



# FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

“PROPUESTA DE MINADO SUBTERRÁNEO PARA INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN EN LA MINA REVOLUCIÓN TRES DE OCTUBRE N° 2 DE HUÁNUCO, PERIODO 2019”

Tesis para optar el título profesional de:

**Ingeniero de Minas**

Autor:

Gilmar Jesús Padilla Huari

Yoni Saucedo Jambo

Asesor:

Ing. Víctor Eduardo Álvarez León

Cajamarca - Perú


2018

## ACTA DE AUTORIZACIÓN PARA SUSTENTACIÓN DE TESIS

El asesor Ing. Víctor Eduardo Álvarez León, docente de la Universidad Privada del Norte, Facultad de Ingeniería, Carrera profesional de **INGENIERÍA DE MINAS**, ha realizado el seguimiento del proceso de formulación y desarrollo de la tesis de los estudiantes:

- Gilmar Jesús Padilla Huari.
- Yoni Saucedo Jambo.

Por cuanto, **CONSIDERA** que la tesis titulada: “**Propuesta de Minado Subterráneo para Incrementar la Producción en la Mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, periodo 2019**”, para aspirar al título profesional de: Ingeniero de Minas por la Universidad Privada del Norte, reúne las condiciones adecuadas, por lo cual, **AUTORIZA** al o a los interesados para su presentación.

  
\_\_\_\_\_  
Ing. Víctor Eduardo Álvarez León  
Asesor

## ACTA DE APROBACIÓN DE LA TESIS

Los miembros del jurado evaluador asignados Han procedido a realizar la evaluación de la tesis de los estudiantes: **Gilmar Jesús Padilla Huari y Yoni Saucedo Jambo**, para aspirar al título profesional con la tesis denominada: **“Propuesta de Minado Subterráneo para Incrementar la Producción en la Mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, periodo 2019”**

Luego de la revisión del trabajo, en forma y contenido, los miembros del jurado concuerdan:

**Aprobación por unanimidad**

**Aprobación por mayoría**

Calificativo:

Excelente [20 - 18]

Sobresaliente [17 - 15]

Bueno [14 - 13]

Calificativo:

Excelente [20 - 18]

Sobresaliente [17 - 15]

Bueno [14 - 13]

Desaprobado

Firman en señal de conformidad:

  
\_\_\_\_\_  
Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán  
Jurado  
Presidente

  
\_\_\_\_\_  
Ing. Oscar Arturo Vásquez Mendoza  
Jurado

  
\_\_\_\_\_  
Ing. Rafael Napoleón Ocas Boñon  
Jurado

## DEDICATORIA

### **A mi Madre:**

Por darme la vida y ser un ejemplo de superación para mí, guiándome siempre por el camino correcto de sus buenos principios y apoyo incondicional, a mi padre, hermana y hermanos por el apoyo que siempre me brindaron en mi superación diaria en busca de un futuro mejor.

**Gilmar Jesús Padilla Huari**

### **A mi Madre:**

Con todo amor y cariño, por haberme apoyado en todo momento por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada por su amor. Y a mis hermanos, que con sus consejos han servido de motivación para llegar a este momento tan importante para mí.

**Yoni Saucedo Jambo**



## AGRADECIMIENTO

Agradecemos a Dios por bendecirnos la vida, por guiarnos a lo largo de nuestra existencia, ser el apoyo y fortaleza en aquellos momentos de dificultad y de debilidad; por poder llegar a culminar una de nuestras metas, la elaboración y sustentación de nuestra tesis, a nuestras familias que con su apoyo incondicional nos incentivaron seguir adelante día a día a pesar de las adversidades que se presentan en el camino de nuestra formación.

A nuestros docentes que con su sabiduría, conocimiento y apoyo, motivaron a desarrollarnos como personas y profesionales en la Universidad Privada del Norte.

Al Ing. Víctor Eduardo Álvarez León, principal colaborador durante todo este proceso, quien con su dirección, conocimiento, enseñanza y colaboración permitió el desarrollo de este trabajo.

Finalmente agradecemos al Sr. Juan Palacios Villena e Ing. Juan Palacios Almerco, por todo el apoyo y colaboración brindada, durante la investigación.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

	Pág.
<b>ACTA DE AUTORIZACIÓN PARA SUSTENTACIÓN DE TESIS .....</b>	<b>ii</b>
<b>ACTA DE APROBACIÓN DE LA TESIS .....</b>	<b>iii</b>
<b>DEDICATORIA.....</b>	<b>iv</b>
<b>AGRADECIMIENTO .....</b>	<b>v</b>
<b>ÍNDICE DE CONTENIDOS .....</b>	<b>vi</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS .....</b>	<b>ix</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS .....</b>	<b>x</b>
<b>CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>14</b>
1.1. Realidad Problemática .....	14
1.2. Formulación del problema .....	19
1.2.1. Problema General .....	19
1.2.2. Problema Específicos .....	19
1.3. Objetivos .....	19
1.3.1. Objetivo General .....	19
1.3.2. Objetivos Específicos.....	19
1.4. Hipótesis.....	20
1.4.1. Hipótesis General .....	20
1.4.2. Hipótesis Específicas .....	20
1.4.3. Variables.....	20
1.4.4. Operacionalización de Variables .....	20
<b>CAPÍTULO II. METODOLOGÍA .....</b>	<b>22</b>
2.1. Tipo de Investigación.....	22
2.2. Población y muestra (instrumentos y métodos).....	22
2.2.1. Población:.....	22
2.2.2. Muestra:.....	22
2.2.3. Técnicas, procedimientos e instrumentos de recolección de datos .....	23
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos .....	23
2.4. Procedimiento .....	23
2.4.1. Trabajo de campo .....	23
2.4.2. Trabajo de gabinete.....	23
<b>CAPÍTULO III. RESULTADOS .....</b>	<b>25</b>
3.1 Aspectos Generales.....	25
3.1.1 Ubicación de la mina.....	25
3.1.2 Limites .....	26
3.1.3 Accesibilidad.....	26
3.1.4 Concesión Minera.....	27
3.1.5 Descripción y Antecedentes de la Empresa .....	27
3.2 Muestreo de Recursos Mineros .....	28

3.2.1	Resultados De Análisis De Los Muestreos Realizados .....	28
3.3	Evaluación de Reservas .....	31
3.3.1	Cubicación de las Tres Zonas Mineralizadas .....	32
3.3.2	Parámetros de Cálculo de las Tres Zonas Mineralizadas .....	32
3.3.3	Ley Promedio de las Tres Zonas Mineralizadas .....	34
3.3.4	Recursos Estimados de las tres Zonas Mineralizados .....	34
3.4	Parámetros Geomecánicos .....	35
3.4.1	<b>Determinación del RMR</b> .....	35
3.4.2	Correlación entre los Índices RMR, Q y GSI para el laboreo de la U. O. Revolución .....	40
3.4.3	Consideraciones sobre las condiciones de estabilidad .....	43
3.4.3.1	Aperturas máximas y tiempos de auto soporte .....	43
3.4.4	Aspectos litológicos .....	45
3.4.5	Control Estructural .....	46
3.4.5.1	Distribución de discontinuidades .....	46
3.4.5.2	Representación de Cuñas .....	49
3.4.6	Dimensionamiento de los tajeos .....	50
3.4.6.1	Método gráfico caja techo y piso .....	50
3.4.7	Modelamiento y Análisis de esfuerzos y deformaciones .....	53
3.4.7.1	Determinación de estabilidad de los métodos de minado .....	54
3.5	Selección del Método de Explotación .....	61
3.5.1	Factibilidad Técnica del Método de Minado .....	61
3.5.2	Sistema de Boshkov y Wright .....	63
3.5.3	Sistema de Hartman .....	63
3.5.4	Sistema de Morrison .....	64
3.5.5	Sistema de Nicholas .....	64
3.6	Métodos de Explotación Seleccionados para la Mina Revolución .....	67
3.6.1	Corte y Relleno ascendente Semimecanizado .....	67
3.6.1.1	Operaciones Unitarias del Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado .....	68
3.6.2	Shrinkage Dinámico Semimecanizado .....	73
3.6.2.1	Operaciones Unitarias – Shrinkage Dinámico .....	77
3.6.3	Método de Explotación Sub Level Stopping .....	78
3.6.3.1	Operaciones Unitarias – Sub Level Stopping .....	83
3.6.3.2	Diseño Estándar de Preparación y Explotación del Tajeo Sub Level Stopping .....	86
3.6.3.3	Diseño y Construcción de Chimeneas Mecanizadas (SLOT) .....	89
3.6.3.4	Diseño de la Malla de Perforación de Taladros Largos .....	91
3.6.3.5	Diseño de Carguío y Voladura de Taladros Largos .....	94
3.7	Programa de Producción y de Avances para el Periodo 2019 .....	95
3.7.1	Consumo de explosivos para el periodo 2019 .....	97
3.8	Operaciones Auxiliares .....	98
3.8.1	Acarreo y Transporte .....	98
3.8.2	Ventilación .....	99
3.8.3	Sostenimiento .....	100
3.8.4	Drenajes y Captación de aguas .....	100
3.8.5	Mantenimiento de Equipos .....	102
3.9	Sistema de Seguridad e Higiene Minera .....	102
3.10	Comparativo de Productividad de los Métodos de Explotación de Corte y Relleno, Shrinkage y Sub Level Stopping .....	103

3.11	Costos de Operación y Producción .....	105
3.12	Sensibilidad de la Ley Cut Off en función del método de explotación .....	107
3.13	Evaluación Económica para la Aplicación del Método de Explotación Sub Level Stopping .....	108
<b>CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES .....</b>		<b>112</b>
<b>REFERENCIAS.....</b>		<b>116</b>
<b>ANEXOS.....</b>		<b>118</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de Variables.....	21
Tabla 2 Acceso a Mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco. ....	27
Tabla 3 Coordinada de la concesión minera. ....	27
Tabla 4 Resultados campaña de Muestreo 2008 del Filón Eusebio.....	29
Tabla 5 Resultados campaña de Muestreo 2011 del Filón Eusebio.....	29
Tabla 6 Resultados campaña de Muestreo 2008 de la Veta Bertha. ....	30
Tabla 7 Resultados campaña de Muestreo 2011 del Veta Bertha.....	30
Tabla 8 Resultados campaña de Muestreo 2008 de Veta Alexandra .....	31
Tabla 9 Resultados campaña de Muestreo 2011 de Veta Alexandra .....	31
Tabla 10 Leyes promedio según las campañas realizados en 2008 y 2011 .....	33
Tabla 11 Leyes promedio según las campañas realizadas en 2008 y 2011 de la veta Bertha. ....	33
Tabla 12 Leyes promedio según las campañas realizadas en 2008 y 2011 de la veta Alexandra.....	34
Tabla 13 Resumen de Ley promedio de las tres zonas mineralizadas. ....	34
Tabla 14 Resumen de Recursos del Proyecto Colqui. ....	35
Tabla 15 Recursos de la Veta Eusebio.....	35
Tabla 16 Recursos de la Veta Bertha.....	35
Tabla 17 Recursos de la Veta Alexandra. ....	35
Tabla 18 Estimación de la clase de roca a lo largo de los 212 m del Crucero del Nivel 0. ....	36
Tabla 19 Estimación de la clase de roca a lo largo de los 357 m del Crucero y Galería del Nivel 50. ....	37
Tabla 20 Estimación de la clase de roca a lo largo de los 82 m de la Galería del Nivel 100. ....	38
Tabla 21 Estimación de la clase de roca a lo largo de los 68 m del Crucero del Nivel 106. ....	39
Tabla 22 Tiempo de auto soporte en Caja piso. ....	44
Tabla 23 Tiempo de auto soporte en Zona Mineralizada. ....	44
Tabla 24 Tiempo de auto soporte en Caja Techo. ....	44
Tabla 25 Resumen de sistemas de discontinuidades estructurales. ....	48
Tabla 26 Radio hidráulico máximo por caja.....	53
Tabla 27 Parámetros primarios: geometría del yacimiento y aspectos geotécnicos .....	62
Tabla 28 Selección de Métodos de Explotación según el Sistema de Boshkov y Wright .....	63
Tabla 29 Parámetros del Yacimiento del Proyecto Colqui según el método numérico de Nicholas: Geometría distribución de leyes y características geomecánicas. ....	65
Tabla 30 Resultados según el método numérico de Nicholas para la Aplicación de los Métodos de Explotación en el Yacimiento del Proyecto Colqui .....	66
Tabla 31 Métodos de explotación para su aplicación en el Proyecto Colqui.....	67
Tabla 33 Costos de Construcción de chimeneas Slot para la Mina Revolución.....	91
Tabla 34 Resumen de Avances Lineales (m) y Tajos (m <sup>3</sup> ).....	95
Tabla 35 Resumen de Avances Lineales de Proyecto para el Periodo 2019.....	96
Tabla 36 Resumen de avances del Proyecto Integrado a largo plazo para la explotación Sub Level Stopping.....	96
Tabla 37 Producción proyectada para el Periodo 2019.....	97
Tabla 38 Cálculo de Consumo de Explosivos para el Periodo 2019 .....	97
Tabla 39 Producción y Eficiencias Estimados en Labores Lineales y tajos - 2019 .....	98
Tabla 40 Parámetros estimados de los métodos de explotación.....	104
Tabla 41 Cuadro comparativo de dilución estimada .....	105
Tabla 42 Costos de preparación y de minado – método Corte y Relleno.....	105
Tabla 43 Costos de preparación y de minado – método Shrinkage Dinámico.....	106
Tabla 44 Costos de preparación y de minado – método Sub Level Stopping.....	106
Tabla 45 Cuadro comparativo de métodos de explotación.....	107
Tabla 46 Análisis de Cut-Off por Métodos de Explotación .....	108
Tabla 47 Resumen Cronograma Inversiones Periodo 2019 – 2022.....	108
Tabla 48 Resumen Comparativo de los Resultados Técnicos Económicos.....	108
Tabla 49 Detalle de cálculo de VAN para el método de explotación Corte y Relleno .....	109
Tabla 50 Detalle del cálculo del VAN para el Método de Shrinkage Dinámico.....	110
Tabla 51 Detalle del cálculo del VAN para el Método de Sub Level Stopping.....	111

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Imagen Satelital de la ubicación de Mina Revolución.....	25
Figura 2 Ubicación geográfica de Mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de.....	26
Figura 3 Datos de RMR y Q obtenidos en el Crucero del Nivel 0 para andesitas de intrusivas y correlación entre ambos. ....	41
Figura 4 Datos de RMR y Q obtenidos en la Galería del Nivel 50 para andesitas e intrusivas y correlación entre ambos. ....	41
Figura 5 Datos de RMR y Q obtenidos en la Galería del Nivel 100 para andesitas e intrusivas y correlación entre ambos. ....	42
Figura 6 Datos de RMR y Q obtenidos en el Crucero del Nivel 106 para andesitas e intrusivas y correlación entre ambos. ....	42
Figura 7 Plano estereográfico de planos principales de la caja techo. ....	47
Figura 8 Plano estereográfico de planos principales de mineral. ....	47
Figura 9 Plano estereográfico de planos principales de caja piso.....	48
Figura 10 Datos de la representación estereográfica de las discontinuidades en la formación de Cuñas en la Galería 42350-S del Nivel 100. ....	49
Figura 11 Representación de Cuñas en la Galería 42350-S del Nivel 100. ....	50
Figura 12 Input de radio hidráulico máximo de caja techo y piso.....	51
Figura 13 Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7. ....	51
Figura 14 Input para determinar el radio hidráulico máximo en el mineral. ....	52
Figura 15 Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7. ....	52
Figura 16 Estabilidad en zonas regular A y B tomando las dimensiones indicadas. ....	53
Figura 17 Simulación de Corte y Relleno Ascendente con perturbación de preparación del tajeo. ....	55
Figura 18 Simulación de altura máxima de corte para que continúe estable. ....	55
Figura 19 Modelación de relleno y sostenimiento para el Corte y Relleno Ascendente. ....	56
Figura 20 Simulación de Shrinkage Dinámico con perturbación del tajeo con 70% de carga. ....	57
Figura 21 Simulación de Shrinkage Dinámico con perturbación del tajeo a 25 metros con 70% de carga. ....	57
Figura 22 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando la labor de acceso y los sub niveles de excavación. ....	58
Figura 23 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando el tajeo con 10 m de altura máximo de nivel a nivel que requiere de relleno detrítico para el siguiente corte. ....	59
Figura 24 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando el tajeo con 20 m, donde se restringe el tajeo a 10 m por la inestabilidad que presentará la estructura. ....	59
Figura 25 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando el tajeo a 10 m de altura como máximo y el relleno detrítico con el segundo corte. ....	60
Figura 26 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando el segundo tajeo a 20 m y el relleno detrítico con el tercer corte a 30 m. ....	60
Figura 27 Selección de Métodos de Explotación según el Sistema de Hartman.....	63
Figura 28 Método Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado en la Zona del Nivel 0 y Nivel 50 en Veta Eusebio. ....	68
Figura 29 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado – Perforación.....	71
Figura 30 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado – Carguío y Voladura.....	71
Figura 31 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado Sostenimiento. ....	72
Figura 32 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado – Limpieza. ....	72
Figura 33 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado – Perforación Sostenimiento y Limpieza. ....	73
Figura 34 Block de 50 x 50 para el método de Shrinkage Dinámico.....	74
Figura 35 Block de 50 x 50 para el método de Shrinkage Dinámico.....	75
Figura 36 Vista en Planta del Método Shrinkage Dinámico.....	76
Figura 37 Apertura de chimeneas para los Draw Point o Boxes Holes. ....	76
Figura 38 Frente de explotación con el método de Shrinkage Dinámico en Explotación. ....	77
Figura 39 Diseño del Método de Explotación Sub Level Stoping para El Nivel 50 y Nivel 100.....	79
Figura 40 Diseño del Método de Explotación Sub Level Stoping en el Nivel 0 y Nivel 50.....	80
Figura 41 Diseño del Método de Explotación Sub Level Stoping en el Nivel 0 proyectado hacia los niveles Superiores. ....	81
Figura 42 Sección longitudinal del bloqueo para la explotación de Sublevel Stoping Ascendente.....	82
Figura 43 Vista Isométrico del diseño para la explotación con el Método de SubLevel Stoping Ascendente.....	82
Figura 44 Ciclo de Minado en Sub Level Stoping – Perforación.....	83

Figura 45 Ciclo de Minado en Sub Level Stopping – Voladura .....	83
Figura 46 Ciclo de Minado en Sub Level Stopping – Limpieza .....	84
Figura 47 Ciclo de Minado en Sub Level Stopping – Rango de Abertura por Estabilidad .....	84
Figura 48 Ciclo de Minado en Sub Level Stopping – Relleno Detrítico.....	84
Figura 49 Bloqueo de Tajos para el Método de Explotación Sub Level Stopping Ascendente en el Nivel “100” y Nivel 150.....	87
Figura 50 Bloqueo de Tajos para el Método de Explotación Sub Level Stopping Ascendente en el Nivel 0 al Nivel 50. ....	87
Figura 51 Vista en sección del Diseño Estándar de Preparación para tajeo Sub Level Stopping del Nivel 0 hacia los Niveles Superiores .....	88
Figura 52 Vista en Planta del Diseño estándar de preparación para tajeo Sub Level Stopping .....	89
Figura 53 Broca Retract Drop Center (64mm Ø), Tubo Guía (T38,56 mm Ø) y Barra de extensión de 4” ...	89
Figura 54 Diseño de perforación del Slot.....	90
Figura 55 Diseño de malla de perforación en las chimeneas. ....	90
Figura 56 Diseño del burden según Langefors .....	92
Figura 57 Diseño de la malla de perforación de taladros largos en vetas promedio a 3.0 m. ....	93
Figura 58 Diseño de la malla de perforación en bolsanadas.....	94
Figura 59 Diseño de carguío de una sección típica en bolsanadas. ....	94

## RESUMEN

La propuesta de minado subterráneo para el año 2019 se desarrolla en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2, ubicada en la Provincia de Ambo, distrito San Rafael Región Huánuco a 4360 msnm, se encuentran las operaciones en las vetas Eusebio, Bertha y Alexandra, donde se explota un yacimiento polimetálico cuya ocurrencia se presentan como lentes de ensanchamientos y adelgazamientos tipo rosario, ramales, lazos sigmoides 0.5 a 2.0 m. de potencia, existen zonas con ensanchamiento que pueden llegar a más de 2.0 m, las longitudes de las vetas afloran en superficie a más 1500 m aproximadamente con proyección a NE y SW. La mineralogía de las vetas consiste en galena, calcopirita, plomo, zinc, cobre, esfalerita, piritita y bornita, con posible presencia de oro libre asociado al cuarzo, estas características típicas son similares a las vetas auríferas de la provincia de Pataz - Parcoy y otros.

La investigación tiene como objetivos específicos determinar las reservas probadas y las características de roca caja y mineral, para seleccionar el método de minado e incrementar la producción de mineral en la Mina Revolución y diseñar las labores mineras para incrementar la producción de mineral, en la Mina Revolución; por último determinar el costo en preparación y la evaluación económica de los métodos de explotación del minado propuesto, en la Mina Revolución.

Para el año 2019 la inversión asciende a US\$ 4'228,535 para un avance de 5,011m, con un costo del método de Corte y Relleno de US\$ 237,215 por año; Shrinkage Dinámico de US\$ 415,150 por año y Sub Level Stopping de US\$ 562,408 por año. El cronograma de inversiones es para un periodo de 4 años. La evaluación económica realizada de manera específica con un Costo de Oportunidad de Capital del 12%, para este proyecto nos indica que es viable y rentable: VAN Corte y Relleno: 3'881,005; TIR Corte y Relleno: 45 %; B/C 1.92.

El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Corte y Relleno es de 2 años. VAN Shrinkage Dinámico: 5'952,496; TIR Shrinkage Dinámico: 84%; B/C 2.41. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Shrinkage Dinámico es de 1 año. VAN Sub Level Stopping: 9'095,572; TIR Sub Level Stopping: 159%; B/C: 3-15. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Sub Level Stopping es de 6 meses.

**Palabras clave:** Yacimiento de mineral, Macizo rocoso, Diseño de mina y Costos.



## ABSTRACT

The underground mining proposal for the year 2019 is developed in the “ Revolución 3 de octubre N° 2” Mine, located in the province of Ambo, district of San Rafael, Region Huanuco to 4360 masl. The operations are in the veins Eusebio, Berta Alexandra; where a polymetallic deposit is exploited whose occurs as lenses of widening and thinning as: rosary, branches, sigmoid ties 0.5 to 2.0 m. power. There are zones with widening that can get more than 2.0 m. The length of the veins emerge in the surface more than 1500 m approximately with projection to NE and SW. The vein mineralogy consist in: galena, chalcopirite, lead, zinc, copper, sphalerite, pyrite and bornite, with possible presence of free quartz gold, these types characteristics are similar to the gold veins of the province of Pataz – Parcoy and others.

The research has a specific aim determine the proved reserves and the characteristics of rock box and ore, to select the mining method and increase the mineral production in the “Revolution Mine”. As well as design mining work and the unit operations plan of mined to increase. Finally determine the cost in preparation and the economic evaluation of the mining exploitation methods proposed.

For the year 2019 the investment amounts to US \$ 4'228,535 for an advance of 5,011 m, with a cost of cut and fill method of US \$237,215 per year, Dynamic shrinkage of US\$ 415,150 per year and Sub Level Stopping of US\$ 562,408 per year. The investment schedule is for a period of 4 years. The economic evaluation carried out of specific was with a cost of Capital Opportunity of 12 %, to this project it indicate that it is viable and profitable: VAN Cut and Fill: 3'881,005; TIR cut and Fill: 45%; B/C 1.92.

The return period of the initial investment with the cut and fill method is 2 years. VAN Dynamic Shrinkage: 5'952,496; TIR Dynamic shrinkage: 84%; B/C 2.41. The return period of the initial investment with the Dynamic Shrinkage is 1 year. VAN Sub Level Stopping: 9'095, 572; TIR Sub Level Stopping: 159%; B/C: 3-15. The return period of the initial investment with the Sub Level stopping is 6 months.

**Keywords:** Ore deposit, Rock mass, Mine design and Cost.

## CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

### 1.1. Realidad Problemática

La mina Revolución Tres de Octubre N°2 de Huánuco, es una empresa que desarrolla actividades de minería subterránea convencional, y en la Unidad Operativa Revolución, la mina utiliza métodos empírico-prácticos, los cuales se desarrollan en el yacimiento polimetálico. Estos métodos y técnicas de trabajo permiten la obtención de minerales base como plomo, zinc y cobre con posible presencia de oro asociado al cuarzo y molibdeno asociado a la pirita, en donde hace falta el mejoramiento de sus operaciones mineras que garantice la inversión económica en exploración, explotación y comercialización de los minerales de estos metales.

En la Unidad Operativa Revolución, se tiene bajo nivel de producción de mineral, debido a las condiciones de los tajos convencionales en mina, donde las vetas son angostas con potencias que varían de 0.50 a 2.00 m con presencia de diseminación hasta 4.5 m; presentan bajos valores de dilución e inestabilidad de las cajas de las rocas, las cuales presentar inclinaciones mayor a 70°. Estos son algunos de los aspectos que restringen en el nivel de producción promedia de 10 TM/día en promedio con leyes de 9%, 11% y 1% de Pb, Zn y Cu respectivamente. Por otro surge la necesidad de profundizar e integrar las zonas operativas de producción para incrementar las reservas de minerales, para obtener mayor producción y rentabilidad en el yacimiento minero con bajos costos de operación.

Con el objetivo de incrementar las reservas, la productividad y la parte operativa de producción mina para el año 2019, se propone el nuevo minado subterráneo para la Unidad Operativa Revolución, con el propósito de revertir, controlar las cajas y luego incrementar la producción a 100 TM/día en un periodo a corto plazo y paulatinamente subir el nivel de producción a un tonelaje mayor a 240 TM/día, en un periodo a mediano plazo, cuando las zonas estén en su máxima explotación con leyes de 9%, 11% y 1% de plomo, zinc y cobre respectivamente.

En el 2014, la Corporación Minera Castrovirreyña S. A. Unidad Caudalosa Grande, en su Proyecto de Minado Temerario “Veta Caudalosa”, establece lo siguiente: La determinación del método de minado se realiza con el método cuantificado de

Nicholas, con una consecuente evaluación del ritmo de producción, costos, reservas minables y valor de mineral, donde se evalúa la dilución por el método empírico de O' Hará.

El método cuantificado de Nicholas, nos deja dos alternativas para las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento, estas alternativas son el método de minado sublevel stoping y corte y relleno semimecanizado. Analizando estas alternativas por los costos directos relativos, el método de minado sublevel stoping es 1.3 contra el corte y relleno semi mecanizado que es 4.5. Analizando estas dos alternativas por las reservas minables y valor de mineral, para el método de minado sublevel stoping la recuperación es del orden de 80% y para el método de minado de corte y relleno ascendente es de 85% en promedio, las diluciones para estos métodos las podemos estimar con el método de O' Hará, lo que nos estima una dilución de 26.5% para el método de sublevel stoping y de 12.0% para el método de corte y relleno mecanizado. Analizando el ritmo de producción que podrían alcanzar estos métodos de minado, se tiene que, el método de minado sublevel stoping alcanza 34t/Hb-Gdia y el corte y relleno mecanizado alcanza 16t/Hb-Gdia.

Analizando las condiciones operativas de estos dos métodos de minado, se puede decir que el método de minado sublevel stoping abarca mejores condiciones de seguridad para el personal y equipo, así como mejor versatilidad para las expectativas de crecimiento de la empresa que el método de minado de corte y relleno ascendente mecanizado.

Muruaga Rojas S. (2016), en su trabajo de investigación titulado: Selección de Métodos de Explotación para Vetas Angostas, indica que entre los sistemas de selección de métodos de explotación disponibles en la literatura, se destaca el sistema de Nicholas por ser ampliamente utilizado en la industria, el cual descarta categóricamente la explotación de vetas angostas mediante el método Sublevel Caving. Por esta razón es necesaria la formulación de un modelo de selección específico para los métodos Sublevel Stopping y Sublevel Caving en vetas angostas.

La base del modelo de selección que se sustenta es mediante el método gráfico de estabilidad de Mathews, que permite diseñar unidades de explotación estables y en la zona de hundimiento para los métodos Sublevel Stopping y Sublevel Caving, respectivamente.

Mena Salas A. (2012), en su trabajo de investigación titulado: Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas: Caso Practico; Mina “Esperanza de Caravelí” de la Compañía Minera Titán S.R.L, llegó a las siguientes conclusiones:

- Las reservas y recursos minerales calculados hasta el momento, aseguran la vida de la mina para los próximos 18 meses. Las ejecuciones de taladros diamantinos podrían confirmar el crecimiento de las reservas.
- La entrada en operación de la veta Dulce significa un considerable aumento en cuanto a la producción, incrementando del volumen inicial de 4500 Ton/mes a 6000 Ton/mes.
- El método de minado más adecuado es el de corte y relleno; debido principalmente, a que se tiene una mayor selectividad, aspecto fundamental dada la potencia de las vetas en mina Esperanza (promedio: 0.52 m).
- Es fundamental para llegar a cubrir el programa establecido el correcto seguimiento de las etapas del ciclo de minado, logrando mejorar la eficiencia en los procesos unitarios respectivos.
- Dentro de las variables involucradas en el negocio minero (precio del metal, costo de producción y costo de inversión) el que toma un papel protagónico dependiendo del contexto externo es el precio del metal involucrado, logrando obtener mayores márgenes de ganancia en contextos favorables. Por otra parte, el rol que desempeñan las variables costo de producción y costo de inversión son internas dentro del negocio minero, pudiendo ser controlado el efecto respectivo. Siendo la más importante, el costo de producción.
- La mínima variación del costo de operación (+,- 10%) conlleva a un cambio significativo en cuanto al valor actual neto (+,- US\$ 3' 340, 344.11); por lo que se concluye que es de vital importancia controlar de la mejor manera esta variable económica en las operaciones mineras.
- Una variación en el costo de inversión (+,- 10%) conlleva a un cambio menor en cuanto al valor actual neto (+,- US\$ 347, 884. 59), mostrando así esta variable su baja sensibilidad comparativamente, dentro del proceso productivo integral (mina, planta).

Quispe Aguilar A. (2013), en su trabajo de Investigación titulado: Plan de Minado Subterráneo Aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A, llego a las siguientes conclusiones:

- El objetivo es sincronizar la disponibilidad de los recursos que se tiene en el almacén para mejorar el plan de minado subterráneo en la Corporación Minera Ananea para mayor disponibilidad de extracción de mineral por la zona de Comuni 21, Santa Ana y Balcón III y la misión de la administración tiene que conocer las funciones principales de la planificación:
  - ✓ Reconocimiento constante del recurso mineral
  - ✓ Métodos de extracción
  - ✓ Ritmos de explotación
  - ✓ Secuencia de producción
  - ✓ Leyes de corte
- En planeamiento operacional subterránea en la Corporación Minera Ananea se tiene que realizar el Planeamiento de Minado y el diseño de labores teniendo en cuenta las estructuras predominantes emplazadas en la zona del proyecto, tanto estructural como geológico. Por ello el plan de producción estará sujeto a las variables del yacimiento, tales como condiciones geológicas, geomecánicas y las variables económicas en función de los programas de desarrollo preparación y explotación, asignando los recursos necesarios. Entonces para un plan de producción es necesario contar con información técnica como: características geológicas de los mantos, estructurales de vetas y roca encajante, reservas mineras económicas, leyes de mineral, costos de producción y recursos para la producción.
- El método de explotación utilizado es de cámaras y pilares con circado hasta el momento que viene dando mejores resultados, presentándose una mínima dilución.
- Criterios de selección para la elección del método de explotación se tomará en cuenta: Características espaciales de la mineralización, condiciones Geológicas e Hidrológicas, consideraciones Geotécnicas, consideraciones Económicas, factores Tecnológicos e impacto ambiental.

- Para modificar el método de explotación, se implementa un nuevo planeamiento mina, para pasar progresivamente del método de “cámaras y pilares con circado”, hacia el método de “corte y relleno ascendente”, al ser este último el método con el que se obtienen mayores volúmenes de mineral a menor costo, y sobre todo con la contingencia de que en profundidad los mantos cambian de buzamientos y se convierten en vetas o filones angostos.
- Finalmente se logró reformar las operaciones mineras de la empresa logrando exitosas tasas de rentabilidad, producto del buen planeamiento logrando controlar los costos y aplicando tecnología de bajo costo en la explotación de minerales auríferos de vetas o filones angostos de baja ley, logrando producir un promedio de 240 toneladas de mineral aurífero mensual con una ley de corte de 0.43 Oz-Au/ton.

Arias Calla L. (2013), en su Tesis Titulada “Planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la U.O San Braulio Uno” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ciencias e Ingeniería – PUCP; en el décimo ítem concluye, “que el producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) del proyecto de profundización de mina es de US\$ 141,000 para una tasa de descuento de 12%, con una TIR anualizada de 68% y un payback de 11.5 meses”.

Ortiz Basauri J. y Siguenza Rodriguez A. (2016), en su Tesis Titulada “Propuesta del método de corte y relleno mecanizado para incrementar la producción en Mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. 2016” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería – UPN; concluye que se determinó el valor de las actividades de preparación, que asciende a US\$ 2’560,140 para un avance de 2,990 m, concluyéndose que el costo de preparación es de US\$ /m 856.23. Así mismo se determinó el valor de las inversiones que asciende a US\$ 26’622,077 para un avance de 2,990 m, concluyéndose que el costo del método es de US\$ /m 8,903.70 El cronograma de inversiones es para un periodo de 14 meses. La evaluación económica realizada de manera específica para este proyecto nos indica que es viable y a la vez rentable (VAN: 20’835,210 TIR: 35 % C/B: 1.96). El periodo de retorno de la inversión inicial (CAPEX) es de 8 meses, ya que en el 8vo mes se

recupera los 2'560.140 US\$ que se invertirán en la preparación de la mina para su explotación. Esto nos indica que con la producción de 2 meses de un solo tajo se pagará todas las preparaciones.

## **1.2. Formulación del problema**

### **1.2.1. Problema General**

¿Cuál es la propuesta de minado subterráneo en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, para el período 2019?

### **1.2.2. Problema Específicos**

- ¿Cuáles son las Reservas probadas y las características de la roca caja y mineral, para seleccionar el método de minado e incrementar la producción de mineral en la mina Revolución?
- ¿Cuál es el diseño de las labores mineras para incrementar la producción de mineral en la mina Revolución?
- ¿Cuál es la evaluación económica del minado propuesto, en la mina Revolución?

## **1.3. Objetivos**

### **1.3.1. Objetivo General**

Realizar la propuesta de minado subterráneo para incrementar la producción de mineral en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, para el período 2019.

### **1.3.2. Objetivos Específicos**

- Determinar las reservas probadas y las características de la roca caja y mineral, para seleccionar el método de minado e incrementar la producción de mineral en la Mina Revolución.
- Diseñar las labores mineras para incrementar la producción de mineral, en la Mina Revolución.

- Realizar la evaluación económica de los métodos de explotación del minado propuesto, en la Mina Revolución.

## 1.4. Hipótesis

### 1.4.1. Hipótesis General

La propuesta de minado subterráneo en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, incrementará la producción, para el período 2019.

### 1.4.2. Hipótesis Específicas

- Las reservas probadas y la caracterización de la roca caja y mineral, determino significativamente los métodos de minado para el incremento de la producción de mineral en la Mina Revolución.
- El diseño de las labores mineras influyen significativamente en el incremento de la producción de mineral en la Mina Revolución.
- El resultado de la evaluación económica de los métodos de explotación del minado propuesto es rentable.

### 1.4.3. Variables

- **Independiente:** Minado Subterráneo.
- **Dependiente:** Incremento de la Producción de Mineral en la Mina Revolución, periodo 2019.

### 1.4.4. Operacionalización de Variables

La operacionalización de variables se presenta en la Tabla 1.



Tabla 1 Operacionalización de Variables.

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES
<b><u>Independiente.</u></b>  Minado Subterráneo.	Explotación de recursos mineros que se desarrolla por debajo de la superficie del terreno.	✓ Evaluación de reservas	✓ Toneladas métricas. ✓ Ley de Pb, Cu, Zn
		✓ Características roca caja y mineral	✓ RMR, Q y GSI. ✓ Correlación entre los Índices RMR, Q y GSI para el laboreo de la U. O. Revolución. ✓ Aperturas máximas y tiempos de auto soporte. ✓ Distribución de Discontinuidades ✓ Representación de Cuñas. ✓ Dimensionamiento de los tajeos. ✓ Modelamiento y Análisis de Deformaciones.
		✓ Selección de Método de minado.	✓ Corte y Relleno Ascendente, Shrinkage Dinámico y Sub Level Stopping ✓ Toneladas por método de explotación
		✓ Programa de Producción	✓ Programa de Labores: Exploración, desarrollo, preparación y explotación. ✓ Consumo de Explosivos. ✓ Producción y Eficiencias por tipo de labor.
		✓ Operaciones Auxiliares	✓ Acarreo y Transporte, Ventilación, Sostenimiento. ✓ Drenaje y Captación de agua ✓ Mantenimiento de Equipos
		✓ Productividad del Método	✓ Eficiencias por Métodos de Explotación. ✓ Dilución.
		✓ Evaluación Económica	✓ Costo de operación y producción. ✓ Ley Cut Off. ✓ Inversión, TIR, VAN, Pay Back y Beneficio - Costo
<b><u>Dependiente.</u></b>  Incremento de la producción de Mineral en la Mina Revolución, periodo 2019.	Aumento de material fragmentado y extraído.	✓ Tonelaje extraído.	✓ Toneladas por día.  ✓ Toneladas por mes.

Fuente: Elaboración Propia

## **CAPÍTULO II. METODOLOGÍA**

### **2.1. Tipo de Investigación**

Sampieri (2010), menciona que “la investigación puede cumplir dos propósitos fundamentales: a) producir conocimiento y teorías (investigación básica) y b) resolver problemas prácticos (investigación aplicada). Por lo tanto, el tipo de investigación es Aplicada.

Caballero Romero (2003) afirma que, el Nivel de Investigación es el grado de profundidad con la que se estudia ciertos fenómenos o hechos en la realidad, y todo ello dentro de una investigación. Estos niveles son 5: Exploratorio, Descriptivo, Correlacional, Explicativo, Experimental y Exploratorio. De acuerdo a la naturaleza del estudio de la investigación reúne por su nivel, las características de un estudio Descriptivo.

Sampieri (2014), menciona que los estudios descriptivos buscan especificar propiedades y características importantes de cualquier fenómeno que se analice. Describe tendencias de un grupo o población.

Uculmana Suárez (2000), indica que el estudio descriptivo mide cada variable, para luego hacer interpretaciones y posibilitar predicciones.

El diseño de la investigación es No Experimental Descriptivo.

### **2.2. Población y muestra (instrumentos y métodos)**

#### **2.2.1. Población:**

La población del presente trabajo de investigación está constituida por el Plan de Minado del yacimiento de la Mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco.

#### **2.2.2. Muestra:**

Los elementos que fueron tomados como muestra están constituidas por las tres vetas principales, que incluye las 10 TM/día extraídas de las labores actuales en la Mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco.

### **2.2.3. Técnicas, procedimientos e instrumentos de recolección de datos**

La técnica de recolección de datos fue la observación directa y el análisis documental.

El análisis documental consistió haciendo uso de recursos bibliográficos de la Empresa Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, que proporcionó información con relación al trabajo de campo:

- Acceso a archivos técnicos.
- Fichas de campo.
- Discusiones, talleres para esclarecer los problemas presentados.

La información se obtuvo en forma física y digital: reservas, geometría de la veta, propiedades físicas del macizo rocoso, topografía superficial y de las labores mineras circundantes.

### **2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos**

Para el análisis de datos, se tuvo que tabular y procesar la información geológica: reservas, potencia de veta, buzamientos, dimensiones de la veta; para diseñar labores. Para el procesamiento de los datos se empleó el software AutoCAD, Datamine, Excel, Word.

## **2.4. Procedimiento**

### **2.4.1. Trabajo de campo**

Se identificó las características del macizo rocoso para diseñar el tipo de labor, la sección, los puentes entre labores.

Inmediatamente se realizó la evaluación geotécnica para determinar las características físicas y mecánicas del macizo rocoso del tajo y del material que quedará como desmonte.

### **2.4.2. Trabajo de gabinete**

La investigación contempló las siguientes partes:

- Una evaluación de las reservas probadas y descripción de la geología de la zona comprometida en la que se desarrollará el plan de minado.

- Una descripción de los aspectos geomecánicos de las zonas comprometidas en las que se desarrollará o implementará el método de explotación.
- Elaboración del diseño del método de explotación subterránea.
- Determinación de costos en preparaciones y minado del método de explotación.
- Determinación de la rentabilidad del proyecto utilizando el VAN y TIR.

## CAPÍTULO III. RESULTADOS

### 3.1 Aspectos Generales

#### 3.1.1 Ubicación de la mina

La mina Revolución Tres de Octubre está ubicada en el flanco occidental de la cordillera oriental de las cadenas montañosas de la cordillera de los andes A unos 86 Km aproximadamente, en el paraje Cerro Colqui.

Políticamente se ubica en la región Huánuco, provincia de Ambo, distrito de San Rafael, Centro Poblado de Alcas a unos a 40 km del Distrito de San Rafael está situado en la parte SE de la provincia de Ambo, en la margen izquierda del río Huariaca.

Latitud : 10° 18' 53" S (-10.314756)

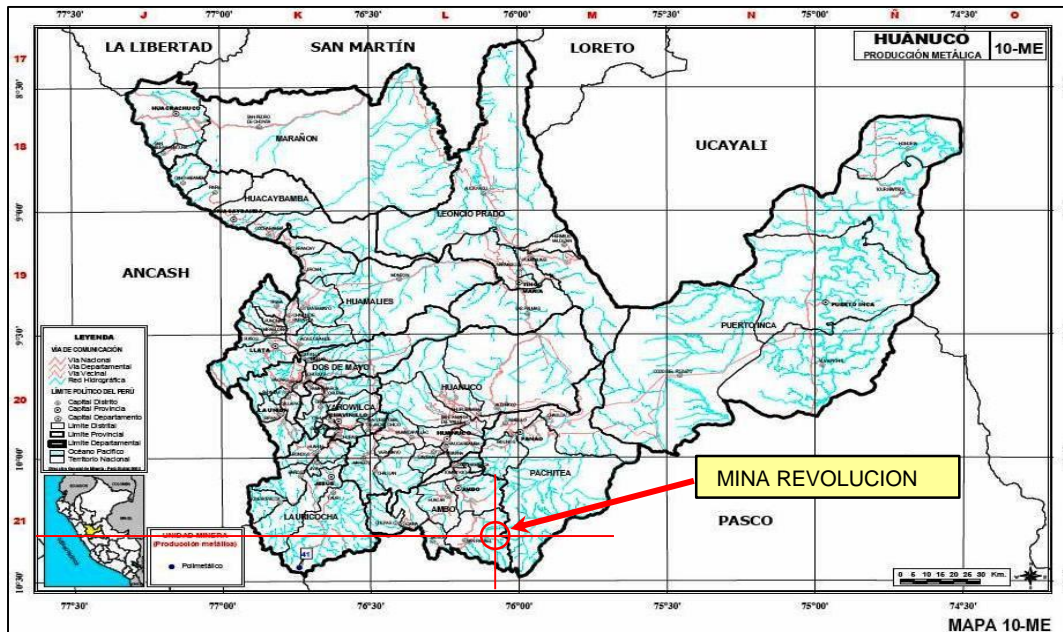
Longitud : 76° 4' 35' W (-76.076260)

Altitud : 4000 a 4700 m. s. n. m.



Figura 1 Imagen Satelital de la ubicación de Mina Revolución.

Fuente: Google Earth.



Fuente: Elaboración propia.

### 3.1.2 Límites

**Norte** : Con la provincia de Ambo, Departamento de Huánuco.

**Sur** : Con el distrito de Tlacayán y Huarica.

**Este** : Con la provincia de Pachitea y Huachón.

**Oeste** : Con el distrito de San Rafael y las comunidades de Querojomana, Santana, Pillao y San Joaquín.

### 3.1.3 Accesibilidad

El acceso a la mina Revolución Tres de Octubre se realiza a través de la carretera central Lima – San Rafael, para luego enrumbar toda la quebrada de Matihuaca, Pillao y Alcas, posteriormente a la unidad minera.

Para la explotación de la mina la empresa minera ha construido un acceso de 5 km de una trocha carrozable desde el poblado de Alcas para facilitar el transporte y acceso a la mina. Además el mantenimiento del acceso al C. P. de Alcas es realizada por el titular; el cuadro de recorrido es:



Tabla 2 Acceso a Mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco.

RUTAS	Kms.	VIAS DE ACCESO
Lima – San Rafael	355	Carretera Central - Asfaltada
San Rafael - Matihuaca	11	Carretera carrozable
Matihuaca - Alcas	23	Carretera carrozable
Alcas – Mina Revolución	5	Trocha carrozable
<b>Total</b>	<b>394</b>	

Fuente: Elaboración propia.

### 3.1.4 Concesión Minera

La concesión está delimitada de la siguiente manera:

**Código del Derecho Minero:** 07001201X01

**Carta Geológica:** 21k – Ambo

**Zona UTM:** 18

**Área:** 150 Has.

Ver Anexo N° 3 Plano Topográfico Local de la Concesión.

Tabla 3 Coordenada de la concesión minera.

Coordenadas WGS84		
Vértice	Norte	Este
1	8,860,090.71	382,919.78
2	8,859,129.04	383,194.05
3	8,858,717.65	381,751.58
4	8,859,679.31	381,477.31

Fuente: Elaboración propia.

### 3.1.5 Descripción y Antecedentes de la Empresa

Hay evidencia que dicho yacimiento ha sido trabajado en forma de cateo desde los tiempos del incanato, pero no le dieron importancia por ser un depósito de metales base, ya que para ellos el oro y la plata era lo máspreciado y además les resultaría un problema para su metalurgia. Hay una evidencia a 3 Kilómetros aproximado al NW del Proyecto Colqui donde se encuentra una fundición rudimentaria construido por los españoles que por sus características de construcción estaban hechos para fundir oro y no minerales polimetálicos,

En el año 1939 como mina de plomo fue trabajado por el señor Eduardo Humbol, y labores como piques hoy llamado santos monago y el pique Humbol en La veta san pedro (filón Eusebio), en esas épocas el traslado del mineral se hacía en lomo de animales como Acémilas, mulas, llamas por el poblado de herradura (sauna) un recorrido de 47 kilómetros. El recorrido del cerro Colqui, cooperativa ganadera Alcas pueblo de Gerojamanan, Pillao, Matihuaca, Llegando a San Rafael. En los años 70 el señor Eusebio Palacios Villena junto a sus socios los hermanos, Tapia Polo. Hacen los trabajos previos de reconocimiento y el denuncia respectivo del yacimiento, con la finalidad de trabajar y comercializar dichos minerales. El 22 de Abril 1975 se concede 150 hectáreas según Resolución Directoral 051/75 EM-DGM-DCM expedida por el director de concesiones mineras, desde entonces se hace de interés el reconocimiento como productores mineros de metales base. La empresa Bergmin S.A. paraliza sus operaciones en agosto del 2012 luego de 20 años de operación, originando el paso de la concesión al titular minero. La mina Revolución Tres de Octubre N°2 de Huánuco inicia sus operaciones en Julio del año 2017 luego de cinco años de paralización. La descripción de la Geología General se presenta en el Anexo 2.

### **3.2 Muestreo de Recursos Mineros**

Según las campañas realizadas en 2008 y 2011, se presentan los siguientes resultados:

#### **3.2.1 Resultados De Análisis De Los Muestreos Realizados**

El muestreo realizado en canales en labores de producción y calicatas en superficie se tomaron con todo los procedimientos de muestreos.

Ubicación de las muestras en los cuadros donde se muestran los análisis de los elementos Pb, Zn, Cu y Ag de las campañas realizadas durante el estudio y reconocimiento del depósito.



Tabla 4 Resultados campaña de Muestreo 2008 del Filón Eusebio.

Campaña de Muestreo 2008 Filon Eusebio												
N° Muestr	DESCRIPCION	TIPO MUESTR	Nivel	COORDENADAS			CODIGO MUEST	POTENCIA m.	LEYES			
				E	N	Cota			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
1	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4130	382515.55	8859575.59	4130	M-1-08	1.10	0.64	0.34	0.04	0.43
2	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4130	382527.48	8859580.36	4130	M-2-08	1.50	1.38	1.69	0.13	2.68
3	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4130	382554.53	8859586.73	4130	M-3-08	1.20	1.25	7.60	7.30	11.40
4	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4130	382561.16	8859591.72	4130	M-4-08	1.00	0.03	0.41	0.26	5.40
5	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4130	382579.74	8859596.23	4130	M-5-08	1.90	18.21	9.90	0.14	24.00
6	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4130	382579.28	8859585.55	4130	M-6-08	1.85	0.83	1.90	2.67	5.40
7	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4130	382508.64	8859573.3	4130	M-7-08	1.80	2.00	7.88	1.49	13.80
8	NV 4256 Corte estructura mineralizada	canal	4130	382489.73	8859565.73	4130	M-8-08	1.90	5.00	5.50	2.07	13.60
9	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4130	382470.61	8859555.88	4130	M-9-08	1.85	5.20	2.12	2.06	2.50
10	Intersecc. estruc.miner. c/carretera sur	Panel	4130	382456.14	8859549.47	4130	M-10-08	1.75	0.83	2.23	2.90	4.80
11	Mineral de roca c/ vértice SW	Panel	4130	382450.44	8859547.51	4130	M-11-08	2.30	0.50	0.21	0.04	0.25
12	Mineral de roca c/ vértice SE	Panel	4130	382444.94	8859545.01	4130	M-12-08	1.80	0.50	0.53	0.04	0.20
PROMEDIO								1.66	3.03	3.36	1.60	7.04

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5 Resultados campaña de Muestreo 2011 del Filón Eusebio.

Campaña de Muestreo 2011 Filon Eusebio												
N° Muestra	DESCRIPCION	TIPO MUESTR	Nivel	COORDENADAS			CODIGO MUEST	POTENCIA m.	LEYES			
				E	N	Cota			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
1	NV 4141 cortada santa ana	canal	4230	382557.20	8859663.94	4141	M-1-11	0.80	4.00	4.40	1.66	10.88
2	NV 4141 cortada santa ana	canal	4230	382544.47	8859652.39	4141	M-2-11	1.50	1.45	1.77	0.13	2.81
3	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4230	382522.74	8859578.97	4230	M-3-11	1.30	1.16	3.92	0.29	6.22
4	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4230	382536.75	8859584.36	4230	M-4-11	1.10	3.07	6.60	2.48	16.32
5	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4230	382546.46	8859586.83	4230	M-5-11	1.70	1.00	3.38	0.25	5.36
6	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4230	382569.59	8859574.45	4230	M-6-11	1.20	2.23	4.79	1.80	11.83
7	NV 4231 tope Frontón Sur	canal	4230	382586.80	8859574.45	4230	M-7-11	1.50	2.71	5.83	2.19	14.42
8	NV 4231 tope Frontón Norte	canal	4230	382594.16	8859654.77	4230	M-8-11	1.40	2.06	6.96	0.52	11.04
9	NV 4231 tope Frontón Norte	canal	4230	382500.00	8859569.93	4230	M-9-11	1.80	1.10	1.35	0.10	2.14
10	NV 4231 tope Frontón Norte	canal	4230	382477.98	8859559.69	4230	M-10-11	1.30	2.56	8.64	0.64	13.69
11	NV 4231 tope Frontón Norte	Panel	4230	382461.34	8859552.15	4230	M-11-11	2.60	2.56	2.70	0.20	4.29
12	NV 4252 zona SW	Panel	4230	382484.14	8859562.99	4256	M-12-11	2.00	1.79	2.20	0.16	3.48
13	NV 4252 zona SW	canal	4230	382492.26	8859567.33	4256	M-13-11	1.20	2.27	7.67	0.57	12.17
14	NV 4252 zona SW	canal	4230	382501.49	8859571.29	4256	M-14-11	1.60	1.99	6.73	0.50	10.67
15	NV 4252 zona SE	canal	4250	382518.74	8859576.85	4256	M-15-11	1.80	1.33	2.86	1.08	7.07
16	NV 4252 zona SE	canal	4250	382531.58	8859582.02	4256	M-16-11	0.90	2.30	4.95	1.86	12.24
17	NV 4252 zona SE	canal	4250	382550.16	8859588.71	4256	M-17-11	1.60	1.92	4.13	1.55	10.20
18	NV 4252 zona SE	Panel	4250	382573.39	8859594.49	4256	M-18-11	2.30	1.05	2.26	0.85	5.58
PROMEDIO								1.53	2.03	4.51	0.94	8.91

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 6 Resultados campaña de Muestreo 2008 de la Veta Bertha.

Campaña de Muestreo 2008 Veta Bertha												
N° Muestra	DESCRIPCION	TIPO MUESTREO	Nivel	COORDENADAS			CODIGO MUESTREO	POTENCIA m.	LEYES			
				E	N	Cota			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
1	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382618.05	8859546.41	4252	M-1-08	1.80	0.07	0.29	0.18	3.83
2	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382638.11	8859549.67	4252	M-2-08	1.65	4.24	7.21	2.71	17.82
3	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382658.62	8859553.59	4252	M-3-08	1.75	2.24	3.80	1.43	9.38
4	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382679.48	8859557.31	4252	M-4-08	1.50	0.04	0.47	0.30	6.26
5	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382699.27	8859560.73	4252	M-5-08	1.20	4.28	7.26	2.73	17.95
6	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382720.44	8859565.09	4252	M-6-08	1.60	1.65	2.81	1.06	6.94
7	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382739.51	8859570.59	4252	M-7-08	1.55	5.52	1.86	1.18	24.84
8	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382759.14	8859574.88	4252	M-8-08	1.30	2.30	3.91	1.47	9.66
9	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382779.31	8859579.47	4252	M-9-08	1.65	0.05	0.21	0.13	2.82
10	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382798.87	8859584.91	4252	M-10-08	1.90	1.17	1.98	0.75	4.90
PROMEDIO								1.59	2.16	2.98	1.19	10.44

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7 Resultados campaña de Muestreo 2011 del Veta Bertha.

Campaña de Muestreo 2011 Veta Bertha												
N° Muestra	DESCRIPCION	TIPO MUESTREO	Nivel	COORDENADAS			CODIGO MUESTREO	POTENCIA m.	LEYES			
				E	N	Cota			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
1	NV. 4252 sueperficie	Canal	4252	382604.60	8859543.88	4252	M-B1-11	1.90	0.05	0.21	0.14	2.86
2	NV. 4252 sueperficie	Canal	4252	382628.66	8859548.42	4252	M-B2-11	1.55	1.88	3.19	1.20	7.89
3	NV. 4252 sueperficie	Canal	4252	382649.96	8859551.30	4252	M-B3-11	1.20	0.03	0.38	0.24	5.13
4	NV. 4252 sueperficie	Canal	4252	382669.70	8859555.18	4252	M-B4-11	1.60	2.24	0.76	0.48	10.10
5	NV. 4252 sueperficie	Canal	4252	382690.03	8859559.07	4252	M-B5-11	1.50	0.10	1.32	0.84	17.60
6	NV. 4252 sueperficie	Canal	4252	382711.11	8859563.61	4252	M-B6-11	1.20	0.11	0.45	0.29	5.99
7	NV. 4350 Cortada Omonte	Canal	4350	382729.45	8859567.96	4252	M-B7-11	0.90	0.21	0.86	0.55	11.50
8	NV. 4350 Cortada Omonte	Canal	4350	382748.86	8859572.39	4350	M-B8-11	0.80	0.84	1.43	0.54	3.54
9	NV. 4252 sueperficie	Canal	4252	382769.56	8859576.80	4350	M-B9-11	1.30	1.98	3.36	1.26	8.30
10	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382790.55	8859582.14	4252	M-B10-11	1.70	2.17	3.69	1.39	9.11
11	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382808.91	8859586.14	4252	M-B11-11	1.45	0.09	1.09	0.69	14.47
12	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382825.78	8859591.06	4252	M-B12-11	1.35	2.69	4.57	1.72	11.29
13	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382838.17	8859594.64	4252	M-B13-11	1.60	0.51	0.34	0.22	4.59
14	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382847.63	8859596.14	4252	M-B14-11	1.40	0.04	0.17	0.11	2.28
15	NV.4252 Galeria	Canal	4252	382862.96	8859600.41	4252	M-B15-11	1.80	1.09	1.84	0.69	4.56
PROMEDIO								1.38	1.01	1.66	0.73	8.61

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 8 Resultados campaña de Muestreo 2008 de Veta Alexandra

Campaña de Muestreo 2008 Veta Alexandra												
N° Muestra	DESCRIPCION	TIPO MUESTRE	Nivel	COORDENADAS			CODIGO MUESTREO	POTENCIA m.	LEYES			
				E	N	Cota			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
1	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4360	382880.92	8859688.31	4360	M-1-08	1.6	0.58	3.5	3.36	5.24
2	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4360	382890.67	8859692.62	4360	M-2-08	1.8	0.41	2.51	2.41	3.76
3	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4360	382912.49	8859701.48	4360	M-3-08	1.7	0.88	5.31	1.22	7.97
4	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4360	382938.05	8859711.96	4360	M-4-08	1.6	0.41	2.46	0.57	3.69
5	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4360	382959.39	8859721.06	4360	M-5-08	2.1	0.89	5.42	1.25	8.13
6	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4360	382962.80	8859730.48	4360	M-6-08	0.9	0.47	2.84	0.65	4.26
7	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4360	383004.95	8859739.37	4360	M-7-08	0.8	0.61	3.72	0.86	5.59
8	Zona alta Pr. Sta Ana	Canal	4360	383115.87	8859827.20	4360	M-8-08	0.8	0.77	4.66	4.47	6.99
9	Zona alta Pr. Sta Ana	Canal	4360	383183.19	8859855.28	4360	M-9-08	1.35	3.17	3.49	1.31	8.62
10	Zona alta Pr. Sta Ana	Canal	4360	383392.92	8859981.99	4360	M-10-08	1.7	0.22	1.33	0.31	1.99
PROMEDIO								1.44	0.84	3.52	1.64	5.62

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 9 Resultados campaña de Muestreo 2011 de Veta Alexandra

Campaña de Muestreo 2011 Veta Alexandra												
N° Muestra	DESCRIPCION	TIPO MUESTRE	Nivel	COORDENADAS			CODIGO MUESTREO	POTENCIA m.	LEYES			
				E	N	Cota			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
1	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	382874.83	8859685.80	4350	M-A1-11	1.90	0.42	2.56	0.59	3.83
2	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	382900.79	8859696.66	4350	M-A2-11	2.30	3.15	3.47	1.30	8.57
3	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	382925.23	8859706.39	4350	M-A3-11	2.50	0.94	5.71	1.20	8.56
4	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	382949.23	8859716.88	4350	M-A4-11	1.80	0.30	1.81	0.42	2.72
5	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	382973.54	8859726.67	4350	M-A5-11	1.60	0.24	1.47	0.34	2.21
6	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	382994.58	8859734.79	4350	M-A6-11	1.45	1.03	6.25	1.44	9.38
7	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	383016.75	8859744.39	4350	M-A7-11	1.60	1.95	2.15	0.81	5.30
8	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	383029.29	8859749.78	4350	M-A8-11	1.35	2.28	2.51	0.94	6.20
9	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	383044.55	8859758.67	4350	M-A9-11	1.65	0.91	5.49	1.27	8.24
10	Zona alta Py-Sf-Ga-Qz superficie	Canal	4350	383062.35	8859778.79	4350	M-A10-11	1.40	0.86	5.22	1.20	7.83
11	Zona alta Pryo. Sta Ana superficie	Canal	4350	383085.93	8859802.45	4350	M-A11-11	1.80	0.64	3.88	0.89	5.81
12	Zona alta Pryo. Sta Ana superficie	Canal	4350	383142.68	8859837.88	4350	M-A12-11	1.60	3.78	4.16	1.56	10.28
13	Zona alta Pryo. Sta Ana superficie	Canal	4350	383166.78	8859849.90	4350	M-A13-11	1.20	0.69	4.16	0.96	6.25
14	Zona alta Pryo. Sta Ana superficie	Canal	4350	383202.82	8859869.13	4350	M-A14-11	1.10	0.27	1.66	0.38	2.50
15	Zona alta Pryo. Sta Ana superficie	Canal	4350	383223.65	8859891.69	4350	M-A15-11	0.90	2.03	2.23	0.84	5.52
PROMEDIO								1.45	1.25	3.42	0.92	6.02

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3 Evaluación de Reservas

De acuerdo al Departamento de Geología se hicieron las categorizaciones de los cálculos de recursos por los métodos clásicos estos dependen del criterio geológico, tipo de estructura, persistencia de la mineralización, interpretaciones de referencias isovalóricas y la estimación clásica como la aplicación del método inverso a la distancia (IVOR), el método Geoestadístico aún no se aplica por la sencilla razón de que los muestreos se harán en sistemáticos y se obtendrá el software minero para su aplicación. Estos criterios de estimación clásica servirán para la continuación de los trabajos de producción de la mina, los mapeos que se realizaron en superficie y los

avances de galerías. Ver en el Anexo 4, el Plano 4.1 Muestreo de las Estructuras Principales.

### **3.3.1 Cubicación de las Tres Zonas Mineralizadas**

Las zonas o blocks de mineralización se han determinado su geometría, tanto la potencia, la longitud y su altura, a partir los niveles de avance de explotación, asimismo como preparación y exploración. Debido a que la mineralización en el proyecto es uniforme en potencia y continuidad mineralógica, la delimitación de los bloques se realiza en tramos de mineral económico, cada 50 metros de longitud horizontal y cada 20 metros de longitud vertical.

Para la cubicación de las reservas se está considerando al mineral un peso específico de  $3 \text{ g/cm}^3$ .

### **3.3.2 Parámetros de Cálculo de las Tres Zonas Mineralizadas**

Se consideraron las geometrías conocidas de las estructuras mineralizadas como sus trazas, encampanes y su dimensionamiento de los anchos en los filones y así mismo por los análisis realizados en las campañas de las galerías de avance de explotación. La localización de las zonas mineralizadas son las siguientes.

**Zona 1 Filón Eusebio** Localizado en la parte NW.

**Zona 2 Veta Bertha** Localizado en la parte central.

**Zona 3 Veta Alexandra** localizado en la parte E.

- **Zona 1 de Mineralización Filón Eusebio**

La Tabla 10 hace referencia a los resultados de los análisis químicos en el Anexo 4, Plano 4.2 Reservas de la Veta Eusebio.

Considerando las características geométricas de la estructura, se tuvo los siguientes datos tanto en altura, Ancho y Longitud.

Tabla 10 Leyes promedio según las campañas realizadas en 2008 y 2011 del Filón Eusebio.

<b>ZONA 1 DE MINERALIZACIÓN FILÓN EUSEBIO</b>					
<b>Longitud:</b>		280 m			
<b>Ancho de minealización:</b>		1.50 m			
<b>En campaña o altura:</b>		130 m			
<b>Volumen:</b>		54,600 m <sup>3</sup>			
Campaña	N° Muestras	Leyes			
		AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
2008	12	3.03	3.36	1.59	7.04
2011	18	2.03	4.51	0.93	8.91
<b>Promedio</b>		<b>2.53</b>	<b>3.93</b>	<b>1.26</b>	<b>7.98</b>

Fuente: Elaboración propia.

- **Zona 2 de Mineralización Central Veta Bertha**

La Tabla 11 hace referencia a los resultados de los análisis químicos en el Anexo 4, Plano 4.3 Reservas de la Veta Bertha.

Considerando las características geométricas de la estructura, se tuvo los siguientes datos tanto en altura, ancho y longitud.

Tabla 11 Leyes promedio según las campañas realizadas en 2008 y 2011 de la veta Bertha.

<b>ZONA 2 DE MINERALIZACIÓN CENTRAL VETA BERTHA</b>					
<b>Longitud:</b>		300 m			
<b>Ancho de minealización:</b>		1.49 m			
<b>En campaña o altura:</b>		130 m			
<b>Volumen:</b>		58,110 m <sup>3</sup>			
Campaña	N° Muestras	Leyes			
		AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
2008	10	2.16	2.98	1.19	10.44
2011	15	0.94	1.58	0.69	7.95
<b>Promedio</b>		<b>1.55</b>	<b>2.28</b>	<b>0.94</b>	<b>9.19</b>

Fuente: Elaboración propia.

- **ZONA 3 de Área de Mineralización en Veta Alexandra**

La Tabla 13 hace referencia a los resultados de los análisis químicos en el Anexo 4, Plano 4.4 Reservas de la Veta Alexandra.

Considerando las características geométricas de la estructura, se tuvo los siguientes datos tanto en altura, ancho y longitud con densidad de 3.2 TMH/m<sup>3</sup> con 8% de Humedad.

Tabla 12 Leyes promedio según las campañas realizadas en 2008 y 2011 de la veta Alexandra.

<b>ZONA 3 MINERALIZADA ÁREA E VETA ALEXANDRA</b>					
Longitud:	200 m				
Ancho de minealización:	1.44 m				
En campaña o altura:	100 m				
Volumen:	28,800 m <sup>3</sup>				
Campaña	N° Muestras	Leyes			
		AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
2008	10	0.84	3.52	1.64	5.62
2011	15	1.30	3.52	0.94	6.21
<b>Promedio</b>		<b>1.07</b>	<b>3.52</b>	<b>1.29</b>	<b>5.92</b>

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.3 Ley Promedio de las Tres Zonas Mineralizadas

Tabla 13 Resumen de Ley promedio de las tres zonas mineralizadas.

En campaña o altura:	360 m				
Volumen:	141,510 m <sup>3</sup>				
Peso:	452,832 Tmh				
Campaña	Zonas	Leyes			
		AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
FILÓN EUSEBIO	BLOCK 1	2.53	3.93	1.26	7.98
VETA BERTHA	BLOCK 2	1.55	2.28	0.94	9.19
VETA ALEXANDRA	BLOCK 3	1.07	3.52	1.29	5.92
<b>Promedio</b>		<b>1.72</b>	<b>3.24</b>	<b>1.17</b>	<b>7.70</b>

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.4 Recursos Estimados de las tres Zonas Mineralizados.

Considerando que las leyes variaron al 2018 según se muestran en el Anexo 4, Figura 4.3, del resultado del blendeo de mineral se obtienen las leyes promedio de 9% y 11% para el Plomo y Zinc respectivamente, las cuales serán considerados para los cálculos posteriores del presente trabajo. Según los trabajos realizados, el potencial de recurso minero del Proyecto Colqui se podrá considerar tentativamente un recurso estimado de leyes y tonelajes, como se menciona en las siguientes tablas.

Tabla 14 Resumen de Recursos del Proyecto Colqui.

Recursos	Cantidad (Tmh)	Leyes				Observación
		AgOz	Pb%	Cu%	Zn%	
Indicado (Probado)	452,832.00	1.72	3.24	1.16	7.70	Las 3 Zonas
Inferido (Probable)	800,000.00	1.89	3.57	1.28	8.47	Cortada Santa Ana
<b>Total</b>	<b>1,252,832.00</b>	<b>1.80</b>	<b>3.41</b>	<b>1.22</b>		

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 15 Recursos de la Veta Eusebio.

Recursos	AV	Cantidad (Tmh)	Leyes			
			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
Indicado	1.1	174,720.00	2.53	3.93	1.26	7.98
Inferido	1.4	300,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Total con Dilucion	1.3 1.6	550,000.00	2.53	3.93	1.26	7.98

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 16 Recursos de la Veta Bertha.

Recursos	AV	Cantidad (Tmh)	Leyes			
			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
Indicado	1.5	185,952.00	1.55	2.28	0.94	9.19
Inferido	1.4	200,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Total con Dilucion	1.4 1.6	385,952.00	1.55	2.28	0.94	9.19

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 17 Recursos de la Veta Alexandra.

Recursos	AV	Cantidad (Tmh)	Leyes			
			AgOz	Pb%	Cu%	Zn%
Indicado	1.2	92,160.00	1.07	3.52	1.29	5.92
Inferido	1.35	300,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Total con Dilucion	1.2 1.5	392,160.00	1.07	3.52	1.29	5.92

Fuente: Elaboración propia.

### 3.4 Parámetros Geomecánicos

#### 3.4.1 Determinación del RMR

El resultado promedio de las evaluaciones de las 04 labores principales mostradas en las Tablas 18 al 21, nos indican los siguientes:

- Nivel 0 con un RMR promedio de 69.
- Nivel 50 con un RMR promedio de 69.
- Nivel 100 con un RMR promedio de 69.
- Nivel 106 con un RMR promedio de 75.

Obteniendo un RMR promedio global proyectado de 70.5 indica un tipo roca buena de II-B (61- 70) a II-A (71- 80). Las Labores evaluadas se presentan en el Anexo 3.7, según la clasificación del macizo rocoso.

Tabla 18 Estimación de la clase de roca a lo largo de los 212 m del Crucero del Nivel 0.

Muestra	Desde (m)	Hasta (m)	Tramo (m)	% del Total	RMR	Tipo de Roca Estimado	Tipo de Roca conservativo
M-1	0	5	5	2.4	75	II-A	II-B
M-2	5	11	6	2.8	63	II-B	III-A
M-3	11	17	6	2.8	74	II-A	II-B
M-4	17	23	6	2.8	72	II-A	II-B
M-5	23	29	6	2.8	66	II-B	III-A
M-6	29	35	6	2.8	64	II-B	III-A
M-7	35	45	10	4.7	64	II-B	III-A
M-8	45	55	10	4.7	65	II-B	III-A
M-9	55	65	10	4.7	69	II-B	III-A
M-10	65	75	10	4.7	68	II-B	III-A
M-11	75	85	10	4.7	74	II-A	II-B
M-12	85	92	7	3.3	64	II-B	III-A
M-13	92	102	10	4.7	67	II-B	III-A
M-14	102	112	10	4.7	68	II-B	III-A
M-15	112	122	10	4.7	75	II-A	II-B
M-16	122	128	6	2.8	65	II-B	III-A
M-17	128	134	6	2.8	68	II-B	III-A
M-18	134	140	6	2.8	71	II-A	II-B
M-19	140	146	6	2.8	72	II-A	II-B
M-20	146	152	6	2.8	71	II-A	II-B
M-21	152	158	6	2.8	67	II-B	III-A
M-22	158	164	6	2.8	74	II-A	II-B
M-23	164	170	6	2.8	67	II-B	III-A
M-24	170	176	6	2.8	65	II-B	III-A
M-25	176	182	6	2.8	73	II-A	II-B
M-26	182	188	6	2.8	69	II-B	III-A
M-27	188	194	6	2.8	72	II-A	II-B
M-28	194	200	6	2.8	68	II-B	III-A
M-29	200	206	6	2.8	64	II-B	III-A
M-30	206	212	6	2.8	66	II-B	III-A
<b>PROMEDIO:</b>					<b>69</b>	<b>II-B</b>	<b>III-A</b>

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 19 Estimación de la clase de roca a lo largo de los 357 m del Crucero y Galería del Nivel 50.

Muestra	Desde (m)	Hasta (m)	Tramo (m)	% del Total	RMR	Tipo de Roca Estimado	Tipo de Roca conservativo
M-1	0	10	10	2.8	71	II-A	II-B
M-2	10	20	10	2.8	69	II-B	III-A
M-3	20	30	10	2.8	75	II-A	II-B
M-4	30	45	15	4.2	70	II-B	III-A
M-5	45	60	15	4.2	71	II-A	II-B
M-6	60	75	15	4.2	69	II-B	III-A
M-7	75	90	15	4.2	67	II-B	III-A
M-8	90	105	15	4.2	72	II-A	II-B
M-9	105	120	15	4.2	74	II-A	II-B
M-10	120	135	15	4.2	72	II-A	II-B
M-11	135	150	15	4.2	62	II-B	III-A
M-12	150	165	15	4.2	72	II-A	II-B
M-13	165	180	15	4.2	72	II-A	II-B
M-14	180	195	15	4.2	69	II-B	III-A
M-15	195	205	10	2.8	72	II-A	II-B
M-16	205	215	10	2.8	63	II-B	III-A
M-17	215	225	10	2.8	75	II-A	II-B
M-18	225	235	10	2.8	62	II-B	III-A
M-19	235	245	10	2.8	74	II-A	II-B
M-20	245	255	10	2.8	74	II-A	II-B
M-21	255	265	10	2.8	71	II-A	II-B
M-22	265	275	10	2.8	74	II-A	II-B
M-23	275	285	10	2.8	62	II-B	III-A
M-24	285	295	10	2.8	71	II-A	II-B
M-25	295	305	10	2.8	66	II-B	III-A
M-26	305	315	10	2.8	73	II-A	II-B
M-27	315	325	10	2.8	67	II-B	III-A
M-28	325	335	10	2.8	62	II-B	III-A
M-29	335	345	10	2.8	64	II-B	III-A
M-30	345	357	12	3.4	69	II-B	III-A
<b>PROMEDIO:</b>					<b>69</b>	<b>II-B</b>	<b>III-A</b>

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 20 Estimación de la clase de roca a lo largo de los 82 m de la Galería del Nivel 100.

Muestra	Desde (m)	Hasta (m)	Tramo (m)	% del Total	RMR	Tipo de Roca Estimado	Tipo de Roca conservativo
M-1	0	3	3	3.7	72	II-A	II-B
M-2	3	5	2	2.4	72	II-A	II-B
M-3	5	7	2	2.4	72	II-A	II-B
M-4	7	9	2	2.4	67	II-B	III-A
M-5	9	11	2	2.4	66	II-B	III-A
M-6	11	13	2	2.4	71	II-A	II-B
M-7	13	15	2	2.4	71	II-A	II-B
M-8	15	17	2	2.4	71	II-A	II-B
M-9	17	19	2	2.4	72	II-A	II-B
M-10	19	22	3	3.7	72	II-A	II-B
M-11	22	25	3	3.7	72	II-A	II-B
M-12	25	28	3	3.7	68	II-B	III-A
M-13	28	31	3	3.7	67	II-B	III-A
M-14	31	34	3	3.7	65	II-B	III-A
M-15	34	37	3	3.7	69	II-B	III-A
M-16	37	40	3	3.7	66	II-B	III-A
M-17	40	43	3	3.7	70	II-B	III-A
M-18	43	46	3	3.7	65	II-B	III-A
M-19	46	49	3	3.7	68	II-B	III-A
M-20	49	52	3	3.7	65	II-B	III-A
M-21	52	55	3	3.7	71	II-A	II-B
M-22	55	58	3	3.7	65	II-B	III-A
M-23	58	61	3	3.7	72	II-A	II-B
M-24	61	64	3	3.7	65	II-B	III-A
M-25	64	67	3	3.7	70	II-B	III-A
M-26	67	70	3	3.7	72	II-A	II-B
M-27	70	73	3	3.7	69	II-B	III-A
M-28	73	76	3	3.7	71	II-A	II-B
M-29	76	79	3	3.7	66	II-B	III-A
M-30	79	82	3	3.7	71	II-A	II-B
			<b>PROMEDIO:</b>		<b>69</b>	<b>II-B</b>	<b>III-A</b>

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 21 Estimación de la clase de roca a lo largo de los 68 m del Crucero del Nivel 106.

Muestra	Desde (m)	Hasta (m)	Tramo (m)	% del Total	RMR	Tipo de Roca Estimado	Tipo de Roca conservativo
M-1	0	5	5	7.4	75	II-A	II-B
M-2	5	7	2	2.9	72	II-A	II-B
M-3	7	9	2	2.9	72	II-A	II-B
M-4	9	11	2	2.9	67	II-B	III-A
M-5	11	13	2	2.9	69	II-B	III-A
M-6	13	15	2	2.9	72	II-A	II-B
M-7	15	17	2	2.9	72	II-A	II-B
M-8	17	19	2	2.9	75	II-A	II-B
M-9	19	21	2	2.9	74	II-A	II-B
M-10	21	23	2	2.9	81	I-B	II-A
M-11	23	26	3	4.4	82	I-B	II-A
M-12	26	29	3	4.4	75	II-A	II-B
M-13	29	32	3	4.4	72	II-A	II-B
M-14	32	35	3	4.4	76	II-A	II-B
M-15	35	38	3	4.4	78	II-A	II-B
M-16	38	40	2	2.9	76	II-A	II-B
M-17	40	42	2	2.9	82	I-B	II-A
M-18	42	44	2	2.9	72	II-A	II-B
M-19	44	46	2	2.9	76	II-A	II-B
M-20	46	48	2	2.9	77	II-A	II-B
M-21	48	50	2	2.9	77	II-A	II-B
M-22	50	52	2	2.9	80	II-A	II-B
M-23	52	54	2	2.9	76	II-A	II-B
M-24	54	56	2	2.9	75	II-A	II-B
M-25	56	58	2	2.9	77	II-A	II-B
M-26	58	60	2	2.9	73	II-A	II-B
M-27	60	62	2	2.9	71	II-A	II-B
M-28	62	64	2	2.9	70	II-B	III-A
M-29	64	66	2	2.9	81	I-B	II-A
M-30	66	68	2	2.9	78	II-A	II-B
				<b>PROMEDIO:</b>	<b>75</b>	<b>II-A</b>	<b>II-B</b>

Fuente: Elaboración propia.

### 3.4.2 Correlación entre los Índices RMR, Q y GSI para el laboreo de la U. O. Revolución

Para la verificación de la validación de los parámetros y criterios se recomienda que se consulten los sistemas (RMR, Q y GSI).

**Se puede aplicar la siguiente relación (Bienawski, 1976):**

$$\text{RMR} = 9 \text{ Ln } Q + 44).$$

**Relaciones Empíricas Aproximadas:**

$$\text{Índice } Q = \text{RQD}/J_n * J_r/J_a * J_w/\text{SRF}$$

$$\text{Índice RMR} = 9\text{Ln}Q + 44$$

$$\text{Índice GSI} = \text{RMR} - 5$$

Usando esta relación se correlacionó los valores de los índices RMR y Q para el laboreo de la U.O. Revolución.

En la figura siguiente, se muestran la correlación entre los índices RMR y Q de las labores de los niveles principales. Ver Anexo 5, Tabla 5.9 Datos de Correlación de los Índices RMR, Q y GSI de las Galerías de los niveles principales.

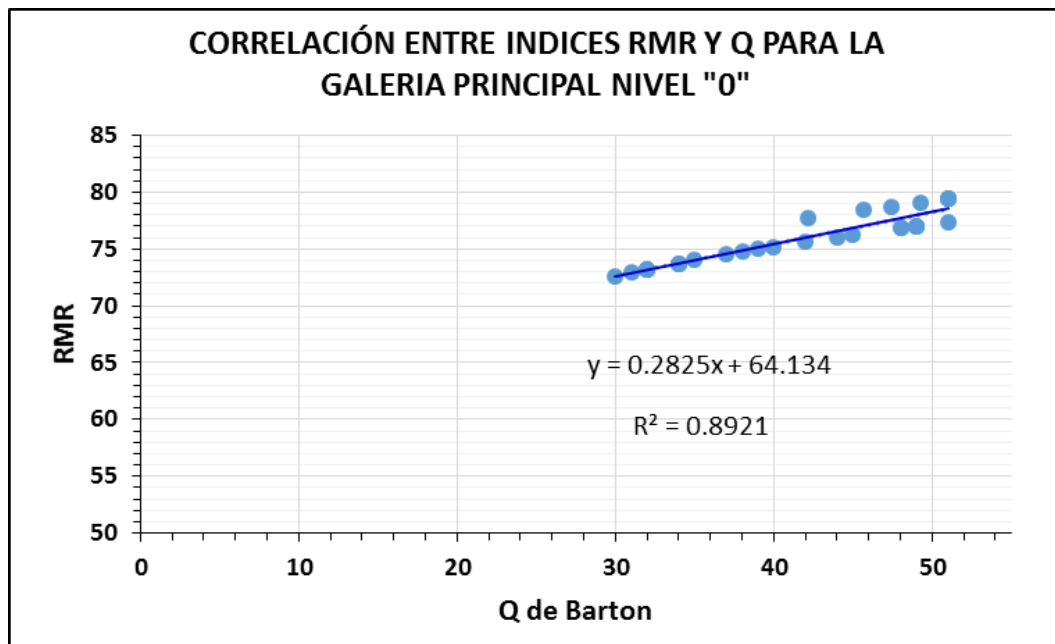


Figura 3 Datos de RMR y Q obtenidos en el Crucero del Nivel 0 para andesitas de intrusivas y correlación entre ambos.

Fuente: Elaboración propia.

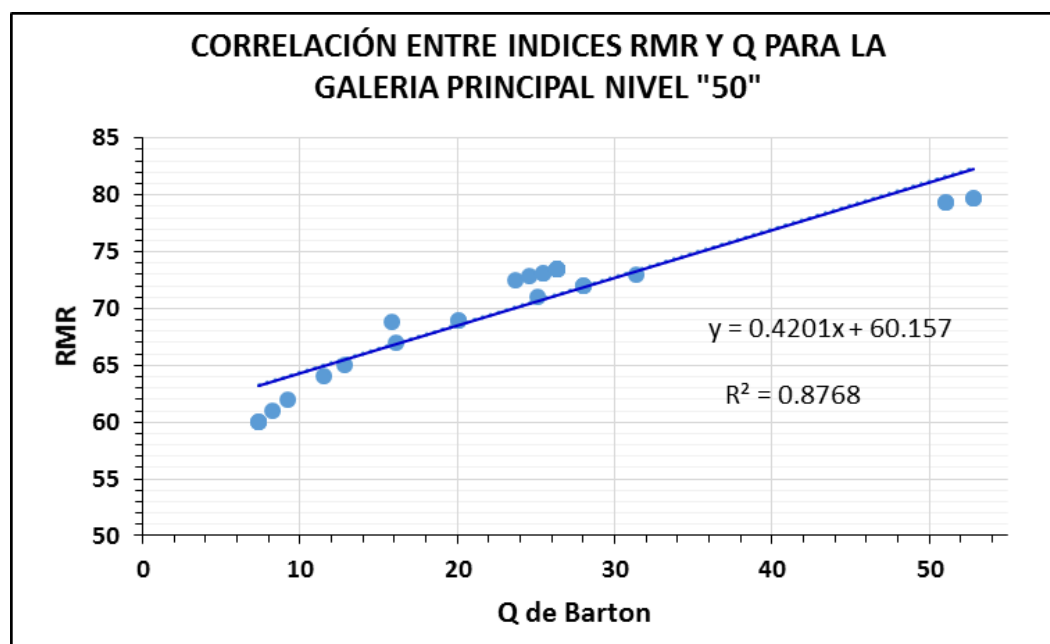


Figura 4 Datos de RMR y Q obtenidos en la Galería del Nivel 50 para andesitas e intrusivas y correlación entre ambos.

Fuente: Elaboración propia.

