

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**TESIS**

**Implementación de un nuevo diseño de sección de labor para  
la reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera**

**Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor: Bach. Luis Miguel POLO SIMÓN**

**Asesor: Mag. Floro Pagel ZENTENO GÓMEZ**

**Cerro de Pasco – Perú – 2020**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**TESIS**

**Implementación de un nuevo diseño de sección de labor para  
la reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera**

**Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

**Mg. Joel OSCUVILCA TAPIA**

**PRESIDENTE**

---

**Mg. Alfonso UGARTE GUILLERMO**

**MIEMBRO**

---

**Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS**

**MIEMBRO**

## **DEDICATORIA**

A mis padres, Orlando y Rosa, constante apoyo y creer siempre en mi persona.

A mis hermanas, Kety y Vanesa, por su compañía y alegría compartida.

A Cynthia, mi enamorada, una persona extraordinaria, cuya sonrisa, compañía y alegría supo guiarme en momentos difíciles.

A mis amigos por su apoyo y amistad.

A mi universidad, por permitirme una educación.

A mi facultad, por los conocimientos brindados.

## **RECONOCIMIENTO**

La realización de esta investigación de tesis fue posible, en primer lugar a la confianza de mis padres, Orlando y Rosa, y mi señorita enamorada Cynthia, personas las cuales me motivaban, aconsejaban para el inicio de la elaboración de esta tesis.

El reconocimiento a la Unidad Minera Cerro Lindo, por la oportunidad de trabajo, ya que durante mi permanencia en la unidad, surgió la idea y dirección de la tesis. Al departamento de geomecánica por los datos brindados y consultas aclaradas. Al área de producción mina, mi área de trabajo, por los aprendizajes obtenidos.

A mi asesor, Ing. Floro Zenteno Gómez, por sus indicaciones, guía y paciencia en la elaboración de esta tesis.

Luis POLO

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación, IMPLEMENTACIÓN DE UN NUEVO DISEÑO DE SECCIÓN DE LABOR PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LAS OPERACIONES, consiste en determinar la nueva forma de la sección considerando algunos parámetros intervinientes, como es el caso de la dimensión de los equipos interior mina, la geomecánica, los tiempos de las tareas, etc.

La forma establecida para la nueva sección es un arco en la corona, cuyo perímetro es menor a la actual, esto a razón de que sabemos y conocemos, que una sección en forma de arco logra una mejor distribución de los esfuerzos que una recta (forma de diseño actualmente empleada), en la parte de la corona. Se identifica 2 beneficios principalmente, desde el punto de vista geomecánico, y el otro desde el punto de vista de los costos.

Desde el punto de vista geomecánico los beneficios son: una distribución de los esfuerzos casi homogéneo en la corona. Menor volumen de material roto, logrando una mayor estabilidad del macizo rocoso, incremento del factor de seguridad. Los volúmenes de las cuñas formadas por la intersección de discontinuidades es menor, lo cual es beneficioso para la seguridad.

Desde el punto de vista de los costos, hay un beneficio obvio, el cual es la reducción de los costos en las distintas operaciones de la actividad minera, esto porque se empleará menor tiempo en algunas actividades, en otras un menor uso de materiales y mano de obra.

Las actividades, en las cuales se tendrán reducciones en cuanto a costo, serán el ciclo completo en minería, a excepción del sostenimiento con pernos helicoidales.

- Perforación
- Voladura
- Limpieza
- Desate mecanizado
- Sostenimiento con shotcrete
- Transporte de material volado

Las reducciones de los costos anuales con el cambio de diseño de sección están por encima de 1 millón de dólares, de los cuales la mayor reducción se da en la actividad de sostenimiento con shotcrete, seguido del transporte de material y finalmente, la actividad de perforación y voladura.

En teoría resulta muy beneficioso el cambio, asimismo para el análisis geomecánico, se realizó las simulaciones con software *Phase2*, en el podemos corroborar lo descrito antes, incremento del factor de seguridad para el nuevo diseño, distribución de esfuerzos.

Los datos para la simulación del software *Phase2*, los proporcionó el área de Geomecánica, correspondiente al OB5.

**Palabras claves:** OB, voladura, sostenimiento, shotcrete, voladura, desate mecanizado, material volado, PHASE2, factor de seguridad, cuantitativo, limpieza.

## **ABSTRACT**

The present research work, IMPLEMENTATION OF A NEW DESIGN OF DRIVE SECTION FOR REDUCING COSTS IN OPERATIONS, consists in determining the new form of the section considering some intervening parameters, as is the case of the dimension of the interior mine equipment , the geomechanics, the times of the tasks, etc.

The form established for the new section is an arc in the crown, whose perimeter is smaller than the current one, this is because we know and know that an arc-shaped section achieves a better distribution of stress than a straight line (form design currently used), in the crown part. 2 benefits are identified mainly, from the geomechanical point of view, and the other from the point of view of costs.

From the geomechanical point of view the benefits are: a distribution of the almost homogeneous efforts in the crown. Smaller volume of broken material, achieving greater stability of the rock mass, increased safety factor. The volumes of the wedges formed by the intersection of discontinuities is smaller, which is beneficial for safety.

From the point of view of costs, there is an obvious benefit, which is the reduction of costs in the different operations of the mining activity, this because less time will be used in some activities, in others less use of materials and hand working.

The activities, in which there will be reductions in cost, will be the complete cycle in mining, except for the support with helical bolts, including the transport of the flown material.

- Drilling
- Blasting
- Scaling

- Mechanized undo
- Support with shotcrete
- Transport of flown material

The annual cost reductions with the change of section design are above \$ 1 million, of which the greatest reduction is in the support activity with shotcrete, followed by the transport of material and finally, the drilling activity and blasting.

In theory, the change is very beneficial, and very apart from the quantitative analysis, a simulation was carried out with Phase2 software, which can also be corroborated as described above, increasing the safety factor for the new design.

The data for the Phase2 software simulation were provided by the Geomechanics area, corresponding to OB5.

**Keywords:** OB, blasting, support, shotcrete, blasting, mechanized undo, flown material, PHASE2, safety factor, quantitative, scaling.



## INTRODUCCIÓN

La unidad Minera Cerro Lindo se encuentra localizada en la zona sur del país, provincia de Chincha y distrito de Chavín. Es una de las más grandes minas subterráneas de América. Cerro Lindo inicio sus operaciones en el año 2007, con una producción 5000 tpd, incrementándose a 10k tpd en el 2010 y actualmente tiene una producción diaria de 21k tpd.

Cada año Cerro Lindo busca la optimización de la minería, alineándolos a los valores de la empresa, en principal a la mejora continua. Mejora continua que en el mayor de los casos se traduce como la reducción de los costos y la optimización de los procesos.

De acuerdo con el lineamiento mencionado líneas arriba, en toda empresa existen tareas o actividades, que por un mal diseño y/o un mal control de recursos y procesos generan gastos adicionales, que en algunos casos están considerados en el presupuesto, incrementando los costos y minimizando la rentabilidad de la empresa, entonces ¿Qué hacemos? ¿Cómo mejorar un proceso con los recursos que tenemos?, la respuesta es obvia, observar a detalle los procesos, luego identificar aquellas actividades que producen pérdidas durante la actividad, y finalmente encontrar una solución y su posterior implementación.

En Unidad Minera Cerro Lindo se identificó un diseño de ingeniería el cual genera costos, los cuales pueden ser reducidos. Este diseño se refiere al perímetro de las secciones de las labores mineras de la Unidad.

Realizando un re-diseño de sección de labor de un perímetro menor al actual, teniendo en cuenta la dimensión de los equipos, de tal manera que esto no afecte a su funcionalidad, permitirá reducir los costos en varias operaciones unitarias de la actividad,

reduciendo tiempos empleados en las tareas y reasignándolos a otros, optimizando el desarrollo de las operaciones.

La reducción de los costos ocurriría en principal por la menor producción de material roto, y su posterior traslado, al ocurrir esto, los equipos de carguío tendrían menor incidencia en una labor, del mismo modo, al ser la sección del perímetro menor, existe reducción en lanzado de shotcrete. En cuanto al proceso de perforación y voladura, existiría reducción taladros en el frente, y en consecuencia ahorro en explosivos y accesorios.

El análisis de esta investigación se hizo desde el punto de vista geomecánico, reflejado en los costos, apoyado en el uso de software's geomecánicos tales como:

- Dips
- Unwedge
- Phase<sup>2</sup>

La presente tesis de investigación de abordará en 04 capítulos, los cuales se describe brevemente a continuación:

- Capítulo I: Identificación y determinación del problema, delimitación de la investigación, formulación del problema y objetivos, justificación y limitación de la investigación.
- Capítulo II: Antecedentes de estudios, bases teóricas – científicas, formulación de hipótesis, identificación de variables y definición operacional de variables e indicadores.

- Capítulo III: Tipo de la investigación, métodos y diseño de la investigación, población y muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos, técnicas de procesamiento y análisis de datos, tratamiento estadístico, selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación y orientación ética.
- Capítulo IV: Descripción del trabajo de campo, en este apartado se realiza la descripción de las generalidades de la mina. Presentación, análisis e interpretación de resultados, prueba de hipótesis y discusión de resultados.

## ÍNDICE

DEDICATORIA

RECONOCIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

INDICE

### CAPITULO I

#### PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA.....	1
1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	2
1.2.1 GENERALIDADES DE LA MINA.....	3
1.2.1.1 Ubicación.....	3
1.2.1.2 Accesibilidad.....	3
1.2.1.3 Breve Reseña Histórica.....	3
1.2.2 GEOLOGÍA.....	7
1.2.2.1 Geomorfología.....	7
1.2.2.2 Estratigrafía.....	8
1.2.2.2.1 Formación Huaranguillo.....	8
1.2.2.2.2 Formación Tantará.....	8
1.2.2.2.3 Grupo Sacsaquero.....	8
1.2.2.2.4 Rocas Intrusivas.....	9
1.2.2.2.5 Depósitos Cuaternarios.....	9

1.2.2.3 Geología Regional .....	11
1.2.2.4 Geología Local .....	13
1.2.2.5 Geología Estructural.....	15
1.2.2.6 Geología Económica .....	18
1.2.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN .....	20
1.2.3.1 Desarrollo y Preparaciones.....	21
1.2.3.2 Perforación .....	22
1.2.3.2.1 Slot .....	22
1.2.3.2.2 Chimenea Slot .....	23
1.2.3.2.3 Tajo.....	25
1.2.3.3 Voladura .....	26
1.2.3.3.1 Slot .....	26
1.2.3.3.2 Chimenea.....	27
1.2.3.3.3 Tajo.....	28
1.2.3.4 Limpieza .....	29
1.2.3.5 Carguío .....	29
1.2.3.6 Transporte.....	30
1.2.3.7 Ventilación .....	32
1.2.3.8 Relleno en pasta.....	33
1.2.4 OPERACIONES MINA .....	35
1.2.4.1 Perforación .....	35
1.2.4.2 Carguío y Voladura .....	36
1.2.4.3 Limpieza y Carguío .....	37
1.2.4.4 Transporte de Material Roto.....	37
1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA .....	39

1.3.1 Problema General.....	39
1.3.2 Problemas Específicos .....	39
1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS .....	39
1.4.1 Objetivo General.....	39
1.4.2 Objetivos Específicos.....	40
1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN .....	40
1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN .....	40

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

2.1 ANTECEDENTES DE ESTUDIO .....	41
2.1.1 Internacionales .....	41
2.1.2 Nacionales.....	44
2.2 BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS.....	47
2.2.1 Clasificación Geomecánica de los Macizos Rocosos .....	47
2.2.2 Índice de Calidad de la Roca (RQD) .....	48
2.2.3 Propuesta de Stini y Lauffer .....	49
2.2.4 Clasificación CSIR de los Macizos Rocosos Fisurados .....	51
2.2.4.1 Parámetros base de la clasificación .....	52
2.2.4.2 Características de las Discontinuidades.....	53
2.2.4.3 Valuación de Parámetros .....	53
2.2.4.4 Metodología Propuesta Para Usar la Clasificación CSIR .....	55
2.2.5 Índice de Calidad de Túneles (NGI) .....	57
2.2.5.1 Metodología Propuesta Para el Uso de la Clasificación NGI.....	64
2.2.5.2 Categoría de Sostenimiento.....	66
2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS .....	68

2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	72
2.4.1 Hipótesis General.....	72
2.4.2 Hipótesis Específicas .....	72
2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES .....	72
2.5.1 Variable Independiente .....	72
2.5.2 Variables Dependientes .....	73
2.6 DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES.....	73

### **CAPITULO III**

#### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN .....	75
3.2 MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN.....	76
3.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN .....	76
3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA .....	77
3.4.1 Población.....	77
3.4.2 Muestra .....	77
3.4.2.1 Cálculo del Número de Muestra.....	78
3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS .....	79
3.5.1 TÉCNICAS .....	79
3.5.2 INSTRUMENTOS.....	79
3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS .....	80
3.7 TRATAMIENTO ESTADÍSTICO DE DATOS .....	80
3.8 SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN .....	81
3.9 ORIENTACIÓN ÉTICA .....	81

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO .....	83
4.1.1 ESTUDIOS GEOMECÁNICOS .....	83
4.1.1.1 Resistencia de la Roca .....	83
4.1.1.1.1 Resistencia de la Roca Intacta.....	83
4.1.1.1.2 Resistencia de las Discontinuidades.....	85
4.1.1.1.3 Resistencia de la Masa Rocosa y del Relleno .....	86
4.1.1.2 Condiciones del Agua Subterránea .....	87
4.1.1.3 Esfuerzos In-situ .....	88
4.1.2 DISEÑO DE SECCIÓN .....	92
4.1.2.1 Calculo del Nuevo Arco de la Sección.....	92
4.1.3 ESTÁNDARES MODIFICABLES POR EL CAMBIO DE DISEÑO .....	93
4.1.3.1 Perforación de Frente .....	93
4.1.3.2 Sostenimiento, Volumen Roto y Transporte. ....	94
4.1.4 ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE LA NUEVA SECCIÓN.....	94
4.1.4.1 Orientaciones de las discontinuidades.....	94
4.2 PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.....	95
4.2.1 RESULTADOS ANÁLISIS GEOMECÁNICOS.....	95
4.2.1.1 Principales Familias de Discontinuidades .....	95
4.2.1.2 Análisis de Estabilidad de Cuñas .....	96
4.2.1.2.1 .....	Formación de Cuñas
.....	96
4.2.2 ANÁLISIS GEOMECÁNICO.....	97
4.2.2.1 ANÁLISIS DE CUÑAS .....	97



4.2.2.1.1 Comparaciones de Tonelaje y Factor de Seguridad .....	97
4.2.2.1.2 Sostenimiento .....	98
4.2.2.1.3 Factor de Seguridad con Sostenimiento .....	99
4.2.2.2 Análisis Software Phase2 .....	100
4.2.2.2.1 Diseño Estándar.....	100
4.2.2.3 Nuevo Diseño .....	100
4.2.3 RESULTADOS DE COSTOS .....	101
4.2.3.1 Aceros de Perforación .....	101
4.2.3.2 Voladura: Explosivos y Accesorios.....	102
4.2.3.3 Sostenimiento con Shotcrete .....	104
4.2.3.4 Transporte de Material .....	106
4.3 PRUEBA DE HIPÓTESIS .....	107
4.3.1 Hipótesis General.....	107
4.3.2 Hipótesis Específicos .....	108
4.3.2.1 Prueba de la Primera Hipótesis Específica .....	108
4.3.2.2 Prueba de la Segunda Hipótesis Específica.....	109
4.3.2.3 Prueba de la Tercera Hipótesis Específica .....	111
4.4 DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	112

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Geología estructural .....	17
Figura 2: Método de explotación Sub Level Stopping .....	21
Figura 3: Esquema de la malla de perforación para la ejecución del slot .....	23
Figura 4: Ejecución de slot .....	24
Figura 5: Esquema de perforación para chimenea VCR .....	25
Figura 6: Esquema de perforación tajo .....	26
Figura 7: Voladura de anillos radiales .....	29
Figura 8: Scoop R- 2900G .....	30
Figura 9: Volquete Mercedes Benz Actros 4143k .....	31
Figura 10: Faja transportadora N° 3 salida de mina a superficie .....	31
Figura 11: Jumbo perforando labor de desarrollo .....	36
Figura 12: Malla de perforación frentes .....	37
Figura 13: Definición de Lauffer del claro activo S .....	50
Figura 14: Relación entre claro activo y tiempo de sostenimiento para diferentes clases de roca .....	50
Figura 15: Ejemplo RQD .....	53
Figura 16: Relación entre el tiempo de sostén y clasificación CSIR .....	57
Figura 17: Análisis de rugosidad .....	59
Figura 18: Tipos de sostenimiento NGIFuente: Barton, Lien y Lunde. ....	67
Figura 19: Mapa mundial de esfuerzos mostrando la zona de interés .....	90
Figura 20: Orientación de los esfuerzos principales .....	91
Figura 21: Sección de las labores. ....	92
Figura 22: Equipo de perforación de taladros largos .....	92
Figura 23: Diseño actual – diseño nuevo .....	93

Figura 24: Familia principales de discontinuidades .....	95
Figura 25: Modelamiento y análisis de cuñas .....	96
Figura 26: Sostenimiento de cuñas de sección estándar.....	98
Figura 27: Sostenimiento de cuñas de sección nueva .....	98
Figura 28: Modelo 3D de cuñas .....	99
Figura 29: Modelamiento Phase2, se aprecia que los esfuerzos se concentran en las esquinas .....	100
Figura 30: Modelamiento en el Software Phase2 sección nueva .....	100
Figura 31: Malla de perforación sección nueva .....	102
Figura 32: Calculo m <sup>3</sup> /ml de shotcrete, e = 3'' .....	104
Figura 33: Calculo m <sup>3</sup> /ml de shotcrete nueva sección, e = 2.6'' .....	105
Figura 34: Región crítica .....	110

## ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Histograma de agrupaciones de familias de discontinuidades .....	95
Gráfico 2: Comparación de tonelajes de cuñas .....	97
Gráfico 3: Comparación de factor de seguridad.....	97
Gráfico 4: Comparación de factor de seguridad posterior al sostenimiento .....	99
Gráfico 5: Programa 2019 transporte de desmonte a superficie.....	106
Gráfico 6: Resumen de costos anuales .....	108
Gráfico 7: Comparación costos perforación y voladura.....	109
Gráfico 8: Factores de seguridad con sostenimiento .....	112
Gráfico 9: Resumen de reducción de costos.....	112

## ÍNDICE DE PLANOS

Plano 1: Ubicación Unidad Minera Cerro Lindo .....	5
Plano 2: Acceso Unidad Minera Cerro Lindo .....	6
Plano 3: Columna estratigráfica área Cerro Lindo .....	10
Plano 4: Geología regional .....	12

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Parámetros generales de aplicación.....	20
Tabla 2: Accesorios de perforación Slot .....	23
Tabla 3: Parámetros de perforación VCR .....	24
Tabla 4: Explosivos y accesorios utilizados en la voladura del VCR .....	28
Tabla 5: Inventario ventiladores principales .....	33
Tabla 6: Parámetros de relleno .....	35
Tabla 7: Valores numéricos.....	48
Tabla 8: Clasificación según Lauffer .....	50
Tabla 9: Clasificación de los parámetros CSIR y su evaluación.....	54
Tabla 10: Ajustes en la valuación por orientación de fisuras y otros.....	54
Tabla 11: Guía para la clasificación de discontinuidades y otros .....	54
Tabla 12: Tipo de soporte.....	56
Tabla 13: Valores de ESR .....	59
Tabla 14: Clasificación de parámetros .....	59
Tabla 15: Parámetros número de familias $J_n$ .....	60
Tabla 16: Número de rugosidad de las juntas $J_r$ .....	60
Tabla 17: Número de alteración de las juntas $J_a$ .....	61
Tabla 18: Factor de reducción por presencia de agua en las juntas.....	62
Tabla 19: Factor de reducción de esfuerzos .....	62
Tabla 20: Tipos de soporte .....	66
Tabla 21: Operacionalización de variables.....	73
Tabla 22: Listado de labores Nexa .....	77
Tabla 23: Resultados de los ensayos de carga puntual.....	84
Tabla 24: Resultados de los ensayos de compresión uniaxial.....	84

Tabla 25: Resultados de los ensayos de compresión triaxial .....	84
Tabla 26: Resultados de los ensayos de resistencia a la tracción .....	85
Tabla 27: Propiedades de resistencia de la masa rocosa .....	87
Tabla 28: Magnitud de los esfuerzos in-situ.....	90
Tabla 29: Buzamiento y dirección de buzamiento .....	94
Tabla 30: Programa de avances 2019 M300 .....	101
Tabla 31: Vida útil de columna de aceros de perforación y sus respectivos costos. ....	102
Tabla 32: Calculo de metraje.....	103
Tabla 33: Costos de voladura en material dique-sulfuro.....	103
Tabla 34: Costos de voladura en material volcánico.....	103
Tabla 35: Ratios 2018 sostenimiento con shotcrete .....	104
Tabla 36: Programa lanzamiento shotcrete 2019 .....	104
Tabla 37: Ratios 2019 sostenimiento shotcrete .....	104
Tabla 38: Precios unitarios lanzamiento shotcrete .....	105
Tabla 39: Ahorro de costos en lanzamiento de shotcrete .....	106
Tabla 40: Calculo de ahorro de costos por transporte de mineral .....	106
Tabla 41: Costos de perforación y voladura.....	108
Tabla 42: Rendimiento lineal de shotcrete .....	110
Tabla 43: Costos transporte .....	111

## **CAPITULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACION**

#### **1.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA**

En el ámbito de la minería, la optimización diaria dentro de las operaciones mineras, uno de los aspectos más importantes es la reducción de los costos en los distintos procesos mineros, y resultan mucho más valiosos aquellas mejoras de los procesos con los propios recursos con los que se cuenta.

En los últimos años la tendencia de la Unidad Minera Cerro Lindo es la ir incrementando su producción diaria, para lo cual la ejecución de labores de desarrollo también debe incrementarse, generando mayor producción de material roto, desmonte. Desmonte que tiene que transportarse 10km hasta la cancha de acumulación. Esta misma tendencia se produce con la actividad de sostenimiento.



Un adecuado diseño de sección de labor de un perímetro menor a la actual ayuda a reducir costos y lograr una mayor estabilidad del macizo rocoso, por ello se decide realizar este proyecto de investigación, apoyado en el uso de software's geomecánicos tales como el *PHASE*, *DIPS*, *UNWEDGE*, para las modelaciones correspondientes y comprobar hipótesis, identificando los beneficios en cuanto a costos y seguridad, al realizarse el cambio.

## **1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

La siguiente investigación se realizó en las labores de la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A, Distrito de Chavín, Provincia Chincha, Departamento Lima. Las labores a estudiar son aquellas que se encuentran entre los niveles 1710 y 1820. El tiempo de investigación es de aproximadamente 03 meses, 10 de Enero – 31 Marzo 2019.

Con la presente de investigación se busca lograr un mejoramiento dentro de las operaciones mineras de la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources SA.A., por medio de la implementación de un nuevo diseño de sección de labor, en cual generará una reducción de costos en las operaciones unitarias tales como: perforación, voladura, sostenimiento, transporte de material.

## **1.2.1 GENERALIDADES DE LA MINA**

### **1.2.1.1 Ubicación**

La Unidad Minera Cerro Lindo se encuentra en el distrito de Chavín, provincia de Chincha, Departamento de Ica, aproximadamente a 256 km. al sureste de la ciudad de Lima, sobre terrenos superficiales pertenecientes a la Comunidad de Chavín, a una altitud promedio de 1,825 m.s.n.m., siendo sus coordenadas UTM WGS84 referenciales: 392,780 Este y 8'554,165 Norte.

### **1.2.1.2 Accesibilidad**

El acceso desde Lima es por la carretera Panamericana Sur hasta llegar al desvío Jahuay, cubriendo una distancia de 185 km, luego se toma el desvío en la progresiva del km 180+800 de la zona de Jahuay por la carretera afirmada construida para la unidad minera recorriendo una distancia de 61 km.

### **1.2.1.3 Breve Reseña Histórica**

Cerro Lindo se descubre por el afloramiento de óxidos limoníticos y baritina sacaroide que era explotado inicialmente. Desde el año 1982 al 1987 la Compañía Minera Milpo inicia los trabajos geológicos consistentes en muestreos superficiales y galerías de exploración, delimitándose con esos trabajos el OB1 y OB2. En 1999 se ejecutaron 4525 m de galería subterránea y 35112 m de perforación diamantina, descubriéndose en su total magnitud el OB5, en el 2002 se realizó el estudio de factibilidad teniendo

recursos medidos de 34 MT con 5.2% de Zn, 0.8% de Cu, 36.1 g/ton de Ag y 0.6% de Pb, teniendo además 10 MT de mineral inferido con leyes muy similares. Genéticamente el yacimiento de Cerro Lindo es un depósito de sulfuros masivos vulcanogénicos, perteneciente al Grupo Casma de edad Cretácico, estas rocas se acumularon dentro de una cuenca durante el proceso de subducción. La secuencia volcánica sedimentaria consiste de lavas y piroclastos félsicos, esta finalmente es intruida por el batolito de la costa generando alrededor un metamorfismo de contacto. El yacimiento geométricamente está orientado al NW, buzando al SW con ángulo de buzamiento de 65.

Las operaciones de Cerro Lindo se iniciaron en junio del 2007 con una producción inicial de 5000 Ton/día.

En el año 2010 se incrementa la producción a 10000 ton/día, en 2012 a 15000 ton/día y para el 2015 la producción de Cerro Lindo fue de 18000 ton/día

En el año 2017 nace una nueva empresa dueña de Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A, que es la fusión de Empresa Minera Milpo y la brasileña Votorantim Metais.

Actualmente Cerro Lindo Tiene una producción diaria de 21 000 ton, con una capacidad de tratamiento de planta de 22 000 ton, lo cual lo convierte en la mina subterránea más grande del Perú.

Plano 1: Ubicación Unidad Minera Cerro Lindo



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN  
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Tema: Ubicación unidad Minera Cerro Lindo

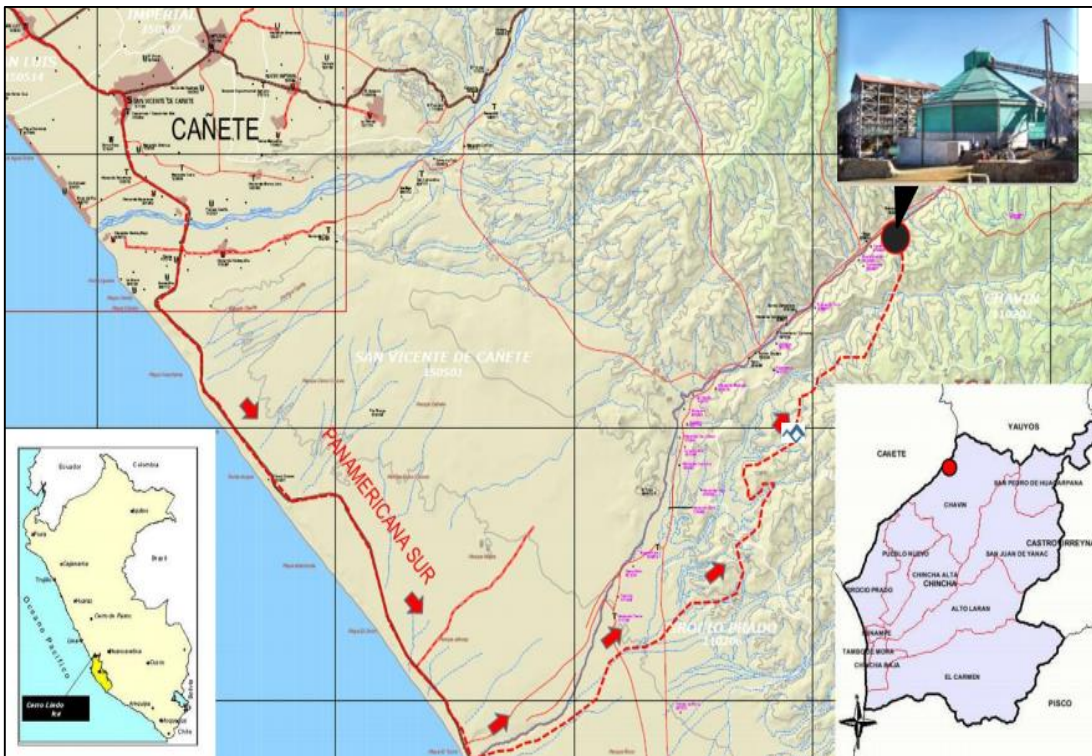
Fecha: Julio 2019

Autor: Luis POLO SIMÓN

Fuente: Nexa Resources

PLANO 01

Plano 2: Acceso Unidad Minera Cerro Lindo



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN  
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Tema: Ubicación unidad Minera Cerro Lindo

Fecha: Julio 2019

Autor: Luis POLO SIMÓN

Fuente: Nexa Resources

PLANO 02

## **1.2.2 GEOLOGÍA**

### **1.2.2.1 Geomorfología**

El área presenta una elevación entre 1,800 msnm a 2,000 msnm y se caracteriza por una topografía accidentada y altas pendientes. Se aprecia barrancos (quebradas) desarrollados como parte del drenaje dendrítico que alimenta al río Topará.

Se aprecian tres unidades geomorfológicas muy diferenciadas, la primera unidad se desarrolla paralela a la faja costera, la cual limita hacia el W con la ribera litoral y al E con las estribaciones andinas. Siguiendo hacia el E se encuentra una segunda unidad conformada por estribaciones del frente andino, caracterizado por cadenas de cerros de poca altitud que varían entre los 400 a 500 msnm, de suaves pendientes, que va aumentando progresivamente hacia el E en altitud y relieve. La tercera unidad está integrada por el flanco disectado andino, que presenta una topografía abrupta, con cerros de altitudes que varían entre los 500 a 4,000 msnm, formando cadenas continuas o aisladas, que son disectadas por ríos o tributarios de ellos y quebradas, con una tendencia de E a W, los cuales han labrado valles profundos y encañonados, como se observa con el río Topará ubicado en la zona de estudio.

### **1.2.2.2 Estratigrafía**

La secuencia estratigráfica se relaciona con la serie volcánica-sedimentaria y las intrusiones del Batolito de la Costa, la cual se describe a continuación desde el más antiguo al más reciente.

#### **1.2.2.2.1 Formación Huaranguillo**

Está formado por dos miembros: el Miembro Inferior, que presenta una litología integrada por lutitas pizarrosas, tufos y horizontes andesíticos, y el Miembro Superior, integrado por calizas, lutitas pizarrosas y rocas volcánicas.

#### **1.2.2.2.2 Formación Tantará**

Está conformada por una secuencia volcánica que yace en discordancia angular sobre formaciones mesozoicas e infrayace en aparente concordancia a la secuencia volcánica Sacsaquero. Litológicamente está compuesta por derrames andesíticos, riódacíticos, dacíticos, de coloración gris a pardo violáceo, con texturas porfiríticas a afaníticas, también se encuentran delgados horizontes limolíticos.

#### **1.2.2.2.3 Grupo Sacsaquero**

Esta secuencia está integrada por rocas volcánicas-sedimentarias, constituidas por derrames andesíticos

intercalados por tobas soldadas e intercalaciones de areniscas, limoarcillitas y calizas.

