

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Aplicación de taladros largos en los nuevos  
tajeos de la veta "Nicole" en la Unidad  
Minera Arcata S. A.**

David Reynaldo Flores Acuña

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



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

## **ASESOR**

Ing. Faustino Anibal Gutierrez Dañobeitia

## **AGRADECIMIENTO**

A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Continental por los conocimientos brindados en las aulas.

A la unidad minera Arcata por el apoyo en cuanto a la información solicitada y por su asesoramiento en el trabajo que realice en la compañía.

## RESUMEN

La unidad minera pertenece a la compañía minera “Hochschild Mining” de capitales británicos, se encuentra ubicada en el departamento de Arequipa al sur de Perú, aproximadamente a unos 300 kilómetros de la ciudad de Arequipa, en con área de 47 000 hectáreas. Se encuentra a una altitud de 4600 metros sobre el nivel del mar. Arcata es una operación subterránea, la compañía “Hochschild Mining” comenzó a preparar y desarrollar la mina Arcata en 1961, y se obtuvo la primera producción de concentrado en 1964.

En la unidad minera Arcata se desea implementar un método de minado que permita mantener una explotación racional dentro de los márgenes de la ley, por lo que necesita trabajar nuevos tajos inestables que consumen una gran cantidad de recursos. La mina Arcata está conformada por sistemas donde los yacimientos de vetas epitermales son de sulfuración intermedia con presencia predominante de plata y cantidades variables de oro y metales comunes. Las principales vetas en Arcata son Mariana NE, Blanca, Amparo, Ramal Leslie, Alexia, Nicole y Marion.

Arcata viene operando en 16 tajos entre mecanizados y cautivos produciendo 2000 t/día. Por lo tanto, para mantener los objetivos de explotación y equilibrio en los recursos actuales se requiere impulsar y trabajar en tajos seguros y altamente productivos.

Tal requerimiento se puede lograr con la aplicación del minado por subniveles con taladros largos en la veta Nicole, basados en los estudios geomecánicas y consideraciones geológicas que hacen viable su aplicación. Impulsaremos su aplicación en el Nivel 4465 en la Zona II, por contar con los servicios que requiere el método. Por tal motivo, nuestro objetivo principal es establecer una línea base en el minado con taladros largos. Nos basamos en los parámetros ingenieriles de aplicación del método, los estándares de diseño y estándares de minado.

Como resultado del trabajo se percibe una sensación de seguridad cuando se trabaja con el método de minado Taladros Largos, asimismo, permite asegurar una adecuada aplicación del método de minado SLV.

## **ABSTRACT**

The Mining Unit belongs to the British capital Hochschild Mining Company. It is located in the department of Arequipa in southern Peru, approximately 300 kilometers from the city of Arequipa, with an area of 47,000 hectares. at an altitude of 4600 meters above sea level. Arcata is an underground operation, the company "Hochschild Mining" started preparing and developing the Arcata mine in 1961, and the first concentrate production was obtained in 1964.

The Arcata Mining Unit wants to implement a mining method that allows maintaining a rational exploitation within the margins of the law, for which it needs to work new unstable pits that consume a large amount of resources. The Arcata mine is made up of vein systems where the epithermal vein deposits are intermediate sulphidation with a predominant presence of silver and variable amounts of gold and base metals. The main veins at Arcata are Mariana NE, Blanca, Amparo, Ramal Leslie, Alexia, Nicole and Marion.

Arcata has been operating in 16 pits between mechanized and captive producing 2000 tons / day. Therefore, to maintain the objectives of exploitation and balance in current resources, it is necessary to promote and work in safe and highly productive pits.

Such a requirement can be achieved with the application of sublevel mining with long holes in the Veta Nicole, based on the geomechanical studies and geological considerations that make its application feasible. We will promote its application in Level 4465 in Zone II, for having the services that the method requires. For this reason, our main objective is to establish a baseline in long hole mining. We are based on the engineering parameters of the method application, design standards and mining standards.

As a result of the work, a sense of security is perceived when working with the Long Drills mining method, it also allows ensuring an adequate application of the SLV mining method.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

ASESOR.....	II
AGRADECIMIENTO .....	III
RESUMEN.....	IV
ABSTRACT.....	VI
ÍNDICE DE CONTENIDOS .....	VII
ÍNDICE DE TABLAS .....	XI
ÍNDICE DE FIGURAS .....	XIII
INTRODUCCIÓN.....	XV
CAPITULO I PLANTEAMIENTO DE ESTUDIO.....	16
1.1. Planteamiento del problema .....	16
1.2. Formulación del problema .....	17
1.2.1. Problema general.....	17
1.2.2. Problemas específicos .....	17
1.3. Objetivos.....	17
1.3.1. Objetivo general .....	17
1.3.2. Objetivos específicos.....	17
1.4. Justificación e importancia .....	18
1.5. Hipótesis.....	18
1.5.1. Hipótesis general.....	18
1.5.2. Hipótesis específicas.....	19
CAPITULO II MARCO TEÓRICO.....	20
2.1. Antecedentes del problema.....	20
2.2. Bases teóricas.....	22
2.2.1. Proyecto minero .....	22
2.2.2. Recursos mineros .....	23
2.2.3. Objetivo de la empresa minera.....	23
2.2.4. Resultado económico de la inversión minera .....	23
2.2.5. Factibilidad del proyecto minero .....	23
2.3. Método de explotación .....	24
2.3.1. Factores que influyen en la selección del método de explotación .....	25

2.3.2. Elección del método de explotación .....	26
2.3.3. Taladros largos en vetas angostas ( <i>Bench and Fill</i> ) .....	26
2.3.4. Operación .....	27
2.3.5. Baricentro.....	28
2.3.6. Dilución .....	29
2.3.7. Descripción de la unidad minera Arcata .....	31
2.3.7.1. Ubicación y accesibilidad .....	31
2.3.8. Exploración: .....	31
2.3.9. Explotación .....	32
2.3.10. Extracción .....	32
2.4. Reseña histórica de la empresa .....	32
2.5. Visión y misión .....	33
2.5.1. Brownfield .....	34
2.5.2. Greenfield .....	34
2.5.3. Proyectos en etapas .....	34
2.5.4. Alianzas estratégicas.....	34
2.6. Modelo de negocio .....	34
2.7. Descripción de las actividades profesionales.....	35
2.7.1. Minado .....	35
2.7.2. Métodos de explotación.....	35
2.8. Manejo y procesamiento de la información .....	36
2.9. Levantamiento topográfico y muestreo por canales .....	36
2.10. Proyectos y planes de producción .....	37
2.11. Reportes de la mina .....	37
2.12. Reportes de la planta .....	38
2.13. Planeamiento de minado.....	38
2.13.1. LOM (Life of mine).....	38
2.13.2. Presupuesto anual (PLAN_CERO).....	39
2.13.3. Plan mensual (plan _ flexible).....	39
2.13.4. Planeamiento de servicios.....	40
2.13.5. Programa de incorporación de reservas.....	41
2.14. Vetas en operación.....	41
2.15. Métodos de explotación.....	41

2.16.	Operaciones unitarias de minado .....	47
2.16.1.	Perforación .....	47
2.16.2.	Voladura .....	47
2.17.	Acarreo y limpieza .....	49
2.18.	Sostenimiento .....	50
2.19.	Relleno hidráulico .....	53
2.20.	Servicios auxiliares .....	55
2.20.1.	Transporte de mineral .....	55
2.20.2.	Ventilación .....	55
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....		57
3.1.	Tipo y diseño de la investigación .....	57
3.1.1.	Tipo de investigación .....	57
3.2.	Población y muestra .....	58
3.2.1.	Población .....	58
3.2.2.	Muestra .....	58
3.3.	Variables .....	58
3.4.	Técnicas e instrumentos de recolección .....	59
3.5.	Materiales y equipos .....	59
3.5.1.	Datos .....	59
CAPITULO IV APLICACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO SLV .....		60
4.1.	Análisis de la operación .....	60
4.1.1.	Ventajas y desventajas .....	60
4.2.	Costos e índices de minado .....	61
4.2.1.	Costos de minado .....	61
4.2.2.	Ratios e índices de minado (KPI) .....	62
4.3.	Oportunidades de mejora .....	63
4.4.	Estereografía de la veta Nicole .....	63
4.4.1.	Análisis estereográfico de las discontinuidades geológico – estructurales de la veta Nicole .....	64
4.4.2.	Estereografía de la caja techo de la veta Nicole .....	65
4.4.3.	Análisis estereográfico de las discontinuidades geológico – estructurales de la caja techo Nicole .....	68
4.5.	Estructura del macizo rocoso en la veta Nicole y entorno .....	70

4.6. Clasificación geomecánica del macizo rocoso .....	75
4.7. Dimensionamiento geomecánico .....	75
4.7.1. Cálculo del número de estabilidad .....	76
4.7.1.1. Cálculo del Índice “Q” .....	77
4.7.1.2. Cálculo del índice “A” .....	78
4.7.1.3. Factor de ajuste “B” por orientación de discontinuidad crítica .....	83
4.7.1.4. Factor de ajuste “C” .....	84
4.7.1.5. Cálculo del número de estabilidad “N” .....	85
4.7.1.6. Cálculo del radio hidráulico “S” .....	86
4.7.1.7. Tiempo de autosoporte .....	87
4.8. Resultados esperados .....	88
CAPITULO V VALIDACION DEL MÉTODO PROPUESTO .....	89
5.1. Requerimiento de la operación .....	89
5.1.1. Visión .....	89
5.1.2. Misión .....	89
5.1.3. Plan estratégico .....	89
5.2. Análisis comparativo .....	90
5.2.1. Dilución y valor del mineral .....	90
5.2.2. Factores de producción .....	90
5.2.3. Costo de minado .....	91
5.2.4. Análisis económico .....	94
5.2.5. Productividad .....	97
5.2.6. Seguridad .....	98
5.2.7. Planeamiento de minado .....	99
5.3. Resumen comparativo .....	99
CAPITULO VI CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....	101
6.1. Conclusiones .....	101
6.2. Recomendaciones .....	103
REFERENCIAS .....	105
ANEXOS .....	106

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Malla .....	54
Tabla 2. Operacionalización de la variable .....	58
Tabla 3. Cuadro comparativo de tajos típicos corte y relleno ascendente .....	61
Tabla 4. Tabla de explotación .....	61
Tabla 5. Ratio de índices de minado .....	62
Tabla 6. Orientaciones estructurales de la caja techo Nicole .....	66
Tabla 7. Intervalos por calidad de roca geomecánica .....	71
Tabla 8. Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la veta Nicole .....	72
Tabla 9. Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la caja techo de la veta Nicole .....	73
Tabla 10. Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la caja piso de la veta Nicole .....	74
Tabla 11. Clasificación geomecánica del macizo rocoso (veta Nicole y su entorno) .....	75
Tabla 12. Clasificación del macizo rocoso según índice “Q” modificado .....	78
Tabla 13. Parámetros de resistencia de la roca intacta .....	78
Tabla 14. Propiedades del macizo rocoso.....	79
Tabla 15. Análisis en PHASES 2.....	79
Tabla 16. Cargas estáticas.....	79
Tabla 17. Cálculo del factor “A” .....	82
Tabla 18. Cálculo del factor “B” .....	84
Tabla 19. Cálculo del factor “C” .....	85
Tabla 20. Cálculo de “N” .....	85
Tabla 21. Cálculo de “N” vs “S” .....	86
Tabla 22. Plan estratégico.....	90
Tabla 23. Distribución de recursos por tipo de método de explotación .....	91
Tabla 24. Distribución de costos para la aplicación de taladros largos .....	92
Tabla 25. Distribución de costos para el método corte y relleno ascendente.....	93
Tabla 26. Evaluación económica para taladros en vetas.....	94

Tabla 27. Evaluación económica (flujo de caja) para taladros en vetas .....	95
Tabla 28. Evaluación económica (flujo de caja) para taladros en vetas .....	96
Tabla 29. Evaluación Económica para corte y relleno ascendente .....	97
Tabla 30. Indicadores de productividad.....	97
Tabla 31. Proyección al 100 % tajos por cada método.....	98
Tabla 32. Gestión de la seguridad por método.....	98
Tabla 33. Comparativo de costos unitarios .....	100
Tabla 34. Comparativo de resultados evaluación económica.....	100

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Dilución planeada y dilución operativa .....	29
Figura 2. Cálculo de la dilución planeada .....	30
Figura 3. Cálculo de la dilución operativa .....	30
Figura 4. Ubicación de la unidad minera Arcata .....	31
Figura 5. Proceso de optimización .....	40
Figura 6. Vista Isométrica del diseño del método con basculantes.....	43
Figura 7. Esquema del ciclo de minado del método corte y relleno ascendente. ....	44
Figura 8. Cortes de las chimeneas de servicios y ore pass .....	45
Figura 9. Esquema del sistema de basculantes del corte y relleno ascendente .....	46
Figura 10. Ciclo de minado Arcata .....	47
Figura 11. Esquema de carga de voladura controlada en taladros de la corona .....	48
Figura 12. Esquema de carga con inclinación para voladura de tajos .....	49
Figura 13. Microscopio Sandvick LH-201 de 0.75 yd <sup>3</sup> .....	49
Figura 14. Esquema de puntales de seguridad .....	50
Figura 15. Esquema del armado de un cuadro.....	51
Figura 16. Esquema de una cimbra en instalación .....	51
Figura 17. Esquema de la malla electro soldada.....	53
Figura 18. Esquema de la malla electro soldada.....	55
Figura 19. Raise Borer 20, extractor principal del circuito Marión.....	56
Figura 20. Tabla de explotación - análisis Pareto – ABC, resultados de tajos corte y relleno del 2021 .....	62
Figura 21. Diagrama de concentración de polos .....	64
Figura 22. Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos.....	64
Figura 23. Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades.....	65
Figura 24. Diagrama de concentración de polos .....	69
Figura 25. Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos.....	69
Figura 26. Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades.....	70
Figura 27. Número de estabilidad “N” vs radio hidráulico “S” .....	76

Figura 28. Factor de seguridad en subniveles antes de aplicar taladros largos.....	80
Figura 29. Factor de seguridad después de la abertura en tajo de taladros largos.....	80
Figura 30. Factor de seguridad después del relleno en tajo de taladros largos.....	81
Figura 31. Salida grafica del Sigma 1 (esfuerzos), antes de la abertura TL.....	81
Figura 32. Salida gráfica del Sigma 1, después de la abertura.....	82
Figura 33. Cálculo de “A” .....	83
Figura 34. Cálculo de “B” .....	84
Figura 35. Cálculo de “C” .....	85

## INTRODUCCIÓN

En la mina Arcata, el planeamiento tiene como base el plan estratégico a 5 años, los cuales se van delineando con un mayor detalle en las metas físicas anuales que son elaboradas en setiembre, y tiene como base los recursos minerales reportados por Geología para que planeamiento, mediante los modificadores de dilución y filtros operativos, se declaren como reserva parte de ellos. El reporte de reservas se congela para diagramar las áreas de minado hasta su agotamiento.

Se complementa con el cálculo de los recursos en desarrollo, infraestructura, preparación y explotación, para costearlo a las condiciones de la mina y calcular el grado de inversión de la mina, así como también el costo unitario proyectado de la unidad. La mina tiene un programa de 1,800 toneladas diarias de mina, y un programa de avances cercanos a los 100 metros día de avances. Asimismo, la planta concentradora procesa 1,750 toneladas por día.

Arcata emplea el método de explotación “corte y relleno ascendente” en sus dos variantes, con rampa basculante y con equipo cautivo. Es un método donde el mineral es arrancado por franjas verticales (realce), empezando por la galería del nivel y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el vacío por la combinación de relleno detrítico proveniente del descaje del tajo (2 tercios) y una capa de relleno hidráulico (un tercio), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del tajeo, y el techo.

El estudio presenta una metodología sistemática en la cual se analiza y se compara variables económicas entre el método tradicional y el método a implementar. Como también la realización de tajos según el diseño necesario en función de los equipos y estabilidad de terreno, para cumplir el requerimiento de producción.

# CAPITULO I

## PLANTEAMIENTO DE ESTUDIO

### 1.1. Planteamiento del problema

La minería es la actividad que domina la oferta y demanda de precios de los metales en el mercado internacional; por lo tanto, elegir el método de minería adecuado es muy importante para obtener y maximizar las ganancias con una inversión mínima. Los métodos tradicionales de minería requieren altos costos operativos, como la cantidad de trabajadores, horarios de trabajo eficientes que aumentan los costos y una baja eficiencia de producción, que es una preocupación para las empresas mineras. Esta es una preocupación para los mineros que necesitan ser más eficientes y reducir los costos operativos.

Dado que el precio unitario del ciclo minero en las operaciones mineras es el más relevante, existe la necesidad de un mecanismo para reducir costos. Por consiguiente, la implementación de modos de operación de mayor tonelaje permitirá la realización de planes de producción relacionados con la capacidad máxima de la planta de concentrados y la venta de concentrados asociados.

La compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A. tomó la decisión desde el año 2019 de implementar el método de explotación por taladros largos (*Bench and Fill*). Esto condujo a una mecanización modesta, similar al desarrollo de vetas estrechas con agujeros largos en la búsqueda de una mayor

eficiencia y producción considerando trabajos con estándares de seguridad aceptables.

## **1.2. Formulación del problema**

### **1.2.1. Problema general**

- ¿Será posible la aplicación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta “Nicole” de la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.?

### **1.2.2. Problemas específicos**

- ¿Será posible el sistema de minado a emplear en los nuevos tajeos de la veta “Nicole” de la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.?
- ¿Será posible definir los parámetros y diseños de la malla de perforación en el sistema de minado a emplear en los nuevos tajeos de la veta “Nicole” de la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.?

## **1.3. Objetivos**

### **1.3.1. Objetivo general**

- Definir la aplicación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta “Nicole” de la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

- Definir el sistema de minado a emplear en los nuevos tajos aplicando taladros largos en la veta “Nicole” de la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.
- Definir los parámetros y diseños de perforación aplicando taladros largos en los nuevos tajos en la veta “Nicole” de la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.

## **1.4. Justificación e importancia**

La importancia del método taladros largos en vetas Angostas radica en la oportunidad de mejorar nuestros índices de seguridad y productividad, al emplear menos personal expuesto a las condiciones difíciles de trabajo en un tajo, apoyándonos en el desarrollo de las operaciones unitarias de perforación y limpieza con equipos especiales (brazo telescópico y telemando).

Arcata viene operando en 16 tajos entre mecanizados y cautivos produciendo 2000 t/día. Para mantener una explotación racional en leyes, se necesita trabajar en nuevos tajos geomecánicamente inestables que consumen una gran cantidad de recursos, por lo tanto, para mantener los objetivos de explotación y equilibrio en los recursos actuales, se requiere impulsar y trabajar en tajos seguros y altamente productivos.

Tal requerimiento se puede lograr con la aplicación del minado por subniveles con taladros largos en la veta Nicole, basados en los estudios geomecánicas y consideraciones geológicas que hacen viable su aplicación.

Impulsaremos su aplicación en el Nivel 4465 en la Zona II, por contar con los servicios que requiere el método. Por tal motivo, nuestro objetivo principal es establecer una línea base en el minado con taladros largos. Nos basamos en los parámetros ingenieriles de aplicación del método, los estándares de diseño y estándares de minado.

## **1.5. Hipótesis**

### **1.5.1. Hipótesis general**

- La aplicación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta “Nicole” influirá positivamente en la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.

### **1.5.2. Hipótesis específicas**

- El sistema de minado a emplear influirá positivamente en la aplicación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta “Nicole” de la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.
- Los parámetros y diseños de perforación influirán positivamente en el método de explotación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta “Nicole” de la compañía minera Hochschild Mining - unidad minera Arcata S. A.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

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

La aplicación de nuevas formas de explotación masiva se viene realizando en gran escala dada las necesidades económicas, maximizar volúmenes de producción, bajos costos de operación y poder ser eficientes y competitivas. Este objetivo es reflejado en minas de tajo abierto donde sus leyes operacionales son bajas, pero son rentables al obtener grandes toneladas explotadas.

La minería subterránea busca alcanzar niveles de producción altos, para lo cual es necesario implementar determinadas características propias a cada yacimiento minero: calidad de macizo rocoso, costos de producción, recuperación metalúrgica, capacidad de planta y por parte del área de seguridad se tendrá que enfocar de acuerdo a este sistema de explotación.

La explotación por taladros largos se viene implementando por los resultados logrados al incrementar volúmenes de producción altos, lo cual se viene aplicando en minas importantes en el Perú: San Rafael – E.M. Minsur S.A.; U.M. Casapalca; U.M. Chungar – E.M. Volcan; U.M. Yauliyacu – E.M. Los Quenuales S.A.; U.M. Uchuychacua; U.M. Julcani, U.M. Orcopampa; U.M. Mallay – E.M. Buenaventura S.A. Al respecto se han recopilado los siguientes antecedentes:

- Trabajo técnico presentado en el VII Congreso Nacional de Minería titulado: *"Explotación de vetas por subniveles con taladros largos en empresa explotadora de Vinchos Ltda. S.A."*. En la investigación se declara que "el dimensionamiento de las operaciones unitarias, así como de los servicios auxiliares a ella, nos darán la idea de las necesidades que debemos satisfacer para cumplir con los estándares operacionales y económicos proyectados. (1)

El yacimiento de Vinchos presenta un mineral económico de cabeza con contenido de plata, plomo y zinc con una ley de cabeza promedio de 10 oz Ag; el mineral es tratado en la planta concentradora de San Expedito obteniéndose concentrados de plomo-plata. Para el presente año dentro del plan a mediano plazo se tiene planificado producir 300 000 t, iniciándose en el mes de enero con una producción de 650 t/día, que se irá incrementando en los meses siguientes hasta llegar a diciembre con una producción de 1200 t/día; esto gracias al método de explotación empleada, el de subniveles con taladros largos y la mecanización de la mina que en su totalidad es *trackless*.(1)

Los resultados de tales pruebas nos sirven para establecer nuevos estándares de operación, mejorando la perforación cuyo objetivo es incrementar la eficiencia y minimizar los costos de operación; la explotación mediante subniveles con taladros largos nos permite incrementar nuestra producción mejorando los rendimientos. (1)

- Investigación presentada en el III Simposium Nacional de Perforación y Voladura de Rocas titulada: *"Perforación y voladura de taladros largos en la mina Uchucchacua - mejorando la rentabilidad de minado de la Veta Petra"*. En la misma menciona que las empresas mineras necesitan tomar decisiones concretas y oportunas para ingresar a la competitividad de dicho mercado, por tanto, es muy imperioso realizar una evaluación de oportunidad para decidir dónde invertir y mediante qué sistema de explotación le sería más rentable. (2)

En tal sentido la actividad minera se encuentra asociada a un gran número de factores de incertidumbre, como son: la ley de mineral explotado, volumen del depósito, su forma, los costos de operación, precios de venta del producto, calidad del producto, donde estos factores de riesgos juegan en contra de las posibilidades de financiamiento. (2)

Se realiza la investigación con el objetivo de mejorar la productividad, para lograr una mayor rentabilidad, se ha realizado un estudio de selección de métodos de explotación para el minado de vetas angostas en función de los parámetros geoestructurales del depósito. (2)

- Tesis titulada: *“Análisis de costos de perforación y voladura para optimizar el desarrollo de la galería Anaconda de la unidad minera Kori Chaska – Ananea”*. En la investigación se dice que las operaciones que se vienen desarrollando actualmente en los yacimientos cupríferos- estanníferos de San Rafael, hoy en día aplicando el método de explotación por taladros largos *Sublevel Stopping*, teniendo como ventajas el bajo costo de operación, con posibilidad de evacuar el 80 % de mineral roto sin control remoto, buen control de leyes y baja dilución y como desventajas al aplicar el método no es flexible el cambio de método, alto nivel de vibración en la voladura.

## **2.2. Bases teóricas**

Carrasco S. (2009), denomina marco teórico referencial lo cual constituye la posibilidad de descripción y explicación de las variables y subtemas relacionado con el problema formulado.

### **2.2.1. Proyecto minero**

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

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

### **2.2.2. Recursos mineros**

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

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

### **2.2.3. Objetivo de la empresa minera**

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

### **2.2.4. Resultado económico de la inversión minera**

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

### **2.2.5. Factibilidad del proyecto minero**

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

Este análisis de anteproyecto se basará en:

- Especificaciones detalladas del producto en cuanto a mercado, calidad y cantidad.

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

### **2.3. Método de explotación**

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

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

El método de explotación engloba un conjunto de operaciones que permite la extracción del mineral, para ello es de importancia el funcionamiento de los servicios como:

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

La explotación compone tres operaciones mineras básicas:

1. Apertura de mina: desarrollo y preparación
2. Infraestructura de la mina o preparación
3. Explotación de mina o arranque

### **2.3.1. Factores que influyen en la selección del método de explotación**

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

#### **a) Características geográficas**

Los aspectos más importantes dentro de este factor son:

- Profundidad
- Clima
- Cercanía a un lugar poblado

#### **b) Características geológicas y físicas del yacimiento**

- Forma del yacimiento y cuerpo mineralizado
- Potencia, si se trata de una veta o manto
- Manteo, si se trata de una veta o manto
- Diseminación, respecto de la superficie
- Profundidad respecto a la superficie
- Dimensiones del yacimiento, cubicación
- Componentes mineralógicos de la mina
- Características mecánicas (resistencia a la tracción y la compresión) de la roca que constituye el cuerpo mineralizado y de la roca encajonante

#### **c) Condiciones económicas**

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

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

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

Para la solución se tiende a tener dos alternativas:

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

### **2.3.2. Elección del método de explotación**

#### **a) Factores de selección:**

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

#### **b) Criterios de selección:**

- Rendimiento y productividad
- Seguridad al personal, equipo e infraestructura
- Recuperación
- Reservas extraídas, reservas in situ
- Selectividad
- Dilución
- Costos de inversión y operación

### **2.3.3. Taladros largos en vetas angostas (*Bench and Fill*)**

Consiste en dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos, posteriormente quedando vacío el caserón después de la explotación.

