

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Aplicación del método de explotación taladros largos  
en vetas angostas sin By Pass - Veta Ramal Alianza  
de Minera Argentum**

Miguel Angel Baldeon Lazaro

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



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

## **ASESOR**

Ing. Javier Córdova Blancas

## **AGRADECIMIENTO**

A nuestro Dios, por bendecirme e iluminarme en cada etapa de mi vida, a mis padres por su incondicional apoyo y sus sabios consejos, a las diferentes personas de la empresa compañía minera Argentum S. A. – unidad Morococha, a mi asesor Ing. Javier Córdova Blancas por sus sabios consejos en el desarrollo de la presente tesis.

## **DEDICATORIA**

En primer lugar, a mis adorados padres, por inculcarme valores, por apoyarme en mi formación profesional y por hacer de mí una persona de bien.

## ÍNDICE DE CONTENIDO

PORTADA -----	I
ASESOR -----	II
AGRADECIMIENTO -----	III
DEDICATORIA -----	IV
ÍNDICE DE CONTENIDO-----	V
LISTA DE TABLAS -----	VIII
LISTA DE FIGURAS -----	IX
RESUMEN-----	XI
ABSTRACT-----	XII
INTRODUCCIÓN -----	XIII
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO-----	15
1.1. Planteamiento y formulación del problema -----	15
1.1.1. Planteamiento del problema -----	15
1.1.2. Formulación del problema -----	16
1.2. Objetivos -----	16
1.2.1. Objetivo general -----	16
1.2.2. Objetivos específicos -----	16
1.3. Justificación e importancia -----	17
1.3.1. Justificación social - práctica-----	17
1.3.2. Justificación académica -----	17
1.3.3. Justificación económica -----	17
1.4. Hipótesis de la investigación -----	17
1.4.1. Hipótesis general-----	17
1.4.2. Hipótesis específicas-----	17
1.5. identificación de las variables -----	18
1.5.1. Variable independiente -----	18
1.5.2. Variables dependientes -----	18
1.5.3. matriz de operacionalización de variables-----	18
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO-----	20
2.1. Antecedentes del problema-----	20

2.1.1. Antecedentes nacionales -----	20
2.2. Generalidades -----	22
2.2.1. Ubicación accesibilidad -----	22
2.2.1. Clima y vegetación -----	23
2.3. Geología general -----	24
2.3.1. Geología regional -----	24
2.3.2. Estratigrafía -----	24
2.3.3. Geomorfología -----	29
2.3.4. Geología local -----	29
2.3.5. Modelo de mineralización -----	29
2.3.6. Vetas -----	30
2.3.7. Mantos y cuerpos -----	30
2.3.8. Cuerpos mineralizados en zonas de contacto -----	32
2.3.9. Diseminaciones -----	32
2.4. Bases teóricas del estudio -----	32
2.5. Evaluación geomecánica veta Alianza Y Ramal Alianza -----	32
2.5.1. caracterización geomecánica -----	32
2.5.2. condición de discontinuidades en caja techo y piso -----	35
2.5.3. Ensayos de mecánica de rocas -----	35
2.5.4. Aplicación del método gráfico de estabilidad -----	38
2.6. Sostenimiento de los subniveles -----	43
2.7. Producción y reservas -----	44
2.8. Implementación del método de minado <i>sublevel stoping</i> con variante en la preparación -----	49
2.9. Cambio de método de explotación de <i>cut and fill a sublevel stoping</i> -----	50
2.9.1. Diagrama de flujo del método de minado <i>sublevel stoping</i> -----	50
2.9.2. Benchmarking del método de minado <i>sublevel stoping</i> en operaciones mineras en Perú -----	51
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN -----	53
3.1. Método y alcances de la investigación -----	53
3.1.1. Método de la investigación -----	53
3.1.2. Alcances de la investigación -----	54

3.2. Diseño de la investigación -----	54
3.2.1. Tipo de diseño de investigación-----	54
3.3. Población y muestra -----	55
3.3.1. Población-----	55
3.3.2. Muestra -----	55
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos -----	55
3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos -----	55
3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos -----	55
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN -----	56
4.1. Resultados del tratamiento y análisis de la información -----	56
4.1.1. Análisis previos a la aplicación del método de minado <i>sublevel stopping</i> con taladros largos en vetas angostas sin <i>bypass</i> -----	56
4.1.2. Análisis diseño método de minado <i>sublevel stopping</i> -----	62
4.1.3. Análisis de criterios de diseño para el minado <i>sublevel stopping</i> -----	65
4.1.4. análisis de sostenimiento -----	74
4.1.5. Análisis de los kpis en mina -----	75
4.1.6. Análisis del control de calidad -----	78
4.1.7. Análisis económico -----	81
CONCLUSIONES-----	83
RECOMENDACIONES-----	85
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS -----	86
ANEXOS -----	87

## LISTA DE TABLAS

Tabla 1: Tabla de variables .....	19
Tabla 2. Ruta geográfica .....	23
Tabla 3. Ensayos de Propiedades Físicas .....	36
Tabla 4. Ensayos de resistencia a la compresión simple .....	36
Tabla 5. Ensayos de resistencia a la tracción indirecta.....	37
Tabla 6. Ensayos de propiedades elásticas .....	37
Tabla 7. Ensayos de propiedades elásticas .....	37
Tabla 8: Ensayos de corte directo .....	38
Tabla 9. Recursos y reservas a junio del 2019.....	47
Tabla 10. Producción periodo 2020.....	48
Tabla 11. Diagrama de flujo del método de minado sublevel stoping .....	51
Tabla 12. Benchmarking del método de minado sublevel stoping en diferentes operaciones mineras en Perú .....	52
Tabla 13. Producción histórica y cash cost asociado .....	59
Tabla 14. Costo de producción histórico por área .....	60
Tabla 15. Incidencia de costo por área .....	61
Tabla 16. Margen de utilidad histórica.....	62
Tabla 17. Malla de perforación 4 x 4 m para el desarrollo de rampas.....	67
Tabla 18. Malla de perforación 3 x 3.8 m para subniveles .....	68
Tabla 19. Diseño de mezcla de shotcrete con 2 y 4 horas.....	75
Tabla 20. KPIs mina .....	76
Tabla 21. Desviación de taladros .....	80
Tabla 22. Producción periodo 2012 a 2019.....	81
Tabla 23. Producción periodo 2012 a 2019.....	82
Tabla 24. Matriz de operacionalización de variables.....	89

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Plano de ubicación del distrito de Morococha .....	23
Figura 2. Plano geológico distrito minero de Morococha.....	26
Figura 3. Columna estratigráfica distrito minero de Morococha .....	28
Figura 4. Modelo de mineralización distrito minero de Morococha.....	29
Figura 5. Vista de la caja techo de la veta Alianza y Ramal Alianza, SN 170, con presencia de cuñas y fracturas subparalelas a la veta. ....	33
Figura 6. Plano geomecánica del SN 170 E-W, veta Alianza y Ramal Alianza - mina Codiciada.....	34
Figura 7. Plano geomecánica del SN 171 E-W, 172 E-W y acceso 141, veta Alianza y Ramal Alianza - mina Codiciada. ....	34
Figura 8. Principales sistemas de fracturas del composito de las mediciones de las discontinuidades en cajas techo y piso de la veta Alianza y Ramal Alianza - mina Codiciada.....	35
Figura 9. Determinación de los esfuerzos inducidos $\sigma_1$ y $\sigma_3$ , según Hoek.....	39
Figura 10. Determinación del factor de esfuerzo en la caja techo de la veta Alianza y Ramal Alianza .....	40
Figura 11. Determinación del factor de ajuste por orientación de discontinuidades.....	40
Figura 12. Determinación del factor de ajuste gravitaciones (Factor C) en función de la inclinación de la caja techo de la veta Alianza y Ramal Alianza. Potvin, 1988 modificado .....	41
Figura 13. Grafico de estabilidad (Nickson, 1992).....	42
Figura 14. Grafico de estimación empírica de sobreexcavación (ELOS) (Clark, 1988).....	42
Figura 15. Grafico de probabilidad de falla (C. Mawdesley, R. Trueman y W. J. Whiten, .....	43
Figura 16. Tiempos de autosoporte en subniveles de veta Alianza y Ramal Alianza y cajas piso y techo .....	44
Figura 17. Zonas de explotación en la mina Morococha .....	46
Figura 18. Veta Ramal Alianza, zona Codiciada .....	57

Figura 19. Secuencia de minado sublevel stoping con taladros largos en vetas angostas .....	63
Figura 20. Dimensiones de labores de desarrollo y preparación del método de minado sublevel stoping con taladros largos en vetas angostas.....	65
Figura 21. Malla de perforación con taladros largos, para vetas angostas .....	69
Figura 22. Proceso de carguío en taladros largos - Slot .....	71
Figura 23. Proceso de carguío en taladros largos – taladros de producción.....	72
Figura 24. Flujograma de planta de Shotcrete .....	74
Figura 25. KPIs mina periodo 2019 .....	77
Figura 26. Vista en sección y planta (desviación al espaciamiento .....	79
Figura 27. Análisis de vibraciones en el Tj 125-5 de la zona Codiciada, veta Ramal Alianza.....	81
Figura 28. Vista en planta del distrito minero de Morococha.....	91
Figura 29. Vista en perfil de la geología local del distrito minero de Morococha..	92
Figura 30. Plan de producción tipo LOM de la unidad minera de Morococha .....	93
Figura 31. Plan de producción tipo LOM de la unidad minera de Morococha .....	94
Figura 32. Método de minado sublevel stoping en la unidad minera de Morococha.....	95
Figura 33. Controles considerados en el método de minado sublevel stoping en la unidad minera de Morococha.....	97
Figura 34. Control de desviación de taladros en el método de minado sublevel stoping en la unidad minera de Morococha.....	98
Figura 35. Control de sobredilución en el método de minado sublevel stoping en la unidad minera de Morococha.....	99
Figura 36. Control de sismografía por efecto de la voladura en el método de minado sublevel stoping en la unidad minera de Morococha .....	100
Figura 37. Control de grado de fragmentación por efecto de la voladura en la unidad minera de Morococha .....	101
Figura 38. Control de descaje para controlar la dilución en tajeos en el método de minado sublevel stoping en la unidad minera de Morococha .....	102

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación realiza un análisis técnico y económico del método de explotación con taladros largos en la veta Ramal Alianza, del sector Codiciada de la unidad minera Morococha de compañía minera Argentum. La aplicación del método de minado en la veta Ramal Alianza con taladros largos incluye una inspección en el sector de estudio, la evaluación geomecánica de la veta Ramal Alianza y el análisis de las variables operacionales de la unidad minera.

El desarrollo de la presente tesis aplica el método analítico, donde la investigación de un alcance descriptivo - explicativo. La tesis tiene un diseño de investigación pre experimental, de tal forma que se observaron los resultados operacionales de la aplicación del método de minado con taladros largos en la veta Ramal Alianza, durante el periodo del 2019. La técnica de recolección de datos es la revisión documental y el acopio de datos correspondientes en la unidad minera. Al final se concluye con el análisis de variables operacionales del método de minado con taladros largos durante el ciclo de minado en la veta Ramal Alianza, bajo un punto de vista técnico y económico.

La aplicación del método de minado *sublevel stoping* con taladros largos en la veta Ramal Alianza permitió el incremento de la producción de 580,479 toneladas producidas durante el periodo 2012 a 743,680 toneladas producidas en el periodo 2019, asimismo con un mayor incremento del *cash cost* de \$24.97 a \$44.33 durante el mismo periodo, mejorando la rentabilidad de la operación.

Otro de los aspectos importantes de la aplicación del método de minado *sublevel stoping* es la reducción de costos de operación por el mayor tonelaje producido desde 112.42 \$/t en el periodo 2012 a 78.48 \$/t en el periodo 2019. Esta reducción de costos tuvo una incidencia directa en la reducción de costos de mina de 61.41 \$/t a 39.54 \$/t en el mismo periodo.

Palabras clave: Método de minado, producción, optimización, costos de operación, cash cost.

## **ABSTRACT**

This research work carries out a technical and economic analysis of the exploitation method with long holes in the Ramal Alianza vein, in the coveted sector of the Morococha Mining Unit of Compañía Minera Argentum. The application of the mining method in the Ramal Alianza vein with long holes includes an inspection in the study sector, the geomechanical evaluation of the Ramal Alianza vein and the analysis of the operational variables of the mining unit.

The development of this thesis applies the analytical method, where the research of a descriptive - explanatory scope. The thesis has a pre-experimental research design, in such a way that the operational results of the application of the mining method with long holes in the Ramal Alianza vein were observed, during the period of 2019. The data collection technique is the review documentary and the collection of corresponding data in the Mining Unit.

At the end, the analysis of operational variables of the mining method with long holes is concluded during the mining cycle in the Ramal Alianza vein, from a technical and economic point of view.

The application of the sublevel stoping mining method with long holes in the Ramal Alianza vein allowed an increase in production from 580,479 tons produced during the 2012 period to 743,680 tons produced in the 2019 period, also with a greater increase in Cash Cost of 24.97 US \$ to US \$ 44.33 during the same period, improving the profitability of the operation.

Another important aspect of the application of the Sublevel Stopping mining method is the reduction in operating costs due to the higher tonnage produced from 112.42 US \$ / ton in the 2012 period to 78.48 US \$ / ton in the 2019 period. This cost reduction had a direct impact on reducing mine costs from US \$ 61.41 / ton to US \$ 39.54 / ton in the same period.

Keywords: Mining method, production, optimization, operating costs, Cash Cost.

## INTRODUCCIÓN

La unidad minera Morococha de compañía minera Argentum posee los sectores de Codiciada, Sulfurosa, Manuelita y Alapampa. El presente estudio se enfoca al sector Codiciada, en la veta Ramal Alianza. En esta las estructuras mineralizadas están emplazadas en ambientes volcánicos sedimentarios, los cuales fueron disturbados por intrusivos monzoníticos y dioríticos.

Uno de los métodos de minado que se aplican en los diferentes sectores de la unidad minera Morococha es el *cut and fill* y *sublevel stoping* con taladros largos, los que incrementan los rendimientos del ciclo operacional y optimizan los costos operacionales.

La mejora de las variables operacionales, son producto del incremento del tonelaje y un mayor avance en los programas de desarrollo, preparación y explotación del ciclo de minado, lo que permite una reducción de costos importantes en la unidad minera. Este mayor incremento de tonelaje está relacionado a la aplicación del método de minado con taladros largos en la veta Ramal Alianza, sector Codiciada. Considerando los distintos parámetros operacionales en el diseño del método de minado bajo consideraciones geológicas, geomecánicas y económicas.

El presente trabajo de investigación considera en el Capítulo I el planteamiento del problema: general y específicos, los objetivos de la investigación, justificación del trabajo de investigación, hipótesis e identificación de variables.

Para el Capítulo II se describe el marco teórico, los antecedentes nacionales e internacionales relacionados al trabajo de investigación, las generalidades de la operación minera, asimismo las bases teóricas de la aplicación del método de minado con taladros largos en vetas angostas sin *by pass* en la veta Ramal Alianza.

Para el capítulo III se describe la temática de investigación de la presente tesis, describiendo la metodología de investigación, donde se especifica el método, el alcance y nivel de la investigación, el diseño a aplicar, población y muestra, y finalmente la técnica de recolección y tratamiento de información.

Para el capítulo IV se describen los resultados generados con el análisis de las diferentes variables operacionales y económicas de la aplicación del método de minado con taladros largos en vetas angostas sin *bypass*.

El autor

# CAPÍTULO I

## PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

### 1.1. Planteamiento y formulación del problema

#### 1.1.1. Planteamiento del problema

La minería es un negocio donde rige la oferta y demanda de los precios de los metales en el mercado internacional y con un constante incremento de sus costos operacionales en labores de profundización subterránea genera un descenso de la productividad, por lo que es de vital importancia generar programas de optimización y reducción de costos.

La selección del método de explotación adecuada permitirá controlar variables operacionales que influyen directamente en las leyes de mineral, dilución de mineral, recuperación metalúrgica y por ende mejorar el NSR (valor neto de fundición) y maximizar las utilidades en una operación minera.

La compañía minera Argentum S. A. es una empresa dedicada a la exploración, explotación y tratamiento de minerales polimetálicos, tales como plata, cobre, zinc y plomo. La mina está dividida en tres zonas, inicialmente el método de minado fue de corte y relleno ascendente con relleno hidráulico, y posteriormente en busca de una mejor productividad se cambió al método de minado de *sublevel stoping* y *bench and fill* con taladros largos, siempre buscando la rentabilidad de la operación minera.

## **1.1.2. Formulación del problema**

### **1.1.2.1. Problema general**

¿Cómo mejorar la producción mediante la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas – veta Ramal Alianza de minera Argentum?

### **1.1.2.2. Problemas específicos**

- a) ¿Cómo influye la reducción de costos operacionales por el incremento de la producción mediante la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas?
  
- b) ¿Cómo mejorar el *cash cost* en el incremento de la producción mediante la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas?

## **1.2. Objetivos**

### **1.2.1. Objetivo general**

Mejorar la producción mediante la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas – veta Ramal Alianza de minera Argentum.

### **1.2.2. Objetivos específicos**

- a) Reducir los costos operacionales por el incremento de la producción mediante la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas.
  
- b) Mejorar el *cash cost* por el incremento de la producción mediante la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas.

### **1.3. Justificación e importancia**

#### **1.3.1. Justificación social - práctica**

La presente tesis podrá ser orientada en generar programas de optimización y reducción de costos en base a una selección de método de explotación óptima y relacionar a una mejora del valor presente neto, incrementando la rentabilidad de la operación, permitiendo generar un mayor apoyo social a las comunidades aledañas al proyecto minero. El apoyo social genera diversos programas de proyectos productivos, los cuales son gestionados por las diferentes comunidades con el apoyo de minera Argentum.

#### **1.3.2. Justificación académica**

El presente trabajo de investigación ayudará a establecer una mejora en la rentabilidad de la empresa, considerando el análisis de las diferentes bases teóricas aplicadas, haciendo uso de herramientas y parámetros operacionales como la gestión operacional, modelos económicos, parámetros de seguridad, etc. considerando el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional D.S. N°024 – 2016. E.M. y su modificación D.S. N°023-2017 EM.

#### **1.3.3. Justificación económica**

La aplicación del trabajo de investigación permitió la optimización de los diferentes procesos unitarios del ciclo de minado generando programas de reducción de costos, maximizando la rentabilidad económica en el área de mina.

### **1.4. Hipótesis de la investigación**

#### **1.4.1. Hipótesis general**

La aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas influye positivamente en el incremento de la producción de minera Argentum.

#### **1.4.2. Hipótesis específicas**

- a) El incremento de la producción mediante la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos influye positivamente en la reducción de costos operacionales en vetas angostas.

- b) El incremento de la producción mediante la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos influye positivamente en la mejora del *cash cost* en vetas angostas.

## **1.5. Identificación de las variables**

### **1.5.1. Variable independiente**

Método de explotación *sublevel stoping*.

### **1.5.2. Variables dependientes**

Análisis de la Implementación.

### **1.5.3. Matriz de operacionalización de variables**

**Tabla 1: Tabla de variables**

Variable	Definición conceptual	Definición operacional	
		Dimensiones	Indicadores
Método de Explotación <i>sublevel stoping</i>	Método de explotación en cuerpos mineralizados y vetas angostas de propiedades geomecánicas favorables, minable desde los subniveles con taladros largos y asociada a su su gran productividad.	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Parámetros geológicos</li> <li>✓ Propiedades geomecánicas</li> <li>✓ Plan producción</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Potencia, mineralogía, leyes, etc.</li> <li>✓ RMR, RQD, GSI, etc</li> <li>✓ Tonelaje producido (t).</li> </ul>
Análisis de la implementación	Analiza toda la información recolectada en la aplicación del método de minado <i>sublevel stoping</i> con taladros largos, para la mejora de la producción.	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Variables operacionales</li> <li>✓ Variables económicas</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Plan de producción (t).</li> <li>✓ Costos operacionales.</li> <li>✓ Cash Cost (\$).</li> </ul>

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes del problema**

##### **2.1.1. Antecedentes nacionales**

- Tesis de pregrado que lleva como título “*Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza - Cía. Minera Casapalca S. A.*”. El investigador tiene como objetivo aplicar el método de minado de taladros largos en vetas angostas, en la zona Esperanza, incrementando la producción de 7000 t/mes a 12000 t/mes, reduciendo los costos de minado de 18.32 \$/t a 12.6 \$/t. Inicialmente se aplicaba el método de minado *cut and fill*, realizando una reevaluación geomecánica lo que permitió modificar al método a taladros largos consiguiendo una mayor facilidad en la preparación, alto rendimiento, alta recuperación de mineral, mayor tonelaje y un menor costo. Para el ciclo de perforación, se perforaron taladros positivos y negativos, con longitudes de 11 metros, con brocas de 64 mm, con una producción de 480 TMD de mineral de cabeza, el cual es enviado a planta concentradora. La necesidad de cumplir con el tonelaje programado, obligó a reconsiderar un nuevo método de minado modificando el *cut and fill* convencional al método de minado con taladros largos, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y la estructura mineralizada, en la zona de Esperanza de compañía de minas Casapalca S.A. Se realizó un análisis técnico

y económico de ambos métodos, con sus consideraciones geomecánicas correspondientes en las fases de preparación y desarrollo. (1)

- Tesis de pregrado que lleva como título “*Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristobal de la compañía minera Volcan S. A. A.*”. La unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcán S. A. A. explota estructuras mineralizadas de Zn, Pb, Ag y Cu con un nivel de producción bajo y altos costos de minado. Se plantea la aplicación del método de minado con taladros largos en la veta Virginia; donde el objetivo fue determinar la aplicación del método de minado con taladros largos considerando las propiedades del macizo rocoso y geometría del yacimiento, con un muestreo realizado en la veta Virginia, se detalló 04 familias en filitas del grupo excelsior, con un RMR corregido de 54, Tipo de roca III, de calidad regular o media en Nivel 920 - 1020, el análisis geomecánico en el subnivel 308 - 2, considera un RMR de caja techo y piso es 47 y un RMR de estructura mineralizada de 41, considerando la evaluación de 7 sub niveles, la geometría del yacimiento es tipo irregular, con buzamiento entre 59° SE a un máximo de 75° SE con potencia promedio de 3.02 m y con un ancho de minado de 3 a 4 metros. En los resultados, se considera una resistencia compresiva uniaxial RCU en filitas silisificadas de 62,15 MPa, en filitas cloritizadas el RCU de 61,41 MPa, el RCU con esclerómetro de 72,06 MPa y en la estructura mineralizada el RCU es de 94,19 MPa. Además, la aplicación del método de minado con taladros largos permitió una reducción de costos de operación y una mejora de la productividad entre el *cut and fill* y taladros largos con un incremento de anual a 700,000 t/año en la mina San Cristóbal (2)
- Tesis de pregrado que lleva como título “*Ventajas económicas de la implementación del método de explotación sublevel stoping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de corte y relleno ascendente en la zona Codiciada de la mina Morococha*”. La tesis tiene como objetivo realizar un análisis de las diferentes operaciones unitarias del ciclo de minado del método de minado *sublevel stoping* considerando los costos unitarios de cada área

operacional de perforación, voladura, acarreo, transporte, asimismo asociar las propiedades geomecánicas para el diseño en otras áreas a ser aplicadas. Los resultados generados en la presente tesis es que la aplicación del método de minado *sublevel stoping* genera un mayor índice de rentabilidad y un bajo costo de operación comparado con el método de minado *cut and fill* convencional. (3)

- Tesis de postgrado que lleva como título “*Diseño óptimo de minería subterránea auto soportada*”. El trabajo de investigación tiene como objetivo diseñar y optimizar la implementación del método de minado *sublevel stoping*, mediante restricciones técnico económico y geomecánicas, con la finalidad de maximizar el beneficio total de explotación. Como resultado se creó e implementó un modelo de optimización que permitió el *layout* óptimo en la explotación de tajeos, óptimo en el método de minado *sublevel stoping* sin relleno. (4)
- Tesis de pregrado que lleva como título “*Evaluación del límite óptimo entre minería cielo abierto y sublevel stoping*”. El objetivo es definir el límite óptimo entre los sistemas de explotación a tajo abierto y subterráneo, considerando el plan de producción y su valor presente neto (VAN), considerando una distancia mínima de estabilidad. La metodología asociada, genera la mejor opción para la extracción del mineral, así como generar las bases para asumir la explotación conjunta (tajo abierto y subterráneo), considerando los planes de producción para su evaluación económica. En los resultados se concluye que el diseño óptimo del método de minado *sublevel stoping* en los planes mineros genera valor agregado al proyecto. Sin embargo, la implementación este método de minado es costoso en términos de desarrollo y preparación, pero eso no incide en maximizar y rentabilizar las diferentes áreas unitarias operativas en los planes mineros, para resolver el problema planteado. (5)

## **2.2. Generalidades**

### **2.2.1. Ubicación accesibilidad**

La mina Morococha se ubica en el flanco este de la cordillera occidental de los Andes del Perú, con una distancia de 142 km al este de la ciudad de Lima y a 8

kilómetros al este de Ticlio, distrito de Morococha, provincia de Yauli, departamento de Junín.