#### **1.2.2.2.4 Rocas Intrusivas**

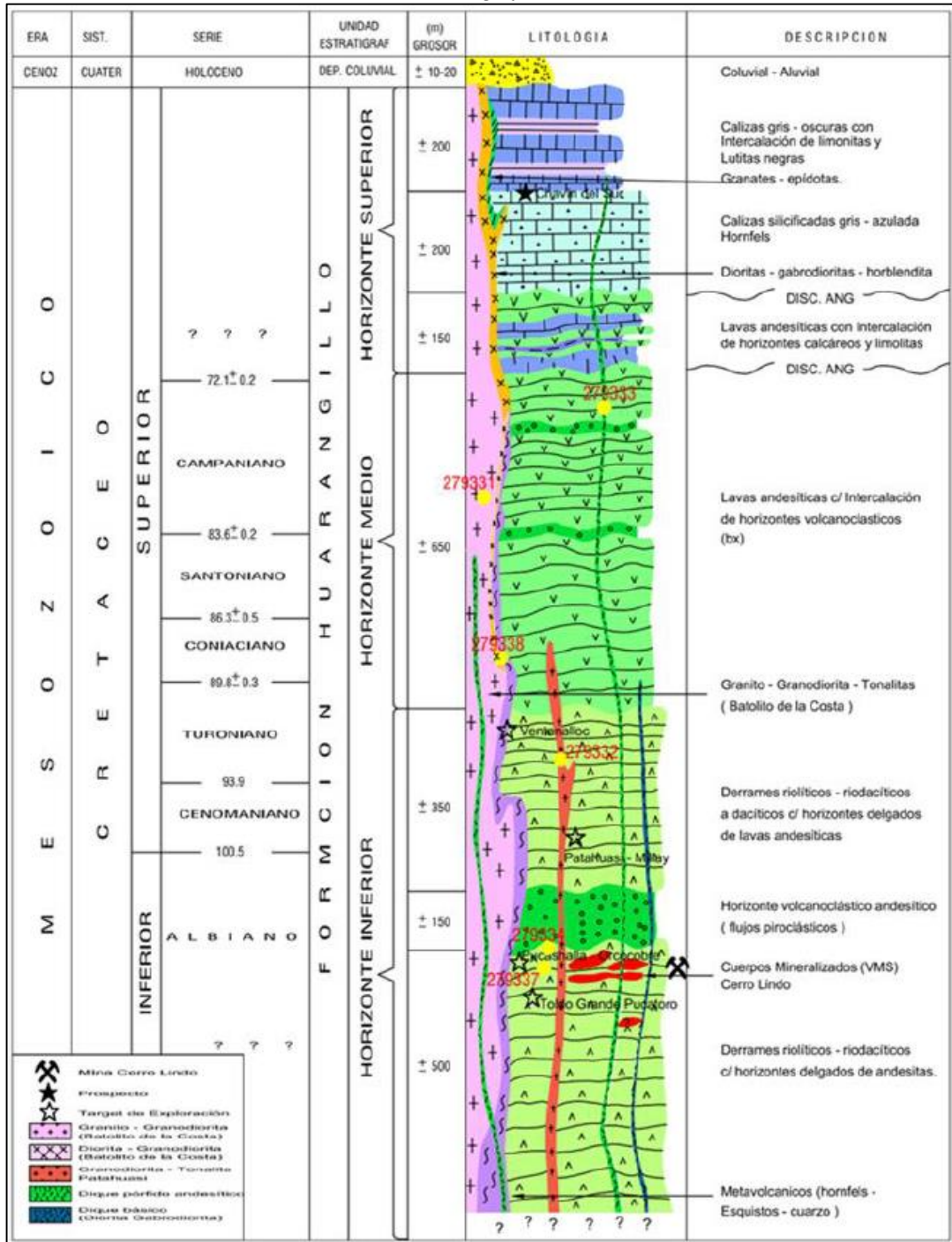
Representadas por unos conjuntos de intrusiones de composición principalmente tonalita a granodiorita, los mismos que intruyen a la secuencia mesozoica y parte de la secuencia terciaria. Estos plutones presentan una forma alargada en sentido NWSE y se han reconocido las siguientes unidades del Cretáceo: Unidad Tiabaya de composición que va de tonalita a granodiorita, Unidad Incahuasi de composición tonalítica a diorítica, y Unidad Patap conformada por rocas dioríticas. En el Terciario tenemos la unidad Catahuasi que es una sucesión de intrusiones que afloran en el área de estudio, constituida por tonalitas y granitos.

#### **1.2.2.2.5 Depósitos Cuaternarios**

Están compuestos por depósitos de origen coluvial y aluvial. Los depósitos coluviales están compuestas de gravas arenosas con bloques de cantos redondeados a sub-angulosos y se ubican en las quebradas principales y tributarias. Los depósitos aluviales están compuestas por gravas y bloques subangulosos dispersos de origen gravitacional y se ubican en pequeña extensión en las laderas de las quebradas.



Plano 3: Columna estratigráfica área Cerro Lindo



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN  
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Tema: Ubicación unidad Minera Cerro Lindo

Fecha: Julio 2019

Autor: Luis POLO SIMÓN

Fuente: Nexa Resources

PLANO 03

### 1.2.2.3 Geología Regional

La zona de estudio se emplaza en la formación volcánico-sedimentaria Huaranguillo, de edad Albiano medio a Senoniano (Cretácico medio), esta descansa como un posible roof pendant sobre los intrusivos pertenecientes al Batolito de la Costa. La Formación Huaranguillo muestra un rumbo general de N60°W y es parte del relleno de la cuenca Cañete. Las unidades volcánico - sedimentario se acumularon en un ambiente de arco de islas asociados a una cuenca back-arc producto de movimientos tectónicos extensionales durante la subducción.

Litológicamente está formada por secuencias volcánicas metamorfizadas y secuencias volcánicas riolíticas-riodacíticas en la parte inferior, en la parte media se tiene secuencias volcánicas andesíticas y en la parte superior secuencias vulcano-sedimentarias (intercalación de andesitas-limolitas-calizas) y sedimentarias (calizas-limolitas-lutitas calcáreas). Esta secuencia volcánica sedimentaria tiene una potencia de  $\pm 2,250$  metros y se emplaza en la dirección NW-SE. Estas secuencias volcánicas sedimentarias se muestran rodeadas e intruidas por intrusivos pertenecientes al Batolito de la Costa, constituidos por granitos-granodioritas al oeste, dioritas-gabrodioritas-horblenditas al Este y Noreste. Estructuralmente se tienen fallas de rumbo NW-SE.



#### **1.2.2.4 Geología Local**

El yacimiento está emplazado entre las unidades Topará y Huapunga, que son secuencias piroclásticas distales y/o removilizadas compuestas de tufos a cenizas y tufos monomícticos y polimícticos de lapilli subredondeados.

La unidad piroclástica está intercalada con unidades efusivas, mayormente brechas de flujo. Se reconocen exhalitas de potencia submétrica en los contactos inferiores y superiores de los cuerpos de sulfuros masivos.

El yacimiento de Cerro Lindo es un depósito de sulfuros masivos vulcanogénicos (VMS), cuya génesis es similar a otros depósitos VMS a nivel mundial. Hasta hoy, han sido reconocidos once cuerpos mineralizados.

El depósito de sulfuros masivos abarca una extensión mineralógica aproximada de 1350 m de largo, 83 m de ancho y 245 m de profundidad. Esta secuencia de mineral ocupa un graben de intracuenca con orientación hacia el NO; el depósito está inclinado hacia el SO con un buzamiento promedio de 65°, producto de la deformación orogénica.

En la parte superior, se encuentran minerales oxidados como hematita, jarosita y limonitas, producto de la oxidación de los sulfuros primarios, estos están acompañados por baritina de tipo sacaroide.

La zona intermedia es de sulfatos ricos en cobre e hidróxidos de hierro. La lixiviación de los iones metálicos de cobre son cementados al nivel inferior para formar sulfuros secundarios de cobre como calcosina y covelita.

En la zona de profundización, se hallan los sulfuros primarios divididos en dos estructuras, el dominio de Zn, Ag, Pb y Ba conocido como los *Black Ore* y el dominio de Fe con Cu conocido como los *Yellow Ore*.

En Cerro Lindo, se reconocen litologías de sulfuros masivos primarios, los cuales se describen a continuación:

- Sulfuro Masivo Barítico (Zn-SPB); sulfuros masivos ricos en Zn, Pb y Ag, estos sulfuros tienen baritina y la mineralización consiste en esfalerita, calcopirita y galena; la plata se encuentra en la galena argentífera. La textura de esta mineralización es bandeada.
- Sulfuro Masivo Barítico Cuprífero (Cu-SPB); sulfuros masivos ricos en Fe, Cu y Zn, tienen baritina y la mineralización consiste en pirita, calcopirita y marmatita, que es la esfalerita ferrífera.
- Sulfuro Primario de Pirita (SPP); son sulfuros masivos rico en Fe, no tienen baritina y está compuesta solo por pirita.

- Sulfuro Semi Masivo (SSM); son volcánicos de la caja piso con diseminación entre 20% y 50% de sulfuros; esta litología tiene pirita, calcopirita diseminada y en venillas.

#### **1.2.2.5 Geología Estructural**

La zona presenta plegamientos y bloques estructurales limitados por fallas. Durante la evolución del depósito de mineralización de sulfuro masivo, la Formación Huaranguillo sufrió fuerte plegamiento y fallamiento, lo que generó grandes bloques, originando un graben de intracuenca donde se depositaron los sulfuros masivos. Se han reconocido tres grandes estructuras de este graben, las que han desarrollado tres sistemas de fallas regionales con características muy determinantes.

El primer sistema de fallas regionales tiene orientación NW, es la más antigua, anterior a la depositación de los sulfuros masivos, que originó la forma del paleorelieve y creó un ambiente propicio en el cual se depositaron los sulfuros masivos.

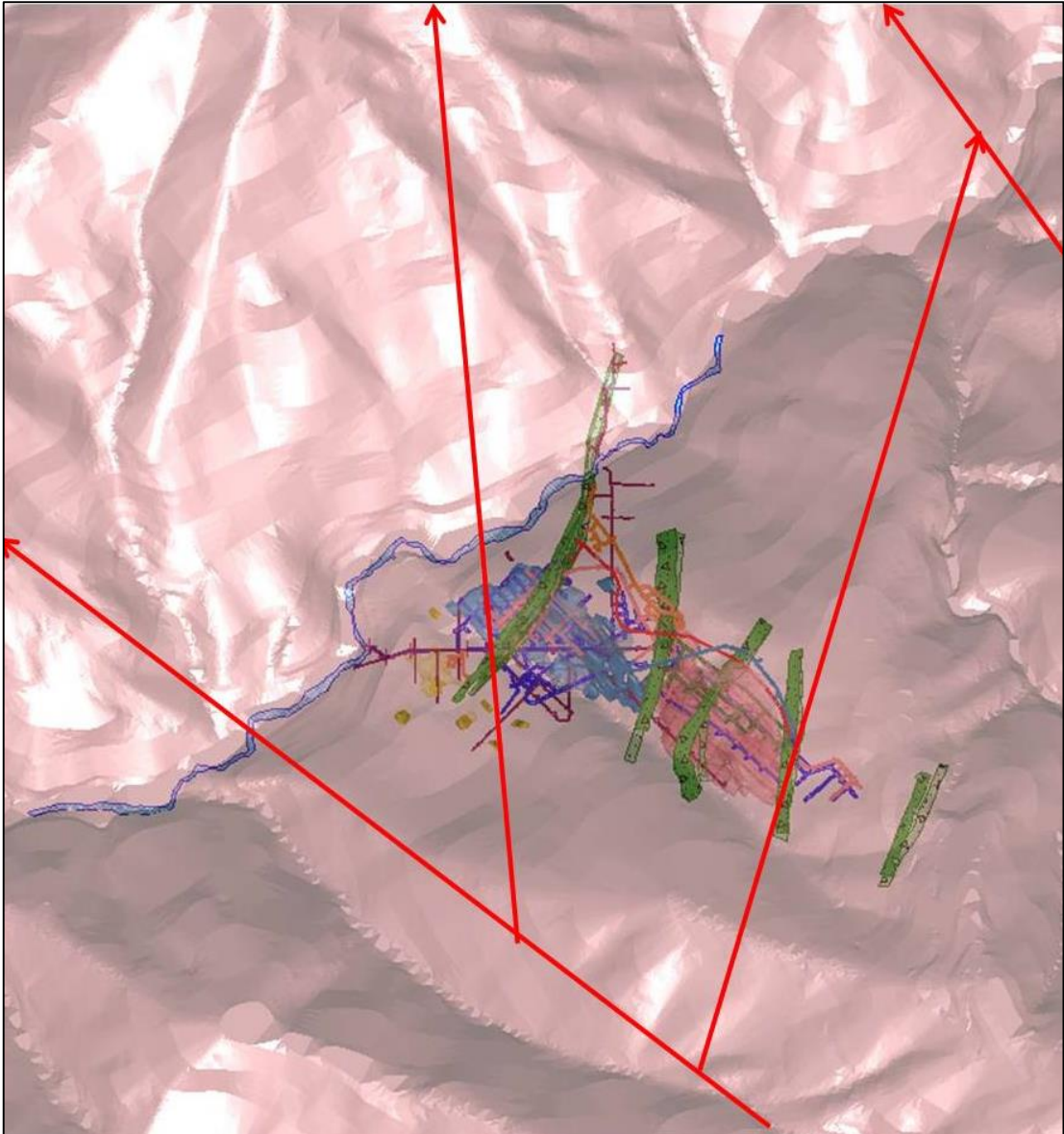
El segundo sistema de fallas regionales tiene orientación NE, estas permitieron el paso de la mineralización, la depositación, y condicionaron la cantidad de sulfuro depositado. En estas estructuras actualmente se han emplazado diques andesíticos porfiríticos recientes.

El tercer sistema de fallas regionales tiene orientación NS, estas fallas son inversas, que se originaron posteriores a la depositación

de la mineralización. Este sistema de fallas desplaza el OB1. En el OB5 también existen diques y fallas NS, pero con desplazamiento moderado.

Existen estructuras denominadas enclaves de rocas volcánicas alteradas dentro de los sulfuros, usualmente son de longitud entre los 0.50 m. hasta los 10.00 m. Son fragmentos de lavas debido al rápido enfriamiento que tiene lugar cuando la lava entra en contacto con agua, es propio de las erupciones submarinas o subacuáticas. La lava se enfría en superficie se rompe y granula, permitiendo que nuevo magma fluya.

*Figura 1: Geología estructural*



*Fuente: Nexa Resources.*



### 1.2.2.6 Geología Económica

Cerro Lindo genéticamente es un depósito de sulfuro masivo vulcanogénico (VMS Volcanogenic Massive Sulphide). Presenta una orientación NW, buzando al SW con 65° de promedio, mide aproximadamente 1,350 m de largo, 83 m de ancho y 245 m de profundidad.

Este yacimiento presenta en la actualidad siete cuerpos mineralizados denominados OB1, OB 2, OB 3, OB 4, OB5, OB 6 y OB 7, además de pequeños cuerpos satélites. En el presente estudio están involucrados el OB 2, OB 5 y OB 7.

Los Recursos Minerales a diciembre 2016 muestran una variación de 2.61% Zn, 0.28% Pb, 0.84% Cu, 0.82 Ag Oz como valores promedio de Recursos Medidos más Indicados.

Estos tipos de depósitos han sido relacionados al modelo Kuroko, basado en la similitud de su formación, edad y la presencia de la baritina. El yacimiento está conformado por cuerpos lenticulares y apilados de sulfuros, definiéndose tres tipos de sulfuros masivos y uno semimasivo, así tenemos:

- **Sulfuro Masivo Barítico (SPB-Zn)**, se presenta en forma bandeada, rico en zinc, plomo y plata, contiene más del 50% de los sulfuros totales, incluyendo la baritina. Presenta una mineralización consistente en esfalerita, calcopirita, galena, galena argentífera, de textura granular gruesa y bandeada.

- **Sulfuro Masivo Barítico rico en cobre (Cu-SPB)**, presenta una mineralización de baritina, pirita, pirrotita, calcopirita y marmatita, en este tipo de sulfuro es menor la pirita que en los sulfuros SPB-Zn, tiene una textura homogénea, bandeamiento difuso y escaso en minerales de zinc. Su mineralogía es de mayor temperatura que la SPB-Zn.
- **Sulfuro de Pirita Masiva Homogénea (SPP)**, compuesta en su totalidad por pirita, de textura homogénea y granular, con un tamaño que varía entre muy grueso, grueso a fino y con presencia de menos del 10% de barita y calcopirita intersticial.
- **Sulfuro Semi-Masivo (SSM)**, presenta entre 20% y 50% de sulfuros, mayormente pirita estéril en forma de parche, venillas y diseminados, con una granulación fina. Se encuentra en forma de una envolvente alrededor de los sulfuros masivos, donde la piritización en forma diseminada es mayor en la zona de caja piso que en la caja techo.

### 1.2.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de minado que se aplica es Sub Level Stopping, método conocido también como hundimiento por sub niveles, se aplica cuando el mineral y la rocas encajonantes son competentes, el ángulo de buzamiento mayor a 60° generalmente se aplica en yacimientos verticales con formas y dimensiones regulares.

En Cerro Lindo los sub niveles son cada 30 metros, los cuerpos se dividen en tajos de 30 metros de alto, 20 metros de ancho y 25 metros de largo (15,000m<sup>3</sup> y 67,500 TM), se emplea perforación radial positiva y negativa.

*Tabla 1: Parámetros generales de aplicación*

<b>PARÁMETROS</b>	<b>GENERALES</b>	<b>CERRO LINDO</b>
Buzamiento	> 60°	65° - 75°
RMR Cpo. Miner.	60	50 – 60
RQD Cpo. Miner.	60	55 – 62
RMR caja piso	75	60 – 70
RMR caja techo	50	40 – 50

*Fuente: Elaboración propia.*

Ventajas del sub level stopping:

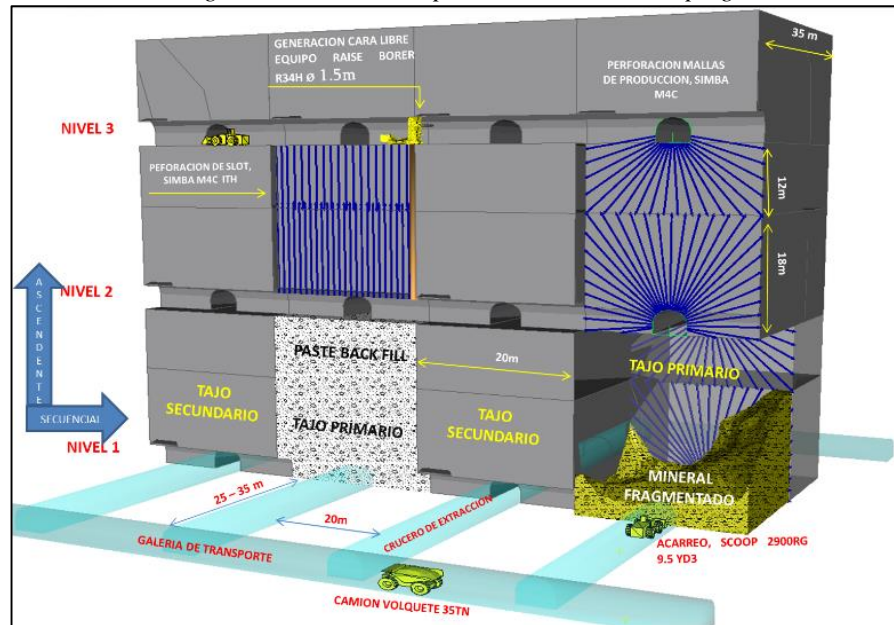
- Método muy económico
- Alta productividad
- Ningún consumo de madera
- Gran seguridad durante las preparaciones
- Buena ventilación

Desventajas del sub level stopping

- Mayor preparación en función a los subniveles
- No es selectivo

- Voladura secundaria frecuente (10% a 15% de bancos)
- Scoops a control remoto vulnerables a accidentarse
- Grandes cavidades vacías hasta concluir el relleno

Figura 2: Método de explotación Sub Level Stopping



Fuente: Nexa Resources.

### 1.2.3.1 Desarrollo y Preparaciones

- **Desarrollo**, consiste básicamente en acceder mediante rampas de 5m x 5m de sección de forma paralela al eje vertical del cuerpo, a partir de la rampa se desarrolla los subniveles cada 30 metros con 2% de gradiente positiva, con sección de 5m x 4.5m, estos subniveles o accesos principales son paralelos al eje horizontal del cuerpo y están en la caja piso, a partir del sub nivel.
- **Preparación**, cumpliendo con el diseño de los desarrollos se inicia la preparación de los cruceros de acceso al cuerpo hasta interceptar la caja techo logrando un mejor reconocimiento del

cuerpo mineralizado, a partir de estos cruceros se inicia la preparación de las galerías con una sección de 5m x 4.5m hasta comunicar todos los cruceros de preparación, luego en la parte central de la galería se corre los cruceros de 20 metros de longitud de 5m x 4.5m de sección, la misma que servirá para la ejecución del slot para ambos tajos.

Es necesario mencionar que en la fase de desarrollo y preparaciones tenemos establecido como estándar de Nexa – Cerro Lindo “metro avanzado metro sostenido”, para ello utilizamos sostenimiento sistemático shotcrete con pernos helicoidales de 2,10 m (7 pies), con una malla de 1,20m x 1,20m.

### **1.2.3.2 Perforación**

#### **1.2.3.2.1 Slot**

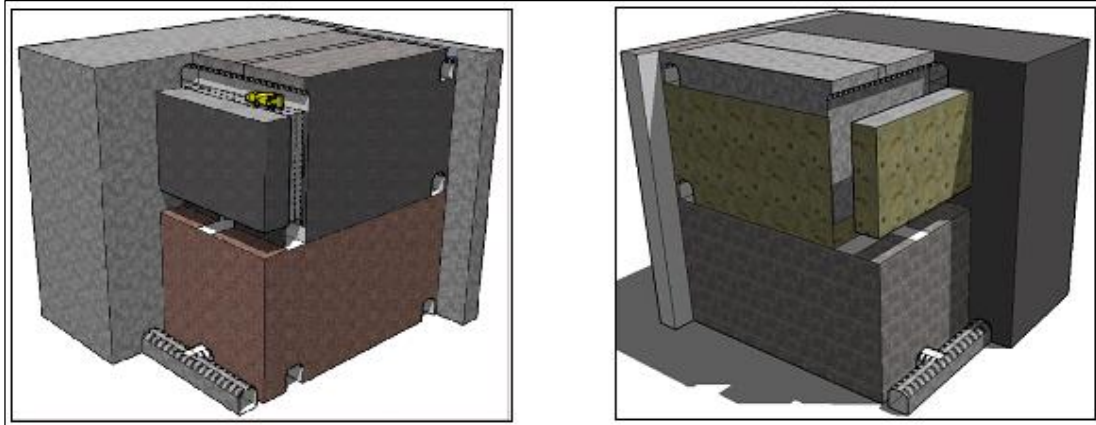
La perforación del slot consiste en perforar taladros pasantes paralelos con una malla de 1.5m x 1.5 m y con un diseños de tres y dos taladros por fila, en total 14 filas ( 35 taladros de 26 metros de longitud por taladro, se realizan mallas negativas con broca de 102 mm lo que hace un total de 910 metros perforados), la ejecución de este slot se hace teniendo como cara libre la chimenea slot, para la perforación tanto del slot como para la perforación radial se utiliza los siguientes accesorios de perforación, según equipo tal como se detalla en el siguiente cuadro.

Tabla 2: Accesorios de perforación Slot

ACCESORIOS	SIMBA ITH
Perforadora (Unidad de rotación)	DHR 6 HU 56 – 3
Martillo	Martillo DTH 460 3.5"
Barras	DrillPipe 076x6.3x1800
Brocas	Broca DTH 105 mm
Rendimiento (mts/h)	20.11

Fuente: Nexa Resources.

Figura 3: Esquema de la malla de perforación para la ejecución del slot

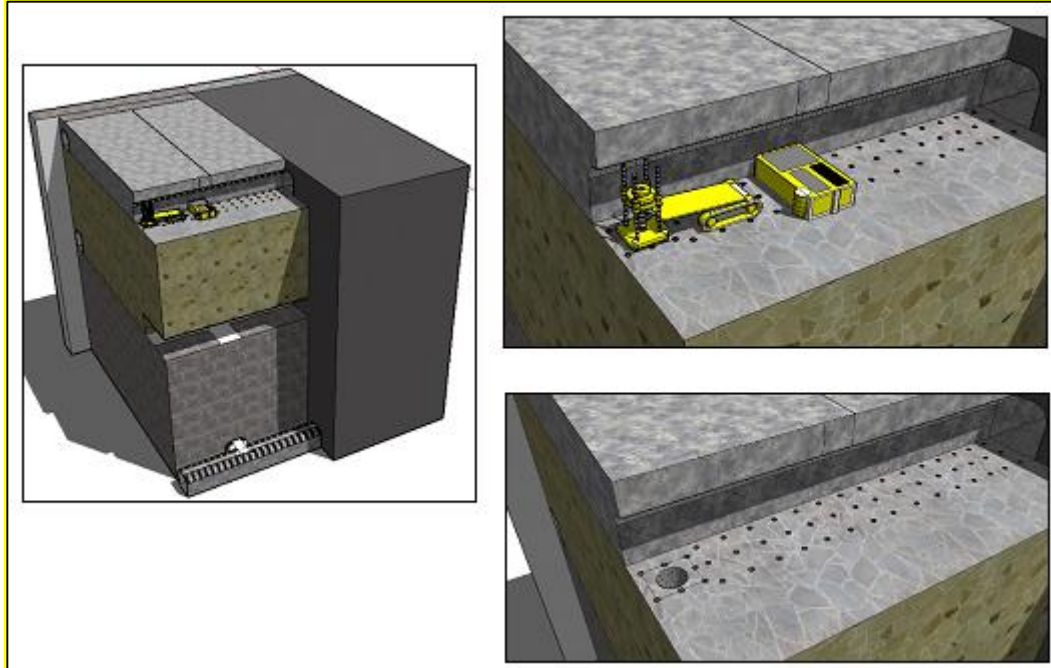


Fuente: Nexa Resources.

#### 1.2.3.2.2 Chimenea Slot

- a. **Chimenea RB:** Se realiza con la perforación piloto y rimado con el equipo RB de Tumi (SBM 400SR 084). Las longitudes promedio de las chimeneas son de 25 m utilizando barras para el piloto de 12 ¼” y tuberías para el rimado de la chimenea de 2,10 m de diámetro.

Figura 4: Ejecución de slot



Fuente: Nexa Resources.

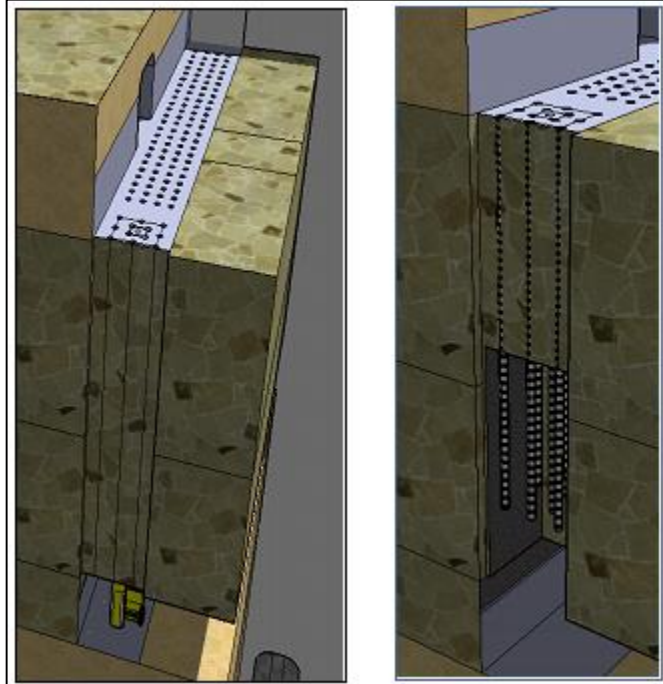
- b. Chimenea VCR:** También en esporádicas ocasiones se realiza la perforación con el Simba ITH y se utiliza los siguientes accesorios de perforación: Martillo DTH 460 3.5", Drillpipe 076X6.3X180, Broca DTH 105MM, la longitud total de las chimeneas es de 25 metros con una sección de 2.00 m x 2.00 m.

Tabla 3: Parámetros de perforación VCR

Sección m <sup>2</sup>	4.00 ( 2.0 m x 2.0 m)
Longitud de perforación (m)	25
Metros perforados	425
Inclinación	90
Cantidad de taladros	17
Taladros cargados	13
Taladros vacíos	4
Diámetro de taladro	105 mm

Fuente: Nexa Resources

Figura 5: Esquema de perforación para chimenea VCR



Fuente: Nexa Resources.

### 1.2.3.2.3 Tajo

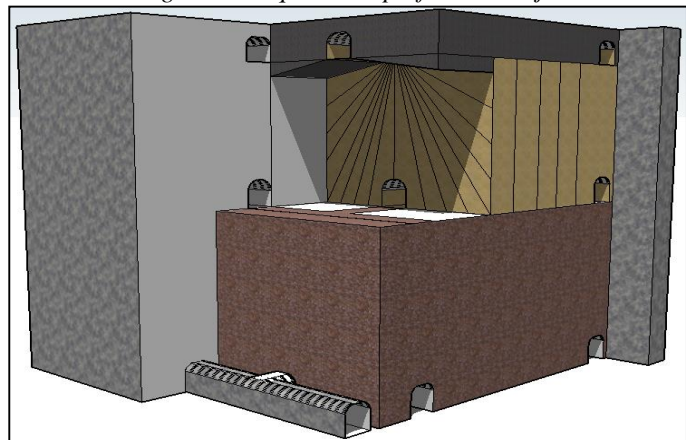
La perforación radial se realiza con el Simba M4C top hammer / ITH, en ambos casos el procedimiento consiste primero en realizar el raspado de pisos hasta llegar a roca firme para no tener problemas de emboquillado y evitar así desviaciones, después se inicia la perforación radial negativa de todo el tajo, luego se realiza la limpieza de los detritus acumulados en el piso, cumpliendo este procedimiento se minimiza el trabajo de los disparadores y se ensucia menos los taladros negativos.

La perforación radial requiere una gran precisión para lograr una buena voladura, la perforación de cada anillo



se realiza según diseño para lo cual el perforista cuenta con el respectivo juego de planos, donde se indica la posición o parada de cada anillo de acuerdo al equipo con el que se va a perforar ya que los baricentros difieren en cada equipo, el ángulo de perforación, el diámetro de perforación. La perforación radial negativa se realiza utilizando una malla cuadrada en los extremos del taladro de 3.5m x 3.5m con una longitud vertical máxima de 26 metros, la broca tiene un diámetro de 105 mm (4”), la performance del simba M4C top hammer / ITH es de 24 m/h.

*Figura 6: Esquema de perforación tajo*



*Fuente: Nexa Resources.*

### **1.2.3.3 Voladura**

#### **1.2.3.3.1 Slot**

La voladura se hace de forma masiva de todo el slot, iniciándose obviamente desde la chimenea slot, luego se procede con la limpieza total del mineral volado para

tener la cara libre vacía (Zanja) e iniciar con la voladura masiva de las mallas radiales.