La preparación de este método contempla galerías de perforación (GP), galería de base o Undercart y transporte para evacuación del mineral arrancado y chimeneas VCR para generar una cara libre.

La perforación se realiza con tiros largos radiales, utilizando tiros que van entre 8 – 15 m hacia arriba (positivos) y hacia abajo (negativos).

Carguío del mineral: el mineral arrancado cae por gravedad y es recolectado por embudos o por la zanja creadas con tal objeto, abarcando toda la base del caserón. En el caso de tener una zanja, esta progresa en el mismo sentido y a la velocidad que la explotación continúa. Por el contrario, si se trata de embudos, estos deben prepararse con anticipación y sus dimensiones van a depender del ancho del caserón.

El método generalmente se aplica en cuerpos subverticales como vetas, brechas y diques. También es aplicado en cuerpos horizontales que sean de gran potencia.

#### **2.3.4. Operación**

La operación consiste básicamente en la perforación de tiros verticales y abanico desde los subniveles hacia arriba, atravesando el pilar superior, la posterior tronadura de las perforaciones, el carguío y transporte secundario del mineral tronado hasta los *Ore Pass* o echaderos. (4)

El hundimiento debe generarse desde el nivel superior, este se consigue generando un área de radio hidráulico superior que resiste la roca, para controlar las cajas encajonantes se realiza a medida que se extrae el mineral, tiene que ser rellenado el espacio vacío.

La producción de este método proviene, tanto de los frentes de extracción, como de las labores de desarrollo realizadas en mineral, un 15 % a un 20 % de la producción proviene de nuevos subniveles desarrollados.

Al aplicar el método se debe admitir un cierto grado de dilución de mineral como también implementar un control de producción. Y tener un alto grado de desarrollo.

Teniendo estas desventajas que genera el método también se tiene consideraciones favorables a su aplicabilidad como:

- Puede adecuarse a cuerpos irregulares y angostos.
- Se aplica en roca moderadamente competente y muy competente.
- Por su operación el método es mecanizable permitiendo importantes reducciones de costos de operación.
- Todos los trabajos realizados con especialización de mano de obra requerida.
- Se varía el ritmo de producción con facilidad permitiendo gran flexibilidad, al utilizar equipos en distintos niveles.
- Se puede llevar la perforación adelantada lo que holgura en caso de imprevistos.
- En periodos de desarrollo y preparación permite tener beneficios en corto plazo, reconociendo el cuerpo mineralizado de una mejor manera.

#### **2.3.5. Baricentro**

Para aplicar el método de taladros largos (*Bench and Fill*) es importante definir el concepto de baricentro en vista de que es un parámetro clave a usar y es distinto para cada modelo de equipo de perforación. El baricentro para el caso de perforación vertical, “es un punto que se coloca para cada fila pintada en los hastiales de la galería y a partir del cual se permite sincronizar automáticamente los ejes de perforación y rotación para facilitar la perforación de taladros verticales desde una sola posición”. (4)

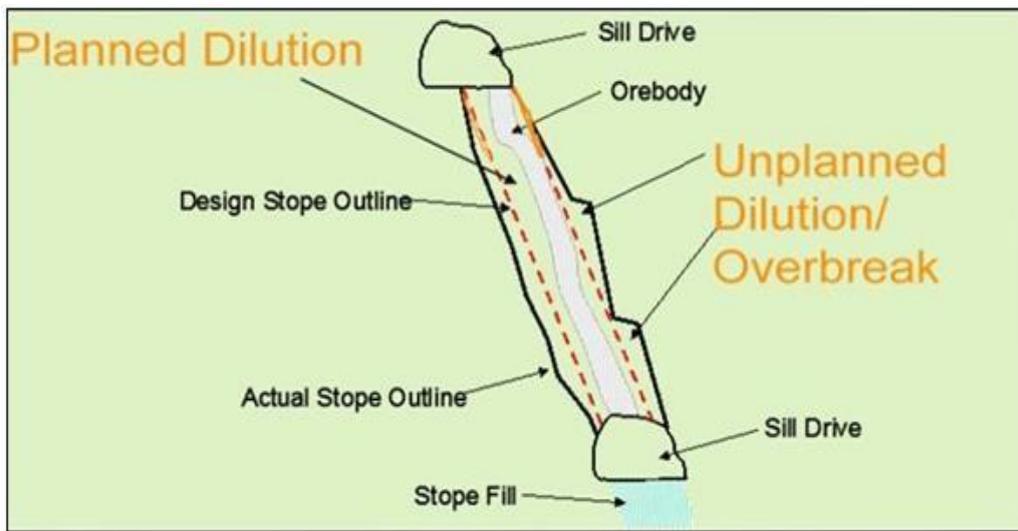
Físicamente está ubicado a una determinada altura de la viga del equipo de perforación radial, medida desde el piso cuando la viga se encuentra en posición vertical, tal como se muestra en la figura, por lo que es distinto para cada marca y modelo. Una vez instalado el equipo, es a partir de este punto donde se empieza a girar la máquina perforadora sobre un mismo plano y se generan los taladros de perforación vertical.

En vista de esta definición, podemos concluir que es coherente la relación entre el diseño de perforación vertical y el equipo a utilizar, ya que el dibujante usa el dato de baricentro del equipo para representarlo en los planos de

perforación; es decir; “para perforar, se debe utilizar el mismo equipo que se utilizó para elaborar el diseño”.

### 2.3.6. Dilución

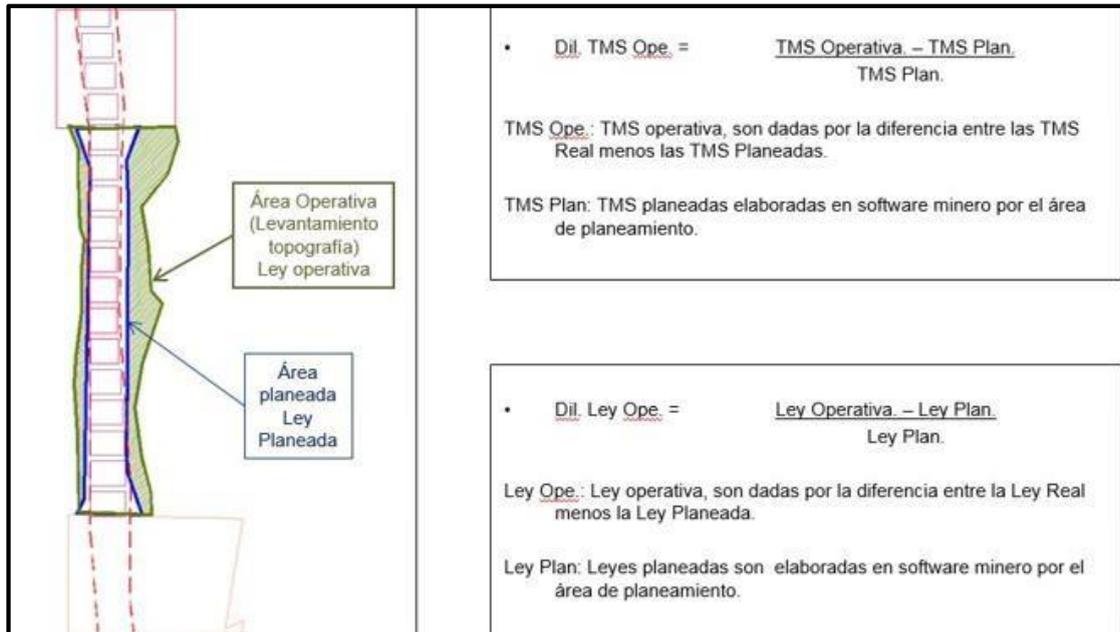
El área de planeamiento es el encargado de calcular la dilución postexplotación; sin embargo, en la aplicación de taladros largos a la explotación de vetas angostas, es necesario calcular la dilución planeada y la dilución operativa, para eso se debe tener en cuenta:



**Figura 1. Dilución planeada y dilución operativa**

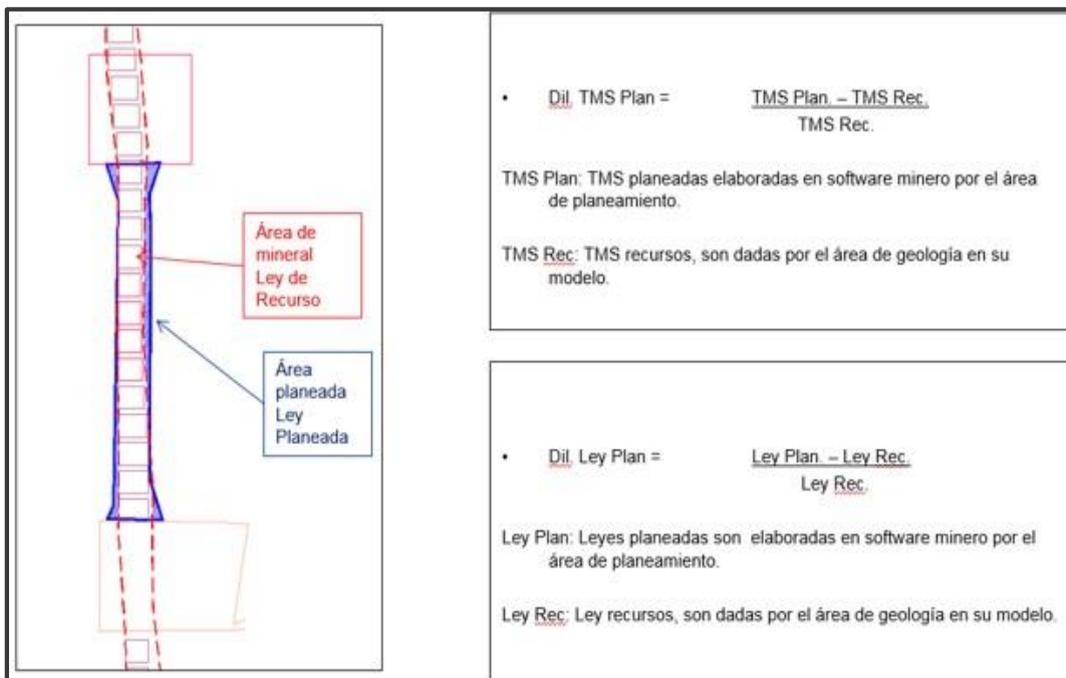
Por definición, la “dilución planeada” es aquella que se “calcula” teniendo en cuenta que va a existir una sobrerrotura de material estéril (volumen de material dentro de la línea marrón punteada – *Planned Dilution*) y, la “dilución operativa”, que es aquella que se “mide” teniendo en cuenta la rotura real (volumen de material dentro de la línea negra gruesa – *Unplanned Dilution/Overbreak*); es aplicado para el cálculo de la dilución en tonelaje y en ley.

## a) Dilución planeada



**Figura 2. Cálculo de la dilución planeada**

## b) Dilución operativa



**Figura 3. Cálculo de la dilución operativa**

## 2.3.7. Descripción de la unidad minera Arcata

### 2.3.7.1. Ubicación y accesibilidad

La unidad Arcata se encuentra en el departamento de Arequipa en el sur de Perú, aproximadamente a 300 kilómetros de la ciudad de Arequipa, en un área de 47 000 hectáreas, a una altitud de 4600 metros sobre el nivel del mar. Arcata es una operación subterránea de la que somos dueños al 100 %. La compañía comenzó a desarrollar y a preparar la mina Arcata en 1961, y se obtuvo la primera producción de concentrado en 1964.

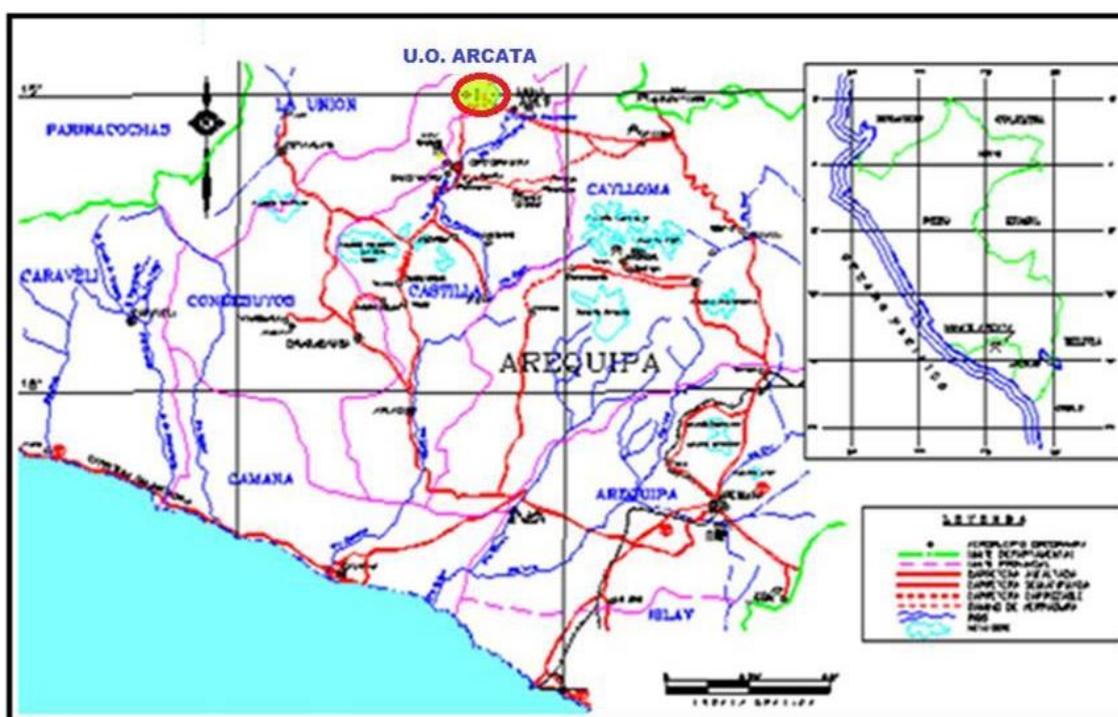


Figura 4. Ubicación de la unidad minera Arcata

### 2.3.8. Exploración:

El programa de exploración de emplazamientos mineros y *brownfields* se centra en las minas actuales de la compañía y en sus alrededores, y tiene como objetivo optimizar los activos principales al incrementar la vida útil de mina y al mejorar la calidad de sus recursos. Los trabajos de exploración se concentran en la definición de nuevas estructuras de alta ley y en la incorporación de recursos de gran calidad. Asimismo, invierte en proyectos avanzados que se encuentran en los grupos de yacimientos existentes de la compañía, alrededor de estos o en nuevos distritos que propician la actividad minera.

### **2.3.9. Explotación**

Actividad en la que se extraen los minerales contenidos en un yacimiento. En nuestro caso es de minería subterránea, siendo estos la perforación y voladura.

### **2.3.10. Extracción**

Posterior a la voladura, el material desmonte o mineral necesita ser extraído de la mina hacia la superficie a esto se le denomina acarreo y transporte en el caso del proyecto Arcata se realiza mediante equipos como Scoop, Damper y volquetes.

## **2.4. Reseña histórica de la empresa**

El origen de Hochschild Mining se remonta al grupo Hochschild fundado en 1911 por Mauricio Hochschild en Chile. En 1922 el Grupo Hochschild se expandió a Bolivia donde tras sobrevivir a la crisis de los años 30, Mauricio Hochschild, fue considerado uno de los "Barones del Estaño" en Bolivia.

El grupo Hochschild comenzó operaciones en Perú en 1925 y, en 1945, Luis Hochschild se unió a estas operaciones. En los 60, se desarrolló la mina Arcata en el Perú aún operativa. De esta manera, en las décadas de los 60 y 70, la empresa incrementó sus operaciones mineras abriendo o expandiendo sus minas en Brasil, Perú y Chile, como por ejemplo la mina de cobre Mantos Blancos en Chile.

En noviembre de 1984, las operaciones del grupo Hochschild en Sudamérica fueron vendidas a la Anglo American Corporation of South Africa que, en ese mismo mes, vendió las operaciones en Perú del grupo Hochschild propiedad de Luis Hochschild.

Eduardo Hochschild, hijo de Luis Hochschild, se incorporó a la institución en 1987 como asistente de seguridad en la mina Arcata y, en 1998, asumió la presidencia de Hochschild Mining. Eduardo Hochschild es, actualmente, presidente de Hochschild Mining plc, cargo que ocupa desde el 2006.

En abril del 2010, Ignacio Bustamante fue nombrado CEO y Director General de Hochschild Mining plc y Ramón Barúa, VP de Finanzas. La compañía hizo énfasis, posteriormente, en su foco estratégico hacia el desarrollo de la exploración y así en el 2011, el presupuesto para la exploración se incrementó en un 40 %, equivalente a \$70 millones y, posteriormente, en el 2012, a una cifra récord de \$90 millones.

Asimismo, cabe resaltar que en el 2010, se vendió la participación de la compañía en Lake Shore Gold Corp con una ganancia del 34 % sobre el precio promedio de compra original.

En el 2010, la compañía incrementó su participación en el proyecto avanzado Inmaculada y pasó a tener así una participación mayoritaria del 60 %. En enero del 2012, la empresa anunció la culminación exitosa de estudios de factibilidad en los proyectos avanzados Inmaculada y Crespo, que se espera alcancen una producción atribuible anual promedio de 10 millones de onzas equivalentes de plata, lo que incrementará los niveles de producción actuales en un 50 %.

En noviembre del 2012, la compañía anunció la adquisición de Andina Minerals Inc, propietaria del yacimiento de oro El Dorado, ubicado en el proyecto de oro Volcán, en el prolífico cinturón de oro en Chile, la adquisición del 49 % de participación en el proyecto de gran envergadura, Encrucijada, de la compañía Hochschild, cercano a El Dorado; así como, la adquisición del 50 % en Pampa Buenos Aires, un yacimiento de oro y plata en el norte de Chile.

En diciembre del 2013, la Compañía completó la adquisición del 40 % de la participación restante de la unidad minera Pallancata y el proyecto avanzado Inmaculada. En septiembre de 2015 la compañía anunció la producción comercial de la unidad minera Inmaculada, actualmente la operación más grande de la compañía.

## **2.5. Visión y misión**

Nuestra estrategia de crecimiento se centra en cuatro pilares clave para asegurar un crecimiento de bajo costo.

- Brownfield
- Greenfield
- Proyectos en Etapa temprana
- Alianzas Estratégicas

#### **2.5.1. Brownfield**

- Aumento de la vida útil de mina
- Mejorar la calidad de los recursos
- Aprovechar la capacidad disponible de las plantas de beneficio

#### **2.5.2. Greenfield**

- Identificar y/o Adquirir Propiedades Mineras
- Agilizar la evaluación de la cartera de propiedades Mineras
- Proyectos en progreso listos para perforar

#### **2.5.3. Proyectos en etapas tempranas**

- Optimizar nuestros proyectos en etapa temprana
- Más perforaciones
- Avanzar en el depósito de BioLantanidos

#### **2.5.4. Alianzas estratégicas**

- Progreso de las opciones actuales a la etapa de decisión
- Se están considerando otras opciones / JV en América
- También se evalúan adquisiciones más grandes
- Avanzando hacia la viabilidad definitiva en BioLantanidos

### **2.6. Modelo de negocio**

Centrándose en proporcionar un lugar de trabajo seguro donde nuestros empleados prosperen, gestionando nuestro impacto ambiental y buscando generar un impacto positivo en la comunidad.

Contamos con una especial experiencia en la extracción de vetas epitermales en condiciones geológicas complejas en las Américas. Profunda experiencia en gestión de minas, desarrollo de proyectos, identificación de futuras oportunidades de crecimiento y prácticas ambientales y sociales.

Mantenemos un balance sólido y desplegamos capital de manera disciplinada, respaldados por nuestras afianzadas relaciones financieras. Controles y procesos para proteger y mejorar las partes interesadas y mejorar los intereses de los stakeholders. Desarrollando constantemente mejores prácticas a través de la adopción de nuevas tecnologías.

## **2.7. Descripción de las actividades profesionales**

### **2.7.1. Minado**

La mina Arcata está conformada por sistemas de vetas donde los yacimientos de vetas epitermales son de sulfuración intermedia con presencia predominante de plata y cantidades variables de oro y metales comunes. Las principales vetas en Arcata son Mariana NE, Blanca, Amparo, Ramal Leslie, Alexia, Nicole y Marion. Las vetas conocidas en Arcata abarcan más de 29 kilómetros. Las vetas son explotadas mediante métodos convencionales y mecanizados (sobre ruedas) de corte y relleno, de frente escalonado o de minado ascendente, utilizando soporte de madera.

### **2.7.2. Métodos de explotación**

Arcata emplea el método de explotación “corte y relleno ascendente” en sus dos variantes, con rampa basculante y con equipo cautivo. Es un método donde el mineral es arrancado por franjas verticales (realce), empezando por la galería del nivel y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el vacío por la combinación de relleno detrítico proveniente del descaje del tajo (2 tercios) y una capa de relleno hidráulico (un tercio), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del tajeo, y el techo.

Se utiliza en sectores que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características de roca caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

Se ejecuta una galería de 3.0 x 3.0 metros y un *bypass* paralelo de 4.0 x 4.5 metros, con ventanas de sección de 4.0 x 4.0 metros cada 80 metros, que sirven de acceso para volquetes hacia los *ore pass*. Los tajeos cautivos se explotan por cada 60 metros de altura y una longitud de 160 metros con dos chimeneas camino extremas y una intermedia de doble compartimiento. El estándar de sostenimiento es perno y malla en la corona para tener techo seguro en las actividades del ciclo de minado. La limpieza se realiza con *microscoop* eléctrico de 0.75 yd<sup>3</sup> hacia el *ore pass* central de cada tajo, el mineral es chuteado a volquetes de 15 m<sup>3</sup> de capacidad y se transporta vía rampa hasta la bocamina con destino final en la tolva de gruesos, con una distancia de recorrido de 6 km. Los tajeos con sistema de basculantes en rampa operativa tienen un diseño de corte de 3 metros, para 3 cortes por cada basculante. La limpieza se realiza en función al ancho del ore, con *microscoop* 0.75 yd<sup>3</sup> para vetas angostas o sino con *Scoop* de 1.5 yd<sup>3</sup> para vetas anchas.

## **2.8. Manejo y procesamiento de la información**

En Arcata, la información resultado de los trabajos de las áreas que prestan servicio a la operación tiene un tratamiento especial a modo de bases de datos gráfica y numérica. Son fuente de reportes *on-line*, que nos permite tener en tiempo real las proyecciones y análisis de resultados como herramienta estratégica en la toma de decisiones.

## **2.9. Levantamiento topográfico y muestreo por canales**

Arcata cuenta con un sistema integrado de información denominado "GEM" que compila toda la información proveniente del levantamiento topográfico de canales de muestreo, tajos en explotación con secciones sistemáticas, avances

lineales con detalles en sección. Todo se archiva procesando la data GSI para convertirla en archivos CSV.

Como una aplicación interna del sistema GEM, existe una interface de enlace directo entre Geología y Laboratorio Químico que reportan y gestionan los resultados de las leyes de las diferentes muestras que diariamente se envían al laboratorio. Los reportes duran entre 12 y 24 horas dependiendo de la prioridad que Geología asigna a cada una de ellas, ensayándolas por Ag, Au, Pb, Zn, As.

## **2.10. Proyectos y planes de producción**

Todos los planes de producción anual y mensual revisados y aprobados se envían a todas las superintendencias y jefaturas operativas, y con el apoyo del área de Costos se carga al sistema SAP para la asignación de los centros de costos, diferenciación de inversión y gasto operativo y posterior control de todos los recursos materiales utilizados durante la vigencia del programa.

## **2.11. Reportes de la mina**

Los reportes de la operación de la mina son los controles más importantes por estar involucrados los elementos generadores de los mayores costos en la operación. Se controlan principalmente:

- **Materiales.** Todo tipo de material diariamente se filtra y controlan mediante los vales de salidas de almacén, que a su vez los asigna y distribuyen de acuerdo a los centros de costo de la labor de destino.
  
- **Producción.** El control por guardia de los tickets de balanza que corresponden a los volquetes que transportan el mineral de las tolvas principales de cada tajo a la tolva de gruesos de la Planta Concentradora, se consolidan al cierre de la guardia, discriminando los viajes directos a la Planta y los viajes que alimentan las diferentes canchas que se manejan en la Unidad. El reporte final contiene el detalle de la producción por tajos.
  
- **Equipos.** Los equipos que se encuentran en la operación son monitoreados permanentemente en la guardia, reportando todas las incidencias en el

formato de control de equipos. Al cierre de la guardia dicho reporte es alimentado a una hoja de cálculo que actualiza los rendimientos del día y del acumulado del mes, siendo este reporte de equipos una herramienta fundamental para la toma de decisiones de mantenimiento y también para realizar los cambios con la finalidad de garantizar los compromisos de producción de cada tajo.

## **2.12. Reportes de planta**

La planta concentradora se encarga de emitir diariamente en cada guardia los reportes de avance y reportes preliminares del balance Metalúrgico. Asimismo, basados en los estos reportes, al medio día reportan los finos equivalentes obtenidos de la operación diaria con el acumulado a la fecha de reporte, incidiendo en el reporte de recuperaciones para el oro y la plata, e indicando los principales problemas suscitados en la operación diaria.