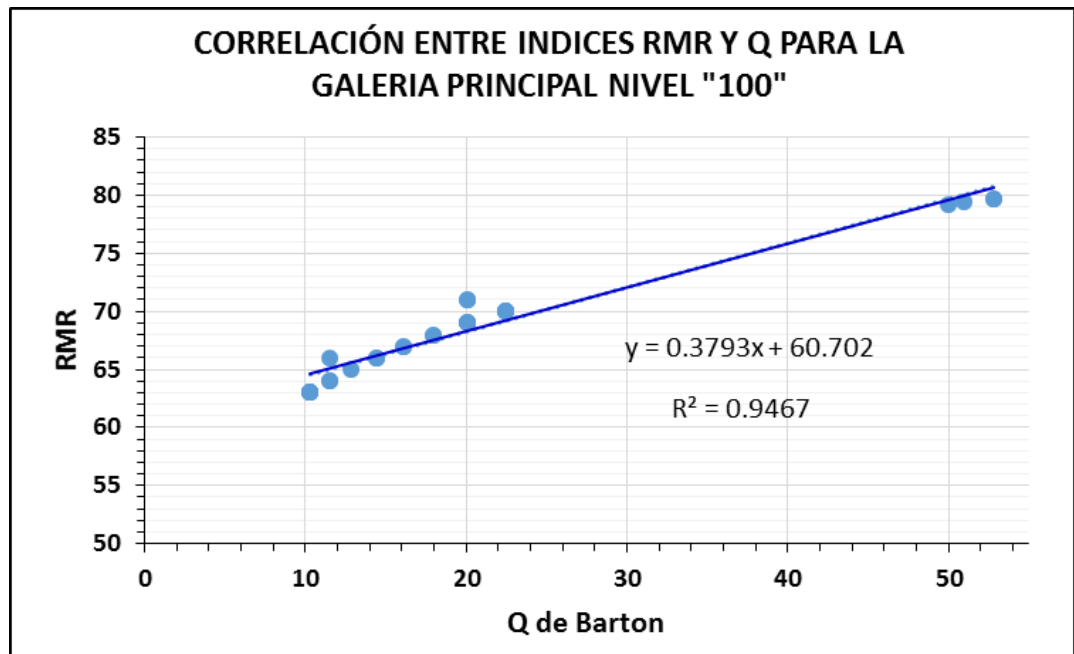


Figura 5 Datos de RMR y Q obtenidos en la Galería del Nivel 100 para andesitas e intrusivas y correlación entre ambos.

Fuente: Elaboración propia.

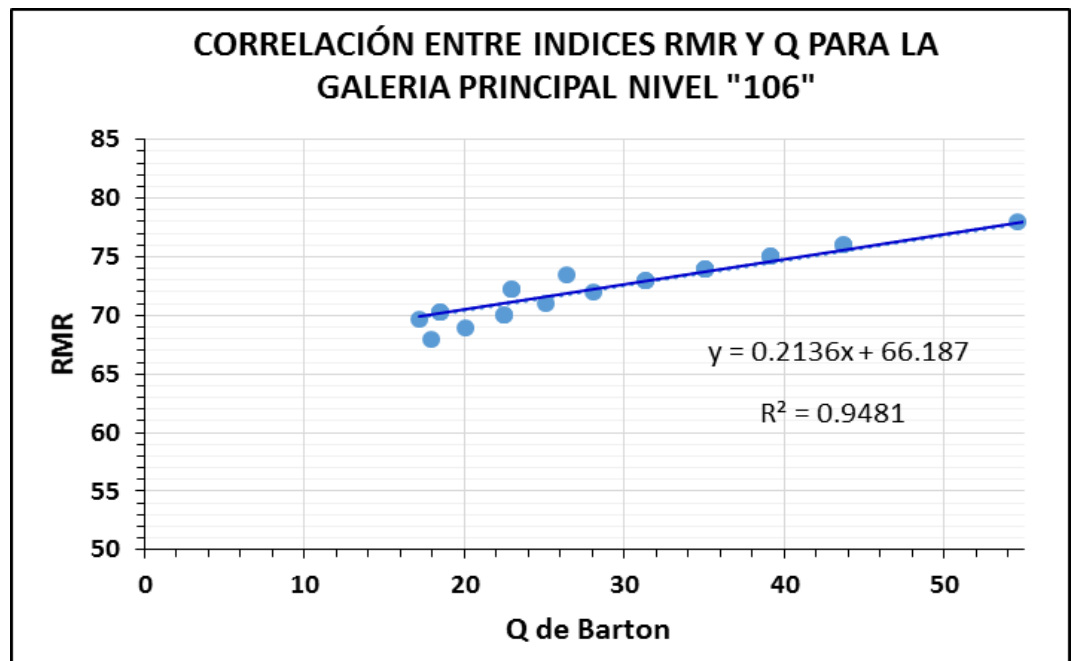


Figura 6 Datos de RMR y Q obtenidos en el Crucero del Nivel 106 para andesitas e intrusivas y correlación entre ambos.

Fuente: Elaboración propia.

### **3.4.3 Consideraciones sobre las condiciones de estabilidad**

#### **3.4.3.1 Aperturas máximas y tiempos de auto soporte**

Las aberturas máximas y su tiempo de auto-sostenimiento han sido estimados en base a la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y de Barton (Q - 1974) para propósitos de obras de ingeniería, en este caso para el planeamiento y diseño de la mina.

Aquí no se consideran las condiciones especiales que pudieran estar presentes en la zona de evaluación, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril, tomando en cuenta otros aspectos como velocidad de explotación, el ritmo de producción, el equipo y el personal disponible.

Hay aspectos importantes a tomarse en cuenta, en relación a la aplicación de las aberturas máximas y tiempos de auto sostenimiento, para el establecimiento de las dimensiones de las excavaciones, particularmente de los tajeos, y los procedimientos operativos. Estos aspectos son:

En la caja piso se presentarán rocas de tipo Buena A (II-A RMR 71-80). Considerando que en la caja piso estarán ubicadas labores mineras permanentes como la rampa de acceso por ejemplo y labores temporales como by pass y cruceros con una sección aproximada de 3.0 x 3.0 m, los tiempos de auto-sostenimiento promedio para estos tipos de rocas para un abierto de 4 m serán: se muestran en la Tabla 22.

Tabla 22 Tiempo de auto soporte en Caja piso.

Tipo de Rocas	Abertura máxima	Tiempo de auto soporte
Buena A (II-A RMR 71-80)	18 m	2 años

Fuente: Elaboración propia.

En la Zona mineralizada predomina la roca Buena B (B-II RMR 61-70) y en menor proporción está la roca Regular A (A-III RMR 51-60). Las aberturas máximas de los tajeos y sus tiempos de auto-sostenimiento promedio en estas rocas se pueden visualizar en la Tabla 23.

Tabla 23 Tiempo de auto soporte en Zona Mineralizada.

Tipo de Rocas	Abertura máxima	Tiempo de auto soporte
Buena B (II-B RMR 61-70)	12 m	8 meses
Regular A (III-A RMR 51-60)	8 m	3 meses

Fuente: Elaboración propia.

En la caja techo predomina la roca Buena A (A-II RMR 71-80) y está la roca Buena B (B-II RMR 61-70). Los tiempos de auto sostenimiento promedio en estas rocas se pueden visualizar en la Tabla 24.

Tabla 24 Tiempo de auto soporte en Caja Techo.

Tipo de Rocas	Abertura máxima	Tiempo de auto soporte
Buena A (II-A RMR 71-80)	18 m	2 años
Buena B (II-B RMR 61-70)	12 m	8 meses

Fuente: Elaboración propia.



#### 3.4.4 Aspectos litológicos

En cuanto a los aspectos litológicos lo haremos por caja techo, mineral y caja piso.

- Caja techo.- Presencia de andesita y dacitas ligeramente alterada con presencia de clastos de cuarzo oqueroso y venilleos de cuarzo a lo largo de la caja, se ve una alteración silicificada que no degrada al macizo rocoso. Presenta fracturamiento con relleno de calcita o cuarzo de alta resistencia.
- Mineral.- Presencia de cuarzo lechoso con presencia de oquedades y bandeamiento de sulfuros de plomo, zinc, cobre y hierro, además se puede observar algunas diseminaciones de pirita, discontinuidades con relleno de calcita.
- Caja piso.- Presencia de andesita y dacita ligeramente alterada con presencia de bandeamientos de sílice, clorita y sulfuros.

El análisis de la información obtenida durante el mapeo geológico y caracterización de las discontinuidades, permitieron caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso y el cuerpo mineral. En la clasificación geomecánica se utilizaron los sistemas de clasificación de macizo rocoso RMR, Q y GSI. El índice GSI fue obtenido también por medio de los registros de los mapeos realizados, mediante el método de mapeo de tipo registro lineal. La resistencia del macizo rocoso fue estimada con el criterio de falla de Hoek y Brown. Ver Anexo 5, Tabla 5.7 GSI Modificado para la U.O Revolución.

De las zona mapeadas y evaluadas, se evidencian la presencia del macizo rocoso tipo II-A, II-B y III-A.

- Tipo II-A evaluación GSI = LF/B y RMR = (71-80) Buena.
- Tipo II-B evaluación GSI = LF/R y RMR = (61-70) Buena.
- Tipo III-A evaluación GSI = F/R y RMR = (51-60) Regular.

LF/B: Levemente fracturada / Buena.

LF/R: Levemente fracturada / Regular.

F/R : Fracturada / Regular.

### **3.4.5 Control Estructural**

Para el control estructural en las labores subterráneas utilizamos los criterios de la tabla RMR (Ver Anexos 5.1 Sistema de Valoración de la Masa Rocosa). Durante el mapeo geomecánico se obtiene información como: Litología, meteorización, alteraciones, presencia de agua, tipo, forma de superficie de las discontinuidades, espaciado, continuidad y frecuencia de las diaclasas, y la orientación y rumbo de las estructuras y/o discontinuidades.

Esta información permite evaluar y cuantificar a través de un tratamiento computarizado; mediante la aplicación de Software: “DIP’S” para determinar el número de familias de discontinuidades y “UNWEDGE” para determinar la presencia de cuñas, y/o áreas inestables.

Toda la información sirve como base para establecer la clasificación geomecánica de la masa rocosa entorno de la operación minera.

#### **3.4.5.1 Distribución de discontinuidades**

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS Versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004).

Los resultados de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales se pueden visualizar en la Figura 7, con los planos estereográficos.

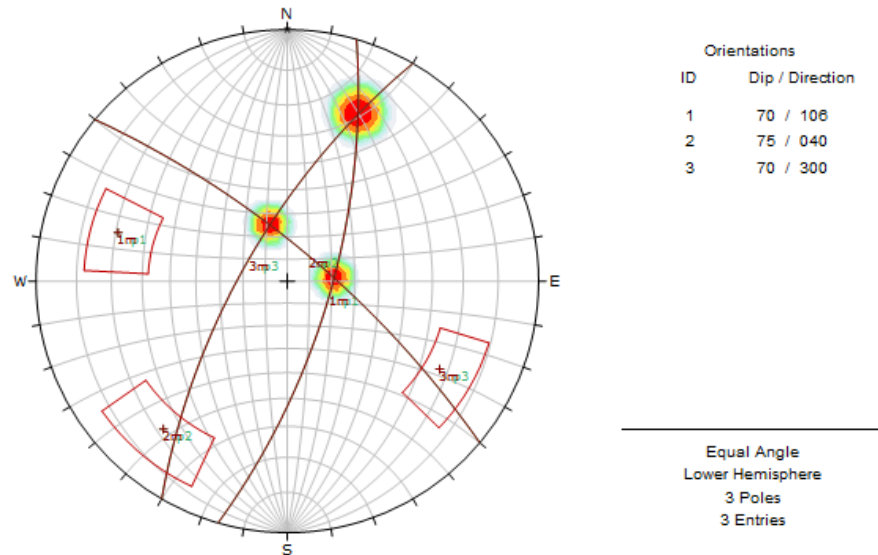


Figura 7 Plano estereográfico de planos principales de la caja techo.

Fuente: Elaboración propia.

Se visualizan los planos estereográficos principales de la estructura mineralizada del Proyecto Colqui en la Figura 8, de la caja piso de la estructura de la veta.

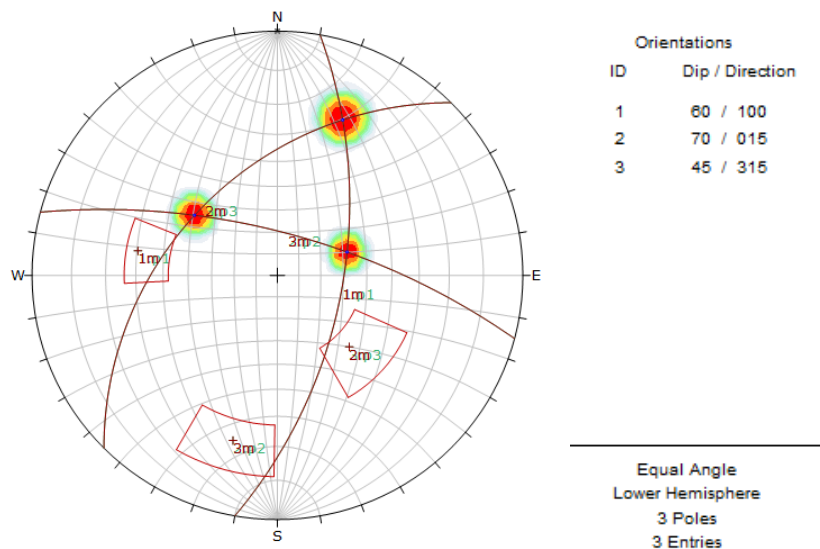


Figura 8 Plano estereográfico de planos principales de mineral.

Fuente: Elaboración propia.

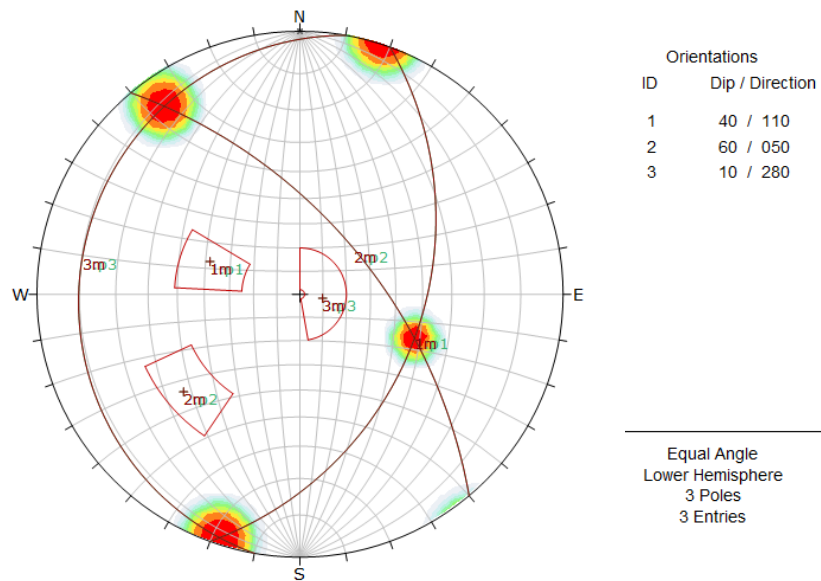


Figura 9 Plano estereográfico de planos principales de caja piso.

Fuente: Elaboración propia.

Se presenta el resumen de los sistemas en la Tabla 25, los sistemas de las cajas y mineral.

Tabla 25 Resumen de sistemas de discontinuidades estructurales.

UBICACIÓN	SISTEMA 1	SISTEMA 2	SISTEMA 3
<b>Caja techo (core orientado)</b>	N16°W/70°SE 106°/70°	N50°E/75°NE 40°/75°	N30°W/70°NW 300°/70°
<b>Mineral (core orientado)</b>	N10°W/60°SE 100°/60°	N75°E/70°NE 15°/70°	N45°W/45°NW 315°/45°
<b>Caja piso (core orientado)</b>	N20°W/40°SE 110°/40°	N40°E/60°NE 50°/60°	N10°W/10°NW 280°/10°

Fuente: Elaboración propia.

En la caja techo están presentes 3 sistemas de discontinuidades, 2 de ellos principales (Sistema 1 y Sistema 2) y 1 secundario (Sistema 3). El Sistema 1 tiene rumbo NW y alto buzamiento al SE. El Sistema 2 tiene rumbo NE y alto buzamiento al NE. El Sistema 3 tiene rumbo NW y alto buzamiento al NW.

En el mineral están presentes 3 sistemas de discontinuidades, 2 de ellos principales (Sistema 1 y Sistema 2) y 1 secundario (Sistema 3). El Sistema 1 tiene rumbo NW y alto buzamiento al SE. El Sistema 2 tiene rumbo NW y alto buzamiento al NW. El Sistema 3 tiene rumbo NE y alto buzamiento al NE.

En la caja piso están presentes 3 sistemas de discontinuidades, 2 de ellos principales (Sistema 1 y Sistema 2) y 1 secundario (Sistema 3). El Sistema 1 tiene rumbo NW y moderado buzamiento al SE. El Sistema 2 tiene rumbo NE y alto buzamiento al NE. El Sistema 3 tiene rumbo NW y bajo buzamiento al NW.

### 3.4.5.2 Representación de Cuñas

Para establecer la representación de la presencia de cuñas y áreas inestables, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas estereográfica equiareal, utilizando el software UNWEDGE Versión 3.005 de Rocscience Inc. (2004). A continuación se presenta la representación en la galería principal del Nivel 100 considerando la orientación del túnel de N 70° E.

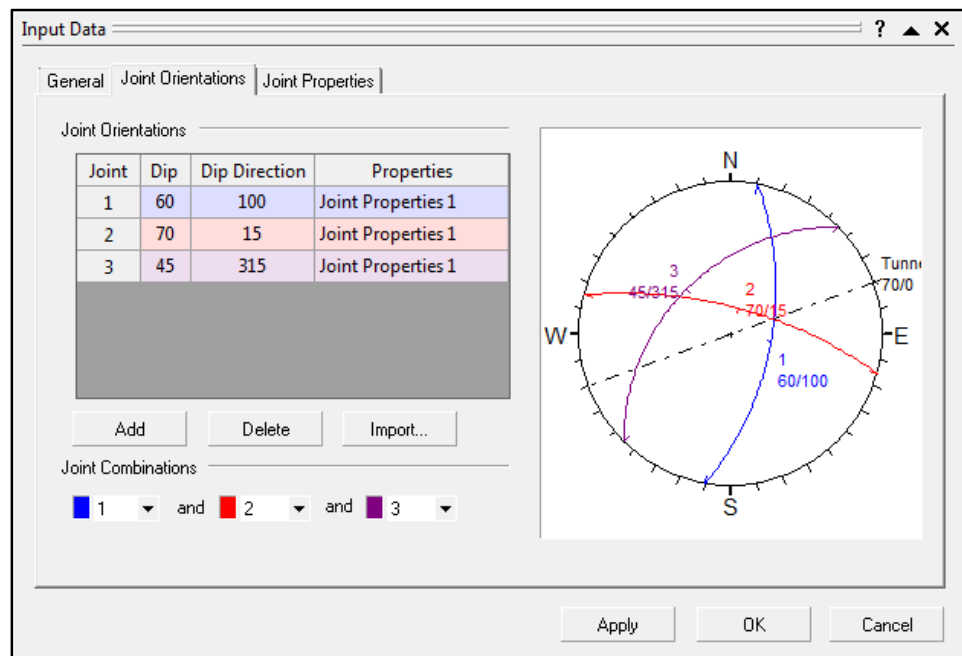


Figura 10 Datos de la representación estereográfica de las discontinuidades en la formación de Cuñas en la Galería 42350-S del Nivel 100.

Fuente: Elaboración propia

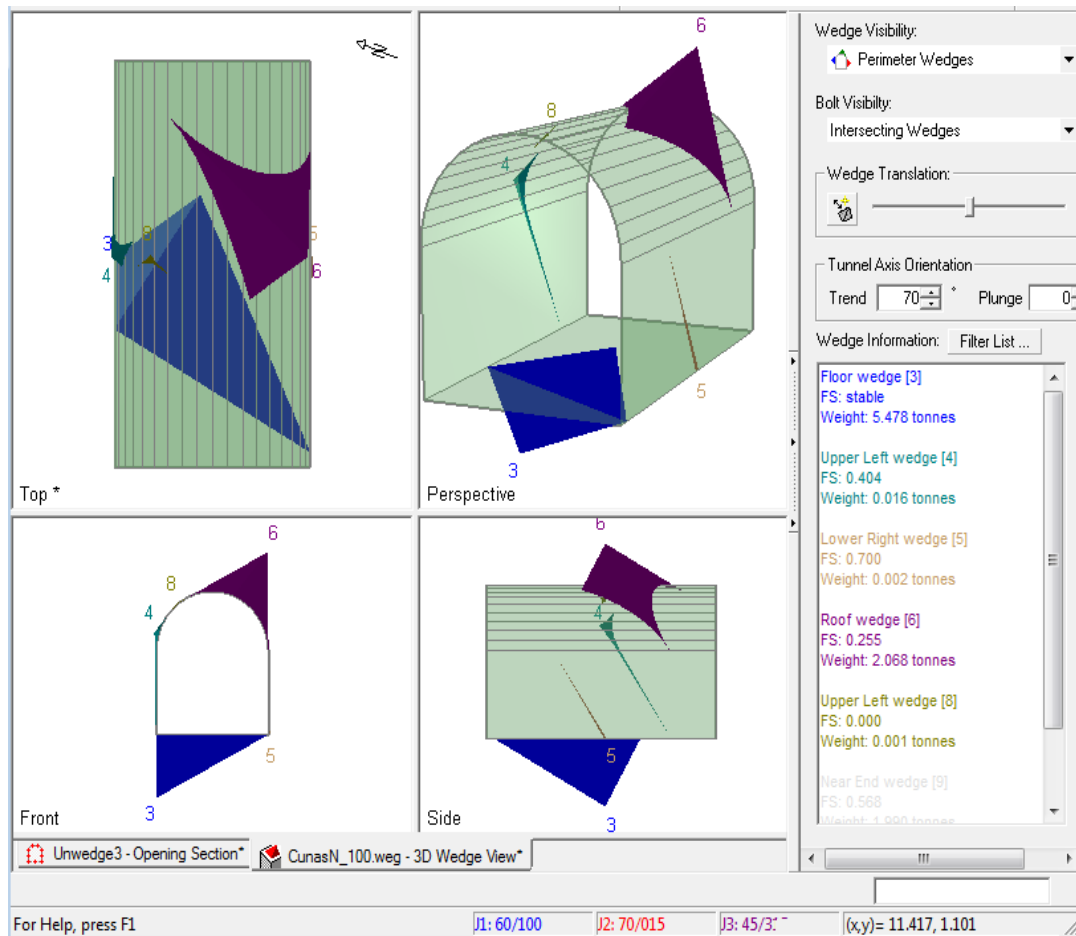


Figura 11 Representación de Cuñas en la Galería 42350-S del Nivel 100.

Fuente: Elaboración propia.

### 3.4.6 Dimensionamiento de los tajos

El Dimensionamiento de tajos se realiza con el método gráfico de estabilidad teniendo las premisas el Q' (Barton), A, B y C ver Figuras 12 y 13 para las cajas techo y piso. Ver Figuras 14 y 15 para el método del mineral, para la evaluación de estabilidad en las zonas regular A y B tomando las dimensiones indicadas, ver Figura 16.

#### 3.4.6.1 Método gráfico caja techo y piso

Las dimensiones máximas son los siguientes: ancho de 10 metros, altura de 21 y con una longitud de tajos de 35 metros como máximo para poder mantenerse estable los tajos dimensionados para el

Proyecto Colqui. Ver Anexos 6.1 Métodos Gráfico de Estabilidad de Mathew.

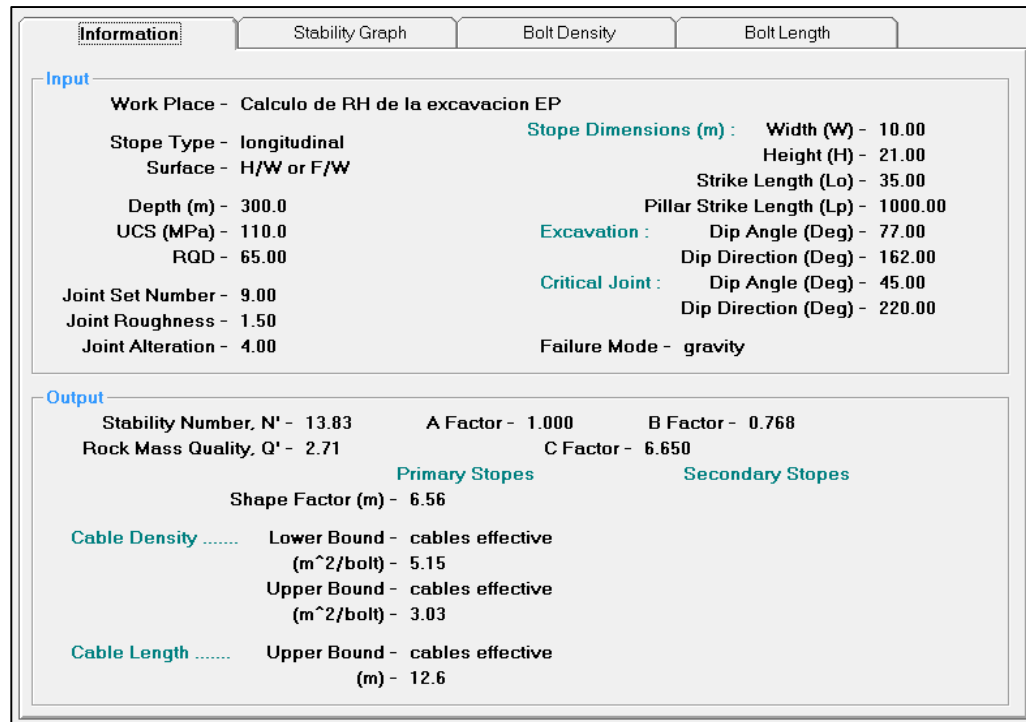


Figura 12 Input de radio hidráulico máximo de caja techo y piso.

Fuente: Área de geomecánica

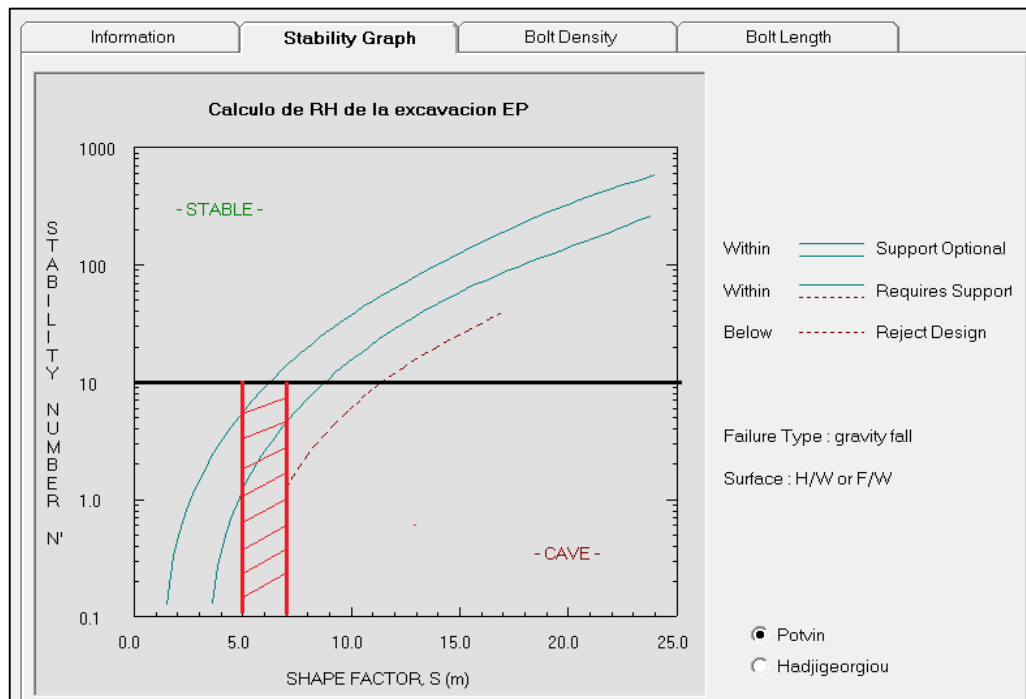


Figura 13 Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7.

Fuente: Área de geomecánica.

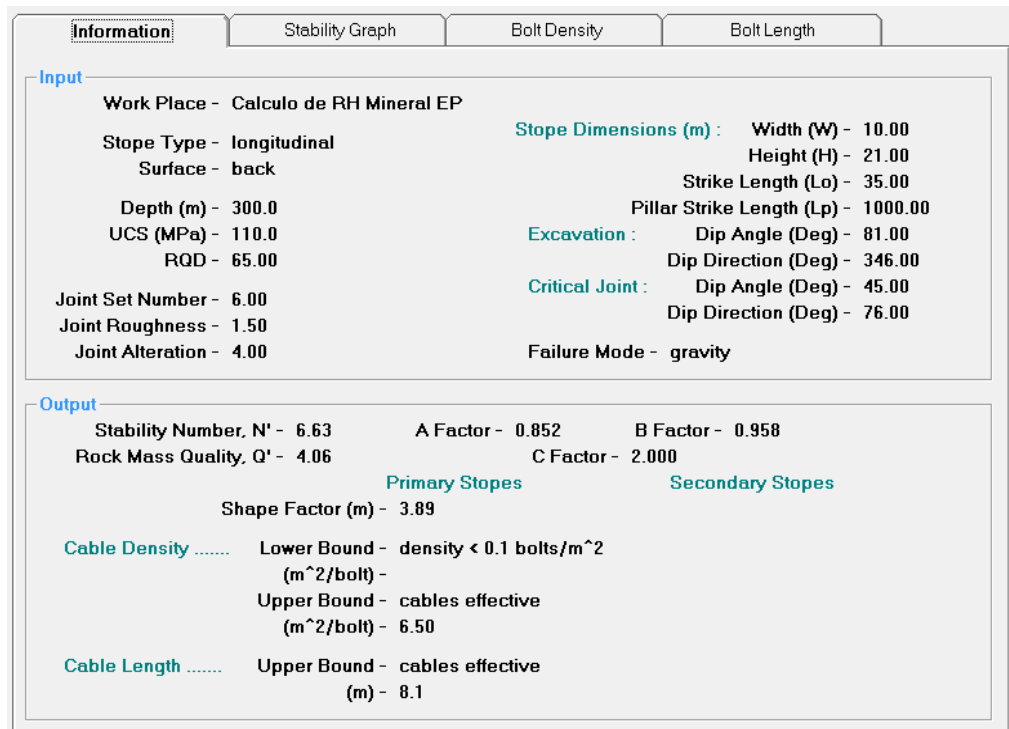


Figura 14 Input para determinar el radio hidráulico máximo en el mineral.

Fuente: Área de geomecánica.

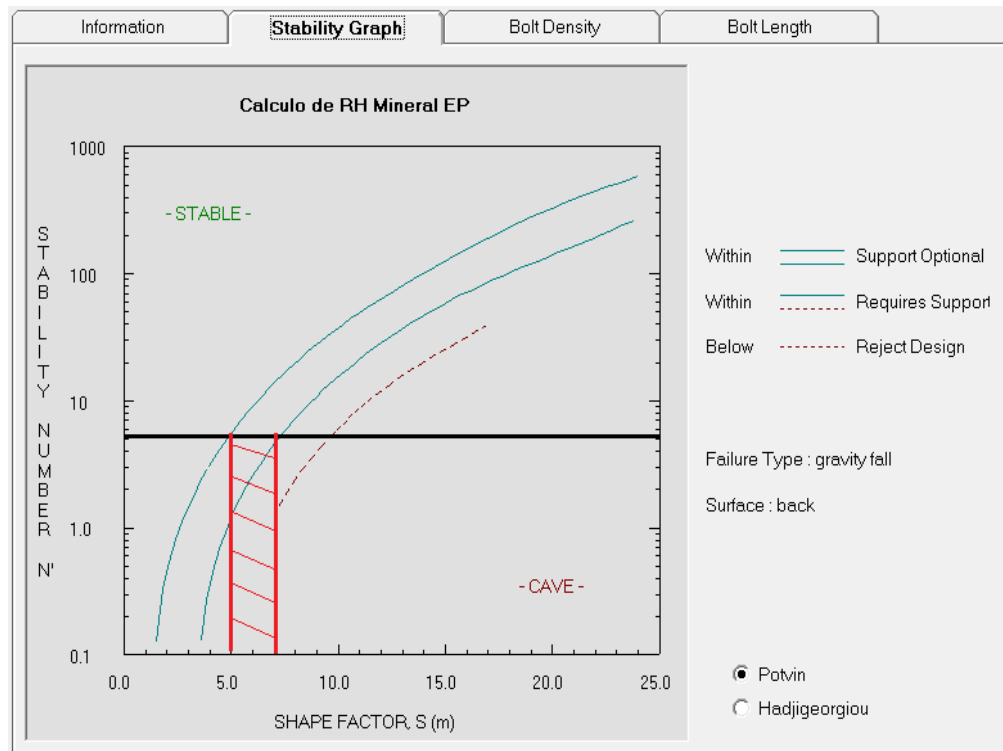


Figura 15 Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7.

Fuente: Área de geomecánica.



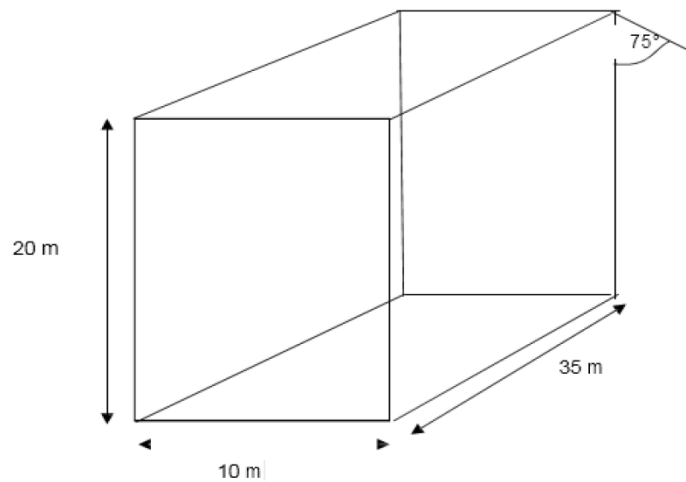


Figura 16 Estabilidad en zonas regular A y B tomando las dimensiones indicadas.

Fuente: Área de geomecánica.

En la Tabla 26 se realizó el radio hidráulico máximo para los tajeos, tanto como en las cajas techo y piso, de igual forma se realizó las evaluaciones para la estructura mineralizada.

Tabla 26 Radio hidráulico máximo por caja.

Tipo de Rocas	Abertura máxima	Tiempo de auto soporte
Caja techo y piso	5 a 7	Para este RH no necesita sostenimiento inmediato
Mineral	5 a 7	Para esta zona necesita sostenimiento al corto plazo

Fuente: Elaboración propia.

### 3.4.7 Modelamiento y Análisis de esfuerzos y deformaciones

Como un complemento a la metodología empírica utilizada, se propone realizar el análisis de esfuerzos y deformaciones a través del software geomecánico Phase 8, que permite ejecutar análisis bidimensionales de elementos finitos para calcular los campos de desplazamientos y los esfuerzos en el entorno de una excavación subterránea, verificando la geometría de las labores y teniendo en cuenta las secuencias de explotación. Los parámetros Geomecánicos requeridos para el modelamiento serán obtenidos a partir de

los ensayos de laboratorio de mecánica de rocas, para este proyecto. El criterio de falla empleado será el criterio Hoek-Brown, que tiene como parámetros  $mb$ ,  $s$  y  $a$ .

Los resultados deberán mostrar factores de seguridad por encima de la unidad, en todas las condiciones de estabilidad simuladas para el método de explotación a aplicar. Sin embargo, al utilizar relleno detrítico, los factores de seguridad deberán incrementarse notablemente.

#### **3.4.7.1 Determinación de estabilidad de los métodos de minado**

Se realizó la elección del método de minado mediante métodos numéricos y empíricos tomando las premisas anteriormente evaluadas tomando en consideración lo siguiente:

- **Método de explotación corte y relleno ascendente.**

Es el minado más tradicional que todos conocemos en la minería. Por lo tanto se consideró una altura de corte máximo de 5.0 metros en tajos. Por el buzamiento pronunciado que dificulta realizar aberturas mayores a 5.0 metros.

El sostenimiento aplicado para este método de explotación es con perno Split set de 5' puntuales o puntales de madera, a un espaciamiento de 1.20 m. de acuerdo a la recomendación geomecánica y la longitud del perno Split set, de acuerdo a los resultados obtenidos el colocado hacia la caja techo, a la caja piso tiene un espaciamiento de 1.50 m.

Ver la Figura 17 al 19, el esquema de modelación respectiva en software, para cada fase de explotación en los tajos de este método de explotación del corte relleno ascendente del proyecto Colqui.

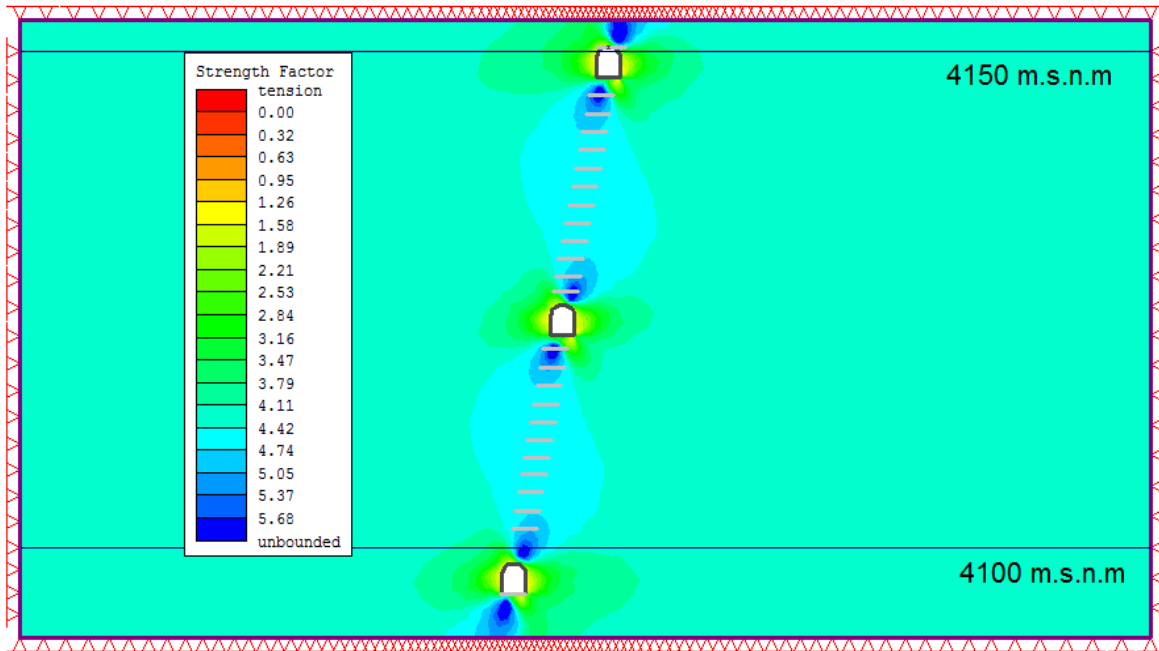


Figura 17 Simulación de Corte y Relleno Ascendente con perturbación de preparación del tajeo.

Fuente: Elaboración propia.

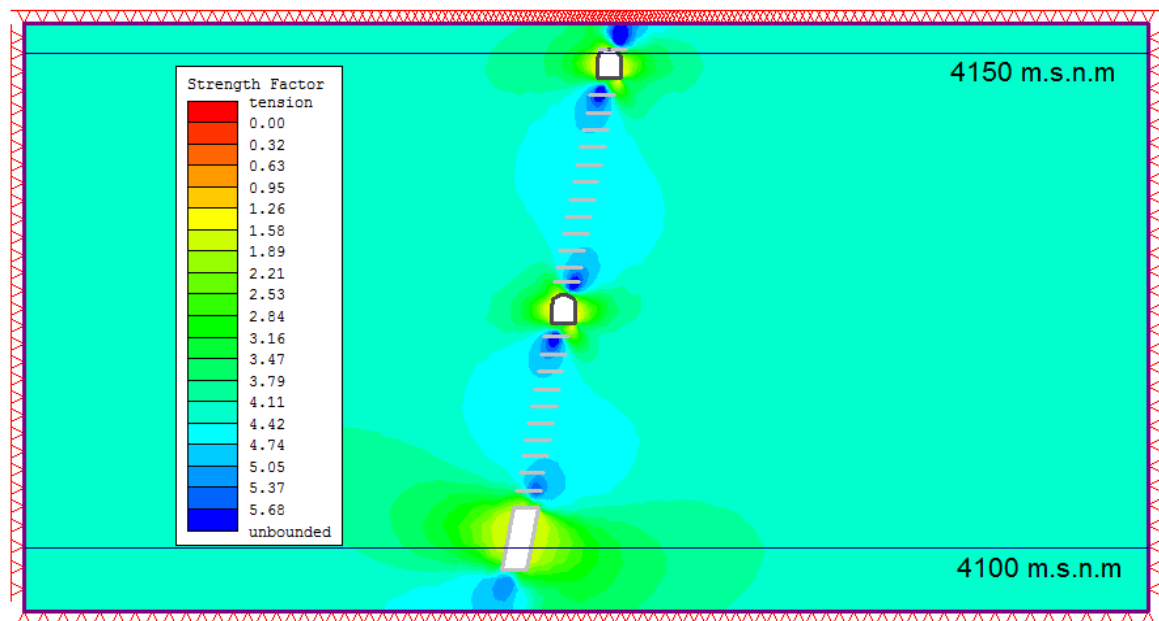


Figura 18 Simulación de altura máxima de corte para que continúe estable.

Fuente: Elaboración propia.

Ver la Figura 19 el esquema de modelación respectiva en software, para la fase con sostenimiento y relleno detrítico del método de explotación del corte relleno ascendente del Proyecto Colqui.

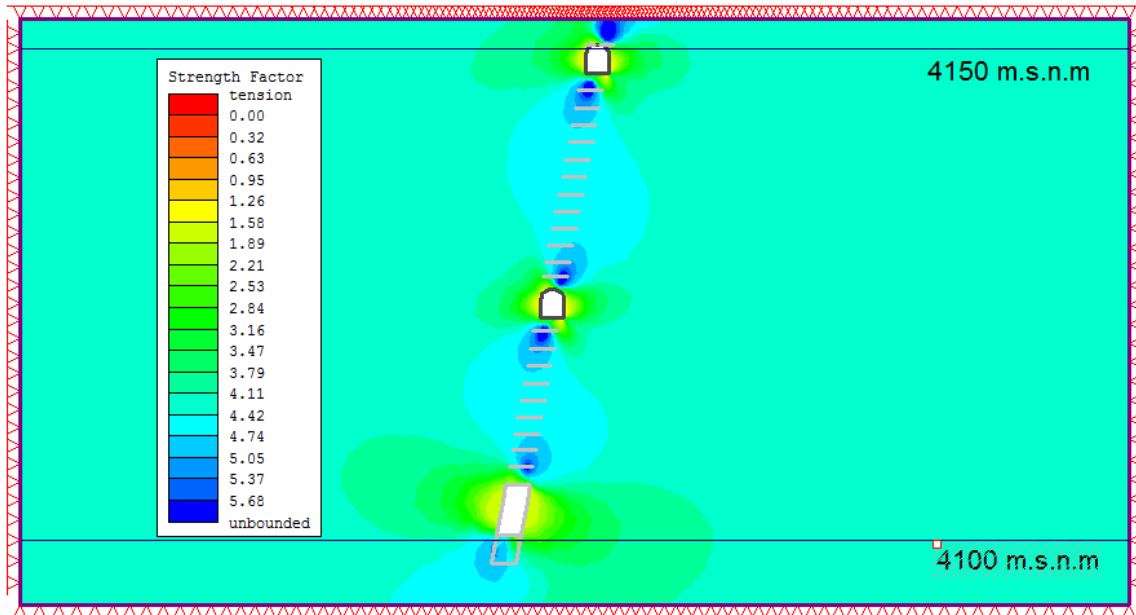


Figura 19 Modelación de relleno y sostenimiento para el Corte y Relleno Ascendente.

Fuente: Elaboración propia

- **Método Explotación Shrinkage Dinámico**

Según el diseño que se realizó se va a tener minados con el método de Shrinkage Dinámico. Por lo tanto se consideró una altura de corte máximo de 5.0 metros en tajos Por el buzamiento pronunciado que dificulta realizar aberturas mayores a 5.0 metros.

El sostenimiento aplicado para este método de explotación es con perno Split set de 5' puntales y puntales de madera, a un espaciamiento de 1.20 m. de acuerdo a la recomendación geomecánica y la longitud del perno Split set, de acuerdo a los resultados obtenidos el colocado hacia la caja techo, a la caja piso tiene un espaciamiento de 1.50 m. Este método utilizara el 70 % del material fragmentado para la continuidad del tajeo hasta comunicar al sub nivel intermedio a 25 metros del primer corte.

Ver la Figura 20 y 21 el esquema de modelación respectiva en software, para cada fase de explotación en los tajos de este método de Shrinkage Dinámico del proyecto Colqui.

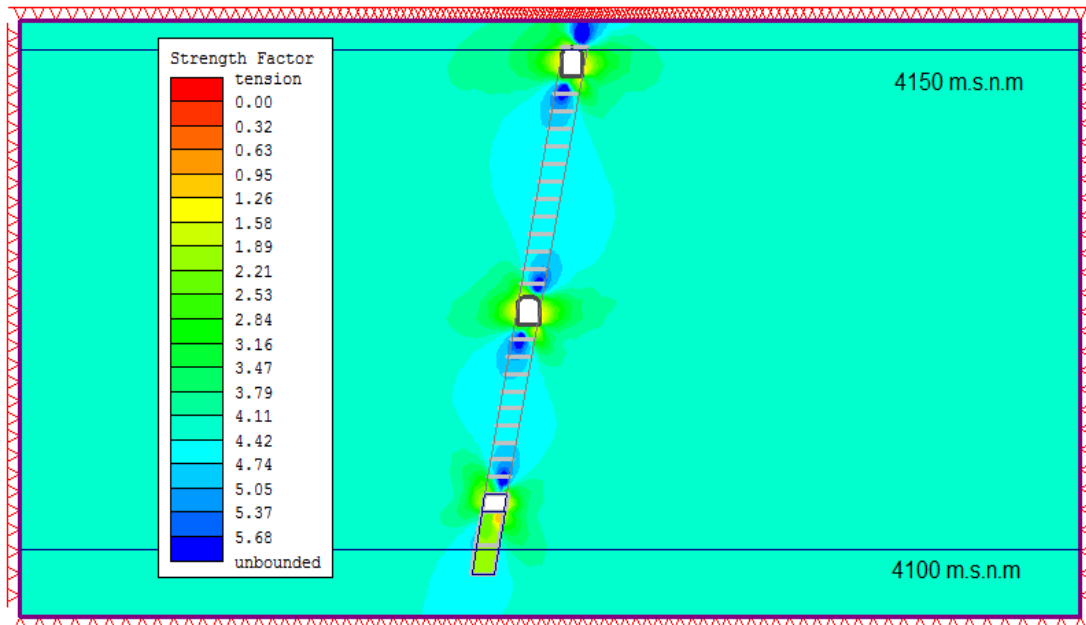


Figura 20 Simulación de Shrinkage Dinámico con perturbación del tajeo con 70% de carga.

Fuente: Elaboración propia.

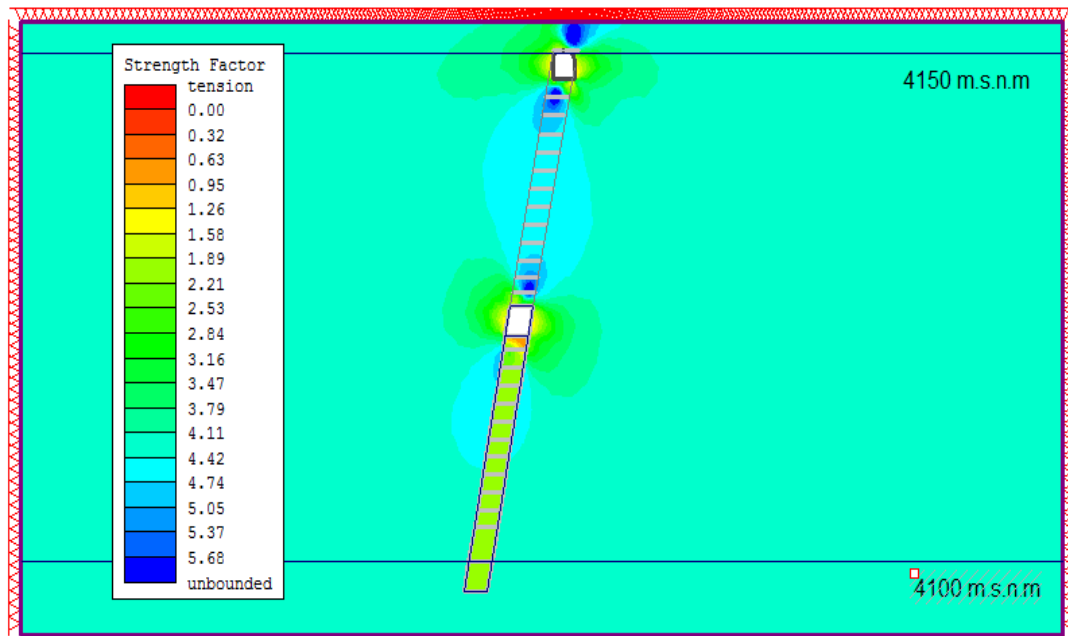


Figura 21 Simulación de Shrinkage Dinámico con perturbación del tajeo a 25 metros con 70% de carga.

Fuente: Elaboración propia.

- **Método explotación Sub Level Ascendente con Relleno**

Según el diseño que se realizó se va a tener minado de Sub Level Ascendente teniendo 04 cortes de 10 metros de nivel a nivel en el bloque del tajo de 50m x 50m.

Para la cual se realizó una secuencia de simulaciones del ciclo de minado para este método de explotación para el Proyecto Colqui. Ver Figura 22, 23, 24, 25 y 26 esquemas de simulación identificando los subniveles de excavación.

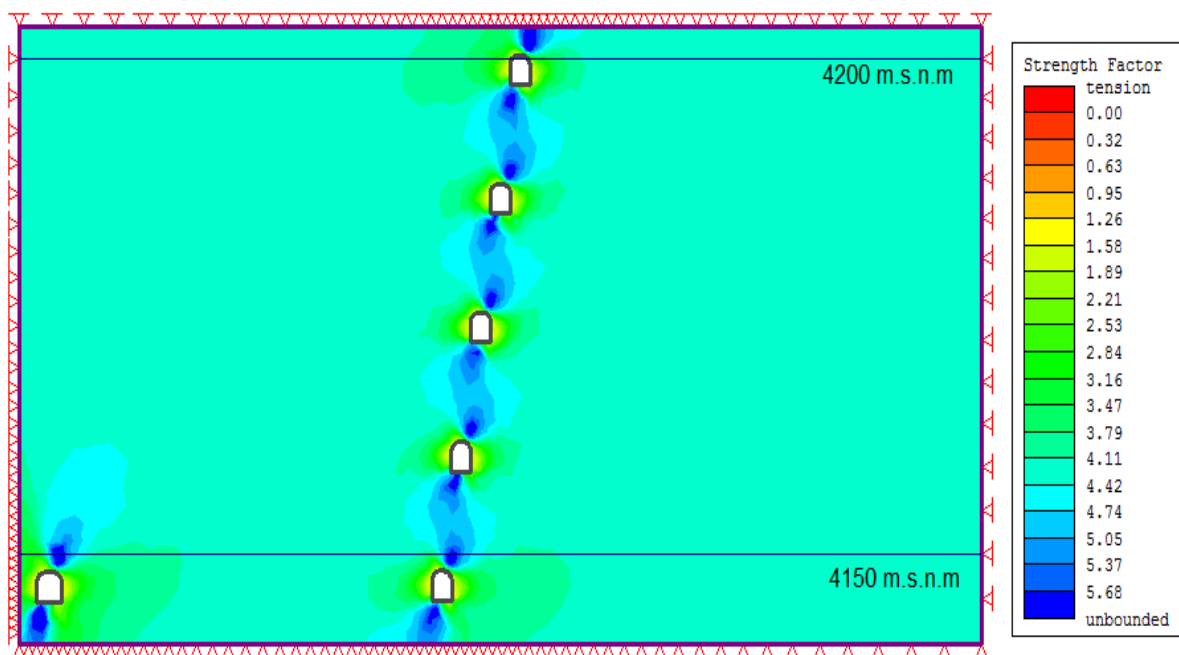


Figura 22 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando la labor de acceso y los sub niveles de excavación.

Fuente: Elaboración propia

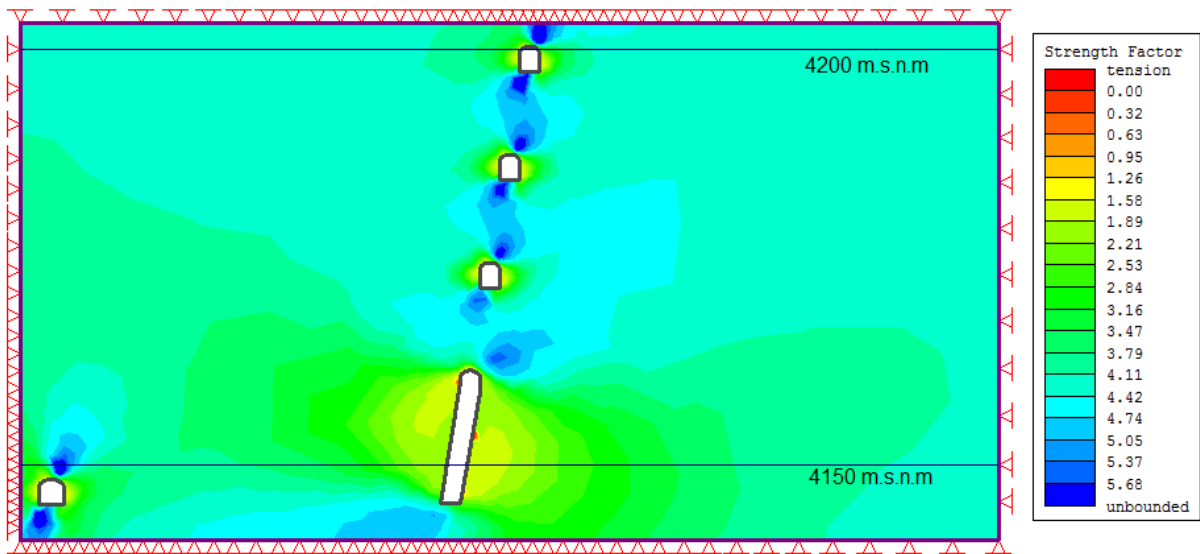


Figura 23 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando el tajeo con 10 m de altura máximo de nivel a nivel que requiere de relleno detrítico para el siguiente corte.

Fuente: Elaboración propia

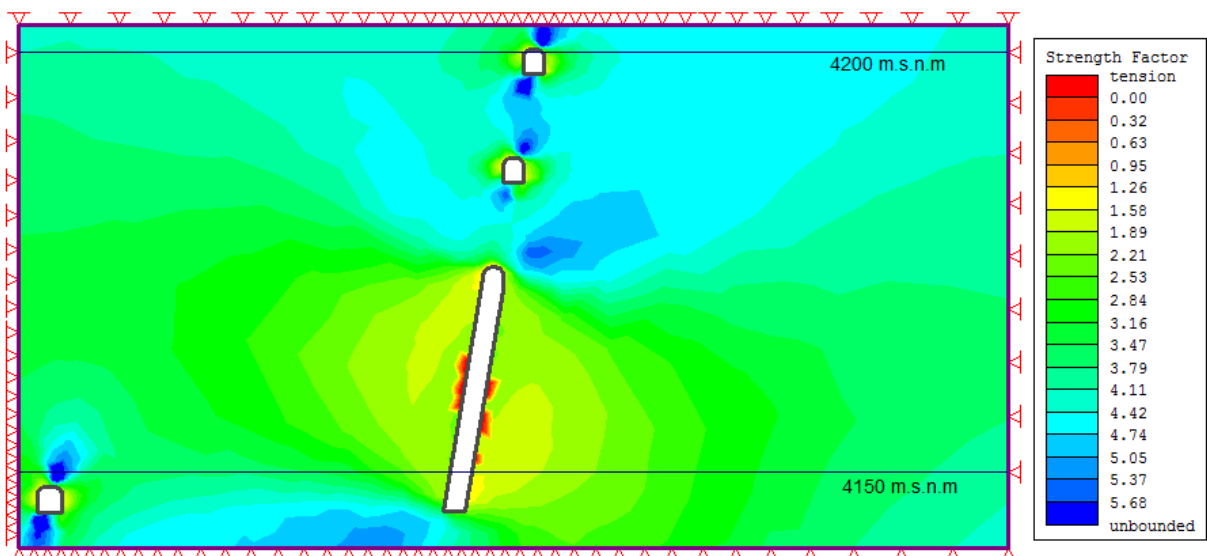


Figura 24 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando el tajeo con 20 m, donde se restringe el tajeo a 10 m por la inestabilidad que presentará la estructura.

Fuente: Elaboración propia.

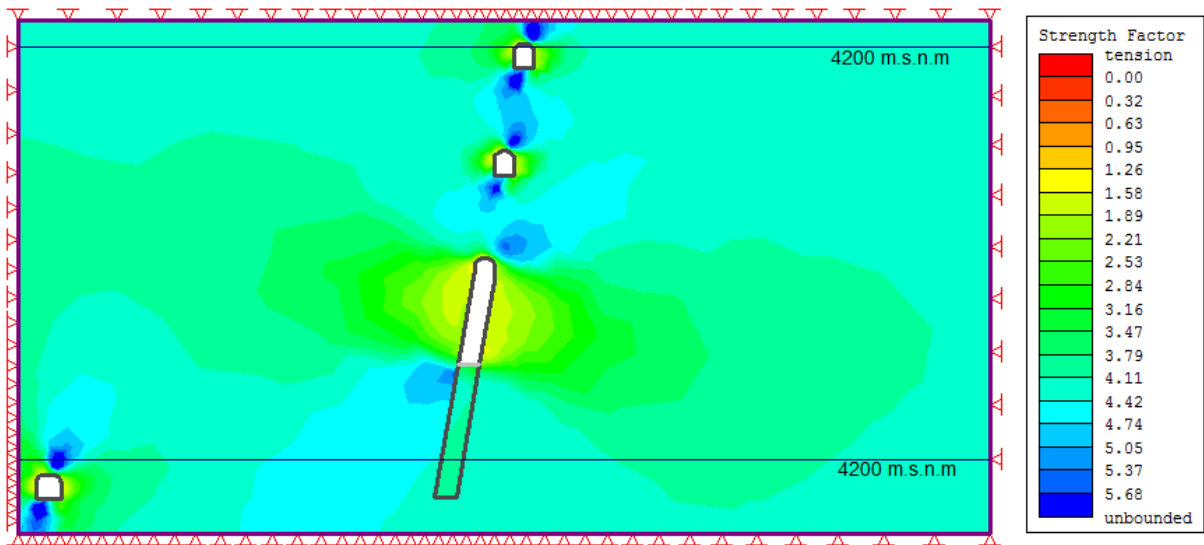


Figura 25 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando el tajeo a 10 m de altura como máximo y el relleno detrítico con el segundo corte.

Fuente: Elaboración propia.

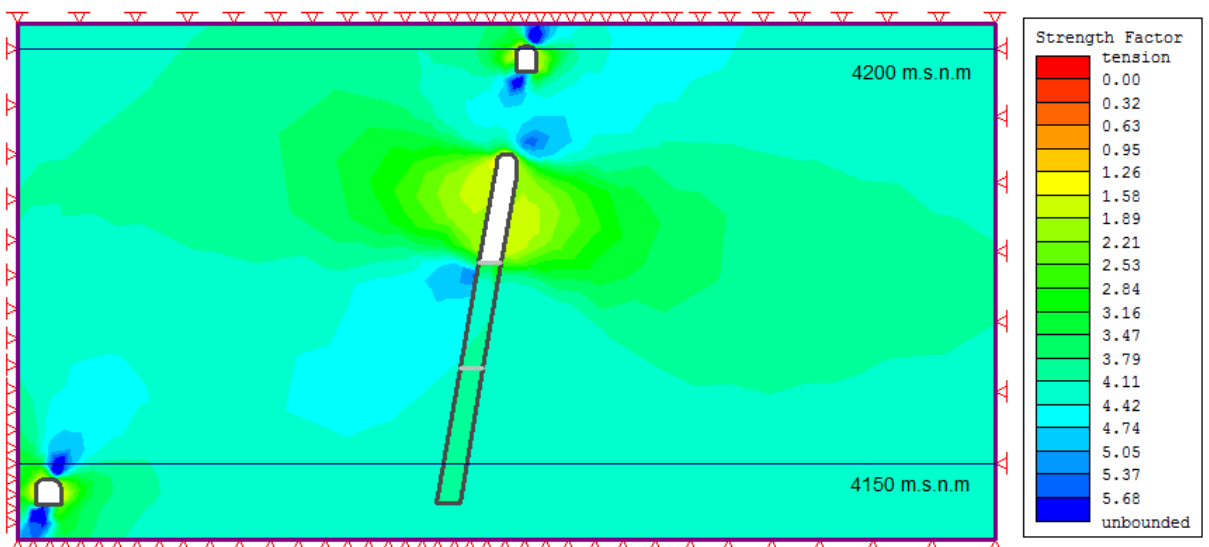


Figura 26 Simulación de Sub Level Ascendente con perturbación identificando el segundo tajeo a 20 m y el relleno detrítico con el tercer corte a 30 m.

Fuente: Elaboración propia.



### **3.5 Selección del Método de Explotación**

La selección del método de minado consta de dos etapas, la primera etapa que se le puede llamar “Factibilidad técnica”, tiene por fin preseleccionar los mejores métodos con respecto a sus parámetros primarios, estos parámetros primarios abarcan: Las características espaciales del depósito, las condiciones geológicas e hidrológicas, y las propiedades geotécnicas.

La segunda etapa que se le puede llamar “factibilidad económica”, tiene por fin hacer una comparación de los parámetros que resultan de la selección del método o de los métodos preseleccionados en la primera etapa, los parámetros que resultan de la selección del método abarcan: Las consideraciones económicas, Los factores tecnológicos, y los aspectos ambientales.

Para la evaluación y selección se ha considerado el modelamiento de las tres zonas mineralizadas que se encuentran en el Anexo 4, Figuras 4.1 y 4.2, las cuales serán evaluadas de acuerdo a los métodos del Anexo 6.

#### **3.5.1 Factibilidad Técnica del Método de Minado**

##### **Parámetros primarios**

Los parámetros primarios de los métodos de minado son: Las características espaciales del depósito, que están conformados por el tamaño del cuerpo mineralizado, forma, ubicación y profundidad; las condiciones geológicas e hidrológicas, que están conformados por la mineralogía y petrografía, composición química, estructuras del depósito, planos de debilidad, aguas subterráneas e hidrología, uniformidad, alteración e intemperismo; y las propiedades geotécnicas, que están conformados por las propiedades elásticas, la conducta plástica o visco elástica, la consolidación, compactación y competencias y las propiedades físicas.

Los parámetros primarios de las vetas principales de la mina Revolución se resumen en la Tabla 27, que a continuación se presenta:

Tabla 27 Parámetros primarios: geometría del yacimiento y aspectos geotécnicos

### Geometría del yacimiento

<b>FORMA</b>	La forma de las vetas Eusebio y Bertha se asemejan más a una forma tabular donde predomina la longitud y la profundidad y se comporta a manera de rosario.
<b>POTENCIA</b>	Los depósitos cuaternarios tipo coluvial y fluvioglacial yacen cubriendo los afloramientos rocosos, estos depósitos en su mayoría tienen un reducido espesor. En profundidad con Presencia de cuarzo lechoso con presencia de oquedades y bandamiento de sulfuros de plomo, zinc, cobre y hierro, además se puede observar algunas disseminaciones de pirita, discontinuidades con relleno de calcita, la vetas en la zona de estudio tiene una potencia de 0.5 a 2.0 m en algunos casos hasta 3.0 m.
<b>BUZAMIENTO</b>	El alineamiento de las vetas corresponde al patrón estructural dominante Norte Oeste y Sur Este con buzamientos de 70° a 85°, con un promedio en la zona de estudio de 78°.
<b>TAMAÑO</b>	Los recursos probados aproximados en el Proyecto Colqui llegan al orden de 452,832 TM.
<b>REGULARIDAD</b>	La estructura mineralizada es poco irregular, sobre el rumbo y sobre el buzamiento.
<b>PROFUNDIDAD</b>	Se encuentra entre los 100 m a 300 m de profundidad.
<b>DISTRIBUCION LEYES</b>	La estructura mineralizada está conformada por una estructuras regular de vetas principales en forma de sigmoides y disseminación de mineral a los lados de esta, donde el halo de disseminación no es más de 3.5 m y las leyes tienen concentraciones en algunos puntos de la estructura.

### Aspectos Geotécnicos

<b>RESISTENCIA CAJA TECHO</b>	La resistencia a la compresión simple de la roca de la caja techo alcanza los valores de 172 Mpa
<b>RESISTENCIA MINERAL</b>	La resistencia a la compresión simple del mineral alcanza los valores de 150 Mpa
<b>RESISTENCIA CAJA PISO</b>	La resistencia a la compresión simple de la roca de la caja piso alcanza los valores de 170 Mpa
<b>DISCONTINUIDADES CAJA TECHO</b>	Pocas discontinuidades, de 1 a 2 por metro, rugosas, ligera alteración, relleno duro
<b>DISCONTINUIDADES MINERAL</b>	Pocas discontinuidades, de 3 a 4 por metro, moderadamente rugosas, ligera alteración, relleno duro
<b>DISCONTINUIDADES CAJA PISO</b>	Pocas discontinuidades, de 2 a 3 por metro, moderadamente rugosas, ligera alteración, relleno duro
<b>RQD CAJA TECHO</b>	95
<b>RQD MINERAL</b>	85
<b>RQD CAJA PISO</b>	96
<b>CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA</b>	Poca o casi nula presencia de agua

Fuente: Elaboración propia

Como referencia ver Anexo 6.6 Métodos de Minado Subterráneo.

El análisis de estos parámetros se realizará con los siguientes métodos:

### 3.5.2 Sistema de Boshkov y Wright

De acuerdo a este método y considerando los parámetros primarios del yacimiento se tienen los siguientes resultados:

Tabla 28 Selección de Métodos de Explotación según el Sistema de Boshkov y Wright

Sistema de Boshkov y Wright				
Type of ore Body	Dip	Strength of ore	Strength of Walls	Commonly Applied Methods of Mining
Narrow veins (widths up to economic length of stull)	Steep	Strong	Strong	Open stopes
				<b>Shrinkage stopes</b>
				<b>Cut-and-fill stopes</b>
Wide veins	Steep	Strong	Strong	Open underhand stopes
				Underground glory hole
				<b>Shrinkage stopes</b>
				<b>Sublevel stoping</b>
				<b>Cut-and-fill stopes</b>
				Combined methods

Fuente: Elaboración propia

En la selección obtenida se rige en función a la potencia e inclinación del cuerpo mineralizado, y en la resistencia del macizo rocoso. Ver Anexo 6.2.

### 3.5.3 Sistema de Hartman

De acuerdo a este método y considerando los parámetros primarios del yacimiento se tienen los siguientes resultados:

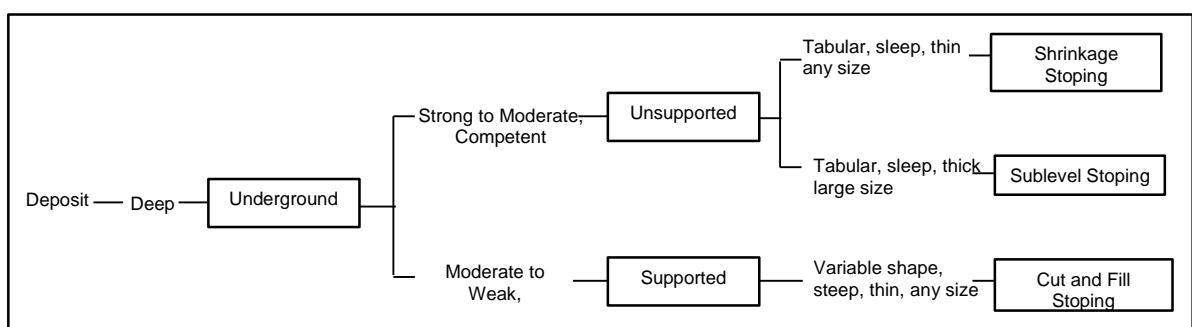


Figura 27 Selección de Métodos de Explotación según el Sistema de Hartman

Fuente: Elaboración propia

En la selección obtenida se rige en función a la considera la geometría del yacimiento y las características geomecánicas del macizo rocoso donde se emplaza la zona mineralizada. Ver Anexo 6.3.

#### **3.5.4 Sistema de Morrison**

De acuerdo a este método y considerando los parámetros primarios del yacimiento se tienen los siguientes resultados:

Los métodos de Shrinkage Stopping y Sublevel Stopping en el Grupo A de sostenimiento por pilares rígidos de yacimiento con potencia de mineral anchos y estrechos con acumulación de energía de deformación controlada.

En la selección obtenida se rige en función a la potencia del cuerpo mineralizado, tipo de soporte y acumulación de energía de deformación. Ver Anexo 6.4.

#### **3.5.5 Sistema de Nicholas**

El análisis de los parámetros primarios se realizó con el método numérico de Nicholas, para esto se realizara una clasificación de los parámetros antes mencionados de acuerdo a como lo expone el método numérico de Nicholas. Ver Anexo 6.5, esta clasificación se presenta en la tabla que a continuación se presenta en la Tabla 29.

Tabla 29 Parámetros del Yacimiento del Proyecto Colqui según el método numérico de Nicholas: Geometría distribución de leyes y características geomecánicas.

**GEOMETRIA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES**

**FORMA**

Equidimensional o Masivo:	
Tabular:	X
Irregular:	

**POTENCIAL DEL MINERAL**

Estrecho (<10m)	X
Intermedio (10 - 30 m)	
Potente (30 a 100 m)	
Muy potente (> 100 m)	

**INCLINACION**

Echada (<20°)	
Intermedio (20°-55°)	
Inclinado (>55°)	X

**PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE**

Pequeña (<150m)	X
Intermedia (150 m - 600 m)	
Alta (>600m)	

**DISTRIBUCION DE LEYES**

Uniforme	
Gradual o Diseminado	X
Errático	

**CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS**

**RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA**

	CAJA TECHO	MINERAL	CAJA PISO
Pequeño (<8 Mpa)			
Media (8 Mpa - 15 Mpa)			
Alta (> 15 Mpa)	X	X	X

**ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS**

	Fractura/m	RQD(%)			
Muy pequeño	>16	0 - 20			
Pequeño	10 - 16	20 - 40			
Grande	3 - 10	40 - 70	X	X	X
Muy Grande	3	70 - 100			

**RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES**

Pequeña			
Media	X	X	X
Grande			

Fuente: Elaboración propia

Al realizar el análisis de los parámetros primarios con el método numérico de Nicholas, obtenemos tres métodos de minado que se adecuan a los parámetros primarios (espaciales, geológicos y geomecánicos), todos estos con diferentes valores pero muy cercanos.

Estos tres métodos de minado se consideran factibles técnicamente. El resultado resumido de este análisis se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 30 Resultados según el método numérico de Nicholas para la Aplicación de los Métodos de Explotación en el Yacimiento del Proyecto Colqui

GEOMETRIA Y DISTRIBUCION LEYES	CARACTERISTICAS	Mining Method		
		Cut and Fill Stopping	Shrinkage Stopping	Sub level Stopping
Forma	Tabular	4	2	2
Potencia del mineral	Estrecha	4	1	1
Inclinación	Vertical	4	4	4
Distribución de leyes	Gradual	3	2	3
Profundidad	Pequeña	0	0	0
		<b>15</b>	<b>9</b>	<b>10</b>

GEOMECANICA	CARACTERISTICAS	Mining Method		
		Cut and Fill Stopping	Shrinkage Stopping	Sub level Stopping
<b>Zona Mineral</b>				
Resistencia matriz rocosa	Alta	2	4	4
Espaciamiento fracturas	Grande	2	3	1
Resistencia discontinuidades	Media	3	2	2
<b>Zona Caja Techo</b>				
Resistencia matriz rocosa	Alta	2	1	4
Espaciamiento fracturas	Grande	2	3	1
Resistencia discontinuidades	Media	3	2	2
<b>Zona Caja Piso</b>				
Resistencia matriz rocosa	Alta	2	3	4
Espaciamiento fracturas	Grande	2	3	2
Resistencia discontinuidades	Media	4	2	1
		<b>22</b>	<b>23</b>	<b>21</b>
	<b>Total</b>	<b>37</b>	<b>32</b>	<b>31</b>

Fuente: Elaboración propia

Para estos tres métodos de minado se analizaran los parámetros que resultan de la selección del método, es decir estos tres métodos de minado pasarán a la factibilidad económica.

### 3.6 Métodos de Explotación Seleccionados para la Mina Revolución

El método de explotación utilizado en la mina Revolución, es el circado con corte y relleno ascendente convencional, para la explotación de los recursos minerales de la vetas y en función a las características geológicas de las estructuras mineralizadas, además de la caracterización geomecánica, expuesta en detalle en el apartado anterior; por estos factores es que se ha seleccionado los siguientes métodos de minado, los cuales se implementarían progresivamente hasta alcanzar el mayor ritmo de producción. Ver como referencia Anexo 6.11.

- Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado.
- Shrinkage Dinámico.
- Subniveles Stoping Ascendentes.

Las características principales de los métodos de minado seleccionados se detallan en la Tabla 31.

Tabla 31 Métodos de explotación para su aplicación en el Proyecto Colqui.

Método de minado	Dimensiones de Block		
	Ancho (m)	Altura (m)	Longitud (m)
Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado.	<=2	1.52	50
Shrinkage Dinámico.	2	2.4	50
Sublevel Stoping Ascendente.	2	10	50

Fuente: Elaboración propia

#### 3.6.1 Corte y Relleno ascendente Semimecanizado

El método se ha seleccionado para aplicar a las zonas de la estructura mineralizada que presentan potencias que varían entre 50 cm hasta 2.0 m con una diseminación hasta 3.5 m, la perforación se realiza con máquinas perforadoras *jackleg* o *stoppers*, en *breasting* o realce, y la limpieza se realiza con *microscopes* de 0.75 yd<sup>3</sup> o *scoops* de 2.5 yd<sup>3</sup> dependiendo de la potencia de la veta.

En la preparación de la explotación las distancias de acarreo y de las ventanas menores debido a la menor dimensión del equipo de acarreo. El mineral se

transporta desde los echaderos con dumpers y luego con volquetes hacia la tolva en superficie y cancha de mineral.

La ejecución de una rampa operativa permitirá dinamizar el método de explotación, de la misma se genera cruceros hacia la estructura y se corre la galería a lo largo del rumbo de la veta y por la longitud del tajo, luego se inicia el proceso de explotación cuya perforación se realiza con máquinas jack leg y la limpieza por intermedio scooptram (1.5 yd<sup>3</sup>) hacia los ore pass, el proceso de relleno se realiza con desmante usando el mismo equipo. Ver Anexo 8.1, 8.4, 8.5 8.6, 8.7 y 8.8.

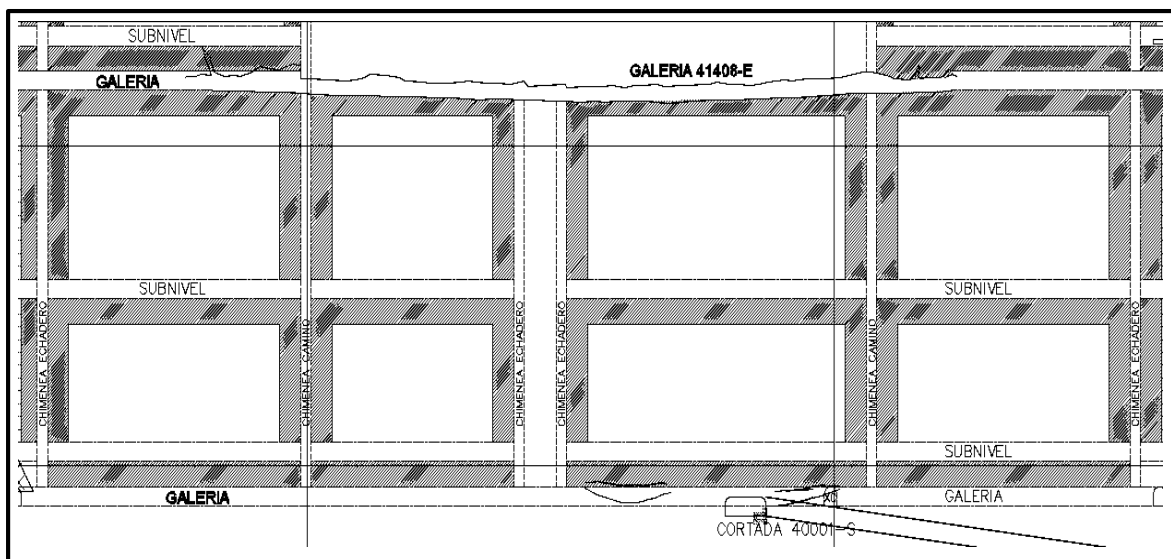


Figura 28 Método Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado en la Zona del Nivel 0 y Nivel 50 en Veta Eusebio.

Fuente: Elaboración propia

### 3.6.1.1 Operaciones Unitarias del Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado

Las fases del ciclo de minado son: Relleno - desatado- perforación – voladura –desatado–limpieza.

#### A) Relleno

El relleno es el primer elemento de sostenimiento del método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado. En la mina Revolución se emplean dos tipos de relleno:



- Relleno Detrítico en las Zonas del Nivel 0, Nivel 50 y parte del Nivel 100.
- Se tiene proyectado el Relleno Hidráulico en la Zona Baja de la mina (niveles inferiores al Nivel 100). El relleno hidráulico será bombeado de la Planta de Relleno Hidráulico (ubicada próximo a la Planta Concentradora) con 1 bombas Mars de 673 GPM, a través de una tubería metálica de 8" Ø, con un porcentaje de sólidos de 60%.

### **B) Desatado de rocas**

Por la magnitud de las labores, se utiliza baratillas de aluminio para realizar el desatado de las rocas suspendidas, esta actividad es previa a la perforación de taladros. La altura del techo tanto para el desatado de rocas y la perforación es de 2 a 3 metros.

### **C) Perforación**

La perforación de taladros en los tajeos de producción se realiza en realce, con stoper con barras de 4 y 6 Pies de longitud y 33 mm de diámetro de la broca, manteniendo la inclinación respecto al buzamiento y la inclinación por ángulo de rotura.

Equipo de Perforación: Jackless y stoper.

Parámetros de Perforación:

- Malla de perforación : 1.80 x 1.30 m
- Longitud de perforación : 1.65 m / taladro
- Diseño perforación : Realce (inclinación respecto a buzamiento y ángulo de rotura)
- Ángulo de rotura : 75°
- Ángulo por buzamiento : (75° – 85°)
- Altura de corte : 1.52 m.
- Rotura por taladro : 0.97 TM/tal.
- Tonelaje perforado : 2.1 TM/h

- Tonelaje por metro : 1.6 TM/m-perforado

#### **D) Voladura**

Los taladros son cargados manteniendo la salida en “V”, a fin de utilizar la energía de proyección para lograr mejor fragmentación. El factor de potencia promedio en tajeos es de 0.5 Kg/TM.

Explosivos : Dimanita Semaxa al 75% al 7/8" x 7".

: Dimanita Semaxa al 80% al 7/8" x 7".

: Carmex – Mecha armada.

: Mecha Rápida.

#### **E) Limpieza**

Nuestro sistema actual “Trackless” es muy versátil operativamente, pero requiere de una atención constante en lo que se refiere al mantenimiento de vías, el deterioro del mismo afecta directamente al rendimiento de los equipos, vida útil de llantas de mini dumper y scoops, disponibilidad mecánica de los equipos y productividad.

Equipos:

En la Zona del Nivel 100, el mineral proveniente de las labores, se acarrea a los echaderos mediante Mini Dumper de 3 TM y Scooptram de 2.5 yd<sup>3</sup>.

En la Zona del Nivel 50, el mineral de las labores son transportadas mediante Mini Dumper de 3 TM y Scooptram de 2.5 yd<sup>3</sup>, para luego ser acumulado en el echadero principal próximo a la boca mina del Nivel 50.

Características Técnicas del Carguío:

- Densidad del mineral roto : 3.0 TM/m<sup>3</sup>.

- Factor de carguío : 0.85.

- Factor de esponjamiento : 40 %.

- Distancia de acarreo : 100 – 200 m.

- Producción por guardia : Scooptram: 40 - 50 TM/día.

: Mini Dumper : 50 TM/día.