El factor de potencia es relativamente elevado y el índice o rendimiento de perforación es bajo, debido principalmente que al abrir el slot la malla de perforación es 1.5m x 1.5 m y con taladros paralelos, en estos casos se tiene que cuidar la sección del slot la misma que es una limitante para mejorar la eficiencia de la voladura, es importante realizar la voladura adecuada y eficiente durante la ejecución del slot, ya que esta abertura será la cara libre del tajo para la voladura de la perforación radial.

#### **1.2.3.3.2 Chimenea**

- a. Chimenea VCR:** La voladura de los VCR se hace por tramos de 4 metros y se utiliza los siguientes accesorios y explosivos, en la tabla se muestra la cantidad utilizada en un disparo para un avance de 3 metros. Actualmente la ejecución de VCR's es esporádica, ya que las chimeneas se viene ejecutando con equipos Raise Boring de Ø 7 pies.

Tabla 4: Explosivos y accesorios utilizados en la voladura del VCR

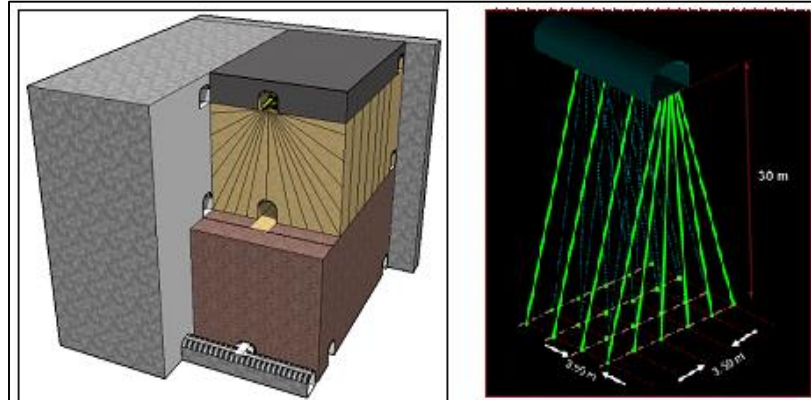
Accesorios y explosivos	Cantidad
Anfo (kg)	114.4
Booster HDP3 (Unid)	13
Fulminante no electrónico 25 m (unid)	13
Cordón detonante 5P (m)	3
Mecha de seguridad	2
Avance (m)	4
Toneladas rota	72
Factor de potencia (Kg/tm)	1.59
Factor de potencia por avance (Kg/m)	28.6

Fuente: Nexa Resources.

### 1.2.3.3.3 Tajo

La voladura de los anillos radiales se realizar de forma masiva en retirada, para realizar una eficiente voladura se tiene que trabajar con los planos de perforación para conocer los parámetros de cada taladro y calcular la cantidad de carga que se va a utilizar por taladro, además se tiene que realizar una excelente limpieza de los taladros, eliminar el agua acumulada y lógicamente hacer una adecuada distribución de los retardos y de la carga explosiva, es necesario tener un control de la carga operante para minimizar el daño por las ondas expansivas, se utiliza booster HDP3, detonadores electrónicos de longitud de 20 y 46 metros, cable Digi-pro y ANFO, el factor de potencia está en 0,18 Kg/TM, con una eficiencia promedio de 20 TM / metro perforado, el costo es de 0,28 \$/Tm y la generación de bancos para voladura secundaria está en 8 % de la voladura con un costo de 0,068 \$ / Tm.

Figura 7: Voladura de anillos radiales



Fuente: Nexa Resources.

#### 1.2.3.4 Limpieza

Se realiza con scoops CAT R-2900G y el LH621 Sandvik, durante el periodo de voladura la limpieza se realiza sin control remoto solamente hasta obtener el espacio suficiente para continuar con la voladura, es más, está prohibido la exposición del operador bajo grandes espacios sin un techo seguro, culminado la voladura y cuando ya no es posible la limpieza normal con operador y scoop, en este instante es cuando se utiliza los controles remotos, de manera tal que solo ingresa a los tajos en limpieza el equipo a control remoto operado desde el acceso, por ello una de las grandes bondades del sub level stoping es la seguridad, con este método el minado se hace en retirada y nunca más ingresa el personal hacia el tajo explotado o en explotación.

#### 1.2.3.5 Carguío

El carguío se realiza con los scoops directamente a los volquetes en las cámaras de carguío, donde también tenemos cámaras de acumulación de mineral lo que permite una mejor utilización de

los scoops y mayor velocidad de carguío y por consiguiente un adecuado rendimiento de los volquetes, el ciclo tiene una alta productividad siendo la producción diaria de 20.5 k Tn.

### **1.2.3.6 Transporte**

El transporte se realiza con volquetes y trabajamos con una flota de 20 volquetes de 35 toneladas de la empresa American, y 15 volquetes de 35 toneladas y 24 de 50 toneladas de la empresa Dinet, el ciclo promedio en interior mina desde las cámaras de carguío hacia la parrilla del ore pocket es de 21 minutos, a partir de este punto el mineral ingresa a la chancadora primaria y se transporta por faja en una longitud de 1,600 metros hasta la planta.

*Figura 8: Scoop R- 2900G*



*Fuente: Propia.*

*Figura 9: Volquete Mercedes Benz Actros 4143k*



*Fuente: Propia.*

*Figura 10: Faja transportadora N° 3 salida de mina a superficie*



*Fuente: Propia.*

### 1.2.3.7 Ventilación

El sistema de ventilación de la mina es íntegramente Electro-Mecánica, forzado por los 18 ventiladores principales que se tienen instalados en los niveles 1970 y 1940 que son los niveles superiores de la mina. De acuerdo a la disposición de las vías de ingreso y salida de aire se identifica 4 circuitos de ventilación los cuales manejan toda la mina.

- **Primer Circuito:** Ingreso de aire por Bocamina Pahuaypite, RB 141, RB 034, la rampa 678, RB 011 y Rp. 010, distribuyendo conjuntamente con los RBs el aire hacia el OB1, OB2 y OB 5 B.
- **Segundo Circuito:** Ingreso de aire por la rampa 074, distribuyendo el aire hacia el OB5 (niveles inferiores) OB 5, 6 A/B y 7.
- **Tercer Circuito:** Ingreso de aire por la Bocamina del nivel 1875 Y Bocamina 1910, distribuyendo el aire hacia los niveles superiores por la rampa 012 llegando al OB 5, 6 A/B y 7.
- **Cuarto Circuito:** Ingreso del aire por Bocamina Nv. 1820, Nv. 1830 distribuyendo el aire hacia el OB 5, 6 y 7 del mismo nivel.

Para poder realizar cualquier trabajo en una labor ciega, en cualquiera de los distintos procesos operativos se instalan ventiladores auxiliares para inyectar aire fresco desde el circuito principal de la mina. Las capacidades de estos ventiladores son de:

5,000 CFM; 10,000 CFM; 30,000 CFM y 50,000 CFM. Para su determinación se realiza una cobertura local para cumplir con el requerimiento legal y poder brindar un buen confort ambiental. En los diferentes niveles también se cuenta con ventiladores auxiliares extractores instalados en las diferentes chimeneas de extracción con la que cuenta la mina, estos ventiladores permiten forzar el aire para las diferentes zonas operativas y asegurar la evacuación de aire viciado de los diferentes niveles.

*Tabla 5: Inventario ventiladores principales*

ITEM	NIVEL	LABOR	ORE BODY	RB	CÓDIGO VENTILADOR	POTENCIA NOMINAL (HP)	CAPACIDAD (CFM)	SENTIDO
1	1970	Alimack 3	OB2	Alimack 3	125.3	250	125,000	EXTRACTOR
2	1970	Alimack 1	OB2	950	125.12	250	125,000	EXTRACTOR
3	1970	Alimack 1	OB2		125.7	250	125,000	EXTRACTOR
4	1970	Alimack 1	OB2		125.5	250	125,000	EXTRACTOR
5	1970	Cx 870 x Bp. 105	OB 5	936	125.6	250	125,000	EXTRACTOR
6	1970	Rp 112	OB 2	953	125.8	250	125,000	EXTRACTOR
7	1940	Bp. 105	OB 5	963	125.1	250	125,000	EXTRACTOR
8	1970	Cx 870 x Bp. 105	OB 5	936	125.4	250	125,000	EXTRACTOR
9	1970	RP. 890	OB 2	936B	125.11	250	125,000	EXTRACTOR
10	1970	RP. 890	OB 2	936B	125.12	250	125,000	EXTRACTOR
11	1970	RP. 950	OB 2		125.13	250	125,000	EXTRACTOR
12	1970	RP. 950	OB 2	305	125.14	250	125,000	EXTRACTOR
13	1970	RP. 950	OB 2		125.15	250	125,000	EXTRACTOR
14	1940	Bp. 105	OB 5	952	125.9	250	125,000	EXTRACTOR
15	1940	Bp. 105	OB 6	968	100.8	200	100,000	EXTRACTOR
16	1940	CX 031	OB 2	31	100.7	150	100,000	EXTRACTOR
17	1940	RP 950	OB 5		100.6	150	100,000	EXTRACTOR
18	1940	RP 950	OB 5		100.5	150	100,000	EXTRACTOR

*Fuente: Nexa Resources.*

### 1.2.3.8 Relleno en pasta

El métodos de explotación sub level stoping en Cerro Lindo considera la aplicación del relleno en pasta como parte del método de minado, recuperación del yacimiento, y para una mejor disposición y uso del relave, al inicio se explicó que el cuerpo mineralizado es dividido en tajos los mismos que son explotados en forma alternada, y es allí donde funciona el relleno, ya que hay



tajos que tienen que minarse teniendo como hastial la parte rellenada en una altura de 30 metros por 30 metros de largo (900m<sup>2</sup> de superficie con relleno en pasta y como hastial lateral del tajo). Por ello se tienen dos plantas de relleno en pasta y a la fecha se viene rellenando los tajos al momento de que quedan vacíos.

Los tajos una vez que son entregados al área de relleno, luego se proceden a realizar la preparación de los muros en las ventanas de los tajos, los mismos que actúan como tapones de concreto. Una vez que el tajo tenga los muros concluidos, se procede a rellenar con pasta siguiendo la siguiente secuencia: hasta los 5 m de altura del tajo con 5% (hasta la corona del muro) de cemento, se dejará fraguar 24 hr; Se reiniciará el relleno con 3% de cemento hasta los 15 m, se deja fraguar 24 hr y luego se reinicia el relleno con 3% de cemento hasta completar los 15 m restantes del tajo.

El relleno en pasta es una mezcla de relave, cemento y agua. Como se mencionó anteriormente se utiliza 5% de cemento en la mezcla hasta los 5 m de altura del tajo, los 25 m restantes se rellenan con 3% de cemento. En el caso de tajos para topeo se utiliza 5% de cemento; para tajos que tienen inestabilidad, como realces, comunicación de nivel a nivel, se utiliza 5% de cemento o más, dependiendo del informe técnico del área de geomecánica.

Tabla 6: Parámetros de relleno

Relave general	1250 a 1300 (29 a 30%) sólidos
Densidad de relleno	2400 - 2800 (gr/lt)
% de sólidos	75 – 80
Slump	9" - 10.5"
Rendimiento filtro banda	250 - 300 (TM/H)
Presión bomba Putzmeister	120 - 140 (bar)
Presión tubería	60 - 80 (bar)
Tubería SCH 80 de 8" de diámetro	1450 mts instalados
Costo (US\$/TM)	2.8

Fuente: Nexa Resources.

La resistencia según diseño apropiada para el relleno en el fondo del tajeo donde los esfuerzos son altos y utilizando una pasta con 5% y 3% de cemento por peso nos proporciona una resistencia de relleno de 0.97 y 0.366 Mpa respectivamente.

#### 1.2.4 OPERACIONES MINA

Las actividades de desarrollo y preparación se realizan desde el Nv. 1580 hasta Nv. 1970, dentro de las operaciones existen 03 zonas: Zona alta, zona intermedia y zona baja (profundización).

Las operaciones en la zona alta están a cargo de la Empresa Especializada INCIMMET, cuyas labores se encuentran desde el Nv. 1880 al Nv. 1970.

La zona intermedia está a cargo de Nexa Resources, cuyas labores están del Nv. 1710 hasta Nv. 1850. Por su parte la Empresa Especializada AESA, realiza trabajos en la zona baja, desde el Nv. 1680 hasta Nv. 1580. Actualmente la mina existen 17 niveles.

##### 1.2.4.1 Perforación

La perforación es la primera actividad que se realiza dentro de las operaciones mineras, cuya finalidad es hacer taladros en el frente

de trabajo, en los cuales serán introducida carga explosiva y sus accesorios iniciadores.

En Cerro Lindo se cuenta con 02 equipos de perforación de 02 brazos, Boomer 282 de Epiroc, la cual tiene una perforadora COP1838 HD. Las longitudes de perforación con estos equipos es 16''. El diámetro de las brocas es de 45 mm y el de los taladros de alivio equivalente a 102 mm. El servicio de la columna de perforación es brindada por la empresa Sandvik.

#### **1.2.4.2 Carguío y Voladura**

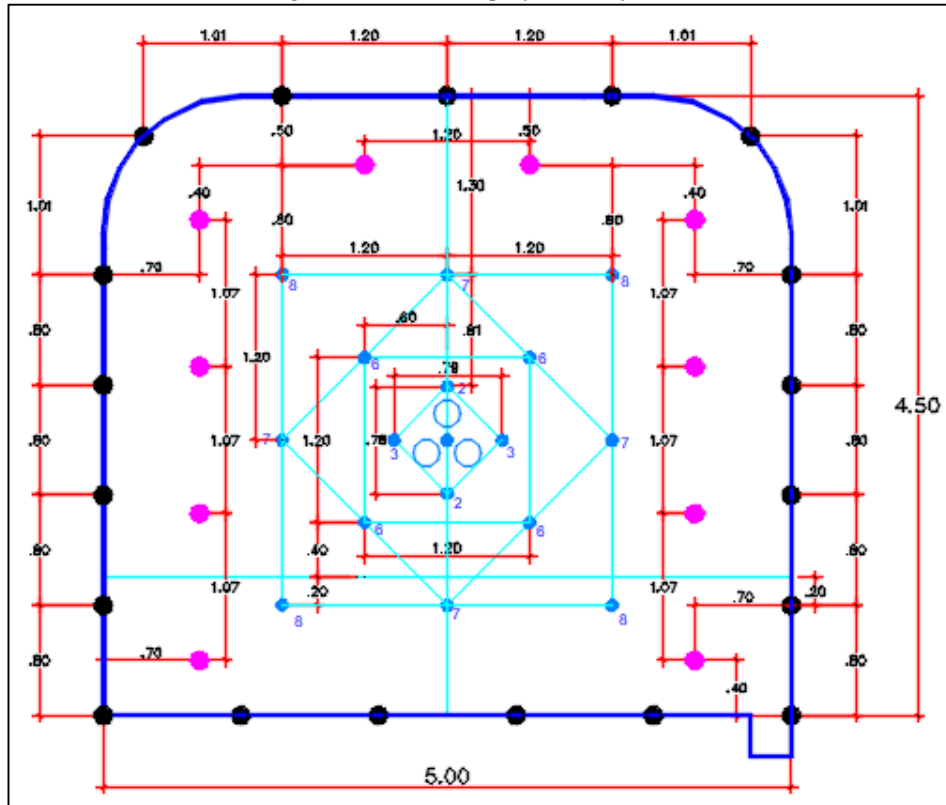
El carguío de los taladros se realiza con Examon p, como carga de fondo de emplea el Emulex 1 ½'' x 12, del mismo modo de emplea detonadores no eléctricos, los faneles. Para la voladura de contorno de emplea voladura controlada, la cual consiste de cartuchos espaciados de Semexsa, para rocas volcánicas.

*Figura 11: Jumbo perforando labor de desarrollo*



*Fuente: Propia.*

Figura 12: Malla de perforación frentes



Fuente: Nexa Resources.

### 1.2.4.3 Limpieza y Carguío

La limpieza y carguío de material roto de los frentes de avance se realiza con equipos generalmente con equipos CAT R2900G, cuya capacidad de cuchara es de 9 yd<sup>3</sup> y con equipo Sandvik LH517 con una capacidad de 17 Ton.

### 1.2.4.4 Transporte de Material Roto

El material estéril es evacuado a superficie por medio de volquetes de 35 TN, para la evacuación de desmonte de la zona alta e intermedia se emplea volquetes marca Volvo FMX 8x4, y el material de la zona baja es evacuada por volquetes marca

Mercedes Benz Actros 4143k 8x4 35 TN. Las contratistas encargadas de esta actividad son Dinet y American.

Asimismo se logrará una mejor administración de los procesos operativos, además de su respectiva reducción de costos, del mismo modo se reducirá los tiempos empleados en las operaciones unitarias mina. Este estudio, también podrá ampliarse a las minas que cuenten con características similares.

### **1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

#### **1.3.1 Problema General**

- ¿Es posible la reducción de costos operativos en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A, mediante el cambio de diseño de labor?

#### **1.3.2 Problemas Específicos**

- ¿La implementación de un nuevo diseño de sección permite la reducción de costos de perforación y voladura en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A?
- ¿La implementación de un nuevo diseño de sección permite la reducción de costos de sostenimiento en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A?
- ¿La implementación de un nuevo diseño de sección permite la reducción de costos de transporte de material roto en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A?

### **1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS**

#### **1.4.1 Objetivo General**

- Reducir los costos en las operaciones de la mina mediante la implementación de un nuevo diseño de sección de labor en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.

#### **1.4.2 Objetivos Específicos**

- Reducir los costos de perforación y voladura con la implementación del nuevo diseño de sección de labor en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.
- Reducir los costos de sostenimiento con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.
- Reducir los costos de transporte de material roto con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.

#### **1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

La realización de la presente investigación se justifica debido a que permitirá contribuir al desarrollo operativo de la Unidad Minera Cerro Lindo, principalmente en la reducción de costos, mayor factor de seguridad y mejor gestión de tiempos de los procesos, incrementando la productividad y contribuyendo al desarrollo de conocimientos actuales y su aplicación en otras unidades.

#### **1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN**

En el desarrollo del presente trabajo de investigación no hubo limitaciones en cuanto se refiere a la obtención de datos, ya que se nos brindó todas las facilidades otorgadas por parte de la Superintendencia de Producción de la Unidad Minera Cerro Lindo.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 ANTECEDENTES DE ESTUDIO**

##### **2.1.1 Internacionales**

Bahamóndez (2017), su tesis “*Implementación sistema de gestión para reducción de costos optimizando el desempeño por componente en equipos mineros*”, tuvo como objetivo el desarrollo e implementación de un sistema de gestión para mejorar el desempeño, que se encuentra bajo lo esperado, que presentan los componentes de los equipos de carguío y transporte en Minera Escondida; específicamente se busca aumentar la seguridad del



operador, reducir el costo asociado al bajo desempeño por componente y mantener la continuidad de la operación.

Esto significó un beneficio económico estimado para Minera Escondida de 2.96 millones de dólares en cuanto a la reducción de uso de éstos componentes. Además, se espera una reducción considerable en los costos por motores de tracción debido a la gran reducción de eventos operacionales asociados a estos que se obtuvo.

Ibara & Galera (2014), los métodos empíricos y analíticos son herramientas fundamentales a la hora del análisis de estabilidad de las excavaciones que se realizan durante las operaciones de extracción de mineral empelando el sistema de Sublevel Stopping.

Dada la complejidad de las excavaciones que se realizan en minería metálica, es fundamental que los análisis que se realicen se comprueben por diversas metodologías.

Los resultados obtenidos permitieron establecer la siguiente conclusión:

- Las galerías resultan bastante estables si bien pueden presentar localmente inestabilidades debido a la formación de bloques de roca. Estas inestabilidades son fácilmente controlables mediante la fortificación con pernos y malla. Puntualmente puede ser necesario el empleo de shotcrete.

Hergenrether Pérez (2017), analiza el comportamiento del macizo rocoso ante la ejecución de labores de excavación de un túnel con sección en

herradura y gradiente inclinado negativo, diseñado para la extracción de mineral en una mina subterránea de gran tonelaje.

La finalidad del trabajo fue el de aplicar los diferentes conceptos geomecánicos implicados en el diseño de secciones tipo a diferentes profundidades, considerando el efecto de un campo de esfuerzo anisótropico sobre la excavación y ajustándose a las limitaciones propias del análisis por elementos finitos en 2D del programa Phase<sup>2</sup> v.8.0.

Se ha planteado como base del diseño el uso de las clasificaciones geomecánicas, asumiendo sus particularidades y valorando sus diferentes recomendaciones. El objetivo final es diseñar y valorar el comportamiento del sostenimiento según diferentes recomendaciones de longitud de pase y método de explotación, considerado un comportamiento elasto-plástico del macizo.

Cortés Zablocki (2018), desarrollo una tesis *“Análisis de la implementación del control computarizado en la perforación para desarrollos horizontales”*, cuyos objetivos fueron los siguientes.

- Estudiar los procesos y actividades involucradas en el desarrollo de túneles y galerías en las operaciones mina Cabildo y Proyecto Nuevo Nivel Mina, evaluando sus recursos, métodos de trabajo y costos.
- Medir los resultados de la perforación con equipos convencionales y con equipos que usan la nueva tecnología.
- Estudiar los contornos de los túneles desarrollados con ambas tecnologías.

- Realizar una comparación entre las tecnologías, minimizando el impacto de factores externos como las condiciones geológicas, la maestría del operador y las dimensiones de la galería.
- Estudiar los factores operacionales y entregar recomendaciones respecto a la implementación de la nueva tecnología a la empresa Epiroc.

### 2.1.2 Nacionales

DCR\_Ingenieros (2010), en su informe técnico: “*Evaluación geomecánica del minado subterráneo Mina Cerro Lindo*”, cuyo objetivo fue realizar una evaluación geomecánica de la masa rocosa de la Mina Cerro Lindo, debajo del Nv. 1820, a fin de definir y dimensionar las nuevas variables geomecánicas asociadas al minado de este yacimiento en profundidad, apoyando así al planeamiento, diseño y operación de esta mina.

Se concluye que clasificación geomecánica de la masa rocosa debajo del Nv. 1820, efectuada a partir de la información registrada en el mapeo geomecánico de labores subterráneas y en el mapeo de testigos rocosos (comunes y orientados) de sondajes diamantinos han indicado lo siguiente:

- En el OB1 y OB2, las masas rocosas de calidad Buena (II) representan el 37 %, las de calidad Regular A (IIIA) representan el 34 %, las de calidad Regular B (IIIB) representan el 17 %, las de calidad Mala A (IVA) representan el 6 %, las de calidad Mala B (IVB) representan el 5 %, y las de calidad Muy Mala (V) representan menos del 1 %.

- En el OB5 y OB6, las masas rocosas de calidad Buena (II) representan el 34 %, las de calidad Regular A (IIIA) representan el 33 %, las de calidad Regular B (IIIB) representan el 20 %, las de calidad Mala A (IVA) representan el 6 % y las de calidad Mala B (IVB) representan el 7 %.
- En general se observa que en el OB1, OB5 y OB6 las rocas de buena calidad tienen ligeramente menor porcentaje de presencia respecto al OB2, y por otro lado las rocas de mala calidad tienen ligeramente mayor porcentaje de presencia en el OB1, OB5 y OB6, respecto al OB2. Las masas rocosas de mala calidad están asociadas a la presencia de fallas geológicas y a los enclaves, de manera local.

SVS\_Ingenieros (2015), en su informe: “*Estudio geomecánico para el dimensionamiento, secuencia y relleno de tajeos de la mina Cerro Lindo*”, cuyo objetivo fue la preparación de un modelo geomecánico en tres dimensiones y establecer una metodología técnica, que constituya una herramienta para evaluar el dimensionamiento de ancho y largo de los tajeos así como la secuencia de minado y la optimización del relleno en pasta. Para lograr este objetivo SVS realizó una revisión y evaluación geomecánica mediante la recopilación de información proveniente de estudios anteriores los mismos que fueron validados mediante un análisis de brechas o “gap analysis”, este análisis indicó que era necesario un remuestreo de testigos de perforación, mapeo de detalle de galerías y accesos así como ensayos de laboratorio complementarios.

Srk\_consulting (2017), en su informe: “*Modelamiento geomecánico 3D y evaluación de las condiciones de estabilidad global de la mina Cerro Lindo*”, en la cual busca analizar el comportamiento esfuerzo-deformación de todos los cuerpos mineralizados y la roca circundante, considerando el plan de minado establecido por los ingenieros de Cerro Lindo para los próximos años.

El objetivo del estudio fue evaluar la estabilidad global de la mina para la condición actual y determinar el efecto de los esfuerzos inducidos por la actividad minera, a medida que la secuencia del plan de minado futuro sea implementada.

DCR\_Ingenieros (2017), en su informe técnico: “*Evaluación geomecánica para recuperación de mineral remanente y estabilidad del Bp 745*”, cuyos objetivos fueron:

- Realizar la evaluación geomecánica para la recuperación del mineral remanente de los cuerpos mineralizados OB2, OB5 y OB7 de Mina Cerro Lindo, en términos de revisar las condiciones del terreno en el entorno de cada área de recuperación, y dimensionar los componentes estructurales asociados a la recuperación, para que esta sea llevada a cabo en condiciones seguras y eficientes.
- Realizar la evaluación geomecánica de la zona comprendida entre el OB5 y OB5B con el fin de revisar las condiciones de estabilidad del Bypass 745 y de las excavaciones del entorno, y recomendar medidas de control de la estabilidad de las mismas.

Jáuregui Aquino (2009), en su tesis “*Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura*”, describe que a través de la optimización de los estándares en las operaciones unitarias de perforación y voladura, se logra la reducción del costo unitario total de mina en 1.51 \$/TM es decir un reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de mina de 1 359 000 \$ al año, y la reducción total en costos operativos por la optimización de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden a un monto de 1 488 000 \$ al año.

## **2.2 BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS**

### **2.2.1 Clasificación Geomecánica de los Macizos Rocosos**

En mecánica de rocas se ha venido desarrollando una serie de clasificación es geomecánicas, que utilizan como parámetros de identificación de un macizo rocoso desde la descripción visual, hasta clasificaciones en las que se necesitan exploraciones y ensayos de laboratorio sobre muestreos representativos para la clasificación de un macizo. Estas clasificaciones han tenido una gran utilización en el diseño y construcción de excavaciones subterráneas. En la clasificación se pretende determinar la calidad del macizo para establecer si necesita o no algún tipo de soporte o revestimiento. (Urrea Campos, 2019)

## 2.2.2 Índice de Calidad de la Roca (RQD)

Deere propuso un índice cuantitativo para hablar de la calidad del macizo rocoso y está basado en la recuperación de núcleos con una longitud determinada, en una perforación con recuperación total. Este parámetro es un muy buen indicativo del grado de fracturamiento o del número de diaclasas que se pueden encontrar en el macizo. El RQD se puede expresar en porcentaje de acuerdo a la longitud de los núcleos mayores de 10 cm.

$$RQD = \frac{\sum \text{Longitudes} > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total de perforación}} \quad (1.1)$$

Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico del RQD y la calidad de la roca.

Tabla 7: Valores numéricos

RQD	COMENTARIOS
25%	Muy Mala
25 - 50%	Mala
50 - 75%	Regular
75 - 90%	Buena
90 - 100%	Muy Buena

Fuente: Elaboración propia.

El Índice de Calidad de la Roca RQD no puede ser utilizada como único parámetro para clasificar el material rocoso, pues cuando existen diaclasas que se encuentran rellenas con un material de baja resistencia o características expansivas, la estabilidad de los depósitos y o de las construcciones sobre estos va a depender de estos materiales y no de la resistencia intrínseca de la roca.

### 2.2.3 Propuesta de Stini y Lauffer

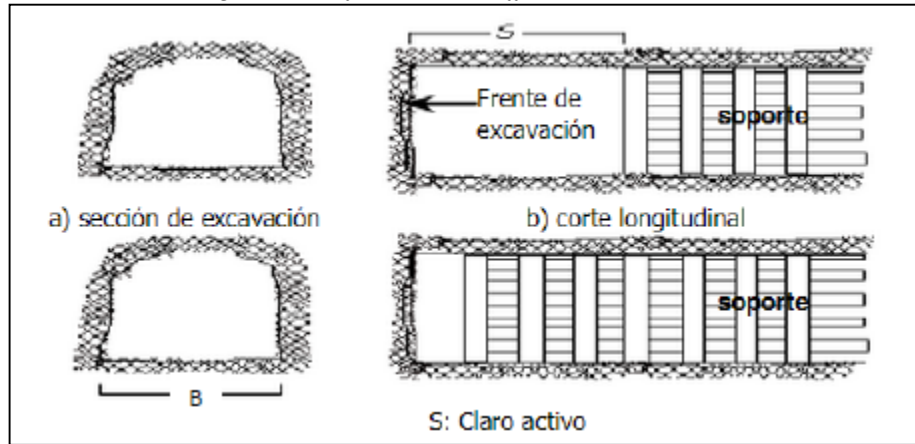
Stini en su manual de geología de túneles propuso una clasificación para los macizos rocosos y comentó muchas de las condiciones adversas que pueden encontrarse en la construcción de túneles. Insistió sobre la importancia de los defectos estructurales de la roca y recomendó que la orientación de excavación no fuera paralela al rumbo de discontinuidad, o fuera muy inclinada (Hoek & Brown, 1985).

Lauffer hizo énfasis sobre la importancia del tiempo de sostén del claro activo en un túnel, que se denomina tiempo de auto soporte o de sostén y es el lapso durante el cual una excavación será capaz de mantenerse abierta, sin desprendimientos y ningún tipo de soporte, mientras que el claro activo es el espacio o longitud de la excavación sin soporte, y corresponde al espacio del túnel que puede corresponder a la distancia entre el frente de la excavación y la instalación del soporte o en casos críticos, de roca muy fracturada o de baja resistencia, al ancho o a una parte del ancho de la excavación. En la figura 01 se muestra la posible ubicación del claro activo.

De acuerdo a condiciones geológicas y observaciones de comportamientos de excavaciones en diferentes materiales, se establecen rocas tipo A, B, C, D, E, F y G; las cuales corresponden a una descripción detallada del tipo de material y las características geotécnicas. Una vez identificado el tipo de material se puede determinar el espacio y el tiempo de auto soporte según la Figura 14.