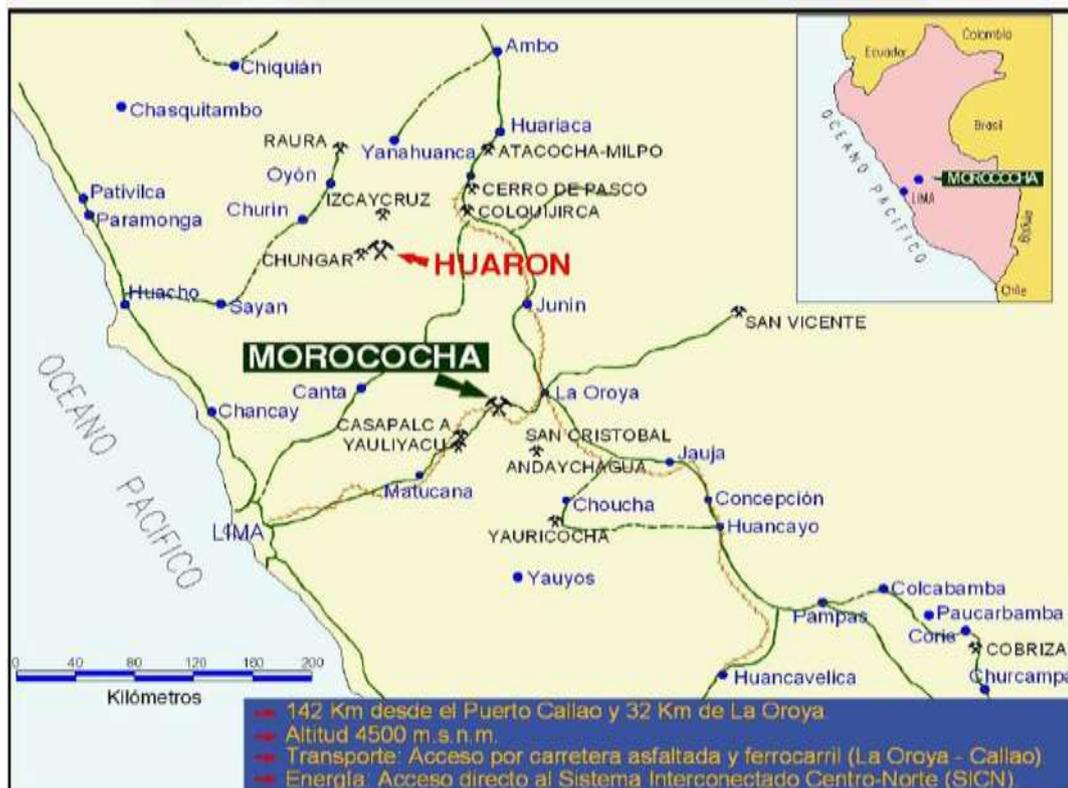
Las coordenadas geográficas son:

Latitud oeste: 76° 08'

Latitud sur: 11° 36'

**Tabla 2. Ruta geográfica**

Ruta	Kilómetros
Lima – Ticlio - Morococha	142 km



**Figura 1. Plano de ubicación del distrito de Morococha  
Tomado del Departamento de Geología**

### 2.2.1. Clima y vegetación

El clima de la zona es frígido todo el año y está marcado por dos estaciones:

Húmeda de noviembre a abril, con precipitaciones pluviales, nevadas, granizo, la temperatura oscila entre 3 C° a 20 °C. Seca durante el resto del año, poca precipitación, pero el frío es más intenso, de 4 C° a 14 °C.

Los vientos alcanzan una velocidad de 45 a 50 Km/h. La vegetación es típica de la zona, aunque por el clima y el terreno, no es muy extensa, en zonas fértiles existe variedad (ichu, pastos, variedad de flores pequeñas, huamanpinta, hongos).

La fauna típica de la zona es el ganado ovino, porcino, camélidos sudamericanos (llamas, alpacas y vicuñas), gallinas, avechillas silvestres, zorros, roedores (vizcachas, ratones), aves de presa, insectos (arañas, alacranes, moscas), patos silvestres (Huachwas), perdices, gaviotas, lagartijas, etc.

## **2.3. Geología general**

### **2.3.1. Geología regional**

El distrito de Morococha está formado por rocas del Paleozoico sedimentarias y volcánicas, y rocas del Paleozoico que son mayormente sedimentarias con algunos horizontes de volcánicos.

### **2.3.2. Estratigrafía**

#### **a) Grupo Excelsior (Devónico)**

Compuesta principalmente de lutitas y filitas negras a verde olivo con horizontes de calizas y derrames lávicos, están fuertemente plegadas, foliadas y cortadas por lentes irregulares de cuarzo lechoso, producto del metamorfismo regional. La potencia total del grupo Excelsior es desconocida; J. V. Harrison (1943) determinó una potencia de 1800 metros.

Son las rocas más antiguas conocidas en la región; afloran fuera del distrito de Morococha, en Yauli, Carahuacra, San Cristóbal y Andaychagua donde forman el núcleo del domo de Yauli, en el nivel 1700 de la mina Morococha a lo largo del túnel Kingsmill, se han encontrado algunas exposiciones de este tipo de roca. La potencia total del grupo Excelsior es desconocida; J. V. Harrison (1943) determinó

una potencia de 1800 metros, para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma, se le asigna una edad Devónica, la cual es confirmada por F. Megard (1979).

#### **b) Grupo Mitu (Permico)**

##### ✓ **Conglomerado Mitu**

Compuesta por conglomerados y areniscas color rojizo, con algunas brechas volcánicas y calcáreas, con una potencia de 60 m.

##### ✓ **Volcanico Catalina**

Los volcánicos Catalina yacen en discordancia angular sobre las filitas Excelsior, compuesta por derrames lávicos de composición de dacita y andesita, color gris a verde que se intemperizan a color chocolate marrón, con una potencia asociada de 760 metros presentes en el distrito de Morococha, pero según A. J. Terrones (1949) con 300 metros de potencia estimada. Fue considerada como parte inferior de las calizas Pucará, más tarde se consideró como unidad litológica independiente y se le correlacionó con el grupo Mitu (P. Henshaw, 1943).

#### **c) Grupo Pucará (Triasico – Jurasico)**

El grupo Pucará representa un metalotecto polimetálico y se subdivide en tres formaciones:

✓ **Formación Chambara.** Asociada por calizas intercaladas con tufos, lutitas bituminosas y cherts; considerada con una potencia de 1500 metros.

✓ **Formación Aramachay.** Asociada por lutitas interestratificadas con areniscas, tufos, cherts y rocas fosfáticas con una potencia de 600 metros.

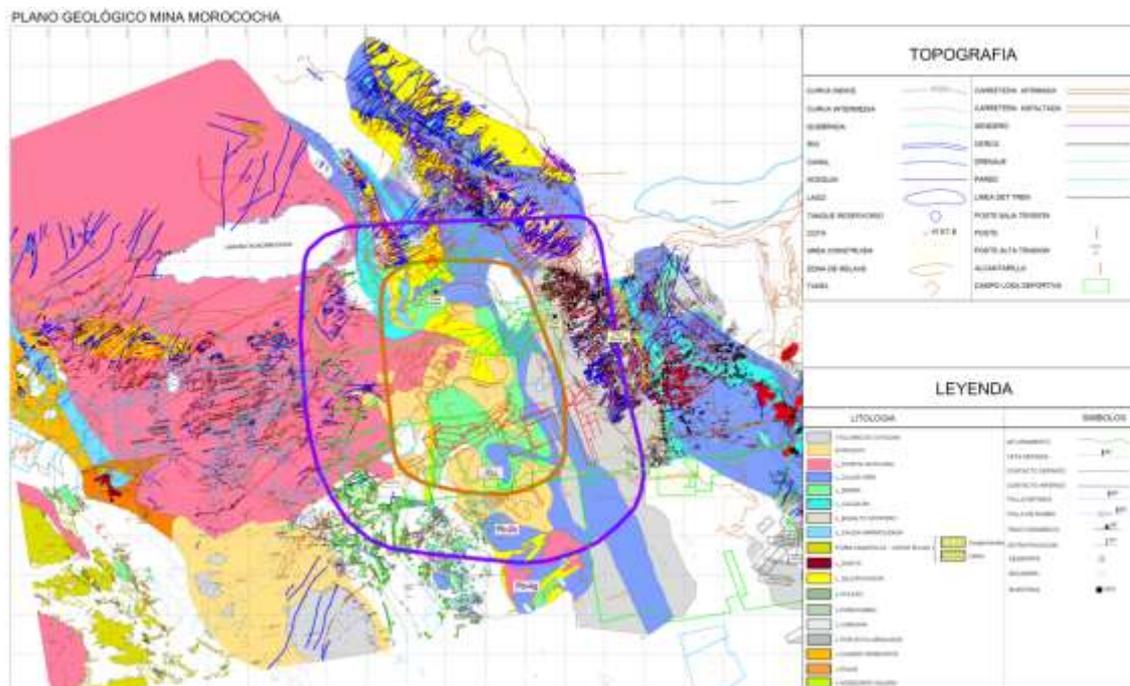
✓ **Formación Condorsinga.** Presente en el nivel superior del grupo Pucará asociada a calizas con intercalaciones de lutitas y areniscas con una potencia de 2,900 metros.

#### d) Grupo Goyllarisquizga (Cretaceo – Inferior)

Constituido principalmente por un conglomerado rojo basal inter estratificados con areniscas y lutitas rojas, con estratos de cuarcita de 6 a 15 metros de espesor y estratos de caliza gris interestratificada con derrames lávicos o diques-capas de diabasa y basalto, con espesores entre 3 a 60 metros.

#### e) Grupo Machay (Cretaceo Medio-Superior)

El grupo Machay está representado por una interestratificación de calizas que están expuestas en las afueras del distrito, al suroeste y oeste, en las áreas de Buenaventura, Galera y Ticlio. El grupo Machay yace en concordancia sobre el grupo Goyllarisquizga, consiste de una caliza gris azulada masiva, con restos de fósiles en la parte inferior, luego viene una caliza gris clara que contiene horizontes de caliza carbonosa, lutácea, margosa y caliza fosfatada. Los últimos 12 metros de la secuencia son de lutita negra que contiene ammonites y pelecípodos. La caliza Machay tiene un espesor de más o menos 445 metros en el distrito, de acuerdo a medidas hechas por J. M. Boutwell (1920). La edad del grupo corresponde al Cretáceo Medio del Albiano (J.J.Wilson, 1963).



**Figura 2. Plano geológico distrito minero de Morococha  
Tomado del Departamento de Geología**

## **f) Intrusivos (Terciario)**

La actividad ígnea en la zona comenzó durante el Pérmico. Las andesitas y dacitas de los volcánicos Catalina son las rocas ígneas más antiguas del distrito. Los flujos volcánicos y diques-capas, interestratificados con las rocas sedimentarias del Jurásico y Cretáceo, indican que durante el Mesozoico continuó la actividad ígnea. La mayor actividad ocurrió a fines del Terciario con las intrusiones de la diorita Anticona, la monzonita cuarcífera y el pórfido cuarcífero.

### **✓ Diorita Anticona**

Es la roca intrusiva más antigua del Terciario y se extiende ampliamente al Oeste y Noroeste del distrito de Morococha hasta Ticlio; es una roca de color verde oscuro a gris, de textura porfirítica. Diques de monzonita cuarcífera atraviesan la diorita, lo que indica que la intrusión de la monzonita cuarcífera fue posterior a la intrusión de la diorita Anticona. El contacto de la diorita con la caliza Pucará al norte del distrito, buza al oeste por lo que en algunos lugares la diorita sobreyace a la caliza Pucará. Hacia el oeste, fuera del distrito, la diorita está en contacto con las Capas Rojas. La diorita Anticona contiene vetas de zinc, plomo y plata, con algo de cobre.

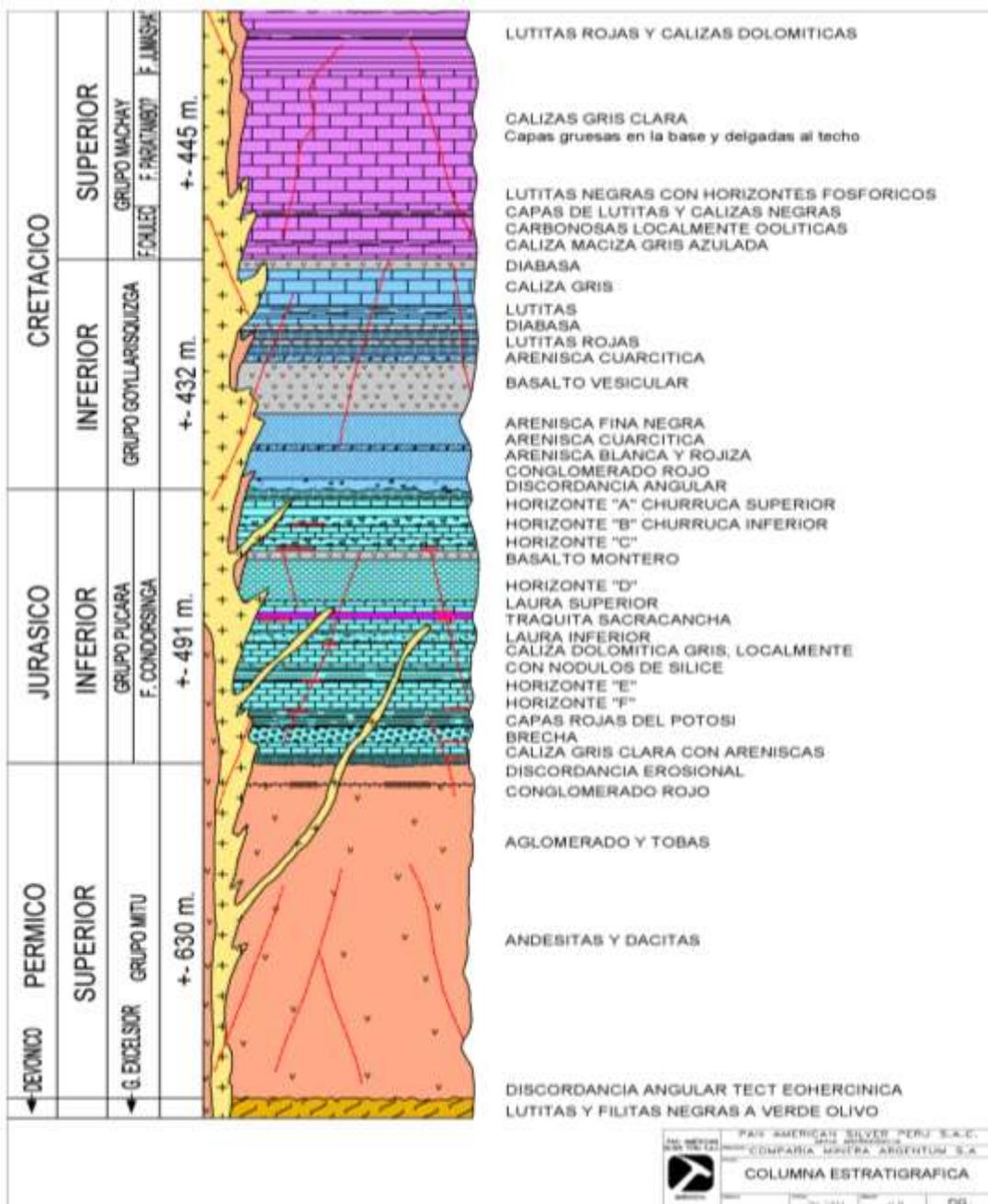
### **✓ Monzonita Cuarcífera**

La monzonita cuarcífera está localizada en la parte central del distrito. Cuatro stocks principales han sido reconocidos, los cuales son el stock San Francisco en la zona central, el stock Gertrudis ligeramente al norte del stock San Francisco; el stock Potosí al noreste del distrito y el stock Yantac al sur. Todos estos tienen forma irregular y presentan gran cantidad de proyecciones como diques y apófisis diversas. El intrusivo atraviesa a los volcánicos Catalina, las calizas Pucará (a las que ha alterado intensamente) y a la diorita Anticona. La monzonita cuarcífera es de color gris claro, granular, de grano grueso y grandes cristales de ortoclasa. En las apófisis presenta textura porfirítica.

### **✓ Porfido Cuarcífero**

Es la roca intrusiva más reciente conocida en el distrito. Un pequeño stock y algunos diques han sido reconocidos en la parte central, en íntima relación con el

stock San Francisco de monzonita cuarcífera, al cual atraviesa. El pórfido cuarcífero consiste de fenocristales de cuarzo en una matriz afanítica de cuarzo, sericita y plagioclasas alteradas (K. Richard, 1968). Posteriormente, E. Barrantes (1968) hizo un estudio más detallado de este pórfido cuarcífero. El stock de pórfido cuarcífero es particularmente importante por estar genéticamente más relacionado con la mineralización de cobre que los otros intrusivos.



**Figura 3. Columna estratigráfica distrito minero de Morococha  
Tomado del Departamento de Geología**



### **2.3.6. Vetas**

Las fracturas de tensión asocian estructuras mineralizadas que son persistentes en longitud, profundidad y uniformes en mineralización, las mismas que están asociadas a los volcánicos Catalina. Las estructuras mineralizadas asociadas a la monzonita cuarcífera son más cortas y no profundizan mucho, son en general definidas. En la caliza, las estructuras mineralizadas son muy irregulares en mineralización y potencia.

### **2.3.7. Mantos y cuerpos**

Los mantos y cuerpos arracimados se encuentran localizados básicamente al oeste del anticlinal, aunque también se puede encontrar algunas evidencias al este, en la caliza Pucará. El manto de mayor extensión lo constituyó el Manto Italia, ubicado en el lado oeste del anticlinal, este manto tiene una longitud de 500 metros de norte a sur y 300 metros de este a oeste, formando un sinclinal con su eje principal paralelo a la dirección del intrusivo Potosí, hacia el este en contacto con el intrusivo forma una aureola de silicificación.

El manto Italia constituye una mineralización en skarn (presencia de serpentina, granates y magnetita) en horizontes calcáreos negros (abundancia de materia orgánica) la mineralización económica se ubica en una matriz predominante de pirita y pirrotita, los minerales de mena lo constituyen la esfalerita y marmatita en mayor proporción y galena en menor proporción.

El 2013 se ubicó un manto, denominado Manto X, en el nivel 4160 en la zona de Codiciada en rocas calcáreas del Pucará dentro de rocas piroclásticas producto de un sobre escurrimiento Este se presenta en forma de mantos a manera de lentes de rumbo norte-sur, tiene un potencia de 12 metros y una extensión conocida horizontal de 200 metros, se continua la exploración para determinar su longitud total, tiene un buzamiento de 45° hacia el este, al igual que el manto Italia presenta características de un yacimiento en *Skarn*, se observa serpentina, magnetita, la mineralización predominante lo constituyen pirita y pirrotita, los minerales de mena están conformados por esfalerita, marmatita y galena en mayor proporción y

tetraedrita en menor proporción, además se ha observado minerales de rejalgos y oropimente indicativo de un flujo de mineralización más reciente en comparación a la mineralización polimetálica de Morococha.

Durante el 2014 se ubicaron dos cuerpos mineralizados, denominados Esperanza, en la zona de Alapampa, en calizas negras anhidritizadas de la formación Chambará del grupo Pucará, por encima del complejo de anhidrita del Pucará y pegado hacia la veta Morro Solar, a la cota 4160, estos cuerpos tienen formas circulares irregulares de 40 metros de diámetro, tiene una zonación horizontal, con un núcleo rico en hierro, pasando a una zona rica en cobre (calcopirita principalmente) y hacia los bordes mineralización rica en zinc y plata (esfalerita-tetraedrita).

Estudios realizados por Jean Vallance (2014) indican que estos cuerpos se formaron por un proceso de skarnificación distal, dentro del cuerpo se puede apreciar remanentes de anhidrita (producto de la removilización del complejo de anhidrita del Pucará y por alteración hidrotermal de un probable intrusivo cuya ubicación estaría por debajo de la zona mineralizada) y *chert* negro (remanente de la caliza negra del Chambará), la abundante presencia de pirita está en parte reemplazada por calcopirita, hacia los bordes se aprecia un skarn de serpentina bastante argilizada donde la mineralización de plata y zinc predominan y luego un cambio abrupto a caliza marmolizada.

Durante el 2016 se ha ubicado tres cuerpos denominados Rosita, en la base de la caliza Pucará, pegado al contacto con las andesitas del grupo Mitu, a la cota 4025, en el flanco Este del domo de Morococha, relacionados a los tres *feeders* principales, las vetas Isabel, Elizabeth y Ramal Alianza, estos cuerpos muestran una orientación norte sur con un buzamiento promedio de 55° hacia el este, asimismo muestran reemplazamiento de la caliza por el aporte de minerales provenientes de las vetas antes mencionadas, la potencia promedio es de 10 metros, la mineralización presente en los cuerpos son similares a las vetas, con

abundante presencia de galena y esfalerita en una ganga de carbonatos con predominancia de rodocrosita.

### **2.3.8. Cuerpos mineralizados en zonas de contacto**

Los cuerpos mineralizados se emplazan en el contacto entre los stocks San Francisco y la caliza Pucará, formando el metasomatismo de contacto con silicatos hidratados. La mineralización se presenta en forma masiva, en forma diseminada, manchas u ojos. Hay otros cuerpos que se presenta en forma diseminada con escasa mineralización al igual que la monzonita.

