

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

ESTUDIO TÉCNICO - ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE

LA VETA 3 EN LA MINA ANIMÓN DE LA CIA. MINERA

CHUNGAR S.A.C.

PRESENTADA POR:

Br. WALDIR HERMOZA PUMA

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL
DE INGENIERO DE MINAS**

ASESOR:

Mg. JUAN FRANCISCO SOTO ELGUERA

CUSCO – PERU

2024



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe asesor del trabajo de investigación titulado: **“ESTUDIO TECNICO – ECONOMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA 3 EN LA MINA ANIMÓN DE LA CIA. MINERA CHUNGAR S.A.C”**

Presentado por **WALDIR HERMOZA PUMA**, con DNI **71688589** y código universitario Nro. **141099** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 (Dos) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **10 % (Diez por ciento)**.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación, tesis, textos, libros, revistas, artículos científicos, material de enseñanza y otros (Art. 7, inc. 2 y 3)

Porcentaje	Evaluación y acciones.	Marque con una X
Del 1 al 10 %	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30%	Devolver al usuario para las correcciones.	-----
Mayores a 31 %	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a ley.	-----

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera hoja del reporte del software antiplagio.

Cusco, 28 de Marzo de 2024.


FIRMA
Post Firma: Mgt. Juan Francisco Soto Elguera
DNI Nro.: 23922623

ORCID ID: 0000-0002-5029-4284

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:
<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:443183139?locale=es-MX>

WALDIR HERMOZA PUMA

ESTUDIO TÉCNICO - ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA 3 EN LA MINA ANIMÓN - CIA. MINERA CHUNGAR

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:443183139

177 Páginas

Fecha de entrega

27 mar 2025, 12:24 p.m. GMT-5

25.277 Palabras

Fecha de descarga

27 mar 2025, 12:35 p.m. GMT-5

135.291 Caracteres

Nombre de archivo

ESTUDIO TÉCNICO - ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA 3 EN LA MINA ANIMÓN - CI....pdf

Tamaño de archivo

11.8 MB

10% Overall Similarity

The combined total of all matches, including overlapping sources, for each database.

Filtered from the Report

- Bibliography
- Quoted Text
- Cited Text
- Small Matches (less than 9 words)

Exclusions

- 1 Excluded Source

Top Sources

- 8%  Internet sources
- 1%  Publications
- 8%  Submitted works (Student Papers)

Integrity Flags

1 Integrity Flag for Review

-  **Hidden Text**
172 suspect characters on 4 pages
Text is altered to blend into the white background of the document.

Our system's algorithms look deeply at a document for any inconsistencies that would set it apart from a normal submission. If we notice something strange, we flag it for you to review.

A Flag is not necessarily an indicator of a problem. However, we'd recommend you focus your attention there for further review.

DEDICATORIA

A Dios, a mis progenitores por su empeño y respaldo incondicional en mi crecimiento personal y laboral, a quienes siempre estaré agradecido por su respaldo en la finalización de mis estudios y por haber posibilitado la realización de esta meta.

AGRADECIMIENTO

A Dios, por guiar mi trayecto y brindarme la fuerza en mi vida para poder seguir y alcanzar mis objetivos en la vida.

Además, expreso mi agradecimiento correspondiente a mi familia quienes son el motor de mi crecimiento profesional, dar las gracias a los docentes por las enseñanzas impartidas conmigo, para que pueda utilizarlos más adelante en el trabajo. A Compañía Minera Volcan – Chungar, que apostaron por mí para que me pueda desarrollar profesionalmente.

INTRODUCCIÓN

Este estudio analiza la evaluación técnica y financiera de la veta 3 de la unidad minera Animón, con el propósito de analizar la factibilidad de la explotación de esta estructura basándose en la infraestructura proyectada. Después de llevar a cabo un análisis geológico y geomecánico, se cumplen con los criterios de calidad necesarios y las políticas de la compañía para asegurar la sostenibilidad de las operaciones.

En la implementación del Plan de Minado para la estructura mineral “Veta 3” se empleó la metodología siguiente: Recolección de datos geológicos, geotécnicos, topográficos, recursos y reservas de minerales, indicadores de productividad, gastos, investigaciones metalúrgicas y demás.

La elaboración, secuenciamiento y Plan de Minado se llevaron a cabo utilizando los Softwares Mineros Datamine y Deswik:

- Módulo “Deswik CAD”, se empleó en la creación del levantamiento topográfico en “3D” y en la configuración de la infraestructura de la Veta 3 como: Rampas, By-Passes, Subniveles, Galerías, Cámaras (Carguío, bombeo), Chimeneas Raise Borer para ventilación y servicios, etc.
- Módulo “Deswik ASD”, se aplicó en el diseño de los tajos, empleando variables de entrada como la “Ley de Corte”, el dimensionamiento de los tajos mediante el método de “Corte y Relleno ascendente” y “Sublevel Stopping”, la dilución del diseño, la orientación y el desplazamiento de la estructura.
- Datamine “Studio UG”, se empleó en el diseño de la secuencia de minería por meses, considerando las capacidades de los equipos, el número de equipos y la magnitud de las tareas.

- Los planes de aumento de la producción (toneladas y leyes) y de avance (metros) en desarrollo, preparación, galerías, subniveles mineros y pilas se crearon utilizando Datamine EPS (Enhanced Production Scheduler).

