectivamente, por lo que, dada las condiciones geométricas y características del terreno y teniendo en cuenta que el F. S. mínimo aceptable para labores temporales es de 1.2, se recomienda que la altura de los bancos sea de 10 m.
- Los factores de resistencia que ofrecen los puentes de 6 m dejado entre niveles (SN-700 y NV-1020) en las secciones 200 W, -100 W y +100 E son de 1.58, 1.66 y 1.26 respectivamente; siendo estos valores aceptables garantizando de esta manera la estabilidad del puente.
- En la sección +100 E, se visualizan dos vetas: SN_800 (inicio de la veta Yanina), y SN_700 (continuación de la veta Mary) las mismas que se encuentran relativamente cercanas, por lo que la secuencia de minado deberá iniciarse en el SN_700, una vez culminada la etapa de relleno, iniciar con el banqueo del SN_800. De esta manera se evitarán daños por la voladura y deformaciones que experimentará el terreno.
- Es importante indicar que solo se realizó el análisis sin control estructural, por lo que se recomienda realizar un mapeo geoestructural de la zona en estudio para poder determinar el tipo y dimensiones de bloques que pueden formar los diferentes sets de fracturamiento existentes. Así mismo, se recomienda realizar mediciones de esfuerzos para poder afinar los análisis.

4.1.2 Evaluación de los costos operacionales unitarios en el diseño del método de minado por *Bench and Fill* en vetas angostas en el tajeo 100 de la unidad productora *Carahuacra*

Según los criterios de geología como geomecánica se evaluó la selección del método de minado factibles, de acuerdo a un ranking numérico establecido por Nicholas y se obtuvo como resultado Sobresaliente a dos métodos de minado el *Cut & Fill Stopping* con un puntaje 39 y al *Bench and Fill Stopping* (Con relleno) 30, (anexo 2: selecciona los métodos de minado factibles, de acuerdo a un ranking numérico establecido por Nicholas). Ambos factibles, pero en la

evaluación técnico-económica se analiza en función a costos y beneficio donde el método de minado *Bench and Fill*, es más factible según estas variables.

El ciclo de minado establecido por el área de operaciones, planeamiento y seguridad entre otras áreas más, esta estandarizado, como se muestra en el anexo 3: ciclo de minado de *Bench and Fill* para vetas angostas respectivamente.

A. Factores de diseño del método de minado *Bench and Fill*

En la siguiente tabla se muestra la altura de corte según el estudio de geomecánica.

Tabla 9.
Altura de corte del método de minado *Bench and Fill*

Altura de corte			
Método	Tipo	Valor	Unidad
<i>Bench and Fill</i>	Banco	10.00	m
<i>Bench and Fill</i>	Subnivel	4.00	m
<i>Bench and Fill</i>	Galería	4.00	m

En la siguiente tabla se muestra la dilución por limpieza adicional del piso según el estudio geológico.

Tabla 10.
Dilución por limpieza adicional del piso del método de minado *Bench and Fill*

Dilución por limpieza adicional del piso		
Capacidad (yd ³)	Valor	Unidad
6.00	0.35	m

En la siguiente tabla se muestran las densidades de los materiales según el estudio geológico.

Tabla 11.
Las densidades de los materiales utilizados en el método de minado *Bench and Fill*

Densidades		
Tipo	Valor	Unidad
R. detrítico	2.05	t / m ³
R. Mixto	2.02	t / m ³
<i>Shotcrete</i>	2.43	t / m ³
Desmorte	2.70	t / m ³

En la siguiente tabla se muestra el ancho de la labor según el estudio geológico y geomecánico.

Tabla 12.

El ancho de la labor establecido en el método de minado Bench and Fill

Ancho de labor				
Método	Tipo	Equipo (yd³)	Valor	Unidad
<i>Bench and Fill</i>	Subnivel	6.00	3.80	m
<i>Bench and Fill</i>	Galería	6.00	3.80	m

En la siguiente tabla se muestra el plan de producción anual programado para el método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas respectivamente.

B. Plan de producción anual del método de minado *Bench and Fill*

Tabla 13.

Plan de producción anual del método de minado Bench and Fill

Vetas	Unidad	ene-21	feb-21	mar-21	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	set-21	oct-21	nov-21	dic-21	Plan Programado 2021
V. Mary	Producción	66,192	61,058	68,034	65,580	69,369	68,609	70,316	74,843	76,032	79,219	79,790	78,866	857,908
	% Zn	5.66	5.73	6.07	6.26	6.40	6.51	6.23	6.28	6.33	6.34	6.27	6.26	6.21
	% Pb	0.29	0.31	0.26	0.29	0.27	0.27	0.34	0.41	0.43	0.43	0.38	0.26	0.33
	% Cu	0.08	0.07	0.07	0.09	0.08	0.09	0.11	0.11	0.16	0.08	0.07	0.07	0.09
	Oz-Ag	2.27	2.10	2.07	1.95	2.10	2.11	2.26	2.13	2.22	2.51	2.40	2.50	2.23
	VPT US\$	122.15	110.31	104.46	103.11	101.65	74.24	77.23	77.04	80.63	89.24	110.40	114.64	96.84
Costo unitario	KPI	5.34	5.74	5.94	6.24	5.84	5.44	6.33	6.72	6.12	6.21	5.72	6.02	5.88

En la tabla se muestra el plan de producción anual programado para el método de minado *Bench and Fill*, donde se tiene una producción de 857 908 toneladas a un costo unitario de \$ 5.88 dólares por tonelada.

Por otro lado, se realizó un análisis para el método de minado corte y relleno, con los respectivos parámetros y se obtuvo el siguiente plan de minado anual programado.

En la siguiente tabla se muestra el plan de producción anual, para el método de minado corte y relleno.

C. Plan de producción anual del método de minado corte y relleno

Tabla 14.

Plan de producción anual del método de minado corte y relleno

Vetas	Unidad	ene-21	feb-21	mar-21	abr-21	may-21	jun-21	jul-21	ago-21	set-21	oct-21	nov-21	dic-21	Plan Programado 2021
V. Mary	Producción	49,058	48,258	44,558	48,158	45,358	49,158	48,258	45,158	46,158	48,458	47,758	49,958	570,293
	% Zn	5.66	5.73	6.07	6.26	6.40	6.51	6.23	6.28	6.33	6.34	6.27	6.26	6.20
	% Pb	0.29	0.31	0.26	0.29	0.27	0.27	0.34	0.41	0.43	0.43	0.38	0.26	0.33
	% Cu	0.08	0.07	0.07	0.09	0.08	0.09	0.11	0.11	0.16	0.08	0.07	0.07	0.09
	Oz-Ag	2.27	2.10	2.07	1.95	2.10	2.11	2.26	2.13	2.22	2.51	2.40	2.50	2.22
	VPT US\$	142.15	122.31	129.46	114.11	118.65	95.24	89.23	96.04	98.63	103.24	123.40	133.64	142.15
Costo unitario	KPI	9.42	7.85	8.28	7.88	8.22	5.94	6.33	6.72	7.15	8.24	9.27	9.54	7.01

En la tabla se muestra el plan de producción anual programado para el método de minado corte y relleno, donde se tiene una producción de 570 293 toneladas a un costo unitario de \$ 7.01 dólares por tonelada.

Análisis: tras la comparación en producción de los dos métodos de minado es factible optar por el método de minado *Bench and Fill*, ya que se tiene una diferencia a favor de este método de minado en tonelaje, se tiene 287 615 toneladas más y en costo unitario un menor valor de \$ 1.13 dólares menos respectivamente.

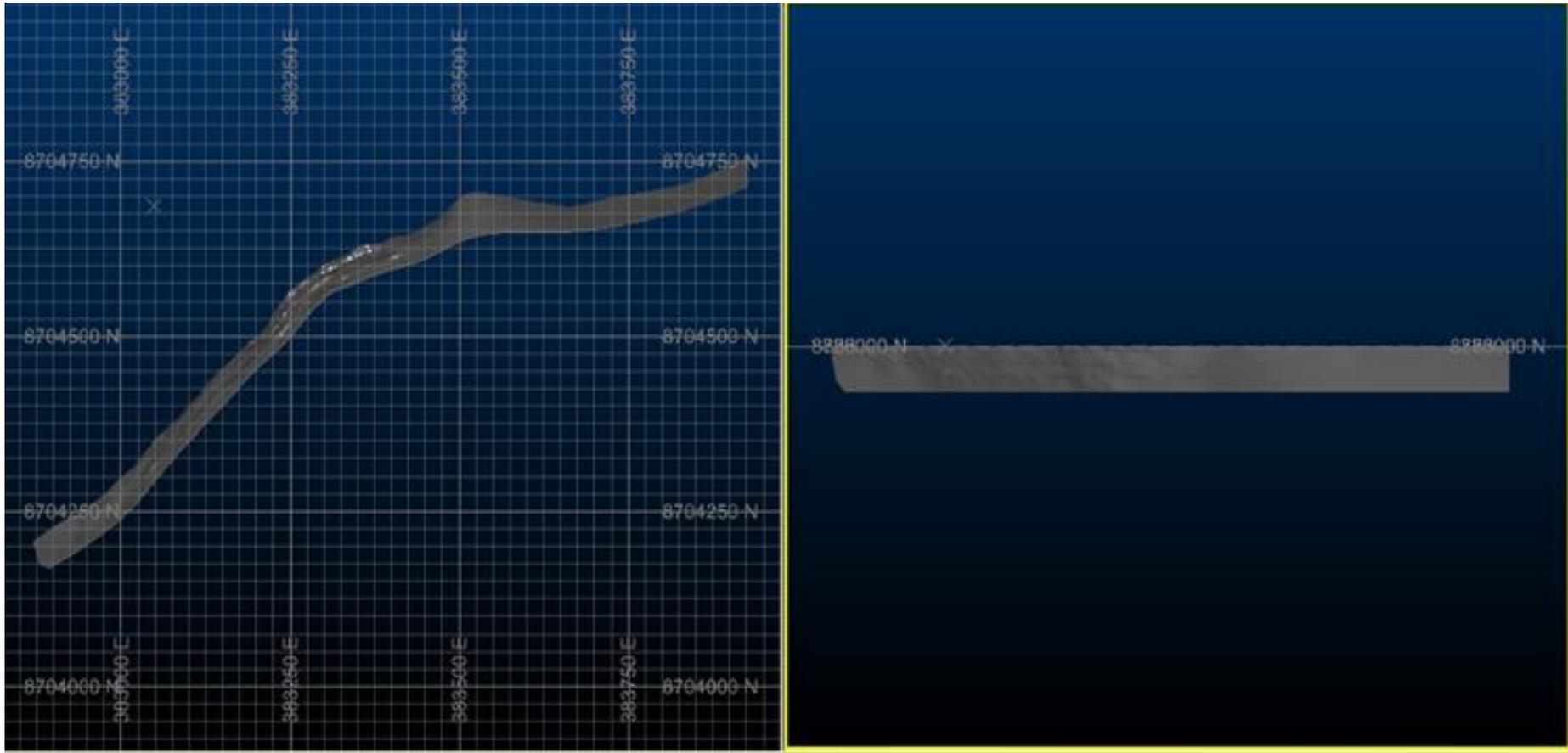


Figura 42. Cuerpo mineralizado de la veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360

En la siguiente tabla se muestra la característica del cuerpo mineralizado de la veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360.

Tabla 15.

Parámetros del cuerpo mineralizado de la veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360 del método de minado Bench and Fill

Volumen de producción	60335.54	toneladas
Longitud del tajeo	702.72	m
Ancho de minado	3.18	m
Alto de banco de minado	10	m
Longitud del taladro	10	m
Densidad	2.7	t / m ³
Dilución	10	%
Recuperación	90	%

4.1.3 Evaluación del minado por *Bench and Fill* en vetas angostas, para la mejora de la rentabilidad tras la evaluación técnico-económica del *trade off* del tajeo 100 en la unidad productora *Carahuacra* de Volcán Compañía Minera S. A. A.

A. Evaluación del *benchmarking* de los dos métodos de minado corte y relleno en relación al *Bench and Fill*

Según la evaluación de las empresas mineras circundantes de mayor producción y que estén aplicando estos tipos de método de minado se analizaron tres empresas mineras, en la siguiente figura se muestra la evaluación respectiva del *benchmarking* de los dos métodos de minado corte y relleno y *Bench and Fill*.

Tabla 16.