## 1. Perforación

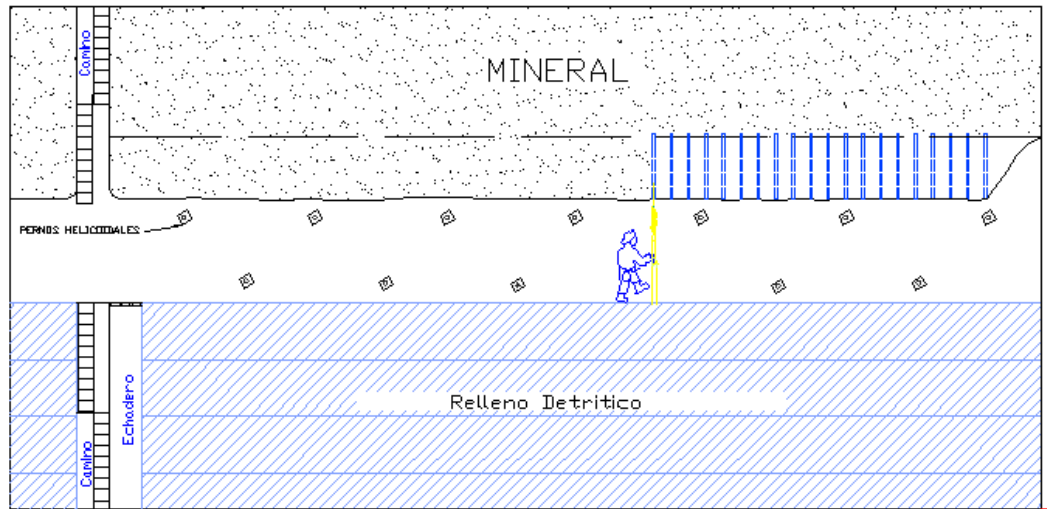


Figura 29 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado – Perforación

Fuente: Elaboración propia

## 2. Carguío y Voladura

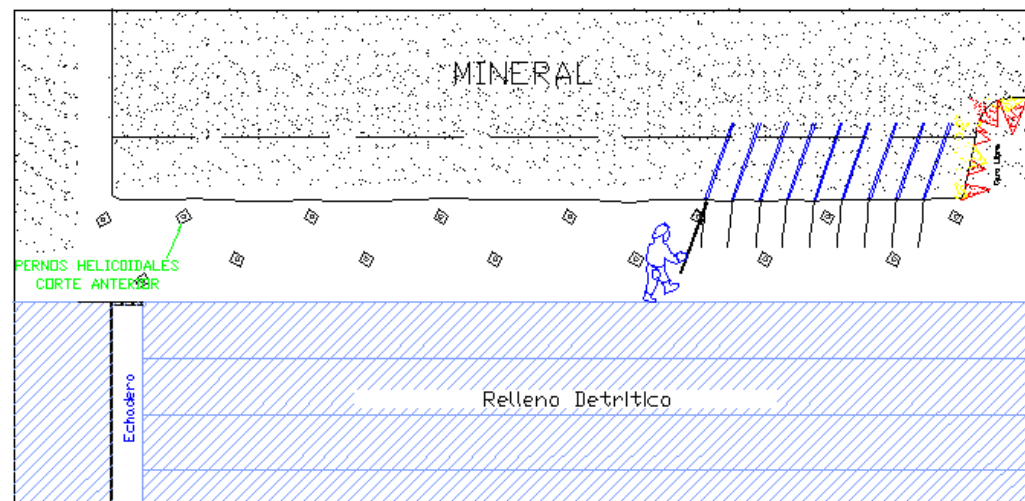


Figura 30 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado – Carguío y Voladura

Fuente: Elaboración propia

### 3. Sostenimiento

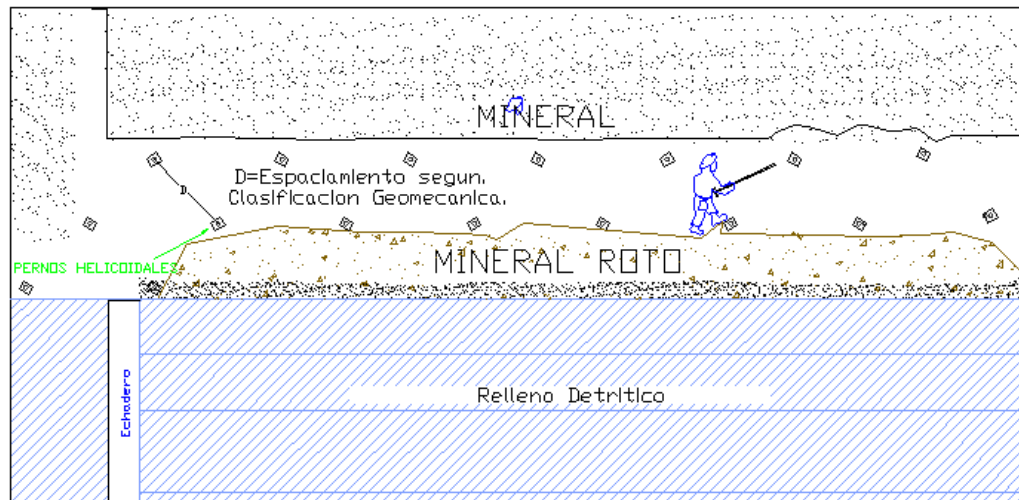


Figura 31 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado Sostenimiento.

Fuente: Elaboración propia

### 4. Limpieza



Figura 32 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado – Limpieza.

Fuente: Elaboración propia.

## 5. Sostenimiento y Limpieza

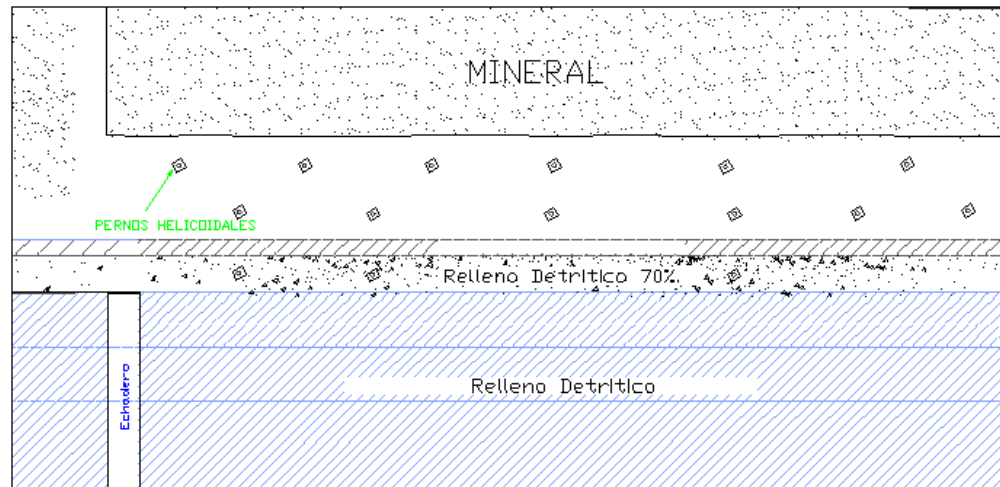


Figura 33 Ciclo de Minado en Corte y Relleno Semimecanizado – Perforación Sostenimiento y Limpieza.

Fuente: Elaboración propia.

Ventajas del método:

- Alto grado de flexibilidad para minar zonas de potencia variable.
- Alta recuperación de minado y alto control de la dilución.
- Aplicable en condiciones de rocas pobres.

### 3.6.2 Shrinkage Dinámico Semimecanizado

Este método se ejecutará en las zonas de la operación progresivamente, en donde la explotación se realiza en vetas angostas con más de 70° a 85° grados de buzamiento. En este método se consideran puentes y Box Holes ó Draw Point para el carguío de mineral. Para aplicar este método se comienza a partir de una galería en la zona inferior del frente de tajeo, se define el cubo de explotación y las caras libres, además ya que se realizarán tajeos amplios y se dejarán pocos pilares verticales o puentes, se dispondrá de un plan de relleno posterior, con desmonte de las labores superiores en las bóvedas del block explotado, para asegurar que la estabilidad de la estructura del techo y piso no se muerda al término de estos tajeos; estas labores deberán ser clausuradas definitivamente. Ver Figura 34 y Ver Anexo 8.1, 8.4, 8.5 8.6, 8.7 y 8.8.

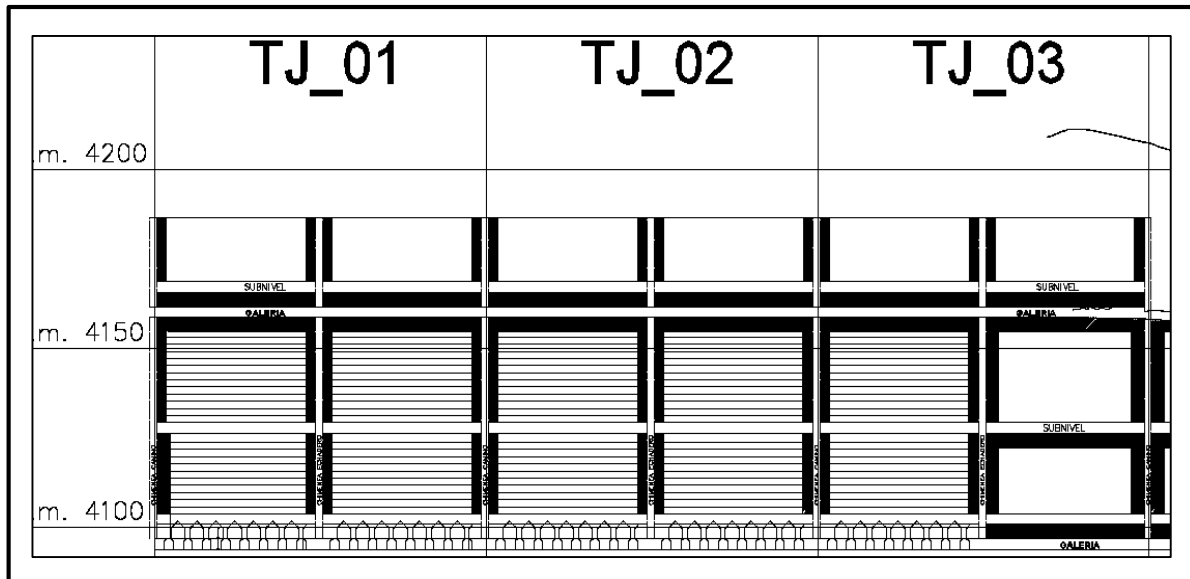


Figura 34 Block de 50 x 50 para el método de Shrinkage Dinámico.

Fuente: Elaboración propia.

- Se prepara bloques de desarrollo y preparación de 50 m. de longitud delimitados por chimeneas. En altura la separación entre nivel y nivel va a 20 m.

Delimitando el tajeo, se corre un subnivel y se procede a iniciar chimeneas cortas con un ángulo de  $45^\circ$  a partir del segundo disparo, con la finalidad de facilitar que el mineral caiga a la tolva. La separación de las chimeneas de eje a eje es de 5 metros.

- El realce de mineral se realiza levantando el techo en forma horizontal a todo lo largo del tajeo. De todo el mineral roto sólo se extrae el 40% por los buzones, produciendo un hundimiento hasta una altura que permita realizar el nuevo corte. A medida que se va cortando mineral, se comunican ventanas a las chimeneas para ingreso del personal y servicios. Estas ventanas están separadas cada 4 m en vertical, dejando pilares laterales hacia la chimenea.



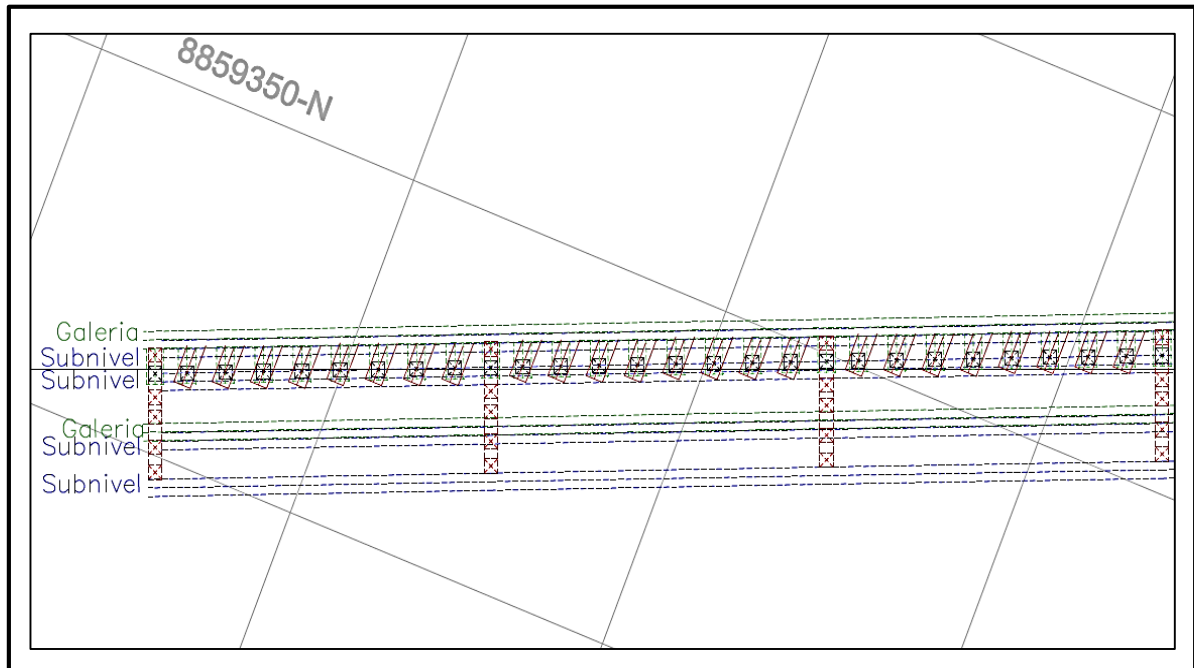


Figura 36 Vista en Planta del Método Shrinkage Dinámico.

Fuente: Elaboración propia.

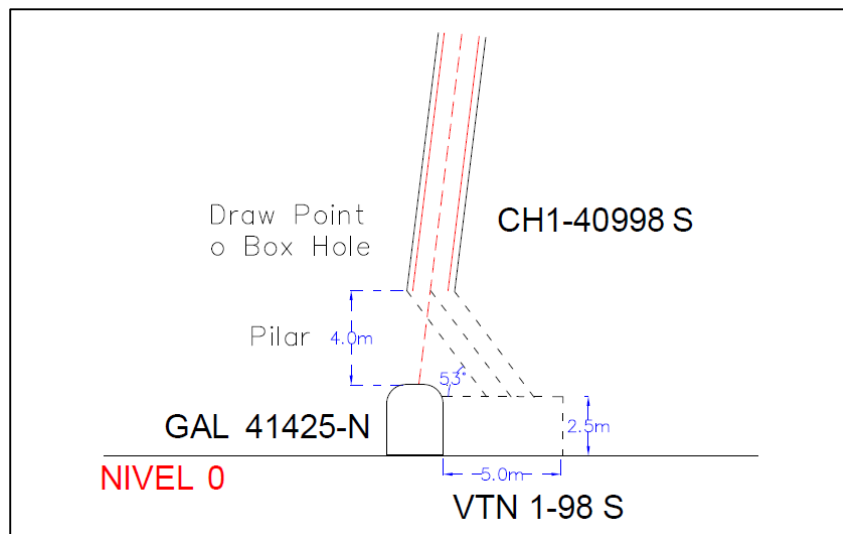


Figura 37 Apertura de chimeneas para los Draw Point o Boxs Holes.

Fuente: Elaboración propia.



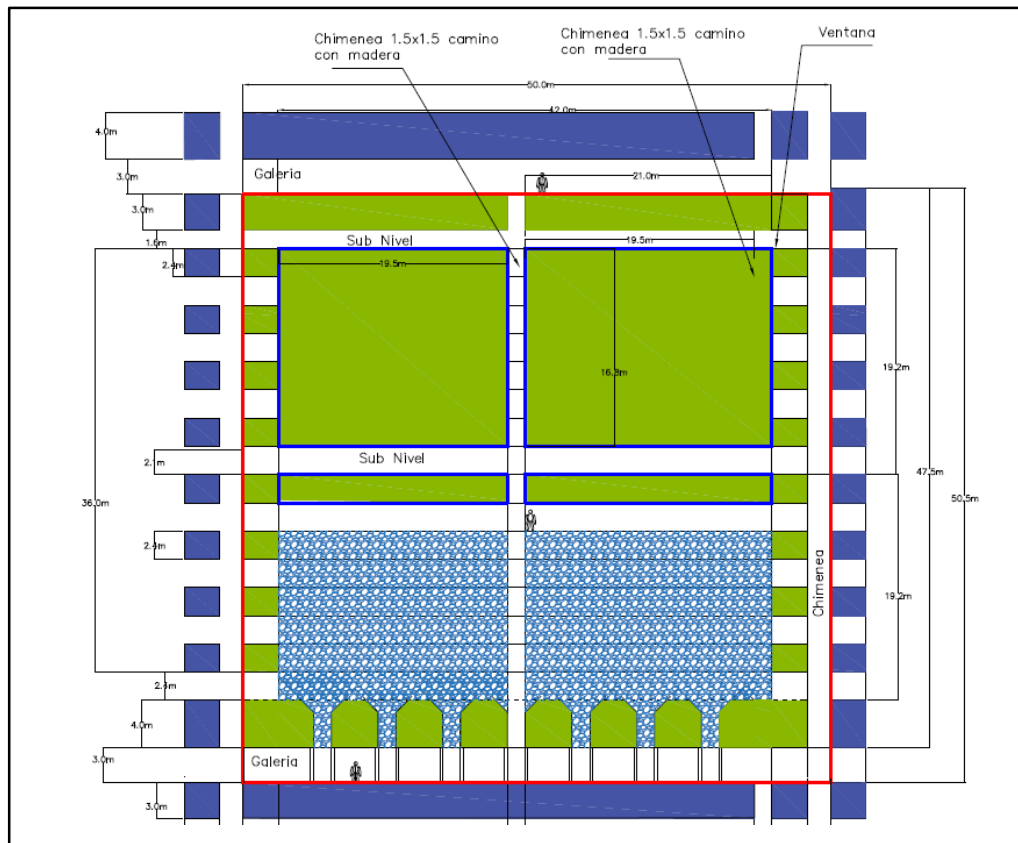


Figura 38 Frente de explotación con el método de Shrinkage Dinámico en Explotación.

Fuente: Elaboración propia.

### 3.6.2.1 Operaciones Unitarias – Shrinkage Dinámico

Las fases de ciclo de minado son: Perforación, Voladura, Extracción de mineral (exceso), Acondicionamiento de piso, Acarreo y Enmaderado (camino).

#### A) Perforación:

Será del tipo realce con stoper y barras de 4, 6 y 8 pies con un rendimiento de 45 tal por guardia.

#### B) Voladura:

Los taladros son cargados manteniendo la salida en “V”, a fin de utilizar la energía de proyección para lograr mejor fragmentación. El factor de potencia promedio en tajeos es de 0.6 Kg/TM.

Explosivos : Dimanita Semaxa al 75% al 7/8" x 7".  
: Dimanita Semaxa al 80% al 7/8" x 7".  
: Carmex – Mecha armada.  
: Mecha Rapida.

**C) Limpieza:**

La limpieza es por gravedad, extrayendo el mineral esponjado por la voladura del 30% se realizara por las ventanas de extracción con scoop de 2.5 yd<sup>3</sup>, con la finalidad de dejar altura para la perforación del siguiente corte.

**D) Desatado:**

Luego de cada voladura y al inicio de cada guardia, se realiza con las barras de aluminio de 6 y 8 pies.

**E) Acondicionamiento de piso:**

El acondicionamiento de realizará manualmente hasta nivelar el piso para el siguiente corte.

**F) Sostenimiento:**

Este método de explotación requiere que el mineral y las cajas sean competentes por lo cual actuaran como auto soporte, en caso se requiera se utilizara puntales de madera y split set de 6 pies de manera puntual.

**3.6.3 Método de Explotación Sub Level Stopping**

Por las condiciones geomecánicas de las vetas del Proyecto Colqui, se propone aplicar el método de Sub Level Stopping, en las zonas donde el buzamiento es mayor a 70° y RMR mayor a 60, el cual es preponderante para mantener la estabilidad de los tajeos y el cálculo del burden, espaciado y formas de carguío de explosivos para las voladuras.

Se requiere de alta precisión durante el proceso de perforación y en el diseño de las mallas. Para cumplir los objetivos trazados para los próximos años en

cuanto a seguridad, producción y productividad se requiere optar en implementar del método Sub Level Stopping, el cual desde un punto de vista de la seguridad es minimizar el nivel del riesgo asociado al desprendimiento de rocas por falta de desatado, con la aplicación del Sub Level Stopping el desatado de rocas se aplicará de manera puntual (luego de las voladuras en la ventanas de acceso solamente). Así mismo aprovechar los recursos (equipo Mini Jumbo Neumático) para mejorar el tiempo de ejecución de proyectos de profundización, mediante la construcción de chimeneas mecanizadas hasta 15 m. de altura en zonas donde las necesidades de ventilación y chimeneas de servicio lo requieran. Ver Anexo 8.2 y 8.3.

El método de explotación de Sub Level Stopping, es un método seguro (no se ingresará a los tajos, en el momento de la extracción se realizará con scooptram a control remoto), lo cual se traduce en un método masivo y de alta productividad. El esquema siguiente es el propuesto para el estándar de preparación y explotación mediante taladros largos.

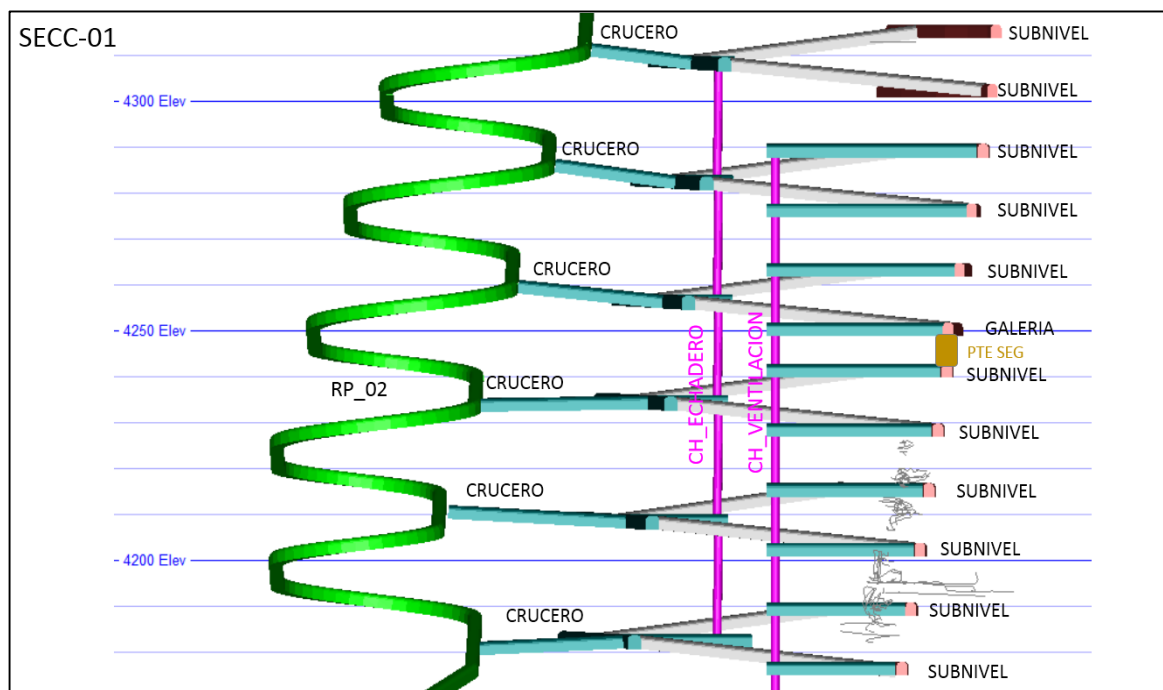


Figura 39 Diseño del Método de Explotación Sub Level Stopping para El Nivel 50 y Nivel 100.

Fuente: Elaboración propia.

El método de explotación de Sub Level Stopping es aplicable a cuerpos y también a la explotación de vetas angostas.

En la mina Revolución, las reservas de mineral cubicadas están consideradas como ancho de explotación a 2.0 m, la aplicación del método propuesto podría ampliarse a estructuras mineralizadas de 2m a 3.5 m, principalmente en áreas de alto grado de diseminación cuyo buzamiento del manto es pronunciado ( $> 70^\circ$ ), RMR  $> 65$  y concentraciones de buena calidad de mineral en anchos mayores a 2m.

La aplicabilidad del método de explotación Sub Level Stopping se sustenta en las características geomecánicas favorables de las vetas del Proyecto Colqui.

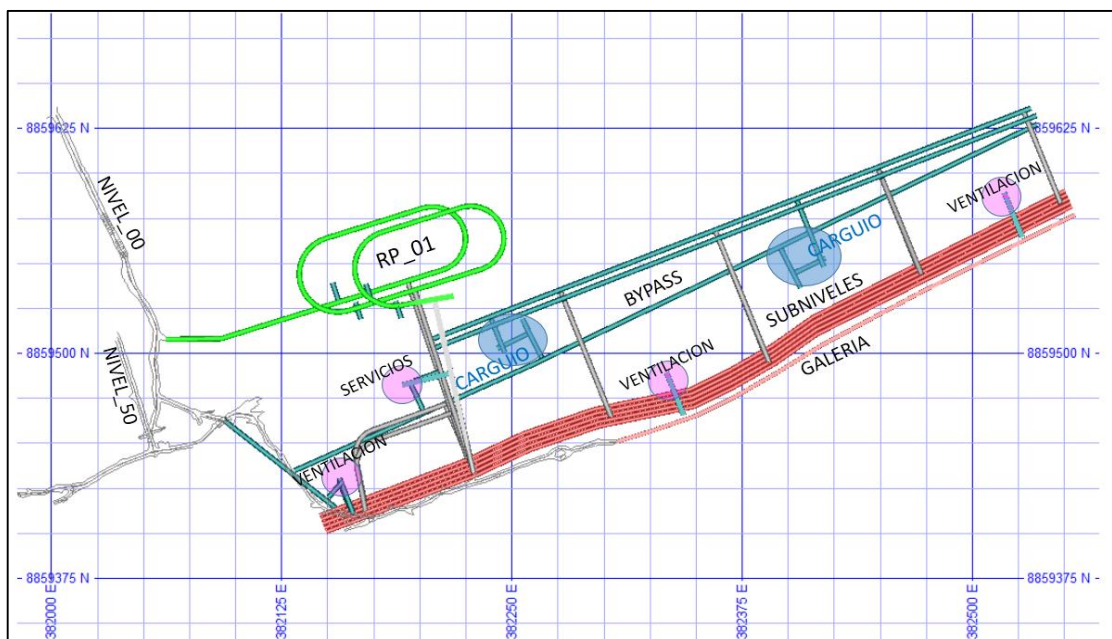


Figura 40 Diseño del Método de Explotación Sub Level Stopping en el Nivel 0 y Nivel 50.

Fuente: Elaboración propia.

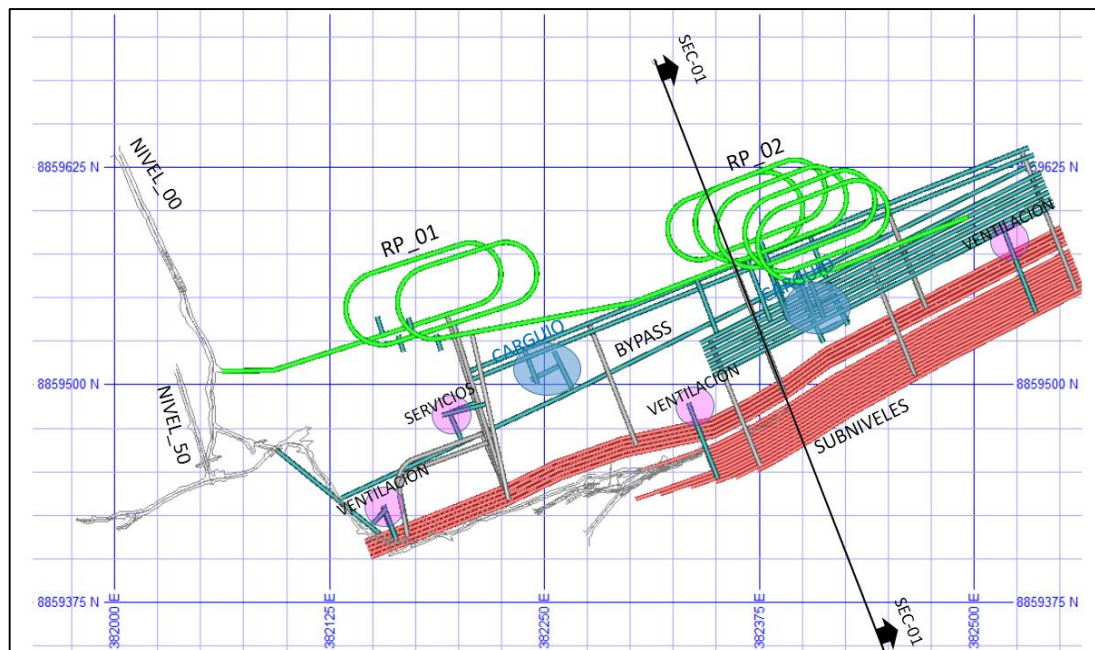


Figura 41 Diseño del Método de Explotación Sub Level Stopping en el Nivel 0 proyectado hacia los niveles Superiores.

Fuente: Elaboración propia

En la parte inferior del block a través de un crucero se intercepta la estructura mineralizada y se determina el ancho real económico de la estructura a partir del cual se desarrolla la galería en mineral así mismo el bypass en estéril de forma paralela a la galería en mineral.

Las ventanas de extracción son las que unen el bypass con la galería, dichas ventanas permitirán evacuar el mineral y acarrearlo por el bypass hacia los echaderos o hasta las cámaras de carguío. Tenemos que considerar el diseño de chimeneas (slot), que generaran la cara libre durante el proceso de minado. Desde la rampa principal se accede a la zona mineralizada y se desarrollan los subniveles intermedios de perforación cada 10 metros, que permitirá en la etapa de explotación perforar taladros negativos y positivos según sea el caso.

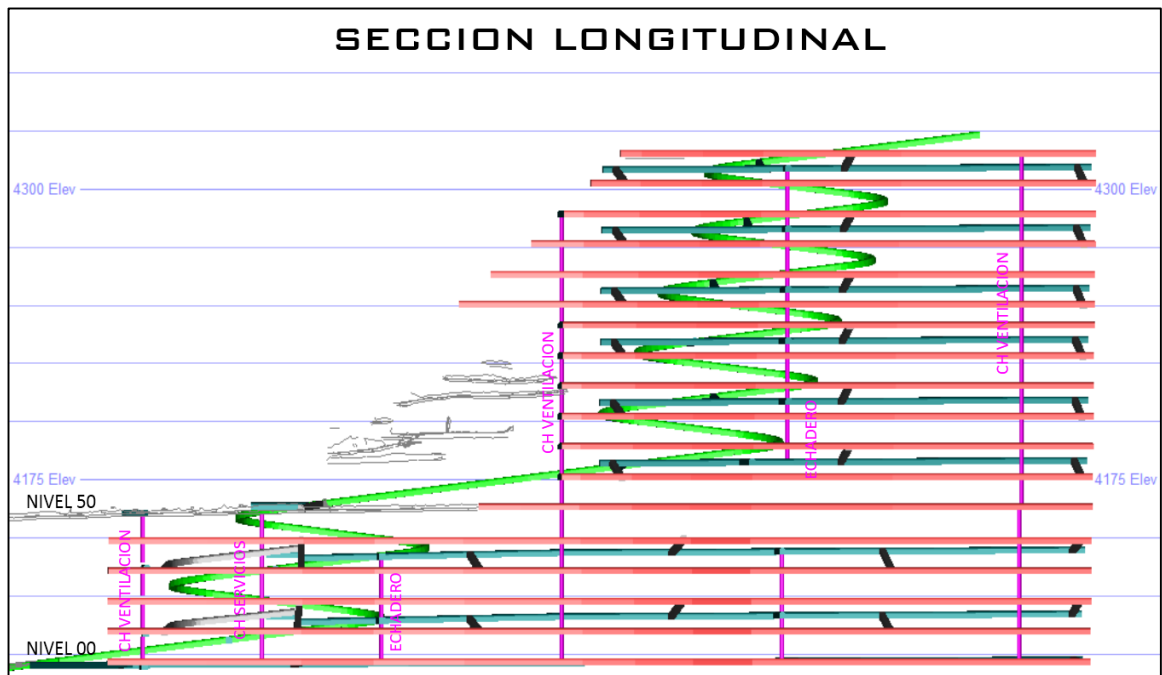


Figura 42 Sección longitudinal del bloqueo para la explotación de Sublevel Stopping Ascendente.

Fuente: Elaboración propia

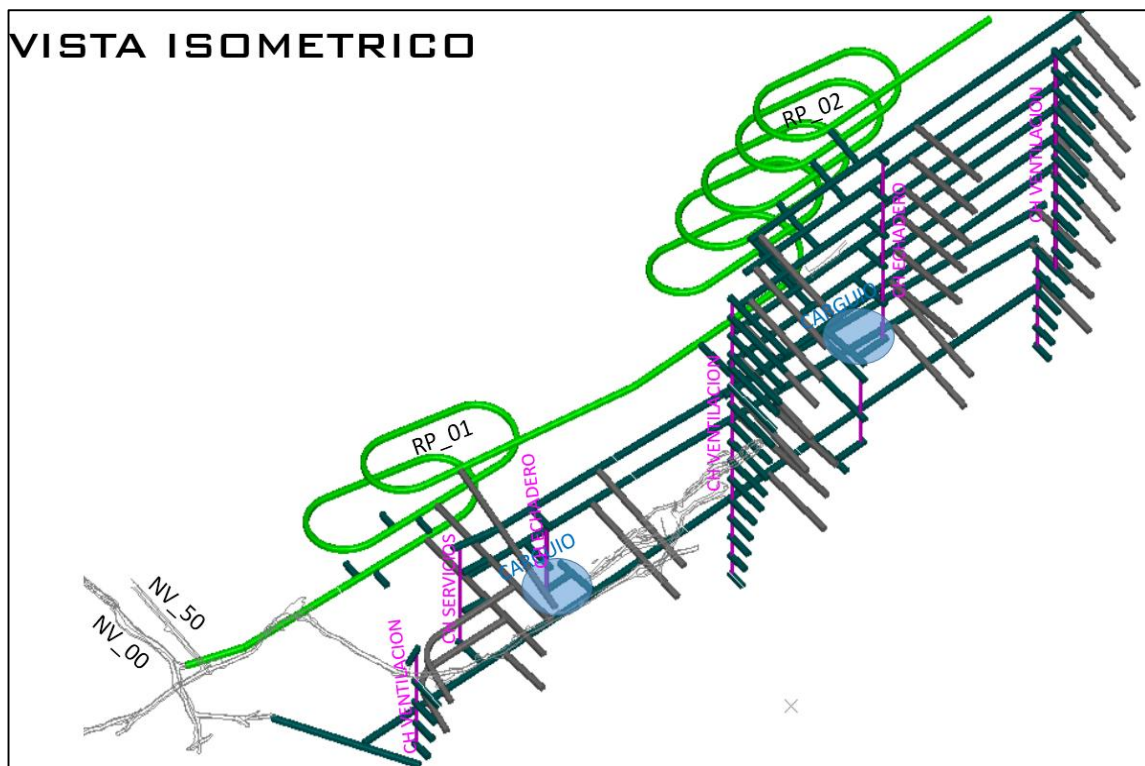


Figura 43 Vista Isométrico del diseño para la explotación con el Método de Sub Level Stopping Ascendente.

Fuente: Elaboración propia



### 3.6.3.1 Operaciones Unitarias – Sub Level Stoping

Las fases del ciclo de minado son: Perforación, voladura, desatado, limpieza con telemando y relleno.

#### 1. Perforación

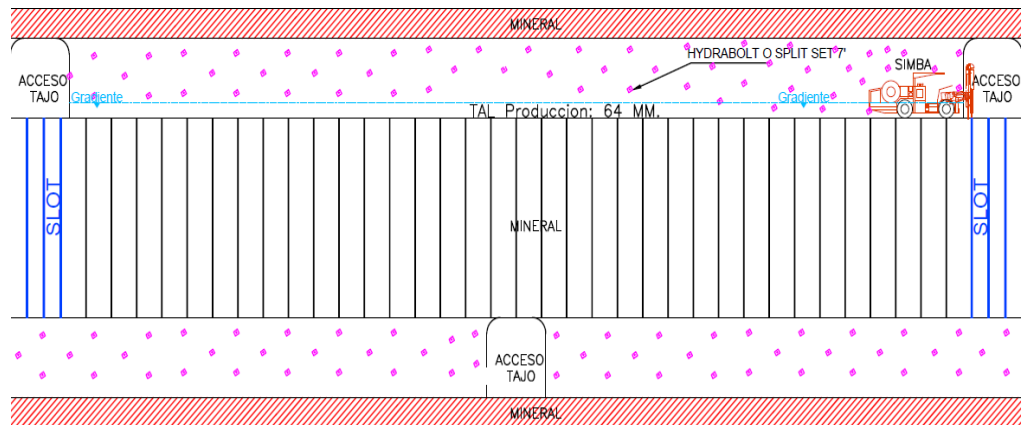


Figura 44 Ciclo de Minado en Sub Level Stoping – Perforación

Fuente: Elaboración propia

#### 2. Voladura

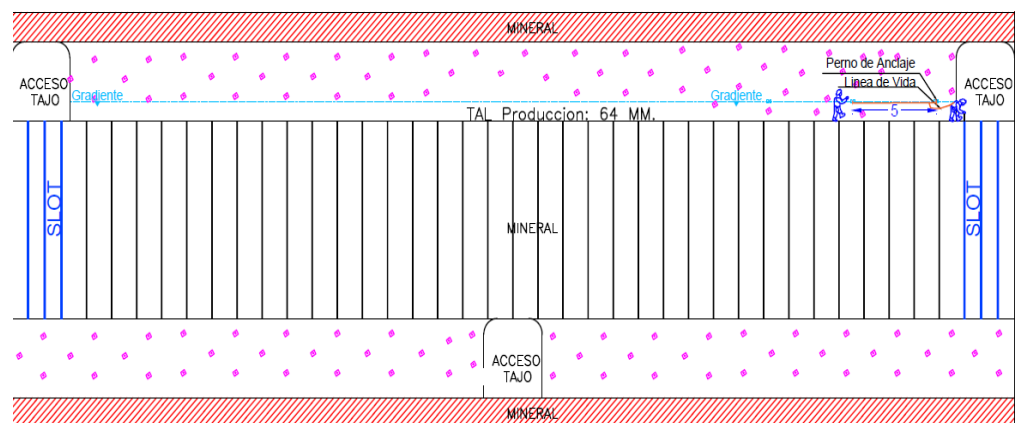


Figura 45 Ciclo de Minado en Sub Level Stoping – Voladura

Fuente: Elaboración propia

### 3. Limpieza

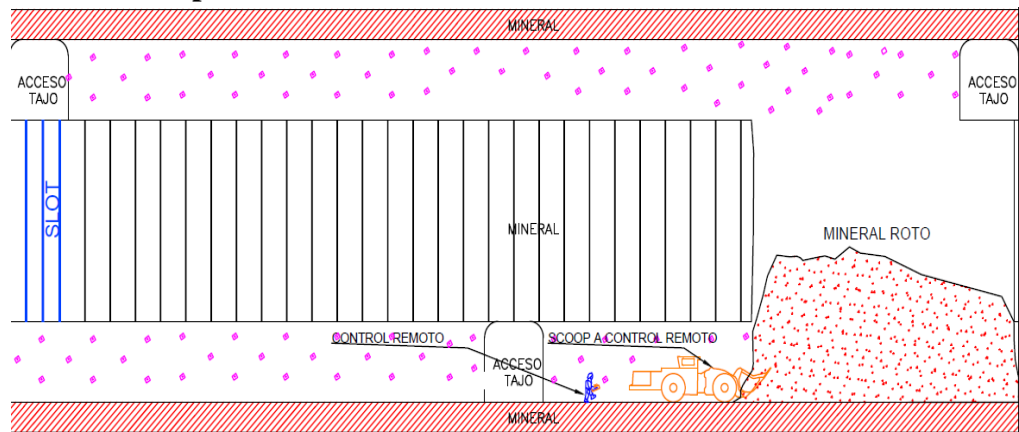


Figura 46 Ciclo de Minado en Sub Level Stopping – Limpieza  
Fuente: Elaboración propia.

### 4. Rango de Abertura por Estabilidad

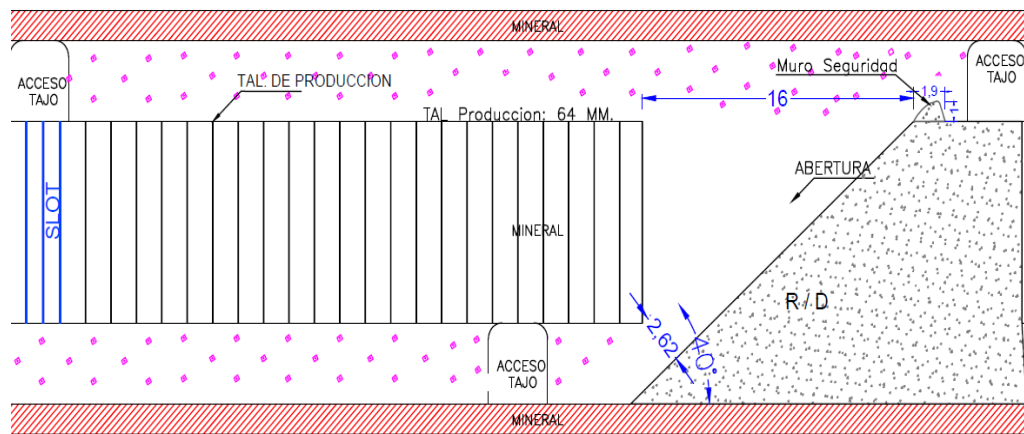


Figura 47 Ciclo de Minado en Sub Level Stopping – Rango de Abertura por Estabilidad  
Fuente: Elaboración propia

### 5. Relleno Detrítico

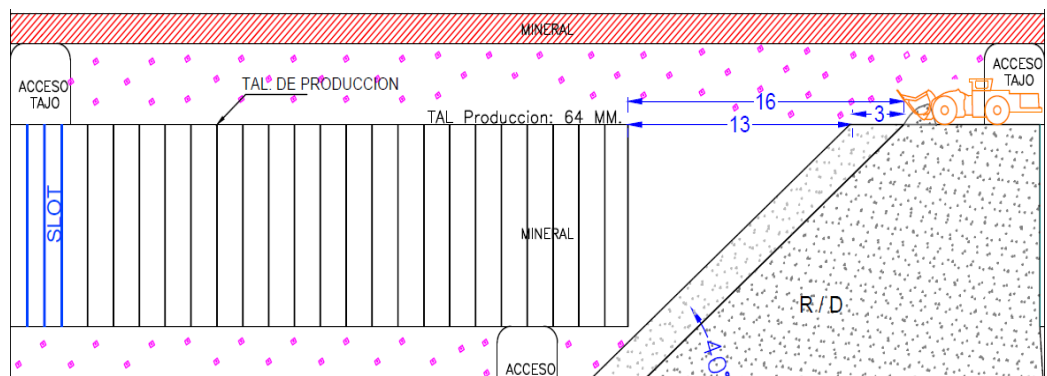


Figura 48 Ciclo de Minado en Sub Level Stopping – Relleno Detrítico  
Fuente: Elaboración propia



**A) Perforación:**

Se realiza con el equipo Mini Jumbo Neumático (Colibri), con barras retráctil de 4 pies de longitud y broca de 64mm de diámetro. Se realiza la perforación de acuerdo a la malla previamente diseñada por el Área de Planeamiento. Ver Anexo 12 Ficha Técnica del Equipo Mini Jumbo.

**B) Voladura:**

Se realiza el carguío con el equipo Anfoloader (cargador neumático mecanizado).

Accesorios de voladura : Fanel de periodo corto (10 m).

: Carmex (guias ensamblada).

Explosivos : Cordón detonante (pentacord 5P).

: Emulsión 3000 (2" x12").

Agente de voladura : Anfo.

**C) Desatado:**

El desatado de rocas suspendidas es puntual, luego de cada voladura se realiza el desatado con el Scaler a fin de garantizar los accesos seguros para el inicio del ciclo de limpieza con el uso de telemando.

**D) Limpieza con telemando**

La limpieza del mineral se realiza con scooptram de 1.5yd<sup>3</sup> de capacidad, para el ingreso al tajeo vacío es operado por telemando (por aspecto de seguridad del operador), para luego cargar a los minis dumpers o camiones de bajo perfil, los cuales transportan el mineral a los echaderos en interior mina o superficie.

**E) Relleno**

El ciclo de relleno se inicia cuando se culmina con la explotación del panel respectivo, mediante el emplazamiento de relleno hidráulico o material desmonte de los desarrollos.

### **3.6.3.2 Diseño Estándar de Preparación y Explotación del Tajeo Sub Level Stopping**

La preparación del block a explotar se adapta al diseño existente de los block para corte y relleno, que consiste en longitud horizontal de 50m, altura del block de 50 m, con rampas en espiral en los extremos del bloque, con chimenea central para la ventilación del block.

La preparación consiste en realizar la galería en el nivel inferior (nivel base del block) con sección de 3m x 3m (Ver Anexo 9 Mallas de Perforación), considerando como control estructural y litológico el contacto caja piso del manto con la pizarra, esta galería debe integrar las dos rampas de acceso de ambos extremos (longitud prom. de 200 m), la construcción de la galería nos generará producción de mineral conforme se avance. (Ver Figura 49 al 53 y Anexo 8.2 y 8.3).

En forma paralela se debe de realizar el bypass (de preferencia en contacto del manto con la caja techo, en roca estéril), de sección 3mx3m, de igual forma debe integrar las dos rampas de ambos extremos del block. Desde el bypass debe realizarse cruceros (futuras ventanas de extracción) a cada 80m de distancia entre sí, con sección de 3mx3m, con sus respectivos refugios para el personal que operará el scooptram a control remoto.

Para contar con el primer intermedio (subnivel de 2.4m x 3.5 m) se diseña la ubicación del mismo a aproximadamente a 10m respecto al techo de la galería base. Este subnivel también debe integrar las dos rampas extremas. Su aporte en la producción también será como mineral ya que se diseña el avance teniendo como control el contacto caja piso.

El segundo intermedio (subnivel de 2.4 mx 3.5 m) se diseña también a aproximadamente a 10 m del techo del primer intermedio, su diseño y construcción es similar al primer intermedio. Estos dos subniveles intermedios (primer y segundo intermedio) nos servirá en el futuro, para la perforación de taladros positivos y negativos.

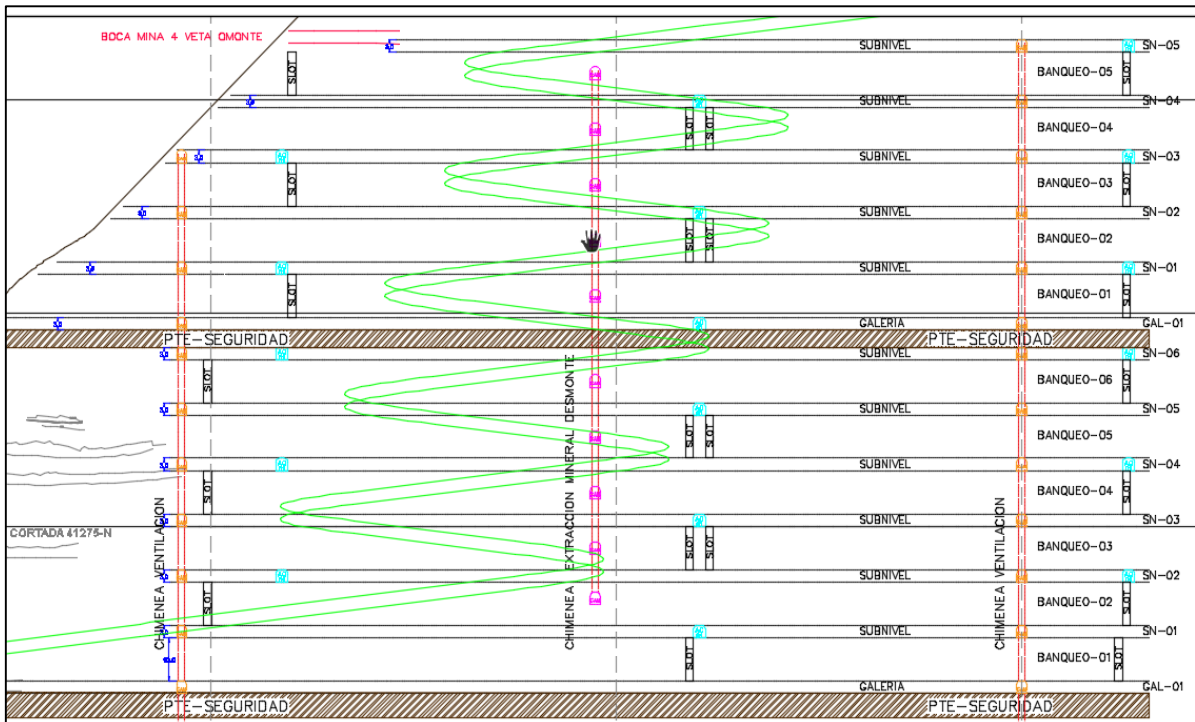


Figura 49 Bloqueo de Tajos para el Método de Explotación Sub Level Stopping Ascendente en el Nivel "100" y Nivel 150.

Fuente: Elaboración propia

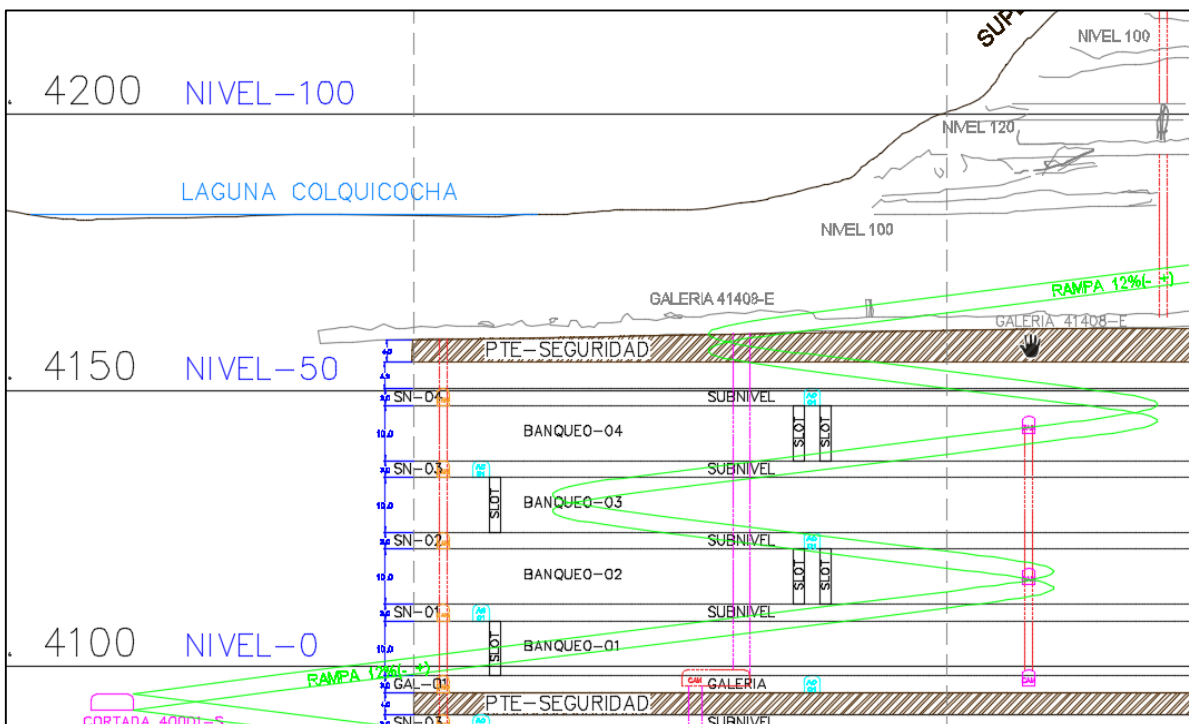


Figura 50 Bloqueo de Tajos para el Método de Explotación Sub Level Stopping Ascendente en el Nivel 0 al Nivel 50.

Fuente: Elaboración propia

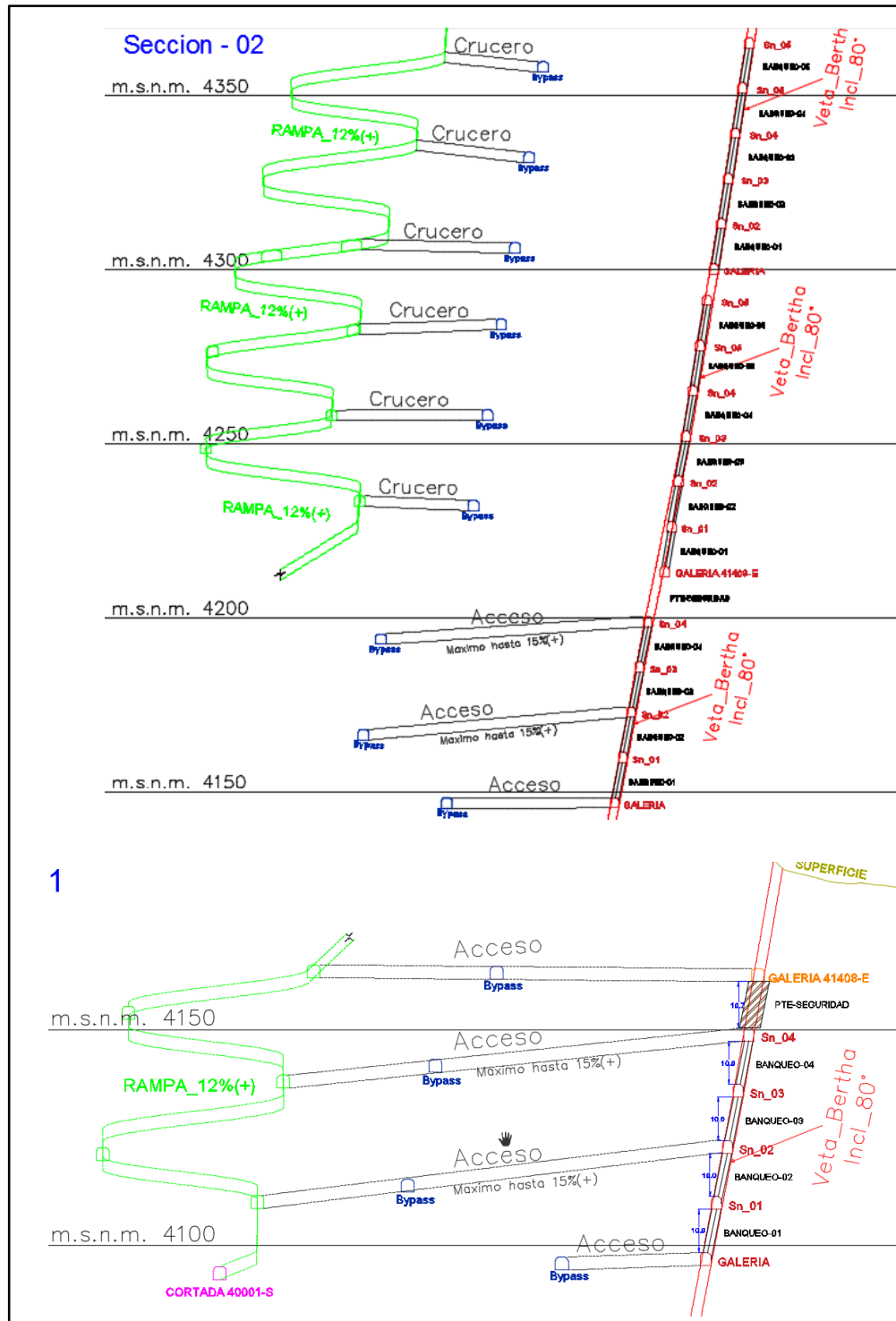


Figura 51 Vista en sección del Diseño Estándar de Preparación para tajeo Sub Level Stopping del Nivel 0 hacia los Niveles Superiores

Fuente: Elaboración propia

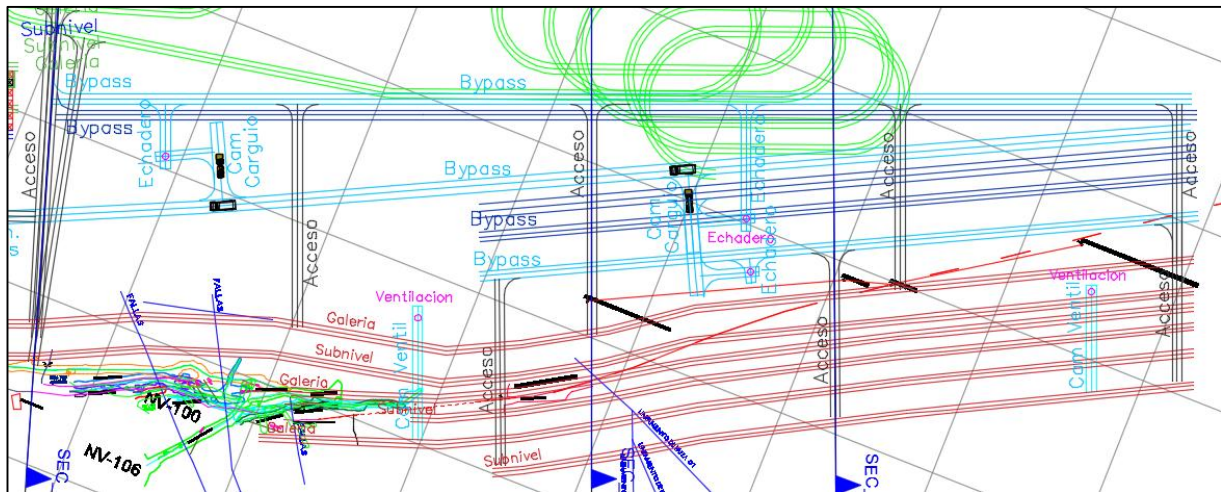


Figura 52 Vista en Planta del Diseño estándar de preparación para tajeo Sub Level Stopping

Fuente: Elaboración propia.

### 3.6.3.3 Diseño y Construcción de Chimeneas Mecanizadas (SLOT)

Las chimeneas Slot se realizan en forma mecanizada con la perforación de Mini Jumbo Neumático. Para la perforación de la chimenea slot o cara libre se utiliza la broca Drop Center de 64mm de diámetro y Tubo Guía, a fin de garantizar el paralelismo de los taladros y la verticalidad del mismo, con la finalidad de no tener fallas en la construcción de la chimenea.

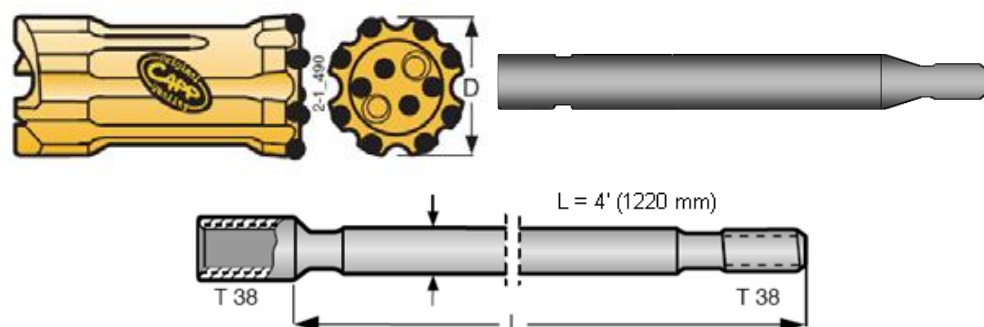


Figura 53 Broca Retract Drop Center (64mm Ø), Tubo Guía (T38,56 mm Ø) y Barra de extensión de 4''

Fuente: Madso E.Í.R.L.

Las chimeneas slot de acuerdo al diseño se realizan de 10m de longitud, con inclinación de 75° (vertical) y sección de 1.50mx1.50m. Para los taladros de alivio de usa broca rimadora de 5" Ø (128 mm Ø).

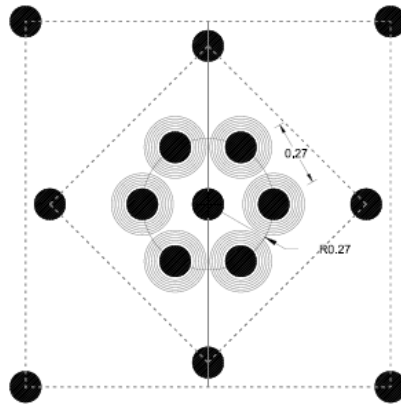


Figura 54 Diseño de perforación del Slot

Fuente: Elaboración propia.

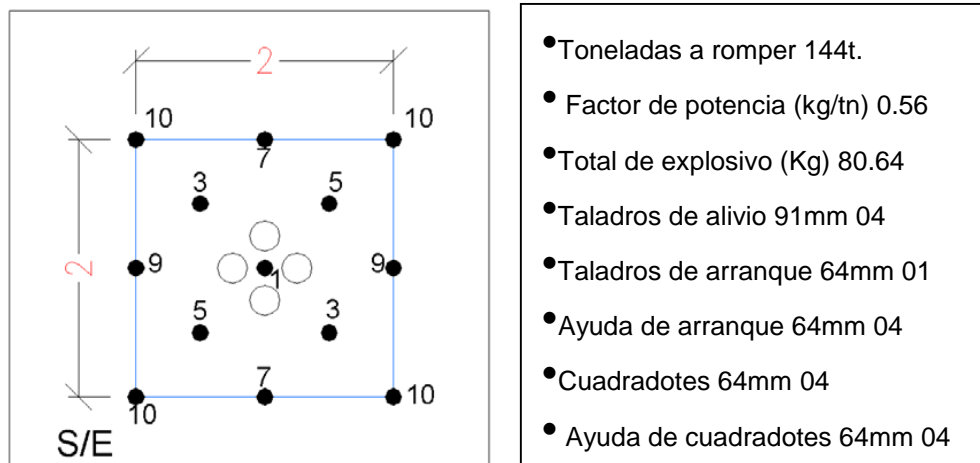


Figura 55 Diseño de malla de perforación en las chimeneas.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 32 Costos de Construcción de chimeneas Slot para la Mina Revolución.

Descripción	Chimenea Convencional	Slot mecanizado con Mini Jumbo	Slot con Raise Borer
<b>Generalidades</b>	Contrucción convencional con máquina stoper y voladura para metro de avance.	Contrucción mecanizada con perforadora de taladros largos y una sola voladura	Contrucción mecanizada con Raise Borer
<b>Sección</b>	1.5 m x 1.5 m	1.5 m x 1.5 m	2.1 m Ø
<b>Longitud (m)</b>	10	10	10
<b>Inclinación</b>	75°	75°	75°
<b>Tiempo de Contrucción (guardias)</b>	18	4.9	1
<b>Costos de Contrucción (US\$/m avance)</b>	175	215	1000
<b>Monto por construcción (US\$)</b>	1750	2150	10000

Fuente: Elaboración propia.

### 3.6.3.4 Diseño de la Malla de Perforación de Taladros Largos

El proceso para la realización de diseño de malla de perforación es:

- a) El Área de Planeamiento realiza el cálculo del burden y espaciamento aplicando el algoritmo de Langefors Mejorado y Modificado.
- b) El Área de Dibujo realiza secciones transversales de acuerdo al burden calculado a lo largo del tajo preparado.
- c) El departamento de Geología entrega las secciones transversales insertadas el comportamiento geológico de la estructura.
- d) El departamento de Planeamiento realiza la malla de perforación con el espaciamento calculado que será pintado en el campo por el área de Topografía.



### Cálculo del Burden según la fórmula de Langefors

**CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS**

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
<b>B<sub>máx.</sub></b>	Burden Máximo
<b>D</b>	Diametro del taladro (mm)
<b>C</b>	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
<b>f</b>	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
<b>E/B</b>	Relación entre Espaciamiento y Burden
<b>dc</b>	Densidad de carga (g/cm <sup>3</sup> )
<b>PRP</b>	Potencia relativa en peso del explosivo

Figura 56 Diseño del burden según Langefors

Fuente: Manual de Perforación y Voladura – Carlos López Jimeno

#### Parámetros para malla de perforación:

- Diámetro del taladro (D) : 64mm
- Constante de la roca (C) : 1.15
- Factor de fijación (f) : 0.90
- Relación (E/B) : 1.25
- Densidad de carga (dc) : 0.80 gr/cm<sup>3</sup>
- Potencia relativa en peso del explosivo (PRP) : 1.10
- Longitud del taladro (L) : 10 m

Reemplazando estos datos en la fórmula de Langefors, se obtiene el Burden Práctico de 1.27 m y el Espaciamiento de 1.59 m.



La malla proyectada para estandarizarla en la mina Revolución para la aplicación del método de explotación Sub Level Stopping es la siguiente:

Espaciado (E) : 1.30m.

Burden (B) : 1.60m.

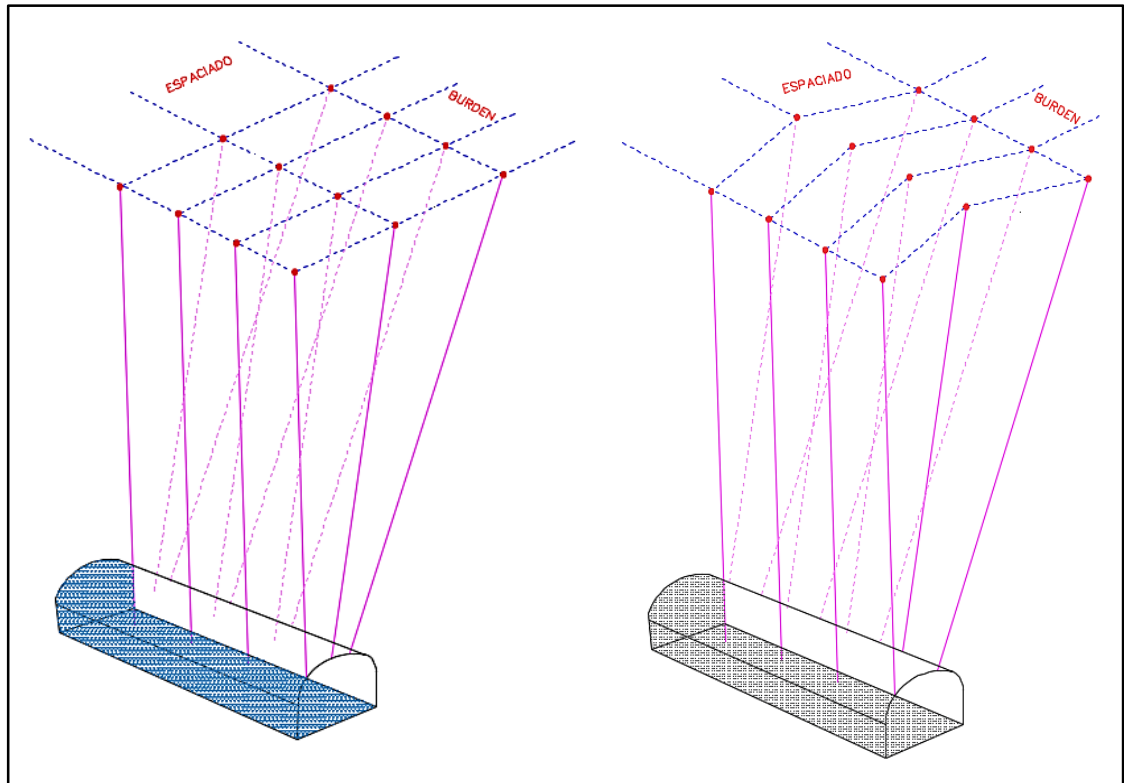


Figura 57 Diseño de la malla de perforación de taladros largos en vetas promedio a 3.0 m.

Fuente: Elaboración propia

La perforación se realiza con taladros largos paralelos y radiales o abanico, utilizando barras de 4 pies de longitud, los cuales son acomodadas una a continuación de otra.

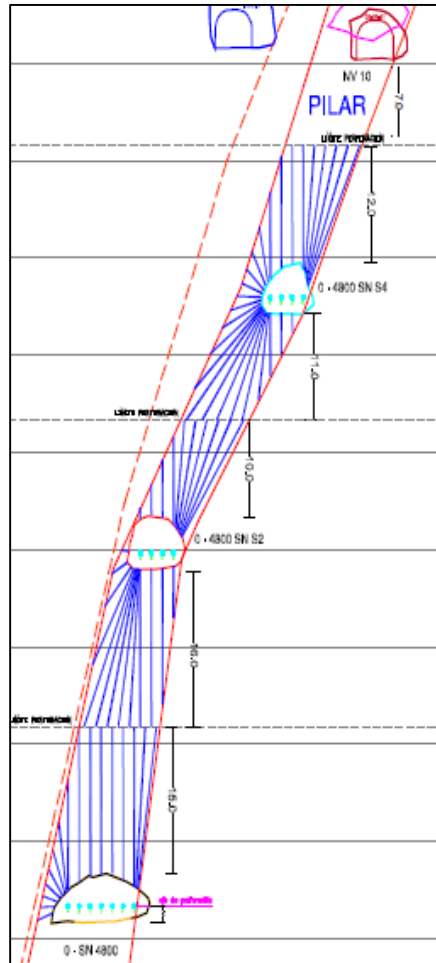


Figura 58 Diseño de la malla de perforación en bolsonadas.

Fuente: Elaboración propia.

### 3.6.3.5 Diseño de Carguío y Voladura de Taladros Largos

El diseño para una sección típica es como se muestra a continuación:

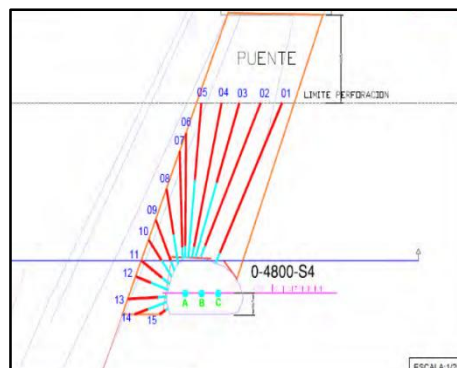


Figura 59 Diseño de carguío de una sección típica en bolsonadas.

Fuente: Propio.

La serie Raptor y Mini Jumbo (Colibri) son adecuados para la explotación de las vetas angostas de 1.5 m a 3.0 m, considerando para este método el equipo de perforación Mini Jumbo Neumático. Ver Anexo 12 Descripción de Equipo Neumático de Mini Jumbo.

Por aspectos de seguridad y para el análisis técnico de la voladura, se realiza el carguío y voladura de solamente dos secciones y paulatinamente se incrementaran para obtener la cantidad de secciones óptimas para la producción diaria.

### 3.7 Programa de Producción y de Avances para el Periodo 2019

Se presenta el programa de avances y metros cúbicos de mineral proyectado para el Periodo 2019. Ver detalle en Anexos 7.1, donde se presentan las labores de preparación para la explotación con los Métodos de Explotación seleccionados y los avances de proyectos para dinamizar la producción a largo plazo.

Tabla 33 Resumen de Avances Lineales (m) y Tajos (m<sup>3</sup>).

RESUMEN DE AVANCES LINEALES Y TAJOS 2019													
Avance Lineal (m)													
Zona	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Total
NV-100	80	40	40	60	60	40	40	60	60	40	60	60	640
NV-50	250	90	155	80	160	40	120	80	160	40	120	80	1,375
NV-0	261	375	320	295	396	440	526	460	599	686	569	714	5,641
<b>Total general</b>	<b>591</b>	<b>505</b>	<b>515</b>	<b>435</b>	<b>616</b>	<b>520</b>	<b>686</b>	<b>600</b>	<b>819</b>	<b>766</b>	<b>749</b>	<b>854</b>	<b>7,656</b>
Avance Tajos (m <sup>3</sup> )													
Zona	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Total
NV-100	700	700	700	700	700	700	700	700	700	2,400	2,400	2,400	13,504
NV-50	700	700	700	700	700	700	700	700	700	2,400	2,400	2,400	13,504
NV-0	700	700	1,313	1,313	1,313	1,313	1,313	1,313	1,313	2,400	2,400	2,400	17,794
<b>Total Tajos</b>	<b>2,101</b>	<b>2,101</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>7,200</b>	<b>7,200</b>	<b>7,200</b>	<b>44,801</b>
Aporte Lineal	420	420	543	543	543	543	543	543	543	216	216	216	5,288
<b>Total general</b>	<b>2,521</b>	<b>2,521</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>7,416</b>	<b>7,416</b>	<b>7,416</b>	<b>50,090</b>

Fuente: Elaboración propia

Tabla 34 Resumen de Avances Lineales de Proyecto para el Periodo 2019

LABORES DE PROYECTOS - 2019							Avance Lineal (m)												Total	
Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC		
NV-0	BERTHA	4090	XC- Accesos	GX	10X10	P	42	36	19	30	57	63	72	98	81	84	89	108	779	
			By Pass - Acceso a vetas	GB	10X10	P	42	60	40	42	60	78	96	117	126	117	144	168	1,090	
			Est CC - Cámara de Cargui	ES	10X10	P	12	44	40	18	3	66	33	14	75	128	48	26	506	
			CH - Chimeneas	C	7X7	O							15		10	30		29	84	
			GAL- Galerías	GG	8X10	P	42	36	78	81	81	78	84	39	39	42	39	42	681	
			RB - Rais Borer	CR	7X7	O						31	31							62
			Rampa Colqui	RP	13X13	P	42	36	60	81	81	78	81	81	81	78	81	78	81	861
			SN - Sub Nivel	S	8X10	P							72	78	144	162	168	257	881	
			XC- Crucero	GX	10X10	P							3	29						32
			Estocadas de Refugio	ES	5X6	O	1													
<b>Total</b>							<b>181</b>	<b>215</b>	<b>240</b>	<b>255</b>	<b>316</b>	<b>400</b>	<b>486</b>	<b>430</b>	<b>559</b>	<b>646</b>	<b>569</b>	<b>714</b>	<b>5,011</b>	

Fuente: Elaboración propia

El proyecto consta de 5011 m de avance proyectados para el año 2019 para dinamizar la producción a largo plazo con la ejecución al 100% del método Sub Level Stopping. Ver en Anexos 8, Plano 8.1 y 8.2 Diseño de Explotación Sub Level Stopping.

Tabla 35 Resumen de avances del Proyecto Integrado a largo plazo para la explotación Sub Level Stopping.

Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	Avance Lineal (m)				TOTAL
							2019	2020	2021	2022	
NV-0	BERTHA	4090	XC- Accesos	GX	10X10	P	779	775	381	91	2,026
			By Pass - Acceso a vetas	GB	10X10	P	1,090	862	542	62	2,556
			Est CC - Cámara de Cargui	ES	10X10	P	506	453	389	71	1,420
			CH - Chimeneas	C	7X7	O	84	290	162	20	557
			GAL- Galerías	GG	8X10	P	681	44	289		1,014
			RB - Rais Borer	CR	7X7	O	62	62	62		186
			Rampa Colqui	RP	13X13	P	861	598	392		1,852
			SN - Sub Nivel	S	8X10	P	881	2,249	853	476	4,460
			XC- Crucero	GX	10X10	P	32	109	49		190
			Estocadas de Refugio	ES	5X6	O	34	24	16		74
<b>Total</b>							<b>5,011</b>	<b>5,466</b>	<b>3,136</b>	<b>721</b>	<b>14,334</b>

Fuente: Elaboración propia

El proyecto integral a largo plazo consta de 14 334 m la cual contempla las labores de preparación para la continuidad de la explotación con el método Sub Level Stopping. Ver Anexo 7.5 Resumen de avances del Proyecto Integrado a largo plazo para la explotación Sub Level Stopping

Así también se presenta la producción proyectada para el periodo 2019 según el método de explotación y aporte de lineales. Ver detalle en Anexos 7.2 Programa de Producción de Tajos y Aporte de Lineales 2019.

Tabla 36 Producción Proyectada para el Periodo 2019

**PRODUCCION PROYECTADA EN EXPLOTACION AÑO 2019, (TMS):**

EXPLOTACIÓN	AÑO 2019												
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL
Toneladas mensuales, (TMS)	6,304	6,304	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	21,600	21,600	21,600	<b>134,404</b>

**DISTRIBUCION POR METODO DE EXPLOTACION**

METODO DE EXPLOTACION	AÑO 2019												
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL
Cortey Relleno Ascendente	6,304	6,304	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	0	0	0	42,025
Shrinkage	0	0	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	0	0	0	27,579
Sub Level Stopping	0	0	0	0	0	0	0	0	0	21,600	21,600	21,600	64,800
<b>TOTAL</b>	<b>6,304</b>	<b>6,304</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>21,600</b>	<b>21,600</b>	<b>21,600</b>	<b>134,404</b>

EXPLORACION Y DESARROLLO	656	656	847	847	847	847	847	847	847	337	337	337	8,250
PREPARACIONES	605	605	782	782	782	782	782	782	782	311	311	311	7,615
<b>TOTAL EXPL.-PREP</b>	<b>1,261</b>	<b>1,261</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>648</b>	<b>648</b>	<b>648</b>	<b>15,865</b>

<b>TOTAL MINA</b>	<b>7,564</b>	<b>7,564</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>22,248</b>	<b>22,248</b>	<b>22,248</b>	<b>150,269</b>
-------------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	---------------	---------------	---------------	----------------

PROMEDIO	
TMS/ MES :	<b>12,522</b>
Ley Plomo (Pb) %/TMS :	<b>9%</b>
Ley Zinc (Zn) %/TMS :	<b>11%</b>
Plomo (Pb) TMS/MES :	<b>848</b>
Zinc (Zn) TMS/MES :	<b>1,036</b>

 Recuperación : 80%  
Humedad: 6%

Fuente: Elaboración propia

**3.7.1 Consumo de explosivos para el periodo 2019**

Se presenta el resumen del cálculo de explosivos para la utilización de los 3 métodos de explotación y labores de proyectos, que permitirá realizar la solicitud del Certificado de Operación Minera COM y el permiso de Sucamec para la Unidad Operativa Revolución. Ver Anexo 7.3 Detalle del Cálculo de Consumo de Explosivos Proyectados 2019.

Tabla 37 Cálculo de Consumo de Explosivos para el Periodo 2019

**PROYECCIÓN de Enero - Diciembre 2019**

EXPLOSIVO Y ACCESORIOS DE VOLADURA ( consumo )	CONSUMO	PEDIDO: DE PROYECCION
	Ene - Dic 2019 Calculado ( A )	Redondeado ( B )
DINAMITA (kg)	220,040	<b>221,000</b>
DETONADOR ELECTRICO (unid.)	2,351	<b>3,000</b>
DETONADOR NO ELECTRICO (unid.)	21,330	<b>22,000</b>
CORDON DETONANTE (m)	14,350	<b>15,000</b>
MECHA RAPIDA (m)	278,710	<b>279,000</b>
ARMADA DE MECHA LENTA(unid)	381,227	<b>382,000</b>

Fuente: Elaboración propia

Tabla 38 Producción y Eficiencias Estimados en Labores Lineales y tajos - 2019

LABOR	AVANCE (m)	m3	Expl. cart.	Expl. Kgr.	Pies perf	HG	Nº Disp.	FV kg/m3	FP m/m3	m/disp	cm/HG
CRUCERO, BP (2.70 x 2.70)	50.00	365	7,600	635	7,217.85	100.00	33	1.74	6.04	1.5	50
CRUCERO, BP (2.10 x 2.40)	240.00	1210	31,680	2,645	30,314.96	480.00	160	2.19	7.64	1.5	50
CRUCERO, BP (3.00 x 3.00)	810.85	7298	129,737	10,833	122,905.17	1621.71	541	1.48	5.13	1.5	50
GALERIA (2.70 x 2.70)	480.00	3499	79,040	6,600	69,291.34	960.00	320	1.89	6.04	1.5	50
GALERIA (2.10 x 2.40)	40.00	202	5,280	441	5,052.49	80.00	27	2.19	7.64	1.5	50
GALERIA (2.40 x 2.70)	320.00	2074	47,360	3,955	45,039.37	640.00	213	1.91	6.62	1.5	50
GALERIA (2.40 x 3.00)	681.40	4906	100,847	8,421	95,905.58	1362.80	454	1.72	5.96	1.5	50
GALERIA (3.0 x 3.0)	1,089.78	9808	174,365	14,560	165,183.82	2179.57	727	1.48	5.13	1.5	50
CHIMENEA Vert (1.20 x 1.50)	785.00	1413	81,913	6,840	56,436.15	2047.83	683	4.84	12.17	1.2	38
CHIMENEA Vert (2.10 x 2.10)	146.70	647	17,806	1,487	16,928.31	303.51	101	2.30	7.98	1.5	48
S/N (2.10 x 2.40)	680.00	3427	131,013	10,940	85,892.39	1360.00	453	3.19	7.64	1.5	50
S/N (2.40 x 3.00)	881.49	6347	189,814	15,849	124,067.57	1762.97	588	2.50	5.96	1.5	50
EST (2.40 x 2.70)	20.00	130	2,880	240	2,670.60	40.00	13	1.86	67.61	1.5	50
EST (2.70 x 2.70)	30.00	219	4,680	391	4,330.71	60.00	20	1.79	64.97	1.5	50
EST (1.50 x 1.80)	34.00	92	2,720	227	2,576.77	68.00	23	2.47	92.09	1.5	50
EST (3.00 x 3.00)	506.12	4555	155,209	12,267	69,740.61	506.12	169	2.69	50.23	3.0	100
RAMPA (4.00 x 4.00)	861.01	13776	290,447	23,615	144,631.54	861.01	287	1.71	34.44	3.0	100
	<b>7,656.4</b>	<b>59,965.5</b>	<b>1,452,392</b>	<b>119,944</b>	<b>1,048,185</b>	<b>14,434</b>	<b>4,811</b>	<b>1.97</b>	<b>5.33</b>	<b>1.6</b>	<b>53</b>

LABOR	TM	m3	Expl. car	Expl. Kgr.	Pies perf	HG	Nº Tal.	FV kg/m3	FP m/m3	TM/Tal	TM/HG
TAJOS	134,404	44,801	876,547	73,192	527,231.79	62610	146,091	1.63	38.61	0.9	2.1
DESMONE	47,041	17,423	322,201	26,904	211,417.98	48330	64,440	1.54	39.81	0.7	1.0
	<b>181,445.2</b>	<b>62,224.0</b>	<b>1,198,748</b>	<b>100,095</b>	<b>738,650</b>	<b>110,941</b>	<b>210,531</b>	<b>1.56</b>	<b>3.62</b>	<b>0.9</b>	<b>2</b>

FV: Factor de Voladura  
FP: Factor de Perforación  
HG: Hombre Guardia

Fuente: Elaboración propia.

### 3.8 Operaciones Auxiliares

#### 3.8.1 Acarreo y Transporte

Ventilando los gases producto de los disparos y al inicio de la siguiente guardia, previa al retiro del material removido, se efectúa una inspección y “desquinche” del techo de la labor disparada, luego se procederá a la limpieza y extracción del desmonte y/o mineral.

El acarreo y transporte de mineral y desmonte, está a cargo del encargado del frente y del capataz de limpieza, quienes coordinan en las charlas de seguridad

con el área de seguridad, y charlas de capacitación para que se encuentren preparados en las labores particulares de cada frente de trabajo.

El sistema de carguío hacia los carros mineros se efectúa utilizando palas y picos, que los obreros cargan a las carretillas para trasladar el mineral y desmote hacia las parrillas en los puntos de carguío, que se ubican siempre cercanos a las labores en operación, y son chutes de almacenamiento, así también se presentaran variaciones donde el carguío se realizara hacia los mini dumpers con los scoops de 2.5 yd<sup>3</sup> según corresponda el sistema de explotación.