## **2.13. Planeamiento de minado**

### **2.13.1. LOM (Life of Mine)**

En la mina Arcata, el planeamiento tiene como base el plan estratégico a 5 años, los cuales se van delineando con un mayor detalle en las metas físicas anuales que son elaboradas en setiembre, y tiene como base los recursos minerales reportados por Geología para que planeamiento mediante los modificadores de dilución y filtros operativos se declaren como reserva parte de ellos. El reporte de reservas se congela para diagramar las áreas de minado hasta su agotamiento.

Se complementa con el cálculo de los recursos en desarrollo, infraestructura, preparación y explotación, para costearlo a las condiciones de la mina y calcular el grado de inversión de la mina, así como también el costo unitario proyectado de la unidad.

La mina tiene un programa de 1,800 toneladas diarias de mina, y un programa de avances cercanos a los 100 metros día de avances. Asimismo, la planta concentradora procesa 1,750 toneladas por día.

### **2.13.2. Presupuesto anual (PLAN\_CERO)**

Parte de la información entregada por el departamento de Geología, que nos reporta el consolidado de recursos con lo que cuenta la unidad minera al cierre de junio de cada año.

Con esta información, sumado a las condiciones de explotación de la mina en el marco del LOM, se define las zonas a desarrollar y dotar de Infraestructura (Labores de profundización, Raise Borer, Talleres, etc.), que nos garanticen un incremento de reservas que reponga la explotación y un incremento adicional que acerque la meta de tener la mina con 4 años de vida.

Con el programa de explotación, en función a la capacidad de planta, se determinan las preparaciones necesarias para un ritmo de explotación, así como la fuerza laboral y el grado de inversiones en equipos y servicios de la mina. Todo lo descrito anteriormente se consolida en el archivo del presupuesto anual, discriminado en Costo Operativo e Inversión.

### **2.13.3. Plan mensual (plan \_ flexible)**

Este plan se realiza en una reunión los días 15 de cada mes, con la información actualizada que ofrecen las jefaturas de Geología, Mina, Planeamiento, Seguridad y Medio Ambiente, así como las opiniones técnicas de Geomecánica, Modelamiento, Topografía e Infraestructura.

Para el programa de producción se utiliza el modelo geológico de corto plazo, que se va actualizando con los valores de punto al cierre de cada mes. Para ello se generan los cortes proyectados a minarse en el mes y empleando el programa *MineSight* con la aplicación *Interactive Planner* extraemos las leyes de plata y oro por tajo, para luego consolidar la ley del programa del mes.

Para el programa de avances nos apoyamos en la base de datos grafica de la mina, que se maneja a través del programa *ArcView*, actualizamos los levantamientos, y en base a los indicadores de los recursos existentes en la mina y las condiciones de trabajo, programamos los metros de avances lineales en desarrollos, infraestructura y preparaciones en función a la operación y a los

objetivos anuales. En esta etapa se calcula el aporte de mineral producto del avance de Galerías.

#### 2.13.4. Planeamiento de servicios

Cada mes junto a la supervisión de mina y de mantenimiento, se actualizan los unifilares de ventilación, relleno hidráulico, drenaje, energía, agua y aire, para buscar oportunidades de mejora en los principales circuitos de la mina. Se planea:

- Programa de Raise Borer de ventilación en superficie y mina.
- Programa de Raise Borer de Servicios (Ore Pass)
- Programa de buzones, con los trabajos adicionales de instalación.
- Programa de limpieza de desarenadores del circuito de drenaje
- Programa de taladros DDH para cableado eléctrico.
- Programa de mantenimiento del sistema de bombeo y de relleno.

De acuerdo a lo expuesto, un ciclo de actividades para realizar el Planeamiento de la Mina como un proceso continuo, puede representarse por el siguiente diagrama:

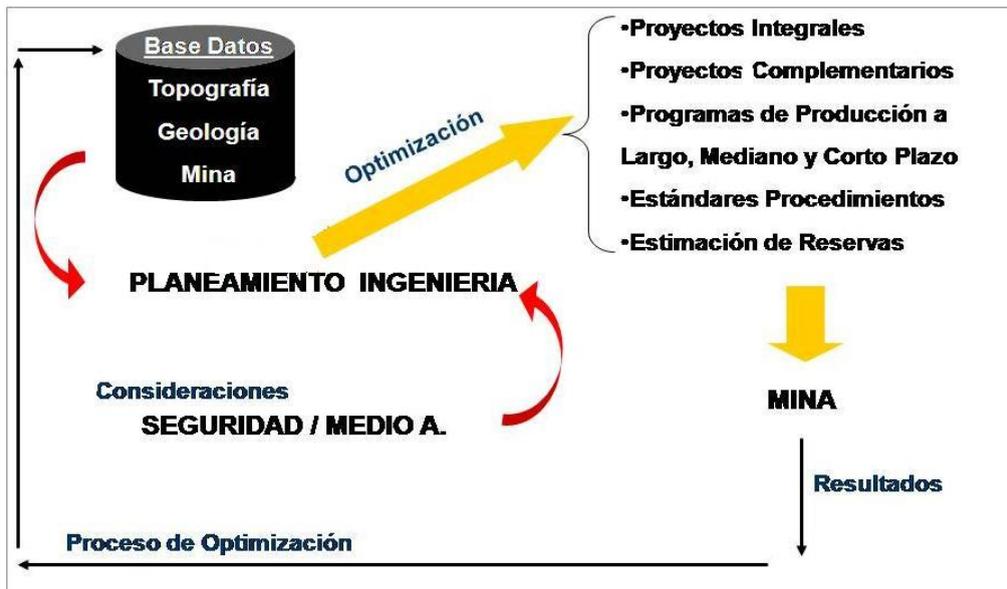


Figura 5. Proceso de optimización

### **2.13.5. Programa de incorporación de reservas**

Para Arcata, el plan de reposición de reservas es la base del plan estratégico. Hochschild Mining busca operar minas con 4 años de reservas declaradas, para tal fin el presupuesto de desarrollo por galerías es muy agresivo con el objetivo de garantizar una reposición anual de un millón de toneladas, que significan 8,000 metros de galerías al año.

Los modificadores que se aplican al modelo de recursos para convertirlos a reserva, están basados en el código *Jorc*. En función de la certeza, se considera mayor densidad de la malla de perforación diamantina, con lo cual se busca garantizar y definir el modelo para diseños futuros de base de extracción en las cotas adecuadas.

### **2.14. Vetas en operación**

Para cumplir con el programa de producción, la mina Arcata explota las vetas Mariana y Julia en la Zona I, y Soledad y Nicole en la Zona II. La producción de la mina está dividida con un 40 % proveniente de la zona I, y un 60 % de la zona II que es un sector de altas leyes. Se mina de acuerdo a la ley de reserva que en promedio es de 500 gr Ag/t.

### **2.15. Métodos de explotación**

Arcata emplea el método de explotación “corte y relleno ascendente” en sus dos variantes, con rampa basculante y con equipo cautivo. Es un método donde el mineral es arrancado por franjas verticales (realce), empezando por la Galería del nivel y avanzando verticalmente.

Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el vacío por la combinación de relleno detrítico proveniente del descaje del tajo (2 tercios) y una capa de relleno hidráulico (un tercio), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del tajeo, y el techo.

Se utiliza en sectores que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.

- Características de roca caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

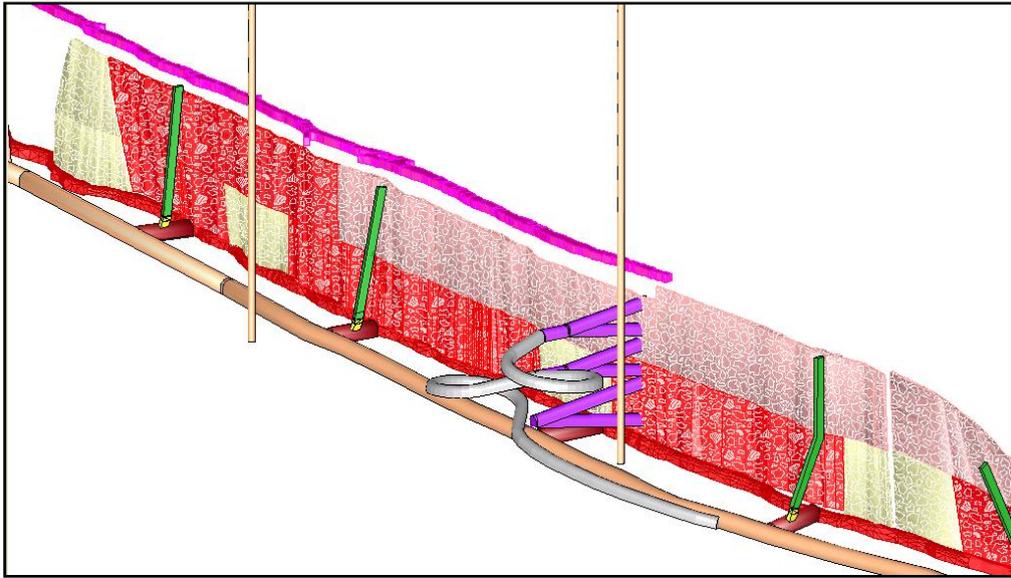
Se ejecuta una galería de 3.0 x 3.0 metros y un *bypass* paralelo de 4.0 x 4.5 metros, con ventanas de sección de 4.0 x 4.0 metros cada 80 metros, que sirven de acceso para volquetes hacia los *ore pass*.

Los tajeos cautivos se explotan por cada 60 metros de altura y una longitud de 160 metros con dos chimeneas camino extremas y una intermedia de doble compartimiento. El estándar de sostenimiento es perno y malla en la corona, para tener techo seguro en las actividades del ciclo de minado.

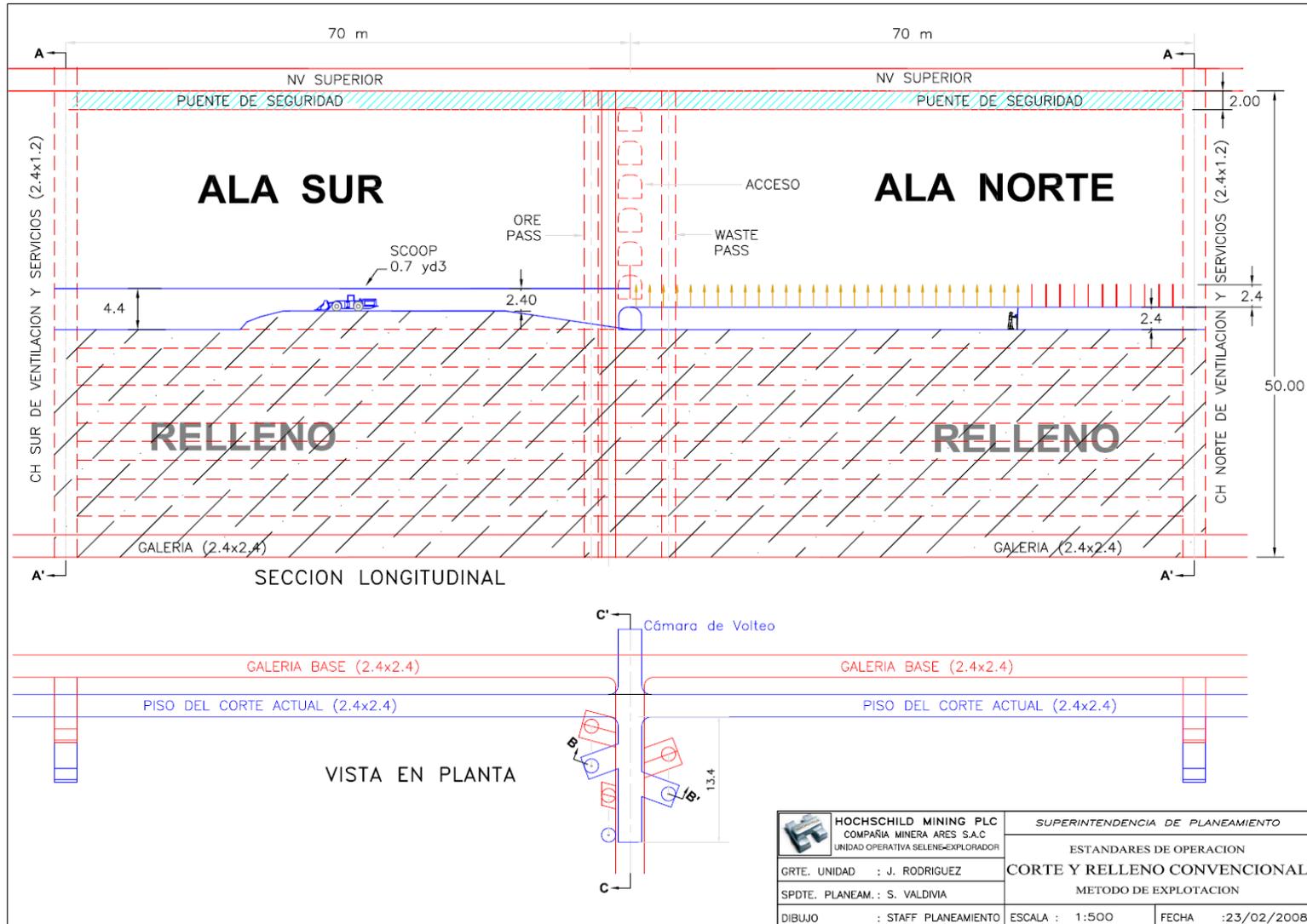
La limpieza se realiza con *microscoop* eléctrico de 0.75 yd<sup>3</sup> hacia el *ore pass* central de cada tajo, el mineral es chuteado a volquetes de 15 m<sup>3</sup> de capacidad y se transporta vía rampa hasta la bocamina con destino final en la tolva de gruesos, con una distancia de recorrido de 6 km.

Los tajeos con sistema de basculantes en rampa operativa, tienen un diseño de corte de 3 metros, para 3 cortes por cada basculante.

La limpieza se realiza en función al ancho del ore, con *microscoop* 0.75 yd<sup>3</sup> para vetas angostas o sino con *Scoop* de 1.5 yd<sup>3</sup> para vetas anchas.



*Figura 6. Vista Isométrica del diseño del método con basculantes*



**Figura 7. Esquema del ciclo de minado del método corte y relleno ascendente.**

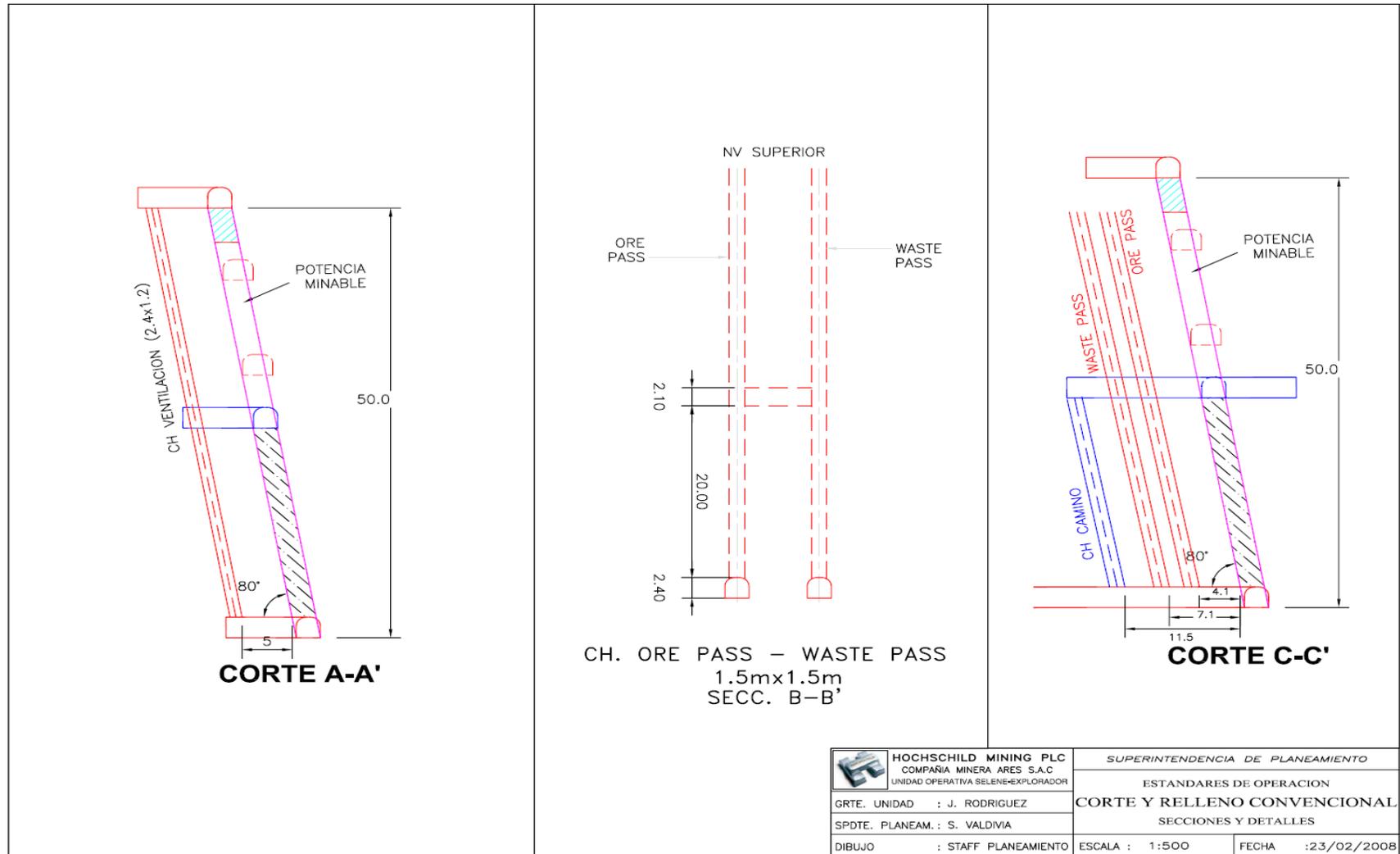
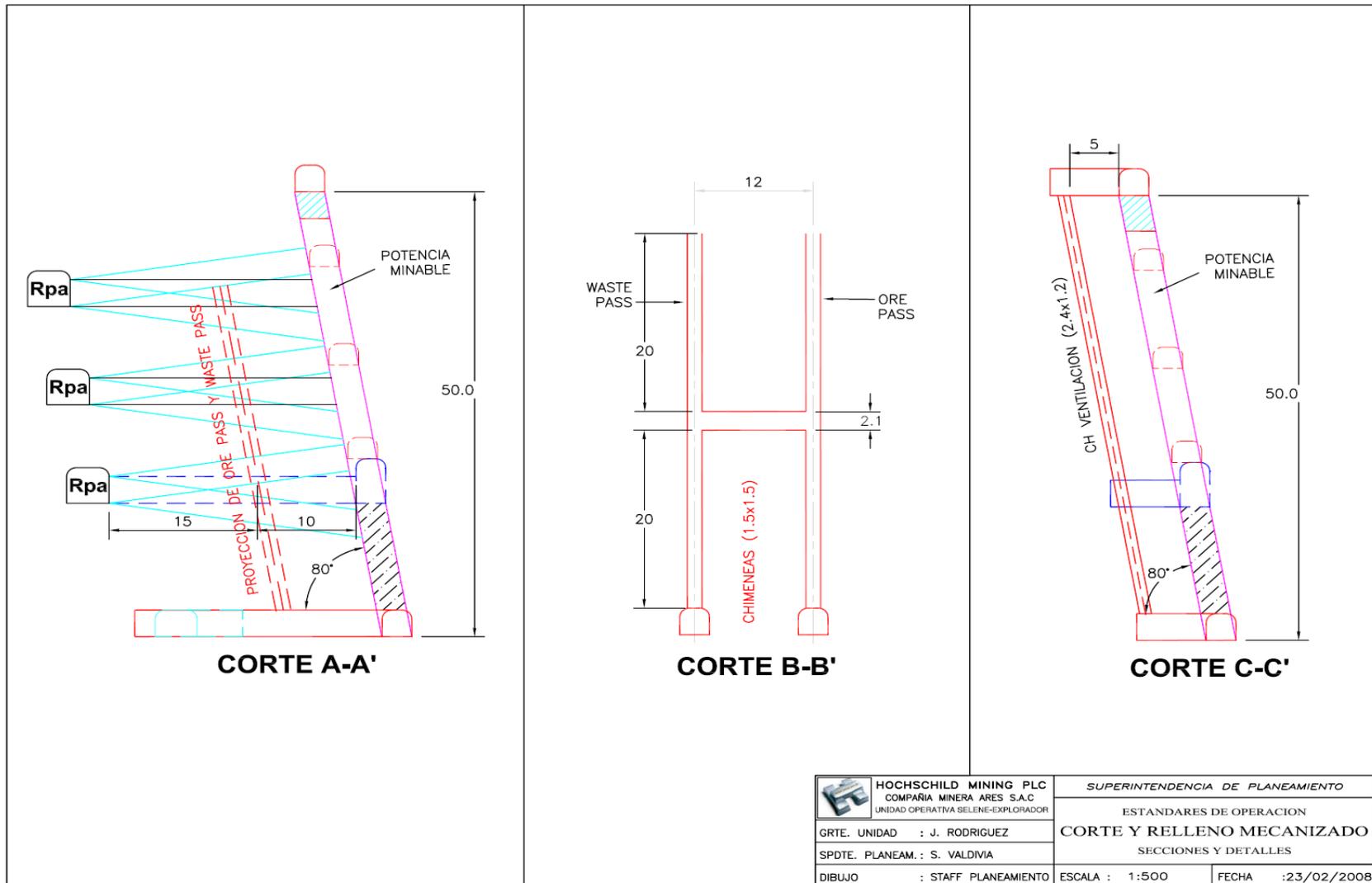


Figura 8. Cortes de las chimeneas de servicios y ore pass



**Figura 9. Esquema del sistema de basculantes del corte y relleno ascendente**

## 2.16. Operaciones unitarias de minado



Figura 10. Ciclo de minado Arcata

### 2.16.1. Perforación

El tipo de perforación que se utiliza en la explotación es vertical, con taladros de 1,5 metros de longitud e inclinación de  $75^{\circ}$ , acumulando por guardia un promedio de 40 taladros por máquina. Para iniciar la voladura masiva se debe tener una longitud de carguío de 30 metros como mínimo.

El equipo que se utiliza son máquinas perforadoras manuales *Jack-Leg*. Las labores de avances se realizan con Jumbos electro hidráulicos y máquinas perforadoras manuales *Jack-Leg*, la longitud efectiva de perforación para labores de secciones mayores como *bypass* de 4.5m x 4.0m y 3m x 3m son de 3.5 metros y de 3.1 metros respectivamente.

### 2.16.2. Voladura

El carguío de taladros de producción se realiza en forma manual, iniciándose en retirada a partir de la cara libre en los tajeos de perforación vertical. En la mina Arcata se emplea la voladura controlada o amortiguada que reduce el factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobre rotura y costos de sostenimiento

posterior al disparo. Se utiliza como explosivo la dinamita en los sectores de roca media a baja, y emulsión en los sectores de roca buena. Asimismo, para garantizar la voladura masiva se utiliza el Fanel como accesorio de voladura.

Para la voladura en frentes se realiza en forma manual con cucharilla y atacadores de madera. Se utiliza faneles y cordón detonante para las rampas, cortadas. Para los frentes de sección menores 8'x8',5'x7', se utiliza *carmex* con guía de seguridad.

En secciones de avance 4.0 x4.0 metros en los taladros periféricos se cargan con cartuchos de emulsión espaciada con material inerte o aire libre y a distancias determinadas sobre una media caña con cordón detonante a lo largo del taladro. Aquí mostramos algunos esquemas de cómo se carga en las labores de la mina Arcata.

