Universidad Nacional
SAN LUIS GONZAGA



Atribución-NoComercial-SinDerivadas 4.0 Internacional

Esta licencia es la más restrictiva de las seis licencias principales Creative Commons, permitiendo a otras solo descargar sus obras y compartirlas con otras siempre y cuando den crédito, pero no pueden cambiarlas de forma alguna ni usarlas de forma comercial.

http://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0

UNIVERSIDAD NACIONAL "SAN LUIS GONZAGA"
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS Y METARLURGIA
EVALUACIÓN DE ORIGINALIDAD

El que suscribe, deja constancia que se ha realizado el análisis con el software de verificación de similitud de **Tesis** cuyo título es:

"EVALUACION TECNICO-ECONOMICA EN LA SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION DE LA VETA KEYLA - UNIDAD OPERATIA INMACULADA 2020"

Presentado por:

FLORES CCECCAÑO JUSTO LUIS

Estudiante del nivel PREGRADO de la **Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia**. El resultado obtenido es 19**%** por el cual se otorga el calificativo de:

(APROBADO, Según Reglamento de Evaluación de la Originalidad)

Se adjunta al presente el reporte de evaluación con el software de verificación de originalidad.

Observaciones:

APROBADO OBTUVO EL 19% (MENOR O IGUAL AL 20% REQUERIDO)

Ica, 01 de setiembre de 2023



……

DR. VICTOR MANUEL FLORES MARCHAN
DIRECTOR DE UNIDAD DE INVESTIGACION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS Y METALURGIA

UNIVESIDAD NACIONAL “SAN LUIS GONZAGA”

VICERRECTORADO DE INVESTIGACIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS Y METALURGIA

Evaluación técnico-económica en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN

Desarrollo en ciencias puras, ciencias de la tierra e ingeniería de procesos

INFORME FINAL DE TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR

BACH. JUSTO LUIS FLORES CCECCAÑO

NASCA – PERÚ

2022

Dedicatoria

Con todo el amor para mis padres y mi hijo James; fortaleza principal para el logro de mis objetivos y metas.

A Dios; por iluminar el camino de la sabiduría para alcanzar mis sueños.

Agradecimiento

Muy especial a mi alma máter, la Universidad San Luis Gonzaga.

De mi especial consideración a mi segunda casa de estudios, la Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia.

A todos los catedráticos de la Escuela Académica Ingeniería de Minas, quienes me han brindado sus sabios conocimientos para lograr mis objetivos profesionales.

A los profesionales de la carrera profesional de ingeniería de minas de la U.M. Inmaculada, por su apoyo y consideración para el logro del presente estudio.

Índice de contenidos

Dedicatoria ..... **ii**

Agradecimiento ..... **iii**

Índice de contenidos ..... **iv**

Índice de figuras ..... **xi**

Resumen ..... **xiii**

Abstract ..... **xiv**

I. INTRODUCCIÓN **15**

1.1. Situación problemática 15

1.2. Antecedentes 16

1.2.1. Antecedentes internacionales *16*

1.2.2. Antecedentes nacionales *18*

1.3. Bases teóricas 22

1.3.1. Los métodos de explotación *22*

1.3.2. Análisis rentable de un proyecto *35*

1.4. Formulación de los problemas 41

1.4.1. Problema general *41*

1.4.2. Problemas específicos *41*

1.5. Justificación e importancia 41

1.5.1. Justificación *41*

1.5.2. Importancia *42*

1.6. Planteamiento de objetivos 42

1.6.1. Objetivo general *42*

1.6.2. Objetivos específicos *42*

1.7. Hipótesis 43

1.7.1. Hipótesis general *43*

1.7.2. Hipótesis especificas *43*

II. ESTRATEGIA METODOLÓGICA 43

2.1. Ámbito de estudio y antecedentes 43

2.2. Enfoque de investigación 45

2.3. Tipo de investigación 45

2.4. Nivel de investigación 45

2.5. Diseño de investigación 45

2.6. Población y muestra 46

2.6.1. Población *46*

2.6.2. Muestra *46*

2.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos 46

2.8. Técnicas de análisis e interpretación de datos 46

III. ESTADO ACTUAL DE LA MINA 47

3.1. Ubicación y descripción de la propiedad 47

3.2. Geología 47

3.2.1. Geología Regional *47*

3.2.2. Geología Local *48*

3.3. Mineralización 48

3.4. Geomecánica 48

3.4.1. Aspectos Litológicos *48*

3.5. Hidrogeología 53

3.5.1. Contexto geológico *53*

3.5.2. Hidrogeología de la zona de estudio *54*

3.5.3. Unidades hidrogeológicas *55*

3.6. Operaciones Mineras 56

3.6.1. Descripción de Métodos de Explotación *56*

3.6.2. Acarreo de Mineral y Desmonte *68*

3.6.3. Relleno en Pasta y Cementado *69*

3.7. Ventilación 75

3.7.1. Circuito actual de ventilación 76

IV. RESULTADOS 78

4.1. Análisis para el método de Sublevel Stoping con taladros largos Veta Keyla. 78

4.1.1. Desarrollo 78

4.1.2. Resumen del cálculo por el método grafico de estabilidad 78

4.1.3. Caracterización del macizo rocoso 80

4.1.4. Cálculo del método grafico de estabilidad 84

4.1.5. Procedimiento del calculo 85

4.1.6. Simulaciones con elementos finitos (Phases_2) 94

4.1.7. Colocación de Cable Bolt 98

4.1.8. Cálculo de la dilución por el método de ELOS 99

4.2. Análisis t ..... écnico económica – taladros largos 102

4.2.1. Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo 102

4.2.2. Producción 103

4.2.3. Valorización 104

4.2.4. Costos de producción – egresos 105

4.2.5. Margen mensual 106

4.2.6. Resultados de la evaluación 107

4.3. Análisis técnico económico – corte y relleno semi mecanizado con scoop 108

4.3.1. Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo 108

4.3.2. Producción 109

4.3.3. Valorización 110

4.3.4. Costos de producción 111

4.3.5. Margen mensual 112

4.3.6. Resultados de la evaluación 113

4.4. Análisis técnico económico – corte y relleno semi mecanizado con scoop 114

4.4.1. Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo 114

4.4.2. Producción *115*

4.4.3. Valorización *116*

4.4.4. Costos de producción *117*

4.4.5. Margen mensual *118*

4.4.6. Resultados de la evaluación *119*

V. DISCUSIÓN 120

5.1. Hipótesis específica 1 120

5.2. Hipótesis específica 2 121

5.3. Hipótesis específica 3 122

5.4. Hipótesis general 123

VI. CONCLUSIONES 124

VII. RECOMENDACIONES 125

VIII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS 126

IX. ANEXOS 129

Anexo N°1: Operacionalización de variables 130

Anexo N° 2: Matriz de consistencia 131

Anexo N° 3: Mapa de ubicación de la Unidad Minera Inmaculada 132

Anexo N° 4: Plano de isovalores y e isopotencia 133

Anexo N° 5: Secciones geológicas 135

Anexo N° 6: Plano geológico 140

Anexo N° 7: Logueo Geológico 141

Índice de tablas

Tabla 1. *Tipos y métodos de explotación* 24

Tabla 2. *Cartilla GSI abertura permanente de 3.5 a 5.0m* 49

Tabla 3. *Cartilla GSI abertura permanente de 5.0 a 7.0m* 50

Tabla 4. *Cartilla GSI abertura temporal de 3.5 a 5.0m* 50

Tabla 5. *Cartilla GSI abertura temporal de 5.0 a 8.0m* 51

Tabla 6. *Adaptación del GSI para secciones 2.5 x 3.0m, labores permanentes y su aplicación* 51

Tabla 7. *Equivalencias del RMR y GSI con el tipo de roca y clase* 52

Tabla 8. *Proceso de Mapeo Geomecánico* 52

Tabla 9. *Diseño de mezcla patrón* 69

Tabla 10. *Dimensionamiento de dique-relleno en pasta* 71

Tabla 11. *Muestras de pasta en laboratorio* 71

Tabla 12. *Dosificación en peso de los diseños de relleno cementado* 73

Tabla 13. *Diseño de mezcla* 73

Tabla 14. *Secciones de la veta Keyla en análisis* 79

Tabla 15. *Clasificaciones geomecánicas indicando el tipo de roca* 81

Tabla 16. *Calculo Q se la sección 1* 87

Tabla 17. *Cálculo de A se la sección 1* 87

Tabla 18. *Cálculo de B se la sección 1* 88

Tabla 19. *Cálculo de C se la sección 1* 88

Tabla 20. *Cálculo de N se la sección 1* 88

Tabla 21. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-1* 88

Tabla 22. *Cálculo de Q de la sección 2* 89

Tabla 23. *Cálculo de A de la sección S-2* 89

Tabla 24. *Cálculo de B de la sección S-2* 89

Tabla 25. *Cálculo de C de la sección S-2* 89

Tabla 26. *Cálculo de N de la sección S-2* 90

Tabla 27. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-2* 90

Tabla 28. *Cálculo de Q se la sección S-3* 90
Tabla 29. *Cálculo de A de la sección S-3* 90
Tabla 30. *Cálculo de B de la sección S-3* 91
Tabla 31. *Cálculo de C de la sección S-3* 91
Tabla 32. *Cálculo de N de la sección S-3* 91
Tabla 33. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-3* 91
Tabla 34. *Cálculo de Q de la sección S-4* 92
Tabla 35. *Cálculo de A de la sección S-4* 92
Tabla 36. *Cálculo de B de la sección S-4* 92
Tabla 37. *Cálculo de C de la sección S-4* 92
Tabla 38. *Cálculo de N de la sección S-4* 92
Tabla 39. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-4* 93
Tabla 40. *Cálculo de Q se la sección S-5* 93
Tabla 41. *Cálculo de A de la sección S-5* 93
Tabla 42. *Cálculo de B de la sección S-5* 93
Tabla 43. *Cálculo de C de la sección S-5* 94
Tabla 44. *Cálculo de N de la sección S-5* 94
Tabla 45. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-5* 94
Tabla 46. *Colocación de cable para la sección S-1 y S-2* 98
Tabla 47. *Colocación de cable para la sección S-3 y S-4* 98
Tabla 48. *Colocación de cable para la sección S-5* 99
Tabla 49. *Cálculo de la dilución para la sección S-1 y S-2* 99
Tabla 50. *Cálculo de la dilución para la sección S-3 y S-4* 100
Tabla 51. *Cálculo de la dilución para la sección S-5* 100
Tabla 52. *Resumen de secciones* 100
Tabla 53. *Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo* 102
Tabla 54. *Producción - taladros largos* 103
Tabla 55. *Valorización - taladros largos* 104

Tabla 56. Costos de producción - taladros largos 105
Tabla 57. *Margen operativo mensual - taladros largos* 106
Tabla 58. *Evaluación económica - taladros largos* 107
Tabla 59. *Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo* 108
Tabla 60. *Producción - corte y relleno SM con scoop* 109
Tabla 61. *Valorización - corte y relleno SM con scoop* 110
Tabla 62. *Costos de producción - corte y relleno SM con scoop* 111
Tabla 63. *Margen mensual - corte y relleno SM con scoop* 112
Tabla 64. *Evaluación económica - corte y relleno SM con scoop* 113
Tabla 65. *Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo* 114
Tabla 66. *Producción - corte y relleno SM sin scoop* 115
Tabla 67. *Valorización - corte y relleno SM sin scoop* 116
Tabla 68. *Costos de producción - corte y relleno SM sin scoop* 117
Tabla 69. *Margen mensual - corte y relleno SM sin scoop* 118
Tabla 70. *Evaluación económica - corte y relleno SM sin scoop* 119
Tabla 71. *Procesamiento y comparativo de datos - hipótesis específica 1* 120
Tabla 72. *Procesamiento y comparativo de datos - hipótesis específica 2* 121
Tabla 73. *Procesamiento y comparativo de datos - hipótesis específica 3* 122

Índice de figuras

Figura I.1Sublevel Stoping-Perforación paralela 30

Figura I.2 Sublevel Stoping-Perforación radial..... 30

Figura I.3 Sublevel Stoping-Acarreo de mineral 31

Figura I.4 Corte y relleno ascendente semi mecanizado..... 34

Figura I.5 Corte y relleno ascendente mecanizado 34

Figura III.1Plano general de ubicación 47

Figura III.2Mapa geológico de superficie y de hidro isohipsas de la mina Inmaculada 54

Figura III.3Sección geológica x-x' de la mina Inmaculada 54

Figura III.4Accesos a la zona de explotación 57

Figura III.5Diseño de explotación Corte y Relleno Mecanizado en Breasting..... 57

Figura III.6Secciones típicas en CRM por buzamiento en potencias de 2m..... 58

Figura III.7Secciones típicas en CRM por buzamiento en potencias de 3m..... 58

Figura III.8Corte y relleno ascendente semi mecanizado con scoop libre..... 60

Figura III.9Sección típica de Corte y Relleno Semi mecanizado Breasting 60

Figura III.10Corte y relleno ascendente semi mecanizado con scoop cautivo..... 62

Figura III.11Secciones típicas de Corte y Relleno Semi mecanizado con equipo cautivo (Breasting y Realce) 62

Figura III.12Corte y relleno ascendente convencional..... 64

Figura III.13Secciones típicas de Corte y Relleno Convencional (Breasting y Realce)..... 64

Figura III.14Minado por Taladros Largos Longitudinales..... 66

Figura III.15Minado por Taladros Largos Transversales..... 67

Figura III.16Chancadora primaria..... 68

Figura III.17Faja transportadora curvo 69

Figura III.18Diagrama de procesos Planta relleno en pasta..... 70

Figura III.19Planta de relleno cementado 72

Figura III.20Diagrama de procesos Planta de relleno cementado..... 74

Figura III.21Isométrico de la estructura de la mina Inmaculada..... 75

Figura III.22Infraestructura del sistema de ventilación actual de la mina Inmaculada. 77

Figura IV.1Proyecto veta Keyla..... 78

Figura IV.2Plano Geomecánico veta Keyla-NV4300..... 82

Figura IV.3Plano Geomecánico veta Keyla-NV4315..... 83

Figura IV.4Proyecto veta Keyla - zona roja..... 84

Figura IV.5Radio Hidráulico 87

Figura IV.6Apertura de niveles principales de explotación propuesto. 95

Figura IV.7Apertura de niveles principales propuesto..... 96

Figura IV.8Apertura de niveles propuestos. 96

Figura IV.9Apertura de subniveles principales propuesto. 97

Figura IV.10Apertura de subniveles propuestos. 98

Resumen

TITULO: Evaluación técnico-económica en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

OBJETIVO: Establecer de qué manera una evaluación técnico-económica influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

MATERIAL Y MÉTODO: Es una investigación de enfoque cuantitativo, tipo aplicada, nivel descriptivo – explicativo y diseño no experimental – transversal; se empleó la técnica de la observación directa y el fichaje sobre una muestra conformada por la veta Keyla en el nivel 4300.

CONCLUSIÓN: Se logró encontrar que todos los escenarios evaluados el valor actual neto resultante es mayor a cero, entonces son viables para ejecución; además la tasa interna de retorno también se contrapone mayor en todos los escenarios a la tasa de descuento 12% por lo que sí es rentable para los fines; dando como efectivo el margen operativo por Taladros Largos en Subniveles con un 243.58 $/ton > 216.47 $/ton 205.48 $/ton del método por Corte y Relleno SM con Scoop y, Corte y Relleno SM sin Scoop respectivamente; asimismo, el valor actual neto en base a Taladros Largos en Subniveles con un US$ 7,316,119 > US$ 5,502,179 > US$ 5,333,454 > 0 del método por Corte y Relleno SM con Scoop y, Corte y Relleno SM sin Scoop respectivamente; también, la tasa interna de retorno en base a Taladros Largos en Subniveles con un 98% > 51% > 54% > 12% del método por Corte y Relleno SM con Scoop y, Corte y Relleno SM sin Scoop respectivamente.

Palabras Claves: Evaluación económica, evaluación de proyectos, TIR, VAN.

Abstract

TITLE: Technical-economic evaluation in the selection of the exploitation method for the Keyla vein - Inmaculada Operational Unit 2020.

OBJECTIVE: To establish how a technical-economic evaluation influences the selection of the exploitation method for the Keyla vein - Inmaculada Operational Unit 2020.

MATERIALS AND METHODS: This is a quantitative research with an applied approach, descriptive-explanatory in nature, and a non-experimental cross-sectional design. The technique of direct observation and data collection was employed on a sample composed of the Keyla vein at level 4300.

CONCLUSION: It was found that the resulting net present value in all evaluated scenarios is greater than zero, indicating their viability for execution. Additionally, the internal rate of return is consistently higher than the discount rate of 12% across all scenarios, making it profitable. The effective operating margin was determined to be $243.58/ton for Longhole Sublevel Stoping, surpassing the values of $216.47/ton and $205.48/ton for the Cut and Fill SM method with Scoop and Cut and Fill SM method without Scoop, respectively. Furthermore, the net present value based on Longhole Sublevel Stoping amounts to $7,316,119, exceeding the values of $5,502,179 and $5,333,454 for the Cut and Fill SM method with Scoop and Cut and Fill SM method without Scoop, respectively. Similarly, the internal rate of return based on Longhole Sublevel Stoping is 98%, compared to 51% and 54% for the Cut and Fill SM method with Scoop and Cut and Fill SM method without Scoop, respectively.

Keywords: Economic evaluation, project evaluation, IRR, NPV.

I. INTRODUCCIÓN

1.1. Situación problemática

El Perú es un país con tradición antigua que mantiene cultiva debido a la presencia de empresas líderes a nivel internacional ya que cuenta con un enorme potencial geológico, además de la cordillera de los Andes a lo largo de todo el territorio que conforma la principal fuente de recursos minerales; proponiéndose, así como un país admirado para inversión minera, por su riqueza geológica, información de calidad catastral y sobre todo un marco político de inversión [1].

Los proyectos mineros; antes, durante y después de su viabilidad, pasan un aspecto que se denomina evaluación de los proyectos mineros en el ámbito técnica, económico y financiero; es decir, aspectos económicos de inversión necesaria para llevar a cabo la explotación dependiendo de factores como el tiempo de retorno, el valor recuperado, el índice de rentabilidad, y otros propios de yacimiento y minerales como el tipo de explotación, precio de los metales, tecnología con la que se cuenta o la que se necesita, pero en conjunto pautas que permitirán decir si o no a tal inversión. En ese sentido es necesario que estas evaluaciones sean exhaustivas, considerando cada parámetro que ayude a determinar la conveniencia o no de ejecutar estos proyectos.

Por ello, se considera evaluación de proyectos mineros al conjunto de acciones que admiten juzgar de manera cualitativa y cuantitativa los inconvenientes y ventajas que presenta la asignación de recursos sobre todo económicos a una iniciativa, por lo que los estudios de evaluación llevan a cabo valoración sistemática de la rentabilidad comparada de diversas opciones para dar ejecución a un proyecto [2].

Ahora bien, estos proyectos como se dijo son evaluados en cada momento de la explotación de minas, ya que sobre todo en un sistema de vetas como se presenta en una mina subterránea, es importante saber en qué momento llevar a cabo tal explotación, pero sobre todo para que la empresa sea sostenible, es decir, no tener un exceso de minerales ni una baja de producción, por lo que su inversión está basada en específico y en general. Quedando claro de esa manera, la importancia de los proyectos de inversión minera.

En la Unidad Operativa Inmaculada, hace constancia evaluar exhaustivamente los proyectos a ejecutarse referente a la explotación de las diferentes vetas conforme se profundiza y avanza las

labores, debido a ello impera un control de ingeniería pleno donde es importante dictaminar los indicadores técnicos económicos para la toma de decisiones siempre que se cuente con la información clara y confiable de las áreas correspondientes. En ese sentido el presente proyecto busca diagnosticar como a partir de una evaluación técnica económica de una de las vetas listas para explotación puede permitir encontrar el método adecuado de explotación, esto debido a la gran influencia sobre todo en costos generados y resultados financieros deseados, tales como nivel de margen operativo, tasa interna de retorno y periodo de retorno de inversión, así como el tan importante valor actual neto o ganancia después de inversiones; es decir, aspectos que rigen la decisión final de ejecutar la explotación según aspectos externos como conveniencia de la empresa para incrementar el nivel de producción, aprovechamiento de alza de precio de los metales, entre otros relevantes.

En ese sentido, se considera la presente investigación pertinente y relevante para las pretensiones empresariales de la Unidad Operativa Inmaculada y fines personales para logros académicos.

1.2. Antecedentes

1.2.1. Antecedentes internacionales

En referencia a **Angos y Huera** [3] en su **investigación**: "Análisis técnico económico para potencia la producción de los pozos del campo palo azul de la arena hollín a través de la determinación de métodos de reacondicionamiento". El cual planteó como como **objetivo**: "El incremento de producción del Campo Palo Azul, mediante técnicas de reacondicionamiento como cañoneo en nuevas zonas productoras, cambios de bomba o fracturamiento hidráulico". Fue un estudio de nivel descriptivo y analítico, además de no experimental. Al término los autores autor **concluyeron** que: Se cree que el aumento de producción en los pozos que tienen nuevos intervalos saturados de hidrocarburos es del 97%, en tanto que en los pozos donde se diseñó renovado el conjunto BES aumenta un 44%. En los pozos PLAN-29, PLAN-52, PLAN-56 y PLAN-57 se cree un creció de producción de petróleo en 5.2 ocasiones y el Índice de Eficacia de hoy relacionado con el obtenido antes del fracturamiento es 8.9 ocasiones más grande, lo cual revela que el inconveniente de formación fue removido en forma eficaz. En los pozos que tienen

nuevos intervalos saturados de hidrocarburos se simulo los tiros con el sistema PURE puesto que al usar cargas de alta penetración logra un aumento del 5% en producción. El aumento de producción después de hacer la simulación en los pozos seleccionados fue de 5.283 BPPD. La eficacia promedio que operaran los equipos electro sumergibles de cada pozo equivale a 66,6%.

En referencia a **Ramírez** [4] en su **investigación:** "Análisis técnico económico en la explotación del yacimiento Amancaya". El cual planteó como como **objetivo**: "Se pretende tener un análisis que permita definir el o los métodos de explotación a implementar en Amancaya y definir el tamaño y layout de la planta". Fue un estudio de alcance descriptivo, analítico con metodología de campo. Al término el autor **concluyó** que: El análisis realizado en este trabajo determina que, debido a las características geométricas y geomecánicas del yacimiento, los métodos mineros recomendados son la explotación superficial mediante tres "pit chicos" con bancos de 5 metros, y la explotación subterránea a través del método "sub level open stope" (SLOS) con subniveles cada 20 metros y dimensiones máximas de 100 metros de corrida, 36 metros de altura y ancho variable según la veta (promedio 2 metros). La secuencia de desarrollo y explotación del yacimiento implica el inicio de la construcción de la planta en el año 0, de modo que esté operativa una vez finalizada la etapa de remoción de estériles de los pits (3 a 4 meses). La explotación de los pits se realiza de manera que haya en todo momento dos frentes accesibles debido a su tamaño reducido. Se estima una duración de 14 a 16 meses para la explotación de los pits. Los trabajos subterráneos comenzarán una vez completado el removimiento de estériles y los pits generen capital suficiente, evitando la necesidad de financiamiento externo, excepto en forma de leasing. La explotación subterránea de Amancaya está programada para el año 2, asegurando un suministro continuo a la planta. En la evaluación económica actual, se considera la totalidad del gasto de capital en la nueva planta como inversión, y los ingresos se basan únicamente en el suministro de mineral desde Amancaya (proyecto exclusivo). El proyecto Amancaya presenta un valor

presente neto de 56,8 millones de USD con una tasa de descuento del 8% y una tasa interna de retorno (TIR) del 28%.

1.2.2. Antecedentes nacionales

En referencia **Toribio** [5] en su **investigación**: "Minado por sub level stoping en vetas angostas para optimizar la rentabilidad del Tj 882 en la Compañía Minera Kolpa". El cual planteó como como **objetivo**: "Determinar que el minado por sub level stoping en vetas angostas, optimiza la rentabilidad del TJ 882, en la compañía minera Kolpa S.A. – Huancavelica – 2018". Fue una investigación de tipo aplicado, nivel descriptivo explicativo y diseño experimental con Postest. Al término el autor **concluyó** que: Hay que utilizar el procedimiento de sub level stoping, cuando el buzamiento de la veta sea más grande al ángulo de reposo del material, que en promedio estas en 55° y las cajas sea competentes. Al utilizar el minado por sub level stoping el valor de operación tiene una reducción de 8 %, que bajaría de 132.3 $/TM a 121.6 $/TM. Al utilizar el minado por sub level stoping el VAN va a ser de 380 mil USD con un tasa de 1.53 % por ser una región de reservas probadas, TIR de 17 %, PAY BACK de 7 meses. Estos índices son damnificados seriamente por la dilución no programada. Al minar el TJ 882 aplicando sub level stoping con una altura de banco de 19 m, se obtendrá una más grande rentabilidad. Que al utilizar el procedimiento de corte y relleno. Al hacer un minado por sub level al inicio el valor de capital es más grande, dado que incurrimos en costos considerables a nivel de elaboración del tajeo. Frente la caída del precio de metales es conveniente utilizar el procedimiento minado por sub level stoping. Por los costos de minado reducidos.

En referencia a **Sauñe** [6] en su **investigación**: "Incidencia de la evaluación económica en la selección del método de minado para vetas angostas en Proyecto Pampachiri". El cual planteó como como **objetivo**: "Analizar la incidencia de la Evaluación Económica en la selección del método de minado para las vetas angostas Esperanza y Precursora del proyecto Pampachiri.". Fue una investigación de tipo aplicada – cuantitativo, nivel descriptivo analítico y método sintético con diseño no experimental. Al término el autor

concluyó que: El análisis conceptual indicó que la explotación rentable del depósito de tipo veta angosta en Pampachiri se puede lograr mediante la implementación del método de Sub Level Stoping. La evaluación económica realizada arrojó resultados positivos en términos de Valor Actual Neto (VAN) y Tasa Interna de Retorno (TIR), con un VAN estimado de 196,384,227.47 $ y una TIR de 32.93%. El análisis de compensación nos guió al recopilar datos comparables de empresas con yacimientos similares, lo que permitió demostrar que el método óptimo es el Sub Level Stoping. Los ensayos metalúrgicos confirmaron la viabilidad del procesamiento industrial de los sulfuros polimetálicos en una planta de flotación convencional, generando concentrados de zinc y plomo con valor comercial en el mercado. Un aumento en los recursos, que parece factible, tendría un impacto significativo en la mejora de los costos de capital y operativos del Proyecto.

En referencia a **Jiménez y Rivera** [7] en su **investigación**: "Ventajas económicas de la implementación del método de explotación Sublevel stoping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de corte y relleno ascendente en la zona codiciada de la mina Morococha". El cual planteó como como **objetivo**: "el estudio de ambos métodos de explotación que se desarrollan en la mina Morococha. Por un lado, el método Sublevel stoping se aplica en la zona de vetas ya sea angostas o regularmente potentes y el método de corte y relleno ascendente se aplicaba sólo en vetas angostas". Fue un estudio de tipo descriptiva con método inductivo-deductivo, usó técnicas de observación directa. Al término los autores **concluyeron** que: El valor de producción del procedimiento sublevel stoping comparando al procedimiento de corte y relleno ascendente común se refleja una reducción del 30 %, osea de 75.15US$/Ton a 57.61 US$/Ton. Al hacer el estudio de rentabilidad de los dos procedimientos, se aprecia que el procedimiento de sublevel stoping tiene un índice de 0.80, en tanto que el procedimiento corte y relleno ascendente convencional tiene un índice de 0.38, entonces estamos hablando que hay una distingue de0.47, realizando que el procedimiento sublevel stoping sea más productivo. Evaluando los resultados anteriores se llega a la conclusión que el

procedimiento Sublevel stoping da un más grande índice de rentabilidad y un bajo valor de operación en comparación al procedimiento corte y relleno ascendente común. Para evaluar las ventajas económicas entre los métodos, se realizó una comparación manteniendo los mismos parámetros geométricos para un bloque, con una altura de 14 metros y una longitud de 120 metros, definida por el departamento de Geología. En el caso del método Sublevel Stoping, se consideró un período de 3 meses para la explotación debido a que los tiros tenían la misma altura de banco en relación con este bloque. Por otro lado, en el procedimiento de corte y relleno ascendente común, se utilizó una altura de corte de 2 metros, lo que resulta en un total de 7 cortes para alcanzar la altura de banco de 14 metros, con una velocidad de solo 2 cortes por mes y una estimación de tiempo de 8 meses. En consecuencia, el método Sublevel Stoping requiere un tiempo de operación menor. Además, al comparar el porcentaje de dilución entre ambos métodos, se observa una diferencia de 2% a favor del Sublevel Stoping, como se muestra en la tabla 26.

En referencia **Varillas** [8] en su **investigación**: "Evaluación técnico-económica del proyecto Pablo en U.M Pallancata – Cía Minera Ares S.A.C.". El cual plantearon como como **objetivo**: "Demostrar la Rentabilidad Económica Positiva de la Explotación del Proyecto Pablo". Fue una investigación cuantitativa, tipo descriptiva de campo y diseño descriptivo – explicativo. Al término el autor **concluyó** que: Se validó la factibilidad real del proyecto Pablo, considerando sus posibles escenarios de desarrollo, el método de explotación, los costos operativos proyectados y los requisitos de inversión tanto inicial como en las etapas de operación. Se emplearon indicadores financieros sólidos, como el Valor Actual Neto (VAN) de +176 millones de USD, una Tasa Interna de Retorno (TIR) del 490%, un período de recuperación de la inversión de 6.72 meses y un umbral de corte (Cut Off) de 232.43 g/t Ag-Eq. Además, se realizaron simulaciones de compromiso que demostraron la viabilidad del proyecto incluso con inversiones mínimas (menores al 10%). El proyecto Pablo se mostró altamente productivo, con un VAN positivo de 176 millones de USD y una TIR del 490%, y un costo total de operación de 8.91 $/onza de Plata, considerablemente por debajo de las cotizaciones actuales del mercado (16.96 $/oz

en promedio para junio de 2017). Mediante análisis de compromiso y simulación de Monte Carlo, se evidenció una alta probabilidad de obtener un VAN positivo, lo que minimiza el riesgo de inversión ante variaciones en las cotizaciones de metales, leyes de extracción, recuperaciones metalúrgicas y costos operativos. El umbral de compromiso para un VAN negativo fue precisamente del 10%, indicando un riesgo bajo, mientras que la probabilidad de un VAN superior al calculado fue del 20%. La ley de corte del proyecto es de 232.43 g/t Ag-Eq, pero al tener una ley promedio de 476.47 g/t Ag-Eq, se cuenta con un margen significativo para tomar decisiones considerando la posibilidad de una reducción geológica viable.

En referencia **Condori** [9] en su **investigación**: "Modelo de riesgo para la evaluación económica financiera de la explotación de la veta Huáscar Nivel 2220-2296 Mina Yanaquihua". El cual plantearon como como **objetivo**: "Elaborar una propuesta de un Sistema de gestión Ambiental basado en la Norma ISO 14001:2015 en la empresa Curtiembre Ecológica del Norte". Fue un estudio descriptivo, experimental con técnicas de campo. Al término el autor **concluyó** que: La tasa de descuento en concordancia al peligro inseparable del emprendimiento minero fue considerado en 18%, igual que la tasa de interés impuesta para el pago del préstamo de parte de la Caja Municipal de Arequipa. La ley mínima de explotación (cut off) se tuvo en cuenta en 3,60 g. Au/TM. Los indicadores baratos para las tres estrategias: "sin cambios", "mejorado" y "agresivo", en relación a la tasa interna de retorno son: 80,89%, 82,54% y 83,75%, respectivamente. Los indicadores financieros para las tres estrategias: "sin cambios", "mejorado" y "agresivo", con un financiamiento de la Caja Municipal de Arequipa del 50% de la inversión, en relación a la tasa interna de retorno son: 140,95%, 143,97% y 146,31%, respectivamente. El peligro por la alteración en el valor del oro aclara que desde 800 US$/onza troy se regresa productivo el emprendimiento de explotación de la veta Huáscar, siendo éste el valor mínimo.

1.3. Bases teóricas

1.3.1. Los métodos de explotación

El diseño de una operación minera engloba diversos aspectos y metas, incluyendo la elección del método de explotación, la configuración geométrica de la mina, la determinación de la producción anual y el umbral de corte, así como la secuencia de extracción [10]. En el pasado, la elección de un método minero para aprovechar un nuevo yacimiento se basaba en la revisión de técnicas utilizadas en otras minas y experiencias similares en áreas cercanas. Sin embargo, dado el alto costo de las inversiones de capital requeridas para establecer una nueva mina o cambiar los métodos de operación existentes, y su gran influencia en los gastos generales de extracción, ahora se exige que este proceso de selección sea un análisis sistemático y abarcador de todos los parámetros específicos del yacimiento: geometría del depósito, distribución de leyes, características geomecánicas de los minerales y las rocas circundantes, factores económicos, restricciones ambientales, aspectos sociales, entre otros [10]. La variabilidad de estos parámetros y la dificultad en su cuantificación total han dificultado la formulación de reglas rígidas y esquemas exactos de explotación, ajustados a las particularidades de cada yacimiento. A pesar de ello, los avances científicos y tecnológicos recientes han permitido desarrollar enfoques generales de explotación y métodos numéricos de selección que son aplicables durante la etapa de evaluación de viabilidad de un proyecto minero.

Además del método minero, la determinación de la tasa de producción anual y el umbral de corte son igualmente relevantes, a menudo vinculados entre sí. Su impacto en la viabilidad económica de un proyecto es significativo, ya que el umbral de corte afecta directamente al volumen total de reservas explotables, a la ley promedio del mineral y, en el caso de minas a cielo abierto, a la relación entre material estéril y mineral. Por otro lado, la tasa de producción, como segundo parámetro de interfaz, si es demasiado baja puede limitar las economías de escala y ralentizar la obtención de capital; mientras que

una tasa de producción muy alta implica una inversión inicial elevada que podría no recuperarse en el tiempo de vida reducido de la mina. En este sentido, esta fase técnica de análisis en el desarrollo de un proyecto minero es de vital importancia, ya que determinará los resultados económicos futuros [10].

1.3.1.1. Descripción de los métodos de explotación subterráneo

Comúnmente, se dividen los métodos de explotación minera en dos grandes grupos: a cielo abierto y subterráneos. La elección de un método específico está influenciada por la ubicación principal de las operaciones, aunque algunos métodos pueden ser considerados mixtos o combinados en ciertos casos. La Tabla 1 proporciona un resumen de los principales métodos de explotación y las características clave de los yacimientos en los que se aplican [10].

La minería a cielo abierto se caracteriza por la manipulación de grandes volúmenes de materiales. La configuración y la distribución de material estéril en relación al mineral determinan la proporción estéril/mineral que debe ser extraída. Este parámetro, comúnmente conocido como "ratio", puede variar significativamente entre diferentes depósitos, pero en todos los casos influye en la viabilidad económica de las operaciones y, por lo tanto, en la profundidad a la que es factible realizar la minería a cielo abierto.

En la minería subterránea, la extracción de material estéril tiende a ser mínima a lo largo de la vida de la mina, ya que se limita a los trabajos de acceso y desarrollo. En este grupo de métodos, el control de los espacios vacíos o cámaras después de la extracción del mineral es un aspecto crucial en la forma de explotar un yacimiento [10]. Los enfoques para el control de espacios vacíos varían desde el uso de pilares para mantener la estabilidad del terreno, pasando por diversos niveles de soporte de las paredes, hasta hundir completamente el mineral o el material estéril. La Tabla 1 resume los principales métodos de minería subterránea en tres categorías según el tipo de control de espacios vacíos que se emplea.

Tabla 1. *Tipos y métodos de explotación*

Profundidad Tipo de explotación	Resistencia de las rocas	Sistema de arranque	Geometría	Método
Superficial A cielo abierto / Yacimiento / Profundo Subterráneo	Consolidadas con cualquier resistencia	Mecánicos	- Cualquier forma e inclinación, potente de grandes dimensiones.	Corta
			- Tabular y masivo, cualquier inclinación, potente y dimensiones reducidas.	Cantera
			- Tabular, reducida inclinación, poco potente, escaso recubrimiento y grandes dimensiones.	Descubierta
			- Tabular, reducida inclinación, potencia media, bastante recubrimiento y grandes dimensiones.	Terrazas
			- Tabular, reducida inclinación, pequeña potencia, recubrimiento y dimensiones variables	Contorno
			- Tabular, tumbado, pequeña potencia, macizos remanentes	Auger
	Inconsolidadas o permeables	Hidráulicos	- Tabular, tumbado, pequeña potencia, dimensiones reducidas	Monitor Hidráulico
			- Tabular, tumbado, bastante potencia, grandes dimensiones	Dragado
			- Cualquier forma e inclinación, potente y grandes dimensiones	Mineria por sondeos
			- Cualquier forma, inclinado, potente y grandes dimensiones	Lixiviación
	Rocas competentes, desde resistentes a medias	Sin sostenimiento	- Tabular, tumbado, estrecho y grandes dimensiones	Cámaras y pilares
			- Tabular, tumbado, potente y grandes dimensiones	Cámaras y pilares por banqueo
			- Tabular, inclinado, estrecho y cualquier tamaño	Cámaras almacén
			- Tabular, inclinado, potente y grandes dimensiones	Cámaras por subniveles
	Rocas incompetentes, desde débiles a medias	Con sostenimiento	- Forma variable, inclinado, estrecho y cualquier tamaño	Corte y relleno
			- Tabular, inclinado, estrecho y pequeñas dimensiones	Entibación con pies derechos
			- Cualquier forma e inclinación, potente y cualquier tamaño	Entibación por marcos
	Rocas excavables, desde débiles a medias	Con hundimiento	- Tabular, tumbado, estrecho y grandes dimensiones	Tajo largo
			- Tabular o masivo, inclinado, potente y grandes dimensiones	Hundimiento por subniveles
			- Masivo, inclinado, potente y grandes dimensiones	Hundimiento por bloques

La diversidad de procedimientos de minería subterránea es tan enorme como lo son los tipos de yacimientos donde se aplican. Antes de poner en explotación una mina de interior es exacto realizar un extenso grupo de trabajos anteriores, como accesos, preparaciones, intercomunicaciones, ventilación, etc., que en la mayor parte de las situaciones suponen un considerable desembolso de capital.

La forma de extracción del mineral y el régimen del hueco desarrollado, son los causantes que definen, de alguna forma, el procedimiento de explotación, logrando distinguirse tres enormes grupos:

- Sostenimiento de los huecos con macizos. Se deja sin explotar parte del mineral del yacimiento con unas dimensiones y disposición tales que soportan el grupo de materiales que están sobre ellos.

- Consolidación o refuerzo de las cavidades. Mediante el uso de materiales adecuados, se realiza un proceso de consolidación en las cavidades para evitar que experimenten cambios o, en su defecto, que estos cambios sean mínimos y se limiten a una región muy cercana. Dependiendo de las dimensiones y la forma de las cavidades, en ocasiones se pueden emplear otros métodos de refuerzo o consolidación, como marcos metálicos o de madera, pernos o cables de anclaje, entre otros.
- Colapso controlado de las cavidades. En ciertos métodos, después de la extracción del mineral, se provoca deliberadamente el colapso controlado de las masas rocosas que se encuentran por encima de las cavidades. Estas rocas experimentarán fracturas, expansión y hundimiento gradual, que puede llegar a afectar incluso la superficie circundante. Esta variación está influenciada por múltiples factores, como la geometría de la cavidad, las propiedades del techo rocoso, la profundidad, entre otros.