Evaluación del *benchmarking* base de los dos métodos de minado corte y relleno en relación al *Bench and Fill*

Benchmarking base				
Minas	Yauliyacu	Morococha		Atacocha
Ubicación	Perú, región Lima, provincia Huarochirí, distrito de Chilca a 3884 m s. n. m.	Perú, región Junín, provincia Yauli, distrito de Morococha a más 4550 m s. n. m.		Perú, región de Pasco provincia de Pasco, distrito de San Francisco de Asís de Yarusyacan a 4050 m s. n. m.
Contenido / producción	Zn, Pb, Ag	Pb, Ag, Au, Zn	Pb, Ag, Au, Zn	Capacidad de 4400 tpd a junio 2017
				Produce concentrado de zinc, plomo y cobre con contenido de oro y plata
Método de minado	Taladros largos	corte y relleno	Taladros largos	corte y relleno mecanizado ascendente
				uso de relleno hidráulico
	TDP: 3835.61	Planta TDP: 5000	Planta TDP: 5000	Planta TDP: 4400

	<i>Cut-Off</i> económico: 23,88 \$/t	<i>Cut-Off</i> : 3.62%	<i>Cut-Off</i> : 3.62%	<i>Cut-Off</i> : 5.31%
	Costo de mina: 24.62 \$ / t	Costo de mina: 37.25 \$ / t	Costo de mina: 19.71 \$ / t	Costo de mina: 24.57\$/t
	Dilución: 11%	Dilución: 10%	Dilucion:8%	Dilución: 10%
Profundización	1500 metros			Nivel 1020 - 1170
Metalurgia	Recuperación por flotación de mineral. (85-90%)	Recuperación del 79%		Recuperación por flotación de mineral
Fuente	Presentación del IIMP. Perumin 31 Convención minera - empresa los Quenuales	Investigación: análisis comparativo entre los métodos de explotación <i>sublevel stoping</i> vs. corte y relleno convencional en la mina Morococha		Informe clasificación de riesgo compañía minera Atacocha

Tabla 17.

Evaluación del benchmarking: punto de vista geológico - geotécnico de los dos métodos de minado corte y relleno en relación al Bench and Fill

Benchmarking: punto de vista geológico - geotécnico			
Mina s	Yauliyacu	Morococha	Atacocha
Descripción de las rocas	Tipos de rocas: areniscas, lutitas y calizas. La formación Jumasha es la base de muestra de columna, sobre las secuencias de areniscas y lutitas. luego la formación de volcánicos y tufos.	Tipo de rocas: calizas del grupo Pucará, suprayacente a ella se halla el grupo Goyllarisquizga. Tipos de alteración: silicificación, sericitización y caolinización.	Tipos de rocas: calizas y <i>scherts</i> del grupo Pucará del Triásico - Jurásico. Las rocas del Triásico superior - Jurásico inferior del grupo Pucará sobreyacen al grupo Mitú y afloran a lo largo del cinturón MAV (Milpo Atacocha - Vinchos). Capas y calizas y <i>scherts</i> a lo largo de un rumbo de N 30 °O de potencias 10 - 60 cm. Productos: Pb, Cu, Zn, Ag y Au
	Tipos de alteración: salificación: se silifican los minerales rocosos preexistentes. Las rocas silificadas son generalmente competentes. Argilización: las rocas argilitizadas, generalmente son incompetentes. Rumbo de anticlinales: N 20°O . Productos: Zn, Cu; Pb Y Ag	En las vetas se forman de tensión E-W. En las vetas se forman fracturas de tensión de buzamiento N 45°- 75 °E a partir de soluciones hidrotermales.	
Estudio geomecánico	La mineralización no sufre, aparentemente, ninguna variación de los diferentes tipos de roca que atraviesa, pero si existe variación en la naturaleza de la fractura. El buzamiento de la veta cambia cuando pasa de un tipo de roca a otra. 50°< RMR<65°	Misma estructura regional (domo de Yauli) de buzamiento, también se encuentra sobre pliegues del Jurásico y Cretácico (anticlinales y sinclinales). Presentan estructuras con inclusiones de panizados, alto fracturamiento y humedad permanente (presencia de lagos). Fallamiento regional: N 40 °O buzamiento: 30 -40° RMR = 75°	Roca Regular a Pobre por el contenido de pirita en el mineral. RMR<60° RMR=39°

Relación con la unidad Carahuacra	<p>La alteración de las rocas cajas están relacionadas a la clase de roca huésped. La caliza se encuentra mayormente silicificada, dolomitizada adyacente a los estratos mineralizados y en zonas alejadas, la alteración consiste en una moderada recristalización y piritización; asimismo es conspicua la formación de brechas de solución y estructuras cársticas.</p> <p>El RMR no varía de caja techo y piso 40-45. Con calidad regular A y tipo de macizo rocoso IIIB.</p> <p>El GSI de las cajas techo y piso tiene una condición estructural Muy Fracturado (70%) MF. La condición superficial, ofrece una resistencia de Regular (60%), a Pobre (40%). Tomando un tipo de terreno: MF/R, MF/P. Se tiene un RMR más real, debido a características similares a la unidad minera Carahuacra.</p>	<p>El tipo de alteración es similar a la unidad minera Carahuacra, ya que hay silicificación en la roca caja y las fracturas se dan a partir de soluciones hidrotermales, sobre pliegues del Jurásico - Cretácico, considerando los factores de alto fracturamiento y humedad permanente debido a la presencia de lagunas de áreas grandes (aprox. 5 km²) alrededor.</p> <p>Se toman en cuenta más lagos aledaños, que afectaría al RMR 89, por eso se considera un RMR más bajo.</p> <p>Se tendría que considerar un mayor RMR a este.</p>	<p>La relación estructural con la etapa de emplazamiento de <i>stocks</i> que se presenta en la unidad Carahuacra está asociada con la mineralización. Concordante con las calizas y tufos del grupo Pucará, ocurre mineralización en forma de mantos, los cuales en profundidad, cambian a cuerpos irregulares de mineral. Cabe notar que estos mantos se ubican a partir del contacto volcánico-caliza y a lo largo de este, allá donde se intercepta con fracturas que atraviesan el anticlinal. La mineralización más intensa de pirita debilita al RMR de la roca. Por lo tanto, se debe considerar un RMR mayor a este.</p>
Distancia a la unidad Carahuacra	29.40 km	29.70 km	182 km

Según el estudio de la evaluación del *benchmarking* de los dos métodos de minado corte y relleno y *Bench and Fill* es factible, porque minas reconocidas aledañas están trabajando con estos dos tipos de método de minado, en estos últimos años Yauliyacu, Morococha y Atacocha respectivamente.

B. Evaluación del *trade off* para la comparación del método de minado corte y relleno en relación al *Bench and Fill*

Tras la evaluación en el análisis comparativo de costos del método de minado, incluida la preparación en la unidad productora *Carahuacra* viene dado OFC – *Breasting* y realce como también el *Bench and Fill*. En la siguiente figura se muestran los costos correspondientes.

Tabla 18.

Comparación del costo por tonelada según el método de minado

Método de explotación	Costo por tonelada	Unidades
OFC - Realce	51.66	\$ / Tm
OFC - <i>Breasting</i>	48.65	\$ / Tm
<i>Bench and Fill</i>	37.54	\$ / Tm

Análisis: entre los tres costos mostrados en la figura, el costo de minado por *Bench and Fill* es de 37.54 \$ / Tm, es el menor costo factible para el minado del cuerpo mineralizado en la veta Mary, tajeo 100.

1. Comparación de productividad para los métodos de minado OFC – *breasting* y *Bench and Fill*

Se realizó una comparación de las operaciones unitarias principales para cada método de minado correspondiente, los cuales ayudarán para la elección correcta del método de minado factible en términos económicos.

En la siguiente tabla se muestra la comparación de las operaciones unitarias por método de minado.

Tabla 19.

Comparación de las operaciones unitarias por método

Método de minado	OCF- <i>Breasting</i>	<i>Bench and Fill</i>
Perforación y voladura		
Longitud de avance	2.90	4.80
Volumen por corte	48.00	166.00
Tonelaje por corte	167.00	523.00
kg / taladro	4.31	0.21
\$ / corte - perforación y voladura	432.00	144.00
Costo, limpieza y acarreo		
Horas <i>scoop</i> 4 yd	2.95	6.28
Costo <i>scoop</i> (\$)	143	594
Horas <i>dumper</i> 20 t	5.68	41.93
Costo <i>dumper</i> (\$)	508	182
\$ / corte - Limpieza y acarreo	659.63	824.21
Costo de corte de relleno		
Volumen por rellenar	44	177
Horas <i>scoop</i> 4 yd	2.3	5.5
costo <i>scoop</i> (\$)	143	491
\$ / corte - relleno	189.30	673.50

Interpretación:

- El costo de perforación y voladura para el método de minado OCF *Breasting* es de \$ 432 dólares y para el *Bench and Fill* es de 144 dólares respectivamente. En *Bench and Fill* tiene un menor costo porque se perfora en longitudes de más de 10 metros para luego ser fragmentados por la voladura masivamente.
- El costo de limpieza y acarreo para el método de minado OCF *Breasting* es de \$ 659.63 dólares y para el *Bench and Fill* es de 824.21 dólares respectivamente, en *Bench and Fill* es mayor porque es un método masivo que tras la voladura, la limpieza puede prolongarse hasta dos días según la voladura realizada en el tajeo.
- El costo de relleno para el método de minado OCF *Breasting* es de \$ 189.30 dólares y para el *Bench and Fill* es de 673.50 dólares respectivamente. en *Bench and Fill* es mayor, porque según el estudio geomecánico realizado en la unidad administradora Carahuacra, señala que se debe rellenar el tajeo en menos de 24 horas, el relleno es por subniveles y con secciones de 3.5 a 4 metros con alturas de 10 a 15 metros respectivamente.

En la siguiente figura se da a conocer la comparación según el resumen productivo entre los dos métodos de minado.

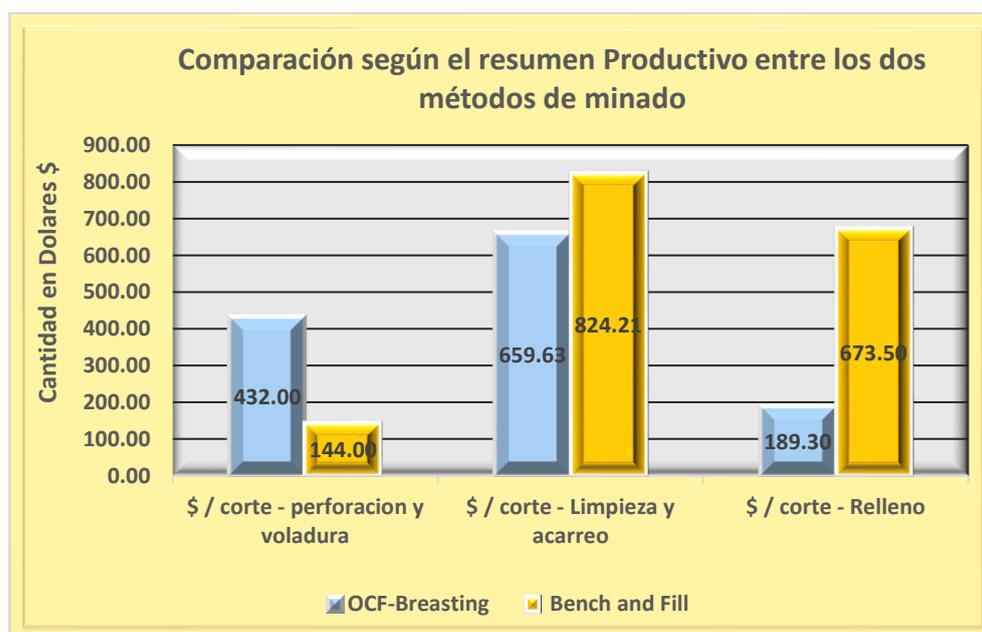


Figura 43. Comparación según el resumen productivo entre los dos métodos de minado

Interpretación: en la figura se aprecia que el método de minado *Bench and Fill*, tiene un costo de perforación y voladura por debajo del OCF *Breasting* y por encima en costos de limpieza y acarreo, como también en el relleno por ser un método masivo.

2. Comparación del costo unitario por método de minado

La comparación del costo unitario se realizó evaluando las actividades realizadas netamente en la explotación en la unidad administradora Carahuacra.

En la siguiente tabla se muestra el costo unitario para cada método de minado.

Tabla 20.
Costo unitario para cada método de minado

Resumen del método de minado		
Método de minado	OCF-Breasting	<i>Bench and Fill</i>
Rendimiento ton/G día	11.5	7
Costo preparación \$ / Tm	19	22
Servicios auxiliares	11	8
Costo unitario \$/ Tm	42	37
Costo de corte del sostenimiento		
<i>Shotcrete</i> m ³	6	.-----
Costo <i>shotcrete</i>	1751	
Cantidad de pernos	21	
Costos pernos	665	
\$ / corte	2443	

Interpretación: el costo unitario en relación a los dos metodos de minado, el de menor costo es el *Bench and Fill* y ya no está en su ciclo de minado el sostenimiento, lo óptimo es utilizar el método de minado *Bench and Fill* respectivamente.

En la siguiente figura se muestra la comparacion de indices según el tipo de minado.