La evaluación económica de la veta 3 tuvo en cuenta los siguientes factores: En la proyección del presupuesto operativo (OPEX), se emplearon los costos medios fijos y variables del año 2023 de la mina, planta y administración. En el presupuesto de gasto de capital (CAPEX), se toman en cuenta inversiones sostenibles para el periodo de vida de la mina. Los ingresos proyectados se determinaron utilizando los mismos precios empleados en la proyección de reservas a junio del 2023, y los costos de ventas fueron asumidos por el departamento de comercialización de la mina.

Para un mejor entendimiento del estudio, La investigación se organiza en cuatro capítulos.

Capítulo I: Incluye el marco metodológico de la investigación, que esboza el planteamiento del problema, la descripción del problema, los objetivos, la justificación, la definición y el alcance del estudio, las hipótesis, las variables y los indicadores, así como la forma de operacionalizarlos y el diseño metodológico de la investigación.

Capítulo II: Incluye el Marco teórico, donde se toman en cuenta los antecedentes de la investigación, los fundamentos teóricos y la definición de conceptos.

Capítulo III: Incluye los aspectos generales del campo de estudio, detallando el territorio geográfico del campo de estudio, la operación minera y la operación de la planta.

Capítulo IV: Incluye los hallazgos de la Investigación, donde se toman en cuenta los factores técnicos y financieros para el minado de la “Veta 3”.

Por último, se incluyen referencias bibliográficas y apéndices con conclusiones y sugerencias.

RESUMEN

Con el presente estudio se busca incrementar la producción, bajo la política de incremento de finos en mina Animon, el minado de “Veta 3” es una oportunidad porque va en línea con la lateralización del área de producción, aprovechando la infraestructura y recursos existente de las estructuras aledañas, que se encuentran programados en el Budget y están en explotación actualmente. En consecuencia, este tipo de investigación aplicada utiliza un enfoque no experimental y conocimientos teóricos y prácticos para evaluar la viabilidad y los aspectos económicos de del proyecto mediante un minucioso análisis técnico y financiero. Las reservas probadas y probables del proyecto, que ascienden a 773.640 toneladas de mineral con una ley media de 5,40% de Zn, 1,72% de Pb, 0,11% de Cu y 1,55 OzAg, se determinaron mediante el análisis de las características geomecánicas, la selección del método de extracción más eficaz y la realización de un análisis técnico-económico. Dado un VAN de US\$5.556 millones para un tiempo de explotación de 4,2 años, amortizando la inversión inicial en 2,1 años, se determinó que la explotación de estos yacimientos genera rentabilidad económica en base a indicadores económicos. Con la finalización de los trabajos de preparación previstos para convertirse en reservas y una contribución final de US\$31,5 millones, los recursos inferidos tienen potencial suficiente para generar un margen de contribución económicamente rentable.

***Palabras clave:** evaluación técnica, evaluación financiera, reservas, recursos y rentabilidad.*

ABSTRACT

This study seeks to increase production, under the policy of increasing fines in Animon mine, the mining of “Veta 3” is an opportunity because it is in line with the lateralization of the production area, taking advantage of the existing infrastructure and resources of the surrounding structures, which are scheduled in the Budget and are currently being exploited. Consequently, this type of applied research uses a non-experimental approach and theoretical and practical knowledge to evaluate the feasibility and economics of the project through a thorough technical and financial analysis. The proven and probable reserves of the project, amounting to 773,640 tonnes of ore with an average grade of 5.40% Zn, 1.72% Pb, 0.11% Cu and 1.55 OzAg, were determined by analyzing the geomechanical characteristics, selecting the most efficient mining method and conducting a technical-economic analysis. Given an NPV of US\$5.556 million for an exploitation time of 4.2 years, amortizing the initial investment in 2.1 years, it was determined that the exploitation of these deposits generates economic profitability based on economic indicators. With the completion of the preparation work planned to become reserves and a final contribution of US\$31.5 million, the inferred resources have sufficient potential to generate an economically profitable contribution margin.

Keywords: Technical evaluation, economic evaluation, resources, reserves, profitability.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
INTRODUCCIÓN	iv
RESUMEN	vi
ABSTRACT.....	vii
ÍNDICE GENERAL	viii
INDICE DE TABLAS	xii
ÍNDICE DE FIGURAS	xiv
CAPÍTULO I: MARCO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN.....	1
1.1. Descripción del problema.....	1
1.2. Formulación del problema.....	2
1.2.1. Problema general	2
1.2.2. Problemas específicos.....	2
1.3. Objetivos de la investigación.....	2
1.3.1. Objetivo general	2
1.3.2. Objetivos específicos	2
1.4. Justificación de la investigación	2
1.5. Delimitación y alcances de la investigación.....	3
1.6. Variables e indicadores.....	4
1.7. Operacionalización de variables.....	4
1.8. Diseño metodológico de la investigación.....	5
1.8.1. Tipo y nivel de investigación.....	5
1.8.2. Población y muestra de estudio	5
1.8.3. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos	6