### **2.3.9. Diseminaciones**

La mineralización diseminada está asociada con el pórfido cuarcífero del proyecto Toromocho. La mineralización está asociada a mineralización de cobre, molibdeno y plata con leyes bajas, se observa un enrejado de venillas tipo *stockwork*.

## **2.4. Bases teóricas del estudio**

A continuación, se describe la aplicación del método de explotación con *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas sin *bypass* - veta Ramal Alianza de minera Argentum.

Se analizaron las diferentes variables de modelos geomecánicas, geológicos, metalúrgicos y económicos, para analizar la aplicación del método de explotación, analizando las propiedades geomecánicas de la veta Ramal Alianza, las variables de productividad del ciclo de minado, así como el análisis de las variables económicas.

## **2.5. Evaluación geomecánica veta Alianza Y Ramal Alianza**

### **2.5.1. Caracterización geomecánica**

La veta Alianza y Ramal Alianza intruye, las rocas volcánicas tipo andesita con un rumbo N45°E y buza de 60° a 80° con potencias entre 1.5 a 2.5 metros. La estructura mineralizada es muy fracturada, pobre (MF/P), tiene un RQD entre 20 a

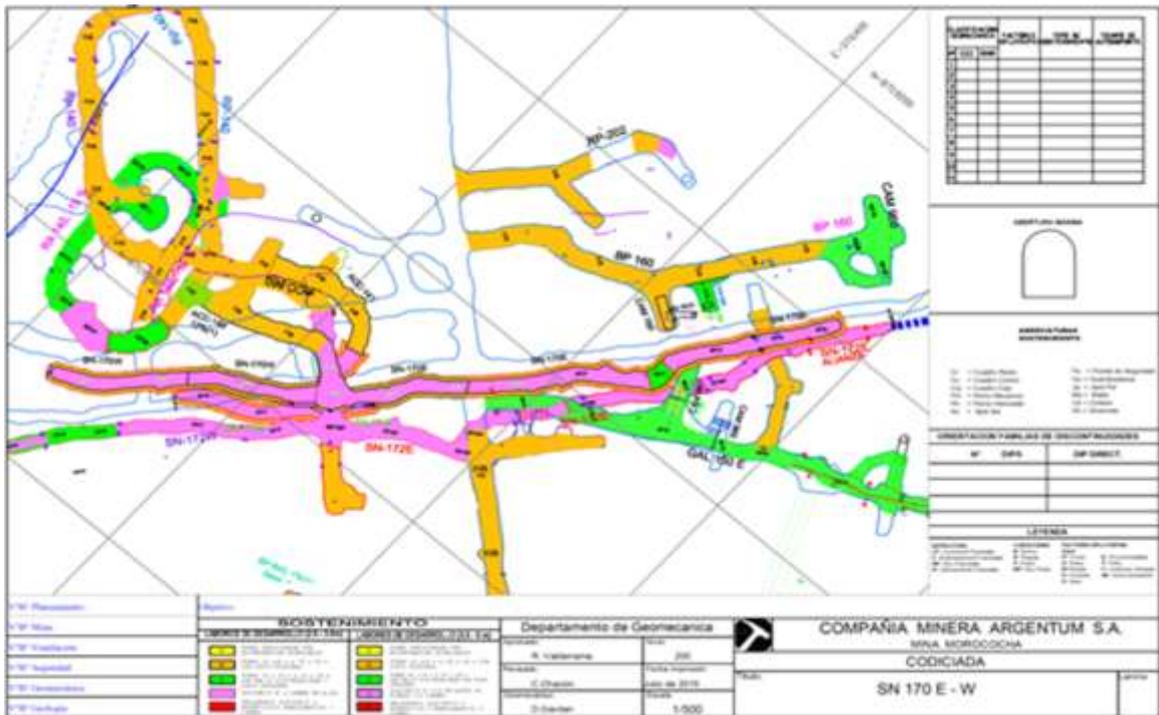
30 y 5 a 10 cm como espaciamiento de fracturas, se presenta con relleno de sericita, clorita y epidota, con un  $Q'$  entre 0.1 a 0.5 y un  $RMR'$  entre 35 a 45.

La caja techo y piso están moderadamente fracturadas, regular (F/R), resistentes a muy resistentes (80 a 120 MPa), RQD entre 50 a 70. Las fracturas presentan rellenos de calcita y sericita, con un  $Q'$  entre 1.0 - 5.0 y un  $RMR$  entre 50 a 65 (figura N° 5).

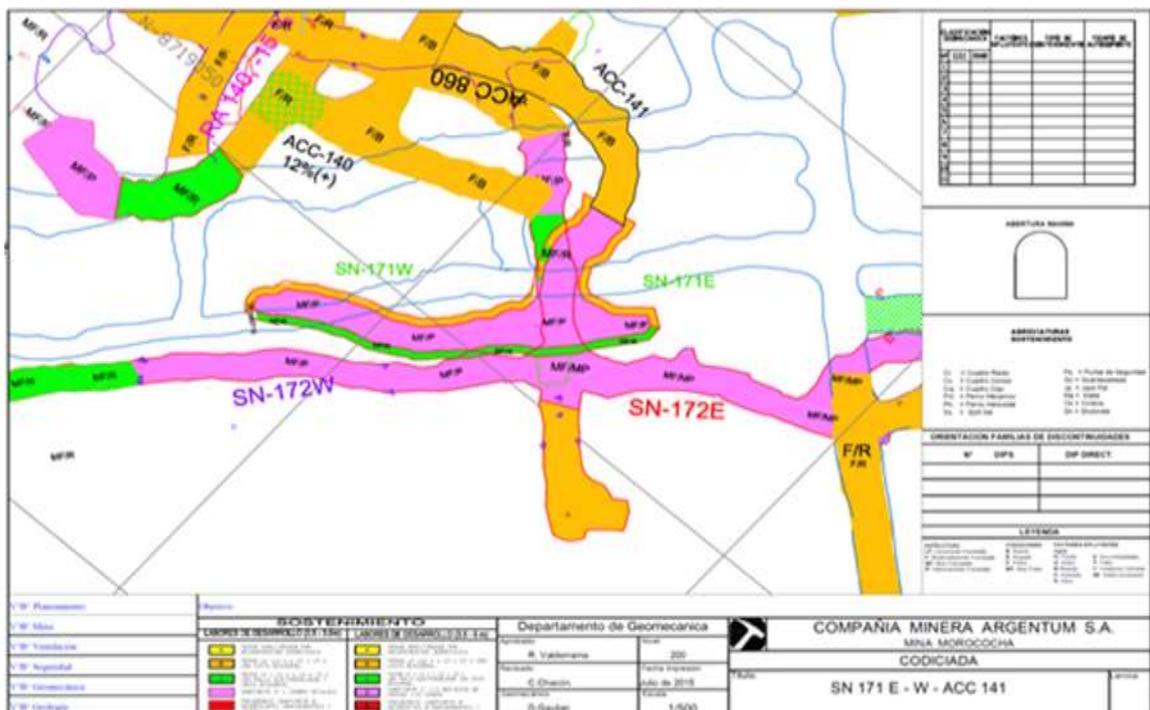


**Figura 5. Vista de la caja techo de la veta Alianza y Ramal Alianza, SN 170, con presencia de cuñas y fracturas subparalelas a la veta. La roca se encuentra fracturada y resistente (F/R).**

El departamento de geomecánica de la unidad minera Morococha ha elaborado los planos geomecánicos en los subniveles 170, 171, 172 y acceso 141. Ver figuras 6 y 7.



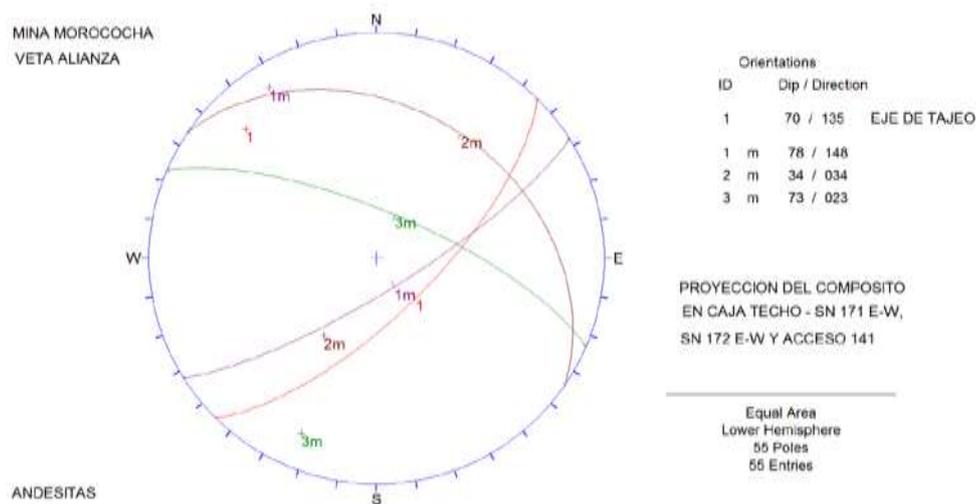
**Figura 6. Plano geomecánica del SN 170 E-W, veta Alianza y Ramal Alianza - mina Codiciada Tomado del Departamento de Geomecánica**



**Figura 7. Plano geomecánica del SN 171 E-W, 172 E-W y acceso 141, veta Alianza y Ramal Alianza - mina Codiciada. Tomado del Departamento de Geomecánica**

### 2.5.2. Condición de discontinuidades en caja techo y piso

Se realizaron los diferentes estudios de registros lineales en el SN 171 E-W, SN 172 E-W y acceso 141 de la mina Codiciada, para determinar la condición de las discontinuidades de la caja techo y caja piso, con el objetivo de determinar los principales sistemas de fracturas, RQD, persistencia, abertura, alteración, relleno, rugosidad y espaciamiento de fracturas. Se presenta los principales sistemas de fracturas:



**Figura 8. Principales sistemas de fracturas del composito de las mediciones de las discontinuidades en cajas techo y piso de la veta Alianza y Ramal Alianza - mina Codiciada Tomado del Departamento de Geomecánica**

Las fracturas principales de rumbo y buzamiento son: N58°E/78°SE, N55°W/34°NE y N68°W/73°NE, con espaciamiento entre 0.06 a 0.2 metros, una persistencia entre 1.0 - 3.0 metros, con aperturas de 1 a 2 mm con relleno de sericita y oxidación.

### 2.5.3. Ensayos de mecánica de rocas

Los estudios fueron en bloques de roca de la caja techo y caja piso, extrayendo testigos para realizar los diferentes ensayos de propiedades físicas del macizo rocoso, mediante diferentes ensayos en el laboratorio de mecánica de rocas.

Los resultados de los ensayos de resistencia a la compresión se han ajustado para la determinación de los esfuerzos utilizando el programa ROCDATA, ya que los

bloques fueron extraídos de las paredes de la excavación, los mismos que se encuentran afectados por la voladura.

A continuación, se muestran los resultados de los ensayos ejecutados en el laboratorio de mecánica de rocas de la PUCP.

**Tabla 3. Ensayos de Propiedades Físicas**

Veta Alianza y Ramal Alianza

Muestras	Caja techo M-MG-02	Caja techo M-MG-03	Caja piso
Nivel	260	260	260
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Densidad Seca (gr/cm <sup>3</sup> )	2.645	2.710	2.698
Densidad Saturada	2.696	2.738	2.708
Porosidad Aparente (%)	5.108	2.763	0.935
Absorción (%)	1.932	1.020	0.349

**Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP**

**Tabla 4. Ensayos de resistencia a la compresión simple**

Veta alianza y Ramal Alianza

Muestras	Caja techo M- MG-02	Caja techo M- MG-03	Caja piso
Nivel	260	260	260
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Resistencia a la compresión (MPa)	76.50	88.50	101.95

**Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP**

**Tabla 5. Ensayos de resistencia a la tracción indirecta**

Veta alianza y Ramal Alianza			
	Caja techo	Caja techo	Caja piso
Muestras	M-MG-02	M-MG-03	Caja piso
Nivel	260	260	260
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Resistencia a la tracción (MPa)	10.56	11.29	15.47

*Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP***Tabla 6. Ensayos de propiedades elásticas**

Veta alianza y Ramal Alianza			
	Caja techo M-	Caja techo M-	Caja piso
Muestras	MG-02	MG-03	
Nivel	260	260	260
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Módulo de Young (E) GPa	6.54	7.71	11.10
Relación de Poisson ( $\nu$ )	0.29	0.22	0.20

*Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP***Tabla 7. Ensayos de propiedades elásticas**

Veta Alianza y Ramal Alianza			
	Caja techo	Caja techo	Caja piso
Muestras	M-MG-02	M-MG-03	
Nivel	260	260	260
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Angulo de fricción ( $\phi$ )	32.35°	34.02°	35.47°
cohesión (mpa)	0.099	0.035	0.048

*Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP*

**Tabla 8: Ensayos de corte directo**

Veta alianza y Ramal Alianza			
	Caja techo	Caja techo M-	Caja piso
Muestras	M-MG-02	MG-03	
Nivel	260	260	260
Litología	Andesita	Andesita	Andesita
Angulo de fricción ( $\phi$ )	32.35°	34.02°	35.47°
Cohesión (MPa)	0.099	0.035	0.048

*Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP*

#### 2.5.4. Aplicación del método gráfico de estabilidad

La aplicación del método gráfico de estabilidad se realizó con el objeto de determinar la condición de estabilidad de los blocks (3.5 m de ancho y 20.0 m de longitud) y una altura de banco sin soporte entre el piso del nivel superior (carguío) y el techo del nivel inferior (extracción), con lo cual se obtiene un radio hidráulico efectivo (RH) de 3.94.

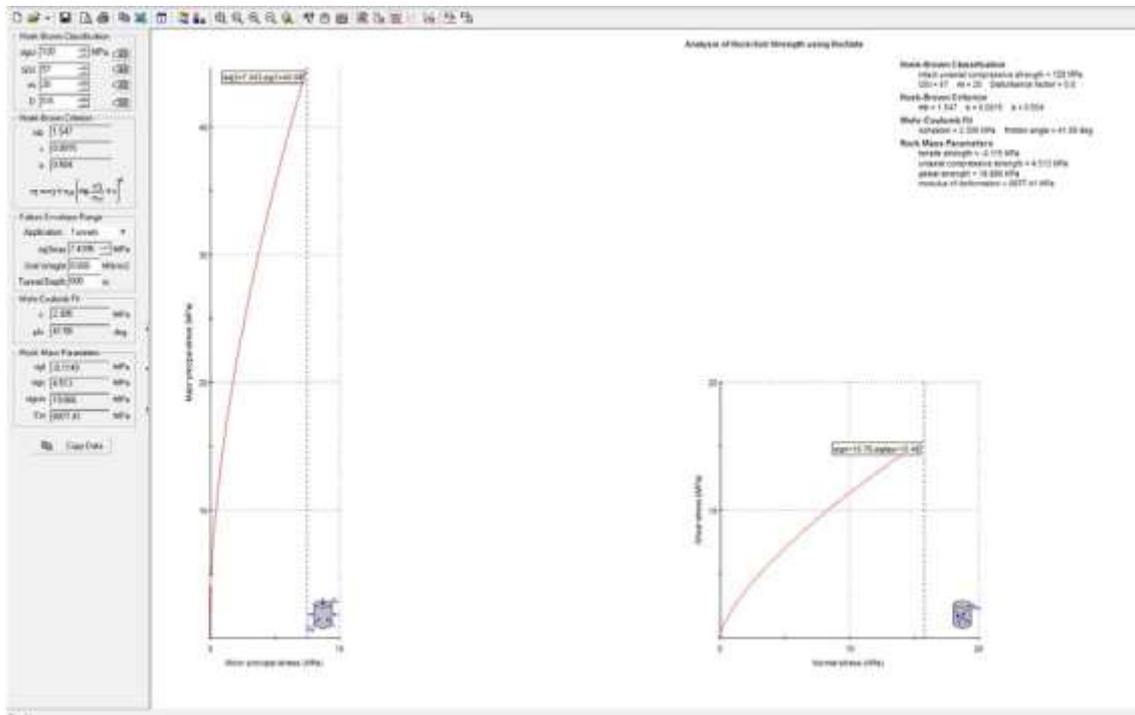
El método de estabilidad relaciona las variables del número de estabilidad ( $N'=Q' \times A \times B \times C$ ) y el radio hidráulico (RH) de la caja techo. El índice  $Q'$  se obtuvo en base a las características geomecánicas observadas en la caja techo con una valoración equivalente a 9.36.

Para determinar los factores A, B y C (Factor de esfuerzo en la roca, Factor de ajuste por orientación de discontinuidades y Factor de ajuste gravitacional) se utilizó el programa ROCDATA para la determinación de los esfuerzos (ver figura 9) y los cuadros relacionados por Villaescusa y Potvin modificado, observados en las figuras 10, 11 y 12

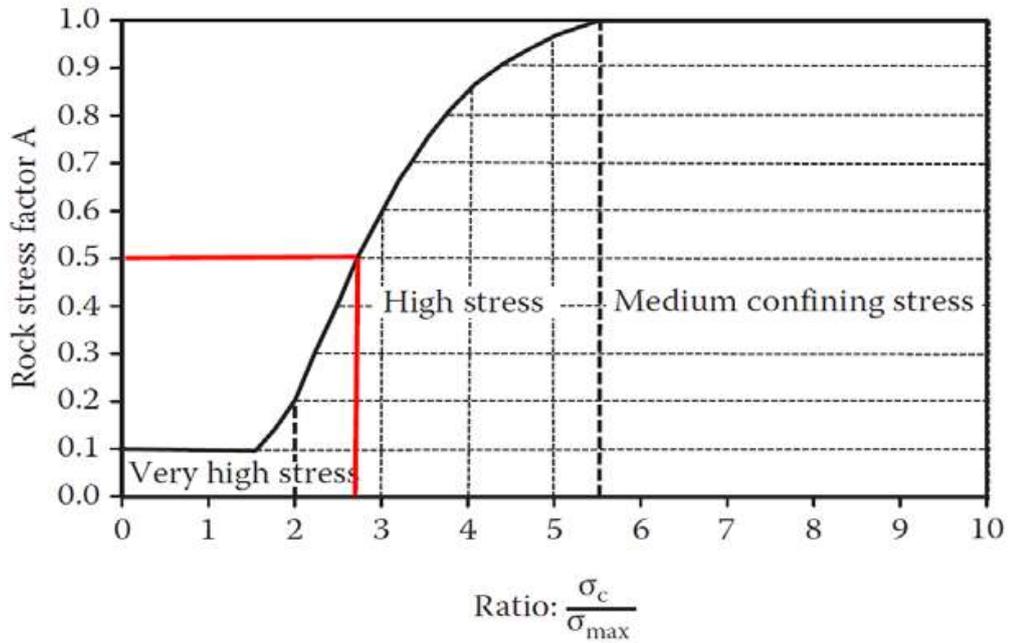
Mediante el programa Rocdata se obtuvo el esfuerzo máximo inducido ( $\sigma_1=44.6\text{MPa}$ ), en base a la resistencia a la compresión simple asumida ( $\sigma_c=120\text{MPa}$ ), el GSI (70), la constante  $m_i$  (20) y la corrección por voladura ( $D=0.8$ ) para una excavación con un encampane de 600 m.

Con estos valores se obtuvo la valoración del Factor A equivalente a 0.5, correlacionando la resistencia a la compresión simple ( $\sigma_c$ ) y el esfuerzo máximo inducido ( $\sigma_1$ ). El valor del Factor B de 0.4, es la diferencia de ángulos entre la orientación del eje del tajeo y la discontinuidad de mayor predominio, según la proyección estereográfica del composito de mediciones (ángulo de  $15^\circ$ ).

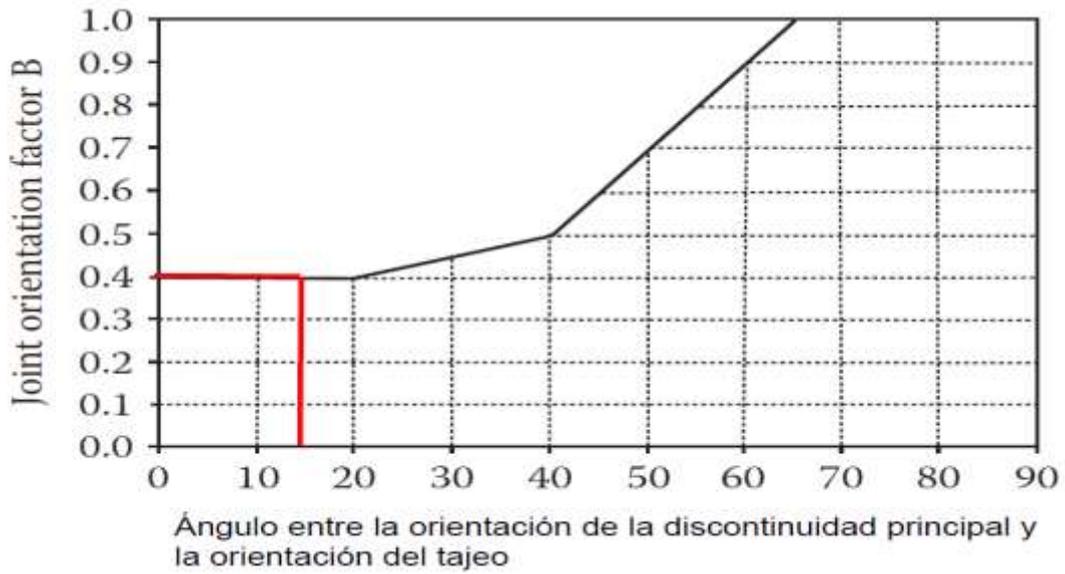
El valor del Factor C equivalente a 6.5, se obtuvo en base a la inclinación promedio de la veta Isabel de  $70^\circ$ . Relacionando el valor del índice Q' y los valores de los factores A, B y C se determinó el número de estabilidad (N') equivalente a 9.36.