A continuación, se describen los procedimientos usados en minería subterránea, detallando las virtudes y problemas de todos ellos, basado en el presente estudio [11]:

A. Sublevel Stoping

Este procedimiento se aplica predominantemente en yacimientos de manera tabular verticales o subverticales de enorme espesor, en la mayoría de los casos mayor a 10 m. Es querible que los bordes o contactos del cuerpo mineralizados sean regulares. Además, es viable aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de enorme capacidad, subdividiendo el macizo mineralizado en caserones separados por pilares, que más adelante se tienen la posibilidad de recobrar. Tanto la roca mineralizada como la roca circundante tienen que enseñar condiciones óptimas de estabilidad; vale decir, tienen que ser bastante competentes o autosoportante.

El método Sublevel Stoping implica la extracción de mineral en capas verticales, dejando un espacio vacío conocido como casón, a menudo de gran tamaño, especialmente en la dimensión vertical. El mineral extraído se acumula en embudos o zanjas ubicados en la base del casón y luego se retira de diversas maneras. El término "sublevel" hace referencia a las galerías o subniveles desde los cuales se lleva a cabo la extracción del mineral.

El nivel base, que actúa como nivel de producción, se encuentra en una galería de transporte con estocadas para cargar el mineral extraído. En la variante donde se utiliza una zanja continua en la base del casón, se requiere primero excavar una galería desde la cual se crea la zanja. Se disponen galerías o subniveles de perforación en diferentes alturas según la geometría del yacimiento. Una chimenea o rampa proporciona acceso a los subniveles de perforación en la parte trasera del casón. Esta chimenea es utilizada para excavar el corte inicial o cámara de compensación (slot) que sirve como superficie libre para las primeras explosiones de producción.

En la práctica común, se perforan tiros radiales (abanicos) desde los subniveles destinados a ese propósito. Estos tiros son largos, con longitudes de hasta 30 metros y diámetros de 2 a 3 pulgadas. Para la perforación se utilizan jumbos radiales electrohidráulicos y barras de extensión.

Las operaciones de perforación y tronadura se tienen la posibilidad de conducir en esta situación en forma continua y sin dependencia. Se puede barrenar con adelanto un enorme conjunto de abanicos, los que más adelante se van quemando de acuerdo con los requerimientos del programa de producción

En su modalidad más vieja el mineral arrancado se cargaba de manera directa a vehículos por medio de buzones dispuestos en la base del casón. La existencia de bolones – recurrente en este procedimiento – es un inconveniente difícil, ya que es imposible achicar de tamaño en los buzones. Era primordial disponer estaciones de control (parrillas) antes de los buzones. Además, es viable la utilización de scapers para obtener el mineral, y después arrastrarlo y cargarlo a vehículos de ferrocarril. En esta situación, el manejo del material abultado o de sobre tamaño es bastante más sencillo. En esta jornada se usan predominantemente equipos LHD para la extracción, carguío y transporte del mineral hacia estaciones de traspaso, donde es cargado a vehículos o camiones para su transporte final a área.

La utilización generalizada actualmente de equipos cargadores diesel (LHD) para el manejo del mineral, pide tener una correcta ventilación del Nivel de Producción. Para tal propósito, se usan las galerías de ingreso o de cabecera ubicadas en los parámetros del caserón: el aire es inyectado por una de estas galerías y después de recorrer el nivel es extraído por la otra. Los subniveles de perforación se ventilan desviando parte del fluido de aire hacia las chimeneas o rampas de ingreso a estos subniveles. Como fuera indicado previamente, la aplicación de este

procedimiento pide condiciones óptimas de seguridad tanto de la roca mineralizada como de la roca circundante. No necesita, entonces, de la utilización intensiva o sistemática de elementos de refuerzo. Las galerías de producción en la base de los caserones se fortifican en la mayoría de los casos – según requerimiento – por medio de pernos cementados o pernos y malla de acero (incluso shotcrete), atendiendo a las condiciones locales de la roca. En los subniveles de perforación se puede usar localmente elementos de refuerzo provisorios cuando las condiciones de la roca de esta forma lo requieran.

- **Características**
  - Alta producción
  - Aplicable a cuerpos largos, muy inclinados (idealmente verticales), regulares y con roca mineral y de caja competente
  - Productividad: 15-40 ton / hombre turno
  - Cada casón puede ocasionar bastante más de 25.000 ton / mes
  - Intensivo en desarrollos, pero todos son hechos en mineral
  - Procedimiento no es selectivo
  - Cuerpos tienen que ser regulares
  - Uno de los procedimientos subterráneos de más reducido valor
- **Tipo de cuerpo mineralizado**
  - Regular
  - Grande
  - Fuerte y competente
  - Muros tienen que auto soportarse
  - Desde 6 m de ancho
  - Cuerpos parejos y bien establecidos
  - Dilución

- Sin inclusiones de estéril
- Sin fracturas
- Se truena frecuentemente > inestabilidad
- Caserones están libres por extenso tiempo

- **Avance**
  - Galerías de transporte cada 45 – 120 m
  - Subniveles cada 10 – 55 m
  - Slot para cara libre
  - Pilares se dejan para dividir caserones y tienen la posibilidad de volver como estaba
- **Ventajas**
  - Muy conveniente para mecanización.
  - Enormemente eficaz o Hasta 110 ton / hombre turno.
  - Tasa de producción moderada a alta (25.000 ton / mes).
  - Procedimiento seguro y simple de ventilar
  - Recuperación sobre 90%.
  - Dilución baja: < 20%
  - Perforación puede adelantarse
  - En operaciones enormes, voladuras por semana son recurrentes >>> turnos entrenados y eficaces
  - Mineral está utilizable inmediatamente al iniciarse la tronadura de producción.
- **Desventajas**
  - Intensivo en capital >> bastantes desarrollos antes de comenzar la producción
  - No selectivo
  - Ineficiente a bajas inclinaciones
  - La voladura secundaria puede crear gases que vuelven al casón

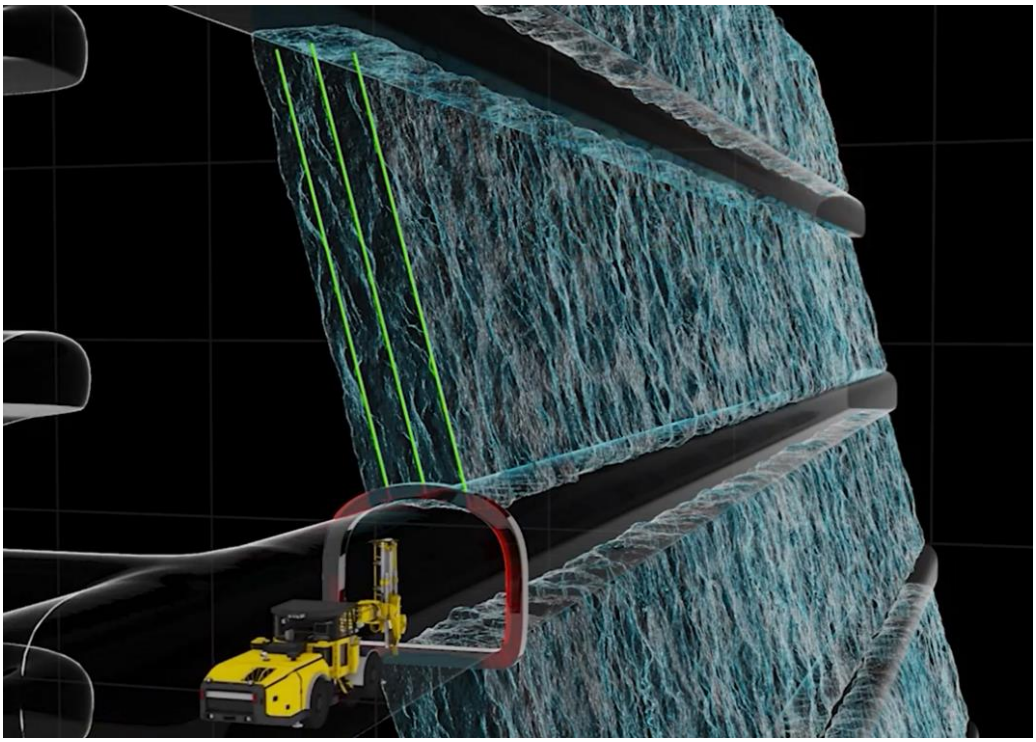


Figura I.1Sublevel Stoping-Perforación paralela

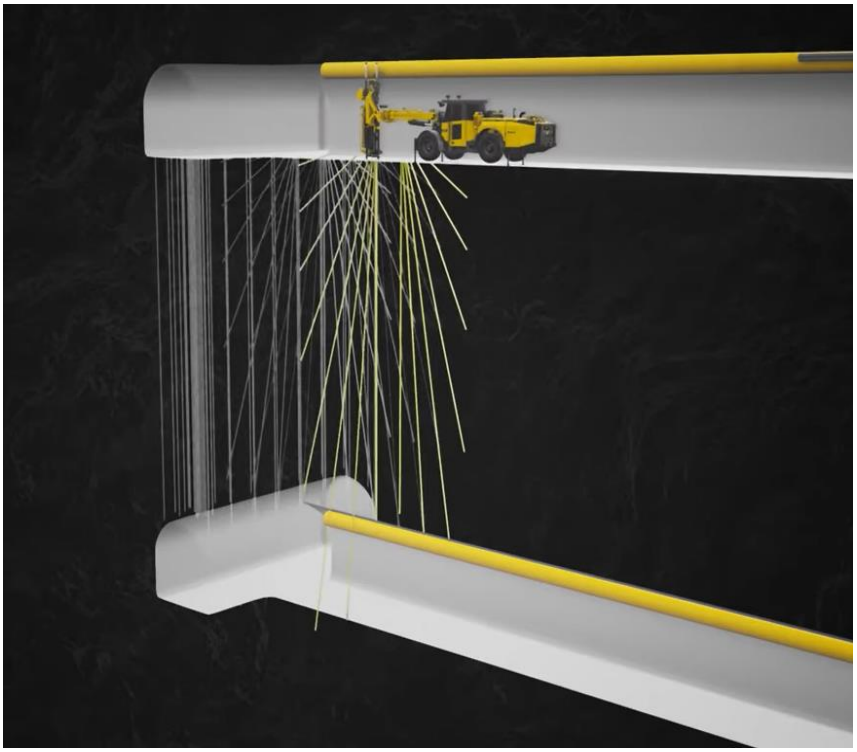


Figura I.2 Sublevel Stoping-Perforación radial

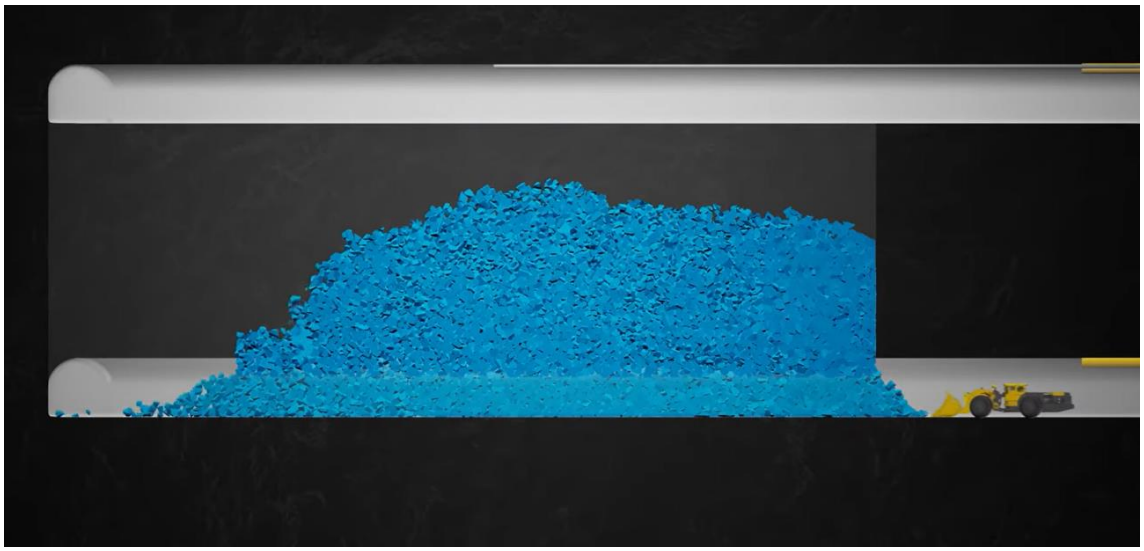


Figura I.3 Sublevel Stoping-Acarreo de mineral

B. Corte y relleno ascendente

En el método de explotación conocido como Corte y Relleno Ascendente, también denominado "Over Cut and Fill", se realiza la extracción del mineral en capas horizontales, comenzando desde la parte inferior y avanzando hacia arriba. Una vez que la capa ha sido fragmentada, el mineral es cargado y retirado por completo del área. Posteriormente, cuando la capa ha sido completamente extraída, se llena el espacio vacío con material estéril para proporcionar soporte a las paredes, creando una plataforma para el próximo corte mientras se continúa la extracción en la siguiente capa [12].

El relleno puede consistir en material estéril proveniente de las actividades de desarrollo minero, que se distribuye mecánicamente en la zona excavada. En la minería moderna de corte y relleno, es común el uso de relleno hidráulico, que se compone de relaves de la planta concentradora mezclados con agua y transportados a la mina mediante tuberías. Una vez que el agua se drena, el relleno adquiere solidez y

forma una superficie nivelada. En ocasiones, se mezcla el material con cemento para lograr una superficie más resistente y mejorar las propiedades de soporte. En la actualidad el procedimiento es usado por lo general en vetas angostas de buena ley, las que no tienen la posibilidad de ser mecanizadas, o en pequeñas operaciones en donde los costos de mecanización son admisibles.

- **Condiciones**
  - Con buzamientos pronunciados superiores de 55 °.
  - En yacimientos tipo Vetas.
  - Con cajas medianamente competentes o competentes.
  - Las cajas del yacimiento tienen la posibilidad de ser irregulares y no competentes.
  - El mineral debe tener buena ley.
  - Disponibilidad del material de relleno detrítico
- **Ventajas**
  - La recuperación es cercana al 100%.
  - Es enormemente selectivo, lo que supone que se tienen la posibilidad de trabajar partes de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar-presenta baja dilución.
  - Es un procedimiento seguro.
  - Se adecua a yacimientos con características físicos-mecánicas incompetentes.
  - Es viable trabajar vetas de poca capacidad, pero alta ley, usando la variante de descostre.
  - La dilución adecuada al acarreo del mineral es mínima.
  - Puede lograr prominente nivel de mecanización, y su aplicación puede presentar una extensa elasticidad.

- Se adecua a yacimientos con características físicos – mecánicas incompetentes.
- Explota el material estéril generado tanto de proyectos coladas en estéril o el jal del desarrollo de concentración.
- Facilita una disponibilidad instantánea del mineral.

- **Desventajas**
  - Valor de explotación alto ya que se le debe añadir el valor de la preparación, acarreo y colocación del relleno.
  - En la situación del empleo de relleno hidráulico es requisito clasificar los jales, para eliminar lamas, para lo cual es requisito acondicionar una planta de tratamientos de jal.
  - En el relleno hidráulico, hay que crear un sistema hidráulico, de forma que tenga aptitud de remover el agua contenida en el jal.
  - En la situación del corte y relleno con pasta es requisito tener en cuenta el valor del cemento debido a que este puede encarecer el procedimiento y llevarlo a cabo inoperable.
  - Bajo desempeño por la paralización de la producción como resultado del relleno.
  - Consumo alto de materiales de fortificación.

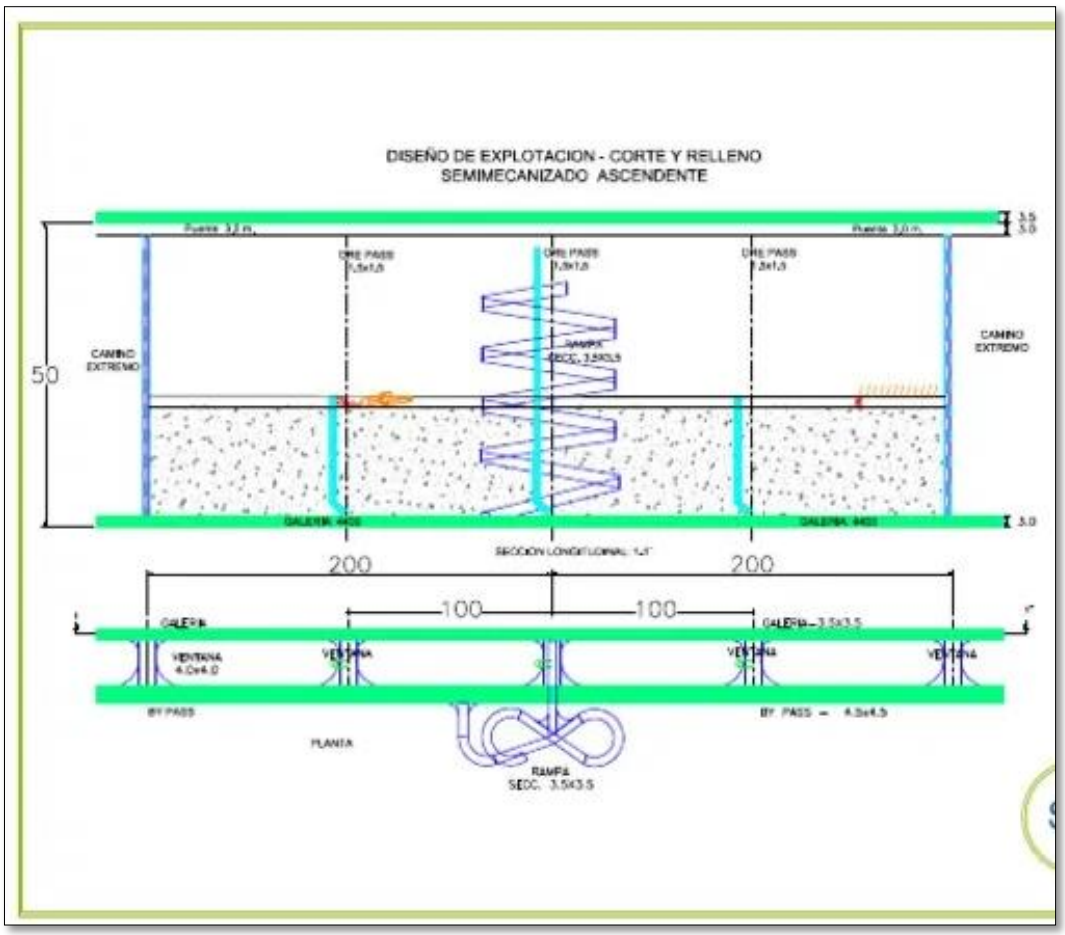


Figura I.4 Corte y relleno ascendente semi mecanizado

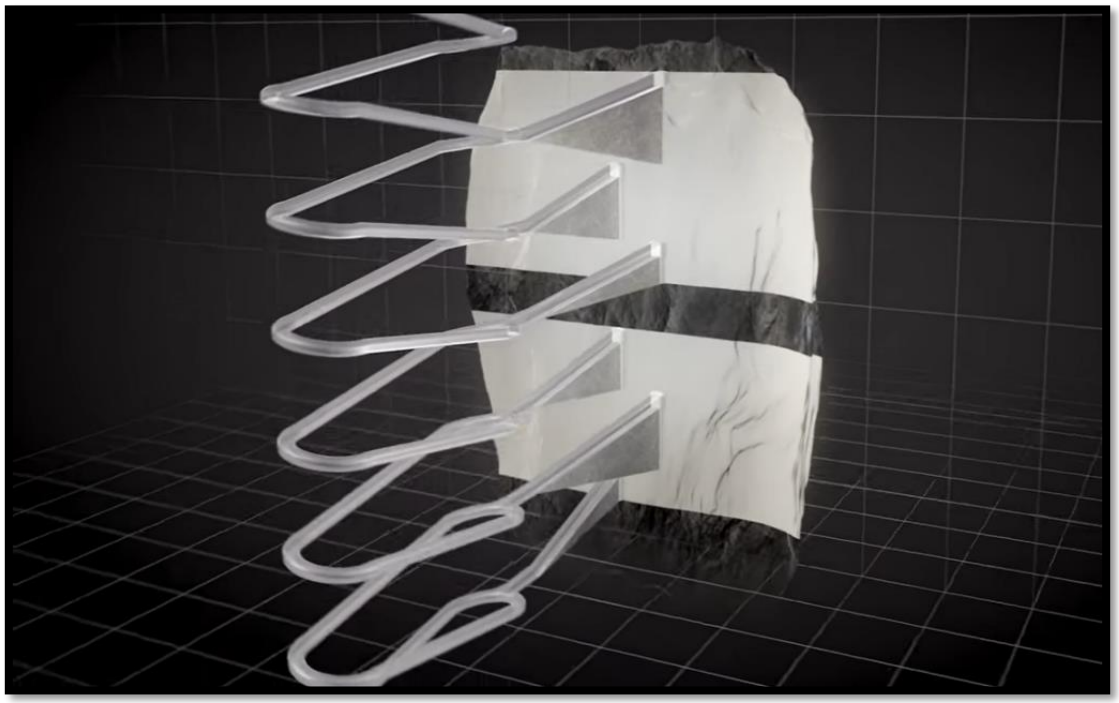


Figura I.5 Corte y relleno ascendente mecanizado

1.3.2. Análisis rentable de un proyecto

Antes de comenzar un nuevo emprendimiento hay que de investigar la rentabilidad que su actividad va a crear en la compañía. La rentabilidad de un emprendimiento se basará primordialmente en el provecho económico que va a aportar un producto o servicio. Es sustancial entablar este análisis al inicio debido a que nos va a proporcionar pistas sobre si nuestro plan de negocio tiene futuro antes de empezarlo y esto nos permitirá adivinar los peligros que piensa ese nuevo emprendimiento. Una vez valorado y ejecutado el emprendimiento, además va a ser primordial corroborar si verdaderamente hubo provecho a lo largo de ese tiempo. No obstante, además hay otros tipos de provechos que en relación del proyecto que se trate tienen la posibilidad de ser destacables como la rentabilidad de compra del conocimiento o la rentabilidad popular [13].

1.3.2.1. Finalidad de analizar un proyecto de inversión

En referencia a Córdoba [14] indica:

- Nuestro producto o servicio: hay que investigar de manera objetiva el producto o servicio que va a salir al mercado. Es de gran ayuda investigar el producto con otros semejantes de la rivalidad que están en el mercado. Habría que investigar todo aquello que compone parte de su identidad. Se hablaría además de la producción, los materiales usados y la calidad.
- Viabilidad técnica: sería muy considerable investigar la viabilidad técnica, es decir, que el producto o servicio se puede ocasionar con simplicidad.
- Precio: en el momento de entablar un precio de un producto va a existir que sostener un precio competitivo con el resto de los productos. Además, es requisito tomar en cuenta las futuras promociones, promociones y rebajas como tácticas de mercado.
- Promoción: en la promoción entrarán todos los procedimientos por los cuales un producto va a llegar a su público propósito. Va a existir que investigar cuáles van a ser los probables usuarios y público para saber un

plan de promoción que llame su atención y este en relación con sus valores y estilo de vida.

- Distribución: en la organización se tendrán de entablar los canales de venta por el cual el producto estará utilizable a los consumidores
- Viabilidad ambiental: en la actualidad se busca que todo emprendimiento tenga un carácter medioambiental, es decir, que tenga un encontronazo positivo en el medio ámbito.

1.3.2.2. Análisis de rentabilidad a través de indicadores

A. El Valor Actual Neto (VAN)

El valor actual neto (VAN) es un indicador financiero que sirve para determinar la viabilidad de un proyecto. Si tras medir los flujos de los futuros ingresos y egresos y descontar la inversión inicial queda alguna ganancia, el proyecto es viable [15].

Cuando se presentan múltiples alternativas de inversión, el Valor Actual Neto (VAN) se emplea para identificar la opción más rentable entre los proyectos. Además, resulta valioso para elegir la alternativa más favorable dentro de un mismo proyecto, al considerar diversas estimaciones de entradas y salidas de efectivo. Asimismo, el VAN es una herramienta útil para evaluar ofertas al vender un proyecto o negocio, permitiendo determinar si el precio propuesto supera o queda por debajo de las ganancias que se obtendrían al no realizar la venta [15].

Una manera de establecer el VAN es mediante la siguiente fórmula:

VAN = Beneficio neto actualizado (BNA) - Inversión

El BNA es el valor actual del flujo de caja o beneficio neto proyectado, que ha sido actualizado mediante una tasa de descuento (TD). Esta última es la tasa de rendimiento o rentabilidad mínima que se espera obtener.

- VAN < 0 el proyecto no es rentable. Cuando la inversión es mayor que el BNA (VAN negativo o menor que 0) significa que no se satisface la TD.
- VAN = 0 el proyecto es rentable, porque ya está incorporado ganancia de la TD. Cuando el BNA es igual a la inversión (VAN igual a 0) se ha cumplido con la TD.
- VAN > 0 el proyecto es rentable. Cuando el BNA es mayor que la inversión (VAN mayor a 0) se ha cumplido con dicha tasa y además, se ha generado una ganancia o beneficio adicional.

B. La Tasa Interna de Retorno (TIR)

La Tasa Interna de Retorno (TIR) representa la ganancia potencial de una inversión, indicando el porcentaje de beneficio o pérdida proyectado para los fondos no retirados del proyecto [16]. Se utiliza en la evaluación de viabilidad de proyectos de inversión y permite comparar distintas opciones; una TIR mayor señala una inversión más favorable [16]. La TIR guarda estrecha relación con el Valor Actual Neto (VAN); de hecho, se define como la tasa de descuento que iguala el VAN a cero para un proyecto específico. Proporciona una medida relativa de rentabilidad expresada en porcentaje. El desafío principal radica en su cálculo, que depende del número de períodos y puede resolverse mediante aproximaciones, calculadoras financieras o software [17].

Cuando se evalúa la viabilidad de un proyecto de inversión, la tasa de descuento juega un papel crucial. Si esta tasa es mayor que la Tasa Interna de Retorno (TIR) del proyecto, la inversión se vuelve inviable, ya que los costos de financiamiento superan los beneficios a largo plazo una vez que se ajustan los futuros pagos al valor presente. Por ejemplo, si la TIR es 3%, pero la tasa de descuento es 5%, el proyecto no se consideraría viable.

El criterio de selección será el siguiente donde “k” es la tasa de descuento de flujos elegida para el cálculo del VAN:

- Si TIR > k, el proyecto de inversión será aceptado. En este caso, la tasa de rendimiento interno que obtenemos es superior a la tasa mínima de rentabilidad exigida a la inversión.
- Si TIR = k, estaríamos en una situación similar a la que se producía cuando el VAN era igual a cero. En esta situación, la inversión podrá llevarse a cabo si mejora la posición competitiva de la empresa y no hay alternativas más favorables.
- Si TIR < k, el proyecto debe rechazarse. No se alcanza la rentabilidad mínima que le pedimos a la inversión.

C. Indicadores de rentabilidad

Los indicadores de desempeño, catalogados además de rentabilidad o lucratividad, se usa para medir la eficacia de la gestión de la compañía para vigilar los costos y costos y, así, transformar las ventas en utilidades. Desde el criterio del inversionista, lo de mayor relevancia de usar estos indicadores es investigar la forma como se produce el retorno de los valores invertidos en la compañía (rentabilidad del patrimonio y rentabilidad del activo total) [18].

- **Margen bruto**

  Este indicador proporciona una comprensión de la rentabilidad de las ventas en comparación con el valor de las ventas y la capacidad de la empresa para cubrir los gastos operativos y generar ganancias antes de deducciones e impuestos. En el caso de empresas industriales, el valor de las ventas comprende tanto la producción como el inventario de productos terminados. Por lo tanto, cómo se evalúen los diferentes inventarios (materias primas, productos en proceso y productos terminados) puede tener un impacto significativo en el valor de las ventas y, por ende, en el margen bruto. Es posible que este indicador sea negativo si el valor de las ventas es mayor que las ventas totales.

$$Margen\,bruto = \frac{Ventas\ -\ Costo\ de\ Ventas}{Ventas}$$

- **Margen operacional**

  La eficiencia operativa se ve influenciada no solo por los ingresos de ventas, sino también por los gastos de operación en gestión y ventas. Es importante señalar que los costos financieros no deben ser considerados como gastos operativos, ya que en teoría no son esenciales para el funcionamiento de la empresa. Una empresa podría llevar a cabo sus operaciones sin incurrir en costos financieros, por ejemplo, si no tiene deudas en su financiamiento o si la deuda existente no tiene un costo financiero debido a ser proporcionada por socios, proveedores o recursos acumulados. El margen operativo es un aspecto fundamental en el análisis de la rentabilidad de una empresa, ya que indica si el negocio es rentable por sí mismo, independientemente de su forma de financiamiento.

Dado que el margen operativo resulta de los activos operativos restados de los ingresos de ventas y los gastos de gestión y ventas, este indicador puede tener valores negativos, ya que no toma en cuenta los recursos no operativos que podrían ser la principal fuente de capital que determine las ganancias de la empresa, como es el caso de las empresas holding, entre otros ejemplos.

$$Margen\ operacional = \frac{Utilidad\ Operacional}{Ventas}$$

- **Margen neto**

  Los índices de rentabilidad de ventas muestran la herramienta de la compañía por cada unidad de venta. Hay que tener particular precaución al estudiar este indicio, comparándolo con el margen operacional, para entablar si la herramienta procede primordialmente de la operación característica de la compañía, o de otros capitales diferentes. La inconveniencia de estos últimos se deriva del hecho que esta clase de capital por lo general son inestables o esporádicos y no reflejan la rentabilidad propia del negocio. Puede ocurrir que una empresa estudio una herramienta neta aceptable luego de haber anunciado pérdida operacional. Entonces, si únicamente se analizara el margen neto, las conclusiones serían incompletas y mal hechas.

$$Margen\ neto = \frac{Utilidad\ Neta}{Ventas}$$

1.4. Formulación de los problemas

1.4.1. Problema general

¿De qué manera una evaluación técnico-económica influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020?

1.4.2. Problemas específicos

PE1: ¿De qué manera el margen operativo influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020?

PE2: ¿De qué manera el valor actual neto influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020?

PE3: ¿De qué manera la tasa interna de retorno influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020?

1.5. Justificación e importancia

1.5.1. Justificación

El estudio se justifica de manera práctica, porque la evaluación principalmente considera la tasa de inversión que se obtiene luego de proyectar las reservas explotables, importante para la decisión junto al valor neto actual y sobre todo los márgenes operativos que considera los ingresos por venta y egresos por costos usados, que en su confluencia nos entregará alta productividad y se sistematizará la explotación en mineralización tipo veta por cada tipo de explotación usada.

Asimismo, el estudio es justificable en la medida económica, porque al saber los indicadores de rentabilidad de las diferentes proyecciones se fijará el método eficiente desde inicio a fin, sobre todo porque la unidad minera es netamente de metales oro y plata de los más costosos en el mercado nacional e internacional y se requiere dinamizar su producción por la alta demanda.

También, el estudio es justificable en la medida técnica, porque se va a englobar un estudio económico que considera indicadores afines a la rentabilidad como el TIR, VAN y margen operativo basado en la realidad proyectada de las reservas explotables de la

empresa, además el estudio requiere una experiencia considerada para la toma de decisiones por lo que es de alta consideración empresarial.

Finalmente existe un valor metodológico, ya que el estudio sigue una única ruta metodológica basada en el método científico, además usa instrumentos confiables para el alcance de los objetivos; que en su comprobación servirá de base para próximos estudios que consideren similar variable o ámbito de aplicación.

1.5.2. Importancia

Los proyectos de explotación para cada mineralización en cada nivel según la profundización y ampliación que se realizan en la Unidad Operativa Inmaculada se ejecutan con la debida evaluación técnica y económica para verificar su viabilidad y rentabilidad según el método que se considera para satisfacer las necesidades de la empresa; por ello el presente estudio es importante porque va permitir dar cuenta del mejor escenario de explotación dependiendo de un estudio exhaustivo en materia económica que considera el porcentaje de retorno, el valor actual y los márgenes operativos conforme los métodos de explotación se requieran usar; esto esencialmente tendrá como consecuencia una seguridad de inversión que a su vez impactará en la rentabilidad económica de la empresa.

1.6. Planteamiento de objetivos

1.6.1. Objetivo general

Establecer de qué manera una evaluación técnico-económica influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

1.6.2. Objetivos específicos

OE1: Establecer de qué manera el margen operativo influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

OE2: Establecer de qué manera el valor actual neto influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

OE3: Establecer de qué manera la tasa interna de retorno influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

1.7. Hipótesis

1.7.1. Hipótesis general

La evaluación técnico-económica ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

1.7.2. Hipótesis especificas

HE1: El margen operativo ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

HE2: El valor actual neto ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

HE3: La tasa interna de retorno ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

II. ESTRATEGIA METODOLÓGICA

2.1. Ámbito de estudio y antecedentes

La Unidad Minera Inmaculada está operando una mina en un área de concesiones de 20,000 hectáreas y posee 40 concesiones mineras ubicada en el departamento de Ayacucho, en el sur del Perú. La propiedad se caracteriza por tener yacimientos epitermales de baja y alta sulfuración, organizada por vetas, brechas y diseminaciones en rocas volcánicas cenozoicas.

El gran potencial geológico de Inmaculada sin considerar Angela tiene certeza geológica Inferida, por lo que al año 2020 Hochschild Mining se encuentra realizando campañas de perforación para elevar el nivel de certeza de los recursos minerales.

La Unidad Minera Inmaculada está ubicada en el distrito de Oyolo, provincia de Páucar del Sara Sara en el departamento de Ayacucho, al sur del Perú, sobre el cinturón metalogénico epitermal Puquio-Caylloma; y a una altura entre los 4,200 y los 4,800 m.s.n.m. Con coordenadas geográficas: 14°57’19’’ Latitud Sur y 73°14’34’’ Longitud Oeste, y coordenadas UTM (WGS-84): 8,345,872 m Este y 688,980 m Norte en la Zona 18.

De la geología regional; el área donde se encuentra la Unidad Minera Inmaculada se encuentra dentro de la franja Cenozoica Puquio-Caylloma y sus yacimientos están asociados con volcánicos e intrusivos en sistemas de vetas epitermales de baja y alta sulfuración. Es por esto por lo que, en toda la zona, se puede observar que está compuesta principalmente por rocas volcánicas del Mesozoico (Cretácico) y del Cenozoico (Paleógeno y Neógeno) y en menor proporción por secuencias sedimentaria con intrusivos Cenozoicos.

Las unidades lito estratigráficas, en orden cronológico, que se encuentran en la zona son:

- Formación Soraya (Mesozoico – Jurásico).
- Formación Mara (Mesozoico – Cretácico Inferior).
- Grupo Tacaza (Cenozoico – Oligoceno Medio – Mioceno Inferior). El cual posee las siguientes subunidades:
    - Unidad de Brecha – Debris Flow y Lava Andesítica.
    - Unidad de Tobas Líticas y Tobas de Lapilli andesitas.
    - Unidad de Areniscas y Conglomerados.
- Formación Quellopata (Cenozoico – Mioceno).

Dentro de estas Formaciones y grupo lito estratigráficos, también se han llegado a identificar stocks subvolcánicos, domos y diques, los cuales intruyeron al basamento durante el Mesozoico y el Cenozoico.

De la geología local; El yacimiento sobre el que se encuentra la Unidad Minera Inmaculada es de tipo epitermal con mineralización asociada a metales preciosos que corresponde a epitermal de baja sulfuración (LS).

Dentro de la propiedad de la Unidad Minera, las rocas más antiguas que se han podido identificar corresponden a la formación Mara y a la formación Soraya, pertenecientes al Cretácico. La formación Mara subyace a la formación Soraya, y está compuesta por horizontes de limolitas, areniscas y conglomerados de capas gruesas, mientras que la formación Soraya presenta dos tipos de sedimentos: areniscas calcáreas y areniscas de grano fino a medio.

Las formaciones de rocas Mesozoicas subyacen en forma discordante a las rocas volcánicas pertenecientes al grupo Tacaza, el cual corresponde al Oligoceno Medio y posee potencias de

entre 600 a 800 m. Dentro de esta formación volcánica es donde se encuentra las ocurrencias minerales conocidas de la propiedad. Sobre las rocas volcánicas del Grupo Tacaza, se encuentran formaciones del Mioceno: Alpabamba y Aniso; las cuales son principalmente tobas. Las formaciones Mara, Soraya y el Grupo Tacaza poseen intrusiones ígneas. Éstas ido emplazándose en forma de pequeños domos riolíticos, también cortando en forma de stocks y diques de composición andesítica.

2.2. Enfoque de investigación

El estudio actual será de enfoque cuantitativo, porque utilizará la recolección y el análisis de datos para responder a preguntas y probar hipótesis, confiando en la medición numérica, el conteo y frecuentemente usando la estadística para establecer distintos patrones de comportamiento del fenómeno en estudio [19].

2.3. Tipo de investigación

La presente investigación será de tipo aplicada; ya que, se enfatizará la teoría respecto de las variables en estudio para luego dar pie al aplicarla poniéndola en práctica y demostrar así sus fines y dar posibilidades a resoluciones de las situaciones planteadas [20], en tal sentido se buscará la elección del método de explotación más efectivo para explotar la veta Keyla pertinente a la U.O Inmaculada, en el año 2020.

2.4. Nivel de investigación

El presente estudio será de nivel descriptiva, porque es referida a estudiar las peculiaridades, cualidades, propiedades, fenómenos contextualizados en la actualidad y sus rasgos esenciales en un momento y tiempo determinado de manera concreta [21]; además será explicativo porque buscará responder al porqué de los hechos bajo relaciones causa efecto [22]. En tal sentido el estudio buscará demostrar cómo una evaluación técnica económica permite la selección del método de explotación más eficaz para los fines empresariales.

2.5. Diseño de investigación

La presente investigación es de diseño no experimental de índole transversal descriptivo, debido a que estos estudios se desarrollan sin la manipulación de ninguna variable puesto que solo se

observan a los fenómenos en estudio para luego analizarlos en su contexto natural y de acuerdo con el grado de influencia de las modalidades, en un tiempo y momento único [23].

2.6. Población y muestra

2.6.1. Población

La población es la unión de todos los componentes que son propios del espacio territorial al que pertenece el problema que se está investigando y a su vez poseen peculiaridades que las relacionan [24]; en ese aspecto; la población se conformará por las vetas de la Zona Bárbara pertinentes a la Unidad Operativa Inmaculada, en el año 2020.

2.6.2. Muestra

La muestra es un fragmento que representa a la población, cuyas peculiaridades esenciales son las de ser objetiva, de tal manera que los resultados obtenidos en aquella muestra se puedan universalizar a cada uno de los componentes que constituyen la población [24]. La muestra se constituirá por la Veta Keyla en el nivel 4300.