Figura 13: Definición de Lauffer del claro activo S



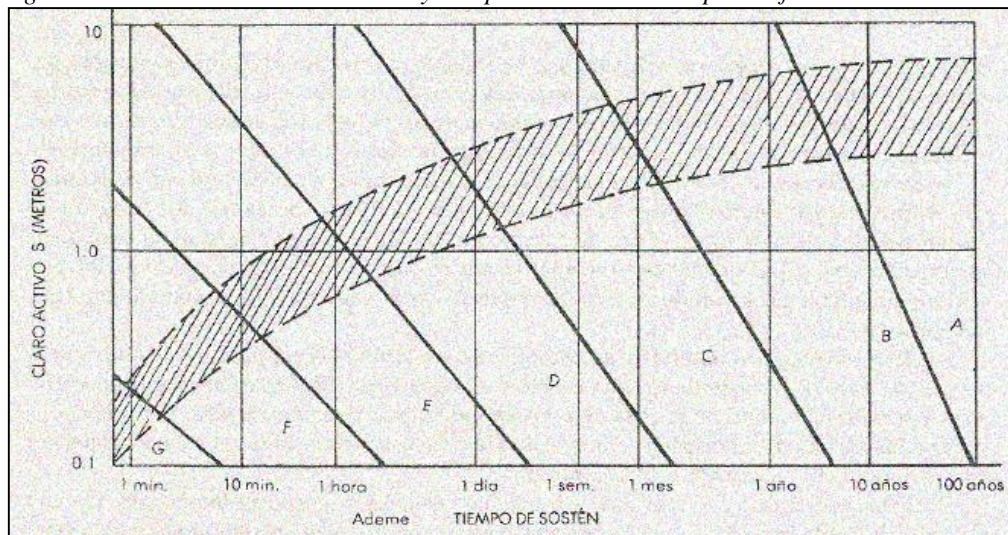
Fuente: Lauffer.

Tabla 8: Clasificación según Lauffer

TIPO	LONGITUD LIBRE	TIEMPO ESTABLE	DESCRIPCIÓN
A	4 m.	20 AÑOS	SANA
B	4 m.	6 MESES	ALGO FRACTURADA
C	3 m.	1 SEMANA	FRACTURADA
D	1.5 m.	5 HORAS	FRIABLE
E	0.8 m.	20 MINUTOS	MUY FRIABLE
F	0.4 m.	2 MINUTOS	DE EMPUJE INMEDIATO
G	0.15 m.	10 SEGUNDOS	DE EMPUJE INMEDIATO FUERTE

Fuente: Lauffer.

Figura 14: Relación entre claro activo y tiempo de sostenimiento para diferentes clases de roca



Fuente: Libro excavaciones subterráneas, Hoek y Brown.

#### **2.2.4 Clasificación CSIR de los Macizos Rocosos Fisurados**

No existe clasificación sencilla alguna que pueda dar una idea del comportamiento complejo del macizo rocoso o de la roca que rodea la excavación, por lo tanto, en esta clasificación se consideró necesario incluir alguna combinación de los factores RQD y la influencia de rellenos arcillosos y de la meteorización, el CSIR, Consejo de África del Sur para la Investigación Científica e Industrial, propuso una clasificación de este tipo. Bieniawski, coautor de esta clasificación CSIR propone que una clasificación geomecánica de un macizo rocoso fisurado incluye las siguientes ventajas:

- Divide el macizo en grupos de comportamiento similar.
- Proporciona una buena base para la comprensión de las características del macizo.
- Facilitar la planeación y el diseño de estructuras en la roca al proporcionar datos cuantitativos que se necesitan para la solución de problemas de ingeniería.
- Proporciona una base común de comunicación efectiva para todas las personas interesadas en un problema de geomecánica.

Este propósito se logra si la clasificación geomecánica a utilizar tiene las siguientes características:

- Es sencilla y significativa en sus términos.
- Se apoyó en parámetros que se dejan medir y pueden establecerse en el campo de manera rápida y económica.

#### 2.2.4.1 Parámetros base de la clasificación

Para cumplir con los dos requisitos anteriores Bieniawski propuso originalmente que su “clasificación geomecánica” comprendiera los siguientes parámetros: RQD (Índice de calidad de la roca), grado de la meteorización, resistencia a la compresión uniaxial de la roca inalterada, distancia entre sí de fisuras y estratificación, orientaciones del rumbo y el buzamiento, Separación de las fisuras, continuidad de las fisuras e infiltraciones de aguas subterráneas. Después de ajustes a la clasificación propuesta los cinco parámetros básicos utilizados para la cuantificación de las propiedades del macizo son:

- a. Resistencia de la roca inalterada: Bieniawski emplea la clasificación de la resistencia a la compresión de la roca que proponen Deere y Miller.
- b. RQD: Corresponde al índice de calidad de la roca propuesto por Deere.
- c. Espaciamiento de fisuras: El término fisura se utiliza para toda clase de discontinuidades como las fisuras, fallas, planos de estratificación y otros planos de debilidad.
- d. El estado de las fisuras. Este parámetro toma en cuenta la separación o abertura de las fisuras, su continuidad, la rugosidad de su superficie, el estado de las paredes (duras o blandas) y la presencia de relleno de las fisuras.
- e. Condiciones del agua subterránea. Se hace un intento de medir la influencia del flujo de aguas subterráneas sobre la

estabilidad de excavaciones en términos de caudal observado que penetra en la excavación.

Figura 15: Ejemplo RQD

Longitud de testigo recuperado (cm)		Recuperación modificada (cm)	
25		25	
5			
5			
8			
10		10	
12		12	
8			
10		10	
15		15	
10			
5			
15		15	
128		Longitud Total 150 cm	87
Recuperación = $128/150 = 85\%$		R Q D = $87/150 = 58\%$	

Fuente: Héctor Urrea.

#### 2.2.4.2 Características de las Discontinuidades

- Orientación y número de discontinuidades (rumbo, buzamiento, familias) Frecuencia o espaciado de las juntas (distancia entre dos discontinuidades)
- Grado de apertura o separación (abierto o cerrado)
- Extensión, persistencia, continuidad
- Rugosidad o textura superficial (pulida, lisa o rugosa). Relleno (sin/con, tipo).

#### 2.2.4.3 Valuación de Parámetros

La forma en la que los cinco parámetros han sido incorporados en la clasificación de Geomecánica CSIR, para macizos fisurados se muestra en las siguientes tablas de acuerdo a las condiciones descritas.

Tabla 9: Clasificación de los parámetros CSIR y su evaluación

**A. Clasificación de los parámetros y sus valores**

PARÁMETROS		ESCALA DE VALORES						
Resistencia de la roca intacta	Carga Puntual	80 kg/cm <sup>2</sup>	40-80 kg/cm <sup>2</sup>	20-40 kg/cm <sup>2</sup>	10-20 kg/cm <sup>2</sup>	10 kg/cm <sup>2</sup>		
	Compresión Simple	2000 Kg/cm <sup>2</sup>	1000 - 2000 Kg/cm <sup>2</sup>	500 - 1000 Kg/cm <sup>2</sup>	250 - 500 kg/cm <sup>2</sup>	100-250 kg/cm <sup>2</sup>	30-100 kg/cm <sup>2</sup>	10-30 Kg/cm <sup>2</sup>
Valuación		15	12	7	4	2	1	0
R. Q.D.		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	25%		
Valuación		20	17	13	8	3		
Espaciado de Juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50-300 mm	50 mm		
Valuación		30	25	20	10	5		
Condición de Juntas		Muy rugosas sin continuidad cerradas, Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5mm o abiertos 1-5mm fisuras continuas	Relleno blando de espesor < 5mm o abiertas < 5 mm. fisuras continuas		
Valuación		25	20	12	6	0		
Aguas Subterráneas	Cantidad infiltración 10 m de túnel	Ninguna		25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min.		
	Relación entre la presión del agua y esfuerzo mayor	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	0.5		
	Situación General	Totalmente Seco		Solo húmedo agua intersticio	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
Valuación		10		7	4	0		

Fuente: Bieniawski.

Tabla 10: Ajustes en la valuación por orientación de fisuras y otros

**B. AJUSTE DE VALORES POR ORIENTACIÓN DE LAS JUNTAS**

Orientación de rumbo y buzamiento de las fisuras		Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
Valores	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

**C. DETERMINACIÓN DE LA CLASE DEL MACIZO ROCOSO**

Valor total del RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy Malo

**D. SIGNIFICADO DE LA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO**

Clase Número	I	II	III	IV	V
Tiempo de Mantenimiento	10 años para 5m.	6 meses para 4 m.	1 semana para 3 m.	5 horas para 1.5 m.	10 minutos para 0.5 m.
Cohesión	> 3 Kg/cm <sup>2</sup>	2-3 Kg/cm <sup>2</sup>	1.5-2 Kg/cm <sup>2</sup>	1-1.5 Kg/cm <sup>2</sup>	< 1 Kg/cm <sup>2</sup>
Angulo de fricción	> 45°	40°-45°	30°-40°	30°-35°	< 30°

Fuente: Bieniawski

Tabla 11: Guía para la clasificación de discontinuidades y otros

**E. GUÍA PARA LA CLASIFICACIÓN DE DISCONTINUIDADES**

Longitud de discontinuidad	< 1m	1 - 3m	3 - 10m	10 - 20m	20m
Valuación	6	4	2	1	0
Separación (Apertura)	No hay	<0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	5 mm
Valuación	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Pulida	Resbalosa
Valuación	6	5	3	1	0
Relleno	No hay	Relleno duro <5 mm	Relleno duro >5 mm	Relleno blando <5 mm	Relleno blando >5 mm
Valuación	6	4	2	2	0
Alteración	No alterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Altamente alterada	Descompuesta
Valuación	6	5	3	1	0

**F. EFECTO DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS FISURAS EN LOS TÚNELES**

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0°-20° independiente del rumbo
Penetración en el sentido del azimut		Penetración en contrasentido del azimut		Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Regular

Fuente: Bieniawski

**2.2.4.4 Metodología Propuesta Para Usar la Clasificación CSIR**

Para la determinación del tipo de soporte temporal a instalar en cada uno de los sectores de una excavación subterránea, en la etapa de diseño se propone el siguiente procedimiento:

- (1) Dibujar un corte transversal donde aparezca el eje del túnel, la cobertura composición geológica, fallas, discontinuidades, y parámetros conocidos.
- (2) De acuerdo a las condiciones geológicas y parámetros geotécnicos se deben escoger sectores donde el comportamiento geotécnico sea similar.
- (3) Seleccionar los parámetros representativos para cada uno de los sectores.

(4) De acuerdo a los parámetros de cada sector cuantificar y establecer las condiciones del macizo en cada sector, utilizando la Tabla 9, 10 y 11.

(5) Determinar el tipo de soporte a instalar en cada sitio de acuerdo a la Tabla 12 y hacer un esquema con las condiciones típicas de cada sector.

*Tabla 12: Tipo de soporte*

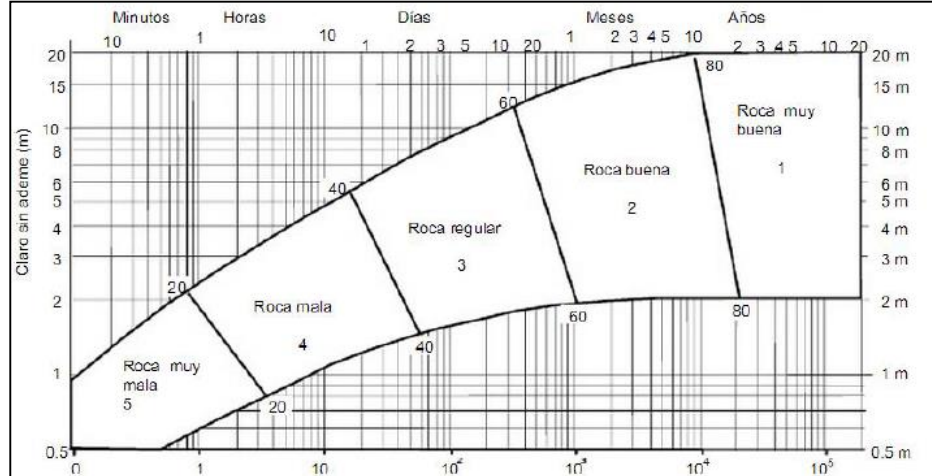
CLASE DE ROCA	PERNOS $\phi = 20$ mm	CONCRETO NEUMÁTICO	SOPORTES DE ACERO
ROCA MUY BUENA	No requiere soporte, Excepto en sitios aislados.	No requiere soporte, Excepto en sitios aislados.	No requiere soporte, Excepto en sitios aislados.
ROCA BUENA 61 A 80	Pernos en la clave de 3m de longitud de cada 2.5m, ocasionalmente con malla.	5 cm en la clave o en pared si se requiere	No son necesario
ROCA MEDIA 41 A 60	Pernos de 4m de longitud cada 1.5m a 2m en la clave y paredes, con malla en la clave.	5 cm a 10 cm en la clave o donde se requiere	No se requiere
ROCA POBRE 21 A 40	Pernos de 4 a 5m de longitud cada 1.5m en la clave y paredes de la malla.	De 10 a 15 cm en la clave y 10 cm en la pared.	Marcos livianos y espaciados 1.5m donde se requieran
ROCA MUY POBRE MENOR DE 40	Pernos de 5m a 6, cada 1.5m en la clave y paredes con malla.	De 15 a 20 cm en la clave, 15 cm en las paredes y 5 cm en el frente	Grupo de marcos medio pesados

*Fuente: Bieniawski.*

De acuerdo al tipo de roca determinado por esta clasificación, es posible establecer el claro activo o longitud de la excavación que se puede dejar sin soporte durante un determinado tiempo, como se muestra en la Figura 16.

En la determinación de sectores se debe tener en cuenta la cobertura, tipo de material, el estado del material a excavar, el rumbo y buzamiento de los estratos respecto al túnel, presencia de Fallas o discontinuidades y posición del nivel freático. Las fallas son sectores especiales y los portales de la excavación, también representan otros sectores.

Figura 16: Relación entre el tiempo de sostén y clasificación CSIR



Fuente: Bieniawski.

### 2.2.5 Índice de Calidad de Túneles (NGI)

Basados en una gran cantidad de excavaciones ejecutadas y soportadas con buen margen de estabilidad en excavaciones subterráneas Barton, Lien y Lunde del Instituto de Geotecnia de Noruega (NGI) proponen un índice para determinar la calidad del macizo para la construcción de túneles. El valor numérico de este índice, denominado Q se define por la ecuación 1.2.

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

(1.2)

Donde:

RQD: Índice de calidad de la roca

J<sub>n</sub>: Número de sistemas de fisuras

J<sub>r</sub>: Número de rugosidad de las fisuras

J<sub>a</sub>: Número de la alteración de las fisuras

J<sub>w</sub>: Factor de reducción por agua en las fisuras

SRF: Factor de reducción por esfuerzos.



Donde a cada una de las relaciones el ingeniero Hoek, le da una interpretación de acuerdo a los máximos y mínimos valores asignados a cada uno de los parámetros involucrados en la cuantificación del índice de calidad de la roca. El primer coeficiente (RQD/Jn) que representa la estructura del macizo es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques o de las partículas con los dos valores extremos de cada parámetro (100/0.5 y 10/20) con un factor de diferencia de 400. El segundo cociente (Jr/Ja) representa la rugosidad y las características de la fricción de las paredes de las fisuras o de los materiales de relleno, representa la resistencia al corte entre bloques. El tercer cociente (Jw/SRF) consiste en la relación de esfuerzos producidos por el agua sobre la clave del túnel Jw y SRF es un valor de esfuerzos alrededor de la excavación de acuerdo a las condiciones geotécnicas, esta valoración representa los esfuerzos activos que pueden ser:

- (1) La carga que se disipa en el caso de una excavación dentro de una zona de fallas y de roca empacada en arcilla.
- (2) La redistribución de esfuerzos por efecto de la excavación se produce en una roca competente.
- (3) Las cargas o esfuerzos de compresión se relajan en rocas plásticas incompetentes. La clasificación utiliza otro parámetro para la cuantificación del índice de calidad de roca que es el diámetro equivalente, designado con De, que está dado por la ecuación 1.3

$$De = \frac{\text{Ancho de excavación, diámetro o altura (m)}}{\text{Relación de soporte de excavación ESR}}$$

Para determinar el diámetro equivalente es necesario definir la relación soporte excavación ESR, que es una especie del inverso del factor de seguridad, Barton en 1974 propone los valores de la Tabla 13.

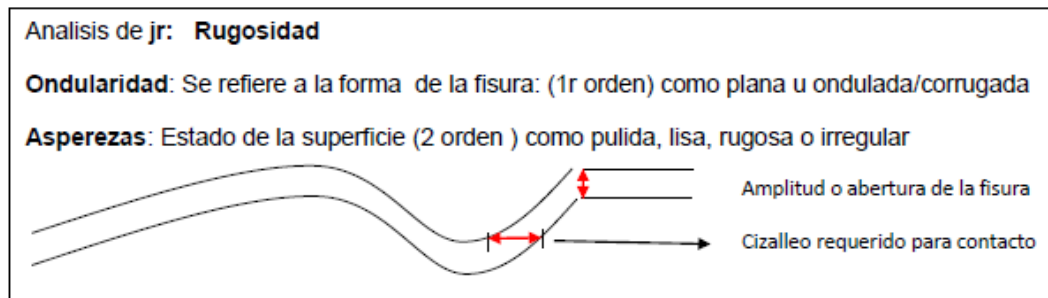
Tabla 13: Valores de ESR

TIPO	DESCRIPCIÓN	ESR
A	Mina de operación temporal	3 – 5
B	Mina de operación permanente, túnel para agua, pozos, almenaras, excavaciones largas	1.6
C	Cuartos almaceneros, plantas de tratamiento, vías férreas, acceso a túneles	1.3
D	Estaciones de potencia, vías principales, defensas civiles, portales e intersecciones	1.0
E	Excavaciones para plantas nucleares, estaciones de trenes o de vías, fábricas, lugares públicos	0.8

Fuente: Barton.

En la cuantificación de cada uno de los parámetros la NGI se presentan en las tablas 14, 15, 16, 17, 18 y 19, para valorar el parámetro de acuerdo a las condiciones del sector.

Figura 17: Análisis de rugosidad



Fuente: Héctor Urrea

Tabla 14: Clasificación de parámetros

Índice de Calidad de roca	RQD	Observaciones
A.- Muy mala	0 – 25	1.- cuando RQD 10, incluyendo cero; se puede utilizar el valor 10 para el RQD. 2.- Intervalos de 5 para RQD, ósea 100, 95, 90 son precisos.
B.- Mala	25 – 50	
C.- Regular	50 – 75	
D.- Buena	75 – 90	
E.- Excelente	90 – 100	

Fuente: Excavaciones subterráneas, Hoek y Brown.

Tabla 15: Parámetros número de familias Jn

Número de Familias	Jn	Observaciones
A.- Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 – 1	1.- Para túneles utilizar ( 3 x Jn) 2.- Para Portales utilizar (2 x Jn)
B.- Una familia de juntas	2	
C.- Una familia y algunas juntas ocasionales	3	
D.- Dos familias de juntas	4	
E.- Dos familias y algunas juntas	6	
F.- Tres familias de juntas	9	
G.-Tres familias y algunas juntas	12	
H.-Cuatro familias o más, roca muy fracturada, Terrones de azúcar	15	
I.- Roca triturada terrosa	20	

Fuente: Excavaciones subterráneas, Hoek y Brown.

Tabla 16: Número de rugosidad de las juntas Jr

Número de rugosidad de las Juntas	Jr	Observaciones
<b>- Contacto entre las dos caras de la junta - Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento lateral 10 cm</b>	-	1.- Se añade 1.0 si el espaciamiento medio juntas es mayor de 3 m. 2.- Jr = 0.5 se puede usar Para juntas de fricción Planas y que tengan alineaciones orientadas para resistencia mínima
A.- Juntas discontinuas	4	
B.- Junta rugosa o irregular ondulada	3	
C.- suave ondulada	2	
D.- Espejo de falla, ondulada	1.5	
E.- Rugosa o irregulares plana	1.5	
F.- Suave plana	1.0	
G.- Espejo de falla o superficie de fricción plana.	0.5	
<b>- Sin contacto de roca después del cizalleo de 10 cm.</b>	-	
H.- Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras.	1	
I.- Zona arenosa de grava o roca triturada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta.	1	

Fuente: Excavaciones subterráneas, Hoek y Brown.

Tabla 17: Número de alteración de las juntas Ja

Número de alteración de las juntas	Ja	$\Phi r$ (aprox.)	Observación
<b>- Contacto en las paredes de la roca</b>	-	-	1.- Los valores de $\phi r$ (el ángulo de fricción residual) se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de la alteración si es que están presentes.
A.- Junta sellada, dura, sin reblandamiento, relleno impermeable, ej. Cuarzo.	0.75	-	
B.- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25° - 35°	
C.- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25° - 30°	
D.- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20° - 25°	
E.- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, ej. Caolinita, mica, clorita, talco, y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, los recubrimientos sin discontinuos con espesores de 1 o 2 mm	4	8° - 16°	
<b>- Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm.</b>	-	-	
F.- Partículas de arena, roca desintegrada, libre de arcilla.	4	25° - 30°	
G.- Fuertemente sobreconsolidados, rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor.	6	16° - 24°	
H.- Sobreconsolidación media a baja, reblandecimiento, relleno de mineral arcilloso. Los recubrimientos son continuos menores de 5mm de espesor.	8	8° - 16°	
I.- Relleno de arcillas expansivas ej. Montmorillonita, de espesor continuo de 5mm. El Valor Ja depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8 - 12	6° - 12°	
<b>- Sin contacto de las paredes después del cizalleo.</b>	-	-	
J.- Zonas o capas de roca y arcilla desintegrada.	6	-	
K.- O triturada (véase G,H e I) para	8	-	
L.- Condiciones de arcilla	0.8 - 12	6° - 24°	
M.- Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcillas (inablandable)	5	-	
N.- Zonas de capas gruesas	10 - 13	-	
O.- De arcilla (VEÁSE G,H e I)	6 - 24	-	

Fuente: Excavaciones subterráneas, Hoek y Brown.

Tabla 18: Factor de reducción por presencia de agua en las juntas

Factor de reducción por presencia de agua en las juntas.	Jw	Presión agua Kg/cm <sup>2</sup>	Observaciones
A.- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, menos de 5 l/min localmente.	1	< 1	1.- Los factores de C a E, son estimaciones aproximadas aumenta Jw si se instalan drenes. 2.- Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.
B.- Fluencia o presión media, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0.66	1 - 2.5	
C.- Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0.33	2.5 – 10	
D.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas con las voladuras disminuyendo con el tiempo.	0.1 - 0.2	> 10	
E.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente alta y continua, sin disminución.	0.05 - 0.1	> 10	

Fuente: Excavaciones subterráneas, Hoek y Brown

Tabla 19: Factor de reducción de esfuerzos

Factor de Reducción de esfuerzos	SRF	Observaciones
<b>Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.</b>		
A.- Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10	1.- Redúzcanse estos valores SRF de 25%-50% si las zonas de fractura solo se intersectan pero no cruzan la excavación. 2.- Para un campo virgen de esfuerzos fuertemente anisotrópico, medidas: cuando $5 < \sigma_1/\sigma_3 < 10$ , redúzcase: a 0.8 la $\sigma_c$ y el $\sigma_t$ . Cuando $\sigma_1$ y $\sigma_3 > 10$ , redúzcase: a 0.6 la $\sigma_c$ y el $\sigma_t$ . Donde: $\sigma_c$ = Resistencia Compresiva. $\sigma_t$ = Esfuerzo a la tracción $\sigma_1$ = Esfuerzo Principal Mayor. $\sigma_3$ = Esfuerzo Principal Menor.
B.- Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m.).	5	
C.- Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca Desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m.).	2.5	
D.- Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).	7.5	
E.- Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m.).	5	
F.- Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación mayor de 50 m).	2.5	
G.- Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).	5	

Factor de Reducción de esfuerzos	$\sigma_c / \sigma_1$	$\sigma_t / \sigma_1$	SRF	Observaciones
<b>- Roca Competente, problemas de esfuerzos.</b>	-	-	-	3.- Hay pocos casos reportados donde el techo debajo de la superficie sea menor que el ancho del claro. Se sugiere que el SRF sea aumentado de 2.5 a 5 para estos casos, ver H.
H.- Esfuerzo bajo, cerca de la superficie.	> 200	> 13	2.5	
I.- Esfuerzo medio.	200-10	13-0.66	1.0	
J.- Esfuerzo grande, estructura muy cerrada (generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10-5	0.66-0.33	0.5-2	
K.- Desprendimiento moderado de la roca masiva.	5-2.5	0.33-0.16	05-10	
L.- Desprendimiento intenso de la roca masiva.	< 2.5	< 0.16	10-20	
<b>- Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.</b>	-	-	-	
M.- Presión de flujo moderado.	-	-	5-10	
N.- Presión de flujo Intenso.	-	-	10-20	
<b>- Roca expansiva, actividad química expansiva dependiendo de la presencia de agua.</b>	-	-	-	
O.- Presión de expansión moderada.	-	-	5-10	
P.- Presión de expansión intensa.	-	-	10-15	

Fuente: Excavaciones subterráneas, Hoek y Brown.

### Recomendaciones para el uso de las tablas:

1. El parámetro  $J_n$ , que representa en número de familia de juntas, puede estar afectado por foliación, esquistosidad, clivaje y laminaciones. Si las juntas paralelas tienen suficiente desarrollo, deben contabilizarse como una familia completa. Si hay pocas juntas visibles, roturas ocasionales en los testigos debido a estos planos, se contabilizan como juntas ocasionales al considerar el  $J_n$  en la tabla.
2. Los parámetros  $J_r$  y  $J_a$ , cuyo cociente representa la resistencia al esfuerzo cortante, serán los de la familia de juntas o discontinuidad rellena de arcilla, más débil que exista en la roca, además es necesario tener en

cuenta la orientación de las familias o discontinuidades, de tal forma que deban ser representativas.

3. El valor SRF, en el caso de que el macizo rocoso contenga arcilla, en este caso la resistencia de la roca es factor determinante de la estabilidad de la excavación subterránea. Cuando el macizo rocoso no contenga arcilla y el número de Juntas sea pequeño la resistencia de la roca puede convertirse en factor, tal que el cociente de  $\sigma/\sigma_c$ , defina la estabilidad de la roca.
4. En el caso de rocas muy anisotrópicas, la resistencia compresiva de la roca  $\sigma_c$  y el esfuerzo a la tracción  $\sigma_t$ , se evaluarán en la dirección más favorable para la estabilidad.

Los parámetros que definen “Q”, representan el siguiente aspecto:

RQD/Jn : Tamaño de bloques, representa la estructura del macizo.

Jr/Ja : Resistencia al corte entre bloques.

Jw/SRF : Estado tensional en el macizo rocoso.

Para relacionar Q índice de calidad tunelera, con el comportamiento de una excavación subterránea y con las necesidades de sostenimiento de la misma. Barton Lien y Lunde desarrollaron la relación denominada Dimensión Equivalente “De” de la excavación, esta relación se obtiene de dividir el ancho, diámetro o altura de la excavación por un factor denominado Relación de soporte de la excavación ESR (Excavation Support Ratio) (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

### **2.2.5.1 Metodología Propuesta Para el Uso de la Clasificación NGI**

Como la clasificación se puede utilizar para determinar el tipo de soporte de la excavación, un procedimiento para el uso de las

tablas de esta clasificación puede ser el siguiente, los tres primeros deben ser los contemplados para la clasificación de CSIR:

- Dibujar un corte transversal donde aparezca el eje del túnel, la cobertura composición geológica, fallas, discontinuidades, y parámetros conocidos.
- De acuerdo a las condiciones geotécnicas se deben escoger sectores donde el comportamiento geotécnico sea similar.
- Seleccionar los parámetros representativos y los valores para cada sector.
- De acuerdo al valor de los parámetros de cada sector y utilizando la tabla 8 cuantificar y determinar el índice de calidad de la roca Q con la ecuación 1.2.
- Determinar el diámetro equivalente con la ecuación 1.3 que tiene en cuenta la relación entre la máxima dimensión de la excavación y la relación soporte excavación de acuerdo al tipo de excavación, tomada de la tabla 13.
- Con el De y con Q se establece la categoría de la excavación y el tipo de soporte utilizando tablas semejantes a la presentada en la tabla 20.



Tabla 20: Tipos de soporte

Calidad de la masa rocosa Q	Dimensión equivalente SPCE / ESR	Textura del bloque RQD / Jn	Resistencia friccionante entre bloques Jr / Jn	Presión aprox. En el soporte MPa	Barra de anclaje localmente	Barra de anclaje en cuadrícula, espaciamiento indicado	Pernos tensionados en cuadrícula, espaciamiento indicado.	Malla elaborada anclada con pernos en puntos intermedios	Concreto neumático aplicado directamente a la roca	Concreto neumático reforzado con malla soldada, espesor indicado	Arco de concreto sin refuerzo, espesor indicado	Arco de concreto con refuerzo, espesor indicado.	Notas de Barton, Lien y Lunde	Notas de Hoek y Brown
4-1	18-30			0.15			1-1.5m			100-150mm			2,3,5	C
1-0.4	1.5-4.2	<10	>0.5	0.225		1m							2	D
1-0.4	1.5-4.2	<10	>0.5	0.225		1m				50mm			2	C
1-0.4	1.5-4.2		<0.5	0.225		1m				50mm			2	C
1-0.4	3.2-7.5			0.225			1m			50-75mm			14,11,12	C
1-0.4	3.2-7.5			0.225		1m							2,10	
1-0.4	12-18			0.225			1m		25-50m	75-100mm			2,10	C
1-0.4	6-12			0.225		1m				50-75mm			2,10	C
1-0.4	12-18			0.225			1m				200-400mm		14,11,12	E
1-0.4	6-12			0.225			1m			100-200mm			14,11,12	C
1-0.4	30-38			0.225			1m			300-400mm			2,5,6,10,13	C,F
1-0.4	20-30			0.225			1m			200-300mm			2,3,5,10,13	C
1-0.4	15-20			0.225			1m			150-200mm			1,3,10,13	C
1-0.4	15-38			0.225			1m					300mm-1m	5,9,10,12,13	
0.4-0.1	1-3.1	>5	>0.25	0.3		1m			20-30m					
0.4-0.1	1-3.1	<5	>0.25	0.3		1m				50mm				C
0.4-0.1	1-3.1		<0.25	0.3			1m			50mm				C
0.4-0.1	2.2-6	>5		0.3			1m			25-50mm			10	C
0.4-0.1	2.2-6	<5		0.3						50-75mm			10	C
0.4-0.1	2.2-6			0.3			1m			50-75mm			9,11,12	C
0.4-0.1	4-14.5	>4		0.3			1m			50-125mm			10	C

Fuente: Héctor Urrea.