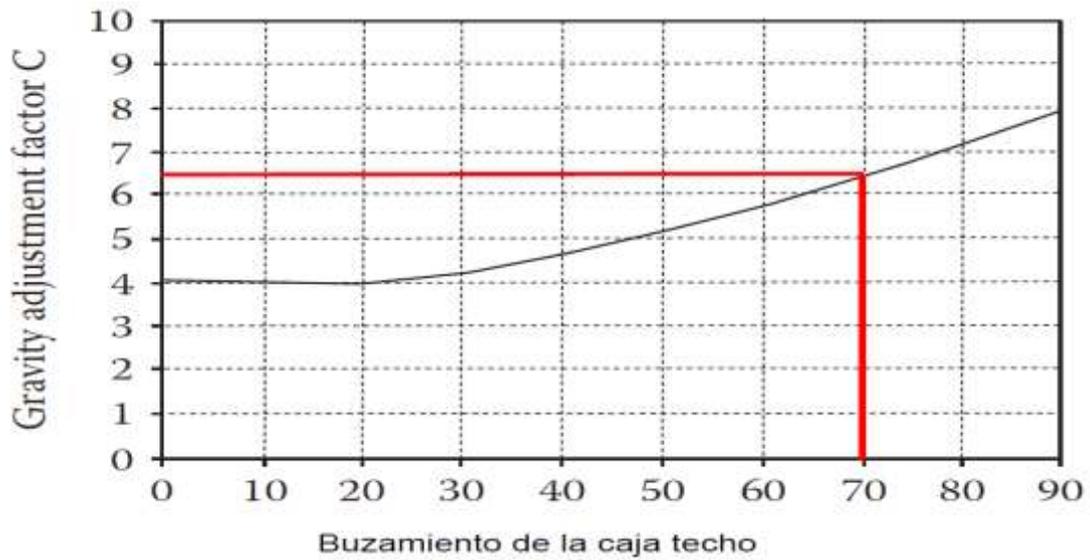
**Figura 9. Determinación de los esfuerzos inducidos  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$ , según Hoek Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP**



**Figura 10. Determinación del factor de esfuerzo en la caja techo de la veta Alianza y Ramal Alianza**  
**Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP**



**Figura 11. Determinación del factor de ajuste por orientación de discontinuidades**  
**Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP**



**Figura 12. Determinación del factor de ajuste gravitaciones (Factor C) en función de la inclinación de la caja techo de la veta Alianza y Ramal Alianza. Potvin, 1988 modificado Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP**

Tomando en cuenta el número de estabilidad (N') equivalente a 9.36 y el radio hidráulico (RH) equivalente a 3.93, se determinó que los tajos proyectados para la explotación del minado de la veta Alianza y Ramal Alianza por subniveles con taladros largos (20.0 m de longitud y 13.0 m de altura de banco sin sostenimiento) presentan condiciones estables con una estimación empírica de sobre excavación (ELOS) menor a 0.5 m y una inexistente probabilidad de falla, salvo lajamiento que se produzcan debido al sistema de fracturas subparalelo a la orientación de los tajos (N58°E/78°SE), ver figuras 13, 14 y 15.

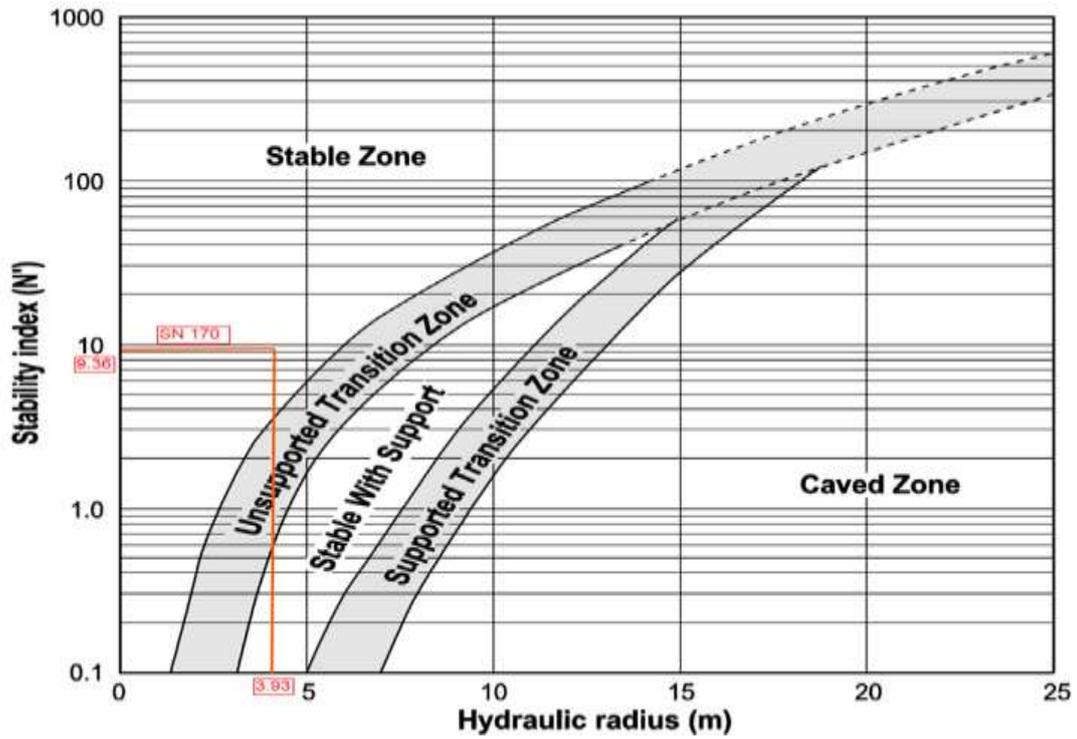


Figura 13. Grafico de estabilidad (Nickson, 1992)  
Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP

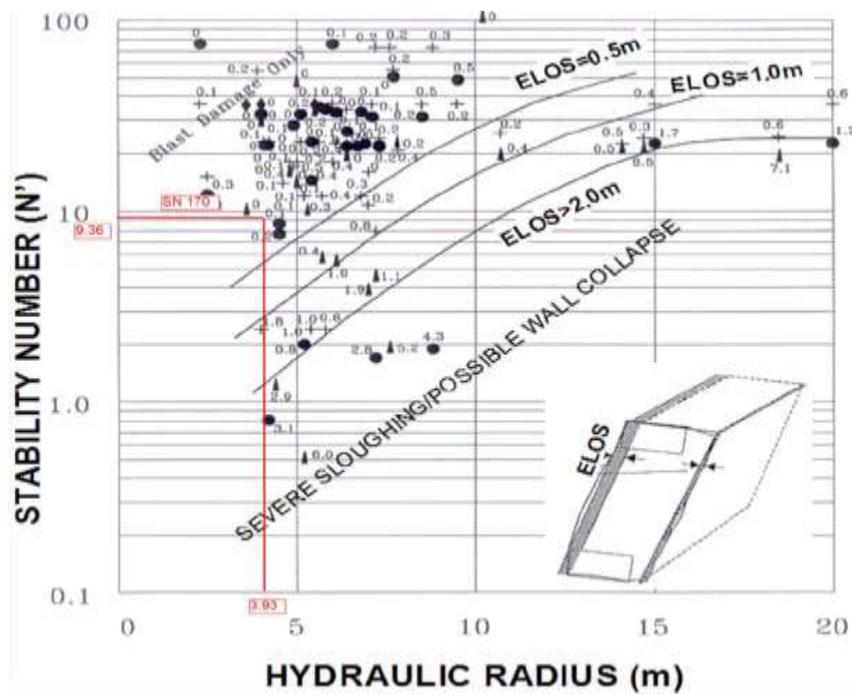


Figura 14. Grafico de estimación empírica de sobreexcavación (ELOS) (Clark, 1988)  
Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP



**Figura 15. Grafico de probabilidad de falla (C. Mawdesley, R. Trueman y W. J. Whiten, Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP**

## 2.6. Sostenimiento de los subniveles

Para la determinación del tipo de soporte y tiempo de colocación de la veta Alianza y Ramal Alianza se utilizó la tabla de determinación de tiempo de autosoporte (Bieniawski, 1989) y la tabla de determinación del sostenimiento en labores mineras subterráneas (Vallejo, 2011) tomando en cuenta las clasificaciones geomecánicas obtenidas en la Veta Alianza y Ramal Alianza ( $GSI=MF/P$ ,  $Q=0.1-0.5$  y  $RMR=35-45$ ) y en las cajas techo y piso ( $GSI=F/R$ ,  $Q=1.0-5.0$  y  $RMR=50-65$ ). Considerando a los subniveles como labores permanentes usadas para el minado de los blocks se asumió un valor de dimensión equivalente ( $D_e$ ) de 1.6 y una sección de 3.5 x 3.5 m. y con un factor influyente desfavorable, relacionado con la presencia de un sistema de fracturas subvertical y subparalelo a la dirección de los tajeos que afecta la caja techo.

De acuerdo a la tabla de autosoporte y el valor promedio del índice RMR, el tiempo de autosoporte de la veta Alianza y Ramal Alianza (bóveda), para una sección de 3.5 x 3.5 m, sería de 8 horas y para las cajas techo y piso el tiempo de autosoporte sería de 8 meses, por lo que no se presentarán problemas de inestabilidad de los blocks debido a que el soporte que se viene colocado se realiza

inmediatamente después de la voladura del frente en la bóveda y tres días después en las cajas techo y piso (ver figura 16).

De acuerdo a la tabla de sostenimiento, se ha determinado que el soporte en la veta Alianza y Ramal Alianza consistirá de empernado sistemático en reticulados de 1.0 x 1.0m y shotcrete con fibra de 5 cm de espesor. Asimismo, el soporte en las cajas techo y piso consistirá de empernado sistemático en reticulados de 1.5 x 1.5 m. Los pernos, tanto en bóveda como en cajas, serán del tipo hidrabolt o cementados de 2.1 m de longitud.

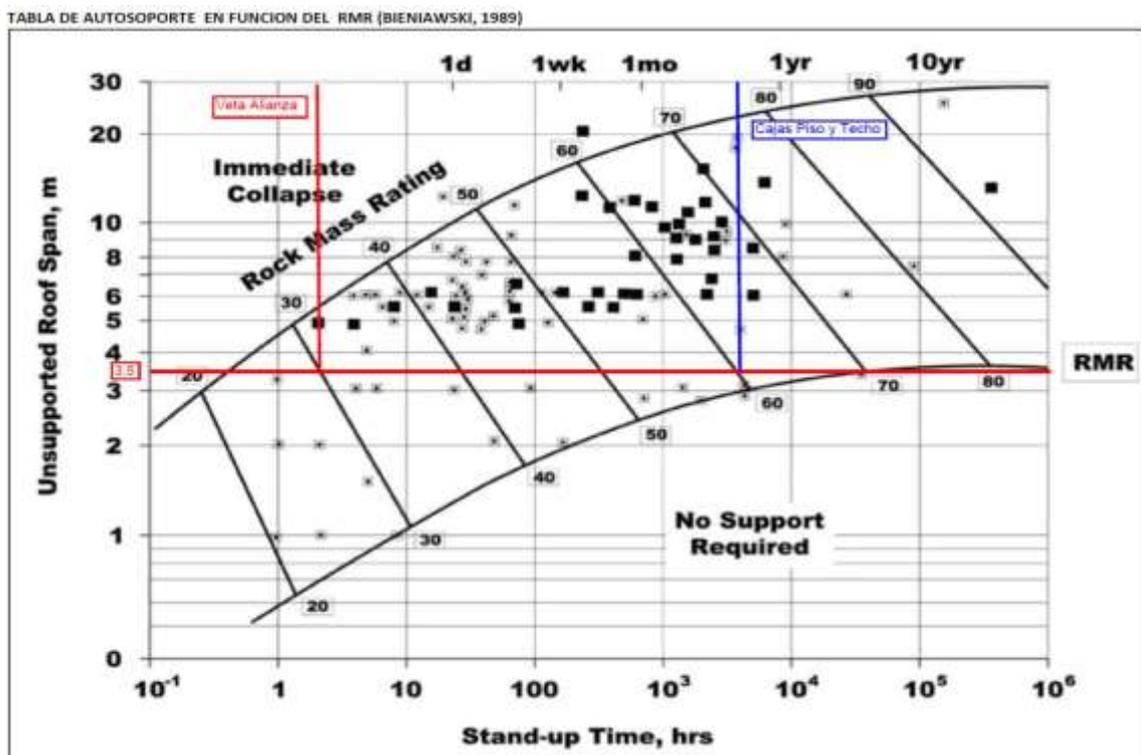


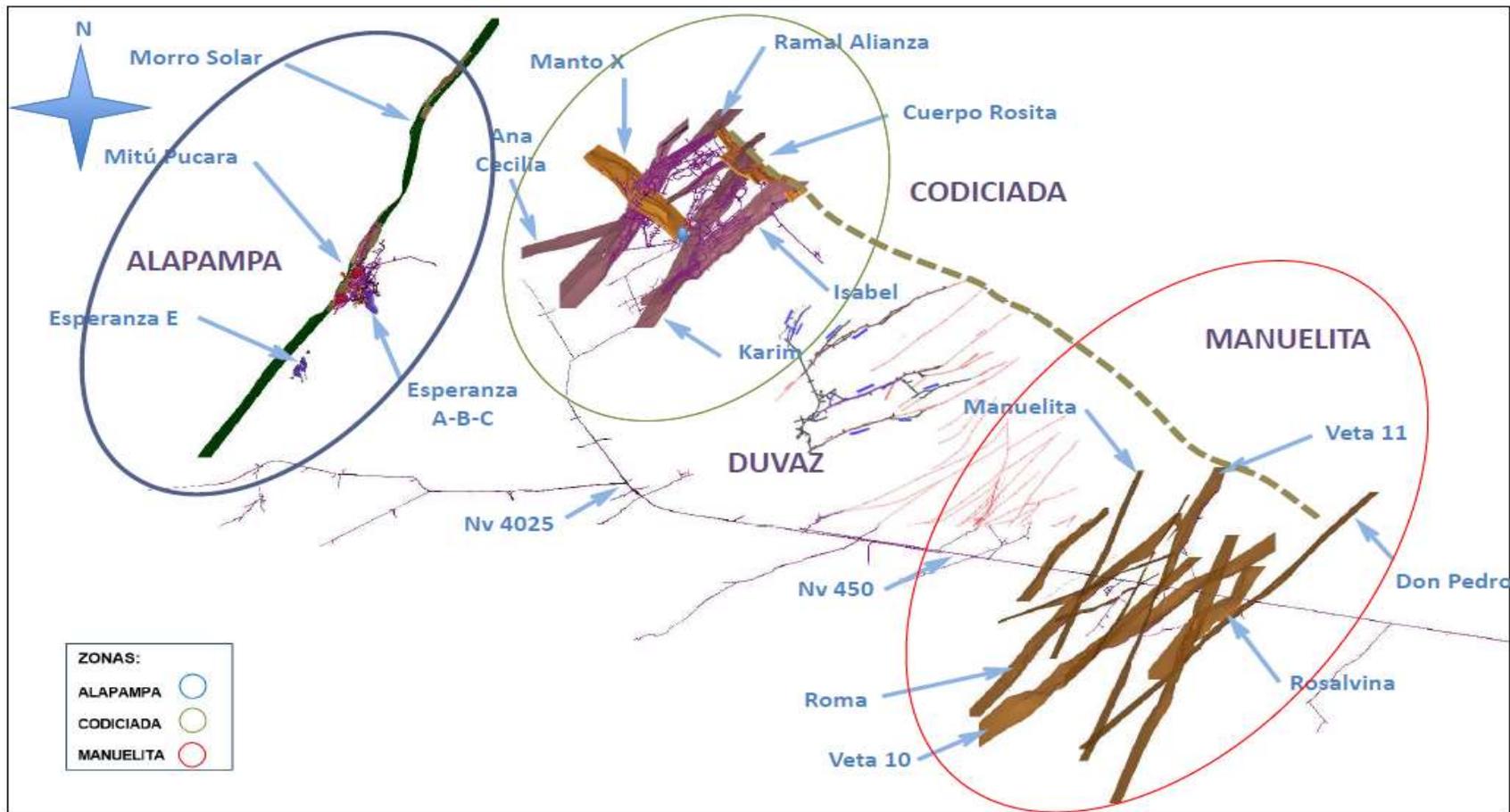
Figura 16. Tiempos de autosostenimiento en subniveles de veta Alianza y Ramal Alianza y cajas piso y techo

Tomado de Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP

## 2.7. Producción y reservas

Las reservas a junio del 2019 son de 6'875,409 toneladas con leyes de Ag@156 ppm, Cu@0.35 %, Pb@1.32 % y Zn@3.76 %, con valor presente total (VPT) de 147 \$/t. Asimismo, se considera un *cut off* de mineral mayor/igual a 92 \$/t, mineral marginal mayor a 78 \$/t y mineral sub marginal mayor a 71 \$/t. La producción total de la mina Morococha (Alapampa, Codiciada y Manuelita) produjeron un total de

780,000 toneladas durante el periodo 2020 con leyes de Ag@131.54 ppm, Cu@0.56 %, Pb@1.14 % y Zn@3.52 %, con VPT de 118.75 \$/t, un costo de producción de 91.29 \$/t y un total de desarrollos en 28,216 m.



**Figura 17. Zonas de explotación en la mina Morococha  
Tomado del Departamento de Geología**

Tabla 9. Recursos y reservas a junio del 2019

**Reservas y Recursos al 30 - 06- 2019**

<b>Precios</b>		<b>Cut Off</b>	
Zn US\$/Tm	2,500	Ore >=	US\$ 92
Pb US\$/Tm	2,100	Marginal >	US\$ 78
Cu US\$/Tm	6,000	Sub Marginal >	US\$ 71
Ag US\$/oz	17.00		
Au US\$/oz	1,300		

**1.- Reservas al 30 - 06- 2019**

Reservas	Tm	gr Ag/Tm	Oz Ag	% Cu	%Pb	%Zn	VPT \$/Tm
<b>TOTAL</b>	<b>6,875,409</b>	<b>156</b>	<b>34,526,020</b>	<b>0.35</b>	<b>1.32</b>	<b>3.76</b>	<b>147</b>

**2.- Recursos al 30 - 06 - 2019**

Recursos	Tm	gr Ag/Tm	Oz Ag	% Cu	%Pb	%Zn	VPT \$/Tm
Medido	304,690	138	1,351,828	0.29	0.86	2.14	108
Indicado	372,244	143	1,709,934	0.20	0.83	2.09	106
Inferido	4,853,456	138	21,583,155	0.37	1.02	3.26	128
<b>TOTAL</b>	<b>5,530,391</b>	<b>139</b>	<b>24,644,917</b>	<b>0.35</b>	<b>0.99</b>	<b>3.12</b>	<b>126</b>

*Tomado del Departamento de Geología*

**Tabla 10. Producción periodo 2020**

<b>Morococha</b>		<b>Total</b>	<b>Alapampa</b>			<b>Total</b>	<b>Structure</b>			<b>Tonnes</b>	<b>%</b>
Ore Tonnes	780,000		Ore Tonnes	108,000		Mitu-Pucará	72,000	9%			
Ag g/t	131.54		Ag g/t	74.71		Esperanza	36,000	5%			
Zn %	3.52		Zn %	2.67							
Pb %	1.14		Pb %	0.30							
Cu %	0.56		Cu %	2.19							
VPT (\$/t)	118.75		VPT (\$/t)	123.71							
Prod. Cost (\$/t)	91.29		Prod. Cost (\$/t)	97.00		<b>Total</b>	<b>108,000</b>	<b>14%</b>			
Development meters	28,215		Development meters	4,040							
			<b>Codiciada</b>			<b>Total</b>	<b>Structure</b>			<b>Tonnes</b>	<b>%</b>
			Ore Tonnes	412,000		Rosita	177,000	23%			
			Ag g/t	120.50		Isabel	61,900	8%			
			Zn %	3.66		Rubi	54,900	7%			
			Pb %	1.15		Ramal Alianza	51,450	7%			
			Cu %	0.32		Karim	39,850	5%			
			VPT (\$/t)	109.03		Manto Sierra Nevada	15,000	2%			
			Prod. Cost (\$/t)	88.61		Millet	11,900	2%			
			Development meters	14,935		<b>Total</b>	<b>412,000</b>	<b>53%</b>			
			<b>Manuelita</b>			<b>Total</b>	<b>Structure</b>			<b>Tonnes</b>	<b>%</b>
			Ore Tonnes	260,000		Roma	74,925	10%			
			Ag g/t	172.65		Rosalvina	46,500	6%			
			Zn %	3.65		Veta 11	30,975	4%			
			Pb %	1.49		Don Pedro	24,250	3%			
			Cu %	0.27		Manuelita	18,950	2%			
			VPT (\$/t)	132.10		Carolina	16,300	2%			
			Prod. Cost (\$/t)	93.17		Veta 6	14,250	2%			
			Development meters	9,240		Veta 10	13,950	2%			
						Eneida	11,150	1%			
						Ramal Manuelita	8,750	1%			
						<b>Total</b>	<b>260,000</b>	<b>33%</b>			

*Tomado del Departamento de Planeamiento*

## **2.8. Implementación del método de minado *sublevel stoping* con variante en la preparación**

El presente trabajo de investigación tiene la finalidad de mostrar el método de explotación *sublevel stoping* con una variante muy importante en comparación a otras unidades mineras el cual es no realizar *bypass* al momento de la preparación, este método de minado es beneficioso porque nos permite incrementar el volumen de producción, menor exposición del personal al riesgo de caída de rocas, mecanización de los equipos, minimizar costos de operación.

La compañía minera Argentum inicia sus operaciones en el año 2004 en el distrito de Morococha, desde el inicio de sus operaciones los métodos de minado que se empleaba eran de *cut and fill* convencional con relleno hidráulico, *square set*, *shrinkage*, cámaras y pilares, dentro de sus operaciones hasta el año 2014 uno de sus debilidades fue el incremento de sus costos operativos por la disminución de reservas en cuerpos por lo cual se implementa a modo de prueba el método de minado *sublevel stoping* en la zona de manuelita obteniendo buenos resultados, con ciertas deficiencias que se fueron mejorando.

El método experimental de *sublevel stoping* en vetas angostas se realizó en bancos de 12 y 15 metros, lo cual ocasiono problemas de desviación de taladros a la vez generando sobre dilución en el minado. La peculiaridad del método de minado es que se emplea en vetas con un promedio de 1.09 m, con un buzamiento de 75°, luego de las pruebas en la implementación del método de minado se logró determinar una variante muy importante al método de *sublevel stoping* para hacerlo productivo el de no realizar *bypass* en la preparación.

La implementación del método de *sublevel stoping* tiene como finalidad obtener las siguientes mejoras:

- Mejor productividad de minado
- Recuperación de mineral por encima del 90 %.
- Reducir la exposición de personal al riesgo de caída de rocas.

- El método de minado empleado en la unidad minera permite tener una producción constante al poder realizar un ciclo de minado continuo por la cantidad de blocks a minar.

## **2.9. Cambio de método de explotación de *cut and fill* a *sublevel stoping***

El cambio de método de explotación de *cut and fill* al método de *sublevel stoping* que se viene aplicando en la unidad minera tiene como objetivo principal el de disminuir el costo de producción y de incrementar la producción en un 25 %. El método de minado *sublevel stoping* tradicional se vienen desarrollando en diferentes unidades mineras del Perú, con la diferencia que realizan como parte de su preparación con *bypass* paralelo a la estructura para luego realizar los accesos cada 50 m hacia la veta el cual servirá para realizar la limpieza de mineral, lo cual incrementa el costo de producción.

Con la potencia de veta de 1.09 m que tenemos en la unidad no sería rentable aplicar este método de minado, debido a ello se buscó realizar una variante en el método de minado el cual nos permita reducir costos y volverlo rentable, llegando a obtener una variable muy importante que es no realizar *bypass*, esto nos llevó a obtener un costo de preparación de 1.43 \$/t ya que los subniveles son realizados en estructura con una ley promedio de 140 gr/t de Ag, 0.87 % de Pb, 3.1 % de zinc y 0.97 % de Cu.