2.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

La investigación usará la técnica de la observación directa, la misma que consiste en observar atentamente el fenómeno para tomar información y luego registrarla para analizar según las pretensiones [25]. Asimismo; se usará la técnica del fichaje, la misma que consiste en recopilar y redactar datos que faciliten la selección y el orden de la información a través de ficheros.[26].

En relación con los instrumentos utilizados; se usará los reportes e informes que se generen de los cálculos de proyecciones en distintos escenarios con cada método de explotación sugerida para la veta Keyla, en el año 2020.

2.8. Técnicas de análisis e interpretación de datos

Se usará la técnica de la observación para recolectar información sobre las reservas explotables y observar las condiciones en campo de la veta Keyla y sus posibilidades de acceso, para luego ejecutar las distintas proyecciones en las fichas con distintos escenarios que a su término serán evaluadas a través del Software Estadístico Microsoft Excel 2016 proyectando la totalidad de reservas explotaciones y así generar indicadores rentables como el TIR, VAN y márgenes que serán de partida para la toma de decisión.

III. ESTADO ACTUAL DE LA MINA

3.1. Ubicación y descripción de la propiedad

La Unidad Minera Inmaculada está ubicada en el distrito de Oyolo, provincia de Páucar del Sara Sara en el departamento de Ayacucho, al sur del Perú, sobre el cinturón metalogénico epitermal Puquio-Caylloma; y a una altura entre los 4,200 y los 4,800 m.s.n.m. Con coordenadas geográficas: 14°57'19'' Latitud Sur y 73°14'34'' Longitud Oeste, y coordenadas UTM (WGS-84): 8,345,872 m Este y 688,980 m Norte en la Zona 18.

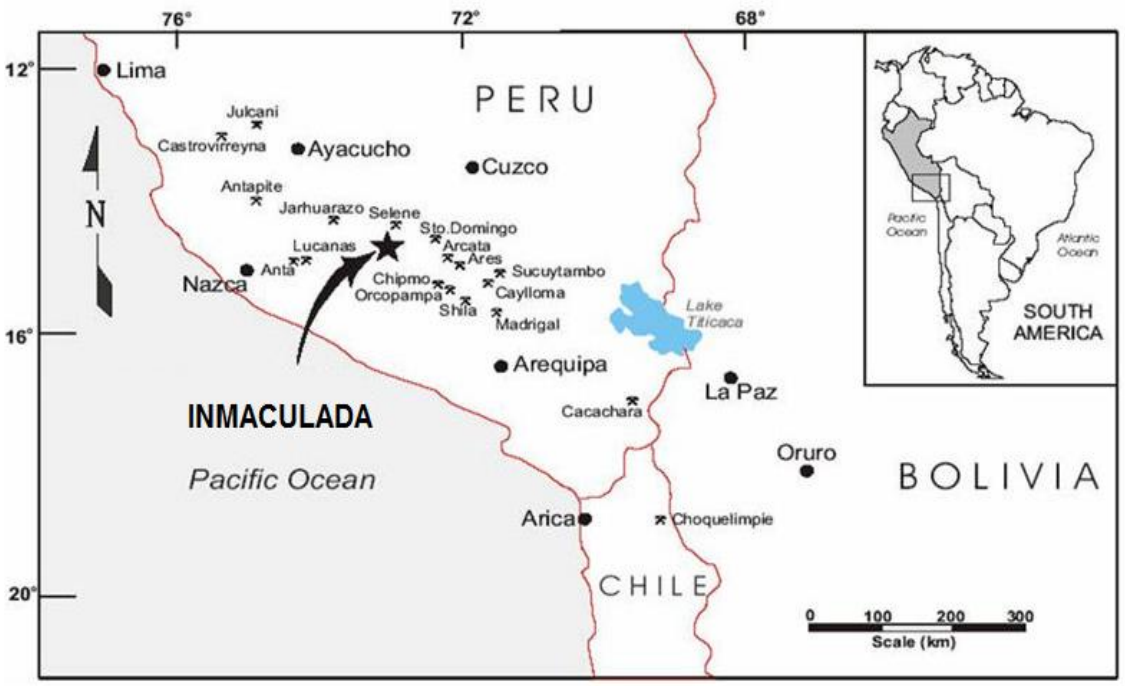


Figura III.1Plano general de ubicación

3.2. Geología

3.2.1. Geología Regional

El área donde se encuentra la Unidad Minera Inmaculada se encuentra dentro de la franja Cenozoica Puquio-Caylloma y sus yacimientos están asociados con volcánicos e intrusivos en sistemas de vetas epitermales de baja y alta sulfuración. Es por esto por lo que, en toda la zona, se puede observar que está compuesta principalmente por rocas volcánicas del Mesozoico (Cretácico) y del Cenozoico (Paleógeno y Neógeno) y en menor proporción por secuencias sedimentaria con intrusivos Cenozoicos.

3.2.2. Geología Local

El yacimiento sobre el que se encuentra la Unidad Minera Inmaculada es de tipo epitermal con mineralización asociada a metales preciosos que corresponde a epitermal de baja sulfuración (LS). Dentro de la propiedad de la Unidad Minera, las rocas más antiguas que se han podido identificar corresponden a la formación Mara y a la formación Soraya, pertenecientes al Cretácico. La formación Mara subyace a la formación Soraya, y está compuesta por horizontes de limolitas, areniscas y conglomerados de capas gruesas, mientras que la formación Soraya presenta dos tipos de sedimentos: areniscas calcáreas y areniscas de grano fino a medio.

3.3. Mineralización

El yacimiento de la Unidad Minera Inmaculada es de tipo epitermal con mineralización asociada a metales preciosos. La mineralización económica se encuentra relacionada a vetas de cuarzo de relleno filoniano, esta corresponde a un yacimiento epitermal de baja sulfuración (LS).

3.4. Geomecánica

3.4.1. Aspectos Litológicos

En el área de Quellopata, que alberga la veta Ángela, se registraron cuatro unidades litológicas: lava andesítica, brecha andesítica (debris flow), toba e intrusivo causante de la mineralización del pórfido feldespático. La secuencia de rocas volcánicas extrusivas se encuentra inter-digitadas en estratos sub-horizontales sin continuidad; mostrando una disposición donde las lavas andesíticas parecen estar embebidas dentro de la brecha andesítica. La toba tiene escasa presencia y se ha registrado en sitios muy puntuales donde parece que mantuviese la sub-horizontalidad de los estratos.

Se han delineado hasta cuatro flujos lávicos en Quellopata, los cuales están intercalados con brechas volcano-clásticas. Las unidades litológicas en el área de Quellopata pertenecientes al grupo Tacaza, el intrusivo causante de la mineralización, se describen a continuación:

- **Lava andesítica;** color verde púrpura, merocristalina, fanerítica fina y porfirítica, dura a muy dura, leve alteración argílica, masiva, las diaclasas están rellenas de calcita y esmictita; superficialmente resaltan los apófisis de esta roca.
- **Brecha andesítica;** bien llamada debris flow, color gris verdosa, hipocristalina, afanítica microcristalina, medianamente dura, alteración argílica leve a media,

masiva, las diaclasas están rellenas de calcita y esmectita. Superficialmente están de alta a completamente meteorizadas, muy friables, los clastos de brecha varían de 2 a 12 cm de diámetro.

- **Toba andesítica;** color beige a verde, hipocristalina, suave a medianamente dura, fanerítica fina a media. No se ha registrado afloramiento en la superficie salvo en las perforaciones diamantinas.
- **Depósitos cuaternarios;** la cobertura superficial es muy escasa, se han registrado depósitos eluviales, depósitos coluviales y depósitos aluviales.

En el yacimiento de la UM Inmaculada del grupo Hochschild, se tienen las siguientes características de roca, de acuerdo con la correlación entre el GSI y el RMR, que se resumen en las siguientes tablas.

Tabla 2. *Cartilla GSI abertura permanente de 3.5 a 5.0m*

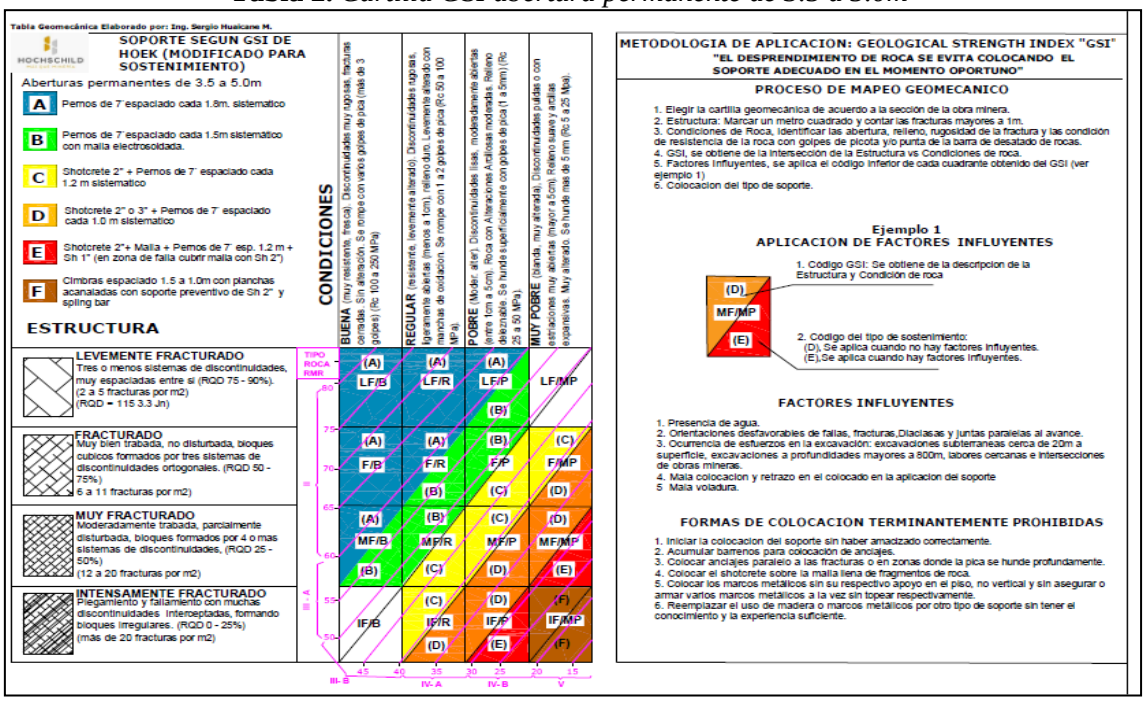


Tabla 3. *Cartilla GSI abertura permanente de 5.0 a 7.0m*

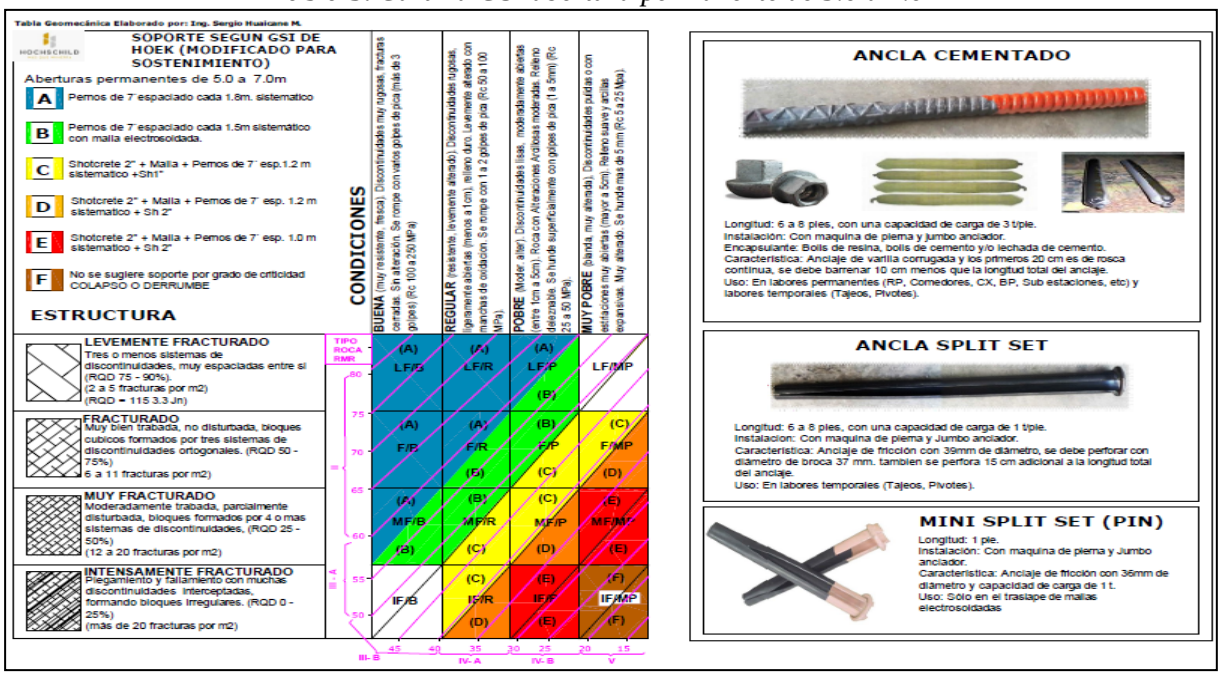


Tabla 4. *Cartilla GSI abertura temporal de 3.5 a 5.0m*

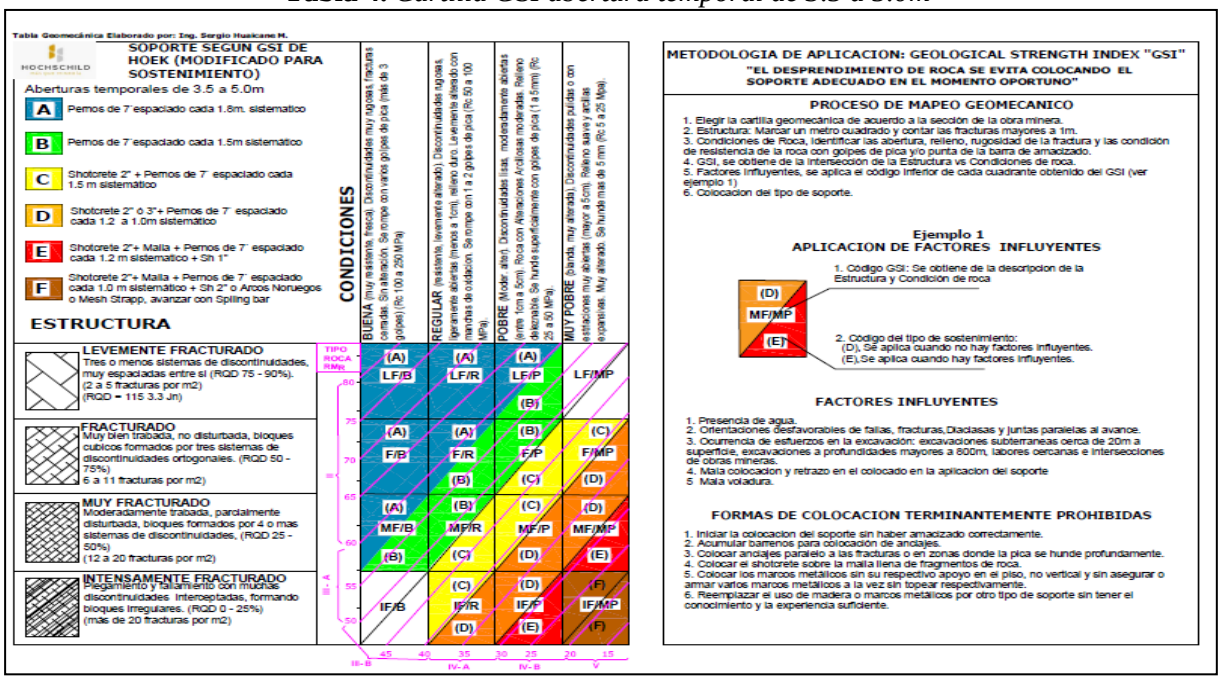


Tabla 5. *Cartilla GSI abertura temporal de 5.0 a 8.0m*

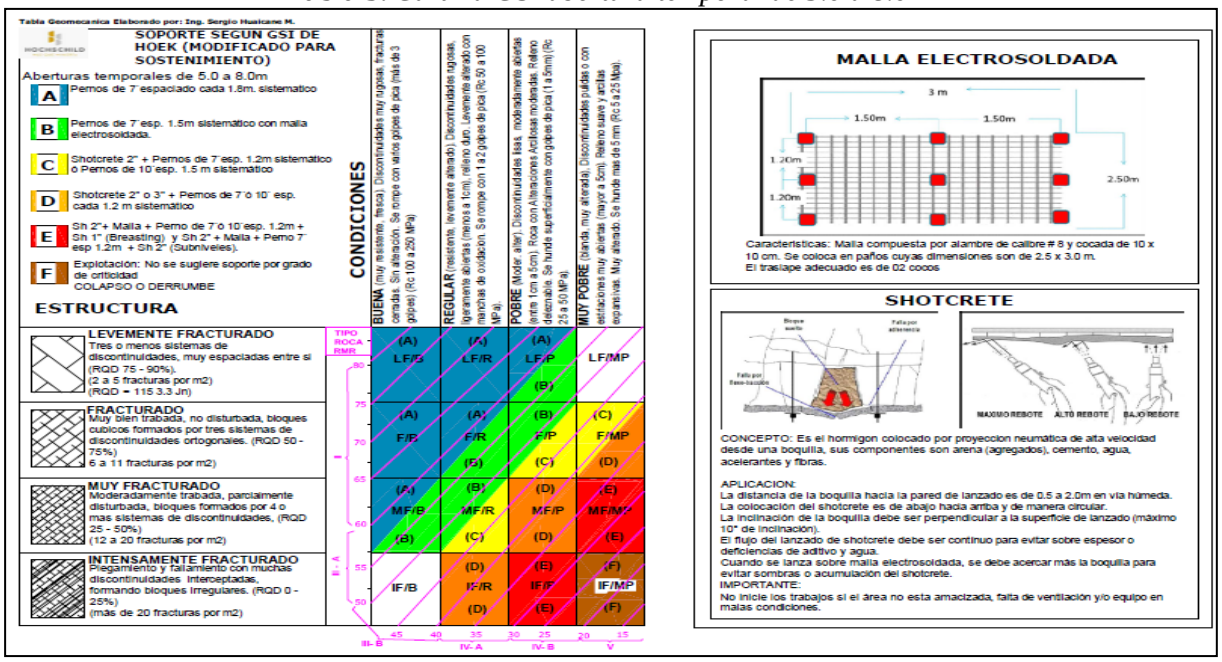
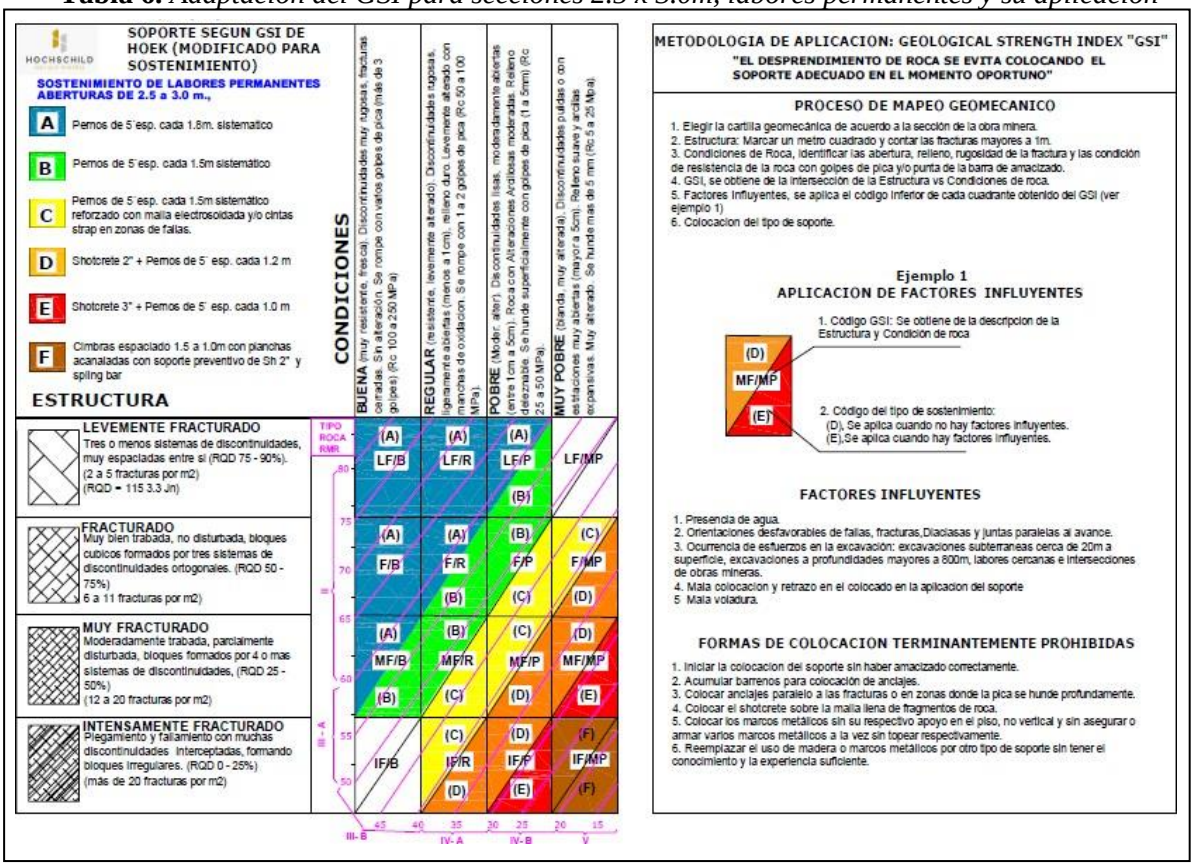


Tabla 6. *Adaptación del GSI para secciones 2.5 x 3.0m, labores permanentes y su aplicación*

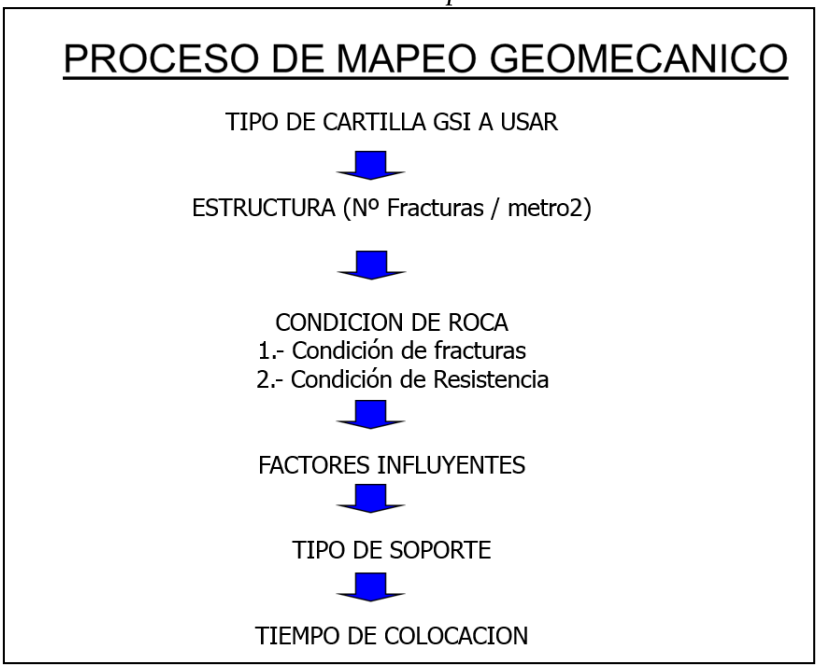


De acuerdo con las tablas; tenemos rocas con sistemas de fracturas que oscilan entre levemente fracturado (LF), hasta intensamente fracturado (IF) y en condiciones de roca buena (B) a muy pobre (MP). También se ha colocado el equivalente del GSI y RMR que aparece en la tabla 3 con sus tipos de roca para que el trabajador minero ubique adicional al GSI el tipo de roca RMR y la Clase de roca, entonces correlacionando estos dos sistemas presentamos el cuadro 3, en donde se puede apreciar sus equivalencias entre el RMR y el GSI con el tipo de roca.

Tabla 7. *Equivalencias del RMR y GSI con el tipo de roca y clase*

TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	RMR	GSI
BUENA	II	AZUL	61 - 80	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R
REGULAR - A	III - A	VERDE	51 - 60	F/R, F/P, MF/B, MF/R, IF/B
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50	F/P, F/MP,MF/R, MF/P, IF/B, IF/R
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40	F/MP, MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30	MF/MP, IF/P, IF/MP
MUY MALA	V	CAFÉ	0 - 20	IF/MP

Tabla 8. *Proceso de Mapeo Geomecánico*



3.5. Hidrogeología

Las condiciones hidrogeológicas de la mina Inmaculada han sido objeto de estudios por diferentes instituciones y empresas de consultoría, en los que ha elaborado su modelo hidrogeológico a nivel conceptual determinándose en este los parámetros hidrogeológicos correspondientes. Durante la explotación actual de la mina, se han realizado mediciones de sus parámetros más importantes, los cuales han servido para efectuar el análisis de estos en el corto plazo. Los estudios, informes, memorándum y datos recopilados para la redacción de este acápite son los siguientes:

- Results of Groundwater modeling for projecting groundwater inflow to proposed Inmaculada Mine, Inmaculada Project, Perú; Ausenco Perú SAC, Noviembre 2011
- Estudio hidrológico hidrogeológico para el proyecto Inmaculada, HGS Perú SA (mayo, 2014)
- Estudios hidrogeológicos regionales del Sur del Perú, planos hidrogeológicos (INGEMMET, 2015)
- Mediciones de piezómetros instalados en interior mina (Ares, 2018)

3.5.1. Contexto geológico

La mina Inmaculada se encuentra situada en el altiplano del sur del Perú, piso superior de la cordillera Occidental del sur del Perú, constituido por altas cumbres, valles, mesetas, colinas y depósitos morrénicos. El ambiente geomorfológico dominante es de superficie de ladera amplia y lomadas con valles de escorrentía temporal y permanente entre los 4000 a 4800 msnm. Estas superficies están modeladas en rocas volcánicas de la Formación Aniso compuesta principalmente por rocas lávicas de composición andesítica de gran potencia y extensión en el sitio; otras rocas también están presentes como las piroclásticas de grano fino que forman rocas volcánicas sedimentarias. La mina se ubica en la parte alta de la cuenca del río Ocoña, subcuenca del rio Maran y en las que se han diferenciado 06 microcuencas como son: Patari, Quellopata, Huamancute, Cairllaca, Pascana y Cancalla; siendo la quebrada Huamancute la que tiene mayor influencia en el proyecto, por su longitud y carga hidráulica. Estas microcuencas abarcan las vetas en explotación como son Ángela y sus ramales, situadas al sur oeste del proyecto; y las vetas Bárbara, Keyla y Sheyla, situadas al noreste.

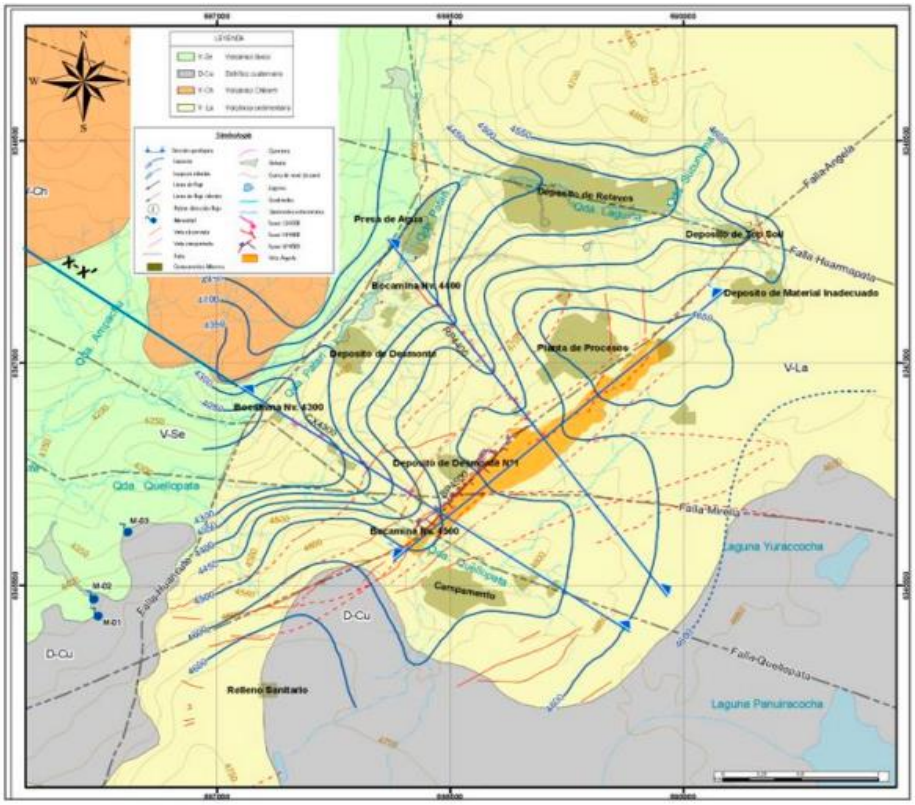


Figura III.2Mapa geológico de superficie y de hidro isohipsas de la mina Inmaculada
Fuente: HGS Perú SA (mayo, 2014)

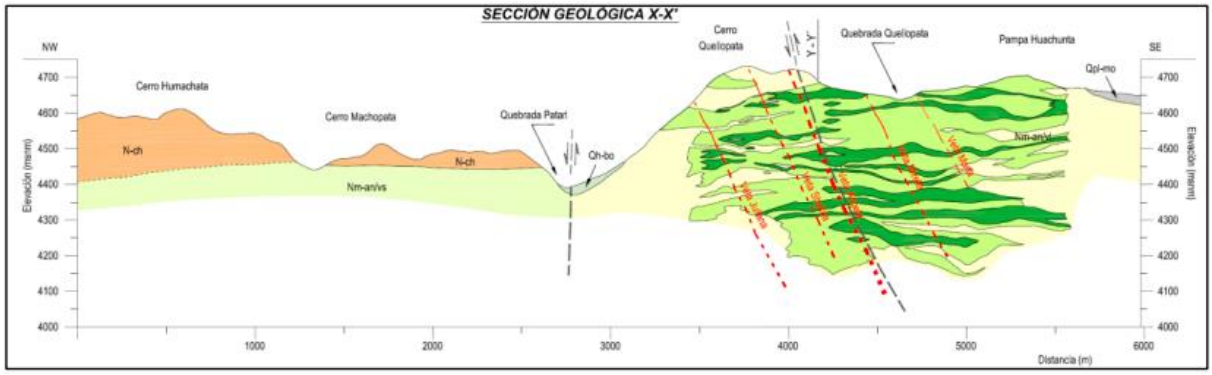


Figura III.3Sección geológica x-x' de la mina Inmaculada
Fuente: HGS Perú SA (mayo, 2014)

3.5.2. Hidrogeología de la zona de estudio

Las condiciones hidrogeológicas del sitio fueron determinadas en la ejecución del estudio de HGS, en el cual se caracterizaron las unidades hidrogeológicas, que describimos a continuación:

3.5.3. Unidades hidrogeológicas

En los estudios regionales y locales se han reconocido cuatro unidades hidrogeológicas (HGS, 2014), las que se extienden ampliamente en el proyecto. La descripción de cada una de ellas se da a continuación:

• Unidad volcánico-lávica: consisten en formaciones volcánicas (Aniso) conformadas por riolitas, lavas andesíticas, brechas andesíticas y subvolcánicos, cuya matriz presenta muy baja permeabilidad y en las que el flujo y almacenamiento del agua se realiza a través de la red de fracturas (Lava andesítica).

• Unidad volcánico-sedimentaria: está conformado por las areniscas tobáceas y areniscas gravosas-conglomerádicas pseudo estratificadas de la Formación Aniso, consisten en materiales rocosos consolidados presentan baja permeabilidad en la matriz y donde el flujo y el almacenamiento de las aguas subterráneas se producen a través de los planos de estratificación y la red fracturas (Brecha andesítica).

• Unidad volcánico - Chibemi: conformado por lavas andesíticas, gris a gris oscuras, algo porfiríticas con textura fluidal. El flujo y el almacenamiento se producen en las fracturas presentes ya que la matriz rocosa presenta muy baja permeabilidad

• Unidad detrítico-cuaternario: la conforman los depósitos recientes inconsolidados tales como los depósitos glaciales, glaciofluviales y coluviales, formado por materiales granulares que conforman acuíferos con flujo y almacenamiento en un medio poroso.

3.6. Operaciones Mineras

3.6.1. Descripción de Métodos de Explotación

3.6.1.1. Corte y relleno mecanizado ascendente (CRM)

- La longitud del tajeo está asociada a la longitud optima del rendimiento del equipo de acarreo y/o limpieza (hasta 100 metros por cada ala de explotación).
- La altura promedio del tajeo será de 3.00 metros medidos desde la corona del corte anterior y la corona proyectada a minar.
- El ancho del tajeo dependerá del equipo de limpieza, scooptram de 6 y 4 yd3.
- En la explotación del tajo se considerará minado en breasting.
- El tajo debe contar con acceso por basculante para ingreso de material, acceso del personal y equipos de extracción o sostenimiento de ser el caso.
- El batido de la basculante se realizará de acuerdo con la longitud de la basculante.
- La perforación del tajeo utilizará máquina perforadora Jumbo con barrenos de longitudes de 12 y 14 pies, el uso de la longitud de esos barrenos dependerá de la recomendación geomecánica.
- La voladura del tajeo se realizará de acuerdo con el estándar de malla de voladura
- La limpieza de mineral se realizará con equipo scooptram hasta de 6 yd3, esto según la potencia del Ore.
- Para la etapa de relleno se deberá considerar relleno detrítico o pasta de acuerdo con la recomendación geomecánica.
- Sostenimiento después de cada disparo de acuerdo con la recomendación geomecánica.
- La ventilación será forzada a través de mangas que ingresarán por la basculante del tajeo hasta el tope de acuerdo con los estándares.
- El circuito de ventilación se deberá garantizar de acuerdo con la recomendación del área de Servicios Mina.
- Topografía marcará la línea rasante a piso de relleno, durante el minado, a fin de controlar el nivel de piso.

En los siguientes gráficos se aprecia los accesos y la secuencia de explotación.