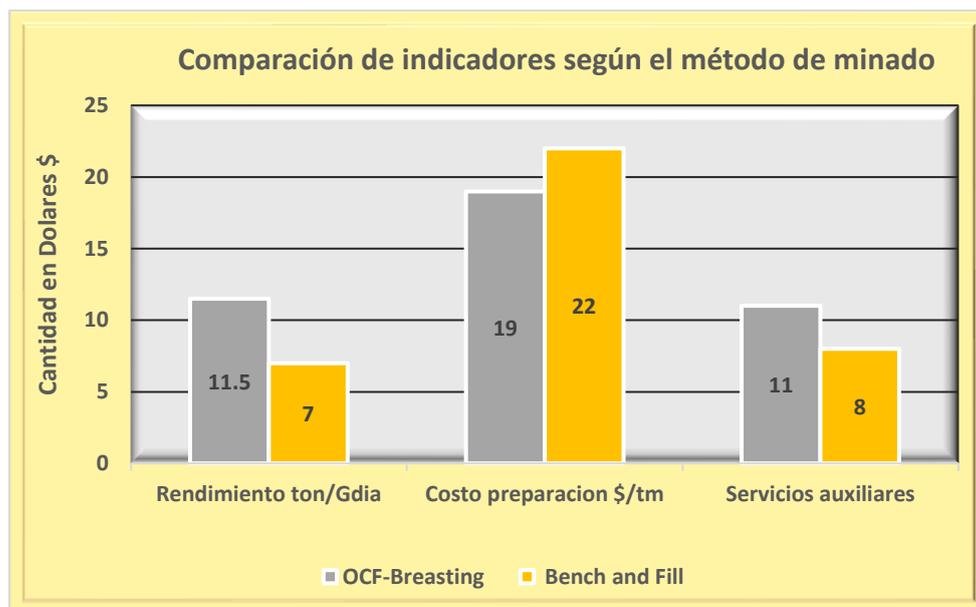


Figura 44. Comparación de índices según el método de minado

Interpretación: en la figura se aprecia que el método de minado *Bench and Fill*, tiene un costo en el rendimiento por tonelada por guardia y servicios de mina que están por debajo del OCF *Breasting* y por encima en el costo de preparación.

3. Inversión general según el diseño del método de minado

Se realizó una comparación de los métodos de minados *Bench and Fill* y OCF-*Breasting* en función al costo de la inversión de infraestructura de cada método de minado, enfocados en dos parámetros primordiales con longitud de la labor y el costo en total. En la siguiente tabla se muestra la comparación de la inversión de la infraestructura según el método de minado.

Tabla 21.
Comparación de la inversión de la infraestructura según el método de minado

Método de minado	OCF- <i>Breasting</i>		<i>Bench and Fill</i>	
	Longitud total (m)	Costo total (\$)	Longitud total (m)	Costo total (\$)
Acceso	1,521	1,900,000	481	525,950
By Pass	601	729,050	601	729,050
Cámaras	1,102	1,231,950	1,102	1,231,950
Chimeneas	321	139,460	321	139,460
Galería	-----	-----	601	627,050
Raise Borer	291	290,050	291	290,050
Rampas	1,516	1,795,290	1,516	1,795,290
Corte	3,601	4,500,050	1,800	1,899,050
Total general	8,953	10,585,850	6,713	7,237,850

Interpretación: de la tabla se tiene a los métodos de minado, el de menor costo en el *Bench and Fill* con una longitud total \$ 6,713 metros con un costo total \$ 10,585,850 respectivamente.

En la siguiente figura se muestra la comparación de inversión de infraestructura por método de minado.

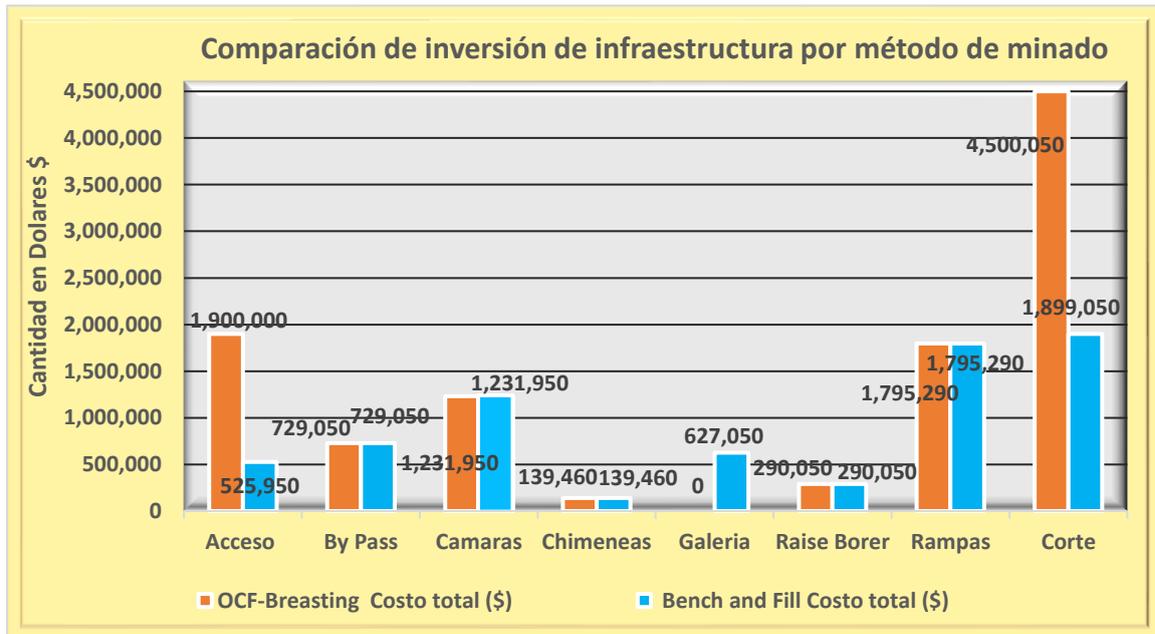


Figura 45. Comparación de inversión de infraestructura por método de minado

Interpretación: en la figura se muestra que la suma de todas las labores para la infraestructura en el método de minado *OCF-Breasting* es de \$10,585,850 dólares y en el método de minado *Bench and Fill* es de \$ 7,237,850 dólares, lo óptimo es emplear este método de minado.

4. Evaluación de los índices de perforación y voladura para el método de minado *Bench and Fill*

La distribución de las labores para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* debe realizarse de manera correcta para la distribución de los accesos, *by pass*, cámaras, chimeneas, galería, *raise borer* y rampas.

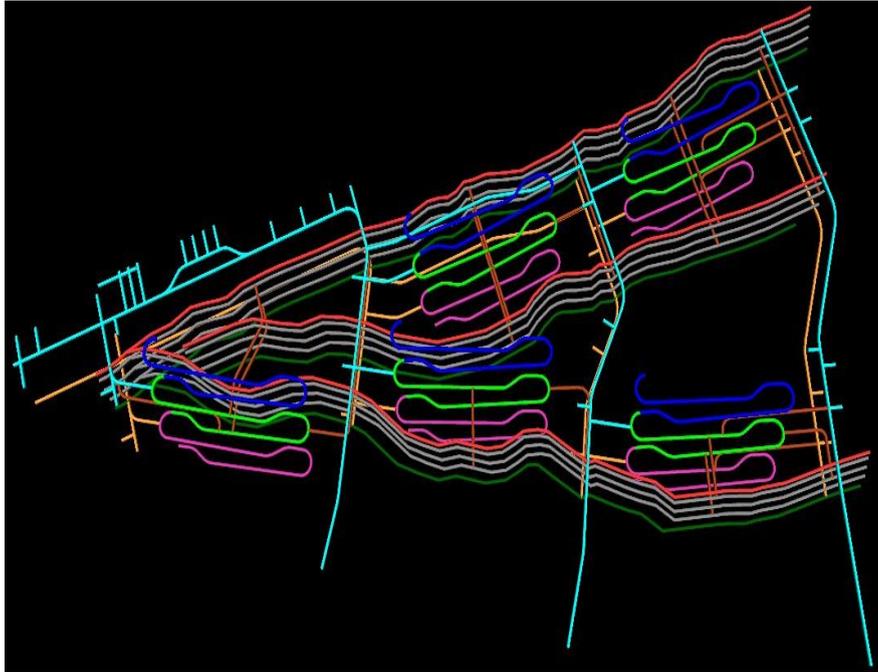


Figura 46. Distribución de labores para el método de minado Bench and Fill, veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360

- **Vistas del diseño propuesto para el método de minado Bench and Fill en vetas angostas**

En la evaluación de diseño se propone una gradiente de 12% en los brazos y gradiente de 3% en las curvas.

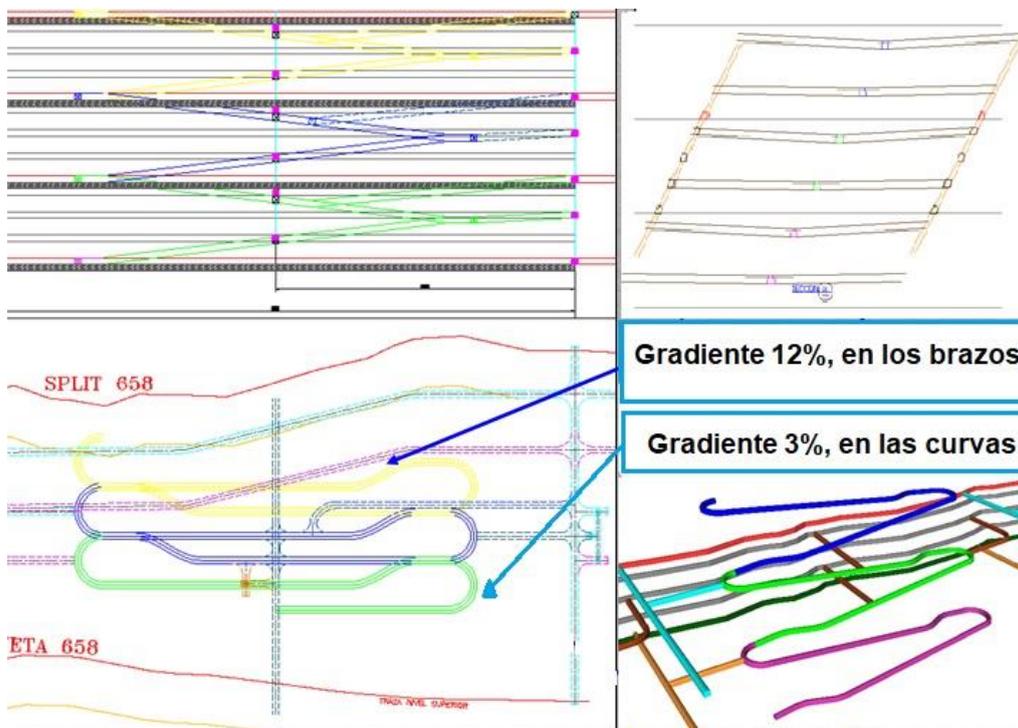


Figura 47. Vistas del diseño propuesto para el método de minado Bench and Fill en vetas angostas, veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360

- **Perspectiva de diseño propuesto para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas**

Una vez planteado se pasó a realizar el modelamiento con el software Datamine para una mejor apreciación.

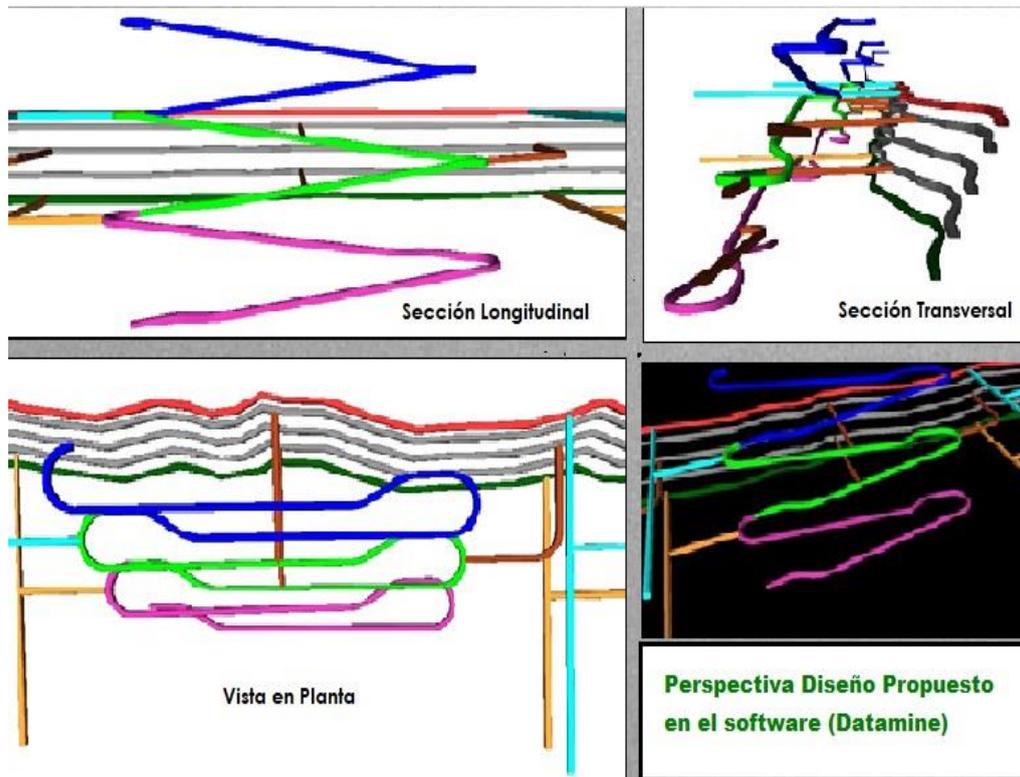


Figura 48. Perspectiva de diseño propuesto para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas con el software Datamine, veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360

- **Evaluación de la estandarización para la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas**

Según las áreas involucradas en las operaciones unitarias como seguridad, planeamiento, operaciones de mina y geomecánica ayudaron a implementar estos estándares operacionales fundamentales.