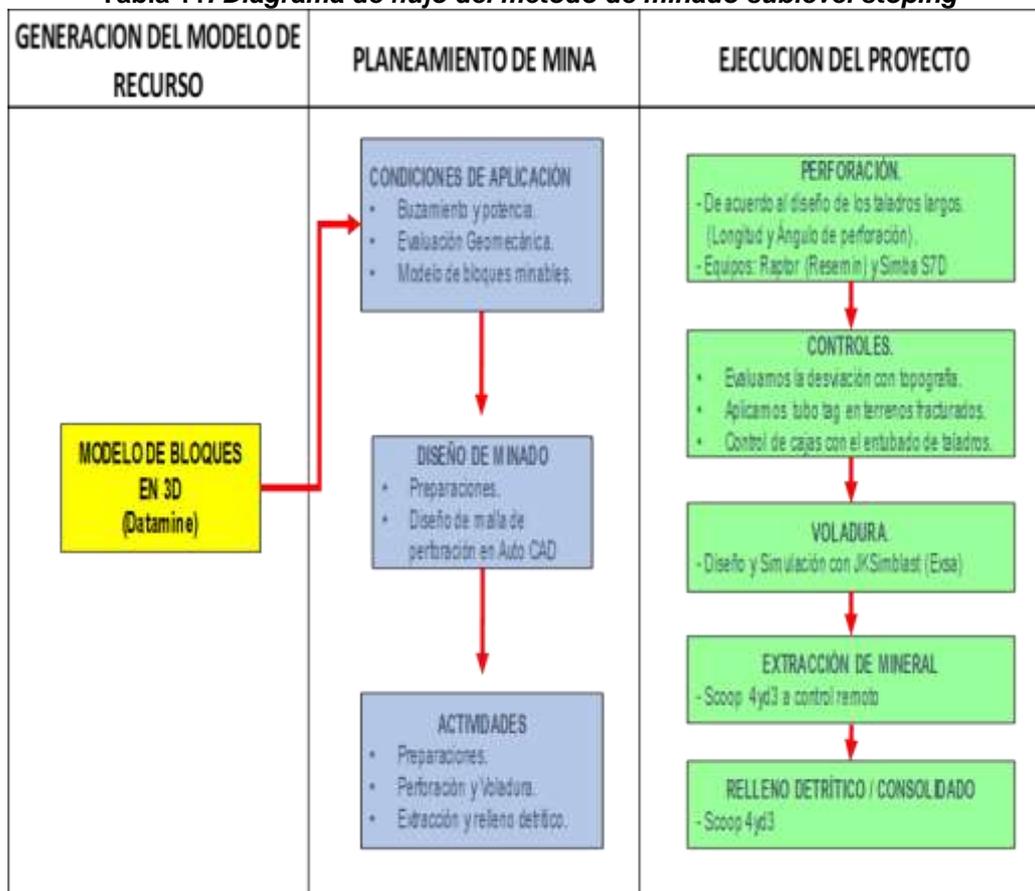
Con el cambio de método de minado se reemplazó materiales que tienen mayor impacto en los costos operativos, de los cuales podríamos mencionar el reemplazo de dinamitas por anfo, madera por pernos mecánicos, por otro lado, se reemplazaron los equipos convencionales por equipos mecanizados en los trabajos de desate de rocas, perforación, limpieza los cual incremento la productividad de t/h-g/día.

### **2.9.1. Diagrama de flujo del método de minado *sublevel stoping***

El diagrama de flujo para la aplicación del método de minado *sublevel stoping* representa la generación del modelo de recursos mediante el modelo de bloques

desarrollado con el *software datamine*, considerando la secuencia realizada por el departamento de Planeamiento para la implementación del método de minado *sublevel stoping*.

**Tabla 11. Diagrama de flujo del método de minado *sublevel stoping***



### 2.9.2. Benchmarking del método de minado *sublevel stoping* en operaciones mineras en Perú

Una de las herramientas de gestión minera es el uso del *benchmarking* para comparar las diferentes variables operacionales y económicas de los diferentes métodos de minado *sublevel stoping* considerando altura de banco, tipo de roca, sección y tipo de labores de desarrollo y preparación y el costo de producción, para definir las mejores prácticas aplicadas en las operaciones mineras analizadas.

**Tabla 12. Benchmarking del método de minado sublevel stoping en diferentes operaciones mineras en Perú**

EMPRESA	UNIDAD	METODO DE MINADO	ALTURA DE BANCO	TIPO DE ROCA	ANCHO DE VETA	SECCION DE LABOR	COSTO DE PRODUCCION
Volcan Compañía Minera SA	Andaychagua	Sublevel stoping	15m	25-35 RMR	2.8	Rp. 4m x 4m Sn. 3.5m x 3.5m	20.93\$/TM
Hodschild Mining PLC	Inmaculada	Sublevel stoping	16m	40-50 RMR	5.8	Rp. 4m x 4m Bp. 4m x 4m Sn. 3.5m x 3.5m	23.14\$/TM
Compañía Minera Raura SA	Raura	Sublevel stoping	20m	53 RMR	3.5	Rp. 4m x 4m Bp. 4m x 4m Sn. 3.5m x 3.5m	21.93\$/TM
Panamerican Silver	Morococha	Sublevel stoping con variante en la preparación	10m	40-50 RMR	1.09	Rp. 4m x 4m Acc. 3.5m x 3.8m Sn. 3.3m x 3.8m	26.29\$/TM
Compañía Minera Buenaventura SAA	Uchuchacua	Sublevel stoping	10m	51-60 RMR	3	Rp. 4m x 4m Bp. 3.5m x 3.5m Ve. 3.5m x 3.5m Sn. 3.5m x 3.5m	13.87\$/TM

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Método y alcances de la investigación**

##### **3.1.1. Método de la investigación**

La investigación es aplicada de un nivel explicativo, logrando la mejora de la productividad en la explotación de la veta Ramal Alianza. El método es inductivo - deductivo, donde se analiza e interpreta de casos específicos a generales, donde el objetivo es la mejora de la productividad.

##### **a) Método general**

El trabajo de investigación aplica el método inductivo - deductivo., donde se observa e investiga en detalle los parámetros técnicos y económicos asociados al plan de producción. Analizar los parámetros operacionales permitirán determinar de qué forma mejorar la productividad la explotación de la veta Ramal Alianza.

##### **b) Métodos específicos**

Se especifica el procedimiento para la recolección y procesamiento de datos, donde se analizarán las variables de los índices claves de performance (KPI), mediante el uso del método general. Se analizará los datos de las variables operacionales considerando:

- ✓ **Recopilación de informes anteriores.** Se analizará e interpretará la información de las diferentes áreas de mina, geología, planta, planeamiento y geomecánica.
- ✓ **Trabajo de campo.** Se observará los diferentes trabajos de campo considerando el análisis de tiempo, costeo unitario de las diferentes áreas en la implementación del método de explotación taladros largos en vetas angostas.
- ✓ **Trabajo de gabinete:** Se desarrollará los diferentes estudios operacionales de las diferentes áreas unitarias considerando las variables técnicas y económicas.
- ✓ **Resultados.** Se evaluará los resultados de las variables técnicas y económicas, determinando la mejora de la rentabilidad del método de explotación taladros largos en la veta Ramal Alianza.

### 3.1.2. Alcances de la investigación

En base a las variables de, se definirá como el tipo aplicada.

## 3.2. Diseño de la investigación

Se realizará el control técnico y económico para aplicar el método de minado taladros largos de la veta Ramal Alianza. Se analizó y desarrolló los resultados en un periodo de 03 meses.

### 3.2.1. Tipo de diseño de investigación

El desarrollo de la presente tesis es no experimental, se realizó un control y registro de variables operacionales analizando los diferentes cambios a través del tiempo. El trabajo investigará y observará los parámetros operacionales para analizar la rentabilidad en la explotación de la veta Ramal Alianza.

**GNO:** 01 (T1, T2, T3, T4)

02 (T1, T2, T3, T4)

**GNO:** 01 y 02

### **3.3. Población y muestra**

#### **3.3.1. Población**

Pertenece a las labores de avance y explotación de la veta Ramal Alianza, perteneciente a la compañía minera Argentum S. A.

#### **3.3.2. Muestra**

Asociada a las diferentes áreas de explotación del método de minado con taladros largos de la veta Ramal alianza.

### **3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

La investigación científica cuenta con diferentes técnicas de recolección de datos relacionado al método y tipo de investigación a ser aplicado.

#### **3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos**

Las diferentes técnicas utilizadas usadas en el presente trabajo de investigación son:

- ✓ Recolección y revisión bibliográfica
- ✓ Observación de datos de campo
- ✓ Recopilación de datos en campo
- ✓ Manejo de diversos Softwares de trabajo de campo

#### **3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos**

- ✓ Plantillas de Excel 2010 para procesamiento de información
- ✓ Informes y reportes operacionales
- ✓ Libros asociados a diseño de métodos de minado
- ✓ Información de internet
- ✓ Uso de PC
- ✓ Tablas estadísticas
- ✓ Otros

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1. Resultados del tratamiento y análisis de la información**

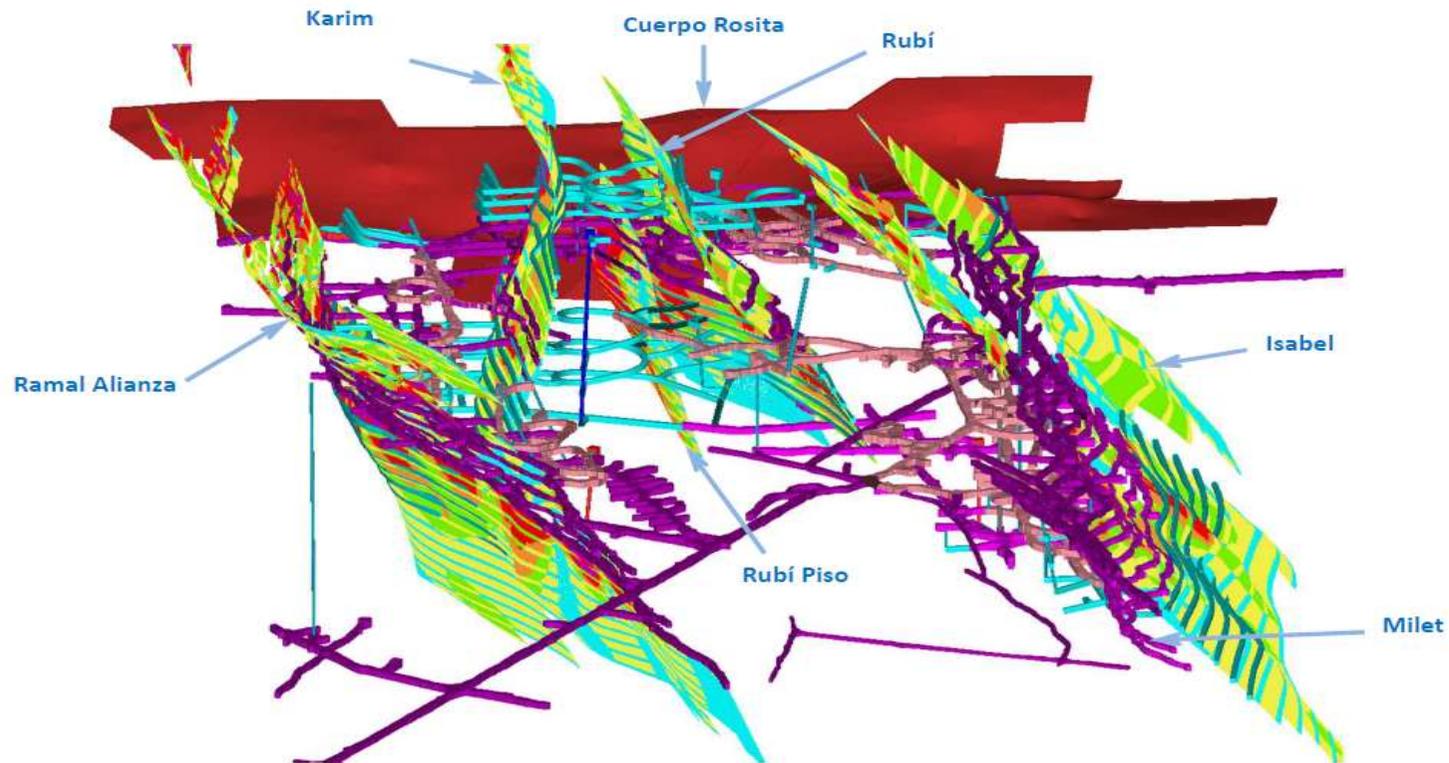
En el presente capítulo se detallan los resultados de la aplicación del método de explotación *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas sin *bypass* de la veta Ramal Alianza.

##### **4.1.1. Análisis previos a la aplicación del método de minado *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas sin *bypass***

La presente tesis describe el método de minado *sublevel stoping* considerando una variante muy importante comparado con otras unidades mineras, el cual es no realizar la labor de *bypass* al momento de la preparación, esta variante del método de minado es beneficiosa, porque permite incrementar el volumen de producción, menor exposición del personal al riesgo de caída de rocas, mecanización de los equipos y minimizar costos de operación.

La aplicación de la variante del método de minado *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas sin *bypass* se describirá en la zona Codiciada, veta Ramal Alianza.

# Zona Codiciada



*Figura 18. Veta Ramal Alianza, zona Codiciada  
Tomado del Departamento de Geología*

a) Análisis e interpretación de resultados:

- ✓ La variante del método de minado *sublevel stoping* sin *bypass* en vetas angostas, se realizó en bancos de 12 y 15 metros, lo cual ocasionó problemas de desviación de taladros a la vez generando sobre dilución en el minado.
  
- ✓ La peculiaridad del método de minado es que se emplea en vetas con un promedio de 1.09 m, con un buzamiento de 75°, luego de las pruebas en la implementación del método de minado se logró determinar una variante muy importante al método de *sublevel stoping* para hacerlo productivo el de no realizar *bypass* en la preparación.
  
- ✓ La implementación del método de *sublevel stoping* tiene como finalidad obtener las siguientes mejoras:
  - Mejor productividad de minado
  - Recuperación de mineral por encima del 90%.
  - Reducir la exposición de personal al riesgo de caída de rocas.
  - El método de minado empleado en la unidad minera permite tener una producción constante al poder realizar un ciclo de minado continuo por la cantidad de blocks a minar.

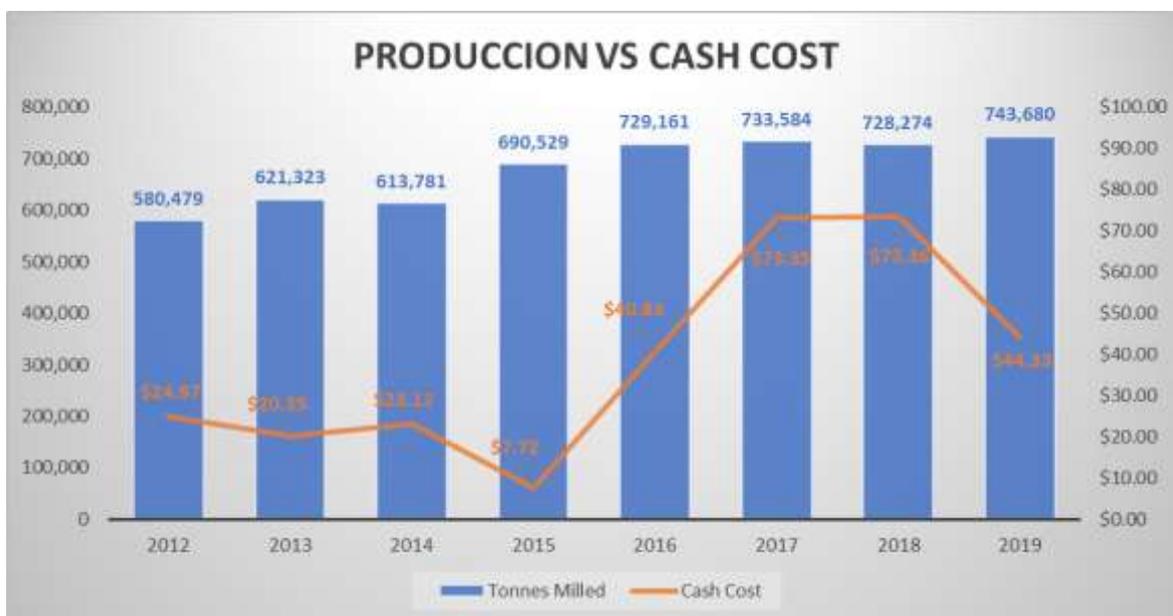
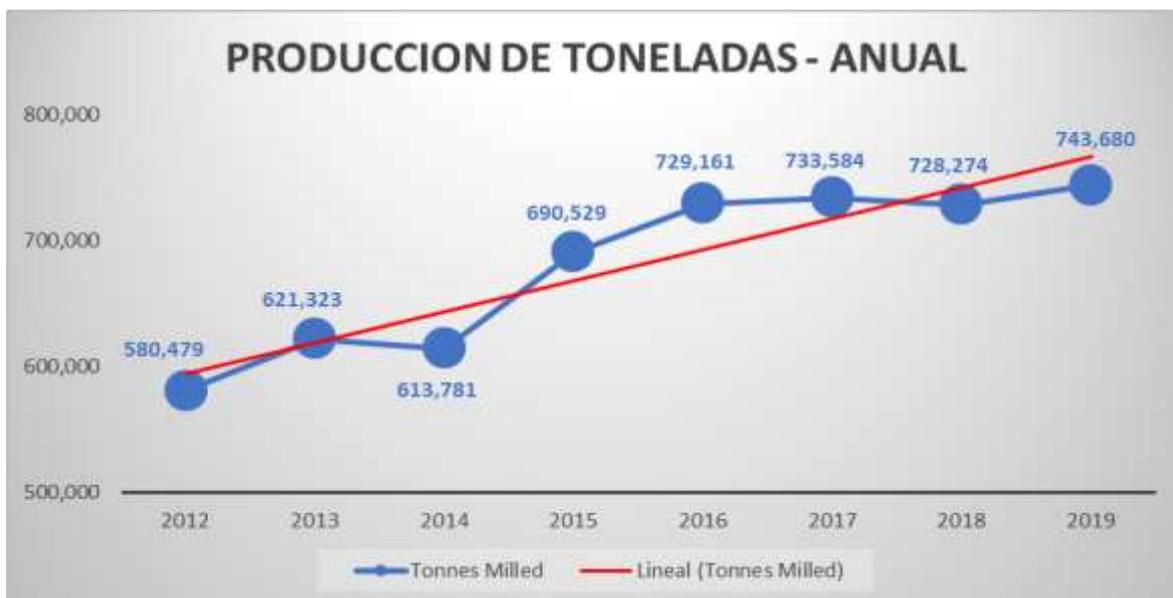
#### A. Producción histórica y *cash cost*

Durante los últimos 8 años se produjo un total de 5'440,811 toneladas de mineral, donde la producción durante el periodo 2012 fue de 580,479 toneladas incrementándose a 743,680 toneladas para el periodo 2019.

El *cash cost* durante el mismo periodo se incrementó de 24.97 \$/t del 2012 a 44.33 \$/t para el 2019, mejorando la rentabilidad de la operación.

**Tabla 13. Producción histórica y cash cost asociado**

PRODUCCION		2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
Tonnes Milled		580,479	621,323	613,781	690,529	729,161	733,584	728,274	743,680
Cash Cost		\$24.97	\$20.35	\$23.12	\$7.72	\$40.83	\$73.35	\$73.36	\$44.33



✓ El mayor incremento producido durante el periodo 2012 al 2019, se debe principalmente a la implementación de métodos de minado convencionales a métodos mecanizados, cambiando con el tiempo desde el método *cut and fill* a

*sublevel stoping* y sus variantes correspondientes, generando un incremento del cash cost desde \$ 24.97 durante el periodo 2012 a \$44.33 para el periodo 2019, mejorando la rentabilidad económica de la operación minera.

#### B. Costo de producción histórico por área

Durante el periodo 2012 los costos totales de producción fueron de \$65'255,544 con un tonelaje producido de 380,479 toneladas siendo el costo total de producción para el periodo 2019 en \$58'361,099 con un tonelaje producido de 743,680 toneladas, siendo el costo de mina el de mayor incidencia.

El mayor costo generado por áreas fue el de costo de mina, siendo de \$35'646,743 durante el periodo 2012 y el costo de mina durante el periodo 2019 en \$29'404,083.

**Tabla 14. Costo de producción histórico por área**

Costs	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
Mine	\$35,646,743	\$31,951,679	\$31,433,045	\$26,888,991	\$22,483,986	\$25,808,430	\$30,135,103	\$29,404,083
Processing	\$0	\$4,096,386	\$3,987,496	\$3,791,244	\$3,528,124	\$3,665,091	\$4,061,418	\$3,733,994
Treatment Plant	\$3,957,468	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0
Planning & Engineering	\$1,808,885	\$1,516,745	\$1,628,392	\$1,192,410	\$1,045,055	\$1,246,587	\$1,394,454	\$1,284,015
Geology	\$1,633,169	\$1,139,068	\$1,514,706	\$1,429,116	\$1,009,458	\$1,208,422	\$1,628,175	\$1,797,251
Safety & Environ	\$2,458,465	\$2,645,594	\$2,156,566	\$1,669,391	\$1,163,423	\$1,719,840	\$1,711,325	\$1,486,804
General Maintenance	\$5,883,867	\$7,206,091	\$7,630,061	\$7,425,233	\$7,624,395	\$8,358,765	\$8,791,746	\$9,076,316
Electric System	\$4,297,308	\$3,864,740	\$5,091,372	\$5,390,154	\$5,314,911	\$5,697,313	\$4,681,200	\$4,563,949
Camp Administration	\$9,569,639	\$9,765,796	\$9,115,184	\$7,853,271	\$6,405,448	\$6,769,740	\$7,430,857	\$7,014,688
TOTAL	\$65,255,544	\$62,186,099	\$62,556,822	\$55,639,809	\$48,574,799	\$54,474,188	\$59,834,279	\$58,361,099



**Tabla 15. Incidencia de costo por área**

AREA	%
Mine	50%
Camp Administration	14%
General Maintenance	13%
Electric System	8%
Processing	6%
Safety & Environment	3%
Planning & Engineering	2%
Geology	2%
Treatment Plant	1%



- ✓ El costo de producción durante el periodo 2012 fue de 112.42 \$/t y durante el periodo 2019 fue de 78.48 \$/t, este menor costo es producto al incremento de tonelaje producido por la implementación del método de minado *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas.
- ✓ El área que representa mayor incidencia es los costos operacionales es el costo de mina, el costo de mina unitario durante el periodo 2012 fue de 61.41 \$/t

disminuyendo a 39.54 \$/t durante el periodo 2019, esta reducción de costos asociado principalmente al incremento de producción.

### C. Margen de utilidad histórico

Durante el periodo de evaluación 2012 se generó valores negativos y durante el periodo 2019 se generó un margen de \$25'299,608.