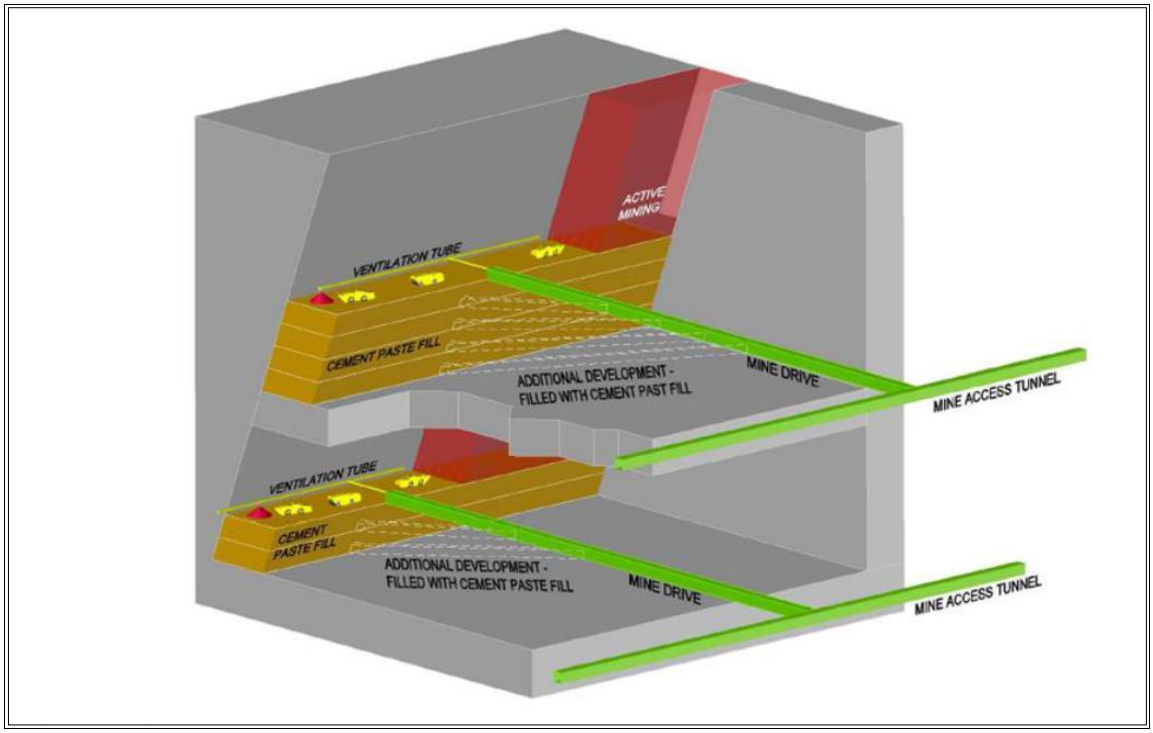


Figura III.4Accesos a la zona de explotación

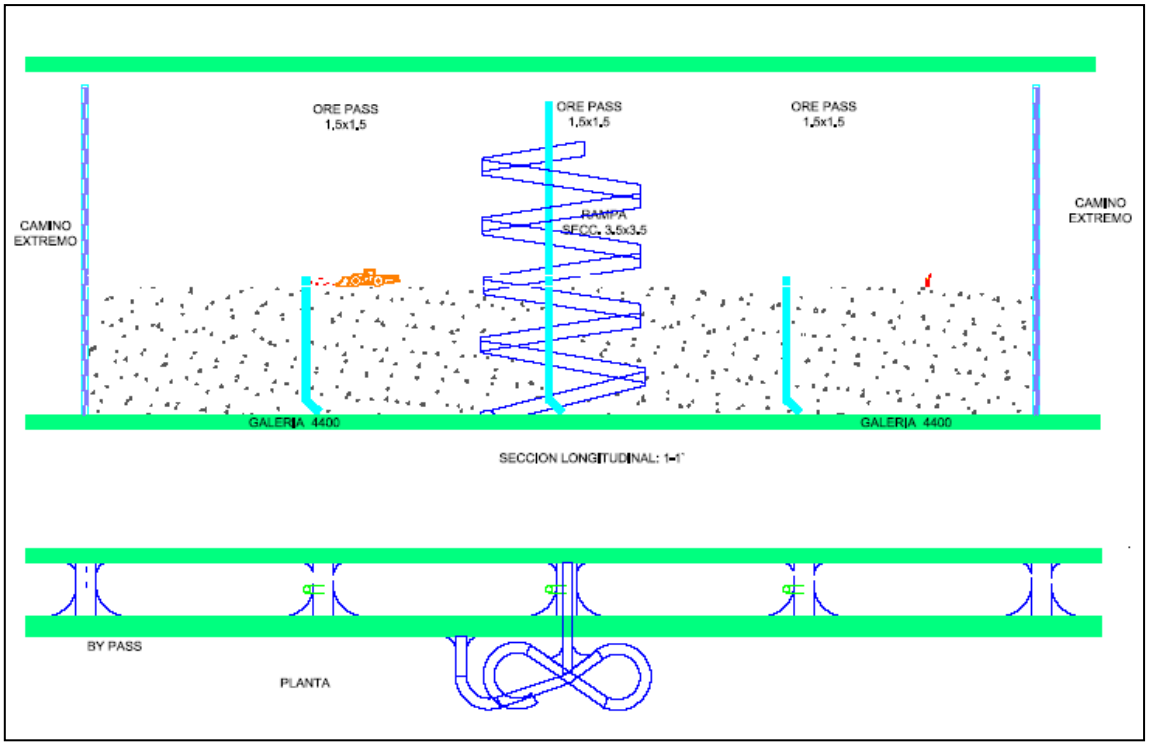


Figura III.5Diseño de explotación Corte y Relleno Mecanizado en Breasting

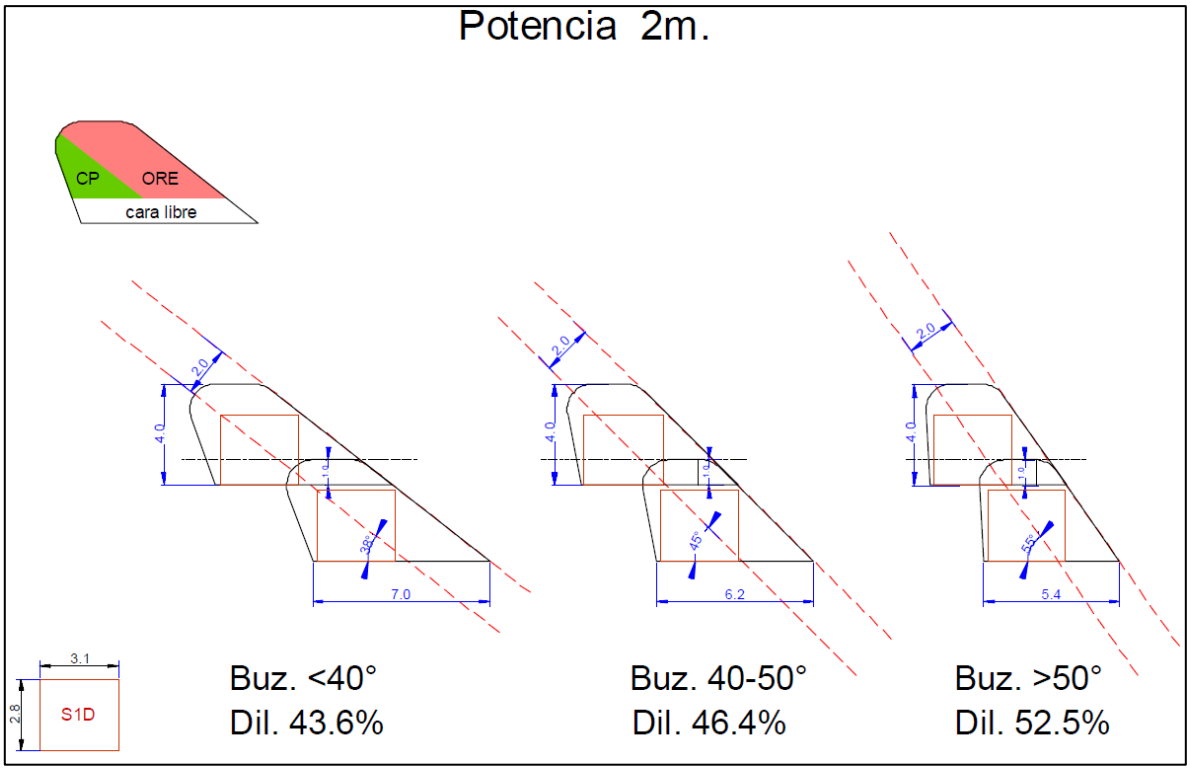


Figura III.6Secciones típicas en CRM por buzamiento en potencias de 2m

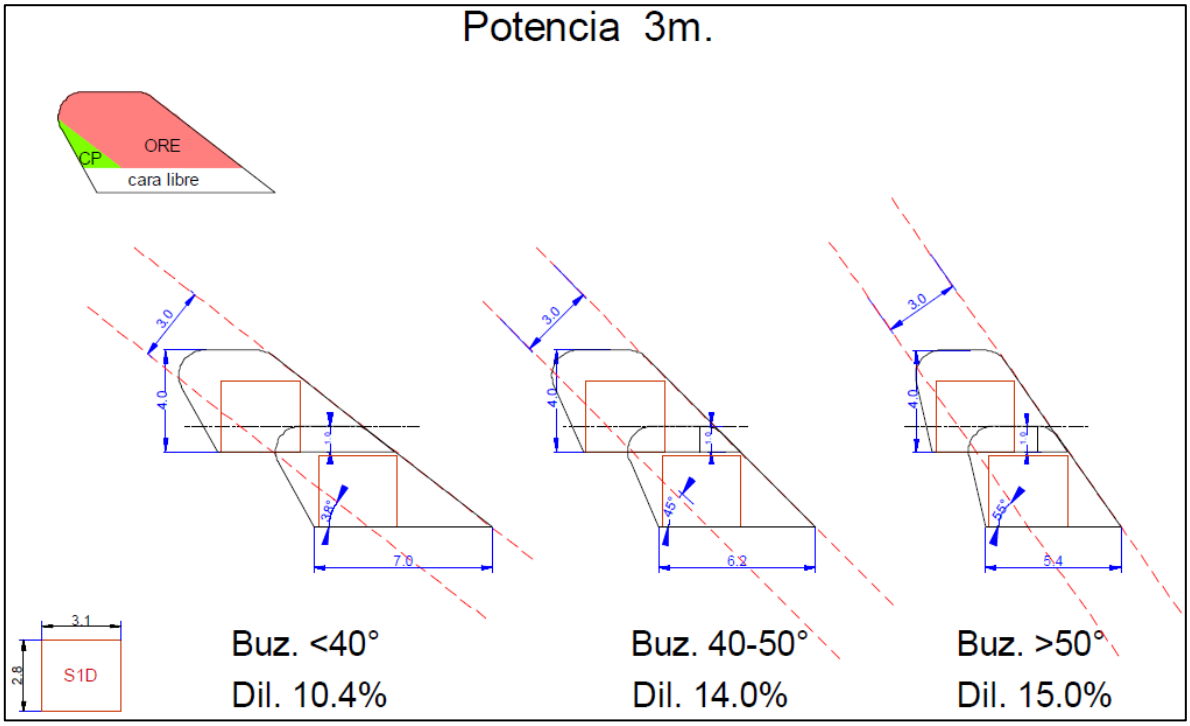


Figura III.7Secciones típicas en CRM por buzamiento en potencias de 3m

3.6.1.2. Corte y relleno ascendente semi-mecanizado (CRSM)

Este método presenta dos variantes: acceso por rampas y basculantes, y la otra variante, cautivar el equipo de limpieza para evitar la ejecución de rampas y basculantes.

A. Corte y relleno ascendente semi-mecanizado con scoop libre

- La longitud del tajeo está asociada a la longitud optima del rendimiento del equipo de acarreo y/o limpieza (hasta 100 metros por cada ala de explotación).
- La altura promedio del tajeo será de 2.7 metros medidos desde la corona del corte anterior y la corona proyectada a minar.
- El ancho del tajeo dependerá del equipo de limpieza, scooptram de 2.2 yd3.
- En la explotación del tajo se considerará minado en breasting.
- La perforación del tajeo utilizará máquina perforadora Jackleg con barrenos de longitudes de 6 y 8 pies, el uso de la longitud de esos barrenos dependerá de la recomendación geomecánica.
- La voladura del tajeo se realizará de acuerdo con el estándar de malla de voladura.
- La limpieza de mineral se realizará con equipo scooptram hasta de 2.2 yd3, esto según la potencia del Ore.
- Para la etapa de relleno se deberá considerar relleno detrítico o pasta de acuerdo con la recomendación geomecánica.
- Sostenimiento después de cada disparo de acuerdo con la recomendación geomecánica.
- La ventilación será forzada a través de mangas que ingresarán por la basculante del tajeo hasta el tope de acuerdo con los estándares.
- El circuito de ventilación se deberá garantizar de acuerdo con la recomendación del área de Servicios Mina.
- Topografía marcará la línea rasante a piso de relleno, durante el minado, a fin de controlar el nivel de piso.

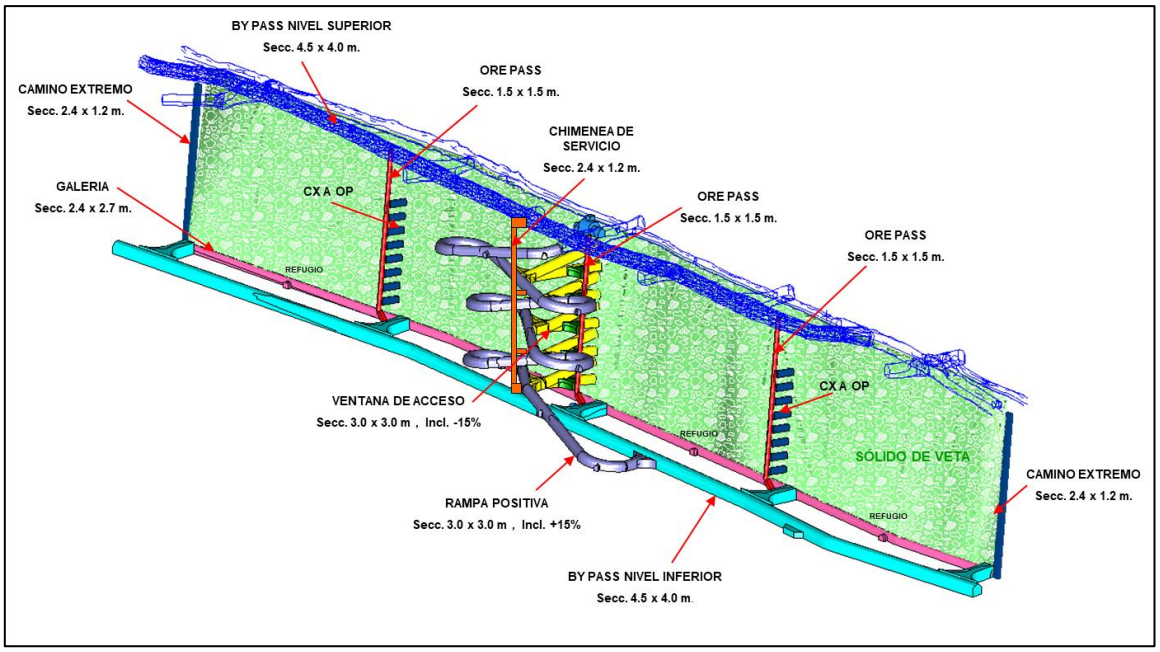


Figura III.8Corte y relleno ascendente semi mecanizado con scoop libre

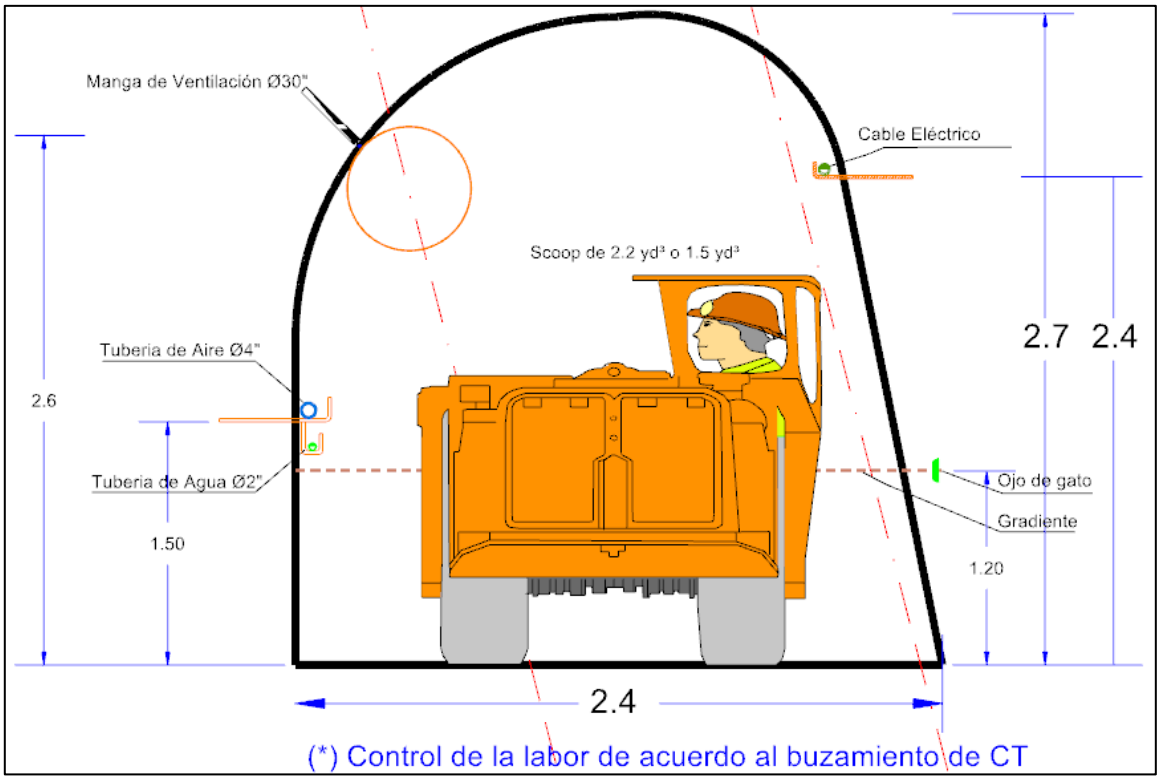


Figura III.9Sección típica de Corte y Relleno Semi mecanizado Breasting

B. Corte y relleno ascendente semi mecanizado con scoop cautivo

- La longitud del tajeo está asociada a la longitud optima del rendimiento del equipo de acarreo y/o limpieza (hasta 80 metros por cada ala de explotación).
- La altura promedio del tajeo será de 2.4 metros medidos desde la corona del corte anterior y la corona proyectada a minar.
- El ancho del tajeo dependerá del equipo de limpieza, microscoop de 0.75 yd3.
- En la explotación del tajo se considerará minado en breasting y realce, dependerá de la recomendación geomecánica.
- La perforación del tajeo utilizará máquina perforadora Jackleg con barrenos de longitudes de 6 y 8 pies, el uso de la longitud de esos barrenos dependerá de la recomendación geomecánica.
- La voladura del tajeo se realizará de acuerdo con el estándar de malla de voladura.
- La limpieza de mineral se realizará con equipo microscoop de 0.75 yd3.
- Para la etapa de relleno se deberá considerar relleno detrítico o pasta de acuerdo con la recomendación geomecánica.
- Sostenimiento después de cada disparo de acuerdo con la recomendación geomecánica.
- La ventilación será forzada a través de mangas que ingresarán por los caminos centrales y caminos extremos.
- El circuito de ventilación se deberá garantizar de acuerdo con la recomendación del área de Servicios Mina.
- Topografía marcará la línea rasante a piso de relleno, durante el minado, a fin de controlar el nivel de piso.

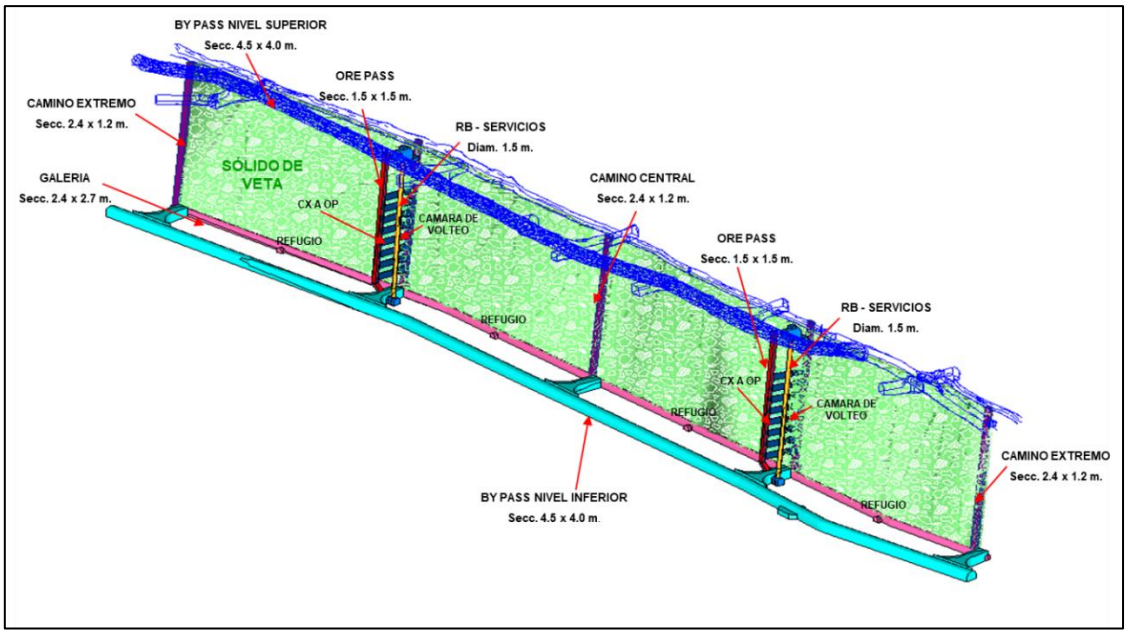


Figura III.10Corte y relleno ascendente semi mecanizado con scoop cautivo

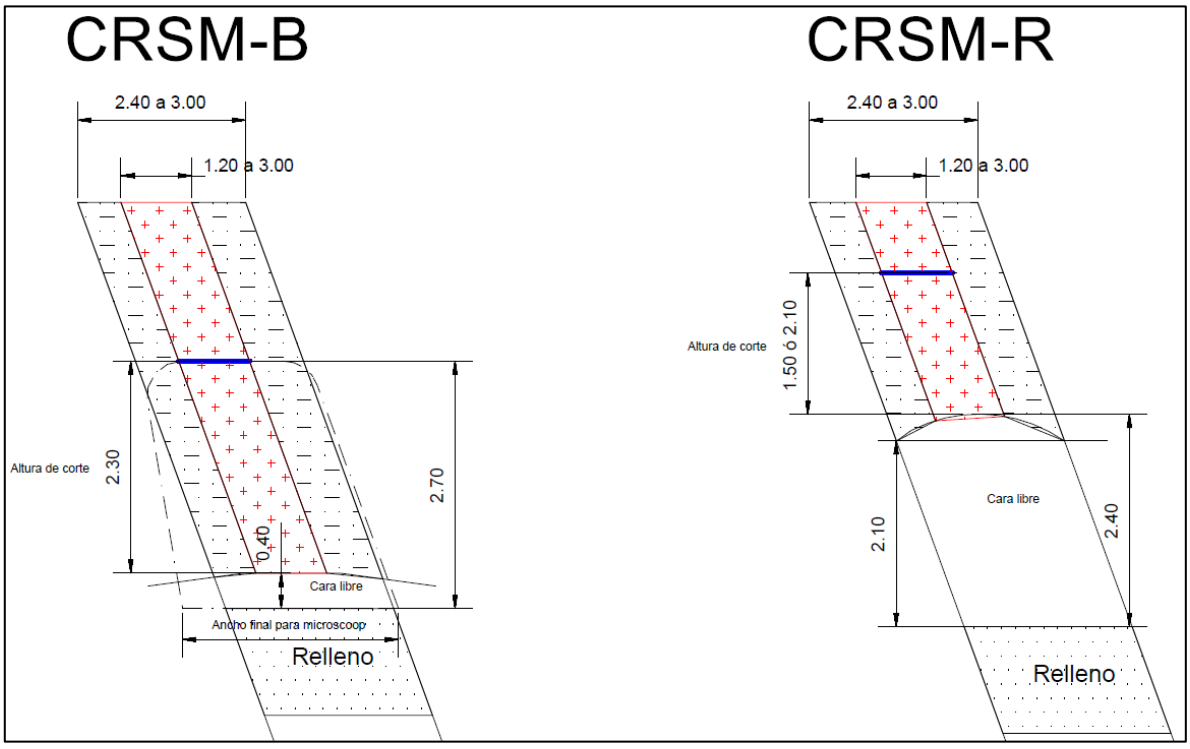


Figura III.11Secciones típicas de Corte y Relleno Semi mecanizado con equipo cautivo (Breasting y Realce)

3.6.1.3. Corte y relleno convencional ascendente

- La altura promedio del tajeo será de 2.4 metros medidos desde la corona del corte anterior y la corona proyectada a minar.
- La perforación se realiza con maquina liviana Jack Leg con barreno de 6 - 8 pies y broca de 38 – 41 mm, se puede dar tanto vertical (Realce) y horizontal (Breasting), esto de acuerdo con la recomendación geomecánica.
- El sostenimiento en labores de explotación se realiza con técnicas convencionales con pernos de fricción, malla electrosoldada, madera y sus combinaciones de acuerdo con el comportamiento geomecánico del macizo rocoso.
- La limpieza de mineral se realiza utilizando winches de arrastre (eléctricos) hacia el ore pass ubicado en la misma veta y es extraído por un nivel inferior por volquetes.
- Para la etapa de relleno se deberá considerar relleno detrítico o pasta de acuerdo con la recomendación geomecánica.
- La longitud del tajeo está asociada a la longitud optima del rendimiento del winche (hasta 40 metros por cada ala de explotación).
- La ventilación será forzada a través de mangas que ingresarán por los caminos centrales y caminos extremos.
- El circuito de ventilación se deberá garantizar de acuerdo con la recomendación del área de Servicios Mina.

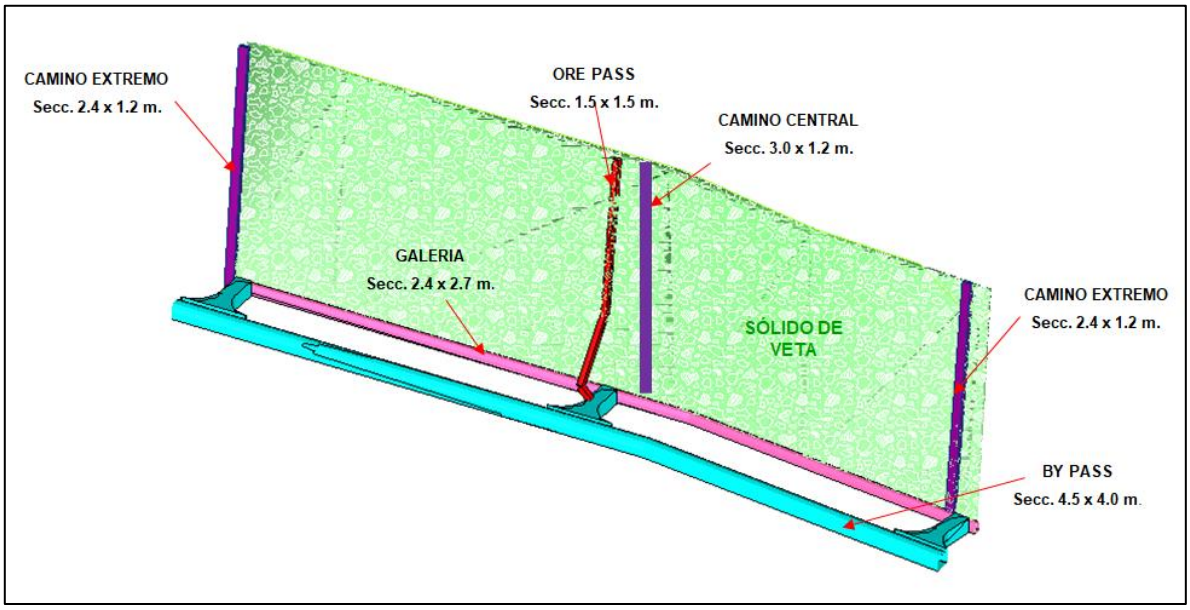


Figura III.12Corte y relleno ascendente convencional

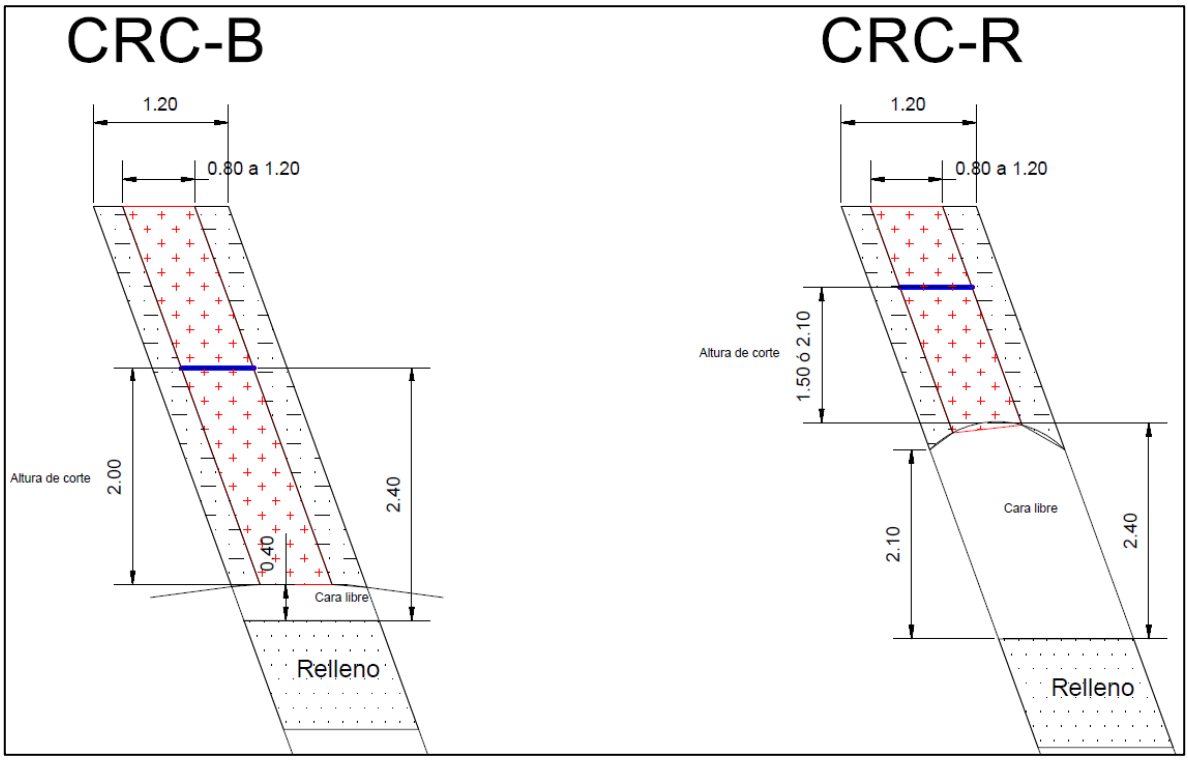


Figura III.13Secciones típicas de Corte y Relleno Convencional (Breasting y Realce)

3.6.1.4. Método de Minado por Taladros Largos

Es aplicable en vetas con buzamientos mayores a 50 grados y potencias mayores a 2 metros, se tiene dos variantes: Taladros largos Longitudinales y Transversales, y de 2 a 10 metros de potencia en caso de los longitudinales y potencias mayores a 10 metros serán minados con Taladros Largos Transversales. Para la explotación por el método de taladros largos longitudinales y transversales, se requiere accesos desde un By Pass en la caja piso hacia la veta y preparar un subnivel a lo largo del rumbo de la veta.

La forma de trabajo para el método de minado de Taladros Largos Longitudinales y Transversales es:

- Perforación de Taladros largos en bancos entre niveles de 6 a 20 m. de altura, con equipos de perforación positiva y negativa.
- Extracción de mineral basado en la voladura de taladros largos.
- Relleno en Pasta y/o Cementado.

Para el presente método de minado, se tomó en consideración la geomecánica y dimensiones de la estructura, a la vez, con estas características, se trabajó el diseño de la mina, teniendo las labores principales en la caja piso.

El diseño de minado por Taladros Largos Longitudinales y Transversales esta principalmente basado en el comportamiento de las cajas que contienen a la estructura mineralizada. Con un buen conocimiento de esta información, se puede determinar:

- Tamaño y forma de las galerías.
- Altura entre los niveles.
- Longitud y ancho máximo a considerar
- Diseño de la malla de perforación y de la voladura.
- Técnicas de carguío y voladura.

La secuencia de minado empieza del centro del tajo, minando hacia los límites de la veta.

Se considera una rampa de la cual se extiende brazos a los límites de la veta, con el fin de extraer el mineral roto y a su vez ingresar el relleno. Estos by-passes se desarrollan en la caja piso aproximadamente de 10 a 20 metros del contacto de mineral.

Se ha optado por trabajar con una altura entre niveles de 6 a 16 mts., con la opción de aumentar este valor, en la medida que mejore la valoración de la calidad de roca.

Para el ingreso a la veta se ha considerado cruceros del By Pass hacia los subniveles espaciados a 96 metros a lo largo de la veta.

En la siguiente figura se muestra el esquema de minado por Taladros Largos Longitudinal.

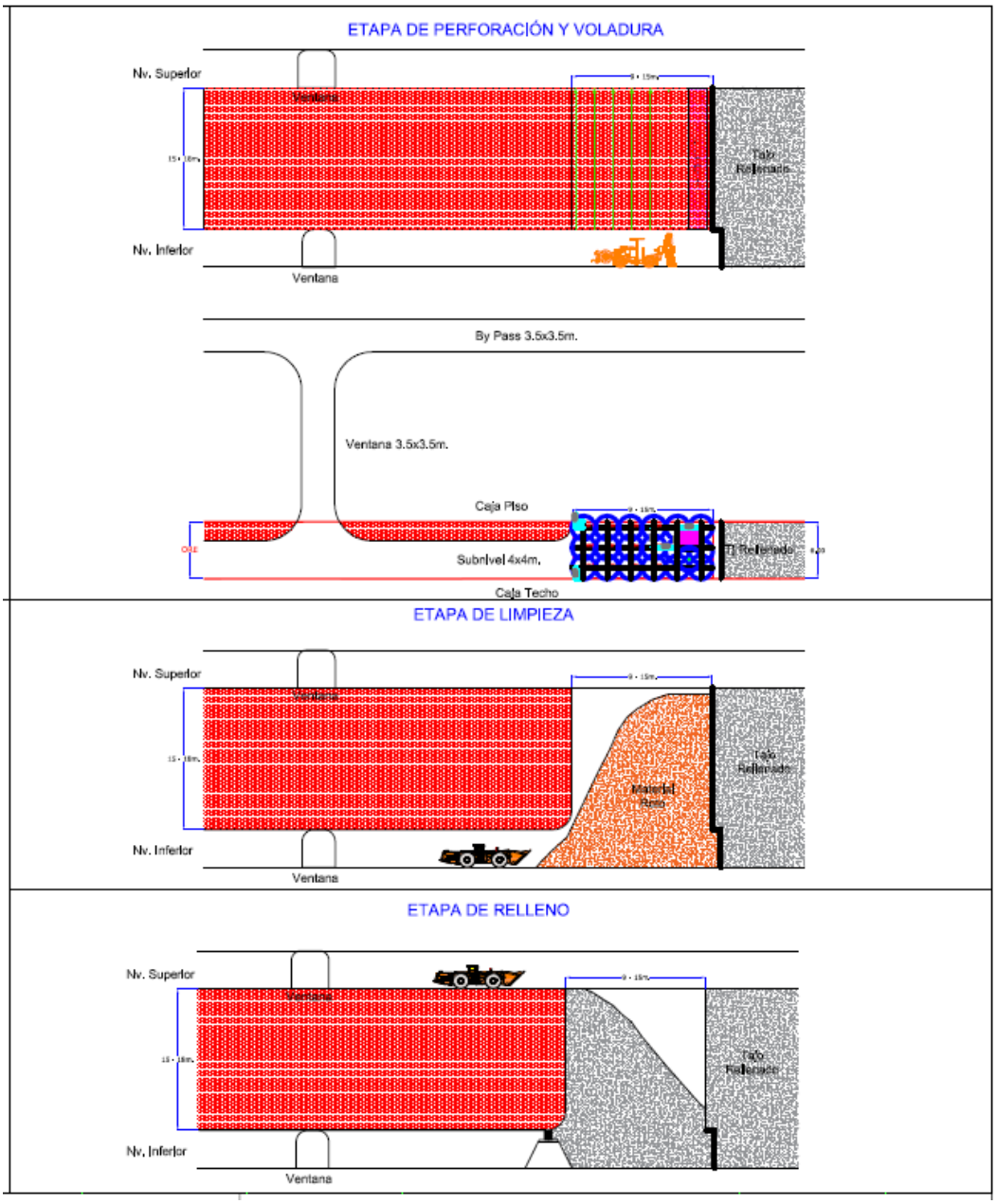


Figura III.14Minado por Taladros Largos Longitudinales

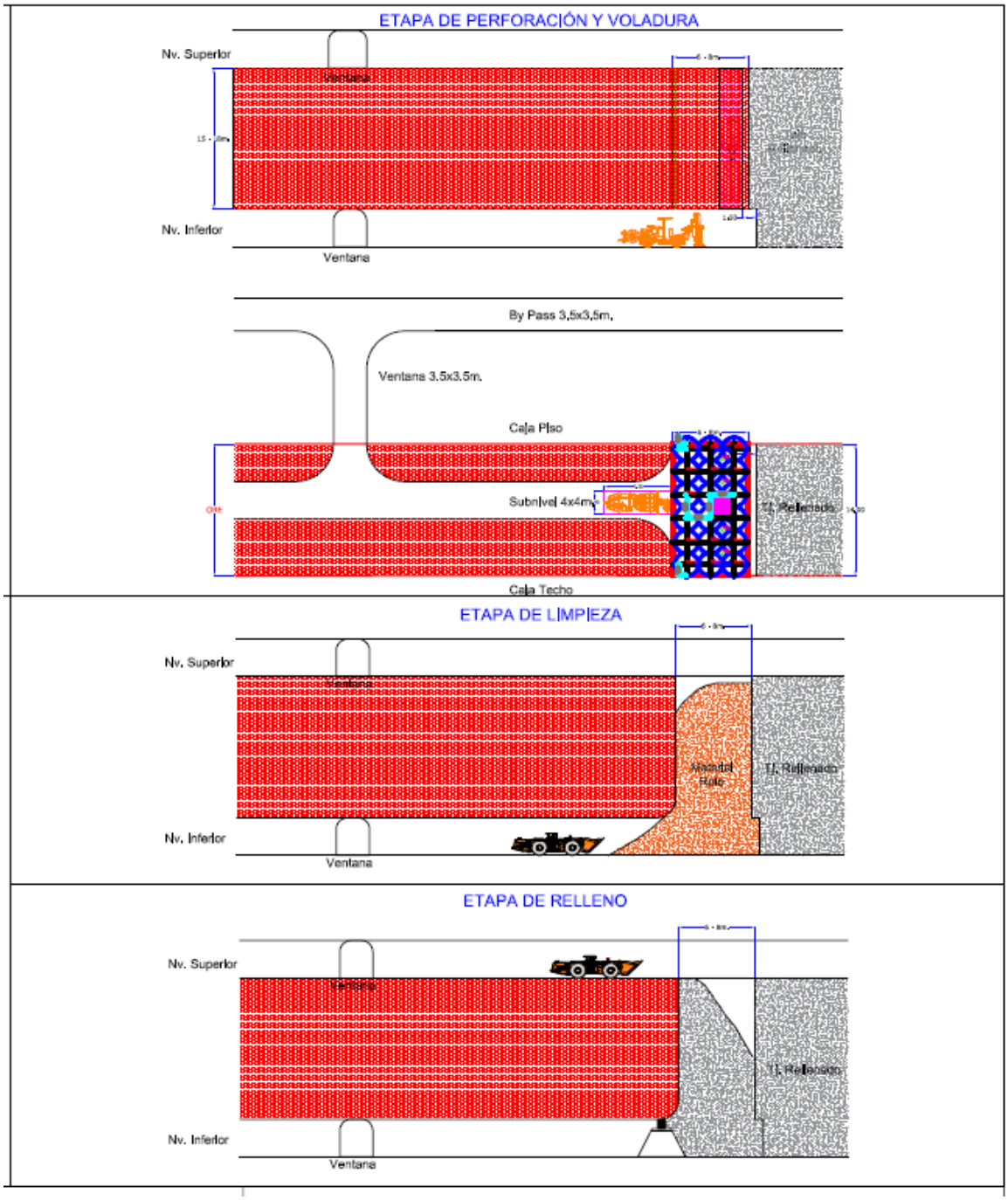


Figura III.15Minado por Taladros Largos Transversales

3.6.2. Acarreo de Mineral y Desmonte

El carguío, acarreo y transporte para las actividades de minado es la etapa donde se carga el mineral o desmonte a los equipos volquetes, para que sean trasladados a la chancadora primaria o descargados en el depósito de desmonte respectivamente.

El carguío del mineral/desmonte se realizará con los scooptrams de 6.0 yd3 a volquetes de 8x4 de 30.0 ton. o a volquetes de 6x4 de 25.0 ton.

Se han estimado preliminarmente 6 volquetes por guardia. Estos volquetes circularán desde las zonas de carguío dentro de la mina, hasta la salida por la boca mina NV. 4400 donde se descargará el mineral para ser chancado (chancadora primaria) y luego ser transportado por la primera faja curva en Sudamérica de 1,400 metros, con destino a la planta de procesos.



Figura III.16Chancadora primaria

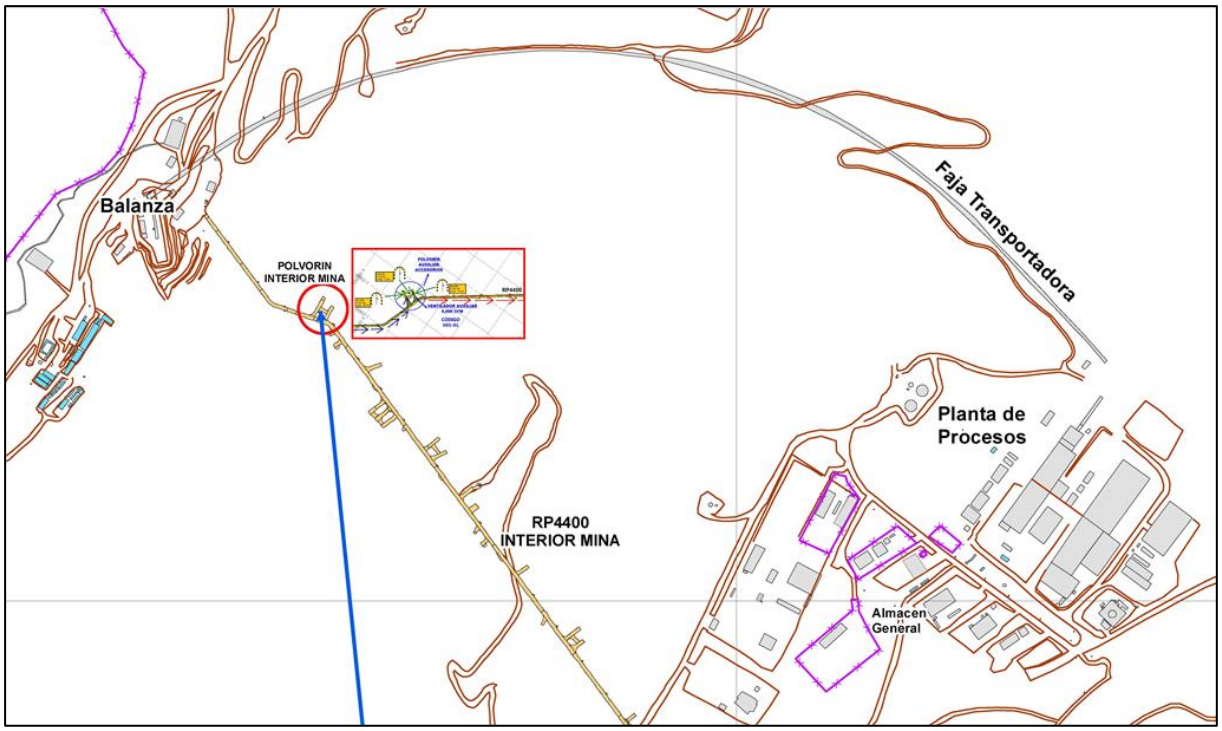


Figura III.17Faja transportadora curvo

3.6.3. Relleno en Pasta y Cementado

3.6.3.1. Relleno en Pasta

La planta de procesos ha sido diseñada para producir pasta cementada ("backfill") al 70% de sólidos en peso utilizando relaves detoxificados (al 42% de sólidos) provenientes de la operación de la planta de beneficio de minerales, los cuales pasan por un proceso de separación de finos (underflow hidrociclones con P20 de 20 µm) y la adicción de cemento Portland al 10% en peso.