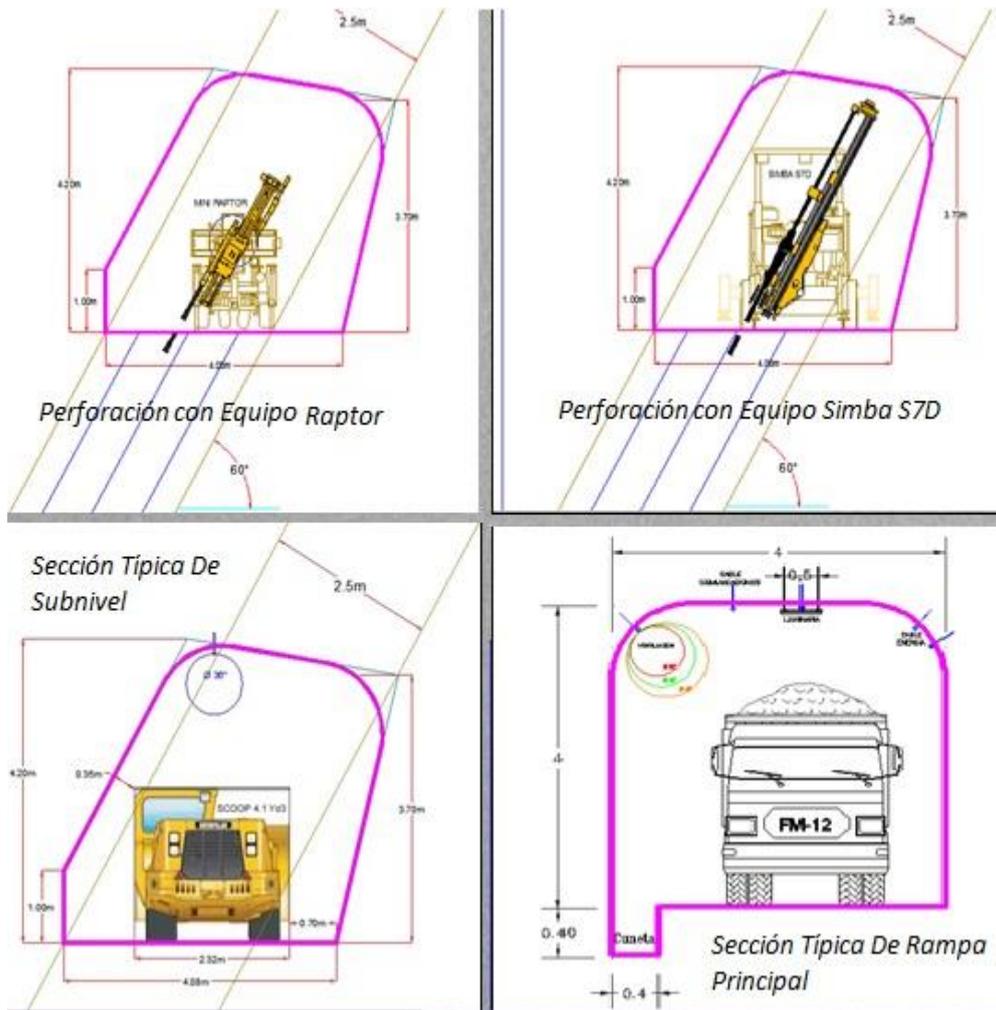


Figura 49. Estandarización de operaciones unitarias principales para la aplicación del método de minado Bench and Fill en vetas angostas, veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360

En el anexo 6 se muestra la estandarización de las operaciones unitarias principales de las labores en la mina.

- **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 22.
Índice de perforación

Índice de perforación	
cantidad de taladro /corte	6
Longitud de taladros	15
Tonelaje / corte	370.45
Toneladas / metros	4.81

Tabla 23.
Costo de perforación y voladura

Costo de perforación y voladura	
Perforación (\$ / m)	13.42
Explosivo (\$ / t)	0.32
Total costo	13.74

La ecuación de conminación 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.

Para rocas con RMR de 33 a 35 en vetas angostas, lo favorables es tener en cuenta el burden 0.60 metros y de espaciamiento 1.50 metros contemplando en ambos casos el taladro de precorte en la caja techo.

Para rocas con RMR de 33 a 35 en vetas angostas, lo favorable es tener en cuenta el burden 0.40 metros y de espaciamiento 1.20 metros contemplando en ambos casos el taladro de precorte en la caja techo.

En la siguiente figura se muestra el diseño de malla para el método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas.

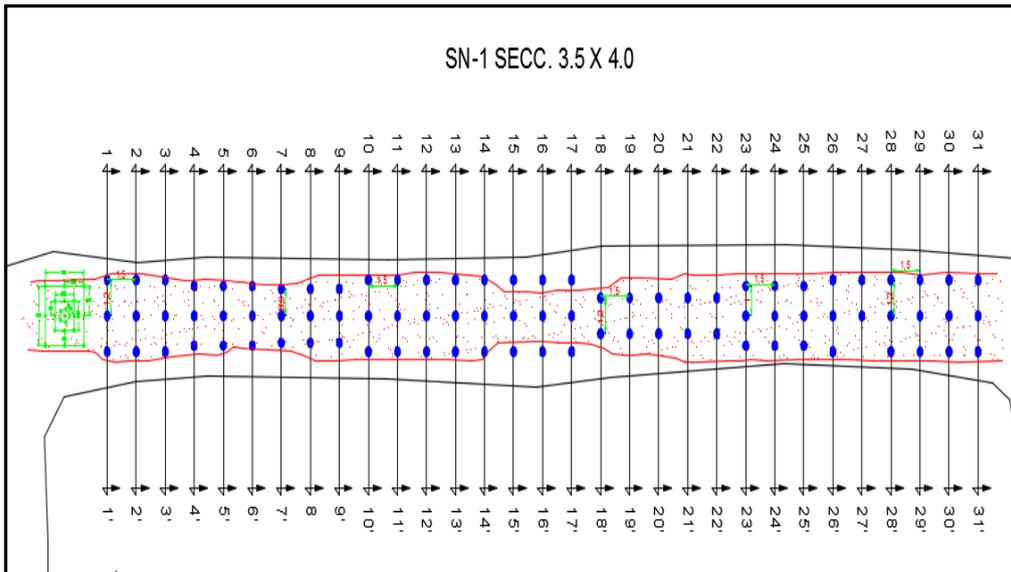


Figura 50. Diseño de malla de perforación para el cuerpo mineralizado de la veta Mary, tajeo 100 en el acceso 992, nivel 1360

Interpretación: juega un papel importante la perforación para el método de minado *Bench and Fill*; de la figura, la distribución de taladros se da a fin de evitar la dilución y solo atacar la veta respectivamente controlando las cajas y el techo carguío, se obtiene un factor de carga de 0.27 kg / Tm.

- **Secuencia de minado para la aplicación del método de minado por *Bench and Fill***

Para un mejor diseño en la distribución de accesos se debe realizar en rombo, en la siguiente figura se muestra la distribución de accesos con un diseño en rombo.

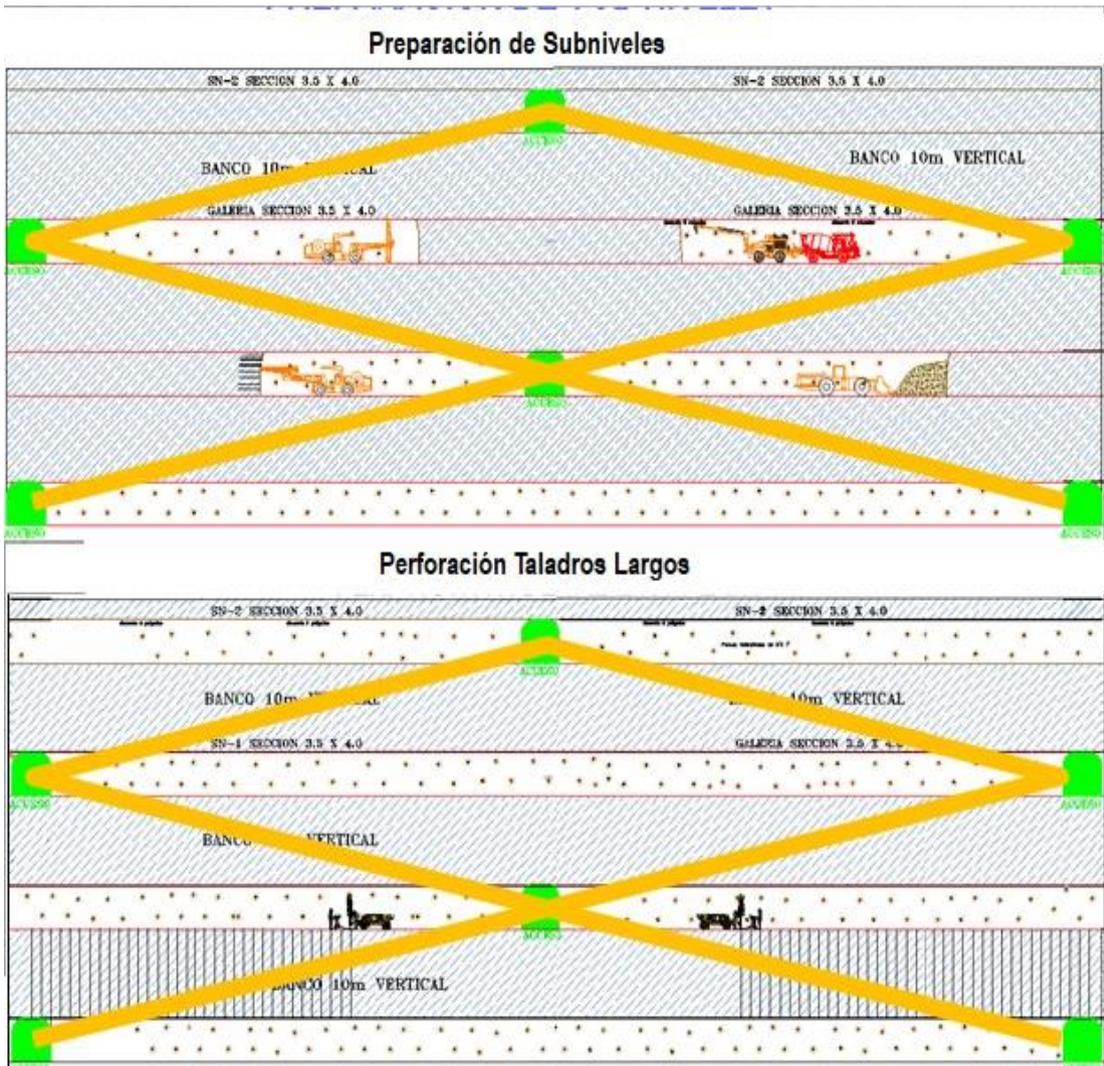


Figura 51. Diseño de accesos en rombo de la preparación de subniveles y perforación de taladros largos, tajeo 100 x AC 992, nivel 1360

En la siguiente figura se muestra el diseño de la voladura y el relleno respectivamente.