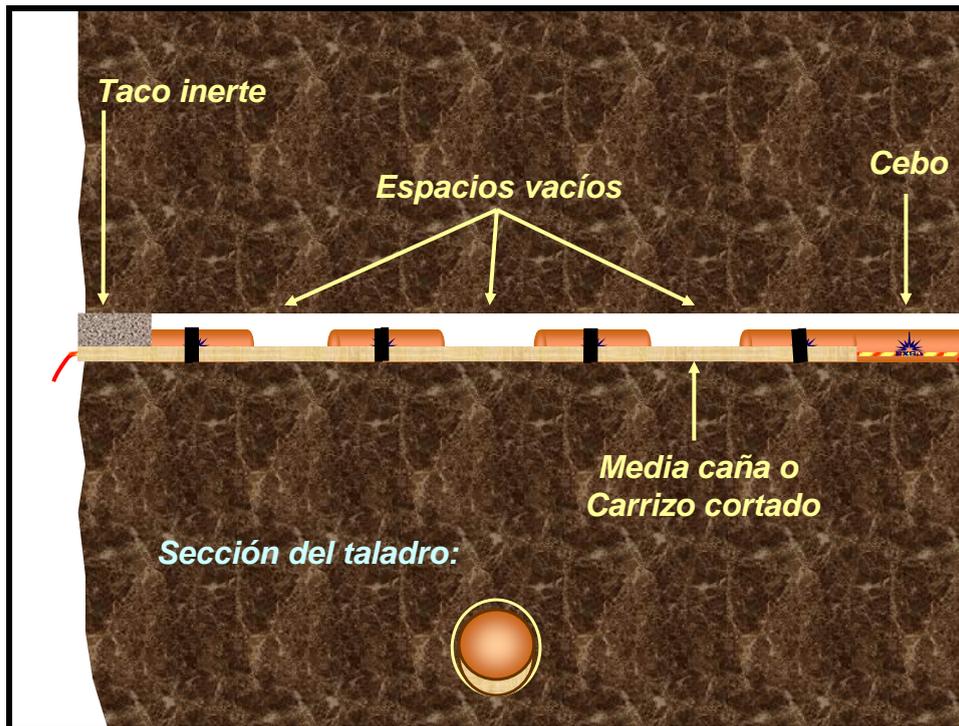


Figura 11. Esquema de carga de voladura controlada en taladros de la corona

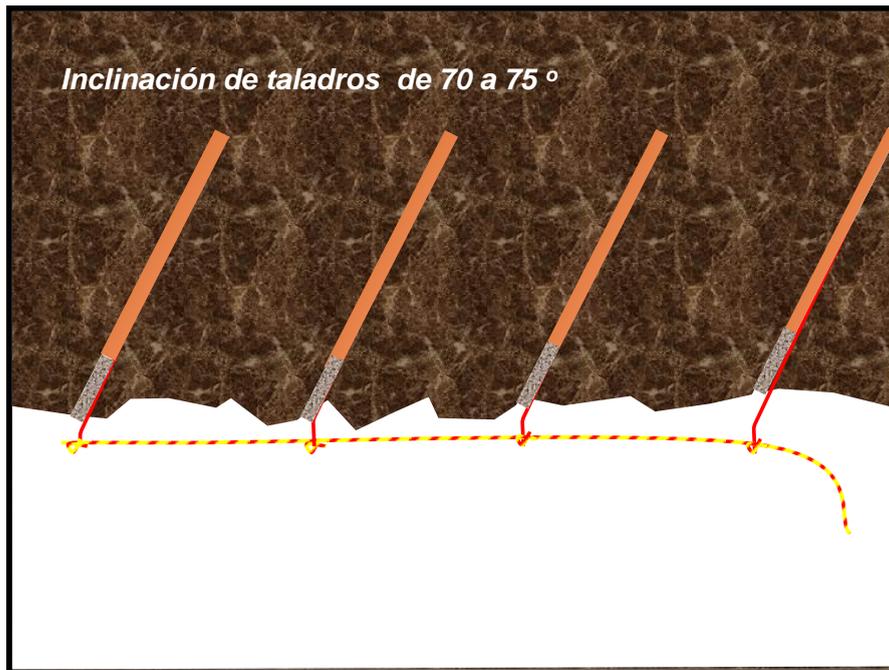


Figura 12. Esquema de carga con inclinación para voladura de tajos

## 2.17. Acarreo y limpieza

En la unidad para la limpieza de los 16 tajos que se programan mensualmente, se tienen 15 *microscoop* de 0.75 yd<sup>3</sup> modelo LH 201 (eléctricos y diesel) y 04 *Scoop* de 1.5 yd<sup>3</sup> modelo LH 202. Tienen el soporte técnico de Sandvik y Atlas Copco en la unidad, y se complementan los correctivos con el programa de *Overhaul* en función a las horas trabajadas. Asimismo, se cuenta con talleres *trackless* en interior mina para su reparación inmediata y evitar salir a superficie por mantenimiento, optimizando su uso.

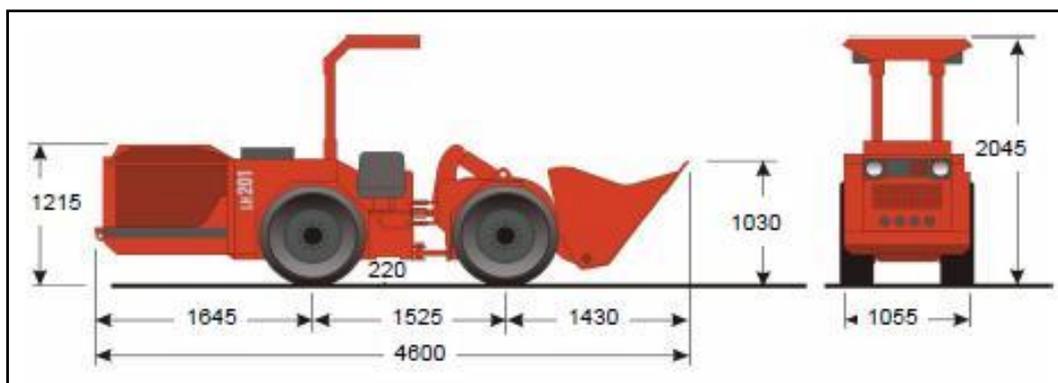
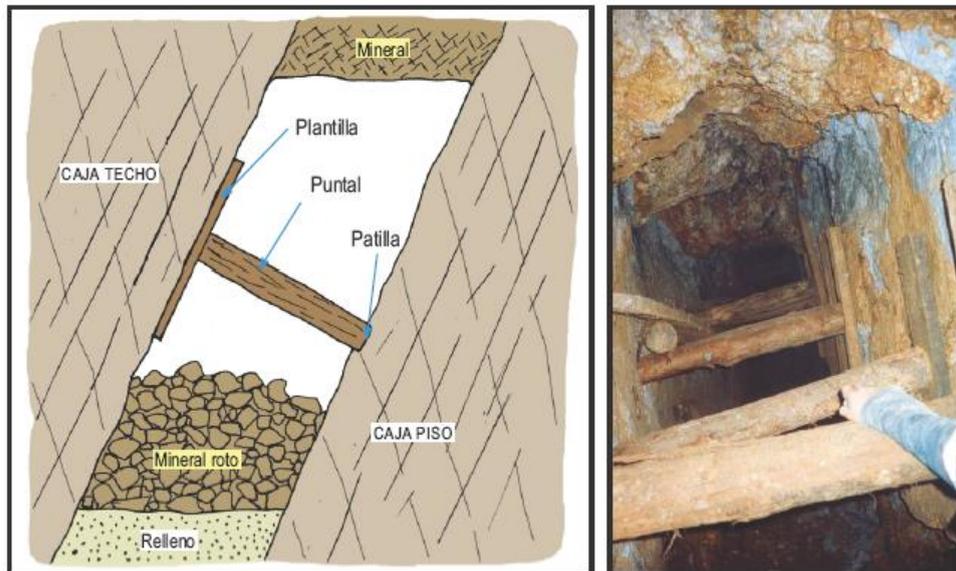


Figura 13. Microscoop Sandvick LH-201 de 0.75 yd<sup>3</sup>

## 2.18. Sostenimiento

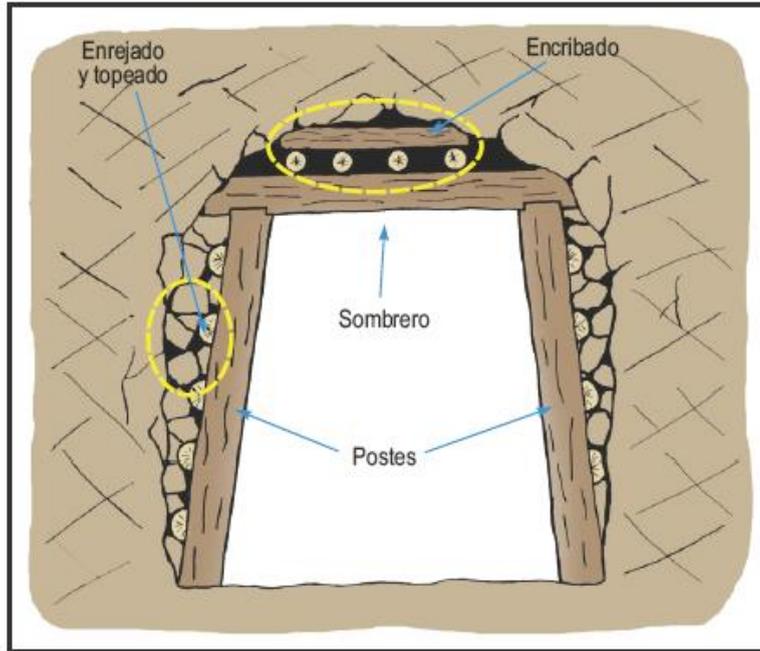
El sostenimiento se implementa y diseña de acuerdo a las características geomecánicas del macizo rocoso:

- **Puntales.** Este poste de madera es fijado verticalmente con el uso de plantillas y cuñas en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja techo o ambas. Son miembros compresivos que contiene una resistencia de 7 a 10 MPa, redondos de 5" a 10" de diámetro y longitudes menores de 3.5 m, para evitar su pandeo y pérdida de resistencia.



*Figura 14. Esquema de puntales de seguridad*

- **Cuadros.** Son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos.



**Figura 15. Esquema del armado de un cuadro**

- **Cimbras.** Es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance con condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y muy débil, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Las cimbras más utilizadas son las de 4.0 x4.0 metros en forma de baúl, componiéndose de 4 piezas. A modo de control en la instalación se verifica el riguroso paralelismo de los elementos, el buen cimentado y el correcto topeado a la superficie de la roca.



**Figura 16. Esquema de una cimbra en instalación**

- **Pernos Split Set.** Es un tubo ranurado, con uno de los extremos ahusado y el otro con un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno dentro de un taladro de menor diámetro se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo rasurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante, logrando así una tensión de carga.

Son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo temporal, en terrenos de calidad regular a mala, sin embargo, en roca intensamente fracturada y débil no es recomendable usarlo.

Al aplicarlo, el diámetro del taladro es crucial para su eficacia, recomendando para los Split Sets de 39 mm una perforación de 35 a 38 mm: con diámetros mayores se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros menores es difícil introducirlos.

- **Malla metálica.** La malla metálica es utilizada para los siguientes fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del *shotcrete*.

El tipo de malla utilizada en la mina Arcata es la electro soldada que consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4"x4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada.

Viene en presentación de rollos o en planchas de 25 metros de longitud x 2.0 metros de ancho, siendo indispensable en su instalación las gatas de sujeción

para obtener una superficie más homogénea y distribuida de acuerdo a las irregularidades de la excavación.



*Figura 17. Esquema de la malla electro soldada*

- **Shotcrete.** Todo concreto lanzado deberá alcanzar, luego de 7 días una resistencia a la compresión uniaxial de 15 Mpa ( $150 \text{ kg/cm}^2$ ) y a los 28 días una resistencia a la compresión uniaxial de 21 Mpa ( $210 \text{ kg/cm}^2$ ). El producto final deberá tener una densidad de  $2275 \text{ kg/m}^3$  como mínimo y un volumen de vacíos de 15 %.

Para obtener  $1 \text{ m}^3$  de concreto lanzado se requerirá de 10 bolsas de cemento x 360 paladas de agregado; la relación agua cemento será 0.40:0.50; en caso de requerir fibra de acero de refuerzo (como reemplazo de la malla electrosoldada), se empleará 30 Kg x  $1 \text{ m}^3$  de mezcla. Los agregados deberán cumplir con las normas para agregados de concreto, y la gradación de los agregados finos y gruesos combinados será:

**Tabla 1. Malla**

Malla	mm	% que pasa
3/8"	9.51	100
N° 4	4.76	95 – 85
N° 16	1.19	85 – 45
N° 50	0.30	45 – 10

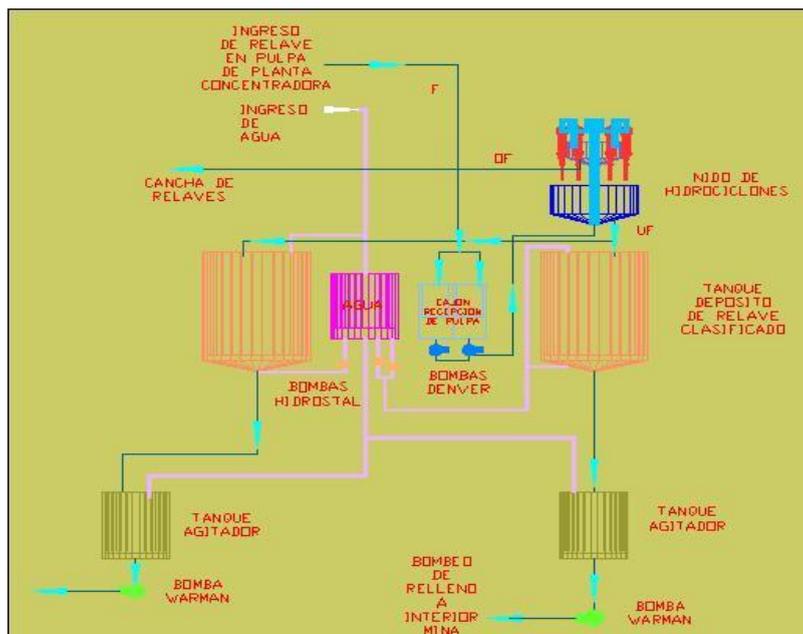
## **2.19. Relleno hidráulico**

Es el material sólido que se transporta en un medio líquido a través de tuberías a fin de llenar los espacios vacíos dejados por la extracción del mineral económico.

Concluida la limpieza del mineral económico, el tajo se prepara para su relleno, se arman los cuadros puntales en línea, se instalan los sistemas de drenaje, se asemejan y se forma con yute o *poliyute* (poroso) cubriendo las cajas o paredes de tajo, sobresaliendo 2.4 como altura de perforación para permitir su posterior unión al siguiente ciclo del relleno.

Una vez chequeada la preparación del tajeo; el jefe de R/H dará la orden de iniciar el relleno al operador, quien abrirá la válvula de agua durante unos minutos a fin de verificar el caudal de llegada y limpieza de la tubería de un anterior relleno, luego alimentará con pulpa. En el proceso el rellenero deberá controlar la altura de perforación, de igual manera el drenaje de agua por las cunetas; apisonar al área de relleno para asegurar su compactación, deberá también controlar el bloqueo de los accesos principales a la zona de relleno.

Concluido el relleno, el operador deberá soltar agua durante unos minutos a fin de lavar y estandarizar las tuberías que se utilizaron para relleno en el tajeo.



**Figura 18. Esquema de la malla electro soldada**

## 2.20. Servicios auxiliares

### 2.20.1. Transporte de mineral

El mineral, producto de la limpieza, se destina a los *ore pass* del tajeo, luego a través de las tolvas pasan a los volquetes de 25 TM de capacidad, rumbo a la parrilla de la tolva de grueso de la planta concentradora. Cuando se trata de estéril a la desmontera Mariana.

Para utilizar los volquetes, primero deben pasar estándares de operación y control de equipos para su performance (humos y frenos), dentro de mina las secciones en los cruceros y ventanas limitan las características de los volquetes para la limpieza y acarreo. Es así que contamos con 21 volquetes entre viajes de desmonte y mineral.

### 2.20.2. Ventilación

En el balance de la mina ingresan  $8,807 \text{ m}^3/\text{min}$ , para una necesidad de  $9,867.76 \text{ m}^3/\text{min}$ , coberturando en un 89.25 %, lo que mejorará la ejecución de Raise Borer N° 50. Arcata, tiene 03 sistemas de ventilación:

El sistema de ventilación Mariana este, sistema de ventilación Mariana oeste y, el sistema de ventilación Marión.

En la unidad se disponen de 05 Ventiladores principales, 12 Secundarios y 38 Auxiliares, haciendo un total de 55. Para los accesos a las vetas se usan mangas de: 18", 20" y 22", para los desarrollos y proyectos de avances (-) se usan mangas de 24", 28", 30", 32". El tiempo total requerido para la evacuación de gases después de los disparos en toda la mina es de una hora, tiempo que es suficiente para que pueda ingresar el personal del segundo turno.



**Figura 19. Raise Borer 20, extractor principal del circuito Marión**

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Tipo y diseño de la investigación**

##### **3.1.1. Tipo de investigación**

El tipo de investigación es aplicada, esta investigación busca obtener y conocer para hacer y para actuar. (5)

##### **3.1.2 Nivel de investigación**

El diseño de investigación es descriptivo-explicativo, este describe los datos y características de la población o fenómeno de estudio, las investigaciones explicativas buscan especificar los fenómenos que son sometidos a una experimentación debido al contacto y observación directa. (5)

##### **3.1.3 Método de la investigación**

###### **a) Método general o teórico de la investigación**

Se emplea como método general el análisis inferencial (método deductivo y analítico).

- **Método deductivo:** la implementación de taladros largos en vetas; se analizó mediante datos de campo *in situ* y diseño de controles óptimos para utilizar cada etapa realizada y para determinar el rendimiento del equipo *in situ*.

- **Método analítico:** se utilizó para determinar la capacidad de perforación por guardia y día.

### 3.1.4 Diseño de investigación

- Diseño general: experimental.
- Diseño específico: preexperimental.

## 3.2. Población y muestra

### 3.2.1. Población

La población es la mina Hochschild Mining - unidad minera Arcata., ubicada en la provincia de Condesuyos, en el departamento de Arequipa. En un área de 47000 hectáreas.

### 3.2.2. Muestra

Es representada por la veta Nicole, basados en los estudios geomecánicas y consideraciones geológicas que hacen viable su aplicación. Impulsaremos su aplicación en el Nivel 4465 en la Zona II, por contar con los servicios que requiere el método. Arcata viene operando en 16 tajos en esta veta entre mecanizados y cautivos produciendo 2000 ton/día. Tiene un Rumbo E-W y un buzamiento de 78° a 82° Norte, esta veta ha sido reconocida con 600 m por taladros diamantinos, con una potencia de 0.80 m.

## 3.3. Variables

La variable de la investigación es:

**Tabla 2. Operacionalización de la variable**

VARIABLE	CONCEPTO	SUB-DIMENSIÓN	INDICADOR
<b>Aplicación de taladros largos en vetas angostas</b>	Es un método de explotación de gran volumen por medio de equipos que realizan perforaciones con diámetros variables entre 64 mm hasta 127 mm de longitud de 8 metros hasta 30 metros, realizan con equipos denominados jumbos.	Evaluación geomecánica del macizo rocoso.	Caracterización del macizo rocoso, radio hidráulico.
		Evaluación geológica	Leyes equivalentes de mineral.
		Evaluación de equipos	Dimensión de las labores de extracción, tipo de equipo de perforación.
		Evaluación de costos operativos	Costo de sostenimiento, costo de perforación, costo de voladura, costo de limpieza y relleno.

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

La investigación utilizó la técnica de observación de los equipos en el laboreo in situ para extraer datos de interés para esta investigación. También se utilizó la técnica de la documentación bibliográfica para obtener datos de interés para la investigación y finalmente la técnica de procesamiento de datos basado en cálculos operativos de cada proceso unitario.

### **3.5. Materiales y equipos**

Para la obtención de datos reales de campo se utilizaron los siguientes materiales.

- Libreta de apuntes
- Lapiceros
- Lápiz
- Calculadora
- Flexómetro
- Pintura o espray
- Cámara digital

Para la realización de trabajo en gabinete se emplearon los siguientes materiales y equipos.

- Computadora hp core i7
- Bibliografía
- Impresora
- Protactor

#### **3.5.1. Datos**

- Datos topográficos
- Datos geomecánicos
- Leyes de mineralización
- Datos de producción
- Operaciones unitarias

## **CAPITULO IV**

### **APLICACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO SLV**

#### **4.1. Análisis de la operación**

Revisando lo expuesto, sumado con los resultados obtenidos en el 2019 y las proyecciones al cierre del 2021, se pueden identificar las oportunidades de mejora para optimizar las operaciones.

##### **4.1.1. Ventajas y desventajas**

###### **a) Ventajas**

- Mejor ventilación. Mantener el circuito en los cambios de corte.
- Se extrae todo el mineral roto.
- Velocidad de minado, cumpliendo mayor tonelaje de producción.
- Instalaciones y accesos se mantienen con mayor orden y limpieza.

###### **b) Desventajas**

- Dilución por efecto descaje para tránsito del *scoop* en el tajo.
- Tajos desciclados por no alternar la rotura de un ala y el relleno de la otra ala. Se restringe la oportunidad de aporte continuo.
- El trabajo en el tajeo es riesgoso, pero esto se controla reduciendo el tiempo de relleno.

- Se pierden los finos mineralizados por el descaje y la voladura del mineral, para controlar completar una capa de relleno hidráulico.
- 
- Cuando los tajos cruzan tramos inestables y acaballados, se pierde ritmo y se emplea tareas para acondicionarlos, restando productividad.

## 4.2. Costos e índices de minado

### 4.2.1. Costos de minado

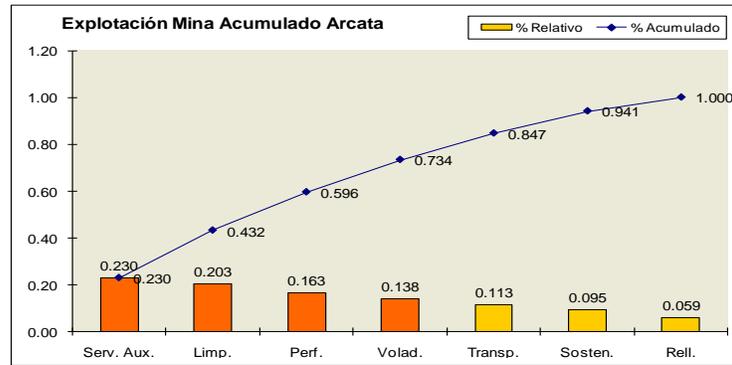
Presento los resultados de 2 tajos de corte y relleno: 1304 y 850.

**Tabla 3. Cuadro comparativo de tajos típicos corte y relleno ascendente**

<b>TAJEO</b>	<b>1304</b>	<b>850</b>
<b>Tonelaje</b>	<b>35,915</b>	<b>31,899</b>
PERFORACION	5.511	5.548
VOLADURA	3.227	3.798
LIMPIEZA	5.128	5.250
SOSTENIMIENTO	3.332	4.229
RELLENO	3.317	2.510
TRANSPORTE MINERAL	3.360	3.385
SERVICIOS AUXILIARES	8.636	7.179
<b>TOTAL UNITARIO US\$/TMS</b>	<b>32.510</b>	<b>31.900</b>
<b>TOTAL UNITARIO US\$/OZ AG EQUIV</b>	<b>1.811</b>	<b>2.605</b>

**Tabla 4. Tabla de explotación**

<b>EXPLOTACIÓN</b>	<b>ACUM.</b>	<b>ENE</b>	<b>FEB</b>	<b>MAR</b>	<b>ABR</b>	<b>MAY</b>	<b>JUN</b>	<b>JUL</b>
<b>Rubro</b>	US\$/Ton							
Servicios Auxiliares	7.27	8.72	5.13	7.83	5.21	8.63	8.07	7.28
Limpieza	6.41	8.37	5.24	6.65	6.08	6.67	6.24	6.01
Perforación	5.16	6.31	4.55	5.47	5.12	5.04	4.94	4.99
Voladura	4.37	5.94	4.86	4.62	4.43	4.12	3.87	3.29
Transporte	3.57	4.05	3.78	3.49	3.57	3.67	3.54	3.06
Sostenimiento	2.99	3.66	3.19	3.20	2.89	2.73	2.70	2.79
Relleno	1.86	1.96	1.35	1.76	1.48	2.36	1.95	2.08
<b>TOTAL</b>	<b>31.63</b>	<b>39.01</b>	<b>28.11</b>	<b>33.01</b>	<b>28.78</b>	<b>33.22</b>	<b>31.31</b>	<b>29.50</b>



**Figura 20. Tabla de explotación - análisis Pareto – ABC, resultados de tajos corte y relleno del 2021**

Es notorio el alto costo de los servicios auxiliares, principalmente por el costo de la energía, el gasto de ventilación principal y bombeo mina. En todos estos rubros se tiene exceso de consumo en función al exceso de distancia entre los tajos y por profundizar en sectores por debajo del nivel freático de la mina sin tener al 100 % la infraestructura de bombeo. Asimismo, hay un alto costo en los equipos de limpieza, básicamente porque hay poca utilización porque se mantienen los tajos cautivos.

#### 4.2.2. Ratios e índices de minado (KPI)

Presentamos los indicadores de gestión para decisiones oportunas.

**Tabla 5. Ratio de índices de minado**

UNIDAD OPERATIVA ARCATA	ACUM REAL
<b>MINA</b>	
4.1. Índice de Extracción (tn/h-g)	4.73
4.2. Dilución Sin Selectividad (%)	39.1%
4.3. Dilución Con Selectividad (%)	26.1%
4.4. Ratio desmonte (tn desmonte / tn mineral)	0.74
4.5. Consumo de Energía (kw-hr/tn)	74.43
4.6. % de Relave que ingresa a interior mina (%)	51.0%
<b>Voladura</b>	
4.7. Factor de Potencia Tajos (kg/tn)	0.90
4.8. Factor de Potencia Avances (kg/m)	31.00
<b>Perforación</b>	
4.9. Pies Perforados Tajos (Pies/tn)	6.59
4.10. Pies Perforados Avances (Pies/mt)	168.73
<b>Acarreo</b>	
4.11. Rendimiento Scoops (tn/hr)	17.69
<b>Relleno</b>	
4.12. Índice Relleno Hidraulico (m3 RH/tn tratada)	0.27
<b>Geotécnia</b>	
4.13. Consumo de madera (kg/tn)	4.20
4.14. Consumo de pernos (piezas/tn)	0.17
<b>MANTENIMIENTO</b>	
<b>Flota Mina</b>	
5.1. Disponibilidad Mecánica (%)	86.61%
5.2. Utilización (%)	30.05%

### **4.3. Oportunidades de mejora**

Revisando la operación a la luz de los resultados como parte de un proceso de mejora continua, se ha identificado lo siguiente:

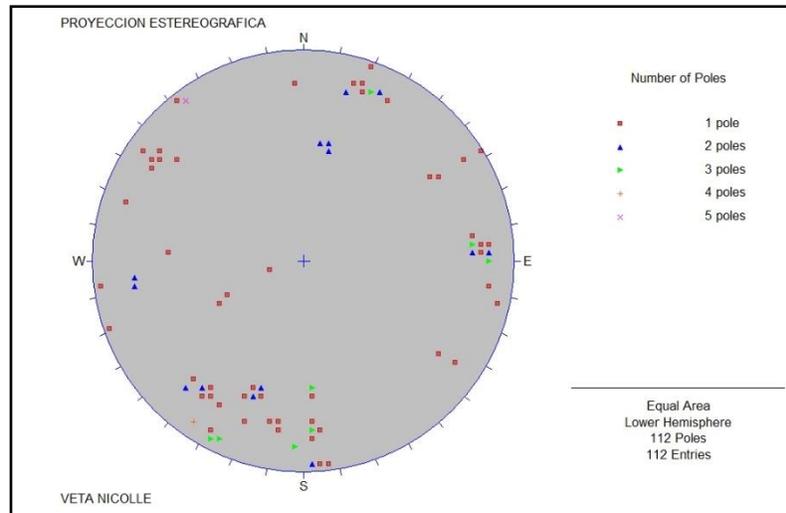
- a) Los tajos están muy dispersos en ambas zonas. Debe concentrarse y migrar en bloque cuando se acaben los tajos en una veta, así también se aprovechará los recursos instalados para minar como oportunidad tajos con leyes marginales a bajo costo.
  
