

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Implementación del método de minado bench and fill  
en la veta Mary del tajo 120 Unidad Productora  
Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.**

Efraín Edgar Aquino Meza

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



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

## **ASESOR**

Ing. Benjamín Ramos Aranda

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a mis padres por ayudarme a cumplir una de mis anheladas metas. A la facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Continental y al grupo de profesionales que conforman la plana docente, quienes nos encaminaron con éxito en nuestra formación académica.

Mi agradecimiento especial al ingeniero Benjamín Ramos Aranda, por su ayuda desinteresada en brindar sus conocimientos en toda ocasión para la elaboración de la presente tesis.

Finalmente, a Volcan Compañía Minera S. A. A. por permitirme realizar el presente trabajo.

## **DEDICATORIA**

A mis padres Pedro y Catalina por el sacrificio y esfuerzo que me brindan, a mis hijos Bradler y Kaytlyn, que son mi motivación y ejemplo para seguir, mi eterna gratitud para ustedes.

# ÍNDICE DE CONTENIDOS

Asesor .....	ii
Agradecimiento .....	iii
Dedicatoria .....	iv
Índice de contenidos.....	v
índice de figuras .....	ix
Índice de tablas .....	xi
Resumen.....	xii
Abstract.....	xiii
Introducción.....	xiv
<b>CAPÍTULO I.....</b>	<b>15</b>
<b>PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO .....</b>	<b>15</b>
1.1 Planteamiento del problema .....	15
1.2 Formulación del problema.....	16
1.2.1 Problema general .....	16
1.2.2 Problemas específicos .....	16
1.3 Objetivos.....	16
1.3.1 Objetivo general .....	16
1.3.2 Objetivos específicos.....	17
1.4 Justificación e importancia .....	17
1.5 Hipótesis .....	17
1.5.1 Hipótesis general.....	17
1.5.2 Hipótesis específicas.....	17
1.5.3 Variable y operacionalización .....	18
1.5.3.1. Variables independientes.....	18
1.5.3.2. Variables dependientes.....	18
1.5.3.3. Operacionalización de variables.....	19
<b>CAPÍTULO II.....</b>	<b>20</b>
<b>MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>20</b>
2.1. Antecedentes del problema .....	20
2.2. Descripción de la unidad minera productiva Carahuacra.....	23
2.2.1. Ubicación y accesibilidad de la U. M. Carahuacra.....	23

2.2.2. Geología.....	24
2.2.3. Geología local.....	25
2.2.4. Geología estructural .....	27
2.2.5. Geología económica.....	28
2.2.6. Sistema de vetas Carahuacra .....	28
2.3. Bases teóricas .....	28
2.3.1. Proyecto minero .....	28
2.3.2. Recursos mineros.....	29
2.3.3. Objetivo de la empresa minera.....	29
2.3.4. Factibilidad del proyecto minero .....	29
2.3.5. Método de explotación .....	30
2.3.6. Factores que influyen en la selección del método de explotación ...	30
2.3.7. Elección del método de explotación .....	32
2.4. Métodos de explotación .....	32
2.4.1. Sublevel stopping con relleno (Bench and Fill).....	32
2.4.2. Over Cut and Fill (breasting).....	34
2.5. Implementación del método de explotación propuesto: Bench and Fill (taladros largos) .....	36
2.5.1. Evaluación de la perforación en el método de minado Bench and Fill.....	38
2.5.2. Evaluación de la voladura para el método de minado Bench and Fill.....	39
2.5.3. Evaluación del carguío y acarreo para el método de minado Bench and Fill.....	40
2.5.4. Evaluación del transporte para el método de minado Bench and Fill.....	40
2.5.5. Evaluación del sistema de aire comprimido para el método de minado Bench and Fill.....	40
2.5.6. Evaluación del sistema de agua industrial para el método de minado Bench and Fill.....	41
2.5.7. Evaluación del sistema de relleno para el método de minado Bench and Fill.....	41

2.5.8. Evaluación de la ventilación para el método de minado Bench and Fill.....	41
<b>CAPÍTULO III.....</b>	<b>49</b>
<b>MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO .....</b>	<b>49</b>
3.1. Método y alcances de la investigación.....	49
3.1.1. Método de la investigación.....	49
3.1.2. Alcances de la investigación.....	49
3.2. Diseño de la investigación .....	50
3.2.1. Tipo de investigación.....	50
3.2.2. Nivel de investigación.....	50
3.3. Población y muestra .....	50
3.3.1. Población.....	50
3.3.2. Muestra.....	50
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	50
3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos.....	50
<b>CAPÍTULO IV.....</b>	<b>51</b>
<b>RESULTADOS Y DISCUSIÓN .....</b>	<b>51</b>
4.1. Análisis geomecánico para la implementación del método de minado Bench and Fill en la veta Mary TJ 120 E-W .....	51
4.1.1. Evaluación geomecánica del macizo rocoso.....	51
4.1.2. Caracterización del macizo rocoso de la veta Mary .....	52
4.1.3. Evaluación de los parámetros de resistencia del macizo rocoso ....	54
4.1.4. Esfuerzos in situ de la zona en estudio .....	54
4.1.5. Análisis e interpretación de los resultados mediante el método de modelamiento numérico .....	55
4.1.6. Análisis e interpretación de la sección A-A.....	56
4.1.7. Análisis del comportamiento del macizo rocoso en la explotación con bancos de 10 m.....	56
4.1.8. Análisis del comportamiento del macizo rocoso en la explotación con bancos de 15 m.....	57
4.1.9. Dimensionamiento de la longitud máxima abierta (Ima) “método gráfico de estabilidad” .....	59

4.2. Análisis de la producción de mineral a explotar para la reducción del costo de producción en la implementación del método de minado Bench and Fill en la veta Mary .....	65
4.2.1. Evaluación del recurso total medido e indicado e inferido de la unidad Carahuacra del año 2017 al 2018.....	65
4.2.2. Evaluación del plan de producción anual del método de minado Bench and Fill.....	66
4.2.3. Cálculo del Cut - Off del método de minado por Bench and Fill de la unidad Carahuacra.....	66
4.2.4. Evaluación de la selección de método de minado (Nicholas).....	67
4.2.5. Evaluación del benchmarking para el análisis de cada método de explotación.....	69
4.3. Evaluación de los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado Bench and Fill en la veta Mary .....	71
4.3.1. Evaluación con el trade-off del método de minado óptimo .....	71
Conclusiones .....	76
Recomendaciones.....	77
Lista de referencias .....	78
Anexos.....	80

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapeo geológico.....	24
Figura 2. Columna estratigráfica generalizada.....	25
Figura 3. Diseño SLS – Bench and Fill.....	33
Figura 4. Diseño SLS – Bench and Fill.....	34
Figura 5. Diseño Over Cut and Fill – OCF.....	35
Figura 6. Diseño Over Cut and Fill – OCF.....	35
Figura 7. La sección de la rampa, crucero y by pass es de 4.5 m x 4.5 m.....	36
Figura 8. Relleno de la explotación de los tajos.....	37
Figura 9. La explotación de los tajos es en forma ascendente con tres bancos preparados.....	38
Figura 10. Perforación taladros largos (SLS).....	39
Figura 11. Malla de perforación con taladros largos (SLS).....	39
Figura 12. Distribución requerida de aire.....	46
Figura 13. Vista topográfica en planta de la zona filita veta Mary.....	52
Figura 14. Esfuerzos principales.....	55
Figura 15. Vista tipográfica en planta de la zona filita veta Mary.....	55
Figura 16. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección 1-1.....	56
Figura 17. Factor de seguridad para la explotación con alturas de banco 10 m, FS=1.07.....	56
Figura 18. Deformación que experimentará el terreno durante el minado, para altura de banco de 10 m.....	57
Figura 19. Factor de seguridad para la explotación con alturas de banco 15 m, FS=0.64.....	58
Figura 20. Deformación que experimentará el terreno durante el minado, para altura de banco de 15 m.....	58
Figura 21. Cálculo del factor de esfuerzo “A”. Caja techo y piso 0.12.....	61
Figura 22. Factor de ajuste “C” por orientación de juntas. Caja techo y Caja piso = 0.21.....	61
Figura 23. Factor de ajuste C caídas por deslizamiento. Caja Piso = 2.4.....	62

Figura 24. Factor de ajuste C para caídas por gravedad y lajamiento. Caja Techo = 5.2. ....	63
Figura 25. Estabilidad según Potvin para el tajeo “S” vs. “N” .....	64

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Resumen de la fuerza laboral .....	44
Tabla 2. Requerimiento de aire para los equipos diésel.....	45
Tabla 3. Caudal requerido en la unidad .....	45
Tabla 4. Ingreso de aire fresco a interior de mina .....	47
Tabla 5. Salida de aire viciado de interior de mina.....	48
Tabla 6. Balance de aire requerido .....	48
Tabla 7. Sistema de discontinuidades en la veta Mary en Filitas.....	52
Tabla 8. La clasificación geomecánica del macizo rocoso .....	53
Tabla 9. La clasificación geomecánica del macizo rocoso caja techo y caja piso.....	53
Tabla 10. Ensayos de laboratorio de los esfuerzos del material.....	54
Tabla 11. El resumen de esta descripción cualitativa según el sistema de valoración Q' modificado del tipo de roca filitas. ....	60
Tabla 12. Factor de esfuerzos "A" .....	60
Tabla 13. Cálculo del número de estabilidad "N" del tajeo .....	63
Tabla 14. Cálculo del radio hidráulico "S", para bancos de 10 m .....	64
Tabla 15. Planeamiento de la producción anual.....	66
Tabla 16. Producción por método de explotación anual.....	66
Tabla 17. Cálculo del Cut – Off. Costo variable Bench and Fill .....	67
Tabla 18. Evaluación de la selección de método de minado (Nicholas) .....	68
Tabla 19. Resumen de los métodos de minado recomendados.....	68
Tabla 20. Benchmarking método de explotación.....	70
Tabla 21. Estimación de dilución según O'Hara.....	71
Tabla 22. Evaluación de la dilución de cada método de minado .....	72
Tabla 23. Recuperación para cada método de minado .....	72
Tabla 24. Ritmo de producción por método de minado .....	73
Tabla 25. Margen económico de ley equivalente en ambos métodos de minado.....	74
Tabla 26. Factores de diseño.....	75

## RESUMEN

La unidad minera *Carahuacra* – Yauli, es una de las unidades de la compañía minera Volcán S. A. A. dedicada a la explotación y tratamiento de minerales polimetálicos, siendo mineral de cabeza zinc, plata, cobre y plomo. La presente tesis detalla la implementación del método de minado por *Bench and Fill* en la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1120, se consideraron las variables de estudio geomecánico y costos como gastos operacionales.

La implementación de método de minado *Bench and Fill* reduce el gasto de capital (*capex*) en el método de explotación de minado en 42,918,080.86 dólares. De este modo, se minimiza el costo de operación (*opex mina*), siendo que, en el método de minado *Bench and Fill* es 58.34 dólares por tonelada y en el método de minado por corte y relleno es de 72,46 dólares por tonelada. Entonces, se tiene una reducción del costo de operación en favor a la implementación del método de minado *Bench and Fill* en 14 dólares por tonelada.

El costo de operación en relación a la producción anual para el método de minado *Bench and Fill* es de 42,918,080.86 dólares y en el método de corte y relleno es de 51,516,268.20 dólares, en la implementación se tiene una reducción de costo operacional de la producción anual de 8,598,187.34 dólares.

El costo unitario para el método de minado por *Bench and Fill* en comparación con el *cut and fill*, se reduce el costo de 1.41 dólares por tonelada. El *Trade Off* para la implementación del método de minado significó un ahorro de 5.88 \$/t.

**Palabra clave:** implementación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas

## ABSTRACT

The Carahuacra - Yauli mining unit is one of the units of the mining company Volcán S. A. A. dedicated to the exploitation and treatment of polymetallic minerals, the top ore being zinc, silver, copper and lead. This thesis details the implementation of the mining method by *Bench and Fill* in the vein Mary pit 120 E-W of level 1120, the variables of geomechanical study and costs were considered as operational expenses.

The implementation of the *Bench and Fill* mining method reduces the capital expenditure (capex) in the mining exploitation method by \$ 42,918,080.86. In this way, the operating cost (opex mine) is minimized, being that, in the *Bench and Fill* mining method it is 58.34 dollars per ton and in the cut and fill mining method it is 72.46 dollars per ton. Thus, there is a reduction in the operating cost in favor of the implementation of the *Bench and Fill* mining method of 14 dollars per ton.

The operating cost in relation to the annual production for the *Bench and Fill* mining method is 42,918,080.86 dollars and, in the cut, and fill method it is 51,516,268.20 dollars, in the implementation there is a reduction in the operational cost of the annual production of \$ 8,598,187.34.

The unit cost for the *Bench and Fill* mining method compared to cut and fill, reduces the cost of \$ 1.41 per ton. The Trade Off for the implementation of the mining method meant a saving of \$ 5.88 / t.

**Keyword:** implementation of the *Bench and Fill* mining method in narrow veins

## INTRODUCCIÓN

En estos últimos años, la unidad productora *Carahuacra* de Volcan, Compañía Minera S. A. A. se realizaron varios estudios geomecánicos preliminares para la implementación del método de minado *Bench and Fill* para el incremento de la producción del mineral ya que en estos años va decreciendo, esta implementación generará un aporte del 70% de la producción de la mina, es por lo que se hace importante analizar y evaluar las recomendaciones emitidas.

La unidad productora *Carahuacra* es parte de la unidad económica administrativa Yauli de Volcan Compañía Minera S. A. A., hoy en día, la unidad se encuentra explotada por el método de minado *Bench and Fill* en cuerpos y siguiendo vetas, para la perforación del macizo rocoso se evalúan la clasificación geomecánica del macizo rocoso y el método de minado *Bench and Fill*.

La productividad en el proceso de minado es el indicador más importante en una explotación minera, ya que de esta dependen los costos operativos y la rentabilidad de una empresa. A esto se debe la tendencia de las mineras a migrar a métodos de explotación masivos con la aplicación del método de minado *Bench and Fill* en sus diferentes variantes.

# CAPÍTULO I

## PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

### 1.1 Planteamiento del Problema

Las filiales mineras, en todo el planeta, son regidas por la oferta y demanda de los costes de los metales dados en el mercado internacional, donde juega un papel importante la alternativa del estilo de desmontado para encarecer los réditos con una inversión mínima.

Desde el año 2012, posterior a la caída del precio de los metales, en el Perú se empezaron a implementar nuevos métodos de explotación, pero de forma masiva a fin de que la extracción de mineral sea la mayor posible y genere más rentabilidad a la empresa y con un costo mínimo.

En estos últimos años, la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A. realizó varios estudios geomecánicos preliminares para la implementación del método de minado *Bench and Fill* para el incremento de la producción del mineral, ya que en estos años va decreciendo, esta implementación generará un aporte del 70% de la producción de la mina, a esto se debe la importancia de analizar y evaluar las recomendaciones emitidas.

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

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

## **1.2 Formulación del Problema**

### **1.2.1 Problema General**

- ¿Cómo se realizará la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.?

### **1.2.2 Problemas Específicos**

- ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso para la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.?
- ¿Cuál es la influencia del incremento de la productividad de mineral para la reducción del costo de producción en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.?
- ¿Cuáles son los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.?

## **1.3 Objetivos**

### **1.3.1 Objetivo General**

- Determinar la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

### **1.3.2 Objetivos Específicos**

- Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso para la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.
- Determinar el incremento de la productividad de mineral para la reducción del costo de producción en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.
- Determinar los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

### **1.4 Justificación e Importancia**

En los años anteriores el precio de los metales había bajado, entonces, una de las alternativas fue aumentar la producción de mineral de la unidad *Carahuacra* de Volcán Compañía Minera S. A. A., la producción de mineral en el método de minado corte y relleno es menor en comparación a la propuesta de implementación del método de minado *Bench and Fill* de la unidad, se diseñó el método de acuerdo a la geometría de las estructuras mineralizadas, servicios disponibles como ventilación, infraestructura para relleno hidráulico y calidad de la roca encajonante al recurso, los cuales son viables para la implantación de este método de minado.

### **1.5 Hipótesis**

#### **1.5.1 Hipótesis General**

Es factible y viable la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

#### **1.5.2 Hipótesis Específicas**

- Son factibles y viables las características geomecánicas del macizo rocoso para la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

- Es factible y viable el incremento de la productividad de mineral para la reducción del costo de producción en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.
- Es factible y viable la determinación de los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

### **1.5.3 Variable y Operacionalización**

#### **1.5.3.1. Variables Independientes**

Características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral en la veta Mary: la clasificación geomecánica del macizo rocoso se realiza utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – *Rock Mass Rating* o Valoración de la Masa Rocosa)

#### **1.5.3.2. Variables Dependientes**

Método de minado *Bench and Fill*: es un método de minado de explotación masiva en producción de mineral variante del *Sublevel Stopping* de corte y relleno, la perforación se realiza de subnivel a subnivel.