El sistema de acarreo hacia un punto de carguío mediante carretillas (buggis), palas y picos, resulta un método dinámico, que resulta económico y flexible, siempre que se mantenga a no menos de 50 metros de dicho punto de carguío. En los frentes principales se emplean los scoops de 1.5 yd<sup>3</sup> y mini dumpers para el carguío y traslado al exterior como para el envío a las cámaras de acumulación de material.

El desmote extraído, es acumulado en las canchas de desmote en forma gradual y progresiva, cuidando el talud de reposo.

El mineral extraído es acumulado en la tolva construida en la cancha de la boca mina para ser trasladado con volquetes de 15 m<sup>3</sup> a las Planta de beneficio externos autorizados.

Para el mejor rendimiento en el método de corte y relleno en la extracción de material mineral y desmote, se implementa el sistema de izaje mediante winchas para las labores de arrastre en tajeos, considerando la ampliación para instalar rastrillos.

### **3.8.2 Ventilación**

Para la ventilación de todos los frentes, se determina el “Circuito de Aire” de toda la mina, la misma que consta de un circuito de ventilación forzada (ventiladores de 5Hp, 10 Hp y mangas), y otro de ventilación natural, en la que el flujo y caudal de aire que ingresan por las labores y chimeneas se ven

influenciados por factores como, las condiciones atmosféricas, presión, temperatura y horario de las corrientes de aire de la mañana, tarde y noche.

La ventilación, debe ser con el ingreso de aire circulando por las chimeneas, entre los niveles de extracción, si las labores de trabajo requieren de una mejor ventilación se utilizaran mangas de ventilación con extractores (Axiales) o ventiladores (Centrifugos). Después de cada disparo, el perforista dejara abierta la válvula de la manguera de aire (equipo de perforación), instalada adecuadamente a fin de ayudar en la ventilación después de cada disparo.

### 3.8.3 Sostenimiento

El sostenimiento, de acuerdo a las características geomecánicas, del macizo rocoso, y del yacimiento, es para el uso de cuadros de pernos helicoidales, madera, puntales y enrejados.

Los métodos de sostenimiento de acuerdo al Planeamiento de Minado y Control Geotécnico se usan a la madera eucalipto, con cuadros, puntales, para las zonas requeridas, se precisa que la roca encajonante es dura, por las características del yacimiento hidrotermal y tipo rosario, no hay presencia de zonas panizas.

En la exploración minera según el planeamiento de minado en algunos casos se utilizará puntales de madera cuando las labores lo necesiten, labores de auto sostenimiento y en otros casos pilares de sostenimiento natural, según las características de la roca.

**Puntal de Madera.-** Este tipo de sostenimiento se usará cuando sea necesario en las labores de explotación, el diámetro de estos puntales será de 6 a 7 pulgadas, la longitud varía de acuerdo al terreno.

Durante las etapas de desarrollo, preparación y extracción; Geología, Geomecánica, Planeamiento y Mina coordinarán estrechamente, para prever cualquier riesgo de seguridad.

### 3.8.4 Drenajes y Captación de aguas

Dado que el agua es el segundo recurso natural más importante en la zona después del oro, se le brinda especial atención. Primeramente se deberá captar



toda el agua de mina, o drenaje ácido de mina, canalizarlo y almacenarlo en los pozos de sedimentación para su posterior tratamiento las cuales se encuentran acondicionado e impermeabilizado en interior mina, cerca de la galería principal.

En el depósito o Tanque recolector principal, donde se captará toda el agua que proviene de interior mina de 5 litros por minuto, producto de filtraciones subterráneas, bombeo de aguas, etc. estará sincronizado al plano de circuito de aguas subterráneas que permita conocer y distribuir el flujo de aguas, para poder controlar y reutilizar las aguas de interior mina; las que se utilizarán para abastecer los botellones de agua de la perforación y tanques elevados para el lavado de los frentes.

Se debe cuidar el agua en la mina con una visión de reciclaje y reutilización ya que en la temporada de heladas las aguas subterráneas se congelan, y hay escasez de agua en toda la zona, tanto para uso industrial-minero y doméstico.

A largo plazo el agua que se va a utilizar para la planta pasará a unos tanques de almacenamiento, donde se termina de decantar, y se afina su pH para que sea el adecuado en la molienda de minerales.

Posteriormente el agua que sale de la planta de 15 litros por minuto será distribuida a otros tanques de decantación para ser separada de los relaves, y devuelta al medio ambiente manteniendo los límites máximos permisibles de evacuación, los cuales serán mejor detallados en el siguiente punto.

De acuerdo al Estudio de Impacto Ambiental, las áreas de Sensibilidad precisadas, no están cuantificadas, (área y/o volumen), adicionamos en las respuestas, dicha información:

- Laguna 3 de Octubre : 12,000 m<sup>2</sup>.
- Laguna Limacocha : 6,400 m<sup>2</sup>.
- Relieve superficial : 15,000 m<sup>2</sup>.
- Botaderos : 1,000 m<sup>2</sup>.
- Campamentos, oficinas : 300 m<sup>2</sup>.

### 3.8.5 Mantenimiento de Equipos

Se brinda una especial importancia al mantenimiento de equipos y máquinas, ya que juntamente con la oficina de Almacén-mina y Oficina de logística de Huánuco, tienen que mantener en óptimas condiciones todos los equipos y maquinarias de la empresa, debiendo realizar constantes trabajos de control, verificación y reparación de los mismos, incidiendo en el “programa de mantenimiento preventivo”, para garantizar una disponibilidad mecánica al 100% en todos los equipos de la mina. Además se deberá establecer un programa de adquisición de equipos e insumos mineros, los cuales deberán estar programados y mantener equipos nuevos y/o operativos en stand-by, que se utilizarán cuando otros equipos entren en mantenimiento, sufran algún tipo de falla y/o descoordinación. Esta Actividad atendida por una empresa externa.

### 3.9 Sistema de Seguridad e Higiene Minera

Las medidas de Seguridad e Higiene Minera, están precisadas en el Reglamento Interno de Seguridad de las Concesión Minera.

Se ejecuta mediante el Programa Anual de Seguridad e Higiene Minera, que el departamento de Seguridad prepara, el cual comprende ciclos de entrenamientos, capacitaciones, uso de herramientas de gestión (pets, petar, cheklist, iperc, etc.) y demás disposiciones a cumplir con el personal mediante una agenda anual del programa de seguridad según D.S. 024-2017-EM Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.

Durante las etapas de desarrollo, preparación y extracción; Geología, Geomecánica, Planeamiento y Mina coordinarán estrechamente, para prever cualquier riesgo de seguridad.

- **Geología:** Mapeo de labores al detalle identificando zonas disturbadas por fallamiento, zonas de alteración, contactos, sistemas de fracturamiento, etc.
- **Geomecánica:** Mapeo geomecánico, caracterización del macizo rocoso, determinación de la abertura máxima, tiempo de autosoporte y método de sostenimiento: pernos de anclaje, malla, shotcrete, etc.

- **Planeamiento:** Basado en la información geomecánica, elabora el proyecto considerando parámetros para cada tipo de terreno y considera un cronograma de cumplimiento, etc.
- **Mina:** Ejecuta el sostenimiento recomendado según especificaciones técnicas complementadas en los estándares y procedimientos escritos de trabajo seguro.
- La operación se realiza bajo una estrecha coordinación entre las áreas arriba mencionadas durante la ejecución de trabajos, desde la delimitación de la veta, pintado de malla, perforación paralela al buzamiento, voladura controlada, sostenimiento, marcado de altura de perforación, desate, limpieza y acarreo.
- En el tajeo de explotación, las cajas estarán oportunamente evaluadas y se realizará en forma puntual el sostenimiento con puntales perpendiculares a las cajas y/o se dejará pilares perpendiculares a las cajas de las dimensiones necesarias para el sostenimiento requerido.
- Se procura que la altura del techo y nivel del piso en los tajeos sean regulares.
- Supervisando la perforación se evita la mala orientación de los taladros en cajas (desmonte) o muy cerca de ellas; se implementará taladros para voladura controlada.
- Operaciones mina calcula para cada tipo de estructura un factor de carga explosiva a utilizar en la voladura.
- La capacitación debe ser permanente a los involucrados en las operaciones mineras, en las identificaciones de los riesgos y peligros que se presentan en las labores.
- Se mantiene una comunicación efectiva con los responsables o encargados de las labores.

### **3.10 Comparativo de Productividad de los Métodos de Explotación de Corte y Relleno, Shrinkage y Sub Level Stopping**

Para determinar el comparativo de productividad entre los métodos de explotación se tomó como referencia los Tajos del Nivel 50 al Nivel 10 (block preparado para Corte y Relleno Ascendente y también adaptable para la explotación mediante el método de explotación de Shrinkage Dinámico y Sub Level Stopping).

Los trabajos de preparación de los block se realizan en los primeros 9 meses, ya que para aplicar el método de Sub Level Stopping se requiere mayor metraje de

preparación (bypass por caja techo, cruceros a la galería base a cada 10m (futuras ventanas de extracción), pero no retrasa el inicio de la explotación, debido a que la explotación se realiza en paneles cortos y en forma vertical.

Los costos del ciclo de minado son: 5.42 US\$/TM para el método de Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado, 4.75 US\$/TM para el método Shrinkage Dinámico y 4.58 US\$/TM para el método del Sub Level Stoping.

Con los métodos de Corte y Relleno y Shrinkage el inicio de la explotación se realiza en el segundo mes después de haberse preparado el block, esto en las zonas de la veta Eusebio y Bertha, continuando con este ritmo hasta el noveno mes donde se iniciaran la explotación con el método de Sub Level Stoping donde las labores de preparación estén culminadas en un 90 %, considerando este método que será el método aplicado en un 100% a largo plazo.

Los parámetros estimados de los tres métodos de explotación se observan en la Tabla 39, considerando el ritmo de explotación referenciados en el Anexo 10.

Tabla 39 Parámetros estimados de los métodos de explotación.

Descripción	Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado	Shrinkage Dinámico	Sub Level Stoping
<b>1. En Tajeos:</b>			
Eficiencia (TMh-guardia)	3.5	6.6	12.0
Factor de potencia (Kg/TM)	0.65	0.54	0.43
Rendimiento perforación (TM/m-perf)	0.42	3.38	6.33
<b>2. Desarrollo y Preparación:</b>			
Indice (m-avance / 1000 TM mineral)	0.10	0.08	0.06
<b>3. Producción Diaria (TM/día)</b>			
Producción x preparaciones (%)	8%	11%	14%
<b>4. Recuperación Reservas Geológicas (%)</b>			
	72%	69%	65%
<b>5. Restablecimiento del Equilibrio del Macizo Rocosos</b>			
	Relleno y puentes en mineral	Relleno, puentes y pilares en mineral	Relleno, puentes y pilares en mineral
<b>6. Voladura (TM/disparo)</b>			
	70	131	240
<b>7. Sostenimiento Temporal</b>			
	Puntual	Puntual	ninguno
<b>8. Duración prom del Block (años)</b>			
	5.00	2.00	1.30

Fuente: Elaboración propia.

**La dilución por método de explotación:** Se considera para el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado 14.8% de dilución, método de Shrikage Dinámico

12.2% de dilución y para el método de explotación de Sub Level Stopping de 9.60% de dilución. Ver Tabla 40.

Tabla 40 Cuadro comparativo de dilución estimada

Método de Explotación	Tiempo de explotación (años)	Tiempo de Explotación (Meses)	Producción Diaria (TM/d)	Dilución (%)	Valor del Mineral Diluido (US\$/TM)
Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado	19	229	70	14.8%	116.6
Shrinkage Dinámico	10	122	131	12.2%	120.2
Sub Level Stopping	6	67	240	9.60%	123.7

Fuente: Elaboración propia

### 3.11 Costos de Operación y Producción

Los costos del ciclo de minado para ambos métodos se muestran a continuación en la Tabla 41.

Tabla 41 Costos de preparación y de minado – método Corte y Relleno.

Costos de Preparaciones			
Costo de preparación	35.68	US\$/TM	
Costos del Ciclo de Minado Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado (US\$/TM)			
Costo Desatado para perforación	0.21	US\$/TM	3.96%
Costo de Perforación	1.04	US\$/TM	19.26%
Costo de Voladura	0.44	US\$/TM	8.16%
Costo Desatado para Limpieza	0.21	US\$/TM	3.90%
Costo de Limpieza y Acarreo	2.45	US\$/TM	45.18%
Costo de Relleno	1.06	US\$/TM	19.54%
<b>Total Ciclo de Minado</b>	<b>5.42</b>	<b>US\$/TM</b>	<b>100.00%</b>

Fuente: Elaboración propia

Tabla 42 Costos de preparación y de minado – método Shrinkage Dinámico

Costos de Preparaciones			
Costo de preparación	31.72	US\$/TM	
<b>Costos del Ciclo de minado Shrinkage Dinámico (US\$/TM)</b>			
Costo Desatado para perforación	0.19	US\$/TM	3.96%
Costo de Perforación	0.91	US\$/TM	19.26%
Costo de Voladura	0.39	US\$/TM	8.16%
Costo Desatado para Limpieza	0.19	US\$/TM	3.90%
Costo de Limpieza y Acarreo	2.15	US\$/TM	45.18%
Costo de Relleno	0.93	US\$/TM	19.54%
<b>Total Ciclo de Minado</b>	<b>4.75</b>	<b>US\$/TM</b>	<b>100.00%</b>

Fuente: Elaboración propia

Tabla 43 Costos de preparación y de minado – método Sub Level Stopping

Costos de Preparaciones			
Costo de preparación	69.25	US\$/TM	
Costo de sostenimiento	0.79	US\$/TM	
<b>Costo x preparación</b>	<b>70.04</b>	<b>US\$/TM</b>	
<b>Costos del Ciclo de minado Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado (US\$/TM)</b>			
Costo de Perforación	1.29	US\$/TM	28.04%
Costo de Voladura	0.34	US\$/TM	7.35%
Costo Desatado para Limpieza	0.03	US\$/TM	0.58%
Costo de Limpieza y Acarreo	2.11	US\$/TM	45.94%
Costo de Relleno	0.83	US\$/TM	18.09%
<b>Total Ciclo de Minado</b>	<b>4.58</b>	<b>US\$/TM</b>	<b>100.00%</b>

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la Tabla 44, podemos observar que existe mayor recuperación de mineral por el método de Corte y Relleno Ascendente (72%), pero como

contraparte su explotación es mucho más lento, cuyo tiempo de explotación del block mencionado es de 5 meses, el método de Shrinkage Dinámico (69%), pero como contraparte su explotación es lento, cuyo tiempo de explotación del block mencionado es de 2 meses. En cambio con el método de explotación de Sub Level Stopping, si bien es cierto que la recuperación del mineral es menor (65%), principalmente por los pilares intermedios que se dejan para mantener la estabilidad del macizo rocoso para una explotación racional, por su característica de método de alta producción y eficiencia, se logra culminar la explotación en solamente 1.3 meses, considerando una producción mínima de 240 TM/d con proyección a largo plazo de dos paneles en producción simultánea. Como referencia de la evaluación ver Anexo 6.7, 6.8, 6.9 y 6.10.

Tabla 44 Cuadro comparativo de métodos de explotación.

Referencia Anexo 10: Producción Proyecto Estimado por Método de Explotación

Método de Explotación	Total Block	Mineral Explotable	Leyes (% Pb)	Leyes (% Zn)	Valor del Mineral (US\$/TM)	% de Recuperación por Método	Producción Diaria (TM/d)	Producción Mes (TM/mes)
Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado	452,832	325,198	9%	11%	44,507,944	72%	70	2,101
Shrinkage Dinámico	452,832	309,647	9%	11%	42,379,521	69%	131	3,940
Sub Level Stopping	452,832	294,096	9%	11%	40,251,098	65%	240	7,200

Fuente: Elaboración propia

### 3.12 Sensibilidad de la Ley Cut Off en función del método de explotación

Como se puede observar en la Tabla 15, la Ley Cut Off más baja, la ofrece el método de explotación Sub Level Stopping, para una ley de Pb del 5% y ley de Zn del 6.4%. Ver Tabla 45.

Tabla 45 Análisis de Cut-Off por Métodos de Explotación

Ley Cut Off para un ritmo de Producción con el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente	237,215 US\$/TMS	<b>Costo producción</b>
	122 US\$/TMS	<b>Utilidad</b>
<b>Cut OFF</b>	<b>Ley Pb:</b>	7.9%
	<b>Ley Zn:</b>	8.7%
Ley Cut Off para un ritmo de Producción con el Método de Explotación de Shrinkage Dinámico	415,150 US\$/TMS	<b>Costo producción</b>
	2,007 US\$/TMS	<b>Utilidad</b>
<b>Cut OFF</b>	<b>Ley Pb:</b>	7.1%
	<b>Ley Zn:</b>	8.4%
Ley Cut Off para un ritmo de Producción con el Método de Explotación Sub Level Stoping	562,408 US\$/TMS	<b>Costo producción</b>
	689 US\$/TMS	<b>Utilidad</b>
<b>Cut OFF</b>	<b>Ley Pb:</b>	5.0%
	<b>Ley Zn:</b>	6.4%

Fuente: Elaboración propia

### 3.13 Evaluación Económica para la Aplicación del Método de Explotación Sub Level Stoping

El periodo de inversión total es de cuatro años como se muestra en la Tabla 46, para el análisis económico se consideró el monto del primer año de inversión. Para este análisis económico se utilizaron como indicadores: la tasa interna de retorno TIR, el VAN al 12% de cok, el ratio beneficio/costo y el pay back. Los resultados obtenidos se muestran en la Tabla 47.

Tabla 46 Resumen Cronograma Inversiones Periodo 2019 – 2022

	2019	2020	2021	2022	Total
<b>Avances (m)</b>	<b>5,011</b>	<b>5,466</b>	<b>3,136</b>	<b>721</b>	<b>14,334</b>
<b>Inversión US\$</b>	<b>4,228,819</b>	<b>4,151,211</b>	<b>2,472,003</b>	<b>493,143</b>	<b>11,247,638</b>

Fuente: Elaboración propia

Tabla 47 Resumen Comparativo de los Resultados Técnicos Económicos

Método de Explotación	Número de años de explotación	Costo Desarrollo y Preparación (US\$/TM)	Costo Minado (US\$/TM)	Costo de Izaje, Transporte y Mat. Mina (US\$/TM)	Costo de Ingeniería, Tratamiento y Otros (US\$/TM)	Costo de Inversión (US\$/TM)	Costo de Operación (US\$/TM)	VAN (12%)	TIR	Beneficio /Costo	Pay back (Años)
Corte y Relleno Ascendente Semicanizado	5.00	35.68	5.42	0.66	3.93	35.68	81.37	3,881,005	45%	1.92	1.88
Shrinkage Dinámico	3.00	31.72	4.75	0.66	3.93	31.72	72.77	5,952,496	84%	2.41	1.00
Sub Level Stoping	2.00	26.83	4.58	0.34	2.00	26.03	59.78	9,095,572	159%	3.15	0.54

Fuente: Elaboración propia



Tabla 48 Detalle de cálculo de VAN para el método de explotación Corte y Relleno

Labor	Programa	Tiempo de ejecución (meses)	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
<b>Preparaciones</b>							
Rampa	861	12	726,512.57				
Chimenea	84		71,234				
Estocada	540		455,747				
By Pass	1090		919,551				
Galería	681		574,959				
Crucero	811		684,192				
Sub Nivel	881		743,791				
Chim. RB	62		52,549				
<b>Monto por Preparaciones</b>	<b>5,011</b>	<b>12.00</b>	<b>4,228,535</b>				
<b>PRODUCCION ANUAL TM</b>	<b>118,510</b>		<b>23,702</b>	<b>23,702</b>	<b>23,702</b>	<b>23,702</b>	<b>23,702</b>
<b>Tajeo en Producción</b>							
Desate para perforación	0.21		5,086	5,086.45	5,086.45	5,086.45	5,086.45
Perforación	1.04		24,729	24,729	24,729	24,729	24,729
Voladura	0.44		10,480	10,480	10,480	10,480	10,480
Desate para limpieza	0.21		5,005	5,005	5,005	5,005	5,005
Limpieza y acarreo	2.45		58,003	58,003	58,003	58,003	58,003
Relleno	1.06		25,083	25,083	25,083	25,083	25,083
<b>Monto por Ciclo de Minado</b>			<b>128,386</b>	<b>128,386</b>	<b>128,386</b>	<b>128,386</b>	<b>128,386</b>
Materiales Mina	0.16		3,903	3,903.33	3,903.33	3,903.33	3,903.33
Izaje (Rompebanco y Pique)	0.22		5,139	5,139	5,139	5,139	5,139
Transporte (Locomotora Nv 28)	0.28		6,669	6,669	6,669	6,669	6,669
Geología - Ingeniería	0.41		9,789	9,789	9,789	9,789	9,789
Planta Tratamiento	2.82		66,748	66,748	66,748	66,748	66,748
Otros	0.70		16,580	16,580	16,580	16,580	16,580
<b>Montos (Otros)</b>			<b>108,828</b>	<b>108,828</b>	<b>108,828</b>	<b>108,828</b>	<b>108,828</b>
<b>Monto por Producción (US\$)</b>			<b>237,215</b>	<b>237,215</b>	<b>237,215</b>	<b>237,215</b>	<b>237,215</b>
<b>INGRESOS</b>			<b>3,451,022</b>	<b>3,451,022</b>	<b>3,451,022</b>	<b>3,451,022</b>	<b>3,451,022</b>
<b>DESCRIPCION</b>			<b>Año 1</b>	<b>Año 2</b>	<b>Año 3</b>	<b>Año 4</b>	<b>Año 5</b>
<b>INVERSIÓN</b>		<b>-4,228,535</b>					
<b>MONTO POR OPERACIÓN</b>			<b>-237,215</b>	<b>-237,215</b>	<b>-237,215</b>	<b>-237,215</b>	<b>-237,215</b>
<b>INGRESOS</b>			<b>3,451,022</b>	<b>3,451,022</b>	<b>3,451,022</b>	<b>3,451,022</b>	<b>3,451,022</b>
<b>MARGEN BRUTO</b>			<b>3,213,808</b>	<b>3,213,808</b>	<b>3,213,808</b>	<b>3,213,808</b>	<b>3,213,808</b>
<b>DEPRECIACIÓN</b>							
<b>UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS</b>			<b>3,213,808</b>	<b>3,213,808</b>	<b>3,213,808</b>	<b>3,213,808</b>	<b>3,213,808</b>
<b>Impuesto (30%)</b>			<b>964,142</b>	<b>964,142</b>	<b>964,142</b>	<b>964,142</b>	<b>964,142</b>
<b>CASH FLOW</b>		<b>-4,228,535</b>	<b>2,249,665</b>	<b>2,249,665</b>	<b>2,249,665</b>	<b>2,249,665</b>	<b>2,249,665</b>
<b>Tasa de interes de Retorno</b>			<b>45%</b>				
<b>VAN @ 12%</b>			<b>3,881,005</b>				
<b>BENEFICIO / COSTO</b>			<b>1.92</b>				
<b>PAY BACK (AÑO)</b>			<b>1.88</b>				

Fuente: Elaboración propia

Ver en Anexos 11 Presupuesto de Inversión Proyecto 2019 donde la inversión asciende a US\$ 4'228,535.

Tabla 49 Detalle del cálculo del VAN para el Método de Shrinkage Dinámico

Labor	Programa	Tiempo de ejecución (meses)	Año 1	Año 2	Año 3
<b>Preparaciones</b>					
Rampa	861	12	726,512.57		
Chimenea	84		71,234		
Estocada	540		455,747		
By Pass	1090		919,551		
Galería	681		574,959		
Crucero	811		684,192		
Sub Nivel	631		532,843		
Chim. RB	62		52,549		
Draw Points	250		210,948		
<b>Monto por Preparaciones</b>	<b>5,011</b>	<b>12.00</b>	<b>4,228,535</b>		
<b>PRODUCCION ANUAL TM</b>					
	<b>133,324</b>		<b>44,441</b>	<b>44,441</b>	<b>44,441</b>
<b>Tajeo en Producción</b>					
Desate para perforación	0.19		8,363	8,363	8,363
Perforación	0.91		40,660	40,660	40,660
Voladura	0.39		17,232	17,232	17,232
Desate para limpieza	0.19		8,229	8,229	8,229
Limpieza y acarreo	2.15		95,370	95,370	95,370
Relleno	0.93		41,242	41,242	41,242
<b>Monto por Ciclo de Minado</b>			<b>211,097</b>	<b>211,097</b>	<b>211,097</b>
Materiales Mina	0.16		7,319	7,319	7,319
Izaje (Rompebancos y Pique)	0.22		9,636	9,636	9,636
Transporte (Locomotora Nv 28)	0.28		12,504	12,504	12,504
Geología - Ingeniería	0.41		18,354	18,354	18,354
Planta Tratamiento	2.82		125,153	125,153	125,153
Otros	0.70		31,087	31,087	31,087
<b>Montos (Otros)</b>			<b>204,053</b>	<b>204,053</b>	<b>204,053</b>
<b>Monto por Producción (US\$)</b>			<b>415,150</b>	<b>415,150</b>	<b>415,150</b>
<b>INGRESOS</b>			<b>6,470,667</b>	<b>6,470,667</b>	<b>6,470,667</b>
<b>DESCRIPCION</b>			<b>Año 1</b>	<b>Año 2</b>	<b>Año 3</b>
<b>INVERSIÓN</b>					
			<b>-4,228,535</b>		
<b>MONTOS POR OPERACIÓN</b>			<b>-415,150</b>	<b>-415,150</b>	<b>-415,150</b>
<b>INGRESOS</b>			6,470,667	6,470,667	6,470,667
			6,055,517	6,055,517	6,055,517
<b>MARGEN BRUTO</b>			6,055,517	6,055,517	6,055,517
<b>DEPRECIACIÓN</b>			-	-	-
<b>UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS</b>			6,055,517	6,055,517	6,055,517
<b>Impuesto (30%)</b>			<b>1,816,655</b>	<b>1,816,655</b>	<b>1,816,655</b>
<b>CASH FLOW</b>			<b>-4,228,535</b>	<b>4,238,862</b>	<b>4,238,862</b>
<b>Tasa de interes de Retorno</b>			<b>84%</b>		
<b>VAN @ 12%</b>			<b>5,952,496</b>		
<b>BENEFICIO / COSTO</b>			<b>2.41</b>		
<b>PAY BACK (AÑO)</b>			<b>1.00</b>		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 50 Detalle del cálculo del VAN para el Método de Sub Level Stopping

Labor	Programa	Tiempo de ejecución (meses)	Año 1	Año 2
<b>Preparaciones</b>				
Rampa	861	12	726,512.57	
Chimenea	84		71,234	
Estocada	540		455,747	
By Pass	1,090		919,551	
Galería	681		574,959	
Crucero	811		684,192	
Sub Nivel	881		743,791	
Chim. RB	62		52,549	
<b>Monto por Preparaciones</b>	<b>5,011</b>	<b>12.00</b>	<b>4,228,535</b>	
<b>By pass (sosten. Shotcrete)</b>	380		129,037	
<b>Monto por Sostenimiento</b>			<b>129,037</b>	
<b>PRODUCCION ANUAL TM</b>	<b>162,432</b>		<b>81,216</b>	<b>81,216</b>
<b>Tajeo en Producción</b>				
Perforación	1.29		104,377	104,377
Voladura	0.34		27,347	27,347
Desate para limpieza	0.03		2,164	2,164
Limpieza y acarreo	2.11		170,997	170,997
Relleno	0.83		67,356	67,356
<b>Monto por Ciclo de Minado</b>			<b>372,240</b>	<b>372,240</b>
Materiales Mina	0.08		6,821	6,821
Izaje (Rompebancos y Pique)	0.11		8,980	8,980
Transporte (Locomotora Nv 28)	0.14		11,653	11,653
Geología - Ingeniería	0.21		17,105	17,105
Planta Tratamiento	1.44		116,637	116,637
Otros	0.36		28,972	28,972
<b>Montos (Otros)</b>			<b>190,168</b>	<b>190,168</b>
<b>Monto por Producción (US\$)</b>			<b>562,408</b>	<b>562,408</b>
<b>INGRESOS</b>			<b>11,825,050</b>	<b>11,825,050</b>
<b>DESCRIPCION</b>			<b>Año 1</b>	<b>Año 2</b>
<b>INVERSIÓN</b>			<b>-4,228,535</b>	
<b>MONTOS POR OPERACIÓN</b>			<b>-562,408</b>	<b>-562,408</b>
<b>INGRESOS</b>			11,825,050	11,825,050
<b>MARGEN BRUTO</b>			11,262,641	11,262,641
<b>DEPRECIACIÓN</b>			-	-
<b>UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS</b>			11,262,641	11,262,641
<b>Impuesto (30%)</b>			<b>3,378,792</b>	<b>3,378,792</b>
<b>CASH FLOW</b>			<b>-4,228,535</b>	<b>7,883,849</b>
<b>Tasa de interes de Retorno</b>			<b>159%</b>	
<b>VAN @ 12%</b>			<b>9,095,572</b>	
<b>BENEFICIO / COSTO</b>			<b>3.15</b>	
<b>PAY BACK (AÑO)</b>			<b>0.54</b>	

Fuente: Elaboración propia

## CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

### 4.1 Discusión

Del estudio de la Corporación Minera Castrovirreyna S. A. Unidad Caudalosa Grande en el 2014, en su Proyecto de Minado Temerario “Veta Caudalosa”, donde establece que: La determinación del método de minado se realiza con el método cuantificado de Nicholas, con una consecuente evaluación del ritmo de producción, costos, reservas minables y valor de mineral, donde se evalúa la dilución por el método empírico de O ‘Hará. En nuestro proyecto se determinó que las reservas probadas son 452 832 TM y probables 800 000 TM de mineral, con una ley promedio de Pb de 3.41 %, Zn de 8.08% y Cu de 1.22%. Considerando la variación al 2018 las leyes promedios se estiman para el Pb de 9% y Zn de 11 %, resultados del blendeo previo del mineral.

En el Modelo de Selección sustentado en la investigación de Muruaga Rojas S (2016), en su trabajo titulado: Selección de Métodos de Explotación para Vetas Angostas, esta basado en el método gráfico de estabilidad de Mathews, que permite diseñar unidades de explotación estables y en la zona de hundimiento para los métodos Sublevel Stoping y Sublevel Caving, respectivamente. En nuestro proyecto se determinó el uso de los siguientes métodos: Método gráfico de estabilidad de Mathews, Sistema de Boshkow y Wright; Sistema de Hartman, Sistema de Morrison y Sistema Nicholas; para asegurar y sustentar la aplicación de los métodos de Corte y Relleno; Shrinkage Dinámico y Sub Level Stoping.

Quispe Aguilar A.(2013), en su trabajo de Investigación titulado: Plan de Minado Subterráneo Aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A, el planeamiento operacional subterránea de la Corporación Minera Ananea se realiza el diseño de labores teniendo en cuenta las estructuras predominantes emplazadas en la zona del proyecto, tanto estructural como geológico. Por ello el plan de producción estará sujeto a las variables del yacimiento. En nuestra investigación el diseño de labores se realizó en forma integrada tomando en cuenta los tres métodos de explotación. Asimismo las operaciones unitarias están descritas en cada método de minado.

En la investigación de Ortiz Basauri J. y Siguenza Rodriguez A. (2016), se determinó el valor de las actividades de preparación, que asciende a US\$ 2'560,140 para un avance de 2,990 m, concluyéndose que el costo de preparación es de US\$ /m 856.23. Asimismo se determinó el valor de las inversiones que asciende a US\$ 26'622,077 para un avance de 2,990 m, concluyéndose que el costo del método es de US\$ /m 8,903.70 El cronograma de inversiones es para un periodo de 14 meses. La evaluación económica realizada de manera específica para este proyecto nos indica que es viable y a la vez rentable (VAN: 20'835,210 TIR: 35 % C/B: 1.96). El periodo de retorno de la inversión inicial (CAPEX) es de 8 meses, ya que en el 8vo mes se recupera los 2'560.140 US\$ que se invertirán en la preparación de la mina para su explotación. Esto nos indica que con la producción de 2 meses de un solo tajo se pagará todas las preparaciones.

En nuestra investigación para el año 2019 la inversión asciende a US\$ 4'228,535 para un avance de 5,011m, con un costo del método de Corte y Relleno de US\$ 237,215 por año; Shrinkage Dinámico de US\$ 415,150 por año y Sub Level Stoping de US\$ 562,408 por año. El cronograma de inversiones es para un periodo de 4 años. La evaluación económica realizada de manera específica con un Costo de Oportunidad de Capital del 12%, para este proyecto nos indica que es viable y a la vez rentable: VAN Corte y Relleno: 3'881,005; TIR Corte y Relleno: 45 %; B/C 1.92. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Corte y Relleno es de 2 años. VAN Shrinkage Dinámico: 5'952,496; TIR Shrinkage Dinámico: 84%; B/C 2.41. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Shrinkage Dinámico es de 1 año. VAN Sub Level Stoping: 9'095,572; TIR Level Stoping: 159%; B/C: 3-15. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Level Stoping es de 6 meses.

## 4.2 Conclusiones

La propuesta de un minado subterráneo en la mina Revolución Tres de Octubre N°2 de Huánuco para el período 2019 es factible, debido a que el cálculo de reservas hecho en la investigación arroja que se tiene 452,832 TM de reservas probadas y 800,000 TM de reservas probables, con una ley promedio de Pb de 3.41 %, Zn de 8.08% y Cu de 1.22%. Considerando la variación al 2018, las leyes promedios se estiman para el Pb de 9% y Zn de 11 %, resultados del blendeo previo del mineral. Asimismo se determinó el valor de las inversiones que asciende a US\$ 11'247,638 para un avance de 14,334 m, concluyéndose que el costo del método es de US\$ /m 784.68 El cronograma de inversiones es para un periodo de 4 años.

Se analizó los parámetros geomecánicos del macizo rocosos, determinándose el uso de los siguientes métodos: Método gráfico de estabilidad de Mathews, Sistema de Boshkow y Wright; Sistema de Hartman, Sistema de Morrison y Sistema Nicholas; para asegurar y sustentar la aplicación de los métodos de Corte y Relleno; Shrinkage Dinámico y Sub Level Stopping.

El diseño de labores se realizó en forma integrada tomando en cuenta los tres métodos de explotación. Existe mayor recuperación de mineral por el método de Corte y Relleno Ascendente (72%), pero como contraparte su explotación es mucho más lento, cuyo tiempo de explotación del block mencionado es de 5 meses; el método de Shrinkage Dinámico (69%), pero como contraparte su explotación es lento, cuyo tiempo de explotación del block mencionado es de 2 meses. En cambio con el método de explotación de Sub Level Stopping, si bien es cierto que la recuperación del mineral es menor (65%), principalmente por los pilares intermedios que se dejan para mantener la estabilidad del macizo rocoso para una explotación racional, por su característica de método de alta producción y eficiencia, se logra culminar la explotación en solamente 1.3 meses, considerando una producción mínima de 240 TM/d con proyección a largo plazo de dos paneles en producción simultánea.

- Para el año 2019 la inversión asciende a US\$ 4'228,535 para un avance de 5,011m, con un costo del método de Corte y Relleno de US\$ 237,215 por año; Shrinkage

Dinámico de US\$ 415,150 por año y Sub Level Stopping de US\$ 562,408 por año. El cronograma de inversiones es para un periodo de 4 años. La evaluación económica realizada de manera específica con un Costo de Oportunidad de Capital del 12%, para este proyecto nos indica que es viable y a la vez rentable: VAN Corte y Relleno: 3'881,005; TIR Corte y Relleno: 45 %; B/C 1.92. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Corte y Relleno es de 2 años. VAN Shrinkage Dinámico: 5'952,496; TIR Shrinkage Dinámico: 84%; B/C 2.41. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Shrinkage Dinámico es de 1 año. VAN Sub Level Stopping: 9'095,572; TIR Level Stopping: 159%; B/C: 3-15. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Level Stopping es de 6 meses.

## REFERENCIAS

1. Ackoff, R. (1998). *Planificación de la empresa del futuro*. México: Editorial Limusa.
2. Arias, L. (2013). “*Planeamiento y Diseño del Sistema de Extracción del Proyecto de Profundización de la U.O. San Braulio Uno*” (tesis) Facultad de Ciencias e Ingeniería – Universidad Católica del Perú.
3. Caballero Romero, A. (2003). “*Metodología de la Investigación Científica*”. Diseño con Hipótesis Explicativa.
4. Corporación Minera Castrovirreyna S. A. Unidad Caudalosa Grande (2014). *Proyecto de minado Temerario- Veta Caudalosa*. Huancavelica.
5. Clemente, T., y Clemente, J. (2009). *Análisis de Costos de Operación en Minería Subterránea y Evaluación de Proyectos Mineros*. Huancayo: Edición Gráfica Industrial.
6. Cuenta, E. (2002). “*Planeamiento y Diseño de Minado Subterráneo Veta N°3 sección III Yauliyaco*.” (tesis) Facultad de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional del Altiplano Puno.
7. Fuentes, E. (2010). *Equipamiento de Minas Subterráneas*. Lima: Editorial de la Universidad Nacional de Ingeniería.
8. Gala, S. (2010). *Apuntes de Formulación y Evaluación de Proyectos Mineros*. Material de Enseñanza. Lima: Consejo Departamental de Lima Capítulo de Ingeniería de Minas.
9. Hustrulid, William – AIME; *Underground mining methods handbook*, 1982, SME, 88 – 112, The American institute of mining, metallurgical, and petroleum engineers, Inc. New York.
10. Lopez, C., Lopez, E., y García, P. (1994). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. (2a ed). Madrid, España: Instituto Geológico y Geominero.
11. Llanque, O., Navarro, V. (1999). *Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos*, Universidad Nacional del Altiplano – Puno.
12. Mena, A. (2012). “*Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas: Caso Práctico; Mina Esperanza de Caravelí de la Compañía Minera Titán S. R. L.*” (tesis) Facultad de Ciencias e Ingeniería – Universidad Católica del Perú.



13. Muruaga, S. (2016). *“Selección de Métodos de Explotación para Vetas Angostas”* (tesis) Departamento de Ingeniería Civil de Minas – Universidad de Chile.
14. Novitzky, A. (1975). *Métodos de explotación subterránea y Planificación de minas*. Buenos Aires, Arge.
15. Ortiz, J., y Siguenza, A. (2016). *“Propuesta del método corte y Relleno Mecanizado para Incrementar la Producción en Mina Lourdes, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S. A. 2016”* (tesis) Facultad de Ingeniería – Universidad Privada del Norte.
16. Prado, R. (1987). *Control de Operaciones Mineras*. Lima.
17. Quispe, A. (2013). *“Plan de Minado Subterráneo Aplicado en la Corporación Minera Ananea S. A.”* (tesis) Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería.
18. Rivera, E. (2015). *“Método de Minado Sub Level Stoping en Corporación Minera Castrovirreyna.”* (tesis) Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería.
19. Sampieri R. (1997). *Metodología de la Investigación*. Escuela Superior de Comercio y Administración Instituto Politécnico Nacional y Annenberg School for Communication. University of Pennsylvania. USA.
20. Stephen, N. (2006). *Planificación y Control de la Producción*. México: Editorial Pearson Educación.
21. Toledo, G. (2010). *Explotación e Minas en el Sistema de Minado Subterráneo con Rampas*. Lima: Editorial de la UNMSM.

## ANEXOS

- Anexo 01 : Matriz de Consistencia.**
- Anexo 02 : Geología General de la Zona en Estudio.**
- Anexo 03 : Planos de la Concesión Minera.**
- Anexo 04 : Evaluación de Reservas.**
- Anexo 05 : Parámetros Geomecánicos.**
- Anexo 06 : Selección de Método de Minado.**
- Anexo 07 : Programa de Producción.**
- Anexo 08 : Diseño de Métodos de Minado para la Mina Revolución.**
- Anexo 09 : Evaluación Económica.**
- Anexo 10 : Producción Proyectada.**
- Anexo 11 : Presupuesto de Inversión 2019.**
- Anexo 12 : Ficha Técnica de Mini Jumbo Neumático.**

## Anexo 1

**Tabla 1.1 Matriz de Consistencia**

TÍTULO: "PROPUESTA DE MINADO SUBTERRANEO PARA LA PRODUCCIÓN DE MINERAL EN LA MINA REVOLUCIÓN TRES DE OCTUBRE N° 2 DE HUANUCO, PARA EL PERIODO 2019"				
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variables	Marco Teórico
¿Cuál es la propuesta de minado subterráneo en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, para el período 2019?	Realizar la propuesta de minado subterráneo para incrementar la producción de mineral en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, para el período 2019.	La propuesta de minado subterráneo en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, incrementará la producción, para el período 2019.	<p><u>Variable Independiente</u></p> <p>Minado Subterráneo</p> <p><u>Variable Dependiente.</u></p> <p>Incremento de la producción de Mineral en la Mina Revolución, periodo 2019.</p>	<p style="text-align: center;"><b>PMINADO SUBTERRANEO</b></p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. Evaluación de Reservas.</li> <li>2. Métodos de Minado Subterráneo</li> <li>3. Consideraciones Geomecánicas.</li> <li>4. Labores Mineros.</li> <li>5. Operaciones Unitarias.</li> <li>6. Evaluación económica minera.</li> </ol> <p style="text-align: center;"><b>PRODUCCION DE MINERAL.</b></p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. Planeamiento de Producción Minera.</li> <li>2. Productividad de una Empresa.</li> </ol>
Problemas Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Específicos		
¿Cuáles son las Reservas probadas y las características de la roca caja y mineral, para seleccionar el método de minado e incrementar la producción de mineral en la mina Revolución?	Determinar las reservas probadas y las características de la roca caja y mineral, para seleccionar el método de minado e incrementar la producción de mineral en la Mina Revolución	Las reservas probadas y la caracterización de la roca caja y mineral, determino significativamente los métodos de minado en el incremento de la producción de mineral en la Mina Revolución.		
¿Cuál es el diseño de las labores mineras para incrementar la producción de mineral en la mina Revolución?	Diseñar las labores mineras para incrementar la producción de mineral, en la Mina Revolución.	El diseño de las labores minera influyen significativamente para incrementar la producción de mineral en la Mina Revolución.		
¿Cuál es la evaluación económica del minado propuesto en la mina Revolución?	Determinar la evaluación económica de los métodos de explotación del minado propuesto, en la Mina Revolución.	El resultado de la evaluación económica de los método de explotación del minado propuesto en la Mina Revolución es rentable.		

## Anexo 2

### Geología General de la Zona de Estudio

#### 1 Geología General

##### 1.1 Geología Regional

Geológicamente, la mina Revolución está ubicada en el flanco occidental de la cordillera oriental emplazada en la unidad granodiorítica del batolito de Paucartambo de edad a Jurásico – Triásico, que se encuentra intruyendo al complejo Marañón y al Grupo Pucara. Desde el punto de vista metalogénico se ubica en la franja aurífera de Huachon - Paucartambo, que es análoga con el batolito de Pataz en el norte del Perú alojando vetas de cuarzo con contenido aurífero y polimetálico, interpretado como depósitos de oro orogénicos. Estructuralmente se ubica en el sistema de falla regional Huachón – Rondoni, presenta una orientación NW- SE. A lo largo de este corredor las vetas auríferas reportadas en varios proyectos Huachon – Toruna se emplazaron en zonas tensionales con una orientación NE-SW buzando al 60° - 85° al NE-E.

Desarrollándose como distrito minero, aurífero en el norte de Pataz – Parcoy. Los proyectos que más resaltan son: Horizonte (5.8 Moz Au). En el centro los proyectos Volcán – Toruna (1.0 Moz) Huachon con leyes que varían 10-15 g/t Au y localmente hasta 70 g/t Au. Cerro de Pasco, San Gregorio, Shalipayco y Rondoni.

##### 1.1.1 Mesozoico - Triásico – Liásico

**Grupo Pucará (TrJ-pu).** - Estas series carbonatadas se encuentra a unos 10 km aprox. al SW del proyecto Colqui. Según Mc Laughlin denomina también a este grupo como una secuencia de plataforma carbonatada, cuyas facies tienen dos orígenes (según, Carlos Ángeles) tanto occidental como oriental; para nuestra zona de estudio tiene un origen oriental a la que se denomina formación Chambará por las evidencias encontradas de una fauna fosilífera como bivalvos y crinoideo (pentacrinus) que estarían marcando la base del grupo Pucará. Esta secuencia suprayace en discordancia angular, pero de bajo ángulo sobre el

grupo mitu. En la zona de estudio está conformado de calizas, dolomías y calcoarenitas, de coloración gris oscura a beige con abundantes nódulos de chert.

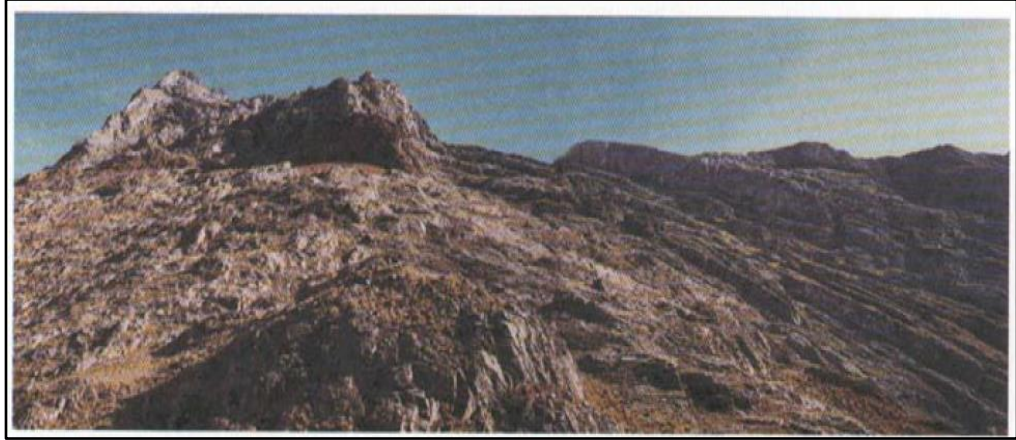


Figura 2.1 Afloramiento de calizas del Grupo Pucará con manifestaciones de alteración metasomática en el Cerro Rondoni (Ambo).

**Formación Chambará.-** Se caracteriza por constituir una secuencia relativamente monótona de calizas masivas, color gris azulino a superficie intemperizada color amarillo cremoso, se distingue nódulos de chert de formas irregulares o lentes paralelos a la estratificación.

El cerro Uliachín está constituida por calizas potentes de color oscuro a veces bituminosa a la parte superior, alterna niveles de margas y calizas arenosas. No se observa la base debido a la existencia de una falla, sin embargo se muestra cerca del talweg y flanco oriental de la quebrada Rumillana a unos 3 km al norte de Cerro de Pasco; en este lugar se encuentran muy subverticales y están situadas inmediatamente encima del Grupo Excélsior.

Al Este de la falla Atacocha - Milpo se midió una sección constituida en la base por caliza gris clara compacta y masiva con intercalaciones de calizas nodulares, de chert; capas medianas a gruesas, con esporádicos niveles delgados de caliza tabular con vetillas de calcita, se caracteriza por ser muy resistente a erosión.

En la margen derecha de la quebrada Sharpa son calizas gris claras a oscuras de composición micrítica, se intercalan capas delgadas de calizas dolomíticas a dolomitas, margas y lutitas. En los niveles inferiores se presenta calizas nodulares con chert en capas medianas a gruesas con rumbo aproximado Norte-Sur, con inclinaciones de 70 - 85° al Oeste a veces verticales e invertidos.

En la región de Cerro de Pasco ocurre bastante diferenciación dentro de las calizas triásicas que han sido descritas por JENKS, W. (1951). Las observaciones más importantes hechas por JENKS, W. fueron que la continuación al Oeste de la falla comprendió 674 m de potencia; al Este de la falla es 3152 m, ello demuestra consecuentemente que la falla de Cerro de Pasco estuvo activa durante el tiempo triásico y a la vez, existió un alto estructural en el lado Occidental (Goyllarisquizga). No se ha medido secciones en los afloramientos entre el Lago de Junín y el domo de Malpaso, pero las calizas triásicas son ciertamente gruesas y es posible que la línea de Malpaso tuvo similar efecto sobre la estratigrafía como la falla de Cerro de Pasco.

El contacto con el Grupo Mitu es discordante e infrayace en contacto concordante a la Formación Aramachay.

### **1.1.2 Paleozoico Pérmico Superior**

**Grupo Mitu (Ps-gr).**- Se encuentra presente arenisca color rojo púrpura esporádicamente y niveles de lutitas y conglomerados.

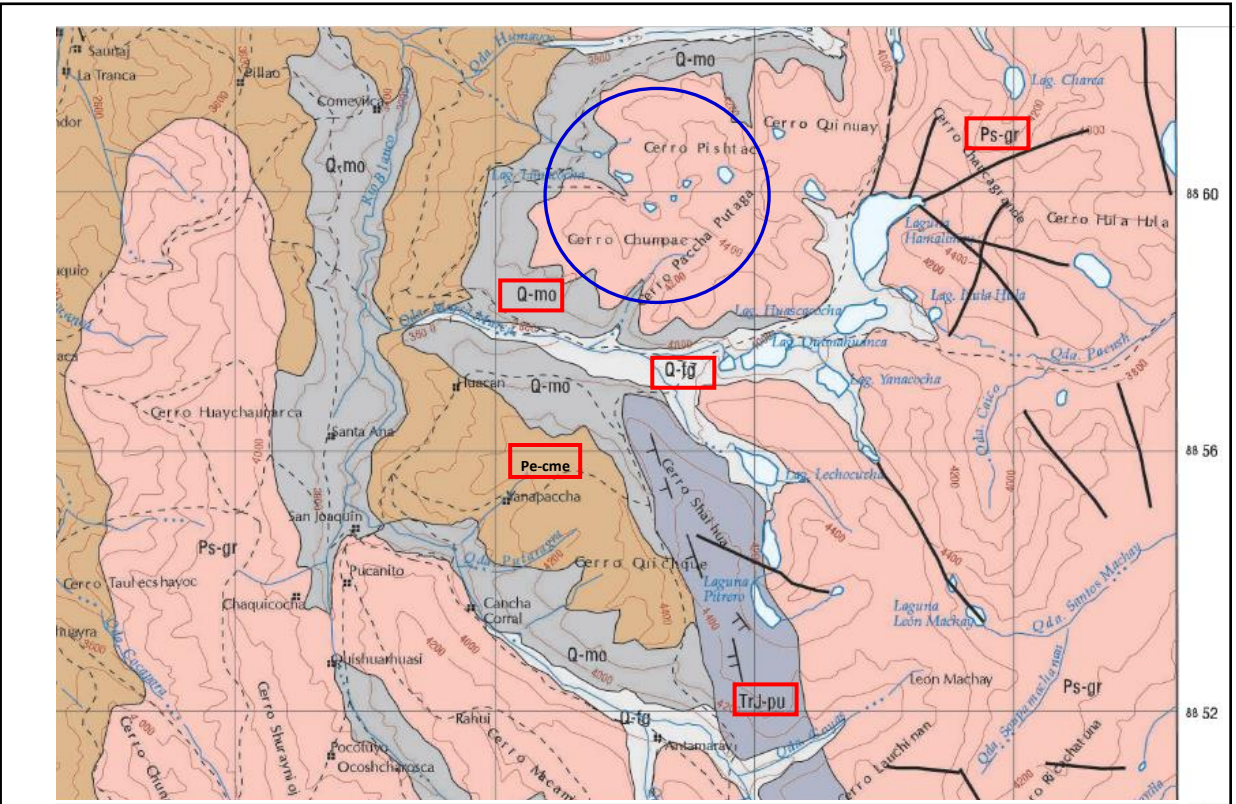
Mc LAUGHLIN, D. H. (1924) propone esta denominación, a una serie detrítica de color rojo que aflora en la localidad de Mitu próximo a Chacayán (hoja de Ambo).

En el lugar típico de afloramientos, consiste en la base conglomerados polimícticos, subangulosos cementados por una matriz areniscosa de grano fino de color rojo ladrillo, con estratos delgados de lutitas gris a rojizas con clara estratificación laminar. Los fragmentos son de esquistos, cuarcitas,

micaesquistos, y pequeña proporción de calizas. De aproximadamente 45 m de potencia.

En la parte media, se observa una alternancia de areniscas rojo ladrillo en conglomerados polimícticos, en estratos medios a gruesos con estratificación cruzada a sesgada con niveles de areniscas finas, se estima 60 m de espesor; al tope conglomerado, areniscas de color rojo ladrillo a púrpura. Presenta pseudo estratificación sesgada, el conglomerado con clastos subangulosos a subredondeados, esquistos, cuarcitas, y calizas, con matriz arenosa rojiza, se considera un espesor de 40 m, se caracteriza por presentar suelos muy rojizos.

En las partes altas de Caina se presenta encima del Grupo Ambo e infrayacente al Grupo Pucará; sin embargo en las proximidades de Chaulán estas molasas se comportan como rocas autóctonas a un apilamiento de cuatro unidades estructurales cretáceas en forma de sinclinal. En la carretera Ambo a Huaracalla se observa grietas de desecación en lutitas rojas e intercalados por areniscas rojizas de grano medio; las grietas están rellenadas por arenisca algo rosada. Tales grietas se produjeron evidentemente en la superficie por exposición a la interperie, habiendo sido luego rellenados con arena, probablemente de origen eólico. Las intercalaciones volcánicas son reducidas en la parte occidental (Cerro de Pasco, Ambo) y sobre la vertiente oriental; las coladas o brechas volcánicas de composición química mal definida, de tufos consolidados riolíticos. La presencia de estos volcánicos indica que durante la deposición del Pérmico inferior, se produjeron movimientos de distensión acompañados de fallas sin- sedimentarias.



ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITOESTRATIGRAFICAS	ROCAS INTRUSIVAS	
				PLUTONICAS	HIPABISALES
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Depósitos aluviales Depósitos Coluviales Depósitos fluvio-glaciales Depósitos Morrénicos Depósitos Aluviales	Q-al Q-c Q-fg Q-mo Q-pa	
		PALEOGENO	EOCENO	Formación Casapalca	KP-ca
MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Formación Jumasha	Ks-j	
		INFERIOR	Fm. Chülec-Pariatambo Grupo Goyllarisquisga	Ki-ch-pt Ki-ch Ki-g	
	JURASICO	INFERIOR	Fm. Condorsinga Fm. Aramachay	Ji-c Ji-a	
	TRIASICO	SUPERIOR	Fm. Chamberá	Jr-ch	
PALEOZOICO	PERMICO	SUPERIOR	Grupo Mitu	Ps-m	Ps-gr Granito
		INFERIOR	Gpo. Tarma-Copacabana	CP-tc	
	CARBONIFERO	Mesozoico	Grupo Ambo	CI-a	
	DEVONICO	INFERIOR	Grupo Excelsiar	SD-e	
	SILURICO				
	ORDOVICICO	MEDIO	Fm. Contaya Esquistos	O-c Pe-cme	
NEO-PROTEROZOICO	COMPLEJO MARAÑON		Gneis	Pe-cmg	



Figura 2.2 Mapeo Geológico del Cuadrángulo “Ambo” Hoja 21K.

El Grupo Mitu es un depósito típico de molasa y de niveles volcánicos representados por andesitas que pueden ser las más tempranas manifestaciones volcánicas regionales en los Andes Centrales. Es una fase de actividad, la cual estaba relacionada a las fases próximas de la Orogenia Hercínica. Las lavas son de composición sub alcalina y parecen estar relacionadas químicamente a los plutones graníticos de edad Permiano medio, los cuales afloran dentro de la Cordillera Oriental. Esta combinación de plutonismo - vulcanismo es de interés como la primera actividad magmática bien desarrollada registrada, paralela al margen continental y ello tiene claramente algunas relaciones sobre la interpretación del mecanismo de las placas tectónicas, las cuales desde tiempos del Permiano adelante han proveído el control tectónico total para el desarrollo de la Orogenia Andina.

En Ambo el Grupo Mitu descansa directamente sobre las calizas del Tarma-Copacabana; mientras en San Pedro de Pillao-Chacayán reposa en discordancia angular sobre el Complejo Metamórfico del Marañón.

La potencia del Grupo Mitu es variable, de modo general se observa una disminución progresiva de Oeste a Este; así en Yanahuanca - Goyllarisquizga, reposa directamente sobre el Zócalo Precámbrico y cubierto por calizas del Grupo Pucará, su espesor es de 100 m aproximadamente. En Chacayán se midió una potencia de 150 mts aumentando en Santa Ana de Tusi. El espesor aumenta progresivamente hacia el Este llegando a espesores de 1,000 a 2,000 m en los alrededores de Pallanchacra; disminuyendo en San Rafael a Huaracalla (Figura 2.3).

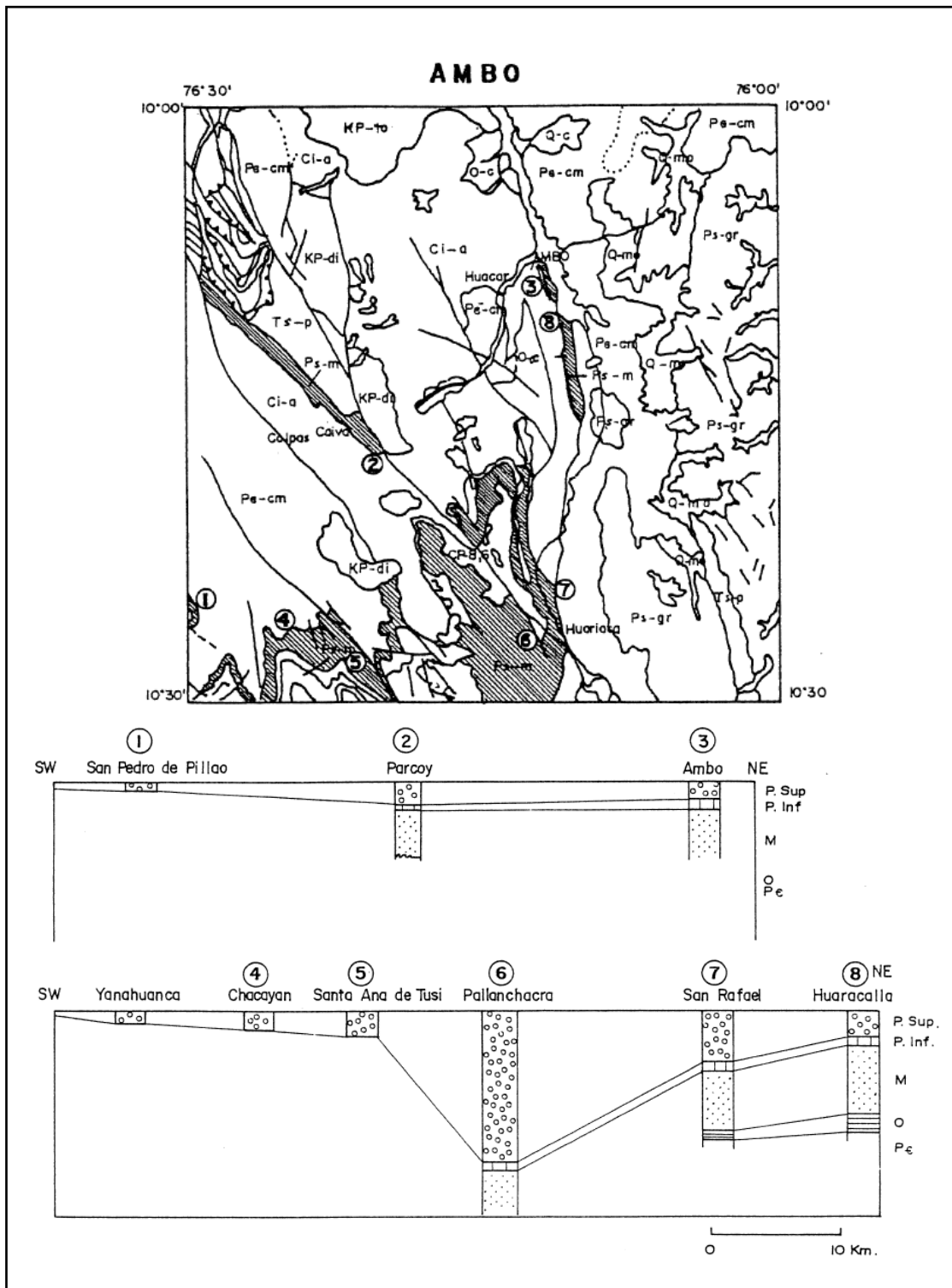


Figura 2.3. Variación de espesor del Grupo Mitu (Permiano superior, Pe - Neo Proterozoico; M - Missisipiano; O - Ordoviciano; Per. Inf.- Permiano inferior; Per. Sup.- Permiano superior. En el área del Cuadrángulo de Ambo.

### **1.1.3 Paleozoico Silúrico - devónico - Inferior**

**Grupo Excélsior (SD-e).** - Sus afloramientos bien conocidos están en el pueblo de Alcas a unos 5 Km. al NW del proyecto Colqui prospecto minero Revolución 03 de octubre, teniendo una secuencia monótona de filitas grises, lutitas y arenisca, en la parte superior una secuencia de areniscas, conglomerados y algunas intercalaciones de lutitas, pizarras y esquistos que pertenecen a esta edad.

### **1.1.4 Cuaternario - Holoceno**

**Depósitos Fluvioglaciares (Q-fg).**- Presenta suelo fluvio glacial con cobertura de material cuaternario, hacia las partes bajas del Cerro Colqui y Cerro Pishtac presentando la Laguna Limacocha y otras de demisiones moderadas.

**Depósitos Morrénicos (Q-mo).**- Conformado por material morrénico formados por cantos y gravas y materiales de solifluxión.

Esta unidad se extiende al Noroeste de la localidad de Cerro de Pasco, consiste de una superficie plana con tierras altas que alcanzan una altura promedio de 4,300 msnm. Está moderadamente circundada por una cadena de cerros dentados que forman la divisoria continental, siendo cubierta en la parte baja con depósitos glaciares que forman las grandes morrenas; tal como se puede apreciar en las localidades de Huaracancha y la Hacienda Ranchangaga ubicados al Noreste del cuadrángulo de Ondores. Es posible distinguir depósitos morrénicos de dos diferentes edades. El antiguo por efecto de intemperismo, la cresta va siendo degradada y el reciente presenta una cresta marginal dentada, siendo estos razgos característicos de los hielos estancados que se dán al Noroeste de Ondores en el caso del proyecto Colqui se presenta cadenas donde se encuentra el Cerro Colqui y el Cerro Pishtac.

### 1.1.5 Neo-Proterozoico Complejo Marañón

Las rocas metamórficas del Complejo del Marañón, han sido asignadas al Neoproterozoico observándolas principalmente en los cuadrángulos de Ambo y Cerro de Pasco. Sus afloramientos a manera de bloques son controlados por fallas regionales de dirección NO-SE, caracterizadas en las áreas de Paucar (occidental) y del río Huallaga (oriental).

Se presentan ventanas geológicas en la parte media de estas áreas, tal como ocurre en Tres Cruces, Huacar y Piruco-Queulacocha (Ambo); habiéndose diferenciado en ellas dos tipos de rocas metamórficas: gneis y esquistos.

**Gneis (Pe-cmg).**- Esporádicamente presencia de gneis bandeados. Sus afloramientos están restringidos al sector NE de Ambo, ubicados entre las lagunas Pichcacochoa y Huascacochoa (Figura 2.4), están constituidos por gneis bandeados, con cristales de cuarzo, feldespato y micas de textura bandeadas, compactos; presentan morfología abrupta, conspicua y relieve accidentado; ocupando las partes altas.

Petrográficamente presentan textura granoblástica, cuarzo 20%, biotita 25%, plagioclasa 15%, muscovita 25% de tamaños comprendidos entre 0.1 y 1.1 mm. Entre los accesorios se tiene 2% de cloritas, de forma anhedral a subhedral y ocurre en agregados densos, diseminados y granoblastos, los cristales están deformados (Figura 2.5).



Figura 2.4. Laguna Pichcacochoa, constituida por gneis del Complejo Marañón. Por el hermoso paisaje de lagunas y cataratas es considerado como zona turística (Ambo).



Figura 2.5. Gneis, compuestos por granos de cuarzo (c), plagioclasas (p), muscovita (m) intersticiales; existen escasos minerales opacos (o). Aumento 150X.

**Esquistos (Pe-cme).**- Color verde con lentes de cuarzo. Se desarrollaron en ambos flancos de la Cordillera Oriental, (áreas de Paucar y río Huallaga). En el área de Paucar, San Pedro de Pillao, Tapuc y Tangor se observa una serie de

esquistos que contienen cuarzo-muscovita, de textura granoblástica, siendo las micas entre 50 y 70%, y el cuarzo 20-30%. Los accesorios se presentan como cloritas, feldspatos, anfíboles subhedrales - anhedrales, que ocurren a modo de granoblastos, en agregados densos, diseminados e intersticiales. Se observa numerosas fases de plegamiento, con abundante venilla y lentes de cuarzo probablemente productos de la segregación del metamorfismo regional de bajo grado.

Esta área está limitada por afloramientos del Grupo Ambo hacia el Este y Mitu al Sur; el bloque tiene continuación hacia el cuadrángulo de Yanahuanca, el color es gris azulado con abundantes vetas de cuarzo lenticular que destaca por su coloración y menor resistencia, los que tentativamente se considera como formados a partir de una secuencia filítica (COBBING, J. SANCHEZ, A. 1996).

Hacia el tope, próximo al contacto con el Grupo Mitu entre Chacayán y Tapuc (Ambo) se observa niveles delgados de filitas y pizarras esquistosas de color gris marrón a gris oscuro, con esquistos algo sericíticos y lentes de cuarzo.

El bloque del río Huallaga se presenta como una franja continua de orientación NO y SE desarrollada en la margen derecha, teniendo un ancho de 25 km. que se va estrangulando en San Rafael, llegando a medir a penas 3 km de ancho. Está intruido por rocas graníticas del Paleozoico superior y controlado por una falla regional de dirección N-S continuando hacia el Este de Ticlacayán. En afloramiento presenta esquistos micáceos a sericíticos de color verde, con micropliegues y fracturas con ejes de variada dirección y presencia de lentes y vetillas cuarzo lechoso.

Por intemperismo presenta colores rojizos, presentando una morfología ondulada a agreste e irregular. (Figura 2.6).

Los esquistos en sección delgada presentan textura granoblástica teniendo al cuarzo como mineral esencial (25 a 30%), los accesorios se presentan

plagioclasas, cloritas, sericita con porcentajes menores a 10%, de forma anhedral, ocurren como granoblastos agregados densos; se le clasifica como esquisto de cuarzo-mica (Figura 2.7).

En Huacar, Tres Cruces y en la franja Piruco-Queulacocha, aflora a manera de “ventanas” esquistos micáceos, bastante plegados y fracturados con lentes de cuarzo lechoso, plagioclasas, biotitas, muscovita y epídota.

DALMAYRAC, B. (1970) en San Rafael determinó cordierita asociada a minerales de clorita; se sabe que la cordierita es un mineral caracterizado de la facies anfibolítica, es decir de alto grado de metamorfismo y la clorita un mineral que existe sólo en la epizona y que no puede existir cuando el grado de metamorfismo es alto.

La asociación cordierita - clorita es imposible para un mismo metamorfismo; por lo tanto, se supone que la cordierita resulta de un metamorfismo antiguo y que la clorita es debida a “retromorfosis”, es decir a una segunda fase de metamorfismo (seguramente hercínica) que afectó zonas ya metamorfizadas.



Figura 2.6. Esquistos del Complejo Marañón en el área de Tangor; por intemperismo presenta suelos rojizos (Ambo).



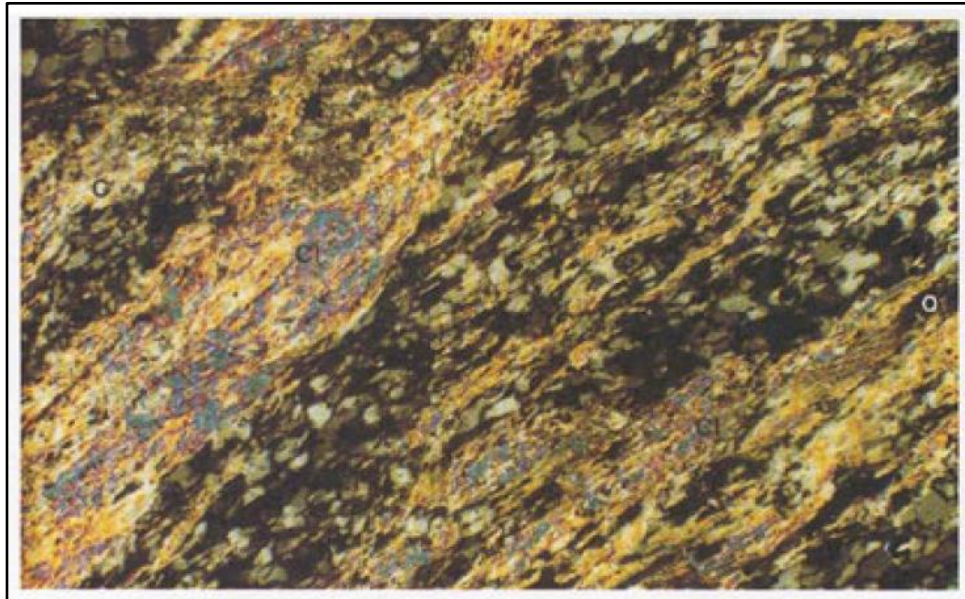


Figura 2.7. Esquistos de cuarzo-mica, se observa alternancia de capas de cuarzo (c), cloritas (cl), con escasos minerales opacos (o). Aumento 150X.

**Edad y Correlación.**- No existe reporte de dataciones radiométricas, sin embargo por posición estratigráfica se establece la edad ya que los esquistos infrayacen a las rocas ordovícicas en Huacar a 5 km al SO de Ambo, por lo tanto la edad es pre Ordovícico.

DALMAYRAC, B. (1972) indica que los gneis y esquistos fueron metamorfizados durante la orogenia del Neoproterozoico tardío.

### 1.1.6 Superficie Puna

Esta unidad reconocida por Mc LAUGHLIN, D.H. (1924) consistente en una superficie pobremente desarrollada, que no ha logrado ser peneplanizada por completo, la superficie se establece truncando los pliegues de la Tectónica Incaica que afecta a los estratos paleozoicos y mesozoicos. Teniendo como base a los volcánicos del Grupo Calipuy reconocido al Noroeste del cuadrángulo de Ondores, se tiene que estos volcánicos descansan sobre una superficie de estratos mesozoicos y paleógenos plegados. En los cuadrángulos



de Ambo y Cerro de Pasco esta superficie es madura, descansa y/o reposa sobre los esquistos del Grupo Excélsior, así como en rocas mesozoicas y pudiendo correlacionarse con una Superficie Eocena, que se encuentra por debajo del Grupo Calipuy. las superficies de erosión pueden ser identificadas sobre fotografías aéreas e imágenes de satélite, por presentar una morfología plana y ondulada.

#### **1.1.7 Relieve Coordidello**

Se encuentra distribuido en los cuadrángulos de Ambo (Nororiental y Noroccidental). El relieve es caracterizado por tener una superficie de intensa erosión, laderas post-maduras, ríos moderadamente profundos y relativamente empinadas.

Siendo la glaciación cuaternaria uno de los principales agentes que moldearon el relieve; la acción del hielo sobre la roca determina la topografía abrupta conformando los Nevados como: Ashujanca, Pabletanca, Quiulacocha, Alcay y de La Viuda presente en el área de estudio.

#### **1.1.8 Lagunas Glaciales**

Esta unidad geomorfológica se encuentra en la parte alta del área de estudio, la que ha sido afectada por la glaciación pleistocénica con significativas acumulaciones de hielo que cubren los nevados de Alcay, Jitpa, Lashal y Cordillera La Viuda, ubicadas en el extremo Suroeste del cuadrángulo de Ondores y Noreste del cuadrángulo de Ambo, presenta alineación Noroeste - Sureste. La formación de las lagunas se debe a las filtraciones del hielo en cubetas labradas por la glaciación, las que tienen como diques a las morrenas frontales, de tal manera que la filtración en la zona de estudio sería la causante de estas cubetas creándose las lagunas.

#### **1.1.9 Etapa Cañon**

En la zona de estudio estos valles se encuentran en los cuadrángulos de Ambo, Cerro de Pasco y Ondores, ligados a los valles formados por depósitos aluviales

los que se suceden a diferentes niveles, a ambos flancos del lecho del río, tal como se ve en el río Pucayacu y Shiriconcha ubicados al extremo Sureste de la represa de Mal Paso, las cuales drenan sus aguas a la cuenca del Mantaro, así también el río Chaupihuaranga ubicado en el extremo Suroeste del cuadrángulo de Ambo discurre sus aguas hacia el valle del Huallaga, siendo uno de los principales tributarios.

#### **1.1.10 Etapa Valle**

Esta unidad geomorfológica se ubica en el cuadrángulo de Ambo, presentando laderas con pendientes moderadas como las formadas en el río Huertas y demás tributarios, los que llevan sus aguas al río Huallaga alcanzando una dirección de Norte a Sur. En su recorrido pasa por las localidades de Huariaca, San Rafael y Ambo cortando una serie de rocas paleozoicas como las del Grupo Mitu y el Neo-proterozoico.

#### **1.1.11 Rocas Ígneas**

La zona de estudio está constituida primordialmente por rocas plutónicas de naturaleza ígnea de textura granitoide algo gneisificado que indica su probable edad paleozoica superior (permo-triasico) de dicha unidad Litológica: el Plutón granítico mayormente constituido dentro la Propiedad y en el área aledaña al Denuncio Minero deja ver franjas de pegmatitas que Confirman 19 diferentes pulsaciones originadas por diferenciación magmática. El conjunto Litológico ha sido fallado y disturbado por una falla con rumbo N 50-70° E por el que ha penetrado una emanación volcánica terciaria portadora de Soluciones mineralizantes hidrotermales.

#### **1.1.12 Rocas Volcánicas**

Principal control mineralógico donde yace la mineralización, existen rocas volcánicas (Andesita) de textura porfiritica a faneritica con una alteración clorítica a propilitica, y una aureola de silicificación bien definida, que han sido favorables para hospedar mineralizaciones de metales base como Pb, Zn que

han intruido formando estructuras como diques y stocks son de posible edad terciaria.

Lava Andesítica (Basáltica) se presenta en forma de diques cortando las rocas andesíticas, de texturas faneríticas de coloración verdosa de pos-mineralización, en su componente presenta baja o nula diseminaciones de minerales económicos, se puede considerar importante porque está relacionado a filón mineralizado por seguir un subparalelismo al rumbo de la estructura mineralizada. Ver Anexos 3. Plano 3.1 Topografía de la Concesión Minera, Plano 3.2 Geología Local, Plano 3.3 Geología Regional y Plano 3.4 Sección Geológico Transversal de la Estructura Mineralizada.

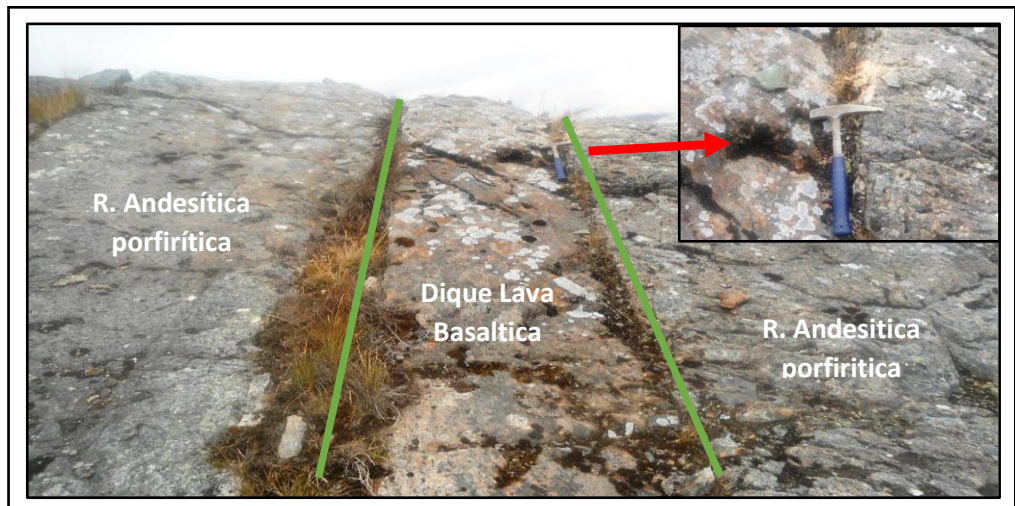


Figura 2.8 Imagen donde se muestra el dique de lava Basáltica o Andesítico. En entorno de stocks andesíticos-dacíticos.

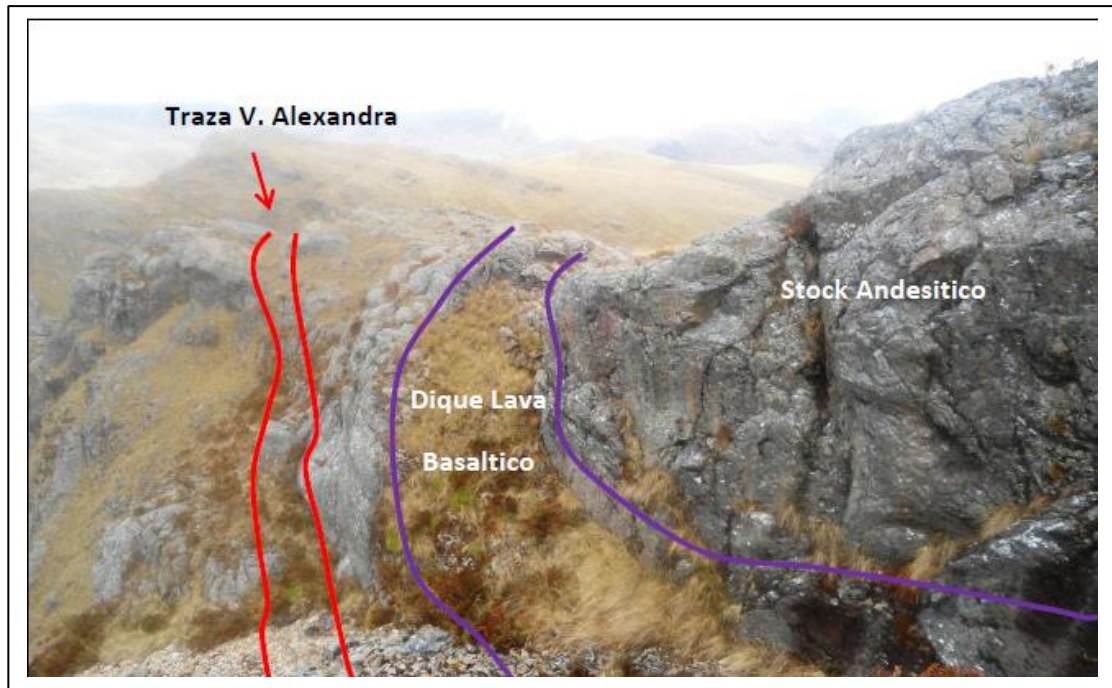


Figura 2.9 Imagen mirando al NW donde se muestra el dique de lava Basáltica o Andesítico, en entorno de stocks andesíticos - dacíticos.

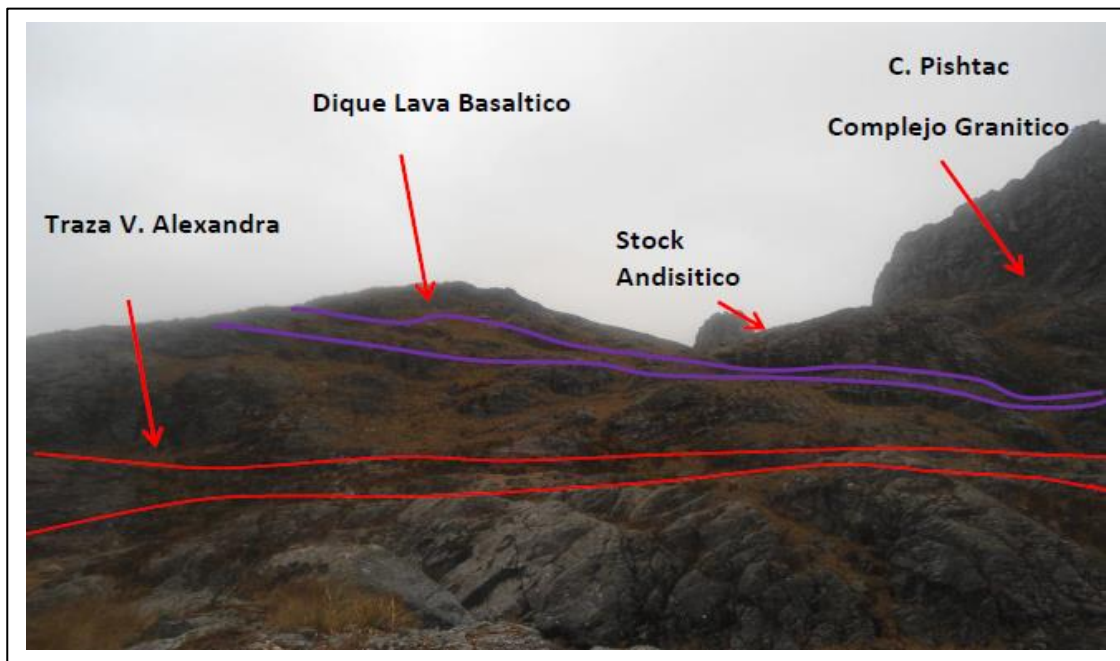


Figura 2.10 Imagen mirando al N donde se muestra la continuidad del dique de lava Basáltica En entorno de stocks andesíticos - dacíticos. Y los complejos graníticos del cerro Pishtac.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA	GROSOR Mis.	COLUMNA	DESCRIPCION LITOLOGICA	
CENOZOICO	Cuaternario	Holoceno	Depósitos Aluviales			Gravas con clastos polimicticos redondeados con matriz arena - limosa Inconsolidado	
			Depósitos Coluviales			Gravas polimicticas con matriz arena - limosa	
			Depósitos Bofedales			Arenas, limolitas y guijarros en suelos fangosos y pantanosos	
			Depósitos Fluvioglaciares			Gravas con clastos polimicticos subangulares matriz limo - arenosa	
			Depósitos Morrénicos			Clastos de tamaño variable distribuido irregularmente en matriz arenosa	
			Formación Huayllay	120		Tufos de composición riolítica de color blanco con figuras caprichosas	
	Neógeno	Plioceno	Volc. Pacococha	150		Derrames andesíticos basálticos intercalados con flujos de brecha	
			Volc. Rumillana	150		Aglomerado, lavas andesíticas, tufos	
			Volcánico Millotingo	180		Derrames andesíticos, riódacíticos ocasionalmente traqueandesitas	
	Paleógeno	Oligoceno	Grupo Calpuj	Volcánico Colqui	200		Derrames andesíticos, intercalaciones de tobas, limos ocasionalmente arenisca tobáceas, limo y calizas
				Volcánico Carlos Francisco	400 a 1000		Lavas andesíticas en estratos medios a gruesos
				Fm. Yantac	60 a 150		Volcánico sedimentario constituido por areniscas, lutitas, calizas, con niveles de lavas andesíticas a dacíticas - colores abigarrados
		Paleoceno	Fm. Casapalca	1000	Areniscas, lutitas, conglomerados, calizas de colores rojizos		
			Fm. Celendín	70	Margas y calizas con intercalaciones de lutitas de color gris		
	MESOZOICO	Cretácico	Superior	Fm. Jumasha	400		Caliza masivas gris claras en capas medias a gruesas
				Fm. Pariatambo	80		Caliza margosa negra bituminosa, capas delgadas
				Fm. Chúlec	110		Caliza gris, margas y lutitas calcáreas
				Fm. Pariahuanca	100		Caliza gris clara a pardo amarillento, estratos delgados
Fm. Farrat				80	Arenisca cuarzosas en estrato medio		
Inferior			Gpo. Goyllarisquizga	Fm. Carhuaz	110		Lutita intercalada con areniscas y ocasionalmente calizas
				Fm. Santa	40		Caliza gris con niveles de lutitas margosas
				Fm. Chimú	150		Arenisca cuarzosas con lutitas y mantos de carbón en la base
				Fm. Condorsinga	500 a 1500		Caliza gris clara en banco medio con esporádicos niveles de caliza nodular
				Fm. Aramachay	50		Calizas negras bituminosas en capas delgadas con abundante fósiles
Jurásico		Inferior	Gpo. Pucará	Fm. Chamberá	700	Caliza gris masiva con intercalaciones de caliza nodular, niveles de lutita calcárea	
				Gpo. Mitu	2000	Arenisca color rojo púrpura esporádicamente y niveles de lutitas y conglomerados	
				Gpo. Tarma - Copacabana	300	Calizas claras con abundante fusilínidos, en la base lutitas con intercalaciones de arenisca	
Paleozoico		Permiano	Inferior	Gpo. Ambo	1000	Arenisca, lutitas carbonosas, con presencia de plantas fósiles	
							Gpo. Excelsior
		Devónico	Inferior	Fm. Contaya	400 a 1000	Lutitas gris a negras, intercaladas con capas finas de areniscas, contiene abundante fauna de graptolites	
							Complejo del Marañón

Figura 2.11. Columna Estratigráfica Generalizada de los Cuadrángulos de Ambo, Cerro de Pasco y Ondore.