Diseño de mezcla patrón (actualmente producido en mina)

Tabla 9. *Diseño de mezcla patrón*

Diseño patrón – por m3 de relleno en pasta				
Ítem	Densidad (kg/lt)	Peso (kg)		Volumen (lt)
Pulpa de relave	1.65	1540		933.3
Cemento Sol Tipo I	3.15	125.00	8.1%	39.7
Agua	1	30		30.0
				1003.0

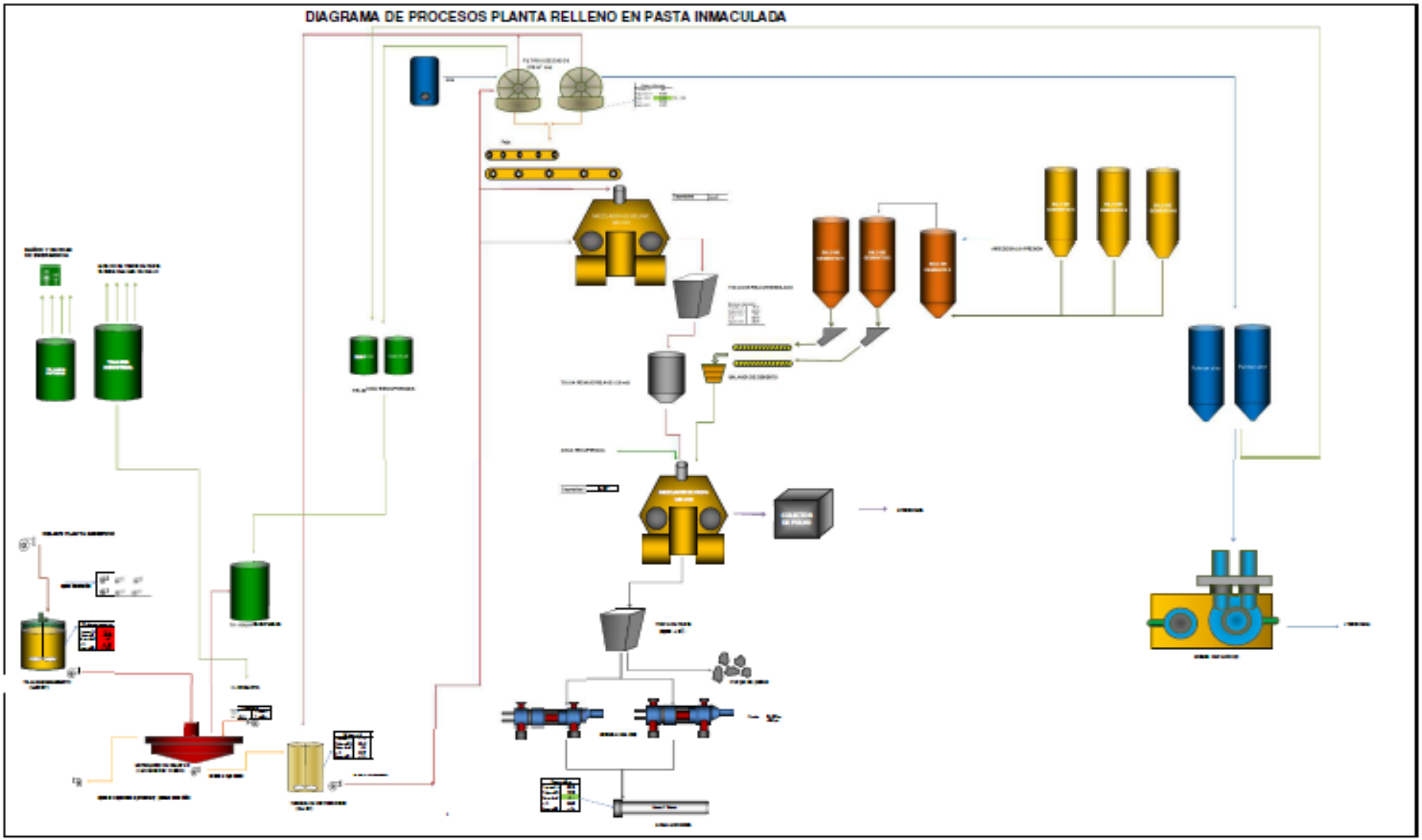


Figura III.18Diagrama de procesos Planta relleno en pasta

3.6.3.2. Dimensionamiento de Dique

Tabla 10. *Dimensionamiento de dique-relleno en pasta*

HOCHSCHILD

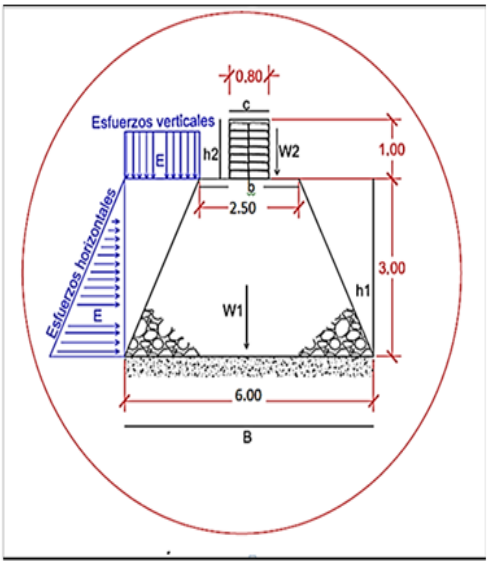
DIMENSIONAMIENTO DE DIQUE - RELLENO EN PASTA

Propiedades de los materiales:			
Densidad de relleno detrítico	γ1=	2.00	Tn/m3
Densidad de relleno en bolsa arena	γ2=	1.70	Tn/m3
Densidad de pasta	γp=	1.69	Tn/m3
Coeficiente de friccón interna*	ϕ=	42	°

* Fuente del angulo de fricción interna: Ausenco

Dimensiones geométricas de dique			
Base mayor del dique detrítico	B=	6.0	m
Base menor del dique detrítico	b=	2.5	m
Altura de dique detrítico mayor	h1=	3.0	m
Ancho de dique con bolsa arena	c=	0.8	m
Altura de dique con bolsa arena	h2=	1.0	m

Determinación de sobrecarga para ancho de 4m			
Dimensiones de tajo			
Altura adicional de tajo*		6	m
Ancho de tajo		4	m
Profundidad de tajo		5	m
Peso de la sobrecarga		202.8	Tn
Carga distribuida		10.14	T/m2
Altura equivalente de empuje	h3=	6	m



Empuje activo (según T.Rankine)

$$P = \frac{1}{2} K_a \gamma_p (h_1 + h_2)((h_1 + h_2) + 2(h_3))$$

P= 10.72 Tn/m

3.6.3.3. Ensayo de Laboratorio

Tabla 11. *Muestras de pasta en laboratorio*

	MUESTRAS DE PASTA EN LABORATORIO										
ITEM	DATOS	N° TESTIGO	OPERADOR	FECHA DE VACIADO	DIA	FECHA DE ENSAYO	PESO	ESFUERZO	RESISTENCIA	UNIDAD	
LABOR	AC 714079	1783	GIOMAR	5/11/2019	7	12/11/2019	2721	413	0.5228	M/pascal	
CEMENTO	125	1784	GIOMAR	5/11/2019	7	12/11/2019	2694	397	0.5025	M/pascal	0.63
SLUMP	9	1785	GIOMAR	5/11/2019	14	19/11/2019	2726	498	0.6304	M/pascal	0.69
DENSIDAD	1703	1786	GIOMAR	5/11/2019	14	19/11/2019	2759	544	0.6886	M/pascal	
DOSIFICACION	NORMAL	1787	GIOMAR	5/11/2019	28	3/12/2019	2722	638	0.8076	M/pascal	
GUARDIA	A	1788	GIOMAR	5/11/2019	28	3/12/2019	2754	618	0.7823	M/pascal	
LABOR	TJ 5100 Topeo	1789	QUILCA	5/11/2019	7	12/11/2019	2616	239	0.3025	M/pascal	
CEMENTO	60	1790	QUILCA	5/11/2019	7	12/11/2019	2602	251	0.3177	M/pascal	0.32
SLUMP	9.5	1791	QUILCA	5/11/2019	14	19/11/2019	2649	253	0.3203	M/pascal	0.34
DENSIDAD	1690	1792	QUILCA	5/11/2019	14	19/11/2019	2631	270	0.3418	M/pascal	
DOSIFICACION	BAJA	1793	QUILCA	5/11/2019	28	3/12/2019	2609	397	0.5025	M/pascal	
GUARDIA	C	1794	QUILCA	5/11/2019	28	3/12/2019	2595	381	0.4823	M/pascal	
LABOR	AC 644055	2263	REBATA	24/12/2020	7	31/12/2020	2540	370	0.4684	M/pascal	
CEMENTO	125	2264	REBATA	24/12/2020	7	31/12/2020	2650	390	0.4937	M/pascal	0.62
SLUMP	9"	2265	REBATA	24/12/2020	14	7/01/2021	2764	489	0.6190	M/pascal	0.64
DENSIDAD	1700	2266	REBATA	24/12/2020	14	7/01/2021	2609	505	0.6392	M/pascal	
DOSIFICACION	NORMAL	2267	REBATA	24/12/2020	28	21/01/2021	2821	617	0.7810	M/pascal	
GUARDIA	B	2268	REBATA	24/12/2020	28	21/01/2021	2891	579	0.7329	M/pascal	

3.6.3.4. Relleno Cementado

a) Definición

En la minería subterránea se utiliza diferentes tipos de relleno, uno de ellos es relleno Cementado. Es parte del proceso de explotación minera y para determinados métodos de minado.

Su fabricación hace posible usar material desmonte recuperado de la propia mina, o material de cantera, así logramos reducir costos.



Figura III.19Planta de relleno cementado

b) Insumos y Dosificación

Se prepara con desmonte de mina o material de cantera más cemento tipo 1 y agua. Proporción en peso de relleno cementado:

- Cemento: 2% a 5%
- Agregado Global: 90% a 94%
- Agua: 4% a 6%
- Aire: 1% a 3%

Dosificación en peso de los diseños de relleno cementado

Tabla 12. *Dosificación en peso de los diseños de relleno cementado*

			DOSIFICACION				
FECHA DE MUESTREO	**CODIGO**	**DESCRIPCION**	**Cemento**	**Agregado seco**	**Humedad Prom**	**Agregado húmedo**	**Agua**
13-ago	**1XR40NHMK-5**	Relleno cementado fc 0.6 Mpa Cemento tipo I a 14 días	**50.00**	**1742.00**	**10.2**	**1919.684**	**89.2**
12-ago	**1XR40NHMK-4**	Relleno cementado fc 2.0 Mpa Cemento tipo I a 28 días	**100.00**	**1704.00**	**10.2**	**1877.808**	**107.28**

c) Características

La calidad del relleno cementado depende del lugar en donde se aplique:

- Relleno Cementado de 2.0 MPa, para labores Sill Pillar.
- Relleno Cementado de 0.6 MPa, para labores de paredes auto estables.

Tabla 13. *Diseño de mezcla*

Diseño de mezcla:

a. Para 0.60 Mpa:
   - i. Cemento Tipo 1 : 50 kg.
   - ii. Agregado : 1742 kg.
   - iii. Agua : 108 lt.

b. Para 2.00 Mpa:
   - i. Cemento Tipo 1 : 100 kg.
   - ii. Agregado : 1704 kg.
   - iii. Agua : 110 lt.

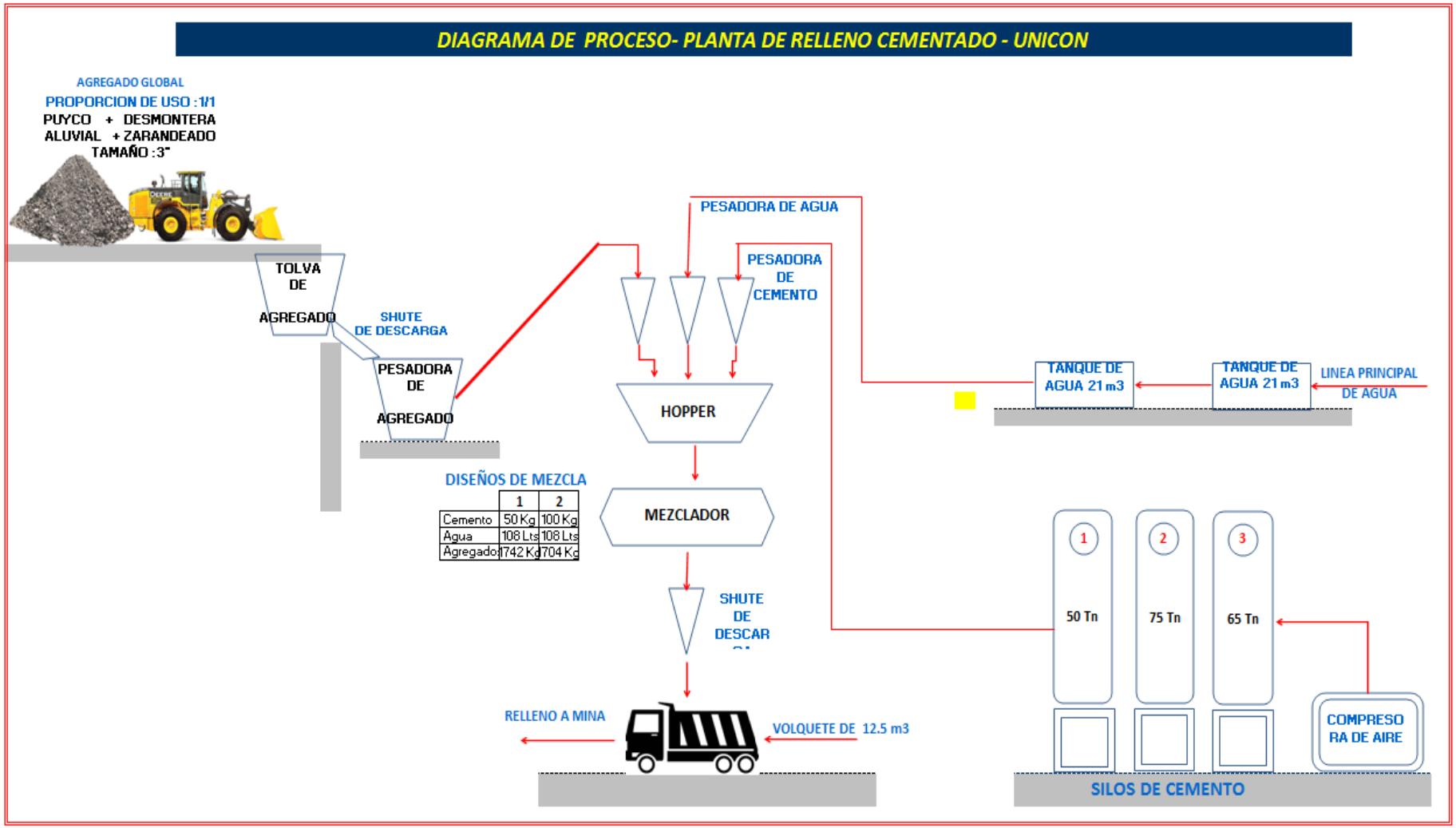


Figura III.20Diagrama de procesos Planta de relleno cementado

3.7. Ventilación

La mina Inmaculada, que actualmente explota la veta Ángela y ramales, cuenta con 4 bocaminas de ingreso de aire, las de los niveles 4300, 4400, 4500 y 4560. A uno de los RB de ventilación, el número 18, se le amplio el diámetro de 2.5 a 3.1 m, donde se reinstalará en el collar de dicho RB un ventilador de 300,000 cfm. El sistema de ventilación principal es extractor y es posible gracias a 2 ventiladores axiales; uno de 150,000 cfm y otro de 300,000 cfm, instalados en los collares de los RB 11 y 09, respectivamente.

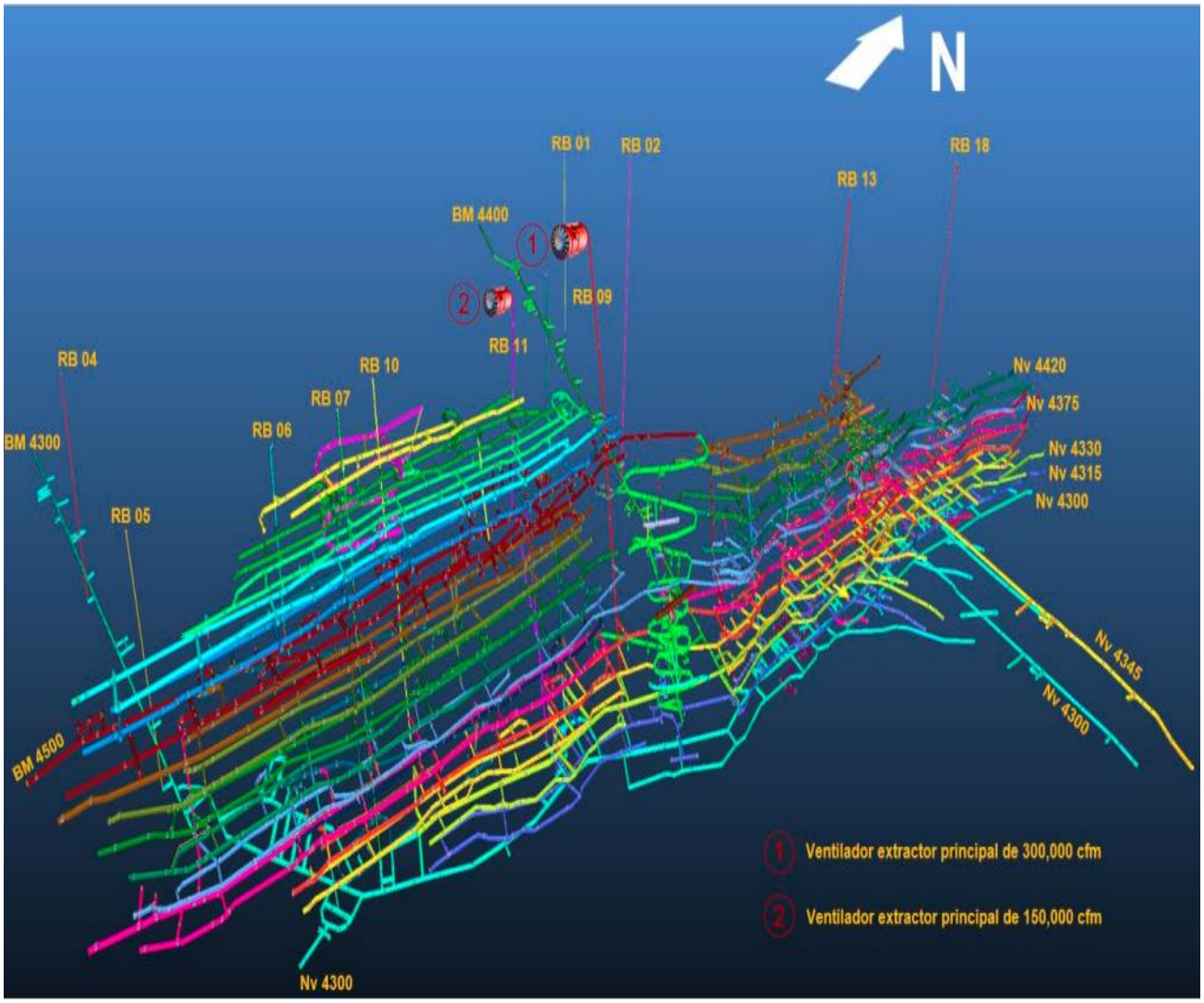


Figura III.21Isométrico de la estructura de la mina Inmaculada.

Fuente: Departamento de Ventilación de Minas

3.7.1. Circuito actual de ventilación

La mina cuenta con 11 ingresos de aire fresco: 4 bocaminas y 7 RB. Según el modelo provisto por Inmaculada, la BM del nivel 4560 aporta poco caudal al sistema debido al regulador instalado en el portal. Los RB 08 y 13 no aportan al sistema, pues se hallan obstruidos.

Ingresos	Longitud (m)	Diametro (m)/ dimensiones (m x m)	Observaviones
RB 01	242	1.5	Activo
RB 02	366	1.5 x 1.5	Activo
RB 04	239	1.5	Activo
RB 05	238	1.5	Activo
RB 06	34	1.5	Activo
RB 07	43	1.5	Activo
RB 08*	119	1.5	*Obstruido
RB 10	50	2.4	Activo
RB 13*	183	2.4	*Colapsado

Fuente: Departamento de Ventilación de Minas

El aire de la mina es impulsado por la acción de dos ventiladores principales ubicados en superficie, en los RB 09 y 11. En la superficie del RB 09, se ubica un ventilador extractor de 300,000 cfm. En la del RB 11, uno de 150,000 cfm.

Salidas	Longitud (m)	Diametro	Observaciones
RB 11	79	3.1	Ventilador extractor de 150.000 cfm
RB 09	159	3.0	Ventilador extractor de 300.000 cfm
RB 18*	242	2.5	Ventilador extractor de 300.000 cfm

Fuente: Departamento de Ventilación de Minas

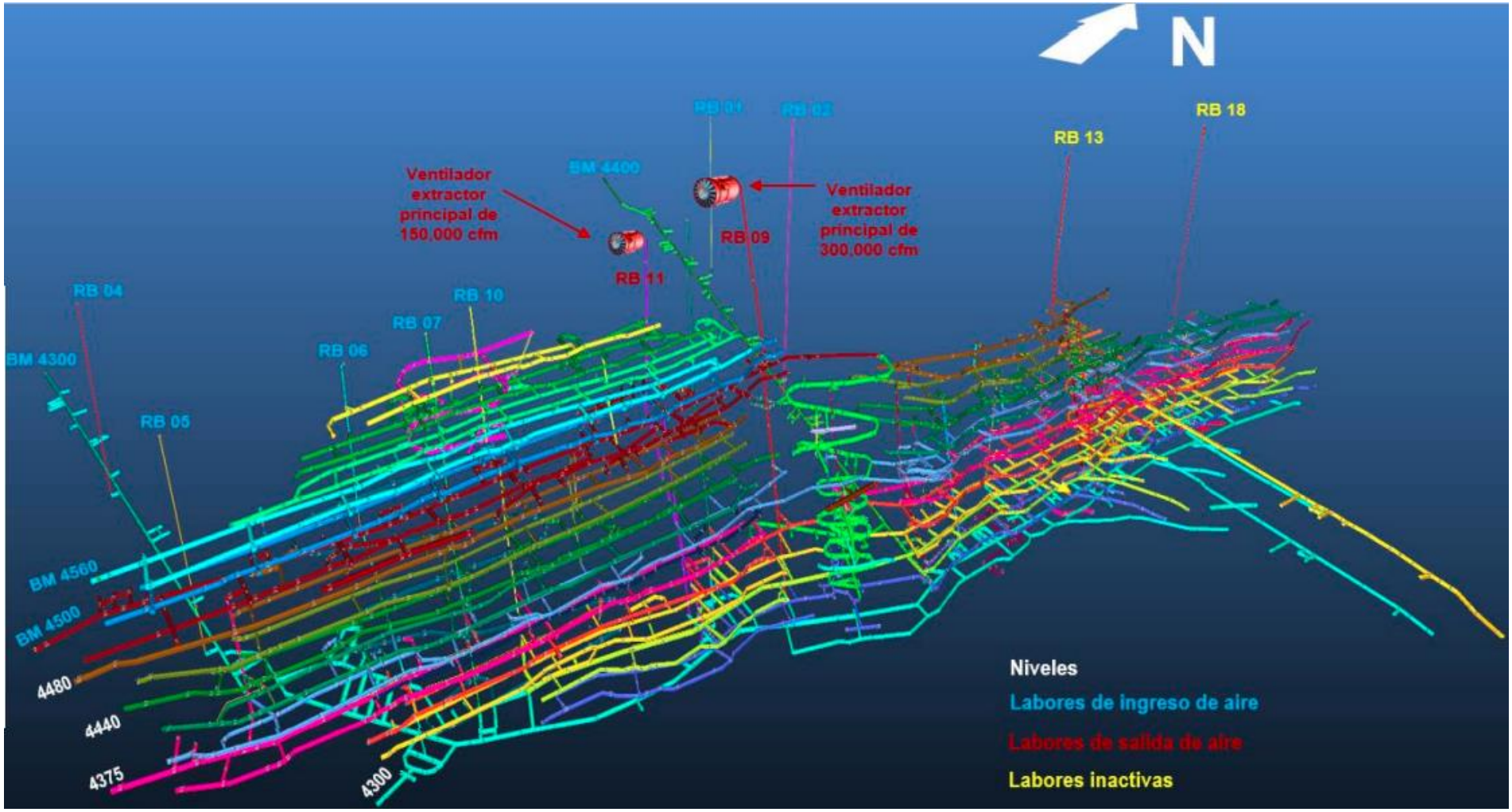


Figura III.22Infraestructura del sistema de ventilación actual de la mina Inmaculada.

Fuente: Departamento de Ventilación de Minas

IV. RESULTADOS

4.1. Análisis para el método de Sublevel Stoping con taladros largos Veta Keyla.

4.1.1. Desarrollo

Para realizar la caracterización y dimensionamiento geomecánico del macizo rocoso se utilizaron las clasificaciones geomecánicas basadas en el RMR 89 de Bieniaswky, GSI de Hoek y Sistema Q de Barton, así mismo, se realizaron logueos, mapeos geomecánicos e interpretaciones geotécnicas entre los niveles 4300 y 4345.

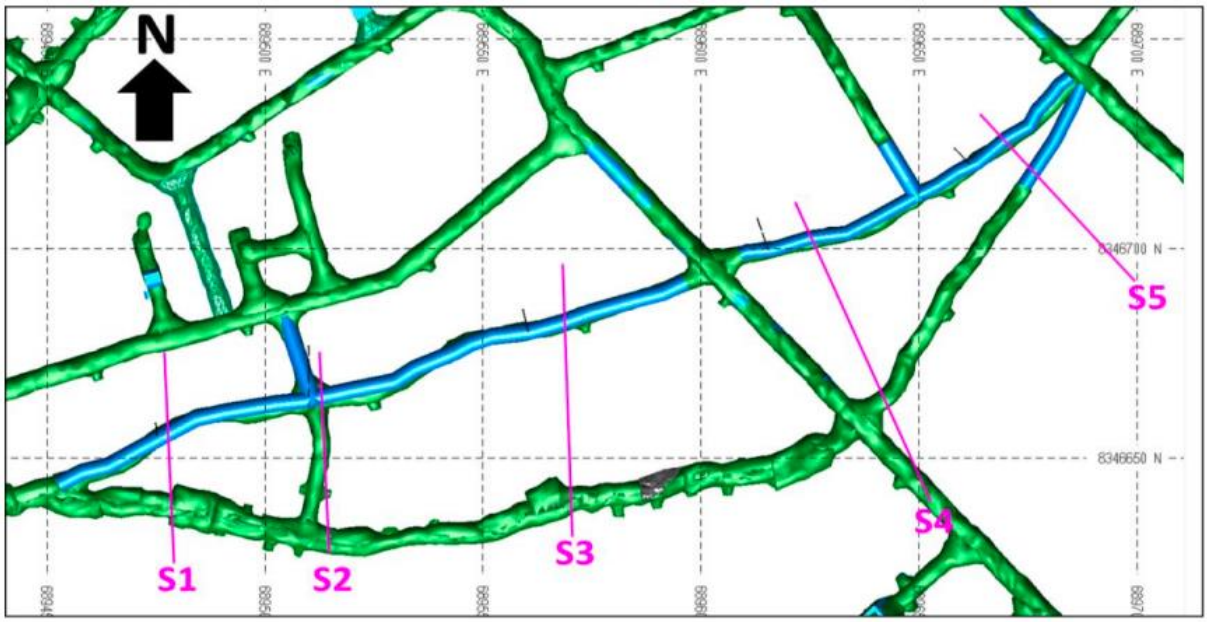


Figura IV.1Proyecto veta Keyla

4.1.2. Resumen del cálculo por el método grafico de estabilidad

- Se realizan cinco secciones representativas desde el nivel 4300 hasta el nivel 4315, de acuerdo a los dominios estructurales del macizo rocoso y se procede a calcular el N´ y Radio Hidráulico (RH).
- Los resultados obtenidos indican que se puede minar bancos de 12m de altura y longitudes de 20m y 15m de acuerdo con la calidad de la roca y a lo largo de toda la zona en estudio y de acuerdo a los resultados obtenidos en la caja techo, caja piso y veta, ver cuadros adjuntos.

Tabla 14. *Secciones de la veta Keyla en análisis*

SECCIÓN S-1

UBICACIÓN	N°	RH	H	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	6.03	4.80	12.00	48
VETA	3.87	4.00	12.00	24
CAJA PISO	7.50	5.00	12.00	60

SECCIÓN S-2

UBICACIÓN	N°	RH	H	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	8.88	5.20	12.00	78
VETA	5.29	4.50	12.00	36
CAJA PISO	1.69	3.30	12.00	15

SECCIÓN S-3

UBICACIÓN	N°	RH	H	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	8.50	5.20	12.00	78
VETA	6.06	4.90	12.00	53
CAJA PISO	3.16	4.00	12.00	24

SECCIÓN S-4

UBICACIÓN	N°	RH	H	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	6.64	4.90	12.00	53
VETA	3.81	4.00	12.00	25
CAJA PISO	3.62	3.90	12.00	22

SECCIÓN S-5

UBICACIÓN	N°	RH	H	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	7.63	5.10	12.00	68
VETA	4.04	4.20	12.00	28
CAJA PISO	2.93	3.80	12.00	21

- Se realizaron simulaciones de esfuerzos inducidos alrededor de las excavaciones con la finalidad de observar el comportamiento del macizo rocoso después de las aberturas de los paneles. Los factores de seguridad sin sostenimiento dieron valores de 1 (estable critico) y 0.9 (inestable) en el perímetro de la excavación, sin embargo, esta simulación es sin sostenimiento, por lo que cuando se coloque el soporte adecuado, estos factores deberán incrementarse notablemente.
- Por estabilidad estructuralmente controlada, se tiene sistemas de juntas subparalelas predominantes que acompañan a la mineralización, en algunos casos forman cuñas biplanares susceptibles de ser sostenidas con shotcrete y pernos en los subniveles y cable bolt de acuerdo con diseño en los bancos abiertos.
- Se realizó el cálculo para dimensiona la longitud de los cables, siendo estos de 5m a un espaciamiento de 2.5 a 3.0m, su colocación se realizará de acuerdo con las zonas donde se requiera.
- La dilución proyectada según ELOS, utilizando el ábaco para vetas angostas de Capes (2008), adecuado para este tipo de vetas, proyecta una dilución promedio para los tramos evaluados de 22.6%.

4.1.3. Caracterización del macizo rocoso

Basado en las clasificaciones geomecánicas aplicadas en la toma de datos de campo para la caracterización del macizo rocoso es que presentamos una tabla resumen acerca de las codificaciones y tipos de roca utilizadas, en la siguiente tabla.

Tabla 15. *Clasificaciones geomecánicas indicando el tipo de roca*

CUADRO DE CLASIFICACION GEOMECANICA SISTEMA RMR y GSI				
TIPO DE ROCA	**CLASE**	**COLOR**	**RMR**	**GSI**
BUENA	II	AZUL	61 - 80	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R
REGULAR - A	III - A	VERDE	51 - 60	F/R, F/P, MF/B, MF/R, IF/B
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50	F/P, F/MP,MF/R, MF/P, IF/B, IF/R
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40	F/MP, MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30	MF/MP, IF/P, IF/MP
MUY MALA	V	CAFÉ	0 - 20	IF/MP

Se ha realizado el mapeo geomecánico estructural de la veta Keyla en el Nv 4300, en donde se puede apreciar calidades de roca tipo III-B en las rocas encajonantes y para la veta roca tipo IV-A, con tres dominios estructurales predominantes en litología andesítica.

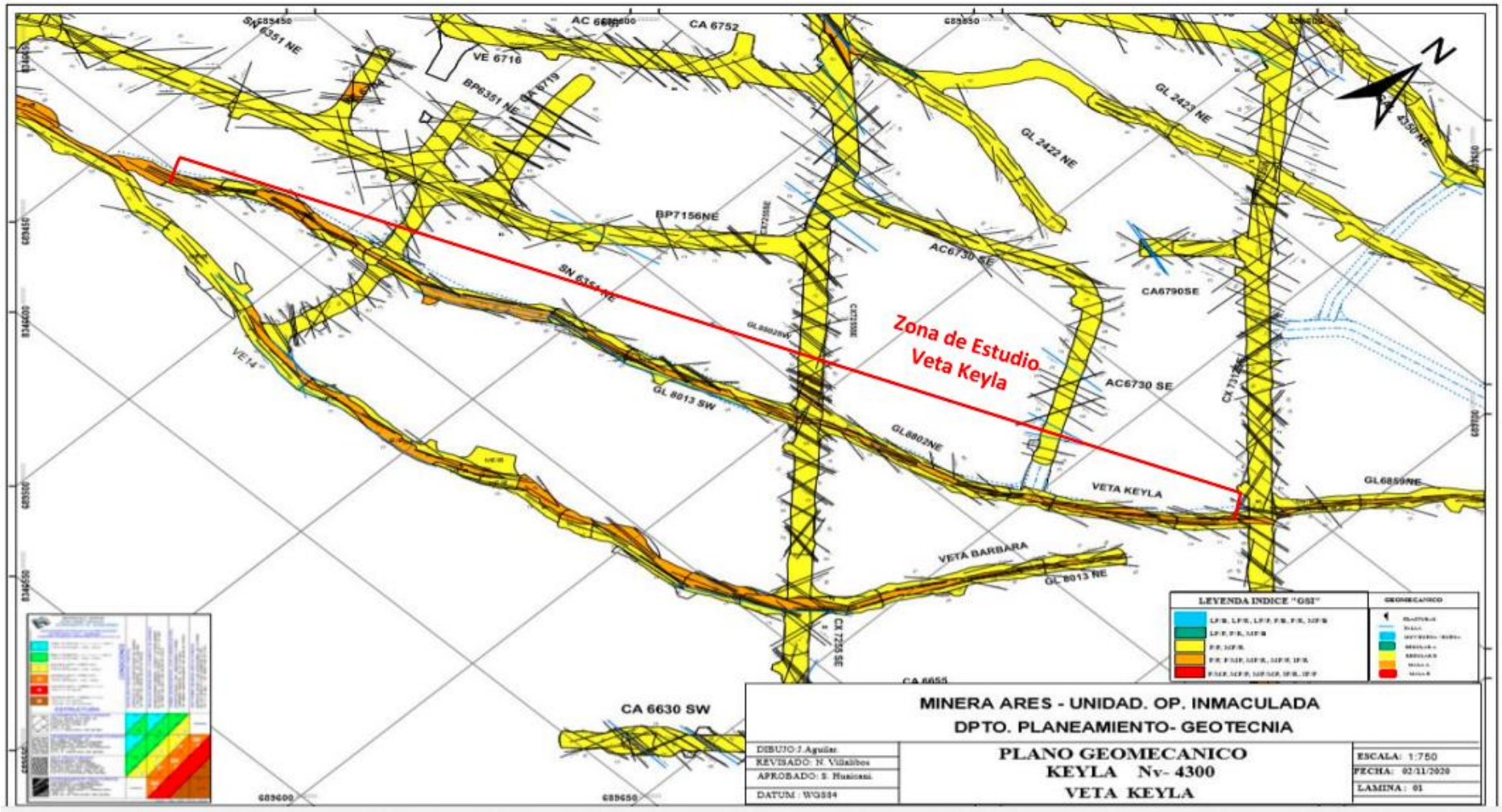


Figura IV.2Plano Geomecánico veta Keyla-NV4300

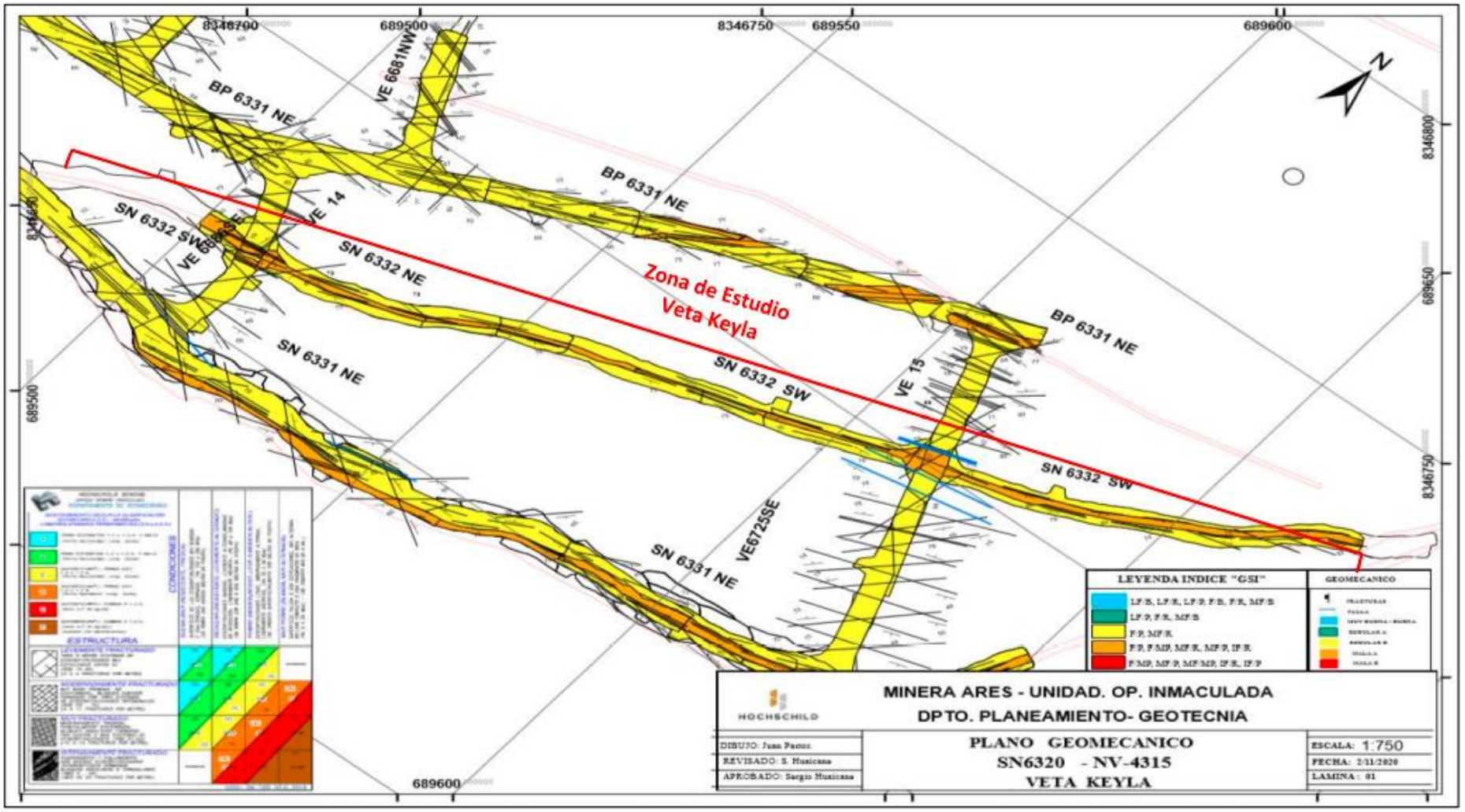


Figura IV.3Plano Geomecánico veta Keyla-NV4315

4.1.4. Cálculo del método grafico de estabilidad

El dimensionamiento de tajeos se fundamenta en el estudio realizado en una serie de casos en minas subterráneas. Esta técnica toma en consideración los principales factores de influencia en el diseño estable de los tajeos, para nuestro caso se evaluó la veta Keyla desde el Nv 4300, hasta el Nv 4345.