### 1.5.3.3. Operacionalización de Variables

Proceso de operacionalización de variables				
Variable	Definición conceptual	Dimensión	Subdimensión	Indicadores
VI: Características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral en veta Mary	La clasificación geomecánica del macizo rocoso se realiza utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – <i>Rock Mass Rating</i> o Valoración de la Masa Rocosa), los datos tomados en campo mediante los mapeos realizados y para determinar la resistencia compresiva de la roca intacta, donde se empleó el martillo Schmidt y se determinó la siguiente clasificación geomecánica del macizo rocoso.	La clasificación geomecánica del macizo rocoso se realiza utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – <i>Rock Mass Rating</i> o Valoración de la Masa Rocosa)	Caracterización geomecánica	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Índices RMR,</li> <li>• RQD</li> <li>• Q del macizo rocoso</li> <li>• Factor de seguridad</li> <li>• Familias de discontinuidades</li> <li>• Parámetros de las discontinuidades</li> </ul>
VD: Método de minado <i>Bench and Fill</i>	Es un método de minado de explotación masiva en producción de mineral variante del <i>Sublevel Stoping</i> de corte y relleno, la perforación se realiza de subnivel a subnivel con jumbos radiales electrohidráulicos e híbridos.	Es un método de minado de explotación masivo en producción de mineral variante del <i>Sublevel Stoping</i> de corte y relleno, la perforación se realiza de subnivel a subnivel.	Medición de costos unitarios operacionales	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Costo de perforación</li> <li>• Costos de voladura</li> <li>• Costo de servicios auxiliares</li> <li>• Costo de limpieza y relleno</li> <li>• Costo de desarrollo</li> <li>• Costos en preparación</li> </ul>

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes del Problema**

En la tesis "**Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U. E. A. Recuperada de la compañía de minas Buenaventura S. A. A.**", (1) el objetivo del estudio fue aportar una metodología experimental apropiada para la optimización de la producción de mineral mediante la aplicación de un método de explotación, bajo las mismas condiciones. Además, la metodología tiene las siguientes características (1):

- ✓ Se optimiza la producción de mineral al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos, esto es corroborado con el análisis económico. El valor presente neto del proyecto usando taladros largos es 2'050,260.0 US \$ mayor que usando el método de corte y relleno, ya que pues el volumen de producción mensual es mayor y menor el período de explotación. Bajo condiciones metalúrgicas y precio del metal Ag, Zn y Pb, la ley mínima de corte es 6.4508 Oz Ag/TCS. (1)
  
- ✓ Se optimiza la producción de mineral, bajo las mismas condiciones geoeconómicas, mediante la aplicación del método de explotación tajeo por

subniveles taladros largos, en la mina Recuperada, ya que el tajeo 775 de la veta Leticia posee características geométricas y geomecánicas favorables. (1)

En la tesis "**Diseño e implementación del método de explotación *Bench and Fill stoping* en vetas angostas tipo rosario, para incrementar la producción – minera Chalhuane SAC**", (2) el objetivo de estudio fue 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 Chalhuane. Además, la metodología tiene las siguientes características (2):

- ✓ Los resultados obtenidos durante el diseño y aplicación del método *Bench and Fill*, incrementó la producción del Tj 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 Chalhuane S. A. C. (2)
- ✓ 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 anf Fill* (1 276 705.19 \$), resultando ser el más económico en la mayoría de las operaciones. (2)

En la tesis "**Optimización de explotación del tajo 427-cuerpo Chiara 445 usando taladros largos paralelos – Cía. minera Casapalca S. A.-2017**", (3) el objetivo del estudio fue aportar una metodología experimental apropiada para determinar en qué medida se puede optimizar la explotación del tajo 427-Cuerpo Chiara 445 usando taladros largos paralelos en la Cía. minera Casapalca S. A. Además, la metodología tiene las siguientes características (3):

- ✓ 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. (3)

- ✓ Respecto a la dilución se redujo del 30% al 11% aproximadamente, de igual manera, se incrementó la recuperación del 78% al 92%. (3)

En la tesis “**Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad Carahuacra de la compañía minera Volcan S. A. A.**” (4) El objetivo del estudio fue 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 veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcan S. A. A. Además, la metodología tiene las siguientes características (4):

- ✓ Como parte de las características litoestructurales del macizo rocoso se recomienda continuar la evaluación sistemática del dominio estructural para identificar la presencia de cuñas, que puede perturbar la estabilidad del macizo rocoso, tanto de la roca encajonante así como de la mena. (4)
- ✓ En la geometría del depósito mineral, para tener mejores resultados, se recomienda apoyarse en las perforaciones diamantina, con lo cual se definirá con mayor exactitud el tipo de yacimiento a lo largo de todo el tajeo, esto reducirá de manera significativa el porcentaje de dilución y un mejor trabajo de perforación y voladura, así como el aspecto de seguridad. (4)

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

- ✓ 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. (5)

- ✓ Se determinó el esquema de minado con taladros largos en la veta Llacsacocha, y el sistema de preparación según el programa de producción. (5)

En la tesis "**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.**", (6) el objetivo del estudio fue 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. Además, la metodología tiene las siguientes características (6):

- ✓ En el desarrollo de la tesis; primero, se realizó un estudio de tiempos de los equipos de perforación para poder estimar rendimientos de estos; segundo, se hizo un análisis de control de voladura para mostrar los resultados en la granulometría; finalmente, se llevó a cabo una comparativa de indicadores de gestión operativa, así como también de los costos operacionales, en confrontación a los años anteriores de la transición del método de taladros largos de cuerpos al de vetas angostas. (6)
- ✓ La obtención de buenos resultados de la perforación y voladura se debe marcar el frente, distribuir bien los taladros de arranque y alivio según el nuevo diseño de malla y se obtendrá un buen avance lineal. (7)

## **2.2. Descripción de la Unidad Minera Productiva *Carahuacra***

### **2.2.1. Ubicación y Accesibilidad de la U. M. *Carahuacra***

La unidad *Carahuacra*, se encuentra ubicada en el distrito de Yauli, provincia de Yauli, departamento de Junín, a una altitud de 4200 m s. n. m. Es accesible a través de la carretera central. Cerca de la localidad de *Pachachaca* existe un desvío (trocha afirmada) por la que se ingresa a la unidad, la cual está ubicada a 18 km del inicio de esta vía. (8)

La minera *Carahuacra* tiene una altitud de 4,550 metros sobre el nivel del mar, con coordenadas geográficas (8):

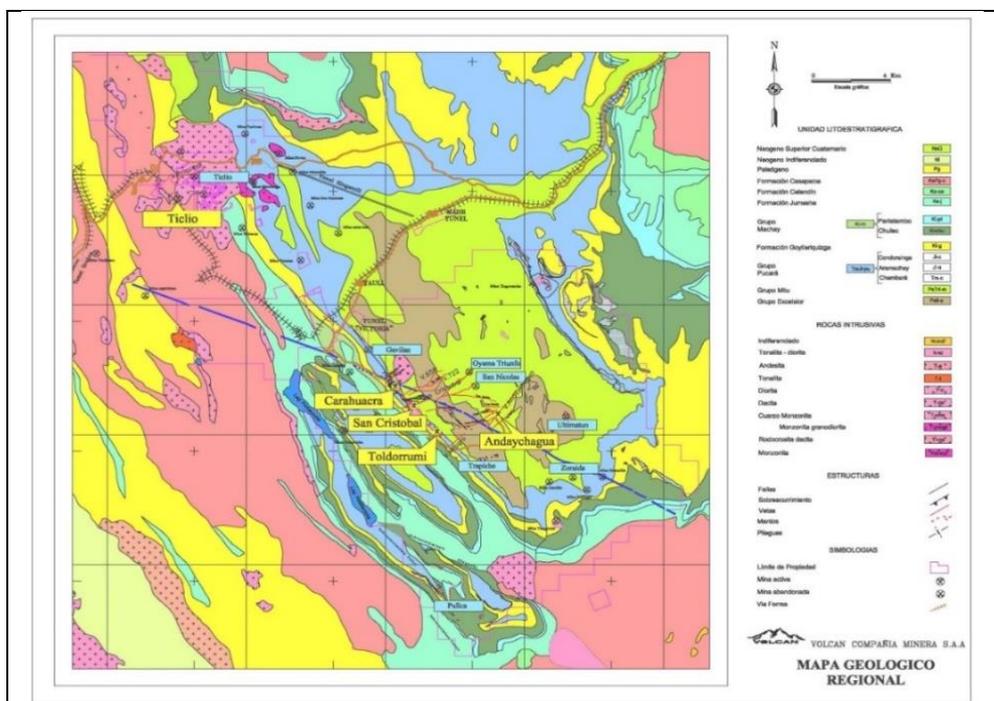
- ✓ 11° 43' de latitud Sur
- ✓ 76° 05' de longitud Oeste

## 2.2.2 Geología

### Geología regional

La unidad minera *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A. está localizada en el flanco occidental del “Anticlinal de Yauli” que es una amplia estructura regional de naturaleza domática. El complejo Domal de Yauli, que representa una ventana de formaciones paleozoicas dentro de la faja intracordillerana de formaciones mesozoicas. (8)

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. (8)

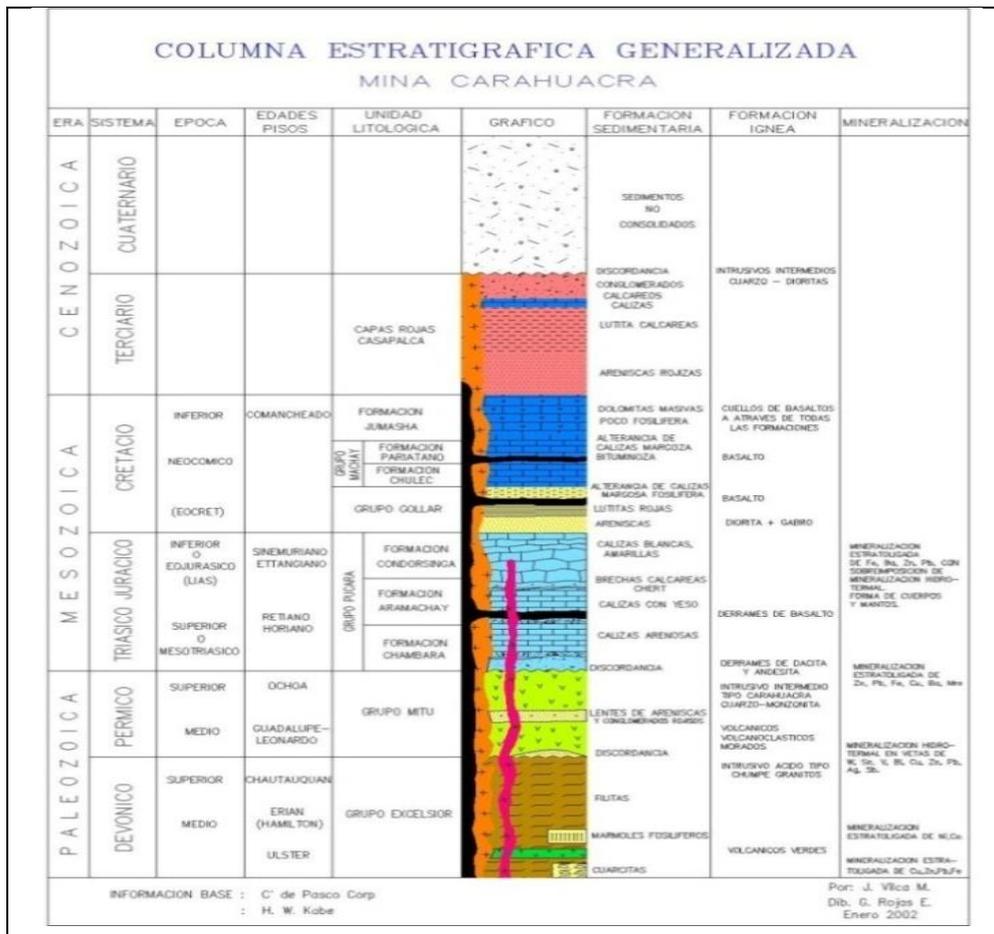


**Figura 1. Mapeo geológico. Tomada de la unidad minera Carahuacra de Volcan compañía minera S. A. A.**

## 2.2.3. Geología Local

### 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. (8)



**Figura 2. Columna estratigráfica generalizada. Tomada de la unidad minera Carahuacra**

### ✓ Silúrico-devónico - grupo Excélsior

El grupo Excélsior 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. (8)

### ✓ Pérmico - grupo Mitú

Encima de las rocas del grupo Excélsior, existe una sucesión volcánica, formada por rocas andesíticas y dacíticas diseminadas, breccas, aglomerado y tufos. (8)

### ✓ 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. (8)

#### a. Formación Chambará (Triásico superior)

Está constituida por calizas, dolomitas, calizas dolomíticas, separadas por capas calcáreo-arcillosas y tufos de pocos centímetros, las rocas calcáreas presentan un color gris claro a negro, con mayor porcentaje de materia orgánica. (8)

#### b. Formación Aramachay (Liásico: hetangiano-Sinemuriano)

Está compuesta por pizarras limosas, seguidamente de areniscas de grano fino, calizas y de chert en capas; las calizas se presentan en bancos de 20 a 50 centímetros, frecuentemente lenticulares, o en nódulos discoidales de hasta un metro de diámetro; se notan también capas vulcano-detríticas. (8)

#### c. Formación Condorsinga (Liásico Toarciano)

Se compone de oolíticas o bioclásticas en su mayoría, chert abundante en la mitad inferior de la formación; intercalaciones tufáceas de color gris claro, de grano fino a medio, son comunes. (8)

### ✓ Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior)

Sobre el grupo Pucará yace, en discordancia paralela, el grupo Goyllarisquizga, el cual se depositó en dos fases sucesivas. La primera compuesta por depósitos de granulometría fina a muy fina, de facies llanura aluvial con pelitas rojas y escasas intercalaciones de areniscas de facies de

desbordamiento, depositadas en un ámbito climático semiárido mostrado en la fuerte oxidación de las pelitas. (8)

✓ **Grupo Machay** (Cretácico Medio)

**a. Formación Chúlec**

Esta formación totalmente carbonatada, litológicamente está conformada por una alternancia de calizas y margas de facies de plataforma externa; es muy fosilífera y constituye la primera formación cretácica de los Andes Centrales correctamente datada. Toda la serie en su conjunto está intensamente bioturbada. (8)

**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. (8)

**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. (8)

**2.2.4. Geología Estructural**

**A. Plegamiento**

La mina *Carahuacra* se encuentra en el flanco occidental de la estructura regional dominante del domo de Yauli, que se extiende longitudinalmente en aproximadamente 35 kilómetros, desde San Cristóbal hasta Morococha, y transversalmente 10 kilómetros; el rumbo promedio de esta estructura es N 40° O; es asimétrico, su flanco Este buza entre 30° y 40° mientras su flanco Oeste buza entre 60° y 80°; está conformado por varios anticlinales y sinclinales, de los cuales los anticlinales más importantes son el de Chumpe y el de Yauli (Ultimátum); sus ejes tienen un rumbo que varía entre 35 °N y 40 °O. (8)

## **B. Fracturamiento**

El fracturamiento en el área de la mina *Carahuacra*, parece ser el resultado de las fuerzas compresivas e intrusivas que dieron lugar a la formación del domo de Yauli. Probablemente a fines del Cretácico, plegamiento "Peruano", fuerzas de compresión de dirección NE - SO comenzaron a formar el anticlinal Chumpe, a medida que las fuerzas de compresión aumentaban de intensidad durante el plegamiento "Incaico", los estratos inferiores de caliza resbalaron sobre los volcánicos subyacentes, dando lugar a la formación de repetidas fallas inversas acompañadas de pliegues de arrastre (los sobreescurrecimientos y fallas inversas encontrados al oeste de San Cristóbal, en las calizas del grupo Pucará, pueden pertenecer a este sistema. (8)

### **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, ya que estos fueron rellenados o reemplazados indistintamente por soluciones hidrotermales, a través de canales alimentadores (feeders). (8)

### **2.2.6 Sistema de Vetas *Carahuacra***

El sistema de vetas *Carahuacra*, está conformado por las siguientes vetas: Mary, Ramal Mary, Yanina, M. L., Ruth, Carmen, Lourdes, Penélope, etc. siendo las de mayor extensión la veta Mary y M. L. las cuales han sido mineralizadas a lo largo de aproximadamente 600 m y 500 m. respectivamente. (8)

## **2.3. Bases Teóricas**

### **2.3.1. Proyecto Minero**

Determinar los límites de explotación y secuenciamiento de extracción del yacimiento que entregue el mayor beneficio económico. Para esto se deben tener en cuenta las siguientes consideraciones (9):

- 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)

### **2.3.2. Recursos Mineros**

Es el factor de la industria minera que probablemente marque la diferencia frente a 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. (9)

### **2.3.3. Objetivo de la Empresa Minera**

La actividad desarrollada por la minería es de carácter comercial, es decir, sus propietarios persiguen **resultados económicos**, como compensación al capital invertido, esfuerzo de profesionales y riesgo que deben asumir. (10)

### **2.3.4. 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. (10)

Este análisis de anteproyecto se basará en:

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

- Financiamiento y análisis económico

### **2.3.5. 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. (10)

Teniendo como objetivo la extracción de menas de una manera óptima y que la comercialización proporcione la utilidad esperada. (10)

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

### **2.3.6. Factores que Influyen en la Selección del Método de Explotación**

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

#### **A. Características geográficas**

Los aspectos más importantes dentro de este factor son:

- Profundidad
- Clima
- Cercanía a un lugar poblado

## **B. Características geológicas y físicas del yacimiento**

- Forma del yacimiento y cuerpo mineralizado
  - Potencia, si se trata de una veta o manto
  - Manteo, si se trata de una veta o manto
  - Diseminación, respecto de la superficie
  - Profundidad respecto a la superficie
  - Dimensiones del yacimiento, 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. (11)

## **C. Condiciones económicas**

La explotación de un yacimiento debe realizarse al menor costo posible. Debido a que, tanto el costo de acceso, desarrollo y preparación propia del método de explotación tienden a ser elevados. A ello se suman los costos de tratamiento de mineral, inversiones en equipos, materiales, costos administrativos y de venta. (11)

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

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

Para la solución se tiende a tener dos alternativas:

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

### **2.3.7. Elección del Método de Explotación**

#### **Factores de selección:**

- Ubicación (recurso)
- Profundidad, forma, tamaño, del cuerpo mineralizado
- Calidad geomecánica de la roca mineralizada y roca de caja
- Distribución de leyes económicas
- Reglamentación (medio ambiente). (12)

#### **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. (11)

### **2.4. Métodos de Explotación**

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

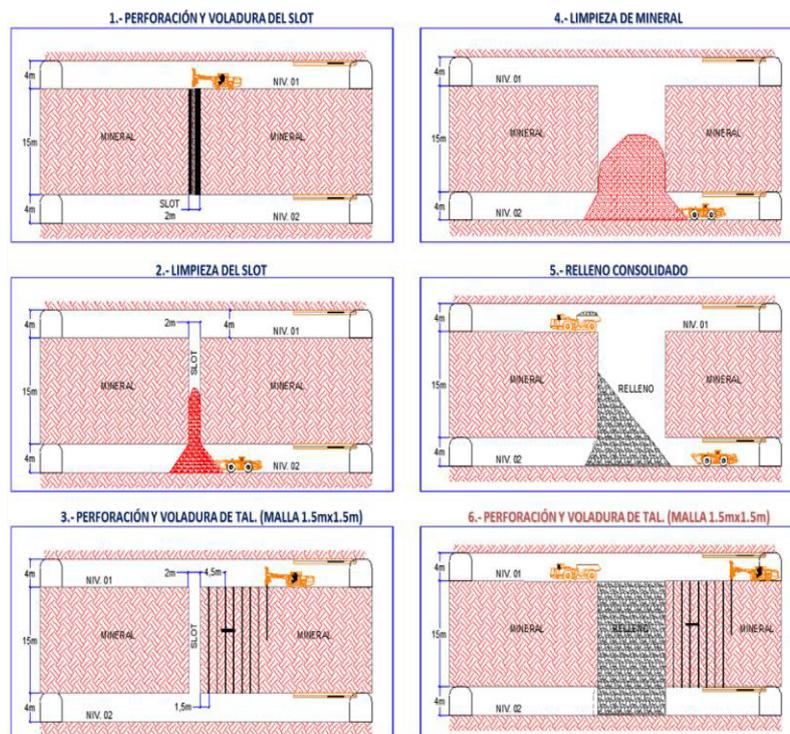
#### **2.4.1. Sublevel Stopping con Relleno (*Bench and Fill*)**