**Tabla 16. Margen de utilidad histórica**

	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
<b>MARGEN</b>	(\$6,262,728)	(\$4,770,335)	\$4,965,445	(\$2,552,933)	\$19,339,717	\$41,351,512	\$39,341,159	\$25,299,608

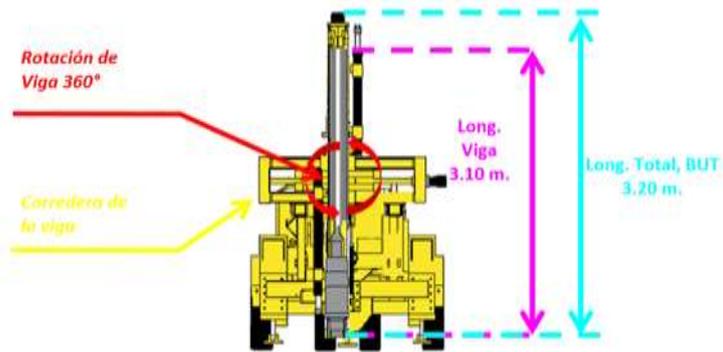


- ✓ El historial de margen de utilidad durante el periodo 2012 al 2015 tuvo mucha variabilidad, siendo un incremento sustancial a partir del 2015 hacia adelante con mayores márgenes de utilidad, por el incremento del tonelaje de 580,479 toneladas a 743,680 toneladas.

#### 4.1.2. Análisis diseño método de minado *sublevel stoping*

El diseño de minado inicia con el desarrollo de rampas con una sección de 4.0 m x 4.0 m, gradiente de 12 % negativo en un banco total de 60 m promedio, hasta llegar al nivel inferior o piso base, luego se preparan los accesos con sección de





Simba

- Long. De barra de perforación: 1.5 m
- Tipo de columna: T-38
- Longitud de taladros: 10.00 m



- ✓ Un factor importante es el tipo de broca a utilizar en el minado para disminuir la desviación de los taladros.



#### 4.1.3. Análisis de criterios de diseño para el minado *sublevel stoping*

Las diferentes labores de desarrollo y preparación en el diseño del método de minado *sublevel stoping* para vetas angostas sin *bypass* considera: rampas de 4 x 4 m y de 3.5 x 3.8 m; galerías de 3 x 3.8 m; *bypass* 4 x 4 m; accesos de 3.5 x 3.8 m; subniveles de 3 x 3.8 m y echaderos de 2.10 m de diámetro. Para el presente estudio no se considera el desarrollo de *bypass* en vetas angostas, considerando el ciclo de minado.

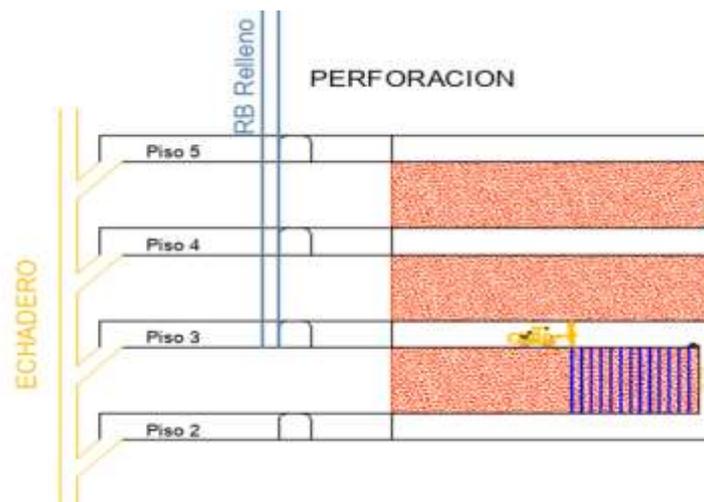
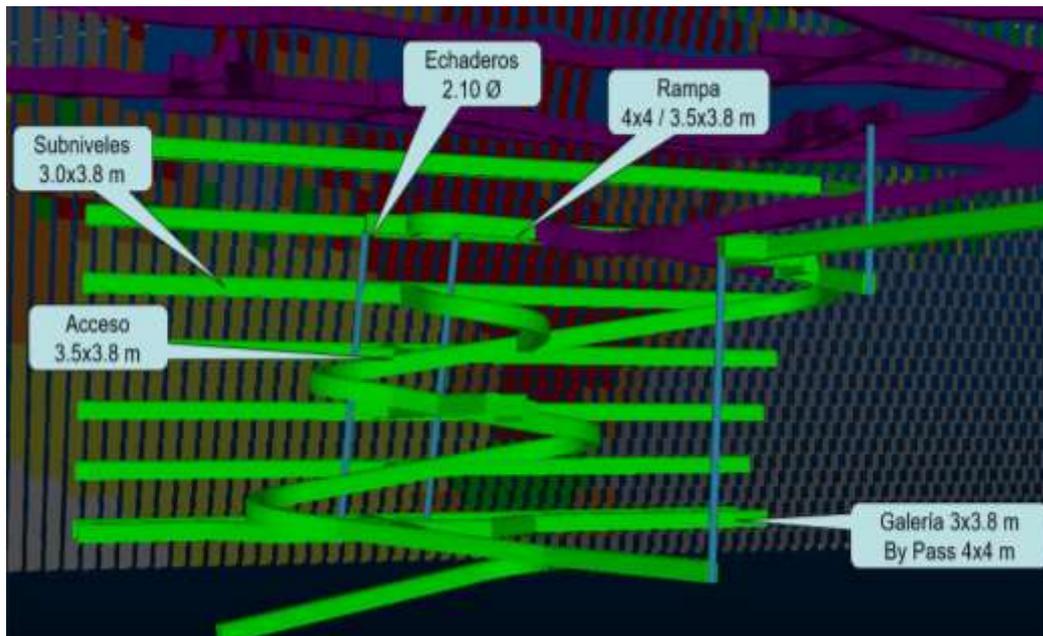


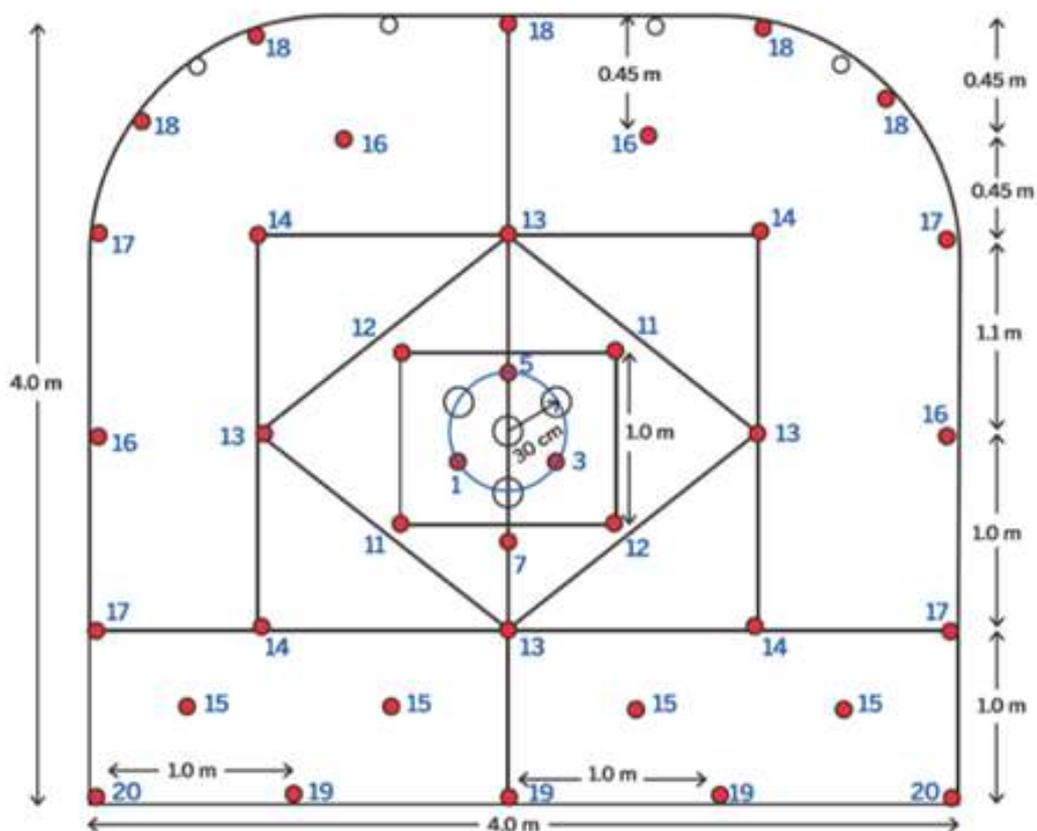
Figura 20. Dimensiones de labores de desarrollo y preparación del método de minado *sublevel stoping* con taladros largos en vetas angostas

## A. Perforación

- a) En la etapa de preparación de los subniveles de perforación, se deberá considerar:
- ✓ Sección mínima de 3 m de ancho y 3.8 m de altura
  - ✓ Refugios para el operador del *scoop* a control remoto cada 25 m, con sección de 2 m de ancho x 2 m de alto y 1.50 m de largo. Su ubicación será de acuerdo con la ubicación de la cabina del *scoop* (al techo o piso de la veta).
  
  - ✓ Ventilación forzada mediante ventiladores eléctricos y sus respectivas mangas de ventilación.
  
  - ✓ Además del sostenimiento de las cajas y corona, en función a la recomendación geomecánica, instalar pernos hacia la caja techo a 0.50 m del piso y a menos 45° de inclinación, espaciados cada 1.50 m.
  
  - ✓ Los nichos para tableros eléctricos se harán cada 50 m, con sección de 1.5 m de ancho x 1.80 m de altura y 1.50 de longitud.

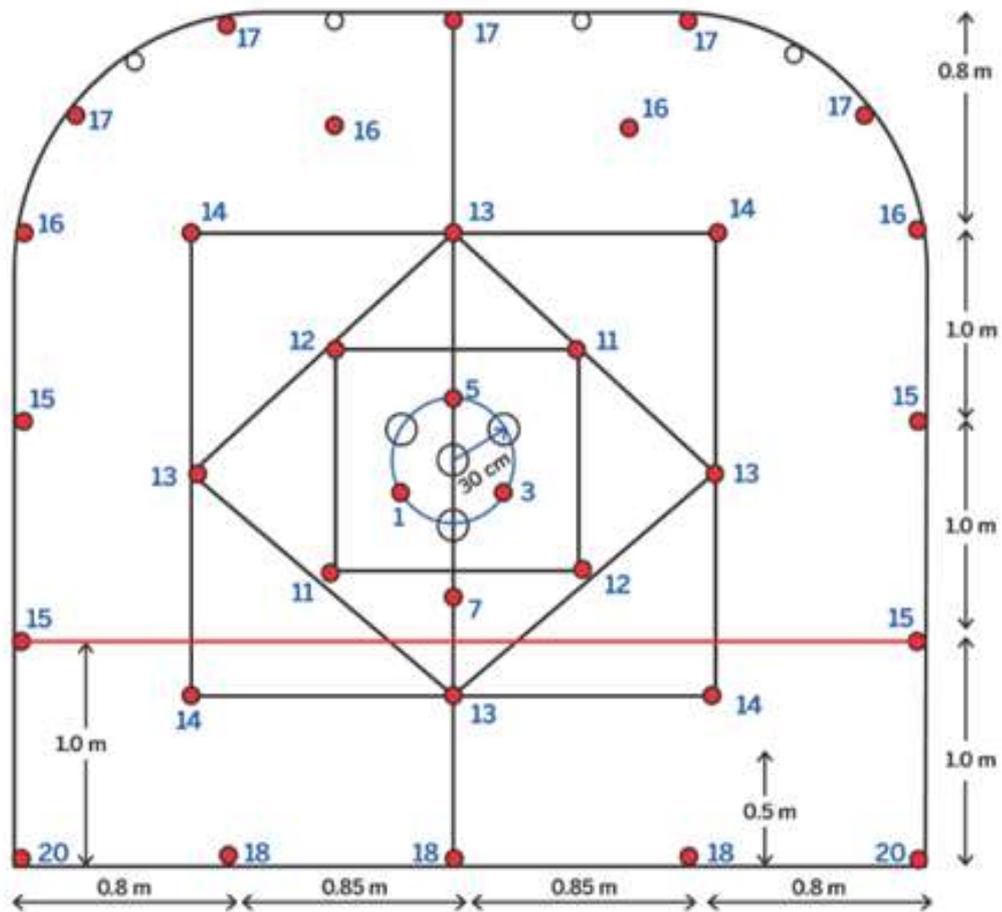
Tabla 17. Malla de perforación 4 x 4 m para el desarrollo de rampas

**MALLA DE PERFORACIÓN 4.00 m x 4.00 m perf. JUMBO**



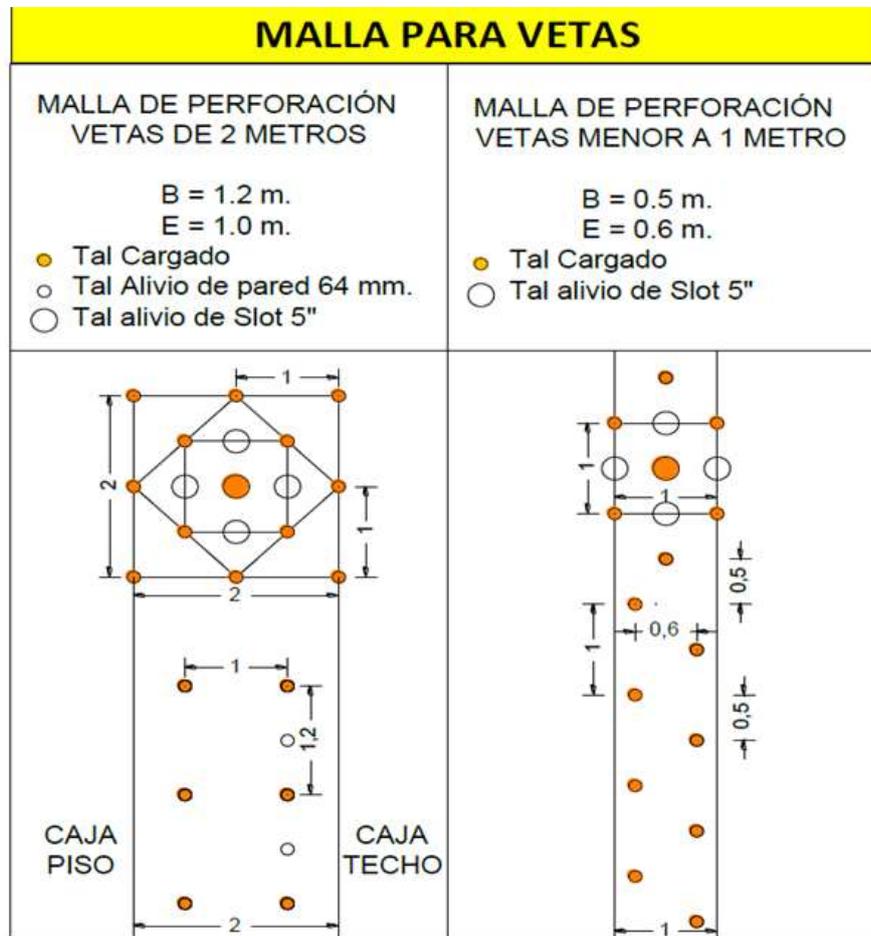
DISTRIBUCIÓN DE CARGA PARA FRENTE 4.00m x 4.00m PERF. CON JUMBO					VOLADURA CONTROLADA		
	N° tal	Cart/tal	Kg/anfo tal	Total kg Anfo	CARTUCHOS	KG Cartucho	Total Explosiv.
			1.50 kg/m				
Arranque	4.00	1.00	4.50	18.00	4.00	1.47	19.47
1° Ayuda	4.00	1.00	4.50	18.00	4.00	1.47	19.47
2° Ayuda	4.00	1.00	4.20	16.80	4.00	1.47	18.27
3° Ayuda	4.00	1.00	4.20	16.80	4.00	1.47	18.27
Hastiales	6.00	1.00	3.90	23.40	6.00	2.21	25.61
Ay de corona	2.00	1.00	3.90	7.80	2.00	0.74	8.54
Corona ( Exsatron)	5.00	6.00			30.00	6.57	6.57
Ay de arrastre	4.00	1.00	3.90	15.60	4.00	1.47	17.07
Arrastre, Emulex 65 1" x 12"	5.00	12.00			60.00	10.71	10.71
Alivio en arranque	4.00						
Alivio en corona	4.00						
<b>TOTAL</b>	<b>46.00</b>			<b>116.40</b>	<b>118.00</b>	<b>27.58</b>	<b>143.98</b>
Longitud perforación	3.70 m	Avance	3.37 m	<b>Factor de avance</b>		<b>42.76 Kg/m</b>	
EN LOS TALADROS DE CORONA USAR EXSATRON							
EN TODOS LOS TALADROS CARGADOS, COLOCAR TACOS INERTES							

Tabla 18. Malla de perforación 3 x 3.8 m para subniveles  
**MALLA DE PERFORACIÓN 3.30 m x 3.80 m perf. JUMBO**



DISTRIBUCIÓN DE CARGA PARA FRENTE 3.30m x 3.80m PERF. CON JUMBO					VOLADURA CONTROLADA		
⊘: tal rotura = 45 mm ⊘: tal alivio = 4°	N° tal	Cart/tal Cebo	Kg/anfo tal 1.50 kg/m	Total kg Anfo	CARTUCHOS	KG Cartucho	Total Explosivo
Arranque	4.00	1.00	4.50	18.00	4.00	1.47	19.47
1° Ayuda	4.00	1.00	4.50	18.00	4.00	1.47	19.47
2° Ayuda	4.00	1.00	4.20	16.80	4.00	1.47	18.27
3° Ayuda	4.00	1.00	4.20	16.80	4.00	1.47	18.27
Hastiales	6.00	1.00	3.90	23.40	6.00	2.21	25.61
Ay corona	2.00	1.00	3.90	7.80	2.00	0.74	8.54
Corona ( Exsatron)	5.00	6.00			30.00	6.57	6.57
Arrastre, Emulex 65 1" x 12"	5.00	12.00			60.00	10.71	10.71
Alivio en arranque	4.00						
Alivio en corona	4.00						
<b>TOTAL</b>	<b>42.00</b>			<b>100.80</b>	<b>114.00</b>	<b>26.11</b>	<b>126.91</b>
Longitud perforación	3.70 m	Avance	3.37 m	<b>Factor de avance</b>		<b>37.69 Kg/m</b>	
EN LOS TALADROS DE CORONA USAR EXSATRON EN TODOS LOS TALADROS CARGADOS, COLOCAR TACOS INERTES							

b) Perforación en taladros largos



**Figura 21. Malla de perforación con taladros largos, para vetas angostas**

- ✓ En el subnivel superior de perforación, debe instalarse las "colas de chanco", para asegurar el cable de acero y éste debe unir la caja techo y la caja piso a una altura de 1.50 m. Este será usado por el operador y ayudante del equipo de taladros largos como línea de vida.
- ✓ Contar con iluminación en los subniveles superior e inferior.
- ✓ Contar los planos de perforación según el diseño realizado por el área de Planeamiento, donde incluye longitud de taladro, inclinación, ubicación del inicio de cada taladro

- ✓ Debe haber 05 filas perforadas acumuladas, respecto al área disparada para reducir la exposición a caída de persona.
- ✓ La malla de perforación será en función a los factores geológicos y explosivo a usar.
- ✓ Al término de perforación de cada guardia, el acceso hacia el área explotada debe quedar bloqueada con malla electrosoldada.

## B. Voladura

### a) Diseño de la Voladura

- ✓ La malla de perforación debe considerar taladros de alivio en los contornos del tajeo, para reducir el daño al macizo rocoso.
- ✓ Los explosivos a utilizarse son: Dinamita 65% x 1 1/2"x12" y anfo.
- ✓ Los accesorios de voladura se usarán: fulminante antiestático no eléctrico, pentacord, mecha rápida y armada de mecha lenta.

### b) Proceso de Carguío de Taladro

- ✓ Los cargadores utilizarán obligatoriamente el arnés de seguridad con doble línea de anclaje, quienes se sujetarán en el cable de acero, previamente instalado.
- ✓ Preparar el número de "cebos" previamente en función al número de taladros a disparar. El número de filas pueden ser 1, 2 o 3, dependiendo de las condiciones geológicas del macizo rocoso.
- ✓ Colocar un tapón en la parte inferior del taladro, luego rellenar 0.70m con detritus. Ubicar el "cebo 1" a 9m del taladro y vaciar el anfo hasta 4.50 m.

- ✓ Luego colocar el "cebo 2" a 4.50m y vaciar anfo hasta 1 m. Finalmente completar con detritus hasta llenar el taladro.

Cargio del taladro rimado central de 5" Ø del SLOT	Cargio de taladro que no requiere ser entubado de 2.5"Ø	Cargio de taladro tubo pvc de 2" Ø	Cargio de taladro caja techo tubo pvc de 1.5" de Ø
LONG. 10 m. Rompe boca Ø = 5"	LONG. 10 m. Rompe boca Ø = 5"	LONG. 10 m. ENTUBADO - TUBO PVC DE Ø = 2"-	LONG. 10 m. ENTUBADO - TUBO PVC DE Ø = 1.5"-
Densidad lineal = 10.77 kg/m	Densidad lineal = 2.73 kg/m	Densidad lineal = 1.70 kg/m	Densidad lineal = 0.97 kg/m
86.1 Kg Explosivo/tal	86.1 Kg Explosivo/tal	13.92 Kg Explosivo/tal	7.76 Kg Explosivo/tal
	PARA TIPO DE ROCA: RMR 51-60	PARA TIPO DE ROCA: RMR 51-60	PARA TIPO DE ROCA: RMR 41-50
<b>LEYENDA:</b> SEMEXSA 1 1/2" x 12" EXAMON P			

Figura 22. Proceso de cargio en taladros largos - Slot

Carguio del taladro con Semexsa 1 1/2" x 12"	Carguio del taladro con Semexsa 1 1/2" x 12" con espaciador (air deck)	Carguio del taladro con Semexsa 1 1/2" x 12" con espaciador (air deck) - doble cartucho/espaciador	Carguio del taladro con Emulex 1" x 12"
<b>TALADROS ENTUBADOS DE 2" - VOLADURA CONTROLADA EN LOS TAJOS - CAJA TECHO</b>			
Densidad lineal = 1.15 kg/m	Densidad lineal = 0.60 kg/m	Densidad lineal = 0.64 kg/m	Densidad lineal = 0.56 kg/m
25 cartuchos/ tal - 9.19 Kg Explosivo/tal	13 cartuchos/ tal - 4.78 Kg Explosivo/tal	14 cartuchos/ tal - 5.15 Kg Explosivo/tal	25 cartuchos/ tal - 4.47 Kg Explosivo/tal
<p>TACO 1.00m</p> <p>10.0m</p> <p>SEMEXSA 1 1/2" x 12"</p> <p>SEMEXSA 1 1/2" x 12"</p> <p>TACO 1.00m</p> <p>PARA TIPO DE ROCA: RMR 41-50</p>	<p>TACO 1.00m</p> <p>10.0m</p> <p>SEMEXSA 1 1/2" x 12"</p> <p>SEMEXSA 1 1/2" x 12"</p> <p>ESPACIADOR</p> <p>SEMEXSA 1 1/2" x 12"</p> <p>TACO 1.00m</p> <p>PARA TIPO DE ROCA: RMR 31-40</p>	<p>TACO 1.00m</p> <p>10.0m</p> <p>SEMEXSA 1 1/2" x 12"</p> <p>SEMEXSA 1 1/2" x 12"</p> <p>ESPACIADOR</p> <p>SEMEXSA 1 1/2" x 12"</p> <p>TACO 1.00m</p> <p>PARA TIPO DE ROCA: RMR 31-40</p>	<p>TACO 1.00m</p> <p>10.0m</p> <p>EMULEX 65 1/2" x 12"</p> <p>EMULEX 65 1/2" x 12"</p> <p>TACO 1.00m</p> <p>PARA TIPO DE ROCA: RMR 41-50</p>
<b>LEYENDA:</b> SEMEXSA 1 1/2" x 12"    ESPACIADOR 1" x 12"    EMULEX 1" x 12"    CORDÓN DETONANTE			

**Figura 23. Proceso de carguio en taladros largos – taladros de producción**

### C. Limpieza

#### a) Infraestructura Preliminar

- ✓ Debe contar con refugios para ubicación del operador de *scoop* a control remoto.
- ✓ Debe contar con iluminación por el subnivel superior e inferior.
- ✓ La ventilación debe ser suficiente como para mantener la presencia de gases por debajo de los límites máximos permisibles (LMP); CO 25PPM, CO2 5000PPM, NOx 5PPM, O2 19.5 %.