### 2.2.5.2 Categoría de Sostenimiento

Este sistema también propone expresiones para la determinación de la longitud y espaciamiento de los pernos, espaciamiento. Barton propone expresiones adicionales para determinar la longitud máxima de los pernos con la expresión:

$$L = \frac{2 + 0.15B}{ESR} \quad (1.4)$$

La máxima longitud no soportada también puede ser evaluada con la expresión:

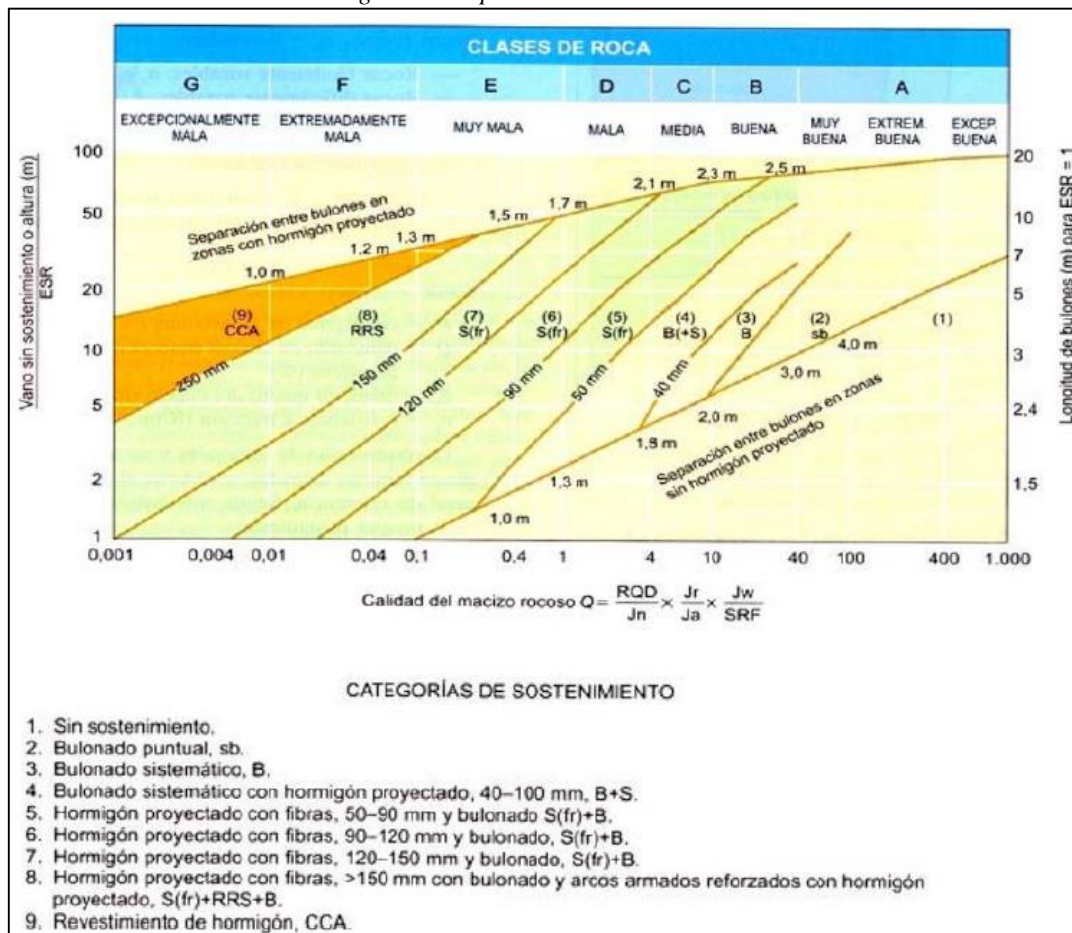
$$\text{Longitud máxima no soportada} = 2 \cdot ESR \cdot Q^{0.4} \quad (1.5)$$

Con base en los análisis de registros propone una expresión para determinar la aportada de los pernos:

$$\text{presión aportada por los pernos: } P = \frac{2\sqrt{Jn} \cdot Q^{1/2}}{3Jr}$$

(1.6)

Figura 18: Tipos de sostenimiento NGI



Fuente: Barton, Lien y Lunde.

## 2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

- Geomecánica

Ciencia que estudia el comportamiento de las fuerzas que interactúan con el macizo rocoso, del mismo modo el comportamiento de las fuerzas dentro de la roca.

- Macizo rocoso

Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico.

- Anisotropía

La presencia de planos de debilidad de orientaciones preferentes (estratificación, laminación, familia de diaclasas, tectónicas) implica diferentes propiedades y comportamiento mecánico en función de la dirección considerada. También la orientación de los esfuerzos que se ejercen sobre el material rocoso puede implicar una anisotropía asociada al estado tensional.

- Roca intacta

Porción de roca que no presenta fracturas.

- Sostenimiento

Es todo lo que sirve para contener el desprendimiento de trozos de roca y proteger al personal, impidiendo el derrumbe de los techos y de las paredes de las labores mineras.

El Sostenimiento o fortificación tiene por objetivo mantener abiertas las labores durante la explotación, compensando el equilibrio inestable de las masas de roca que soporta.

- Shotcrete:

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

En la Unidad Minera se aplican de dos espesores, 2'' y 3''.

- Discontinuidades

Las discontinuidades están presentes en la roca y afectan la resistencia, permeabilidad y durabilidad de la masa. Es importante evaluar la geometría, naturaleza, estado y condición de las discontinuidades, porque ellas definen la fábrica estructural del macizo rocoso. Además de su génesis, la influencia en el comportamiento del macizo, exige evaluar la génesis de los rellenos, la cantidad de agua, las cicatrices y revestimientos en las paredes por materiales solubles, la abertura, rugosidad y persistencia de las discontinuidades, y el número de familias.

- Falla

Fallas son roturas en las rocas a lo largo de la cual ha tenido lugar movimiento. Este movimiento se llama desplazamiento. El origen de estos movimientos son fuerzas tectónicas en la corteza terrestre, las cuales provocan roturas en la litosfera. Las fuerzas tectónicas tienen su origen principalmente en el movimiento de los continentes

- Diaclasa

Una diaclasa es una fractura en las rocas que no va acompañada de deslizamiento de los bloques que determina, no siendo el desplazamiento más que una mínima separación transversal.

- Rumbo

Dirección que sigue la línea de intersección formada entre el plano horizontal y el plano del estrato o estructura geológica, con respecto al Norte o al Sur.

- Buzamiento

Es el ángulo de inclinación o ángulo diedro comprendido entre el plano de la roca o estructura y el plano horizontal, es perpendicular al rumbo y dirección de buzamiento.

- *Dips*

Es un software diseñado para el análisis interactivo de orientación basado en los datos geológicos. Permite el trazado, análisis y presentación de datos estructurales utilizando técnicas de proyección estereográfica. DIPS permite

al usuario analizar y visualizar datos estructurales usando las mismas técnicas que una proyección estereográfica manual. Además, cuenta con muchas características de cómputos, tales como el contorno de estadística de la orientación de grupos con una orientación media y el análisis cuantitativo y cualitativo (Rodríguez Cayllahua, 2019).

- *Unwedge*

Es un programa de análisis de estabilidad de cuñas y visualización de discontinuidades estructurales que se intersectan en excavaciones subterráneas en roca (Rodríguez Cayllahua, 2019).

- *Phase<sup>2</sup>*

Es un software en 2D de elementos finitos para el cálculo de esfuerzos y deformaciones alrededor de las excavaciones, y se puede utilizar para resolver una amplia gama de problemas mineros e ingeniería civil para con ello proponer, de acuerdo a éstas, la forma más segura y rentable de explotar un yacimiento (Rodríguez Cayllahua, 2019).

## **2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS**

### **2.4.1 Hipótesis General**

La implementación de un nuevo diseño de sección de labor permite la reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.

### **2.4.2 Hipótesis Específicas**

- Los costos de perforación y voladura se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.
- Los costos de sostenimiento se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.
- Los costos de transporte de material roto se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.

## **2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES**

### **2.5.1 Variable Independiente**

X: Implementación de un nuevo diseño de sección de labor en la Unidad Minera Cerro Lindo - Nexa Resources S.A.A

## 2.5.2 Variables Dependientes

Y: Reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera Cerro Lindo - Nexa Resources S.A.A.

## 2.6 DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

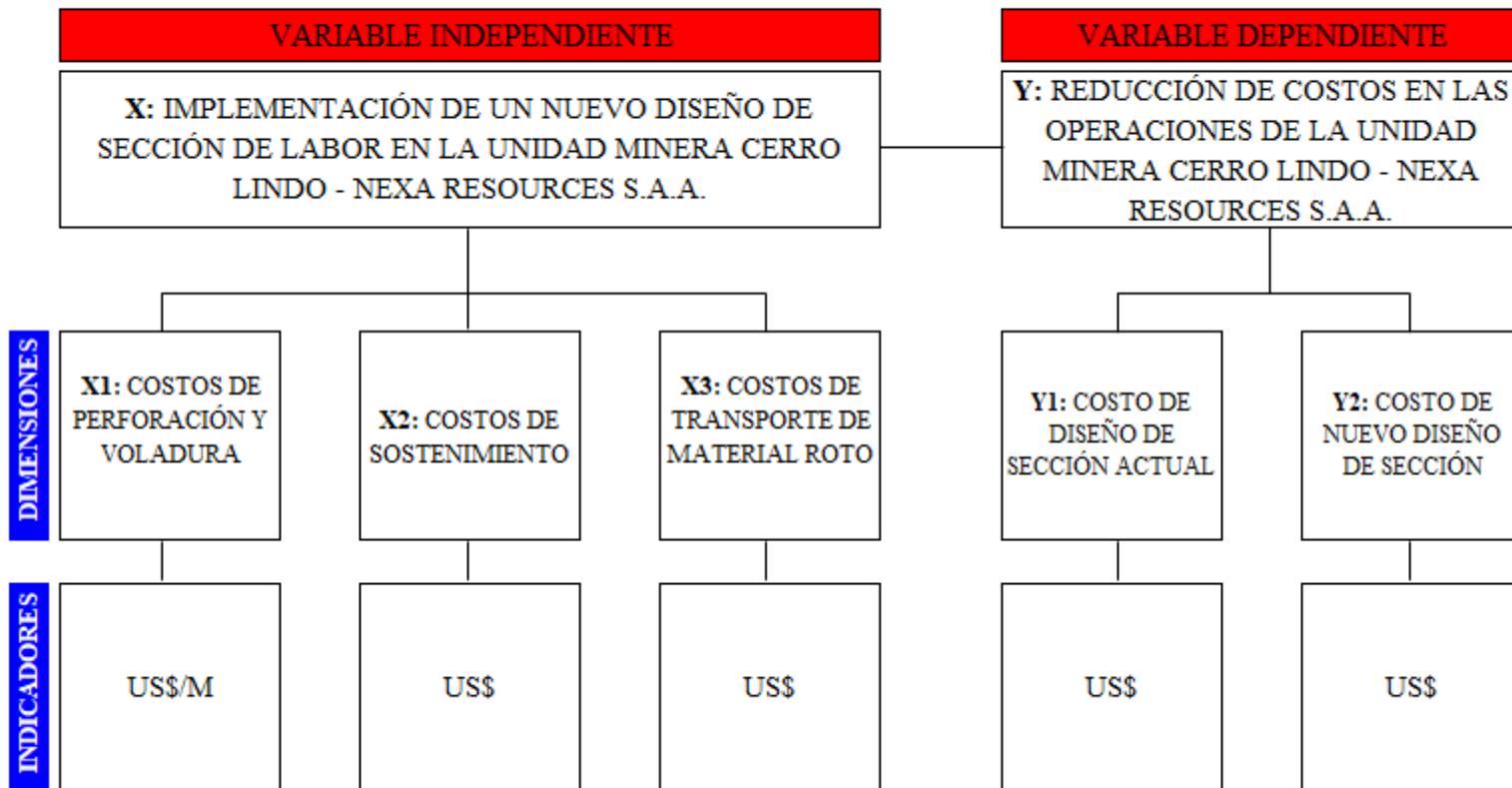
Tabla 21: Operacionalización de variables

Variables	Dimensiones		Indicadores
<b>Variable Independiente X:</b>  X = Implementación de un nuevo diseño de sección de labor en la Unidad Minera Cerro Lindo - Nexa Resources S.A.A.	X <sub>1</sub> : Costos de perforación y voladura	X <sub>11</sub> : Perforación	US\$/m
		X <sub>12</sub> : Voladura	US\$/m
	X <sub>2</sub> : Costos de sostenimiento shotcrete	X <sub>21</sub> : Lanzamiento de shotcrete	US\$/m <sup>3</sup>
		X <sub>22</sub> : Rendimiento	m <sup>3</sup> /ml
	X <sub>3</sub> : Costo de transporte de material roto	X <sub>31</sub> : Producción de desmonte	Tn
		X <sub>32</sub> : Desmonte/metro lineal	Tn/ml
X <sub>33</sub> : Transporte de material		US\$/Tn-Km	
<b>Variable Dependiente Y:</b>  Y = Reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera Cerro Lindo - Nexa Resources S.A.A.	Y <sub>1</sub> : Costo diseño actual	Y <sub>11</sub> : Perforación y voladura	US\$
		Y <sub>12</sub> : Sostenimiento	US\$
		Y <sub>13</sub> : Transporte	US\$
	Y <sub>2</sub> : Costo diseño nuevo	Y <sub>21</sub> : Perforación y voladura	US\$
		Y <sub>22</sub> : Sostenimiento	US\$
		Y <sub>23</sub> : Transporte	US\$

Fuente: Elaboración propia



### CUADRO DE OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES



## **CAPITULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN**

La siguiente investigación según su objetivo es de carácter APLICATIVO, el estudio se ubica en un nivel de profundización descriptivo, correlacional y explicativo.

Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio (2014), en su libro: *Metodología de la investigación*, explica mediante un ejemplo los tipos de investigación. Para dar a conocer las intenciones del electorado es una actividad descriptiva (indicar, según una encuesta de opinión antes de que se lleve a cabo la elección, cuántas personas “van” a votar por los candidatos contendientes constituye un estudio descriptivo) y relacionar dichas intenciones con conceptos

como edad y género de los votantes o magnitud del esfuerzo propagandístico que realizan los partidos a los que pertenecen los candidatos (estudio correlacional), es diferente de señalar por qué alguien habría de votar por determinado candidato y otras personas por los demás (estudio explicativo).

### **3.2 MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN**

Hay dos grandes grupos de métodos de investigación: los métodos lógicos y los empíricos. Los primeros son todos aquellos que se basan en la utilización del pensamiento en sus funciones de deducción, análisis y síntesis, mientras que los métodos empíricos, se aproximan al conocimiento del objeto mediante su conocimiento directo y el uso de la experiencia, entre ellos encontramos la observación y la experimentación (Custodio Ruíz, 2019).

Según lo mencionado vamos a establecer los métodos de investigación a emplear en nuestra investigación, el método lógico inductivo incompleto, sintético y de análisis, del mismo modo se emplea el método empírico mediante la observación investigativa.

### **3.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN**

El diseño de la investigación del presente estudio corresponde a una investigación cuantitativa no experimental transeccional, descriptiva y correlacional.

Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio (2014): *Metodología de la investigación*, una investigación correlacional describe relaciones entre dos o más categorías, conceptos o variables en un momento determinado. A veces, únicamente en términos correlacionales, otras en función de la relación causa -

efecto (causales). En el caso de esta investigación las variables guardan una relación, perímetro de labor – reducción de costos.

### 3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA

#### 3.4.1 Población

Una población es el conjunto de todos los casos que concuerdan con una serie de especificaciones. Para nuestro caso nuestra población es las labores que serán ejecutadas por Nexa Resources (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014).

Tabla 22: Listado de labores Nexa

Nivel	Priorid.	Estruct.	Nomenclatura	Nivel	Priorid.	Estruct.	Nomenclatura
1710	1	OB6	Cx 540	1740	2	OB1	Ga 851NE
		OB2B	Cx 380 Cx 400			OB2B	Cx 963 Cx 380
	2	OB5C	Ga 752	1770	1	OB5	Ga 965 Cx 018 Cx 448
		OB5	Cx 013			OB1	Ga 941
		OB1	Cx 041 Cx 061			1800	1
1740	1	OB5B	Cx 002	1820	1	OB7	Cx 811
		OB5C	Cx 017	1850	1	OB7	Ga 033 Cx 510 Cx 500
2	1	OB5	S1 006SE S1 006NW			OB2	Bp 900 Ga 069/Ga 975 Ga 069/Ga 1025
		OB6	Cx 730	OB9	Cx 500		
		OB5B	Cx 002 Cx 005 Ga 702				
		OB1	Ga 851SW				

Fuente: Elaboración propia.

#### 3.4.2 Muestra

La muestra es, en esencia, un subgrupo de la población. Digamos que es un subconjunto de elementos que pertenecen a ese conjunto definido en sus características al que llamamos población. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)

### 3.4.2.1 Cálculo del Número de Muestra

Para determinar el número de muestra emplearemos la siguiente fórmula:

$$n = \frac{N \times Z_{\alpha}^2 \times p \times q}{d^2 \times (N - 1) + Z_{\alpha}^2 \times p \times q}$$

1.7

Donde:

- Z : 1.96 (cuadro de distribución normal)
- p : Proporción esperada (en este caso 5%)
- q : 1-p (en este caso 1-0.05 = 0.95)
- N : Total de la población.
- a : Nivel de significancia (a = 0.05)
- d : precisión en la investigación (5%).
- N : Tamaño óptimo de la muestra.

Reemplazando:

$$n = \frac{33 \times 1.96^2 \times 0.05 \times 0.95}{0.05^2 \times (33 - 1) + 1.96^2 \times 0.05 \times 0.95}$$

$$n = 23 \text{ unidades}$$

Para nuestro caso de estudio solamente se consideró 01 muestra, la cual es el Cx 013 Nv 1710 OB5, por cuestiones de tiempo, y por presentar condiciones geomecánicas desfavorables para las simulaciones respectivas, pasando a ser un muestro no probabilístico.

## **3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS**

### **3.5.1 TÉCNICAS**

Como se trata de una investigación cuantitativa realizado en un medio natural, las técnicas empleadas para la recolección de datos son:

- Anotaciones y bitácora de campo.
- Toma de datos de forma directa, mapeo geomecánico.
- Observaciones.
- Entrevistas a personas, parte de la supervisión.
- Análisis documental y de datos.
- Revisión de fuentes bibliográficas referidas al tema (libros, informes, tesis de grado, revistas, publicaciones)
- Reportes geomecánicos.

### **3.5.2 INSTRUMENTOS**

Los principales instrumentos empleados durante la investigación son:

- Plan de minado anual de años anteriores
- Planos geomecánicos
- Informes de consultoría externa
- Mapeo geomecánico de las labores
- Plan de minado anual 2019
- Valorizaciones de las tareas
- Presupuesto 2019 Cerro Lindo
- Indicadores de rendimiento equipos
- Brújula

Se adjuntan tabla de recolección de datos en los ANEXOS.

### **3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS**

Para el análisis de datos se inició con la estructuración, a través de la organización de datos y transcripción del material, iniciando el análisis del material, apoyado en programas como el Excel, para la creación de una base de datos y su análisis.

Para el procesamiento y análisis geomecánico de los datos se empleó el paquete de Rocscience, en el orden siguiente: El software Dips, para obtener las principales familias de discontinuidades, Unwedge, para el análisis de estabilidad de cuñas, y finalmente el Phase<sup>2</sup>, para análisis de esfuerzos y factor de seguridad.

### **3.7 TRATAMIENTO ESTADÍSTICO**

Para un primer nivel de análisis, se ha aplicado técnicas propias de la estadística descriptiva, como por ejemplo el cálculo de frecuencias absolutas y relativas, la elaboración de tablas de contingencia, de histogramas y de diagramas circulares. Estas, además de facilitar la ordenación y comparación de los datos, nos permiten conocer los parámetros de las muestras con las que trabajamos con respecto a los nuevos parámetros obtenidos, orientaciones de discontinuidades y análisis de costos. Los recuentos necesarios para la elaboración de estos cálculos se han realizado con el programa Microsoft Excel.

### **3.8 SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN**

- **Selección:** Los datos con los que se contó para la elaboración de la presente tesis de investigación se obtuvieron de una base de datos, y tomas de datos en campo con la brújula.
- **Validación:** Los datos para obtención y análisis de reducción de costos son válidos, debido a que se obtuvieron documentos con el visto bueno y firma de los altos líderes de la Unidad Minera
- **Confiabilidad:** Los datos obtenidos para la simulación geomecánica, gozan de confiabilidad, pues estos datos fueron tomados dos veces, una considerando al rumbo, y luego la dirección de buzamiento, verificando que ambos son perpendiculares.

### **3.9 ORIENTACIÓN ÉTICA**

La siguiente tesis de investigación es de autoría propia y original, basados en investigaciones e informes anteriores para la recopilación de información, los cuales son citados y mencionados en el desarrollo de la tesis, de la misma manera las fuentes de las cuales se obtención de los datos estadísticos, imágenes y cuadros.

Las principales fuentes escritas que contribuyeron con información para la elaboración del proyecto del proyecto de investigación son:

- Evaluación geomecánica para recuperación de mineral remanente del Bp 745, informe elaborado por DCR Ingenieros (2017) para la Unidad Minera Cerro Lindo - Nexa Resources S.A.A.



- Modelamiento geomecánico 3D y evaluación de las condiciones de estabilidad global de la mina Cerro Lindo, informe elaborado por Srk consulting (2017) para la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.
- Estudio geomecánico para el dimensionamiento, secuencia y relleno de tajeos de la mina Cerro Lindo, informe elaborado por SVS Ingenieros. (2015) para la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.
- Estudio geomecánico para el dimensionamiento, secuencia y relleno de tajeos de la mina Cerro Lindo, Informe elaborado por SVS Ingenieros (2015), para Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1 DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO**

##### **4.1.1 ESTUDIOS GEOMECÁNICOS**

###### **4.1.1.1 Resistencia de la Roca**

###### **4.1.1.1.1 Resistencia de la Roca Intacta**

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta ( $\sigma_c$ ) o denominada también UCS.

De mismo modo como parte del mapeo geomecánico de las labores subterráneas, durante el recorrido de las

distintas labores se tiene el registro de los ensayos de golpe con el martillo de geólogo y de rebote con el martillo Schmidt, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta.

También, existe un muestreo sistemático de bloques de rocas de las principales litologías como es el caso del mineral SPP y SPB, y también del volcánico, adicionalmente registros de ensayos en una muestra de dique andesítico, realizados por la UNI.

*Tabla 23: Resultados de los ensayos de carga puntual*

<b>Muestra</b>	<b>Nivel</b>	<b>Cuerpo</b>	<b>Litología</b>	<b>I<sub>s</sub> (Mpa)</b>	<b>σ<sub>c</sub> (Mpa)</b>
M - 2	1800	OB5	SPP	1.68	35.9
M - 3	1800	OB5	SPB	1.00	21.7
M - 6	1820	OB5	VOL CT	4.41	94.3
M - 7	1710	OB5 - OB2	DIQUE AND	6.51	138.8

*Fuente: Nexa Resources.*

*Tabla 24: Resultados de los ensayos de compresión uniaxial*

<b>Muestra</b>	<b>Nivel</b>	<b>Cuerpo</b>	<b>Litología</b>	<b>σ<sub>c</sub> (Mpa)</b>
M - 2	1800	OB5	SPP	35.9
M - 3	1800	OB5	SPB	49.8
M - 6	1820	OB5	VOL CT	74.3
M - 7	1710	OB5 - OB2	DIQUE AND	135.9

*Fuente: Nexa Resources.*

*Tabla 25: Resultados de los ensayos de compresión triaxial*

<b>Muestra</b>	<b>Nivel</b>	<b>Cuerpo</b>	<b>Litología</b>	<b>"m<sub>i</sub>"</b>	<b>σ<sub>c</sub> (Mpa)</b>	<b>Cohesión (Mpa)</b>	<b>Ángulo de fricción (°)</b>
M - 2	1800	OB5	SPP	21.22	35.9	8.84	48.77
M - 3	1800	OB5	SPB	22.01	21.7	8.97	48.27
M - 6	1820	OB5	VOL CT	26.17	94.3	10.27	52.66
M - 7	1710	OB5 - OB2	DIQUE AND	28.98	138.8	17.52	56.36

*Fuente: Nexa Resources.*

Con los ensayos de compresión triaxial se han obtenido también, además de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, valores de la constante “mi” del criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007) y los parámetros de resistencia al corte de Mohr Coulomb: cohesión y ángulo de fricción, todos estos parámetros correspondientes a la roca intacta.

Adicionalmente, para la roca intacta también se han realizado ensayos de tracción indirecta por el Método Brasileiro, los resultados se presentan en el siguiente cuadro.

*Tabla 26: Resultados de los ensayos de resistencia a la tracción*

<b>Muestra</b>	<b>Nivel</b>	<b>Cuerpo</b>	<b>Litología</b>	<b><math>\sigma_c</math> (Mpa)</b>
M – 2	1800	OB5	SPP	2.2
M – 3	1800	OB5	SPB	2.1
M – 6	1820	OB5	VOL CT	4.7
M – 7	1710	OB5 - OB2	DIQUE AND	12.6

*Fuente: Nexa Resources.*

#### **4.1.1.1.2 Resistencia de las Discontinuidades**

Desde el punto de vista de la estabilidad controlada por las discontinuidades estructurales, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, ya que éstas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso, está regida por los parámetros de fricción y cohesión del criterio de falla Mohr-Coulomb.

Los parámetros de resistencia al corte son determinados mediante ensayos de corte directo sobre superficies simuladas

#### **4.1.1.1.3 Resistencia de la Masa Rocosa y del Relleno**

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utiliza el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2007), con ayuda del programa Roclab de Rocscience Inc. (2013). Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa como resultado de la zonificación geomecánica realizada, asimismo de la resistencia compresiva uniaxial y de la constante “mi” ambas de la roca intacta, desarrollados en este estudio.

En el mapeo geomecánico de las labores subterráneas se observaron mayormente condiciones húmedas de presencia de agua, así como en la valoración del logueo geotécnico de calidad en los sondajes diamantinos; en tal sentido los valores de calidad RMR son similares a los valores de GSI (Índice de Resistencia Geológica).

Tabla 27: Propiedades de resistencia de la masa rocosa

Zona	Litología	GSI	$\sigma_c$ Mpa	$\gamma$ (MN/m <sup>3</sup> )	" $m_i$ "	$m_b$	$S_{mr}$	$E_{mr}$ Mpa	$\nu$
1 OB2	Mineral	56	50	0.044	18	3.267	0.005982	7005	0.25
	Volcánico	60	90	0.028	24	5.762	0.011744	18720	0.20
2 OB5	Mineral	56	45	0.044	18	3.140	0.005310	5966	0.25
	Volcánico	60	80	0.028	24	5.732	0.011744	16640	0.20
	Dique	50	80	0.028	25	4.192	0.003866	9830	0.24
	Volcán. CT	35	25	0.028	20	1.516	0.000436	855	0.28
3 OB7	Mineral	58	45	0.044	18	3.400	0.006738	6650	0.25
	Volcánico	62	100	0.028	24	6.177	0.014666	22613	0.20
4 BP-745	Mineral	57	45	0.044	18	3.267	0.005982	6304	0.25
	Volcánico	58	80	0.028	24	5.355	0.009404	15189	0.20

Fuente: Nexa Resources.

Donde:

GSI: Calidad de la masa rocosa GSI

$\sigma_{ci}$  : Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta

$\gamma$  : Densidad de la roca intacta

$m_i$  : Constante de la roca intacta

$m_b$  : Constante de la masa rocosa

$S_{mr}$  : Constante de la masa rocosa

$E_{mr}$  : Módulo de deformación de la masa rocosa

$\nu$  : Relación de Poisson de la masa rocosa

Estos parámetros estimados de resistencia serán involucrados en los distintos análisis posteriores, pero modificados y aquellos valores brindados por el departamento de Geomecánica, asimismo para los modelamientos numéricos que se presentan en el siguiente capítulo y en general para los cálculos de diseño.

#### 4.1.1.2 Condiciones del Agua Subterránea

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores

subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad, por ello es importante tomarlo en cuenta.

En terrenos de mala calidad, la presencia del agua puede influir negativamente en las condiciones de estabilidad de las labores mineras. Para el caso de mina Cerro Lindo, en general la masa rocosa es de moderada a buena calidad y la presencia del agua no tiene influencia significativa adversa en la estabilidad de las excavaciones debido a que su presencia es mínima. No se observa presencia de nivel freático.

La presencia de agua en la Mina Cerro Lindo está relacionada principalmente a la operación minera ya que el agua de las perforaciones tanto de producción como de las perforaciones diamantinas y del relleno, se infiltra en la masa rocosa y percola hacia las labores inferiores, haciendo que sea necesario el bombeo del agua acumulada hacia la superficie.

#### **4.1.1.3 Esfuerzos In-situ**

Este es un tema controversial en Cerro Lindo. En los años 2012 y 2013 se realizaron mediciones de esfuerzos in-situ utilizando las técnicas de “overcoring” con celda triaxial y “emisión acústica”, con cada una de estas técnicas se realizaron tres mediciones, pero en todos los casos los resultados fueron diferentes, no habiendo

ninguna tendencia, lo cual hizo que se desecharan estos resultados para estudios futuros.

En estudios previos, DCR realizó modelamientos numéricos para evaluar el “efecto topográfico” sobre los esfuerzos in-situ en Cerro Lindo. Como los cuerpos mineralizados se alinean con la dirección NW-SE paralelos a la línea de máxima pendiente de la ladera de la quebrada Topará, estos cuerpos están debajo de la ladera y cerca al fondo de la quebrada. En este caso, cerca de la superficie el esfuerzo principal máximo ( $\sigma_1$ ) se alinea en forma paralela a la pendiente de la ladera, y conforme nos alejamos de la superficie hacia la profundidad y particularmente en el fondo de la quebrada el ( $\sigma_1$ ) tiende a ser horizontal. Este efecto ha sido verificado mediante el modelamiento numérico realizado, con  $k = 1$  ( $k =$  Esfuerzo horizontal/Esfuerzo vertical).

Para la presente evaluación, se han estimado los esfuerzos in-situ tomando en cuenta los dos siguientes criterios: el primero utilizando el concepto de carga litostática (Hoek & Brown, 1978) conjuntamente con el criterio de Sheorey (1994) y el segundo utilizando la información del Mapa Mundial de Esfuerzos (WSM).

Para la aplicación del concepto de carga litostática se ha considerado la profundidad media de las diferentes zonas de estudio y la constante “k” del criterio de Sheorey como se observa en el siguiente cuadro.



Tabla 28: Magnitud de los esfuerzos in-situ

Zona de estudio	Profundidad media (m)	Constante "k"	Esfuerzo vertical (Mpa)	Esfuerzo horizontal (Mpa)
Zona 1	300	0.55	8.70	4.8
Zona 2	400	0.5	11.60	5.8
Zona 3	590	0.44	17.11	7.5
Zona 4	450	0.48	13.10	6.3

Fuente: Nexa Resources.

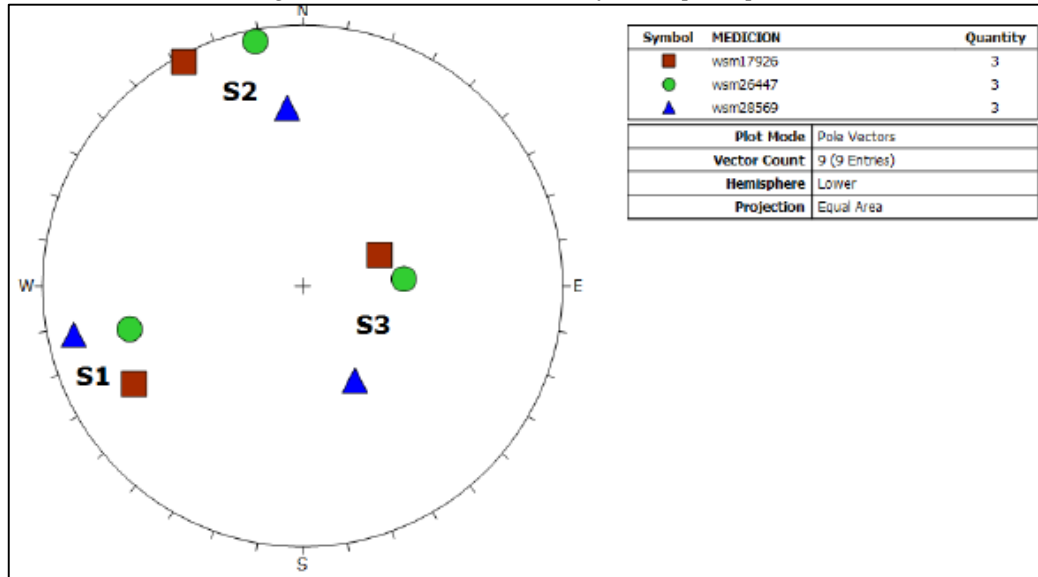
En relación al WSM se ha considerado un área de búsqueda de 100 Km a la redonda, de la información contenida se ha tomado en cuenta tres mediciones in-situ representativas (wsm17926, wsm26447 y wsm28569), la ubicación y orientación de los esfuerzos principales de estas mediciones se muestra en las siguientes figuras.