- b) Los desarrollos están dispersos. En este caso, las labores de avances en desarrollos e Infraestructura deben confirmar como prioridad los recursos aledaños a la explotación para lograr el movimiento de la explotación en forma ordenada a nuevas reservas confirmadas.
  
- c) Hay una gran oportunidad de mejora en el control de los costos, ya que se manejan rubros como lo son equipos, gastos generales y servicios de la mina que son altos generadores de costos al no tener la infraestructura adecuada para una operación trackless, ya que el crecimiento de Arcata de 1000 a 2000 TM/día fue en un año, dejando los proyectos de servicios relegados ante el nuevo tamaño de la operación.
  
- d) Finalmente, en el tema de seguridad hay mucho por hacer en función de minimizar la exposición del personal a áreas de riesgo. En este sentido, se deben proponer alternativas de minado que permitan trabajar bajo techo seguro durante todas las actividades de la operación en el tajo.

### **4.4. Estereografía de la veta Nicole**

Para ver la estereografía de la veta Nicole y su entorno físico se emplearon datos de las orientaciones de las discontinuidades estructurales tomadas en el mapeo geotécnico de línea de detalle, realizado en cada uno de los dominios estructurales presentes en la galería.

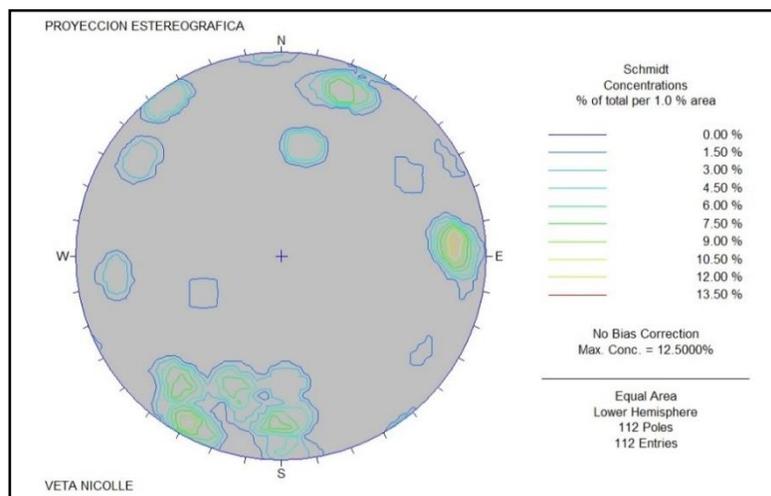
#### 4.4.1. Análisis estereográfico de las discontinuidades geológico – estructurales de la veta Nicole.

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales, se plotean como polos, como se muestra en el estereograma. Con la finalidad de tratar los polos estadísticamente en función a su distribución espacial, el programa “DIPS” realiza la agrupación para obtener el estereograma de concentración de polos.



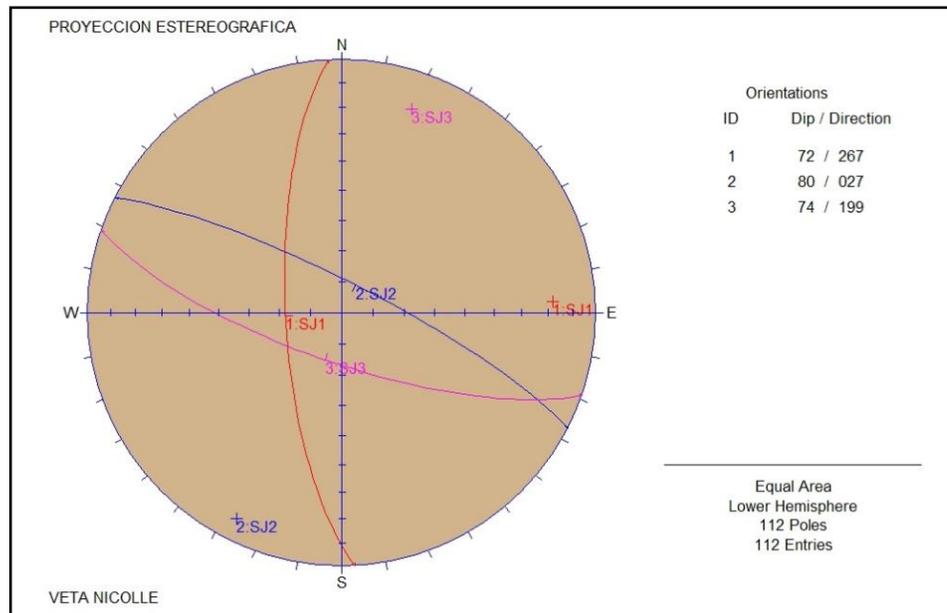
**Figura 21. Diagrama de concentración de polos**

Estos polos agrupados, se interpolan para generar los contornos isovalóricos de densidad de polos, cuyo resultado es la figura 22



**Figura 22. Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos**

Con “DIPS” a través del menú SELECT/ADD PLANE obtenemos los valores promedio en buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIPDIRECTION) para cada sistema (familia) de discontinuidades.



**Figura 23. Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades**

Del resumen mostrado en el gráfico N°24, se tiene que en la zona en estudio (veta Nicole) existe la presencia de tres sistemas de discontinuidades estructurales principales, siendo el Sistema 2 el Sistema dominante como condiciona más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para los tajos de la Veta Nicole.

- Sistema 1: 72/267.... (N177°E/ 72°SW).
- Sistema 2: 80/027.... (N117°E/ 80°NE). Sistema dominante
- Sistema 3: 74/199.... (N109°E/ 74°SW).

#### 4.4.2. Estereografía de la caja techo de la veta Nicole

En la tabla N°6, se muestran los datos de discontinuidades geológicas tomados en el mapeo geotécnico en la galería de la veta Nicole, referidos a la caja techo, estos datos se presentan en el formato “Buzamiento / dirección de Buzamiento” para su tratamiento estadístico.

**Tabla 6. Orientaciones estructurales de la caja techo Nicole**  
**DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA TECHO NICOLLE**

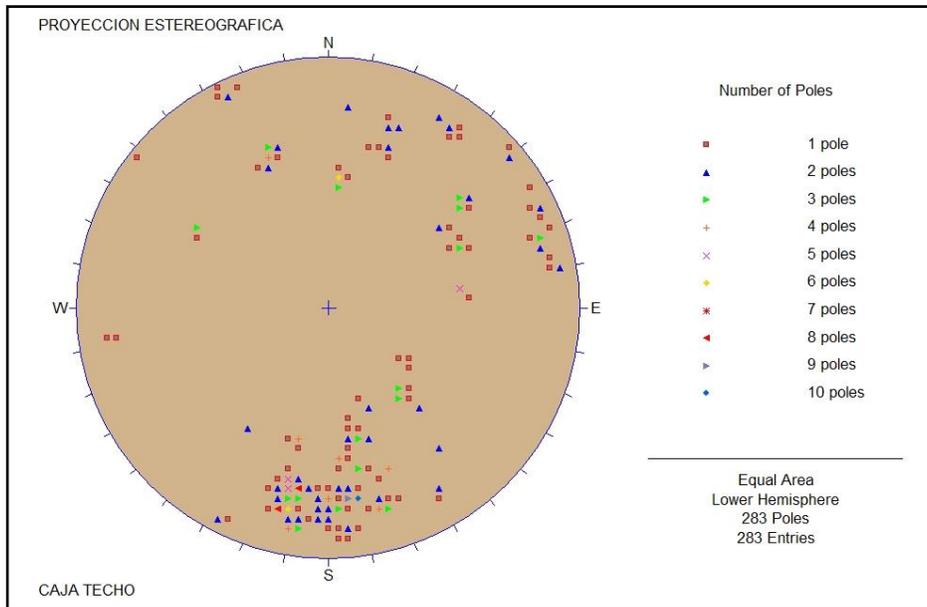
Nº Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	Nº Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
1	Junta	13	70	142	Junta	10	70
2	Junta	10	70	143	Junta	9	72
3	Junta	11	68	144	Junta	158	55
4	Junta	14	69	145	Junta	158	52
5	Junta	83	76	146	Junta	160	53
6	Junta	81	76	147	Junta	155	52
7	Junta	10	70	148	Junta	158	56
8	Junta	9	70	149	Junta	158	52
9	Junta	10	72	150	Junta	340	34
10	Junta	253	76	151	Junta	341	32
11	Junta	253	75	152	Junta	340	36
12	Junta	252	76	153	Junta	10	63
13	Junta	253	78	154	Junta	10	61
14	Junta	250	76	155	Junta	8	65
15	Junta	256	79	156	Junta	7	62
16	Junta	13	70	157	Junta	10	63
17	Junta	13	68	158	Junta	12	63
18	Junta	12	72	159	Junta	13	63
19	Junta	14	70	160	Junta	9	63
20	Junta	15	70	161	Junta	200	56
21	Junta	13	69	162	Junta	203	55
22	Junta	14	72	163	Junta	195	57
23	Junta	14	70	164	Junta	199	58
24	Junta	16	72	165	Junta	198	56
25	Junta	14	70	166	Junta	10	63
26	Junta	14	68	167	Junta	10	65
27	Junta	10	78	168	Junta	10	67
28	Junta	9	78	169	Junta	8	63
29	Junta	10	77	170	Junta	12	63
30	Junta	12	75	171	Junta	14	63
31	Junta	8	79	172	Junta	7	63
32	Junta	10	78	173	Junta	9	63
33	Junta	10	79	174	Junta	10	60
34	Junta	8	78	175	Junta	10	61
35	Junta	0	65	176	Junta	200	67
36	Junta	1	65	177	Junta	200	65
37	Junta	4	65	178	Junta	198	69
38	Junta	355	65	179	Junta	201	65
39	Junta	0	63	180	Junta	199	67
40	Junta	0	66	181	Junta	123	50
41	Junta	251	82	182	Junta	123	51
42	Junta	251	80	183	Junta	122	53
43	Junta	348	55	184	Junta	120	50
44	Junta	345	55	185	Junta	0	66
45	Junta	350	54	186	Junta	358	65
46	Junta	349	56	187	Junta	4	63
47	Junta	354	77	188	Junta	0	68
48	Junta	354	76	189	Junta	2	65
49	Junta	353	78	190	Junta	262	44
50	Junta	215	75	191	Junta	263	42

51	Junta	213	75	192	Junta	264	46
52	Junta	215	73	193	Junta	262	43
53	Junta	215	77	194	Junta	260	44
54	Junta	210	75	195	Junta	261	44
55	Junta	209	77	196	Junta	355	65
56	Junta	217	75	197	Junta	355	66
57	Junta	322	60	198	Junta	353	63
58	Junta	322	58	199	Junta	355	65
59	Junta	350	45	200	Junta	356	63
60	Junta	350	43	201	Junta	353	67
61	Junta	348	45	202	Junta	12	60
62	Junta	353	46	203	Junta	10	60
63	Junta	185	71	204	Junta	14	56
64	Junta	186	69	205	Junta	12	59
65	Junta	186	43	206	Junta	12	60
66	Junta	186	41	207	Junta	12	58
67	Junta	186	39	208	Junta	35	47
68	Junta	186	40	209	Junta	33	47
69	Junta	186	45	210	Junta	355	66
70	Junta	185	43	211	Junta	353	66
71	Junta	184	43	212	Junta	355	64
72	Junta	188	42	213	Junta	350	40
73	Junta	186	45	214	Junta	350	38
74	Junta	186	47	215	Junta	348	40
75	Junta	185	42	216	Junta	350	65
76	Junta	358	80	217	Junta	350	63
77	Junta	358	78	218	Junta	352	67
78	Junta	356	82	219	Junta	352	65
79	Junta	28	84	220	Junta	350	67
80	Junta	25	82	221	Junta	353	69
81	Junta	28	87	222	Junta	355	67
82	Junta	160	57	223	Junta	340	58
83	Junta	160	59	224	Junta	340	57
84	Junta	160	55	225	Junta	342	60
85	Junta	158	57	226	Junta	340	59
86	Junta	161	57	227	Junta	341	58
87	Junta	160	55	228	Junta	13	45
88	Junta	163	57	229	Junta	13	43
89	Junta	345	46	230	Junta	13	47
90	Junta	343	47	231	Junta	11	45
91	Junta	345	43	232	Junta	15	45
92	Junta	348	45	233	Junta	14	45
93	Junta	245	48	234	Junta	345	70
94	Junta	244	45	235	Junta	345	69
95	Junta	245	50	236	Junta	343	71
96	Junta	245	47	237	Junta	347	70
97	Junta	243	49	238	Junta	345	68
98	Junta	247	48	239	Junta	348	70
99	Junta	260	81	240	Junta	345	72
100	Junta	259	80	241	Junta	342	70
101	Junta	260	83	242	Junta	342	72
102	Junta	330	74	243	Junta	342	71
103	Junta	328	72	244	Junta	340	69
104	Junta	330	76	245	Junta	345	72
105	Junta	231	57	246	Junta	154	85

106	Junta	231	59	247	Junta	154	83
107	Junta	231	56	248	Junta	152	85
108	Junta	231	61	249	Junta	154	87
109	Junta	230	59	250	Junta	157	83
110	Junta	229	57	251	Junta	320	36
111	Junta	233	57	252	Junta	320	37
112	Junta	235	57	253	Junta	320	35
113	Junta	231	55	254	Junta	315	37
114	Junta	0	73	255	Junta	321	36
115	Junta	3	70	256	Junta	322	36
116	Junta	1	75	257	Junta	320	38
117	Junta	5	72	258	Junta	320	40
118	Junta	0	74	259	Junta	356	52
119	Junta	2	72	260	Junta	356	51
120	Junta	245	81	261	Junta	356	54
121	Junta	245	80	262	Junta	355	52
122	Junta	240	83	263	Junta	352	52
123	Junta	247	79	264	Junta	358	52
124	Junta	243	81	265	Falla	350	67
125	Junta	235	46	266	Falla	350	68
126	Junta	235	44	267	Falla	350	66
127	Junta	237	46	268	Falla	350	65
128	Junta	15	62	269	Falla	350	67
129	Junta	15	60	270	Falla	350	66
130	Junta	17	63	271	Junta	358	69
131	Junta	12	61	272	Junta	357	68
132	Junta	12	58	273	Junta	358	70
133	Junta	17	65	274	Junta	305	31
134	Junta	13	66	275	Junta	305	30
135	Junta	128	88	276	Junta	306	32
136	Junta	2	70	277	Junta	356	63
137	Junta	0	68	278	Junta	355	62
138	Junta	4	72	279	Junta	230	86
139	Junta	10	72	280	Junta	230	85
140	Junta	8	72	281	Junta	229	86
141	Junta	10	74	282	Junta	320	44
				283	Junta	319	43

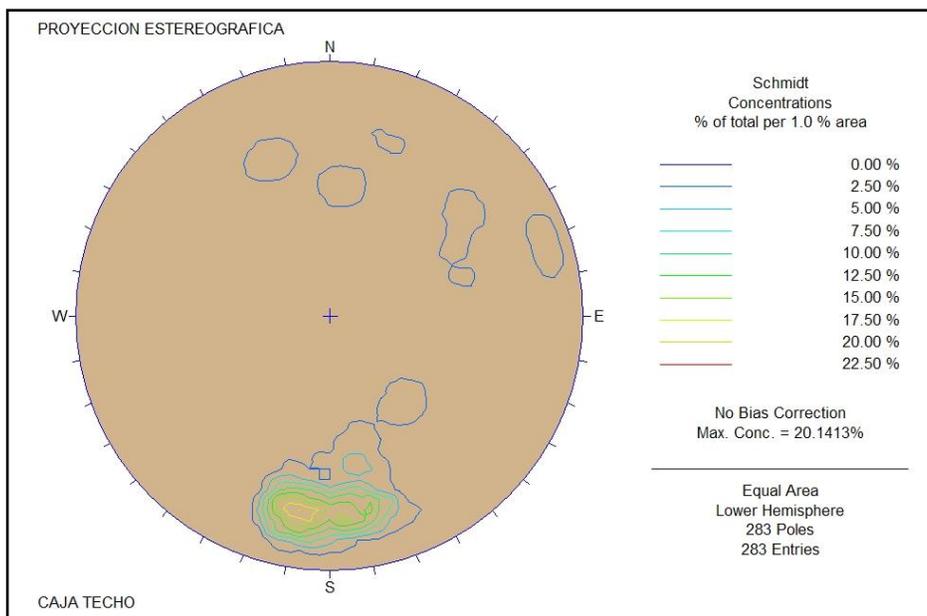
#### 4.4.3. Análisis estereográfico de las discontinuidades geológico – estructurales de la caja techo Nicole.

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales de la tabla N°02, se plotean como polos, como se muestra en el estereograma del gráfico N°04. Con la finalidad de tratar los polos estadísticamente en función a su distribución espacial, en el programa “DIPS” se realiza la agrupación estadística que permite obtener el estereograma de concentración de polos.



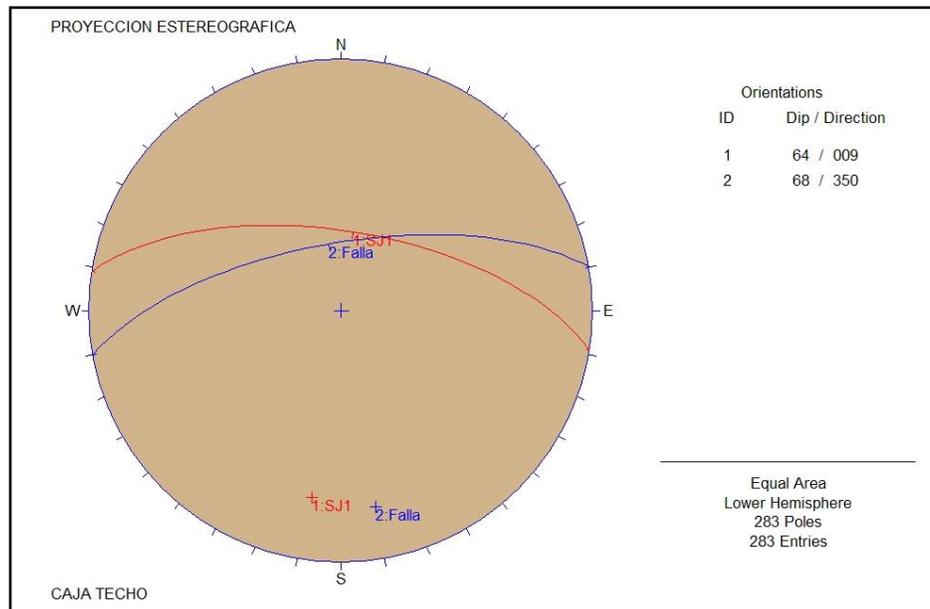
**Figura 24. Diagrama de concentración de polos**

Los polos agrupados, se interpolan para generar los contornos isovalóricos de densidad de polos, el resultado de esta operación se muestra en el estereograma de la figura N°25.



**Figura 25. Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos**

La figura N°25 (contornos isovalóricos de densidad de polos) determina las familias de discontinuidades presentes en la veta Nicole y su entorno físico, cuyo resumen se muestra en la figura N°26.



**Figura 26. Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades**

Del resumen mostrado en la figura N°28, se tiene que en la caja techo de la veta Nicole existe la presencia de 01 sistema principal de discontinuidades y 01 falla las cuales son:

- Sistema 1: 64/009.... (N99°E/ 64°NE).
- Sistema 2: 68/350.... (N80°E/ 68°NW).

Considerando la posición espacial de la caja techo en la veta Nicole con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades, el “Sistema 2” se denomina “Dominante” por ser la condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para los tajeos de la veta Nicole.

#### **4.5. Estructura del macizo rocoso en la veta Nicole y entorno**

Para clasificar la estructura del macizo rocoso en la zona se ha utilizado el sistema de valoración del macizo rocoso RMR89 de Bieniawski.

Para ello, se registraron los datos en estaciones (líneas de detalle) distribuidas espacialmente en la galería Nicole del Nv. 4465 en la cual se tomó información referida a la orientación de discontinuidades, resistencia a la compresión uniaxial de la roca, grado de fracturamiento, espaciamiento entre discontinuidades, condición de fracturas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno e intemperismo) y presencia de agua subterránea.

**Tabla 7. Intervalos por calidad de roca geomecánica**

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	R.M.R.
BUENA	II	VERDE	61 - 80
REGULAR - A	III - A	VERDE CLARO	51 - 60
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30
MUY MALA	V	MARRON	< 20

En la tabla N°8, 9 y 10; se muestran los resúmenes de la clasificación geomecánica según el sistema de valoración RMR89 de Bieniawski para la veta Nicole, donde se observa que para cada uno de los intervalos analizados se detallan en el margen izquierdo de la tabla la calidad de roca.