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	7
2.1. Antecedentes de investigación	7
2.1.1. Internacionales.....	7
2.1.2. Nacionales	7
2.1.3. Regionales	8
2.2. Marco Conceptual	9
2.2.1. Geomecánica	9
2.2.2. Selección del Método de Minado	22
2.2.3. Conceptos Financieros.....	27
2.2.4. Definición de Términos	32
CAPÍTULO III: ASPECTOS GENERALES DEL AREA DE ESTUDIO	35
3.1. Generalidades	35
3.1.1. Ubicación.....	35
3.1.2. Vías de acceso	35
3.2. Geología	36
3.2.1. Geología regional	36
3.2.2. Geología Local	37
3.2.3. Geología Económica.....	38
3.2.4. Geología estructural.....	41
3.2.5. Recursos Minerales – Veta 3	42
3.2.6. Estimación de recursos - Veta 3	49
3.3. Operación Mina	68
3.3.1. Selección del Método de Minado (Metodologías)	68
3.3.2. Criterios de selección de técnicas de minado.	76
3.3.3. Evaluación Geomecánica de la Veta 3	79

3.3.4. Caracterización Macizo Rocoso	79
3.3.5. Ciclo de Minado en Corte y Relleno Ascendente.....	94
3.3.6. Ciclo de Minado en Sublevel Stopping	96
3.4. Servicios Auxiliares.....	99
3.4.1. Ventilación Veta 3	99
3.5. Operación Planta Concentradora	118
3.5.1. Residuos y concentrados	118
3.5.2. La capacidad de las plantas de relleno hidráulico.	118
3.5.3. Traslado del relleno hidráulico a los pozos desde la planta concentradora.....	119
CAPÍTULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	121
4.1. Parámetros técnicos del Proyecto	121
4.2. Diseño de Infraestructura (labores de desarrollo y preparación).....	127
4.2.1. Plan conceptual de Mina.....	127
4.2.2. Ratios de producción mina	129
4.3. Diseño de Infraestructura – Explotación	130
4.3.1. Parámetro de diseños	130
4.4. Requerimiento de equipos	131
4.5. Aspectos económicos del Proyecto	135
4.5.1. Costos de Capital	135
4.5.2. Costos de operación.....	135
4.5.3. Evaluación financiera detallada.....	137
4.5.4. Resumen de flujo de caja.....	138
4.5.5. Procesos Metalúrgicos	140
4.5.6. Evaluación financiera y económica	140
CONCLUSIONES	143

RECOMENDACIONES.....	145
BIBLIOGRAFÍA	146
ANEXOS	149

INDICE DE TABLAS

Tabla 1	<i>Coordenadas UTM</i>	3
Tabla 2	<i>Operacionalización de variables</i>	4
Tabla 3	<i>Criterios para la clasificación de la masa rocosa</i>	10
Tabla 4	<i>Interpretación del índice Q (Barton, 1974)</i>	13
Tabla 5	<i>Reservas Diciembre 2024 – Mina Animon</i>	38
Tabla 6	<i>Evolución del inventario de Recursos y Reservas de Mina Animon</i>	40
Tabla 7	<i>Campañas de perforación diamantina en “Veta 3” - 2023</i>	46
Tabla 8	<i>Estimación de Recursos “Veta 3”</i>	49
Tabla 9	<i>Histogramas y resumen estadístico de las Leyes de “Veta 3”</i>	52
Tabla 10	<i>Leyes de cabeza Mineral Veta 3 por Dominios</i>	66
Tabla 11	<i>Cuadro de resultados de recuperaciones composito “Veta 3”</i>	66
Tabla 12	<i>Selección del Método de Minado mediante 3 metodologías</i>	68
Tabla 13	<i>Criterios y características del yacimiento “Veta 3”</i>	69
Tabla 14	<i>Parámetros del yacimiento</i>	70
Tabla 15	<i>Parámetros del mineral</i>	70
Tabla 16	<i>Parámetros de la pared colgante</i>	71
Tabla 17	<i>Parámetros de la pared yacente</i>	71
Tabla 18	<i>Parámetros para el ranking de la selección del Método de Explotación (Nicholas)</i>	72
Tabla 19	<i>Criterios y características del yacimiento “Veta 3” – Método UBC</i>	73
Tabla 20	<i>Valoración en Función al Método UBC 1995</i>	74
Tabla 21	<i>Métodos de minado subterráneo en orden de costo</i>	75
Tabla 22	<i>Métodos de minado subterráneo en orden de costo</i>	78
Tabla 23	<i>Evaluación de Zonas de daño, Zona 1</i>	85

Tabla 24	<i>Estabilidad Zona 1 Veta 3</i>	89
Tabla 25	<i>Cálculo del Requerimiento de Aire</i>	101
Tabla 26	<i>Características de cámara de bombeo estacionarias</i>	116
Tabla 27	<i>Concentrados y relaves (Mina Animon)</i>	118
Tabla 28	<i>Hidrociclones planta relleno hidráulico</i>	119
Tabla 29	<i>Factores modificadores para evaluación Económica.</i>	121
Tabla 30	<i>Reservas por Método de Minado y categoría</i>	121
Tabla 31	<i>Recursos inferidos económicamente explotable</i>	122
Tabla 32	<i>Ratios producción Mina</i>	130
Tabla 33	<i>Parámetros de diseño</i>	131
Tabla 34	<i>Requerimiento de Equipos</i>	132
Tabla 35	<i>Costo capital unitario</i>	135
Tabla 36	<i>Costo Total método corte y relleno ascendente</i>	135
Tabla 37	<i>Costo Total método “Sublevel Stoping”</i>	136
Tabla 38	<i>Base Evaluación Técnica</i>	137
Tabla 39	<i>Base Evaluación económica Veta 3</i>	138
Tabla 40	<i>Balance Metalúrgico por año</i>	140