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, 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. (11)

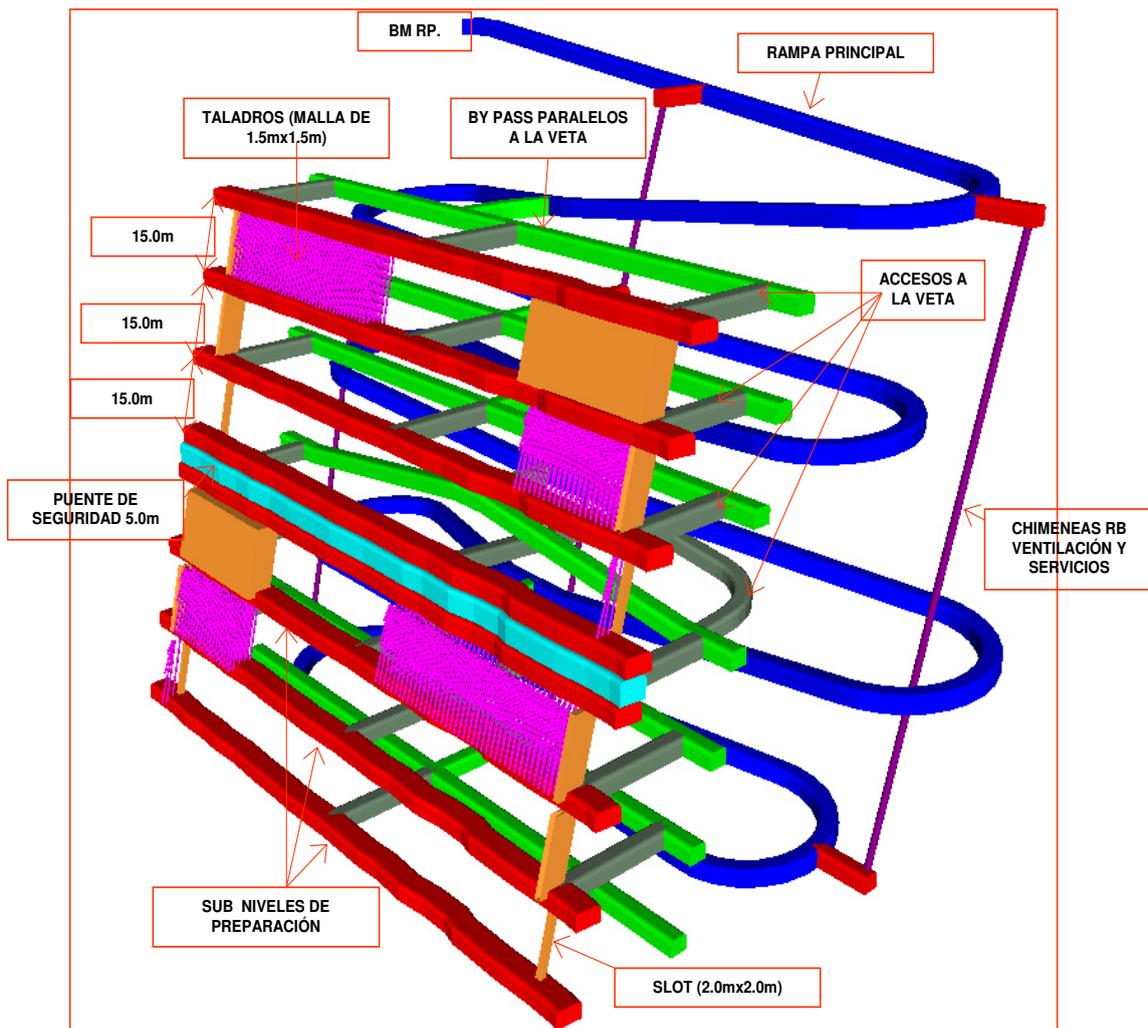
La secuencia de minado ha sido diseñada de manera longitudinal, seccionando la estructura en bloques de explotación de 100 metros de longitud y realizando una secuencia ascendente mediante 3 bancos de explotación de 15 metros de altura separados por tres subniveles de perforación - extracción y uno de 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). (11)

El diseño del corte básico de explotación se considera un block de mineral de 67.50 metros de altura con tres subniveles intermedios de perforación y un 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 (11).

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 ML y Diana. (12)



**Figura 3. Diseño SLS – Bench and Fill. Tomada del estudio geomecánico para taladros largos en la veta Mary-zona volcánica**

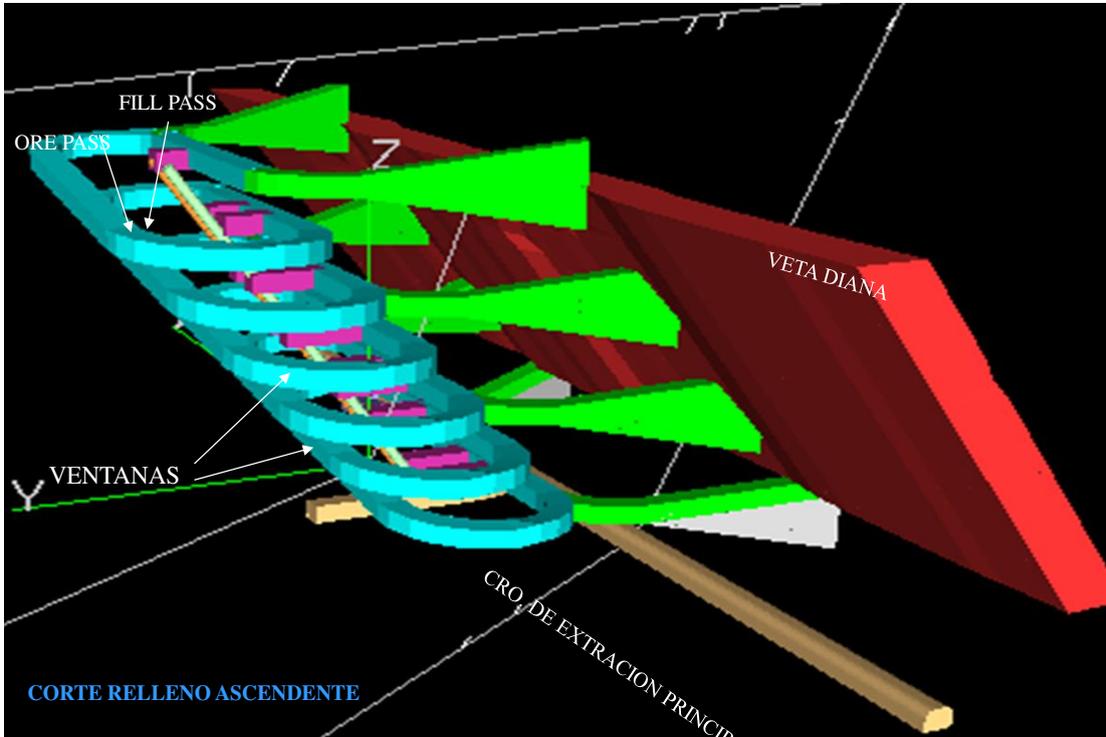


**Figura 4. Diseño SLS – Bench and Fill. Tomada del estudio geomecánico para taladros largos en la veta Mary-zona volcánica**

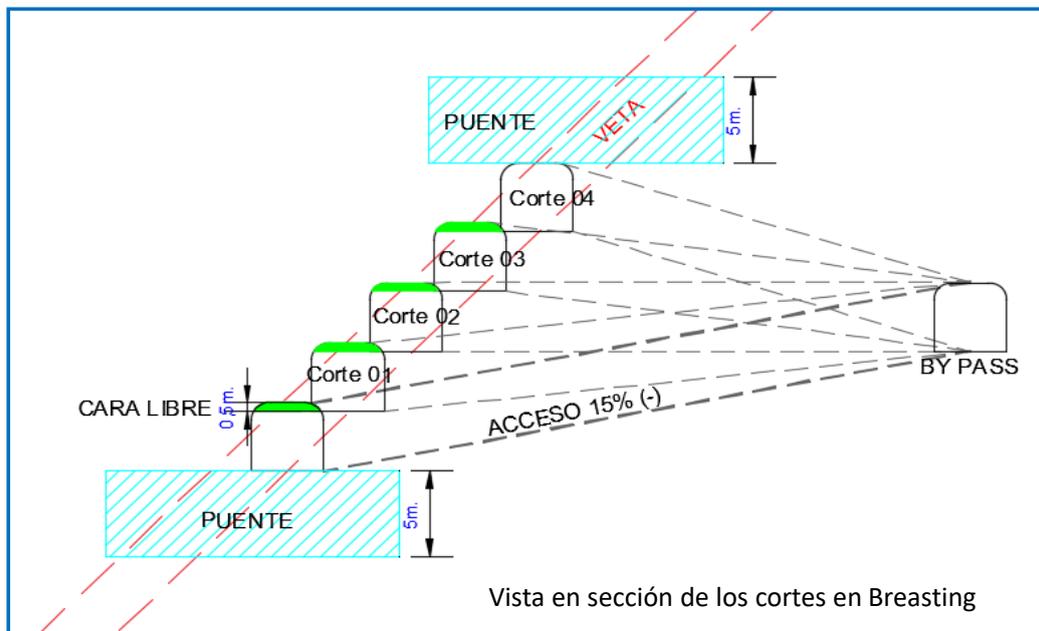
#### **2.4.2. Over Cut and Fill (breasting)**

Como condición general para la aplicación de este método es que el buzamiento tiene que ser 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% grad hacia la estructura, una vez cortada la estructura se desarrollan galerías este – oeste, de longitudes de 50 m en promedio (límite del tajo); con objetivo de control de estabilidad en corona, la perforación se realiza de forma horizontal (*breasting*), para el cambio de piso se utiliza 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 en la veta *Diana*. (9)



**Figura 5. Diseño Over Cut and Fill – OCF. Tomada del estudio geomecánico para taladros largos en la veta Mary-zona volcánica**



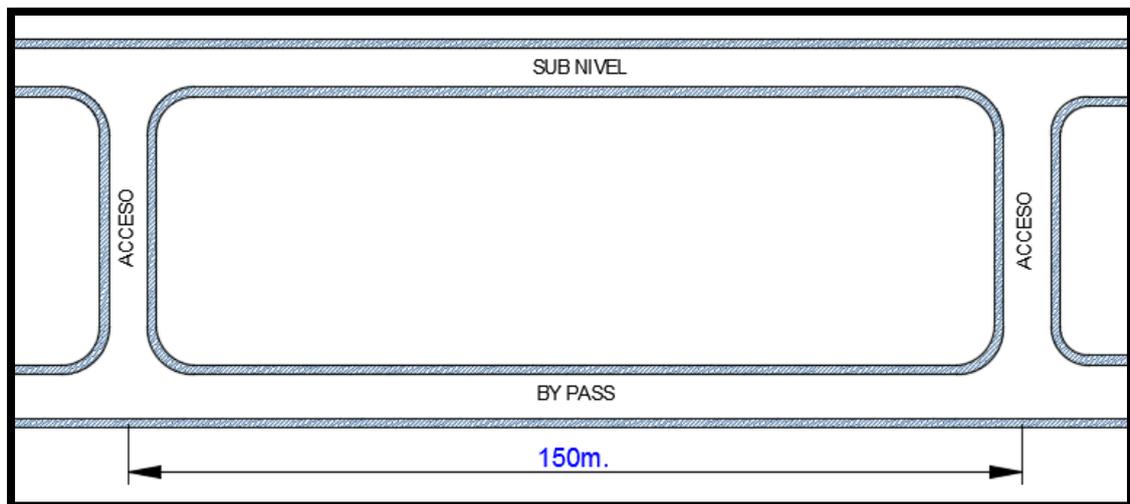
**Figura 6. Diseño Over Cut and Fill – OCF. Tomada del estudio geomecánico para taladros largos en la veta Mary-zona volcánica**

## 2.5. Implementación del Método de Explotación Propuesto: *Bench and Fill* (Taladros Largos)

Este método se aplica cuando las vetas tienen un buzamiento mayor a  $50^\circ$  y la calidad de roca de las cajas permiten el minado con una dilución dentro del rango planificado. El factor de dilución promedio está en el rango de 10% y 100 metros. (11)

La preparación se inicia desde la rampa (-12%). Se ingresa con un crucero hacia el *by pass*, desde aquí se generan los accesos de una longitud de 50-70 m según evaluación geomecánica. Estos accesos (3.8 m x 4.0 m) cortan la veta y se inician los subniveles. Los accesos que se ejecutan están distanciados a 150 m metros, Figura 7. (11)

En el diseño se contemplan las cámaras de acumulación de mineral (piso inferior) así como las cámaras de acumulación de desmonte (piso superior), lo que asegura un minado dinámico evitando improductivos en la ejecución del método metros. (11)

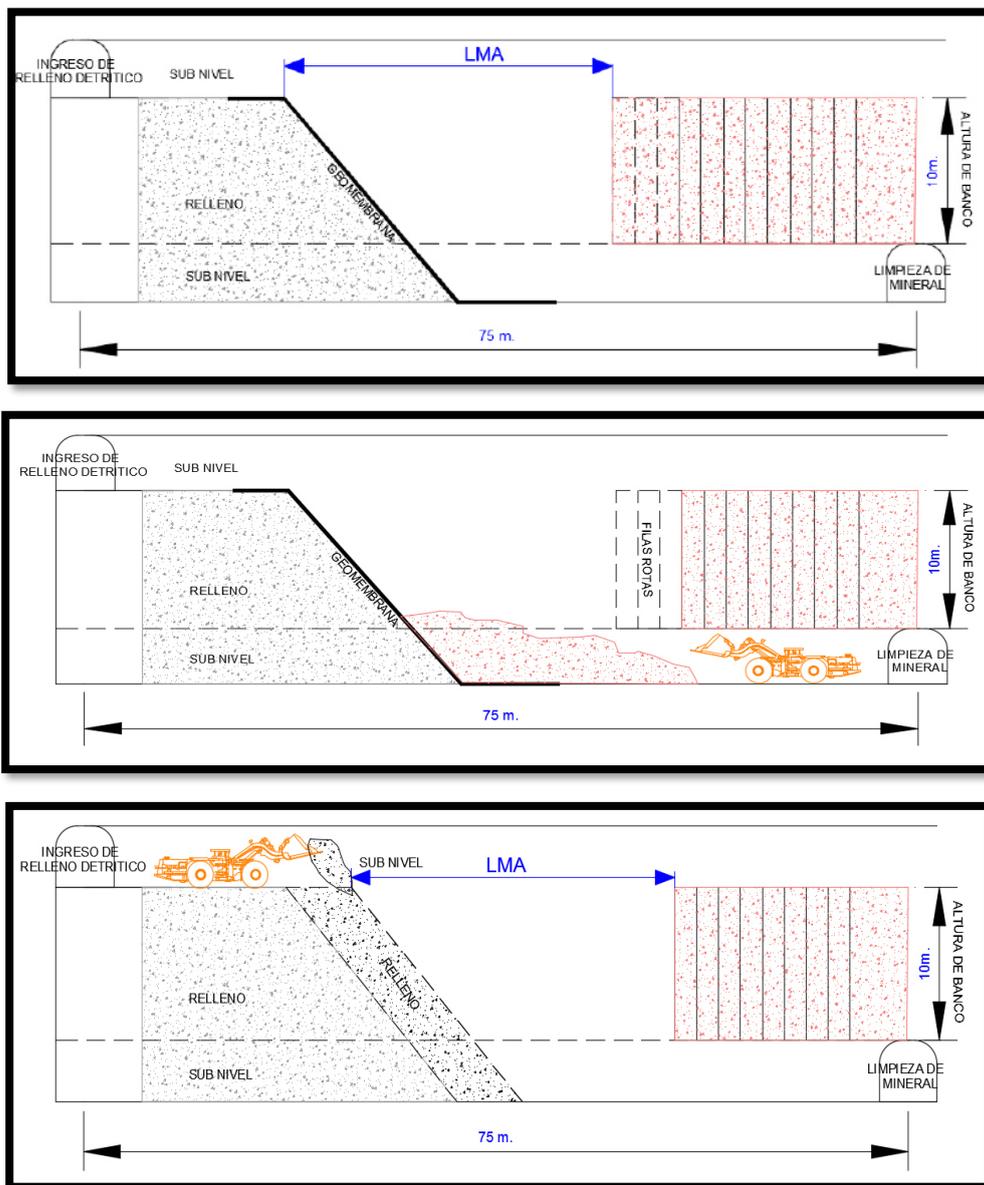


**Figura 7.** La sección de la rampa, crucero y *by pass* es de 4.5 m x 4.5 m. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra

Los bancos de explotación son de 10 a 15 metros de longitud. Para la limpieza y extracción de mineral se utilizan *scoops diesel* de  $6.0 \text{ yd}^3$  de capacidad con telemando y en los puntos de carguío a volquetes de  $12 \text{ m}^3$ , que transportan el mineral hacia las parrillas o hacia superficie. Una vez realizada la etapa de