- ✓ Las emisiones de gases del *scoop* a control remoto deberá estar por debajo de los límites máximos permisibles (CO 500 PPM y NOx 500 PPM).

b) Proceso de limpieza

- ✓ El *scoop* a control remoto debe verificarse su operatividad antes de iniciar con la limpieza de mineral.
- ✓ El *scoop* a control remoto podrá ser de 0.75, 2.2 ó 4.2 yd<sup>3</sup> de capacidad de cuchara.
- ✓ El operador se ubicará en el refugio e iniciará el proceso de limpieza con el control remoto, en su retorno con carga cuando el *scoop* esté fuera de la zona de explotación, dejará el control remoto y subirá al *scoop* para maniobrar manualmente hasta el echadero o cámara de acumulación.

D. Relleno

a) Infraestructura preliminar

- ✓ Debe contar con iluminación por el subnivel superior
- ✓ Debe asegurarse de contar con ventilación forzada o natural.
- ✓ EL relleno puede ser detrítico (desmonte de labores de avance) o relleno consolidado (mezcla de agregado y cemento).

b) Proceso de relleno

- ✓ Antes de iniciar con el relleno, se colocará un dique con desmonte en el subnivel inferior, para controlar el relleno dentro del área explotada.
- ✓ El relleno se hará en avanzada por el subnivel superior, colocando previamente un dique en el borde del tajeo para evitar que el *scoop* pase a la zona explotada.
- ✓ Al finalizar el relleno, el ciclo de minado se repetirá; perforación de *slot*, voladura, limpieza y relleno.

#### 4.1.4. Análisis de sostenimiento

En la unidad minera se emplea varios tipos de sostenimiento, tales como instalación con malla electrosoldada con pernos *swelex* o *Split set* de 7' y *shotcrete* de 2" y 4" dependiendo de la recomendación geomecánica.

##### A. Sostenimiento con *shotcrete*

En los trabajos de preparación y desarrollo para el minado de *sublevel stoping* se viene utilizando el sostenimiento con *shotcrete* para dar velocidad al minado, el cual alcanza un promedio de 373kg/cm<sup>2</sup> con el diseño D400 y 431kg/cm<sup>3</sup> con el diseño D470.

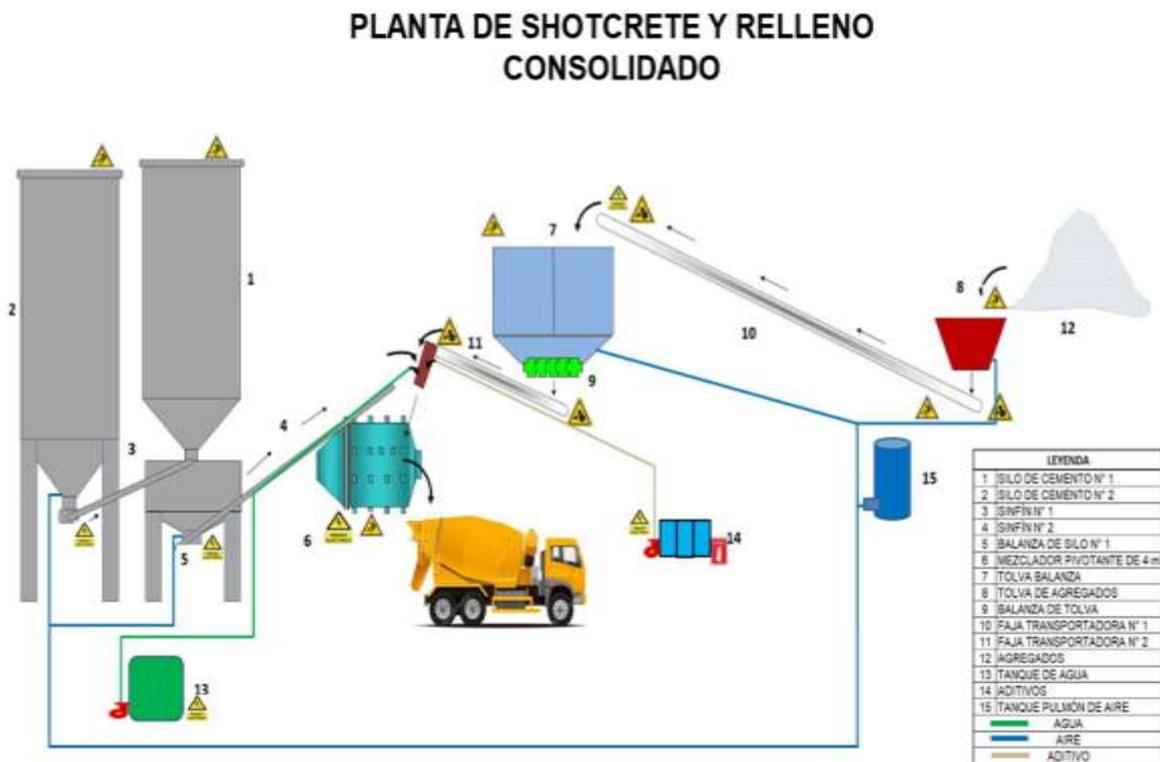


Figura 24. Flujo de planta de Shotcrete

- ✓ El hormigón lanzado por proyección neumática con equipos robotizados tiene el siguiente diseño de mezcla empleado en las labores de preparación y desarrollo.

**Tabla 19. Diseño de mezcla de shotcrete con 2 y 4 horas**

<b>Diseño de 2 Horas</b>			
<b>Insumos</b>	<b>Procedencia</b>	<b>Peso Seco (Kg)</b>	<b>Porcentaje (%)</b>
Cemento Andino Tipo I	Unacem	470.00	20.23%
Arena Gruesa Gradación 2 Guia 506R	Cantera Rivera	1,576.00	67.84%
Agua de Mina	Mina	207.00	8.91%
Fibra de acero Beakaert GH 65/35	Prodimin	20.00	0.86%
Plastificante Glenium TC 1300	Basf	4.00	0.17%
Acelerante Master Roc 160	Basf	46.00	1.98%
<b>Peso Unitario</b>		<b>2,323.00</b>	<b>100.00%</b>

<b>Diseño de 4 Horas</b>			
<b>Insumos</b>	<b>Procedencia</b>	<b>Peso Seco (Kg)</b>	<b>Porcentaje (%)</b>
Cemento Andino Tipo I	Unacem	470.00	20.23%
Arena Gruesa Gradación 2 Guia 506R	Cantera Rivera	1,576.00	67.84%
Agua de Mina	Mina	207.00	8.91%
Fibra de acero Beakaert GH 65/35	Prodimin	20.00	0.86%
Plastificante Glenium TC 1300	Basf	4.00	0.17%
Acelerante Master Roc 160	Basf	46.00	1.98%
<b>Peso Unitario</b>		<b>2,323.00</b>	<b>100.00%</b>

#### B. Sostenimiento con pernos y malla electrosoldada

Para el sostenimiento con perno y malla electrosoldada con el equipo *Small Bolter* estará a cargo de la empresa *Resemin*.

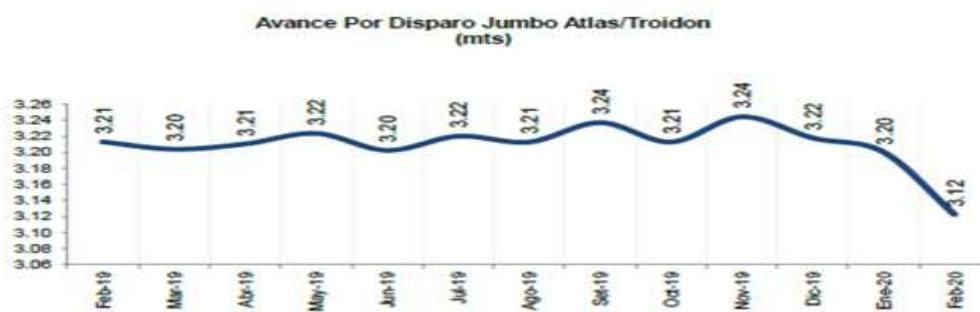
#### 4.1.5. Análisis de los kpis en mina

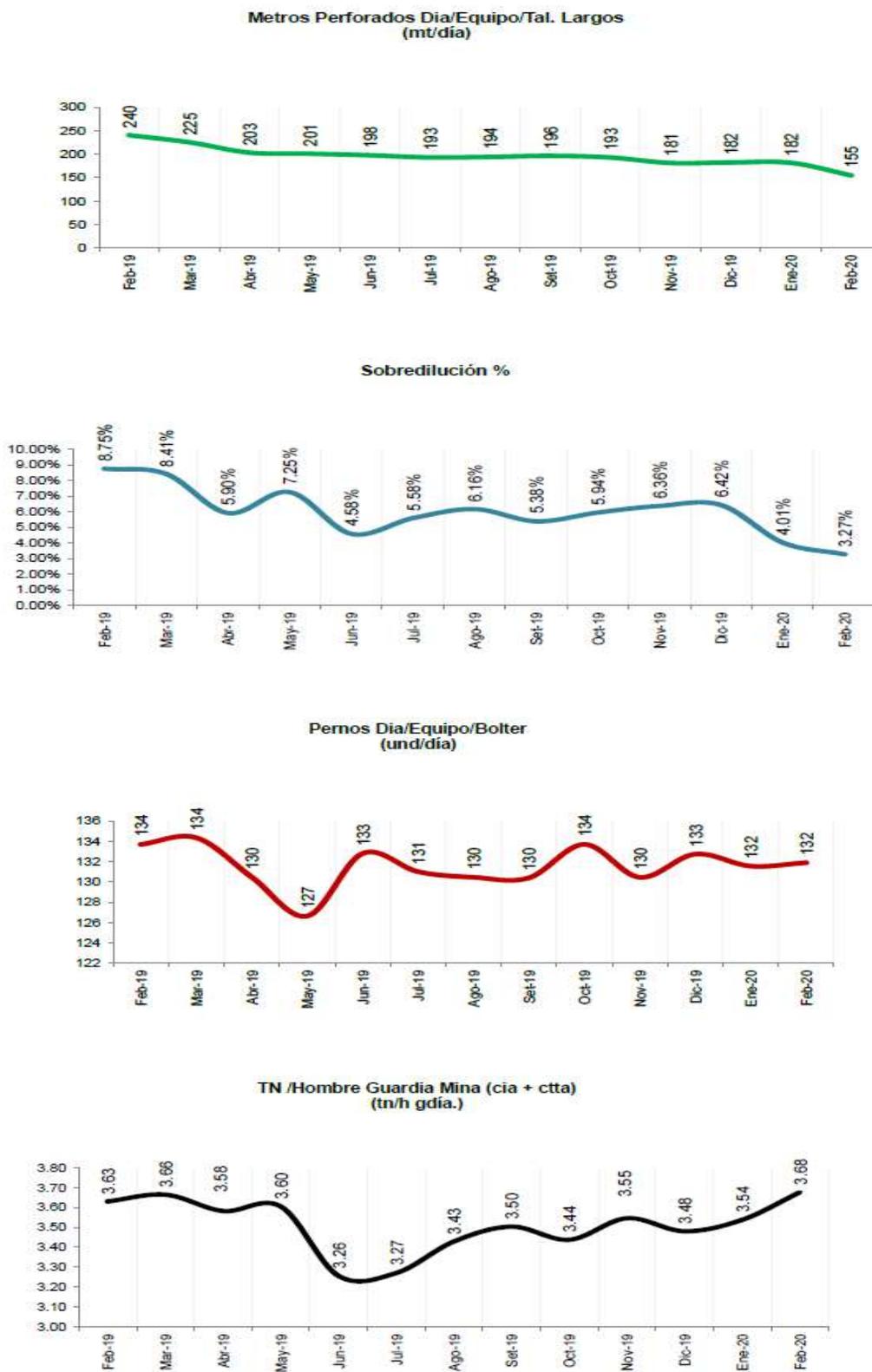
Los rendimientos obtenidos en los últimos 05 años demuestran una constante mejora en los resultados producto de constante capacitación e innovación en la implementación del método de minado todo ello producto una mejora continua.

Los indicadores de productividad son relacionados en forma histórica desde el periodo 2012 al periodo 2019, considerando el avance por disparo, metros perforados por equipo, pernos por día, factor de potencia, sobre dilución, toneladas por hombre guardia y duración de llantas del *scoop*.

**Tabla 20. KPIs mina**

INDICADORES DE PRODUCTIVIDAD	UNIDAD DE MEDIDA	Ejecutado 2016	Ejecutado 2017	Ejecutado 2018	Ejecutado 2019	Objetivo 2020
Avance por disparo Jumbo Atlas/Troidon	m	3.04	3.17	3.2	3.22	3.2
Metros Perforados Día/Equipo/Tal. Largos	m/día	159	179	190	200	185
Pernos Día/Equipo/Bolter	und/día	122	131	129	132	130
Factor de Potencia (Tajos) Mecanizado	Kg/tn	0.62	0.59	0.6	0.59	0.6
Sobredilución	%	4.3%	8.2%	3.7%	6.7%	10.0%
TN/Hombre Guardia Mina(Cía - Ctta)	Tn/H Gdía	3.43	3.4	3.37	3.48	3.4
Duración llantas Scoop 4.0 yd3	hr	1,609	2,084	2,275	2,193	2,100





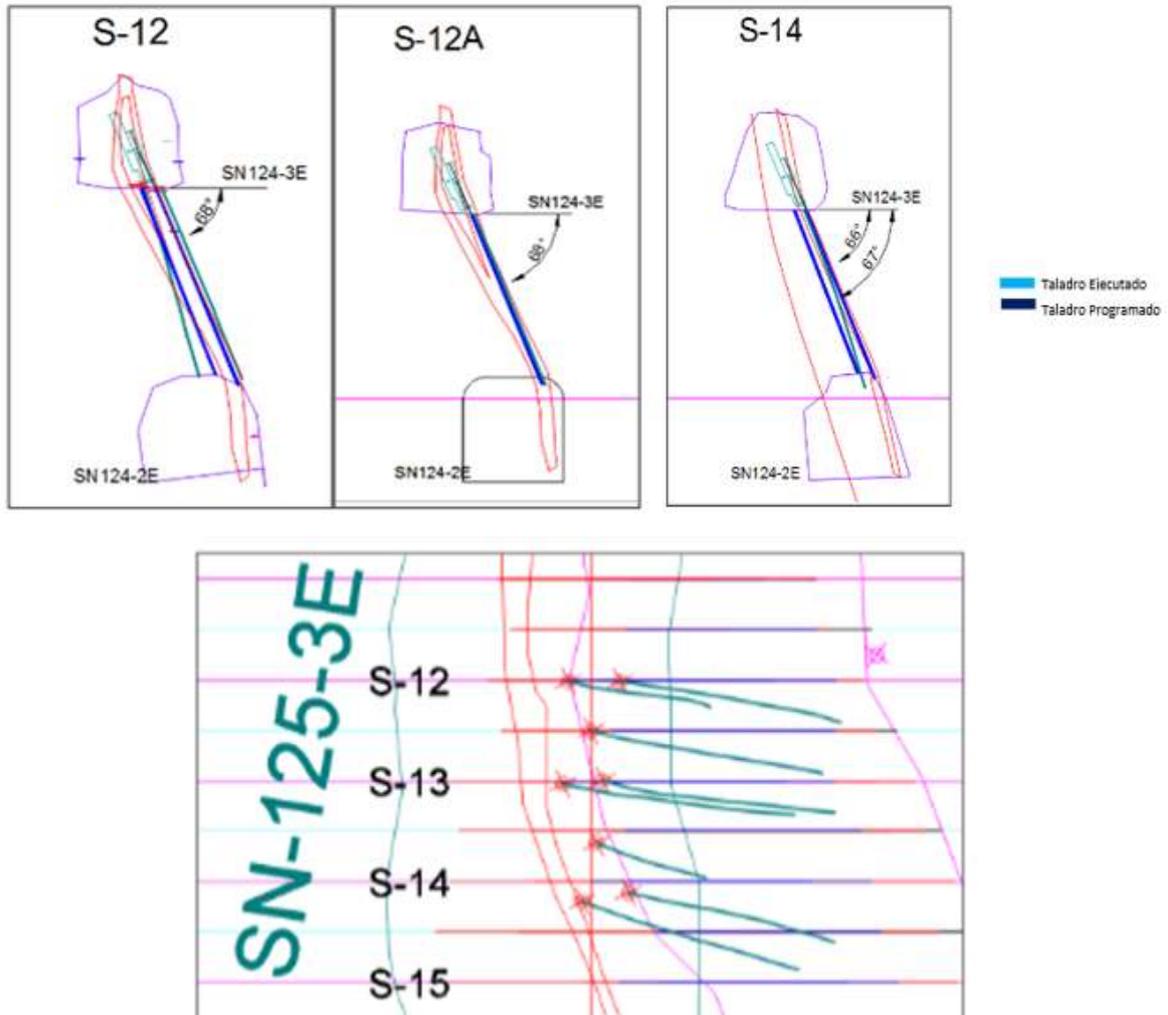
**Figura 25. KPIs mina periodo 2019**

- ✓ El avance por disparo, en Jumbos se incrementaron de 3.04 m durante el periodo 2012 a 3.22 m durante el periodo 2019.
- ✓ Los metros perforados por día en taladros largos se incrementaron de 159 m/día durante el 2012 a 200 m/día durante el periodo 2019.
- ✓ Los pernos instalados por día se incrementaron de 122 un/día durante el periodo 2012 a 130 un/día durante el periodo 2019.
- ✓ El factor de potencia disminuye de 0.62 kg/ton durante el periodo 2012 a 0.59 kg/t durante el periodo 2019.
- ✓ Las toneladas producidas por hombre guardia se incrementa de 3.43 t/h-gdía a 3.48 t/h-gdía durante el periodo 2019.
- ✓ La sobre dilución se incrementó de 4.3 % durante el periodo 2012 a 6.7% durante el periodo 2019. Este mayor incremento de la dilución está relacionado directamente al cambio del método de minado más selectivo como el *cut and fill* a métodos semi masivos como el *sublevel stoping* y sus variantes.
- ✓ Finalmente, la duración de llantas de equipos de carguío y acarreo como *scoops* de 4 yd<sup>3</sup> se incrementaron de 1609 horas durante el periodo 2012 a 2193 horas para el periodo 2019, esta mayor vida operacional está relacionado a un mejor diseño y control de mantenimiento de vías como gradientes y resistencia a la rodadura desde los puntos de carguío de mineral y desmonte hasta los puntos de descarga.

#### **4.1.6. Análisis del control de calidad**

En la unidad minera se vienen realizando trabajos de seguimiento y control para mejorar la productividad en el minado de *sublevel stoping*.

- ✓ Mediciones de taladros perforados en el Tj 125 veta Ramal Alianza, de acuerdo con el diseño programado.



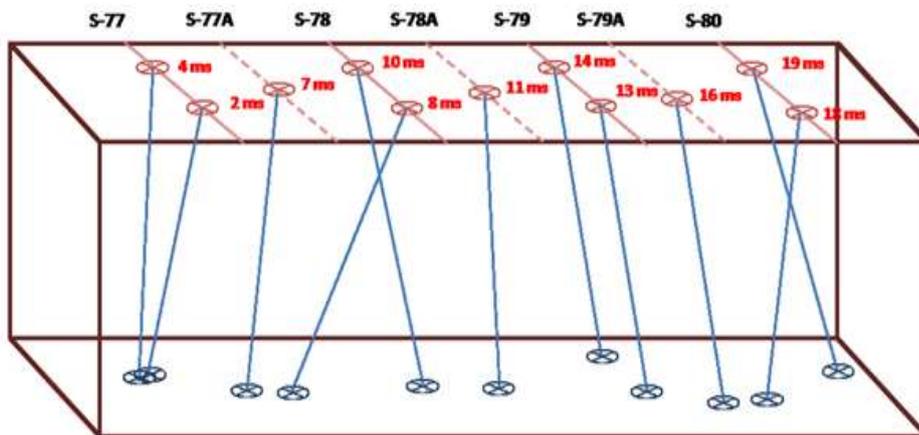
**Figura 26. Vista en sección y planta (desviación al espaciamiento)**

- ✓ En el siguiente cuadro se muestra el detalle de mediciones realizadas en el Tj125, obteniendo como resultado una desviación de 7.52 %, de una desviación permisible de 4 % por ser el promedio óptimo en la empresa minera.

Tabla 21. Desviación de taladros

DESVIACIÓN DE TALADROS							
SECCIÓN	LONGITUD (m)	DESVIACIÓN OPTIMA 4% (m)	DESVIACIÓN OBTENIDA (m)		DESVIACIÓN TOTAL (m)	% DESVIACIÓN OBTENIDA	SEMÁFORO
			BURDEN	ESPACIAMIENTO			
S12-1	8.00	0.32	0.49	0.20	0.53	6.62%	●
S12-2	8.00	0.32	0.27	0.50	0.57	7.10%	●
S12-A	8.00	0.32	0.49	0.10	0.50	6.25%	●
S13-1	8.00	0.32	0.34	0.14	0.37	4.60%	●
S13-2	8.00	0.32	0.36	0.40	0.54	6.73%	●
S13-A	8.00	0.32	0.54	0.20	0.58	7.20%	●
S14-1	8.00	0.32	0.73	0.00	0.73	9.13%	●
S14-2	8.00	0.32	1.00	0.10	1.00	12.56%	●
TOTAL TALADROS MEDIDOS						8	
PROMEDIO TOTAL DE DESVIACIÓN						7.52%	
TOTAL TALADROS DESVIADOS						8	100%
TOTAL TALADROS ÓPTIMOS						0	0%

- ✓ Se realizan análisis de vibraciones donde se observa la desviación vs la vibración, de lo cual se llega a la conclusión que a mayor desviación mayor vibración y como consecuencia genera daño de las cajas, del mismo modo cuando los taladros están muy cerca uno del otro las vibraciones disminuyen ocasionando voladuras falladas, lo que comúnmente denominamos puentes, zapatas, sombreros.