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	<i>Tabla GSI (Índice de Resistencia Geológica)</i>	12
Figura 2	<i>Gráfico de estabilidad modificado (N')</i>	15
Figura 3	<i>Gráfico para determinar el Factor de esfuerzo A</i>	16
Figura 4	<i>Gráfico para determinar el Factor de Orientación de juntas B</i>	17
Figura 5	<i>Gráfico para determinar el Factor de ajuste gravitatorio C</i>	18
Figura 6	<i>Estimación empírica de desprendimiento de las cajas ELOS</i>	19
Figura 7	<i>Gráfico de estabilidad extendido de probabilidad de falla (Mathews1980)</i>	20
Figura 8	<i>Criterio de Lunder y Pakalnis</i>	21
Figura 9	<i>Minado corte y relleno ascendente en mina Animon</i>	25
Figura 10	<i>Método “Sublevel Stopping” en mina Animon</i>	26
Figura 11	<i>Ubicación de la Mina Animón</i>	35
Figura 12	<i>Afloramientos de las capas rojas de la Formación Casapalca</i>	37
Figura 13	<i>Reservas Diciembre 2024, representación gráfica de la distribución de la mina</i>	39
Figura 14	<i>Geología estructural de Mina Animon, principales fallas</i>	42
Figura 15	<i>Ubicación espacial y vista isométrica de “Veta 3”</i>	44
Figura 16	<i>Campaña de Perforaciones Diamantinas 2023. (Vista en Planta)</i>	45
Figura 17	<i>Sección longitudinal de Veta 3 y principales interceptos de la campaña DDH 2023</i>	47
Figura 18	<i>Vista Isométrica de” Veta 3” y principales interceptos de la campaña DDH 2023</i>	48
Figura 19	<i>Modelo Geológico de Veta 3</i>	50
Figura 20	<i>Modelo de Bloques (Zn%)</i>	51
Figura 21	<i>Modelo de Bloques en función a la categorización de recursos de Veta 3</i>	54
Figura 22	<i>Modelo de bloques - Leyes Zinc (%)</i>	55

Figura 23	<i>Modelo de bloques - Leyes Plomo (%)</i>	56
Figura 24	<i>Modelo de bloques - Leyes Plata (Oz)</i>	57
Figura 25	<i>Modelo de Bloques - Leyes Cobre (%)</i>	58
Figura 26	<i>Unidades Geotécnicas Mina Animon</i>	60
Figura 27	<i>RMR de las vetas, caja piso y caja techo en Unidad Geotecnica 04</i>	61
Figura 28	<i>RMR de las vetas, caja piso y caja techo en Unidad Geotécnica 03</i>	62
Figura 29	<i>RMR de las vetas, caja piso y caja techo en Unidad Geotécnica 02</i>	62
Figura 30	<i>RMR de las vetas, caja piso y caja techo en Unidad Geotécnica 01</i>	63
Figura 31	<i>Modelo Geometalúrgico de “Veta 3”</i>	64
Figura 32	<i>Programa de Producción 2025</i>	67
Figura 33	<i>Plano Geomecánico del Nv.4050 Veta 03</i>	79
Figura 34	<i>Sondajes Geológicos a Veta 03 (Vista Longitudinal)</i>	80
Figura 35	<i>Sondajes Geológicos a Veta 03 (Vista Transversal)</i>	81
Figura 36	<i>Modelo de vacíos en la zona del proyecto</i>	82
Figura 37	<i>Modelo de geotécnico de la zona del Proyecto</i>	82
Figura 38	<i>Modelo de geotécnico de la zona del Proyecto</i>	83
Figura 39	<i>Dominio estructural de la zona del Proyecto</i>	83
Figura 40	<i>Esquema Global Veta 3, análisis de 3 zonas</i>	84
Figura 41	<i>Sondajes Geomecánicos: Zona de Daño / Zona 1</i>	85
Figura 42	<i>Sondajes Geomecánicos: Zona de Daño / Zona 1</i>	86
Figura 43	<i>Sondajes Geomecánicos: Zona de Daño / Zona 1</i>	87
Figura 44	<i>Sondajes Geomecánicos: Zona de Daño / Zona 1</i>	88
Figura 45	<i>Zonas de daño, buzamiento crítico</i>	88
Figura 46	<i>Condición de Estabilidad Veta 03</i>	90
Figura 47	<i>Probabilidad de falla mayor (Veta 03)</i>	91