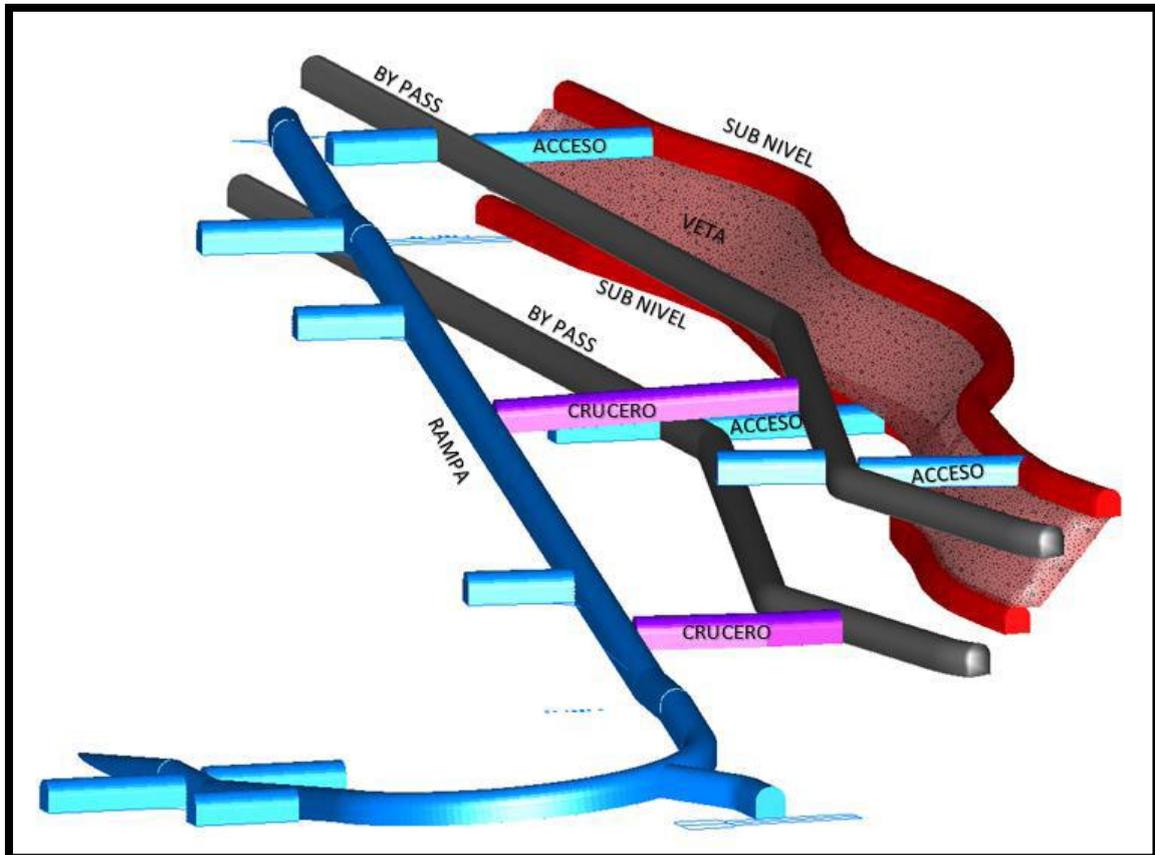
limpieza de mineral se utiliza el relleno detrítico proveniente principalmente de los desarrollos y preparaciones para continuar con el ciclo de minado. (11)

**Nota:** antes de la siguiente voladura (3 filas = 5.0 m adicional de abertura) se tenderá una capa de geomembrana para cubrir el relleno, este paso es para no contaminar el mineral con el relleno (la altura del banco forma un ángulo de reposo de 50°). (11)



**Figura 8. Relleno de la explotación de los tajos. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra**

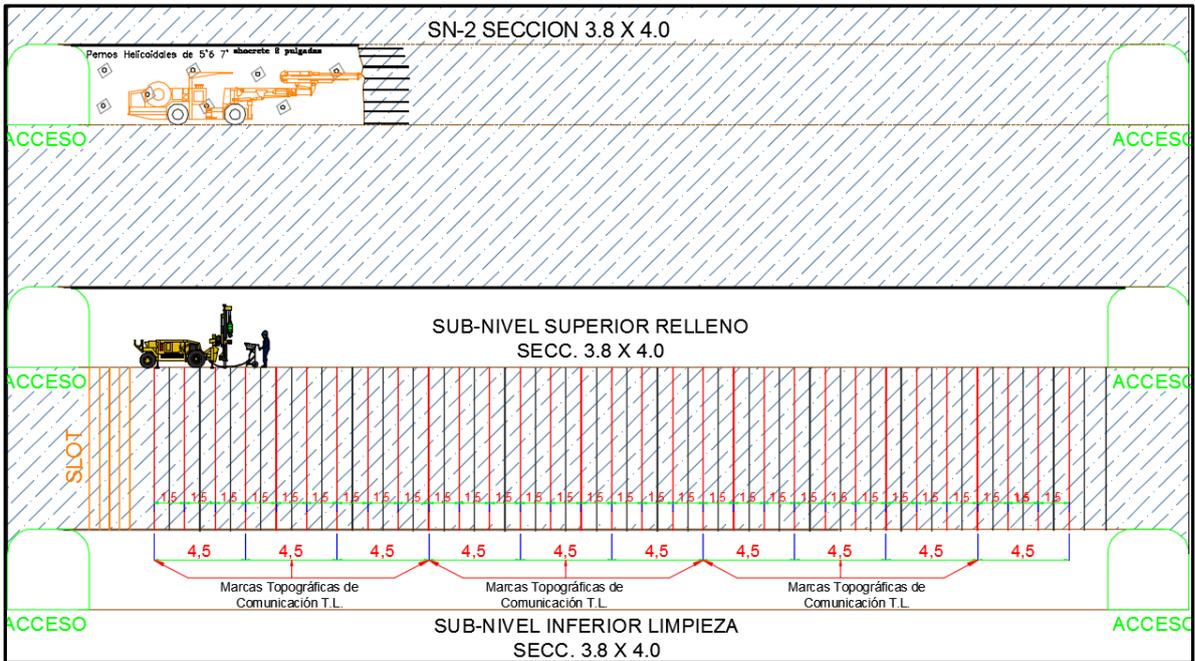
La explotación de los tajos es en forma ascendente con tres bancos preparados, en el ciclo de minado, el relleno se realizará en forma constante de acuerdo al avance del tajo, esto con el fin de garantizar la abertura de diseño (LMA) representada gráficamente. (11)



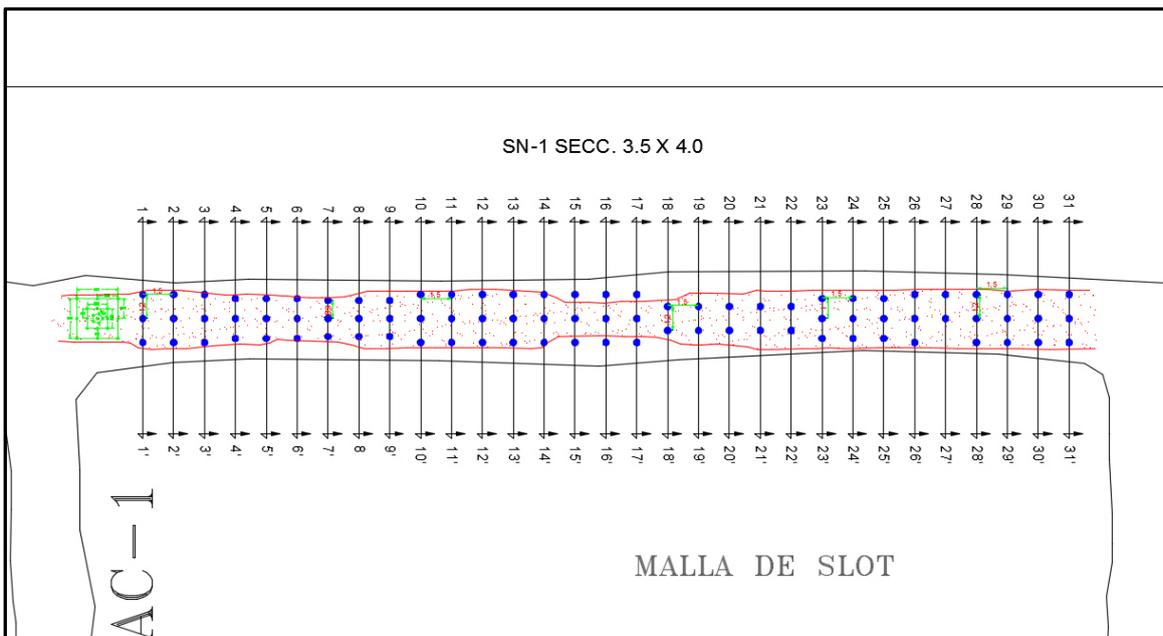
**Figura 9.** La explotación de los tajos es en forma ascendente con tres bancos preparados. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra

### 2.5.1. Evaluación de la Perforación en el Método de Minado *Bench and Fill*

La perforación se realiza en sentido vertical con Simba con brocas de 61 mm los taladros de producción y brocas de 120 mm, los escariados, distribuidos en secciones paralelas a la cara libre, las cuales son previamente diseñadas y marcadas en la labor. (11)



**Figura 10. Perforación taladros largos (SLS)**



**Figura 11. Malla de perforación con taladros largos (SLS). Tomada del Área de Planeamiento de la unidad productora Carahuacra**

**2.5.2. Evaluación de la Voladura para el Método de Minado *Bench and Fill***

Para la voladura se utilizan emulsiones encartuchadas (Emulnor® 3000) de los cuales son cargados por la parte superior, cada taladro es desacoplado con carga inerte, para distribuir mejor la carga; el factor de potencia es de 0.22 kg/ TM. Para iniciar los taladros se utilizan iniciadores no eléctricos de periodo

largo, que están amarrados con pentacord 3P según el diseño de la secuencia de salida hacia la cara libre. (11)

### **2.5.3. Evaluación del Carguío y Acarreo para el Método de Minado *Bench and Fill***

Carguío y acarreo de perforación *Bench and Fill*: se realizará con *scoop* de 6 Yd<sup>3</sup> a control remoto, para no exponer al operador en el momento de ubicarse debajo de la abertura, que tiene en promedio 19 metros de altura. (11)

### **2.5.4. Evaluación del Transporte para el Método de Minado *Bench and Fill***

El transporte de mineral en la mina *Carahuacra* se realiza por dos rutas; una de ellas mueve 1700 tm/día y se realiza con volquetes de 12 m<sup>3</sup> los cuales se desplazan por las rampas hasta el niv. 820 en donde se ubican los chutes 960, 780 y 223, estos chutes descargan a los carros mineros de 140 pies cúbicos y son transportados por el túnel Victoria en *convoy* de 10 carros, traccionados por una locomotora eléctrica de 12 tm, la segunda ruta utiliza de igual forma volquetes de 12 m<sup>3</sup> que trasladan el mineral hasta la cancha 600 en superficie, en donde se acumula para luego ser cargados por volquetes de superficie que transportan el mineral hacia las plantas que alimenta *Carahuacra* (planta Victoria y planta Marh Tunel. (10)

### **2.5.5. Evaluación del Sistema de Aire Comprimido para el Método de Minado *Bench and Fill***

Para el mejoramiento del sistema de aire comprimido se realizarán los siguientes trabajos (10):

- Instalación de 1000 m de tubería de 6" de diámetro, la cual llegará hasta el niv. 1220 por RP616 y RP042, costo (\$ 25,000).
- Accesorios diversos de instalación (\$ 5,000)
- Mantenimiento de pulmones

### **2.5.6. Evaluación del Sistema de Agua Industrial para el Método de Minado *Bench and Fill***

Para mantener el normal abastecimiento de agua industrial para los equipos de perforación y sostenimiento. (10) Se ejecutan reservorios y estos estarán ubicados en:

- Reservorio de 120 m<sup>3</sup> (RP180, niv. 920) para abastecer de agua a labores de veta 658 en el nivel (970, 1020,1070), costo (\$ 12,000).
- Reservorio de 100 m<sup>3</sup> (RP590, niv. 1020) abastecimiento de agua para labores de:
  - ✓ Profundización en RP616 (-), costo (\$ 10,000)
  - ✓ Reservorio de 120 m<sup>3</sup> (RP042, niv. 1120) costo (\$ 12,000)

### **2.5.7. Evaluación del Sistema de Relleno para el Método de Minado *Bench And Fill***

Para mantener los 12,000 m<sup>3</sup> de relleno mensual exigido según programa se tendrá que mantener el traslado de relave con volquetes desde planta *Rumichaca* a planta solitaria, de igual forma se realizarán instalaciones de tubería de HDP de 4" en labores nuevas y donde se tenga que reemplazar por desgaste, mencionándose que el consumo mensual de tubería de 4" para relleno es de 500 metros, lo cual asciende a \$ 5000. (10)

### **2.5.8. Evaluación de la Ventilación para el Método de Minado *Bench and Fill***

#### **A. Diagnóstico del sistema de ventilación de mina *Carahuacra***

- **Descripción del sistema de ventilación**

La mina San Cristóbal está conformada por tres zonas de explotación denominadas: zona alta, zona baja y zona lidia. El sistema de extracción de aire viciado es independiente para cada zona. (10)

- **Ingreso de aire**

El aire limpio ingresa por las bocaminas del nivel 390, RP300, RP995, RP578 y otras chimeneas que vienen de superficie, se debe mencionar que el

aire que ingresa por las bocaminas RP300 y RP995 es compartido con zona baja y lidia. (10)

- **Salida de aire**

La extracción de aire viciado se realiza por chimenea RB 999, RB(206-208) estas últimas están apoyando en extracción de aire viciado de labores aledañas a RP690 desde el niv. 730. (10)

El aire viciado se extrae a través de chimeneas RB (206-208) de ferramina (veta 722) de niveles 630 y 780. (10)

### **Zona lidia**

- **Ingreso de aire**

El aire fresco para ventilar labores de niv. 580 y niv. 630 ingresa por la RP300 y RP995. El resto de aire que ingresa por estas labores continúa su curso hacia la zona alta y baja. (10)

- **Salida de aire**

Para la extracción de aire viciado se cuenta con un ventilador de 100,000 cfm ubicado en cabeza de chimenea RB742 (superficie). (10)

## **B. Norma Vigente Decreto Supremo 024 – 2017 - EM**

- **Política de Seguridad y Salud Ocupacional**

### **Todo programa anual de seguridad y salud ocupacional debe ser (15):**

- a) Elaborado sobre la base de un diagnóstico situacional o la evaluación de los resultados del programa del año anterior de cada unidad económica administrativa o concesión minera.
- b) Evaluado mensualmente.
- c) Mejorado en forma permanente.
- d) Disponible para las autoridades competentes.
- e) Integrado a nuevos conocimientos de las ciencias, tecnologías, ambiente de trabajo, organización del trabajo y evaluación del desempeño en base a condiciones de trabajo. (15)

**El programa anual de seguridad y salud ocupacional contendrá lo siguiente (15):**

- a) Los objetivos y metas en los diferentes niveles de la organización
  - b) Control y seguimiento de los objetivos y metas
  - c) Actividades cuyos resultados permitan medir su avance y cumplimiento.
  - d) Responsables del cumplimiento de las actividades
  - e) El número de monitoreos que se realizará, según el análisis de riesgo en el ambiente de trabajo de cada labor y a nivel de grupos de exposición similar (trabajadores), considerando los agentes físicos, químicos, biológicos, disergonómicos y otros a los que están expuestos.
  - f) Cronograma de ejecución de actividades y presupuesto aprobado
  - g) Financiado que comprenderá a todos los trabajadores, dicho programa será elaborado y puesto a disposición de la autoridad competente y su respectivo fiscalizador en la oportunidad que lo soliciten para verificar su cumplimiento.
- (15)

**C. Requerimientos de aire para personal**

Según el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional DS-024-2017-EM, Art. 247º, inciso d) especifica la cantidad mínima de aire por cada hombre, según una escala de altitud de la mina. (15)

- Hasta los 1,500 m s. n. m., la cantidad mínima por hombre será de 3 m<sup>3</sup>/min. (15)
- De 1,500 a 3,000 m s. n. m. aumentará en 40% que será igual a 4 m<sup>3</sup>/min. (15)
- De 3,000 a 4,000 m s. n. m. aumentará en 70% que será igual a 5 m<sup>3</sup>/min. (15)
- Sobre los 4,000 m s. n. m. aumentará en 100% que será igual a 6 m<sup>3</sup>/min. (15)

La mina *Carahuacra* se encuentra a una altitud aproximada de 4500 m s. n. m. (15)

**D. Requerimiento de aire para equipos diésel**

El titular minero está obligado según el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Decreto Supremo N.º 024-2017 EM, Art. 254 inciso b) a proveer de 3 m<sup>3</sup>/min de aire por cada HP que desarrollen los equipos. (15)

## E. Balance actual de ventilación

### Cálculo caudal requerido

#### a) Requerimientos de aire para personal

Este requerimiento se ha calculado considerando el personal de compañía y las diferentes empresas especializadas que laboran en interior mina, con el criterio de priorizar la guardia de mayor afluencia de trabajadores. En la siguiente tabla se muestra la fuerza laboral de la mina *Carahuacra* por guardia y el requerimiento de aire para el personal. (10)

Tabla 1.  
*Resumen de la fuerza laboral*

RESUMEN DE LA FUERZA LABORAL	Hombre/guardia	Caudal	
		m <sup>3</sup> /min	CFM
Personal Compañía	100	600	21,186
Personal Contrata	200	1,200	42,372
Total	300	1,800	63,558

**Q 1 = N X 6 m3/min**

#### b) Requerimientos de aire para equipos diésel

Según el Decreto Supremo N.º 024-2017 EM, el caudal requerido por HP es de 3 m<sup>3</sup>/min. Se considera Factor de simultaneidad de 100%, debido a que es el mínimo aceptable para supervisiones del Ministerio de Energía y Minas. En la siguiente tabla se muestra el requerimiento de aire para los equipos diésel. (10)

**Tabla 2.**  
**Requerimiento de aire para los equipos diésel**

Cant.	Equipo	HP c/u	FS	HP TOTAL	Caudal	
					m <sup>3</sup> /min	CFM
06	Scoop de 4 yd <sup>3</sup>	185	1	1110	3,330	117,582
12	Scoop de 6 yd <sup>3</sup>	240	1	2880	8,640	305,078
19	Volquetes Volvo	400	1	7600	22,800	805,068
02	Dumper 20TN	240	1	480	1,440	50,846
05	Jumbo Electrohidraulico	80	1	400	1,200	42,372
03	Empernador	80	1	240	720	25,423
06	Desatadores	90	1	540	1,620	57,202
04	Robot	80	1	320	960	33,898
08	Equipo schocrete (Mixer)	80	1	640	1,920	67,795
12	Camiones Servicio	180	1	2160	6,480	228,809
15	Camionetas	75	1	1125	3,375	119,171
01	Motoniveladora	130	1	130	390	13,771
01	Tractor	90	1	90	270	9,534
01	Retro excavadora	90	1	90	270	9,534
TOTAL PARA COBERTURAR 100%					53,415	1,886,084
<b>Q 2 = HP X 3 m<sup>3</sup>/min</b>						

**c) Requerimiento global de aire – actual**

A partir de los caudales requeridos para personal y equipos diésel, se estima el requerimiento global de aire, mostrada en la siguiente tabla. La figura, muestra que el 97% del caudal requerido se concentra en los equipos. (10)

**Tabla 3.**  
**Caudal requerido en la unidad**

	CAUDAL REQUERIDO		Distribución
	m <sup>3</sup> /min	CFM	
Personal	1,800	63,558	3%
Equipos diesel	53,415	1,886,084	97%
Q1 + Q2	55,215	1,949,642	100%



*Figura 12. Distribución requerida de aire*

## **F. Medición de aforos de la mina**

### **Levantamiento de ventilación**

La mina cuenta con un esquema de aforos en las principales entradas y salidas de aire para calcular el balance global de aire.

En la medición de aforo de aire se definieron las bocaminas y chimeneas activas de la mina para realizar el cálculo de los flujos para el balance de aire.