### 1.1.13 Geología Local

En el área afloran unidades rocosas de diferentes edades. La unidad más antigua es un basamento de rocas intrusivas gneisificadas del Neo Proterozoico, seguido de unidades litoestratigráficas del paleozoico superior, Mesozoico y Cenozoico, respectivamente. No existen unidades del Paleozoico inferior por razones paleotectónicas, éstos se observan en detalle dentro de la propiedad y en áreas aledañas al denuncia minero, se deja ver franjas de Pegmatitas que confirman diferentes pulsaciones originadas por diferenciación magmática.

El conjunto litológico ha sido fallado y disturbado por una falla de rumbo N 75° E por el que se ha penetrado una emanación volcánica Terciaria portadora de soluciones mineralizadas hidrotermales, estas soluciones han originado la mineralización zonada y en franjas irregulares laterales que existe dentro del dique terciario, con estructuras crustiformes en la actualidad los minerales que se observan macroscópicamente en el ensamble mineralógico.

Localmente aflora ampliamente un intrusivo de composición monzogranítico que corresponden al batolito de Paucartambo, de edad Jurásico al Triásico inferior conocido también como batolito aurífero del centro. Esta unidad presenta un fracturamiento moderado en sentido **NW-SE** y preferentemente **NE-SW**, buzando al este, que han sido rellenado por cuarzo-sulfuros de interés prospectivo. Ver Anexo 3. Plano 3.2.

**Génesis.** - La unidad más expandida en la región es la unidad granítica del paleozoico superior permo-triásico según el plano del cuadrángulo 21-k elaborado por INGEMMET del Perú. La geología local se caracteriza por presentar rocas paleozoicas de complejo granítica con fallamientos NW-SE de rumbo andino y falla de pre-mineralización NE-SW de rumbo N 45°-70° E. la mineralización y concentración de minerales económicos se dieron en rocas

intermedias calco alcalinas andecíticas mayormente como se muestran en los estudios petrológicos y en menor proporción roca acida de variedad dacítica.

## 1.2 Geología Estructural

### 1.2.1 Rasgos Estructurales.

El proyecto minero Colqui presenta estructuralmente morfología tipo domo. La observación mediante imagen satelital muestra la fracturación por fallas de distintos rumbos y los más resaltantes identificados son tres fallas regionales principales de apariencia triangular llamado triángulo de Colqui (falla Alianza, falla Eusebio, Falla Alcas y otras fallas locales. Producidos por esfuerzos tensionales donde se formó la mineralización y como esfuerzos secundarios compresionales en donde fueron desplazados y segmentados la estructura principal en tres partes de diferentes longitudes.

### 1.2.2 Falla Regional.

**Falla Alcas.-** Tiene como rumbo NNW, y es localizado al W del proyecto minero colqui, esta falla quizás es la más clara evidencia del subparalelismo de los corredores estructurales en los andes centrales como las fallas longitudinales (Colquijirca-cerro de Pasco-Yanahuanca) falla Milpo-Atacocha-Pariarjirca (vinchos) falla Curimarca- Chaulan-rondoni.).

**Falla Alianza. -** tiene un rumbo de NE-SE está localizado al este de la mina revolución, produciendo esfuerzos decompresionales de dirección EW a manera que se producía estos esfuerzos la roca sufrió rotura y se produjo la falla inversa regional que hoy se conoce.

**Falla Apolo. -** de rumbo NW-se localizado al SW de la mina revolución de esfuerzo tensional que ha hecho que la mineralización se desplace a unos 40 metros aprox.

**Falla Eusebio. -** de rumbo EW localizado al N de la mina revolución 03 de Octubre.

### **1.2.3 Falla Local.**

**1.- Falla San Juan.** - Tiene una dirección NE-SE.

**2.- Falla Colqui.** - Esta falla tiene un lineamiento con las lagunas existentes cerro colqui de dirección NE-SW.

**3.- Falla soto.**- Ubicado al E de la zona de mineralización tiene una dirección NW-SE. Ver Anexo 3. Plano 3.1, 3.2 y 3.3.

### **1.2.4 Pliegues.**

Localmente no hay evidencia de plegamientos por estar netamente en rocas intrusivas y volcánicas, pero regionalmente se evidencian plegamientos al W del proyecto, por presentar rocas sedimentarias y metamórficas, hay poca información como para dar detalles de este rasgo estructural que también es importante.

## **1.3 Geomorfología.**

Morfológicamente El proyecto Colqui pertenece al flanco occidental de la cordillera oriental, presenta una intensa actividad tectónica pre-magmatica del pérmico superior conocido como fase hercinica que sufrió la región. el paisaje geomorfológico de la zona de estudio está marcado por áreas rocosas irregulares, fracturada, masivas, con contornos redondeados, limitados por farallones y escarpas con ángulos cercanos a 90°, las zonas de pendientes bajas posee materiales provenientes detríticos , morrenicos y de pie de monte , así como los materiales provenientes por soliflucción, los cuerpos de agua están integrados por lagunas de contorno redondeado irregular de origen glaciario que originan drenes dendríticos , peñados de pendientes empinadas y suaves llanuras y variables debido a la alta precipitación pluvial que ocurre en la zona.

## **1.4 Rocas Intrusivas.**

La más antigua probablemente de edad paleozoica en mayor abundancia los graníticos.



## **1.5 Rocas Volcánicas.**

De probable edad terciaria constituido según los estudios de reconocimiento realizado en campo por diques y stocks andesítico.

## **1.6 Ambiente Tectónico**

### **1.6.1 Orogenesis Hercinica en la Cordillera Oriental**

Según PH. Tumialan-INGEMMET-Perú el Tectonismo Eohercínico en el Devónico Superior se dieron con fallas de sobre escurrimiento. El Tectonismo neohercínico en el permiano medio el plegamiento es suave, los tectonismos Eohercinico y NeoHercinico dieron lugar a la formación de la Cadena Costanera y de la Cordillera Oriental con rocas antiguas del Precámbrico y del Paleozoico. Estos tectonismos también se produjeron en la Cordillera Occidental en las rocas profundas que se hallan debajo de las rocas sedimentarias y volcánicas del Mesozoico y Cenozoico.

La fase magmática está representada por grandes intrusivos graníticos, granodioríticos y stocks básicos. Algunos de estos intrusivos tienen relación genética con la mineralización de la Época Metalogenética del Paleozoico. Conocidos como hotspring (puntos calientes). Según esta hipótesis se puede pensar que el depósito del prospecto minero Revolución 03 de octubre estaría relacionado su mineralización a puntos calientes por estar alejados de la zona de subducción.

### **1.6.2 Paleozoico Inferior**

A partir del ordovícico inferior la tectónica extensional provoco la formación de la cuenca paleozoica con rumbo N-W, S-E entre el complejo basal de costa y el cratón brasilero, la cual tiene como eje la actual cordillera oriental. La cuenca del paleozoico es una cuenca intracontinental puesto que no se identificó un arco magmático en la cordillera oriental. (Laubacher & Megard 1985).

### **1.6.2.1 Paleozoico Superior**

Durante la fase eohercinica se formaron cordilleras que posteriormente fueron sometidos a erosión. (Dalmayrac et. Al. 1988)

### **1.6.3 Metalogenia**

Este prospecto se podría considera en la franja de yacimientos polimetálicos del terciario (mioceno) por presentar controles estructurales y de mineralización y no litológicos como los grandes yacimientos del centro del Perú (colquijirca, Atacocha, cerro de Pasco, vinchos. etc) donde estos yacimientos tienen sus características de mineralización acorde a sus controles estructurales y litológicos, la mina Revolución 03 de octubre por sus ensambles mineralógicos alteración hidrotermal su textura y estructuras lo consideramos como un proceso hidrotermal de relleno de fracturas tipo vetiforme y su escenario tectónico se le podría considerar como barck-arc (tras-arco)en este tipo de depósito pegado a la cordillera oriental.

#### **1.6.3.1 Vetas Polimetálicas En Complejos Ígneos Graníticos.**

La mineralización desarrollada en esta parte de la cordillera sigue una secuencia magmatica-volcanica, siendo esta la principal sucesión de relleno de fracturas de los movimiento tectónicos del hercinico. En donde se evidencias los diques andeciticos-daciticos con mineralización de Pb,Zn Ag y Cu emplazando el complejo granitico pegmatico.

### **1.6.4 Magmatismo Permo-Triasico (Face Finihercínica)**

La posibilidad de correlación del emplazamiento intrusivo por esta parte de la cordillera oriental así como los granitos de san Rafael-ambo está dada:

En el límite Permico triásico se emplazaron intrusivos graníticos (Maziso San rafael (según cobbins pertenece al pérmico superior permiano.)

El plutonismo Permo-Triásico se manifiesta entre los 9° 00 S y 15 00 S, como

una cadena alargada de plutones de composición alcalina a calcoalcalina que constituyen cuerpos granitoides porfiríticos. Ellos están vinculados a un sistema de fracturamiento de rumbo NNO-SSE el mismo que a su vez está ligado a la tectónica tardiherciniana. Estos cuerpos datados con dataciones radiométricas entre 230 a 260 ma., evidencian un emplazamiento entre el permico superior y el triásico, cortando a las series sedimentarias del paleozoico inferior y superior y causando un metamorfismo importante, con paragénesis del tipo andalucita, biotita cordierita, que denota temperaturas elevadas según Dalmayrac B., Laubacher G. y Marocco R., 1977 consideran 2 provincias.

Provincia Sur desde los 15°00 S hasta los 13°00 S.

Provincia Central que comprendería desde Vilcabamba 13°00S hasta la parte norte del Perú central. Egeler y Booy, 1961 Methodos K/Ar y Rb/Sr.

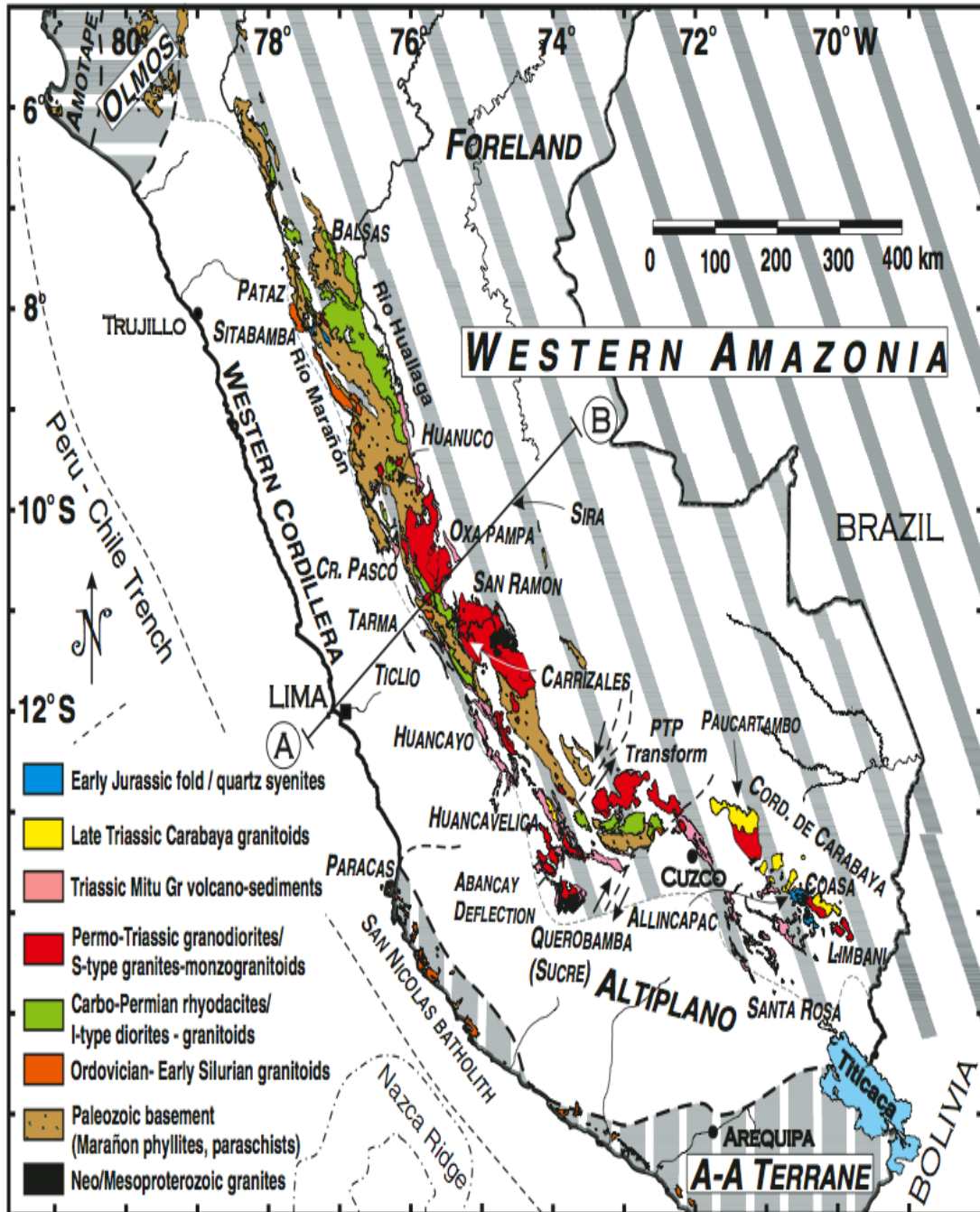


Figura 2.12 Principales rasgos magmáticos en la cordillera oriental Miskovic et al. (2009) por Miriam Mamani y la localización del proyecto Colqui.

### 1.6.5 Deposito Metálicos

Hasta la fecha, la cadena hercínica del Perú se halla relativamente subexplorada y poco estudiada a nivel de sus recursos minerales sin embargo, basándose en los conocimientos actuales, se puede decir que procesos singenéticos (pre-ordovícico-devoniano, carbonífero y pérmico), tecto- metamorfos (fase eohercínica) y Magmático-Hidrotermal (fase tardehercínica) fueron responsables de la formación de los depósitos conocidos en toda la cordillera oriental.

- Edad: Por relaciones de campo son del paleozoico superior de fase eohercínica post tectónica 346 y 238 M.A. Devónico al Permo- Triásico.
- Plutonismo Permo – Triásico
- Plutonismo alcalino con tendencia calcoalcalino: batolitos graníticos de gran extensión, formados por leucogranitos, granitos con biotita marrón monzogranitos. Intrusiones posteriores a la tectónica tardihercínica del Pérmico superior.
- Plutonismo hiperalcalino posterior, emplazado en un rango comprendido entre el Pérmico superior y Jurásico Inferior.

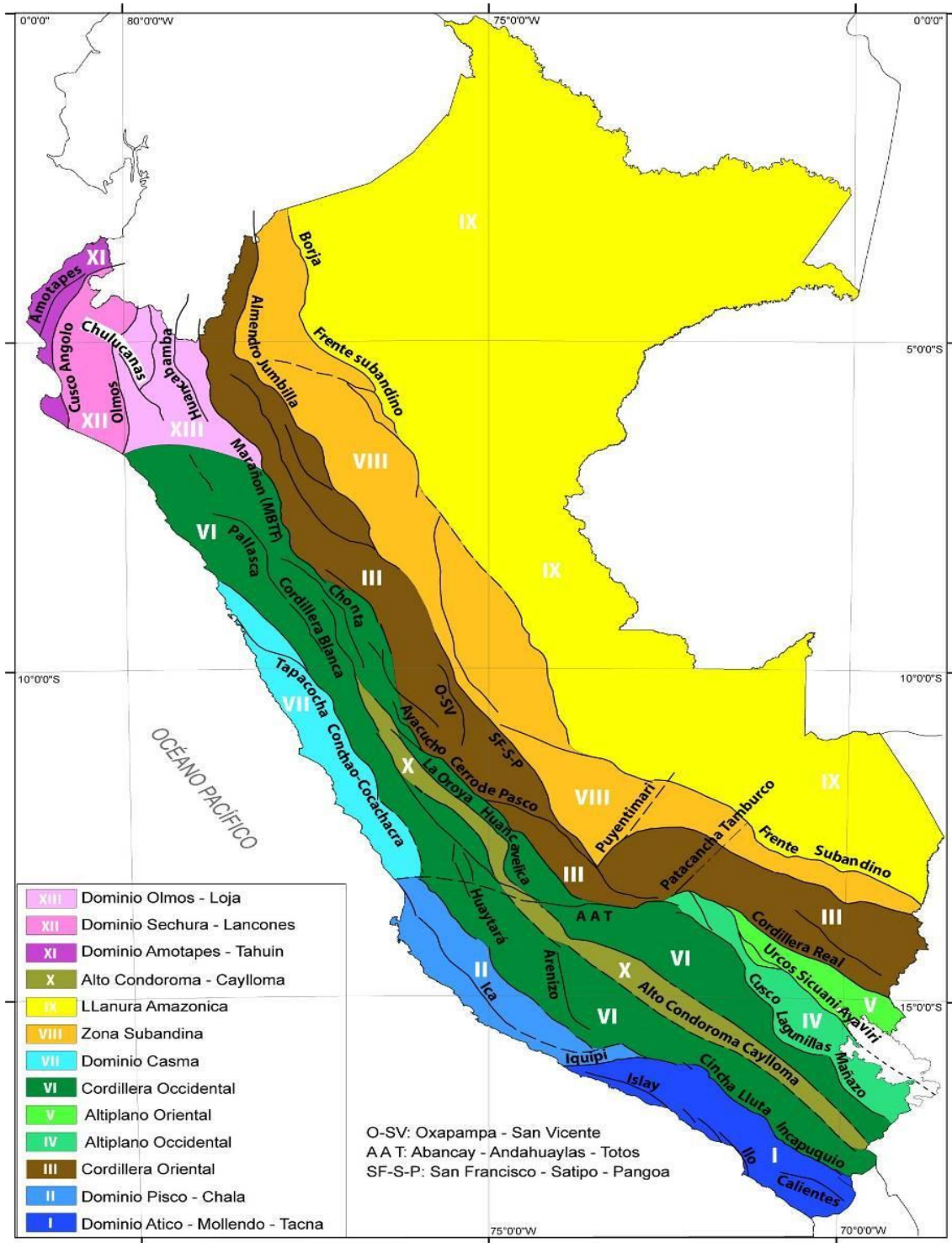


Figura 2.13 Dominios geotectónicos del Perú INGEMMET por Miriam Mamani y la Localización Control de los del proyecto Colqui



Figura. 2.15 Principales rasgos magmáticos Paleozoico-Permotriásico en la cordillera oriental, INGEMMET por Miriam Mamani y su localización del proyecto Colqui.

### 1.7 Estudio Geo-Económico del Proyecto Colqui

Estos yacimientos tipo cordillerano están asociados en tiempo y en espacio a un

intrusivo de composición intermedia son de origen hidrotermal cuyas soluciones rellenan fallas-fracturas. Su mineralización es típica de relleno de fallas, fracturas o reemplazamiento en caja calcárea. La profundidad de la mineralización podría llegar a 1000 m desde la superficie. Estos depósitos filoneanos cordilleranos tienen controles estructurales. Se tienen por lo general en los yacimientos filonianos un zonamiento de mayor a menor temperatura Cu, Ag, Zn,Pb. (P.H. Tumialan 2005).

Por los rasgos encontrados en la litología, estructural, mineralización, alteración se piensa que tuvo un origen hidrotermal con las posibilidades de 2 a 3 pulsaciones de influencia hidrotermal demostrándonos diferentes etapas de mineralización con las evidencias de venillas encontrados de distintas composiciones e.g. venillas py-cpy, venillas qz-py, venillas de calcita.

### **1.7.1 Mineralogía**

Mineralógicamente el depósito consiste en minerales polimetálicos de metales base Pb, Zn, Cu, Ag, de las menas de Esfalerita, Galena, calcopirita principalmente con escasa presencia de trazas de Au y Mo asociados a la piritita formados como procesos hidrotermales por rellenos de fracturas de los diques y stocks andesíticos - dacíticos.

### **1.7.2 Orden y Abundancia de los Minerales**

Los minerales de rendimiento económico presentes en la estructura mineral son los siguientes:

#### **1.7.2.1 Minerales de Mena**

**Esfalerita y Marmatita (ZnS):** principal Mena de Zinc las características de este mineral van de la variedad acaramelada rubia Blenda hasta un color negrozco Marmatita.

**Galena (PbS):** principal Mena de plomo y plata este mineral se presenta en forma masiva y parches y siempre está acompañada de la esfalerita.



**Calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>):** Mena de cobre relacionado principalmente con la pirita.

**Pirita (FeS):** Mena de Oro en menor proporción Probablemente dentro de la pirita, en Solución sólida estado físico sub Microscópico.

### 1.7.3 Minerales de Ganga.

Al hacer las descripciones necesarias de la mineralogía del yacimiento hay minerales de poca importancia económica como se menciona.

**Baritina: (SO<sub>4</sub>Ba):** también se puede considera como guía mineralógica.

**Cuarzo (SiO<sub>2</sub>):** es la variedad más abundante y constituye uno de principales minerales del filón en conjunto con los minerales de mena.

**Oligisto (FeO<sub>3</sub>):** de variedad especularita se presenta en menor proporción y siempre acompañado de hematita en las zonas supergenas de oxidación.

**Pirrotita, Pirita y magnética:** estos minerales excepto la pirita también se presentan en menor proporción y también están acompañados a lo minerales de mena.

**Calcita.** Se present como venilleos en las rocas andesíticas existe la presencia de este mineral como guía cercano a las estructuras mineralizadas.

## 1.8 Alteraciones

Según los trabajos realizados en campo y recolección de muestras en el entorno del proyecto se pudo evidenciar claramente las alteraciones hidrotermales representadas por sus ensambles mineralógicos.

### 1.8.1 Cloritización.

Esta alteración por lo general está fuertemente influenciado a las concentraciones más resaltantes del filón, su tono característico verdoso hace fácil su identificación y por ende su continuidad de mineralización.

### **1.8.2 Alteración Propilítica**

Se ha evidenciado macroscópicamente sus características principales por la asociación clorita-epidota con o sin albita, calcita, pirita, con minerales accesorios como cuarzo-magnetita (esporádicamente)-illita. La alteración propilítica ocurre por lo general como halo gradacional y distal de una alteración potásica, gradando desde actinolita-biotita en el contacto de la zona potásica a actinolita-epidota en la zona propilítica. En zonas más distales se observan asociaciones de epidota-clorita-albita-carbonatos gradando a zonas progresivamente más ricas en clorita y zeolitas hidratadas formadas a bajas condiciones de temperatura. Esta característica zonal y gradacional es reflejo de una gradiente termal decreciente desde el núcleo termal (alteración potásica en esta discusión) hacia afuera. Esta alteración se forma a condiciones de pH neutro a alcalino a rangos de temperatura bajo (200°-250°C). La presencia de actinolita (280°-300°C) puede ser indicador de la zona de alteración propilítica interior (Jorge Valera Geología de los diferentes minerales metálicos)

### **1.8.3 Silicificación**

Esta alteración se ve reflejado por su persistencia por toda la estructura filoniana mineralizada y gradando débilmente hacia la periferia lados laterales de toda la masa rocosa de la mineralización, la generación del sílice fue importante para que estas rocas andesíticas-dacíticas hospedaran y recepcionen los fluidos mineralizantes para su precipitación y posterior formación de metales.

## **1.9 Textura y Estructura de Mineralización**

La estructura filoniana como ha sido generado en zona de falla, por relleno tiene una variedad de apariencias texturales de mineralización que se pudieron evidenciar macroscópicamente bajo lupa se pudo apreciar tales como.

### **1.9.1 Crustificada.**

Esta textura de mineralización es típico de relleno de espacios abiertos siguiendo una estructura zonal se puede mencionar que su formación está influenciado por los rangos de la Py se forma concordante con la roca caja para luego formarse la esfalerita, galena y luego cuarzo-calcita.

### **1.9.2 Colomorfo.**

Se aprecia también esta textura como parte de las estructuras mineralizadas.

### **1.9.3 Bandeada.**

Esta textura se evidencia en casi toda la estructura y representa una tipificación de relleno y reemplazamiento de los filones hidrotermales como la textura crustificada.



Figura 2.16 Imagen donde se muestra la textura crustificada típico de un filon donde se nota la secuencia de mineralización Sf, Ga, Py, Qz y Cal i/o la textura de bamdeamiento en la mineralizacion.

### **1.9.4 Estructura de mineralización**

El proyecto representa una mineralización más importante ocurre en forma de rellenos de espacios vacíos y disseminaciones con un aprox. de hasta 12

metros de potencia emplazadas esto en rocas volcánicas (Dacitas, Andesitas) estas soluciones hidrotermales han originado la mineralización sonada y franjas irregulares laterales que existe dentro del dique terciario? Con estructuras crustiformes y vetiformes.

## **1.10 Características Geológicas del Depósito**

### **1.10.1 Descripción General De Los Filones Hidrotermales**

El filón preponderante tiene un aproximado de 2 km de afloramiento de rumbo NE-SW con un ancho en promedio de 9-12 metros con un encampane de más de 200 metros de altura consistentes principalmente en una mineralización polimetálica minerales base Pb, Zn, Cu, Ag, emplazados en rocas andecíticas porfíricas que ha sido segmentado en tres partes o zonas por pos-fallamientos de rumbo andino de los cuales toman el nombre de zona 1.

Filón Eusebio (F.E), Zona 2 Veta Bertha (V.B.) y zona 3 Veta Alexandra (V.A.) comparando las extensiones de las tres estructuras la V.A. Es la más extensa con un aproximado de 1200 metros. Pertenecientes, la gran parte a la concesión minera Revolución 03 de Octubre Proyecto Santa Ana.

### **1.10.2 Descripción Petrológica De Los Diques Y Stocks.**

Los diques y stocks tienen una dirección de flujo probablemente de NE- SW de composición calco-alkalina andesítica de textura porfírica a fenerítica, en un complejo granítico-granitoide con zonas pegmatíticas y su evidencia morfo-estructural de todo el cerro Colqui alrededor del proyecto. Mediante imágenes satelitales nos muestra una forma de predominio de rasgos tipo domo que aún está siendo evaluado para considerarlo como tal, y parte de este rasgo al Este del cerro Colqui estas estructuras es considerado como el principal generador del filón mineralizado de dirección NE-SW. Los stock andesíticos-dacíticos son masas irregulares que por lo general tiene piritización diseminada fina y cubicas, la presencia de la

alteración propilítica evidenciado por sus ensambles se expande tanto lateral y a lo longitudinal a lo largo de toda la estructura reconocida, pero hay ciertas limitaciones de alteración a los laterales, estos halos de alteración estaríamos considerándolo como blancos para un futura prospección geoquímica.

### **1.10.3 Estudio Mineralógicos**

Recopilación del informe hecho por el Dr. Cesar Canepa de INGEMMET-PERU.

El presente resultado del estudio microscópico efectuado sobre muestras de roca y minerales presentes en la mina Revolución 03 de Octubre proyecto colqui, la cual, en opinión de su representada puede ser considerada como representativa del material que servirá de cabeza en las pruebas de flotación programada.

### **1.10.4 Descripción Macroscópica. Según lo observado a la muestra se considera los siguientes porcentajes de minerales.**

**Pirita (14%).-** se observa como cristales anhedrales a subhedrales de formas cúbicas y agregados granulares, sus tamaños milimétricos a centimétricos. Se encuentra relleno de cavidades y fracturas por toda la muestra.

**Calcopirita (7%).-** se manifiesta como cristales anhedrales con formas irregulares y playas con tamaños milimétricos a centimétricos. Rellenan cavidades y fracturas de la muestra. Esta es reemplazada por bornita y escasos cobres grises.

**Esfalerita (21%).-** se presenta en masas como cristales cúbicos complejos y bandeadas formas irregulares con tamaños mayores a 1 mm. Rellena cavidades en la ganga.

**Marmatita (4%).-** ocurre como cristales anhedrales con formas irregulares y tamaños milimétricos a centimétricos. Se encuentra reemplazando intensamente a la calcopirita desde sus bordes. A su vez es reemplazada moderadamente por bornita.

**Galena (17%).-** Se aprecian masas representativas como cristales cúbicos y a veces con un aspecto granular de tamaños milimétricos a centimétricos las cuales se encuentran rellenando fracturas.

Presencia de escasos granos de **Marcasita (< 0.5%)** y **pirrotita (1.5%)** la cual se encuentran reemplazando a la pirita y calcopirita.

Tabla 2.1 de los contenidos de minerales

<b>MINERAL</b>	<b>PORCENTAJE %</b>
Galena	17
Plata	0.5
Esfalerita	21
Marmatita	4
Calcopirita	7
Pirita	14
Oro	Trazas
Marcasita	1
Pirrotita	0.5
Cuarzo	35

**Texturas.-** De relleno y reemplazamiento

**Posible secuencia paragenética.**

Macroscópicamente en el ensamble mineralógico son los siguientes:

Galena = Pb S

Plata = Ag dentro de la galena

Esfalerita = Zn S

Marmatita = Fe Zn S

Calcopirita = Cu Fe S<sub>2</sub>

Pirita = Fe S<sub>2</sub>

Oro = Au en presencia sud-microscópica

Marcasita = Fe S<sub>2</sub>

Pirrotita = Fe 82 (pirita Magmática)  
Cuarzo = Si O2 en ensamble en todos los minerales

### **Caracterización Cualitativa.**

Las características observadas son las siguientes:

- a) Las menas presentes son esfalerita, galena y calcopirita, principalmente; muy esporádicamente se observa la presencia de sulfuros secundarios de cobre marmatita, bornita.
- b) Los minerales de ganga son pirita y minerales transparentes.
- c) La esfalerita presente es de dos tipos; 1.- una con la superficie completamente libre de inclusiones y 2.- otra con abundantes disseminaciones de calcopirita de granos sumamente finos (<5micrones) la segunda constituye un 30-40% del volumen total de esfaleritas observadas.
- d) Los ensambles más difíciles de liberar son los que forma la esfalerita con galena, con calcopirita, con pirita y con las gangas transparentes.
- e) La galena suele formar enlaces complicados con la pirita, a la cual suele rodear parcialmente bajo la forma de una delgada película periférica.
- f) Algunas calcopiritas presentan delgadas venillas y/o bornita y/o de pirrotita, lo cual indica que la muestra procede de zonas bastante cercanas a la superficie.

### **Caracterización Cuantitativa**

De acuerdo con los resultados del estudio microscópico, las características mineralógicas cuantitativas son las siguientes.

De los minerales libres, los más abundantes corresponden las gangas con un 52.7%, seguidos de pirita con el 8.75%, calcopirita con el 3.15%. La esfalerita 14.8; y la Galena se encuentran en 4.75%.

Entre los minerales asociados, se tiene Cpy-Sf con el 1.85%; Cpy-Ga con el 0.75%. Cpy-GGs con el 0.70% Sf-Ga con 5.6 Sf-Py con el 1.2% Sf-GGs con

3.00% , Ga-Py con 0.95% Ga-GGs con el 0.50% Se observan también las asociaciones múltiples por debajo de 1% como Cpy-Sf-Ga 0.70% Cpy-Sf-GGs con 0.20% Sf-Ga-GGs con el 0.20% y Ga-Py-GGs con el 0.20%.

## **1.11 Clasificación del Depósito**

Del análisis de los diferentes procesos que puede afectar a las sustancias minerales a lo largo del tiempo geológico, tal y como se deducen del ciclo geoquímico, la clasificación del yacimiento no es sencilla debido a su complejidad intrínseca. Esta es consecuencia de los variados procesos físico- químicos que han sufrido la mayor parte de ellos, pues es bastante habitual la repetición o superposición de alteraciones, sustituciones de unos elementos por otros, enriquecimientos supergenicos, metamorfismo etc.

Describe tres clasificaciones muy distintas, pero que son necesarias para comprender bien el origen y la forma de presentarse los yacimientos minerales. La primera muy simple se basa en su morfología, lo que a veces es determinante para poder efectuar su explotación y siempre condiciona el tipo de minería a utilizar. La segunda se establece por su relación con la roca de caja la tercera es una de las muchas que se han elaborado a partir de las características genéticas de los depósitos. Está muy simplificado respecto a otras existentes. (Enrique Orche 2001)

### **1.11.1 Clasificación Del Yacimiento Del Proyecto Colqui**

El depósito mineral posiblemente ha sido originado por varias pulsaciones magmáticas paleozoicas con poca mineralización y pulsaciones terciarias de soluciones hidrotermales que ha sido la generadora en gran cantidad de mineralización en la zona. Formando así el filón principal de rumbo NE-SW. Evidentemente dada las características morfológicas, con sus relaciones de las cajas como las alteraciones nos acercamos más a una posibilidad de que dicho depósito es un yacimiento vetiforme epigenético.

Este proyecto por lo general está orientado en un segundo plano a conocer



mejor el tipo de yacimiento para ello se tendrá que realizar el estudio del modelo genético, típico de la formación del yacimiento. Con las investigaciones necesarias, como el estudio de inclusiones fluidas y las más importantes los estudios de yacimientos de la paragénesis y el zonamiento. En donde todavía no se ha iniciado una investigación definido, por lo tanto damos cavidad al problema para su continuidad a la investigación del depósito mineral como un modelo de yacimiento en el Perú.

### **1.11.2 Recurso de Mineral Estimado del Proyecto Colqui**

En la zona se ha desarrollado la minería polimetálica, la misma que presenta minerales de rendimiento económico presentes en la estructura mineralizada que son los siguientes:

Esfalerita y marmatita: Mena de zinc.

Galena: Mena de Plomo y Plata

### **1.11.3 Descripción de los Filones Mineralizados**

Estructuralmente se evidencia el afloramiento del filón por más de 2 km con potencia de unos centímetros hasta 12 metros aproximado con mineralizaciones de Esfalerita, Galena, pirita y calcopirita en proporciones considerables así como también bornita y marmatita en proporciones menores estructuralmente tiene un rumbo NNE-SSW que posteriormente ha sido segmentado en tres partes que a simple vista se evidencia en campo.

De estructura vetiforme tienen una simetría tabular. El origen de la estructura tabular puede ser un filon hidrotermal, un dique magmático o una zona de falla mineralizada. Su característica principal son las cajas andesíticas - dacíticas bien definidas con buzamiento de 70-80° y su mineralización homogénea casi continúa en lugares de mayor

concentración.

#### **1.11.3.1 Filón Eusebio.**

Con un aproximado de 200 metros de afloramiento de rumbo N 50-60° E y un buzamiento de 70-80° emplazadas en rocas andecíticas dacíticas. Como control mineralógico, su tendencia a su continuidad está al lado SSW con unos 300 metros de traza de alteración en superficie. Esta estructura mineralizada actualmente está siendo explotada desde los niveles Nv.4230 Cortada Tatan Torrente como acceso principal y la Galerías de avance E-W sobre estructura de igual manera en el Nv.4250.se tiene el proyecto el plan de desarrollo a corto plazo con la cortada Santa Ana que conectara a unos 40m a esta estructura donde se evidenciara mejor su potencialidad ya que tendrá un encampane por más de 100 m de altura. Superficialmente tiene una potencia de explotación no más de 1.20 metros de mineralización con leyes de Pb 9% Zn en rango de 11-15% y Ag 3 Oz el cobre 1.5% es considerado como contaminante por presentar problemas en su recuperación de los concentrados de Pb y Zn considerando el método de explotación mediante el rango de minero artesana y pequeña minería.



Figura 2.17 Imagen donde se muestra al Filón Eusebio mirando al NW con pequeños laboreos y calicatas hechos sobre estructura

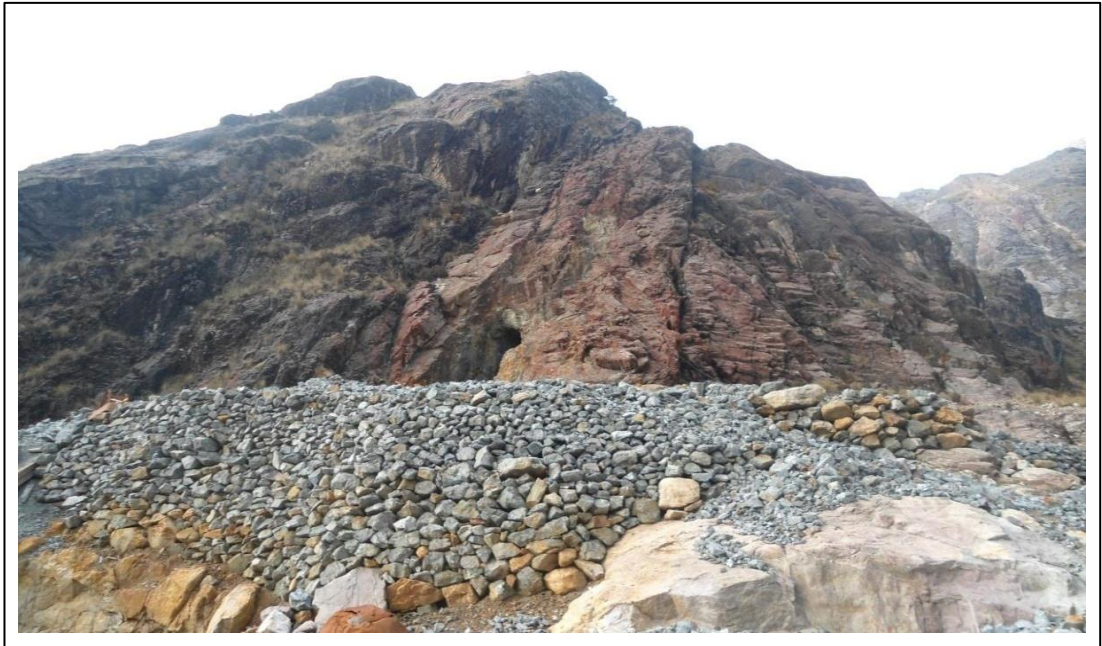


Figura 2.18 Imagen donde se muestra al Filón Eusebio mirando al NE con laboreos y canchas de acumulación.

### 1.11.3.2 Veta Bertha.

Su afloramiento consta de 100 metros de los cuales solo un aproximado de 50 metros tiene encampane para su explotación del Nv. 4250 a partir de la laguna Colqui con avance de galería hacia el E. con un encampane de 80m de altura también está considerado la intercepción de esta estructura con el plan a corto plazo Cortada Santa Ana del Nv.4141 con unos 80 metros, los otros restantes tiene profundización con respecto a la cortada Tatan torrente de unos 20 metros de altura. Que también aumentaría notablemente los recursos para la vida de la mina, Tiene un rumbo de N 50-60° E con un buzamiento de 75° es parte del filón principal que ha sido segmentado por fallamientos y ha quedado aislado con respecto con las estructuras adyacentes filón Eusebio y veta Alexandra.

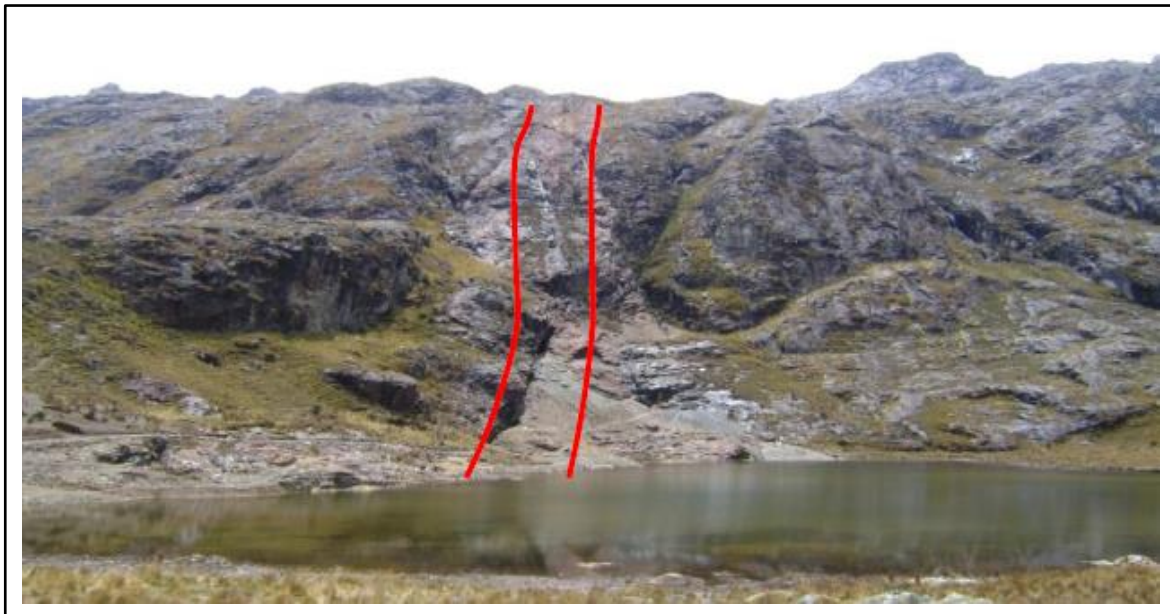


Figura 2.19 Imagen donde se muestra a la veta Bertha sobre la laguna Colqui con los trabajos realizados de explotación polimetálica a inicios de los 70 y con mayor envergadura en los años 2000





Figura 2.20 Imagen donde se muestra a la veta Bertha en el Nv.4330 Galería Omonte I definida por las cajas andecíticas.

### 1.11.3.3 Veta Alexandra.

Estructura principal de más de 1200 metros de afloramiento y aún falta reconocer en su totalidad tiene una dirección con respecto a la laguna Colqui NNE-SSW, Para los trabajos de exploración y explotación constituye quizá el futura de la mina revolución 03 octubre con su proyecto Santa Ana y parte del proyecto Colqui, su composición de alteración supergena se evidencia una oxidación somera consistentes en hematita, limonita mayormente y constantemente de evidencia una piritización en forma masiva y diseminado con presencia de vetillas y masas de cuarzo a lo largo de todo el afloramiento. Se hicieron pequeños laboreos como la cortada Omonte II con avances significativo de reconocimientos y explotación.



Figura 2.21 Imagen donde se muestra a la veta Alexandra a lo largo del cerro Colqui cruzando el pico más alto Cerro Pishtac a más de 4600 msnm su continuidad en el proyecto Santa Ana de la Mina Revolución 03 de Octubre.



Figura 2.22 Imagen donde se muestra a la veta Alexandra en reconocimiento en superficie con una vetilla de cuarzo de 5 cm siguiendo la dirección de la veta sobre los stocks dacíticos.



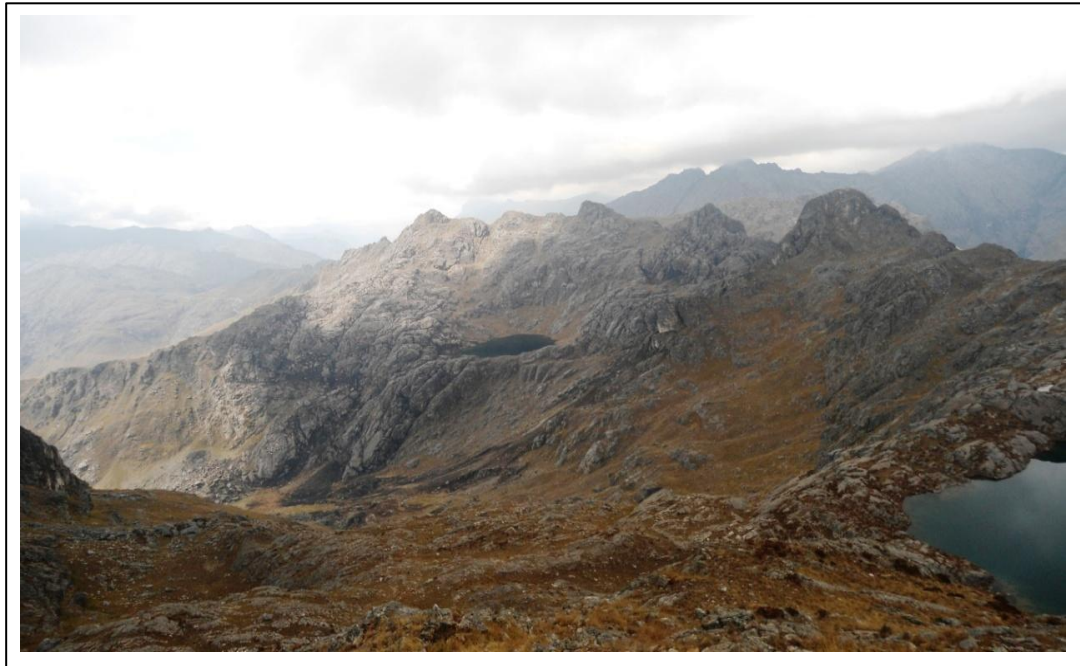


Figura 2.23 Imagen donde se muestra la continuidad de la veta Alexandra sobre el Cerro Quinuay alejándose sobre la inmensidad de la cordillera oriental.

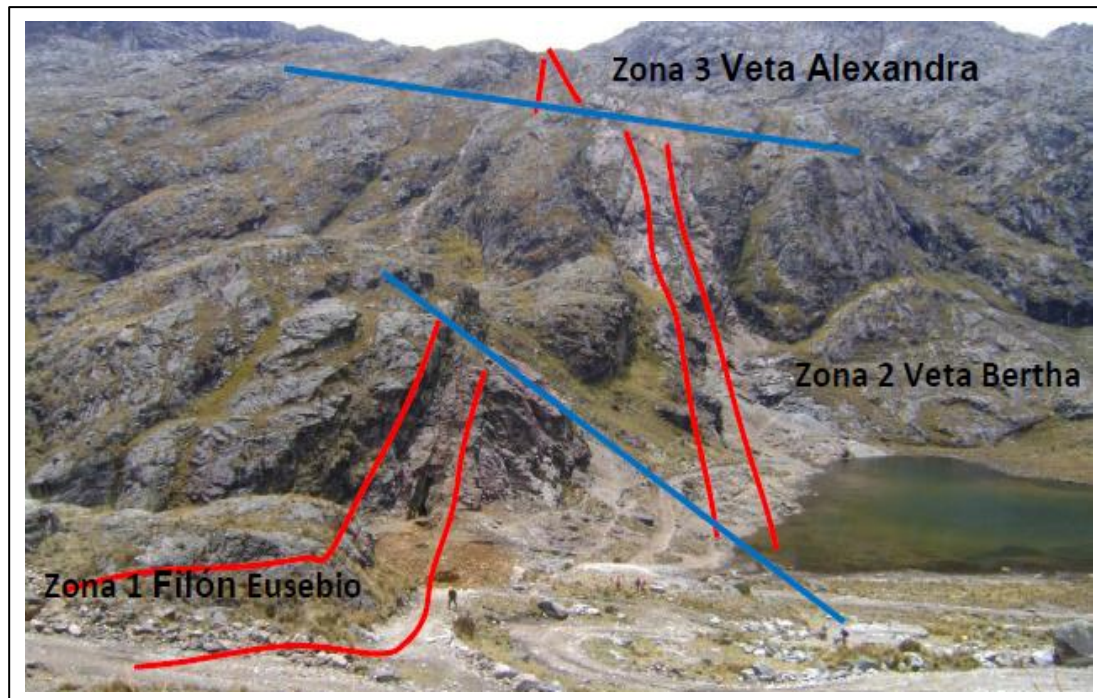
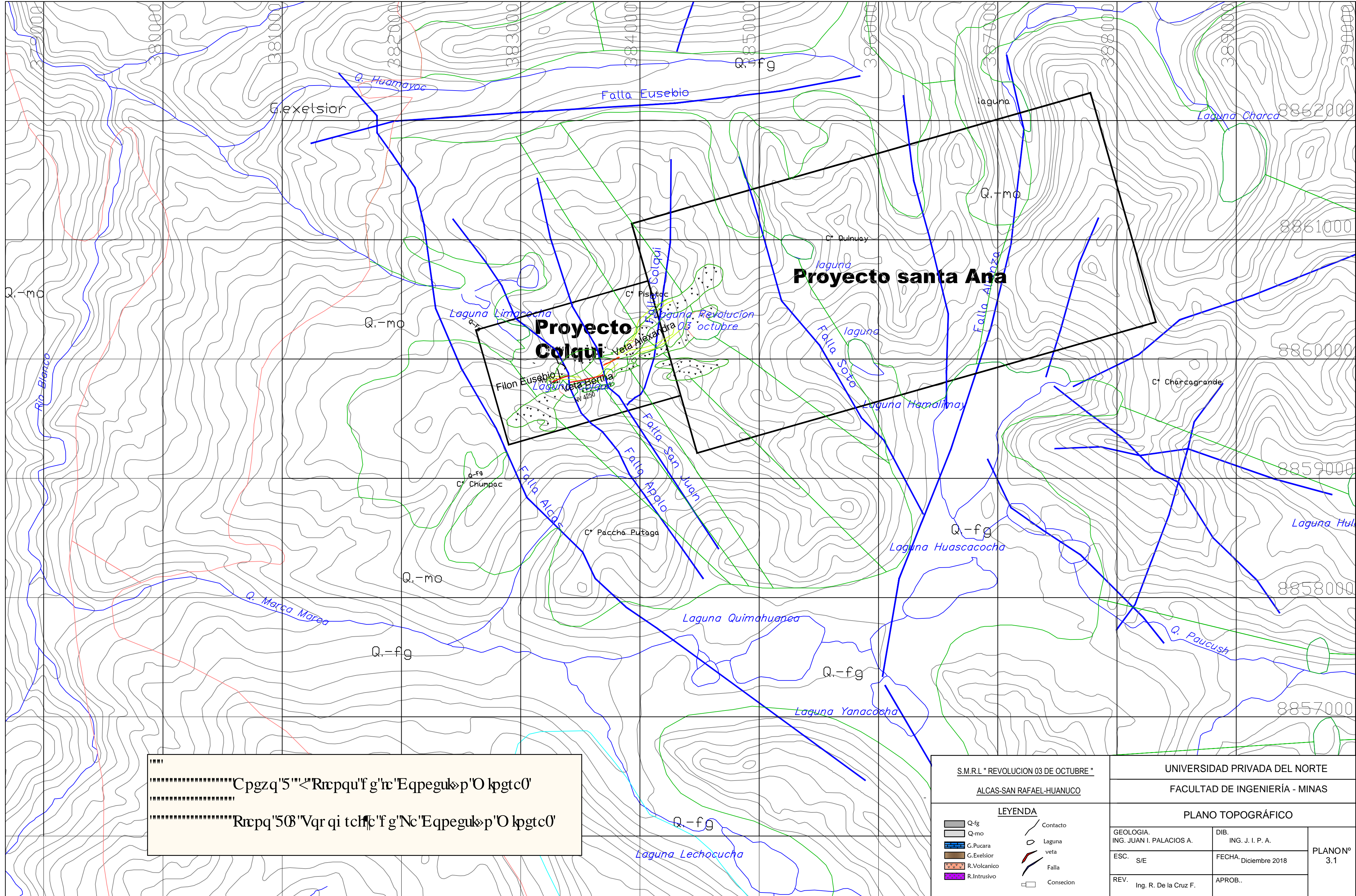


Figura 2.24 Imagen donde se muestra las tres estructuras o zonas principales de mineralización dentro del majestuoso cerro Colqui sobre la laguna Colqui de donde nace el nombre del proyecto Colqui.

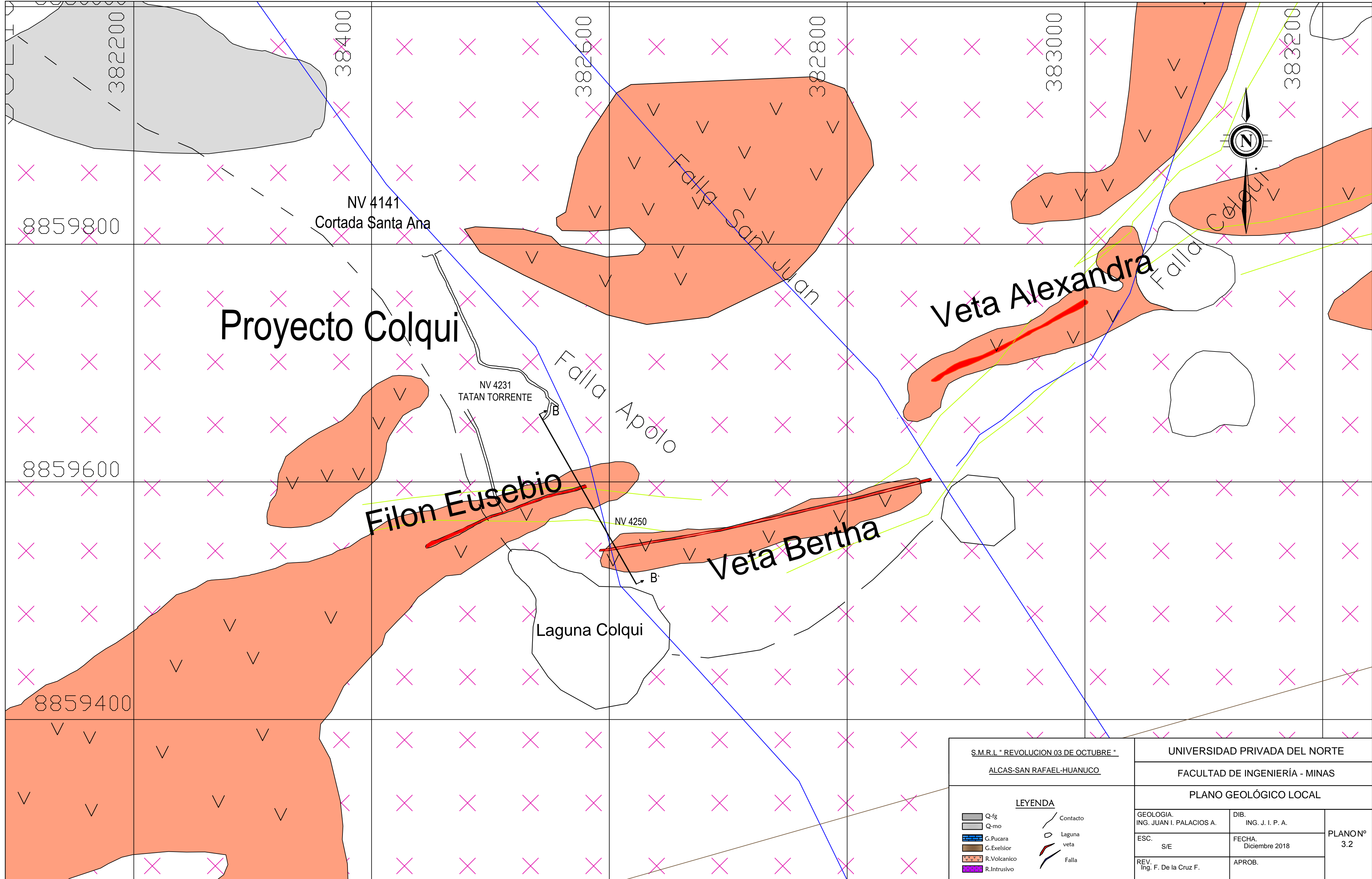




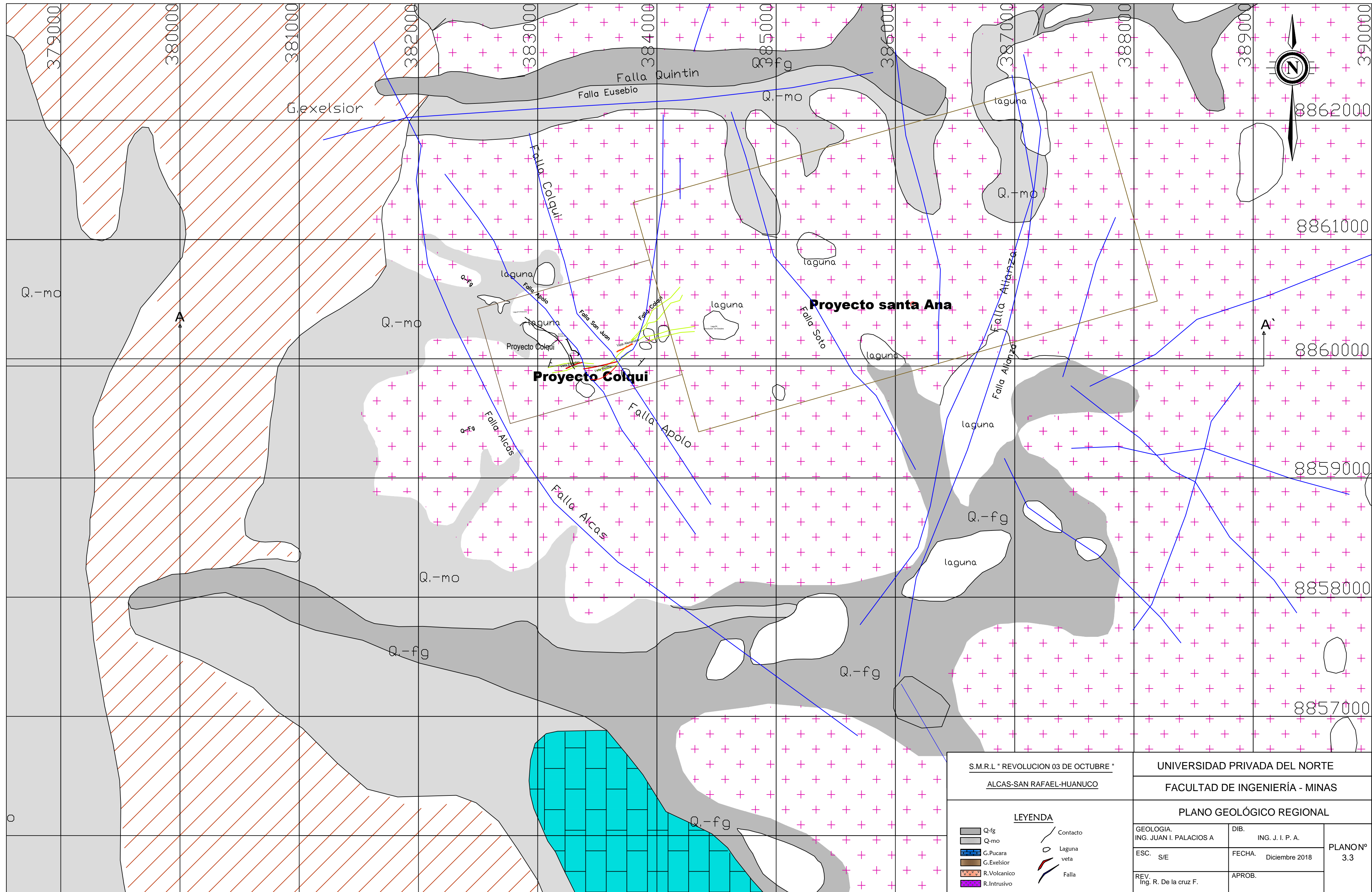
.....Cp g z q ' 5 ' < " R r e p q u ' f g ' i r ' E q p e g u k o p ' O k p g t c 0'  
 .....  
 .....R r e p q ' 5 0 ' V q r q i t c h f c ' f g ' N c ' E q p e g u k o p ' O k p g t c 0'

S.M.R.L " REVOLUCION 03 DE OCTUBRE "		UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE	
ALCAS-SAN RAFAEL-HUANUCO		FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS	
<b>LEYENDA</b>			
Q-fg	Q-mo	G. Pucara	G. Exelsior
R. Volcanico	R. Intrusivo	Contacto	Laguna
		veta	Falla
		Conseccion	
GEOLOGIA. ING. JUAN I. PALACIOS A.		DIB. ING. J. I. P. A.	
ESC. S/E		FECHA. Diciembre 2018	
REV. Ing. R. De la Cruz F.		APROB..	
			PLANONº 3.1





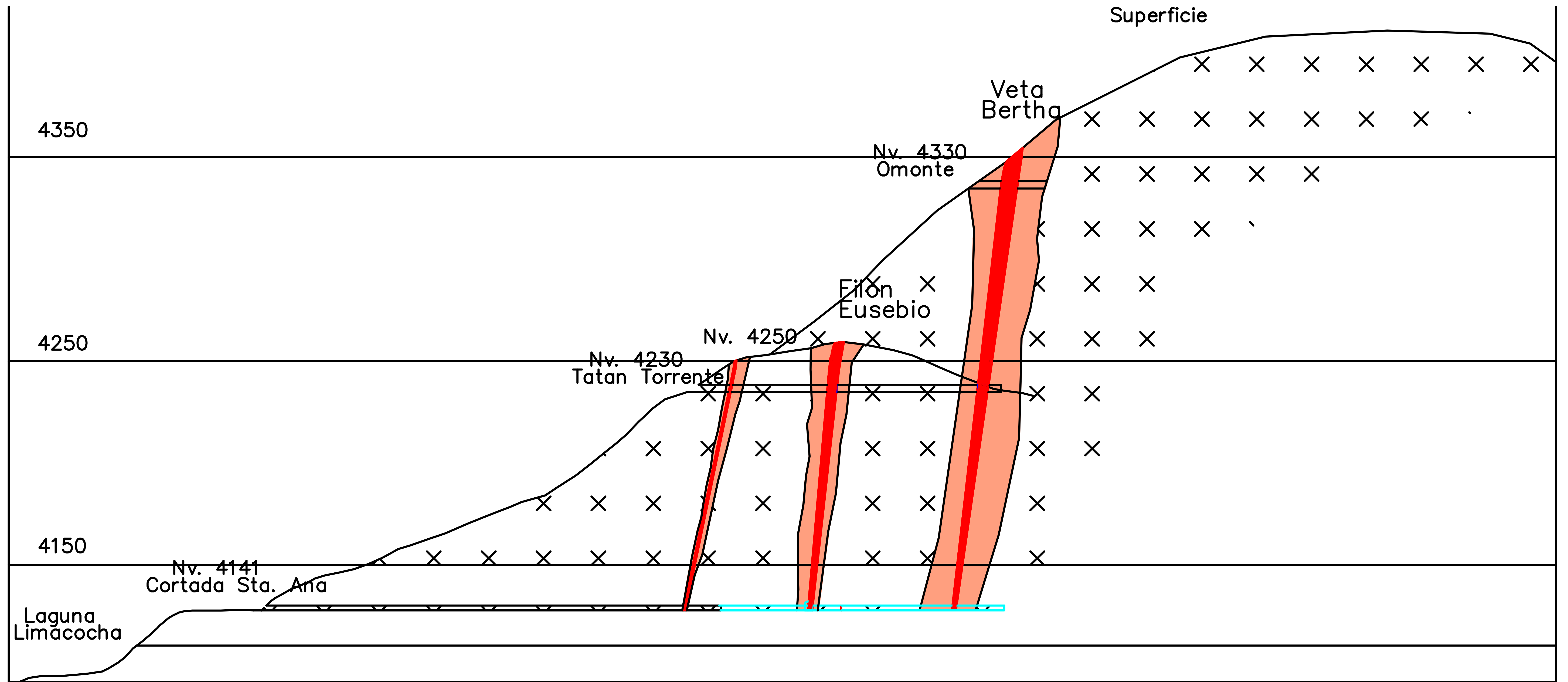
S.M.R.L. " REVOLUCION 03 DE OCTUBRE "		UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE	
ALCAS-SAN RAFAEL-HUANUCO		FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS	
PLANO GEOLÓGICO LOCAL			
GEOLOGIA. ING. JUAN I. PALACIOS A.	DIB. ING. J. I. P. A.	PLANON° 3.2	
ESC. S/E	FECHA. Diciembre 2018		
REV. Ing. F. De la Cruz F.	APROB.		



S.M.R.L * REVOLUCION 03 DE OCTUBRE *		UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE	
ALCAS-SAN RAFAEL-HUANUCO		FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS	
<b>PLANO GEOLÓGICO REGIONAL</b>			
GEOLOGIA. ING. JUAN I. PALACIOS A	DIB. ING. J. I. P. A.	FECHA. Diciembre 2018	PLANON° 3.3
ESC. S/E	APROB.		
REV. Ing. R. De la cruz F.			

LEYENDA	
Q.-fg	Contacto
Q.-mo	Laguna
G. Pucara	veta
G. Exelsior	Falla
R. Volcanico	
R. Intrusivo	

# Seccion Geologico transversal Mirando al NE

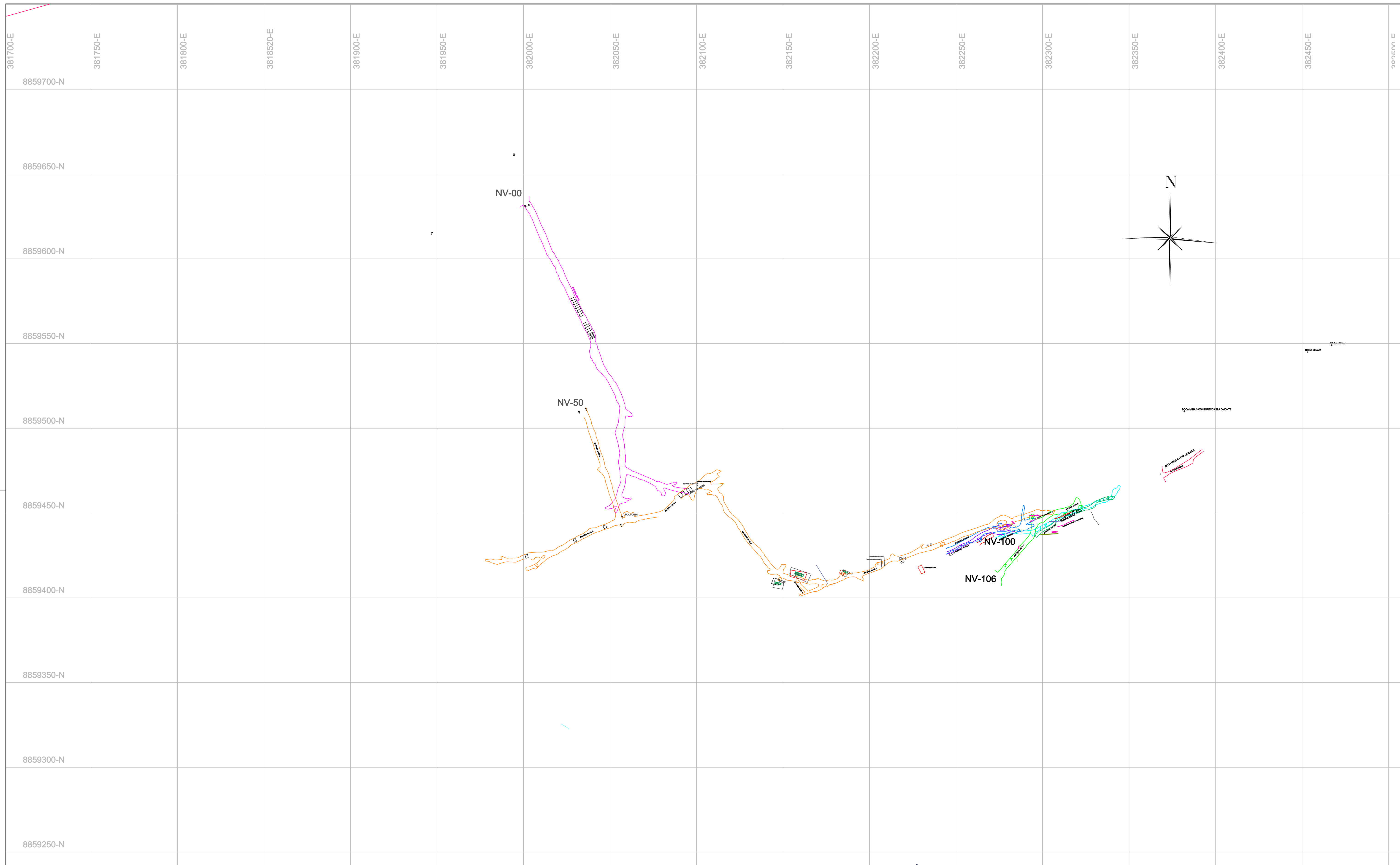


LEYENDA	
	Q_fg
	Q_mo
	G_Pucara
	G_Exelcior
	R_Volcanico
	R_Intrusivo
	Contacto
	Laguna
	Veta
	Falla
	Proyecto



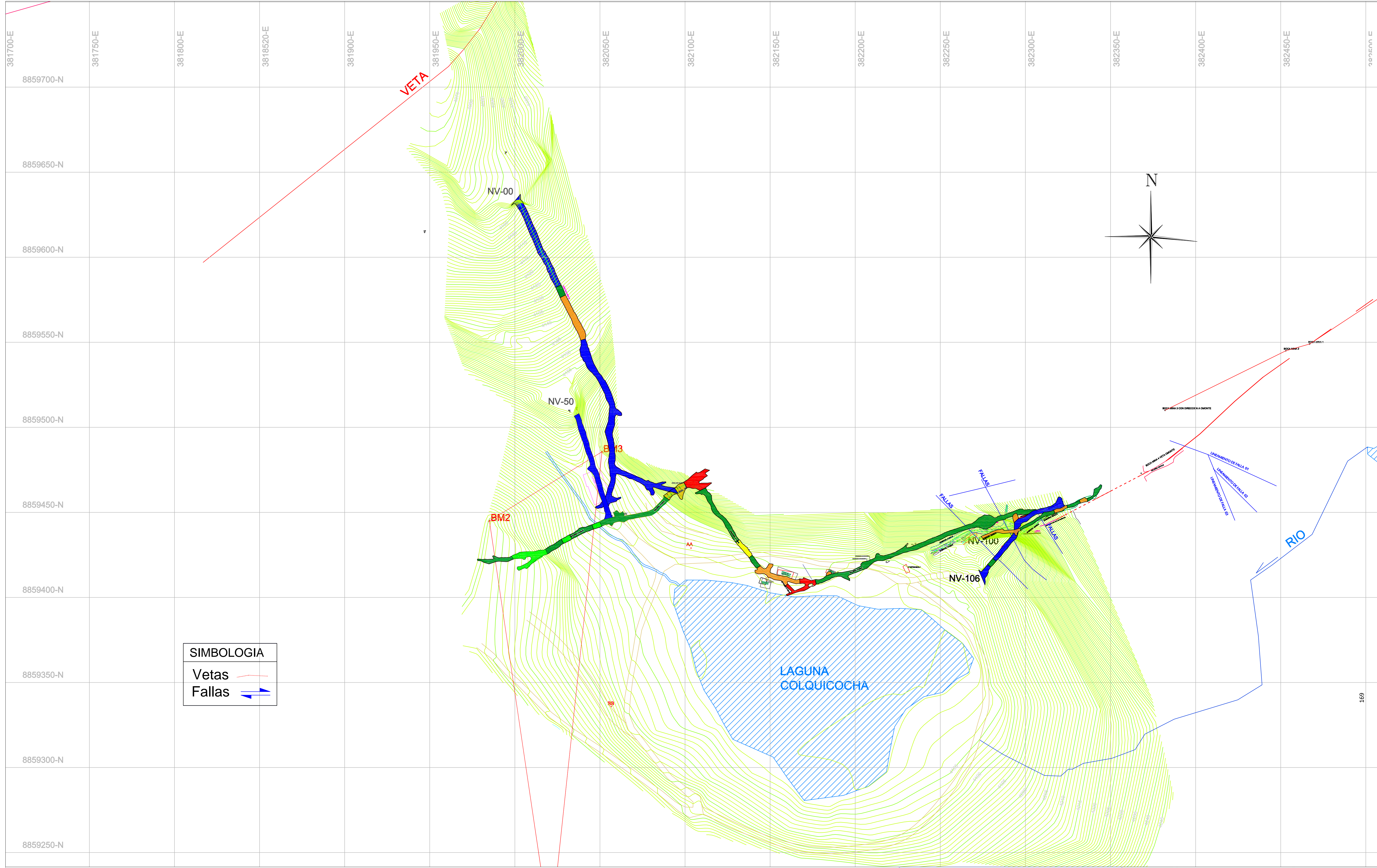
UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS		
Seccion Transversal Geológico		
MINA: ING. JUAN I. PALACIOS A.	DIB: ING. JUAN I. PALACIOS A.	PLANON° 3.4
ESC. S/E	APROB. Diciembre 2018	
REV. Ing. J. Palacios A.	APROB. Ing. J. Palacios A.	





UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS	
PLANO TOPOGRÁFICO NIVELES PRINCIPALES	
MINA : G. Padilla H.	DIB. G. Padilla H.
ESC. S/E	FECHA. Diciembre 2018
REV. Ing. J. Palacios A.	APROB. Ing. J. Palacios A.
PLANON° 3.5	





SIMBOLOGIA	
Vetas	
Fallas	

CURVAS DE NIVEL



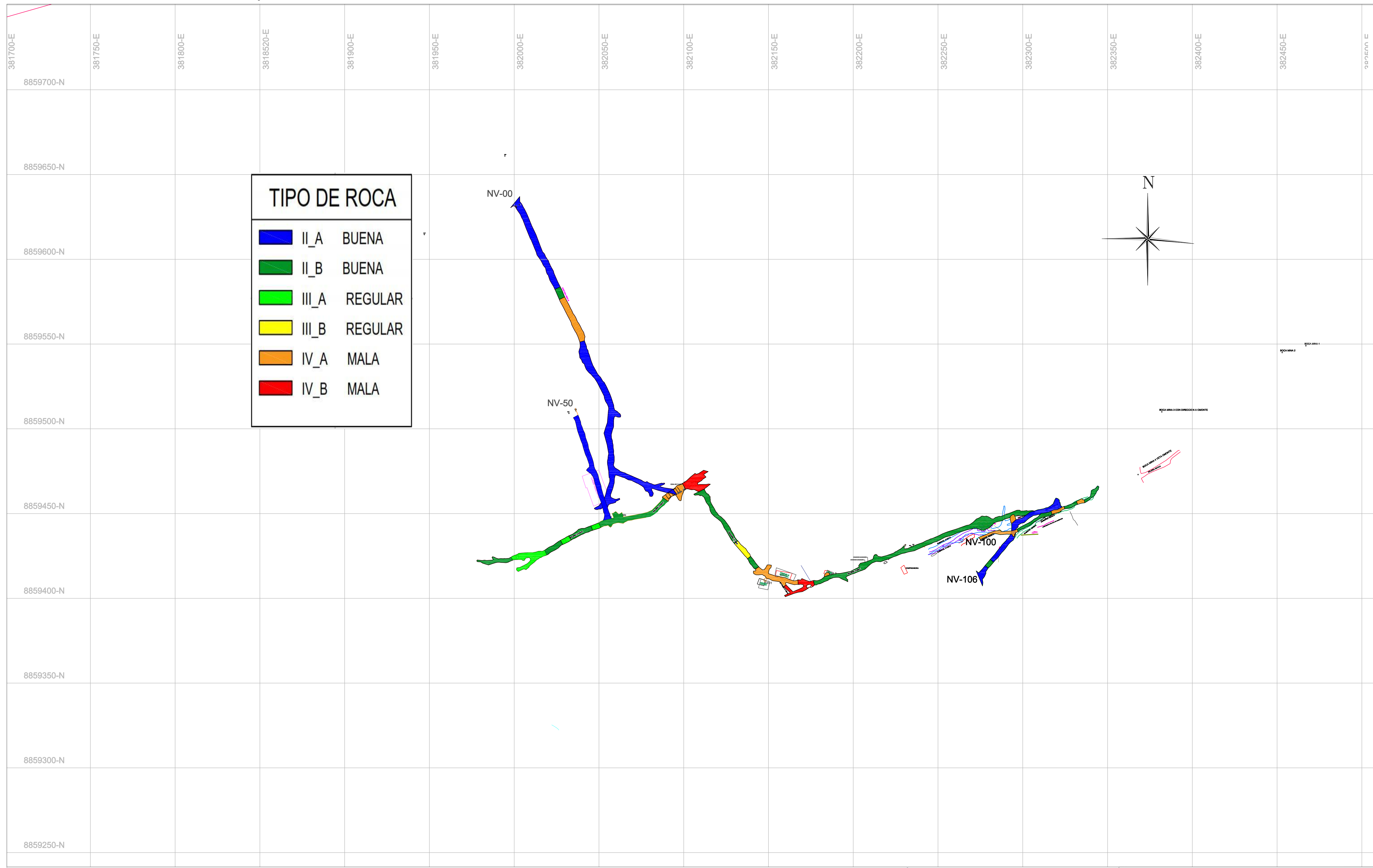
**S. M. R. L. REVOLUCIÓN TRES DE OCTUBRE N° 2 DE HUÁNUCO**

UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE  
FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS

**PLANO GEOLÓGICO**

MINA : G. Padilla H.	DIB. G. Padilla H.	PLANO N° 3.6
ESC. S/E	FECHA. Setiembre 2018	
REV. Ing. J. Palacios A.	APROB. Ing. J. Palacios A.	



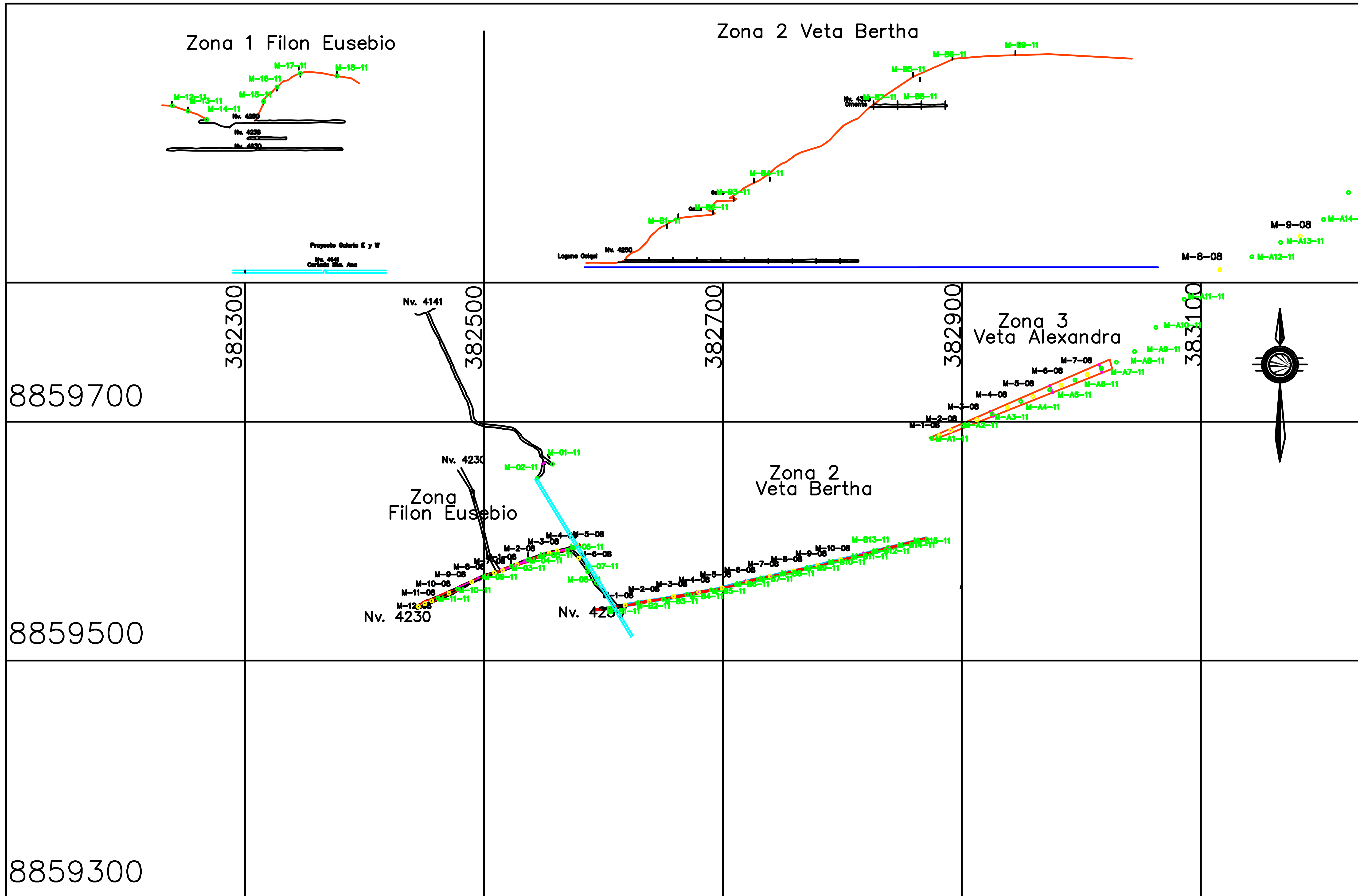


TIPO DE ROCA		
<span style="color: blue;">■</span>	II_A	BUENA
<span style="color: green;">■</span>	II_B	BUENA
<span style="color: lightgreen;">■</span>	III_A	REGULAR
<span style="color: yellow;">■</span>	III_B	REGULAR
<span style="color: orange;">■</span>	IV_A	MALA
<span style="color: red;">■</span>	IV_B	MALA

TIPO DE ROCA LEYENDA		
<span style="color: blue;">■</span>	II_A	BUENA
<span style="color: green;">■</span>	II_B	BUENA
<span style="color: lightgreen;">■</span>	III_A	REGULAR
<span style="color: yellow;">■</span>	III_B	REGULAR
<span style="color: orange;">■</span>	IV_A	MALA
<span style="color: red;">■</span>	IV_B	MALA



<b>UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS</b>		
<b>PLANO GEOMECÁNICO</b>		
MINA : G. Padilla H.	DIB. G. Padilla H.	PLANON° <b>3.7</b>
ESC.	FECHA. Setiembre 2018	
S/E	APROB. Ing. J. Palacios A.	
REV.		