Figura 48	<i>Equivalente lineal de Sobrerotura (ELOS)</i>	91
Figura 49	<i>Condición de falla (Veta 03)</i>	92
Figura 50	<i>Condición de estabilidad para una falla menor (Veta 03)</i>	92
Figura 51	<i>Vista 3D caracterización geomecánica de VETA 03</i>	94
Figura 52	<i>Extracción de mineral y desmonte - Diagrama de proceso</i>	98
Figura 53	<i>Distribución de los Piques en Mina Animon</i>	99
Figura 54	<i>Sistema de ventilación Veta 03</i>	100
Figura 55	<i>Sistema de bombas estacionarias - Animon</i>	102
Figura 56	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 30</i>	103
Figura 57	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 13</i>	104
Figura 58	<i>Inventario de bombas Giw del Sistema de bombeo, cámara 4310</i>	105
Figura 59	<i>Inventario de bombas Giw del Sistema de bombeo, cámara 4310</i>	106
Figura 60	<i>Circuito Esperanza – Mina Animon</i>	106
Figura 61	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 27</i>	107
Figura 62	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 28</i>	108
Figura 63	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 20</i>	109
Figura 64	<i>Cámara 355, antigua – Mina Animon</i>	110
Figura 65	<i>Inventario de bombas GIW del sistema de bombeo, cámara 32</i>	111
Figura 66	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 31</i>	112
Figura 67	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 29</i>	113
Figura 68	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 29</i>	113
Figura 69	<i>Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 355</i>	114
Figura 70	<i>Circuito dos etapas – Mina Animon</i>	115
Figura 71	<i>Diagrama del Sistema de Bombeo Animon</i>	117
Figura 72	<i>Relleno Hidráulico: Planta de Procesos – Interior Mina</i>	120

Figura 73 Zona de explotación Veta 3 distribuido por VPT	123
Figura 74 Zona de explotación Veta 3 distribuido por % Zinc Diluido	124
Figura 75 Zona de explotación Veta 3 distribuido por Onzas de Ag Diluido	125
Figura 76 Zona de explotación Veta 3 distribuido por % Plomo Diluido.....	126
Figura 77 Zona de explotación Veta 3 distribuido por Clase	127
Figura 78 Infraestructura técnica Veta 3	129
Figura 79 Sección típica 4.00m x 4.50m.....	133
Figura 80 Sección típica 3.5m x 4.00m.....	134

CAPÍTULO I: MARCO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Descripción del problema

La administradora Chungar S.A.C. está a cargo de la unidad minera Animón, un depósito polimetálico de zinc, plomo, plata y cobre que se produce mecánicamente. Por esta razón, se realizaron varios estudios e investigaciones con el objetivo de identificar la técnica más rentable y adecuada para la extracción de mineral en los distintos entornos de yacimiento. El agotamiento de las reservas mineras representó un impacto severo en el trabajo habitual, lo que provocó la necesidad de tomar decisiones para la nueva veta explorada (Veta 3). Esta permitirá aumentar la producción y enfrentar las dificultades económicas a corto plazo, utilizando un método de explotación centrada en la productividad, la eficiencia, la preservación del medio ambiente y la seguridad.

El propósito es la evaluación técnico -económica, lo cual permitirá determinar si la explotación de la Veta 3 es viable y rentable; Por lo tanto, a través de este análisis se determinarán las condiciones geológicas y geomecánicas de la Veta 3 en la Mina Animón, y simultáneamente, se elegirá el método de extracción que mejor se ajuste a las propiedades y geometría del depósito, permitiendo optimizar la utilización de la veta 3 tanto en términos económicos como tecnológicos.

Así mismo, se pretende asegurar la sostenibilidad de la operación, no solo podemos perfeccionar técnicamente el proceso de minado, sino también disminuir los gastos asociados a la explotación de la Veta 3, consiguiendo de esta manera elegir un método de explotación que nos facilite aumentar la producción y garantizar una mayor seguridad en el proceso de explotación.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cuál es la viabilidad técnico-económica de la explotación de la Veta 3 en la Mina Animón, Compañía Minera Chungar S.A.C. Pasco?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuáles son las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada de la Veta 3 en Mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?
- b) ¿Cuál será el método de explotación más apropiado para el minado de la Veta 3 en Mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?
- c) ¿Cuál será el resultado del análisis técnico-económico del método de explotación de la Veta 3 en Mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Determinar la viabilidad técnico-económica de la explotación de la Veta 3 en la Mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Determinar las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada de la Veta 3 de la Mina Animón de la CIA. Minera Chungar S.A.C
- b) Determinar el método de explotación más apropiado para la explotación de la Veta 3 en la Mina Animón de la CIA. Minera Chungar S.A.C.
- c) Exponer los resultados del análisis técnico económico para la explotación de la Veta 3 en la Mina Animón de la CIA. Chungar Minera S.A.C.

1.4. Justificación de la investigación

Con el fin de hacer viable la explotación en términos de productividad, rentabilidad y seguridad, este estudio propone soluciones para la aplicación de técnicas mineras óptimas en

la Veta 3 de la Mina Animón de la U.M. Chungar. Para ello, ha sido necesario un programa de explotación minera, en el que se han calculado las reservas de la Veta 3. A partir de estas cifras y de las condiciones geomecánicas de la zona de estudio, La infraestructura necesaria para la explotación de esta veta se diseñó de forma operativa. A continuación, los resultados de la evaluación económica se expresaron en términos de VAN, TIR y Coste/Beneficio, con el fin de determinar la viabilidad del proyecto.