Figura 19: Mapa mundial de esfuerzos mostrando la zona de interés



Fuente WSM.

Figura 20: Orientación de los esfuerzos principales



Fuente: Nexa Resources.

Según lo mostrado en estas figuras, la dirección de esfuerzos horizontales tiene alineamiento NEE, siendo los esfuerzos horizontales mayores que los esfuerzos verticales, es decir la constante “k” es mayor que 1.

Considerando los párrafos anteriores, es conveniente asumir para el caso de Mina Cerro Lindo que k es aproximadamente igual a 1. Mientras no haya nuevas mediciones de esfuerzos in-situ se adoptará dicho valor de k.

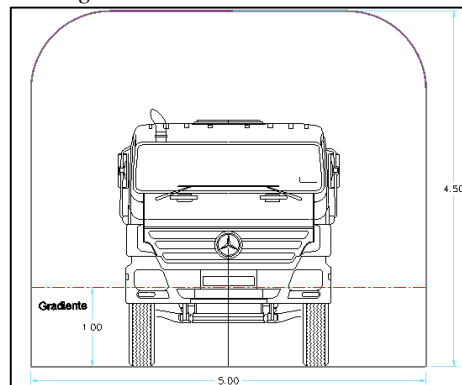
## 4.1.2 DISEÑO DE SECCIÓN

### 4.1.2.1 Calculo del Nuevo Arco de la Sección

Para la realización del nuevo arco de sección, se identificó 01 factor importante, la cual es la dimensión de los equipos en interior mina, estos equipos son:

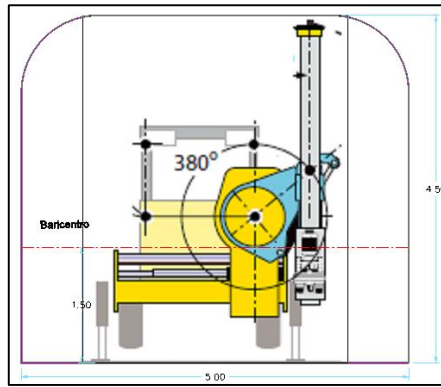
- Volquetes, la altura de estos es un factor importante en el diseño, de modo que no afecte a su maniobrabilidad, incrementando los tiempos. Tienen una altura de 3.30 mts.
- Equipos de perforación de taladros largos, estos equipos requieren una altura mínima con respecto al eje de la labor de 4.30 mts, en la Unidad Minera Cerro Lindo se maneja una altura de 4.5, altura que no se modificará.

*Figura 21: Sección de las labores.*



*Fuente: Elaboración propia.*

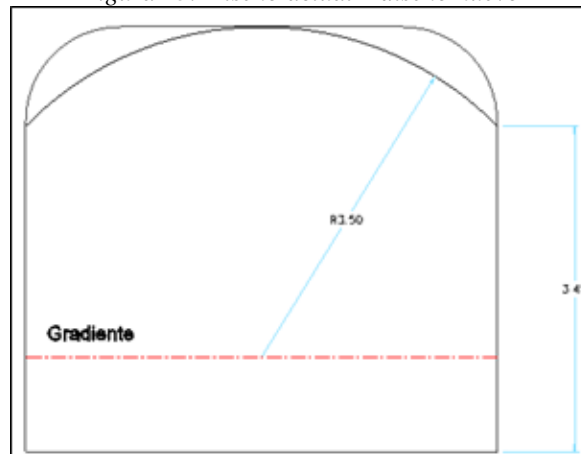
*Figura 22: Equipo de perforación de taladros largos*



*Elaboración propia.*

Teniendo en cuenta las dimensiones de los equipos mencionados, se obtiene el siguiente diseño *de labor*.

*Figura 23: Diseño actual – diseño nuevo*



*Fuente: Elaboración propia*

### **4.1.3 ESTÁNDARES MODIFICABLES POR EL CAMBIO DE DISEÑO**

#### **4.1.3.1 Perforación de Frente**

Al realizar el cambio de diseño de sección, el perímetro se reduce, por tanto se perfora 01 taladro menos, con respecto a la malla de perforación, lo cual se analizará en cuestiones de costos más adelante.

### 4.1.3.2 Sostenimiento, Volumen Roto y Transporte.

Al tener un perímetro de labor, de manera inmediata se reducirán los costos por sostenimiento con shotcrete, del mismo los costos de transporte de desmote.

### 4.1.4 ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE LA NUEVA SECCIÓN

Para el análisis geomecánico del nuevo diseño de sección, y poder compararla con el diseño actual, se procederá a analizar los datos del mapeo geomecánico de una de las muestras.

#### 4.1.4.1 Orientaciones de las discontinuidades

A continuación se muestra una parte de los 85 datos tomados en el Nv. 1710 Cx 013 OB5.

*Tabla 29: Buzamiento y dirección de buzamiento*

N°	Dip	Dip Direction	Descripción	Nivel
1	45	84	F	1710
2	70	84	F	1710
3	65	22	F	1710
4	37	174	F	1710
5	65	134	D	1710
6	64	135	D	1710
7	66	136	D	1710
8	30	315	F	1710
9	75	116	F	1710
10	65	135	F	1710
11	61	135	F	1710
12	44	135	F	1710
13	79	130	F	1710
14	65	82	D	1710
15	66	83	D	1710
16	52	121	D	1710
17	51	122	D	1710
18	28	135	D	1710

*Fuente: Nexa Resources.*

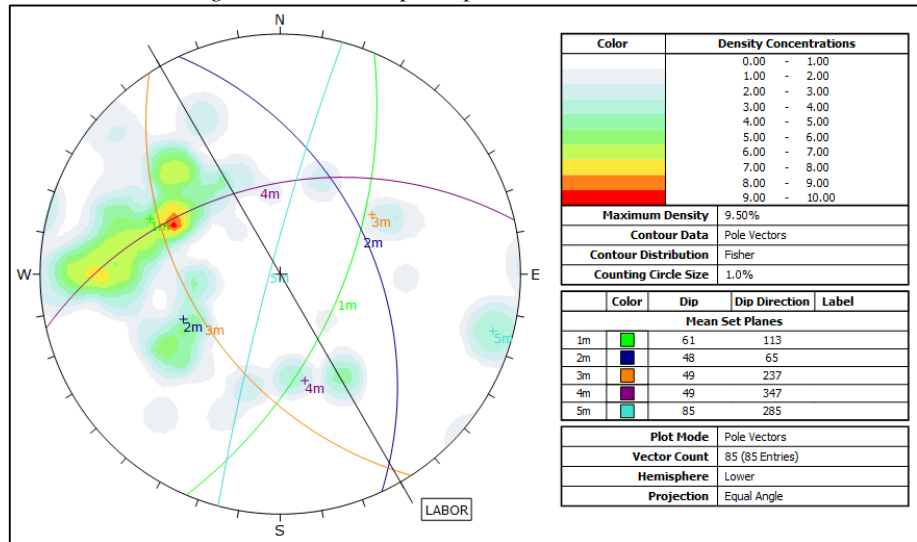
## 4.2 PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

### 4.2.1 RESULTADOS ANÁLISIS GEOMECÁNICOS

#### 4.2.1.1 Principales Familias de Discontinuidades

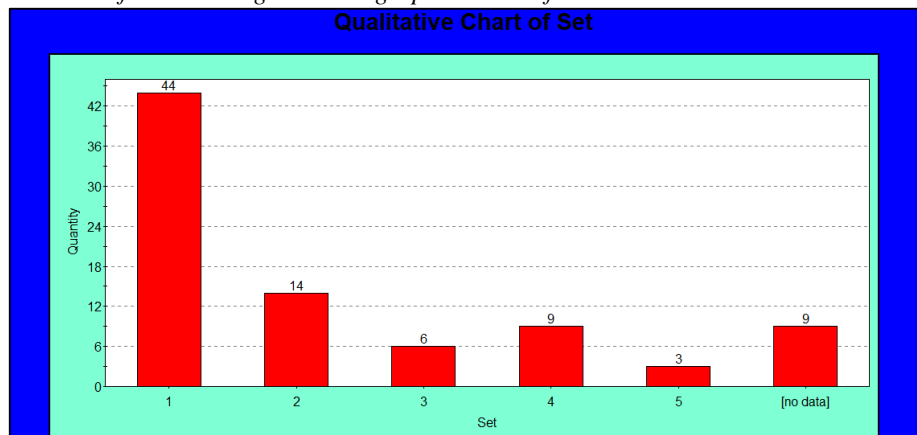
Las principales familias de discontinuidades se determinan a partir de la proyección de los polos de las discontinuidades mapeadas, y la concentración de estas, todo esto con la ayuda del software Dips.

Figura 24: Familia principales de discontinuidades



Fuente: Elaboración propia.

Gráfico 1: Histograma de agrupaciones de familias de discontinuidades



Fuente: Elaboración propia.

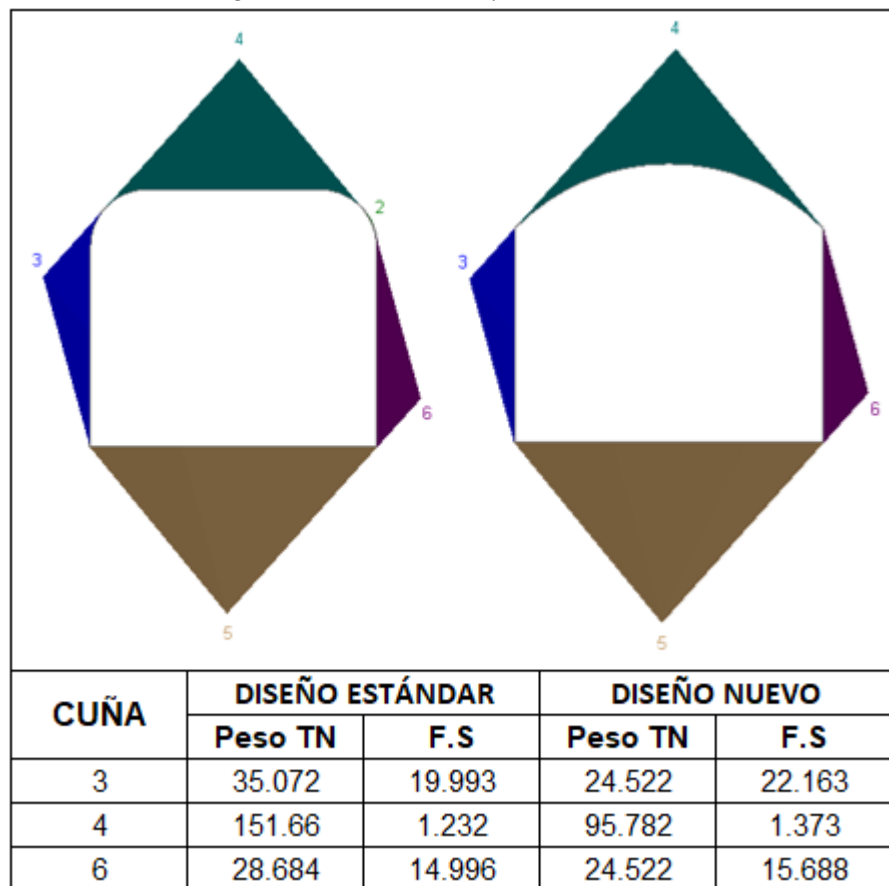
#### 4.2.1.2 Análisis de Estabilidad de Cuñas

Para el análisis de la estabilidad de cuñas, formadas a partir de las proyecciones e intersecciones de las principales familias de discontinuidades determinadas con el software Dips, se hace uso del software geomecánico Unwedge.

##### 4.2.1.2.1 Formación de Cuñas

Aquí analizaremos y estableceremos comparaciones, entre el diseño de sección a implementar y el diseño actual.

Figura 25: Modelamiento y análisis de cuñas



Fuente: Elaboración propia.

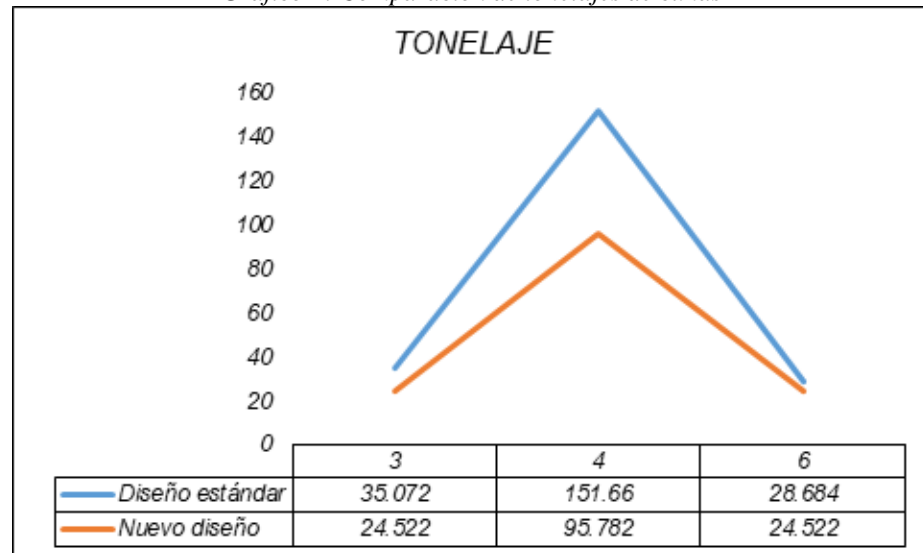
## 4.2.2 ANÁLISIS GEOMECÁNICO

### 4.2.2.1 ANÁLISIS DE CUÑAS

#### 4.2.2.1.1 Comparaciones de Tonelaje y Factor de Seguridad

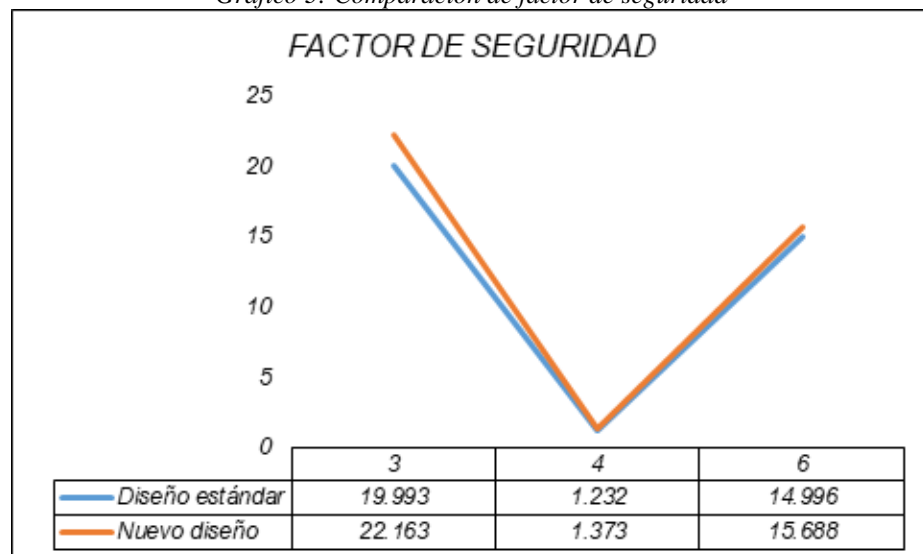
A continuación mostraremos los tonelajes y factor de seguridad, obtenidos de las dos secciones simuladas en el software Unwedge.

Gráfico 2: Comparación de tonelajes de cuñas



Fuente: Elaboración propia.

Gráfico 3: Comparación de factor de seguridad



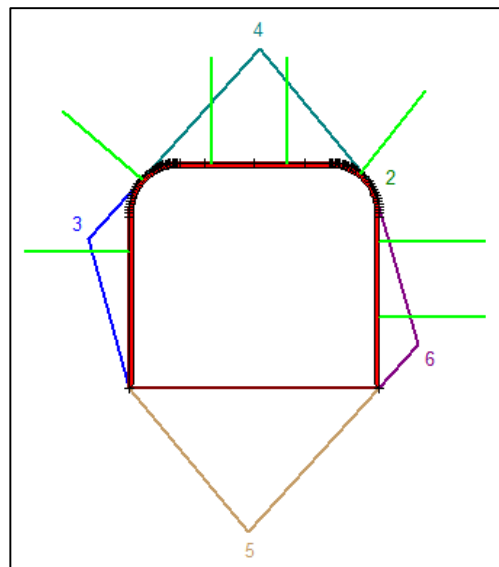
Fuente: Elaboración propia.



#### 4.2.2.1.2 Sostenimiento

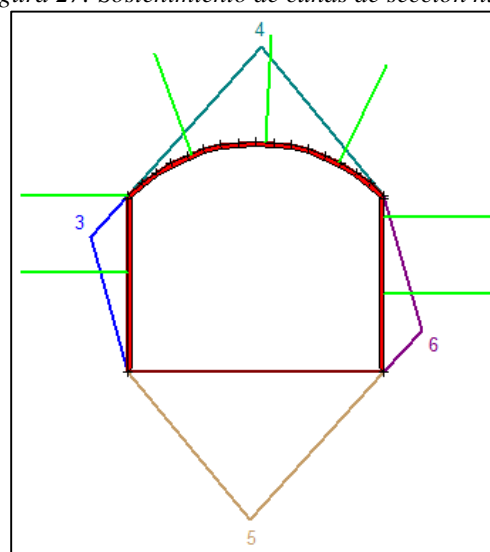
A continuación diseñamos el tipo de sostenimiento a emplear, esto será demasiado sencillo, ya que en la Unidad Minera Cerro Lindo todo sostenimiento es con Shotcrete, reforzado con pernos helicoidales a un espaciamiento de 1.2 o 1.5, en ese caso solo vamos a determinar nuestro factor de seguridad.

Figura 26: Sostenimiento de cuñas de sección estándar



Fuente: Elaboración propia.

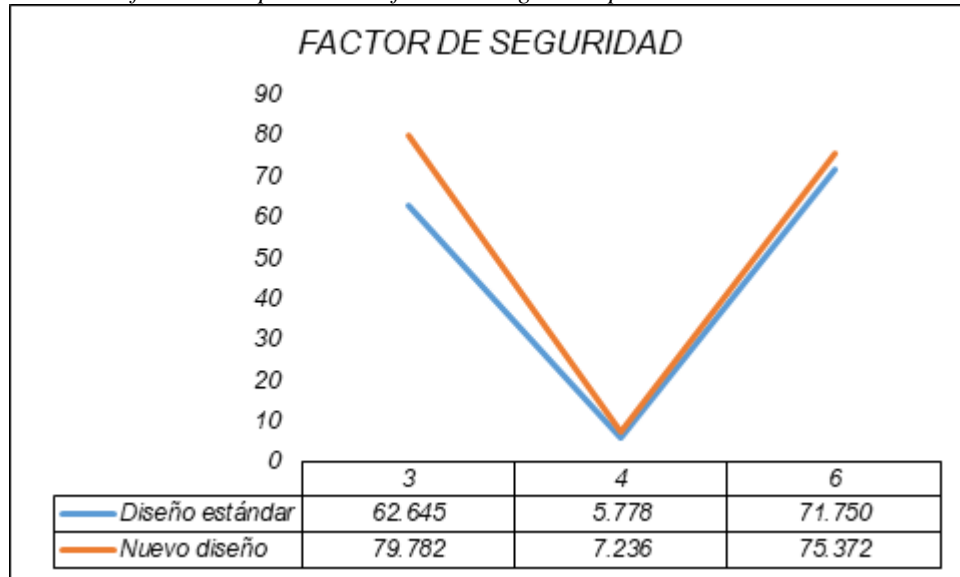
Figura 27: Sostenimiento de cuñas de sección nueva



Fuente: Elaboración propia.

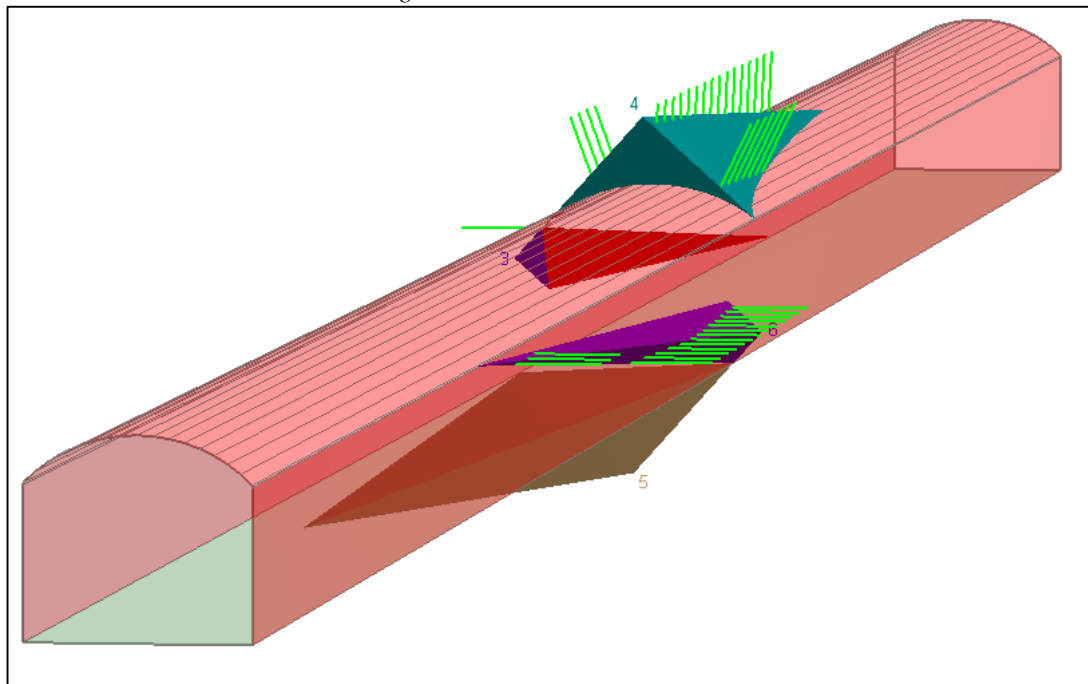
### 4.2.2.1.3 Factor de Seguridad con Sostenimiento

Gráfico 4: Comparación de factor de seguridad posterior al sostenimiento



Fuente: Elaboración propia.

Figura 28: Modelo 3D de cuñas

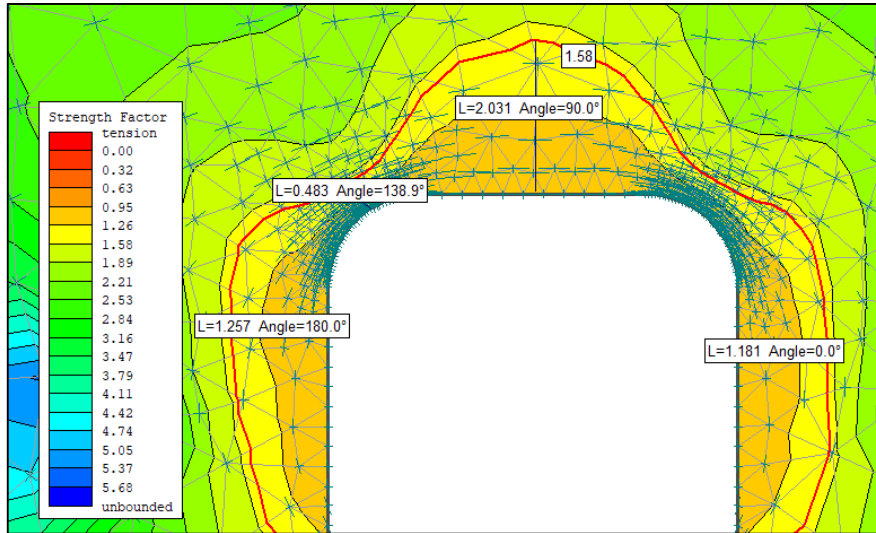


Fuente: Elaboración propia.

## 4.2.2.2 Análisis Software Phase2

### 4.2.2.2.1 Diseño Estándar

Figura 29: Modelamiento Phase2, se aprecia que los esfuerzos se concentran en las esquinas

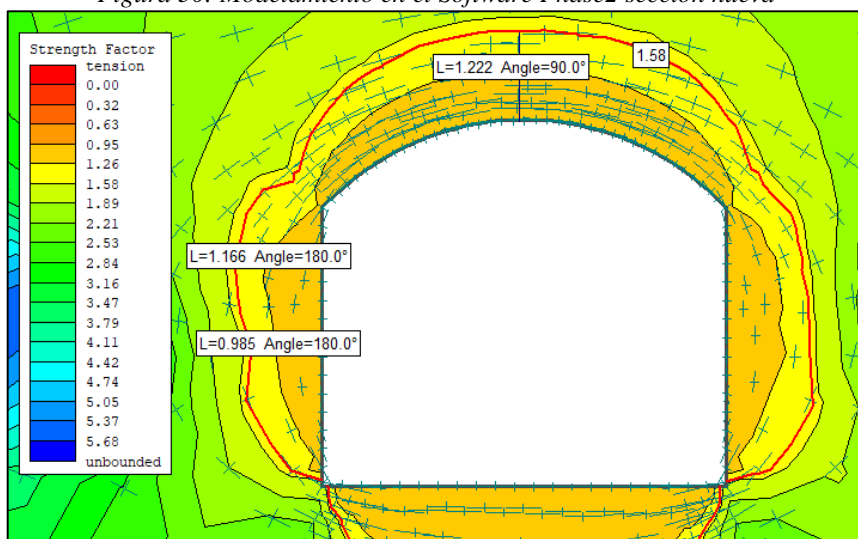


Fuente: Elaboración propia.

En la figura se muestra que para un factor de seguridad de 1.58, este se encuentra a 2.031 mts de la corona.

### 4.2.2.3 Nuevo Diseño

Figura 30: Modelamiento en el Software Phase2 sección nueva



Fuente: Elaboración propia.

Se observa que la concentración de los esfuerzos en el caso del nuevo diseño de sección, estos se encuentran distribuidos de manera casi homogénea a lo largo del arco de la corona, logrando una mayor estabilidad. Del mismo modo se muestra el contorno para un factor de seguridad de 1.58, el cual está a 1.222 metros en promedio por encima de la corona.

## 4.2.3 RESULTADOS DE COSTOS

### 4.2.3.1 Aceros de Perforación

Para el cálculo de la reducción de los costos de perforación se consideran los siguientes aceros:

- Barra de 16 pies.
- Broca de 45 mm
- Shank Adapter–COP1838

Se conoce además que los avances programados para el periodo 2019 según las metas es de 33000 mts, de los cuales 12000 mts serán ejecutadas por Nexa, con un cumplimiento de 90% según lo ejecutado en 2018, esta reducción será calculado para los avances ejecutados por únicamente por Nexa, ya que no se tiene datos de los aceros de las contratas.

Tabla 30: Programa de avances 2019 M300

M300		Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
NEXA	M	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	12,000
AESA	M	1,464	1,394	1,260	1,257	1,243	16,435
INCIMMET	M	407	387	350	349	345	4,565
<b>Total</b>		<b>2,871</b>	<b>2,781</b>	<b>2,610</b>	<b>2,606</b>	<b>2,588</b>	<b>33,000</b>

Fuente Nexa Resources.

Tabla 31: Vida útil de columna de aceros de perforación y sus respectivos costos

DESCRIPCIÓN	P.U	VIDA ÚTIL REAL	COSTO US\$/M
SHANK ADAPTER-COP1838	215.00	3,800	0.0566
COUPLIN T38 73143355	78.00	5,000	0.0156
DRIFTER ROD T38 H35	517.07	3,090	0.1673
BUTTON BIT A330 45 MM	70.00	323	0.2167
<b>TOTAL</b>			<b>0.4562</b>

**AHORRO TOTAL** **4,927.32**

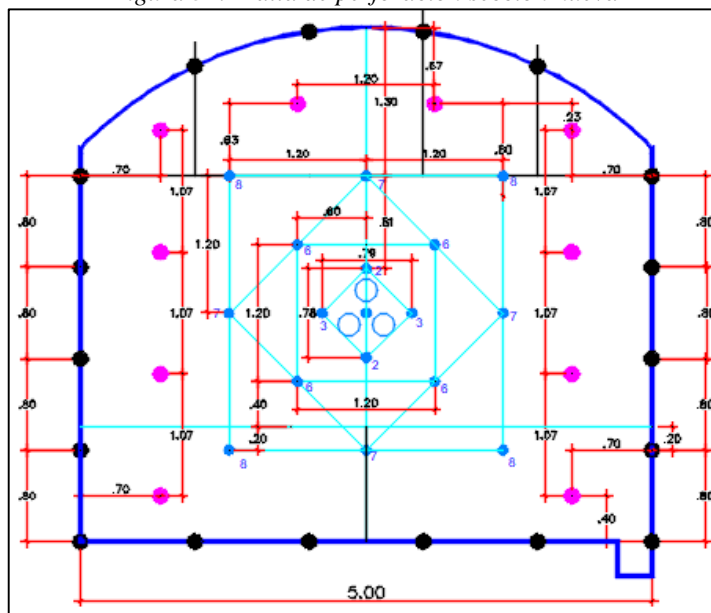
Fuente: Elaboración propia.

#### 4.2.3.2 Voladura: Explosivos y Accesorios

Para el cálculo de la reducción de costos en la actividad de voladura, explosivos y accesorios, se considera una longitud efectiva de perforación 4.5 mts, para una barra de 16'', y un porcentaje de cumplimiento de 90%.

Al modificar la sección de la labor, disminuirá en 01 taladro en la malla, este será un taladro de la corona, a continuación de muestra la malla con el nuevo diseño de sección.

Figura 31: Malla de perforación sección nueva



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 32: Calculo de metraje

DESCRIPCIÓN	METRAJE M
DESMONTE	23247.94
MINERAL	9752.06

DESCRIPCIÓN	METRAJE M
VOLCÁNICO	21447.94
DIQUE	1800.00

DESCRIPCIÓN	METRAJE M
VÓLCANICO	21447.94
DIQUE – SULFURO	11552.06

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 33: Costos de voladura en material dique-sulfuro

<b>DIQUE – SULFURO</b>	<b>LONG. TACO</b>	<b>1.5 M</b>
	<b>REND. AVAN</b>	<b>4.5 M</b>

DESCRIPCIÓN	PU	CONSUMO	COSTO US\$
EMULEX 1 1/4 x 12	0.638085 US\$/KG	0.280 KG	0.179
EXAMON P	0.8 US\$/KG	3.817 KG	3.054
DETONADOR	1.67 US%/unid	1 UNID	1.670
<b>TOTAL</b>			<b>4.903</b>

<b>REND.</b>	1.09	US\$/M
<b>AHORRO</b>	12,591.75	US\$

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 34: Costos de voladura en material volcánico

**VOLCÁNICO**

DESCRIPCIÓN	PU	CONSUMO	COSTO US\$
EMULEX 1 1/4 x 12	0.638085 US\$/KG	0.280 KG	0.179
EMULEX 1 x 7	0.227115 US\$/KG	0.980 KG	0.223
DETONADOR	1.67 US%/unid	1 UNID	1.670
CORDÓN DET.	0.2369 US\$/M	4.5 M	1.066
<b>TOTAL</b>			<b>3.137</b>

<b>REND.</b>	0.697	US\$/M
<b>AHORRO</b>	13,457.67	US\$
<b>AHORRO TOTAL</b>	<b>26,049.41</b>	<b>US\$</b>

Fuente: Elaboración propia.