(10)

**Tabla 4.**  
**Ingreso de aire fresco a interior de mina**

**1. INGRESO DE AIRE FRESCO**

NIVEL	LABOR	Caudal	
		m <sup>3</sup> /min	CFM
Superficie	Bocamina RP 30	5,980	211,154
Superficie	Bocamina RP 99	6,958	245,687
Nv.580	GL-826	2,836	100,139
Nv.500, Superficie	Bocamina BP 5	5,810	205,151
Nv. 500	Bocamina Nv.5	596	21,045
Nv.390	Bocamina Nv.39	3,920	138,415
Superficie-Nv.390	Cabeza RB 919	2,759	97,420
Superficie-Nv500	Cabeza RB 847	283	9,993
Superficie-Nv500	Cabeza RB 249	491	17,337
Superficie-Nv500	Cabeza RB 373	684	24,152
Superficie-Nv500	Cabeza RB 023	75	2,648
Superficie	CH 992	287	10,134
Superficie	CH 992A	680	24,011
Superficie-Nv500	Cabeza RB 978	395	13,947
Superficie	Cabeza RB 400	65	2,295
Nv. 580	Pie-RB 742B	5,598	197,665
Superficie	Cabeza RB 040	1,796	63,417
Nv500	Cabeza RB304	1,836	64,829
SUPERFICIE Nv.500	Cabeza RB857	2,436	86,015
Superficie	Cabeza CH 04	527	18,608
Superficie	Cabeza CH 755	317	11,193
Superficie	RB relleno	4,995	176,373
Superficie	PQ-Porvenir	1,710	60,380
Nv.820	Tunel Victoria	959	33,862
Nv.820	Xc 810	4,202	148,373
Total		56,195	1,984,245

**Tabla 5.**  
**Salida de aire viciado de interior de mina**

**2. SALIDADE AIRE VICIADO**

NIVEL	LABOR	Caudal	
		m <sup>3</sup> /min	CFM
NV730	CAM-041	15,894	561,229
NV.820	XC-035	876	30,915
NV.730	VE RB 742,	2,923	103,223
NV780	PIE RB-206	778	27,468
NV630	XC-633	9,043	319,303
Nv.500	BP 635	746	26,354
NV.630	BP630	1,695	59,850
NV.500	RP 154,PIS	972	34,318
Nv 630	RP 154	6,365	224,763
Nv.1120	Cx-1120, Pie	2,822	99,660
NV 920	VE3 RB 660	3,388	119,616
Nv.390	BP 206	943	33,314
Nv.730	Pie RB 256	5,108	180,354
	Pie RB-180	3,226	113,896
Total		54,779	1,934,262

**G. Balance de ventilación de mina**

La cobertura actual del sistema de ventilación es de 84.00%, siendo la demanda total 1.992,014 CFM, teniendo un déficit de volumen de aire de 320,211 CFM. (15)

**Tabla 6.**  
**Balance de aire requerido**

BALANCE DE AIRE		
CAUDAL	m3/min	CFM
REQUERIMIENTO DE AIRE	55,215	1,949,642
INGRESO DE AIRE FRESCO	56,195	1,984,245
SALIDA DE AIRE	54,779	1,934,262
PARA COBERTURAR 100%	102%	

## **CAPÍTULO III**

### **MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO**

#### **3.1. Método y Alcances de la Investigación**

##### **3.1.1. Método de la Investigación**

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

Se emplea como método general el método deductivo y analítico. Método deductivo, es decir, se deduce que la implementación del método de minado *Bench and Fill* en la veta Mary es el ideal para la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A. Además, se analizará mediante datos de campo *in situ*.

##### **3.1.2. Alcances de la Investigación**

El presente trabajo trata sobre la implementación en el Tajo 120, en la veta Mary, de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

### **3.2. Diseño de la Investigación**

#### **3.2.1. Tipo de Investigación**

Es un tipo de investigación aplicada, porque el objetivo de la investigación es la implementación del método de minado *Bench and Fill* en vetas angostas del tajo 120 en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

#### **3.2.2. Nivel de Investigación**

El nivel de investigación es descriptivo.

### **3.3. Población y Muestra**

#### **3.3.1. Población**

Tajeos de producción de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

#### **3.3.2. Muestra**

Representado por el Tajo 120 en la veta Mary de la unidad productora *Carahuacra* 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**

La presente investigación recolectó datos en campo *in situ* mediante la técnica observacional y procesamiento de datos actuales en las operaciones unitarias propuestas para la implementación del método de minado propuesto *Bench and Fill* en la veta Mary, tajo 120.

Para la investigación se utilizó como instrumento de campo un cuaderno de notas, planos, vernier, flexómetro, y herramientas de gestión de la unidad productora *Carahuacra* de Volcan Compañía Minera S. A. A.

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

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

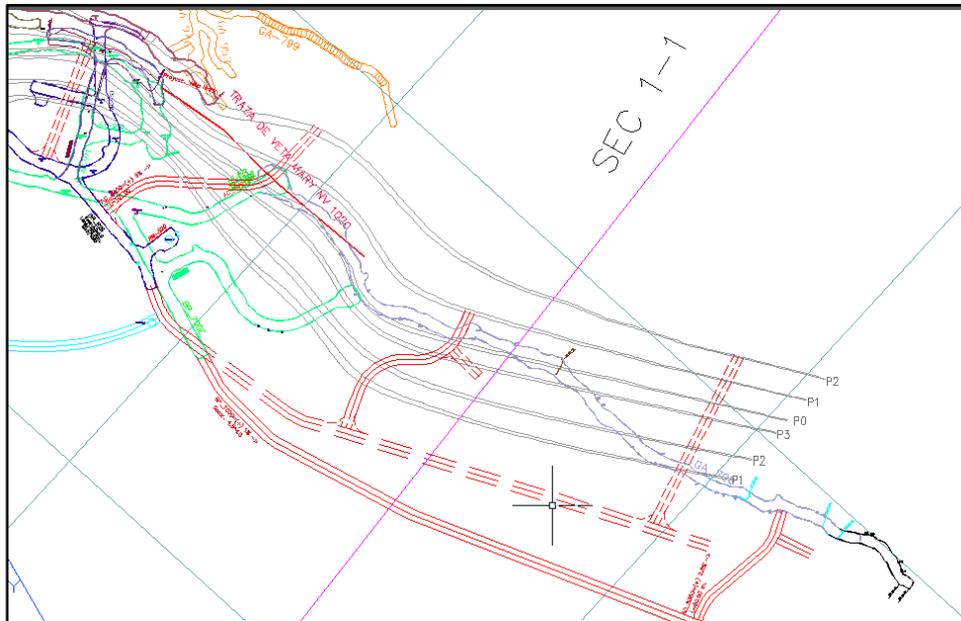
#### **4.1. Análisis Geomecánico para la Implementación del Método de Minado *Bench and Fill* en la veta Mary TJ 120 E-W**

La mina *Carahuacra*, realizaba la explotación de sus vetas emplazadas mayormente en rocas volcánicas, de las vetas Mary y ML, en la actualidad, realizando laboreos al extremo Este de la veta Mary, pasando el contacto de la brecha volcánica-filita, se pudo evidenciar la existencia de la mineralización emplazada en rocas filitas como encajonantes, pertenecientes al grupo Excelsior, está representado por las rocas más antiguas, básicamente en esta zona por filitas negruzcas; zona no explotada en ninguna proyección vertical de la mina *Carahuacra*, cuya formación de sus foliaciones son paralelas y casi transversal a la mineralización en ciertos tramos, las mismas que reducen la calidad geotécnica del macizo rocoso. El método de minado planteado es por banqueo (subniveles con taladros largos), cuyas aberturas serán ocupadas con relleno detrítico.

##### **4.1.1. Evaluación Geomecánica del Macizo Rcoso**

Para el análisis del presente estudio se realizó el modelamiento numérico (elementos finitos uso el programa PHASES v8.0), en la cual se evaluaron las condiciones más estables para alturas de bancos de 10 y 15 m. Como criterio general de diseño se ha establecido como condición de aceptabilidad un Factor

de Resistencia (FS)>1. Y para determinar los límites máximos de apertura se empleó el “Método Grafico de Estabilidad”.



**Figura 13. Vista topográfica en planta de la zona filita veta Mary. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary niv. 1120**

#### 4.1.2. Caracterización del Macizo Rocoso de la veta Mary

**Distribución de las discontinuidades:** para determinar las características de la distribución de las discontinuidades o arreglo estructural, del macizo rocoso, se procesaron los datos orientacionales, mediante técnicas estereográficas, de la versión avanzada del programa DIPS. Datos estructurales que fueron obtenidos de los mapeos geomecánicos, realizados a lo largo del avance en la galería 710E-W, las cuales se muestran en el siguiente cuadro resumen:

**Tabla 7. Sistema de discontinuidades en la veta Mary en Filitas**

	Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Mary Filitas	Rumbo-Buzamiento	N60 °E-65 °SE	N63 °E-58 °SW	N30 °W-50 °SW
	Dir. Buz/Buz	150°/65°	333°/58°	240°/50°

Se puede mencionar que, existen dos sistemas principales y un sistema secundario. El Sistema 1 tiene rumbo NE y buzamiento.

La clasificación geomecánica del macizo rocoso se realizó utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – *Rock Mass Rating* o Valoración de la Masa Rocosa).

**Tabla 8.**  
**La clasificación geomecánica del macizo rocoso**

Tipo de macizo rocoso	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	II > 60	> 5.92	Buena
IIIA	51-60	2.18 - 5.92	Regular A
IIIB	41-50	0.72 - 1.95	Regular B
IVA	31-40	0.24 - 0.64	Mala A
IVB	21-30	0.08 - 0.21	Mala B
V	<21	0.08	Muy Mala

Con los datos tomados en campo mediante los mapeos realizados y para determinar la resistencia compresiva de la roca intacta se empleó el martillo *Schmidt*, se determinó la siguiente clasificación geomecánica del macizo rocoso.

**Tabla 9.**  
**La clasificación geomecánica del macizo rocoso caja techo y caja piso**

	Litología	Tipo de macizo rocoso	Rango RMR	Calidad según RMR
Caja techo	Filita	IVA	35-38	Mala A
Caja piso	Filita	IVA	38-40	Mala A
Veta	Esfalerita	IVA	38-40	Mala A

A partir de este cuadro, se observa que la calidad del macizo rocoso en el mineral y las cajas inmediatas no tienen mucha diferencia en la calidad geotécnica. Están dentro de un tipo de macizo rocoso tipo IVA, con un valor cuantitativo entre 35 a 40 de RMR.

- Clasificación geomecánica del GSI (Índice de Resistencia Geológica), para determinar el tipo de sostenimiento a utilizar en el laboreo de los subniveles, establecido en la mina *Carahuacra* mediante la cartilla geomecánica modificada.
- Veta: en la Condición Estructural; se presenta desde Muy Fracturado (50%): MF (12 a 20 fracturas por metro lineal), también presentan tramos de Intensamente Fracturado (50%): IF (mayor a 20 fracturas por metro lineal). En la Condición Superficial: presenta un terreno tipo pobre (P), se tiene presencia

de factores influyentes: el agua, la que reduce la calidad geotécnica en la condición superficial. Tomando un tipo de terreno: MF-IF/P

- Caja techo y piso: Condición Estructural: presentan de Muy Fracturado (70%) MF (12 a 20 fracturas por ml), en esta valoración están considerados los planos de debilidad (fracturas <1mm que conforman las fracturas que son transversales a los planos de foliación. En la Condición Superficial: ofrece una resistencia Pobre (60%), con superficie ondulada y tiene una resistencia compresiva de 34 a 40 MPa. Tomando un tipo de terreno: MF/P.

#### 4.1.3. Evaluación de los Parámetros de Resistencia del Macizo Rocosó

Los parámetros de resistencia del macizo rocoso se determinaron aplicando el criterio de rotura de Hoek y Brown cuyos parámetros de ensayo del RMR fueron actualizados en los años 2002 y luego en el 2006. 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.

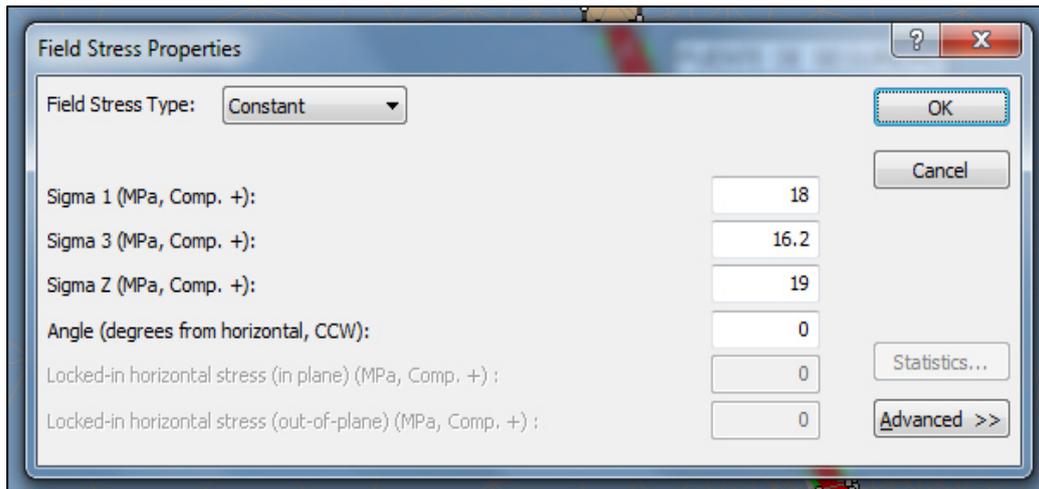
**Tabla 10.**  
**Ensayos de laboratorio de los esfuerzos del material**

Material Name	Color	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Material Type	Intact Compressive Strength (MPa)	mb (peak)	s (peak)	a (peak)
FILITA		1041.3	0.3	Elastic	60	0.265033	0.00024	0.508086
MINERAL		1000	0.3	Elastic	70	0.281288	0.00028	0.507551
RD		150	0.3	Elastic				

*Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para Abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120*

#### 4.1.4. Esfuerzos *in situ* de la Zona en Estudio

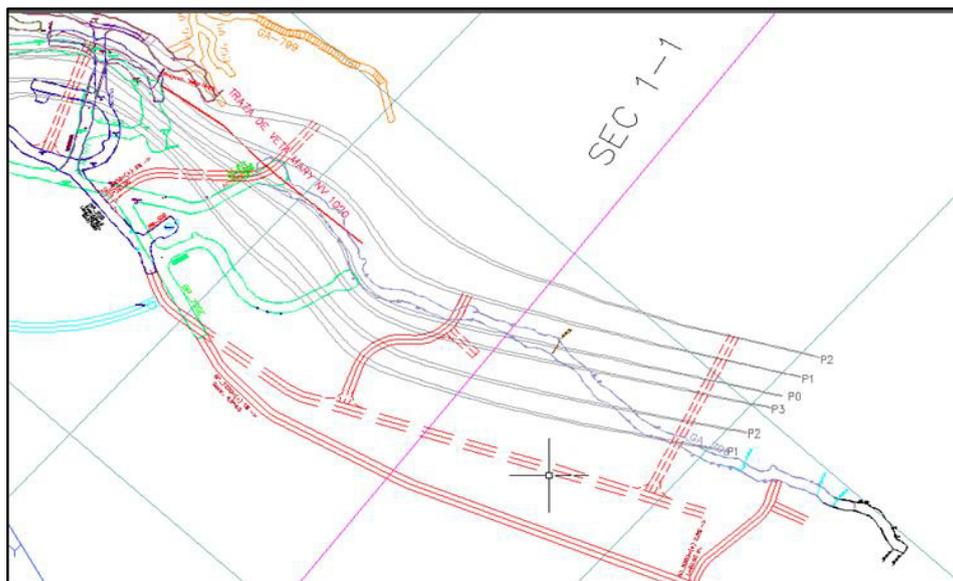
Para la estimación de los esfuerzos *in situ* se ha utilizado, el sitio más próximo (menos de 10 km en línea recta) en donde se han realizado mediciones instrumentales de los esfuerzos *in situ* es la mina *Andaychagua*. Estas mediciones fueron realizadas a profundidades de 600 a 800 m, utilizando la técnica del “*overcoring*” con celda triaxial CSIRO - HI. Ver Figura 14.



**Figura 14. Esfuerzos principales. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

#### 4.1.5. Análisis e Interpretación de los Resultados Mediante el Método de Modelamiento Numérico

Para realizar el análisis se definieron tres secciones que cortan de forma transversal a la veta de la galería 710E, en la zona de las filitas; uno en el tramo de las brechas volcánicas filitas, la segunda en el intermedio donde la foliación de las filitas es transversal a la estructura mineralizada, y la tercera en el tramo donde la foliación de las filitas es casi transversal a la estructura mineralizada. En la Figura 15 se pueden apreciar los cortes de las secciones transversales.



**Figura 15. Vista tipográfica en planta de la zona filita veta Mary. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

#### 4.1.6. Análisis e Interpretación de la Sección A-A

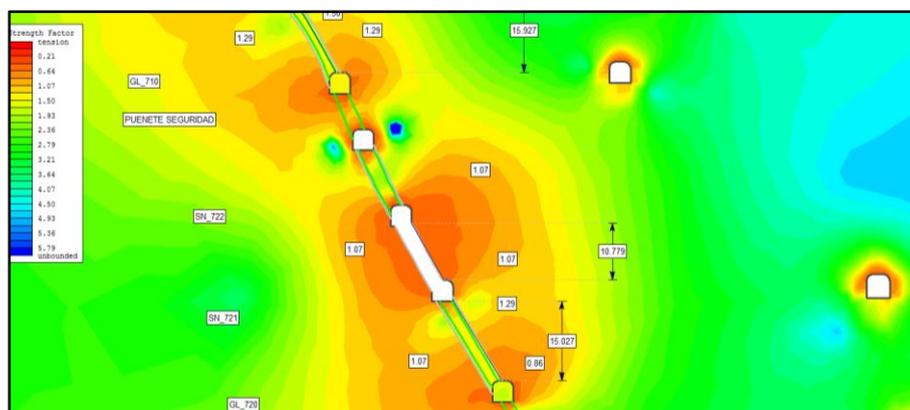
En la simulación de la sección 1-1 se muestra el comportamiento del esfuerzo principal antes de iniciada la explotación en el cual se observa que este varía de 18 a 21MPa.