1.5. Delimitación y alcances de la investigación

En la Mina Animón de U.M. Chungar S.A.C., cuyas coordenadas UTM se muestran en la Tabla 1, el estudio se centra principalmente en la exploración de las condiciones geomecánicas, las técnicas mineras y el análisis técnico y económico para la explotación de la «Veta 3»:

Tabla 1

Coordenadas UTM

Nº	Norte (N)	Este (E)	Cota (Z)
1	8770000	340000	4600
2	8790000	340000	4700
3	8790000	350000	4600
4	8770000	350000	4700

Nota. Departamento de Ingeniería y Plaenamiento.

1.6. Variables e indicadores

Variables independientes

- Características geomecánicas de la Veta 3
- Métodos de minado

Variable dependiente

- Estudio técnico y económico

1.7. Operacionalización de variables

Tabla 2

Operacionalización de variables

Tipo de Variables	Variables	Dimensiones	Subdimensiones	
Variable Independiente	Características geomecánicas Veta 3	Buzamiento	Grados sexagesimales	
		Calidad de roca	Tipo de Roca	
		Estructura mineralizada	Nombre de Veta	
		Análisis de esfuerzos	MPa	
		Parámetros técnicos	KPI's operativos	
	Métodos de minado	Sublevel Stopping		
		Características		Preparación
				Restricciones
				Recuperación operativa
		Secuencia de Minado		Perforación
				Voladura
				Carguío y Acarreo
				Transporte
				Ventilación
				Sostenimiento
				Relleno
		Corte & Relleno Ascendente		
		Características		Preparación
				Restricciones
				Recuperación operativa
Secuencia de minado		Perforación		
		Voladura		
		Limpieza		
		Acarreo y Transporte		
		Sostenimiento		
		Relleno		
Variable Dependiente	Estudio técnico y económico		Productividad	
		Estudio Técnico	Seguridad	
		Tiempo de minado		
	Estudio económico		Costos e inversiones	
			Rentabilidad	
		Evaluación económica (CB/VAN/TIR)		

1.8. Diseño metodológico de la investigación

1.8.1. Tipo y nivel de investigación

1.8.1.1. Tipo de investigación.

El estudio es de carácter aplicado, ya que considera los saberes actuales sobre la geología y geomecánica de la mina, junto con los métodos de minado de “Sublevel Stopping”, “Corte y Relleno Ascendente”. La viabilidad de la explotación de la veta 3 se evalúa desde una perspectiva técnica y financiera.

1.8.1.2. Diseño de investigación.

El nivel de investigación es explicativo, porque evalúa las relaciones de causa a efecto en la implementación de ambos métodos de minado y valora sus impactos en términos técnicos y económicos.

1.8.2. Población y muestra de estudio

1.8.2.1. Población.

El grupo de estudio se compone del yacimiento de la mina Animón, que se compone de una variedad de estructuras geológicas de diversas dimensiones formadas por procesos de sedimentación, intrusión magmática, además del aumento y reducción del nivel de superficie terrestre hasta su ubicación actual.

1.8.2.2. Muestra.

La muestra se compone de la Veta 3, una de las principales vetas económicas de la unidad minera Animón, la misma que se presenta un rumbo N 90° a 110°, buzamiento de 80° a 85° al norte y ancho de veta promedio de 1.35 metros y cuya roca hospedante se compone de margas y areniscas ferruginosas de la Formación Casapalca..

1.8.3. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos

1.8.3.1.Observación directa o estudio de campo.

Se utilizó la observación directa in situ, para determinar y/o verificar las características morfológicas, geológicas, geomecánicas y otros aspectos que caracterizan a la Veta 3, utilizando una ficha de observación y registro de datos.

1.8.3.2.Revisión bibliográfica.

Se revisó los aportes científicos y académicos existentes respecto a los métodos de minado, tanto en revistas y publicaciones científicas de carácter virtual y físico. Asimismo, se revisaron las investigaciones académicas relacionadas en los principales repositorios universitarios nacionales y latinoamericanos.

1.8.3.3.Revisión documental.

Se revisaron documentos y estudios relacionados al tema, de la Minera Chungar S.A.C, la unidad Minera Animón y específicamente de la Veta 3 y de la Mina Animón. Estos documentos sirvieron de base y apoyo para la presente investigación. Entre estos documentos se encuentran estudios geológicos, geomecánicos, planes de minado, estudios conceptuales de factibilidad, etc.

1.8.3.4.Procesamiento de la información.

Tras la selectiva de datos, se realizó un estudio documental para organizar los datos y evaluar la viabilidad técnica y financiera de los procesos mineros en términos de protección, productividad y rentabilidad.. Para este fin de utilizaron software especializados tales como el Deswik y Datamine, hojas de cálculo y procesadores de texto.

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de investigación

2.1.1. Internacionales

Jorquera Villaroel (2015) “Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla”. Tesis de pregrado, Departamento de Ingeniería de Minas, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Santiago, Chile El objetivo del estudio fue calcular los costos OPEX del método bench & fill (corte y relleno ascendente con tajeos por subniveles) y compararlo con el método existente de corte y relleno post sala y pilares para determinar su eficacia. (avanzar con cortes horizontales ascendiendo en la veta). Uno de sus hallazgos más importantes es el desarrollo de un modelo computacional para estimar los gastos directos de bench & fill. Además, permite modificar los parámetros de entrada -también denominados parámetros de diseño- para calcular los costes del método en diversas situaciones. Esto reduce la necesidad de un trabajo previo de ingeniería a la hora de elegir qué cuerpos del yacimiento a explotar.