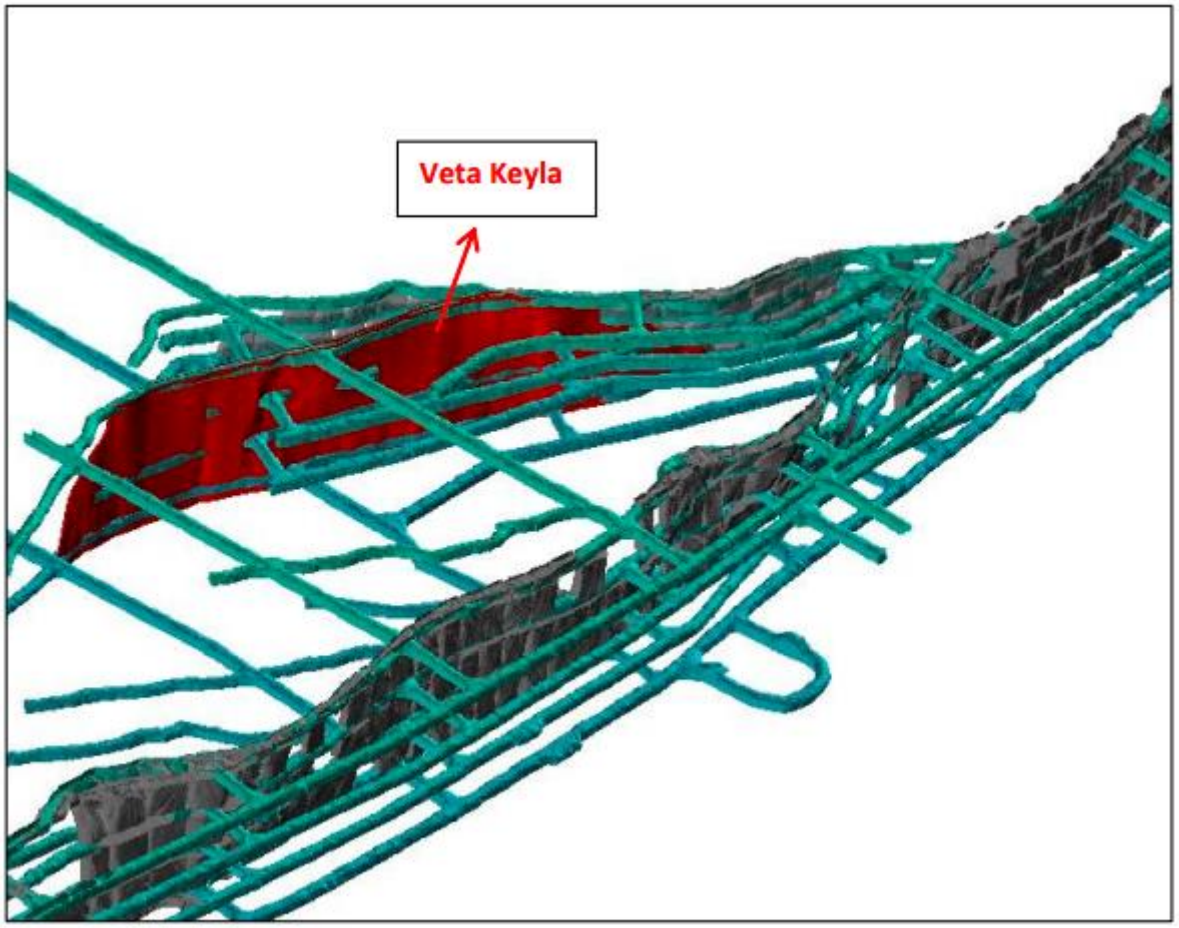


Figura IV.4Proyecto veta Keyla - zona roja

Se han considerado realizar este tipo de análisis en cinco secciones representativas a través de toda la longitud de la veta Keyla:

- Sección S-1
- Sección S-2
- Sección S-3
- Sección S-4
- Sección S-5

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método grafico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

4.1.5. Procedimiento del calculo

4.1.5.1. Numero de estabilidad N´

Representa la respuesta del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado, el cual considera la calidad del macizo rocoso expresado en el índice Q' modificado el factor de reducción por esfuerzos en la roca, el factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades con respecto a la orientación del eje del tajeo, el factor de ajuste por efecto de la gravedad sobre las cuñas de techo y pared que forman el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con el tajeo.

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

Dónde:

Q': índice de calidad "Q" modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

- **Cálculo de Q´:**

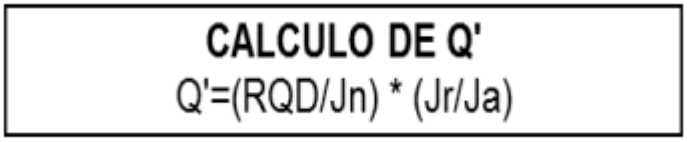
  El índice "Q" del macizo rocoso se calcula de los resultados del mapeo geológico - geotécnico realizado en las excavaciones Subterráneas. Para estimar el valor del índice Q' modificado, con la restricción de que el factor esfuerzos activos Jw/SRF se considera igual a la unidad. El valor del índice "Q'" para el macizo rocoso se estima a través de la siguiente ecuación.

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right)\left(\frac{J_r}{J_a}\right)\left(\frac{J_w}{SRF}\right)$$

Dónde:

RQD: Grado de fracturamiento del macizo rocoso.
Jn: Numero de sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso en estudio.
Jr: Numero de rugosidad de las discontinuidades. Ja: Numero de alteración de las discontinuidades.
Jw: Factor de reducción por presencia de agua en las discontinuidades.
SRF: Factor de reducción por esfuerzos en el macizo rocoso.

Entonces para hallar el Q´ se utilizará la siguiente formula:



- **Cálculo de A:**

  Este factor toma en cuenta la influencia de los altos esfuerzos que reducen la estabilidad de la masa rocosa. El valor A se determina de la relación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta dividida por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo.

- **Cálculo de B:**

  Este factor toma en cuenta la presencia de discontinuidades con orientación desfavorable respecto a la superficie de cualquiera de las caras de un tajeo. Para determinar este factor en la cara de un tajeo, primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema de discontinuidades principales que intercepta a la cara y el rumbo de la cara del mismo tajeo, con esto definiremos la curva de factor de orientación de discontinuidades por diferencia de rumbo. En un segundo paso se determina el valor de la diferencia de buzamiento entre el sistema principal de discontinuidades y la cara del tajeo el cual es ubicado en el eje horizontal, y mediante el trazo de una línea vertical se intercepta a la curva de factor de orientación obteniendo el valor de Factor de orientación “B” en el eje vertical

- **Cálculo de C**:

  Este valor considera la orientación de la superficie que se está analizando. Se asigna un valor de ocho (8) para el diseño de las paredes verticales y un valor de dos (2) para los techos horizontales. Este factor refleja la naturaleza inherente más estable de una pared vertical en comparación con una pared horizontal. El factor C sugiere que el valor de Q puede aumentarse cuatro (4) veces para una pared vertical en comparación con una pared de techo horizontal.

4.1.5.2. Radio Hidráulico

Es el área de la superficie dividida por el perímetro de la pared expuesta que se está analizando. El radio hidráulico se incrementa con un aumento del área de la superficie del tajeo, y a medida que se incrementa el valor del radio hidráulico, disminuirá la estabilidad del tajeo

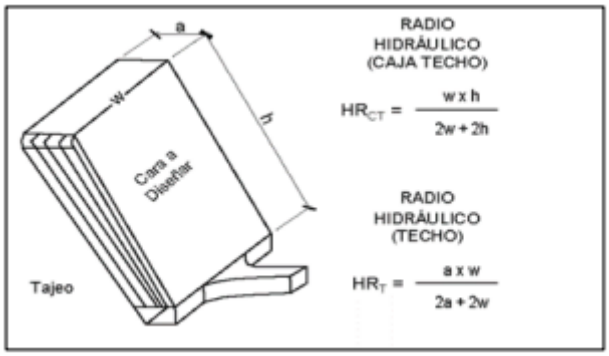


Figura IV.5Radio Hidráulico

4.1.5.3. Cálculo del método grafico de estabilidad para la sección S-1

Se tomaron los datos del macizo rocoso en la sección S-1, por presentar características representativas y dominios estructurales similares para este tramo. A continuación, se muestran los cálculos matemáticos.

Tabla 16. *Calculo Q se la sección 1*

UBICACIÓN	N°	RH	m	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	6.03	4.80	12.00	48
VETA	3.87	4.00	12.00	24
CAJA PISO	7.50	5.00	12.00	60

Tabla 17. *Cálculo de A se la sección 1*

UBICACIÓN	Sc (Mpa)	mi	s1	$\sigma c/\sigma 1$	A
CAJA TECHO	60	20	7	8.6	0.8
VETA	55	19	3.5	15.7	1
CAJA PISO	75	20	7	10.7	1

Tabla 18. *Cálculo de B se la sección 1*

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.3
VETA	0.3
CAJA PISO	0.3

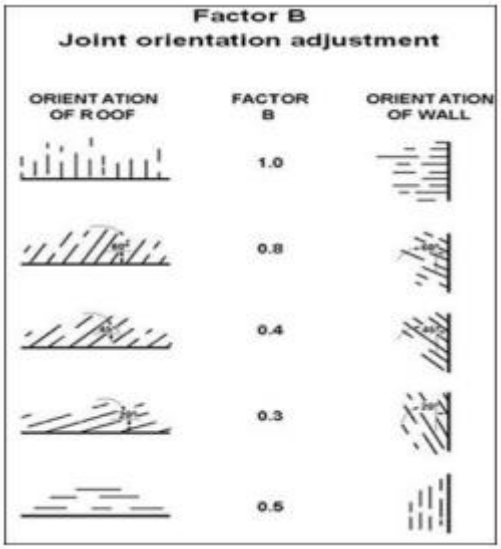


Tabla 19. *Cálculo de C se la sección 1*

Tipo de Caida	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinacion superficie del tajeo)	b (Inclinacion junta critica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	80.0	-	7.0
	Veta	80.0	-	7.0
Deslizamiento	Caja piso	-	80.0	3.0

Tabla 20. *Cálculo de N se la sección 1*

UBICACIÓN	Q’	A	B	C	N’
CAJA TECHO	3.61	0.80	0.30	6.96	6.03
VETA	1.85	1.00	0.30	6.96	3.87
CAJA PISO	8.33	1.00	0.30	3.00	7.50

Tabla 21. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-1*

UBICACIÓN	N’	RH	h	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	6.03	4.80	12.00	48
VETA	3.87	4.00	12.00	24
CAJA PISO	7.50	5.00	12.00	60

Dimensionando el tajeos en la sección S-1, con los valores obtenidos del N´, realizamos las correlaciones con el radio hidráulico (RH) en el ábaco del método grafico de estabilidad propuesto por Mathews y luego modificado por Potvin y Nickson,

Los resultados indican que para este sector considerando una altura de banco de 12m, se puede obtener para la caja techo una longitud de 48 m; para la caja piso 60 m y para la veta 24 m.

4.1.5.4. Cálculo del método grafico de estabilidad para la sección S-2

De igual manera en la sección S-2, se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares. A continuación, se muestran los cálculos matemáticos.

Tabla 22. *Cálculo de Q de la sección 2*

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q’
CAJA TECHO	70	9	1.5	2.0	5.833
VETA	50	9	1.0	2.0	2.778
CAJA PISO	65	9	1.0	2.0	2.407

Tabla 23. *Cálculo de A de la sección S-2*

UBICACIÓN	Sc (Mpa)	mi	s1	$\sigma c/\sigma 1$	A
CAJA TECHO	70	20	8	8.8	0.8
VETA	55	19	3.5	15.7	1
CAJA PISO	55	20	8	6.9	0.65

Tabla 24. *Cálculo de B de la sección S-2*

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.3
VETA	0.3
CAJA PISO	0.3

Tabla 25. *Cálculo de C de la sección S-2*

Tipo de caída	Longitud del tajeo (mts)	A (inclinación superficie del tajeo)	b (inclinación junta critica)	Factor C
	Caja techo	74.0	.	6.3

Caídas por gravedad o lajamiento	Veta	74.0	.	6.3
Deslizamiento	Caja piso	.	74.0	3.6

Tabla 26. *Cálculo de N de la sección S-2*

UBICACIÓN	Q’	A	B	C	N’
CAJA TECHO	5.83	0.80	0.30	6.35	8.88
VETA	2.78	1.00	0.30	6.35	5.29
CAJA PISO	2.41	0.65	0.30	3.60	1.69

Tabla 27. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-2*

UBICACIÓN	N’	RH	h	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	8.88	5.20	12.00	78
VETA	5.29	4.50	12.00	36
CAJA PISO	1.69	3.30	12.00	15

Los resultados indican que para este sector considerando una altura de banco de 12m, se puede obtener para la caja techo una longitud de 78 m; para la caja piso 15 m y para la veta 36m.

4.1.5.5. Cálculo del método grafico de estabilidad para la sección S-3

Sección S-3, se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares, a continuación, se muestran los cálculos matemáticos.

Tabla 28. *Cálculo de Q se la sección S-3*

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q’
CAJA TECHO	60	9	1.5	2.0	5.000
VETA	50	9	1.0	2.0	2.778
CAJA PISO	60	9	1.5	2.0	5.000

Tabla 29. *Cálculo de A de la sección S-3*

UBICACIÓN	Sc (Mpa)	mi	s1	$\sigma c/\sigma 1$	A
CAJA TECHO	65	20	8	8.1	0.78
VETA	55	19	3.5	15.7	1
CAJA PISO	65	20	8	8.1	0.78

Tabla 30. *Cálculo de B de la sección S-3*

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.3
VETA	0.3
CAJA PISO	0.3

Tabla 31. *Cálculo de C de la sección S-3*

Tipo de caída	Longitud del tajeo (mts)	A (inclinación superficie del tajeo)	b (inclinación junta critica)	Factor C
Caídas por gravedad o lajamiento	Caja techo	83.0	.	7.3
	Veta	83.0	.	7.3
Deslizamiento	Caja piso	.	83.0	2.7

Tabla 32. *Cálculo de N de la sección S-3*

UBICACIÓN	Q’	A	B	C	N’
CAJA TECHO	5.00	0.78	0.30	7.27	8.50
VETA	2.78	1.00	0.30	7.27	6.06
CAJA PISO	5.00	0.78	0.30	2.70	3.16

Tabla 33. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-3*

UBICACIÓN	N’	RH	h	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	8.50	5.20	12.00	78
VETA	6.06	4.90	12.00	53
CAJA PISO	3.16	4.00	12.00	24

Los resultados indican que para este sector con una altura de banco con 12m, se obtiene para la caja techo una longitud de 78 m; para la caja piso 24 m y para la veta 53 m.

4.1.5.6. Cálculo del método grafico de estabilidad para la sección S-4

Para la sección S-4, se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares, a continuación, se muestran los cálculos matemáticos.

Tabla 34. *Cálculo de Q de la sección S-4*

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	RMR
CAJA TECHO	70	9	1.0	2.0	3.889	56.223
VETA	50	9	1.0	3.0	1.852	49.546
CAJA PISO	70	9	1.0	2.0	3.889	56.223

Tabla 35. *Cálculo de A de la sección S-4*

UBICACIÓN	Sc (Mpa)	mi	s1	$\sigma c/\sigma 1$	A
CAJA TECHO	75	20	9	8.3	0.8
VETA	55	19	3	18.3	1
CAJA PISO	75	20	6	12.5	1

Tabla 36. *Cálculo de B de la sección S-4*

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.3
VETA	0.3
CAJA PISO	0.3

Tabla 37. *Cálculo de C de la sección S-4*

Tipo de caída	Longitud del tajeo (mts)	A (inclinación superficie del tajeo)	b (inclinación junta critica)	Factor C
Caídas por gravedad o lajamiento	Caja techo	79.0	.	6.9
	Veta	79.0	.	6.9
Deslizamiento	Caja piso	.	79.0	3.1

Tabla 38. *Cálculo de N de la sección S-4*

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	3.89	0.83	0.30	6.86	6.64

VETA	1.85	1.00	0.30	6.86	3.81
CAJA PISO	3.89	1.00	0.30	3.10	3.62

Tabla 39. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-4*

UBICACIÓN	N’	RH	h	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	6.64	4.90	12.00	53
VETA	3.81	4.00	12.00	24
CAJA PISO	3.62	3.90	12.00	22

Los resultados indican que, para este sector, se obtiene para la caja techo una longitud de 53 m; para la caja piso 22 m y para la veta 24 m.

4.1.5.7. Cálculo del método grafico de estabilidad para la sección S-5

Para la Sección S-5, se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares, a continuación, se muestran los cálculos matemáticos.

Tabla 40. *Cálculo de Q se la sección S-5*

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q’
CAJA TECHO	60	9	1.5	2.0	5.000
VETA	50	9	1.0	3.0	1.852
CAJA PISO	65	9	1.0	2.0	3.611

Tabla 41. *Cálculo de A de la sección S-5*

UBICACIÓN	Sc (Mpa)	mi	s1	$\sigma c/\sigma 1$	A
CAJA TECHO	70	20	9	7.8	0.7
VETA	50	19	3	16.7	1
CAJA PISO	60	20	6	10.0	1

Tabla 42. *Cálculo de B de la sección S-5*

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.3
VETA	0.3
CAJA PISO	0.3

Tabla 43. *Cálculo de C de la sección S-5*

Tipo de caída	Longitud del tajeo (mts)	A (inclinación superficie del tajeo)	b (inclinación junta critica)	Factor C
Caídas por gravedad o lajamiento	Caja techo	83.0	.	7.3
	Veta	83.0	.	7.3
Deslizamiento	Caja piso	.	83.0	2.7

Tabla 44. *Cálculo de N de la sección S-5*

UBICACIÓN	Q’	A	B	C	N’
CAJA TECHO	5.00	0.70	0.30	7.27	7.63
VETA	1.85	1.00	0.30	7.27	4.04
CAJA PISO	3.61	1.00	0.30	2.70	2.93

Tabla 45. *Resultados del dimensionamiento de tajeo de la S-5*

UBICACIÓN	N’	RH	h	Longitud estable (m)
CAJA TECHO	7.63	5.10	12.00	68
VETA	4.04	4.20	12.00	28
CAJA PISO	2.93	3.80	12.00	21

Los resultados indican que para este sector y para una altura de banco de 12m, se obtiene para la caja techo una longitud de 68 m; para la caja piso 21 m y para la veta 28 m.

4.1.6. Simulaciones con elementos finitos (Phases_2)

Se realizaron simulaciones de esfuerzos inducidos en ambiente elástico con la finalidad de observar el comportamiento del macizo rocoso con las diferentes aberturas desde los niveles 4300, 4315, 4330 y 4345.

4.1.6.1. Sección S-1

En esta sección se ha realizado simulaciones en ambiente elástico sin sostenimiento para observar el comportamiento del macizo rocoso después de las aberturas, se puede apreciar que los factores de seguridad son de 0.92, cuando se realiza la apertura desde el nivel 4300 hasta el nivel 4315.

Estos factores de seguridad incrementaran su valor cuando se coloque el sostenimiento acorde al tipo de roca y detalle del ciclo de minado, ver figura.

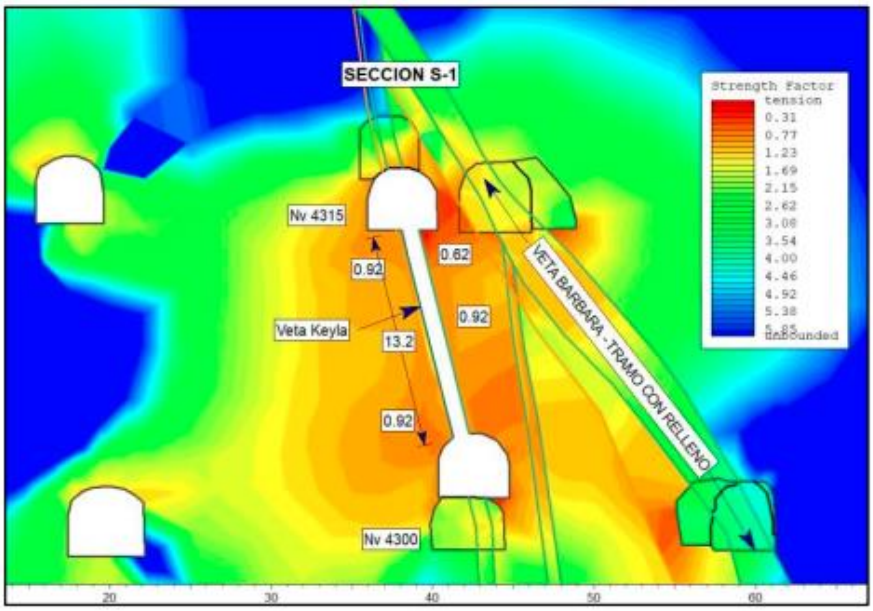


Figura IV.6Apertura de niveles principales de explotación propuesto.

4.1.6.2. Sección S-2

En esta sección se puede apreciar las aberturas proyectadas en los nivele 4300 hasta el 4345, se aprecia que los factores de seguridad para un ambiente elástico de esfuerzos inducidos son de 1.08 (estable). También acotamos que la veta Bárbara que se ubica en la caja techo de la veta Keyla, ya se encuentra explotada y rellenada, ver figura.

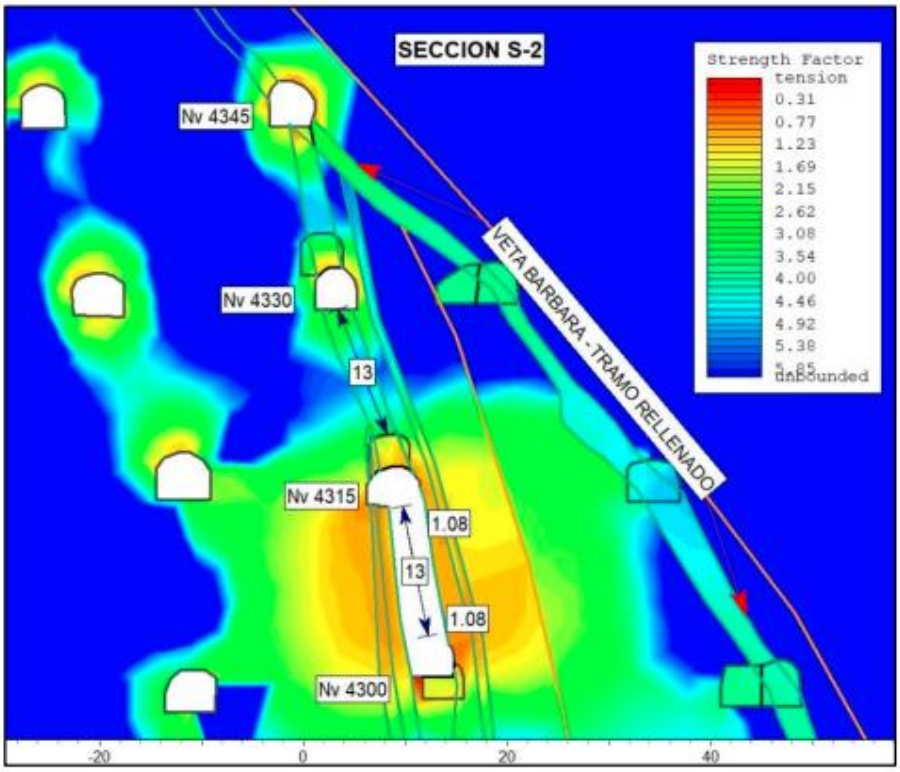


Figura IV.7Apertura de niveles principales propuesto.

4.1.6.3. Sección S-3

En esta sección se puede apreciar las aberturas proyectadas en los nivele 4300 hasta el 4345, se aprecia que los factores de seguridad para un ambiente elástico de esfuerzos inducidos son de 0.92 a 1.08, sin sostenimiento, al igual que la sección S-2 se encuentra estable, ver figura.

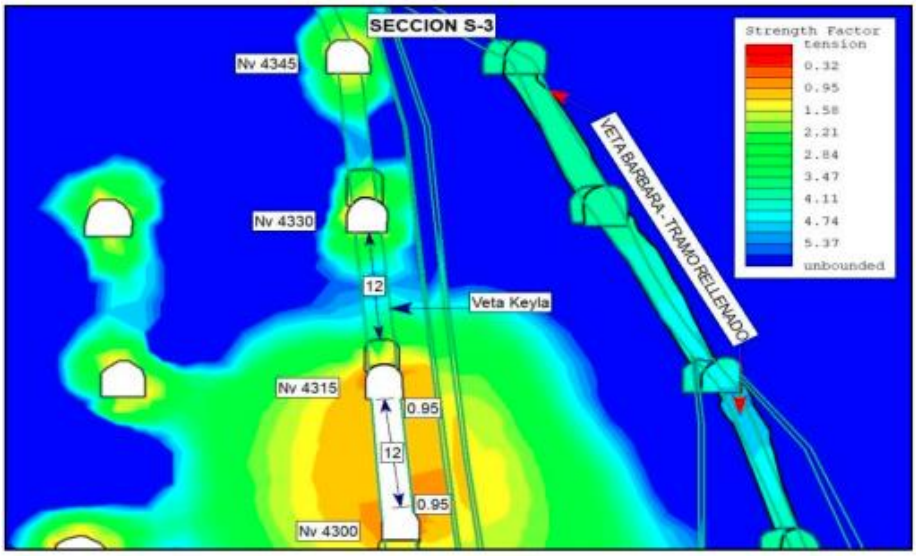


Figura IV.8Apertura de niveles propuestos.

4.1.6.4. Sección S-4

En esta sección, se observa que el macizo rocoso se comporta de manera estable en un ambiente elástico de esfuerzos inducidos sin sostenimiento, también se indica que la explotación de la veta Bárbara llega hasta el límite de la ventana 15 (Sección S-3), por lo que en esta sección solo se observa subniveles abiertos y cuando se realice la apertura del laboreo se colocara el sostenimiento respectivo adecuado a esta excavación y los factores de seguridad deberán incrementarse sobre 1, ver figura.

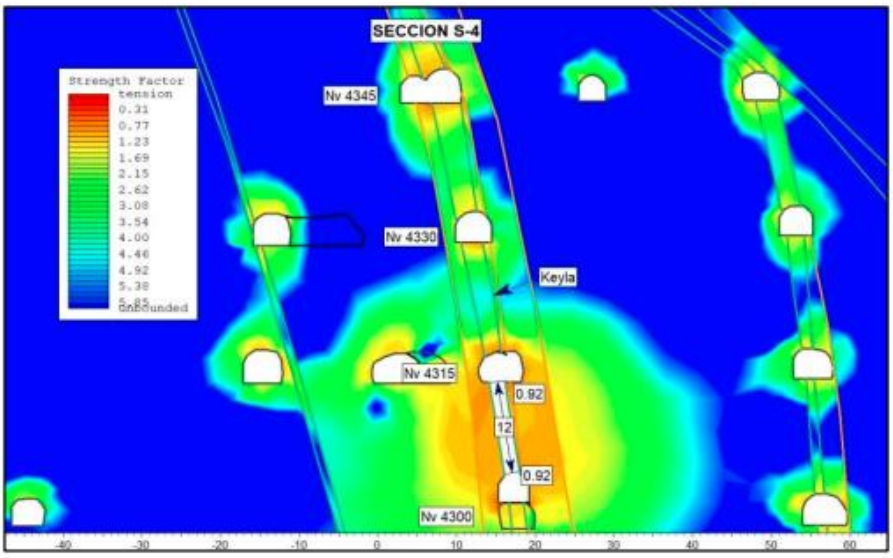


Figura IV.9Apertura de subniveles principales propuesto.

4.1.6.5. Sección S-5

En esta sección se aprecia la cercanía entre la veta Keyla y Bárbara, entonces para no inestabilizar la zona se deberá colocar el sostenimiento adecuado para disminuir el riesgo de inestabilidad e incrementar el valor de los factores de seguridad, por lo que se deberá dimensionar el sostenimiento adecuado en este sector, ver figura.

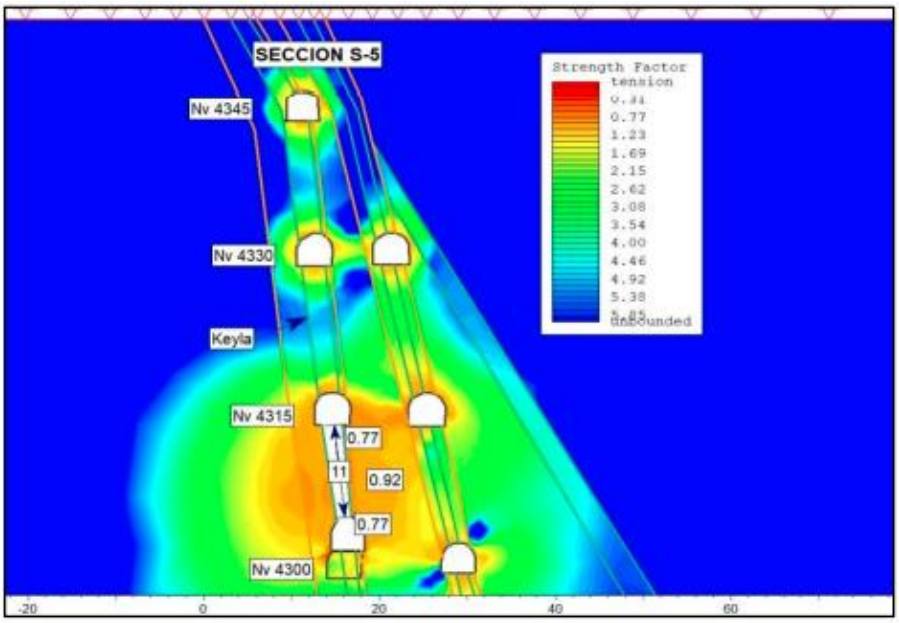


Figura IV.10Apertura de subniveles propuestos.

4.1.7. Colocación de Cable Bolt

Para la colocación del cable bolting, se tomó en cuenta los resultados obtenidos con el cálculo del radio hidráulico y el número de estabilidad para las cinco secciones evaluadas. Los resultados obtenidos indican la colocación de cable bolt de 5m de longitud a un espaciamiento 2.5 a 3.0 m.

Tabla 46. *Colocación de cable para la sección S-1 y S-2*

SECCION S-1

UBICACIÓN	N'	RH
CAJA TECHO	6.03	4.80
VETA	3.87	4.00
CAJA PISO	7.50	5.00

SECCION S-2

UBICACIÓN	N'	RH
CAJA TECHO	8.88	5.20
VETA	5.29	4.50
CAJA PISO	1.69	3.30

Tabla 47. *Colocación de cable para la sección S-3 y S-4*

SECCION S-3

UBICACIÓN	N’	RH
CAJA TECHO	8.50	5.20
VETA	6.06	4.90
CAJA PISO	3.16	4.00

SECCION S-4

UBICACIÓN	N’	RH
CAJA TECHO	6.64	4.90
VETA	3.81	4.00
CAJA PISO	3.62	3.90

Tabla 48. *Colocación de cable para la sección S-5*

SECCION S-5

UBICACIÓN	N’	RH
CAJA TECHO	7.63	5.10
VETA	4.04	4.20
CAJA PISO	2.93	3.80

4.1.8. Cálculo de la dilución por el método de ELOS

Para realizar el cálculo de la dilución aproximada, se aplicaron los datos obtenidos del número de estabilidad y el radio hidráulico, pero usando el ábaco de Capes (2008), debido a que el ancho de la veta no sobre pasa los 8.0 m de ancho. Los resultados obtenidos indican una dilución promedio del 22.6% en el tramo evaluado.

Tabla 49. *Cálculo de la dilución para la sección S-1 y S-2*

SECCION S-1

ELOS	0.5
ANCHO (m)	1.2
DIL (%)	41.7

SECCION S-2

ELOS	0.5
ANCHO (m)	3.0
DIL (%)	15.6

Tabla 50. *Cálculo de la dilución para la sección S-3 y S-4*

SECCION S-3

ELOS	0.5
ANCHO (m)	2.5
DIL (%)	20.0

SECCION S-4

ELOS	0.5
ANCHO (m)	3.2
DIL (%)	15.6

Tabla 51. *Cálculo de la dilución para la sección S-5*

SECCION S-5

ELOS	0.5
ANCHO (m)	2.6
DIL (%)	19.2

De acuerdo a las evaluaciones geomecánicas efectuadas en las secciones más representativas de la veta Keyla, se tomaron los datos más críticos entre las rocas encajonantes y mineral para determinar la longitud de minado horizontal acorde a la calidad de roca y como conclusión estamos proponiendo las siguientes longitudes de minado que se adjunta en el cuadro siguiente:

Tabla 52. *Resumen de secciones*

TRAMO	UBICACIÓN	N’	RH	H(m)	Longitud estable (m)	Longitud propuesta (m)
SECCION S-1	VETA	3.87	4.00	12.00	24	20
SECCION S-2	CAJA PISO	1.69	3.30	12.00	15	15
SECCION S-3	CAJA PISO	3.16	4.00	12.00	24	20
SECCION S-4	CAJA PISO	3.62	3.90	12.00	22	20
SECCION S-5	CAJA PISO	2.93	3.80	12.00	21	20

Esta propuesta está basada en los resultados obtenidos de todos los tramos evaluados ya sea en la caja techo, caja piso y mineral.