**Figura 16. Comportamiento del esfuerzo principal en la sección 1-1. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

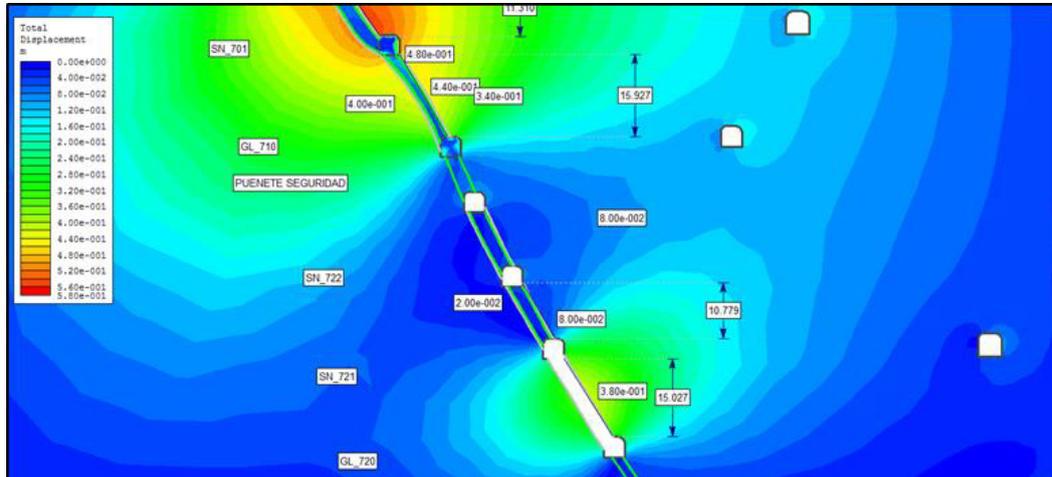
#### 4.1.7. Análisis del Comportamiento del Macizo Roco en la Explotación con Bancos de 10 m

En la siguiente figura se muestran los factores de resistencia que ofrece el terreno como respuesta a la excavación realizada, con alturas de banco de 10 m, donde se observa que tiene un valor de 1.07 en las aberturas disparadas, y 1.29 en tajos ya rellenados, garantizando de esta manera la estabilidad en dicha excavación.



**Figura 17. Factor de seguridad para la explotación con alturas de banco 10 m, FS=1.07. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

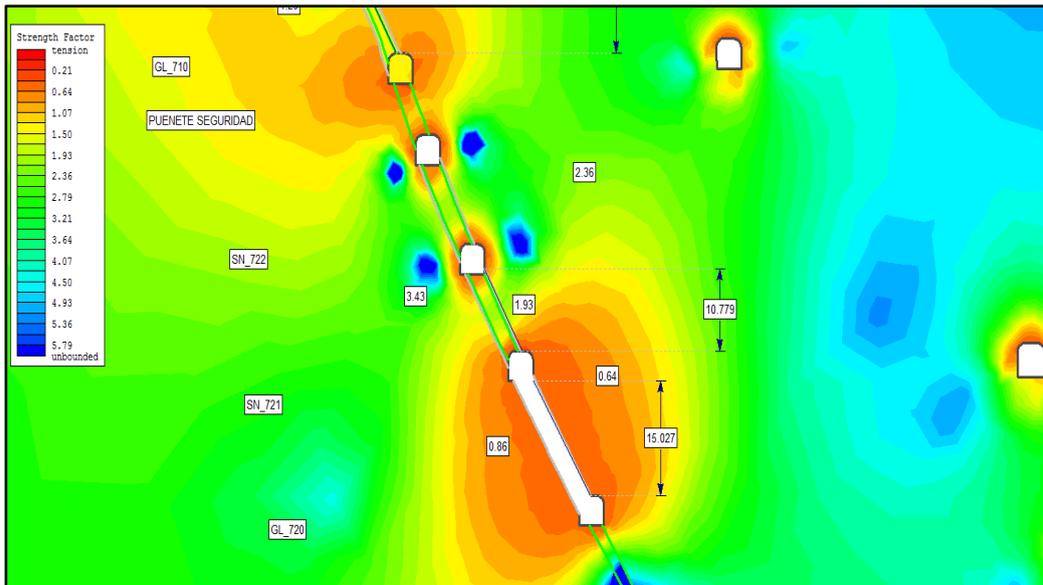
En la siguiente figura se muestran las deformaciones que experimentará el terreno durante la explotación, en la cual se observa que la mayor deformación será de 8 cm.



**Figura 18. Deformación que experimentará el terreno durante el minado, para altura de banco de 10 m. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120.**

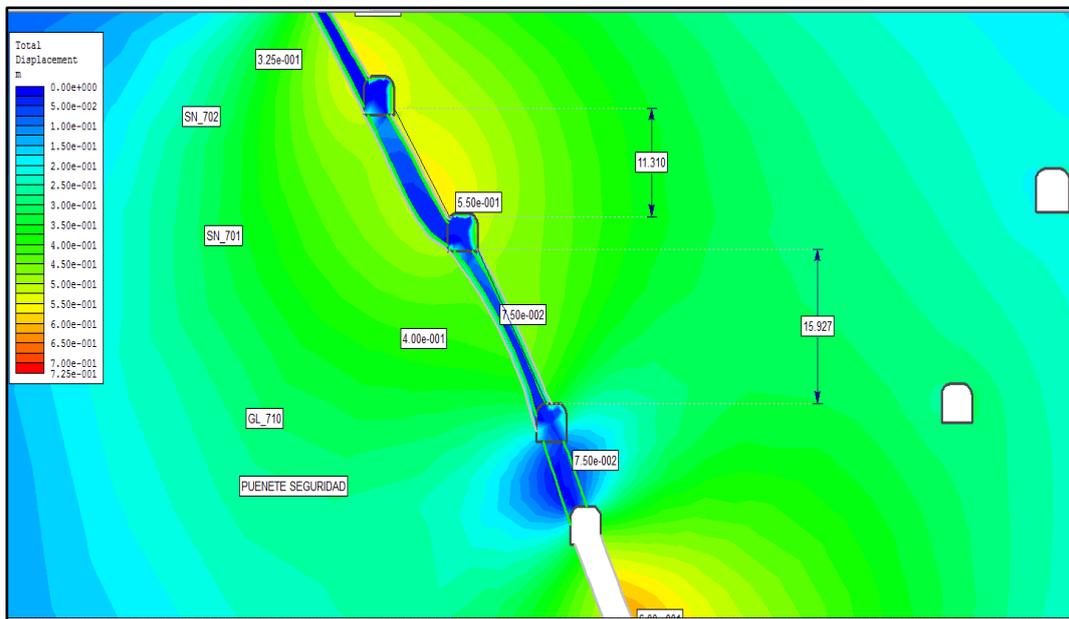
#### **4.1.8. Análisis del Comportamiento del Macizo Rocoso en la Explotación con Bancos de 15 m**

En la siguiente figura se muestran los factores de resistencia que ofrece el terreno como respuesta a la excavación realizada, con alturas de banco de 15 m, el cual muestra valores entre 0.64 a 0.86, en las aberturas disparadas, el cual indica que se tendrá mayor deformación y, como consecuencia, mayor desprendimiento.



**Figura 19. Factor de seguridad para la explotación con alturas de banco 15 m,  $FS=0.64$ . tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para apertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

En la siguiente figura se muestran las deformaciones que experimentará el terreno en la última fase de la explotación, en la cual se observa que la mayor deformación será de 7.5 cm. Esto será en la parte final de la explotación.



**Figura 20. Deformación que experimentará el terreno durante el minado, para altura de banco de 15 m. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para apertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

#### 4.1.9. Dimensionamiento de la Longitud Máxima Abierta (LMA) “Método Gráfico de Estabilidad”

Para determinar las dimensiones del tajeo de no ingreso del personal dentro del mismo, se utiliza aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE). De manera muy resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

**El número de estabilidad N'**, se define como:  $N' = Q' \times A \times B \times C \dots\dots (1)$

Donde:

Q\* es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado.

A es el factor de esfuerzo en la roca.

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas.

C es el factor de ajuste gravitacional.

- $Q^* = [RQD/J_n][J_r/J_a]$

Donde:

RQD: grado de fracturamiento del macizo rocoso

J<sub>n</sub>: número de sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso en estudio

J<sub>r</sub>: número de rugosidad de las discontinuidades

J<sub>a</sub>: número de alteración de las discontinuidades

De la caracterización geomecánica se tiene que el RQD promedio para el macizo rocoso es igual a 40%, según la clasificación RMR se tiene a la rugosidad como “ondulada”, la alteración exógena promedio en las superficies de discontinuidades se describe como “discontinuidades muy alteradas”. El resumen de esta descripción cualitativa según el sistema de valoración Q' modificado se muestra en la Tabla 11.

**Tabla 11.**

**El resumen de esta descripción cualitativa según el sistema de valoración Q' modificado del tipo de roca filitas**

<b>Caracterización del macizo rocoso según el Q modificado</b>	
Parámetro de valoración Sistema Q*	Valoración
Índice de Calidad de Roca (RQD)	40
Número de Familias de Discontinuidades (Jn)	9
Número de Rugosidad de Discontinuidades (Jr)	2
Número de Alteración de Discontinuidades (Ja)	4
Valoración del M. R., según Q* modificado	2.22

**Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

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

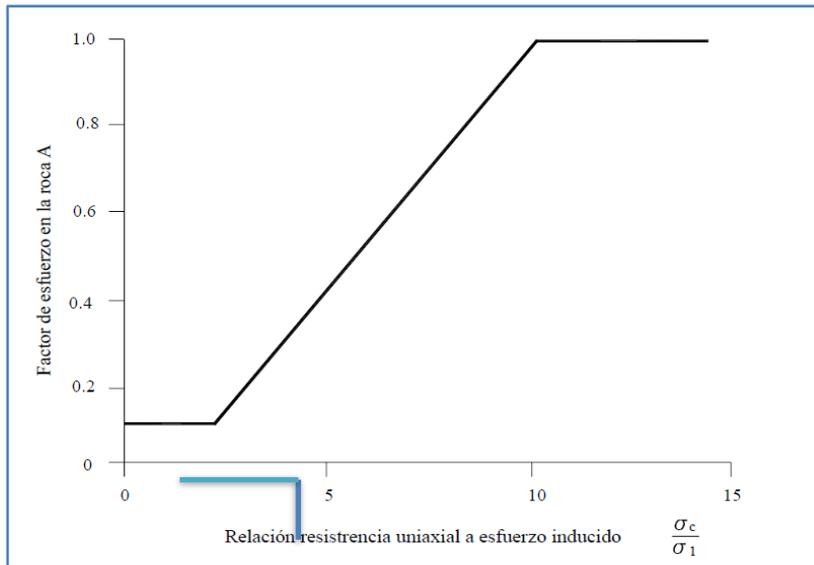
Este factor refleja los esfuerzos que actúan sobre la cara libre expuesta del tajeo. Se determina como el cociente de la resistencia a la **compresión uniaxial de roca** y el **esfuerzo compresivo máximo inducido en el macizo rocoso**. La magnitud del esfuerzo compresivo máximo inducido se estima empleando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

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

**Tabla 12.**

**Factor de esfuerzos "A"**

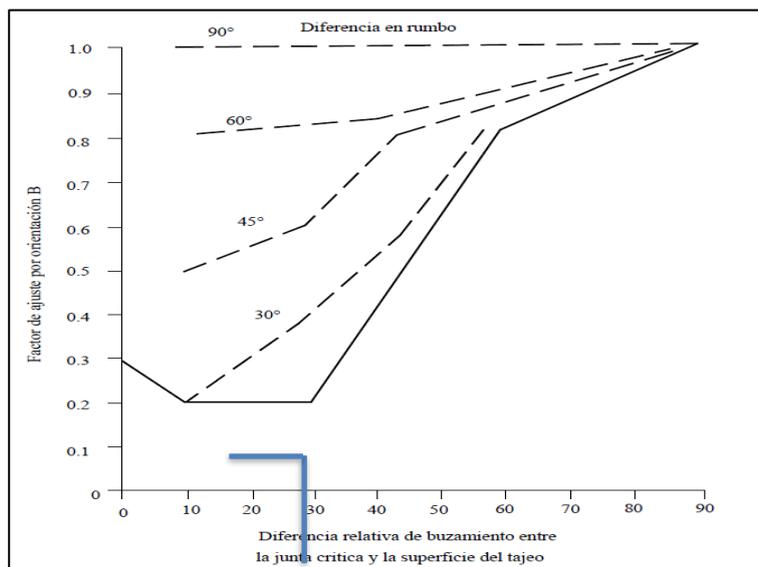
<b>Factor de esfuerzos "A"</b>		
Caja techo	Caja piso	Veta
2.18	2.18	3.03



**Figura 21. Cálculo del factor de esfuerzo “A”. Caja techo y piso 0.12. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

- **Factor de ajuste por orientación en las juntas (B)**

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



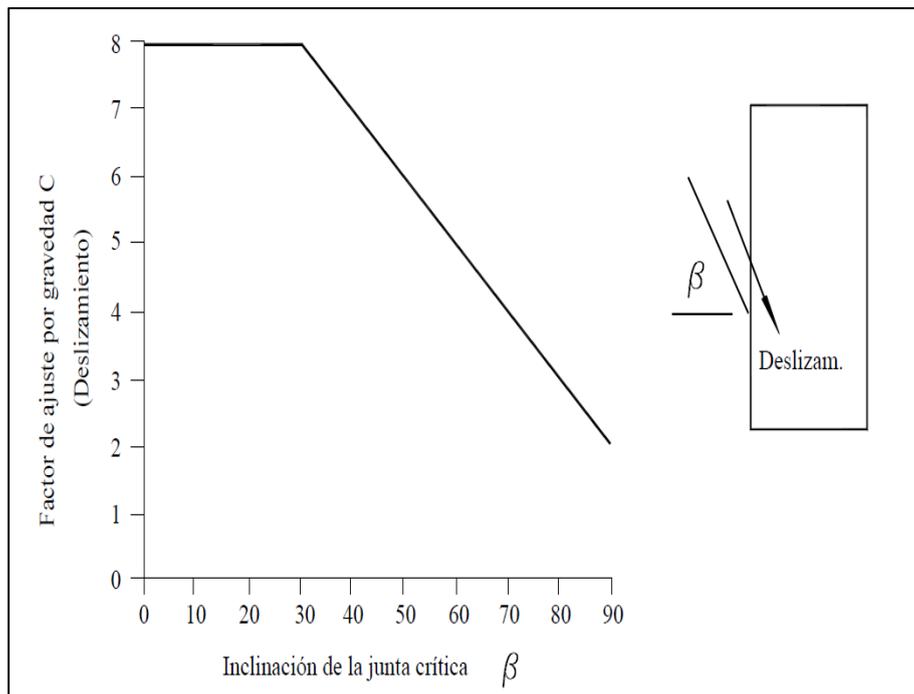
**Figura 22. Factor de ajuste “C” por orientación de juntas. Caja techo y Caja piso = 0.21. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

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

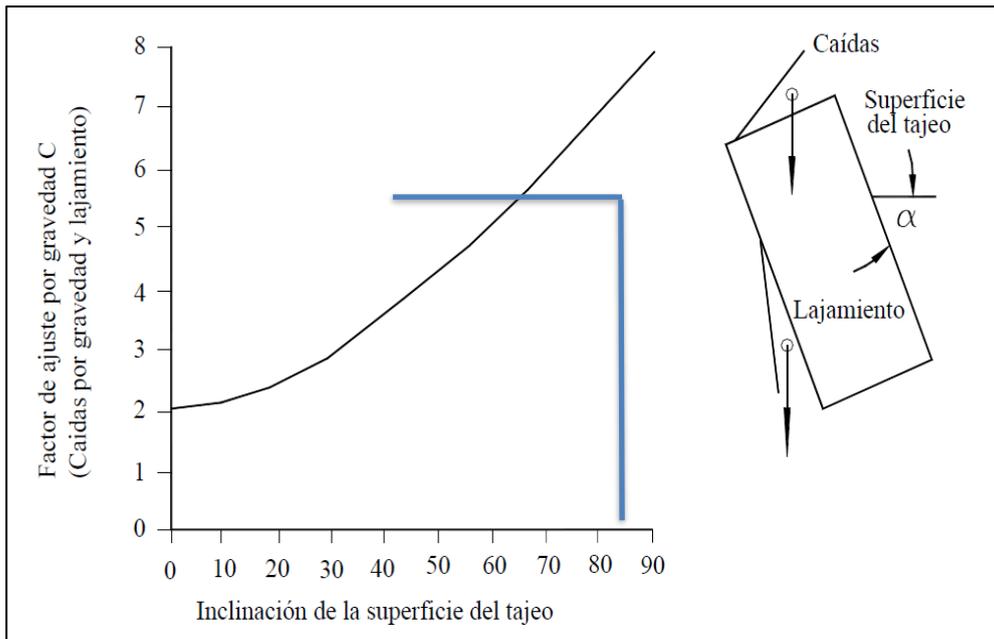
El factor **C** es un ajuste por efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducida por la gravedad o, desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo es de  $75^\circ$ - $78^\circ$   $\alpha$ . El factor **C** para estos casos puede ser calculado a partir de la relación  $C = 8 - 6 \cos \alpha$ , o determinado a partir del diagrama graficado. Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajeo. (7)

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



**Figura 23. Factor de ajuste C para caídas por deslizamiento. Caja Piso = 2.4. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**



**Figura 24. Factor de ajuste C para caídas por gravedad y lajamiento. Caja Techo = 5.2. Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

- **Cuadro del número de estabilidad (N)**

**Tabla 13.**

**Cálculo del número de estabilidad “N” del tajeo**

Dominio Estructural	Número de estabilidad del tajeo (N)				
	Q	A	B	C	N'
Caja techo	2.22	0.12	0.2	5.2	0.277056
Caja piso	2.22	0.12	0.2	2.6	0.138528

**Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

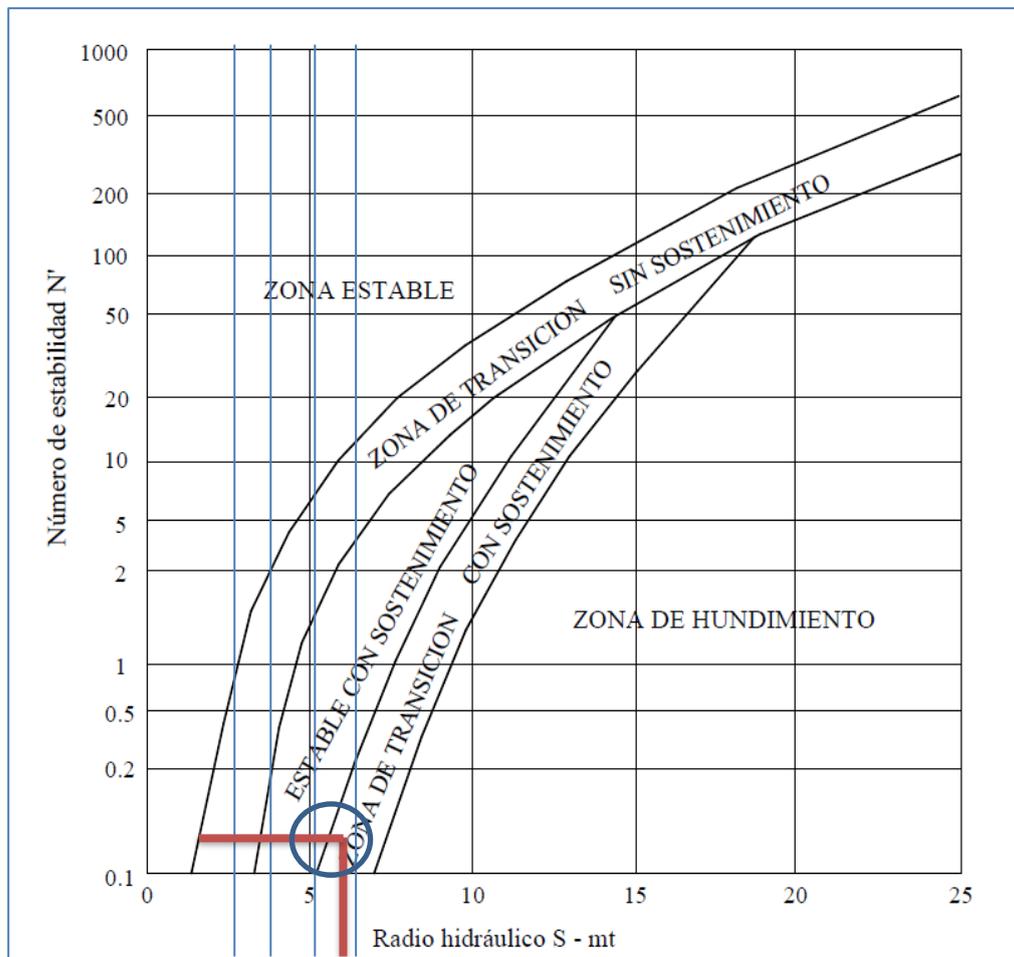
- **Radio Hidráulico (S).** El radio hidráulico viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro. Para calcular este valor se emplea la siguiente ecuación.