2.1.2. Nacionales

Carlos y Rivera (2016) “Ventajas económicas de la implementación del Método de explotación Sublevel Stopping en vetas angostas frente al Método de explotación convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococha”. El objetivo principal de la tesis de pregrado de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, Trujillo, fue determinar los beneficios económicos del método minero de Sublevel Stopping frente al método minero convencional de corte y relleno aplicado a vetas angostas en la mina Morococha. Uno de sus hallazgos más significativos es que el costo de producción del método Sublevel Stopping es 30% menor que el del método convencional cut-and-fill, es decir, de US\$75,15/ton a US\$57,61/ton. Según el análisis de rentabilidad de los dos enfoques, el método

de extracción por subniveles es más rentable, ya que su índice es de 0,80, mientras que el del método tradicional de corte y relleno es de 0,38. Esta discrepancia es de 0,47.

Comun Rosas (2018) “La influencia del método Corte y Relleno Ascendente con taladros largos en la producción de la mina Animón - Volcán”. Tesis de pregrado, Facultad de Ingeniería de Minas, Huancayo. El objetivo principal del estudio fue determinar cómo afectaba a la producción de la mina Animón el método de explotación Cut and Fill Ascending con barrenos largos. Uno de los hallazgos más significativos fue que la producción de la mina Animón se incrementó en 2,09% Como demuestran las 3.820 Tm con una ley del 2,18% empleando el método de corte y relleno ascendente de pozo largo, el sistema Lyner es una opción viable. La dilución del método de corte y relleno de agujero largo es del 3,8%, dentro del rango especificado en el plan de la mina, y la ley de corte difiere en 8,01 \$ por tonelada cuando se compara con el método de corte y relleno convencional y el método de corte y relleno de agujero largo ascendente.

2.1.3. Regionales

Alata Ttito (2019) “Implementación del método sublevel Stopping con taladros largos para el minado del tajo 012, NV 18 VETA Ximena – Zona Oroya – Cía. Minera Casapalca”. Tesis de pregrado de la carrera de Ingeniería de Minas, Cusco. Dado que los tajos tienen una longitud superior a 200 metros, la capacidad de la pala para funcionar de forma continua disminuye, lo que repercute en el rendimiento de la extracción de mineral. Uno de los hallazgos más significativos es que, cuando se combina con perforadoras de gran longitud, el método de explotación Sub Level Stopping aumenta y alcanza la producción planificada que antes se conseguía con el método semimecanizado de corte y relleno ascendente, al tiempo que se cumplen los requisitos de seguridad y operatividad. Dado que el programa de producción pasó de 2000 Tm/mes a 4500 Tm/mes, la producción de mineral aumentó de 158,4 Tm al día a 362,88 Tm al día, lo que supone un enorme potencial para invertir los resultados negativos que

se estaban produciendo en el pozo 012. Con un rendimiento de 20,6 m³/perforación y un buen control de la fragmentación del material, el diseño de malla de perforación B=1,2, E=1,4 m es ventajoso para la veta Ximena. Estas largas perforaciones en el método Sub Level Stopping permiten una productividad elevada y segura tanto para el personal como para los equipos.

2.2. Marco Conceptual

Este estudio se comprenderá mejor utilizando indicadores de análisis de rentabilidad de proyectos y de evaluación de operaciones mineras unitarias. Las ideas y teorías relativas a la caracterización del macizo rocoso servirán de base para diseñar adecuadamente las operaciones mineras, que abarcan tanto los trabajos de preparación y desarrollo como la fase de extracción del mineral.

2.2.1. Geomecánica

La Gestión Geomecánica detalla información, metodologías, herramientas de gestión administrativas y de seguridad, protocolos, formatos, guías, etc. a aplicarse desde la planificación, durante la operación y hasta el cierre de la mina; para evitar resultados inseguros, asociados a una gestión de control del terreno ineficaz, que pueden causar lesiones o incluso pérdidas mortales, que incluyen: caída de roca, derrumbes, subsidencias, colapso de las excavaciones, inestabilidad geotécnica de las infraestructuras, etc., y que adicionalmente también pueden tener un impacto negativo en la viabilidad económica de las operaciones como: cambios significativos en las ratios de producción, sobrecostos, dilución, incluso el cierre de las operaciones.

2.2.1.1. Unidades Geotécnicas.

Para determinar las unidades geotécnicas en la Unidad Minera Animón se considera los criterios en los que se basa dicha clasificación, Uno de estos criterios es la caracterización de la roca intacta y del macizo rocoso. Para evaluar el macizo rocoso se utilizan dos fuentes de datos geotécnicos: la cartografía geomecánica y el registro geotécnico.

2.2.1.2. Calidad del Macizo Rocoso.

a. Sistema de Clasificación RMR

Para clasificar geomecánicamente el macizo rocoso se utilizan los criterios de Bieniawski 1989. (“RMR” - Valoración de la Masa de Roca). Los valores para determinar la calidad de la roca “RQD” (Rock Quality Designation), se establecen a través del registro lineal de discontinuidades utilizando la relación sugerida por “Priest & Hudson (1986)”, utilizando como principal imndicativo de entrada la frecuencia de fracturas por metro lineal.