Anexo 4 : Evaluación de Reservas.  
 Plano 4.1 Muestreo de las Estructuras Principales.

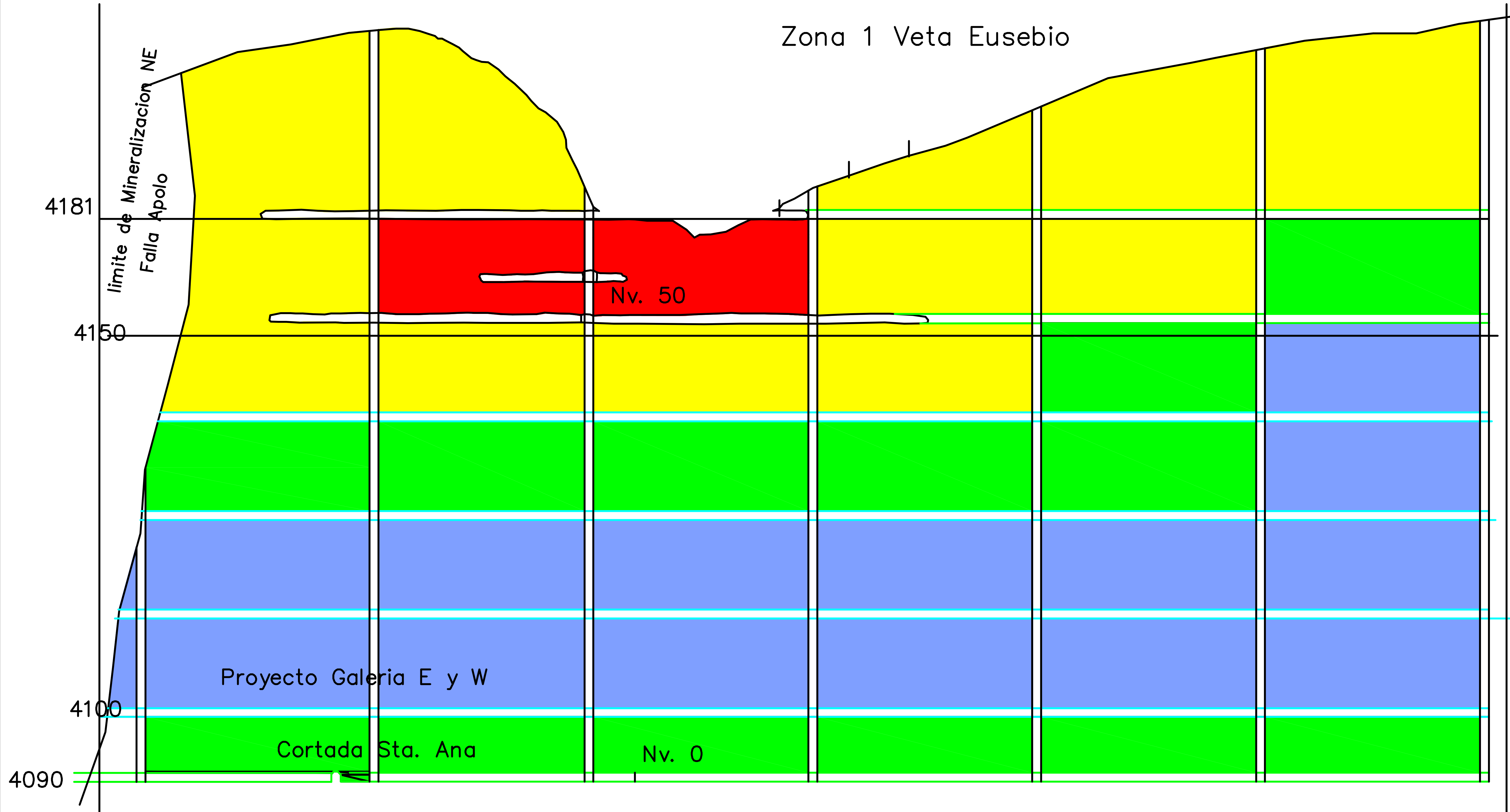
LEYENDA	
	Q_fg
	Q_mo
	G_Pucara
	G_Exelcior
	R_Volcanico
	R_Intrusivo
	Contacto
	Laguna
	Veta
	Falla
	Proyecto



UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA . MINAS		
Plano de Muestreo		
G. Padilla H.	DIB : G. Padilla H.	PLANON° 4.1
ESC.	FECHA. Setiembre 2018	
S/E	APROB.	
REV. Ing. J. Palacios A.		

# Plano de Cubicacion mirando al SE

## Zona 1 Veta Eusebio



RECURSOS MINERALES	
MEDIDO	■
INDICADO	■
INFERIDO	■
INACCESIBLE	■
— NIVEL PROYECTADO	

2018 RESULTADOS ANALISIS (IN SITU)						
Nro.M	AV	%Pb	%Zn	OzAg	%Cu	
12	1.66	3.36	7.04	3.03	1.59	

2011 RESULTADOS ANALISIS (IN SITU)						
Nro.M	AV	%Pb	%Zn	OzAg	%Cu	
18	1.55	4.51	8.91	2.03	0.93	

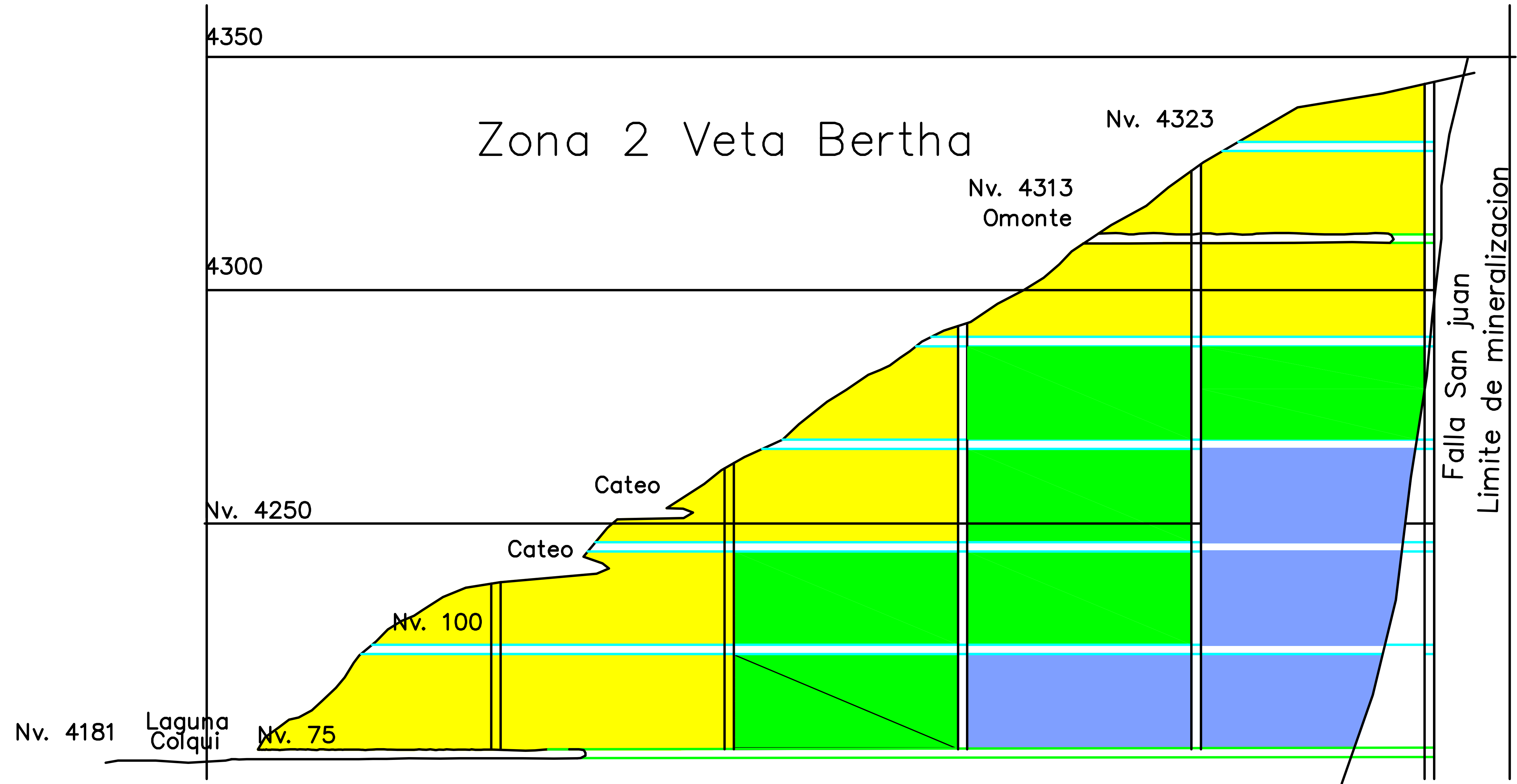
RECURSOS	AV	TMH	OzAG	%Pb	%Zn	%Cu
INDICADOS	1.10	174,720	2.53	3.93	7.98	1.26
INFERIDOS	1.40	300,000	---	---	---	---
TOTAL CON DILUCION	1.30	550,000	2.53	3.93	7.98	1.26



UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS		PLANO N° 4.2
Sección de Cubicación mirando al SE Zona 1 Filon Eusebio		
MINA : Ing. G. Padilla H.	DIB. Ing. G. Padilla H.	
ESC. 1/500	FECHA. Setiembre 2018	
REV. Ing. J. Palacios A.	APROB. Ing. J. Palacios A.	



# Plano de Cubicacion Mirando al NW



**RECURSOS MINERALES**

MEDIDO	■
INDICADO	■
INFERIDO	■
INACCESIBLE	■
— NIVEL PROYECTADO	

**2018 RESULTADOS ANALISIS (IN SITU)**

Nro.M	AV	%Pb	%Zn	OzAg	%Cu
10	1.60	2.98	10.44	2.16	1.19

**2011 RESULTADOS ANALISIS (IN SITU)**

Nro.M	AV	%Pb	%Zn	OzAg	%Cu
15	1.40	1.58	7.95	0.94	0.69

RECURSOS	AV	TMH	OzAG	%Pb	%Zn	%Cu
INDICADOS	1.5	185,952	1.55	2.28	9.19	0.94
INFERIDOS	1.4	200,000	---	---	---	---
TOTAL CON DILUCION	1.40	385,952	1.55	2.28	9.19	0.94



<b>UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS</b>		
Sección de Cubicación Mirando al NW Zona 2 Veta Bertha		
MINA : G. Padilla H.	DIB. G. Padilla H.	PLANON° 4.3
ESC. S/E	FECHA. Setiembre 2018	
REV. Ing. J. Palacios A.	APROB. Ing. J. Palacios A.	

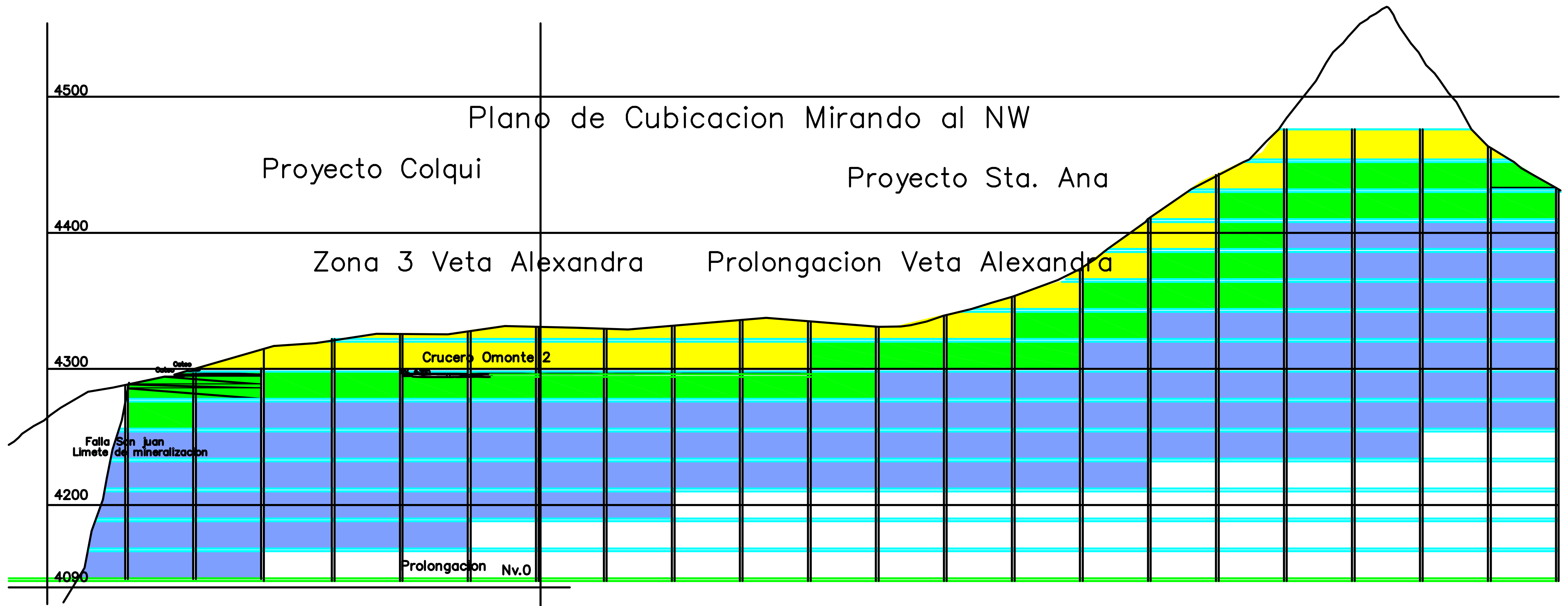
# Plano de Cubicacion Mirando al NW

Proyecto Colqui

Proyecto Sta. Ana

Zona 3 Veta Alexandra

Prolongacion Veta Alexandra



### RECURSOS MINERALES

MEDIDO	<span style="color: red;">■</span>
INDICADO	<span style="color: yellow;">■</span>
INFERIDO	<span style="color: green;">■</span>
INACCESIBLE	<span style="color: cyan;">■</span>
<span style="color: red;">—</span> NIVEL PROYECTADO	

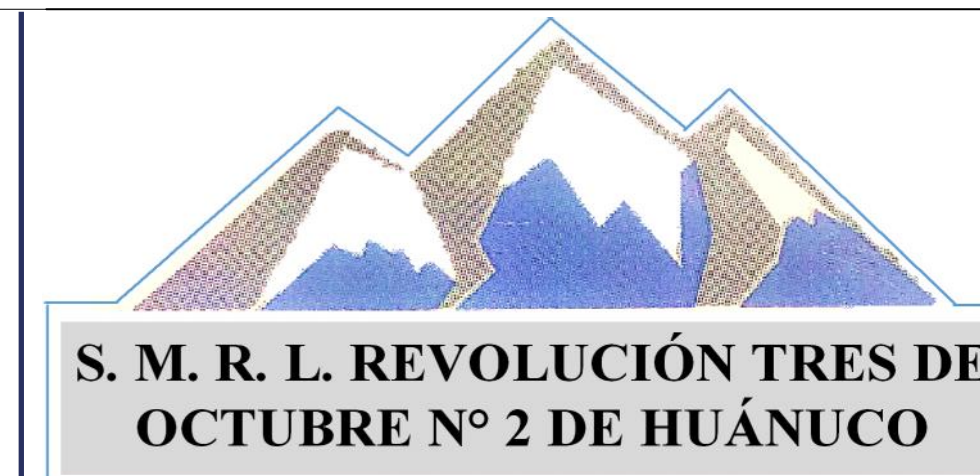
### 2018 RESULTADOS ANALISIS (IN SITU)

Nro.M	AV	%Pb	%Zn	OzAg	%Cu
10	1.44	3.52	5.62	0.84	1.64

### 2011 RESULTADOS ANALISIS (IN SITU)

Nro.M	AV	%Pb	%Zn	OzAg	%Cu
15	1.60	3.52	6.21	1.30	0.94

RECURSOS	AV	TMH	OzAG	%Pb	%Zn	%Cu
INDICADOS	1.20	92,160	1.07	3.52	5.92	1.29
INFERIDOS	1.35	300,000	---	---	---	---
TOTAL CON DILUCION	1.20	392,160	1.07	3.52	5.92	1.29



UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE  
FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS

Sección de Cubicación mirando al NW Zona 3 Veta Alexandra

MINA : G. Padilla H.	DIB. G. Padilla H.
ESC. S/E	FECHA. Setiembre 2018
REV. Ing. J. Palacios A.	APROB. Ing. J. Palacios A.

PLANO N°  
4.4

### Modelamiento de las Tres Estructuras Principales

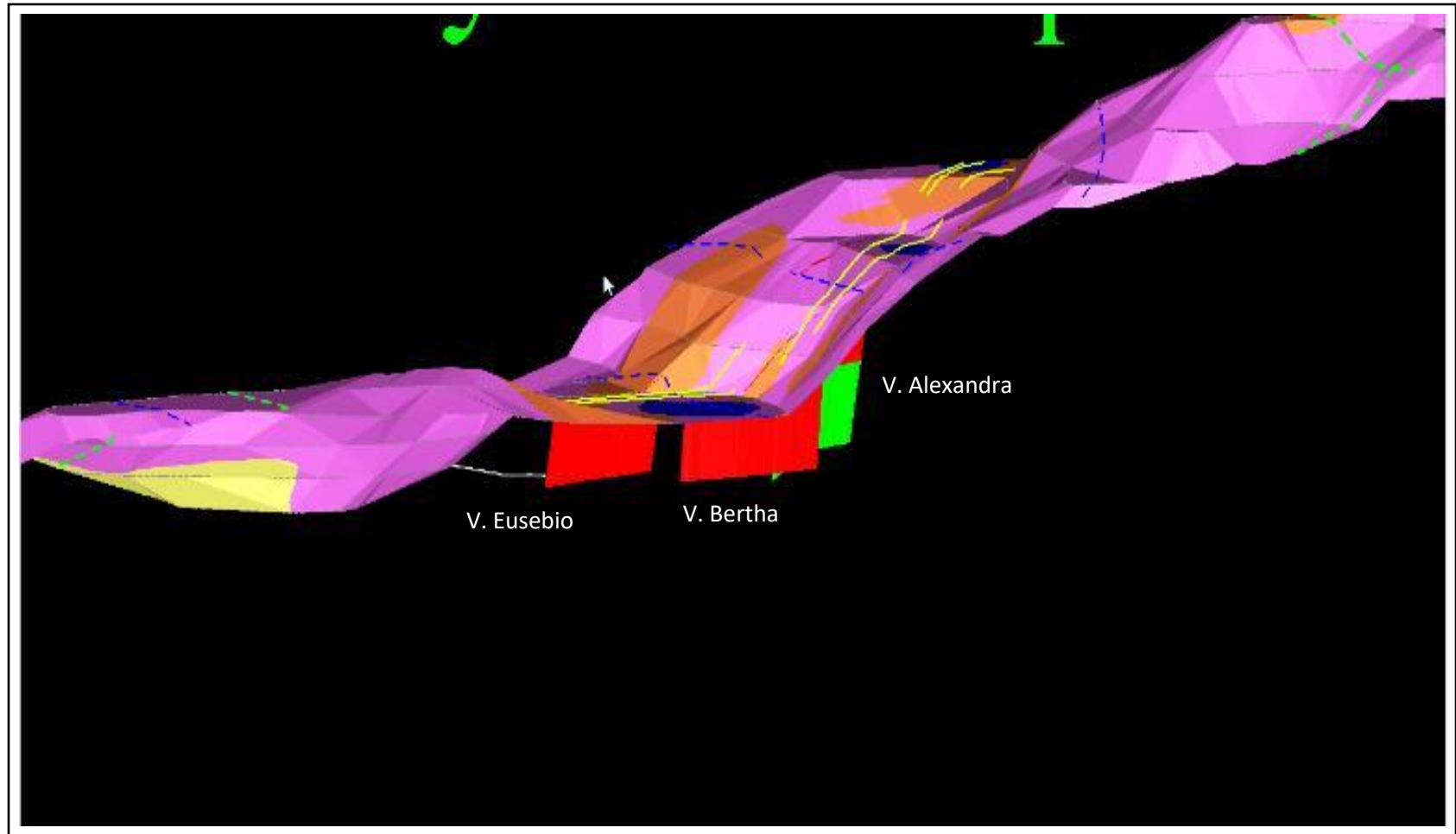


Figura 4.1 Modelamiento de las Tres Estructuras Principales.  
Fuente: Elaboración Propia.

## Modelamiento de Cruceos y Estructuras Mineralizadas

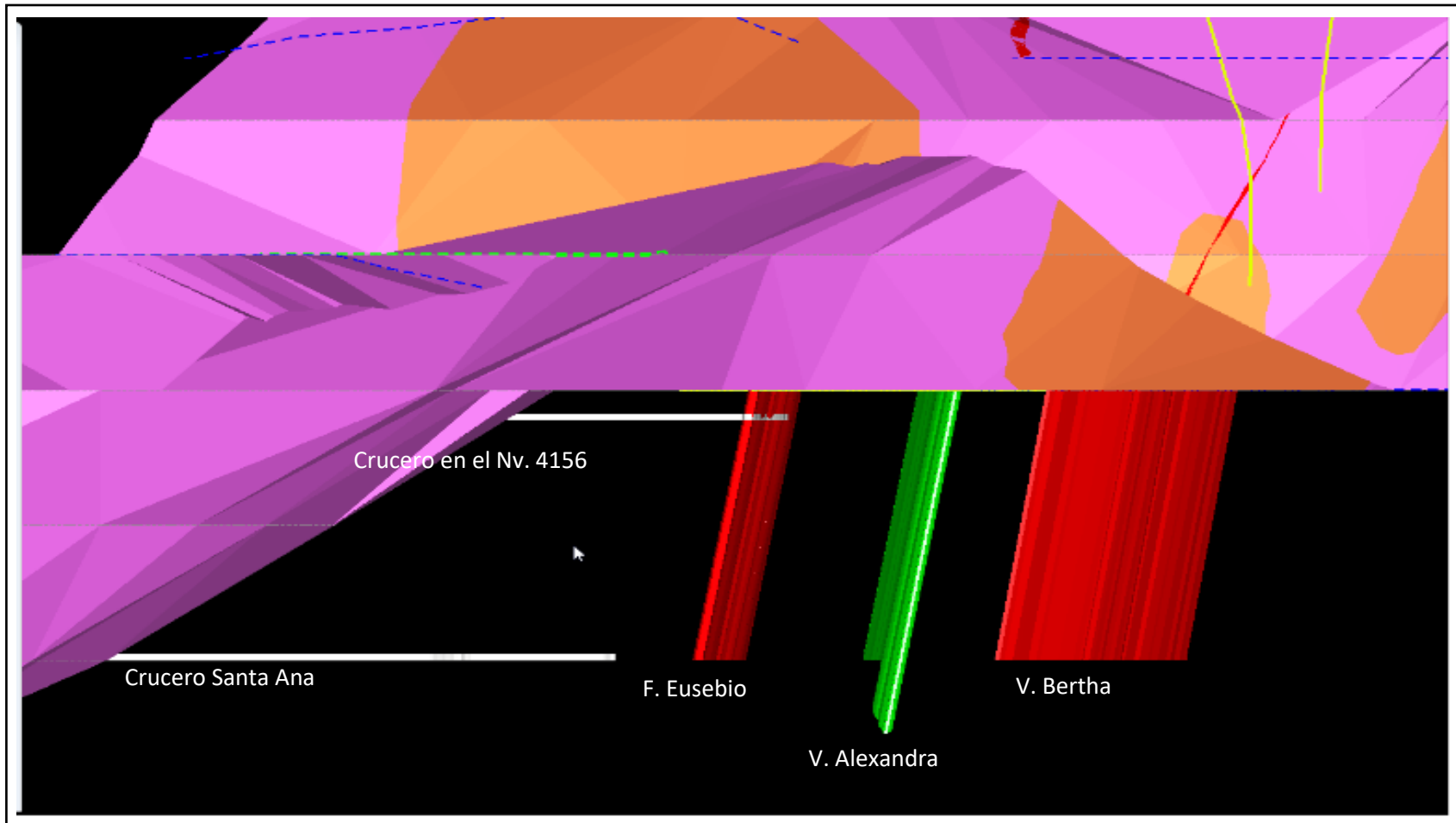


Figura 4.2 Modelamiento de los cruceos y Estructuras Mineralizadas  
Fuente: Elaboración Propia



## Análisis de Ley de Cabeza

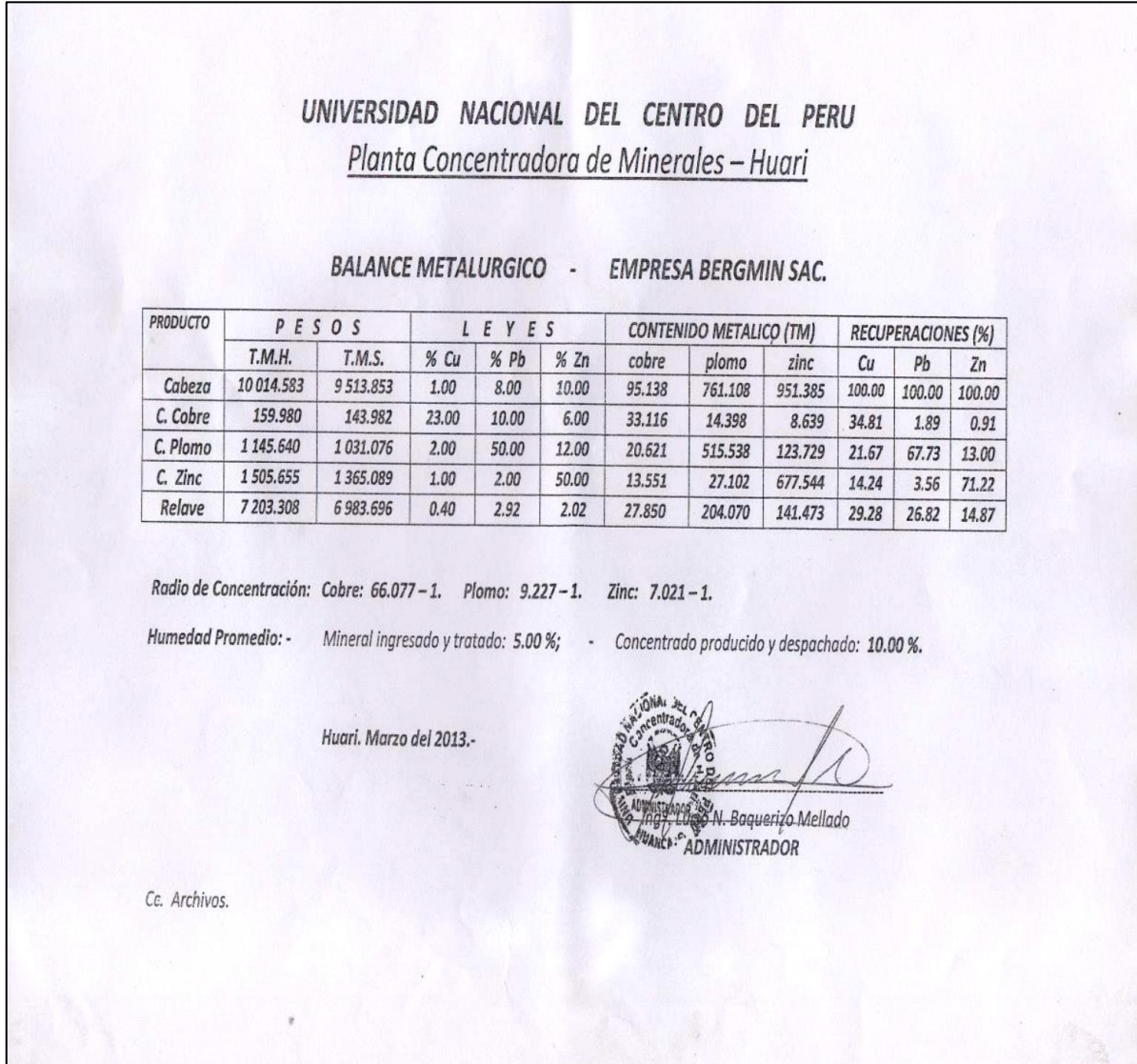


Figura 4.3 Análisis de Ley de Cabeza.

Fuente: Planta Concentradora de Minerales – Huari.

Anexo 5 : Parámetros Geomecánicos.

Anexo 5.1

Tabla 5.1 Sistema de Valoración de la Masa Rocosa RMR

TABLA: SISTEMA DE VALORACIÓN DE LA MASA ROCOSA RMR (Según Bieniawski 1989)									
A. PARAMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Valoración						
1	Resistencia del material de roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10Mpa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión Simple	>250 Mpa	100-250 Mpa	50-100Mpa	25-50 Mpa	5-25 Mpa	1-5 Mpa	<1 Mpa
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD Calidad de testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>2m	0.6 - 2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)	Superficie muy rugosa Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficie muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficie ligeramente rugosas separación < 1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficie ligeramente rugosas separación < 1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas separación <5 mm de espesor o separación de 1-5 mm continuas	Relleno de falla suave >5 mm de espesor o separación > 5 mm continua		
		Puntuación	30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud de túnel (1/m)	Ninguna	<10	oct-25	25-125	<125		
		(Presión de agua en las juntas)/(o principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	<0.5		
		condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteado	Fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		
B. AJUSTES DE LA PUNTUACION DE DISCONTINUIDADES (Ver F)									
Orientación de rumbo y buzamiento			Muy favorables	Favorables	Regular	Desfavorables	Muy desfavorables		
Puntuaciones	Túneles y minas		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60		
C. CLASES DE LA PUNTUACION PARA LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES (Ver F)									
Valorización			100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<21		
Categorías			I	II	III	IV	V		
Descripción			Roca muy buena	Roca Buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala		
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA									
Categorías			I	II	III	IV	V		
Tiempo promedio de autosoporte			20 años para tramo de 15 m	1 año para una tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5 m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min. Para tramo de 1 m		
Cohesión de macizo rocoso (kpa)			>100	300-400	200-300	100-200	<100		
Angulo de fricción del macizo rocoso (grados)			>45	35-45	25-35	15-25	<15		
E. LINEAMIENTO PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES									
Longitud de discontinuidad (persistencia)			<1m	1.3 m	2-10 m	10-20 m	<20 m		
Puntuación			6	4	2	2	0		
Separación (apertura)			Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5mm		
Puntuación			6	5	4	1	0		
Rugosidad			Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente Rugosa	Lisa	Pulida		
Puntuación			6	5	3	1	0		
Relleno (Relleno de Fallas)			Ninguna	Relleno duro <5mm	Relleno duro 5 mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando > 5 mm		
Puntuación			6	4	2	2	0		
Meteorización			No meteorizada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta		
Puntuación			6	5	3	1	0		
F. EFECTO DE LA ORIENTACION DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TUNELES									
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel					
Excavación hacia el buzamiento 45 - 90°				Excavación hacia el buzamiento 20-45°		Buzamiento 45 - 90°		Buzamiento 20 - 45°	
Muy favorable				Favorable		Muy desfavorable		Regular	
Excavación contra el buzamiento 45 - 90°				Excavación contra el buzamiento 20-45°		Buzamiento 0 - 20° independiente del rumbo			
Regular				Desfavorable		Regular			

## Anexo 5.2

Tabla 5.2 Índice de Resistencia a la Compresión Simple – Parámetro RMR a Partir del Índice de Campo

RESISTENCIA A PARTIR DE INDICES DE CAMPO (ISRM)			
CLASE	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACIÓN DE CAMPO	COMPRESIÓN (Mpa)
S-1	Suelo muy blando	El puño penetra fácilmente varios cm.	<0,0025
S-2	Suelo blando	El dedo penetra fácilmente varios cm.	0,0025 - 0,05
S-3	Suelo firme	Se necesita una pequeña presión para incrustar el dedo	0,05 - 0,10
S-4	Suelo rígido	Se necesita una fuerte presión para hincar el dedo.	0,10 - 0,25
S-5	Suelo muy rígido	Con cierta presión puede marcarse con la uña.	0,25 - 0,50
S-6	Suelo duro	Se marca con dificultad al presionar con la uña.	>0,50
R-0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña.	0,25 - 10
R-1	Roca muy blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se desmenuza. Con navaja se talla fácilmente.	1,0 - 5,0
R-2	Roca blanda	Al golpear con la punta del martillo se producen ligeras marcas. Con la navaja se talla con dificultad.	5,0 - 25
R-3	Roca moderadamente dura	Con un golpe fuerte del martillo puede fracturarse. Con la navaja no puede tallarse.	25 - 50
R-4	Roca dura	Se requiere más de un golpe del martillo para fracturarlo.	50 - 100
R-5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes del martillo para fracturarla.	100 - 250
R-6	Roca extremadamente dura	Al golpear con martillo sólo saltan esquirlas.	>250

Fuente: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas.



### Anexo 5.3

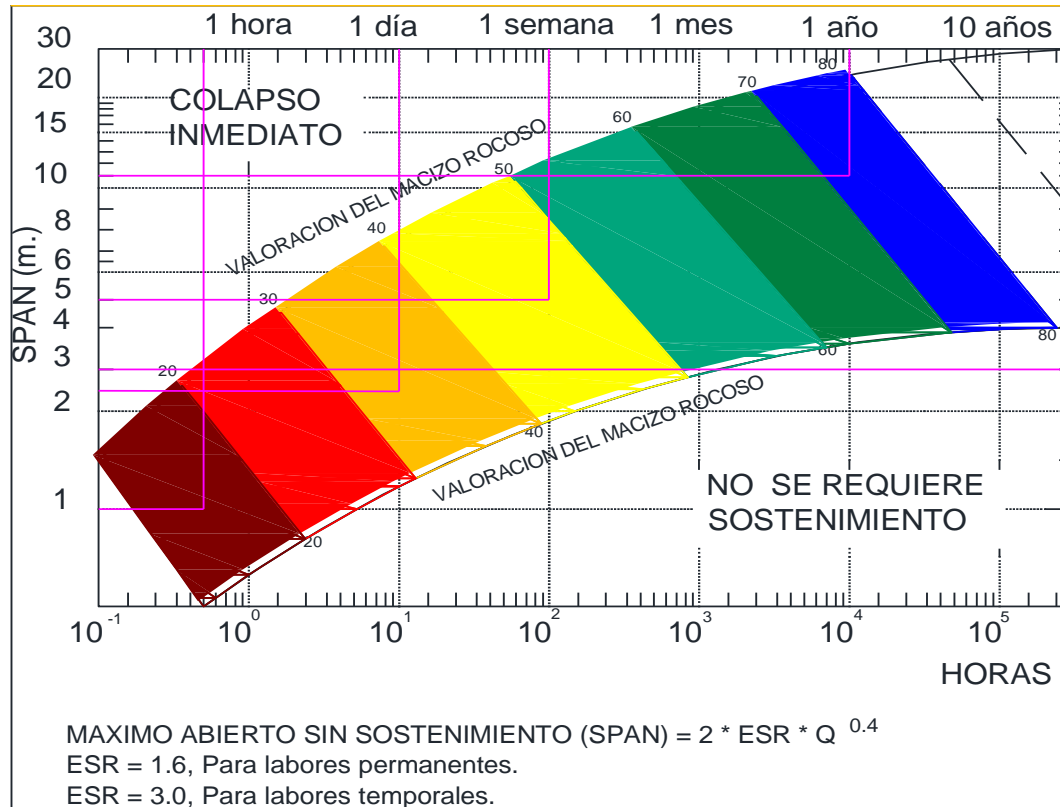
Tabla 5.3 Sistema de Clasificación del Macizo Rocoso

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO						
TIPO DE ROCAS	RMR	DESCRIPCIÓN	FIG. FRACTURAS	CARACTERÍSTICAS	RESISTENCIA DE LA ROCA	
I	I - A	91 - 100	MUY BUENA "A"		No se tiene en algunas minas.	No se tiene en algunas minas.
	I - B	81 - 90	MUY BUENA "B"		Roca dura con muy pocas fracturas. Muy leve alteración en algunos casos. Terreno seco.	Solo se puede romper esquilas de la muestra con el medio del geólogo.
II	II - A	71 - 80	BUENA "A"		Roca dura con pocas fracturas. Leve alteración. Terreno seco, con cierta humedad.	Con varios golpes con el martillo de geólogo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra.
	II - B	61 - 70	BUENA "B"		Roca dura con regular cantidad de fracturas. Leve alteración. Húmedo en algunos casos.	Se requiere varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
III	III - A	51 - 60	REGULAR "A"		Roca de regular dureza, con regular a mayor cantidad de fracturas. Ligeramente fallas con panizo. Terreno con ligero humedecimiento	Se requiere tres golpes firmes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
	III - B	41 - 50	REGULAR "B"		Roca de regular dureza, con regular a mayor cantidad de fracturas. Ligeramente a moderadamente alterada. Pequeñas fallas con panizo. Terreno con goteo ocasional.	Con dos golpes con el martillo de geólogo se puede producir fracturamiento en la muestra.
IV	IV - A	31 - 40	MALA "A"		Roca blanda que presenta muchas fracturas. Roca alterada. Fallas significativas con panizo. Goteo con agua.	No se puede rayar o desconchar con una navaja. La muestra se puede romper con dos golpes firmes del martillo.
	IV - B	21 - 30	MALA "B"		Roca merida que presenta muchas fracturas. Roca muy alterada. Fallas significativas con panizo. Goteo o flujo constante de agua.	Se puede rayar con dificultad con una navaja. La muestra se puede romper con un golpe firme del martillo de geólogo.
V	V - A	0 - 20	MUY MALA "A"		Roca muy blanda, intensamente deleznable con muchas fracturas. Roca intensamente fracturada. Fallas significativas con mucho panizo. Flujo continuo de agua en las fracturas.	Puede desconcharse con dificultad con una navaja. Se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.

Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 5.4

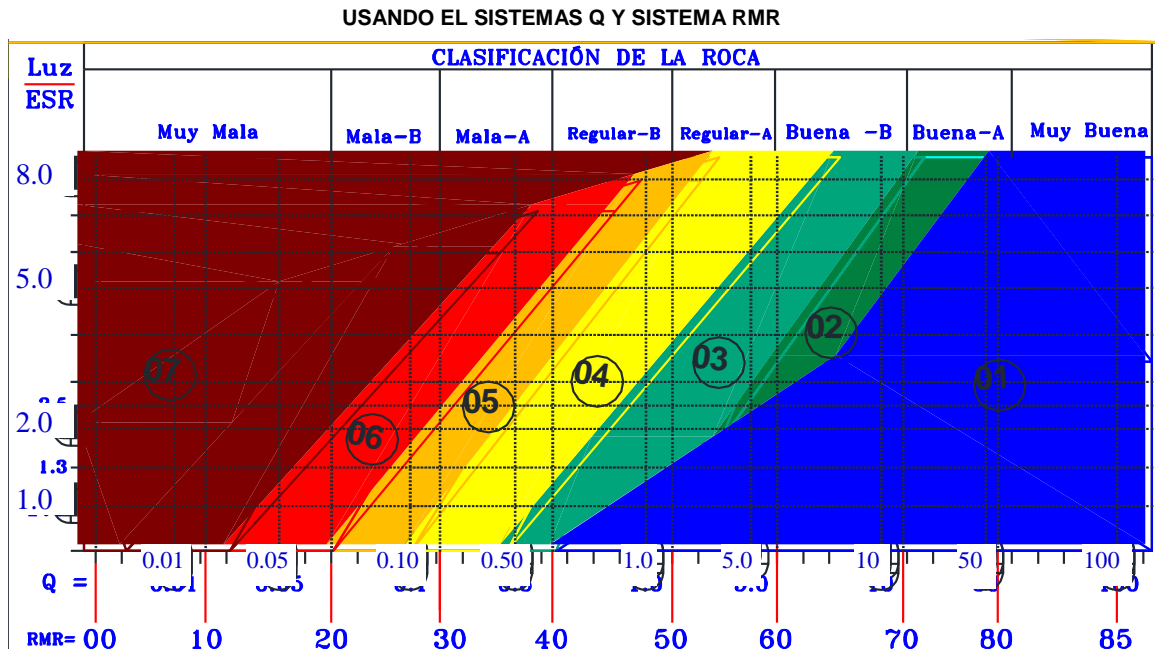
Tabla 5.4 Tiempo de Autososte Using el Q' de Barton



Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 5.5

Tabla 5.5 Diagrama de Diseño Empírico de Soporte



Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 5.6

Tabla 5.6 Sostenimiento según el Diseño Empírico de Soporte

SOSTENIMIENTO DE MACIZO ROCOSO							
TIPO DE ROCAS	LABOR PERMANENTE		TAJEOS DE EXPLOTACIÓN		TIEMPO DE AUTOSOP.		
	SOSTENIMIENTO RECONOCIDO	APERTURA PERMISIBLE	SOSTENIMIENTO RECONOCIDO	APERTURA PERMISIBLE			
1	I	I - A	No se tiene en algunas minas	No se tiene en algunas minas	No se tiene		
		I - B	Generalmente ningún tipo de sostenimiento es requerido	Algunos pernos de anclaje de 6' de manera muy ocasional si es necesario.	Mayor a 2 años		
	II - A	Algún perno esporádico si se requiere	10.0 m	Es requerido algunos puntales de madera de 7' y/o pernos de 6' de madera esporádica.	18.0 m	2 años	
2	II	II - B	Pernos helicoidales (con resina o cemento) de 6' espaciados de manera esporádica u ocasional.	6.50 m	Instalación de puntales de madera de 7" u 8" de diametro puede ser combinado con pernos de anclaje de 6", on aplicación de gatas hidráulicas en los avances del tajeo de manera sistemática, spaciados de 2.2 a 2.5 m.	12 m	8 meses
3	III	III - A	Pernos helicoidale (con resina y cemento) de 6' espaciados a 1.5 x 1.5m. Alternativa malla metálica electro soldada.	4.20 m	Instalación de puntales de madera de 7" u 8" de diametro puede ser combinado con pernos de anclaje de 6', con aplicación de gatas hidráulicas en los avances del tajeo de madera sistemática, espaciados de 1.8 a 2.0 m.	8.0 m	3 meses
4		III - B	Pernos helicoidales (con resina o cemento) de 6' espaciados a 1.2 x 1.2, mas malla electro soldada. Alternativa: shocrete de 30 mm. De espesor, donde se requiere.	2.80 m	Instalación de puntales de madera de 7" u 8" de diametro puede ser combinado con pernos de anclaje de 6', con aplicación de gatas hidráulicas en los avances del tajeo de manera sistemática, espaciados de 1.3 a 1.5 m.	5.0 m	1.5 semanas
5	IV	IV - A	Pernos helicoidales (con cemento y resina ) de 6' sistemático espaciados a 1.0 x 1.0, mas malla electro soldada. Alternativa shocrete con o sin fibra de acero de 50 mm. Mínimo de espesor.	1.80 m	Instalación de puntales de madera de 7" u 8" de diametro puede ser combinado con pernos de anclaje de 6', con aplicación de gatas hidráulicas en los avances del tajeo de manera sistemática, espaciados de 1.3 a 1.5 m.	3.0 m	1 día
6		IV - B	Pernos helicoidales (con cemento o resina) de 6' en hastiales y 8 en el techo epaciadosa 1.0 x 1.0 m mas malla electrosoldada, maas shocrete con o sin fibra de acero de 75 mm. Mínimo. Alternativa Cerchas H, o equivalente, espaciadas a 1.2 m previamente sostenida con pernos y malla ( o equivalente).	1.00 m	Es requerido generalmente la Instalación de cuadros de madera con escribado es paciados de 1.50 a 2.20m.	2.0 m.	8 horas
7	V	V - A	Cerchas H, equivalente, espaciadas de 1.0 a 1.2 m utilizar narchavantes o previo sost. Con pernos y shocrote (o equiv.). Alternativas pernos helicoidales de 6' hastiales y de 8'en el techo espaciados a 1.0 x 1.0, mas malla electrosoldada, mas shocrete con fibra de acero de 100 mm.	0.40 m.	Instalación de cuadros de madera bien topeado con el escribado y espaciados de 1.0 a 1.2 m. Alternativa: con marchavantes si es requerido.	0.8 m.	Colapso inmediato.

Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 5.7

Tabla 5.7 GSI Modificado para la U. O. Revolución

<b>(GSI) MODIFICADO - U.O. REVOLUCIÓN (Tabla para uso de Trabajadores)</b>		<b>CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)</b>				
<p>Los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso son referencialmente la combinación entre la estructura y la condición superficial y/o resistencia de éstas.</p> <p>Para estimar el valor de <b>GSI</b>, tiene que tederminarse primero el número de fracturas por metro lineal en donde se quiera mapear. Luego se tiene que anotar la condición de las estructuras contadas (relleno, abertura, resistencia, rugosidad).</p> <p>Con estos valores se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo, por ejemplo, si se cuenta 10 fracturas es: liza, abierta y relleno suave. Por li tanto, esta intersección me arroja un valor de GSI = 40-50 (Color amarillo); F/M.</p>		<p><b>SOLO SE ASTILA CON GOLPES DE PICOTAS (15)</b> MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE FRESCA) (MB) Discontinuidades muy rugosas (6), cerrada (6), sana (6), cerrada (6), persistencia &lt;1m (6)</p> <p><b>SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE PICOTA (12)</b> BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADO) (B) Discontinuidades rugosas (5), relleno duro (4), lev. alt. (5), abierta &lt; 0.01 mm (5), pers. 1-3 m (4).</p> <p><b>SE ROMPE CON 1-2 GOLPES DE PICOTA (7)</b> REGULAR (MOD. REST. LEVE A MOD. ALTER.) (R) Disc. Lig. Rugosas (3), relleno duro &gt; 5mm (2), mod. alt. (3), abierta 0.01 a 1mm (4), pers. 3 a 10 m (2).</p> <p><b>SE INDENTA SUPERFICIALMENTE (4)</b> MALA (BLANDA MUY ALTERADA) (M) Disc. liza (1), rell. blando &lt; 5mm ó duro &lt; 5mm (2) mod. alt. (1), abierto 1 a 5 mm (1), persis. 10 - 20 m (1).</p> <p><b>SE INDENTA MAS DE 5MM. (0-2)</b> MUY MALA (MUY BLANDA, EXTR. ALTER.) (MM) Superficie pulida, falla (0), rell. Blando &gt; 5mm(0), pers. &gt; 20 m(0).</p>				
<b>ESTRUCTURA</b>						
<p><b>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</b> <b>(2- 6 Fract/metro)</b> Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre si. <b>RQD (75-90).</b></p>	100 95	<b>LF/MB</b>	<b>LF/B</b>	<b>LF/R</b>	<b>LF/M</b>	<b>LF/MM</b>
<p><b>MODERADAMENTE FRACTURADA (F)</b> <b>(6- 12 Fract/metro)</b> Muy bien trabada, no disturbada, bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales. <b>RQD (50-75).</b></p>	90 85	<b>F/MB</b>	<b>F/B</b>	<b>F/R</b>	<b>F/M</b>	<b>F/MM</b>
<p><b>MUY FRACTURADA (MF)</b> <b>(12- 20 Fract/metro)</b> Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, formados por 4 ó mas familia de discontinuidades <b>RQD (25-50)</b></p>	80 75	<b>MF/MB</b>	<b>MF/B</b>	<b>MF/R</b>	<b>MF/M</b>	<b>MF/MM</b>
<p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)</b> <b>(mas de 20 Fract/metro)</b> Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interseptadas formando bloques angulosos e irregulares. <b>RQD (10-25)</b></p>	70 65	<b>IF/MB</b>	<b>IF/B</b>	<b>IF/R</b>	<b>IF/M</b>	<b>IF/MM</b>
<p><b>TRITURADA O BRECHADA (T)</b> Ligereamente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmnetos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados (Sin RQD)</p>	60 55	<b>T/MB</b>	<b>T/B</b>	<b>T/R</b>	<b>T/M</b>	<b>T/MM</b>

RELACIONES IMPÍRICAS APROXIMADAS.

Indice Q =  $RQD/J_n * J_r/J_a * J_w/SRF$

Indice RMR =  $9 \ln Q + 44$

Indice GSI =  $RMR_{\text{red}} - 5$

Fuente: Elaboración Propia.

### Anexo 5.8

Tabla 5.8 Tablas Usadas para la Clasificación “Q” de Barton.

#### 1<sup>er</sup> Parámetro, cálculo del R.Q.D.

Descripción de la calidad del macizo rocoso	R. Q. D. %	Observaciones.
Muy mala	0-25	Para R.Q.D < 10 se puede tomar R.Q.D.= 10 en la ecuación de Q.
Mala	25-50	
Mediana	50-75	
Buena	75-90	
Excelente	90-100	

#### 2<sup>do</sup> Parámetro, cálculo de la Familia de diaclasas Jn.

Descripción	Jn
Roca masiva	0.5-1
Una familia de diaclasas.	2
Una familia de diaclasas y algunas Diaclasas ocasionales.	3
Dos familias de diaclasas.	4
Dos familias de diaclasas y algunas Diaclasas ocasionales	6
Tres Familias.	9
Tres familias de diaclasas y algunas Diaclasas ocasionales.	12
Cuatro o más familias de Diaclasas, roca muy fracturada.	15
Roca triturada terrosa.	20
En boquillas, se utiliza 2 Jun y en Túneles 3 Jun	

### 3<sup>er</sup> Parámetro Rugosidad de las Diaclasas Jr.

Esta tabla está basada por la relación o el contacto entre las 2 caras de la Junta.

<b>Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm.</b>	<b>Jn</b>
- Juntas discontinuas.	4
- Juntas Rugosa o irregular ondulada.	3
- Suave ondulada.	2
- Espejo de falla, ondulada,	1.5
- Rugosa o irregular, plana.	1.5
- Suave plana.	1
- Espejo de Falla, plano.	0.5
<b>No existe contacto entre las 2 caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente.</b>	<b>Jn</b>
- Zona de contenido de minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las Diaclasas.	1
- Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las 2 caras de las diaclasas.	1

Nota: si el espaciado de la familia de las diaclasas es mayor de 3 m hay que aumentar el Jn en una unidad.

Para diaclasas con espejos de falla provisto de lineaciones, si están orientadas



#### 4<sup>to</sup> Parámetro Aguas en las Diaclasas Jw.

	<b>Jw</b>	<b>Presión del agua Kg/cm<sup>2</sup></b>
- Excavaciones secas o de influencia poco importante.	1	<1
- Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las Diaclasas.	0.66	1-2.5
- Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las Diaclasas.	0.33*	2.5-10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo.	0.1-0.2*	>10
- Fluencia o presión de aguas excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05-0.01*	>10
Los valores presentados con el Signo * son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar Jw		

### 5º Parámetro Meteorización de las Diaclasas.

<i>Descripción</i>	<i>Ja</i>	<i>Ø°</i>
<b>Contacto entre las 2 caras de las Diaclasas.</b>		
Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas.	0.75	25-30
Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25-30
Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25-30
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible.	3	20-25
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita, talco yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2 mm.	4	8-16
<b>Contactos entre 2 caras de la Diaclasa con &lt; de 10 cm desplazamiento lateral.</b>		
Partículas de Arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
Fuertemente sobreconsolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de esp.	6	16-24
Sobreconsolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < de 5 mm de espesor.	8	12-16
Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor Ja dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
<b>No existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando esta cizallada.</b>		
Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla.	6-8-12	6-24
Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas.	5	6-24
Granos arcillosos gruesos.	13-20	6-24

## 6<sup>to</sup> Parámetro tensiones en las excavaciones S.R.F.

1.-Zona débil que interceptan la excavación y pueden causar caídas de bloques.			S.R.F
A. Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor.			10
B. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación < 50 m.).			5
C. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente. (Profundidad de excavación > 50 m.).			2.5
D. Varias zonas de fractura en roca competente libre de arcilla, roca suelta alrededor. (Cualquier profundidad).			7.5
E. Sólo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (Profundidad de excavación < 50 m.)			5
F. Sólo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla. (Profundidad > 50 m).			2.5
G. Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturadas. Cualquier profundidad.			5
2.-Rocas competentes con problemas tensionales en las rocas	$\sigma_c / \sigma_1$	$\sigma_t / \sigma_1$	S.R.F
H. Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	> 200	>13	2.5
I. Tensiones medias.	200-10	13-0.33	1.0
J. Tensiones altas estructura muy compacta, favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10-5	0.66-0.33	0.5-2.0
K. Explosión de roca suave (roca Masiva).	5-2.5	0.33-0.16	5-10
L. Explosión de roca fuerte (roca masiva.)	<2.5	<0.16	10-20
$\sigma_c$ y $\sigma_t$ son las resistencias a la compresión y tracción respectivamente de la roca, $\sigma_1$ es el esfuerzo principal máximo que actúa en la roca.			
3.-Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostática.			S.R.F
M. Presión de Flujo suave.			5-10
N. Presión de flujo intensa.			10-20

Continuación de la tabla del parámetro 6.....

<b>3.-Roca expansiva, actividad expansiva química dependiendo de la presencia del agua.</b>	<b>S.R.F</b>
<b>O.</b> Presión Expansiva suave.	5-10
<b>P.</b> Presión expansiva intensa.	10-15
Observaciones al SRF:	
Reducir los valores del SRF en un 25 a 50% si las zonas de rotura solo influyen pero no interceptan a la excavación.	
En los casos que la profundidad de las clave del túnel sea inferior a la altura del mismo se sugiere aumentar el SRF de 2.5 a 5.	
Para campos de tensiones muy anisótropos cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$ , reducir el $\sigma_c$ y $\sigma_t$ a $0.8 \sigma_c$ y $0.8 \sigma_t$ .	

### CLASIFICACIÓN DE BARTON DE LOS MACIZOS ROCOSOS. ÍNDICE DE CALIDAD Q.

TIPO DE ROCA	VALOR DE Q y Q' modificado
Excepcionalmente mala.	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente mala.	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy mala.	$10^{-1} - 1$
Mala. Media.	1- 4
Buena.	4 - 10
Muy buena.	10 - 40
Extremadamente Buena.	40 - 100
Excepcionalmente Buena.	100 - 400

Sugerencias para el uso de las Tablas.

1. Cuando no se disponen de sondeos, el RQD se estima a partir de afloramientos, mediante el índice volumétrico de juntas  $J_v$ .
2. En el parámetro  $J_n$ , puede estar afectado por la foliación, esquistocidad, y laminaciones. Si las diaclasas paralelas están suficientemente desarrolladas, se contabilizan como una familia, si no se contabilizan como diaclasas ocasionales.
3. Se tomaran los valores de los parámetros  $J_r$  y  $J_a$  de la familia de diaclasas o discontinuidades rellenas de arcilla más débil de la zona, pero hay que elegir en primer lugar las diaclasas de orientación

desfavorable aunque no den el valor mínimo del cociente  $J_r/J_a$ .

4. valor del SRF se obtendrá en el apartado 1 de la tabla de clasificación de este parámetro, si el macizo rocoso tiene arcilla en las diaclasas.
5. En las rocas anisótropas, la resistencia a la compresión simple de la roca, y la resistencia a la tracción,  $\sigma_c$  y  $\sigma_t$ , respectivamente se evalúan en la zona más desfavorable para la estabilidad de la estructura subterránea.

## ANEXO 5.9

### Método del Índice GSI

El índice de resistencia geológica, GSI, fue desarrollado por Hoek (1994) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos: (Coates, 1973). Esto es en función del grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades.

La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas que se muestran en la Figura N° 1, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos: (Goodman, 1989).

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V,  $0 \leq \text{GSI} \leq 20$ ).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV,  $20 < \text{GSI} \leq 40$ ).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III,  $40 < \text{GSI} \leq 60$ ).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II,  $60 < \text{GSI} \leq 80$ ).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I,  $80 < \text{GSI} \leq 100$ ).

<b>INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA</b> <b>MACIZOS ROCOSOS ESTRATIFICADOS HETEROGENEOS</b> <small>(Marinos &amp; Hoek (2000))</small>		CONDICION ESTRUCTURAS (PLANOS DE ESTRATIFICACION)				
En base a una descripción de la litología, la estructura del macizo y la condición de las estructuras (especialmente los planos de estratificación), seleccione una zona en la tabla. Ubique en esa zona la posición correspondiente a la condición de las estructuras y estime el valor medio de GSI. NO trate de ser demasiado preciso. De hecho, el considerar $33 \leq \text{GSI} \leq 37$ es más realista que suponer $\text{GSI} = 35$ . <u>Note que esta tabla NO es aplicable a problemas con control estructural.</u> Si hay estructuras desfavorablemente orientadas ellas controlarán el comportamiento del macizo rocoso. En aquellos casos en que la resistencia al corte de las estructuras podría ser afectada por la humedad, deberá considerarse la eventual presencia de agua. Esto puede hacerse "desplazando hacia la derecha" el rango estimado para GSI para condiciones regular, mala o muy mala de las estructuras. La presión del agua no se considera al evaluar el GSI (análisis en esfuerzos efectivos).		<b>MUY BUENA</b> Muy rugosas, superficies frescas o no Meteorizadas.	<b>BUENA</b> Rugosas, superficies algo meteorizadas.	<b>REGULAR</b> Lisas, superficies moderadamente meteorizadas y lateradas.	<b>MALA</b> Muy lisas, ocasionalmente pulidas, con pátinas compactas o rellenos con fragmentos angulosos.	<b>MUY MALA</b> Muy lisas y pulidas o de superficies muy meteorizadas, y con pátinas o rellenos de arcilla blanda.
COMPOSICION Y ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO						
	<b>A. Estratos gruesos de arenisca de mucha blocosidad.</b> El efecto de posibles pátinas pelíticas en los planos de estratificación se ve minimizado por el confinamiento del macizo rocoso; sin embargo, en túneles poco profundos y/o taludes, estos planos de estratificación pueden generar inestabilidades controladas estructuralmente.	70	A			
	<b>B. Arenisca con lentes delgadas de limonita.</b>		60	B, C, D, E		
	<b>C. Arenisca y limonita, en estratos de similar potencia.</b>					
	<b>D. Limonitas o esquistos limosos con estratos de arenisca.</b>					
	<b>E. Limonitas débiles o esquistos arcillosos con estratos de arenisca.</b>					
	<b>F. Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, muy plegados y Cizallados, con estratos de arenisca deformados y quebrados, definiendo una estructura casi caótica.</b>		50	F		20
	<b>G. Esquistos limosos o arcillosos no perturbados, con o sin intercalaciones de estratos delgados de arenisca.</b>		40	G		10
	<b>H. Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, con una estructura caótica y bolsones de arcilla. Estratos delgados de arenisca quebrados en pequeños bloques de roca.</b>		N/A	H		

→ Indica deformación por tectonismo.

Figura N° 1 existencia en macizos rocosos estratificados y heterogéneos.

Fuente:(Marinos & Hoek, 2000).

## Anexo 5.10

### Tabla 5.9 Datos para de la Correlación de los Índices RMR y Q de las Galerías de los Niveles Principales

#### Correlación Nivel-0

		M-1	M-2	M-3	M-4	M-5	M-6	M-7	M-8	M-9	M-10	M-11	M-12	M-13	M-14	M-15	M-16	M-17	M-18	M-19	M-20	M-21	M-22	M-23	M-24	M-25	M-26	M-27	M-28	M-29	M-30	PROM
	<b>RQD</b>	95.2	78.7	91.9	95.2	88.6	95.2	85.3	90.0	79.0	84.0	79.0	82.0	92.0	84.0	93.0	89.0	79.0	87.0	81.0	82.0	79.0	79.0	84.0	91.0	93.0	94.0	90.0	91.0	90.0	95.0	87.24
	<b>RMR</b>	75	63	74	72	66	64	64	65	69	68	74	64	67	68	75	65	68	71	72	71	67	74	67	65	73	69	72	68	64	66	68.67
$Q = \exp(\text{RMR} - 44)/9$	<b>Q</b>	51	42	49	51	47	51	46	48	51	39	30	32	48	31	42	49	44	40	38	37	35	49	32	32	49	34	32	34	45	34	41.42
$Q = \text{RQD}/\text{Jn} * \text{Jr}/\text{Ja} * \text{Jw}/\text{SRF}$	<b>Q</b>	51	42	49	51	47	51	46	48	51	39	30	32	48	31	42	49	44	40	38	37	35	49	32	32	49	34	32	34	45	34	41.42
$\text{RMR} = 9\text{LnQ} + 44$	<b>RMR</b>	79	78	79	79	79	79	78	77	77	75	73	73	77	73	76	77	76	75	75	74	74	77	73	73	77	74	73	74	76	74	75.83
$\text{GSI} = \text{RMR} - 5$	<b>GSI</b>	74	73	74	74	74	74	73	72	72	70	68	68	72	68	71	72	71	70	70	69	69	72	68	68	72	69	68	69	71	69	70.83

Coefficiente R2 (RMR - Q): 89.21%

Coefficiente R2 (GSI-Q) : 89.21%

#### Correlación Nivel-50

		M-1	M-2	M-3	M-4	M-5	M-6	M-7	M-8	M-9	M-10	M-11	M-12	M-13	M-14	M-15	M-16	M-17	M-18	M-19	M-20	M-21	M-22	M-23	M-24	M-25	M-26	M-27	M-28	M-29	M-30	PROM
	<b>RQD</b>	95.2	78.7	91.9	95.2	88.6	95.2	85.3	90.0	79.0	84.0	79.0	82.0	92.0	84.0	93.0	89.0	79.0	87.0	81.0	82.0	79.0	79.0	84.0	91.0	93.0	94.0	90.0	91.0	90.0	95.0	87.24
	<b>RMR</b>	75	63	74	72	66	64	64	65	69	68	74	64	67	68	75	65	68	71	72	71	67	74	67	65	73	69	72	68	64	66	68.67
$Q = \exp(\text{RMR} - 44)/9$	<b>Q</b>	51	42	49	51	47	51	46	48	51	39	30	32	48	31	42	49	44	40	38	37	35	49	32	32	49	34	32	34	45	34	41.42
$Q = \text{RQD}/\text{Jn} * \text{Jr}/\text{Ja} * \text{Jw}/\text{SRF}$	<b>Q</b>	51	42	49	51	47	51	46	48	51	39	30	32	48	31	42	49	44	40	38	37	35	49	32	32	49	34	32	34	45	34	41.42
$\text{RMR} = 9\text{LnQ} + 44$	<b>RMR</b>	79	78	79	79	79	79	78	77	77	75	73	73	77	73	76	77	76	75	75	74	74	77	73	73	77	74	73	74	76	74	75.83
$\text{GSI} = \text{RMR} - 5$	<b>GSI</b>	74	73	74	74	74	74	73	72	72	70	68	68	72	68	71	72	71	70	70	69	69	72	68	68	72	69	68	69	71	69	70.83

Coefficiente R2 (RMR - Q): 89.21%

Coefficiente R2 (GSI-Q) : 89.21%

#### Correlación Nivel-100

		M-1	M-2	M-3	M-4	M-5	M-6	M-7	M-8	M-9	M-10	M-11	M-12	M-13	M-14	M-15	M-16	M-17	M-18	M-19	M-20	M-21	M-22	M-23	M-24	M-25	M-26	M-27	M-28	M-29	M-30	PROM
	<b>RQD</b>	95	99	99	97	98	97	96	91	90	97	97	91	91	92	98	95	96	97	94	94	90	92	98	95	98	91	91	92	92	91	94
	<b>RMR</b>	72	72	72	67	66	71	71	71	72	72	72	68	67	65	69	66	70	65	68	65	71	65	72	65	70	72	69	71	66	71	69
$Q = \exp(\text{RMR} - 44)/9$	<b>Q</b>	51	53	53	50	12	20	20	20	22	22	22	14	13	10	16	12	18	10	14	10	20	10	22	10	18	22	16	20	12	20	21
$Q = \text{RQD}/\text{Jn} * \text{Jr}/\text{Ja} * \text{Jw}/\text{SRF}$	<b>Q</b>	51	53	53	50	12	20	20	20	22	22	22	14	13	10	16	12	18	10	14	10	20	10	22	10	18	22	16	20	12	20	21
$\text{RMR} = 9\text{LnQ} + 44$	<b>RMR</b>	79	80	80	79	66	71	71	69	70	70	70	66	65	63	67	64	68	63	66	63	69	63	70	63	68	70	67	69	64	69	69
$\text{GSI} = \text{RMR} - 5$	<b>GSI</b>	74	75	75	74	61	66	66	64	65	65	65	61	60	58	62	59	63	58	61	58	64	58	65	58	63	65	62	64	59	64	64

Coefficiente R2 (RMR - Q): 94.67%

Coefficiente R2 (GSI-Q) : 94.67%

#### Correlación Nivel-106

		M-1	M-2	M-3	M-4	M-5	M-6	M-7	M-8	M-9	M-10	M-11	M-12	M-13	M-14	M-15	M-16	M-17	M-18	M-19	M-20	M-21	M-22	M-23	M-24	M-25	M-26	M-27	M-28	M-29	M-30	PROM
	<b>RQD</b>	98.5	98.5	98.5	91.9	98.5	91.9	98.5	98.0	98.0	96.0	92.0	92.0	94.0	96.0	92.0	97.0	92.0	95.0	94.0	96.0	92.0	97.0	96.0	92.0	97.0	95.0	95.0	98.0	96.0	97.0	95
	<b>RMR</b>	75	72	72	67	69	72	72	75	74	81	82	75	72	76	78	76	82	72	76	77	77	80	76	75	77	73	71	70	81	78	75
$Q = \exp(\text{RMR} - 44)/9$	<b>Q</b>	26	18	18	23	18	23	17	31	28	61	68	31	22	35	44	35	68	22	35	39	39	55	35	31	39	25	20	18	61	44	34
$Q = \text{RQD}/\text{Jn} * \text{Jr}/\text{Ja} * \text{Jw}/\text{SRF}$	<b>Q</b>	26	18	18	23	18	23	17	31	28	61	68	31	22	35	44	35	68	22	35	39	39	55	35	31	39	25	20	18	61	44	34
$\text{RMR} = 9\text{LnQ} + 44$	<b>RMR</b>	73	70	70	72	70	72	70	73	72	79	80	73	70	74	76	74	80	70	74	75	75	78	74	73	75	71	69	68	79	76	74
$\text{GSI} = \text{RMR} - 5$	<b>GSI</b>	68	65	65	67	65	67	65	68	69	76	77	70	67	71	73	71	77	67	71	72	72	75	71	70	72	68	66	65	76	73	70

Coefficiente R2 (RMR - Q): 94.81%

Coefficiente R2 (GSI-Q) : 95.66%

Fuente: Elaboración Propia.



## **Anexo 6 : Selección del Método de Minado.**

### **Anexo 6.1**

#### **MODELO DE SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN**

El modelo de selección de métodos de explotación que se desarrollará en la presente memoria, es particular para la explotación de vetas angostas a través de Corte y Relleno, Shrinkage Stopping y Sublevel Stopping y considera una respuesta económica como indicador para realizar la comparación y selección.

##### **1. Método Grafico de Estabilidad**

Las dimensiones de las aberturas permisibles para excavaciones subterráneas se determina utilizando el Método Grafico de Estabilidad (Mathews, 1980 & Potvin 1988), este método considera un análisis estructural, resistencia del macizo rocoso, esfuerzos alrededor de una excavación, orientación de las discontinuidades, entre otros.

El método Grafico de estabilidad, consiste en hallar el Numero de estabilidad  $N'$  que representa la característica del macizo rocoso de permanecer estable bajo ciertas condiciones estructurales y tensionales.

##### **1.1. Parámetros de Entrada**

En el desarrollo del modelo de selección los parámetros de entrada empleados corresponden a la geometría del yacimiento, características geotécnicas del macizo rocoso, estado de esfuerzos *in situ* y orientación de las discontinuidades.

Gracias a estos parámetros, es posible definir las dimensiones de las unidades de explotación a través del método gráfico de estabilidad de Mathews, dependiendo del caso de estudio (Corte y Relleno, Shrinkage Stopping y Sublevel Stopping). Además, la geometría de la unidad de explotación se debe ajustar a la geometría del yacimiento, para que la orientación de ambos sea la misma y así maximizar la recuperación.

Para desarrollar el modelo de selección, es necesario que los parámetros de entrada sean los mismos para Corte y Relleno, Shrinkage Stopping y Sublevel Stopping, con el objetivo de obtener una comparación entre métodos válida.

A continuación se presentan en mayor detalle los parámetros de entrada para el modelo de selección.

##### **1.2. Geometría del Yacimiento**

Los parámetros de entrada relacionados con la geometría del yacimiento corresponden a la altura, potencia, corrida e inclinación. Debido a que el modelo de selección está desarrollado para vetas angostas, se determina que el cuerpo mineralizado tiene una potencia inferior a 10 metros e inclinación mayor o igual a  $60^\circ$ , de acuerdo a los parámetros de diseño que comparten los métodos

de explotación en estudio. Cabe destacar que la inclinación se define como el ángulo que se forma entre la pared colgante con la línea horizontal imaginaria, tal como se muestra en la Figura 6.1.

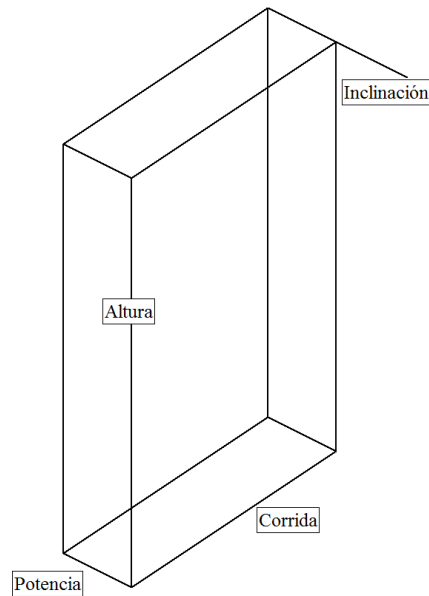


Figura 6.1: Geometría del Yacimiento

### 1.3. Condiciones Geotécnicas

Los parámetros de entrada relacionados con las condiciones geotécnicas del macizo rocoso corresponden a:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca de caja en MPa (UCS Roca Caja)
- Resistencia a la compresión uniaxial de la zona mineralizada en MPa (UCS Mineralización)
- Q' de Barton (Modificado).

La calidad del macizo rocoso se puede clasificar de acuerdo al sistema de clasificación de Barton modificado (Q'). Este parámetro, está compuesto por 4 factores:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a}$$

Dónde:

- RQD: Rock Quality Designation
- Jn: Número de sistemas de discontinuidades

- Jr: Número de rugosidad de discontinuidades
- Ja: Número de alteración de discontinuidades

Según los alcances del presente estudio, no es importante el detalle de cálculo para estimar el valor de  $Q'$ . Como parámetro de entrada basta con entregar un valor exacto de  $Q'$  para el modelo de selección.

#### 1.4. Estado Tensional

Los parámetros de entrada relacionados con estado tensional in situ, corresponden a los esfuerzos orientados sigma vertical ( $\sigma_V$ ), sigma horizontal 1 ( $\sigma_{H1}$ ) y sigma horizontal 2 ( $\sigma_{H2}$ ), tal como se muestran en la Figura 6.2.

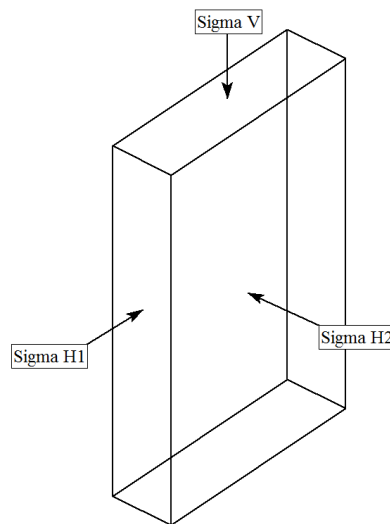


Figura 6.2: Estado tensional en la unidad de explotación

#### 1.5. Orientación de las Estructuras

El parámetro de entrada relacionado con la orientación de las estructuras corresponde al ángulo que se forma entre el plano de una unidad de explotación con un set estructural.

Las unidades de explotación están compuestas por 4 planos: Hanging Wall, Foot Wall, Crown y End/Side Wall; tal como se muestra en la Figura 6.3.

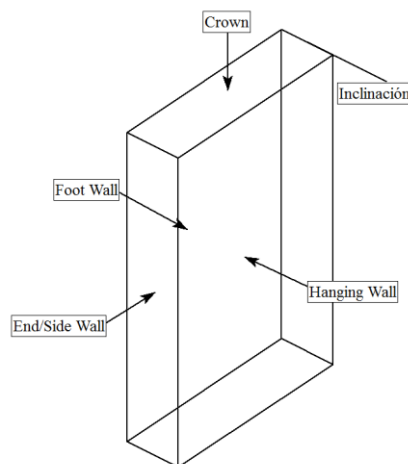


Figura 6.3: Planos de la Unidad de Explotación

Dentro del macizo rocoso existe más de un set estructural, por ende para cada cara se debe escoger el set que más desfavorezca la estabilidad de la unidad de explotación. Una vez definido el set crítico para cada cara, se determina su orientación y se ingresa como parámetro de entrada en el modelo de selección.

### 1.6. Orientación de la Unidad de Explotación

La orientación de la unidad de explotación no será considerada propiamente tal como un parámetro de entrada, sino más bien como una resultante de la inclinación y dirección del cuerpo mineralizado. Es necesario mencionar este ítem, ya que resulta indispensable en la determinación de la estabilidad de las unidades de explotación a través del método gráfico de Mathews.

La Tabla 6.1 entrega un resumen con los parámetros de entrada que se van a emplear en el modelo de selección.

Tabla 6.1: Parámetros de entrada modelo de selección

Ítem	Parámetros de Entrada	Unidad de Medida
Geometría del Yacimiento	Altura	m
	Potencia	m
	Corrida	m
	Inclinación	°
Condiciones Geotécnicas	UCS Roca Caja	Mpa
	UCS Mineralización	Mpa
	Q' de Barton	-
Estado Tensional	$\sigma_v$	Mpa
	$\sigma_{H1}$	Mpa
	$\sigma_{H2}$	Mpa
Orientación de las Estructuras	Hanging Wall	°
	Foot Wall	°
	Crown	°
	End/Side Wall	°

## 2. Diseño Minero

A continuación, se desarrollará en detalle todos los ítems relacionados con la herramienta de evaluación asociados al diseño minero para los métodos Corte y Relleno, Shrinkage Stopping y Sublevel Stopping en vetas angostas.

### 2.1. Diseño de Unidades de Explotación

Los parámetros de entrada se definieron en base al diseño de unidades de explotación a través del método gráfico de estabilidad de Mathews, aplicado en Corte y Relleno, Shrinkage Stopping y Sublevel Stopping.

Antes de realizar cualquier cálculo, es necesario proponer las medidas de la unidad de explotación en estudio, ya que se trata de un proceso iterativo. Cabe destacar, que las medidas propuestas no corresponden a parámetros de entrada, ya que se adecuan a los criterios de diseño de cada método de explotación.

Para determinar la estabilidad o inestabilidad de una unidad de explotación mediante esta metodología, es necesario calcular dos factores: el número de estabilidad de Mathews (N) y el radio hidráulico (RH) para los planos que conforman la unidad de explotación.

El número de estabilidad de Mathews (N) se define como:

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

Donde:

- A : Factor de Esfuerzos
- B : Factor de Orientación de Discontinuidades
- C : Factor de Ajuste por Gravedad
- Q' : Q de Barton Modificado

Luego, el radio hidráulico (RH) se define como:

$$RH = \frac{A}{P}$$

Donde:

- A : Área de la cara de la unidad de explotación en estudio
- P : Perímetro de la cara de la unidad de explotación en estudio

A continuación, se detallará la forma de calcular los factores A, B y C mediante métodos empíricos. No será necesario entrar en detalle en la determinación del RH, ya que es directo y simple.

#### **2.1.1. Factor A: Factor de Esfuerzos**

El factor A mide el efecto del fracturamiento por esfuerzos, de modo que guarda directa relación con la condición de esfuerzos inducidos alrededor de una excavación y la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta. El rango de valores que abarca el Factor A está comprendido entre 0,1 y 1,0.

Para determinar el factor de esfuerzos de los planos que componen la unidad de explotación, en primer lugar se determina el estrés inducido en el punto medio de cada plano en estudio mediante curvas de diseño.

Stewart y Forsyth (1995) introdujeron las curvas de diseño para determinar el estrés inducido en todos los planos que componen la unidad de explotación. La Figura 6.3 y Figura 6.4, muestran las curvas de diseño empleadas en los planos Crown/End Wall y Hanging/Foot Wall, respectivamente. En el caso de que el estrés inducido sea negativo el Factor A tomará el valor de 1, a menos que exista relajación total o tangencial donde el Factor A será 0,7 (Tabla 6.2).

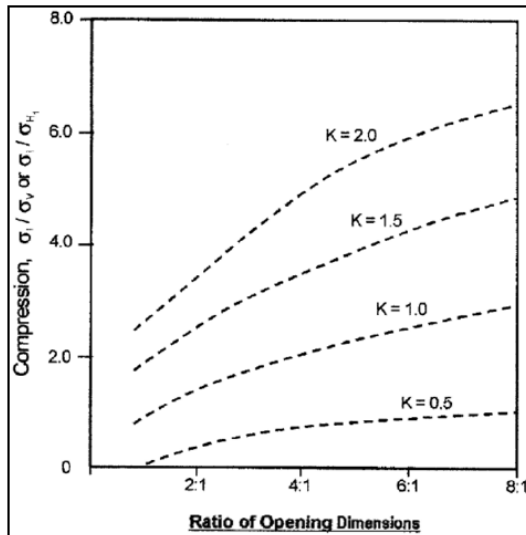


Figura 6.3: Curvas de diseño para los planos Crown / End Wall (Stewart & Forsyth, 1995)

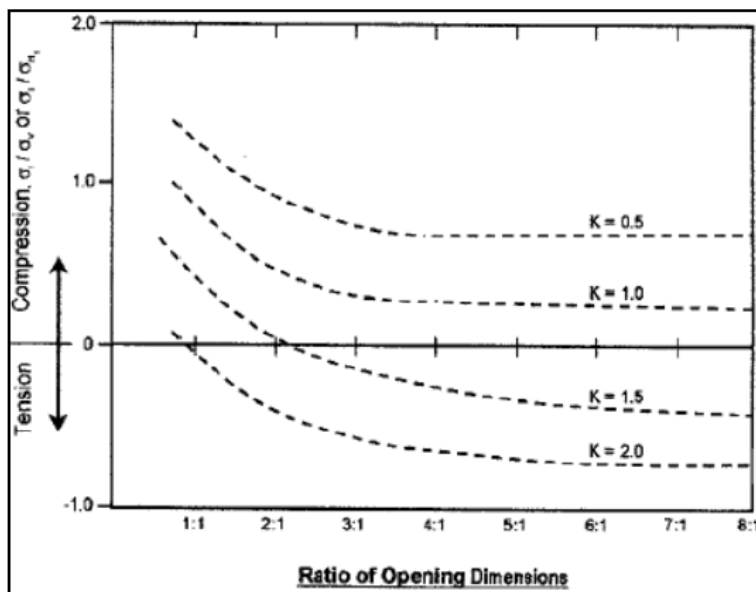


Figura 6.4: Curvas de diseño para los planos Hanging / Foot Wall (Stewart & Forsyth, 1995)

Tabla 6.2: Tipos de relajación

Tipo de Relajación	Factor A
Relajación Total: Al menos dos esfuerzos principales sean menor a 0,2 MPa	0,7
Relajación Tangencial: Al menos un esfuerzo principal sea menor a 0,2 MPa y paralelo dentro de 20° respecto a la pared del caserón	0,7

Una vez que se obtiene el esfuerzo inducido para cada plano, se determina el Factor A mediante el gráfico de la Figura 6.5, donde se evalúa el cociente entre la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) y el máximo esfuerzo inducido en compresión. Cabe destacar que para la evaluación del Crown/Side Wall se utilizará el UCS para la roca mineralizada, en cambio en el plano Hanging/Foot Wall se empleará el UCS para la roca caja.

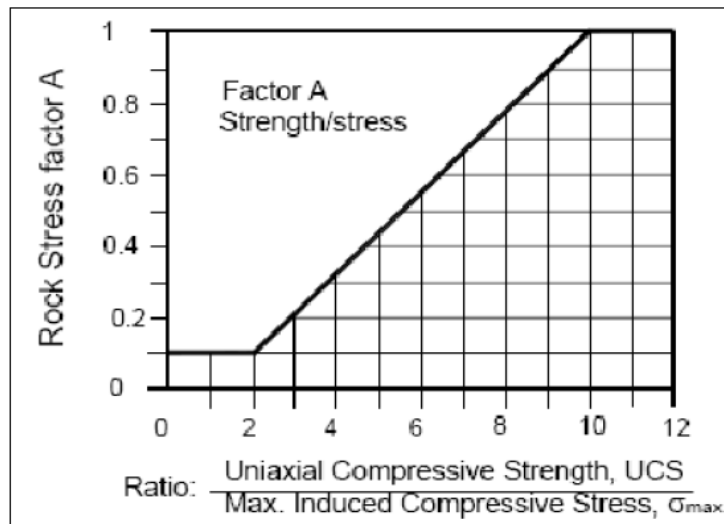


Figura 6.5: Gráfico Factor A (Mathews, 1980)

### 2.1.2. Factor B: Factor de Orientación de Discontinuidades

El ángulo que se forma entre el plano de una unidad de explotación y su respectivo set principal de discontinuidades, es utilizado para determinar el factor de orientación (Figura 6.6 y 6.7). Se define el set principal de discontinuidades, como aquel que tiene mayor influencia sobre la estabilidad de la unidad de explotación para cada plano en estudio.