**Tabla 8. Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la veta Nicole**  
**VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) VETA NICOLLE**

Progresiva (m)	RCU	RQD	ESP(m)	PERS(m)	APERT (mm)	RUG	RELLENO	INTEMP	AGUA	RMR (Bas.)	COLOR	CALIDAD DE ROCA	
0.0	1.0	7	13	8	1	5	5	4	3	10	56	REGULAR A	
1.0	6.0	7	13	8	1	6	3	6	5	10	59		
6.0	7.0	7	13	8	4	5	3	4	2	10	56		
7.0	9.0	7	3	5	4	5	1	4	3	10	42	REGULAR B	
9.0	10.0	7	20	15	2	6	0	6	5	10	71	BUENA	
10.0	13.0	7	3	5	4	6	1	6	5	10	47	REGULAR B	
13.0	16.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	REGULAR A	
16.0	17.0	7	13	8	4	4	1	2	5	10	54		
17.0	18.0	7	13	8	4	5	1	4	5	10	57		
18.0	26.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60		
26.0	27.0	7	13	8	2	5	3	6	5	10	59		
27.0	29.0	7	13	8	2	5	1	4	3	10	53		
29.0	31.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60		
31.0	34.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60		
34.0	37.0	7	17	10	2	5	1	4	5	10	61		BUENA
37.0	40.0	7	20	15	2	6	1	6	6	10	73		REGULAR A
40.0	45.0	7	13	8	4	4	1	4	3	10	54		
45.0	46.0	7	13	8	4	6	0	6	5	4	53		
46.0	48.0	7	13	8	4	5	1	6	5	4	53		
48.0	54.0	7	13	8	4	5	1	6	5	4	53		
54.0	58.0	7	17	10	2	4	3	4	3	4	54		
58.0	63.0	7	13	8	4	6	0	6	5	4	53		
63.0	67.0	7	13	8	4	6	1	6	5	4	54		
67.0	69.0	7	13	8	2	1	3	2	3	7	46	REGULAR B	
69.0	72.0	7	13	8	2	6	0	6	5	4	51	REGULAR A	
72.0	73.0	7	17	10	4	6	1	6	5	7	63	BUENA	
73.0	75.0	7	13	8	4	5	1	1	3	7	49	REGULAR B	
75.0	76.0	7	20	15	1	0	1	2	3	7	56	REGULAR A	
76.0	81.0	7	17	10	2	6	1	6	5	10	64	BUENA	
81.0	83.0	7	13	8	4	5	1	6	5	10	59	REGULAR A	
83.0	84.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60		
84.0	86.0	7	20	15	4	5	1	6	5	10	73	BUENA	
86.0	89.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	REGULAR A	
89.0	92.0	7	13	8	4	5	1	6	5	10	59		
92.0	93.0	7	13	8	4	6	3	6	6	10	63	BUENA	
93.0	96.0	7	13	8	4	5	1	4	5	10	57	REGULAR A	
96.0	97.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60		
97.0	98.0	7	13	8	2	1	5	2	3	10	51		
98.0	101.0	7	13	8	2	1	5	2	3	10	51		
101.0	102.0	7	13	8	2	1	3	2	3	10	49	REGULAR B	
102	103	7	13	8	4	1	3	4	3	10	53	REGULAR A	

VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR)											
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							VALOR ESTIMADO	VALOR		
RESIS. COMPRES. UNIAxIAL (Mpa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25 (2) <5 (1) <1	0	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	
ESPACIAMIENTO	> 2m	20	0,6m - 2m	15	0,6m - 0,2m	10	0,2m - 0,06m	8	< 0,06m	5	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m	6	1m - 3m	4	3m - 10m	2	10m - 20m	1	> 20m	0
	APERTURA	Cerrada	6	< 0,1 mm.	5	0,1mm - 1mm	4	1mm - 5 mm	1	> 5mm	0
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave < 5mm	1	Suave > 5mm	0
INTEMPERIZACIÓN	Sana	6	Lig. Intempe.	5	Mod. Intempe.	3	Muy intempe	2	Descompuesta	0	
AGUA SUBTERRANEA	Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	61 - 80	51 - 60	41 - 50	31 - 40	21 - 30	< 20
DESCRIPCION	II - BUENA	III - A REGULAR A	III - B REGULAR B	IV - A MALA A	IV - B MALA B	V - MUY MALA

**Tabla 9. Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la caja techo de la veta Nicole**  
**VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) CAJA TECHO NICOLLE**

RCU(Mpa)	Progresiva (m)		RCU	RQD	ESP(m)	PERS(m)	APERT (mm)	RUG	RELLENO	INTEMP	AGUA	RMR (Bas.)	COLOR	CALIDAD DE ROCA
44	0.0	2.0	4	13	8	2	1	6	4	5	15	58		REGULAR A
44	2.0	4.0	4	13	8	6	1	5	4	5	15	61		
32	4.0	6.0	4	17	10	2	1	6	4	5	15	64		BUENA
62	6.0	6.3	7	13	8	6	4	3	4	5	15	65		
62	6.3	8.0	7	13	8	2	1	5	4	5	15	60		REGULAR A
52	8.0	10.0	7	17	10	2	4	5	4	5	15	69		
67	10.0	12.0	7	17	10	2	4	5	4	6	15	70		
48	12.0	14.0	4	13	8	2	4	5	4	6	15	61		
79	14.0	16.0	7	13	8	2	4	5	4	6	15	64		
85	16.0	16.2	7	13	8	4	4	5	4	6	15	66		
85	16.2	16.8	7	17	10	6	4	3	4	6	15	72		
75	16.8	20.0	7	13	8	6	4	3	4	6	15	66		
85	20.0	20.8	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
85	20.8	22.0	7	13	8	4	4	3	4	5	15	63		
48	22.0	24.0	4	17	10	4	4	3	4	5	15	66		
57	24.0	24.5	7	13	8	4	4	3	4	6	15	64		
57	24.5	25.0	7	17	10	4	4	3	4	6	15	70		
57	25.0	26.0	7	13	8	6	4	3	4	6	15	66		
67	26.0	26.5	7	13	8	4	4	3	4	5	15	63		
67	26.5	28.0	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
62	28.0	28.5	7	17	10	2	4	3	4	5	15	67		
62	28.5	29.0	7	13	8	4	4	3	4	6	15	64		
62	29.0	29.3	7	13	8	6	4	3	4	6	15	66		
62	29.3	30.0	7	17	10	2	4	3	4	6	15	68		
76	30.0	30.3	7	13	8	4	4	3	4	6	15	64		
76	30.3	32.0	7	17	10	4	4	3	4	5	15	69		
62	32.0	34.0	7	17	10	2	4	3	4	5	15	67		BUENA
41	34.0	34.5	4	17	10	2	4	3	4	5	15	64		
41	34.5	36.0	4	17	10	4	4	3	4	6	15	67		
76	36.0	36.5	7	13	8	4	4	3	4	6	15	64		
76	36.5	37.0	7	13	8	2	1	5	4	6	15	61		
76	37.0	38.0	7	13	8	4	4	5	4	5	15	65		
48	38.0	40.0	4	20	15	2	4	5	4	5	15	74		
73	40.0	42.0	7	17	10	4	4	5	6	6	15	74		
76	42.0	44.0	7	20	15	4	6	3	6	6	15	82		
59	44.0	44.5	7	20	15	6	4	5	4	6	15	82		
59	44.5	45.0	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
59	45.0	46.0	7	20	15	6	6	5	6	6	15	86		
70	46.0	46.5	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
70	46.5	48.0	7	20	15	6	6	5	6	5	15	85		
48	48.0	50.0	4	17	10	2	4	3	4	6	15	65		
82	50.0	50.5	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
82	50.5	52.0	7	17	10	4	6	3	6	6	15	74		
44	52.0	54.0	4	17	10	2	4	3	6	5	15	66		
85	54.0	56.0	7	17	10	2	4	3	6	5	15	69		
57	56.0	58.0	7	17	10	2	1	3	6	5	15	66		
52	58.0	60.0	7	17	10	2	1	3	1	5	15	61		
57	60.0	62.0	7	13	8	2	4	3	1	5	15	58		REGULAR A
70	62.0	64.0	7	13	8	2	1	5	4	5	15	60		
67	64.0	68.0	7	13	8	4	4	5	4	6	15	66		
73	68.0	72.0	7	13	8	2	7	4	5	4	15	63		BUENA
62	72.0	74.0	7	17	10	2	4	5	4	6	15	70		
52	74.0	76.0	7	13	8	2	4	3	4	6	10	57		REGULAR A
73	76.0	78.0	7	20	15	4	4	3	4	6	15	78		
73	78.0	80.0	7	20	15	2	1	5	6	6	15	77		BUENA
52	80.0	82.0	7	17	10	2	6	3	6	6	15	72		
52	82.0	83.0	7	17	10	2	1	3	2	5	10	57		REGULAR A
52	83.0	84.0	7	17	10	4	5	3	4	6	10	66		BUENA
52	84.0	86.0	7	17	10	4	5	3	4	6	15	71		
86	86.0	88.0	7	13	8	1	1	5	1	3	15	54		REGULAR A
44	88.0	92.0	4	13	8	1	1	5	1	3	15	51		
93	92.0	94.0	7	20	15	1	1	3	2	5	15	69		
48	94.0	100.0	4	17	10	4	5	1	6	6	15	68		BUENA
52	100.0	101.0	7	20	15	1	1	3	2	5	15	69		

VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR)											
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							VALOR ESTIMADO	VALOR		
RESIS. COMPRES. UNIAxIAL (Mpa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25 (2) <5 (1)	0	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	
ESPACIAMIENTO	> 2m	20	0,6m - 2m	15	0,6m - 0,2 m	10	0,2m - 0,06m	8	< 0,06m	5	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m	6	1m - 3m	4	3m - 10m	2	10m - 20m	1	> 20m	0
	APERTURA	Cerrada	6	< 0,1 mm.	5	0,1mm - 1mm	4	1mm - 5 mm	1	> 5mm	0
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falta	0
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave < 5mm	1	Suave > 5mm	0
INTemperización	Sana	6	Lig. Intempe.	5	Mod. Intempe.	3	Muy intempe.	2	Descompuestas	0	
AGUA SUBTERRANEA	Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	61 - 80	51 - 60	41 - 50	31 - 40	21 - 30	< 20
DESCRIPCION	II - BUENA	III - A REGULAR A	III - B REGULAR B	IV - A MALA A	IV - B MALA B	V - MUY MALA

**Tabla 10. Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la caja piso de la veta Nicole**

**VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) CAJA PISO NICOLLE**

Progresiva (m)		RCU	RQD	ESP(m)	PERS(m)	APERT (mm)	RUG	RELLENO	INTEMP	AGUA	RMR (Bas.)	COLOR	CALIDAD DE ROCA
0.2	1.5	7	13	8	2	0	6	2	5	15	58		REGULAR A
1.5	1.9	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
1.9	2.1	7	13	8	2	1	6	4	6	15	62		
2.1	3.8	12	13	8	2	0	6	2	5	15	63		
3.8	4.1	12	20	10	4	1	6	4	6	15	78		
4.1	6.1	7	20	10	2	4	6	4	6	15	74		
6.1	7.5	7	20	15	2	4	3	4	6	15	76		
7.5	8.1	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
8.1	10.1	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
10.1	12.1	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
12.1	14.1	7	20	10	4	5	3	6	6	15	76		
14.1	16.1	7	20	15	2	5	3	6	6	15	79		
16.1	18.8	7	20	15	6	5	3	6	6	15	83		
18.8	21.5	7	20	10	2	5	3	6	6	15	74		
21.5	23.3	7	20	15	4	5	3	6	6	15	81		
23.3	25	7	20	15	4	5	3	6	6	15	81		
25.0	27	7	20	15	4	5	3	6	6	15	81		
27.0	29.9	7	20	15	4	1	3	2	6	15	73		BUENA
29.9	30	7	20	10	2	1	3	2	6	15	66		
30.0	37	7	20	10	2	1	3	2	6	15	66		
37.0	39.4	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
39.4	41	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
41.0	43.5	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
43.5	45	7	20	15	2	4	3	4	6	15	76		
45.0	47.5	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
47.3	49	7	20	15	2	4	3	4	5	15	75		
49.0	49.2	7	20	10	2	4	3	4	5	15	70		
49.2	51	7	20	10	4	4	3	4	5	15	72		
51.0	53	12	20	10	4	4	3	4	5	15	77		
53.0	55	7	20	15	2	1	3	4	6	15	73		
55.0	57	7	20	15	2	1	3	4	5	15	72		
57.0	59	7	20	15	2	1	3	4	5	15	72		
59.0	61	12	20	15	2	6	3	6	6	15	85		
61.0	63	7	20	15	2	5	3	4	6	15	77		
63.0	63.2	7	13	8	2	0	3	2	6	15	56		REGULAR A
63.2	63.3	7	20	10	2	1	3	4	5	15	67		BUENA
63.3	70	7	13	8	2	0	3	2	5	15	55		REGULAR A
70.0	72.5	7	20	10	2	1	3	4	6	15	68		
72.5	75	7	20	10	2	1	3	4	6	15	68		BUENA
75.0	77	7	20	10	2	5	3	4	6	15	72		
77.0	78	7	13	8	2	1	3	4	6	15	59		REGULAR A
78.0	82.2	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
82.2	84.3	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
84.3	86	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
86.0	88	12	20	10	2	4	3	4	6	15	76		
88.0	89.6	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
89.6	91.5	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
91.5	91.8	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
91.8	100	7	20	10	2	6	3	6	6	15	75		

VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR)											
PARAMETRO		RANGO DE VALORES							VALOR ESTIMADO	VALOR	
RESIS. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)		> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25 (2) <5 (1)	0
RQD %		90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3
ESPACIAMIENTO		> 2m	20	0,6m - 2m	15	0,6m - 0,2 m	10	0,2m - 0,06m	8	< 0,06m	5
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m	6	1m - 3m	4	3m - 10m	2	10m - 20m	1	> 20m	0
	APERTURA	Cerrada	6	< 0,1 mm.	5	0,1mm - 1mm	4	1mm - 5 mm	1	> 5mm	0
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave < 5mm	1	Suave > 5mm	0
INTEMPERIZACIÓN		Sana	6	Lig. Intempe.	5	Mod. Intempe.	3	Muy intempe	2	Descompuest	0
AGUA SUBTERRANEA		Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	61 - 80	51 - 60	41 - 50	31 - 40	21 - 30	< 20
DESCRIPCION	II - BUENA	III - A REGULAR A	III - B REGULAR B	IV - A MALA A	IV - B MALA B	V - MUY MALA

#### 4.6. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

De la caracterización geomecánica del macizo rocoso, según el sistema de valoración RMR 89 de Bieniawski, mostrado en las tablas N°08, 09, 10 se clasifica y tipifica el macizo rocoso definiéndolo geomecánicamente según dominios estructurales (Caja techo, Veta, Caja piso) a través del sistema de valoración RMR89 de Bieniawski cuyo resumen se muestra en la tabla N° 11.

**Tabla 11. Clasificación geomecánica del macizo rocoso (veta Nicole y su entorno)**

CLASIFICACION GEOMECANICA RMR '89 (BIENIANSKY) DEL MACIZO ROCOSO VETA NICOLLE			
Dominio Estructural	RMR	Descripción del Macizo Rocosó	
		Clasificación	Tipificación
Veta	55	Regular A	III - A
Caja techo	67	Buena	II
Caja piso	72	Buena	II

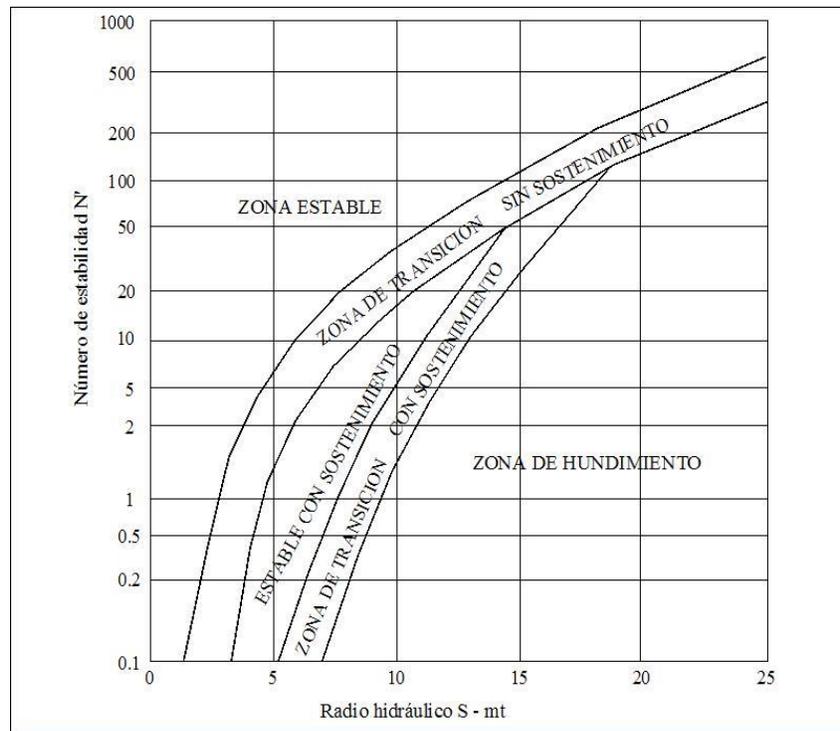
En la tabla N°11, se muestra el resumen de la clasificación geomecánica RMR89 del macizo rocoso que involucra la Veta Nicole. En función al RMR promedio obtenido en cada dominio estructural (caja techo, veta, caja piso) se tipifica el macizo según los rangos de valoración mostrados en la parte inferior de las tablas N° 08, 09, 10). Del resultado de esta valoración se tiene que el macizo rocoso se clasifica como Buena II (Caja techo Caja piso) y Regular III-A (Veta).

#### 4.7. Dimensionamiento geomecánico

En base a los resultados obtenidos en el análisis estereográfico, los ensayos de mecánica de rocas y la caracterización geomecánica (tablas N°8, 9 y 10); la clasificación geomecánica (tabla N°11), se dimensiona geomecánicamente el bloque de mineral de la veta Nicole usando la técnica del “método gráfico de estabilidad”, la cual fue desarrollada por Mathews et.al y modificada por Potvin & Milne, y ha demostrado ser una valiosa herramienta para dimensionar los tajeos mineros. Se trata de la incorporación de dos parámetros llamado “N” número de estabilidad y “S” radio hidráulico con los que se obtiene gráficos de cinco interpretaciones:

- Zona estable
- Zona de transición sin sostenimiento

- Estable con sostenimiento
- Zona de transición con sostenimiento
- Zona de hundimiento



**Figura 27. Número de estabilidad “N” vs radio hidráulico “S”**

#### 4.7.1. Cálculo del número de estabilidad

Para el cálculo del número de estabilidad se deben calcular los siguientes cuatro parámetros:

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

Donde:

Q': Índice de calidad tunelera modificado

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de las juntas

C: Factor de ajuste gravitacional

#### 4.7.1.1. Cálculo del Índice “Q”

El índice “Q” del macizo rocoso se calcula de los resultados del mapeo geotécnico realizado en la galería Nicole del Nv. 4465, cuyo resumen se muestra en las tablas N°8, 9 y 10. Se estima el valor del índice “Q” por:

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

Donde:

RQD es la Designación de la Calidad de la Roca

J<sub>n</sub> es el número de sistemas de juntas

J<sub>r</sub> es el número de rugosidad de las juntas

J<sub>a</sub> es el número de alteración de las juntas

J<sub>w</sub> es el factor de reducción de agua en las juntas

El significado de los parámetros usados para determinar el valor de Q, Barton et.al. (1974) ofrecen los siguientes comentarios:

1. Tamaño de bloques (RQD/J<sub>n</sub>)
2. Resistencia al corte entre los bloques (J<sub>r</sub>/J<sub>a</sub>)
3. Esfuerzo activo (J<sub>w</sub>/SRF)

Con la restricción de que el factor esfuerzos activos (J<sub>w</sub>/SRF), se considera igual a la unidad ya que según la información mostrada en las unidades hidroestratigráficas presentes en el área de estudio (veta Nicole) es mínimo, no siendo significativa la influencia del agua en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso por lo cual se considera el valor del factor de esfuerzos activos igual a 1 (ver tabla 9).

**Tabla 12. Clasificación del macizo rocoso según índice “Q” modificado**

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	RMR
CAJA TECHO	75	4	1.0	2.0	9.375	64.142
VETA	50	6	1.5	4.0	3.125	54.255
CAJA PISO	75	4	1.0	2.0	9.375	64.142

#### 4.7.1.2. Cálculo del índice “A”

El factor de esfuerzo en la roca “A” refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad.

Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta “ $\sigma_c$ ” y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración “ $\sigma_1$ ”.

El factor de esfuerzo en la roca “A”, es por lo tanto determinado a partir de la relación  $\sigma_c/\sigma_1$  (resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido) sobre el borde de la abertura:

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

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

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

Para determinar el valor de las rocas encajonantes y la veta Nicole, se han realizado toma de muestras in situ de la resistencia de la roca intacta:

**Tabla 13. Parámetros de resistencia de la roca intacta**

UBICACIÓN	$\sigma_c$ - Mpa	mi
CAJA TECHO	125	28
VETA	65	16
CAJA PISO	122	32

Los valores obtenidos con ensayos de laboratorio y el RMR se han relacionado con la tabla 14.

**Tabla 14. Propiedades del macizo rocoso**

ROCA	RMR	DENSIDAD Ton/m <sup>3</sup>	mu	su	md	sd	Mod. Def. E - Mpa	Mod. Poisson v
CAJA TECHO	64	0.021	7.780	0.018608	2.162	0.002538	22571.5	0.22
VETA	54	0.0275	3.123	0.006203	0.610	0.000488	12775.3	0.25
CAJA PISO	64	0.021	8.892	0.018608	2.471	0.002538	22571.5	0.3

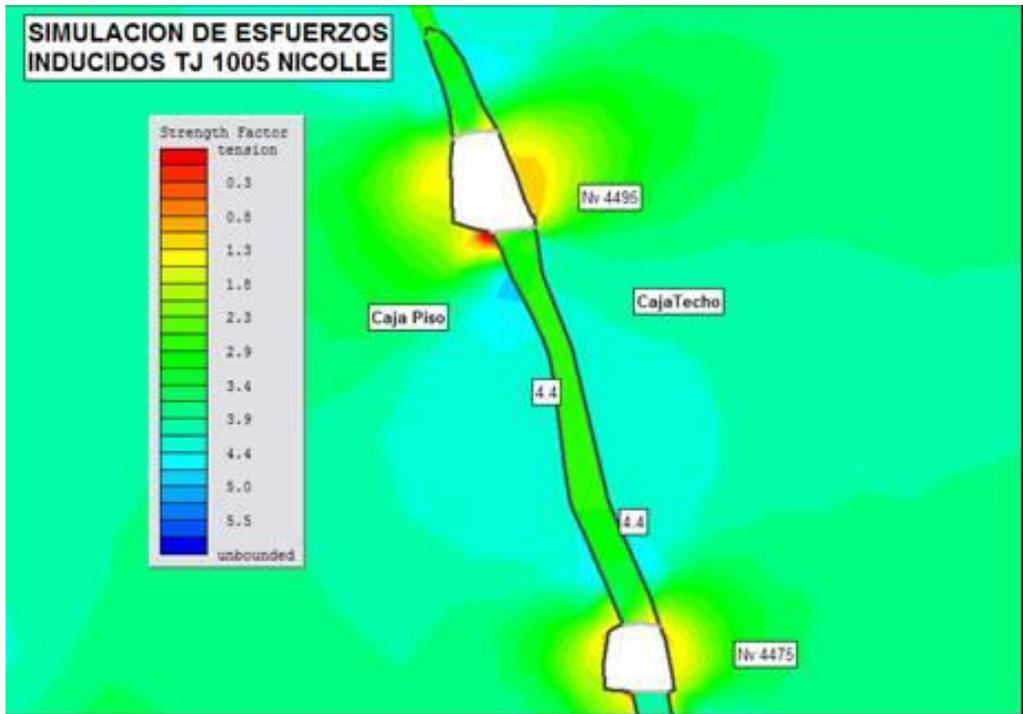
También se ha realizado simulación de la sigma vertical para determinar la influencia de los esfuerzos principales alrededor de la excavación, (ver tabla 15) con sus respectivas cargas estáticas (tabla 16).

**Tabla 15. Análisis en PHASES 2**

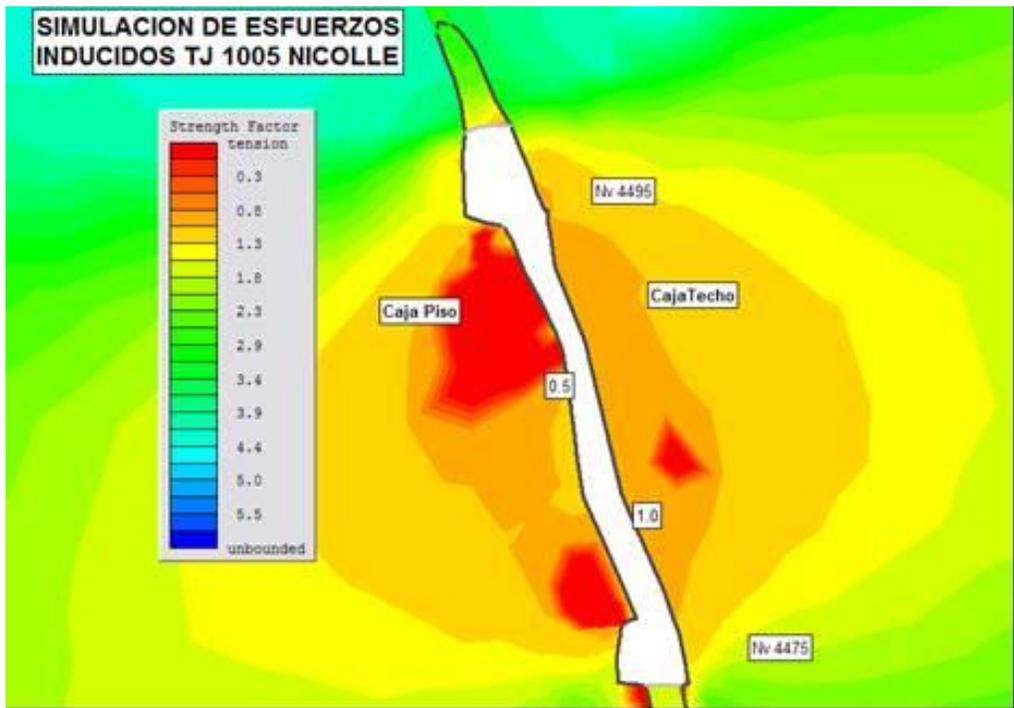
Longitud del tajeo (mts)	VETA $\sigma_1$ - Mpa	caja techo del tajeo $\sigma_1$ - Mpa	caja piso del tajeo $\sigma_1$ - Mpa
25	15	5	2

**Tabla 16. Cargas estáticas**

mts	317		
K	0.600		
densidad roca		$\sigma_v$	9
0.0275		$\sigma_h$	5



*Figura 28. Factor de seguridad en subniveles antes de aplicar taladros largos*



*Figura 29. Factor de seguridad después de la abertura en tajo de taladros largos*