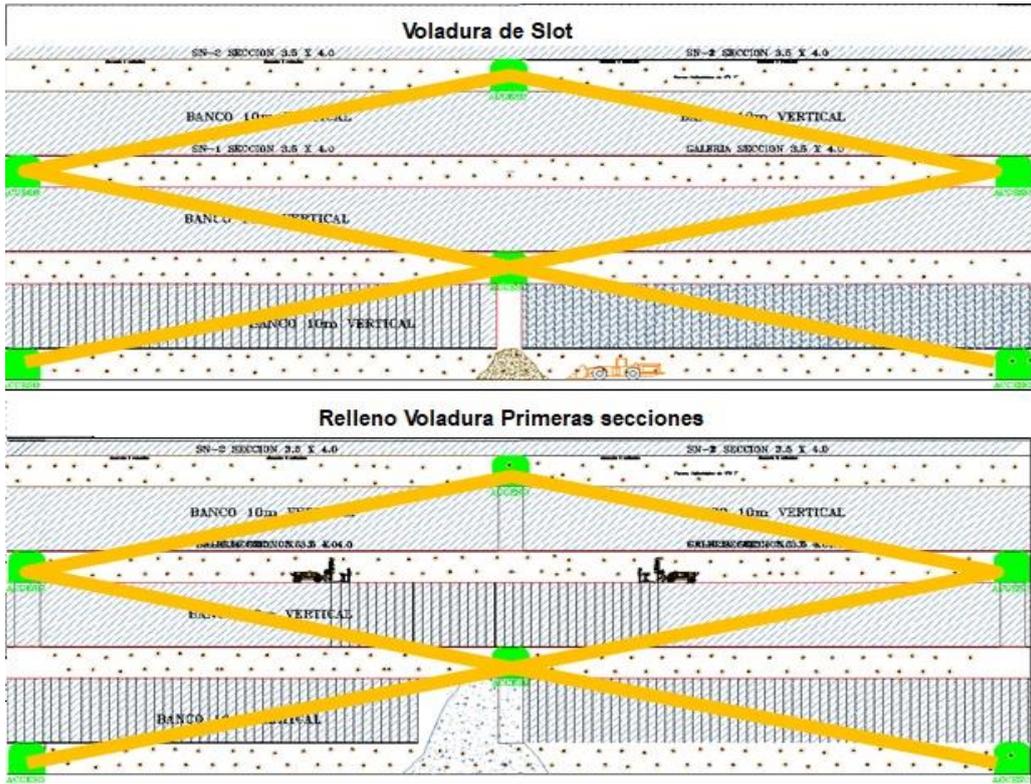


Figura 52. Diseño de la voladura del slot y el relleno voladura de primeras secciones, tajeo 100 x AC 992, nivel 1360

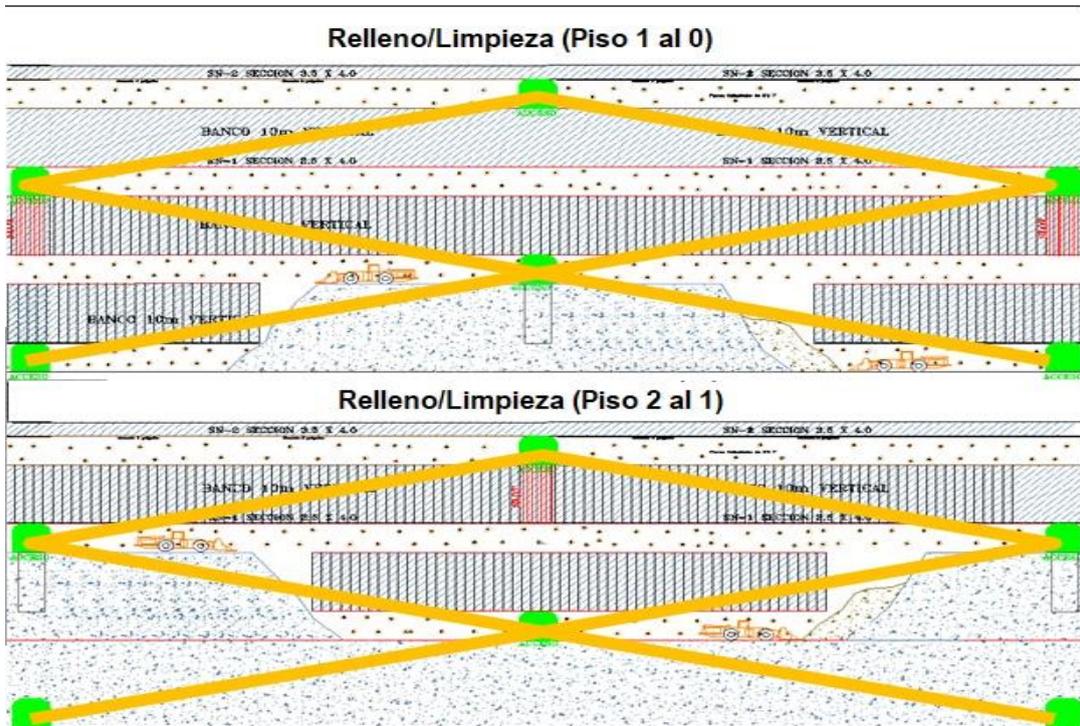


Figura 53. Diseño del relleno y la limpieza del piso 1 – 0 y piso 2 – 1, tajeo 100 x AC 992, nivel 1360

Interpretación del diseño: este diseño tiene como objetivo:

- Reducir el costo unitario de las operaciones principales.
- Reducir el metraje de la preparación y desarrollo para reducir gastos de inversión, en seguridad este método es seguro por disminuir la exposición del personal al tajeo en explotación.
- Según el estudio geomecánico para el minado de *Bench and Fill* en vetas angostas es primordial realizarlo como se muestra en el diseño en rombo cruzado para no desestabilizar el macizo rocoso.

- **Evaluación de los costos de operación**

Para el costo operacional del método *Bench and Fill* se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla 24.
Costo de operación para el método de *Bench and Fill*

Costo de operación para el método de <i>Bench and Fill</i>	
Actividad	Real
Perforación	4.49
Voladura	3.18
Limpieza	4.97
Sostenimiento	8.62
Relleno	1.49
Transporte	4.9
Servicios	3.35
Bombeo / drenaje	1.92
Ventilación	1.53
Aire comprimido	0.14
Tratamiento de agua	0
Supervisión	1.43
Geología	0.87
Topografía	0.64
Total general	37.53

El costo de operación del método de minado *Bench and Fill*, tajeo 100 x AC 992, nivel 1360 es de \$ 37.5 dólares.

- Evaluación de la productividad

Tabla 25.

Productividad de los equipos y mano de obra

Productividad de los equipos y mano de obra		
Simba S7D	4000	m / mes
Scooptram	85	t / h
Volquete	15	t / h
Hombres	41	t / h – G día

Interpretación: en la tabla se presentan los cuatro factores de productividad importantes para la implantación del método de minado actualmente. Los cálculos del costo horario de los equipos se detallan en el anexo 7, 8 y 9, respectivamente.

5. Trade off de método de minado

En el análisis de toda la mina se tiene una visión general de toda la unidad productora *Carahuacra*, en la siguiente figura se muestra la presentación de las estructuras geológicas y recursos minerales de la unidad productora *Carahuacra*.

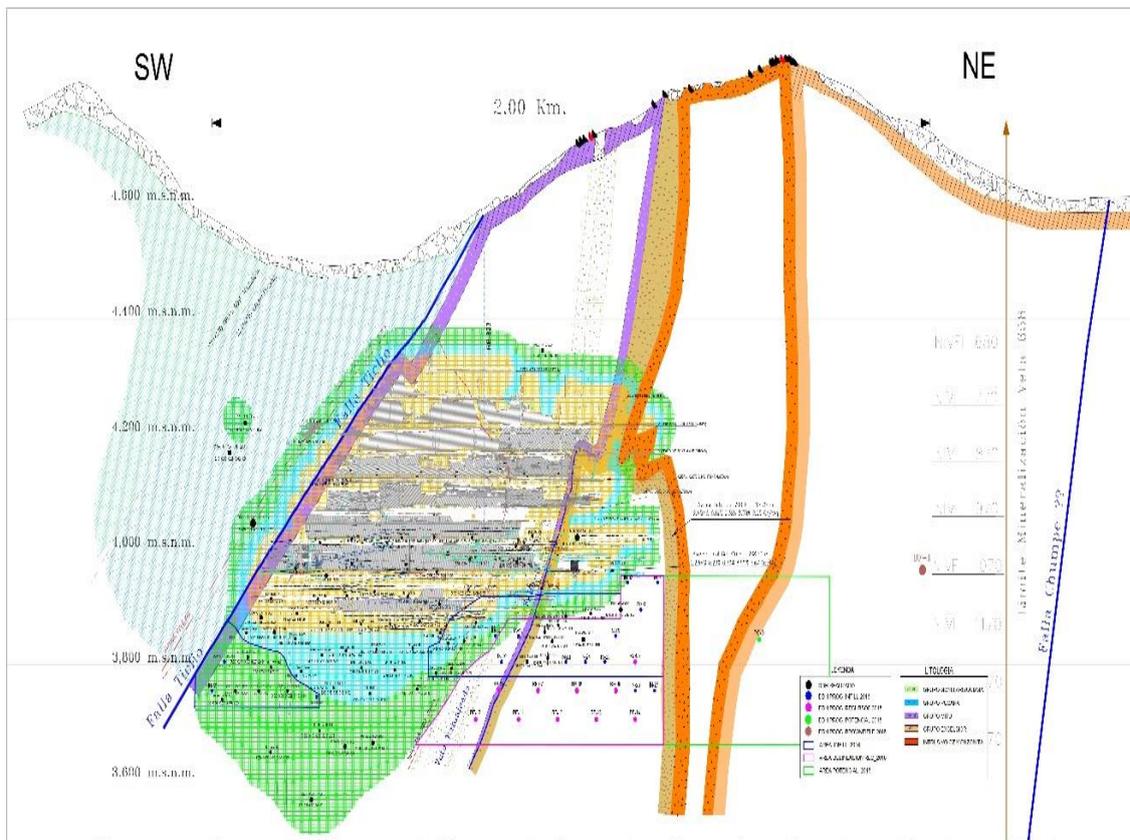


Figura 54. Presentación de las estructuras geológicas y recursos minerales de la unidad productora Carahuacra

En la siguiente imagen se muestra la representación de los recursos indicado, inferido, medido, probable y probada, respectivamente.

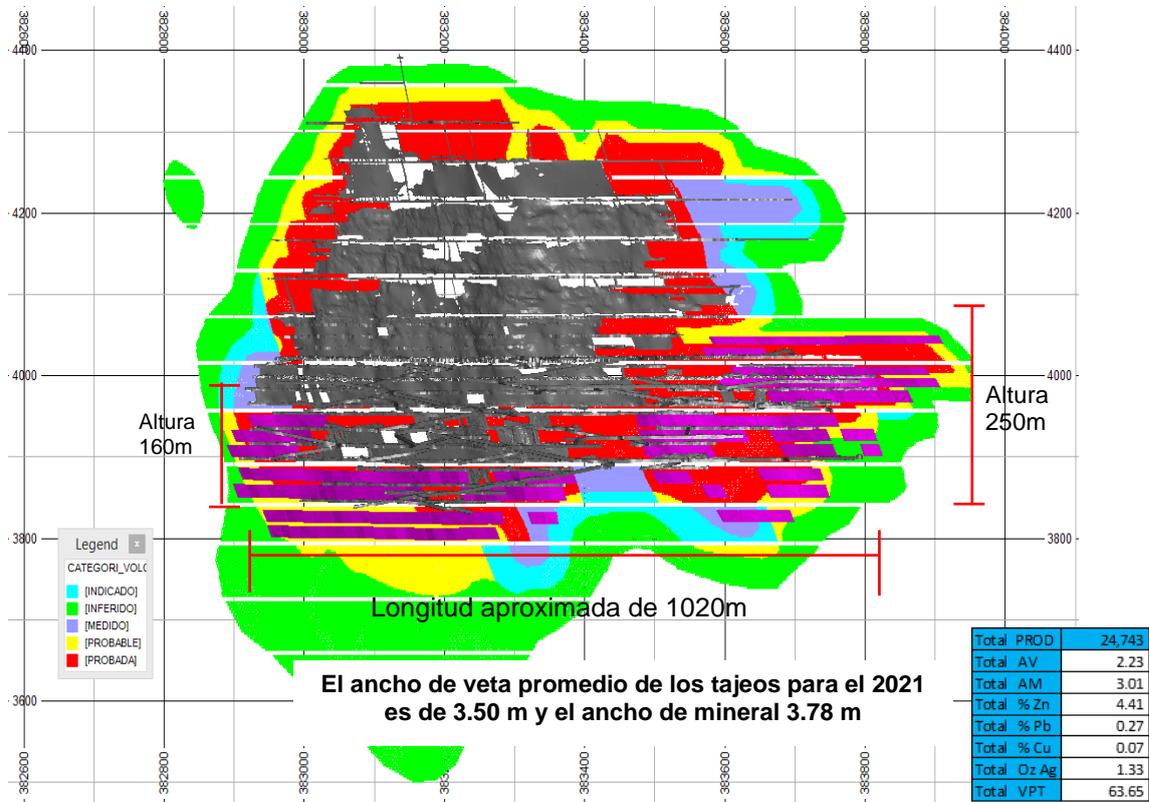


Figura 55. Descripción de las reservas, recursos, el ancho de veta, leyes minerales y valor por tonelada

Interpretación: el ancho de veta promedio de los tajeos es de 3.50 m y el ancho de mineral 3.78 m con una longitud aproximada de 1020 m respectivamente.

- **Costo de operación (OPEX):** según el análisis de los dos métodos de minado se analizó al corte y relleno en relación al *Bench and Fill*, en la siguiente figura se muestran los costos operativos según el tipo de método de minado.

Tabla 26.