Figura 6.6: Parámetros Factor B (Mathews, 1980)

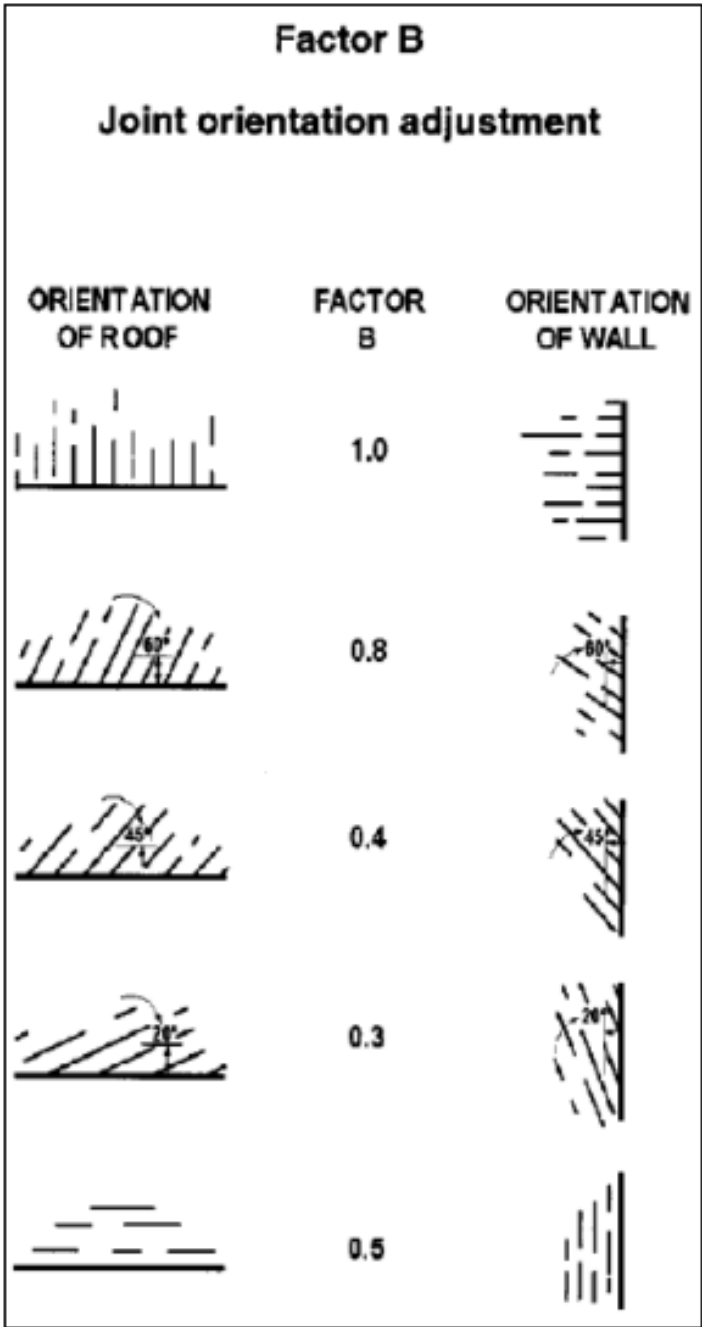


Figura 6.6: Parámetros Factor B (Mathews, 1980)

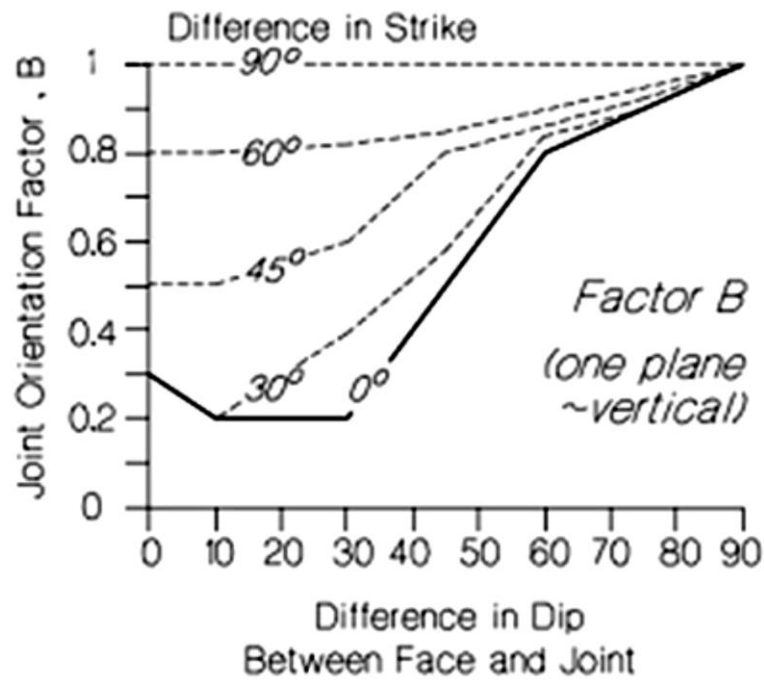


Figura 6.7: Parámetros Factor B (Mathews, 1980)

Se ajusta el número de estabilidad de acuerdo a la orientación rumbo y manto de las estructuras con respecto a la pared en estudio.

### 2.1.3. Factor C: Factor de Ajuste por Gravedad

La orientación de los planos que componen la unidad de explotación, influyen en su estabilidad. Para medir este efecto, se determina el factor de ajuste por gravedad a través de la siguiente expresión (Figura 6.8):

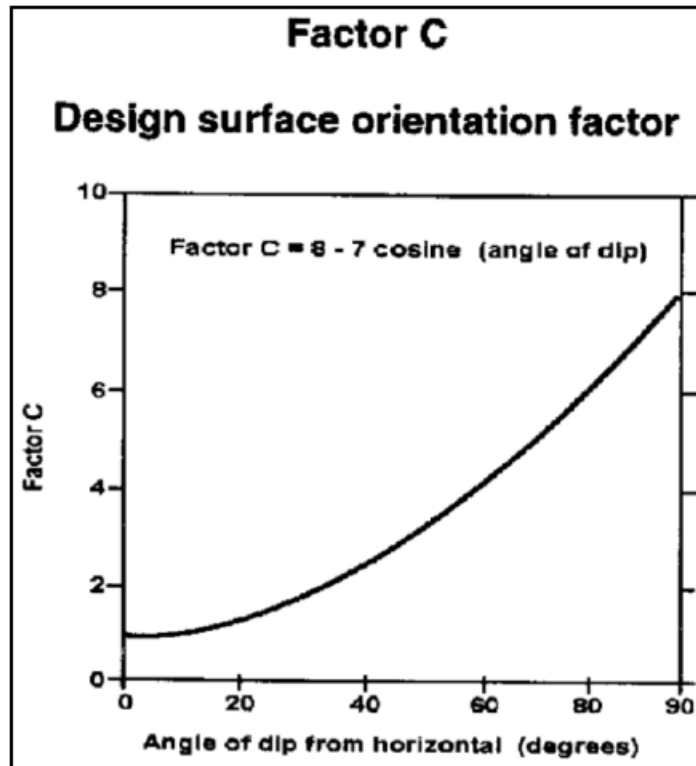


Figura 6.8: Gráfico Factor C (Mathews, 1980)

Donde  $\alpha$  corresponde al ángulo que se forma entre el plano de la unidad de explotación y la horizontal. En el caso de que  $\alpha$  sea mayor a  $90^\circ$ , el Factor de ajuste por gravedad será 8.

Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento dependen de la inclinación de la superficie de la excavación. A mayor inclinación menor tendencia a que ocurra un deslizamiento de cuñas preformadas.

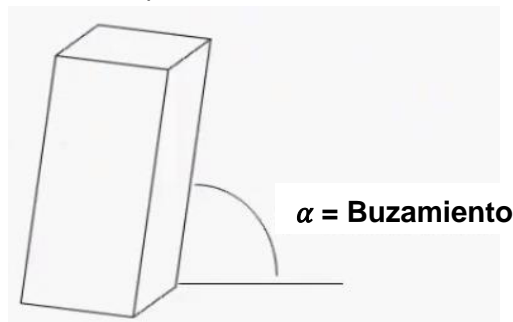


Figura 6.9: Ángulo de Buzamiento

$$C = 8 - 7 \cos(\alpha)$$

$\alpha =$  manto desde la horizontal

**Modos más probables de fallas estructurales**

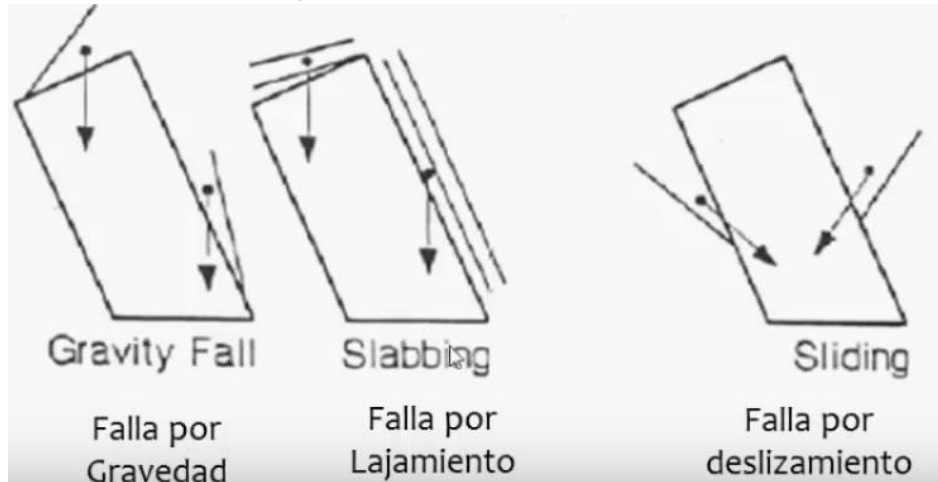


Figura 6.10: Modo Probables de Fallas

**Caso: Falla por Gravedad y Lajamiento.**

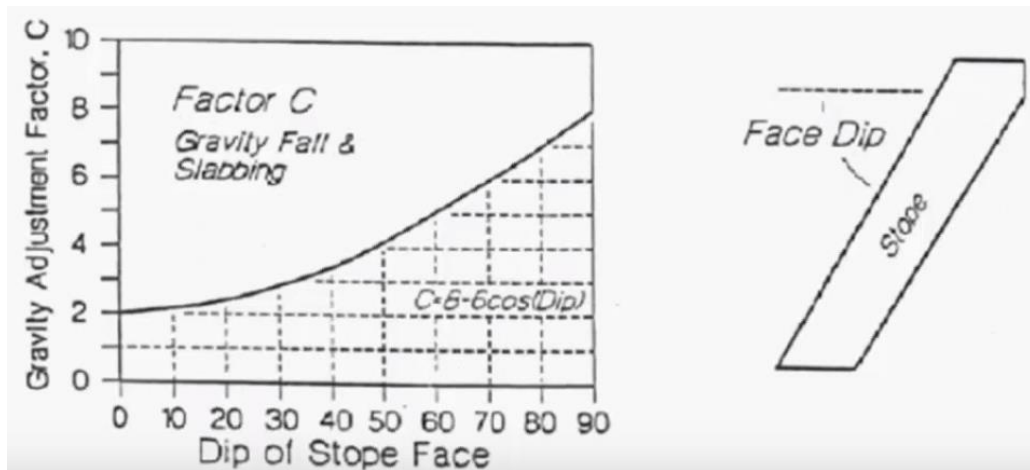


Figura 6.11: Falla por Gravedad y Lajamiento

Donde  $\alpha$  corresponde al ángulo que se forma entre el plano de la unidad de explotación y la horizontal. En el caso de que  $\alpha$  sea mayor a  $50^\circ$ , el Factor de ajuste por gravedad será 4.

**Caso: Falla por Deslizamiento**

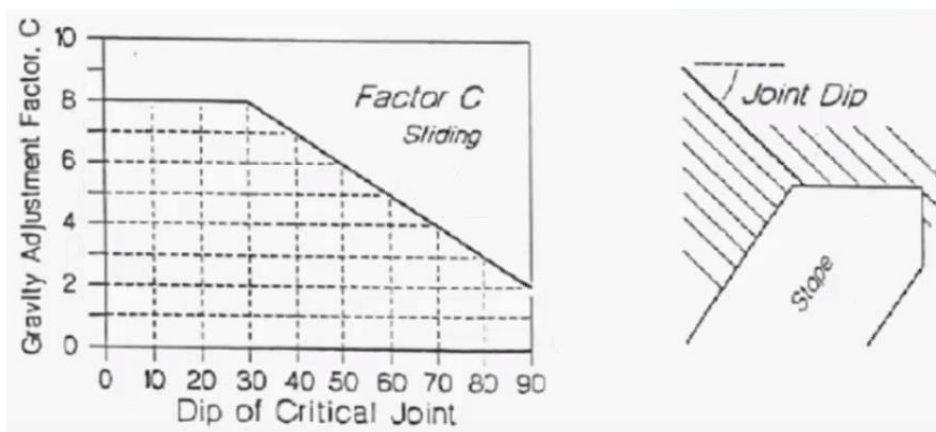


Figura 6.12: Modo Probables de Fallas

Donde  $\alpha$  corresponde al ángulo que se forma entre el plano de la unidad de explotación y la horizontal. En el caso de que  $\alpha$  sea mayor a  $50^\circ$ , el Factor de ajuste por gravedad será 6.

## 2.2. Estabilidad de las Unidades de Explotación

La herramienta para determinar la estabilidad de las unidades de explotación para Corte y Relleno, Shrinkage Stopping y Sublevel Stopping corresponde al método gráfico de estabilidad de Mathews, mediante un análisis de regresión logística propuesto por Mawdesley (2001).

La regresión logística provee de un método para calcular la probabilidad de estabilidad de una unidad de explotación. También muestra como esta probabilidad es alterada por cambios en la calidad del macizo rocoso o en los esfuerzos inducidos. El análisis de regresión permite definir estadísticamente distintas zonas de estabilidad, optimizando el número de datos a las zonas correctas y minimizando la clasificación errónea.

Los datos son especificados a través de tres variables: Radio Hidráulico, número de estabilidad de Mathews y zona de estabilidad. Luego, la regresión logística de estos datos se adecua a un modelo de probabilidad para generar valores predictivos (Logit Values) y así se determinan las zonas de Estabilidad, Falla, Falla Mayor y Caving, tal como se muestra en la Figura 6.13.

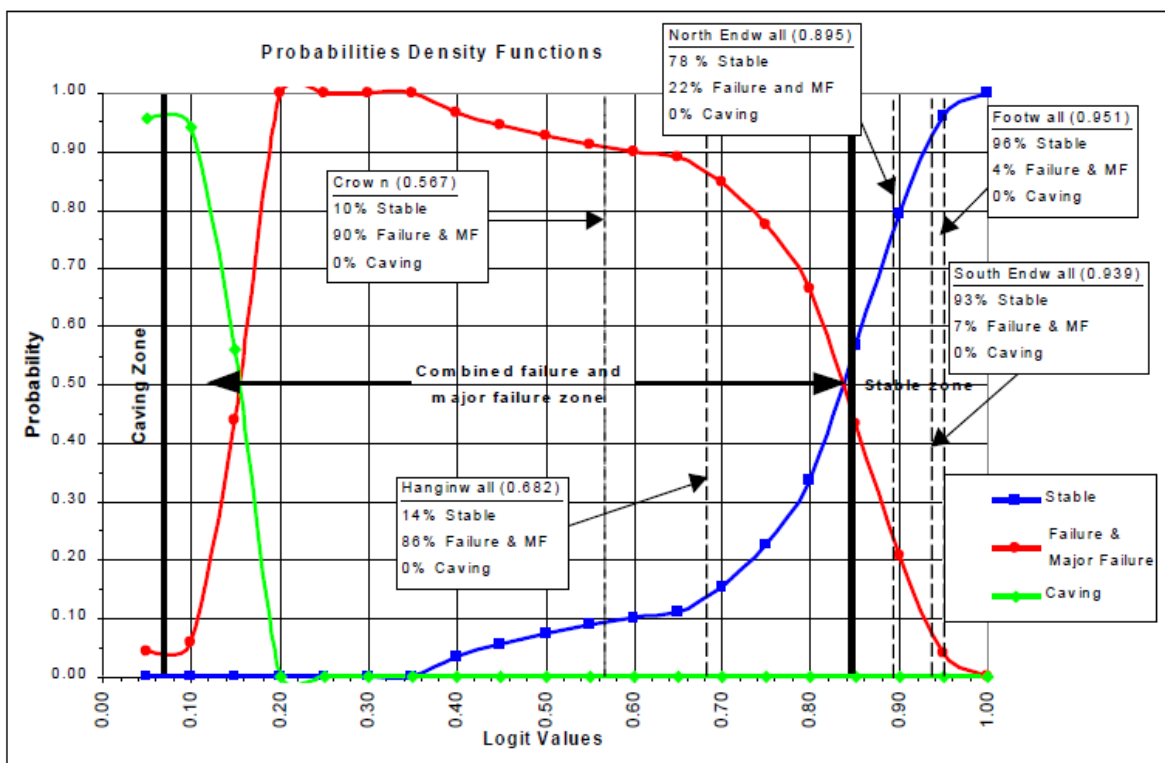


Figura 6.13. Funciones de probabilidad para las zonas Estable, Falla Mayor y Caving (Mawdesley, 2002)

La ventaja de la regresión logística es que provee probabilidades predictivas sobre la ocurrencia de eventos, basados en un modelo logístico. El uso de las probabilidades predictivas permite la construcción de contornos de isoprobabilidad, que en el gráfico de estabilidad de Mathews

representa la probabilidad estimada de la ocurrencia de un evento, tal como se muestra en la Figura 6.14 para la zona Estable.

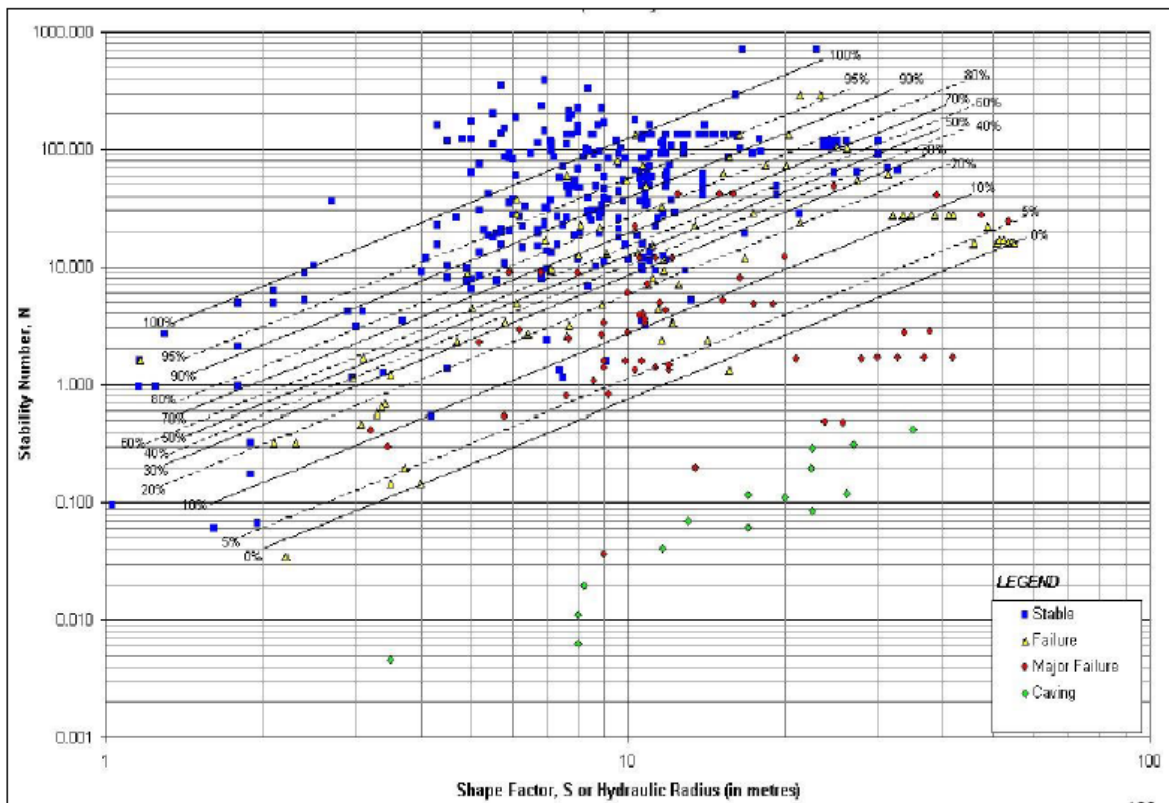
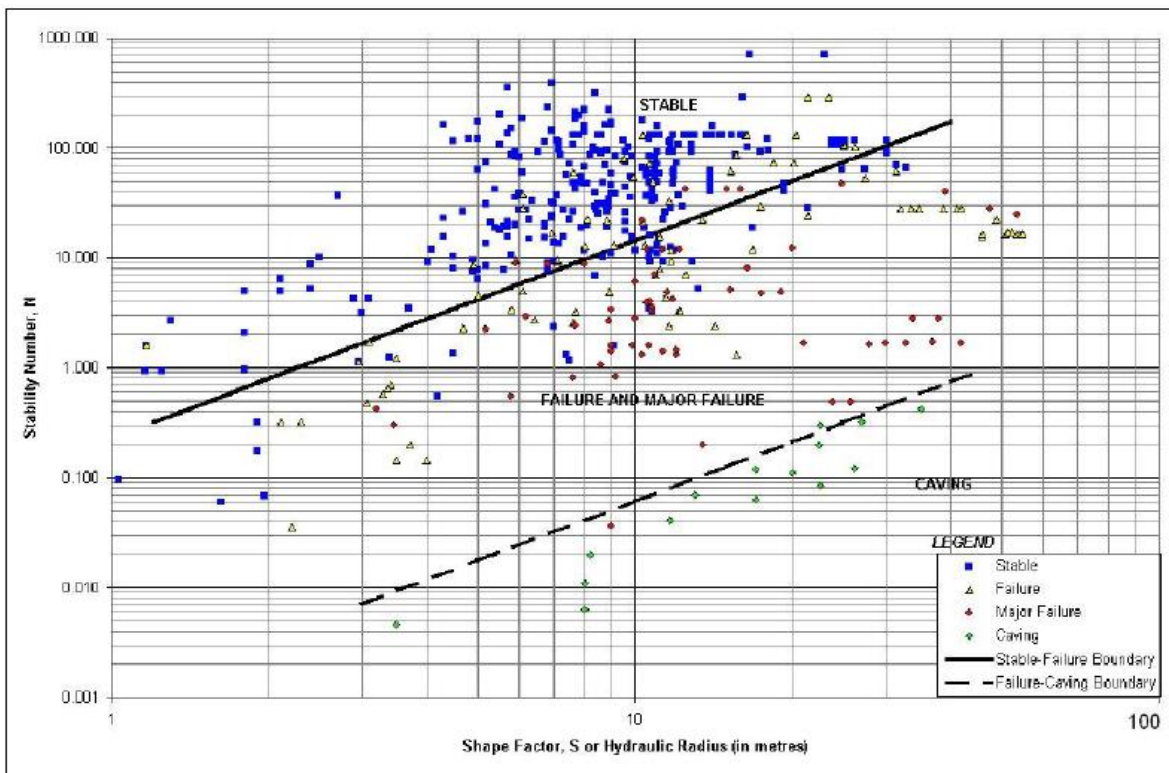


Figura 6.14: Contornos de isoprobabilidad, zona Estable (Mawdesley, 2002)

Luego, se determinan los límites que dividen las zonas de Estabilidad, Falla y Falla Mayor y Caving, presentados en la Figura 6.15.



**Figura 6.15: Límites de las zonas Estable, Falla Mayor y Caving (Mawdesley, 2002)**

Para establecer las zonas de estabilidad en el gráfico de Mathews, se asume un valor predictivo de 0,84 para separar la zona Estable con la zona de Falla/Falla Mayor, donde existe un 60% de probabilidad de que las unidades de explotación sean estables de acuerdo a la información presente en la Figura 6.13. Luego, para separar la zona de Falla/Falla Mayor con la zona de Caving se asume un valor predictivo de 0,16, donde la probabilidad de colapso que tienen las unidades de explotación corresponde a un 60%.

A continuación, la Tabla 6.3 muestra el resto de los valores predictivos que separan las zonas de estabilidad.

Zona	Valor Predictivo
Caving	< 0,16
Falla Mayor	0,16 – 0,36
Falla	0,36 – 0,84
Estable	> 0,84

**Tabla 6.3: Valores predictivos para las zonas Estable, Falla, Falla Mayor y Caving**

Para determinar el diseño de las unidades de explotación, en el caso del Corte y Relleno, Shrinkage Stopping y Sublevel Stopping se estiman valores predictivos que sean mayores a 0,85 para todos los planos en estudio.

Finalmente, para estimar los valores predictivos se tienen los siguientes formulismos:

$$z = 2,96 - 1,44 \ln RH + 0,79 \ln N$$

$$p = \frac{1}{1 + e^{-z}}$$

Donde:

- RH : Radio Hidráulico
- N : Número de estabilidad de Mathwes
- z : Valor predictivo
- p : Valor predictivo probabilístico (Logit values)



## Anexo 6.2

### Sistema de Boshkov y Wright

El sistema de selección propuesto por Boshkov y Wright (1973) es uno de los primeros esquemas cualitativos, desarrollado para la selección de métodos de explotación subterráneos, tal como se muestra en la Tabla 6.4. El sistema asume que la posibilidad de desarrollar minería a cielo abierto está descartada y se basa en la potencia e inclinación del cuerpo mineralizado, y en la resistencia del macizo rocoso.

**Tabla 6.4. Sistema de Boshkov y Wright (Boshkov & Wright, 1973)**

Sistema de Boshkov y Wright				
Type of ore Body	Dip	Strength of ore	Strength of Walls	Commonly Applied Methods of Mining
Thin beds	Flat	Strong	Strong	Open stopes with casual pillars Room-and-pillar
		Weak or strong	Weak	Longwall
Thick beds	Flat	Strong	Strong	Open stopes with casual pillars Room-and-pillar
		Weak or strong	Weak	Top slicing Sublevel caving
		Weak or strong	Strong	Underground glory hole
Very thick beds	NA	NA	NA	Same as for "Masses" below
Very narrow veins	Steep	Strong or weak	Strong or weak	Resuing
Narrow veins (widths up to economic length of stull)	Flat	NA	NA	Same as for thin beds
	Steep	Strong	Strong	Open stopes Shrinkage stopes Cut-and-fill stopes
			Weak	Cut-and-fill stopes Square-set stopes
		Weak	Strong	Open underhand stopes Square-set stopes
			Weak	Top slicing Square-set stopes

Continúa de la Tabla 6.4 anterior...

Wide veins	Flat	NA	NA	Same as for thick beds or masses	
	Steep	Strong	Strong	Open underhand stopes	
				Underground glory hole	
				Shrinkage stopes	
				Sublevel stoping	
				Cut-and-fill stopes	
				Combined methods	
		Weak	Strong	Strong	Cut-and-fill stopes
					Top slicing
					Sublevel caving
					Square-set stopes
	Weak	Strong	Strong	Open underhand stopes	
				Top slicing	
				Sublevel caving	
		Weak	Strong	Strong	Block caving
					Square-set stopes
					Combined methods
Weak	Strong	Strong	Open underhand stopes		
			Top slicing		
			Sublevel caving		
			Block caving		
Masses	NA	Strong	Strong	Underground glory hole	
				Shrinkage stopes	
				Sublevel stoping	
				Cut-and-fill	
				Combined methods	
NA	Weak	Weak or strong	Weak or strong	Top slicing	
				Sublevel caving	
				Block caving	
				Square-set stopes	
				Combined methods	

Fuente: Boshkov & Wright, 1973

## Anexo 6.3

### Sistema de Hartman

Hartman (1987) desarrolló un modelo de selección de métodos de explotación cualitativo en base a un diagrama de flujo que considera la geometría del yacimiento y las características geomecánicas del macizo rocoso donde se emplaza la zona mineralizada (Figura 6.16). Este sistema es similar al propuesto por Boshkov y Wright, pero incluye métodos de explotación a cielo abierto.

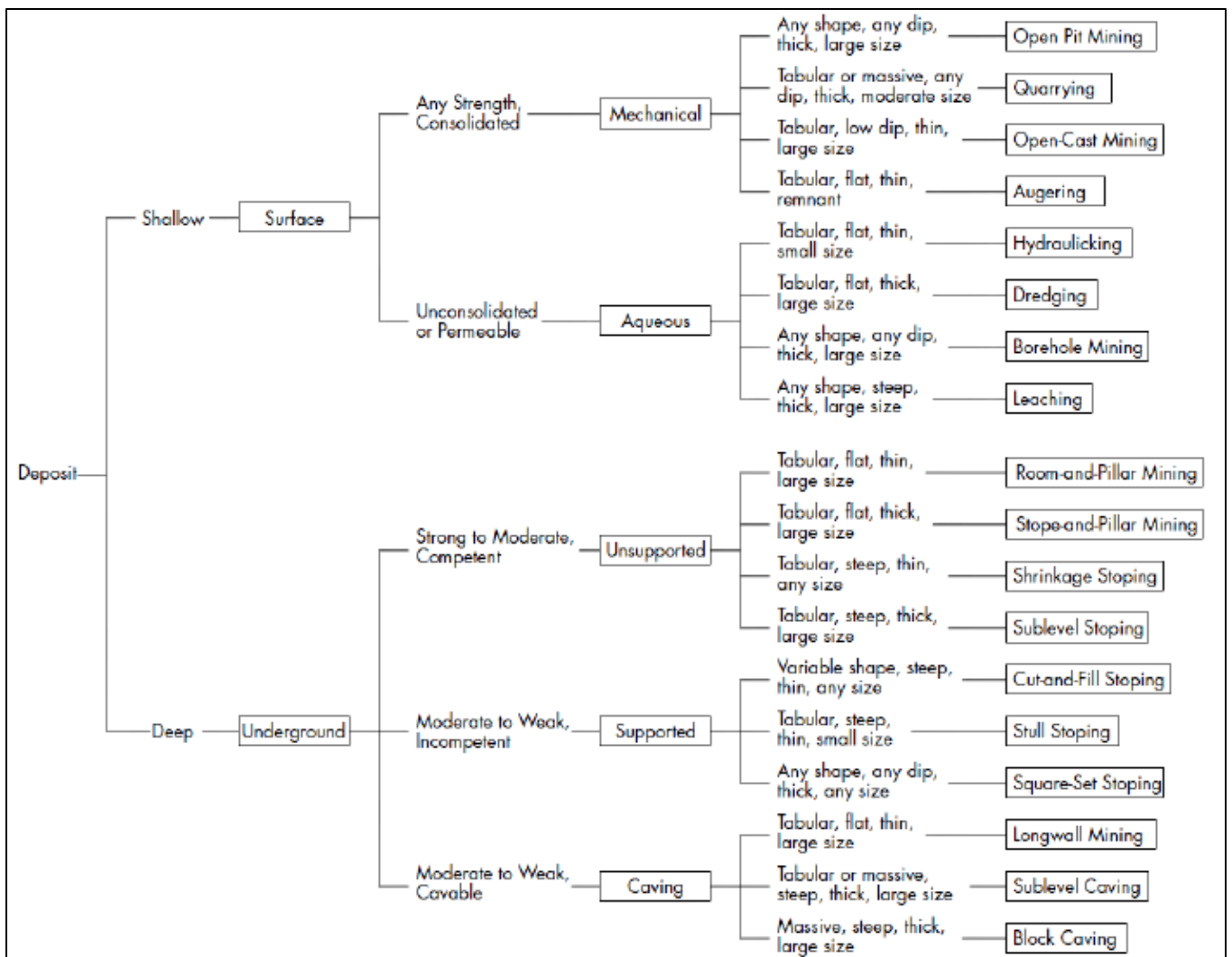


Figura 6.16 Sistema Hartman

Fuente: Hartman, 1987

## Anexo 6.4

### Sistema de Morrison

El sistema de selección propuesto por Morrison (1976) divide los métodos subterráneos en tres grupos básicos: (A) Sostenidos por pilares rígidos, (B) Subsistencia controlada y (C) Hundimiento (Figura 6.17). Las características consideradas para seleccionar el método de explotación corresponden a la potencia del cuerpo mineralizado, tipo de soporte y acumulación de energía de deformación.

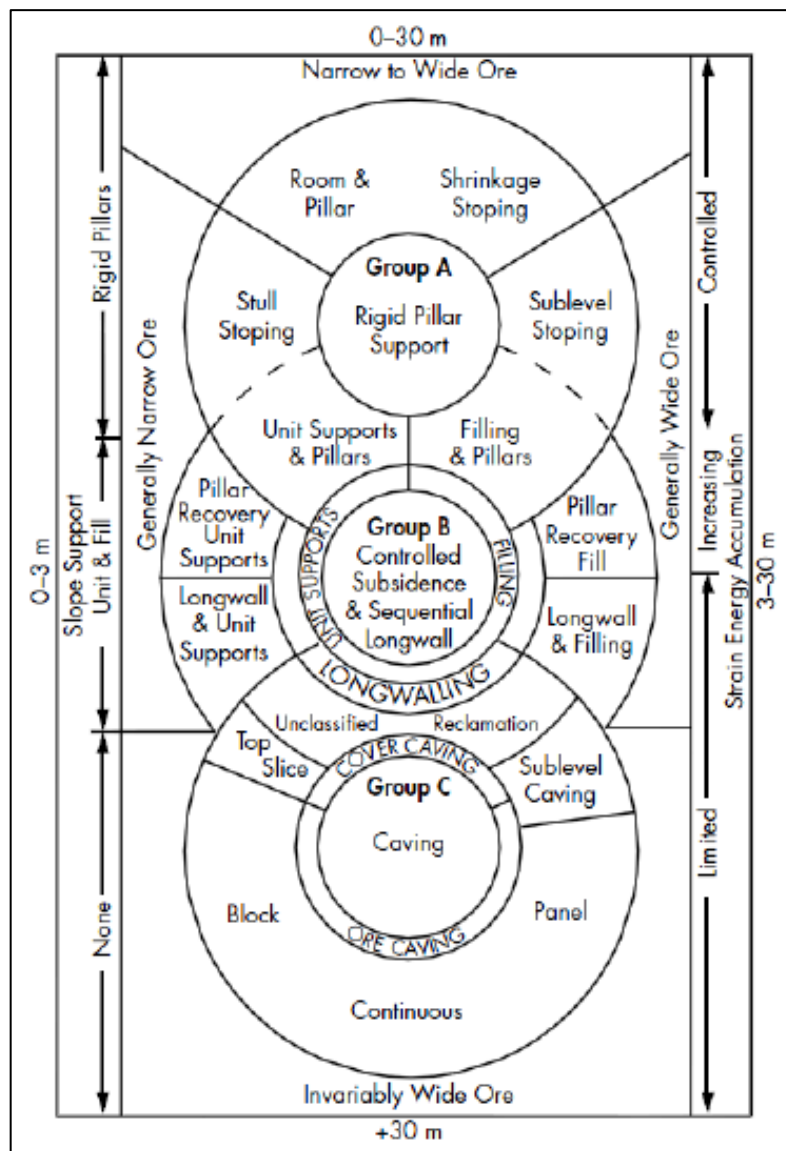


Figura 6.17 Sistema de Morrison

Fuente: Morrison, 1976.

## Anexo 6.5

### Sistema de Nicholas

El sistema propuesto por Nicholas (1981) selecciona los métodos de explotación factibles, de acuerdo a un ranking numérico, por lo que se trata de un sistema cuantitativo. Para emplear el sistema de Nicholas, el primer paso consiste en definir la geometría del cuerpo mineralizado y distribución de leyes utilizando la información de la Tabla 6.4. Luego se definen las características geotécnicas de la roca intacta y macizo rocoso utilizando la Tabla 6.5.

**Tabla 6.5: Clasificación de la Geometría y Distribución de Leyes del Cuerpo Mineralizado Sistema de Nicholas**

Sistema de Nicholas	
General shape/width	
Equi-dimensional (M)	All dimensions are on same order of magnitude.
Platy-tabular (P/T)	Two dimensions are many times the thickness, which does not usually exceed 100 m.
Irregular (I)	Dimensions vary over short distances.
Ore thickness	
Narrow (N)	< 10 m
Intermediate (I)	10–30 m
Thick (T)	30–100 m
Very thick (VT)	>100 m
Plunge	
Flat (F)	< 20°
Intermediate (I)	20°–55°
Steep (S)	> 55°
Grade distribution	
Uniform (U)	Grade at any point in deposit does not vary significantly from mean grade for that deposit.
Gradational (G)	Grade values have zonal characteristics, and the grades change gradually from one to another.
Erratic Grade (EG)	Values change radically over short distances and do not exhibit any discernible pattern in their changes.

**Tabla 6.6: Clasificación Características Geotécnicas Sistema de Nicholas**

Sistema de Nicholas		
Rock Substance Strength (uniaxial strength/overburden pressure)		
Weak (W)	< 8	
Moderate (M)	8 – 15	
Strong (S)	> 15	
Fracture frequency	No. of fractures/m	% RQD
Very Close (VC)	> 16	0 – 20
Close (C)	10 – 16	20 – 40
Wide (W)	3 – 10	40 – 70
Very wide (VW)	< 3	70 – 100
Fracture Shear Strength		
Weak (W)	Clean joint with smooth surface or fill with material with strength less than rock substance strength	
Moderate (M)	Clean joint with rough surface	
Strong (S)	Joint filled with material that is equal to or stronger than rock substance strength	

Fuente: Nicholas, 1981.

**Tabla 6.7: Valoración para el Método de Explotación**

Sistema de Nicholas													
Mining Method	General Shape			Ore Thickness				Ore Plunge			Grade Distribution		
	M	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E
Open-pit mining	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block caving	4	0	2	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room-and-pillar mining	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut-and-fill stoping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square-set stoping	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

Fuente: Nicholas, 1981.

**Tabla 6.8: Sistema de Nicholas**

Sistema de Nicholas										
Mining Method	Rock Substance Strength			Fracture Spacing				Fracture Strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
<b>Ore Zone</b>										
Open-pit mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel stoping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room-and-pillar mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage stoping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut-and-fill stoping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square-set stoping	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2
<b>Hanging Wall</b>										
Open-pit mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel stoping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room-and-pillar mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage stoping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut-and-fill stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square-set stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
<b>Footwall</b>										
Open-pit mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel stoping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel caving	0	2	4	0	1	2	3	0	2	4
Longwall mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room-and-pillar mining	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage stoping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut-and-fill stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square-set stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

**Fuente: Nicholas, 1981.**

Los valores presentados anteriormente, representan la preferencia por alguna de las características para un método de explotación en particular. Los valores 3 y 4 indican que la característica es apropiada para un método de explotación, los valores 1 y 2 indican que la característica es medianamente apropiada para un método de explotación, el valor 0 indica que la característica no promueve el uso del método de explotación, mientras que el valor -49 indica que la característica debe ser completamente descartada para el método en estudio.



## Anexo 6.6

### Métodos de Minado Subterráneo

Cada método de minado tiene características principales requeridas para cada su aplicación. A continuación se resume concisamente las características principales requeridas por los métodos de minado para el estudio.

Tabla 6.9: Resumen de características principales de los métodos de minado

METODO DE MINADO	CUT AND FILL		SUBLEVEL STOPING		SHRINKAGE	
	ACEPTABLE	OPTIMO	ACEPTABLE	OPTIMO	ACEPTABLE	OPTIMO
<b>GEOMETRIA DEL YACIMIENTO</b>						
FORMA	Cualquiera	Tabular	Cualquiera	Tabular	Cualquiera	Tabular
POTENCIA	Cualquiera	> 3.0m	> 5.0m	> 10.0m	Cualquiera	> 3.0m
BUZAMIENTO	> 30°	> 60°	> 45°	> 65°	> 30°	> 60°
TAMAÑO	Cualquiera	Cualquiera	Cualquiera	> 10Mt	Cualquiera	Cualquiera
REGULARIDAD	Cualquiera	Regular	Media	Baja	Cualquiera	Regular
<b>ASPECTOS GEOTECNICOS</b>						
RESISTENCIA (TECHO)	> 30 MPa	> 50 MPa	incluye poco	> 500 k/cm <sup>2</sup>	> 30 Mpa	> 50 MPa
RESISTENCIA (MENA)	s/profundidad	> 50 MPa			s/profundidad	> 50 MPa
FRACTURACION (TECHO)	Alta-Media	Media-Baja	Media	Baja	Alta-Media	Media-Baja
FRACTURACION (MENA)	Media-Baja	Baja			Media-Baja	Baja
CAMPO TENSIONAL IN-SITU (PROFUNDIDAD)	Cualquiera	< 1000m	< 2000m	< 1000m	Cualquiera	< 1000m
COMPORTAMIENTO TENSO-DEFORMACIONAL	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico	Elastico
<b>ASPECTOS ECONOMICOS</b>						
VALOR UNITARIO DE LA MENA	Media-Alta	Alto	Bajo	N.A.	Media-Alta	Alto
PRODUCTIVIDAD Y RITMO DE EXPLOTACION	Media-Baja	N.A.	Alto	N.A.	Media-Baja	N.A.

Fuente: Método de Minado Subterráneo Sublevel Stopping. Rivera Rojas, 2015. Métodos de Minado Subterráneo, Universidad de Chile.

## Anexo 6.7

### Clasificación de métodos de excavación basados en el costo de operación relativa

#### Clasificación de Hartman

Tabla 6.10: Clasificación de los métodos de minado basado en el costo operativo relativo elaborado por Hartman.

Método de Excavación	Clasificación del Costo (%)
HYDRAULINCKING. Dragado, LEACHAING	5
Excavación a tajo abierto	10
Bloque de espeleología. Excavación a tajo largo	20
Excavación por Cámaras y pilares	30
Excavación por Rebajes y pilares	30
<b>Excavación por subniveles</b>	<b>40</b>
<b>Excavación por cámaras almacén, hundimiento de subniveles, excavación inducida</b>	<b>50</b>
<b>Rebaje por corte y relleno</b>	<b>60</b>
Rebaje por escuadra de madera	100

Fuente: Métodos de Minado Subterráneo Sub Level Stopping. Rivera Rojas, 2015

Manual "Métodos de extracción Subterránea".

## Anexo 6.8

### Clasificación de Morrison

Tabla 6.11: Clasificación de los métodos de minado basado el costo operativo relativo elaborado por Morrison.

Método de Excavación	Clasificación del Costo (%)
Excavación a tajo abierto	Menor costo
Bloque de espeleología	
<b>Excavación por subniveles</b>	
Hundimiento de subniveles	
Excavación a tajo largo	
Excavación por cámaras y pilares	
<b>Excavación por cámaras almacén</b>	
<b>Excavación por corte y relleno</b>	
Corte en la parte superior	
Excavación por escuadra de madera	Mayor Costo

Fuente: Métodos de Minado Subterráneo Sub Level Stopping, Rivera Rojas, 2015  
Manual "Métodos de extracción Subterránea".

## Anexo 6.9

Tabla 6.12: Productividad de los métodos de minado en t/h-g y en t/mes

Métodos de Excavación	Toneladas por Jornada		Toneladas por mes	
	Proporción		Proporción	
	Normal	Alto	Normal	Alto
Cámaras y pilares	30-50	50-70	6,000-10,000	9,000-25,000
Excavación por Subniveles	20-40	40-50	9,000-15,000	13,000-23,000
Bloques de Espeleología	15-40	40-50	8,000-15,000	13,000-23,000
<b>Hundimiento de Subniveles</b>	<b>15-30</b>	<b>30-40</b>	<b>4,000-9,000</b>	<b>6,000-23,000</b>
<b>Excavación por Corte y Relleno</b>	<b>10-20</b>	<b>30-40</b>	<b>500-12,000</b>	<b>1,300-15,000</b>
<b>Excavación por Cámaras Almacén</b>	<b>5-10</b>	<b>10-15</b>	<b>400-500</b>	<b>800-900</b>
Escalón Abierto	5-10	10-15	500-800	1,100-1,300
Excavación por Escuadra Madera	1-3	-	200-300	400-500

Fuente: Explotación Subterránea, Métodos y Casos prácticos. Llanque y Navarro, (1999).

## Anexo 6.10

Tabla 6.13: Recuperación, dilución y pérdidas de los métodos de minado.

Método de Excavación	Factor de Recuperación		Dilución		Pérdida	
	Proporción		Proporción		Proporción	
	Normal	Alto	Normal	Alto	Normal	Alto
Cámaras y Pilares	50-75	60-75	5-15	15-20	25-50	30-55
<b>Excavación por Subniveles</b>	<b>75-85</b>	<b>80-85</b>	<b>10-15</b>	<b>15-25</b>	<b>15-25</b>	<b>20-30</b>
Bloques de Espeleología	70-80	75-85	10-15	15-25	20-30	25-35
<b>Hundimiento de Subniveles</b>	<b>75-85</b>	<b>80-90</b>	<b>15-20</b>	<b>20-30</b>	<b>10-15</b>	<b>15-20</b>
<b>Excavación por Corte y Relleno</b>	<b>70-100</b>	<b>80-100</b>	<b>10-15</b>	<b>15-20</b>	<b>0-30</b>	<b>5-35</b>
Excavación por Cámaras Almacén	75-100	85-100	10-15	15-20	0-25	5-30
Escalón Abierto	70-100	80-100	5-10	10-15	0-30	5-35
Excavación por Escuadra madera	80-90	90-100	5-15	15-20	10-20	15-25

Fuente: Explotación Subterránea, Métodos y Casos prácticos. Llanque y Navarro, (1999).

## Anexo 6.11

Tabla 6.14: Comparación de las características de los métodos de minado.

CARACTERÍSTICAS	SOPORTE NATURAL		SOPORTE ARTIFICIAL				HUNDIMIENTOS		
	ROOM AND PILLAR	SUBLEVEL STOPING	SHIRNKAGE	CUT AND FILL	OPEN STOPE	SQUARE SET	LONG WALL	BLOCK CAVING	SUBLEVEL CAVING
Costo de minado	30%	40%	50%	60%	70%	100%	20%	20%	50%
Capacidad de producción	Grande	Grande	Moderada	Moderada	Pequeña	Pequeña	Grande	Grande	Grande
Productividad	Alta	Alta	Baja	Moderada	Baja	Baja	Alta	Alta	Moderada
Inversión de capital	Alta - Moderada	Moderada	Baja	Moderada	Baja	Baja	Alta	Alta	Moderada
Velocidad de Desarrollo	Rapido	Moderada	Rapido	Moderada	Rapido	Lenta	Moderada	Lenta	Moderada
Capacidad de Profundidad	Limitada	Moderada	Limitada	Moderada	Limitada	Limitada	Moderada	Moderada	Moderada
Selectividad	Baja - Alta	Baja	Moderada	Alta	Alta	Alta	Baja	Baja	Baja
Recuperación	Moderada	Moderada	Alta	Alta	Alta	Mayor	Alta	Alta	Alta
Dilución	Moderada - Baja	Moderada	Baja	Baja	Baja	Mneor	Baja	Alta	Moderada
Flexibilidad	Moderada - Baja	Baja	Moderada	Moderada	Alta	Alta	Baja	Baja	Moderada
Estabilidad de las aberturas	Moderada - Baja	Alta	Alta	Alta	Moderada	Alta	Alta	Moderada	Moderada
Subsistencia	Moderada - Baja	Baja	Baja	Baja	Moderada	Baja	Alta	Alta	Alta
Seguridad y Salud	Buena	Buena	Buena	Moderada	Moderada	Pobre	Buena	Buena	Buena
Otros	Altamente mecanizable, buena ventilación	Mecanizada, grandes voladuras, buena ventilación	Flujo por gravedad en rebaje, mano de obra intensa	Mecanizada, requiere relleno	Intensa mano de obra, metodo sencillo	Mano de obra intensa, alto costos de madera	Altamente mecanizable, continua, rigida, movimiento	Bajo costo de rotura, buena ventilación , control rezagado	Mecanizado, control de rezagado critico

Fuente: Método de Minado Subterráneo Sublevel Stoping. Rivera Rojas, 2015.  
Métodos de Minado Subterráneo, Universidad de Chile.

Anexo 7 : Programa de Producción.

Anexo 7.1

**PROGRAMA DE TRABAJO ENERO - DICIEMBRE - 2019**

**ZONA: NIVEL 100**

							Avance Lineal (m)														
Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Total		
NV-100	BERTHA	4207	CH3-41340-S	C	4X5	E	20			20									40		
			CH3-41385-S	C	4X5	E	20				20									40	
			CH3-41430-S	C	4X5	E									20				20	40	
			CH3-41475-S	C	4X5	E											20			20	40
			GAL 42340-E	GX	7X8	E	40		40		40		40		40		40		40		240
SN 42460-E								40		40		40		40		40		40	240		
<b>Total</b>							<b>80</b>	<b>40</b>	<b>40</b>	<b>60</b>	<b>60</b>	<b>40</b>	<b>40</b>	<b>60</b>	<b>60</b>	<b>40</b>	<b>60</b>	<b>60</b>	<b>640</b>		

							Avance Tajos (m3)													
Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Total	
NV-100	BERTHA	4207	TJ 102-A	TE	6X5	T	700	700	700	700	700	700	700	700	700				6,304	
			TJ 102-B	TSL	6X5	T											2,400	2,400	2,400	7,200
			TJ 102-C	TE	6X5	T														
<b>Total</b>							<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>2,400</b>	<b>2,400</b>	<b>2,400</b>	<b>13,504</b>	

Fuente: Elaboración Propia.



**PROGRAMA DE TRABAJO ENERO - DICIEMBRE - 2019**

**ZONA: NIVEL 50**

Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	Avance Lineal (m)												Total	
							ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC		
NV-50	BERTHA	4156	CH2-41340-S	C	4X5	E	20				20								40	
			CH2-41385-S	C	4X5	E	20				20									40
			CH2-41430-S	C	4X5	E								20				20		40
			CH2-41475-S	C	4X5	E									20				20	40
			GAL 41408-E	GG	9X9	E	40		40		40		40			20			40	
4181	SN 41427-E	GG	7X8	E	20	20								40				40	40	
EUSEBIO	4150	EST 1-41040-S	ES	9X9	O	10													10	
		EST 2-41044-S	ES	9X9	O		10												10	
		EST 3-41048-S	ES	9X9	O			10											10	
	4156	GAL 41445-W	GG	9X9	E	40		40			40		40		40			40	240	
		XC 41025-S	GX	9X9	E	20	20	10											50	
	4181	CH3-40148-S	C	4X5	E				5										5	
		CH3-40240-S	C	4X5	E				5										5	
		CH3-40720-S	C	4X5	E	20					20								40	
		CH3-40775-S	C	4X5	E	20					20								40	
		CH3-40815-S	C	4X5	E								20					20	40	
		CH3-40865-S	C	4X5	E									20				20	40	
		CH3-41005-S	C	4X5	E				5										5	
		SN 41410-W	S	7X8	P	40		40			40		40		40				200	
SN 41450-E	S	7X8	P		40		40		40	40	40	40	40	40	40		40	240		
<b>Total</b>							<b>250</b>	<b>90</b>	<b>155</b>	<b>80</b>	<b>160</b>	<b>40</b>	<b>120</b>	<b>80</b>	<b>160</b>	<b>40</b>	<b>120</b>	<b>80</b>	<b>1,375</b>	

Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	Avance Tajos (m3)												Total	
							ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC		
NV-50	BERTHA	4156	TJ 54-A	TE	6X5	T														
			TJ 54-B	TSL	6X5	T											2,400	2,400	2,400	7,200
			TJ 54-C	TE	6X5	T														
EUSEBIO			TJ 51-AW	TE	6X5	T	700	700	700	700	700	700	700	700						6,304
			TJ 51-BW	TE	6X5	T														
			TJ 52-AW	TE	6X5	T														
<b>Total</b>							<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>700</b>	<b>2,400</b>	<b>2,400</b>	<b>2,400</b>	<b>13,504</b>

Fuente: Elaboración Propia.

**PROGRAMA DE TRABAJO ENERO - DICIEMBRE - 2019**

**ZONA: NIVEL 0**

Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	Avance Lineal (m)												Total		
							ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC			
NV-0	EUSEBIO	4090	CH1-40027-S	C	4X5	E								20	10				30		
			CH1-40032-S	C	4X5	E							20	10						30	
			CH1-40148-S	C	4X5	E		20				20								40	
			CH1-40240-S	C	4X5	E		20			20									40	
			CH1-40910-S	C	4X5	E		20			20									40	
			CH1-40955-S	C	4X5	E		20				20								40	
			CH1-41005-S	C	4X5	E							20				20			40	
			EST 1-40025-S	ES	8X9	O												10		10	
			EST 2-40030-S	ES	8X9	O												10		10	
			GAL 40455-E	GG	8X9	E	40	40	40												120
			GAL 41425-N	GG	8X9	E	40	40	40	40	40										200
			PQ1-40098-S	C	4X5	E										30					30
			<b>Total</b>							<b>80</b>	<b>160</b>	<b>80</b>	<b>40</b>	<b>80</b>	<b>40</b>	<b>40</b>	<b>30</b>	<b>40</b>	<b>40</b>		<b>630</b>

Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	Avance Tajos (m3)												Total	
							ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC		
NV-0	EUSEBIO	4090	TJ 1-AE	TE	6X5	T														
			TJ 1-AW	TE	6X5	T	700	700												1,401
			TJ 1-BE	TE	6X5	T														
			TJ 1-BW	TS	6X5	T			1,313	1,313	1,313	1,313	1,313	1,313	1,313					9,193
			TJ 2-AE	TE	6X5	T														
			TJ 1-A	TE	6X5	T											2,400	2,400	2,400	7,200
	<b>BERTHA</b>																			
<b>Total</b>							<b>700</b>	<b>700</b>	<b>1,313</b>	<b>1,313</b>	<b>1,313</b>	<b>1,313</b>	<b>1,313</b>	<b>1,313</b>	<b>1,313</b>	<b>2,400</b>	<b>2,400</b>	<b>2,400</b>	<b>17,794</b>	

Fuente: Elaboración Propia.

## PROGRAMA DE TRABAJO ENERO - DICIEMBRE - 2019

### LABORES DE PROYECTOS - 2019

							Avance Lineal (m)												
Zona	Veta	Nivel	Labor	Tipo Labor	Sección	Prog.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Total
NV-0	BERTHA	4090	XC- Accesos	GX	10X10	P	42	36	19	30	57	63	72	98	81	84	89	108	779
			By Pass - Accesos	GB	10X10	P	42	60	40	42	60	78	96	117	126	117	144	168	1,090
			Est CC - Cámara	ES	10X10	P	12	44	40	18	3	66	33	14	75	128	48	26	506
			CH - Chimeneas	C	7X7	O							15	10	30		29	84	
			GAL- Galerías	GG	8X10	P	42	36	78	81	81	78	84	39	39	42	39	42	681
			RB - Rais Borer	CR	7X7	O					31	31							62
			Rampa Colgui	RP	13X13	P	42	36	60	81	81	78	81	81	81	81	78	81	861
			SN - Sub Nivel	S	8X10	P							72	78	144	162	168	257	881
			XC- Crucero	GX	10X10	P							3	29					32
			Estocadas de Re	ES	5X6	O	1	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
<b>Total</b>							<b>181</b>	<b>215</b>	<b>240</b>	<b>255</b>	<b>316</b>	<b>400</b>	<b>486</b>	<b>430</b>	<b>559</b>	<b>646</b>	<b>569</b>	<b>714</b>	<b>5,011</b>

### RESUMEN DE ANACES LINEALES Y TAJOS 2019

															Avance Lineal (m)												
Zona	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Total														
NV-100	80	40	40	60	60	40	40	60	60	40	60	60	640														
NV-50	250	90	155	80	160	40	120	80	160	40	120	80	1,375														
NV-0	261	375	320	295	396	440	526	460	599	686	569	714	5,641														
<b>Total general</b>	<b>591</b>	<b>505</b>	<b>515</b>	<b>435</b>	<b>616</b>	<b>520</b>	<b>686</b>	<b>600</b>	<b>819</b>	<b>766</b>	<b>749</b>	<b>854</b>	<b>7,656</b>														

															Avance Tajos (m3)												
Zona	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Total														
NV-100	700	700	700	700	700	700	700	700	700	2,400	2,400	2,400	13,504														
NV-50	700	700	700	700	700	700	700	700	700	2,400	2,400	2,400	13,504														
NV-0	700	700	1,313	1,313	1,313	1,313	1,313	1,313	1,313	2,400	2,400	2,400	17,794														
<b>Total Tajos</b>	<b>2,101</b>	<b>2,101</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>2,714</b>	<b>7,200</b>	<b>7,200</b>	<b>7,200</b>	<b>44,801</b>														

Aporte Lineal	420	420	543	543	543	543	543	543	543	216	216	216	5,288
<b>Total general</b>	<b>2,521</b>	<b>2,521</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>3,257</b>	<b>7,416</b>	<b>7,416</b>	<b>7,416</b>	<b>50,090</b>

Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 7.2

### PROGRAMA DE PRODUCCIÓN TAJOS Y APOORTE DE LINEALES 2019

#### EXPLOTACIÓN - POR MÉTODO DE MINADO

##### PRODUCCIÓN Y RENDIMIENTO

2019

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	Unidad	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	Acum.
<b>NIVEL 100</b>														
Corte y Relleno	TMS	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	0	0	0	18,911
	LEY	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	0.00	0.00	0.00	20.00
Ascendente	Tareas	600	600	600	600	600	600	600	600	600	0	0	0	5,400
	TMS/tarea	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	0.00	0.00	0.00	3.50
Sub Level Stopping	TMS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	7,200	7,200	7,200	21,600
	LEY	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	20.00	20.00	20.00	20.00
	Tareas	0	0	0	0	0	0	0	0	0	600	600	600	1,800
	TMS/tarea	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	12.00	12.00	12.00	12.00
<b>TOTAL MINA</b>	TMS	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	7,200	7,200	7,200	40,511
	LEY	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00
<b>Nivel 100</b>	Tareas	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	7,200
	TMS/tarea	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	12.00	12.00	12.00	5.63

Fuente: Elaboración Propia.

## EXPLOTACIÓN - POR MÉTODO DE MINADO

### PRODUCCIÓN Y RENDIMIENTO

2019

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	Unidad	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	Acum.
<b>NIVEL 50</b>														
Corte y Relleno Ascendente	TMS	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	0	0	0	18,911
	LEY	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	0.00	0.00	0.00	20.00
	Tareas	600	600	600	600	600	600	600	600	600	0	0	0	5,400
	TMS/tarea	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	0.00	0.00	0.00	3.50
Sub Level Stopping	TMS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	7,200	7,200	7,200	21,600
	LEY	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	20.00	20.00	20.00	20.00
	Tareas	0	0	0	0	0	0	0	0	0	600	600	600	1,800
	TMS/tarea	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	12.00	12.00	12.00	12.00
<b>TOTAL MINA</b> <b>Nivel 50</b>	TMS	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	2,101	7,200	7,200	7,200	40,511
	LEY	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00
	Tareas	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	7,200
	TMS/tarea	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	12.00	12.00	12.00	5.63

Fuente: Elaboración Propia.

## EXPLORACIÓN - POR MÉTODO DE MINADO

### PRODUCCIÓN Y RENDIMIENTO

2019

MÉTODO DE EXPLORACIÓN	Unidad	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	Acum.
<b>NIVEL 0</b>														
Corte y Relleno Ascendente	TMS	2,101	2,101	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4,202
	LEY	20.00	20.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	20.00
	Tareas	600	600	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1,200
	TMS/tarea	3.50	3.50	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	3.50
Shrinkage	TMS	0	0	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	0	0	0	27,579
	LEY	0.00	0.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	0.00	0.00	0.00	20.00
	Tareas	0	0	600	600	600	600	600	600	600	0	0	0	4,200
	TMS/tarea	0.00	0.00	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	0.00	0.00	0.00	6.57
Sub Level Stopping	TMS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	7,200	7,200	7,200	21,600
	LEY	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	20.00	20.00	20.00	20.00
	Tareas	0	0	0	0	0	0	0	0	0	600	600	600	1,800
	TMS/tarea	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	12.00	12.00	12.00	12.00
<b>TOTAL MINA</b> <b>Nivel 0</b>	TMS	2,101	2,101	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	7,200	7,200	7,200	53,381
	LEY	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00
	Tareas	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	7,200
	TMS/tarea	3.50	3.50	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	12.00	12.00	12.00	7.41

Fuente: Elaboración Propia.

## EXPLOTACIÓN - POR MÉTODO DE MINADO

### PRODUCCIÓN Y RENDIMIENTO

2019

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	Unidad	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	Acum.
<b>TOTAL MINA REVOLUCION</b>														
Corte y Relleno	TMS	6,304	6,304	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	0	0	0	42,025
	LEY	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	0.00	0.00	0.00	20.00
Ascendente	Tareas	1,800	1,800	1,200	1,200	1,200	1,200	1,200	1,200	1,200	0	0	0	12,000
	TMS/área	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	0.00	0.00	0.00	3.50
Shrinkage	TMS	0	0	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	0	0	0	27,579
	LEY	0.00	0.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	0.00	0.00	0.00	20.00
	Tareas	0	0	600	600	600	600	600	600	600	0	0	0	4,200
	TMS/área	0.00	0.00	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	6.57	0.00	0.00	0.00	6.57
Sub Level Stoping	TMS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	21,600	21,600	21,600	64,800
	LEY	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	20.00	20.00	20.00	20.00
	Tareas	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1,800	1,800	1,800	5,400
	TMS/área	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	12.00	12.00	12.00	12.00
<b>TOTAL MINA REVOLUCION</b>	TMS	6,304	6,304	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	21,600	21,600	21,600	134,404
	LEY	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00
	Tareas	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	1,800	21,600
	TMS/área	3.50	3.50	4.52	4.52	4.52	4.52	4.52	4.52	4.52	12.00	12.00	12.00	6.22

Fuente: Elaboración Propia.



## RESUMEN DE PRODUCCIÓN PROYECTADO 2019

### PRODUCCION PROYECTADA EN EXPLOTACION AÑO 2019, (TMS):

#### EXPLOTACIÓN

	AÑO 2019												TOTAL
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
Toneladas mensuales, (TMS)	6,304	6,304	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	8,142	21,600	21,600	21,600	<b>134,404</b>

#### DISTRIBUCION POR METODO DE EXPLOTACION

METODO DE EXPLOTACION	AÑO 2019												TOTAL
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
Circado	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Cortey Relleno Ascendente	6,304	6,304	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	4,202	0	0	0	42,025
Shrinkage	0	0	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	3,940	0	0	0	27,579
Sub Level Stoping	0	0	0	0	0	0	0	0	0	21,600	21,600	21,600	64,800
<b>TOTAL</b>	<b>6,304</b>	<b>6,304</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>8,142</b>	<b>21,600</b>	<b>21,600</b>	<b>21,600</b>	<b>134,404</b>
Ley %/TM	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00

EXPLORACION Y DESARROLLO	656	656	847	847	847	847	847	847	847	337	337	337	8,250
PREPARACIONES	605	605	782	782	782	782	782	782	782	311	311	311	7,615
<b>TOTAL EXPL.-PREP</b>	<b>1,261</b>	<b>1,261</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>1,628</b>	<b>648</b>	<b>648</b>	<b>648</b>	<b>15,865</b>

<b>TOTAL MINA</b>	<b>7,564</b>	<b>7,564</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>9,771</b>	<b>22,248</b>	<b>22,248</b>	<b>22,248</b>	<b>150,269</b>
-------------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	--------------	---------------	---------------	---------------	----------------

PROMEDIO	
TMS/ MES :	<b>12,522</b>
Ley Plomo (Pb) %/TMS :	<b>9%</b>
Ley Zinc (Zn) %/TMS :	<b>11%</b>
Plomo (Pb) TMS/MES :	<b>848</b>
Zinc (Zn) TMS/MES :	<b>1,036</b>

Recuperación : 80%  
 Humedad: 6%

Fuente: Elaboración Propia.

### Anexo 7.3

#### DETALLE DE CÁLCULO DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS PROYECTADO 2019

##### CALCULO DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS - 2019

MINADO SUBTERRANEO - PROGRAMA ENERO DICIEMBRE - 2019															
LABORES MINERAS		EXPLORACION Y DESARROLLO			PREPARACION			EXPLOTACION		MATERIAL TOTAL ROTO		DATOS GENERALES			
LABOR	SECCION (mts)	(I)			(II)			(III)		EN (I), (II) Y (III)		Nº TALADROS DISPARO (PROMEDIO)	LONGITUD TALADRO (mts)	AVANCE PROMEDIO/ DISPARO(mts)	DIAMETRO TALADRO (mm)
		AVANCE (mts) (a)	DESMONTE (TM) (b)	MINERAL (TM) (c)	AVANCE (mts) (d)	DESMONTE (TM) (e)	MINERAL (TM) (f)	MINERAL (TM) (g)	DESMONTE (TM) (h)	MINERAL (TM) (c) * (f) + (g)	DESMONTE (TM) (b) + (e) + (h)				
CRUCERO	2.70 x 2.70	50	1,132								1,132	40	1.65	1.50	38
CRUCERO	2.10 x 2.40	240	3,266								3,266	36	1.65	1.50	38
CRUCERO	3.00 x 3.00				811	19,704					19,704	36	1.65	1.50	38
GALERÍA	2.70 x 2.70	480	9,478	1,340							1,340	40	1.65	1.50	38
GALERÍA	2.10 x 2.40	40	376	242							242	36	1.65	1.50	38
GALERÍA	2.40 x 2.70	320	4,507	1,866							1,866	39	1.65	1.50	38
GALERÍA	2.40 x 3.00				681	12,948	2,208				2,208	39	1.65	1.50	38
GALERÍA	3.0 x 3.0				1,090	25,977	4,325				4,325	39	1.65	1.50	38
CHIMENEA	1.20 x 1.50	785	3,949	424							424	19	1.45	1.20	38
CHIMENEA Inc	2.10 x 2.10				147	1,607	388				388	36	1.50	1.45	38
SUBNIVEL	2.10 x 2.40				680	8,513	2,056				2,056	21	1.15	1.10	38
SUBNIVEL	2.40 x 3.00				881	16,586	3,015				3,015	21	1.15	1.10	38
ESTOCADA	2.40 x 2.70				20	402					402	21	1.15	1.10	38
ESTOCADA	2.70 x 2.70				30	679					679	21	1.15	1.10	38
ESTOCADA	1.50 x 1.80				34	285					285	21	1.15	1.10	38
ESTOCADA	3.00 x 3.00				506	14,143					14,143	21	1.15	1.10	38
RAMPA	4.00 x 4.00				861	36,824					36,824	48	3.66	3.00	45
TAJEO								134,404	47,041		134,404	15	1.30		38
<b>TOTAL</b>		<b>1,915</b>	<b>22,707</b>	<b>3,872</b>	<b>5,741</b>	<b>137,670</b>	<b>11,992</b>	<b>134,404</b>	<b>47,041</b>		<b>150,269</b>	<b>207,417</b>			

Fuente: Elaboración Propia.

**CÁLCULO EN FUNCIÓN A RATIOS Y EFICIENCIAS - COM 2019**

**PERIODO : Ene - Dic 2019**

LABOR	SECCION		Long. m (*) (c)	Long. Tal. m (d)	Avance x Disparo (e)	Nro Disparos (f)= c / e	Ton/Tal (g)	Tal/Disp (h)	SUB TOTAL TALADROS (i)= f x h	Tal Sin/Carga x Disp (j)	Total Tal. Sin/Carga (k)= f x j
	m x m (a)	m2 (b)									
CRUCERO, BP	2.70 x 2.70	7.29	50	1.65	1.50	33		40	1,333	2	67
CRUCERO, BP	2.10 x 2.40	5.04	240	1.65	1.50	160		35	5,600	2	320
CRUCERO, BP	3.00 x 3.00	9.00	811	1.65	1.50	541		42	22,704	2	1,081
GALERIA	2.70 x 2.70	7.29	480	1.65	1.50	320		40	12,800	2	640
GALERIA	2.10 x 2.40	5.04	40	1.65	1.50	27		35	933	2	53
GALERIA	2.40 x 2.70	6.48	320	1.65	1.50	213		39	8,320	2	427
GALERIA	2.40 x 3.00	7.2	681	1.65	1.50	454		39	17,716	2	909
GALERIA	3.0 x 3.0	9	1,090	1.65	1.50	727		42	30,514	2	1,453
CHIMENEA Vert	1.20 x 1.50	1.8	785	1.20	1.15	683		21	14,335	1	683
CHIMENEA Vert	2.10 x 2.10	4.41	147	1.50	1.45	101		34	3,440	2	202
S/N	2.10 x 2.40	5.04	680	1.65	1.50	453		35	15,867	1	453
S/N	2.40 x 3.00	7.20	881	1.65	1.50	588		39	22,919	1	588
EST	2.40 x 2.70	6.48	20	1.65	1.50	13		37	493	1	13
EST	2.70 x 2.70	7.29	30	1.65	1.50	20		40	800	1	20
EST	1.50 x 1.80	2.70	34	1.65	1.50	23		21	476	1	23
EST	3.00 x 3.00	9.00	506	3.00	3.00	169		42	7,086	2	337
RAMPA 4.0x4.0	4.00 x 4.00	16	861	3.20	3.00	287		48	13,776	4	1,148
TOTAL LINEAL			<b>7,656</b>								
	Producción de Material		<b>TON</b>								
	- Mineral		15,865								
- Desmonte		160,376									
			<b>TON</b>		<b>TON/DISP</b>						
TAJE0	Mineral		134,404	1.10	6.44	20,870	0.92	7	146,091		
	Desmonte ( ** )		47,041	1.00	2.92	16,110	0.73	4	64,440		
			<b>150,269</b>			<b>41,791</b>			<b>389,643</b>		<b>8,417</b>

(\*) Se tomaron los avances promedio mes

(\*\*) Desmonte Minado = 35% de producción de Mineral

- (c) Long.: m : Programa de Avance Enero - Diciembre 2018
- (e) Avance x Disparo: : Promedio Obtenido
- (g) Ton / Tal: : Toneladas Rotas, Promedio Obtenido
- (h) Tal / Disp: : Taladros por Disparo, Promedio Realizado
- (h) Tal S/Carga: : Taladros de Alivio sin Carga, por disparo

**B. CÁLCULO DE ACCESORIOS DE VOLADURA Y EXPLOSIVO**

**B.1 ACCESORIOS DE VOLADURA**

	Fulminantes ( pza ) ( I ) = ( i ) - ( k )	Mts. M.Lent x Tal ( II )	Mts. M.Lent x Disp. ( Chispero ) ( III )	Total M. Lenta ( m ) ( IV ) = I x II + III x V	Nro. Disparos ( V ) = ( f )	Mts. M.Rapida x Disp. ( VI )	Mecha Rápida			Armada de Mecha Lenta
							Mts ( VII ) = V x VI	Porcentaje de Uso ( VIII )	Para Uso ( m ) ( IV ) = VII x VIII	
CRUCERO, BP	1,267	2.10	0.00	2,527	33	12	400			1,267
CRUCERO, BP	5,280	2.10	0.00	10,534	160		1,920			5,280
CRUCERO, BP	21,623	2.10	0.00	43,137	541		6,487			21,623
GALERIA	12,160	2.10	0.00	24,259	320		3,840			12,160
GALERIA	880	2.10	0.00	1,756	27		320			880
GALERIA	7,893	2.10	0.00	16,576	213		2,560			7,893
GALERIA	16,808	2.10	0.00	35,296	454		5,451			16,808
GALERIA	29,061	2.10	0.00	61,028	727		8,718			29,061
CHIMENEA Vert	13,652	2.10	0.00	28,670	683		8,191			13,652
CHIMENEA Vert	0	2.10	0.00	0	0		0			0
CHIMENEA Incl	0	2.10	0.00	0	0		0			0
CHIMENEA Vert	3,237	2.10	0.00	6,799	101		1,214			3,237
S/N	15,413	2.10	0.00	32,368	453		5,440			15,413
S/N	22,331	2.10	0.00	44,550	588		7,052			22,331
EST	480	2.10	0.00	1,008	13		160			480
EST	780	2.10	0.00	1,638	20		240			780
EST	453	2.10	0.00	952	23		272			453
EST	6,748	2.10	0.00	14,171	169	2,024			6,748	
RAMPA 4.0x4.0	12,628	2.10	0.00	26,519	287	3,444			12,628	
TAJEO	146,091	2.10	0.00	306,791	20,870	11	229,572			146,091
	64,440	2.10	0.00	135,324	16,110		177,211			64,440
<b>TOTAL</b>	<b>381,227</b>			<b>793,904</b>			<b>464,516</b>	<b>60%</b>	<b>278,710</b>	<b>381,227</b>

<b>A.</b>	<b>Proy. Calculada</b>	381,227		793,904		278,710	381,227
<b>B.</b>	<b>Proy. Redondeado</b>	<b>382,000</b>		<b>794,000</b>		<b>279,000</b>	<b>382,000</b>

FULMINANTES			DETONADOR			
Distribución	FULMINANTES		FUL. ELEC.	% uso Fanel	Fanel ( Pza )	OBSERVACIONES
CH Pique			2,048	0%	17,202	Fulm. Elect. # de disp x 3 , # Fanel = 114 tal/disp. x # disparos
CH 2.1x2.1			304		4,128	Fulm. Elect. # de disp x 3 .
Total			2,351		21,330	
<b>Pedido</b>			<b>3,000</b>		<b>22,000</b>	

Fuente: Elaboración Propia.

**B.2 EXPLOSIVO LABORES CONVENCIONALES ( DINAMITA )**

LABOR		Sub Total Taladros (cargados)	Nro. Cart. x Tal	Peso/Cart. kg	Dinamita kg
CRUCERO, BP		1,267	6.00	0.0835	635
CRUCERO, BP		0	6.00		0
CRUCERO, BP		5,280	6.00		2,645
CRUCERO, BP		21,623	6.00		10,833
GALERIA		12,160	6.50		6,600
GALERIA		880	6.00		441
GALERIA		0	5.50		0
GALERIA		7,893	6.00		3,955
GALERIA		16,808	6.00		8,421
GALERIA		29,061	6.00		14,560
CHIMENEA Vert		0	5.50		0
CHIMENEA Vert		13,652	6.00		6,840
CHIMENEA Vert		0	8.50		0
CHIMENEA Incl		0	8.50		0
CHIMENEA Vert		3,237	5.50		1,487
S/N		15,413	8.50		10,940
S/N		22,331	8.50		15,849
S/N		0	6.00		0
EST		0	6.00		0
EST		0	6.00		0
EST		480	6.00	240	
EST		780	6.00	391	
EST		453	6.00	227	
EST		6,748	23.00	0.141	12,267
RAMPA 4.0x4.0		12,628	23.00	0.143	23,615
TAJEJO	Mineral	146,091	6.00		73,192
	Desmonte	64,440	5.00		26,904
<b>Proyección Calculada (Dinamita)</b>		<b>381,227</b>			<b>220,040</b>
<b>I- PEDIDO ANUAL (Dinamita)</b>					<b>221,000</b>

Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 7.4

### PRODUCCIÓN Y EFICIENCIAS EN LABORES LINEALES Y TAJOS - DICIEMBRE 2019

LABOR	AVANCE m	m3	Expl. cart.	Expl. Kgr.	Pies perf	HG	Nº Disp.	FV kg/m3	FP m/m3	m/disp	cm/HG
CRUCERO, BP	50.00	365	7,600	635	7,217.85	100.00	33	1.74	6.04	1.5	50
CRUCERO, BP	240.00	1210	31,680	2,645	30,314.96	480.00	160	2.19	7.64	1.5	50
CRUCERO, BP	810.85	7298	129,737	10,833	122,905.17	1621.71	541	1.48	5.13	1.5	50
GALERIA	480.00	3499	79,040	6,600	69,291.34	960.00	320	1.89	6.04	1.5	50
GALERIA	40.00	202	5,280	441	5,052.49	80.00	27	2.19	7.64	1.5	50
GALERIA	320.00	2074	47,360	3,955	45,039.37	640.00	213	1.91	6.62	1.5	50
GALERIA	681.40	4906	100,847	8,421	95,905.58	1362.80	454	1.72	5.96	1.5	50
GALERIA	1,089.78	9808	174,365	14,560	165,183.82	2179.57	727	1.48	5.13	1.5	50
CHIMENEA Vert	785.00	1413	81,913	6,840	56,436.15	2047.83	683	4.84	12.17	1.2	38
CHIMENEA Vert	146.70	647	17,806	1,487	16,928.31	303.51	101	2.30	7.98	1.5	48
S/N	680.00	3427	131,013	10,940	85,892.39	1360.00	453	3.19	7.64	1.5	50
S/N	881.49	6347	189,814	15,849	124,067.57	1762.97	588	2.50	5.96	1.5	50
EST	20.00	130	2,880	240	2,670.60	40.00	13	1.86	67.61	1.5	50
EST	30.00	219	4,680	391	4,330.71	60.00	20	1.79	64.97	1.5	50
EST	34.00	92	2,720	227	2,576.77	68.00	23	2.47	92.09	1.5	50
EST	506.12	4555	155,209	12,267	69,740.61	506.12	169	2.69	50.23	3.0	100
RAMPA 4.0x4.0	861.01	13776	290,447	23,615	144,631.54	861.01	287	1.71	34.44	3.0	100
	<b>7,656.4</b>	<b>59,965.5</b>	<b>1,452,392</b>	<b>119,944</b>	<b>1,048,185</b>	<b>14,434</b>	<b>4,811</b>	<b>1.97</b>	<b>5.33</b>	<b>1.6</b>	<b>53</b>

LABOR	TM	m3	Expl. car	Expl. Kgr.	Pies perf	HG	Nº Tal.	FV kg/m3	FP m/m3	TM/Tal	TM/HG
TAJOS	134,404	44,801	876,547	73,192	527,231.79	62610	146,091	1.63	38.61	0.9	2.1
DESMONE	47,041	17,423	322,201	26,904	211,417.98	48330	64,440	1.54	39.81	0.7	1.0
	<b>181,445.2</b>	<b>62,224.0</b>	<b>1,198,748</b>	<b>100,095</b>	<b>738,650</b>	<b>110,941</b>	<b>210,531</b>	<b>1.56</b>	<b>3.62</b>	<b>0.9</b>	<b>2</b>

FV: Factor de Voladura  
 FP: Factor de Perforación  
 HG: Hombre Guardia

Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 7.5

### Resumen de avances del Proyecto Integrado a largo plazo para la explotación Sub Level Stopping

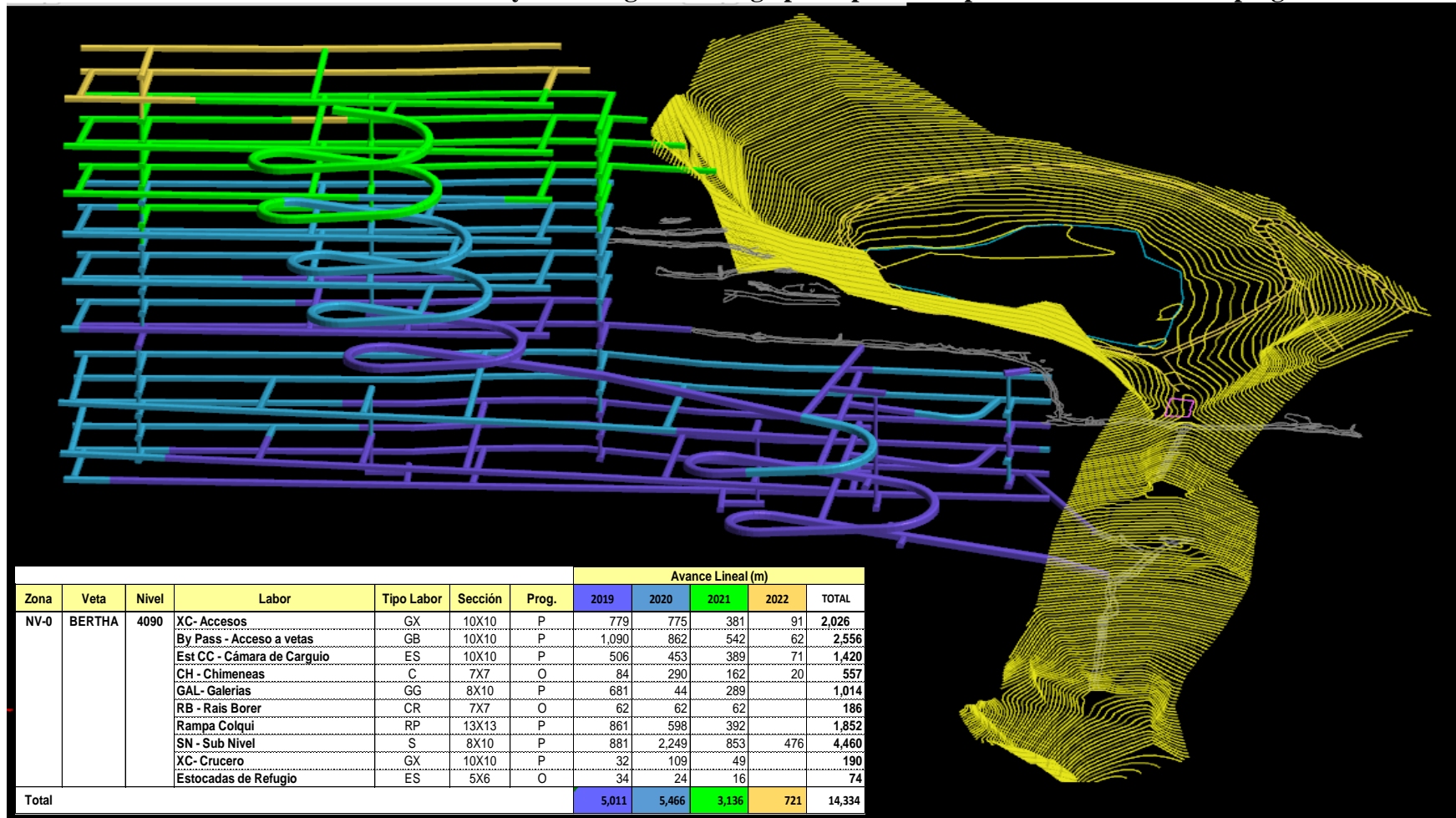
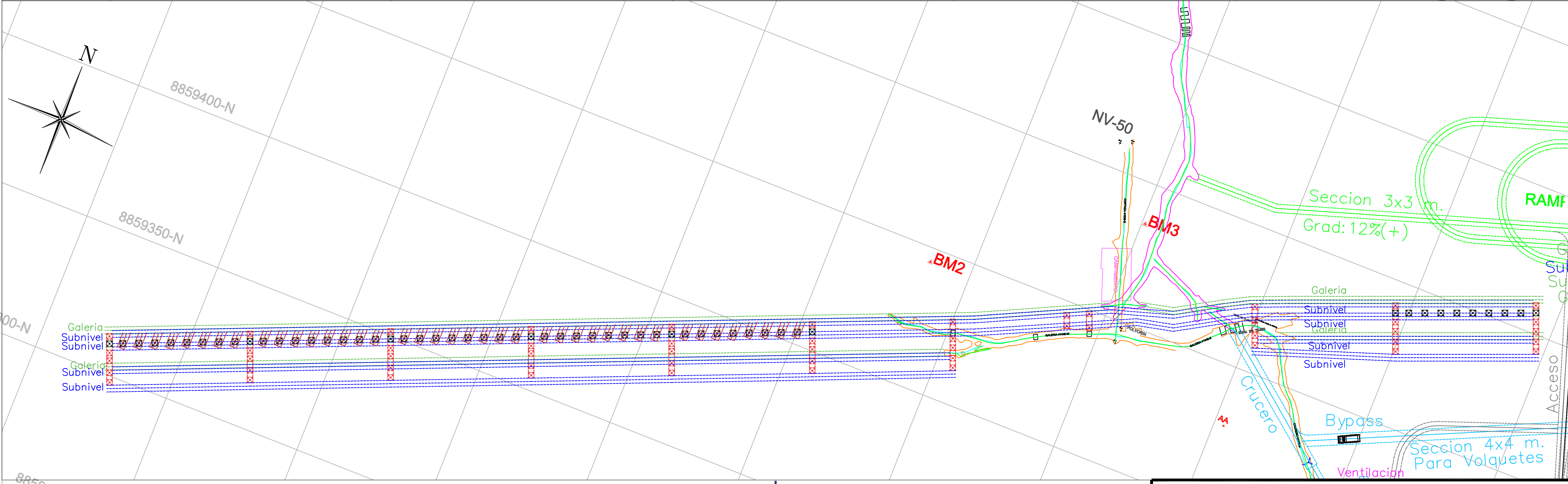
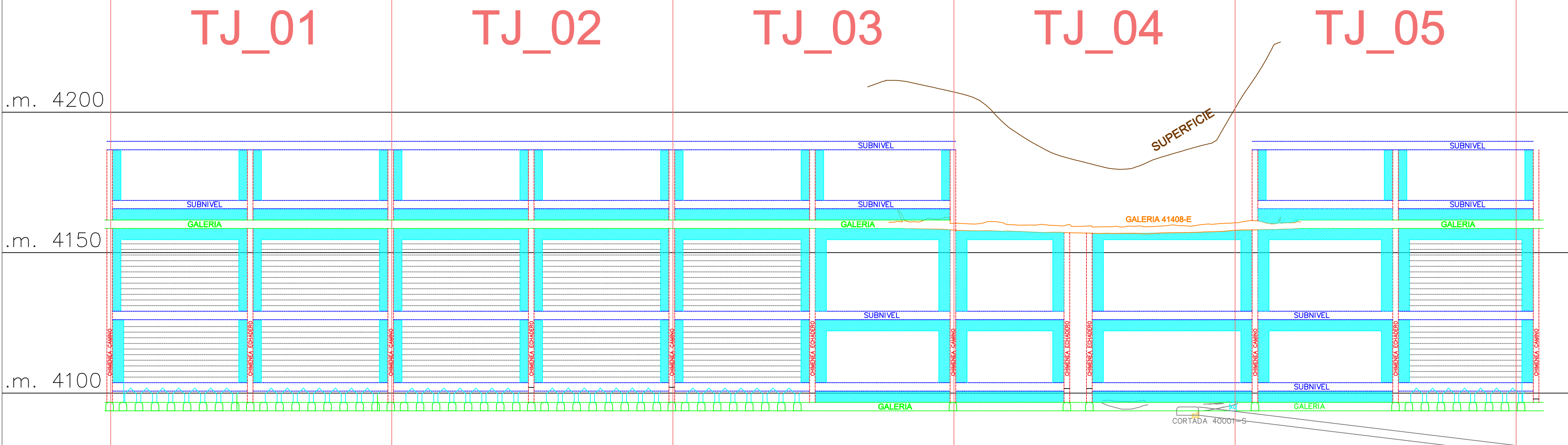


Figura 7.1 Resumen de avances del Proyecto Integrado a largo plazo para la explotación Sub Level Stopping

Fuente: Elaboración Propia.