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

**Tabla 14.**  
**Cálculo del radio hidráulico "S", para bancos de 10 m**

Banco	Radio hidráulico (S)		
	H	W	S
10	19	10	3.28
	19	12	3.68
	19	14	4.03
	19	16	4.34
	19	18	4.62
	19	20	4.87

**Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**



**Figura 25. Estabilidad según Potvin para el tajeo "S" vs. "N". Tomada del Área Geomecánica en la unidad productora Carahuacra - Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros largos en veta Mary, niv. 1120**

### Interpretación

- Los factores de resistencia que ofrece el terreno para bancos con altura de 10 metros son: 1.07 en los tajeos disparados, y 1.29 en tajeos rellenados; dimensionamiento muy favorable para la explotación.

- De acuerdo al análisis del “Método Gráfico de Estabilidad” se puede definir que, para alturas de bancos de 10 metros, este puede permanecer expuesta 14 m (LMA: límite máximo de avance), debido a que estamos en la zona de transición sin sostenimiento, para las cajas; cuyo tiempo de autosoporte es de 48 horas; implica que debe realizarse el relleno del tajo expuesto durante este tiempo.
- Los factores de resistencia que ofrece el terreno para bancos con altura de 15 metros son entre 0.64 a 0.86 en los tajeos disparados; esto nos indica que bajo estas condiciones de dimensionamiento, se presentará mayor desprendimiento durante la explotación.
- De acuerdo al análisis del “Método Gráfico de Estabilidad”, se puede definir que para alturas de bancos de 15 metros con una longitud máxima abierta de 13 metros (LMA: límite máximo de avance), se estará en la zona estable con sostenimiento, para ello se empleará el sostenimiento natural por pilares para mantener el equilibrio del macizo rocoso en esta zona de influencia separadas a 13 metros de tajo expuesto, cuyos pilares controlarían los esfuerzos compresivos de las encajonantes. Las magnitudes de estos pilares serían de 5 metros.
- Para evitar dañar las encajonantes de roca filita, la perforación de los taladros largos debe estar distanciada de la caja techo a 30 cm, así como también controlar el suministro de explosivos.

#### **4.2. Análisis de la Producción de Mineral a Explotar para la Reducción del Costo de Producción en la Implementación del Método de Minado *Bench and Fill* en la veta Mary**

##### **4.2.1. Evaluación del Recurso Total Medido e Indicado e Inferido de la Unidad *Carahuacra* del año 2017 al 2018**

Recurso total medido e indicado e inferido en la unidad *Carahuacra* en promedio anual se tiene 6,200,000 toneladas con unas leyes de 7.03% zinc, 0.25% plomo, 0.08% cobre y 1.96 onzas de plata. Esta evaluación es acorde a las vetas más representativas de la unidad *Carahuacra*, la veta Mary y la veta María Luisa.

Estos datos ayudarán a evaluar el método de minado que se propone implementar en la unidad *Carahuacra*.

#### 4.2.2. Evaluación del Plan de Producción Anual del Método de Minado *Bench and Fill*

En las siguientes tablas se muestra el planeamiento de la producción anual respectivamente y la producción por método de explotación anual.

**Tabla 15.**  
**Planeamiento de la producción anual**

valores	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	Total
TMS	620,000	580,000	620,000	600,000	620,000	600,000	620,000	620,000	600,000	620,000	600,000	620,000	7,320,000
% Zn	6.91	7.59	6.81	7.32	7.27	6.95	6.72	7.31	6.87	6.78	6.78	7.1	7.03
% Pb	0.25	0.32	0.23	0.26	0.28	0.25	0.21	0.17	0.19	0.33	0.29	0.23	0.25
% Cu	0.08	0.09	0.12	0.09	0.09	0.06	0.07	0.1	0.06	0.08	0.06	0.11	0.08
Oz-Ag	1.67	1.83	1.8	2.03	2.02	1.95	1.97	2.11	1.59	2.05	2.16	2.37	1.96
VPT US\$	89.91	96.33	87.6	94.95	94.44	90.34	87.95	95.16	86.05	89.87	92.59	95.48	91.72

**Tabla 16.**  
**Producción por método de explotación anual**

Método	Tipo	Valores	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	total	
B&F	Frente	Producción	149,900	136,000	134,000	129,000	156,000	151,000	179,000	213,000	176,000	141,000	191,000	172,000	1,927,900	
		%Zn	5.71	5.1	6.01	4.32	7.13	6.73	7.36	5.97	5.89	4.52	5.21	7.36	6	
		%Pb	0.04	0.06	0.08	0.11	0.11	0.06	0.06	0.1	0.08	0.05	0.07	0.18	0.08	
		%Cu	0.13	0.13	0.32	0.25	0.26	0.4	0.23	0.17	0.18	0.33	0.4	0.19	0.25	
		Oz-Ag	1.2	1.2	2.91	1.45	1.87	2.46	2.07	1.97	2	2.05	2.25	2.24	2	
		VPT US\$	71.49	64.09	89.32	58.79	91.71	93.14	95.47	80.02	79.46	66.3	75.66	97.01	80.9	
	Banqueo	Producción	470,100	444,000	486,000	471,000	464,000	449,000	441,000	407,000	424,000	479,000	409,000	448,000	5,392,100	
		%Zn	7.29	8.36	7.04	8.14	7.32	7.03	6.46	8.01	7.27	7.45	7.81	7	7.42	
		%Pb	0.09	0.1	0.13	0.09	0.08	0.06	0.07	0.1	0.06	0.09	0.06	0.08	0.09	
		%Cu	0.29	0.36	0.21	0.27	0.28	0.2	0.2	0.17	0.2	0.33	0.23	0.24	0.25	
		Oz-Ag	1.77	2.02	1.49	2.18	2.07	1.78	1.93	2.19	1.42	2.05	2.11	2.42	1.95	
		VPT US\$	92.57	106.2	87.13	104.86	95.36	89.4	84.9	102.8	88.78	96.81	100.5	94.89	95.29	
		<b>Total Producción</b>		620,000	580,000	620,000	600,000	620,000	600,000	620,000	620,000	600,000	620,000	600,000	620,000	7,320,000
		<b>Total Producción</b>		6.91	7.59	7.32	7.27	6.95	6.72	7.31	6.87	6.78	6.98	7.10	7.10	7.05
<b>Total % Zn</b>		0.25	0.32	0.26	0.26	0.26	0.28	0.26	0.26	0.24	0.29	0.25	0.16	0.25		
<b>Total % Pb</b>		0.08	0.09	0.09	0.09	0.09	0.12	0.09	0.09	0.06	0.09	0.18	0.09	0.09		
<b>Total % Cu</b>		1.67	1.83	2.03	2.03	2.03	2.07	2.13	2.23	2.00	2.33	2.93	2.03	1.96		
<b>Total VPT US\$</b>		87.50	96.33	94.44	87.50	96.35	94.14	87.59	96.03	94.50	87.54	96.13	94.44	91.50		

*Tomada de la implementación del método de minado por Bench and Fill, con relleno detrítico es como se muestra en las tablas anteriores, con sus leyes respectivamente*

#### 4.2.3. Cálculo del *Cut - Off* del Método de Minado por *Bench and Fill* de la Unidad *Carahuacra*

El cálculo del *Cut - Off*, para implementación, se evaluó en promedio anual las toneladas extraídas en las zonas de las vetas Mary y María Luisa.

**Tabla 17.**  
**Cálculo del Cut – Off. Costo variable Bench and Fill**

<b>Cálculo del Cut - Off costo variable</b>	
<b>tm</b>	<b>620,000</b>
<b>Zonas</b>	<b>Vetas Mary - M L</b>
Costo de minado	21.85
Costo de tratamiento	5.19
Costo de energía	5.50
Costo de transporte	3.63
<b>Cut-Off económico \$/tm</b>	<b>36.17</b>

Se evaluó el costo del *Cut - Off* económico 36.17 dólares por tonelada (\$/tm).

#### **4.2.4. Evaluación de la Selección de Método de Minado (Nicholas)**

Determina la factibilidad de los métodos de minado por valorización numérica, el primer paso es clasificar la geometría y la distribución de leyes de acuerdo a la tabla de geometría del yacimiento y distribución de leyes, las características mecánicas del mineral, de la caja techo y piso son similarmente clasificadas, usando la tabla de características geomecánicas.

Valoración de la geometría y distribución de leyes de diferentes métodos de minado.

Valoración de las características geomecánicas del mineral, caja techo y caja piso de los diferentes métodos de minado

**Tabla 18.**  
**Evaluación de la selección de método de minado (Nicholas)**  
**SELECCIÓN DE MÉTODO DE MINADO (NICHOLAS)**

C

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

TABLA 3 CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS			ZONA MINERAL			CAJA TECHO			CAJA PISO		
<b>1.- RMR</b>			RMR								
Muy Débil	MD	0 - 20	<input type="text"/>								
Débil	D	20 - 40	<input type="text"/>								
Moderado	M	40 - 60	<input type="text"/>								
Fuerte	F	60 – 80	<input type="text"/>								
Muy Fuerte	MF	80 – 100	<input type="text"/>								
<b>1.- ESFUERZO DE SUBDUCCION DE LA ROCA (RSS) - ESFUERZO UNIAIXIAL/ESFUERZO PRINCIPAL</b>											
Muy Pobre	MP	(< 5)	<input type="text"/>								
Pobre	P	(5 - 10)	<input type="text"/>								
Moderado	M	(10 - 15)	<input type="text"/>								
Fuerte	F	(> 1.5)	<input type="text"/>								

**Tomada del Área Geomecánica de la unidad productora Carahuacra**

El resultado de la evaluación de la Selección del Método de Minado por David E. Nicholas dio como resultado la siguiente Tabla 19:

**Tabla 19.**  
**Resumen de los métodos de minado recomendados**

Orden	Método de explotación	Geometría y distribución de leyes	Características geomecánicas de la roca				Puntaje total
		Leyes	Mineral	Techo	Piso	Subtotal	
1	Cut & Fill Stopping	20	5	8	6	19	39
2	Bench and Fill Stopping (con relleno)	14	8	7	1	16	30

El resultado de la evaluación nos da como resultado que son dos los métodos factibles del *Cut And Fill* y *Bench and Fill*, con mayores puntajes.

Para la decisión definitiva se tiene en cuenta la evaluación del *Benchmarking* Método de Explotación de ambos métodos de explotación.

#### **4.2.5. Evaluación del *benchmarking* para el análisis de cada método de explotación**

Se ha evaluado conforme a las tres unidades mineras más cercanas que son los siguientes:

1. Unidad minera Yauliyacu
2. Unidad minera Morochocha
3. Unidad minera Atacocha

En la siguiente tabla se realiza el análisis comparativo *Benchmarking* de las unidades mineras correspondientes.

**Tabla 20.**  
**Benchmarking método de explotación**

BENCHMARKING BASE				
MINAS	YAULIYACU	MOROCOCHA		ATACOCCHA
UBICACIÓN	Peru, Region Lima, Provincia Huarochiri, Distrito de Chilca a 3884 msnm.	Peru, Region Junin, Provincia Yauli, Distrito de Morococha a mas 4550 msnm		Peru, region de pasco provincia de pasco, distrito de san francisco de asis de Yarusyaacan a 4050 msnm
CONTENIDO/PRODUCCION	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 hidraulico
	TDP: 3835.61	PLANTA TDP: 5000	PLANTA TDP: 5000	PLANTA TDP: 4400
	Cut-Off economico: 23,88 \$/t	Cut-Off: 3.62%	Cut-Off: 3.62%	Cut-Off: 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
	Dilucion: 11%	Dilucion: 10%	Dilucion: 8%	Dilucion: 10%
PROFUNDIZACIÓN	1500 metros			Nivel 1020 - 1170
METALURGIA	Recuperacion por flotacion de mineral. (85-90%)	Recuperacion del 79%		Recuperacion por flotacion de mineral
FUENTE	Presentacion del IIMP. PERUMIN 31 Convencion Minera - Empresa los Quenuales	Investigacion: Analisis Comparativo Entre Los Metodos De Explotacion Sublevel Stopping Vs Corte Y Relleno Convencional En La Mina Morococha		INFORME CLASIFICACION DE RIESGO Compañía Minera Atacocha
BENCHMARKING: Punto de vista Geologico - Geotecnico				
Minas	YAULIYACU	MOROCOCHA		ATACOCCHA
DESCRIPCION DE LAS ROCAS	Tipos de rocas: Areniscas, lutitas y Calizas. La formacion Jumasha es la base de muestra columna, sobre el, las secuencias de areniscas y lutitas. Luego la formacion de volcanicos y tufos.	Tipo de rocas: Calizas del grupo Pucara suprayacente a ella se halla el grupo Goyllarisquiza. TIPOS DE ALTERACION: SILICIFICACION, SERICITIZACION Y CAOLINIZACION.		Tipos de rocas: Calizas y Scherts del Grupo Pucara del Triasico - Jurasico. Las rocas del Triasico superior - Jurasico inferior del grupo Pucara sobreyacen al Grupo Mitu Y afloran a lo largo del cinturon MAV (MILPO ATACOCCHA - Vinchos) . Capas y calizas y cherts a lo largo de un rumbo de N 30° O de potencias 10 - 60 cm. Productos: Pb, Cu, Zn, Ag y Au
	Tipos de alteracion: silicificacion: se silifican los minerales rocosos preexistentes. Las rocas silificadas son generalmente competentes. Argillizacion: Las rocas argillitizadas, generalmente son incompetentes. Rumbo de anticlinales: N 20° O . Productos: Zn, Cu; Pb Y Ag	En vetas se forman de tension E-W, En las vetas, se forman fracturas de tension de buzamiento N 45° - 75° E a partir de soluciones hidrotermales.		
ESTUDIO GEOMECANICO	La mineralizacion no sufre aparentemente, ninguna variacion de los diferentes tipos de roca que atraviesa, pero si existe variacion 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, tambien se encuentra sobre pliegues del jurasico y cretacoico (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°
RELACION CON LA UNIDAD CARAHUACRA	La alteracion de las rocas cajas están relacionados 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 re cristalización y piritización; asimismo es conspicua la formación de brechas de solución y estructuras cársicas. El RMR no varía de caja techo y piso 40-45. Con calidad regular A y tipo de maciso rocoso IIIB. El GSI de las cajas techo y piso tiene una condicion 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 mas real, debido a sus características similares a la unidad minera carahuacra.	El tipo de alteracion es similar a la Unidad minera Carahuacra, ya que hay silicificacion en la roca caja y las fracturas se dan a partir de soluciones hidrotermales, sobre pliegues del jurasico - Cretasico, considerando los factores de alto fracturamiento y humedad permanente debido a la presencia de lagunas de areas grandes (aprox 5 km2) alrededor Se toman en cuenta mas lagos aledaños, que afectaria a nuestro RMR 89, pre eso consideraremos un RMR mas bajo. Tendríamos que considerar un mayor RMR a este.		La relacion estructural con la etapa de emplazamiento de stocks que se presenta en la unidad carahuacra esta asociada con la mineralizacion. 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 mineralizacion mas intensa de Piritita debilita al RMR de la roca. Por lo tanto, se debe considerar un RMR mayor a este
DISTANCIA A LA UNIDAD CARAHUACRA	29.40 Km	29.70 Km		182 Km

El método de minado por *Bench and Fill*, es lo óptimo para la unidad minera Carahuacra ya que en el estudio realizado referente al análisis del *Benchmarking* es lo ideal. Ya que las unidades mineras cercanas lo están empleando actualmente.

### 4.3. Evaluación de los Costos Unitarios Operacionales en la Implementación del Método de Minado *Bench and Fill* en la veta Mary

#### 4.3.1. Evaluación con el *Trade-off* del Método de Minado Óptimo

La evaluación del *trade - off* como se sabe es para la evaluación del margen económico ideal como también viendo la seguridad del método de minado.

Se evalúa la dilución según O'Hara para ambos métodos y se muestra en la siguiente tabla.

#### A. La determinación de la dilución

La dilución está en función al diseño según O'Hara para ambos métodos de minado y, finalmente, la dilución de diseño más apropiado.

Tabla 21.  
*Estimación de dilución según O'Hara*

ESTIMACION DE DILUCION (Según O'Hara)		
Dilucion = $K/((w)^{\frac{1}{2}} * \text{sen } a)$	Taladros Largos	Corte y Relleno
K : contante	55	25
W : potencia de veta (metros)	2.4	2.4
a : buzamiento veta	80	80
	<b>36.05</b>	<b>16.38</b>

La constante de dilución según O'Hara se evalúa según el método de minado que se utilizó para hallar la dilución.

Los recursos del plan de producción total de la Tabla 15 llega a 7,320,000 toneladas.