### 4.2.3.3 Sostenimiento con Shotcrete

Para el cálculo de reducción de costos en esta actividad nos basaremos en los datos históricos del año 2018, que se resumen a continuación.

Tabla 35: Ratios 2018 sostenimiento con shotcrete

Ratios 2018		
Shotcrete avances	2.15	m3/m avance
Shotcrete resanes	35%	Avances normales
Shotcrete sacrificio	10%	Total de shotcrete

Fuente: Nexa Resources.

Tabla 36: Programa lanzamiento shotcrete 2019

M300		Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
Cable Bolting	m	46,463	43,640	44,926	43,528	541,771
Relleno Pasta	m3	119,253	123,017	119,258	123,515	1,447,074
Relleno Detrítico	m3	19,576	16,439	19,149	20,205	229,858
Shotcrete	m3	8,525	7,759	7,760	7,536	99,497

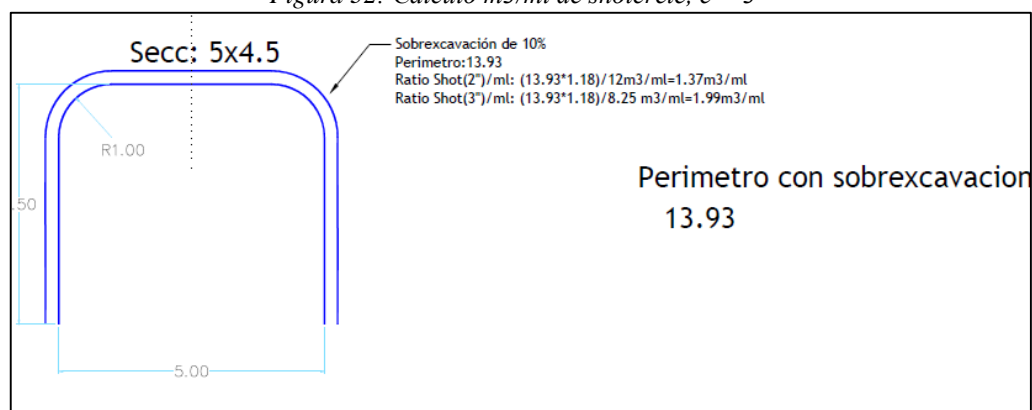
Fuente: Nexa Resources.

Tabla 37: Ratios 2019 sostenimiento shotcrete

Ratios 2019	
Shotcrete Programado m3	99,497.00
Shotcrete Avance m3	89,547.30
Shotcrete Resane m3	31,341.56
Shotcrete Sacrificio m3	9,949.70
Shotcrete Avance Real m3	58,205.75
Rendimiento m3/ml	1.76

Fuente: Elaboración propia.

Figura 32: Calculo m3/ml de shotcrete, e = 3''

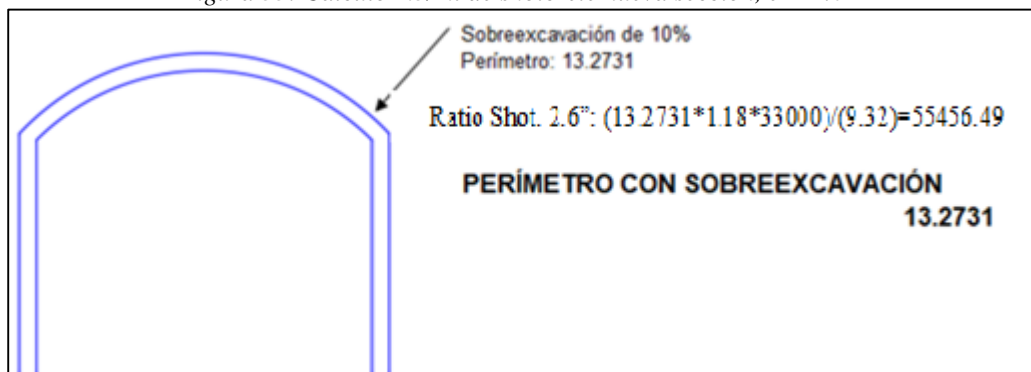


Fuente: Nexa Resources.

Comparando los cálculos realizados por nuestra persona y el cálculo facilitado por el departamento de planeamiento, deducimos que en la Unidad Minera Cerro Lindo, las capas de sostenimiento con shotcrete que se aplican en de 2.6'', en teoría.

Para el cálculo de diferencia de volumen de shotcrete emplearemos el criterio empleado por el área de topografía para la valorización, en cual adiciona el rendimiento del shotcrete, es decir un m<sup>3</sup> cuanto de área me cubre para un espesor de 2.6'', lo que tiene una equivalencia de 9.32 m<sup>2</sup>/m<sup>3</sup>.

Figura 33: Calculo m3/ml de shotcrete nueva sección, e = 2.6''



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 38: Precios unitarios lanzamiento shotcrete

ITEM	TIPO DE LABOR	Unidad	P.U
1	Transporte Mortero UNICON	m3	21.87
2	Dosificación Mortero UNICON	m3	72.92
3	Dosificación UNICON	m3	125.58
4	Lanzado UNICON shotcrete 2"	m3	76.70
5	Lanzado UNICON shotcrete 2"	m3	76.70
6	Transporte UNICON	m3	38.43

Fuente: Nexa.

Para determinar el precio unitario de lanzado de shotcrete usaremos los ítems 3, 4,5 y 6.



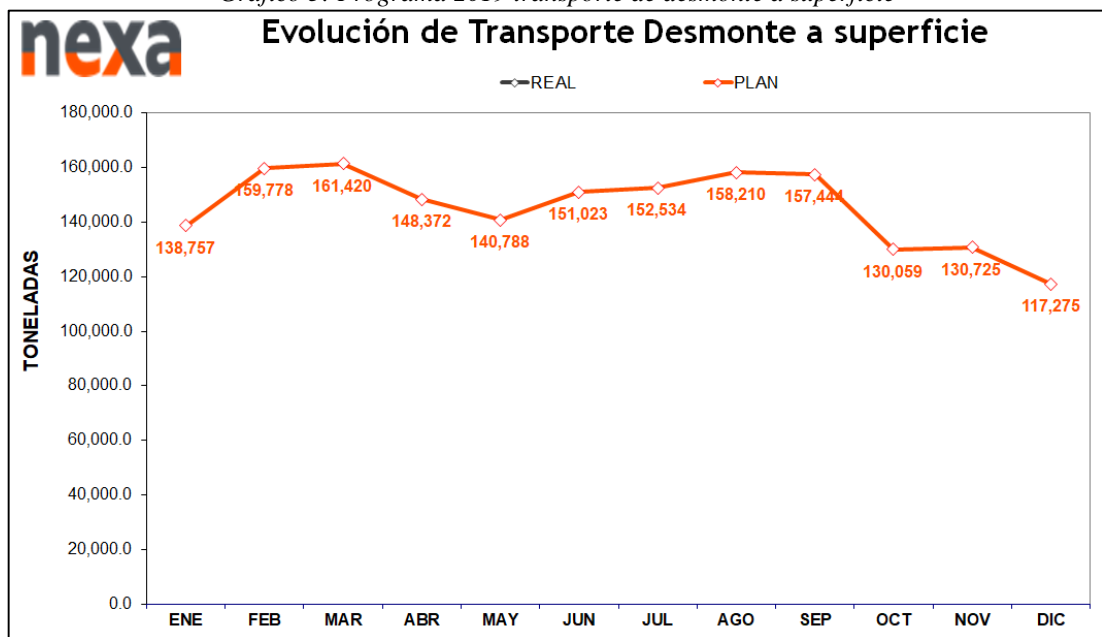
Tabla 39: Ahorro de costos en lanzamiento de shotcrete

Costos Shotcrete 2019	
M3 Diseño Estándar	58,205.75
M3 Diseño Nuevo	55,456.49
M3 Diferencia	2,749.25
Precio Shotcrete M3	US\$ 240.71
Ahorro US\$ * 0.9	\$ 595,595.22

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.2.3.4 Transporte de Material

Gráfico 5: Programa 2019 transporte de desmonte a superficie



Fuente: Nexa Resources.

Tabla 40: Calculo de ahorro de costos por transporte de mineral

DESCRIPCIÓN	TONELAJE
Desmonte Anual	1,746,385.56
Desmonte Diseño Estándar Tn/ml	75.12
Avance Desmonte	23,247.94

DESCRIPCIÓN	TONELAJE
Desmonte Diseño Nuevo Tn/ml	71.30
Desmonte Anual Nuevo Diseño	1,657,578.41
Diferencia	88,807.15

DESCRIPCIÓN	VALOR
P.U AMERICAN	0.348 US\$/TN-KM
KM PROMEDIO AMERICAN	5.07 KM
P.U DINET	0.387 US\$/TN-KM
KM PROMEDIO DINET	4.11 KM
RATIO DINET/AMERICAN	0.92

DESCRIPCIÓN	VALOR
TONELAJE DINET	42,553.42
TONELAJE AMERICAN	46,253.72
AHORRO DINET	\$ 67,684.20
AHORRO AMERICAN	\$ 81,608.22
AHORRO ANUAÑ US\$	\$ 134,363.18

*Fuente: Elaboración propia.*

### 4.3 PRUEBA DE HIPÓTESIS

#### 4.3.1 Hipótesis General

Se planteó la siguiente hipótesis: “La implementación de un nuevo diseño de sección de labor permite la reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A”

Tal como se muestran en los cálculos realizados existe una reducción en los costos de las actividades escogidas para la investigación, reducción en la perforación (aceros), voladura, sostenimiento y el transporte de material, obteniéndose una reducción anual.

Gráfico 6: Resumen de costos anuales



Fuente: Elaboración propia.

## 4.3.2 Hipótesis Específicos

### 4.3.2.1 Prueba de la Primera Hipótesis Específica

La primera hipótesis específica corresponde a: “Los costos de perforación y voladura se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A”

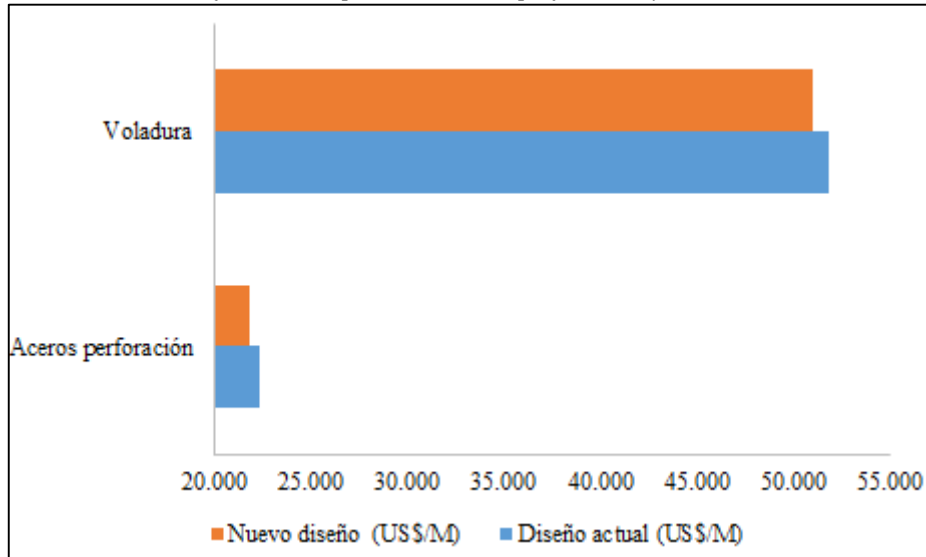
Esta hipótesis la probaremos mediante el análisis de los costos de estas actividades.

Tabla 41: Costos de perforación y voladura

Actividad	Aceros perforación	Voladura
Diseño actual (US\$/M)	22.354	51.827
Nuevo diseño (US\$/M)	21.898	50.950

Fuente: Elaboración propia.

Gráfico 7: Comparación costos perforación y voladura



Fuente: elaboración propia.

Como muestran las gráficas existe una evidente reducción de los costos en las tareas de perforación y voladura, cuyo valor es de 1.276 US\$/M.

#### 4.3.2.2 Prueba de la Segunda Hipótesis Específica

La segunda hipótesis específica corresponde a: “Los costos de sostenimiento se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A”

Para demostrar esta hipótesis emplearemos la T de Student, la cual se aplica para muestras inferiores a 30, con un nivel de significancia de  $\alpha = 0.05$ . El análisis se realiza a una muestra de rendimiento lineal del shotcrete, cuyo consumo es proporcional al predio.

$H_0$ : El promedio lineal de shotcrete empleado en el sostenimiento de las labores es de 1.680 m<sup>3</sup>/m ( $H_0: \mu = 1.68$ )

$H_1$ : La cantidad de shotcrete empleado en un metro de avance es mayor a  $1.680 \text{ m}^3$  ( $H_1: \mu > 1.680$ )

Tabla 42: Rendimiento lineal de shotcrete

Día	Rendimiento ( $\text{m}^3/\text{m}$ )
1	1.7149
2	1.7061
3	1.6669
4	1.7970
5	1.7887
6	1.7540

Fuente: Nexa Resources.

Grados de libertad = 5 grados de libertad.

Promedio = 1.7320

Desviación estándar = 0.04244

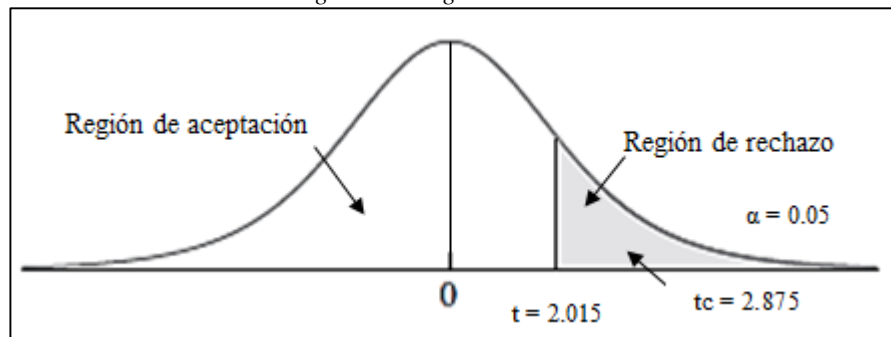
Región crítica (tabla) = 2.015

$$t_c = \frac{\bar{X} - \mu}{S/\sqrt{(n-1)}}$$

1.8

$$t_c = \frac{1.7320 - 1.680}{0.04044/\sqrt{(6-1)}} = 2.875$$

Figura 34: Región crítica



Fuente: elaboración propia.

En conclusión se rechaza la hipótesis alterna, con esto podemos afirmar que la cantidad de shotcrete empleado en la actualidad es mayor al que se empleará con el nuevo diseño, incrementando los costos.

#### 4.3.2.3 Prueba de la Tercera Hipótesis Específica

La tercera hipótesis específica es: “Los costos de transporte de material roto se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A”

Para la prueba de esta hipótesis nos ayudaremos de la siguiente tabla:

*Tabla 43: Costos transporte*

DESCRIPCIÓN	VALOR
TONELAJE DINET	42,553.42
TONELAJE AMERICAN	46,253.72
AHORRO DINET	\$ 67,684.20
AHORRO AMERICAN	\$ 81,608.22
AHORRO ANUAÑ US\$	\$ 134,363.18

*Fuente: Elaboración propia.*

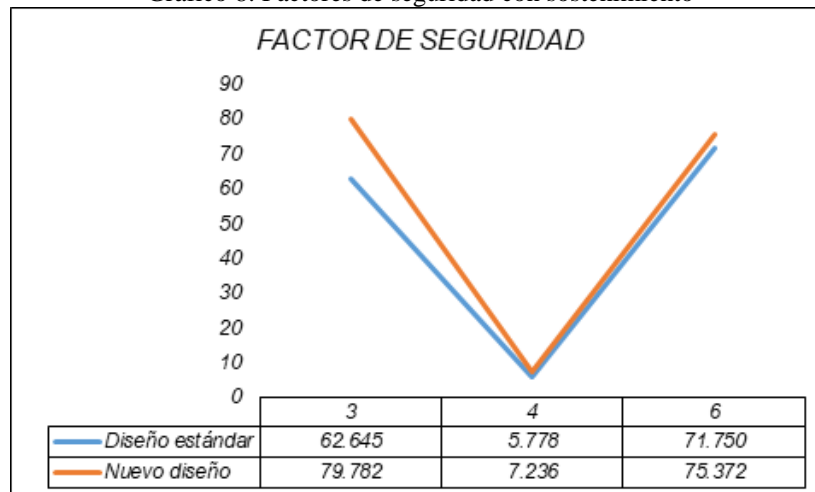
Podemos apreciar que el cambio de diseño generaría una cantidad menor de desmonte equivalente a 88,807.15.816 TN, este sería el tonelaje que nos evitaríamos extraer si se cambia el diseño de la sección, que significaría un ahorro de US\$ 134,363.18 en esta actividad.

#### 4.4 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Relacionando al título de la tesis de investigación: “Implementación de un nuevo diseño de sección de labor para la reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera cerro lindo – Nexa Resources S.A.A”, existen resultados favorables, uno desde el punto de vista geomecánico, y el otro en la reducción de los costos.

En la parte geomecánica se consigue grandes beneficios como el incremento del factor de seguridad, menor tonelaje de las cuñas y concentración de los esfuerzos es casi homogéneo en la corona.

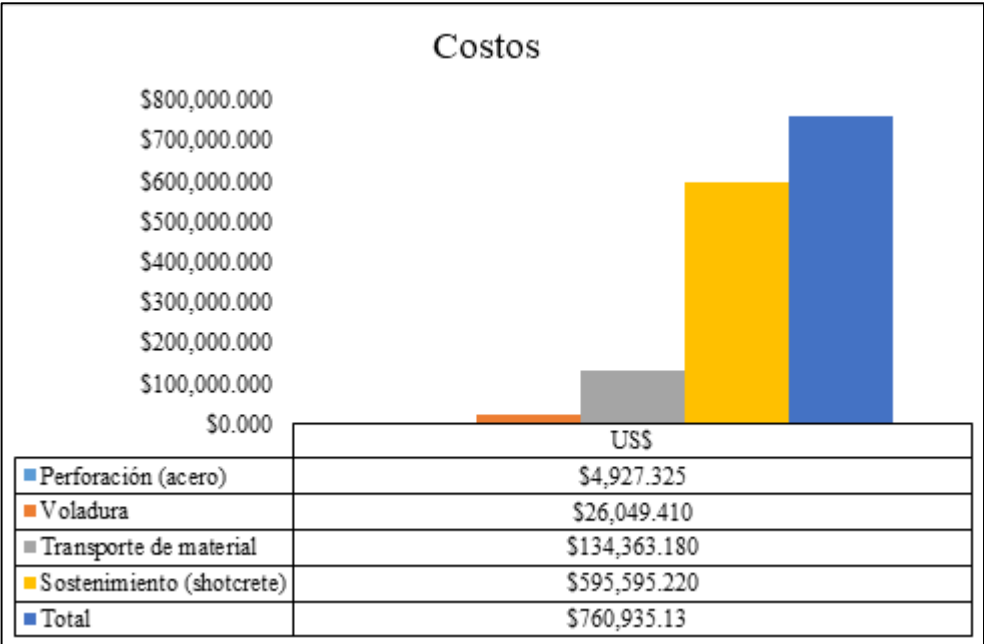
Gráfico 8: Factores de seguridad con sostenimiento



Fuente: Elaboración propia.

Finalmente en los costos se obtiene una reducción en aquellas actividades que fueron incluidas en esta investigación, se tiene un ahorro de costo anual equivalente a 760,935.13 US\$.

Gráfico 9: Resumen de reducción de costos



Fuente: Elaboración propia.



## CONCLUSIONES

1. La implementación de un nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo, genera una reducción de los costos.
2. La reducción de los costos en la actividad de la perforación (aceros), tiene un equivalente de 0.4560 US\$/ml.
3. Los costos en la actividad de voladura (explosivos y accesorios) se reducen en 0.87 US\$/ml aproximadamente.
4. Los costos en la actividad de sostenimiento con shotcrete se reducen en 14.44 US\$/m<sup>3</sup>, siendo esta la mayor reducción dentro de las actividades analizadas.
5. El cambio de diseño genera una menor producción de desmonte, lo cual implica una menor cantidad a transporta, ahorrando US\$ 134, 363.18 en el tema de transporte.
6. Con el cambio de diseño de labor se generará una producción lineal de desmonte menor, equivalente a 3.82 TN/ml.
7. El cambio de diseño de sección permite que la malla de perforación, se perfore un taladro menos, este taladro estará en la corona de la labor.
8. Al realizar el cambio de diseño de sección de labor en la Unidad Minera Cerro Lindo, el factor de seguridad sufre una variación positiva, se generan cuñas con un tonelaje menor y la concentración de los esfuerzos en la corona es casi homogéneo.

## **RECOMENDACIONES**

1. Se recomienda realizar un informe acerca de los proveedores de aceros de las contratas, y calcular la reducción de los costos, ya que para esta investigación no se consideró para la reducción de costos en perforación los metrajes ejecutados por las contratas.
2. Se recomienda realizar un análisis de precios unitarios por separado, perforación lineal y limpieza, esto debido que al ejecutarse el cambio, los tiempos en estas actividades serán menor, y poder ajustar los precios de las contratas, reduciendo los costos.
3. Se recomienda analizar la distribución de la flota de volquetes, ya que al generarse menor tonelaje de desmonte, de necesitará menor número de estos, y poder asignarlos al transporte de mineral.
4. Se recomienda realizar un sostenimiento más técnico con los pernos cementados, esto en función a las posibles formaciones de cuñas, ya que no siempre éstas se generan.

## BIBLIOGRAFÍA

- Bahamóndez, M. J. (2017). *Implementación sistema de gestion para reducción de costos optimizando el desempeño por componente en equipos mineros*. Santiago: Universidad de Chile.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Rock Mechanics*. Oslo: Springer - Verlag.
- Cortés Zablocki, S. I. (2018). *Análisis de la implementación del control computarizado en la perforación para desarrollos horizontales*. Santiago de Chile: Universidad de Chile.
- Custodio Ruíz, A. (2 de Septiembre de 2019). *Gestiopolis*. Obtenido de Métodos y técnicas de investigación científica: <https://www.gestiopolis.com/metodos-y-tecnicas-de-investigacion-cientifica/>
- DCR\_Ingenieros. (2010). *Evaluación geomecánica del minado subterráneo mina Cerro Lindo*. Cerro Lindo: Milpo.
- DCR\_Ingenieros. (2017). *Evaluación geomecánica para recuperación de mineral remanente del Bp 745*. Cerro Lindo: Milpo.
- Hergenrether Pérez, P. D. (2017). *Consideraciones geomecánicas en el diseño de secciones tipo para un túnel minero*. Oviedo: Universidad de Oviedo.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). *Metodología de la Investigación*. México: McGRAW-HILL.
- Hoek, E., & Brown, E. (1985). *Excavaciones subterráneas en roca*. México: McGRAW-HILL.
- Ibara, G., & Galera, J. (2014). *Análisis tenso-deformacional y diseño de fortificaciones para una explotación de cobre por sublevel stopping. atacama kozan (chile)*. Santiago de Chile: S.C.M. Atacama Kozan.
- Jáuregui Aquino, Ó. A. (2009). *Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones Unitarias de Perforación y Voladura*. Lima: PUCP.

Rodríguez Cayllahua, G. (29 de Mayo de 2019). *Centro Geotécnico Internacional*.

Obtenido de Software DIPS:

<https://centrogeotecnico.com/store/product/software-dips.html>

Srk\_consulting. (2017). *Modelamiento geomecánico 3D y evaluación de las condiciones de estabilidad global de la mina Cerro Lindo*. Cerro Lindo: Milpo.

SVS\_Ingenieros. (2015). *Estudio geomecánico para el dimensionamiento, secuencia y relleno de tajeos de la mina Cerro Lindo*. Cerro Lindo: Milpo.

Urrea Campos, H. (2 de Junio de 2019). *Academia. obtenido de clasificación geomecánica de las rocas metodo terzaghi , csir (bieniaowski) y ngi:*  
[https://www.academia.edu/27988992/clasificacion\\_geomec%c3%81nica\\_de\\_las\\_rocas\\_metodo\\_terzaghi\\_csir\\_bieniaowski\\_y\\_ngi](https://www.academia.edu/27988992/clasificacion_geomec%c3%81nica_de_las_rocas_metodo_terzaghi_csir_bieniaowski_y_ngi)