4.2. Análisis técnico económica – taladros largos

4.2.1. Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo

Tabla 53. *Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo*

AVANCES DE INFRAESTRUCTURA DE ACCESIBILIDAD Y DESARROLLO

DESCRIPCION	Tipo	SECCION	UNIDAD	Total	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Sub Nivel		3.5 x 3.5	m		120	190	110										420
By Pass		3.5 x 3.5	m														0
Ventanas		3.5 x 3.5	m														0
Acceso		4.0 x 4.0	m														0
Camaras		3.5 x 3.5	m														0
Chimeneas		2.4 x 1.2	m														0
Ore Pass		1.50 x 1.50	m														0
Chimeneas		1.20 x 2.4	m														0
Sala de bombas		8.0 x 6.0	m														0
Rampas		4.50 x 4.0	m														0
RB		1.5 x 1.5	m														0
Poza de agua		4.0 x 6.50	m														0
TOTAL AVANCES			**m**	**0.0**	**120**	**190**	**110**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**	**420**

4.2.2. Producción

Tabla 54. *Producción - taladros largos*

PROGRAMA DE PRODUCCION AÑO 1																				
NIVEL	VETA	LABOR	MET. EXPLOT.	RESERVAS POR TAJO					MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
				Tonn	Ley Ag (g/t)	Ley Au (g/t)	Pot (m)	Dil.(%)													
4375	Angela	TJ 1110	TL	57,178	193.49	3.67	2.38	25%	2,643	7,257	7,694	4,049	2,353	6,436	5,486	5,455	3,104	7,328	5,374	0	57,178
							Toneladas		2,643	7,257	7,694	4,049	2,353	6,436	5,486	5,455	3,104	7,328	5,374	0	57,178
							Ley Ag (g/t)		194.19	203.08	219.68	155.73	135.78	192.33	182.99	180.36	191.63	220.84	185.62	0	193.5
			EXTRACCION				Ley Au (g/t)		3.78	3.51	4.22	2.78	2.12	3.58	3.21	3.38	3.53	4.80	3.83	0	3.67
							Pot(m)		2.00	2.24	2.89	1.79	2.24	2.22	2.50	2.09	2.45	2.73	2.42	0	2.39
							Dilución (%)		27%	26%	20%	32%	24%	24%	24%	30%	24%	20%	25%	0	24%
4375	Angela	Avances	Avances	13,753	105.14	2.01	1.51	99%	6,888	3,904	2,961										13,753
							Toneladas		6,888	3,904	2,961										13,753
							Ley Ag (g/t)		103.28	86.01	134.68										105.1
			APORTE DE AVANCES				Ley Au (g/t)		1.90	1.70	2.66										2.01
							Pot(m)		1.53	1.43	1.59										1.52
							Dilución (%)		99%	99%	99%										99%
							Toneladas		9,531	11,160	10,655	4,049	2,353	6,436	5,486	5,455	3,104	7,328	5,374	0	70,931
							Ley Ag (g/t)		128.49	162.13	196.06	155.73	135.78	192.33	182.99	180.36	191.63	220.84	185.62	0.00	176.36
							Ley Au (g/t)		2.42	2.88	3.79	2.78	2.12	3.58	3.21	3.38	3.53	4.80	3.83	0.00	3.35
							Pot(m)		1.66	1.96	2.53	1.79	2.24	2.22	2.50	2.09	2.45	2.73	2.42	0.00	2.22
							Dilución (%)		79%	51%	42%	32%	24%	24%	24%	30%	24%	20%	25%	0%	39%

4.2.3. Valorización

Tabla 55. *Valorización - taladros largos*

VALORIZACION DE LA PRODUCCION AÑO 1														
DESCRIPCION		**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Producción															
	Toneladas	**t**	2,643	7,257	7,694	4,049	2,353	6,436	5,486	5,455	3,104	7,328	5,374	0	**57,178**
	Ley Ag	**g/t**	178.27	186.43	201.67	142.96	124.65	176.56	167.99	165.57	175.92	202.73	170.40	0.00	**177.62**
	Ley Au	**g/t**	3.47	3.23	3.88	2.55	1.95	3.29	2.95	3.11	3.24	4.41	3.52	0.00	**3.37**
	Pot	**m**	1.84	2.06	2.65	1.64	2.06	2.04	2.30	1.92	2.25	2.51	2.22	0.00	**2.19**
	Dil	**%**	27%	26%	20%	32%	24%	24%	24%	30%	24%	20%	25%	0%	**24%**
Aporte Avances	Toneladas	**t**	6,888	3,904	2,961	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**13,753**
	Ley Ag	**g/t**	103.28	86.01	134.68	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	**105.14**
	Ley Au	**g/t**	1.90	1.70	2.66	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	**2.01**
	Pot	**m**	1.53	1.43	1.59	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	**1.52**
	Dil	**%**	99%	99%	99%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	**99%**
Cotización de Reservas															
Ag ($/Oz)	25														
Au ($/Oz)	1900														
Valor punto															
	VP Ag	**US$/g**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**
	VP Au	**US$/g**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**
TOTAL INGRESOS		**US$**	**2,017,824**	**2,785,216**	**3,383,436**	**956,237**	**449,089**	**1,927,369**	**1,507,558**	**1,538,437**	**919,745**	**2,774,647**	**1,655,377**	**0**	**19,914,934**

4.2.4. Costos de producción – egresos

Tabla 56. Costos de producción - taladros largos

COSTOS DE PRODUCCION E INVERSIONES AÑO 1														
DESCRIPCION		**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Costos de Producción	$/t														
Explotación	35.0	**US$**	92,510	253,980	269,294	141,726	82,365	225,248	191,996	190,940	108,628	256,469	188,073	0	**2,001,229**
Tratamiento	0.0	**US$**	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Administrativo	0.0	**US$**	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Serv.Generales	0.0	**US$**	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Bombeo		**US$**	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Inversiones	$/m														
Infraest.+ Desarr.	1,515	**US$**	181,800	287,850	166,650	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**636,300**
Tolvas	0	**US$**													**0**
TOTAL EGRESOS		**US$**	**274,310**	**541,830**	**435,944**	**141,726**	**82,365**	**225,248**	**191,996**	**190,940**	**108,628**	**256,469**	**188,073**	**0**	**2,637,529**

4.2.5. Margen mensual

Tabla 57. *Margen operativo mensual - taladros largos*

MARGEN MENSUALIZADO AÑO 1														
DESCRIPCION	**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Ingresos	US$	2,017,824	2,785,216	3,383,436	956,237	449,089	1,927,369	1,507,558	1,538,437	919,745	2,774,647	1,655,377	0	**19,914,934**
Egresos	US$	274,310	541,830	435,944	141,726	82,365	225,248	191,996	190,940	108,628	256,469	188,073	0	**2,637,529**
TOTAL FLUJO	**US$**	**1,743,514**	**2,243,386**	**2,947,492**	**814,511**	**366,724**	**1,702,121**	**1,315,562**	**1,347,497**	**811,116**	**2,518,178**	**1,467,304**	**0**	**17,277,405**
Margen Operativo	$/Ton	182.93	201.01	276.62	201.15	155.84	264.48	239.82	247.00	261.34	343.65	273.06	0.00	243.58
Margen Operativo	$/Oz	20.78	18.67	20.32	19.41	18.41	20.19	19.86	20.04	20.15	21.00	20.43	0.00	20.07

4.2.6. Resultados de la evaluación

Tabla 58. *Evaluación económica - taladros largos*

RESULTADOS ESCENARIO TALADROS LARGOS					
DESCRIPCION		**UNIDAD**	**AÑO 0**	**AÑO 1**	**TOTAL**
Ingresos x Producción					
Toneladas		t		70,931	**70,931**
Ley Ag		g/t		176.36	**176.36**
Ley Au		g/t		3.35	**3.35**
Pot		m		2.22	**2.22**
Dil		%		39%	**39%**
Cotización (de Budget)					
Ag ($/Oz)	25				
Au ($/Oz)	1900				
Valor punto					
VP Ag		US$/g		0.67	**0.67**
VP Au		US$/g		55.27	**55.27**
TOTAL INGRESOS		**US$**		**21,471,583**	**21,471,583**
Costos de Producción	$/t				
Explotación	35.0	US$		2,001,229	**2,001,229**
Tratamiento	0.0	US$		0	**0**
Administrativo	0.0	US$		0	**0**
Serv.Generales	0.0	US$		0	**0**
Bombeo	0	US$		0	**0**
Inversiones	$/m				
Avances	1,515	US$		636,300	**636,300**
Equipos		US$		0	**0**
TOTAL EGRESOS		**US$**		**2,637,529**	**2,637,529**
Inversión Inicial		US$	-9,500,000		
FLUJO NETO		**US$**	**-9,500,000**	**18,834,054**	**18,834,054**

TEA (%):	**12%**
VAN (US$):	**7,316,119**
TIR (%):	**98%**
PR (Años):	**0.6**

4.3. Análisis técnico económico – corte y relleno semi mecanizado con scoop

4.3.1. Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo

Tabla 59. *Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo*

AVANCES DE INFRAESTRUCTURA DE ACCESIBILIDAD Y DESARROLLO																
DESCRIPCION	Tipo	SECCION	UNIDAD	Total	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Sub Nivel		3.5 x 3.5	m														0
By Pass		4.5 x 4.0	m														0
By Pass		3.5 x 3.5	m														0
Ventanas		3.5 x 3.5	m														0
Acceso		4.0 x 4.0	m														0
Camaras		4.0 x 4.0	m		30												30
Chimeneas		2.4 x 1.2	m		40	40	36										116
Chimeneas		3.0 x 1.2	m				20	20	12								52
Ore Pass		1.50 x 1.50	m						10								10
Sala de bombas		8.0 x 6.0	m														0
Rampas		4.50 x 4.0	m														0
RB		1.5 x 1.5	m														0
Poza de agua		4.0 x 6.50	m														0
TOTAL AVANCES			m	0.0	70	40	56	20	22	0	0	0	0	0	0	0	208

4.3.2. Producción

Tabla 60. *Producción - corte y relleno SM con scoop*

PROGRAMA DE PRODUCCION AÑO 1

NIVEL	VETA	LABOR	MET. EXPLOT.	RESERVAS POR TAJO					MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
				Tonn	Ley Ag (g/t)	Ley Au (g/t)	Pot (m)	Dil.(%)													
4300	KEYLA	TJ8804	CRSSM	72,996	193.21	3.70	2.46	27%				3,925	3,903	3,880	3,857	3,768	3,575	3,666	3,638	3,632	33,843
TOTAL EXPLOTACION AÑO 1							Toneladas					3,925	3,903	3,880	3,857	3,768	3,575	3,666	3,638	3,632	33,843
							Ley Ag (g/t)					197.73	196.41	201.32	203.49	209.77	207.45	191.27	185.71	168.33	195.87
							Ley Au (g/t)					3.79	3.76	3.76	3.76	3.84	3.82	3.52	3.40	2.99	3.63
							Pot (m)					2.53	2.50	2.45	2.42	2.38	2.33	2.33	2.28	2.32	2.40
							Dilución (%)					29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%

PROGRAMA DE PRODUCCION AÑO 2

NIVEL	VETA	LABOR	MET. EXPLOT.	RESERVAS POR TAJO					MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
				Tonn	Ley Ag (g/t)	Ley Au (g/t)	Pot (m)	Dil.(%)													
4300	KEYLA	TJ8804	CRSSM	39,153	102.56	3.08	1.62		3,692	3,753	3,808	3,715	3,581	3,702	3,707	3,687	4,991	2,698	1,819		39,153
TOTAL EXPLOTACION AÑO 2							Toneladas		3,692	3,753	3,808	3,715	3,581	3,702	3,707	3,687	4,991	2,698	1,819		39,153
							Ley Ag (g/t)		164.07	164.33	169.63	179.86	178.69	190.79	190.69	193.73	193.29	295.17	225.31		190.91
							Ley Au (g/t)		2.92	2.96	3.07	3.44	3.52	3.80	3.87	3.96	4.05	5.94	4.80		3.75
							Pot (m)		2.34	2.37	2.43	2.48	2.48	2.54	2.51	2.57	2.59	2.87	2.31		2.50
							Dilución (%)		29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%		29%

4.3.3. Valorización

Tabla 61. *Valorización - corte y relleno SM con scoop*

VALORIZACION DE LA PRODUCCION AÑO 1

DESCRIPCION		UNIDAD	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Producción															
	Toneladas	t	0	0	0	3,925	3,903	3,880	3,857	3,768	3,575	3,666	3,638	3,632	**33,843**
	Ley Ag	g/t	0.00	0.00	0.00	181.52	180.30	184.81	186.81	192.56	190.44	175.58	170.48	154.52	**179.80**
	Ley Au	g/t	0.00	0.00	0.00	3.47	3.45	3.45	3.45	3.52	3.50	3.23	3.12	2.74	**3.33**
	Pot	m	0.00	0.00	0.00	2.32	2.30	2.25	2.22	2.19	2.14	2.14	2.10	2.13	**2.20**
	Dil	%	0%	0%	0%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	**29%**
Cotización de Reservas															
Ag ($/Oz)	25														
Au ($/Oz)	1900														
Valor punto															
	VP Ag	US$/g	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**	**0.67**
	VP Au	US$/g	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**	**55.27**
TOTAL INGRESOS		**US$**	**0**	**0**	**0**	**1,228,516**	**1,212,911**	**1,218,410**	**1,216,415**	**1,216,753**	**1,145,639**	**1,082,714**	**1,041,260**	**924,586**	**10,287,205**

VALORIZACION DE LA PRODUCCION AÑO 2

DESCRIPCION		UNIDAD	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Mineral Explotado															
	Toneladas	t	3,692	3,753	3,808	3,715	3,581	3,702	3,707	3,687	4,991	2,698	1,819	0	**39,153**
	Ley Ag	g/t	164.07	164.33	169.63	179.86	178.69	190.79	190.69	193.73	193.29	295.17	225.31	0.00	**190.91**
	Ley Au	g/t	2.92	2.96	3.07	3.44	3.52	3.80	3.87	3.96	4.05	5.94	4.80	0.00	**3.75**
	Pot	m	2.34	2.37	2.43	2.48	2.48	2.54	2.51	2.57	2.59	2.87	2.31	0.00	**2.50**
	Dil	%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	0%	**29%**
Cotización de Reservas															
Ag ($/Oz)	25														
Au ($/Oz)	1900														
Valor punto															
	VP Ag	US$/g	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	**0.67**
	VP Au	US$/g	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	**55.27**
TOTAL INGRESOS		**US$**	**999,030**	**1,025,028**	**1,076,454**	**1,151,519**	**1,123,431**	**1,248,817**	**1,263,935**	**1,282,875**	**1,760,747**	**1,416,050**	**755,997**	**0**	**13,103,885**

4.3.4. Costos de producción

Tabla 62. *Costos de producción - corte y relleno SM con scoop*

COSTO DE PRODUCCION E INVERSIONES AÑO 1

DESCRIPCION		UNIDAD	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Costos de Producción	$/t														
Explotación	63.6	US$	0	0	0	249,657	248,213	246,761	245,301	239,617	227,352	233,171	231,358	230,988	**2,152,418**
Tratamiento	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Administrativo	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Serv.Generales	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Bombeo	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Inversiones	$/m														
Infraest.+ Desarr.	1,413	US$	98,910	56,520	79,128	28,260	31,086	0	0	0	0	0	0	0	**293,904**
Tolvas	15,000	US$					15,000								**15,000**
Microcooptram	500,000	US$	500,000												**500,000**
TOTAL EGRESOS		**US$**	**598,910**	**56,520**	**79,128**	**277,917**	**294,299**	**246,761**	**245,301**	**239,617**	**227,352**	**233,171**	**231,358**	**230,988**	**2,961,322**

COSTO DE PRODUCCION E INVERSIONES AÑO 2

DESCRIPCION		UNIDAD	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Costos de Producción															
Explotación	63.6	US$	234,822	238,689	242,164	236,302	227,735	235,454	235,778	234,489	317,445	171,563	115,699	0	**2,490,140**
Tratamiento	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Administrativo	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Serv.Generales	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Bombeo	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Inversiones															
Infraest.+ Desarr.	1,413	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Tolvas	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Microcooptram	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
TOTAL EGRESOS		**US$**	**234,822**	**238,689**	**242,164**	**236,302**	**227,735**	**235,454**	**235,778**	**234,489**	**317,445**	**171,563**	**115,699**	**0**	**2,490,140**

4.3.5. Margen mensual

Tabla 63. *Margen mensual - corte y relleno SM con scoop*

MARGEN MENSUALIZADO AÑO 1														
DESCRIPCION	**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Ingresos	US$	0	0	0	1,228,516	1,212,911	1,218,410	1,216,415	1,216,753	1,145,639	1,082,714	1,041,260	924,586	**10,287,205**
Egresos	US$	598,910	56,520	79,128	277,917	294,299	246,761	245,301	239,617	227,352	233,171	231,358	230,988	**2,961,322**
TOTAL FLUJO	**US$**	**-598,910**	**-56,520**	**-79,128**	**950,599**	**918,612**	**971,649**	**971,114**	**977,136**	**918,287**	**849,543**	**809,902**	**693,598**	**7,325,883**
Margen Operativo	$/Ton				242.16	235.38	250.43	251.78	259.35	256.88	231.72	222.64	190.97	216.47
Margen Operativo	$/Oz				17.73	17.35	18.24	18.24	18.33	18.31	17.92	17.76	17.09	16.28

MARGEN MENSUALIZADO AÑO 2														
DESCRIPCION	**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Ingresos	US$	999,030	1,025,028	1,076,454	1,151,519	1,123,431	1,248,817	1,263,935	1,282,875	1,760,747	1,416,050	755,997	0	13,103,885
Egresos	US$	234,822	238,689	242,164	236,302	227,735	235,454	235,778	234,489	317,445	171,563	115,699	0	2,490,140
TOTAL FLUJO	**US$**	**764,209**	**786,339**	**834,290**	**915,217**	**895,697**	**1,013,362**	**1,028,157**	**1,048,387**	**1,443,302**	**1,244,487**	**640,297**	**0**	**10,613,744**

4.3.6. Resultados de la evaluación

Tabla 64. *Evaluación económica - corte y relleno SM con scoop*

ESCENARIO CON SCCOP CAUTIVO						
DESCRIPCION		**UNIDAD**	**AÑO 0**	**AÑO 1**	**AÑO 2**	**TOTAL**
Ingresos x Producción						
Toneladas		t		33,843	39,153	**72,996**
Ley Ag		g/t		179.80	190.91	**185.76**
Ley Au		g/t		3.33	3.75	**3.56**
Pot		m		2.20	2.50	**2.36**
Dil		%		29%	29%	**29%**
Cotización (de Budget)						
Ag ($/Oz)	25					
Au ($/Oz)	1900					
Valor punto						
VP Ag		US$/g		0.67	0.67	**0.67**
VP Au		US$/g		55.27	55.27	**55.27**
TOTAL INGRESOS		**US$**		**10,287,205**	**13,103,885**	**23,391,090**
Costos de Producción	$/t					
Explotación	63.6	US$		2,152,418	2,490,140	**4,642,559**
Tratamiento	0.0	US$		0	0	**0**
Administrativo	0.0	US$		0	0	**0**
Serv.Generales	0.0	US$		0	0	**0**
Bombeo	0	US$		0	0	**0**
Inversiones	$/m					
Avances	1,413	US$		293,904	0	**293,904**
Tolvas		US$		15,000	0	**15,000**
Microcooptram		US$		500,000	0	**500,000**
TOTAL EGRESOS		**US$**		**2,961,322**	**2,490,140**	**5,451,462.72**
Inversión Inicial		US$	-9,500,000			
FLUJO NETO		**US$**	**-9,500,000**	**7,325,883**	**10,613,744**	**17,939,627**

TEA (%):	**12%**
VAN (US$):	**5,502,179**
TIR (%):	**51%**
PR (Años):	**1.35**

4.4. Análisis técnico económico – corte y relleno semi mecanizado con scoop

4.4.1. Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo

Tabla 65. *Avances de infraestructura de accesibilidad y desarrollo*

AVANCES DE INFRAESTRUCTURA DE ACCESIBILIDAD Y DESARROLLO																
DESCRIPCION	Tipo	SECCION	UNIDAD	Total	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Sub Nivel		3.5 x 3.5	m														0
By Pass		4.5 x 4.0	m														0
By Pass		3.5 x 3.5	m														0
Ventanas		3.5 x 3.5	m														0
Acceso		4.0 x 4.0	m		60	54	120	120	60	60	17						491
Camaras		3.5 x 3.5	m			10			30		20						60
Chimeneas		2.4 x 1.2	m				10			30	14	11					65
Ore Pass		1.50 x 1.5	m														0
Chimeneas		1.20 x 2.4	m														0
Sala de bombas		8.0 x 6.0	m														0
Rampas		4.50 x 4.0	m														0
RB		1.5 x 1.5	m														0
Poza de agua		4.0 x 6.50	m														0
TOTAL AVANCES			**m**	**0.0**	**60**	**64**	**130**	**120**	**90**	**90**	**51**	**11**	**0**	**0**	**0**	**0**	**616**

4.4.2. Producción

Tabla 66. *Producción - corte y relleno SM sin scoop*

PROGRAMA DE PRODUCCION AÑO 1																				
NIVEL	VETA	LABOR	MET. EXPLOT.	RESERVAS POR TAJO						MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
				Tonn	Ley Ag (g/t)	Ley Au (g/t)	Pot (m)	Dil.(%)														
4300	KEYLA	TJ8804	CRSSM	72,996	193.21	3.70	2.46	27%		3,925	3,903	3,880	3,857	3,768	3,575	3,666	3,638	3,632	3,692	3,753	3,808	45,096
TOTAL EXPLOTACION AÑO 1									Toneladas	3,925	3,903	3,880	3,857	3,768	3,575	3,666	3,638	3,632	3,692	3,753	3,808	45,096
									Ley Ag (g/t)	197.73	196.41	201.32	203.49	209.77	207.45	191.27	185.71	168.33	164.07	164.33	169.63	188.42
									Ley Au (g/t)	3.79	3.76	3.76	3.76	3.84	3.82	3.52	3.40	2.99	2.92	2.96	3.07	3.47
									Pot (m)	2.53	2.50	2.45	2.42	2.38	2.33	2.33	2.28	2.32	2.34	2.37	2.43	2.39
									Dilución (%)	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%

PROGRAMA DE PRODUCCION AÑO 2																				
NIVEL	VETA	LABOR	MET. EXPLOT.	RESERVAS POR TAJO						MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
				Tonn	Ley Ag (g/t)	Ley Au (g/t)	Pot (m)	Dil.(%)														
4300	KEYLA	TJ8804	CRSSM	27,900	102.56	3.08	1.62			3,715	3,581	3,702	3,707	3,687	4,991	2,698	1,819					27,900
TOTAL EXPLOTACION AÑO 2									Toneladas	3,715	3,581	3,702	3,707	3,687	4,991	2,698	1,819					27,900
									Ley Ag (g/t)	179.86	178.69	190.79	190.69	193.73	193.29	295.17	225.31					200.95
									Ley Au (g/t)	3.44	3.52	3.80	3.87	3.96	4.05	5.94	4.80					4.07
									Pot (m)	2.48	2.48	2.54	2.51	2.57	2.59	2.87	2.31					2.55
									Dilución (%)	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%					29%

4.4.3. Valorización

Tabla 67. *Valorización - corte y relleno SM sin scoop*

VALORIZACION DE LA PRODUCCION AÑO 1														
DESCRIPCION		**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Producción															
	Toneladas	t	3,925	3,903	3,880	3,857	3,768	3,575	3,666	3,638	3,632	3,692	3,753	3,808	**45,096**
	Ley Ag	g/t	181.52	180.30	184.81	186.81	192.56	190.44	175.58	170.48	154.52	150.61	150.85	155.72	**172.97**
	Ley Au	g/t	3.47	3.45	3.45	3.45	3.52	3.50	3.23	3.12	2.74	2.68	2.72	2.82	**3.18**
	Pot	m	2.32	2.30	2.25	2.22	2.19	2.14	2.14	2.10	2.13	2.15	2.18	2.23	**2.20**
	Dil	%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	**29%**
Cotización de Reservas															
Ag ($/Oz)	25														
Au ($/Oz)	1900														
Valor punto															
	VP Ag	US$/g	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	**0.67**
	VP Au	US$/g	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	**55.27**
TOTAL INGRESOS		**US$**	**1,228,516**	**1,212,911**	**1,218,410**	**1,216,415**	**1,216,753**	**1,145,639**	**1,082,714**	**1,041,260**	**924,586**	**917,110**	**940,976**	**988,185**	**13,133,476**

VALORIZACION DE LA PRODUCCION AÑO 2														
DESCRIPCION		**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Mineral Explotado															
	Toneladas	t	3,715	3,581	3,702	3,707	3,687	4,991	2,698	1,819					**27,900**
	Ley Ag	g/t	179.86	178.69	190.79	190.69	193.73	193.29	295.17	225.31					**200.95**
	Ley Au	g/t	3.44	3.52	3.80	3.87	3.96	4.05	5.94	4.80					**4.07**
	Pot	m	2.48	2.48	2.54	2.51	2.57	2.59	2.87	2.31					**2.55**
	Dil	%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%	29%					**29%**
Cotización de Reservas															
Ag ($/Oz)	25														
Au ($/Oz)	1900														
Valor punto															
	VP Ag	US$/g	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	**0.67**
	VP Au	US$/g	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	55.27	**55.27**
TOTAL INGRESOS		**US$**	**1,151,519**	**1,123,431**	**1,248,817**	**1,263,935**	**1,282,875**	**1,760,747**	**1,416,050**	**755,997**					**10,003,372**

4.4.4. Costos de producción

Tabla 68. *Costos de producción - corte y relleno SM sin scoop*

COSTO DE PRODUCCION E INVERSIONES AÑO 1

DESCRIPCION		UNIDAD	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Costos de Producción	$/t														
Explotación	63.6	**US$**	249,657	248,213	246,761	245,301	239,617	227,352	233,171	231,358	230,988	234,822	238,689	242,164	**2,868,094**
Tratamiento	0.0	**US$**	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Administrativo	0.0	**US$**	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Serv.Generales	0.0	**US$**	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Bombeo		**US$**	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Inversiones	$/m														
Infraest.+ Desarr.	1,622	**US$**	97,320	103,808	210,860	194,640	145,980	145,980	82,722	17,842	0	0	0	0	**999,152**
Tolvas	0	**US$**													**0**
TOTAL EGRESOS		**US$**	**346,977**	**352,021**	**457,621**	**439,941**	**385,597**	**373,332**	**315,893**	**249,200**	**230,988**	**234,822**	**238,689**	**242,164**	**3,867,246**

COSTO DE PRODUCCION E INVERSIONES AÑO 2

DESCRIPCION		UNIDAD	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11	MES 12	TOTAL
Costos de Producción															
Explotación	63.6	US$	236,302	227,735	235,454	235,778	234,489	317,445	171,563	115,699	0	0	0	0	**1,774,465**
Tratamiento	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Administrativo	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Serv.Generales	0.0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Bombeo	0	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Inversiones															
Infraest.+ Desarr.	1,622	US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
Tolvas		US$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	**0**
TOTAL EGRESOS		**US$**	**236,302**	**227,735**	**235,454**	**235,778**	**234,489**	**317,445**	**171,563**	**115,699**	**0**	**0**	**0**	**0**	**1,774,465**

4.4.5. Margen mensual

Tabla 69. *Margen mensual - corte y relleno SM sin scoop*

MARGEN MENSUALIZADO														
DESCRIPCION	**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Ingresos	US$	1,228,516	1,212,911	1,218,410	1,216,415	1,216,753	1,145,639	1,082,714	1,041,260	924,586	917,110	940,976	988,185	**13,133,476**
Egresos	US$	346,977	352,021	457,621	439,941	385,597	373,332	315,893	249,200	230,988	234,822	238,689	242,164	**3,867,246**
TOTAL FLUJO	**US$**	**881,539**	**860,890**	**760,789**	**776,474**	**831,156**	**772,307**	**766,821**	**792,060**	**693,598**	**682,288**	**702,286**	**746,021**	**9,266,231**
Margen Operativo	$/Ton	224.57	220.59	196.09	201.32	220.61	216.05	209.16	217.74	190.97	184.79	187.13	195.93	205.48
Margen Operativo	$/Oz	16.44	16.26	14.28	14.59	15.60	15.40	16.18	17.37	17.09	16.95	17.02	17.22	16.12

DESCRIPCION	**UNIDAD**	**MES 1**	**MES 2**	**MES 3**	**MES 4**	**MES 5**	**MES 6**	**MES 7**	**MES 8**	**MES 9**	**MES 10**	**MES 11**	**MES 12**	**TOTAL**
Ingresos	US$	1,151,519	1,123,431	1,248,817	1,263,935	1,282,875	1,760,747	1,416,050	755,997	0	0	0	0	10,003,372
Egresos	US$	236,302	227,735	235,454	235,778	234,489	317,445	171,563	115,699	0	0	0	0	1,774,465
TOTAL FLUJO	**US$**	**915,217**	**895,697**	**1,013,362**	**1,028,157**	**1,048,387**	**1,443,302**	**1,244,487**	**640,297**	**0**	**0**	**0**	**0**	**8,228,907**

4.4.6. Resultados de la evaluación

Tabla 70. *Evaluación económica - corte y relleno SM sin scoop*

RESULTADOS ESCENARIO SIN SCOOP						
DESCRIPCION			**UNIDAD**	**AÑO 0**	**AÑO 1**	**AÑO 2**	**TOTAL**
Ingresos x Producción						
Toneladas			t		45,096	27,900	**72,996**
Ley Ag			g/t		172.97	200.95	**183.66**
Ley Au			g/t		3.18	4.07	**3.52**
Pot			m		2.20	2.55	**2.33**
Dil			%		29%	29%	**29%**
Cotización (de Budget)							
	Ag ($/Oz)	25					
	Au ($/Oz)	1900					
Valor punto							
VP Ag			US$/g		0.67	0.67	**0.67**
VP Au			US$/g		55.27	55.27	**55.27**
TOTAL INGRESOS			**US$**		**13,133,476**	**10,003,372**	**23,136,848**
Costos de Producción		$/t					
Explotación		63.6	US$		2,868,094	1,774,465	**4,642,559**
Tratamiento		0.0	US$		0	0	**0**
Administrativo		0.0	US$		0	0	**0**
Serv.Generales		0.0	US$		0	0	**0**
Bombeo		0	US$		0	0	**0**
Inversiones		$/m					
Infraest.+ Desarr.		1,622	US$		999,152	0	**999,152**
Equipos+Inst.			US$		0	0	**0**
TOTAL EGRESOS			**US$**		**3,867,246**	**1,774,465**	**5,641,711**
Inversión Inicial			US$	-9,500,000			
FLUJO NETO			**US$**	**-9,500,000**	**9,266,231**	**8,228,907**	**17,495,137**

TEA (%):	**12%**
VAN (US$):	**5,333,454**
TIR (%):	**54%**
PR (Años):	**1.19**

V. DISCUSIÓN

5.1. Hipótesis específica 1

1ero: Hipótesis estadísticos

El margen operativo ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

H1: Si se ha determinado el método de explotación más eficiente a partir del margen operativo de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

Ho: No se ha determinado el método de explotación más eficiente a partir del margen operativo de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

2do: Procesamiento y comparativo de datos

Tabla 71. *Procesamiento y comparativo de datos - hipótesis específica 1*

Indicador 1	Taladros largos	Corte y relleno SM con scoop	Corte y relleno SM sin scoop
Margen operativo	243.58 $/ton	216.47 $/ton	205.48 $/ton

3ero: Toma de decisión

De la tabla 59, se observa el procesamiento y comparativo de los datos respecto al indicador margen operativo donde se muestra que el margen por el método taladros largos es de 243.58 dólares ganados por cada tonelada producida, el margen por el método corte y relleno SM con scoop es de 216.47 dólares ganados por cada tonelada producida y el margen por el método corte y relleno SM sin scoop es de 205.48 dólares ganados por cada tonelada producida, siendo el más eficiente y pertinente para los fines, usar el método de explotación por taladros largos en subniveles.

Afirmando de esta manera, que el margen operativo ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

5.2. Hipótesis específica 2

1ero: Hipótesis estadísticos

El valor actual neto ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

H1: Si se ha determinado el método de explotación más eficiente a partir del valor actual neto de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

Ho: No se ha determinado el método de explotación más eficiente a partir del valor actual neto de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

2do: Procesamiento y comparativo de datos

Tabla 72. *Procesamiento y comparativo de datos - hipótesis específica 2*

Indicador 2	Taladros largos	Corte y relleno SM con scoop	Corte y relleno SM sin scoop
Valor actual neto (VAN)	US$ 7,316,119	US$ 5,502,179	US$ 5,333,454

3ero: Toma de decisión

De los resultados en la tabla 60, se observa el procesamiento y comparativo de los datos respecto al indicador valor actual neto donde se muestra que el valor actual neto por el método taladros largos es de US$ 7,316,119 > 0 a una tasa del 12% anual, el valor actual neto por el método corte y relleno SM con scoop es de US$ 5,502,179 > 0 a una tasa del 12% anual y el valor actual neto por el método corte y relleno SM sin scoop es de US$ 5,333,454 > 0 a una tasa del 12% anual, siendo el más eficiente y pertinente para los fines, usar el método de explotación por taladros largos en subniveles.

Afirmando de esta manera, que el valor actual neto ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

5.3. Hipótesis específica 3

1ero: Hipótesis estadísticos

La tasa interna de retorno ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

H1: Si se ha determinado el método de explotación más eficiente a partir de la tasa interna de retorno de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

Ho: No se ha determinado el método de explotación más eficiente a partir de la tasa interna de retorno de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

2do: Procesamiento y comparativo de datos

Tabla 73. *Procesamiento y comparativo de datos - hipótesis específica 3*

Indicador 3	Taladros largos	Corte y relleno SM con scoop	Corte y relleno SM sin scoop
Margen operativo	98%	51%	54%

3ero: Toma de decisión

De la tabla 61, se observa el procesamiento y comparativo de los datos respecto al indicador tasa interna de retorno donde se muestra que la tasa interna de retorno por el método taladros largos es de 98% > 12% tasa anual, la tasa interna de retorno por el método corte y relleno SM con scoop es de 51% > 12% tasa anual y la tasa interna de retorno por el método corte y relleno SM sin scoop es de 54% > 12% tasa anual, siendo el más eficiente y pertinente para los fines, usar el método de explotación por taladros largos en subniveles.

Afirmando de esta manera, que la tasa interna de retorno ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

5.4. Hipótesis general

1ero: Hipótesis estadísticos

La evaluación técnico-económica ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

H1: Si se ha determinado el método de explotación más eficiente a partir de la evaluación técnico-económica de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

Ho: No se ha determinado el método de explotación más eficiente a partir de la evaluación técnico-económica de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

2do: Procesamiento y comparativo de datos

Véase los resultados obtenidos en la tabla 59, 60 y 61 después de su debido procesamiento y comparativo de datos, en base a los indicadores de la variable análisis técnico económica.

3ero: Toma de decisión

De las tablas 59, 60 y 61, se observa los resultados respecto a los indicadores de la variable análisis técnico económica, donde debido a los cálculos necesarios se ha establecido el método correcto de explotación para la veta Keyla sobre todo en base a la obtención del margen operativo más elevado en $/tonelada, el valor actual neto mayor a cero que la hace viable y la tasa interna de retorno o recuperación adecuada debido a un resultado mayor al 12% de tasa impuesta para los fines de cálculo, en general nos ha permitido la elección sin problema alguno.

Afirmando de esta manera, que la evaluación técnico-económica ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.

VI. CONCLUSIONES

→ Se ha logrado establecer que la evaluación técnico-económica influye para la selección del método más eficiente de explotación, debido a que permite analizar el margen operativo o ganancia operativa por tonelada producida, el valor actual neto siendo todos los escenarios mayores a cero y por lo tanto viables para los fines, así como la tasa interna de retorno con escenarios mayores al 12% como tasa de descuento, lo que supone alta rentabilidad.

→ Se ha logrado establecer que el margen operativo influye para la selección del método más eficiente de explotación, debido a que en el comparativo nos indica cual es la ganancia operativa en dólares por cada tonelada producida, siendo la más efectiva el margen operativo por taladros largos en subniveles con un 243.58 $/ton > 216.47 $/ton > 205.48 $/ton del método por corte y relleno SM con y sin scoop respectivamente.

→ Se ha logrado establecer que el valor actual neto influye para la selección del método más eficiente de explotación, debido a que en el comparativo nos indica si se va a perder o ganar en la inversión y lo que dejará si este será el caso, siendo la más efectiva el valor actual neto en base a taladros largos en subniveles con un US$ 7,316,119 > US$ 5,502,179 > US$ 5,333,454 > 0 del método por corte y relleno SM con y sin scoop respectivamente.

→ Se ha logrado establecer que la tasa interna de retorno influye para la selección del método más eficiente de explotación, debido a que en el comparativo nos indica que mientras más alto sea el valor, mejor será la rentabilidad del proyecto, siendo la más efectiva la tasa interna de retorno en base a taladros largos en subniveles con un 98% > 51% > 54% > 12% del método por corte y relleno SM con y sin scoop respectivamente.

VII. RECOMENDACIONES

- → De acuerdo con el comportamiento estructural se tiene presencia se sistemas de juntas que son paralelas a la mineralización por lo que es importante realizar un buen control de voladura en las rocas encajonantes para evitar lajamientos y sobre dilución de la veta.
- → Se sugiere realizar un estudio de vibraciones en este sector del macizo rocoso a fin de determinar la cantidad de carga explosiva necesaria y evitar dañar lo menos posible el macizo rocoso, debido a que la veta Keyla no es muy potente en estos sectores.
- → El sostenimiento a colocar en los subniveles será de acuerdo con la cartilla de recomendación geomecánica GSI y la colocación de cables serán de acuerdo al resultado del método gráfico de estabilidad.

VIII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

[1] Cámara Minera del Perú, "Perú. País Minero," *Perú. País Minero*, 2019. https://camiper.com/tiempominero/peru-pais-minero-mineral-exportado/

[2] J. P. Angos Huera and A. J. Villagómez Jácome, "Análisis técnico económico para potenciar la producción de los pozos del campo palo azul de la arena hollín a través de la determinación de métodos de reacondicionamiento (Tesis de Titulación)," Universidad Central de Ecuador, 2018.

[3] R. A. Ramírez Zamora, "Análisis técnico económico explotación yacimiento Amancaya (Tesis de Titulación)," Universidad de Chile, 2017.

[4] C. Toribio Jurado, "Minado por sub level stoping en vetas angostas para optimizar la rentabilidad del TJ 882 en la Compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica - 2018 (Tesis de Titulación)," Universidad Nacional del Centro del Perú, 2019.

[5] B. K. Sauñe Huamán, "Incidencia de la evaluación económica en la selección del método de minado para vetas angostas en proyecto Pampachiri (Tesis de Titulación)," Universidad Nacional del Centro del Perú, 2020.

[6] I. Jiménez and E. Rivera, "Ventajas Económicas de la Implementación del Método de Explotación Sublevel Stoping en Vetas Angostas frente al Método de Explotación Convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococha," Universidad Naciona de Trujillo, 2016.

[7] P. G. Varillas Ochoa, "Evaluación técnico económica del proyecto Pablo en Unidad Minera Pallancata - Cía Minera Ares S.A.C. (Tesis de Titulación)," Universidad Nacional de San Agustín, 2017.

[8] J. A. Condori Mamani, "Modelo de riesgo para la evaluación económica financiera de la explotación de la veta Huascar Nivel 2220-2296 Mina Yanaquihua - Arequipa (Tesis de Titulación)," Universidad Nacional de San Agustín, 2018.

[9] Instituto Tecnológico GeoMinero de España, *Manual de evaluación técnico - económica de proyectos mineros de inversión*. Madrid: Graficas Topacio, 2000.

[10] E. de la Cruz, Á. Álvarez, C. Rodríguez, A. Huamaní, L. de la Cruz, and V. Lázaro, "Métodos de explotación en la mediana minería del Perú," *Revista del Instituto de Investigación RIIGEO - UNMSM*, vol. 15, no. 29, pp. 125–134, 2012, [Online]. Available: https://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/2289/1994

[11] Delphos Mine Plannig, "Métodos de explotación," *08/10/2016*, 2016. https://delphoslab.cl/index.php/54-dec/pde-2/281-metodos-de-explotacion

[12] D. Baena Toro, *Análisis financiero. Enfoque y proyecciones*, 2da ed. Bogotá (Colombia): Eco Ediciones, 2014.

[13] M. Córdoba Padilla, *Análisis financiero*. Bogotá (Colombia): Eco Ediciones, 2014.

[14] R. Estupiñán Gaitán, *Análisis financiero y de gestión*, 3era ed. Bogotá (Colombia): Eco Ediciones, 2020.

[15] A. Alarcón and E. Ulloa, *El análisis de los estados financieros: Papel en la toma de decisiones gerenciales*. 2017. [Online]. Available: http://www.eumed.net/cursecon/ecolat/cu/2012/aaup.pdf

[16] N. B. Barreto Granda, "Análisis Financiero: Factor sustancial para la toma de decisiones en una empresa del sector comercial," *Universidad y Sociedad*, vol. 12, no. 3, pp. 129–134, 2020, [Online]. Available: http://scielo.sld.cu/pdf/rus/v12n3/2218-3620-rus-12-03-129.pdf

[17] J. Ollague, D. Ramón, C. Soto, and E. Novillo, "Indicadores financieros de gestión: análisis e interpretación desde una visión retrospectiva y prospectiva," *Revista de la Universidad Internacional del Ecuador*, vol. 2, no. 8, pp. 22–41, 2017, [Online]. Available: http://201.159.222.115/index.php/innova/article/view/328/358

[18] F. Sánchez, *Guía de Tesis y Proyectos de Investigación*. Arequipa: Asociación Gráfica Educativa, 2019.

[19] F. Arias, *Tesis y Proyectos de Investigación*, 3era ed. Caracas: Episteme, 2006.

[20] G. Baena, *Metodología de la Investigación*, 3era ed. México D.F: Grupo Editorial Patria, 2017.

[21] J. Hurtado, *Metodología de la Investigación Holística*, 3era ed. Caracas: Fundación Sypal, 2000.

[22] R. Hernández, C. Fernández, and P. Baptista, *Metodología de la Investigación*, 5ta ed. México D.F: Mc Graw Hill, 2010.

[23] S. Valderrama, *Pasos para elaborar proyectos de investigación científica*. Lima: San Marcos, 2013.

[24] A. Vara, *Siete pasos para una tesis exitosa*. Lima: Universidad San Martin, 2012.

[25] S. Carrasco, *Metodología de la INvestigación científica*. Lima: San Marcos, 2006.

[26] J. Mardones Alarcón, E. Vásquez Salazar, and A. Andalaft Chacur, "Estudio, análisis y evaluación económica de un proyecto de inversión de alta incertidumbre, mediante algoritmos," *Revista Ingenieria Industrial*, vol. 7, no. 1, pp. 71–92, 2008.