Estimación del costo de operación del método de minado corte y relleno (OCF) y Bench and Fill (B&F)

Estimación de los costos de operación	OCF- Breasting	Bench and Fill	Unidades
Costo de producción	51.8	37.6	US\$ / t
Gastos administrativos	11.6	11.6	US\$ / t
Gastos de venta (comercialización de concentrado)	7.3	7.3	US\$ / t
Otros gastos - (depreciación amortización)	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

Tabla 27.

Evaluación del trade off, método de minado B&F y OCF

Trade off métodos de minado			
Método	Bench and Fill	OCF - Breasting	Unidades
Recursos	6,000,000	6,000,000	t
Dilución			
K de O'Hara	55	25	
Potencia	3.28	3.28	m
Dilución estimada	30.56	13.89	%
Potencia diluida	4.28	3.74	m
Recursos diluidos	7,833,324	6,833,329	t
Recursos diluidos indicados	2,236,656	1,016,662	t
Tonelaje total			
Recuperación de mina	80%	90%	%
Tonelaje minado	1,789,324	914,995	t

Ritmo de producción			
Método	Bench and Fill	OCF - Breasting	Unidades
Reservas	6,043,999.78	5,918,333.74	t
Producción anual	609,485	572,536	t
Producción diaria	1,670	1,569	t
producción diaria	1,841	1,729	tc
Capex por fórmula	7,294,355.9	38,865,271	\$
Opex mina	58.34	72.46	\$ / t
Vida de la mina	9	13	Años
Total	35,557,380.50	41,485,977.20	\$
Costo unitario	5.88	7.01	\$ / t

Margen económico de ley equivalente			
Método	Bench and Fill	OCF - Breasting	Unidades
Ley equivalente zinc	7.05	7.51	g / t
VPT	148.05	157.71	\$ / t
VPT - costos operativos - inversión unitaria	83.83	78.24	\$ / t

Interpretación de resultados:

- Se tiene una reducción de gastos de capital (Capex) tras la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en relación al método de minado corte y relleno en \$ 31,570,915.4 dólares menos.
- Se tiene una reducción en el costo de operación (OPEX) tras la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en relación al método de minado corte y relleno en \$ 14.01 dólares menos.
- Se evaluó la vida de la mina tras la aplicación del método de minado *Bench and Fill*, se tiene una diferencia de 4 años en relación al método de minado corte y relleno, ya que este método de minado masivo tiene mejores resultados.
- En el ritmo de producción se tiene la producción anual que, multiplicada con el costo de operación, da un costo anual total por método de explotación, para el método de minado *Bench and Fill* es de \$ 35,557,380.50 dólares y en el método de minado de corte y relleno es de \$ 41,485,977.20 dólares, existe una reducción a favor del método de minado *Bench and Fill* de \$ 5,928,596.70 dólares anualmente.
- Se tiene el costo unitario para el método de minado de *Bench and Fill* que es de \$ 5.88 dólares por tonelada, en relación al corte y relleno que es de \$ 7.01 dólares por tonelada, existe una reducción del costo en \$ 1.10 dólares por tonelada.
- De acuerdo al *trade off* realizado y en base al margen económico hallado, para el método de minado para corte y relleno es de US\$ 78.24 / t en relación para el método de minado *Bench and Fill* que es de US\$ 83.83 / t, es notorio que se debe considerar el método de minado a *Bench and Fill* para la aplicación del método de minado significó un ahorro de 5.6 \$ / t.

CONCLUSIONES

1. Para la aplicación del minado por *Bench and Fill*, el análisis tensional de la deformación del terreno del macizo rocoso en bancos para 10 metros se tiene una deformación de 11 centímetros de forma óptima y el relleno debe ser dentro de las 24 horas para evitar la inestabilidad de labores adyacentes, el factor de resistencia del terreno en bancos de 10 metros es de 1.2 recomendable por el área de geomecánica.
2. La optimización en el diseño conlleva a una reducción del costo de operación de mina en función al plan de producción anual programado para el método de minado *Bench and Fill*, se tiene una producción de 857 908 toneladas a un costo unitario de \$ 5.88 dólares por tonelada y para el método de minado corte y relleno, donde se tiene una producción de 570 293 toneladas a un costo unitario de \$ 7.01 dólares por tonelada respectivamente, es factible aplicar el método de minado *Bench and Fill* ya que se tiene una reducción de 1.13 dólares por tonelada.
3. La evaluación del *trade off* se realizó en base al margen económico analizado para el método de minado para corte y relleno que es de US\$ 78.24 / t en relación para el método de minado *Bench and Fill* que es de US\$ 83.83 / t, es notorio que se debe considerar el método de minado a *Bench and Fill* para la aplicación del método de minado, ya que significó un ahorro de 5.6 \$ / t.

RECOMENDACIONES

1. El diseño de minado por *Bench and Fill* según el estudio geomecánico, la secuencia de minado establecida en el diseño de minado ayuda a no desestabilizar el macizo rocoso, ya que, la explotación debe realizarse dejando un acceso al nivel, es decir, si se tienen tres ingresos en el nivel de tajeo, se ha de trabajar en los extremos del tajeo en ambos lados del ingreso al tajeo, para concluir en la parte central del tajeo respectivo y así evitar la desestabilidad del macizo rocoso, el método es seguro por minimizar la exposición del personal al tajo en explotación.
2. Para cada método de explotación, en el ciclo de minado es importante conocer sus parámetros, el ritmo de producción mensual o anual establecidos en el plan de producción juega un papel importante, es recomendable saber si las condiciones geomecánicas procedentes de los estudios, junto con las otras áreas como operaciones, seguridad y planeamiento, son factibles; para su ejecución se implementa el método de minado previa evaluación técnico-económica.
3. Es recomendable la evaluación del *benchmarking* de las empresas mineras circundantes de mayor producción que estén aplicando estos tipos de método de minado como el corte y relleno y el *Bench and Fill*, para tener una visión general que a la larga es recomendable en la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas, después de evaluar el *benchmarking* el siguiente paso es evaluar el proyecto con el *trade off* para analizar el costo y beneficio de la aplicación del método de minado, en base al margen económico en una evaluación general en esta investigación, la aplicación del método de minado *Bench and Fill* es rentable.

REFERENCIAS

1. **TORIBIO JURADO, Christian.** *Minado por sublevel stoping en vetas angostas para optimizar la rentabilidad del TJ 882 en la compañía minera Kolpa S. A. – Huancavelica.* Huancayo - Perú : Universidad del Centro de Perú, 2018.
2. **APAZA ARIVILCA, Edwin Robin.** *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.* Arequipa - Perú : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2013.
3. **VILLANUEVA HUALLA, Juber Nelson.** *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.* Arequipa : Universidad Nacional San Agustín de Arequipa, 2018.
4. **CASAZUELA VILCA, Christian Yhonatan.** *Diseño e implementación del método de explotación Bench and Fill stoping en vetas angostas tipo rosario, para incrementar la producción – minera Chalhuane S. A. C.* Arequipa - Perú : Universidad Nacional San Agustín de Arequipa, 2018.
5. **BELTRÁN BELTRÁN, Kevin Edilberto.** *Optimización de explotación del tajo 427-cuerpo Chiara 445 usando taladros largos paralelos – Cía. minera Casapalca S. A.* 2017. Junín - Perú : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2018.
6. **COLCA VILLALTA, Roger Sergio.** *Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcan S. A. A.* Puno - Perú : Universidad Nacional del Altiplano, 2018.
7. **GEOLOGÍA Y PLANEAMIENTO Departamento de.** *Estudio de las reservas y recursos minerales de la UEA Yauli.* Yauli - Oroya : Compañía Minera Volcan S. A. A., 2019.
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, nivel 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., 2016.
11. **CALLA, Jaime**. *Aplicación de taladros largos en el sistema de vetas Virginia - mina San Cristóbal*. Yauli - Oroya : Compañía minera Volcan S. A. A., 2015.
12. **DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA**. *Estudio geomecánico local U.M. San Cristóbal – Carahuacra tajo 120 X ACC 228 nivel 1220* . Yauli - Oroya : Volcan Compañía Minera S. A. A., 2018.
13. **CAMPOS ARZAPALO, Edmundo**. *Determinación de la producción requerida en la unidad minera Yauli*. Ayacucho - Perú : Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, 2015.
14. **ATLAS COPCO S. A. C.** *Columna de accesorios de perforación para equipos en trabajos de perforación de taladros largos*. Lima - Perú : Catálogo de productos - Equipo de martillo en cabeza por Secoroc, 2017.
15. **CARAHUACRA Unidad Económica Administrativa**. *Técnico para las actividades a ser desarrolladas con explosivos y materiales relacionados*. Lima : Volcan Compañía Minera S. A. A., 2017.
16. **BUENDÍA SULCA, ASIN**. *Situacional del minado por taladros largos mina Carahuacra - Volcan S. A. A.* Yauli - Oroya : unidad productora Carahuacra - Volcan S. A. A, 2017.
17. **INSTITUTO TECNOLÓGICO y Geominero de España**. *Manual de evaluación técnico-económica de proyectos mineros*. Madrid - España : ITGE Imprime Gráficas Topacio S. A., 1988. 84-7840-077-X.

ANEXO

Anexo 1

Matriz de consistencia

Problema general general	Objetivo general	Hipótesis
<p>¿Cómo se realizará el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i>?</p>	<p>Determinar el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i></p>	<p>Es viable y factible el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i></p>
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Cómo influye el estudio de la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i>? • ¿Cómo influyen los costos operacionales unitarios en el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i>? • ¿Cómo influye el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en la mejora de la rentabilidad tras la evaluación técnica económica del <i>trade off</i> del tajeo 100 en la unidad productora <i>Carahuacra</i>? 	<ul style="list-style-type: none"> • Identificar y evaluar el estudio de la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i>. • Determinar los costos operacionales unitarios en el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i>. • Determinar el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en la mejora de la rentabilidad tras la evaluación técnico-económica del <i>trade off</i> del tajeo 100 en la unidad productora <i>Carahuacra</i>. 	<p>El estudio de la caracterización geomecánica del macizo rocoso influye favorablemente para el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i>.</p> <ul style="list-style-type: none"> • Son factibles y viables los costos operacionales unitarios en el diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> en el tajeo 100 de la unidad productora <i>Carahuacra</i>. • El diseño e implementación del método de minado por <i>Bench and Fill</i> influye favorablemente en la mejora de la rentabilidad tras la evaluación técnica económica del <i>trade off</i> del tajeo 100 en la unidad productora <i>Carahuacra</i>.

Anexo 2

Selecciona los métodos de minado factibles, de acuerdo a un ranking numérico establecido por Nicholas

SELECCIÓN DE MÉTODO DE MINADO (NICHOLAS)

Comentarios : "Cómo Ingresar los Datos"

TABLA 2

GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
1. FORMA:		
Equidimensional o masivo:	M	Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.
Tabular:	T	Dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera.
Irregular:	I	Las dimensiones varían a distancia muy pequeñas.
2. POTENCIA DEL MINERAL:		
Muy Estrecho	ME	(< 3 m)
Estrecho	E	(3 – 10 m)
Intermedio	I	(10 – 30 m)
Potente	P	(30 -100 m)
Muy potente	MP	(> 100 m)
3. INCLINACIÓN:		
Echado/Tumbado	T	(< 20°)
Intermedio	IT	(20 – 55°)
Inclinado	IN	(> 55°)
4. DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
Uniforme:	U	La ley media del yacimiento se mantiene prácticamente constantemente en cualquier punto de este.
Gradual o diseminado:	D	Las leyes tiene una distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.
Errático:	E	No existe una relación espacial entre las leyes, ya que éstas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.
5. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE		
Superficial	S	(0 – 100m)
Intermedio	I	(100 – 600m)
Profundo	P	(> 600m)

BORRAR

Borra todos los datos ingresados / utilizar cuando se quiera evaluar otra Yacimiento

Ingresar "1" en la opción Escogida (columna H) Según el tipo o característica del Yacimiento

Ingresar "1" en la opción Escogida (columna H) Según el tipo o característica del Yacimiento

Ingresar "1" en la opción Escogida (columna H) Según el tipo o característica del Yacimiento

Ingresar "1" en la opción Escogida (columna H) Según el tipo o característica del Yacimiento

Ingresar "1" en la opción Escogida (columna H) Según el tipo o característica del Yacimiento

TABLA 3

CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS		
1.- RMR		
Muy Débil	MD	0 - 20
Débil	D	20 - 40
Moderado	M	40 - 60
Fuerte	F	60 - 80
Muy Fuerte	MF	80 - 100
1.- ESFUERZO DE SUBDUCCION DE LA ROCA (RSS) - ESFUERZO UNIAIXIAL/ESFUERZO PRINCIPAL		
Muy Pobre	MP	(< 5)
Pobre	P	(5 - 10)
Moderado	M	(10 - 15)
Fuerte	F	(> 15)