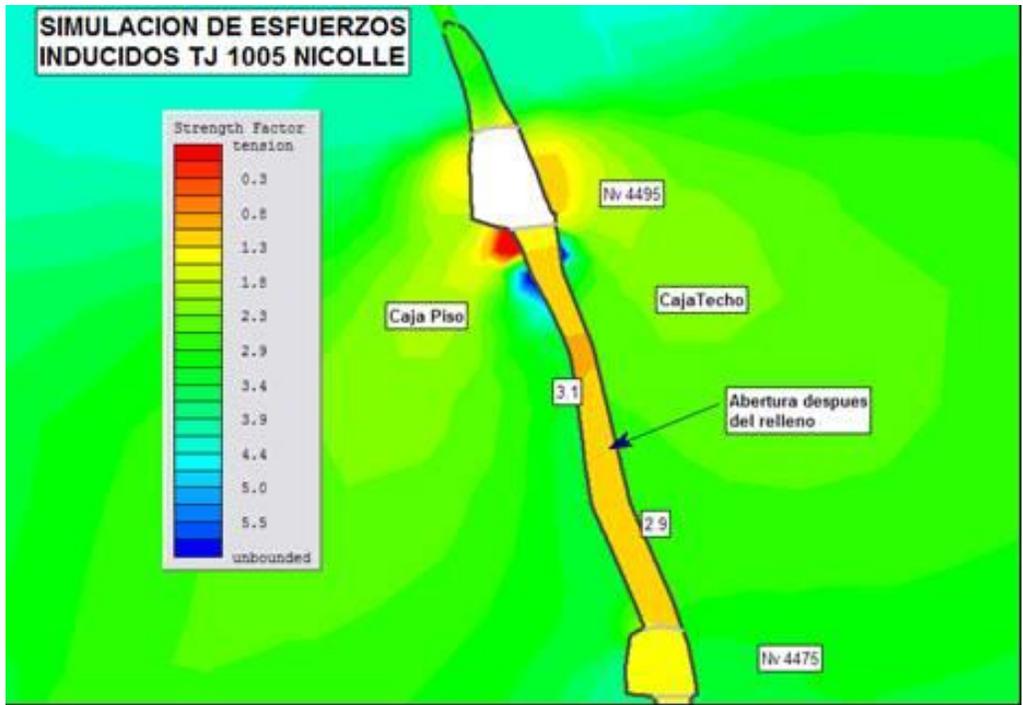


Figura 30. Factor de seguridad después del relleno en tajo de taladros largos

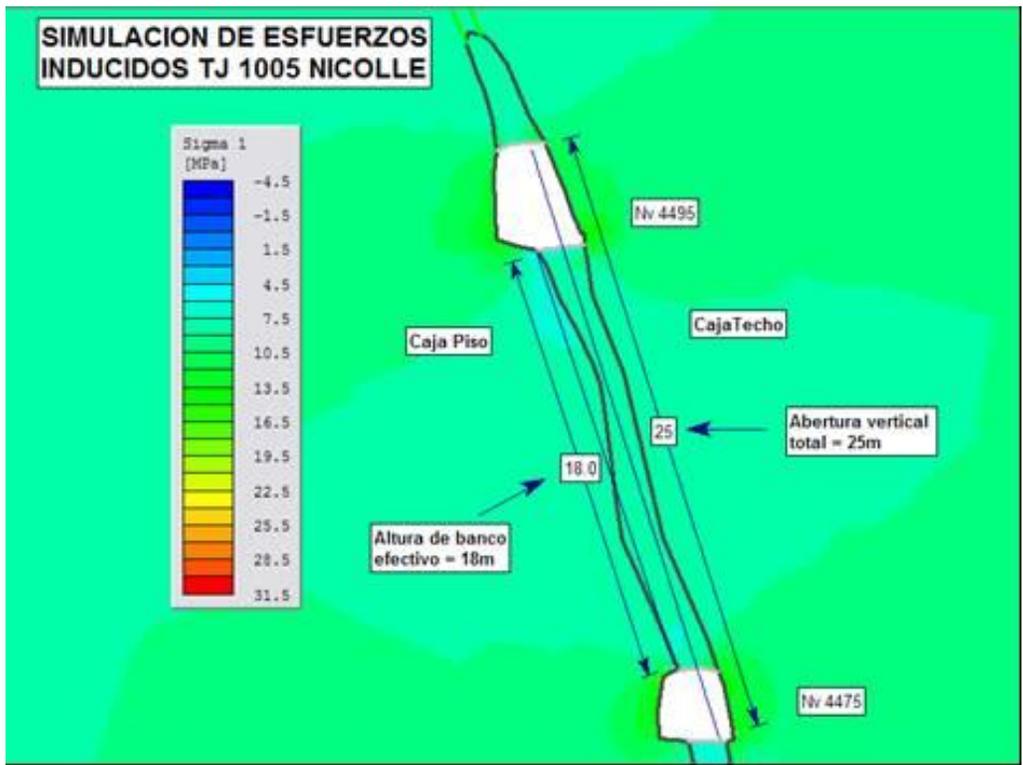
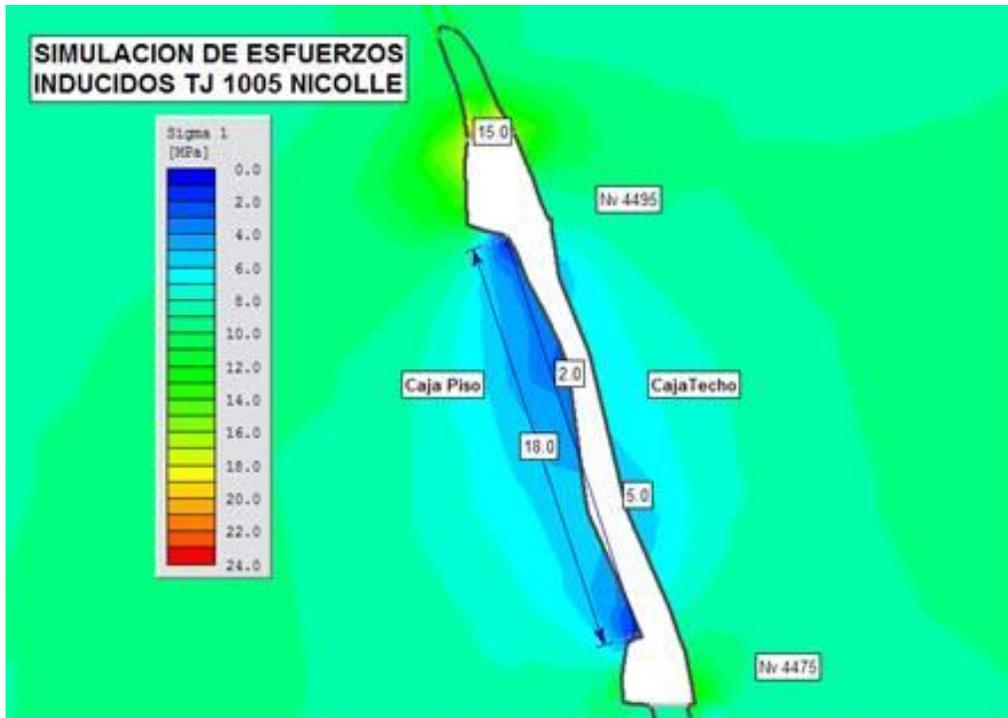


Figura 31. Salida grafica del Sigma 1 (esfuerzos), antes de la abertura TL

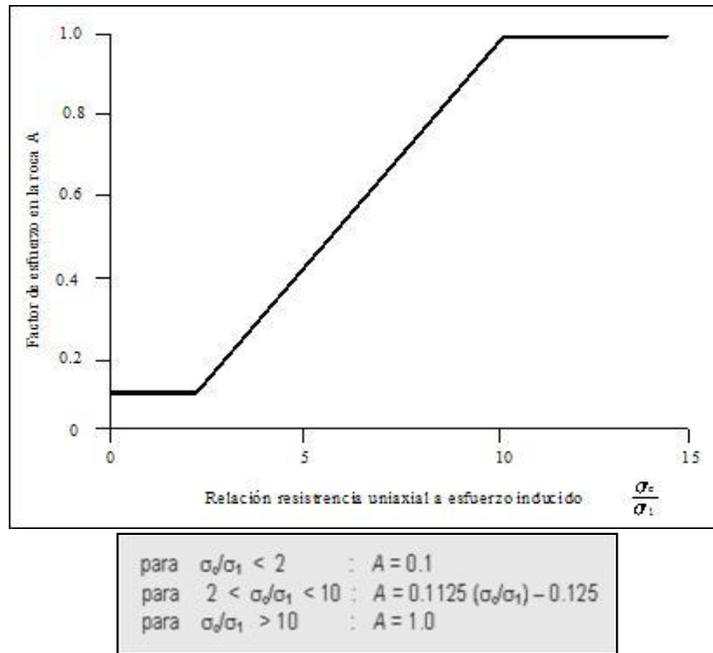


**Figura 32. Salida gráfica del Sigma 1, después de la abertura**

Realizando cálculos se tiene:

**Tabla 17. Cálculo del factor "A"**  
RELACIONES  $\sigma_c / \sigma_1$

	Longitud del tajeo (mts)	25	0	0	A
TIPO DE ZONA	Veta	4.33	-	-	0.3625
	Caja techo	25.00	-	-	1
	Caja Piso	61.00			1



**Figura 33. Cálculo de “A”**

#### 4.7.1.3. Factor de ajuste “B” por orientación de discontinuidad crítica

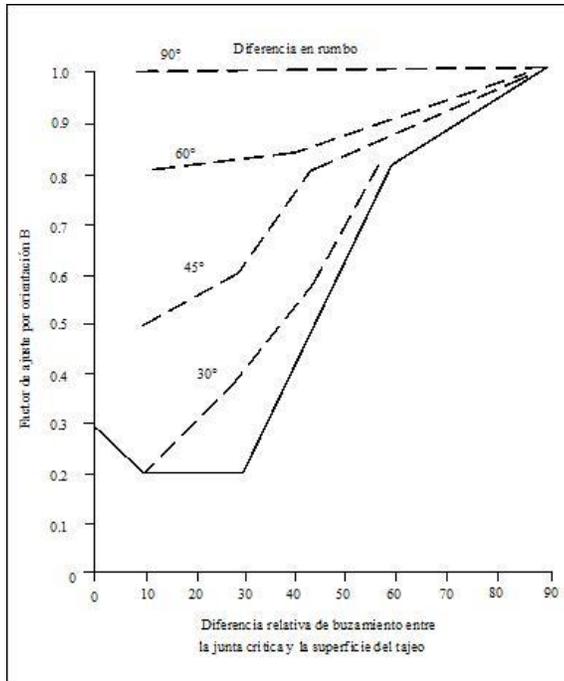
Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades estas sobre la estabilidad de las superficies expuestas del tajeo.

Cuanto más pequeño sea el ángulo que forma la discontinuidad crítica con respecto a la superficie del tajeo será una condición más desfavorable para la estabilidad del tajeo y viceversa; en resumen, la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de los tajeos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares.

Este factor está en función de la diferencia entre la orientación del sistema de discontinuidad crítica (dominante) y la cara expuesta del tajeo.

**Tabla 18. Cálculo del factor “B”**  
DISCONTINUIDADES CRÍTICAS Y VALORES DE B

Longitud del tajeo (mts)	Sistema de Discontinuidad	Diferencia en el rumbo °	Diferencia en el buzamiento	Factor B
Caja Techo	2.00	3.00	68.00	0.20
Veta	3.00	25.00	80.00	0.25
Caja piso	2.00	5.00	74.00	0.20



Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajeo (Según Potvin, 1988).

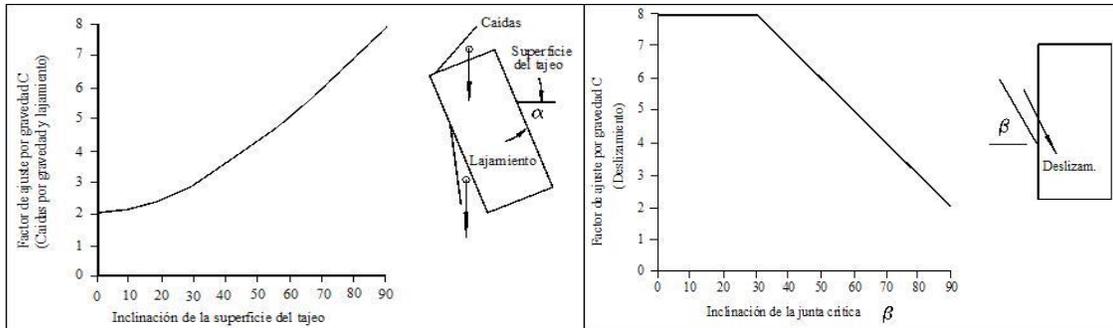
**Figura 34. Cálculo de “B”**

#### 4.7.1.4. Factor de ajuste “C”.

Este factor es un número que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas, dovelas que se forma el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del tajeo (paredes y techo). Para el cálculo de este factor se parte del postulado que las fallas pueden ocurrir desde el techo del tajeo (como desprendimiento de cuñas), desde las paredes del tajeo.

En la figura N°35, se muestra los ábacos desarrollados por Potvin & Milne [8] para el cálculo del factor “C” para caídas por gravedad y deslizamiento respectivamente; a

estos ábacos se ingresan con el valor de la inclinación de la discontinuidad crítica que se muestra al lado izquierdo de la figura determinando así el valor del factor “C”.



Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos. Según Potvin (1988).

Factor de ajuste por gravedad C, para modos de falla por deslizamiento. Según Potvin (1988).

**Figura 35. Cálculo de “C”**

**Tabla 19. Cálculo del factor “C”**

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	$\alpha$ (Inclinación de la superficie del tajeo)	$\beta$ (Inclinación de la junta crítica)	Factor C
Caídas por gravedad o Lajamiento	caja techo del tajeo	68.00	-	5.7524
	Veta	80.00	-	6.9581
Deslizamiento	Caja piso	-	74	3.6000

#### 4.7.1.5. Cálculo del número de estabilidad “N’

Según el procedimiento de diseño establecido y utilizando los valores obtenidos para cada uno de los factores, se calcula el número de estabilidad modificado N’ para los dominios estructurales, este resumen se muestra en la tabla N°20.

**Tabla 20. Cálculo de “N”**

UBICACIÓN	Q’	A	B	C	N’
CAJA TECHO	9.375	1.000	0.200	5.752	10.786
VETA	3.125	0.363	0.250	6.958	1.971
CAJA PISO	9.375	1.000	0.200	3.600	6.750

#### 4.7.1.6. Cálculo del radio hidráulico “S”

Para estimar este valor se parte de los datos conocidos y definidos en la etapa de exploración que son la altura del bloque (H) y potencia del tajeo (P). El radio hidráulico “S” viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro.

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

Donde:

W: Longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H: Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

Para definir el valor adecuado del radio hidráulico “S” y con este dimensionar la longitud del tajeo en el rumbo de la veta Nicole se emplea un concepto muy importante de la geomecánica que involucra “Seguridad y Economía” es el principio de diseño minero en el límite del autosoporte con el cual se busca maximizar el aprovechamiento de las propiedades resistentes del macizo rocoso ver tabla N°21.

**Tabla 21. Cálculo de “N” vs “S”**

		RADIO HIDRAULICO (S)	
UBICACIÓN	N'	ZONA ESTABLE	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO
CAJA TECHO	10.786	5.989	8.503
VETA	1.971	3.182	5.291
CAJA PISO	6.750	5.008	7.359

De acuerdo a los cálculos para ingresar a la zona estable para dimensionar el tajo, se tienen los siguientes datos de “S”:

<b>TECHO DEL TAJEO (VETA)</b>	<b>S =</b> 3.182	<b>S =</b> 5.291
	<b>ANCHO DEL TAJEO (mts)</b>	
<b>POTENCIA DEL CUERPO MINERALIZADO O LONGITUD DEL</b>	<b>ZONA ESTABLE</b>	<b>ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO</b>
25	8.539	18.350

<b>CAJA TECHO DEL TAJEO</b>	<b>S =</b> 5.989	<b>S =</b> 8.503
	<b>LONGITUD DEL TAJEO (mts)</b>	
<b>ALTURA DEL TAJEO(mts)</b>	<b>ZONA ESTABLE</b>	<b>ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO</b>
25	22.999	53.177

<b>CAJA PISO DEL TAJEO</b>	<b>S =</b> 5.008	<b>S =</b> 7.359
	<b>LONGITUD DEL TAJEO (mts)</b>	
<b>ALTURA DEL TAJEO(mts)</b>	<b>ZONA ESTABLE</b>	<b>ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO</b>
25	16.712	35.781

De acuerdo al análisis del método gráfico de estabilidad para ingresar a la zona estable en la CT es 53 m y CP es 36 m (zona de transición sin sostenimiento), Actualmente en la veta Nicole no se usa ningún tipo de sostenimiento en la zona de taladros largos, es por ello que estamos trabajando con los valores longitudinales de la caja piso dejando pilares de 2 m cada 36 m de longitud de tajeo, con la finalidad de otorgarle estabilidad a la labor y minimizar la sobre-dilución originado por la voladura y fracturas paralelas de las rocas encajonantes.

#### 4.7.1.7. Tiempo de autoaporte

La caja techo, una vez realizado la excavación, para la abertura efectiva de 20 metros de banqueo, tendrá un tiempo de autoaporte de 9 a 10 días, no se está tomando en cuenta las aberturas del subnivel de perforación y la galería base, ya que estos se encuentran sostenidos.

La caja piso, con un tratamiento similar, contará con un tiempo de autoaporte de 5 a 6 días.

#### **4.8. Resultados esperados**

- Implementación del método de taladros largos paralelos en la veta Nicole zona II del nivel 4465.
- Optimización del proceso unitario de perforación y voladura que se realizan en interior mina.
- Sensibilizar al personal encargado de la perforación y voladura en iniciativas que aseguren la mejora continua y la mejora de calidad y productividad.
- Estandarización de los reportes de trabajo diarios.
- Optimizar el uso de explosivo: reducir factor de potencia y factor de carga.
- Incrementar el avance por disparo.

## **CAPITULO V**

### **VALIDACION DEL MÉTODO PROPUESTO**

#### **5.1. Requerimiento de la operación**

##### **5.1.1. Visión**

Producir al 2021 entre 75 y 85 MM onzas equivalentes con el costo de operación por onza mejores que el promedio de la industria, operando con excelencia operativa, innovación, sin accidentes y con los más altos estándares de responsabilidad social.

##### **5.1.2. Misión**

Somos operadores de minas especializados en las operaciones subterráneas que trabajamos con los más altos estándares mundiales de seguridad y excelencia operativa, contribuyendo al bienestar de nuestros trabajadores y vecinos, con el objetivo de maximizar la rentabilidad de nuestros accionistas.

##### **5.1.3. Plan estratégico**

Arcata en función a su ubicación estratégica entre las minas de Hochschild en el Sur, a ser un distrito minero y las buenas relaciones con sus vecinos, tiene como pilares de su estrategia:

Tabla 22. Plan estratégico

PILAR ESTRATEG.	OBJETIVOS UM ARCATA	INDICADOR
Crecimiento y Rentabilidad	Optimizar la producción, maximizando la creación de valor a partir de los recursos disponibles.	Producción MM Onzas de Ag Eq.
	Alcanzar los objetivos de costos por onza(metas de costo óptimo) y gastos administrativos por unidad minera.	costo por onza de Ag, costo por tonelada
Excelencia Operacional, Seguridad y RSC	Contar con los proyectos a tiempo, al costo previsto y con calidad.	% de Cumplimiento
	Ser una empresa modelo en la relación con las comunidades del entorno de las operaciones del Perú.	# Promedio de días paralizados
	Alcanzar la meta de "cero accidentes" en la Unidad minera	Índice de Frecuencia
Ambiente de trabajo	Alcanzar un ambiente de trabajo de clase mundial sustentado en la cultura y valores de la corporación.	% de mejora del clima laboral

## 5.2. Análisis comparativo

### 5.2.1. Dilución y valor del mineral

Por el impacto de la dilución en las vetas angostas, detallamos:

#### NV 4465 - TAJO 1005 - VETA NICOLE

Longitud de Tajo: 200 mts  
 Altura de Tajo: 60 mts

LEYES - MODELO VETA (con dilución cero)					
Nivel	Tonelaje	Gr Au/Tm	Gr Ag/Tm	Potencia (m)	US\$/tm
4465	30,944	1.49	463.79	1.07	261.10

#### MODIFICADORES DE RESERVA

Valor de Punto		Dilucion por Método		Recuperación Mina	
Ag (\$/Gr)	Au (\$/Gr)	SLV	CR-VM	SLV	CRM - V
0.47	28.94	20%	15%	92%	95%

#### DILUCION POR ANCHO DE MINADO

					Ton. Extracción	
T. LARGOS	34,163	1.24	386.49	1.28	217.58	31,430
CR - VM	35,586	1.30	403.30	1.23	227.05	33,807

#### TALADROS LARGOS BOOMER

Dilución SN	124%					30.0%
Recuperación	60%					
APORTE DE SN (2): 400 metros de 2.4x2.7						
Resta a Reserva	2,476					
SUBNIVELES	5,553	0.66	206.77	2.40	116.41	3,332

### 5.2.2. Factores de producción

En este ítem, resaltamos la importancia de la mecanización en la perforación y voladura en tajos de taladros largos. El impacto directo es una reducción del 50 % de la mano de obra directa comparado con el método de corte y relleno ascendente.

Es necesario explicar que el personal operador trabaja en varios tajos para ciclar las operaciones, sin embargo, en el corte y relleno el personal perforista en el mes de producción permanece constantemente en su labor, ya que este tipo de tajos al culminar su aporte de mineral tiene que emplear recursos en prepararlo para relleno (descaje y relleno).

**Tabla 23. Distribución de recursos por tipo de método de explotación**

	Equipo	Rend.	Unidad	Observación
<b>Perforación</b>	Boomer	1.4	Mts/min	Prom. perf (+) y (-)
<b>Voladura</b>	F. Potencia	1	Ton/Kg	Para Diámetro 2.5"
<b>Limpieza</b>	ST 2.2 Yd3	30	Ton/Hr	100 mts de limpieza
	ST 1.5 Yd3	20	Ton/Hr	100 mts de limpieza
<b>Otras</b>	Humedad	4%		Para Mineral

Personal	DISTRIBUCION DE PERSONAL - TALADROS LARGOS					
	ACTIVIDAD	N° MAQ.	GUARDIA A	GUARDIA B	GUARDIA C	TOTAL
Perforación	Boomer		Perforista	Perforista	Perforista	
			Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
Servicios/ Voladura	Jackleg 1		Cargador	Cargador	Cargador	
			Disparador	Disparador	Disparador	6
Equipo de limpieza	2.2 Yd3		Op. Scoop	Op. Scoop	Op. Scoop	3
			5	5	5	15

Personal	DISTRIBUCION DE PERSONAL - CR-VM					
	ACTIVIDAD	N° MAQ.	GUARDIA A	GUARDIA B	GUARDIA C	TOTAL
Rotura	Jackleg 1		Perforista	Perforista	Perforista	
			Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
	Jackleg 2		Perforista	Perforista	Perforista	
			Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
	Jackleg 3		Perforista	Perforista	Perforista	
			Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
Preparación/ Descaje	Jackleg 4		Perforista	Perforista	Perforista	
			Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
Enmaderador			Enmaderador	Enmaderador	Enmaderador	
			Ayud. Enmaderador	Ayud. Enmaderador	Ayud. Enmaderador	6
Equipo de limpieza	1.5 Yd3		Op. Scoop	Op. Scoop	Op. Scoop	3
			11	11	11	33

### 5.2.3. Costo de minado

Presentamos los costos de minado en un formato único para ambos métodos de minado, con la intención de comparar la generación de los costos por actividad.