IX. ANEXOS

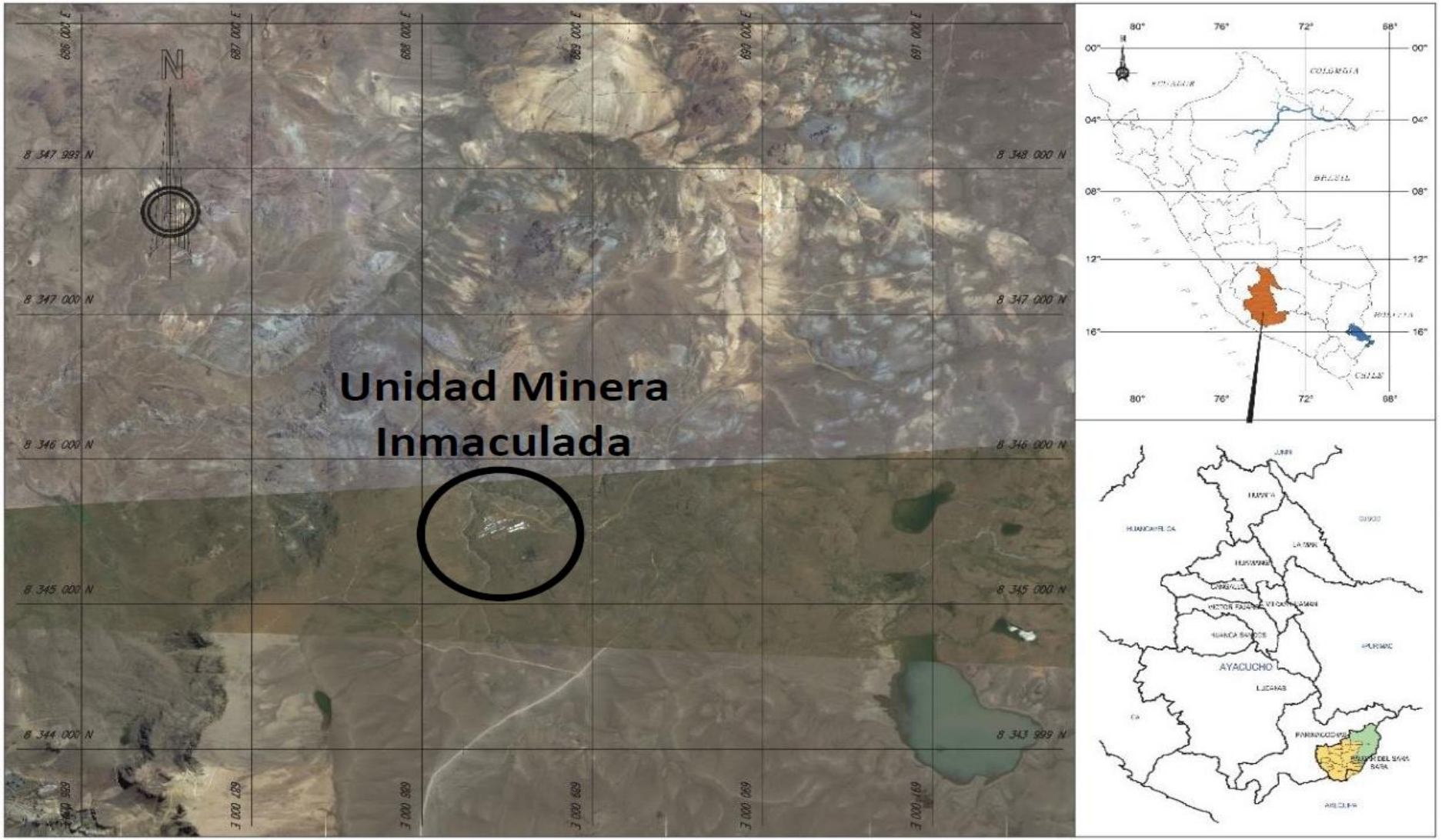
Anexo N°1: Operacionalización de variables

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	INDICADORES	TÉCNICA/INSTRUMENTO
VX: EVALUACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA	Se refiere a un conjunto de procedimientos y técnicas de análisis aplicados a un proyecto donde se prevé una obtención económica con la única finalidad de evaluar el tiempo que tiene o podrían tener para su recuperación económica en función de indicadores como la tasa interna de retorno, el valor actual neto y los márgenes operativo o neto [27].	• Margen operativo • Valor actual neto • Tasa interna de retorno	Técnica del fichaje / fichas de análisis económico
VY: MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	Son las características geométricas usadas para llevar a cabo la explotación de un yacimiento determinado, comúnmente dividiendo el cuerpo mineralizado en sectores con accesibilidad para el laboreo que debe ser constante y eficiente [11].	• Sublevel Stoping • Corte y relleno semi mecanizado	Técnica del fichaje / reportes de rentabilidad

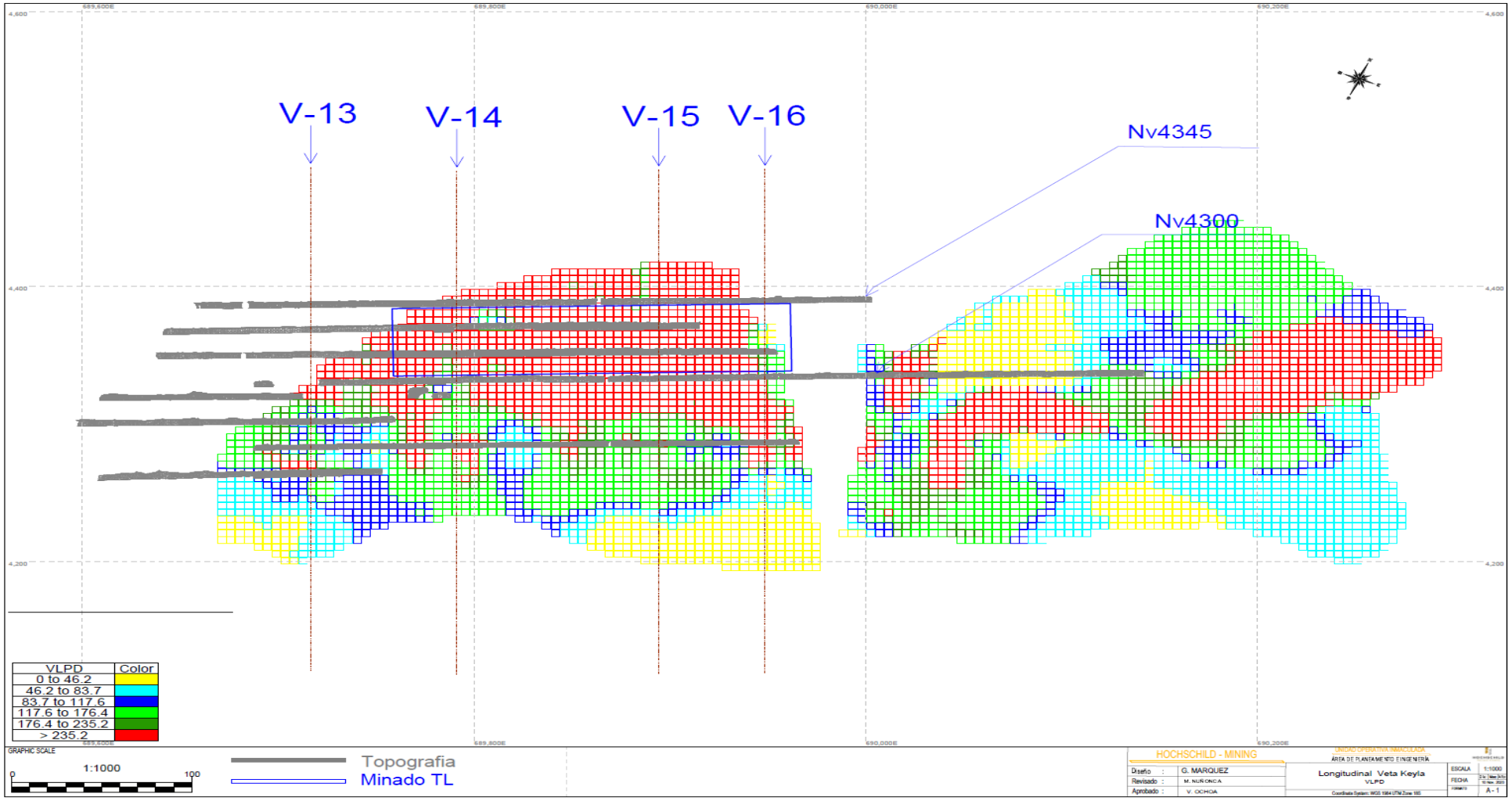
Anexo N° 2: Matriz de consistencia

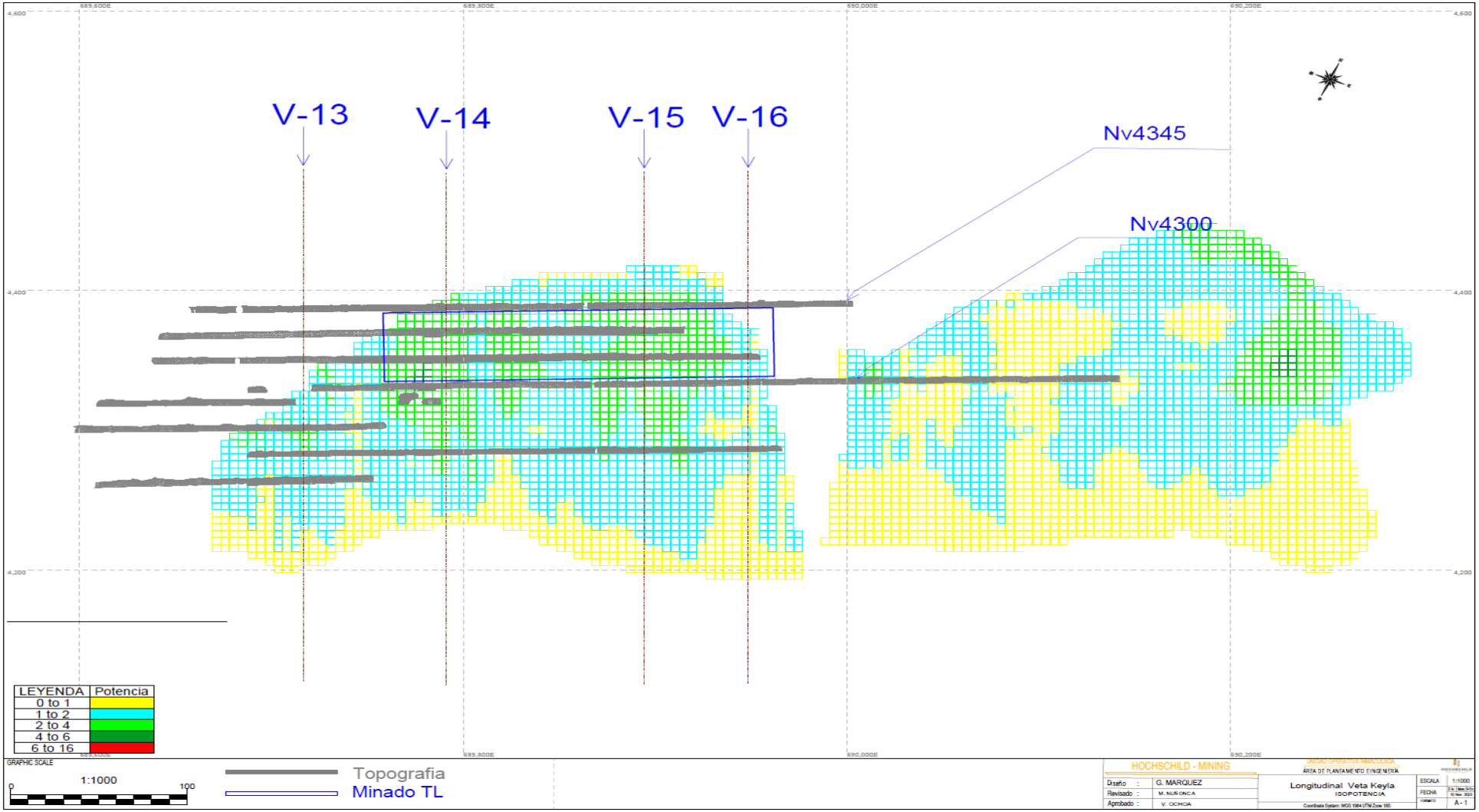
PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	METODOLOGÍA
Problema general	**Objetivo general**	**Hipótesis general**	**Variable X:** Evaluación técnica económica	• Margen operativo • Valor actual neto • Tasa interna de retorno	**Enfoque:** Cuantitativo **Tipo:** Aplicada **Nivel:** Descriptivo-explicativo **Diseño:** No experimental-transversal **Población:** La población se conformará por las vetas de la Zona Bárbara pertinentes a la Unidad Operativa Inmaculada, en el año 2020. **Muestra:** La muestra se constituirá por la Veta Keyla en el nivel 4300. **Técnicas:** La observación directa y el fichaje. **Instrumentos:** Los reportes y las fichas
¿De qué manera una evaluación técnico-económica influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020?	Establecer de qué manera una evaluación técnico-económica influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.	La evaluación técnico-económica ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.			
Problemas específicos	**Objetivos específicos**	**Hipótesis específicas**	**Variable Y:** Métodos de explotación	• Sublevel Stoping • Corte y relleno semi mecanizado	
PE1: ¿De qué manera el margen operativo influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020? **PE2:** ¿De qué manera el valor actual neto influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020? **PE3:** ¿De qué manera la tasa interna de retorno influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020?	**OE1**: Establecer de qué manera el margen operativo influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020. **OE2**: Establecer de qué manera el valor actual neto influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020. **OE3:** Establecer de qué manera la tasa interna de retorno influye en la selección del método de explotación de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.	**HE1:** El margen operativo ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020. **HE2**: El valor actual neto ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020. **HE3:** La tasa interna de retorno ha permitido determinar el método de explotación más eficiente de la veta Keyla – Unidad Operativa Inmaculada 2020.			

Anexo N° 3: Mapa de ubicación de la Unidad Minera Inmaculada

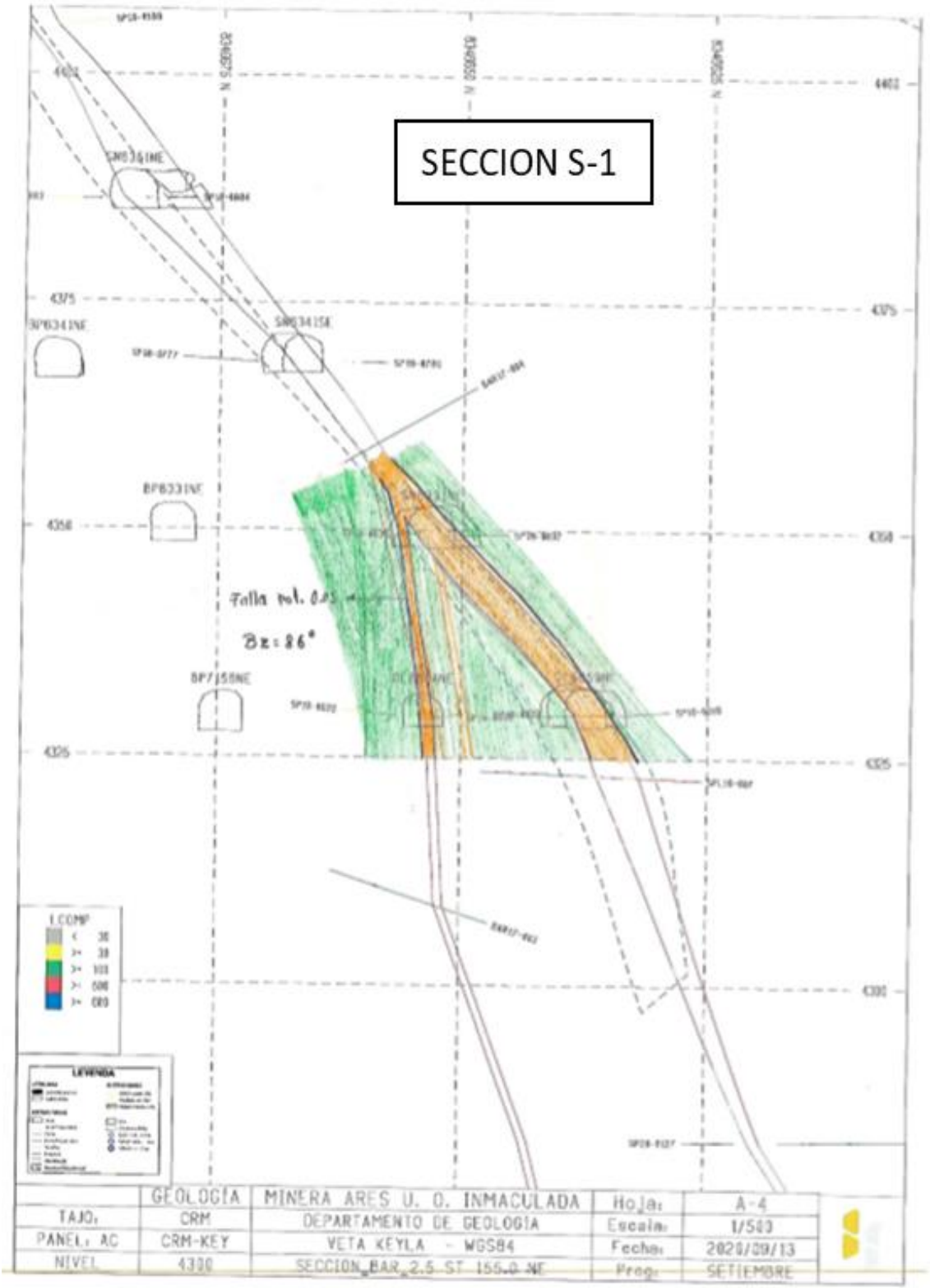


Anexo N° 4: Plano de isovalores y e isopotencia

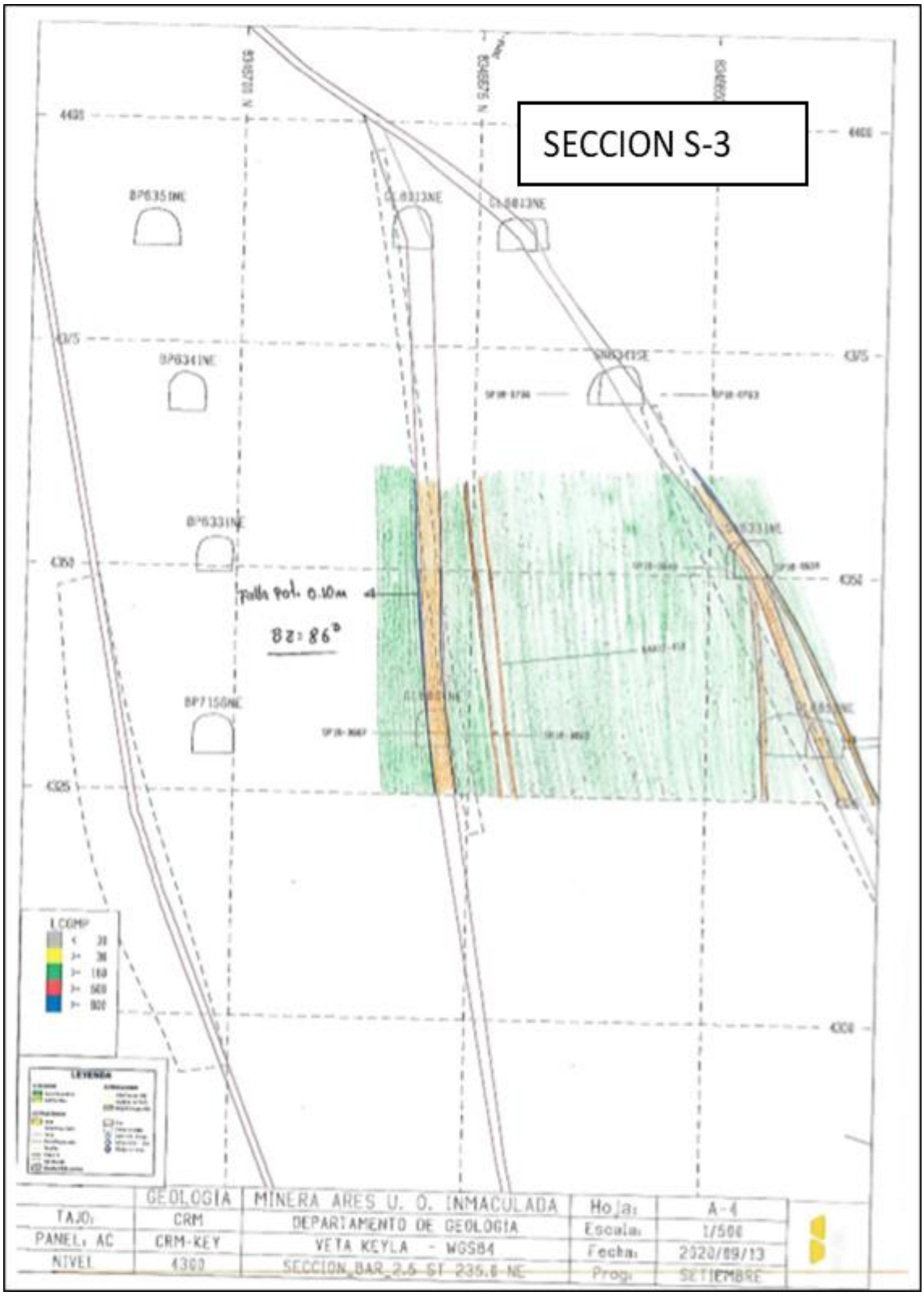



V-13
V-14
V-15
V-16
Nv4345
Nv4300
LEYENDA | Potencia
0 to 1
1 to 2
2 to 4
4 to 6
6 to 16
GRAPHIC SCALE
1:1000
0
100
Topografia
Minado TL
HOCHSCHILD - MINING
Diseño : G. MARQUEZ
Revisado : M. NUÑONCA
Aprobado : V. OCHOA
Longitudinal Veta Keyla
ISOPOTENCIA
ESCALA 1:1000
FECHA
A - 1

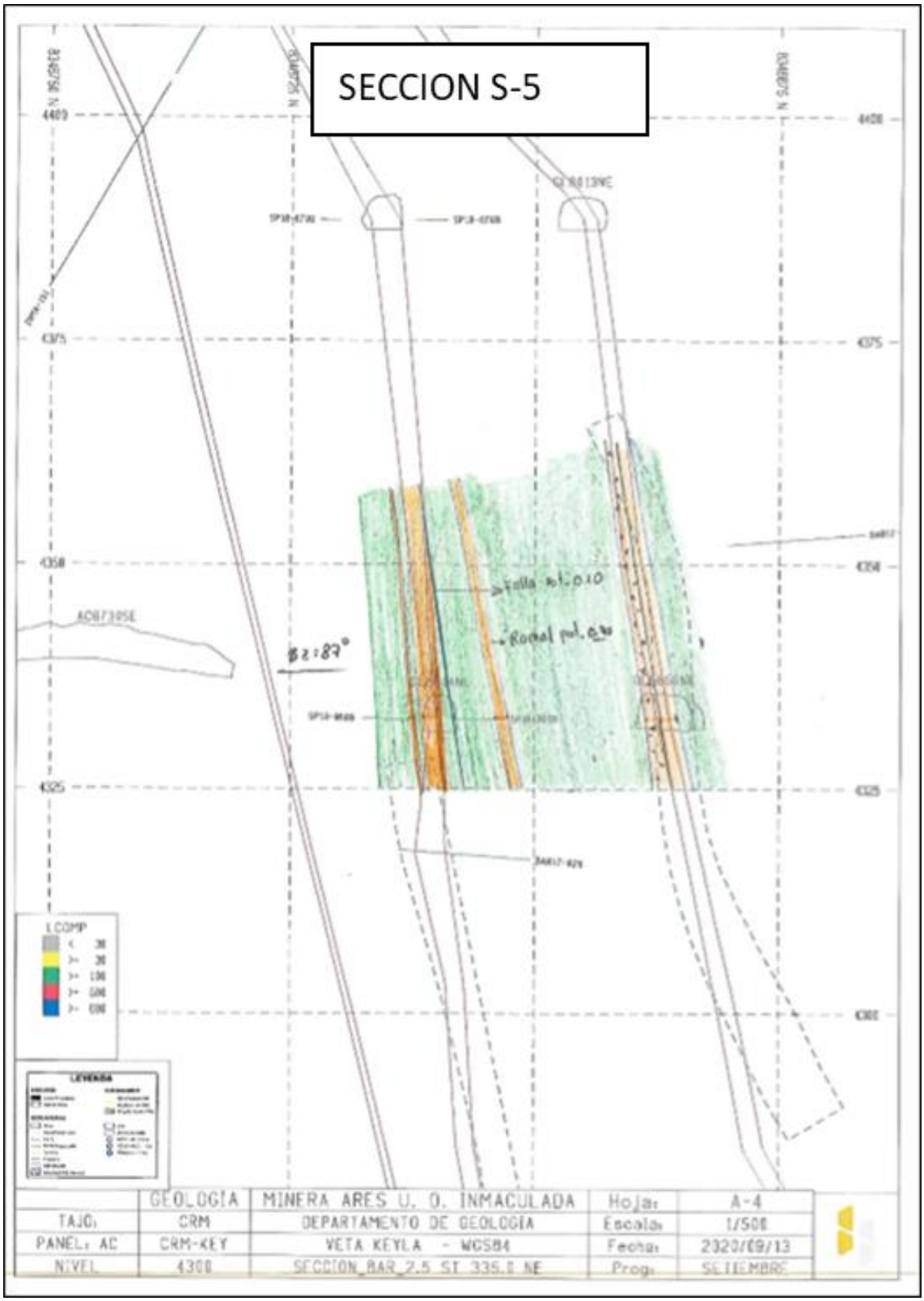
Anexo N° 5: Secciones geológicas



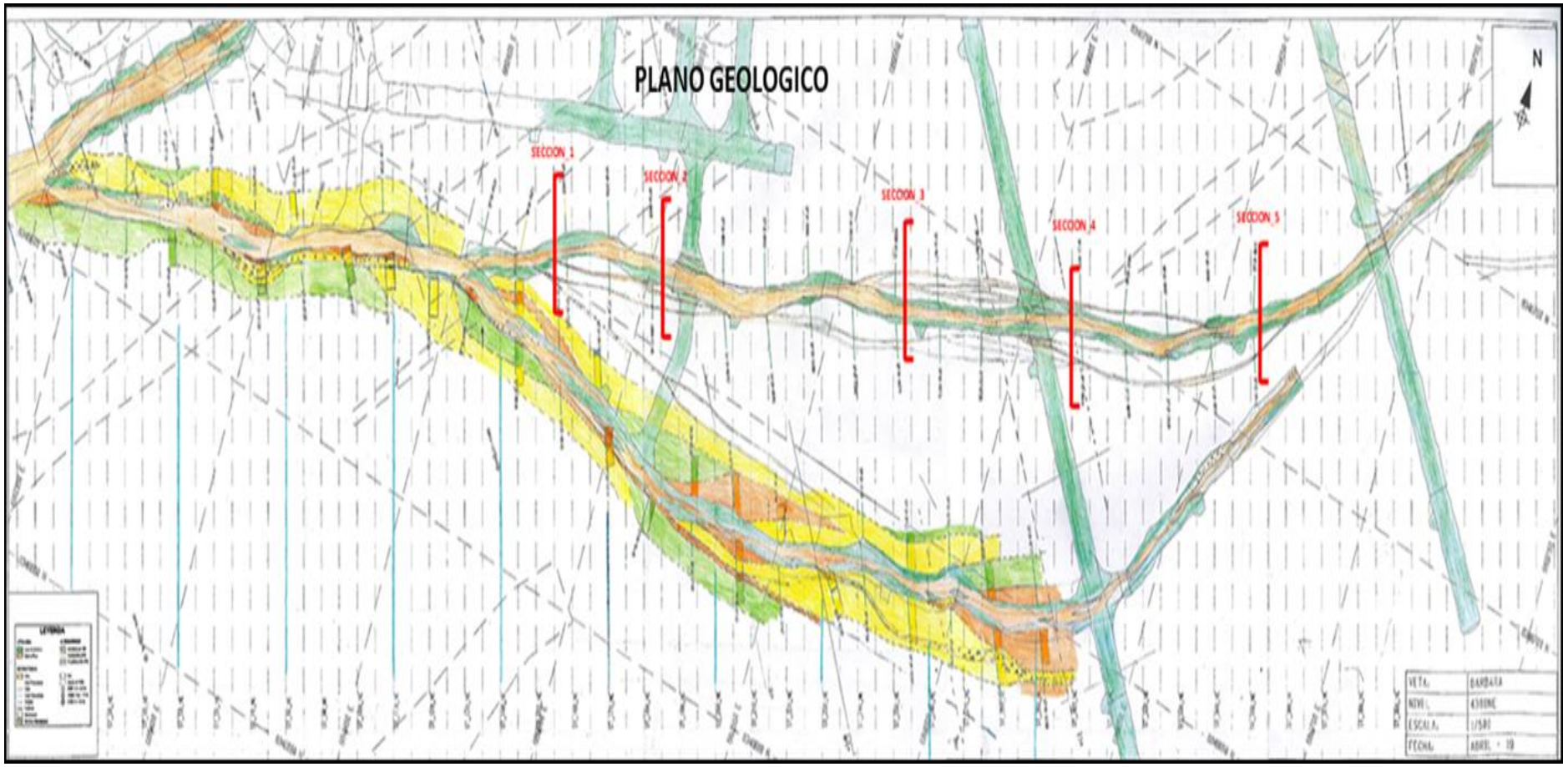

SECCION S-2
BP635 INE
SN635 INE
BP634 INE
SN634 SE
BP633 INE
SN633 INE
Falla Rol. 040
Falla Rol. 040
Bz: 82°
BP710 INE
SN670 INW
LEYENDA
GEOLOGÍA
MINERA ARES U. O. INMACULADA
DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA
VETA KEYLA - WGS84
SECCION BAR 2.5 SI 102.5 NE
TAJO: CRM
PANEL: AC
CRM-KEY
NIVEL 4383
Hoja: A-4
Escala: 1/500
Fecha: 2020/09/13
Prog: SETIEMBRE


SECCION S-3
BP635INE
BP634INE
BP633INE
BP715INE
Falla pot. 0.10m
Sz: 86°
LEYENDA
GEOLOGIA
MINERA ARES U. O. INMACULADA
TAJO: CRM
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
PANEL: AC
CRM-KEY
VETA KEYLA - WGS84
NIVEL 4360
SECCION BAR 2.5 SI 235.6-NE
Hoja: A-4
Escala: 1/500
Fecha: 2020/09/13
Prog: SETIEMBRE

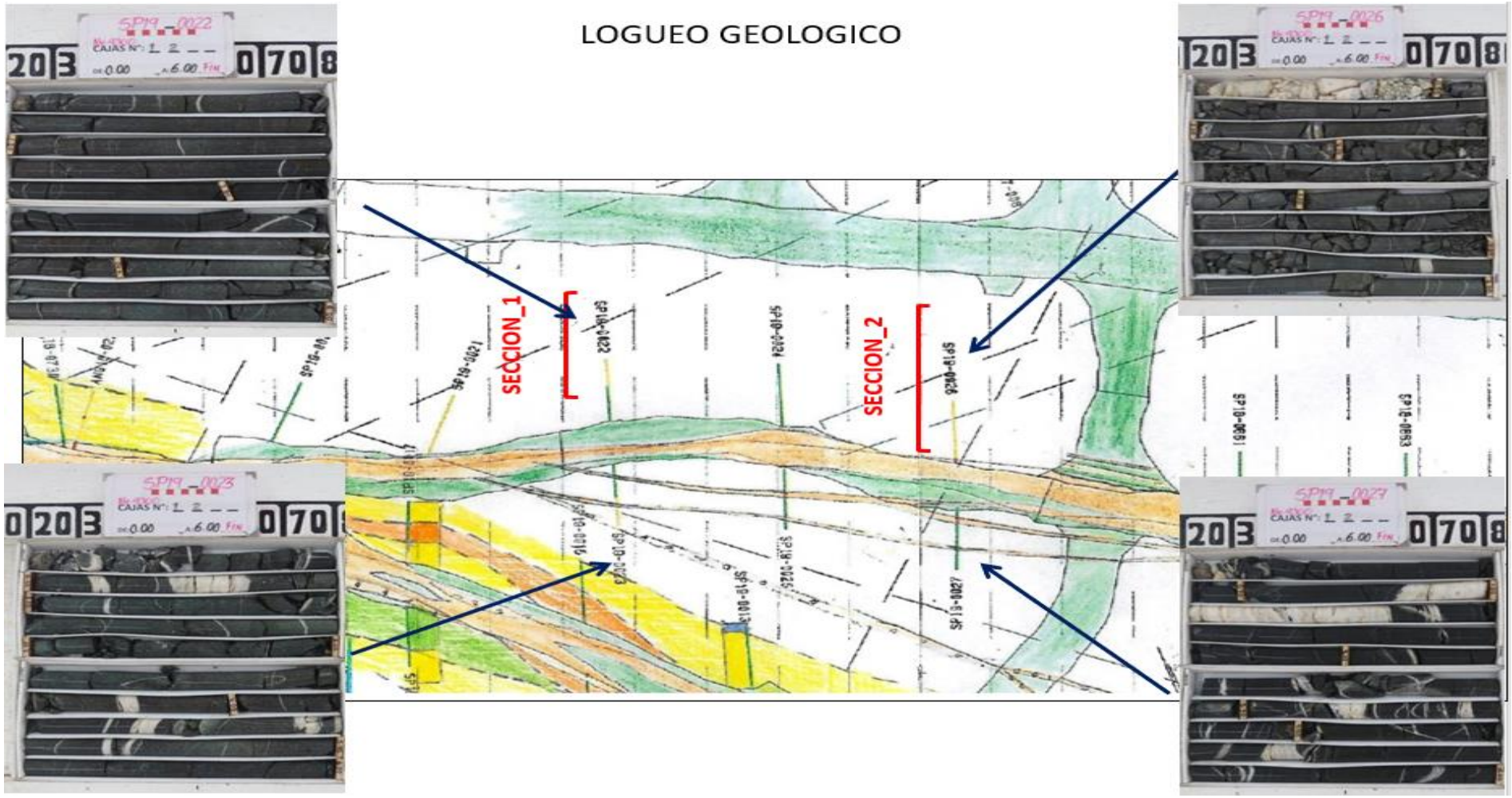

SECCION S-4
4400
4375
4350
4325
4300
Veta Pot. 0.60m
BZ: 86°
GEOLOGIA
MINERA ARES U. O. INMACULADA
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
VETA KEYLA - WOS04
SECCION BAR 2.5 ST 305.8 NE
A-4
1/500
2020/09/13
SETIEMBRE

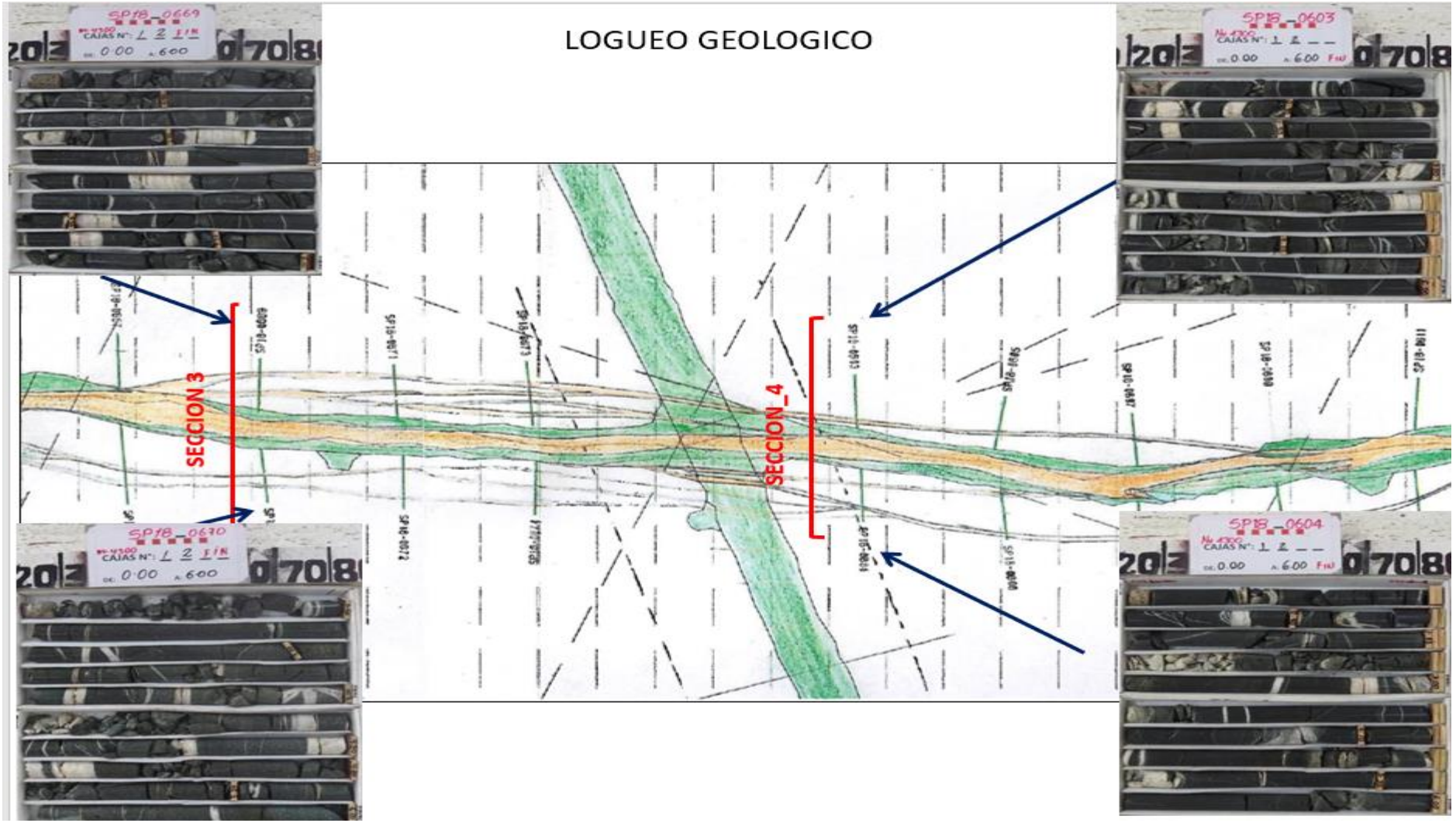

SECCION S-5
Falla N1.010
Rb:87°
LCOMP
GEOLOGIA
MINERA ARES U. O. INMACULADA
TAJO: CRM
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
PANEL: AC
CRM-KEY
VETA KEYLA - WGS84
NIVEL
4300
SECCION_BAR_2.5 SI 335.0 NE
Hoja: A-4
Escala: 1/500
Fecha: 2020/09/13
Prog. SETIEMBRE

Anexo N° 6: Plano geológico



Anexo N° 7: Logueo Geológico




LOGUEO GEOLOGICO
SECCION 3
SECCION_4

LOGUEO GEOLOGICO