ZONA MINERAL

CAJA TECHO

CAJA PISO

Ingresar "1" en la opción Escogida Según el tipo o característica del Yacimien

Ingresar "1" en la opción Escogida Según el tipo o característica del Yacimien

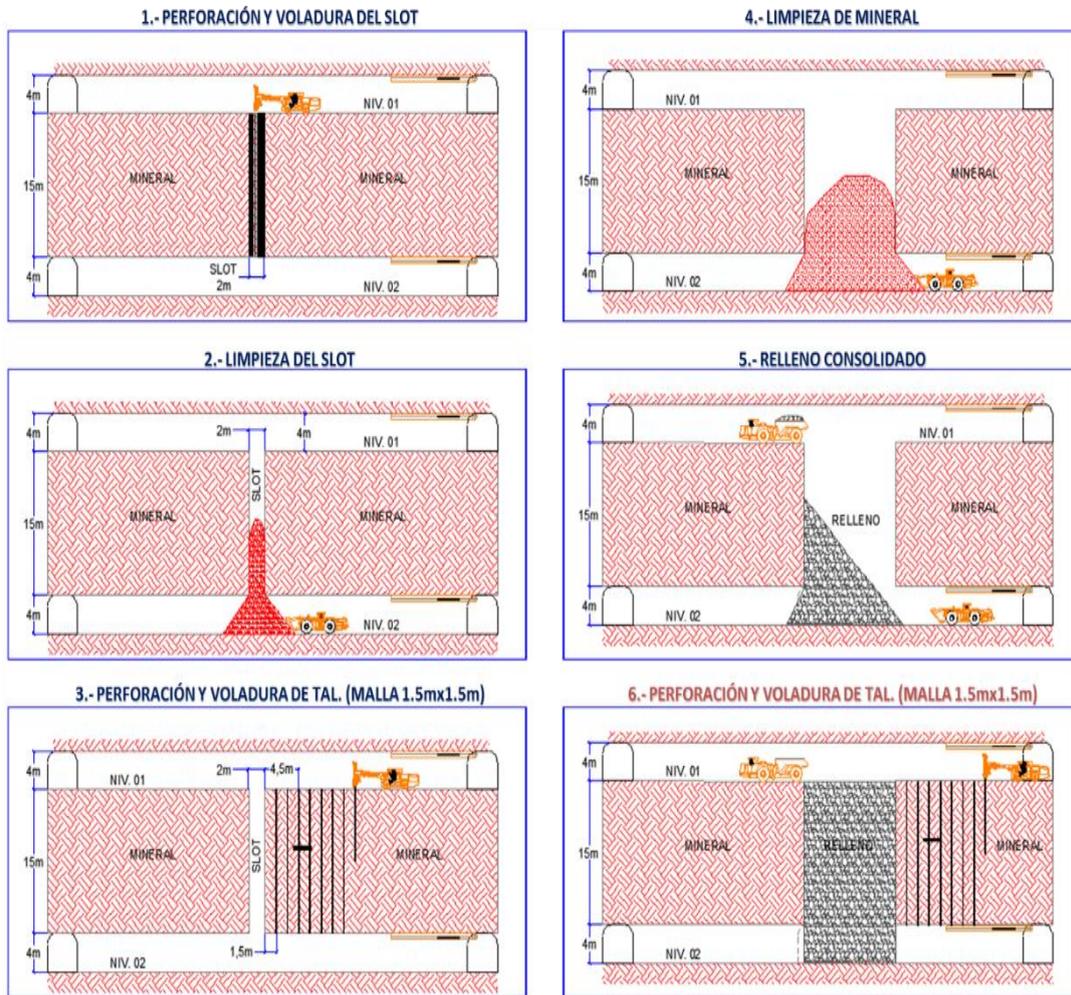
Anexo 3

Resultados de la tabla de selección del método de minado (Nicholas 1981)
respectivamente

ORDEN	Método de explotación	GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES	CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ROCA				TOTAL
			MINERAL	TECHO	PISO	SUB TOTAL	
1	Cut & Fill Stopping	20	5	8	6	19	39
2	Bench and Fill Stopping (Con Relleno)	14	8	7	1	16	30
2	Sublevel Stopping Longitudinal (Con Relleno)	14	8	7	1	16	30
4	Sublevel Stopping	11	8	7	1	16	27
4	Shrinkage Stopping	14	6	5	2	13	27
6	Square Set Stopping	14	2	2	3	7	21
7	Top Slicing	3	2	4	2	8	11
11	Open Pit Mining	-41	6	8	6	20	-21
12	Sublevel Caving	-40	6	5	4	15	-25
13	Block Caving	-40	3	5	6	14	-26
14	Room and Pilar	-42	6	5	0	11	-31
15	Longwall Mining	-92	6	6	0	12	-80

Anexo 4

Estándar del ciclo de minado *Bench and Fill* para vetas angostas



Anexo 5

Inspección técnica de perforación de taladros largos

<p>A. → Inspecciones técnicas ¶</p> <p>→ En las asistencias técnicas a los diferentes equipos el objetivo de la visita es concientizarlos a los operadores en el cuidado de aceros de perforación, logrando su compromiso de parte de los mismos y con esto mejorar nuestro rendimiento. ¶</p> <p>→ Problemas identificados en las asistencias técnicas se coordina inmediatamente con los técnicos de Epiroc servicios y se redujo las paradas de equipos por accesorios en mal estado. ▫</p>	
<p>Visita técnica. ▫</p>	<p>Terreno muy fracturado y abrasivo. ▫</p>
<p>Fecha: 31 de mayo del 2020 ▫</p>	
<p>Equipo: Simba J-310. ▫</p>	
<p>Operador: ▫</p>	
<p>Labor: Tj. 120. Acc. 510. ▫</p>	
<p>Nivel: 1120 ▫</p>	
<p>Observación: Se realiza la inspección al Simba J-310 en el Tajo, 155 Acc. 810 y NV 870 para cambio de columna, que está próximo de su metraje. Ya que esta labor tiene un banqueo de 21m. Se verifica su parámetro de perforación estando en lo correcto y se mide con el tacómetro su RPM lo cual se encuentran elevados. En broca de Ø 64 se encuentra en 179rpm. Lo cual debe estar en 155rpm y en rimadora tiene 130, cual debe estar en 110 a 120 como máximo. Y en plena perforación se puede notar que esta desalineado los patines de la meza de la Cop 1838. Por lo cual se comunica al supervisor de mantenimiento Epiroc para que haga las correcciones. Comunicándonos que esta Simba el operador lo dio como inoperativo y está bajando para su mantenimiento. ¶</p>	<p>ROTACION=53 bar PERCUSION=-120 bar. AVANCE=54 DEMASIADO. ▫</p>
<p>Se coordina con el ingeniero jefe de guardia que no está dejando 01 a 02 secciones perforadas y entubadas para la protección de las barras. Ya que la voladura afecta un radio de 1m y es allí donde tenemos más posibilidad de atascamiento. ▫</p>	
<p></p>	<p>ALTURA DE BANCO=10 m ▫</p>

Por lo cual se acude a las primeras horas de la mañana a evaluar parámetros y ver la causa raíz del evento. Por lo cual se consulta al operador cual es el problema y él nos constata que es terreno que es muy fracturado y abrasivo.¶

Como se puede apreciar en la foto se está dejando perforados taladros, pero por la voladura se están comprimiendo.¶

Plan de acción:¶

- Se viene ingresando a la unidad minera para la inspección de los Simbas como prioridad para verificar el estado de las columnas de perforación.¶
- Se concientiza a los operadores a retornar sus aceros a los casilleros de manera que no lo sobreperforen.¶
- Se está llevando un control de los aceros, teniendo la base de metros perforados al día, así como la base de consumo, esas dos bases nos permiten poder calcular cuando se debe cambiar un acero, previniendo de esta manera que el equipo quede en espera de aceros.¶
- Se recomienda dejar 1 a 2 secciones perforadas y entubadas para la protección de las columnas. Y así reducir la probabilidad de atascamientos. ▫



En la imagen se observa que no está alineado. Y esto deteriora las zonas roscadas de la columna. ▫

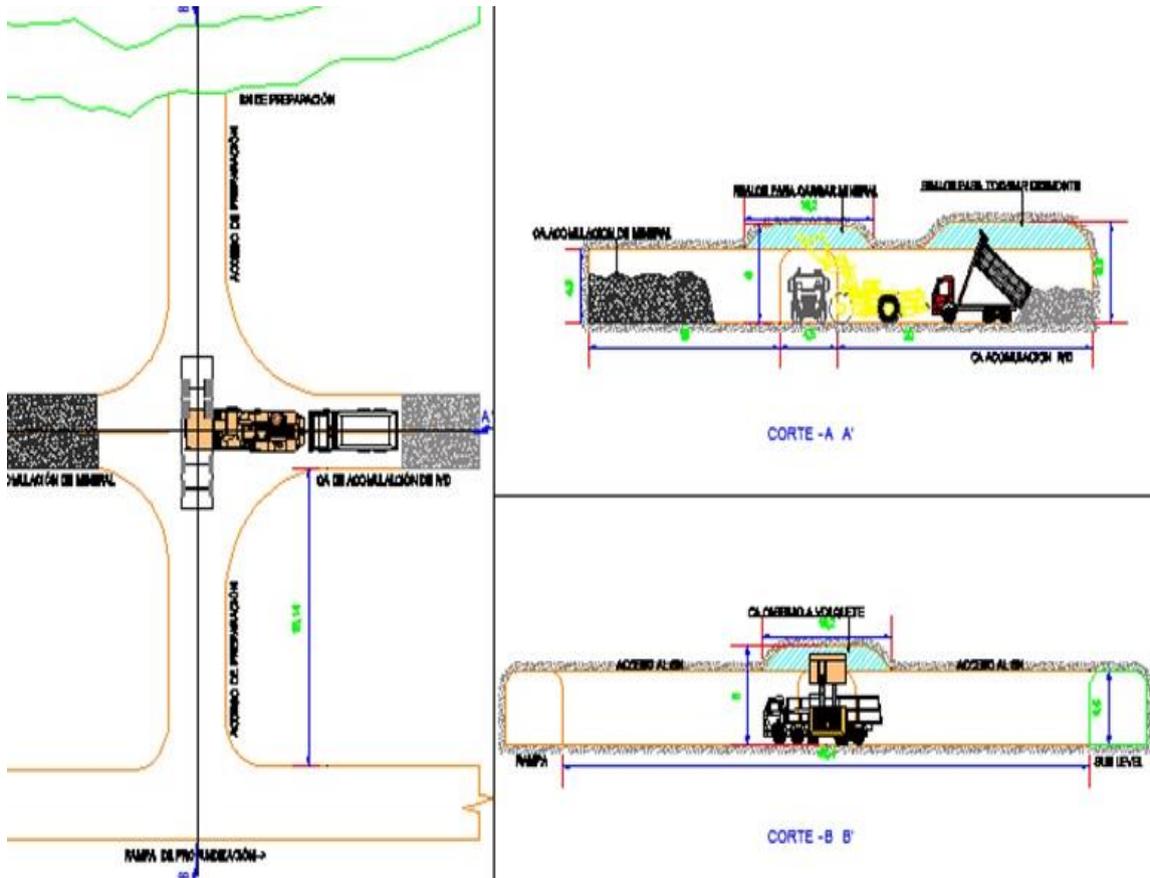


Como se puede apreciar se está acumulando taladros. Y no hay mucha probabilidad de atascamiento. ▫



Anexo 6

Estandarización de operaciones unitarias principales



Anexo 7

Costo horario del equipo *scooptram* R-1600G

Presupuesto *scooptram* R-1600G 2SC031

Valor adquisición con llantas	624,000	US\$	Intereses (año)	9%
Valor control remoto	1	US\$	Seguros (%)	2.1%
Costo de adquisición	624,000	US\$	Impuestos	1.4%
Valor de rescate	0	0%	Años	3
Vida económica	15,000	Horas		
Horas mínimas	417	Horas		
IMA inversión media anual	\$ 416,000.00			

				3 años
			Días/mes	1,095
		Horas/día	13.70	15,000
Horas acumuladas up date	Equipo	0		836
	Motor	0		836
	Caja de transmisión	0		836
	Convertidor	0		836
	Ejes cardánicos	0		836
	Eje delantero	1000		1836
	Eje posterior	1000		1836
	Sist. hidráulico	0		836
	Sist. eléctrico	0		836
	Cuchara	0		836
	Articulaciones	0		836
	Llantas del.	0		836
	Llantas pos.	0		836
	Totalizado de horas			
Combustible				
Tipo	gal/h	Costo		
Diesel D2	1.5	\$2.9	US \$/gal	\$4.35
				gal
Costos de propiedad				
			Depreciación	624,000.00
			Financieros (intereses)	112,320.00
			Seguros, impuestos	43,305.60
Subtotal costos de propiedad				\$ 779,625.60
Mantenimiento preventivo				
Nivel	Costo	Frecuencia		
PM-1	\$144.2	62.5	h	\$ 34,598.40