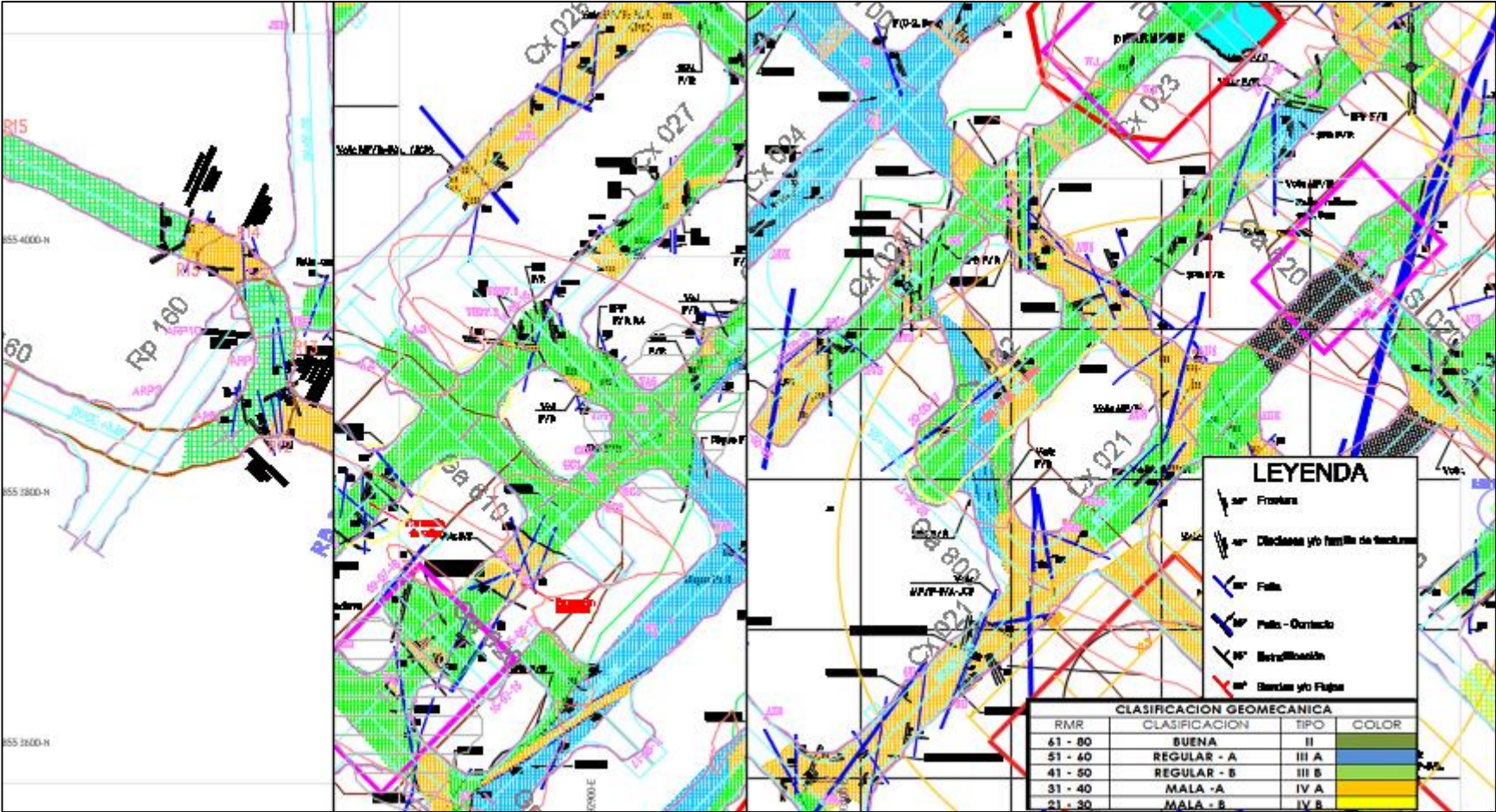
## **ANEXOS**



**PRESUPUESTO 2019 M300**

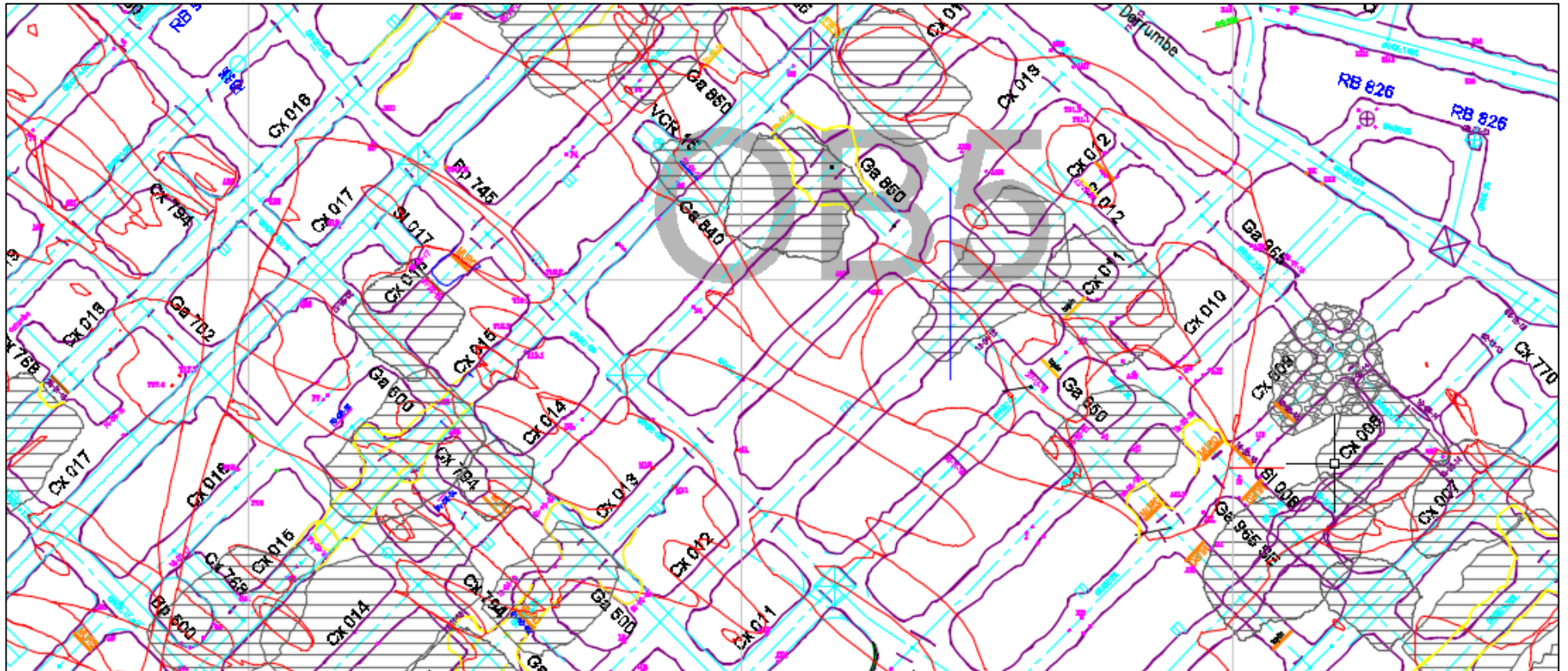
<b>CERRO LINDO</b>		<b>2018 FCST</b>	<b>Ene-19</b>	<b>Feb-19</b>	<b>Mar-19</b>	<b>Abr-19</b>	<b>May-19</b>	<b>Jun-19</b>	<b>Jul-19</b>	<b>Ago-19</b>	<b>Set-19</b>	<b>Oct-19</b>	<b>Nov-19</b>	<b>Dic-19</b>	<b>2019 V3 REVISADA</b>
Mineral Extraído	tms		623,574	571,914	634,789	616,153	636,126	624,468	637,055	640,532	617,893	637,396	617,915	639,976	7,497,791
Mineral Tratado	tpd	19,844	20,734	20,780	20,780	20,780	20,780	20,780	20,780	20,780	20,780	20,780	20,780	20,780	20,776
Días Operativos	días	353	29	28	29	30	30	30	29	31	30	29	30	30	354.0
Días Mantenimiento	días	12	2	-	2	-	2	-	2	-	-	2	-	2	11.0
Mineral Tratado	tms	7,004,895	601,300	581,840	602,620	623,400	613,010	623,400	602,620	644,180	623,400	602,620	623,400	613,010	7,354,800
Ley Cabeza Zn	%	2.09	1.71	1.83	2.15	2.31	2.06	2.40	1.72	2.01	2.52	2.38	1.70	2.22	2.09
Ley Cabeza Pb	%	0.25	0.18	0.16	0.23	0.23	0.22	0.31	0.23	0.28	0.36	0.25	0.20	0.29	0.25
Ley Cabeza Cu	%	0.63	0.66	0.67	0.55	0.61	0.60	0.67	0.58	0.58	0.62	0.63	0.60	0.71	0.62
Ley Cabeza Ag	onz/tms	0.68	0.57	0.57	0.68	0.61	0.55	0.69	0.59	0.62	0.74	0.61	0.69	0.74	0.64
<b>Concentrados Zn</b>		<b>226,339</b>	<b>15,766</b>	<b>16,363</b>	<b>19,930</b>	<b>22,203</b>	<b>19,485</b>	<b>23,148</b>	<b>15,918</b>	<b>19,919</b>	<b>24,479</b>	<b>22,132</b>	<b>16,259</b>	<b>20,958</b>	<b>236,561</b>
Ley Zn	%	59.02	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86	58.86
Recuperación Zn	%	91.08	90.50	90.50	90.63	90.80	90.63	91.00	90.50	90.63	91.54	90.80	90.50	90.75	90.77
<b>Concentrados Pb</b>		<b>20,537</b>	<b>1,242</b>	<b>1,079</b>	<b>1,579</b>	<b>1,674</b>	<b>1,558</b>	<b>2,255</b>	<b>1,574</b>	<b>2,059</b>	<b>2,615</b>	<b>1,744</b>	<b>1,449</b>	<b>2,081</b>	<b>20,908</b>
Ley Pb	%	63.43	63.00	61.00	64.00	64.00	63.50	64.62	63.50	64.62	64.62	64.00	62.50	64.12	63.82
Ley Ag	onz/tms	64.58	71.83	78.00	72.03	63.55	60.43	53.22	63.46	54.15	48.96	59.26	82.65	60.48	61.98
Recuperación Pb	%	74.07	72.30	72.30	73.40	73.40	73.00	74.50	73.00	74.50	76.00	73.80	72.30	74.50	73.84
Recuperación Ag	%	28.50	26.00	25.50	27.90	27.90	27.90	27.90	27.90	27.90	27.90	27.90	27.90	27.90	27.66
<b>Concentrados Cu</b>		<b>147,175</b>	<b>12,916</b>	<b>12,613</b>	<b>10,683</b>	<b>12,418</b>	<b>12,358</b>	<b>13,598</b>	<b>11,814</b>	<b>12,610</b>	<b>12,646</b>	<b>12,409</b>	<b>11,947</b>	<b>14,172</b>	<b>150,183</b>
Ley Cu	%	26.08	26.30	26.30	26.30	26.30	25.00	26.30	25.00	24.00	26.30	26.30	26.30	26.30	25.90
Ley Ag	onz/tms	13.61	10.62	10.47	15.84	12.75	11.34	13.14	12.58	12.67	15.07	12.39	14.92	13.22	12.88
Recuperación Cu	%	86.83	85.40	85.50	85.50	85.20	84.00	86.22	84.50	81.00	86.00	86.00	84.00	86.22	84.98
Recuperación Ag	%	42.75	40.00	40.00	41.52	41.52	41.52	41.52	41.52	40.00	41.52	41.52	41.52	41.52	41.13

# PLANO GEOMECÁNICO NV 1710

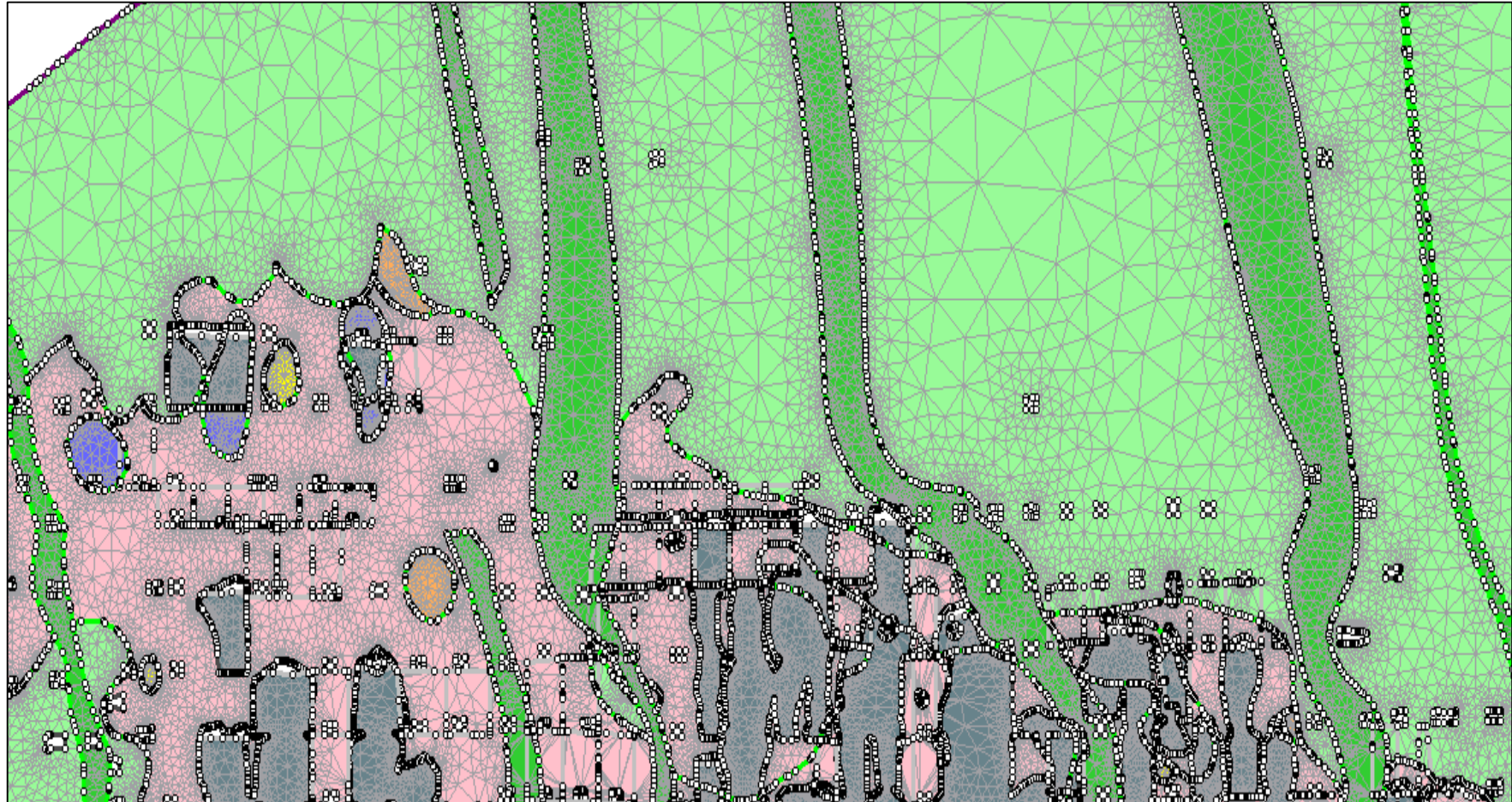




# PLANO TOPOGRÁFICO DE LA LABORES OB5 NV 1710










## MODELAMIENTO SOFTWARE PHASE2 SECCIÓN TRANSVERSAL CX 013 OB5

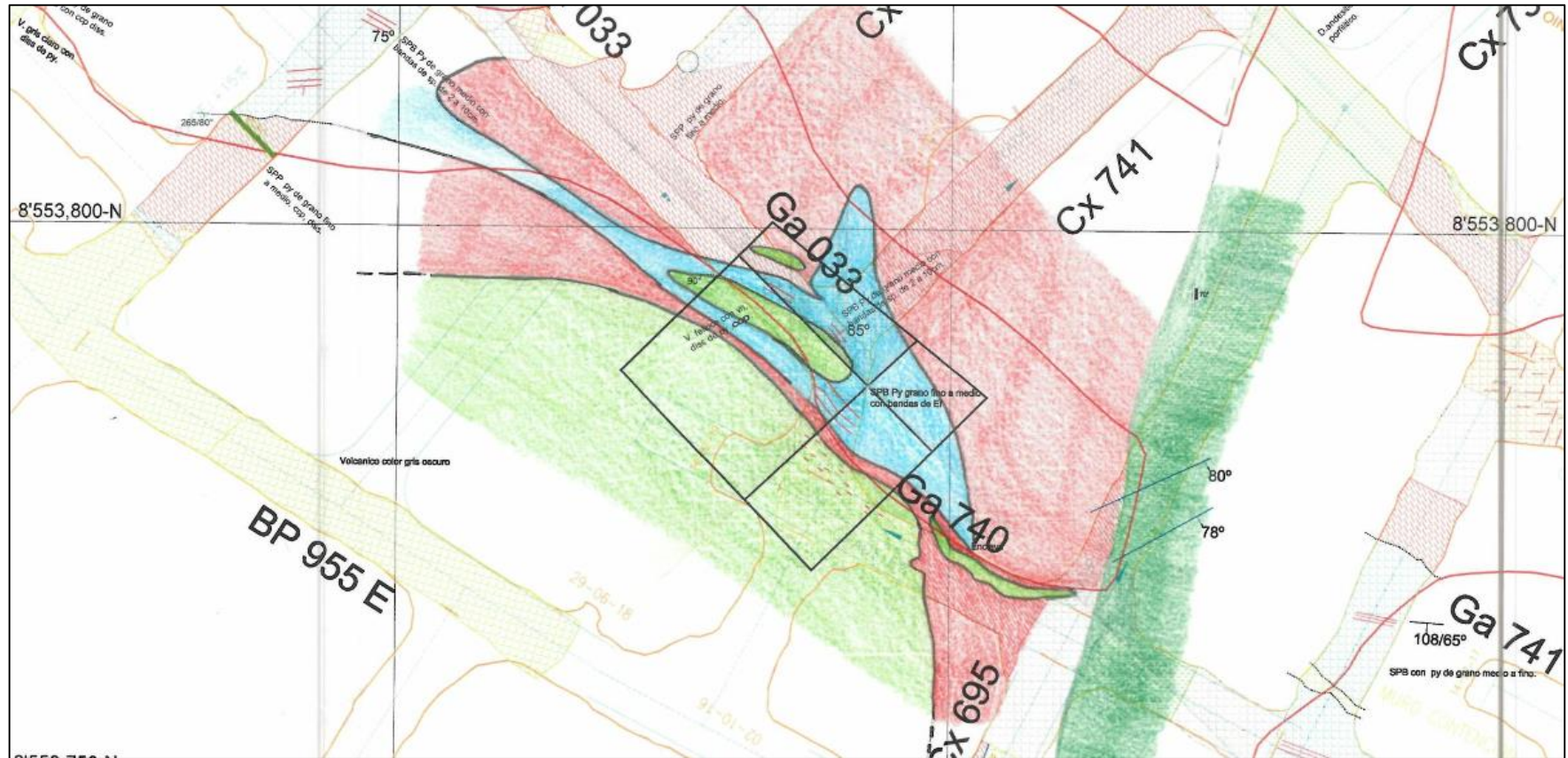




**CUADRO DE PROPIEDADES DE LOS MATERIALES EMPLEADOS PARA EL MODELAMIENTO  
EN EL SOTFWARE PHASE2**

Material Name	Color	Initial Element Loading	Unit Weight (MN/m3)	Elastic Type	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Failure Criterion	Material Type	Tensile Strength (MPa)	Friction Angle (peak) (deg)	Cohesion (peak) (MPa)	Intact Compressive Strength (MPa)	mb (peak)	s (peak)	Piezo Line	Ru
SULFURO_SPP		Field Stress Only		Isotropic	7055	0.22	Hoek-Brown	Elastic				75	2.28	0.0031	None	0
VOLCANICO		Field Stress Only		Isotropic	14109	0.2	Hoek-Brown	Elastic				150	3.353	0.0031	None	0
DIQUE		Field Stress Only		Isotropic	9406	0.2	Hoek-Brown	Elastic				100	3.353	0.0031	None	0
RELLENO		Body Force Only	0.0286	Isotropic	250	0.25	Mohr Coulomb	Elastic	0	30	0.1				None	0
SULFURO_SPB		Field Stress Only		Isotropic	7055	0.22	Hoek-Brown	Elastic				75	2.28	0.0031	None	0
SULFURO_SSM		Field Stress Only		Isotropic	7055	0.22	Hoek-Brown	Elastic				75	2.28	0.0031	None	0
ENCLAVE		Field Stress Only		Isotropic	14109	0.2	Hoek-Brown	Elastic				150	3.353	0.0031	None	0

# PLANO GEOLÓGICO TJ 705 NV 1880



## PROGRAMA AVANCES 2019

M300		Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
OPEX	m	1,772	2,041	2,062	1,895	1,798	1,929	1,948	2,021	2,011	1,661	1,670	1,498	22,304
CAPEX	m	885	598	624	700	762	637	681	636	539	726	726	879	8,392
ORO	m	157	144	156	194	178	182	202	215	231	223	210	212	2,304
<b>Total</b>		<b>2,815</b>	<b>2,782</b>	<b>2,842</b>	<b>2,788</b>	<b>2,737</b>	<b>2,748</b>	<b>2,832</b>	<b>2,871</b>	<b>2,781</b>	<b>2,609</b>	<b>2,606</b>	<b>2,589</b>	<b>33,000</b>

M300		Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
PREPARACIÓN	m	1,772	2,041	2,062	1,895	1,798	1,929	1,948	2,021	2,011	1,661	1,670	1,498	22,304
DESARROLLO	m	885	598	624	700	762	637	681	636	539	726	726	879	8,392
EXPLORACION	m	157	144	156	194	178	182	202	215	231	223	210	212	2,304
<b>Total</b>		<b>2,815</b>	<b>2,782</b>	<b>2,842</b>	<b>2,788</b>	<b>2,737</b>	<b>2,748</b>	<b>2,832</b>	<b>2,871</b>	<b>2,781</b>	<b>2,609</b>	<b>2,606</b>	<b>2,589</b>	<b>33,000</b>

M300		Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
NEXA	m	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	12,000
CONTRATISTA	m	1,815	1,782	1,842	1,788	1,737	1,748	1,832	1,871	1,781	1,609	1,606	1,589	21,000
<b>Total</b>		<b>2,815</b>	<b>2,782</b>	<b>2,842</b>	<b>2,788</b>	<b>2,737</b>	<b>2,748</b>	<b>2,832</b>	<b>2,871</b>	<b>2,781</b>	<b>2,609</b>	<b>2,606</b>	<b>2,589</b>	<b>33,000</b>

M300		Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
NEXA	m	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	12,000
AESA	m	1,420	1,394	1,441	1,400	1,360	1,368	1,434	1,464	1,394	1,260	1,257	1,243	16,435
INCIMMET	m	395	387	400	389	378	380	398	407	387	350	349	345	4,565
<b>Total</b>		<b>2,815</b>	<b>2,782</b>	<b>2,842</b>	<b>2,788</b>	<b>2,737</b>	<b>2,748</b>	<b>2,832</b>	<b>2,871</b>	<b>2,781</b>	<b>2,609</b>	<b>2,606</b>	<b>2,589</b>	<b>33,000</b>

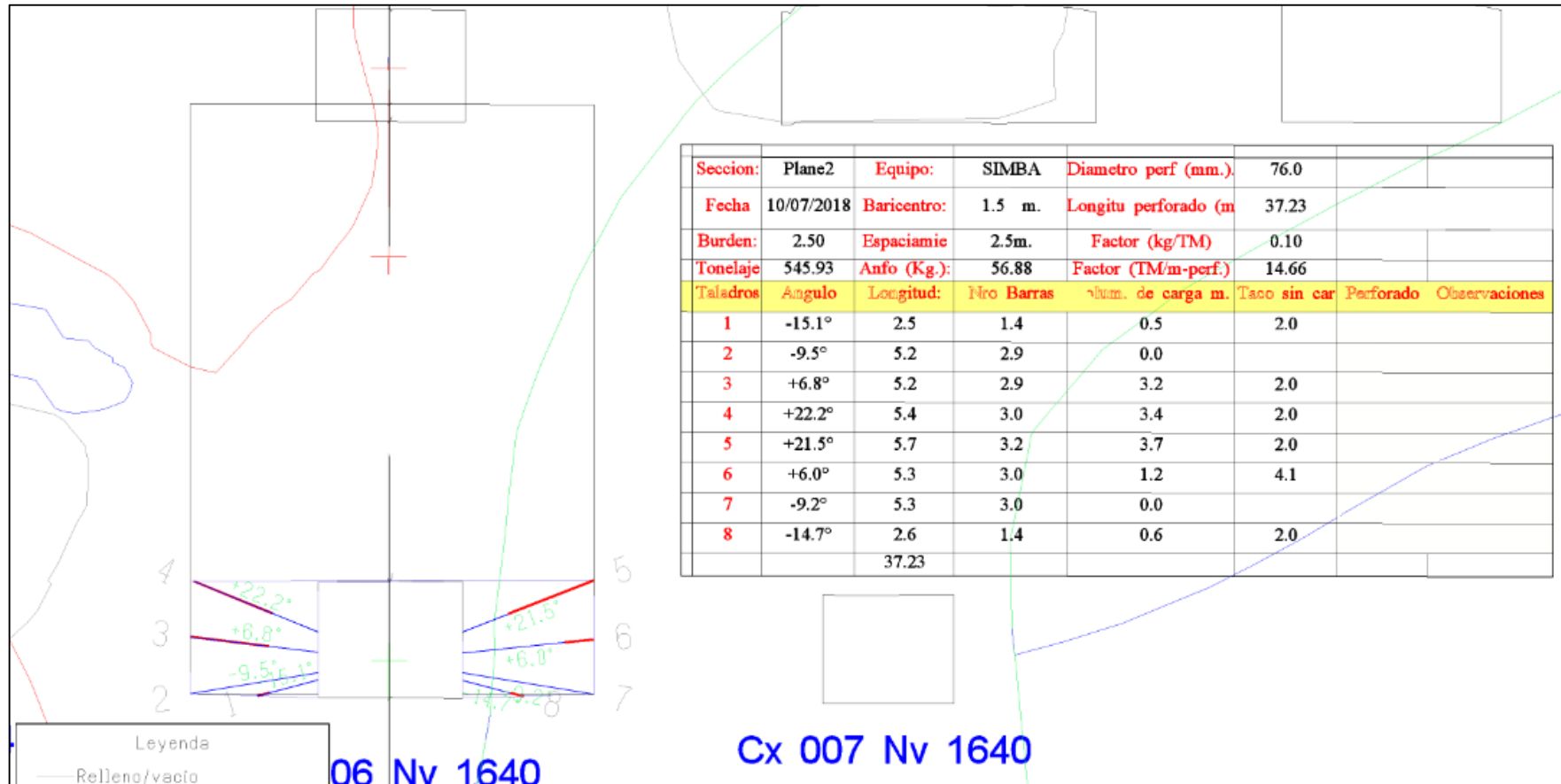
M300 PREPARACIÓN		Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
IN SITU	m	1,578	1,786	1,802	1,639	1,543	1,671	1,692	1,764	1,766	1,412	1,422	1,250	19,324
RELLENO	m	194	254	259	256	255	258	256	257	245	249	248	248	2,980
<b>Total</b>		<b>1,772</b>	<b>2,041</b>	<b>2,062</b>	<b>1,895</b>	<b>1,798</b>	<b>1,929</b>	<b>1,948</b>	<b>2,021</b>	<b>2,011</b>	<b>1,661</b>	<b>1,670</b>	<b>1,498</b>	<b>22,304</b>

M300 PREPARACIÓN RELLENO		Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
NEXA	m	63	85	86	86	86	86	85	86	82	82	82	82	991
AESA	m	111	123	126	123	122	125	124	125	119	120	120	120	1,457
INCIMMET	m	20	46	47	47	47	47	47	47	45	47	46	46	532
<b>Total</b>		<b>194</b>	<b>254</b>	<b>259</b>	<b>256</b>	<b>255</b>	<b>258</b>	<b>256</b>	<b>257</b>	<b>245</b>	<b>249</b>	<b>248</b>	<b>248</b>	<b>2,980</b>

M300 PREPARACIÓN IN SITU		Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
NEXA	m	347	325	324	324	324	324	325	324	328	328	328	328	3,929
AESA	m	955	1,153	1,167	1,039	964	1,064	1,080	1,136	1,134	859	866	731	12,148
INCIMMET	m	276	308	312	276	255	283	287	303	303	225	228	190	3,247
<b>Total</b>		<b>1,578</b>	<b>1,786</b>	<b>1,802</b>	<b>1,639</b>	<b>1,543</b>	<b>1,671</b>	<b>1,692</b>	<b>1,764</b>	<b>1,766</b>	<b>1,412</b>	<b>1,422</b>	<b>1,250</b>	<b>19,324</b>

M300		Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Total
Cable Bolting	m	44,062	44,104	45,445	45,941	44,881	46,093	44,934	47,754	46,463	43,640	44,926	43,528	541,771
Relleno Pasta	m3	120,350	110,379	122,514	118,918	122,772	120,522	122,952	123,623	119,253	123,017	119,258	123,515	1,447,074
Relleno Detrítico	m3	14,500	15,378	17,204	21,043	23,844	23,514	20,475	18,531	19,576	16,439	19,149	20,205	229,858
Shotcrete	m3	8,349	8,557	8,717	8,418	8,198	8,360	8,574	8,741	8,525	7,759	7,760	7,539	99,497

## MALLAS DE PRODUCCIÓN TAJO 006 NV 1640

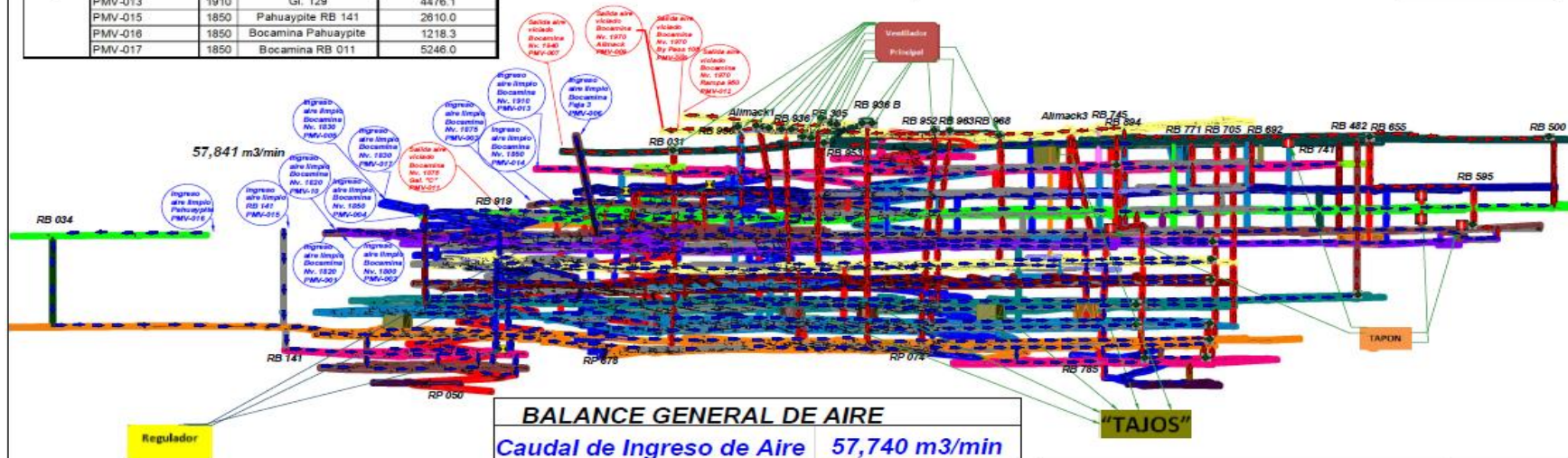




# PLANO ISOMETRICO DEL CIRCUITO ACTUAL ENERO 2019

	Punto de Monitoreo	NIVEL	LABOR	M3/MIN
Ingreso Aire Fresco	PMV-001	1820	Boca mina 1820	7398.4
	PMV-002	1800	Boca mina (Rpa 010)	6592.6
	PMV-005	1830	Boca mina Cx. 010	7927.2
	PMV-003	1875	Boca mina 1875	7913.2
	PMV-014	1875	Boca mina 1875 Rp. 400	8561.4
	PMV-004	1850	Labor Antigua	120.5
	PMV-006	1945	Boca mina faja No 3	1675.0
	PMV-010	1820	Cx. 058	4001.8
	PMV-013	1910	GL. 129	4476.1
	PMV-015	1850	Pahuaypite RB 141	2610.0
	PMV-016	1850	Bocamina Pahuaypite	1218.3
	PMV-017	1850	Bocamina RB 011	5246.0

	Punto de Monitoreo	NIVEL	LABOR	M3/MIN
Sale Aire Viciado	PMV-009	1970	Boca mina 1970 alimak	9616.6
	PMV-008	1970	Boca mina 1970 Bp 105	20749.4
	PMV-007	1940	Boca mina 1940	14845.9
	PMV-011	1875	Gal. C	1171.2
	PMV-012	1970	Rp. 950	12458.8



BALANCE GENERAL DE AIRE	
Caudal de Ingreso de Aire	57,740 m3/min
Caudal de Salida de Aire	58,842 m3/min
Caudal Requerido	50,035 m3/min
<b>COBERTURA</b>	<b>115 %</b>

Diferencia Caudal entre salida y entrada	1,101 m3/min
%Diferencia Caudal entre salida y entrada	2 %

**LEYENDA DE VENTILACIÓN**

Ventilador

Regulador

Puerta o Tapón

Sentido de Flujo Aire viciado  
 Aire Limpio

REVISION / APROBACION			
GERENTE GUAL:	Ing. A. Padron	COORDINADOR:	Ing. G. Salvador
GERENTE OP:	-----	FUNDAMENTISTA:	B. Chua
SUITE S. TÉCNICO:	Ing. F. Gomez	EDICION:	Ing. J. Suarez
SUITE MIRA:	Ing. H. Bernadez	TRACER:	F. Vello
CONTIN. MIRA:	Ing. F. Lopez	UNIDAD/ABO:	Ing. M. Muñoz
EDICION:	Ing. J. Torres	CONTIN:	Ing. F. Obando

<b>MILPO S.A.A. Cerro Lindo</b>			
PLANEAMIENTO - SERVICIOS TECNICOS			
PLANO ISOMETRICO DE VENTILACIÓN			
ENERO - 2019			
PLANO No:	EDICION:	FECHA:	HOJA:
1	01	21/05/18	1



## MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO	PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	DISEÑO	TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN	INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN	POBLACIÓN Y MUESTRA
Implementación de un nuevo diseño de sección para reducir costos en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.	<b><u>PROBLEMA GENERAL</u></b> ¿Es posible la reducción de costos operativos en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A, mediante el cambio de diseño de labor?	<b><u>OBJETIVO GENERAL</u></b> Reducir los costos en las operaciones de la mina mediante la implementación de un nuevo diseño de sección de labor en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.	<b><u>HIPÓTESIS GENERAL</u></b> La implementación de un nuevo diseño de sección de labor permite la reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.	<b><u>VARIABLE INDEPENDIENTE</u></b>  - Implementación de un nuevo diseño de sección de labor en la Unidad Minera Cerro Lindo - Nexa Resources S.A.A.	Costos de perforación y voladura	US\$	Cuantitativo no experimental transaccional descriptivo y evaluativo	- Análisis documental - Análisis de datos - Análisis de muestras - Observación directa - Encuestas - Entrevistas - Observación en campo.	- Plan de minado anual de años anteriores - Planos geomecánicos - Infomes de consultoría externa - Mapeo geomecánico de las labores - Plan de minado anual de este año - Valorizaciones de las tareas - Presupuesto 2019 Cerro Lindo - Indicadores de rendimiento equipos	<b><u>POBLACIÓN</u></b>  Labores de los niveles intermedios de la Unidad Minera Cerro Lindo - Nexa Resources.  <b><u>MUESTRA</u></b>  - Cx 013 Nv. 1710
	<b><u>PROBLEMAS ESPECÍFICOS</u></b> - ¿La implementación de un nuevo diseño de sección permite la reducción de costos de perforación y voladura en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A? - ¿La implementación de un nuevo diseño de sección permite la reducción de costos de sostenimiento en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A? - ¿La implementación de un nuevo diseño de sección permite la reducción de costos de transporte de material roto en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A?	<b><u>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</u></b> - Reducir los costos de perforación y voladura con la implementación del nuevo diseño de sección de labor en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A. - Reducir los costos de sostenimiento con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A. - Reducir los costos de transporte de material roto con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.	<b><u>HIPÓTESIS ESPECÍFICOS</u></b> - Los costos de perforación y voladura se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A. - Los costos de sostenimiento se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A. - Los costos de transporte de material roto se reducen con la implementación del nuevo diseño de sección en la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.			Costos de sostenimiento				
					Costos de transporte de material roto					
						Costo actual diseño de sección de labor				
					Costo nuevo diseño de sección					
						US\$				
				US\$/M						