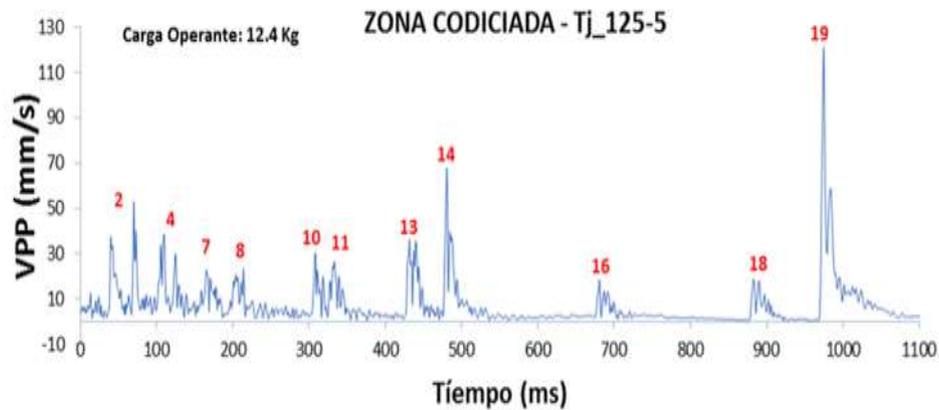


Figura 27. Análisis de vibraciones en el Tj 125-5 de la zona Codiciada, veta Ramal Alianza

#### 4.1.7. Análisis económico

El tonelaje producido se incrementó durante el periodo 2012 de 580,479 toneladas a 743,680 toneladas en el periodo 2019.

Tabla 22. Producción periodo 2012 a 2019

	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
Tonnes Milled	580,479	621,323	613,781	690,529	729,161	733,584	728,274	743,680
Cash Cost	\$24.97	\$20.35	\$23.12	\$7.72	\$40.83	\$73.35	\$73.36	\$44.33



- ✓ Las producciones durante el periodo 2012 al 2019 se incrementaron producto de la implementación del método de minado *sublevel stoping* con taladros largos, comparado con el método tradicional que se venía aplicando como el *cut and fill*.

- ✓ Durante el periodo de 8 años se incrementaron sostenidamente hasta incrementar en 163,201 toneladas, con un incremento del cash cost en \$19.36.

**Tabla 23. Producción periodo 2012 a 2019.**

	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
<b>COST MINE</b>	\$61	\$51	\$51	\$39	\$31	\$35	\$41	\$40



- ✓ Asimismo, el costo de mina disminuyó de 61 \$/t en el periodo 2012 a 40 \$/t en el periodo 2019, con una reducción sustancial del costo de mina en 21 \$/t, producto del incremento de tonelaje producido por el método de minado *sublevel stoping*.

## CONCLUSIONES

1. La aplicación del método de minado *sublevel stoping* con taladros largos en la veta Ramal Alianza permitió el incremento de la producción de 580,479 toneladas producidas durante el periodo 2012 a 743,680 toneladas producidas en el periodo 2019, así mismo con un mayor incremento del *cash cost* de \$24.97 a \$44.33 durante el mismo periodo, mejorando la rentabilidad de la operación.
2. Otro de los aspectos importantes de la aplicación del método de minado *sublevel stoping* es la reducción de costos de operación por el mayor tonelaje producido desde 112.42 \$/t en el periodo 2012 a 78.48 \$/t en el periodo 2019. Esta reducción de costos tuvo una incidencia directa en la reducción de costos de mina de 61.41 \$/t a 39.54 \$/t en el mismo periodo.
3. La veta Alianza y Ramal Alianza se encuentra emplazada en rocas volcánicas de composición andesítica, pertenecientes al grupo Mitu, miembro Santa Catalina. Tiene una orientación predominante de N45°E/60°-80°SE, con anchos de 1.5 a 2.5 m.
4. La caracterización geomecánica predominante en los subniveles es la siguiente:  
veta Alianza y Ramal Alianza: GSI=MF/P, índice Q'=0.1-0.5, índice RMR'=35-45.  
Cajas Techo y Piso: GSI=F/R, índice Q'=1.0-5.0, índice RMR'=50-65
3. La explotación de la veta Alianza y Ramal Alianza mediante el método de tajeo por subniveles con taladros largos no presentara ningún riesgo de estabilidad para los blocks de 20.0 m de longitud y 13.0 m de altura de banco sin sostenimiento (RH=3.94), siendo la altura total entre los subniveles de 20.0 m.
4. El diseño del sostenimiento en los subniveles consistirá en empernado sistemático en reticulado de 1.0 x 1.0 m y *shotcrete* con fibra de 5 cm de espesor en bóveda y empernado sistemático de reticulado de 1.5 x 1.5 m en cajas. Los pernos serán de 2.1 m (7") de longitud, cementados o tipo *hidrabolt*.

5. El riesgo de mayor importancia está relacionado con el sistema de discontinuidades N58°E/78°SE, la cual se encuentra subparalela a la orientación de la veta Alianza y Ramal Alianza y que podría originar la ocurrencia de lajamiento por el relajamiento de las cajas ocasionando mayor dilución. Este riesgo se controlaría con una rápida colocación del relleno o por la colocación de empernado a partir de los subniveles, especialmente en la caja techo.
  
6. De acuerdo a la caracterización geomecánica de la caja techo es posible proyectar blocks de 15 m a 18 m de altura de banco sin soporte entre los subniveles, sin embargo, el riesgo de inestabilidad podría ser mayor y aumentar la dilución, debido a la discontinuidad subparalela a la caja techo y a la irregularidad de la inclinación de la veta.

## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda seguir realizando estudios de geomecánica a nivel para que se siga profundizando la explotación de las diferentes estructuras mineralizadas y relacionar las variables de diseño de malla de perforación con su densidad asociada, y definir la influencia de la variabilidad geológica en la voladura.
2. Se recomienda relacionar el proceso de conminución producto de la voladura en la etapa de chancado y molienda con los costos de energía generado por el grado de fragmentación bajo el concepto *mine to mil* y relacionarlos al método de minado seleccionado con sus variables de recuperación y dilución.
3. Continuar evaluando económicamente el costo de producción mediante el uso del concepto *mine to mil* en unidades operativas de carguío y acarreo en los diferentes frentes de operación para seguir optimizando los costos de mina.
4. Se recomienda realizar un estudio detallado de la influencia de los costos de carguío y acarreo asociado al grado de fragmentación producto de la voladura y asociarlos al factor de llenado (*fill factor*) para determinar el rendimiento óptimo de los equipos de carguío y acarreo.
5. Finalmente, se recomienda seguir generando programas de optimización y reducción de costos integrando las distintas áreas unitarias operativas y su *inr* relación entre ellas.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. DE LA CRUZ, P. y MALLCO, F. *Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza - Cía. Minera Casapalca S.A. UNSA*. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancavelica : Repositorio - UNH, 2014, 81pp.
2. VILLALTA, R. *Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristobal de la compañía minera Volcan S.A.A. JUNIN*, Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Puno: Universidad Nacional del Altiplano, 2018, 125 pp.
3. CARLOS, I. y RIVERA, E. *Ventajas Económicas de la Implementación del Método de Explotación Sublevel Stopping en Vetas Angostas frente al Método de Explotación Convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococha*. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo, 2016, 104 pp.
4. GRIGALIUNAS, M. *Diseño óptimo de minería subterránea auto soportada*. Tesis (Título de Magister en Minería). Santiago de Chile: Universidad de Chile, 2016. 79 pp.
5. ENRÍQUEZ, D. *Evaluación del límite óptimo entre minería cielo abierto y sublevel stopping*. Memoria (Título de Ingeniero Civil de Minas). Santiago de Chile Universidad de Chile, 2009, 102 pp.

## **ANEXOS**

**Anexos A**  
**Operacionalización de variables**

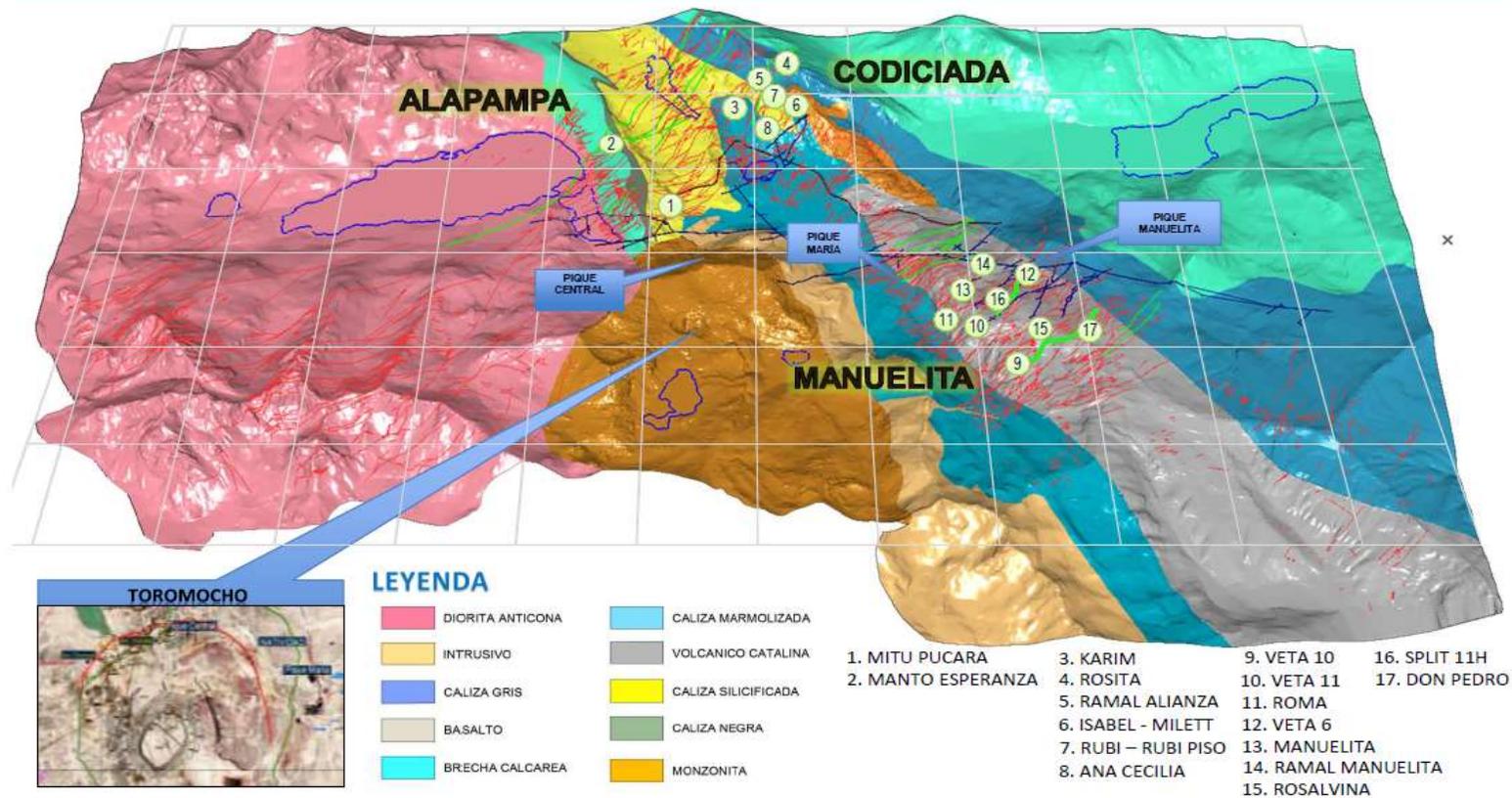
**Tabla 24. Matriz de operacionalización de variables**

Variable	Definición conceptual	Definición operacional	
		Dimensiones	Indicadores
Método de Explotación <i>sublevel stoping</i>	Método de explotación en cuerpos mineralizados y vetas angostas de propiedades geomecánicas favorables, minable desde los subniveles con taladros largos y asociada a su su gran productividad.	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Parámetros geológicos</li> <li>✓ Propiedades geomecánicas</li> <li>✓ Plan producción</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Potencia, mineralogía, leyes, etc.</li> <li>✓ RMR, RQD, GSI, etc</li> <li>✓ Tonelaje producido (t).</li> </ul>
Análisis de la implementación	Analiza toda la información recolectada en la aplicación del método de minado <i>sublevel stoping</i> con taladros largos, para la mejora de la producción.	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Variables operacionales</li> <li>✓ Variables económicas</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Plan de producción (t).</li> <li>✓ Costos operacionales.</li> <li>✓ Cash Cost (\$).</li> </ul>

## **Anexos B**

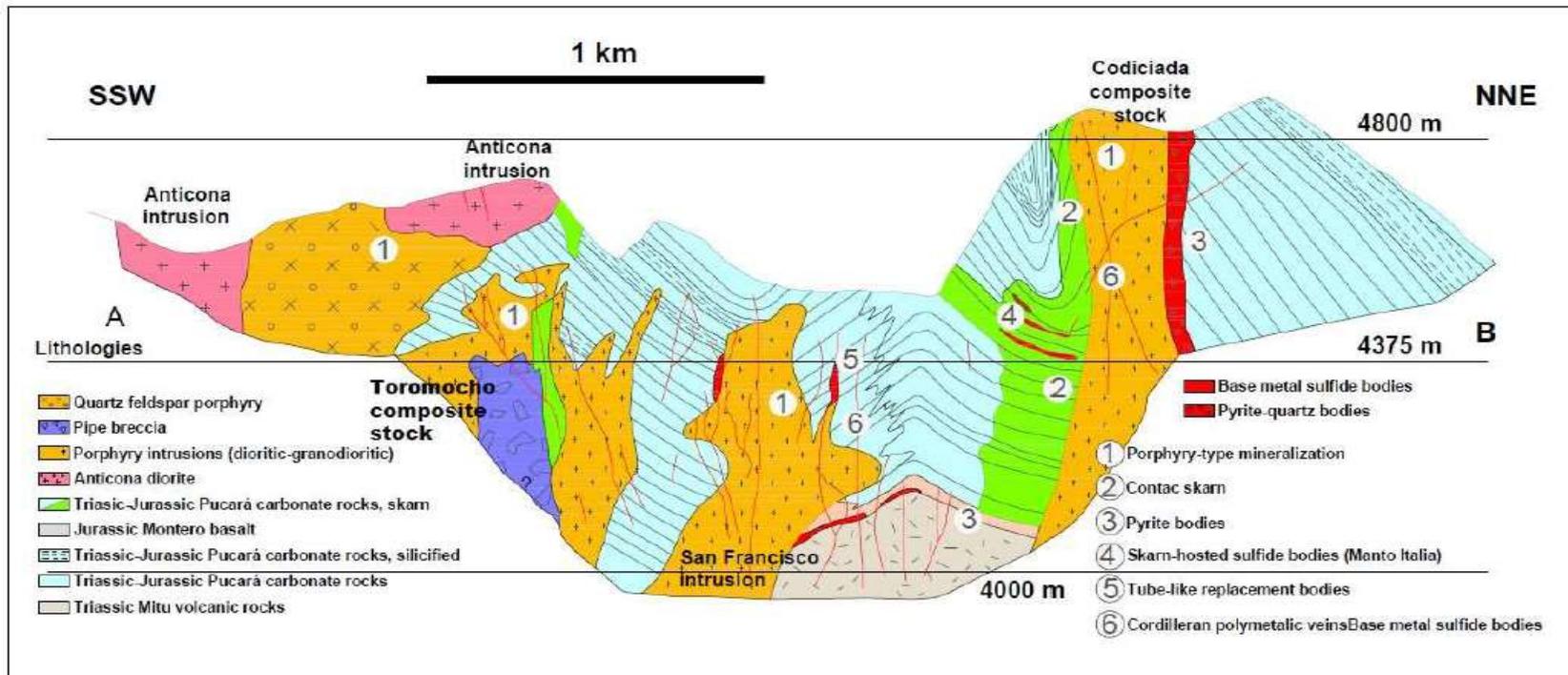
### **Planos en sección planta y transversal**

# Distrito Minero Morococha



**Figura 28. Vista en planta del distrito minero de Morococha  
Tomado del Departamento de Geología**

# Modelo Geológico



**Figura 29. Vista en perfil de la geología local del distrito minero de Morococha Tomado del Departamento de Geología.**

# LOM 2020 - 2031



Periodo	TMS	AV	AM	Ag gpt	%Cu	%Pb	%Zn
2,020	780,000	2.90	4.12	130	0.56	1.18	3.56
2,021	803,000	2.71	3.90	149	0.41	1.18	3.28
2,022	803,000	3.03	4.37	136	0.38	1.35	3.98
2,023	949,000	2.93	4.16	148	0.56	1.44	3.87
2,024	949,000	2.95	4.23	158	0.48	1.38	3.88
2,025	949,000	2.99	4.32	140	0.49	1.36	3.93
2,026	949,000	2.78	4.03	135	0.45	1.35	3.90
2,027	949,000	3.11	4.49	132	0.40	1.26	3.86
2,028	949,000	3.14	4.55	160	0.26	1.22	3.49
2,029	949,000	1.42	2.26	178	0.37	0.95	3.24
2,030	949,000	1.30	2.09	161	0.41	0.91	3.06
2,031	848,743	1.09	1.84	160	0.47	0.80	3.01

Reservas y recursos al 30-06-2019							
Precios				Cut Off			
Zn US\$/Tm	2,500			Ore >=	US\$ 92		
Pb US\$/Tm	2,100			Marginal >	US\$ 78		
Cu US\$/Tm	6,000			Sub Marginal	US\$ 71		
Ag US\$/Tm	17.00						
Au US\$/Tm	1,300						

**Figura 30. Plan de producción tipo LOM de la unidad minera de Morococha  
Tomado del Departamento de Planeamiento**

# Flota de Equipos



**Figura 31. Plan de producción tipo LOM de la unidad minera de Morococha  
Tomado del Departamento de Planeamiento**

# Sub level Stopping

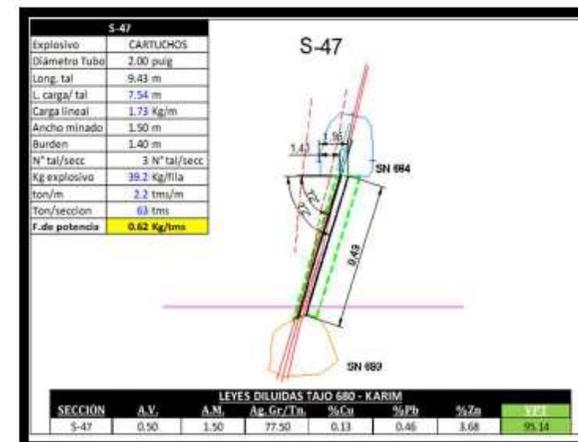
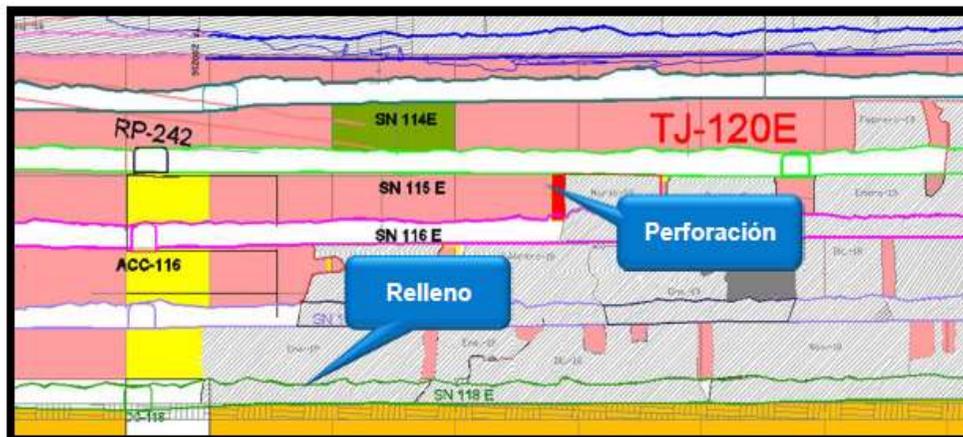


Figura 32. Método de minado sublevel stoping en la unidad minera de Morococha  
Tomado del Departamento de Planeamiento

## **Anexo C**

### **Controles sublevel stoping**

# Controles Sub level Stopping

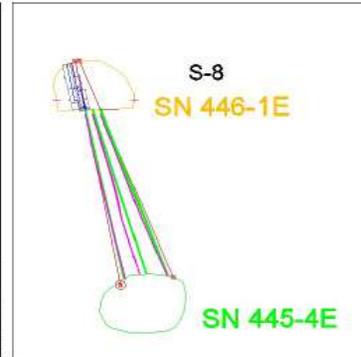


**Figura 33. Controles considerados en el método de minado sublevel stopping en la unidad minera de Morococha Tomado del Departamento de Planeamiento**

# Controles Sub level Stopping



## Equipo Peewee



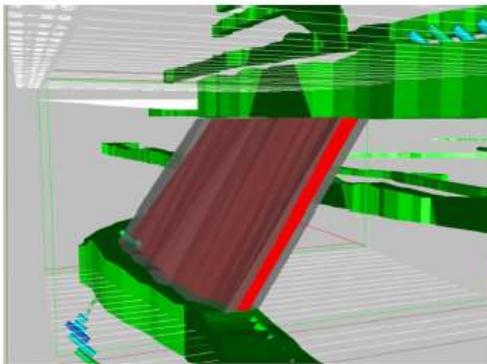
Este instrumento mide la desviación de los taladros perforados, teniendo como base un estándar de desviación considerable de 2% a 3%.

**Figura 34. Control de desviación de taladros en el método de minado sublevel stopping en la unidad minera de Morococha Tomado del Departamento de Planeamiento**

# Controles Sub level Stopping

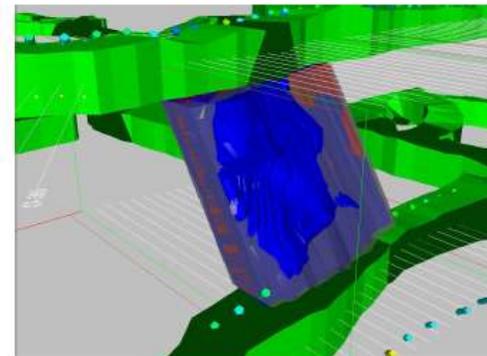


## Sobredilución



Zona	Tajo	Veta	Programa			Optech	
			Mineral (Tn)	Programada + mineral (Tn)	Esteril Programado (Tn)	Total OPTECH (Tn)	Total Esteril (Tn)
Codiciada	125	R. Alianza	352	946	594	1008	656

Sobre dilucion 9.5%



Ancho de veta : 0.55 m  
Ancho minado : 1.50 m  
Ancho real : 1.84 m  
Longitud explot.: 20 m

**Figura 35. Control de sobredilución en el método de minado sublevel stopping en la unidad minera de Morococha Tomado del Departamento de Planeamiento**

# Controles Sub level Stopping



## Sismografía



Equipos para medir las ondas originadas por la voladura

**Figura 36. Control de sismografía por efecto de la voladura en el método de minado sublevel stopping en la unidad minera de Morococho**  
**Tomado del Departamento de Planeamiento**



# Controles Sub level Stopping



## Taladros de Alivio



Se perfora taladros de alivio en la caja techo, para si evitar el descaje en el tajeo y disminuir la dilución del mineral.

**Figura 38. Control de descaje para controlar la dilución en tajeos en el método de minado sublevel stopping en la unidad minera de Morococha**

**Tomado del Departamento de Planeamiento**