**Tabla 22.**  
**Evaluación de la dilución de cada método de minado**

<b>Trade off métodos de minado</b>			
<b>Método</b>	<i>Bench and Fill</i>	<b>Corte y relleno</b>	<b>Unidades</b>
<b>Recursos</b>	7,320,000	7,320,000	t
<b>Dilución</b>			
<b>K de O'Hara</b>	55	25	K constante
<b>potencia</b>	3.28	3.28	m
<b>Dilución estimada</b>	30.56	13.89	%
<b>Potencia diluida</b>	4.28	3.74	m
<b>Recursos diluidos</b>	9,556,656	8,336,662	t
<b>Recursos diluidos indicados</b>	2,236,656	1,016,662	t

**Interpretación:**

En la tabla se muestra la evaluación de recursos diluidos indicados con la ayuda de la estimación de dilución de O'Hara se tiene:

- Para el método de minado por *Bench and Fill* se tienen 2,236,656 toneladas.
- Para el método de minado por corte y relleno se tiene 1,016,662 toneladas.

Con esos resultados se halla la recuperación del tonelaje de minado. Como se muestra en la siguiente tabla.

**Tabla 23.**  
**Recuperación para cada método de minado**

<b>Tonelaje total de recuperación</b>			
<b>Método</b>	<i>Bench and Fill</i>	<b>Corte y relleno</b>	<b>Unidades</b>
<b>Recursos diluidos indicados</b>	2,236,656	1,016,662	t
<b>Recuperación de mina</b> = (recursos diluidos x recuperación de mina)	80%	90%	%
<b>Tonelaje minado</b>	1,789,324	914,995	t

**Interpretación:**

Se tiene:

- Para el método de minado por *Bench and Fill* se tiene 1,789,324 toneladas.

- Para el método de minado por corte y relleno se tiene 914.995 toneladas.

**Tabla 24.**

**Ritmo de producción por método de minado**

<b>Ritmo de producción</b>			
<b>Método</b>	<i>Bench and Fill</i>	<b>CORTE Y RELLENO</b>	<b>UNIDADES</b>
<b>Reservas</b> = (recursos diluidos + tonelaje minado)	7,767,331.12	7,421,666.16	t
<b>Producción anual</b>	735,654	700,061	t
<b>Producción diaria</b>	2,015	1,948	t
<b>Producción diaria</b>	2,222	2,147	tc
<b>Capex por fórmula</b>			
<b>B&amp;F=115000* producción diaria (tc) ^0.552</b>	8,092,657.6	42,945,292	\$
<b>C&amp;F=1250000* Producción diaria (tc) ^0.461</b>			
<b>Opex mina</b> = (según el área de planeamiento unidad minera Carahuacra)	58.34	72.46	\$/t
<b>Total</b> = (producción anual X opex mina)	42,918,080.86	51,516,268.20	\$
<b>Costo unitario (total/reservas)</b>	5.53	6.94	\$/t

**Interpretación:**

- Existe una reducción considerable del gasto de capital (Capex) a favor de la implementación del método de minado *Bench and Fill* en 42,918,080.86 dólares.
- EL *opex mina*, para el método de minado en *Bench and Fill* es 58.34 dólares por tonelada y en el método de minado por corte y relleno es de 72,46 dólares por tonelada. Se tiene una reducción del costo de operación a favor de la implementación del método de minado *Bench and Fill* en 14 dólares por tonelada.
- El costo de operación en relación a la producción anual para el método de minado *Bench and Fill* es de 42,918,080.86 dólares y en el método de corte y relleno es de 51,516,268.20 dólares, en la implementación se tiene una

reducción de costo operacional de la producción anual de 8,598,187.34 dólares.

- El costo unitario del método de minado en *Bench and Fill* es de 5.53 dólares por tonelada y en corte y relleno es de 6.94 dólares por tonelada, en la implementación se tiene una reducción del costo en 1.41 dólares por tonelada.

**Tabla 25.**  
**Margen económico de ley equivalente en ambos métodos de minado**

<b>Margen económico de Ley equivalente</b>			
<b>Método</b>	<i>Bench and Fill</i>	<b>Corte y relleno</b>	<b>Unidades</b>
<b>Ley equivalente zinc</b> (es el mineral más representativo de la unidad minera <i>Carahuacra</i> según el área de geología evaluado según el método de minado)	7.05	7.51	g/t
<b>VPT</b> (Valor por tonelada establecida por el área de planeamiento para cada método)	148.05	157.71	\$/t
<b>VPT - costos operativos - inversión unitaria</b> = (VPT - costo unitario – opex mina)	84.18	78.31	\$/t
<b>Diferencia</b> = (VPT - costos operativos - inversión unitaria del <i>Bench and Fill</i> ) – (VPT - costos operativos - inversión unitaria corte y relleno)	5.88		\$/t
<b>Método seleccionado</b>	<i>Bench and Fill</i>		

**Interpretación:**

- El *Trade Off* para la implementación del método de minado significó un ahorro de 5.88 \$/t.

**Tabla 26.**  
**Factores de diseño**

**Altura de corte**

\* Completar las dimensiones según el tipo de minado a aplicar.

Método	Tipo	Valor	Unidad
SLS	Banco	10.00	m
	Subnivel	4.00	m
	Galería	4.00	m

**Densidades**

\* Verificar los valores de acuerdo a los resultados obtenidos.

Tipo	Valor	Unidad
<b>R. Detritico</b>	2.05	t/m3
<b>R. Mixto</b>	2.02	t/m3
<b>Shotcrete</b>	2.43	t/m3
<b>Desmante</b>	2.70	t/m3

**Dilución por limpieza adicional del piso**

\* Verificar los valores de acuerdo a los resultados obtenidos.

Capacidad (yd3)	Valor	Unidad
6.00	0.35	m

**Ancho de labor**

\* Completar las dimensiones según el tipo de equipo a aplicar.

Método	Tipo	Equipo (yd3)	Valor	Unidad
SLS	Subnivel	6.00	3.80	m
SLS	Galería	6.00	3.80	m
SLS	Banco	6.00	1.20	m

## CONCLUSIONES

1. Se redujo considerablemente el gasto de capital (Capex) a favor de la implementación del método de minado *Bench and Fill* en 42,918,080.86 dólares.
2. La evaluación del *opex mina*, para el método de minado en *Bench and Fill* es 58.34 dólares por tonelada y en el método de minado por corte y relleno es de 72,46 dólares por tonelada. Se tiene una reducción del costo de operación a favor de la implementación del método de minado *Bench and Fill* en 14 dólares por tonelada.
3. La evaluación del costo de operación en relación a la producción anual para el método de minado *Bench and Fill* es de 42,918,080.86 dólares y en el método de corte y relleno es de 51,516,268.20 dólares, en la implementación se tiene una reducción de costo operacional de la producción anual de 8,598,187.34 dólares.
4. La evaluación del costo unitario del método de minado en *Bench and Fill* es de 5.53 dólares por tonelada y en corte y relleno es de 6.94 dólares por tonelada, en la implementación se tiene una reducción del costo en 1.41 dólares por tonelada.
5. El *Trade Off* para la implementación del método de minado significó un ahorro de 5.88 \$/t.

## RECOMENDACIONES

1. La aplicación del método *Bench and Fill* es importante, ya que, si se producen desviaciones por alguna falla, cavidad, o por deficiente alineamiento del brazo del Jumbo radial, el impacto generado en dilución será fuerte. Perforar estrictamente según el diseño entregado y alineado con clinómetros y, eliminar los taladros fuertemente desviados haciendo un buen levantamiento de los taladros del piso para evitar picar caja y aumentar la dilución.
2. Debe existir control constante de los factores geomecánicos y geológicos. Así también, los controles topográficos de precisión a los puntos de inicio y de llegada de los taladros deben ser previamente compensados por medio de una poligonal cerrada; cada taladro perforado debe ser levantado inmediatamente para determinar su desviación, si la desviación está fuera del rango aceptable se deberá realizar taladros adicionales, descartando los taladros desviados.
3. El método de explotación por taladros largos presenta oportunidades de mejora, por el mismo hecho de su reducción de costos en su etapa de explotación, se recomienda seguir trabajando para poder reducir costos en las operaciones unitarias, lo cual se logrará realizando seguimientos en sus ciclos de operaciones.
4. Es necesario marcar en el nivel inferior la traza de la veta, ya que permite decidir, a la supervisión, fácilmente el carguío del taladro para su voladura.
5. Se recomienda usar Emulnor 3000 1 ½" x 12" en los taladros de producción y para los taladros de contorno Emulnor 1000 1 ½" x 12", ya que este producto tiene menor brizancia, desacoplado en diámetro y en longitud.

## LISTA DE REFERENCIAS

1. **COLONIO QUISPE, Elvis Sadan.** *Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles de taladros largos en la U. E. A. Recuperada de la compañía de minas Buenaventura S. A. A. Huancayo – Perú : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2015.*
2. **CASAZUELA VILCA, Christian Yhonatan.** *Diseño e implementación del método de explotación Bench and Fill Stopping en vetas angostas tipo Rosario, para incrementar la producción minera Chahuane SAC. Arequipa – Perú : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2018.*
3. **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 del Centro del Peru, 2018.*
4. **COLCA, Roger y VILLALTA, 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.*
5. **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 – Peru : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2013.*
6. **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 de San Agustín de Arequipa, 2018.*
7. **TANCAILLO, Edgard y UMAÑA, Isidro.** *Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura minera Yanaquihua S. A. C. Arequipa : S.N., 2014.*
8. **UNIDAD ECONÓMICA ADMINISTRATIVA (Uea) Carahuacra.** *Técnico para las actividades a ser desarrolladas con explosivos y materiales relacionados. Lima : Volcan compañía minera S. A. A., 2017.*
9. **ÁREA DE GEOMECÁNICA de la unidad minera Carahuacra.** *Plan de minado. Yauli - Oroya : Volcan compañía minera S. A. A., 2018.*
10. **ÁREA GEOMECÁNICA de la unidad productora Carahuacra.** *Dimensionamiento para abertura máxima de longitud de minado por taladros*

- largos en veta Mary, niv. 1120. Yauli - Oroya : Volcan compañía minera S. A. A., 2016.*
11. —. Estudio geomecánico para taladros largos veta Mary-zona volcánica. Yauli - Oroya : Volcan compañía minera S. A., 2016.
  12. **EL PRESIDENTE DEL Congreso de la República.** *Ley General Del Ambiente - Ley N.º 28611.* Lima : El Congreso de la República, 2005.
  13. **CALLA, Jaime.** *Aplicación de taladros largos en el sistema de vetas Virginia - mina San Cristóbal.* Yauli - Oroya : compañía minera Volcan S. A. A., 2015.
  14. **CAMPOS ARZAPALO, Edmundo.** *Determinación de la producción requerida unidad minera Yauli.* Ayacucho – Perú : Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, 2015.
  15. **EL PRESIDENTE DE LA REPÚBLICA.** Decreto Supremo N.º 024-2017. Lima : Diario Oficial Del Bicentenario "El Peruano", 2017.

## **ANEXOS**

## Anexo 1

### Matriz de consistencia

Problema general	Objetivo general	Hipótesis general
¿Cómo se realizará la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.?	Determinar la implementación del Método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.	Es factible y viable la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas
<p>¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso para la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.?</p> <p>¿Cuál es la influencia del incremento de la productividad de mineral para la reducción del costo de producción en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.?</p> <p>¿Cuáles son los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.?</p>	<p>Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso para la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.</p> <p>Determinar el incremento de la productividad de mineral para la reducción del costo de producción en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.</p> <p>Determinar los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.</p>	<p>Son factibles y viables las características geomecánicas del macizo rocoso para la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.</p> <p>Es factible y viable el incremento de la productividad de mineral para la reducción del costo de producción en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.</p> <p>Es factible y viable la determinación de los costos unitarios operacionales en la implementación del método de minado <i>Bench and Fill</i> en la veta Mary de la unidad productora Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A.</p>

## Anexo 2

### Concepto de benchmarking

1.- Proceso: Exploraciones.	Ton cubicadas / metro de avance	
	Ton cubicadas / Ton extraída	
	Horas hombre / metro de avance	
	Perforación diamantina	
	Chimeneas y echaderos - Galerías y cruceros - Rampas	
2.- Proceso: Minado.	Ton minada - Ton de desbroce - Ton lixiviable	
	Ton minada / 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	
	Ton – Km por cada medio de transporte	
	US\$ / Ton – Km de cada medio de transporte	
	Rendimiento de llantas	
	Rendimiento de cables	
4.- Proceso: Concentración metalúrgica.	Ton 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\$ / Ton – 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
		No. de proveedores que proveen el 80 % de las compras
	Gestión de inventarios	No. de items 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		

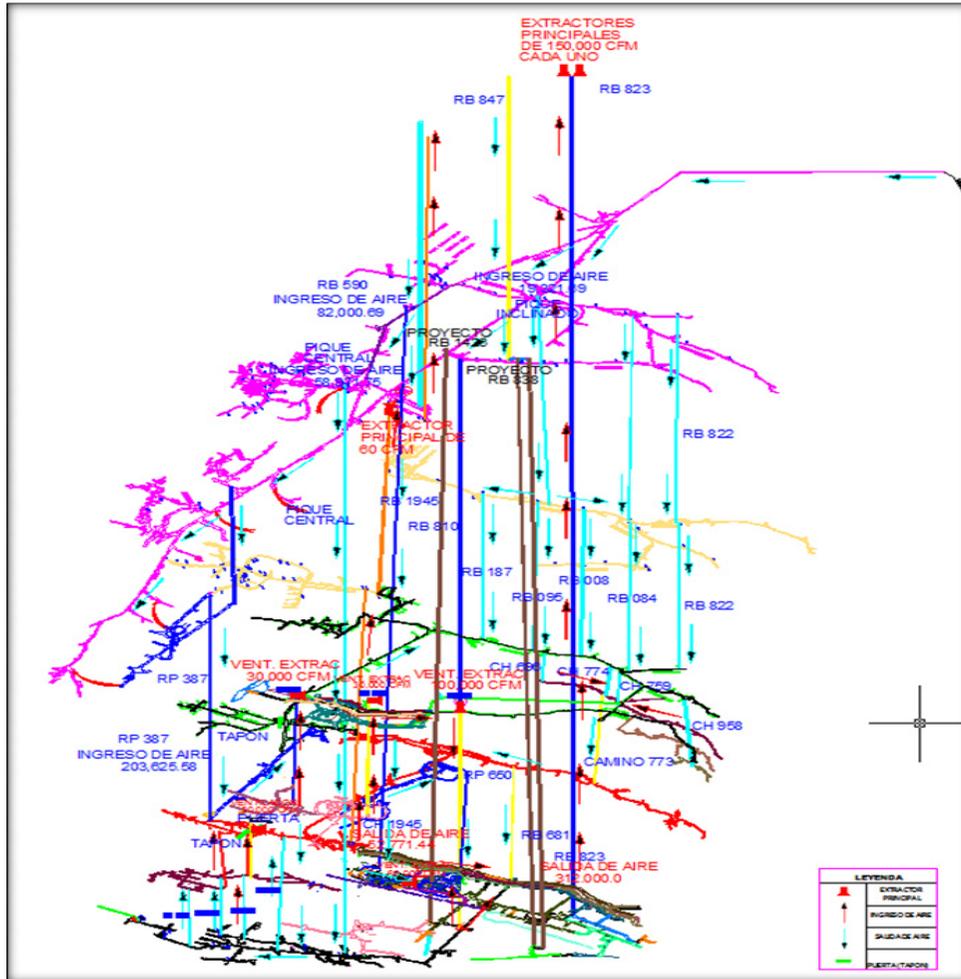
### Anexo 3

#### Inspección al Simba J-314 en el Tajo 120 (profundización del niv. 1120)



En la imagen se observan taladros previos al uso del equipo jumbo, perforando en negativo en los tajos de la unidad minera Carahuacra

## Anexo 4 Necesidad de aire de mina *Carahuacra*



BALANCE GENERAL DE AIRE				
MINA CARAHUACRA				
FECHA: Febrero-2013				
<b>1.- INGRESO DE AIRE</b>		<b>M3 / min</b>	<b>CFM</b>	
Pique Central - Nv 820	1,671.53	58,971.6844		
Pique Inclinado - Nv 820	547.65	19,321.0743		
RB 590	2,324.26	82,000.0000		
Rampa 387 - Nv 920	5,760.36	203,225.6041		
<b>TOTAL INGRESO</b>	<b>10,303.81</b>	<b>363,518.36</b>		
<b>2.- SALIDAS DE AIRE</b>		<b>M3 / min</b>	<b>CFM</b>	
RB 823- Nv 1020	8,843.54	312,000.00		
CH 1945 - Nv 970	1,495.78	52,771.07		
<b>TOTAL SALIDA</b>	<b>10,339.32</b>	<b>364,771.07</b>		
<b>3.- NECESIDADES DE AIRE</b>				
<b>3.1 Para personal</b>				
6	m3 / min / hombre			
<b>SUB - TOTAL</b>		<b>570</b>	<b>20,110</b>	
<b>3.2 Para equipo diesel</b>				
3	m3 / min / HP			
<b>SUB - TOTAL</b>		<b>3615</b>	<b>10,845.00</b>	<b>382,612</b>
<b>TOTAL NECESIDAD AIRE MINA</b>		<b>11,415</b>	<b>402,721.20</b>	
<b>4.- COBERTURA NECESIDADES DE AIRE:</b>				
		<b>INGRESO</b>	<b>363,518.36</b>	
		<b>SALIDA</b>	<b>364,771.07</b>	
		<b>TOTAL NECESIDAD DE AIRE</b>	<b>402,721.20</b>	
		<b>COBERTURA</b>	<b>90.27%</b>	

## **Anexo 5**

### **Tajo 120 (profundización en el niv. 1120)**



En la imagen se observan los taladros marcados para ser perforado en negativo con una longitud de 20 metros

## **Anexo 6**

### **Tajo 120 (profundización en el niv. 1120)**



En la imagen se observa, después del levantamiento, se coloca rafia con un taco de 30 centímetros para poder realizar el carguío de los taladros de 20 metro en negativo

**Anexo 7**  
**Tajo 120 (profundización en el niv. 1120)**



En la imagen se observa, después de tener los taladros perforados, la realización del levantamiento de todos los taladros para luego ser calculada la cantidad de explosivos y para el uso adecuado del secuenciamiento de salida de los faneles.

## Anexo 8

### Tajo 120 (profundización en el niv. 1120)



En la imagen se observa el corte de los explosivos por en medio para tener un buen confinamiento en los taladros negativos que se va a cargar.

## Anexo 9

### Tajo 120 (profundización en el niv. 1120)



En la imagen se observa, después de colocar los tacos con detritos y haber distribuido los faneles, que se llega a realizar el carguío con los explosivos mencionado y dando al cálculo que se halló para la cantidad de explosivos por taladros.