Tabla 24. Distribución de costos para la aplicación de taladros largos

<b>COSTO DE MINADO - T. LARGOS - BOOMER</b>			
TAJO	31,430		
LONGITUD A PERFORAR	1,000	mts	
ANCHO MINADO	1.3	mts	
ALTURA DE PERFORACION	11.0	mts	
LONGITUD DE BARRA	4	Pies	
DIAMETRO DE BROCA	2.5	Pulg.	
EFICIENCIA DISPARO	95%		
MALLA DE PERFORACION (BxE)	1.00	1.00	
N° DE TAL/SECCION	1.5	Tal	
<b>PERFORACION</b>			
N° DE TALADROS / TAJO	1500	Unid	
METROS PERFORADOS / TAJO	16,500	mts	6.43
Costo /tonelada		US\$/Tm	3.38
<b>VOLADURA</b>			
Gelatina especial 7% 11/2"x8"			
Examon P (Kg/m)	1.30	22,579	0.73
Fanel de 12 mts		1,579	1.40
Carmex 7 pies (disparos c/5 filas)	200	421	0.52
Pentacord 3P (disparos c/5 filas)	200	2,105	0.15
Servicios (tareos)		150	33.54
Subtotal			24,773
Costo /tonelada		US\$/Tm	0.79
<b>DESQUINCHE</b>			
Volumen de Ampliación de SN para pluma (m3)	770.4	0	11.52
Costo /tonelada		US\$/Tm	0.28
<b>LIMPIEZA SCOOP 2.2 Yd3</b>			
Horas		1,048	40.4
Costo /tonelada		US\$/Tm	1.35
<b>SOSTENIMIENTO</b>			
m2 de malla en los SN	1,080		13.81
Costo /tonelada		US\$/Tm	0.47
<b>RELLENO DETRITICO</b>			
US\$/ton		733	40.4
Costo /tonelada		US\$/Tm	0.94
<b>TRANSPORTE VOLQUETES FM12 D=5 km</b>			
US\$/TMH (Tajo a Planta)			3.34
Costo /tonelada		US\$/Tm	109,174
		US\$/Tm	3.47
<b>COSTO EXPLOTACION</b>			US\$/Tm 10.68

**Tabla 25. Distribución de costos para el método corte y relleno ascendente**

<b>COSTO DE MINADO - CRVM</b>			
TAJO		<b>33,807</b>	
LONGITUD A PERFORAR		8,000	mts
ANCHO MINADO		1.2	mts
ALTURA DE PERFORACION		1.8288	mts
LONGITUD DE BARRA		6	Pies
DIAMETRO DE BROCA		2	Pulg.
EFICIENCIA DISPARO		90%	
MALLA DE PERFORACION (BxE)		0.50	0.60
Nº DE TAL/SECCION		2.5	Tal
<b>PERFORACION</b>		<b>Rend</b>	<b>Unid</b>
Nº DE TALADROS / TAJO		40,000	Unid
METROS PERFORADOS / TAJO		73,152	mts
Costo /tonelada			2.04
			149,009
			US\$/Tm
			4.41
<b>VOLADURA</b>		<b>Rend</b>	<b>Cant.</b>
Dinamita Semexsa 65, 7/8"x7"		0.60	13,185
Dinamita Semexsa 80, 7/8"x7"		0.60	2,028
Gelatina 75, 11/8"x8"		0.60	5,071
Excel			44,444
Cordon detonante			11,111
Guia Impermeable (chispeo)			5,556
Carmex			2,222
Servicios (tareos)			150
Subtotal			
Costo /tonelada			3.00
			US\$/Tm
			101,409
			2.18
			5,112
			11,949
			46,400
			1,556
			472
			2,089
			5,031
			11.52
			64,501
			US\$/Tm
			1.91
<b>DESQUINCHE</b>		<b>Rend</b>	<b>Cant.</b>
Descaje para ancho de equipo (m3) (malla 1:1)		5600	0
Costo /tonelada			
			35
			59,162
			US\$/Tm
			1.75
<b>LIMPIEZA SCOOP 1.5 Yd3</b>		<b>Rend</b>	<b>Cant.</b>
Horas			1,690
Costo /tonelada			
			35
			59,162
			US\$/Tm
			1.75
<b>SOSTENIMIENTO</b>		<b>Rend</b>	<b>Cant.</b>
m2 de malla (Estandar Hochschild)		14,400	
Costo /tonelada			
			13.81
			198,864
			US\$/Tm
			5.88
<b>RELLENO HIDRAULICO</b>		<b>Rend</b>	<b>Cant.</b>
US\$/ton			
Costo /tonelada			
			1.30
			43,949
			US\$/Tm
			1.30
<b>TRANSPORTE VOLQUETES FM12 D=5 km</b>		<b>Rend</b>	<b>Cant.</b>
US\$/TMH (Tajo a Planta)			
Costo /tonelada			
			3.34
			117,431
			US\$/Tm
			3.47
<b>COSTO EXPLOTACION</b>			
			US\$/Tm
			21.72

## 5.2.4. Análisis económico

**Tabla 26. Evaluación económica para taladros en vetas**

TL EN VETAS (Bancos de 20 mts.) - BOOMER																												
Labor	Seccion m x m	Long.	P.U (US\$/m)	Total US\$																								
		(m)																										
<b>1. DESARROLLOS</b>																												
Galeria	3.0 x 3.0	200	549.82	109,964																								
By Pass	4.5 x 4.0	200	849.87	169,974																								
Ventana 1	4.0 x 4.0	15	804.27	12,064																								
Ventana 2	4.0 x 4.0	15	804.27	12,064																								
<b>Total Desarrollos</b>		<b>430</b>		<b>304,067</b>																								
<b>2. PREPARACIONES</b>																												
Rampa Positiva	3.0 x 3.0	287	552.62	158,603																								
Acceso a S/N 1	3.0 x 3.0	15	549.82	8,247																								
Acceso a S/N 2	3.0 x 3.0	15	549.82	8,247																								
Subnivel 1	3.0 x 3.0	200	549.82	109,964																								
Subnivel 2	3.0 x 3.0	200	549.82	109,964																								
Ore Pass	1.5 x 1.5	40	241.33	9,653																								
Cx Ore Pass	3.0 x 3.0	10	549.82	5,498																								
Ch de Ventilación	1.5 x 1.5	40	241.33	9,653																								
Vn a Ch de Ventilación	2.4 x 2.4	10	418.77	4,188																								
<b>Total Preparaciones</b>		<b>817</b>		<b>424,018</b>																								
		<b>1,247</b>		<b>728,085</b>																								
<b>3. PRODUCCIÓN</b>																												
		ton	V.M. Dil	US\$																								
Tajo		31.430	217.58	6.838.609	3.430	746.316	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340	4.000	870.340
Avance		3.332	116.41	387.823			1.666	193.911			1.666	193.911			1.666	193.911			1.666	193.911			1.666	193.911			1.666	193.911
<b>Total Ingresos</b>		<b>34,761</b>		<b>7,226,431</b>	<b>3.430</b>	<b>746.316</b>	<b>5.666</b>	<b>1.064.251</b>	<b>4.000</b>	<b>870.340</b>	<b>5.666</b>	<b>1.064.251</b>	<b>4.000</b>	<b>870.340</b>														
Costo Mina (sin Prep)			53.43	1.679.410		183.279		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736
Total Egresos						250.288		385.188		278.332		334.697		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736		213.736

De la distribución mensual de los gastos operativos y de inversión, se realiza la evaluación por la metodología del Valor Presente Neto/ Tasa interna de Retorno.

Se adiciona como ingreso el mineral proveniente de los subniveles de perforación, debido a que es parte de las reservas comparadas.

**Tabla 27. Evaluación económica (flujo de caja) para taladros en vetas**

<b>EVALUACIÓN ECONÓMICA:</b>										
Tasa:	12%	<b>Anual</b>								
Tasa:	0.95%	<b>Mensual</b>								
<b>Flujo de Caja: (Mensual)</b>										
Periodo	0	1	2	3	4	5	6	7	8	
Ingresos:		746,316	1,064,251	870,340	1,064,251	870,340	870,340	870,340	870,340	
Egresos:		-250,288	-385,188	-278,332	-334,697	-213,736	-213,736	-213,736	-213,736	
Inversión:	-304,067									
Flujo:	-304,067	496,028	679,063	592,008	729,554	656,604	656,604	656,604	656,604	
<b>VAN @ 0,95%</b>		4,601,561								<b>VP Flujos:</b> 4,905,628 €
<b>TIR</b>		182%								<b>Pago(A):</b> 639,707 €
<b>Payback (Periodo, meses)</b>		0.48								

**Tabla 28. Evaluación económica (flujo de caja) para taladros en vetas**

CR-VM EN VETAS																								
Labor	Seccion m x m	Long. (m)	P.U (US\$/m)	Total US\$																				
					<b>1. DESARROLLOS</b>																			
Galeria	3.0 x 3.0	200	549.82	109,964																				
By Pass	4.5 x 4.0	200	849.87	169,974																				
Ventana 1	4.0 x 4.0	15	804.27	12,064																				
Ventana 2	4.0 x 4.0	15	804.27	12,064																				
<b>Total Desarrollos</b>		<b>430</b>		<b>304,067</b>																				
<b>2. PREPARACIONES</b>																								
Rampa Positiva	3.0 x 3.0	360	552.62	198,944																				
Basculante 1	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395																				
Basculante 2	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395																				
Basculante 3	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395																				
Basculante 4	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395																				
Basculante 5	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395																				
Basculante 6	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395																				
Ore Pass	1.5 x 1.5	54	241.33	13,032																				
6 Cx a OP	2.4 x 2.4	30	418.77	12,563																				
Ch de Servicios en Rp+	1.2 x 2.4	54	439.59	23,738																				
6 Vn a Ch de Servicios	2.4 x 2.4	30	418.77	12,563																				
<b>Total Preparaciones</b>		<b>696</b>		<b>353,210</b>																				
		<b>1,126</b>		<b>657,276</b>																				
<b>3. PRODUCCIÓN</b>																								
Tajo		33,807	227.05	7,675,660																				
Avance		0	0.00	0																				
<b>Total Ingresos</b>		<b>33,807</b>		<b>7,675,660</b>																				
Costo Mina (sin Prep)			64.72	2,187,925																				
<b>Total Egresos</b>																								

		Mes 1		Mes 2		Mes 3		Mes 4		Mes 5		Mes 6		Mes 7		Mes 8		Mes 9		Mes 10		
		Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$											
9.0		70	38,684	60	33,157	60	33,157	60	33,157	60	33,157	50	27,631									
		28	15,395																			
				28	15,395																	
						28	15,395															
								28	15,395													
										28	15,395											
												28	15,395									
		9	2,172	9	2,172	9	2,172	9	2,172	9	2,172	9	2,172									
		5	2,094	5	2,094	5	2,094	5	2,094	5	2,094	5	2,094									
		9	3,956	9	3,956	9	3,956	9	3,956	9	3,956	9	3,956									
		5	2,094	5	2,094	5	2,094	5	2,094	5	2,094	5	2,094									
		126	64,394	116	58,868	116	58,868	116	58,868	116	58,868	106	53,342	0	0	0	0	0	0	0	0	
10.45																						
19.4																						
3.400		771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,207	728,134
3.400		771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,400	771,953	3,207	728,134
220,043																						
284,438																						

De la distribución de los gastos y mineral explotado, clasificados con ingresos y egresos se tiene:

**Tabla 29. Evaluación Económica para corte y relleno ascendente**

EVALUACIÓN ECONÓMICA:												
Tasa:	12%	Anual										
Tasa:	0.95%	Mensual										
<b>Flujo de Caja: (Mensual)</b>												
Periodo	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
Ingresos:		771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	728,134	
Egresos:		-284,438	-278,911	-278,911	-278,911	-278,911	-273,385	-220,043	-220,043	-220,043	-207,552	
Inversión:	-304,067											
Flujo:	-304,067	487,516	493,042	493,042	493,042	493,042	498,568	551,910	551,910	551,910	520,581	
<b>VAN @ 0,95%</b>		4,566,780									VP Flujos:	4,870,847 €
<b>TIR</b>		161%									Pago(A):	512,896 €
<b>Payback (Periodo, meses)</b>		0.59										

### 5.2.5. Productividad

Es la relación entre la Producción e Insumo (output - input), o también:  
 $Productividad = \text{Cantidad producida} / \text{Cantidad de recursos empleados en la producción}$ .

Revisaremos el análisis comparativo del comportamiento de la extracción de mineral por tarea (t/hg). De los resultados es notorio en la combinación de la producción mensual un gran aporte de productividad para el método de Taladros Largos, que significa el % de la producción, principalmente porque se reduce la mano de obra.

**Tabla 30. Indicadores de productividad**

	T. L - Boomer	CRVM
Dilución en el banqueo	20%	15%
Dilución Total del Tajo (+SN)	30.0%	15%
Recuperación por método	92%	95%
Tonelaje Total del Tajo	31,430	33,807
Nº meses producción	8	10
Prod. Mensual	4,000	3,400
Nº personas / mes	15	33
Nº horas hombre / mes	375	825
<b>Productividad (Ton /hg)</b>	<b>10.7</b>	<b>4.1</b>

### 5.2.6. Seguridad

La seguridad siempre tiene como meta “cero accidentes”, sin embargo, aun cuando se maneje un gran sistema integrado de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente, la seguridad por ser un estado mental, una cultura, siempre dependerá de la cantidad de trabajadores, ya que cada uno de ellos tiene una actitud propia y distinta.

En ese contexto, se realiza un ejercicio con proyecciones de producción. Asumimos para mostrar el beneficio del método que la mina se trabaja al 100 % por cada uno de los métodos, y lo primero que resalta es la menor cantidad de personal para producir lo mismo.

**Tabla 31. Proyección al 100 % tajos por cada método**  
Proyección al 100% Tajos x Método

	<b>T. L - Boomer</b>	<b>CRVM</b>
Programa 2021/ mes	55,500	55,500
Nº de Tajos / mes	14	16
Productividad Tajo(Ton/hg)	10.67	4.12
Nº tareas / mes	5,203	13,467
HHT/ año	749,250	1,939,235
<b>Nº Personal Tajos / mes</b>	<b>208</b>	<b>539</b>

Asimismo, si se revisa los índices de gestión de seguridad bajo la misma metodología anterior, se tiene que, por menor exposición, los índices también mejoran significativamente.

**Tabla 32. Gestión de la seguridad por método**  
**Gestión de Seguridad: Para 1,000,000 HHT (IF=Nº Acc)**

	<b>T. L - Boomer</b>	<b>CRVM</b>
Indice de Frecuencia	1.6	4.3
Indice de Severidad	495	1280
<b>Indice de Accidentabilidad</b>	<b>0.8</b>	<b>5.5</b>

Con lo que se demuestra que el objetivo principal de Seguridad y Productividad, están íntimamente enlazadas, y cualquier acción en función a optimizar la mano de obra en el ciclo de minado, repercutirá favorablemente en los índices de gestión.

### **5.2.7. Planeamiento de minado**

Taladros Largos en Arcata se inicia como tajeo piloto en la veta Ramal Marión, con bancos de 10 metros, con un diseño adecuado del método de corte y relleno ascendente.

Las complicaciones iniciales fueron el tiempo de exposición por la demora del relleno al tener un solo acceso central. Sin embargo, ante la búsqueda de mejores escenarios de aplicación y dada las características favorables de la nueva veta Nicole, se fue aplicando la optimización de las preparaciones progresivamente, ejecutando los bancos a 13 metros, 15 metros, hasta llegar a una altura de banqueo óptimo de 20 metros entre subniveles, cuyo método de minado explico en este trabajo.

Se fueron mejorando los procedimientos y la curva de aprendizaje del método en la unidad tuvo tiempos menores de respuesta por el compromiso adquirido ante los resultados visuales. Actualmente, el aporte de taladros largos es de 4,000 toneladas mensuales, significa el 7 % de la producción, no obstante, hay nuevas áreas reconocidas, donde filtrados por las condiciones de aplicación, resultan viables, como lo son las vetas Soledad Norte y Nicole Norte en la zona II.

Por lo expuesto, en Arcata hay la oportunidad de llevar el método a un 10 – 15 % de aporte en el corto plazo, de tal modo se optimizará los recursos actuales de perforación y limpieza.

### **5.3. Resumen comparativo**

Según los resultados, el método de taladros largos es el mejor camino para optimizar los recursos de la mina, donde se pueda aplicar.

Tabla 33. Comparativo de costos unitarios

ACTIVIDAD	COSTOS US\$ - TAJO 1005	
	T. LARGOS	CORTE Y RELL.
	TL	MECANIZADO
Perforación	3.38	4.41
Voladura	0.79	3.00
Limpieza	1.35	1.75
Sostenimiento	0.47	5.88
Descaje	0.28	1.91
Relleno	0.94	1.30
Transporte	3.47	3.47
Canchas	0.42	0.42
Gastos Gen. Mina	1.94	1.94
<b>Total Explotación</b>	<b>13.04</b>	<b>24.08</b>
<b>Costo Metros Preparaciones</b>	<b>12.20</b>	<b>10.45</b>
<b>MINA</b>	<b>25.24</b>	<b>34.53</b>
<b>INVERSION (mts Proyectos)</b>	<b>8.75</b>	<b>8.99</b>
PLANTA	6.21	6.21
GEOLOGIA	1.09	1.09
REGALIAS	4.38	4.38
SERVICIOS GENERALES	11.68	11.68
ADMINISTRATIVOS	8.29	8.29
<b>COSTO UNIDAD</b>	<b>65.63</b>	<b>75.17</b>

XXXXXX - PROM. SET-NOV

**Costo Operativo (sin prep.)**

**53.43**

**64.72**

En los costos operativos, y en el análisis económico determinado por el grado de inversión, los resultados reflejan que la prioridad en la Mina, es el fortalecimiento del método.

Tabla 34. Comparativo de resultados evaluación económica

Item	T. L - Boomer		CRVM	
	Mts	US\$	Mts	US\$
Desarrollo - Inversión	430	304,067	430	304,067
Preparación - Costo Operativo	817	424,018	696	353,210
Total	1,247	728,085	1,126	657,276
Ratios (ton/m) y (US\$/ton)	25.2	23.17	30.0	19.44
VAN @ 12%	4,601,561		4,566,780	
TIR	182%		161%	
Payback	0.48		0.59	

## **CAPITULO VI**

### **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

#### **6.1. Conclusiones**

- Para aplicar taladros largos en vetas angostas se tiene que buscar la veta que cumpla con las “condiciones de aplicación” como un estándar. No se puede iniciar una preparación de un tajo, si este no se filtra con las condiciones ingenieriles básicas del método.
  
- El único soporte técnico de la aplicación de los taladros largos en vetas angostas es el estudio geomecánico del “análisis por el método grafico de estabilidad” con la finalidad de obtener el dimensionamiento del tajo como información básica para plantear el diseño del tajo.
  
- Cuando se implementa un nuevo método de minado, se debe prever el tiempo necesario para internalizar los conceptos y manejar los procedimientos de cada actividad. La “curva de aprendizaje” de los taladros largos en Arcata duro un año y ha sido determinante para obtener una producción.
  
- Cuando se comparan métodos de minado, deben realizarse sobre las mismas áreas geométricas, pero manteniendo los factores operativos y modificadores de

cada método, de tal forma de que las comparaciones sean reales y se retroalimenten permanentemente de los resultados.

- En la mina se percibe una sensación de seguridad cuando se trabaja con el método de minado taladros largos, ya que las actividades se realizan bajo techo seguro. Se evita la exposición al riesgo.
- La reducción del 50 % de la mano de obra en tajos de taladros largos en comparación con el corte y relleno es un logro que dinamiza el ciclo operativo por no agotar los recursos, infraestructura y servicios diversos, obteniendo un gran ahorro en los costos fijos de la unidad, que en un campamento es muy elevado. Se mejora la productividad (t/hg).
- El minado en vetas con taladros largos requiere precisión en la perforación. Los mayores obstáculos que tenemos en la implementación de este sistema son: desviación de taladros, conservación del taladro y el factor de potencia. Todas como una oportunidad de mejora continua.
- Dado el nuevo estándar de sostenimiento corporativo del grupo Hochschild para sostener todo el tajo con perno y malla en cada corte lo que significa un gran consumo de recursos y pérdida de productividad, se optimiza en taladros largos, ya que solo se sostienen los subniveles.
- Los métodos de minado masivo en vetas tienen diferente enfoque a los desarrollados en cuerpos, ya que no se trata de extraer volumen, sino por restricciones de la forma y geometría del yacimiento, la dilución, y el valor de mineral buscamos reforzar la seguridad y la productividad.
- Es necesario tener una visión y perspectiva en el mejoramiento y la optimización, desde un punto de vista global. La actividad minera es un negocio y como tal

necesita procesos y sistemas que conecten la estrategia de largo plazo con sus actividades diarias.

- Ante los resultados de la evaluación económica por el valor actual neto y por la tasa interna de retorno, taladros largos tiene gran ventaja.
- Lo que no se mide, no se puede controlar, optimizar ni corregir. En este contexto, toda actividad debe quedar registrada, para sobre los reportes gestionar las oportunidades de mejora identificada. Se necesitan planos de perforación, planos con el levantamiento de taladros, hojas de carga, reporte de perforación del jumbo y reporte de limpieza del *Scoop*.
- La implementación de taladros largos en vetas angostas con estándares de seguridad se ha logrado. La capacitación de todo el personal involucrado fue permanente en la operación: planeamiento, topógrafos, supervisores-mina, perforistas y disparadores, con el propósito de lograr un trabajo de calidad en todas sus etapas.

## **6.2. Recomendaciones**

- Se debe tener un alto grado de certeza en las reservas que se van a minar con una mínima variabilidad de sus leyes de tal manera que no se vea comprometida la producción ni las leyes programadas. La malla de perforación diamantina que se recomiendan para tener una mayor certeza en el cálculo de reservas es de 80 x 80 metros para reservas indicadas y 80 x 40 metros para reservas medidas o en los bordes del tajo.
- La preparación de tajos debe estar adelantada al inicio de un tajo nuevo para poder ciclar las alas de perforación, de voladura, de limpieza y de relleno, de modo de tener una producción sostenible.

- La perforación de los taladros largos en veta es muy especial, ya que si se produce desviaciones por alguna falla, cavidad o por deficiente alineamiento del brazo del Jumbo, el impacto generado en dilución será fuerte. Perforar estrictamente según diseño entregado alineado con clinómetros y, eliminar los taladros fuertemente desviados para evitar picar caja y aumentar la dilución.
- Los taladros perforados deben de conservarse en el tiempo, para ello deben usar tubos PVC para cubrirlos, evitar re perforar en la guardia y problemas de carguío.
- En vetas es indispensable y muy importante el mapeo geológico. Cada sección debe ser revisada por el geólogo para colocar las ramificaciones y los angostamientos o ensanchamientos, ya que el comportamiento de la veta es tipo rosario en la vertical y en la horizontal.
- Definir la geometría de la veta con dos labores; una superior y una inferior, siendo más ventajoso el contar con una estructura mineralizada homogénea. Estas labores deben ser mapeados por geomecánica, de tal forma se podrá determinar las zonas adecuadas que se podrían considerar previamente en el diseño del tajo como pilares para conservar la estabilidad del macizo rocoso.
- En la elección de los *Jumbos* y *Scoops* se deberá tener en cuenta el soporte técnico en el mercado, stock de repuestos críticos, y la fácil operación.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. HUARCAYA, C. (2008). 7mo. Congreso de Minería, "Explotación de Vetas por Subniveles con Taladros Largos". Huaraz, Perú.
2. GARCÍA, F. (1995). III Simposium Nacional de Perforación y Voladura de Rocas, Universidad Nacional de Ingeniería, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. Lima, Perú.
3. SANCHO, O. Análisis de costos de perforación y voladura para optimizar el desarrollo de la galería Anaconda de la unidad minera Kori Chaska – Anane. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Puno: Universidad Nacional del Altiplano, 2014, 108 pp.
4. GONZALES, L. *Ingeniería geológica*. Madrid: Pearson, 2002. ISBN: 84-205-3104-9
5. HERNÁNDEZ, R., FERNÁNDEZ, C. y BAPTISTA, P. *Metodología de la investigación*. Sexta ed. Mexico: McGraw Hill, 2014. ISBN 978-1-4562-2396-0.

## **ANEXOS**

## Anexo 1

### Matriz de consistencia

	<b>Problema</b>	<b>Objetivo</b>	<b>Hipótesis</b>	<b>Variable</b>
<b>General</b>	¿Será posible la aplicación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta "Nicole" de la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.?	Definir la aplicación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta "Nicole" de la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.	La aplicación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta "Nicole" influirá positivamente en la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.	<b>Aplicación de taladros largos en vetas angostas.</b>
<b>Específicos</b>	•¿Será posible el sistema de minado a emplear en los nuevos tajeos de la veta "Nicole" de la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.?	•Definir el sistema de minado a emplear en los nuevos tajeos aplicando taladros largos en la veta "Nicole" de la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.	•El sistema de minado a emplear influirá positivamente en la aplicación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta "Nicole" de la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.	
	•¿Serán posibles los parámetros y diseños de perforación aplicando taladros largos en los nuevos tajeos de la veta "Nicole" de la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.?	•Definir los parámetros y diseños de perforación aplicando taladros largos en los nuevos tajeos en la veta "Nicole" de la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.	•Los parámetros y diseños de perforación influirán positivamente en el método de explotación de taladros largos en los nuevos tajeos de la veta "Nicole" de la Compañía Minera Hochschild Mining - Unidad Minera Arcata S.A.	

**Anexo 2**  
**Plan de trabajo**

**PLAN DE TRABAJO**

**OBJETIVO.**

En la veta Nicole, en donde se preparó un bloque de mineral económico. Por evaluación geológica y mina. Se determinó tajar esta ala con método de minado por Taladros largos (*Bench and Fill*).

**CONSIDERACIONES GENERALES.**

1. La ventilación se realizará con el uso de la ventiladora y mangas.
2. Se realizará perforación positiva y la voladura se ejecutará una vez concluida la acumulación de los taladros.
3. Método de Minado: taladros largos (*Bench and Fill*) mecanizado.

**ETAPAS DE TRABAJO PREVIOS.**

Para el desarrollo y ejecución se empezarán por preparar las condiciones necesarias para desarrollar los trabajos; siguiendo los mismos pasos descritos a continuación.

En el SN 560-3E, se realizará la inspección antes de empezar el trabajo; identificando y evaluando los riesgos existentes que puedan presentarse y poder controlarlos.

(Desprendimiento de rocas, presencia de gases por voladura ejecutada en labores adyacentes y caída de personas al mismo nivel).

Realizar orden y limpieza verificando que las instalaciones de agua y aire estén cumpliendo los estándares aprobados, del mismo modo que el cable eléctrico debe de ir por su respectiva alcayata.

### **SECUENCIA DEL TRABAJO.**

- Se desarrollará un *slot* de altura de 11 metros, que servirá como cara libre.
- El área de planeamiento diseñará las secciones a perforar y designará a su personal para que realice el pintado de la malla de perforación por secciones en la labor.
- Se instalarán 2 gatas *Camblok* grandes, las que permitirán absorber la vibración al momento de realizar la perforación.
- Se iniciará los trabajos con la acumulación de taladros positivos con barras de 3', los que se irán acoplado a medida que se avance con la perforación.
- Se realizará el entubado de los taladros a medida que se concluya cada uno de estos (taladro perforado, taladro entubado).
- Se respetarán las secciones dadas por el área de planeamiento, cumpliendo la distribución de los taladros juntamente con el buzamiento de estos.
- Culminado la acumulación de taladros se procederá al carguío de estos para efectuar la voladura, previa coordinación con el área de mina y cumpliendo el programa de voladura.
- Retirar las herramientas, equipo y servicios, realizando el orden y limpieza.
- Carguío de los taladros con explosivos, verificando que esté correcta la distribución de estos.
- Se respetará el horario de chispeo que es de 6:30 p.m. y/o 6:15 a.m., según corresponda el turno. Previa coordinación con el supervisor o jefe de guardia verificando que ningún personal se encuentre en la labor ni en labores adyacentes.
- La guardia entrante debe de verificar que se encuentre ventilado, luego regar, realizar el desatado de rocas minuciosamente en avanzada con las barretillas adecuadas.

## **RESTRICCIONES**

- No se procederá a realizar los trabajos de no contar con orden escrita y las herramientas de gestión para dicha actividad.
- No se procederá a realizar los trabajos si el personal no cuenta con el uso correcto y completo de los EPP.
- No trabajar si no se encuentra ventilada la labor y/o se encuentre presencia de gas, de ser así informar al supervisor o jefe de guardia de turno.
- De encontrar alguna condición insegura tendrá que ser reportado inmediatamente al supervisor del turno.
- No se procederá a realizar los trabajos si no se cuenta con el plano aprobado de las secciones a perforar.
- No se procederá a realizar los trabajos si los puntos de perforación no se encuentran marcados en la labor.