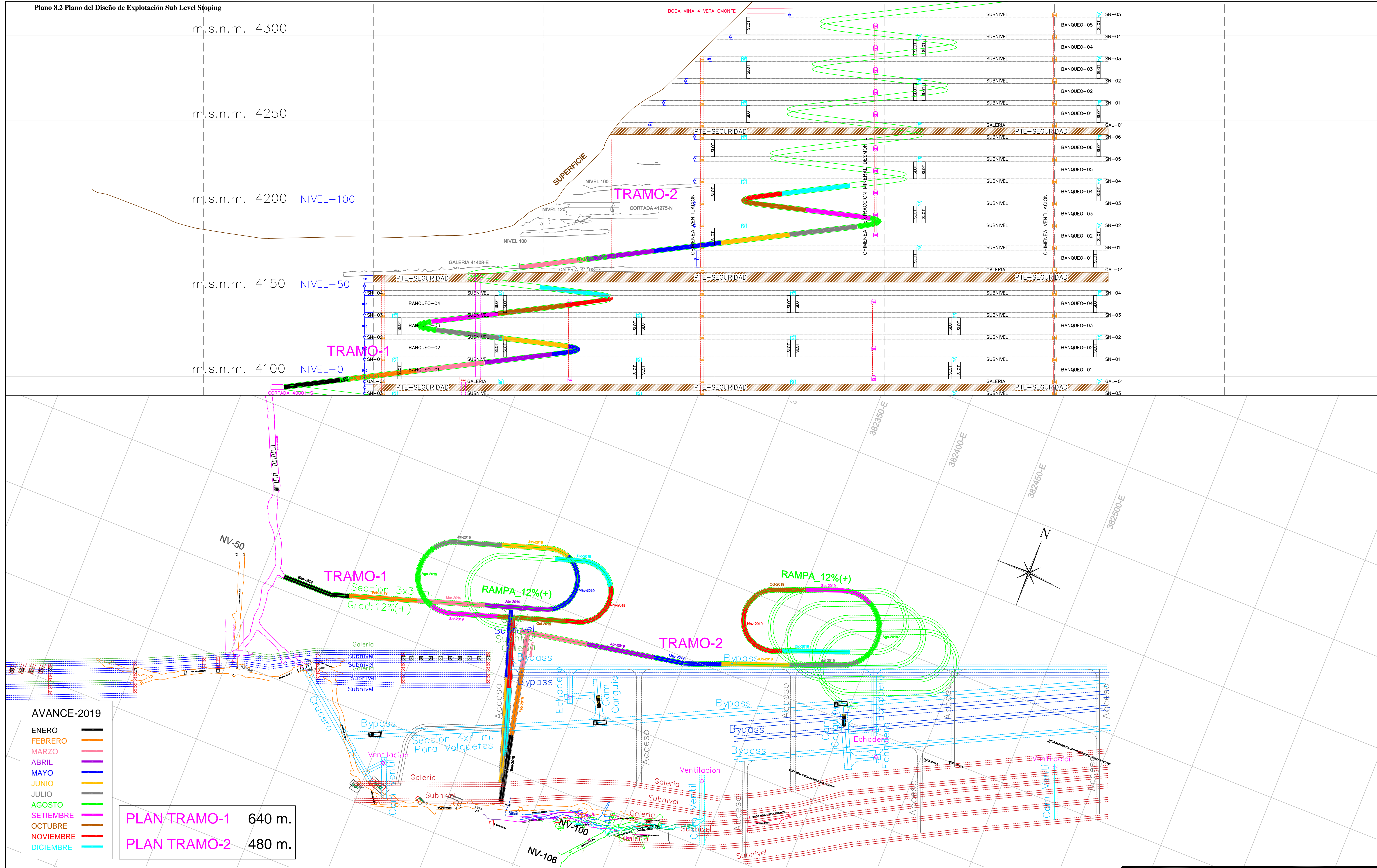
Anexo 8 : Diseño de Método de Minado para la Mina Revolución.

Anexo 8.1



<b>UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS</b>		
<b>SECCION LONGITUDINAL CORTE RELLENO (Veta Eusebio)</b>		
MINA : G. Padilla H	DIB. G. Padilla H	<b>PLANO N°  8.1</b>
ESC. S/E	FECHA. Setiembre 2018	
REV. Ing. J. Palacios A.	APROB. Ing. J. Palacios A.	





Anexo 8.2

Plano 8.2 Plano del Diseño de Explotación Sub Level Stopping

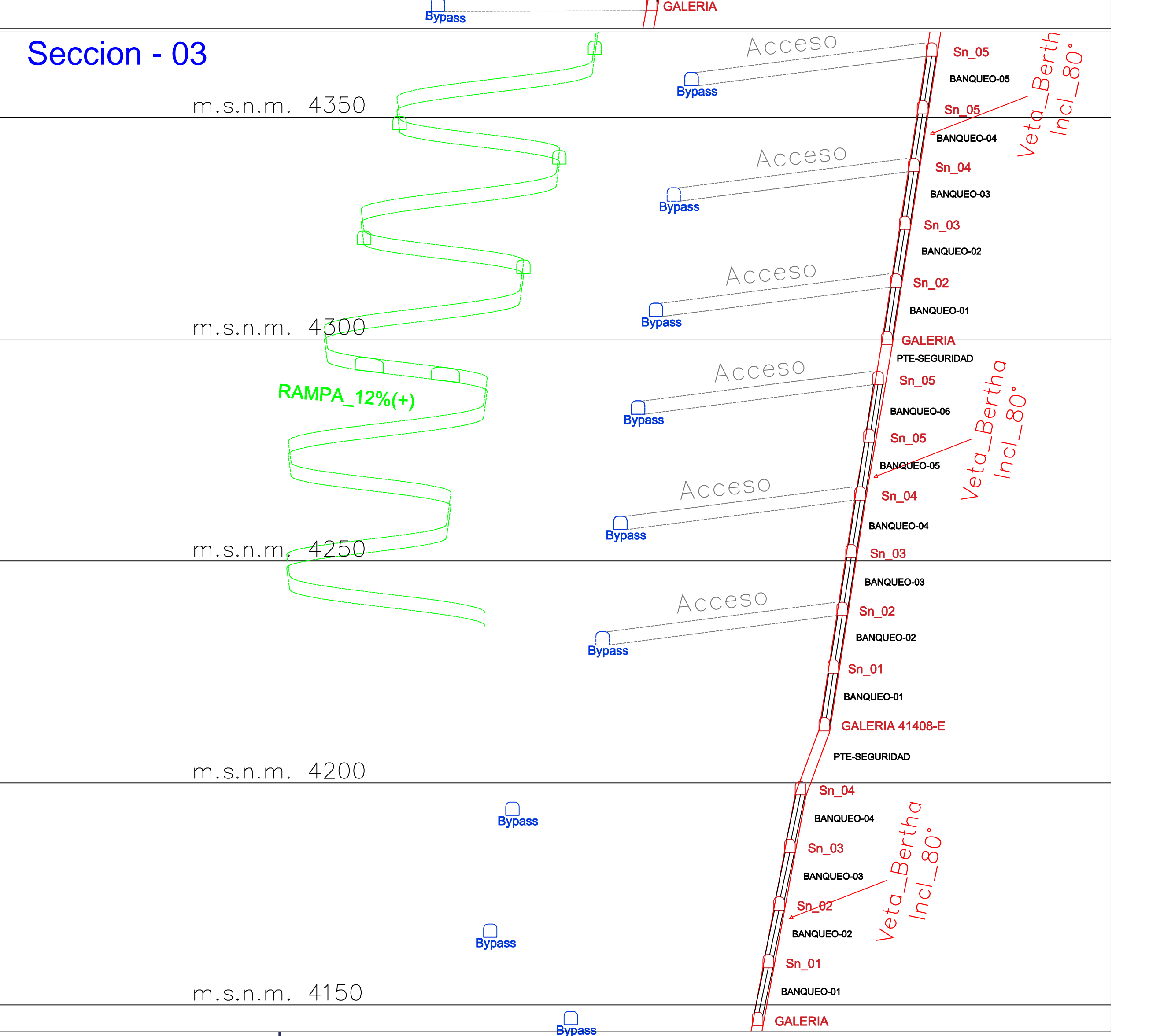
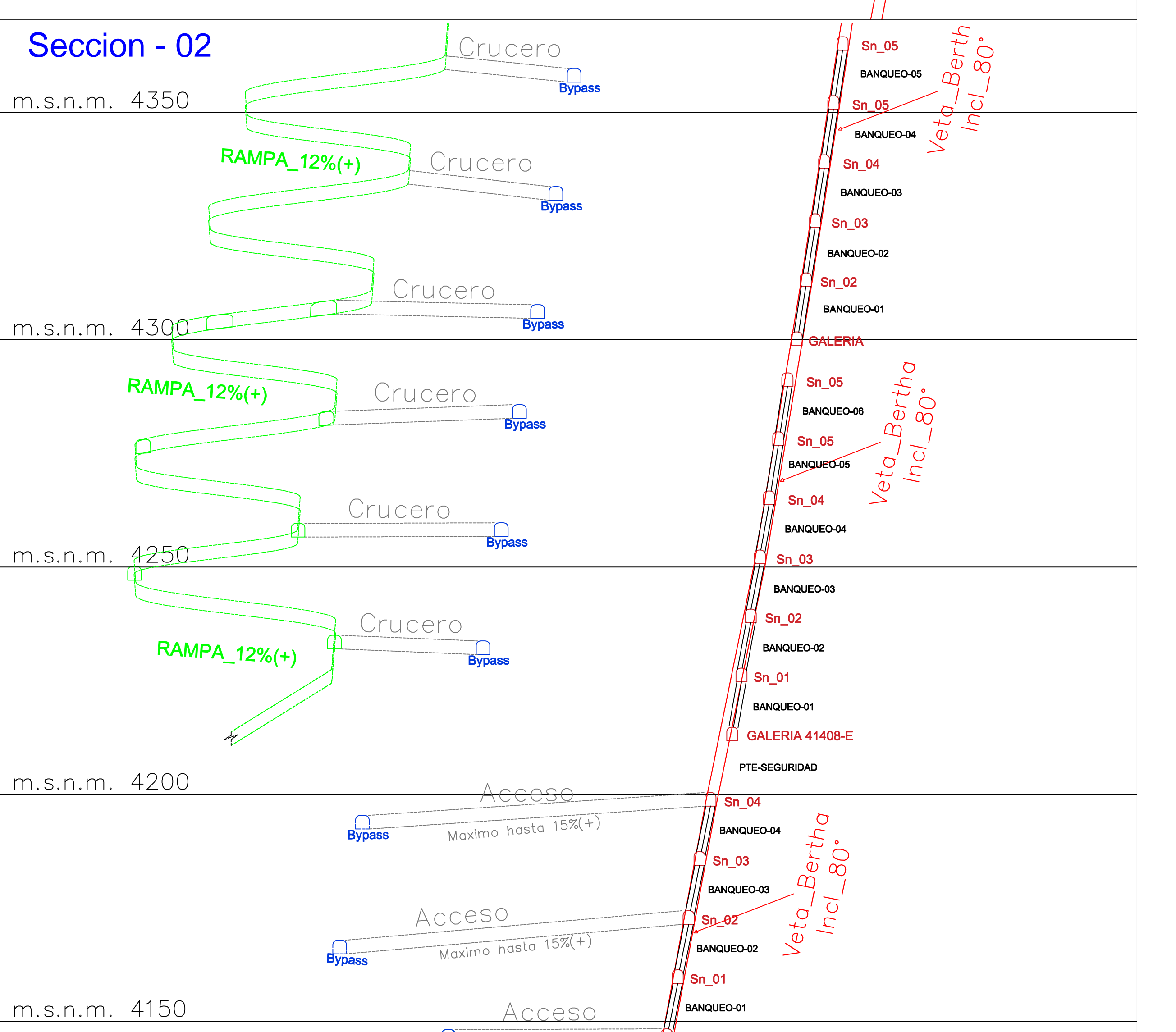
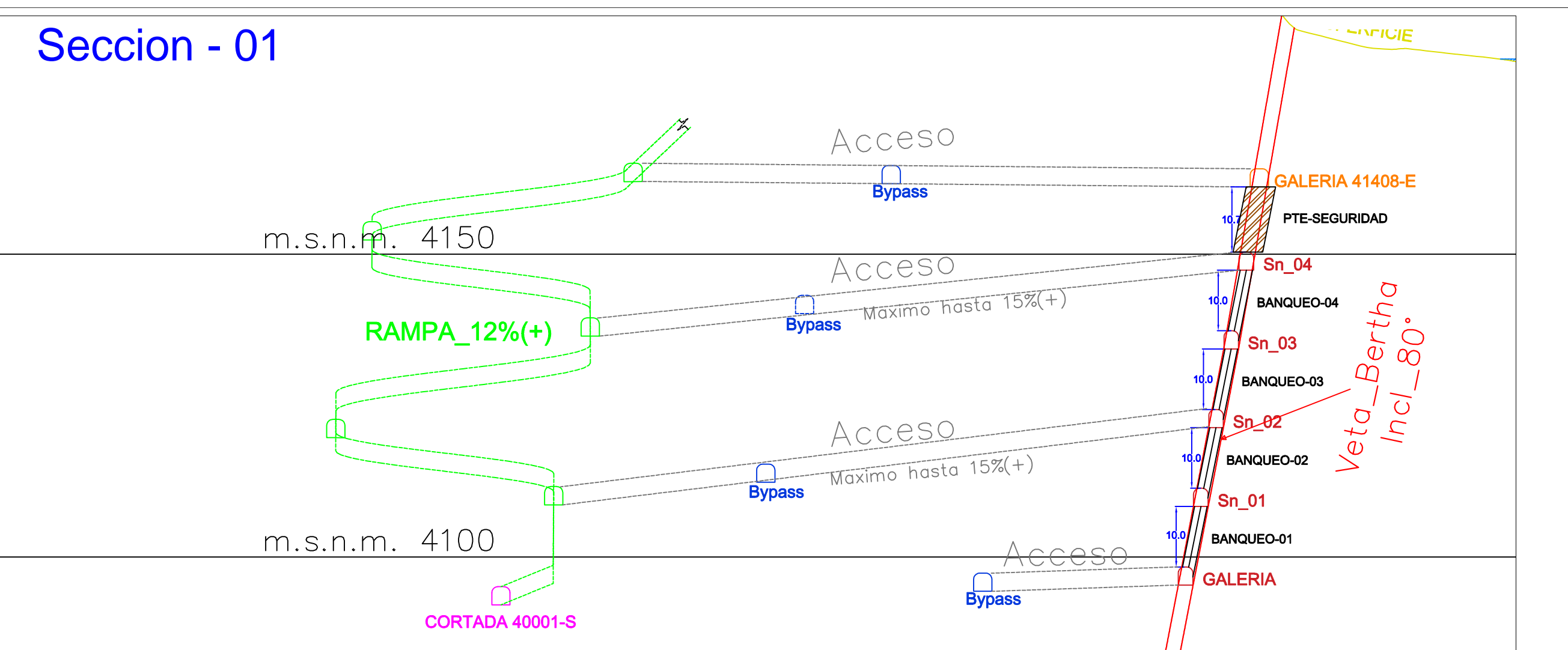
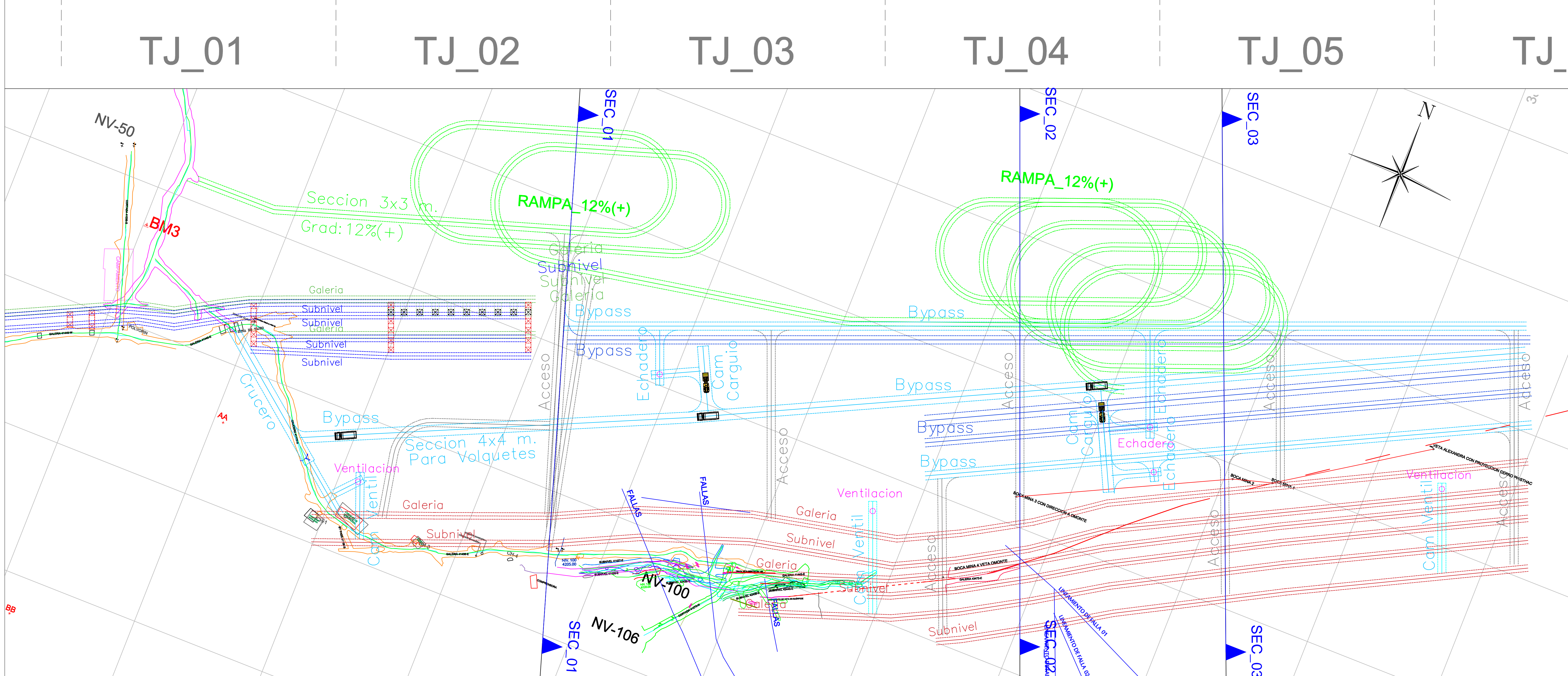
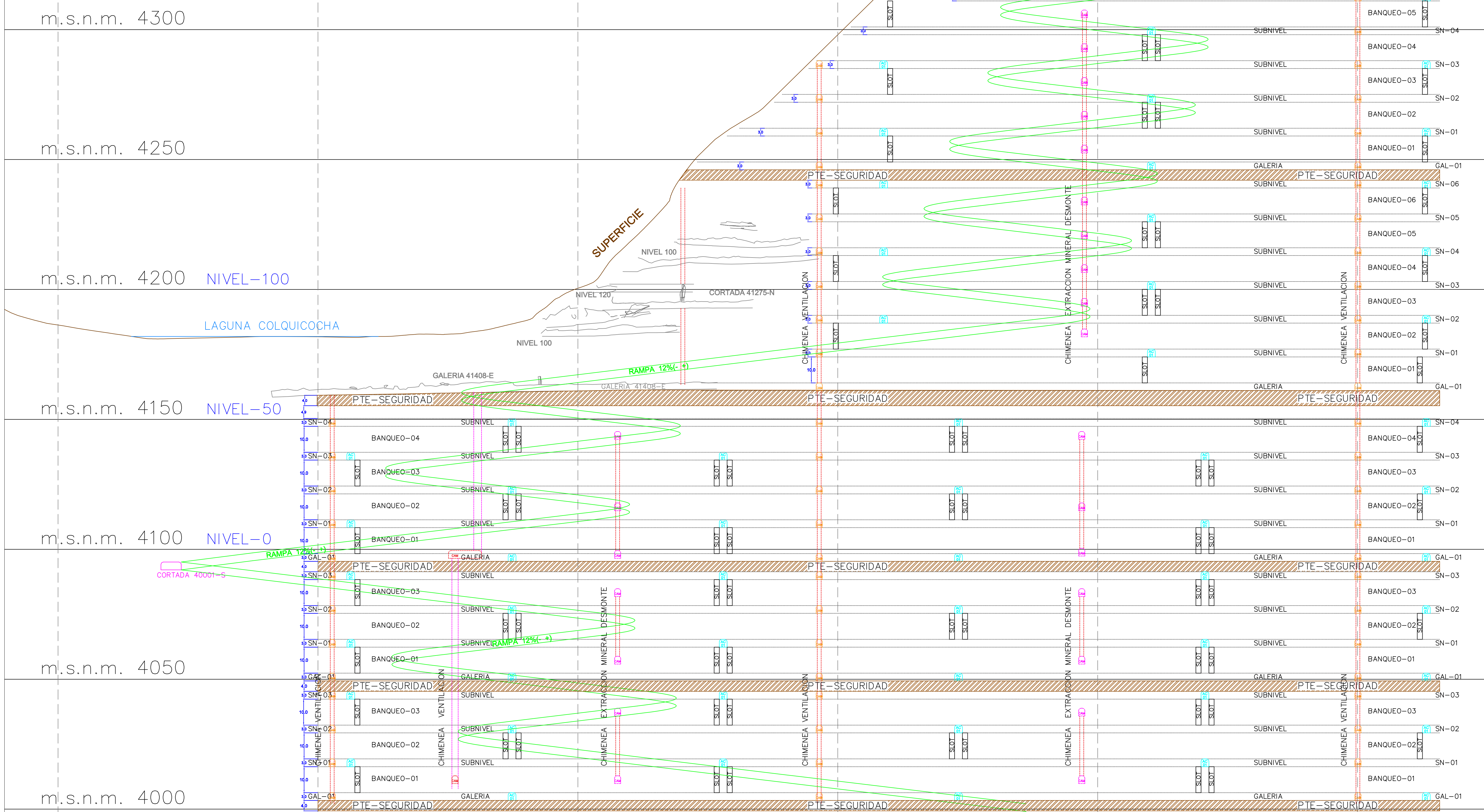


UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE  
FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS

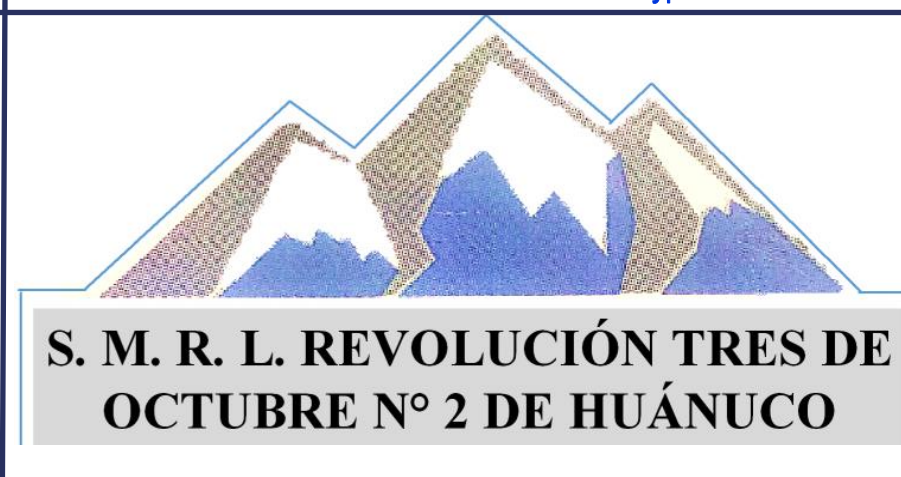
PLAN 2019 - SUB LEVEL STOPPING

MINA : G. Padilla H.	DIB. G. Padilla H.	PLANON° 8.2
ESC. S/E	FECHA. Setiembre 2018	
REV. Ing. J. Palacios A.	APROB. Ing. J. Palacios A.	





Anexo 8.3  
Plano 8.3 Plano del Diseño de Explotación Sub Level Stopping

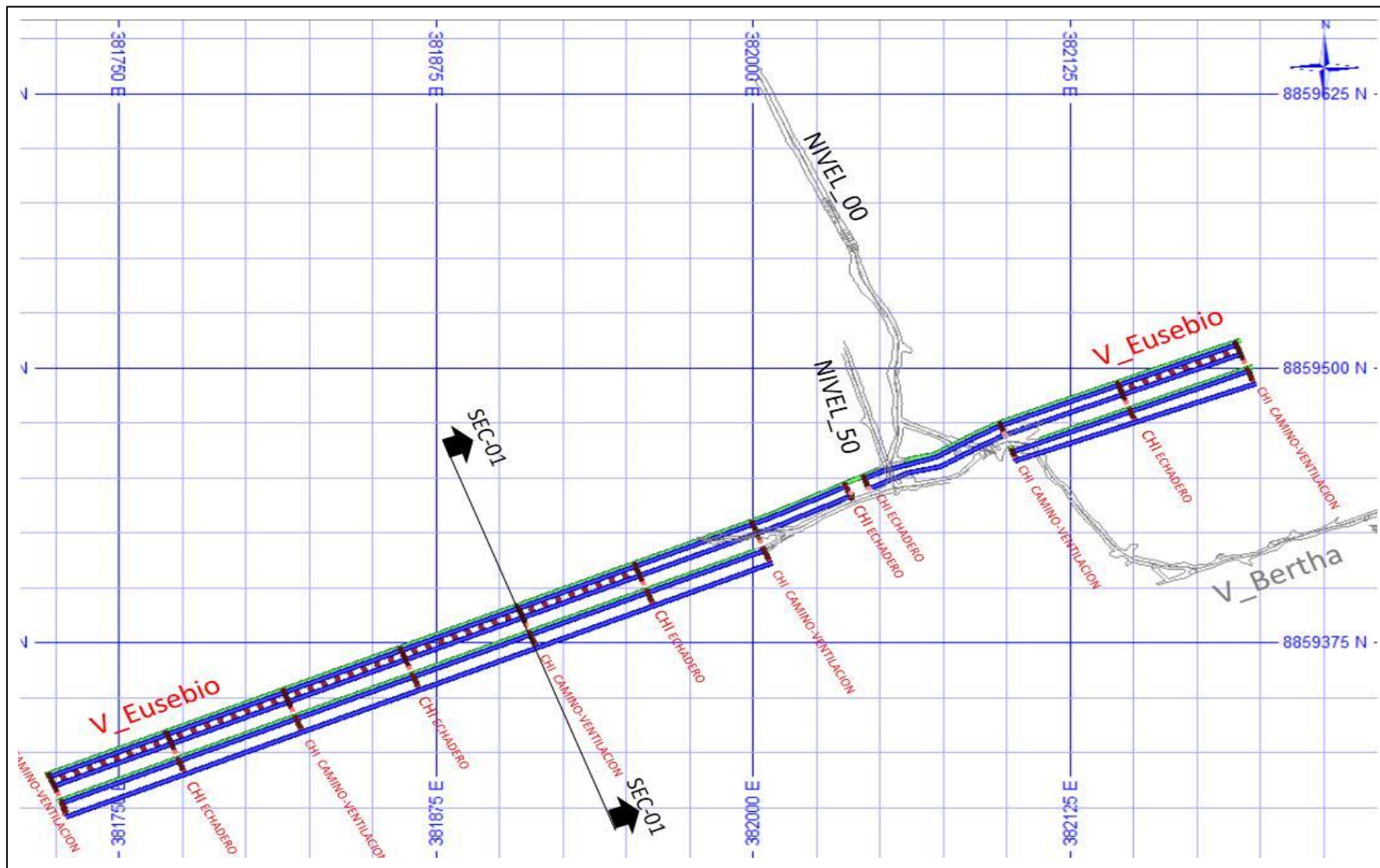


UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE FACULTAD DE INGENIERÍA - MINAS		PLANO N° 8.3
SUB LEVEL PROYECTADO (Veta Bertha)		
MINA : G. Padilla H.	DIB. G. Padilla H.	APPROB.
ESC. 1/1000	FECHA. Setiembre 2016	
REV. Ing. J. Palacios A.	APPROB.	



### Anexo 8.4

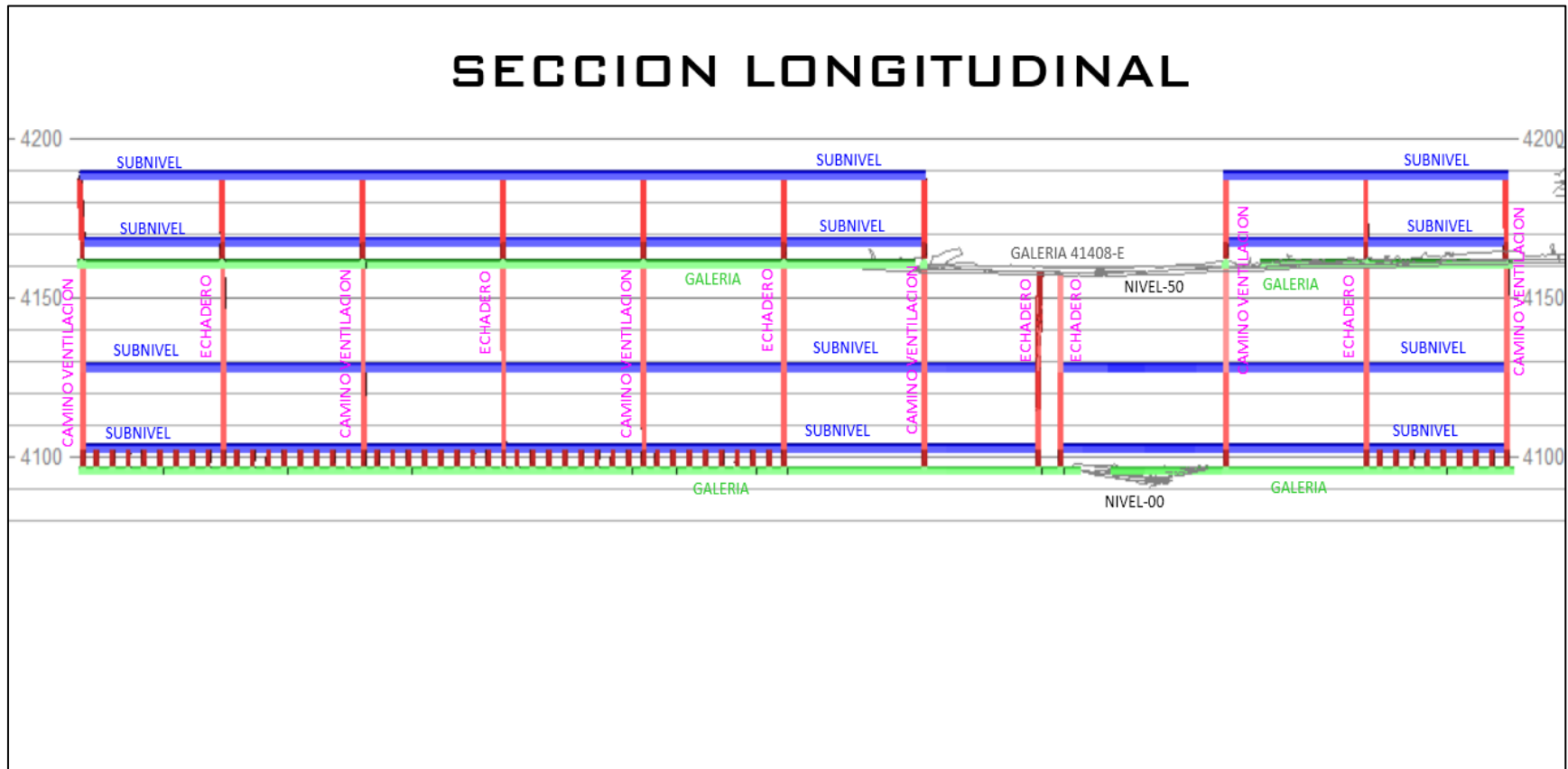
Plano 8.4 Vista en Planta y Perfil del Método Corte y Relleno; y Shrinkage Dinámico



Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 8.5

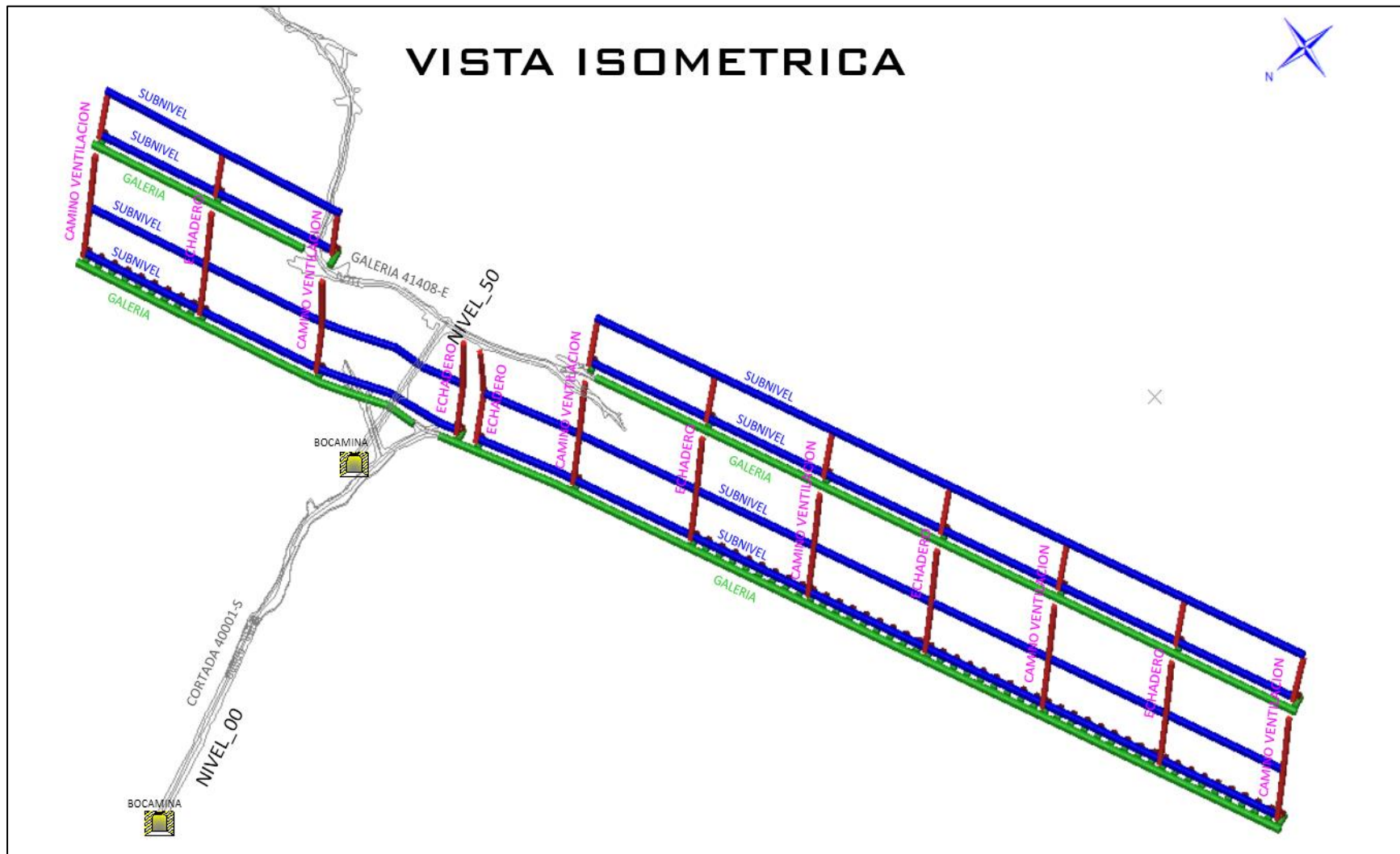
### Plano 8.5 Sección Longitudinal del Método Shrinkage y Corte y Relleno



Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 8.6

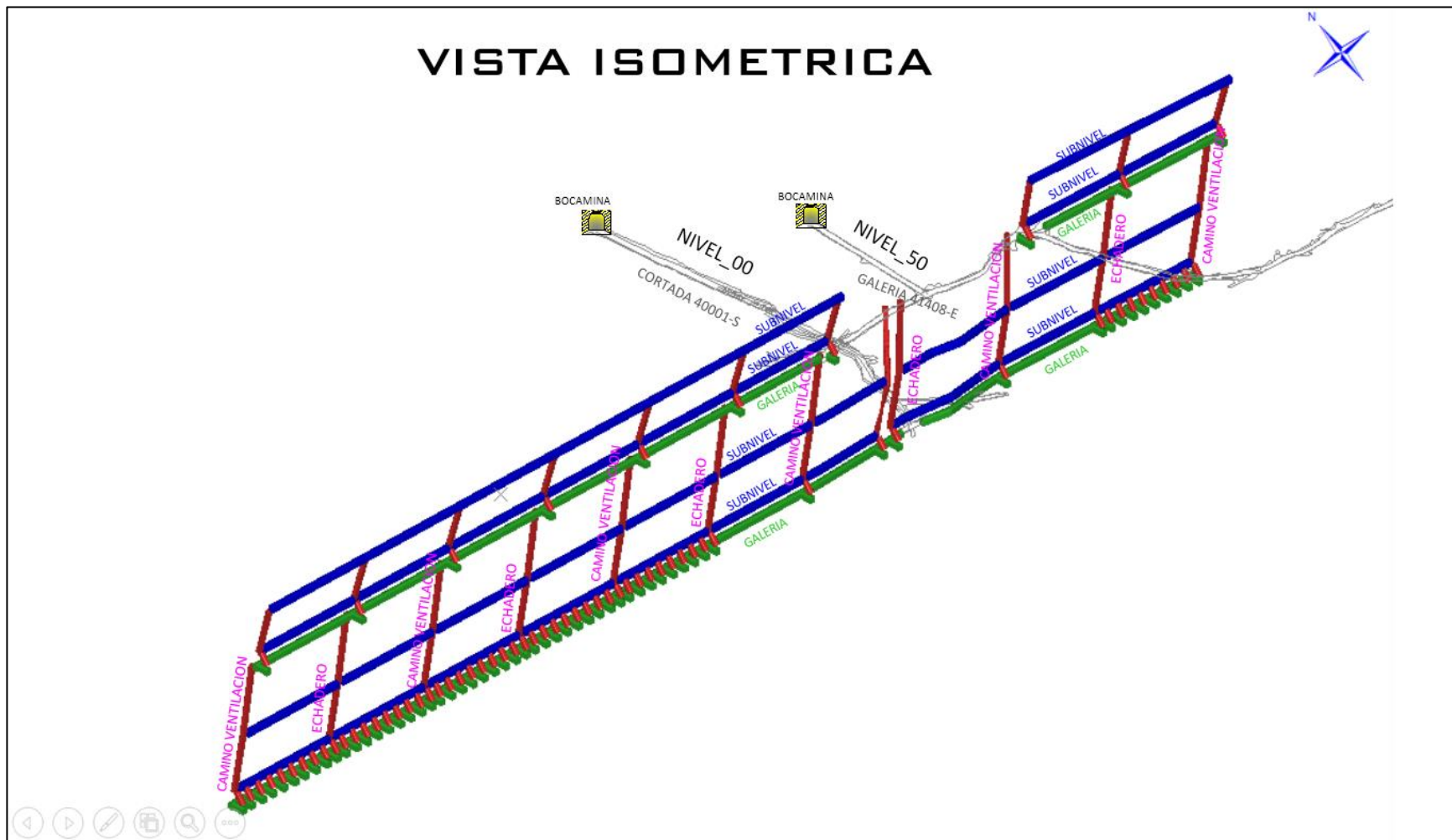
### Plano 8.6 Isométrico del Método Shrinkage y Corte y Relleno



Fuente: Elaboración Propia.

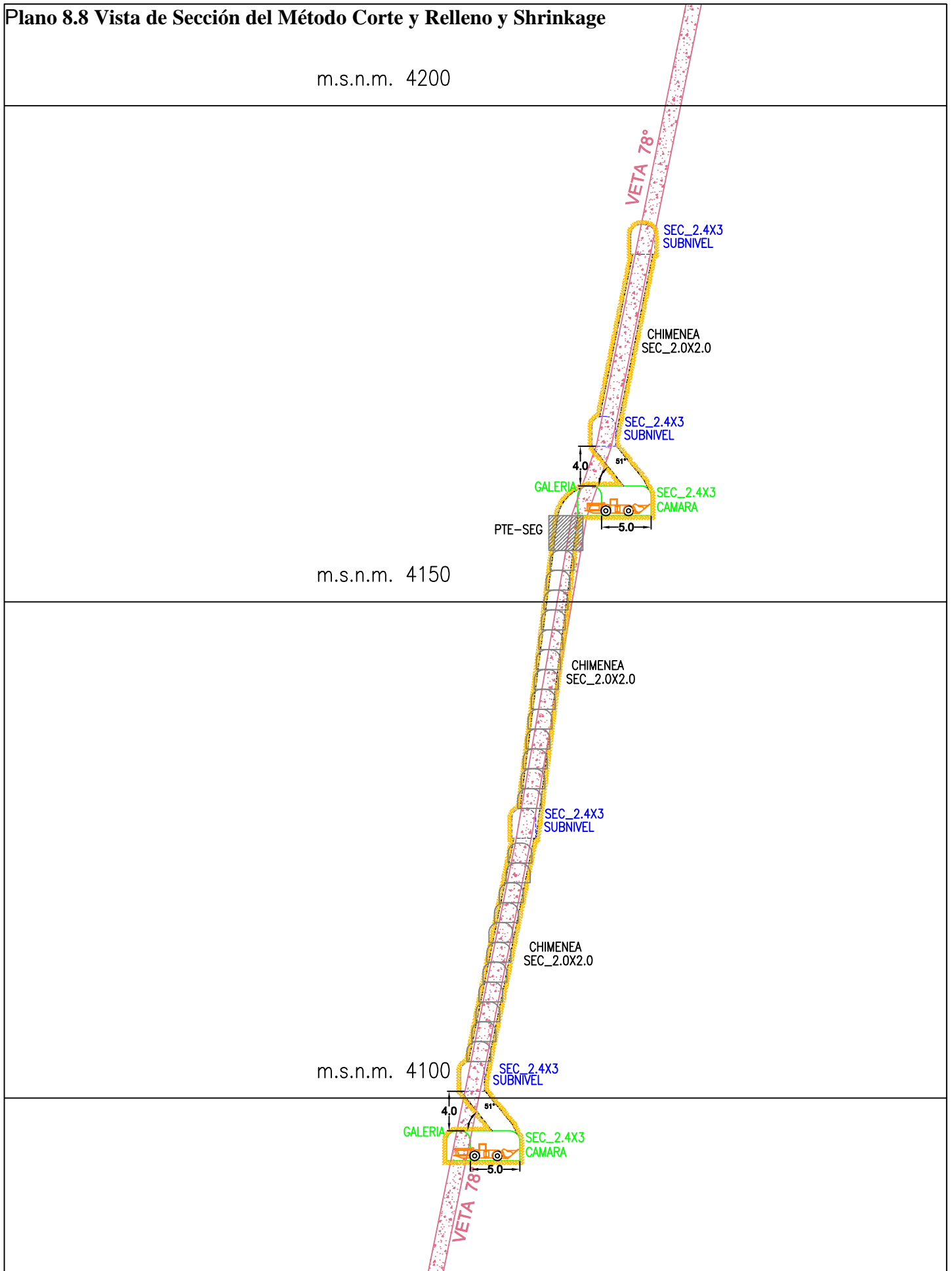
## Anexo 8.7

### Plano 8.7 Isométrico del Método Shrinkage y Corte y Relleno



Anexo 8.8

Plano 8.8 Vista de Sección del Método Corte y Relleno y Shrinkage



UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE  
 FACULTAD DE INGENIERÍA -MINAS

MÉTODO CORTE Y RELLENO / SHRINKAGE DINÁMICO  
 NIVEL- 0 y NIVEL - 50

ESCALA : S/E

FECHA : NOV-2018

PLANO N°  
 8.8

USUARIO: CENTRIX



# ANEXO 9

## MALLA DE PERFORACION - RMR: 61 - 80

### MACIZO ROCOSO BUENO

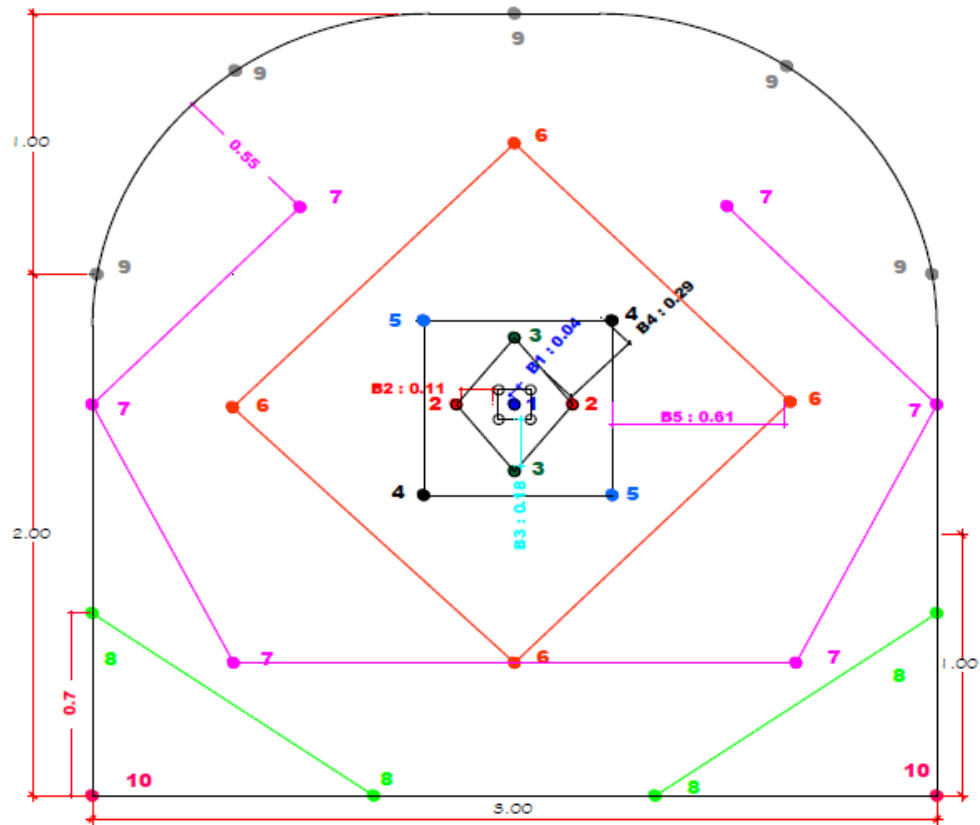


Figura 9.1 Malla de Perforación, RMR: 61-80 Macizo Rocoso Bueno  
Fuente: Elaboración Propia

MALLA DE PERFORACION - RMR: 41 - 60  
 MACIZO ROCOSO REGULAR

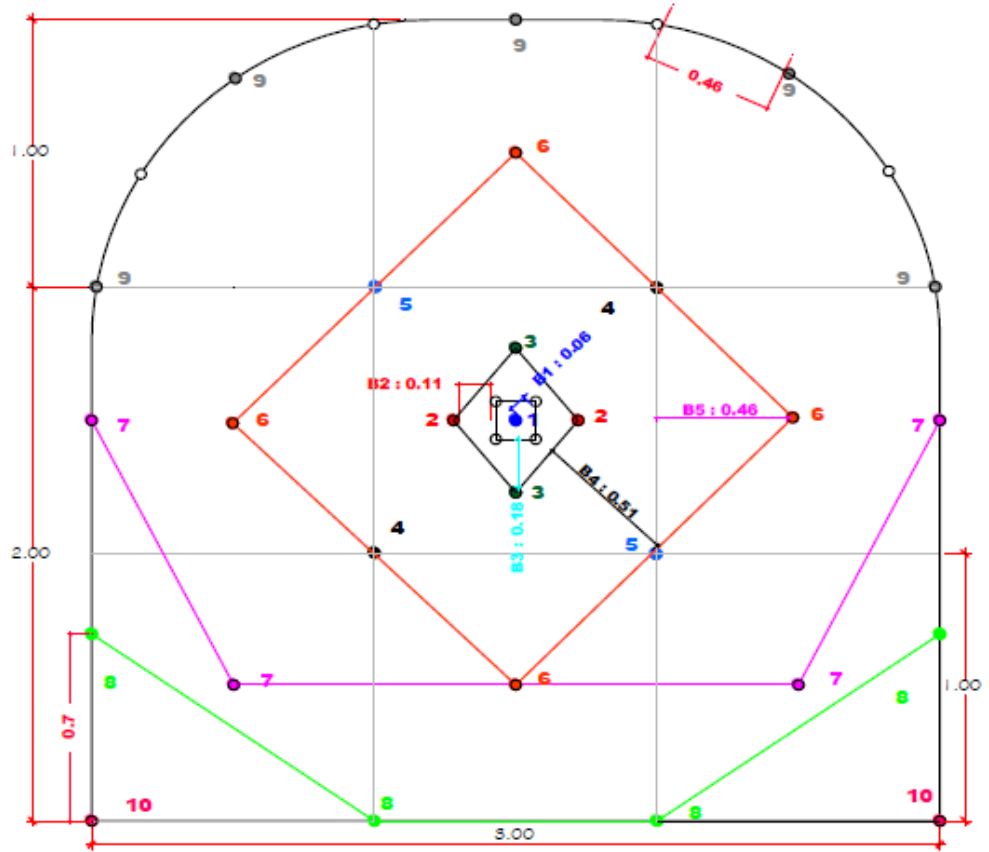


Figura 9.1 Malla de Perforación, RMR: 41-60 Macizo Rocoso Regular  
 Fuente: Elaboración Propia

MALLA DE PERFORACION - RMR: 21 - 40  
 MACIZO ROCOSO MALO

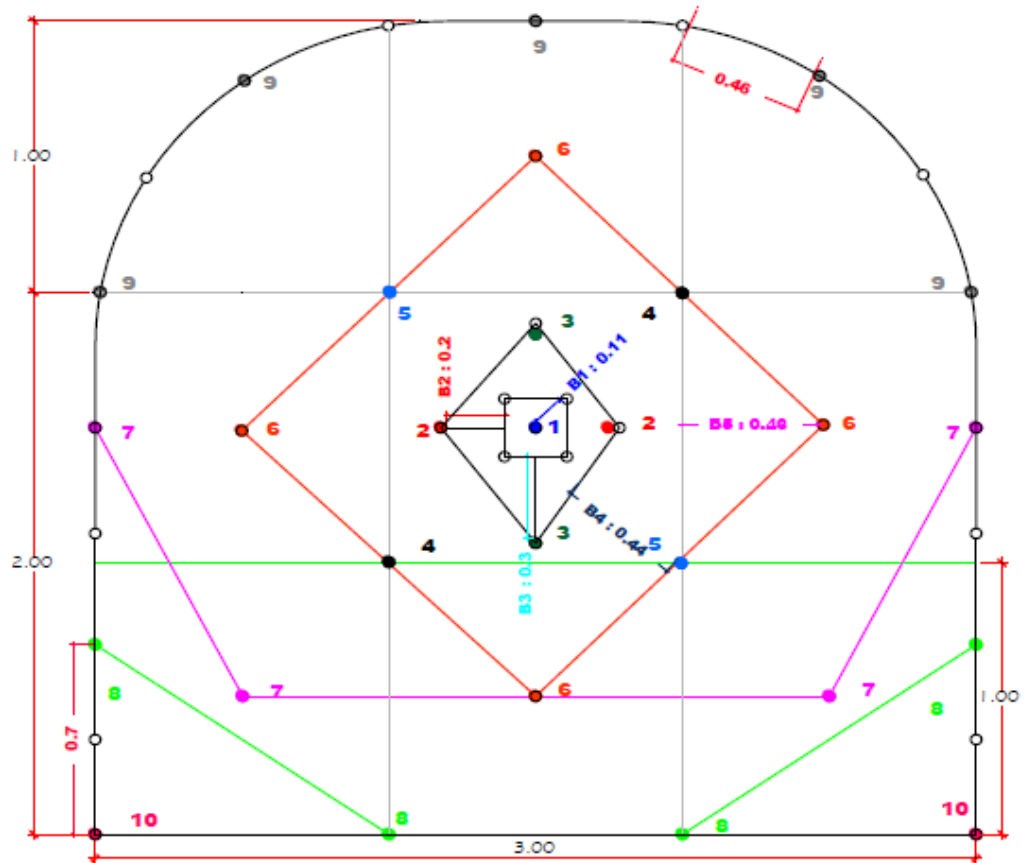


Figura 9.3 Malla de Perforación, RMR: 21 – 40 Macizo Rocoso Malo.  
 Fuente: Elaboración Propia.

**MALLA DE PERFORACION - RMR: < 21**

**MACIZO ROCOSO MUY MALO**

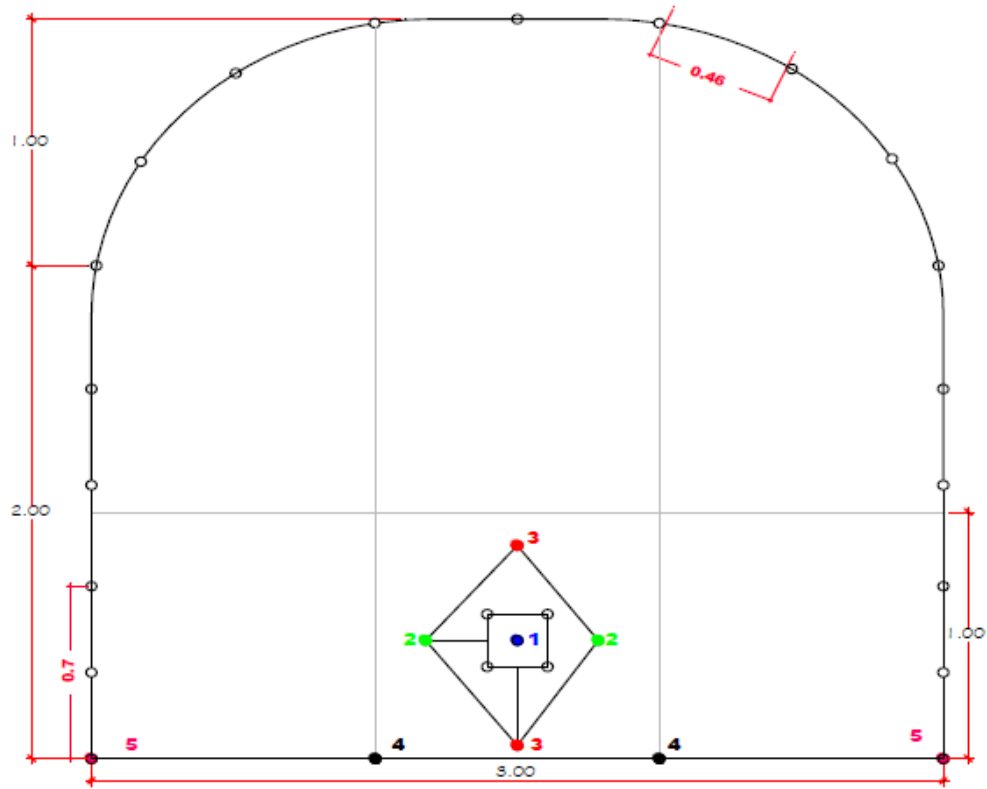


Figura 9.3 Malla de Perforación, RMR: < 21 Macizo Rocoso Muy Malo.  
Fuente: Elaboración Propia.

## Anexo 10

### PRODUCCIÓN PROYECTADA SEGÚN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN - 2019

#### REVOLUCION TRES DE OCTUBRE N° 2 S.R. L.

RECURSOS:	1,252,832	TMH (Probables)
RESERVAS:	452,832	TMH (Probados)
LEY Pb	9%	
LEY Zn:	11%	
Precio Pb:	800	US\$/TM
Precio Zn:	1000	US\$/TM
Humedad:	6%	
Recuperación:	80%	
Calidad:	50%	
<b>Ingreso por Ventas:</b>	<b>65,932,339</b>	<b>US\$</b>

COSTOS		CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	SHRINKAGE DINAMICO	SUB LEVEL STOPING
Costo Producción:	US\$/TM	65	57	55
Costo Planta:	US\$/TM	37	37	10
Costo Transporte:	US\$/TM	18	18	18

PARAMETROS DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN		CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	SHRINKAGE DINAMICO	SUB LEVEL STOPING
Equipo de Perforación:		Jack Leg	Stoper	Mini Jumbo
Block:		50x50	50x50	50x50
Desnidad Mineral:	kg/m3	3.00	3.00	3.00
Desnidad Desmante:	kg/m3	2.70	2.70	2.70
Ancho	m	2.00	2.00	2.00
Alto	m	1.52	2.28	10.00
Avance	m	1.60	2.00	5.00
Mineral	Tm/disparo	14.59	27.36	300.00
Desmante	Tm	6.57	6.16	67.50
Tajos	Und.	6.00	2.00	1.00
Mineral	Tm/mes	2101.25	1313.28	7200.00
Desmante	% Tm	45%	23%	23%

Tabla 10.1 Producción Proyecto 2018 por Método de Corte y Relleno Ascendente

ACTUAL	CORTE Y RELLENO	Block a Explotar:	9,600 Tmh
	(1.52 m)	Tiempo:	20 meses
<b>ACTUAL 2018</b>			
hombres/grupo:	3 hombres		
Grupos:	3 grupos		
Producción por grupo:	161 Tms/mes		
Producción por grupo:	14.6 TMS/ para 21 días		
Días laborados	21 días		
Días de producción	11 días de producción (Se realiza disparos)		
Producción total x disparo	44 TMS/ para 21 días		
<b>Producción total x día</b>	<b>16 TMh/día</b>		
<b>Producción total x mes</b>	<b>482 TMh/mes</b>		
Capacidad de Planta (Yacutingo):	30 TMS/día		
<b>Capacidad de Planta :</b>	<b>870 TMS/mes a 29 días</b>		
<b>Total Mineral Secas:</b>	<b>453 Tms/mes</b>		
<b>Toral Desmante:</b>	<b>217 Tm/mes</b>		
<b>Ingresos Pb:</b>	<b>26,072 US\$/mes</b>		
<b>Ongresos Zn:</b>	<b>39,833 US\$/mes</b>		
<b>Ingreso por Ventas</b>	<b>65,905 US\$/mes</b>		
	<b>790,859 US\$/AÑO</b>		
<b>Vida Util de la Mina</b>	<b>83 Años</b>		
		54,362 US\$/TMS	<b>Costo producción</b>
		11,543 US\$/TMS	<b>Utilidad</b>

Fuente: Elaboración Propia.

**Tabla 10.2 Producción Proyectado 2019 por Método de Corte y Relleno Ascendente**

<b>FASE 1</b>	<b>CORTE Y RELLENO</b>	<b>Block a Explotar:</b>	<b>9,600 Tmh</b>
<b>3 - 6 meses</b>	<b>EQUIPO: JACKLEG (1.52 m)</b>	<b>Tiempo:</b>	<b>5 meses</b>
<b>PROYECTADO 2019 (Utilizando los equipos Jackleg)</b>			
hombres/grupo: 3 hombres			
Peones de Servicio: 2 hombres			
Grupos: 6 grupos			
Producción x mes por grupo: 350 Tms/mes			
Producción x día por grupo: 14.6 TMS/ para 21 días			
Días laborados 30 días			
Días de producción 24.0 días de producción (Se realiza disparos)			
Producción total x disparo 88 TMS/ para 21 días			
<b>Producción total x día 70 TMh/día</b>			
<b>Producción total x mes 2,101 TMh/mes</b>			
Capacidad de Planta (Yacutinco): 30 TMS/día			
Capacidad de Planta (Huari): 60 TMS/día			
<b>Capacidad de Planta : 2,610 TMS/mes a 29 días</b>			
<b>Total Mineral: 1,975 Tms/mes</b>			
<b>Toral Desmorte: 946 Tm/mes</b>			
<b>Ingresos Pb: 113,770 US\$/mes</b>			
<b>Ingresos Zn: 173,815 US\$/mes</b>			
<b>Ingreso por Ventas 287,585 US\$/mes</b>			
<b>3,451,022 US\$/AÑO</b>			
<b>Vida Util de la Mina (RP) 19 Años</b>			
<b>Vida Util de la Mina (RE) 53 Años</b>			

237,215 US\$/TMS	<b>Costo producción</b>
50,371 US\$/TMS	<b>Utilidad</b>

**Tabla 10.3 Producción Proyectado 2019 por Método de Shrinkage Dinámico**

<b>FASE 2</b>	<b>SHIRNKAGE DINAMICO</b>	<b>Block a Explotar:</b>	<b>9,600 Tmh</b>
<b>1 año</b>	<b>EQUIPO: STOPER (2.28 m)</b>	<b>Tiempo:</b>	<b>2 meses</b>
<b>PROYECTADO 2019 (Utilizando los equipos Stoper)</b>			
hombres/grupo: 3 hombres			
Peones de Servicio: 2 hombres			
Grupos: 6 grupos			
Producción x mes por grupo: 657 Tms/mes			
Producción x día por grupo: 27.4 TMS/ para 21 días			
Días laborados 30 días			
Días de producción 24 días de producción (Se realiza disparos)			
Producción total x disparo 164 TMS/ para 21 días			
<b>Producción total x día 131 TMh/día</b>			
<b>Producción total x mes 3,940 TMh/mes</b>			
Capacidad de Planta (Yacutinco): 30 TMS/día y Noche			
Capacidad de Planta (Huari): 120 TMS/día y Noche			
Capacidad de Planta (Revolucion): - TMS/día y Noche			
<b>Capacidad de Planta : 4,200 TMS/mes a 28 días</b>			
<b>Total Mineral sec: 3,703 Tms/mes</b>			
<b>Toral Desmorte: 886 Tm/mes</b>			
<b>Ingresos Pb: 213,319 US\$/mes</b>			
<b>Ingresos Zn: 325,904 US\$/mes</b>			
<b>Ingreso por Ventas 539,222 US\$/mes</b>			
<b>6,470,667 US\$/AÑO</b>			
<b>Vida Util de la Mina (RP) 10 Años</b>			
<b>Vida Util de la Mina (RE) 28 Años</b>			

415,150 US\$/TMS	<b>Costo producción</b>
124,072 US\$/TMS	<b>Utilidad</b>

Fuente: Elaboración Propia.

**Tabla 10.4 Producción Proyectoado 2019 por Método de Sub Level Stopping**

<b>FASE 3</b>	<b>SUB LEVEL STOPING</b>	<b>Block a Explotar:</b>	<b>9,600 Tmh</b>
<b>2 años</b>	<b>EQUIPO: COLIBRI</b>	<b>(10 m)</b>	<b>Tiempo: 1.3 meses</b>
<b>PROYECTADO 2019 (Utilizando los equipos Colibri)</b>			
hombres/grd:	3 hombres		
Grupos:	1 grupos		
Producción x mes por grupo:	7,200 Tms/mes		
Producción x día por grupo:	300.0 TMS/ para 21 días		
Dias laborados	30 dias		
Dias de producción	24 dias de producción (Se realiza disparos)		
Producción total x disparo	300 TMS/ para 21 días		
<b>Producción total x día</b>	<b>240 TMh/día</b>		
<b>Producción total x mes</b>	<b>7,200 TMh/mes</b>		
Capacidad de Planta (Yacutinco):	30 TMS/día y Noche		
Capacidad de Planta (Huari):	130 TMS/día y Noche		
Capacidad de Planta (Revolucion):	100 TMS/día y Noche		
<b>Capacidad de Planta :</b>	<b>7,280 TMS/mes a 28 días</b>		
<b>Total Mineral:</b>	<b>6,768 Tms/mes</b>		
<b>Total Desmonte:</b>	<b>1,620 Tm/mes</b>		
<b>Ingresos Pb:</b>	<b>389,837 US\$/mes</b>		
<b>Ingresos Zn:</b>	<b>595,584 US\$/mes</b>		
<b>Ingreso por Ventas</b>	<b>985,421 US\$/mes</b>		
	<b>11,825,050 US\$/AÑO</b>		
<b>Vida Útil de la Mina (RP)</b>	<b>6 Años</b>		
<b>Vida Útil de la Mina (RE)</b>	<b>15 Años</b>		

562,408 US\$/TMS	<b>Costo producción</b>
423,012 US\$/TMS	<b>Utilidad</b>

Fuente: Elaboración Propia.



# ANEXO 11

## Presupuesto de Inversión Projectado 2019

ANEXO 1. PRESUPUESTO DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN (Nv. 4100 - Nv. 4210)							
ACTIVIDAD, OBRAS O EQUIPOS (DESCRIPCIÓN)	Características/ Dimensiones	Unid.	Cant.	Precio Unit. (US \$)	Precio Parcial (US \$)	Sub Total (US \$)	TOTAL (US \$)
<b>1 INVERSIÓN FIJA DIRECTA</b>							<b>3,952,884</b>
1.1 Obras Preliminares							2,851
Movilización - Instalación		glb.	1	2,851	2,851		
1.2 Obras Mineras							3,113,657
Rampa Colqui	4.0 x 4.0	m	861.0	995	856,523		
Estocadas de Refugio	1.5 x 1.8	m	34.0	174	5,906		
XC- Accesos	3.0 x 3.0	m	779.0	765	596,083		
By Pass - Acceso a vetas	3.0 x 3.0	m	1,090.0	612	667,246		
Est CC - Cámara de Carguio	3.0 x 3.0	m	506.0	612	309,749		
CH - Chimeneas	2.0 x 2.0	m	84.0	175	14,729		
RB - Rais Borer	2.0 x 2.0	m	62.0	1,000	62,000		
GAL- Galerías	2.4 x 3.0	m	681.0	374	254,734		
XC- Crucero	3.0 x 3.0	m	32.0	536	17,142		
SN - Sub Nivel	2.4 x 3.0	m	881.0	374	329,546		
1.3 Sostentamiento de labores							783,828
1.3.1 Instalación de perno helicoidal							254,635
Rampa Colqui		und	2,009	26	52,596		
Estocadas de Refugio		und	57	26	1,484		
XC- Accesos		und	1,558	26	40,788		
By Pass - Acceso a vetas		und	2,180	26	57,072		
Est CC - Cámara de Carguio		und	1,012	26	26,494		
CH - Chimeneas		und	140	26	3,665		
RB - Rais Borer		und	103	26	2,705		
GAL- Galerías		und	1,135	26	29,714		
XC- Crucero		und	64	26	1,676		
SN - Sub Nivel		und	1,468	26	38,441		
1.3.2 Instalación malla electrosoldada							270,755
Rampa Colqui		m2	3474	20	70,791		
Estocadas de Refugio		m2	34	20	702		
XC- Accesos		m2	2225	20	45,345		
By Pass - Acceso a vetas		m2	3113	20	63,448		
Est CC - Cámara de Carguio		m2	1445	20	29,454		
CH - Chimeneas		m2	143	20	2,909		
RB - Rais Borer		m2	105	20	2,147		
GAL- Galerías		m2	1157	20	23,585		
XC- Crucero		m2	91	20	1,863		
SN - Sub Nivel		m2	1497	20	30,511		
1.3.3 Shotcrete - Fibra de acero (espesor 2.5")							230,903
Rampa Colqui		m2	1107	50	55,536		
Estocadas de Refugio		m2	16	50	822		
XC- Accesos		m2	751	50	37,685		
By Pass - Acceso a vetas		m2	1051	50	52,730		
Est CC - Cámara de Carguio		m2	488	50	24,478		
CH - Chimeneas		m2	40	50	2,032		
RB - Rais Borer		m2	30	50	1,500		
GAL- Galerías		m2	474	50	23,792		
XC- Crucero		m2	31	50	1,548		
SN - Sub Nivel		m2	613	50	30,780		
1.3.4 Cimbras							27,535
Rampa Colqui		glb.	20	1,377			
1.5 Equipos							52,548
1.5.1 Volquete FM12 (Transporte desmonte a cancha Superficie)							52,548
Rampa Colqui		Viaje	1860	8.17	15,198		
Estocadas de Refugio		Viaje	12	8.17	101		
XC- Accesos		Viaje	947	8.17	7,735		
By Pass - Acceso a vetas		Viaje	1324	8.17	10,823		
Est CC - Cámara de Carguio		Viaje	615	8.17	5,024		
CH - Chimeneas		Viaje	45	8.17	371		
RB - Rais Borer		Viaje	33	8.17	274		
GAL- Galerías		Viaje	678	8.17	5,539		
XC- Crucero		Viaje	39	8.17	318		
SN - Sub Nivel		Viaje	877	8.17	7,166		
<b>2 INVERSIÓN FIJA INDIRECTA</b>							<b>275,651</b>
2.1 Supervisión Marsa (8% Inversión Directa)							78,007
2.2 Imprevistos y contingencias (5% de la Inversión Directa + Indirecta)							197,644
<b>3 TOTAL DE INVERSIÓN (sin I.G.V.)</b>							<b>4,228,535</b>

Fuente: Elaboración Propia.

## Presupuesto de Inversión Total del Proyecto 2019-2022

ACTIVIDAD, OBRAS O EQUIPOS (DESCRIPCIÓN)	Características/ Dimensiones	Unid.	Cant.	Precio Unit. (US \$)	Precio Parcial (US \$)	Sub Total (US \$)	TOTAL (US \$)
<b>1 INVERSIÓN FIJA DIRECTA</b>							<b>10,514,469</b>
<b>1.1 Obras Preliminares</b>							<b>2,851</b>
Movilización - Instalación		glb.	1	2,851	2,851		
<b>1.2 Obras Mineras</b>							<b>8,270,827</b>
Rampa Colqui	4.0 x 4.0	m	1,851.0	995	1,841,376		
Estocadas de Refugio	1.5 x 1.8	m	76.0	174	13,202		
XC- Accesos	3.0 x 3.0	m	2,026.0	765	1,550,275		
By Pass - Acceso a vetas	3.0 x 3.0	m	2,556.0	612	1,564,660		
Est CC - Cámara de Carguio	3.0 x 3.0	m	1,419.0	612	868,644		
CH - Chimeneas	2.0 x 2.0	m	557.0	175	97,665		
RB - Rais Borer	2.0 x 2.0	m	186.0	1,000	186,000		
GAL- Galerías	2.4 x 3.0	m	1,014.0	374	379,296		
XC- Cruceiro	3.0 x 3.0	m	190.0	536	101,781		
SN - Sub Nivel	2.4 x 3.0	m	4,459.0	374	1,667,929		
<b>1.3 Sostentimiento de labores</b>							<b>2,098,626</b>
<b>1.3.1 Instalación de perno helicoidal</b>							<b>711,773</b>
Rampa Colqui		und	4,319	26	113,071		
Estocadas de Refugio		und	127	26	3,316		
XC- Accesos		und	4,052	26	106,081		
By Pass - Acceso a vetas		und	5,112	26	133,832		
Est CC - Cámara de Carguio		und	2,838	26	74,299		
CH - Chimeneas		und	928	26	24,304		
RB - Rais Borer		und	310	26	8,116		
GAL- Galerías		und	1,690	26	44,244		
XC- Cruceiro		und	380	26	9,948		
SN - Sub Nivel		und	7,432	26	194,561		
<b>1.3.2 Instalación malla electrosoldada</b>							<b>729,408</b>
Rampa Colqui		m2	7467	20	152,187		
Estocadas de Refugio		m2	77	20	1,570		
XC- Accesos		m2	5787	20	117,932		
By Pass - Acceso a vetas		m2	7300	20	148,783		
Est CC - Cámara de Carguio		m2	4053	20	82,599		
CH - Chimeneas		m2	947	20	19,290		
RB - Rais Borer		m2	316	20	6,442		
GAL- Galerías		m2	1723	20	35,117		
XC- Cruceiro		m2	543	20	11,060		
SN - Sub Nivel		m2	7577	20	154,427		
<b>1.3.3 Shotcrete - Fibra de acero (espesor 2.5")</b>							<b>629,910</b>
Rampa Colqui		m2	2379	50	119,392		
Estocadas de Refugio		m2	37	50	1,838		
XC- Accesos		m2	1953	50	98,010		
By Pass - Acceso a vetas		m2	2464	50	123,649		
Est CC - Cámara de Carguio		m2	1368	50	68,646		
CH - Chimeneas		m2	268	50	13,473		
RB - Rais Borer		m2	90	50	4,499		
GAL- Galerías		m2	706	50	35,426		
XC- Cruceiro		m2	183	50	9,191		
SN - Sub Nivel		m2	3105	50	155,786		
<b>1.3.4 Cimbbras</b>							<b>27,535</b>
Rampa Colqui		glb.	20	1,377			
<b>1.5 Equipos</b>							<b>142,166</b>
<b>1.5.1 Volquete FM12 (Transporte desmonte a cancha Superficie)</b>							<b>142,166</b>
Rampa Colqui		Viaje	3998	8.17	32,673		
Estocadas de Refugio		Viaje	28	8.17	225		
XC- Accesos		Viaje	2462	8.17	20,116		
By Pass - Acceso a vetas		Viaje	3106	8.17	25,379		
Est CC - Cámara de Carguio		Viaje	1724	8.17	14,089		
CH - Chimeneas		Viaje	301	8.17	2,458		
RB - Rais Borer		Viaje	100	8.17	821		
GAL- Galerías		Viaje	1009	8.17	8,248		
XC- Cruceiro		Viaje	231	8.17	1,887		
SN - Sub Nivel		Viaje	4439	8.17	36,270		
<b>2 INVERSIÓN FIJA INDIRECTA</b>							<b>733,170</b>
<b>2.1 Supervisión Marsa (8% Inversión Directa)</b>							<b>207,446</b>
<b>2.2 Imprevistos y contingencias (5% de la Inversión Directa + Indirecta)</b>							<b>525,723</b>
<b>3 TOTAL DE INVERSIÓN (sin I.G.V.)</b>							<b>11,247,638</b>

## ANEXO 12

### FICHA TECNICA MINI JUMBO NEUMATICO "COLIBRI"

Es grato dirigirnos a usted para hacerle llegar nuestros más cordiales saludos a nombre de la empresa **MADSO EIRL** la presente es para hacer llegar el alcance del Mini Jumbo Neumático para uso en perforación de taladros largos en cuerpos y vetas angostas, para la perforación de anillos verticales o inclinados y taladros paralelos en subniveles; con las siguientes características:

**MODELO** : COLIBRI

**SERIE** : 022-2011

**CHASIS TR-1:** fabricado en acero ASTM 36, con fuente de poder ELECTRO HIDRAULICO 440 V (10Kv) para movimiento de péndulo, tiene tres gatos hidráulicos para posicionamiento del equipo y transmisión hidráulica, con diferencial y ejes laterales reforzados

Largo: 3.00 mt

Ancho: 1.20 mt

Alto: 1.40 mt

Peso: 1800 kg

**BRAZO SOPORTE** péndulo hidráulico para desplazamiento de viga 1200mm para perforación de taladros paralelos, cuenta con rotación de viga mediante actuador rotativo de 360°

**VIGA DE AVANCE** para barras MF SPEEDROD de 4 pies de longitud la viga cuenta con dos stinger para apoyar durante perforación, cuenta con mordaza neumática para acople y desacople de barras

**PERFORADORA NEUMATICA** Perforadora neumática L400/L500 de TAMROCK

- ✓ Diámetro de pistón 120mm
- ✓ Frecuencia de impacto 1900/min

#### **CAPACIDAD DE PERFORACION**

- ✓ Radial 360°
- ✓ Taladros paralelos de 1200mm
- ✓ Perforación de 17mt positivo con diámetro de 64mm
- ✓ Perforación de 20mt negativo con diámetro de 64mm

## DIMENSIONES DEL EQUIPO MINI JUMBO

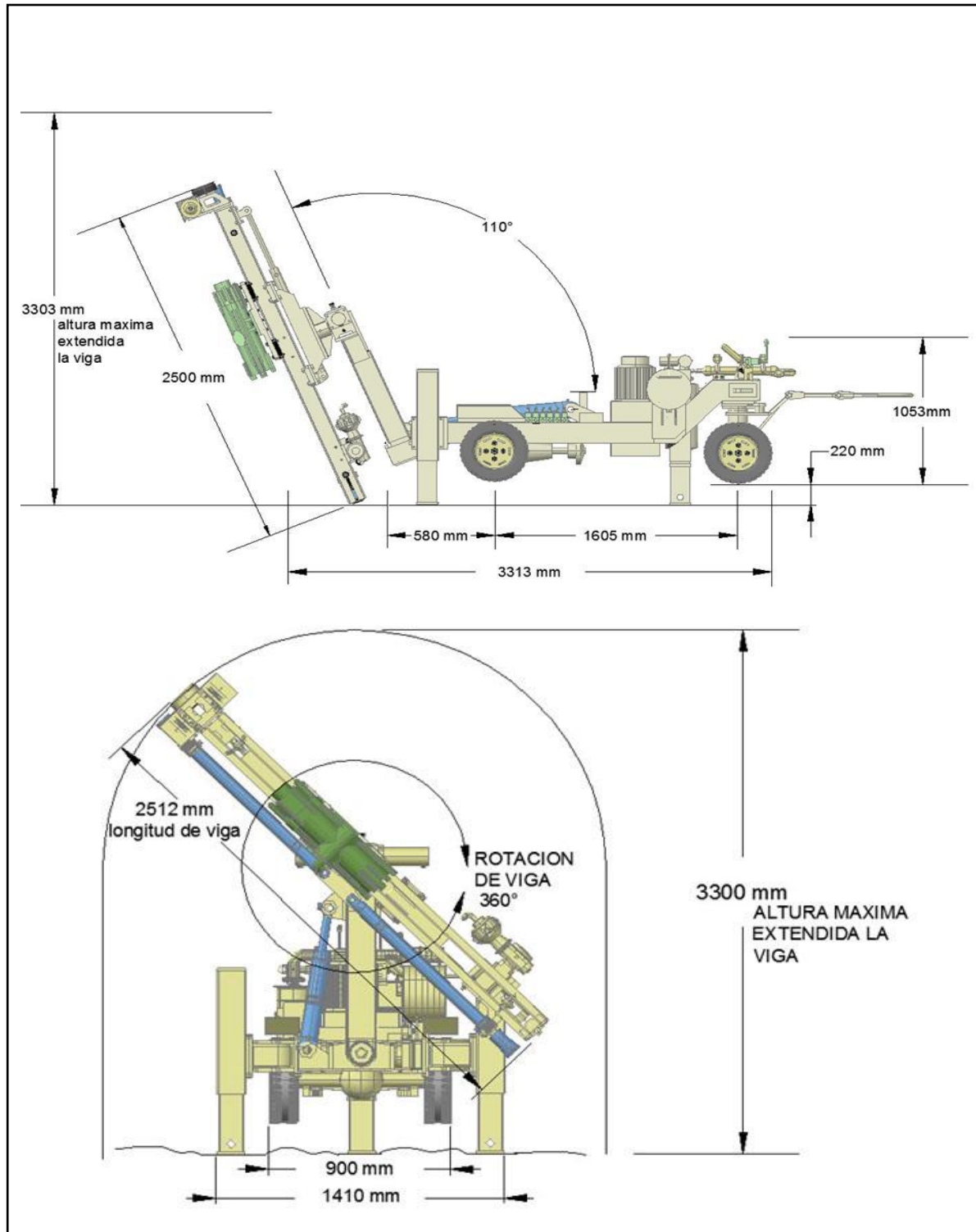


Figura 12.1 Dimensiones de Equipo Mini Jumbo Neumático.

Fuente: Empresa MADSO E.I.R.L.