PM-2	\$405.5	125	h	\$ 48,655.20
PM-3	\$871.5	500	h	\$ 26,145.90
PM-4	\$496.7	1000	h	\$ 7,449.75
PM-5	\$497.5	2000	h	\$ 3,482.57
PM-5	\$0.0	4000	h	\$ -
Subtotal mantenimiento preventivo				\$120,331.82
Costo horario mantenimiento preventivo				\$8.0
Subtotal rutinario				\$5,400.00
Mantenimiento componentes mayores				
Componente	Costo	Frecuencia		
Motor (<i>overhaul</i>)	\$35,000.00	16000	h	\$0.00
Motor (parcial)	\$16,000.00	6000	h	\$32,000.00
Caja de transmisión	\$10,000.00	5800	h	\$20,000.00
Convertidor	\$7,000.00	5800	h	\$14,000.00
Ejes cardánicos	\$3,900.00	2800	h	\$19,500.00
Eje delantero	\$20,000.00	6000	h	\$40,000.00
Eje posterior	\$20,000.00	6000	h	\$40,000.00
Sist. hidráulico	\$6,000.00	2600	h	\$30,000.00
Sist. eléctrico	\$5,000.00	2600	h	\$25,000.00
Cuchara	\$12,000.00	2200	h	\$72,000.00
Articulaciones	\$7,000.00	3800	h	\$21,000.00
Llantas del.	\$15,400.00	2000	h	\$107,800.00
Llantas pos.	\$15,400.00	2000	h	\$107,800.00
Servicios MO (terceros)	\$0.00	3%	%	\$18,720.00
Subtotal componentes mayores				\$ 547,820.00
Total US \$/mes				\$779,625.6
Costo horario de propiedad US \$ / h				\$52.0
Total US \$/mes				\$673,551.8
Costo horario de mantenimiento US \$ / h				\$44.9
Costo MO (mec.)	\$ -	\$ -	US \$/día	\$0.00
Costo impl. (herramientas)	\$ -	\$ -	US \$/mes	\$0.00
Costo impl. (equipamiento)	\$ -	\$ -	US \$/mes	\$0.00
Gastos generales	0%	\$ -	US \$/mes	\$0.00
Utilidad	0%	\$ -	US \$/mes	\$0.00

Total US \$ / mes	\$1,453,177. 4
Costo horario US \$ / h	\$96.9

Anexo 8

Costo horario del equipo Jumbo S1D 2JF017

COSTO HORARIO - PRESUPUESTO JUMBO S1 D 2JF017

Valor adquisición con llantas	550,000	US\$	Intereses (año)	9%	
Valor Compresor		US\$	Seguros (%)	2.1%	
Costo de adquisición	550,000	US\$	Impuestos	1.4%	
Valor de rescate	0	0%	Años	3	
Vida económica	Percusión	6,000	Horas	Motor Diesel	4,680
Horas mínimas		167	Horas	Compresor	8,400
IMA Inversion Media Anual			\$	366,666.67	

			Totales
Dias/mes			1095
Hrs/día			4.27
Equipo			86000
Motor			86080
Bomba hidrostática			86160
Transmision			86240
Eje delantero			86320
Eje posterior			86400
Articulaciones			86480
Llantas Del.			86560
Llantas Pos.			86640
Totalizado de Hrs			86720
Hrs/día			5.48
Equipo			11000
Perforadora Hid.			11200
Viga de Alimentacion			11400
Bomba de Agua			11600
Hrs/día			7.67
Equipo			15000
Compresor			15010
Cable de Alimentacion			15020
Sistema de Enrollamiento			15030
Sist. Hidráulico			15040
Sist. Eléctrico			15050
Boom			15060

Combustible

Tipo	Gal/hr	Costo	
Diesel D2	2	\$4.6	US \$/Gal \$ 9.20

Costos de Propiedad

Depreciación		\$ 550,000.00
Financieros (Intereses)		\$ 99,000.00
Seguros, Impuestos		\$ 38,170.00
Sub Total Costos de Propiedad		\$ 687,170.00

Mantenimiento Preventivo Equipo

Nivel	Costo	Frecuencia		
PM-1	\$46.2	62.5	Hrs \$ 3,421.02	
PM-2	\$127.9	125	Hrs \$ 4,730.64	
PM-3	\$134.0	500	Hrs \$ 1,206.00	
PM-4	\$1,001.7	1000	Hrs \$ 4,006.86	
PM-5	\$0.0	2000	Hrs \$ -	
Sub Total Mantenimiento Preventivo (Equipo)				\$13,364.5

Mantenimiento Preventivo Implemento (Perforadora)

Nivel	Costo	Frecuencia		
PM-1	\$24.0	80	Hrs \$ 1,800.00	
PM-2	\$15.1	125	Hrs \$ 722.40	
PM-3	\$5,100.0	400	Hrs \$ 76,500.00	
PM-4	\$0.0	800	Hrs \$ -	
Sub Total Mantenimiento Preventivo (Perforadora)				\$79,022.4

Mantenimiento Preventivo Implemento (Compresor)				
Nivel	Costo	Frecuencia		
PM-1	\$38.5	62.5	Hrs	\$ 5,159.00
PM-2	\$22.1	125	Hrs	\$ 1,477.35
PM-3	\$250.5	250	Hrs	\$ 8,266.50
PM-4	\$0.0	500	Hrs	\$ -
Sub Total Mantenimiento Preventivo (Compresor)				\$14,902.9
Sub Total Mantenimiento Preventivo				\$ 107,289.77
Sub Total Rutinario				
	\$90.0	US \$/mes		\$3,240.0
Mantenimiento Componentes Mayores				
Componente	Costo	Frecuencia		
Motor (Overhaul)	\$18,000.00	16000	Hrs	\$ -
Motor (Parcial)	\$10,000.00	2500	Hrs	\$ 10,000.00
Bomba hidrostática	\$7,000.00	2800	Hrs	\$ 7,000.00
Transmision	\$4,000.00	2800	Hrs	\$ 4,000.00
Eje delantero	\$3,000.00	3000	Hrs	\$ 3,000.00
Eje posterior	\$3,000.00	3000	Hrs	\$ 3,000.00
Articulaciones	\$3,500.00	2500	Hrs	\$ 3,500.00
Llantas Del.	\$1,750.00	1400	Hrs	\$ 5,250.00
Llantas Pos.	\$1,750.00	1400	Hrs	\$ 5,250.00
Perforadora Hidraulica	\$15,000.00	2100	Hrs	\$ 30,000.00
Viga de Alimentacion	\$5,500.00	700	Hrs	\$ 44,000.00
Bomba de Agua	\$2,000.00	3200	Hrs	\$ 2,000.00
Compresor	\$3,000.00	5000	Hrs	\$ 3,000.00
Cable de Alimentacion	\$5,700.00	2500	Hrs	\$ 17,100.00
Sistema de Enrollamiento	\$2,000.00	5000	Hrs	\$ 2,000.00
Sist. Hidráulico	\$15,000.00	1600	Hrs	\$ 75,000.00
Sist. Eléctrico	\$6,800.00	1800	Hrs	\$ 27,200.00
Boom	\$5,000.00	3500	Hrs	\$ 10,000.00
Servicios MO (Terceros)	\$0.00	3%	%	\$ 16,500.00
Sub Total Componentes Mayores				\$ 267,800.00
Total US \$/mes				\$687,170.0
Costo Horario de Propiedad US \$/Hr				\$114.5
Total US \$/mes				\$378,329.8
Costo Horario de Mantenimiento US \$/Hr				\$63.1
Costo MO (Mec.)	\$ -	\$ -	US \$/Dia	\$0.0
Costo Impl. (Herramientas)	\$ -	\$ -	US \$/Mes	\$0.0
Costo Impl. (Equipamiento)	\$ -	\$ -	US \$/Mes	\$0.0
Gastos Generales	0%	\$ -	US \$/mes	\$0.0
Utilidad		\$ -	US \$/mes	\$0.0
Total US \$/mes				\$1,065,499.8
Costo Horario US \$/Hr				\$177.6

Anexo 9

Costo horario del equipo volquete Actros 3343K – 2VQ016

COSTO HORARIO - PRESUPUESTO VOLQUETE ACTROS 3343K - 2VQ016

Valor adquisición con llantas	128,403	US\$	Intereses (año)	9%
Valor Tolva		US\$	Seguros (%)	2.1%
Costo de adquisición	145,603	US\$	Impuestos	1.4%
Valor de rescate	0	0%	Años	3
Vida económica	15,000	Horas		
Horas mínimas	417	Horas		
IMA Inversion Media Anual		\$ 97,068.67		

				Totales
			Días/mes	1,095
			Hrs/día	13.70
Horas acumuladas up date	Equipo	0		36,000.00
	Motor	0		35,500.00
	Compresor de Aire	0		35,000.00
	Sist. de Enfriamiento	0		34,500.00
	Caja de transmision	0		34,000.00
	Eje delantero	0		33,500.00
	Eje Central	0		33,000.00
	Eje posterior	0		32,500.00
	Frenos	0		32,000.00
	Sist. de Suspensión	0		31,500.00
	Sist. Hidráulico	0		31,000.00
	Sist. Eléctrico	0		30,500.00
	Ejes Cardanicos	0		30,000.00
	Tolva	0		29,500.00
	Chasis	0		29,000.00
	Llantas Del.	0		28,500.00
Llantas Pos. 1	0		28,000.00	
Llantas Pos. 2	0		27,500.00	
			Totalizado de Hrs	27,000.00
Combustible				
Tipo	Gal/hr	Costo		
Diesel D2	6	\$2.9	US \$/Gal	\$0.00
				Gal
Costos de Propiedad				
			Depreciación	145,603.00
			Financieros (Intereses)	26,208.54
			Seguros, Impuestos	10,104.85
Sub Total Costos de Propiedad				\$ 181,916.39
Mantenimiento Preventivo				
Nivel	Costo	Frecuencia		
PM-1	\$53.3	250	Hrs	\$ 3,195.60
PM-2	\$474.6	500	Hrs	\$ 14,237.40
PM-3	\$679.0	1000	Hrs	\$ 10,184.25
PM-4	\$0.0	2000	Hrs	\$ -
PM-5	\$0.0	4000	Hrs	\$ -
PM-6	\$0.0	8000	Hrs	\$ -
Sub Total Mantenimiento Preventivo				\$27,617.25

Costo Horario Mantenimiento Preventivo				\$1.8
Sub Total Rutinario	\$37.0	US \$/mes		\$1,332.00
Mantenimiento Componentes Mayores				
Componente	Costo	Frecuencia		
Motor (Overhaul)	\$20,000.00	16000	Hrs	\$0.00
Motor (Parcial)	\$13,500.00	8000	Hrs	\$13,500.00
Compresor de Aire	\$2,100.00	6000	Hrs	\$4,200.00
Sist. de Enfriamiento	\$2,500.00	5100	Hrs	\$5,000.00
Caja de transmision / Embrag	\$3,800.00	5500	Hrs	\$7,600.00
Eje delantero	\$3,000.00	4000	Hrs	\$9,000.00
Eje Central	\$5,000.00	6000	Hrs	\$10,000.00
Eje posterior	\$5,000.00	6000	Hrs	\$10,000.00
Frenos	\$3,500.00	2600	Hrs	\$17,500.00
Sist. de Suspensión	\$4,200.00	5500	Hrs	\$8,400.00
Sist. Hidráulico	\$3,000.00	5200	Hrs	\$6,000.00
Sist. Eléctrico	\$3,100.00	3200	Hrs	\$12,400.00
Ejes Cardanicos	\$2,000.00	3200	Hrs	\$8,000.00
Tolva	\$4,500.00	5500	Hrs	\$9,000.00
Chasis	\$2,200.00	4000	Hrs	\$6,600.00
Llantas Del.	\$1,450.00	2600	Hrs	\$7,250.00
Llantas Pos. 1	\$3,400.00	2200	Hrs	\$20,400.00
Llantas Pos. 2	\$3,400.00	2200	Hrs	\$20,400.00
Servicios MO (Terceros)	\$0.00	3%	%	\$4,368.09
Sub Total Componentes Mayores				\$ 179,618.09
Total US \$/mes				\$181,916.4
Costo Horario de Propiedad US \$/Hr				\$12.1
Total US \$/mes				\$208,567.3
Costo Horario de Mantenimiento US \$/Hr				\$13.9
Costo MO (Mec.)	\$ -	\$ -	US \$/Dia	\$0.00
Costo Impl. (Herramientas)	\$ -	\$ -	US \$/Mes	\$0.00
Costo Impl. (Equipamiento)	\$ -	\$ -	US \$/Mes	\$0.00
Gastos Generales	0%	\$ -	US \$/mes	\$0.00
Utilidad	0%	\$ -	US \$/mes	\$0.00
Total US \$/mes				\$390,483.7
Costo Horario US \$/Hr				\$26.0

Anexo 10

Estándar de perforación de los taladros largos ascendentes

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)

Anexo 11

Estándar de perforación de los taladros largos descendentes

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. Áreas subterráneas: limpias y en condiciones seguras
2. Protección de máquinas
3. Instalaciones protegidas por unidades permanentes o portátiles
4. Comodidades de los operadores

E. Control

Lo llevan: el operador, supervisores

F. Responsabilidad

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