El cuadro N° 3 presenta los criterios de Bieniawski (1989) modificados para este análisis con el fin de clasificar el macizo rocoso::

Tabla 3

Criterios para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR	Color
II	> 60	Buena	Azul oscuro
IIIA	51 – 60	Regular A	Verde brillante
IIIB	41 – 50	Regular B	Amarillo
IVA	31 – 40	Mala A	Naranja
IVB	21 – 30	Mala B	Rojo
V	< 21	Muy Mala	Marrón

Nota. Clasificación de Bieniawski 1989

La cartografía geomecánica de la red de subterráneos y el logueo geotécnico de los testigos de roca procedentes de perforaciones DDH, ambos realizados en el aspecto de los trabajos insitu de este proyecto de estudio, sirvieron de fuentes de información para clasificar el macizo rocoso de toda la región de investigación.

b. Sistema de Clasificación GSI

Una medida de las propiedades de los macizos rocosos que se utiliza en las evaluaciones de macizos rocosos es el índice de resistencia geológica (GSI), según dos criterios: la calidad de la superficie y la estructura. La estructura de un macizo rocoso tiene en cuenta el grado de fracturación o el número de fracturas (discontinuidades) relacionadas con el número de familias de fracturas.

El estado superficial del macizo rocoso engloba los atributos de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización o alteración.

Para el criterio estructural se consideran las cinco categorías siguientes:

Comparando las circunstancias de la superficie y las características de la estructura, la tabla detallada del GSI de la figura 1 muestra los índices en el rango de 0 a 100 para determinar la calidad de la masa rocosa.

Figura 1

Tabla GSI (Índice de Resistencia Geológica)

INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000) Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES DE SUPERFICIE				
ESTRUCTURA		MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
		Superficie muy rugosas, no meteorizadas, frescas	Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro	Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos compactos.	Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos de arcillas suave.
		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →				
	INTACTA O MASIVA Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas	90			N/A	N/A
	FRACTURADA Macizo rocos con bloques enclavados, bloques cubicos formados tres intersecciones de sistemas de dicontinuidades	80	70			
	MUY FRACTURADA Macizo perturbado con bloques entrabados y angulares formados por la interseccion de 4 o mas sistemas		60	50		
	FRACTURADA/PERTURBADA/SORDIDA Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la interseccion de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificacion			40	30	
	DISGREGADO Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados.				20	
	LAMINADA/FOLIADA Se carece de bloques debido al debil material en los planos de esquistocidad y cizalla	N/A	N/A			10
		← DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES				

Nota. Hoek & Marinos, 2000

c. Clasificación índice Q

Este sistema ha sufrido constantes mejoras y actualizaciones, incluyendo la más reciente actualización del 2016, que abarca estudios analíticos sobre el espesor y espaciamento del macizo rocoso en estudio. El sistema Q es un método para describir la calidad de la roca clasificándolo en función de la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

La calidad de la roca se indica mediante el Sistema Q, que se basa en el análisis de seis parámetros distintos y se expresa en la fórmula (1).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (1)$$

Donde:

RQD: Índice de calidad de la roca

J_n: Métrica determinada por la cantidad de familias de discontinuidad

J_r: Parámetro de discontinuidad basado en la rugosidad

J_a: Parámetro determinado por la evolución de las discontinuidades

J: Parámetro en función de la presencia de agua

Factor de reducción de la tensión, o SRF.

Tabla 4

Interpretación del índice Q (Barton, 1974)

Descripción	Q
Roca excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Roca extremadamente mala	0.01 – 0.1
Roca muy mala	0.1 -1
Roca mala	1 - 4
Roca regular	4 – 10
Roca buena	10 - 40
Roca muy buena	10 - 100

Nota. departamento de geomecánica

2.2.1.3.Prácticas de soporte estándar (Sostenimiento).

- Excavaciones permanentes: Se hace referencia a excavaciones de gran importancia como: rampas, galerías, cámaras, comedores, polvorines, estaciones de bombeo, talleres de reparación y otras instalaciones cruciales que estarán operativas durante unos cuantos años.
- Excavaciones temporales: Aquí se contemplan las excavaciones vinculadas al minado en los tajos, tales como cruceros y galerías de perforación en los subniveles, que son excavaciones provisionales destinadas al ingreso para la explotación de una zona. El tiempo de utilización o vida de las excavaciones temporales es menor a un año. Las labores deben estar sostenidas en base al estándar de sostenimiento primario cuyo Factor de Seguridad sea mayor a 1.3.

2.2.1.4.Dimensionamiento de Tajos.

En la Unidad Minera Animón, para elaborar el Plan de Minado de la variedad de vetas es muy importante realizar el dimensionamiento de Tajos, para este análisis se emplean los siguientes métodos:

a. Método Gráfico de Estabilidad

El número de la estabilidad N' , que representa la calidad del macizo rocoso y el estado geotécnico de la zona que se va a explotar, se determina mediante la fórmula (2), que es el resultado de la combinación y el análisis del índice de calidad de la roca con el factor de condición de tensión, el factor de orientación de la estructura y el factor de componente de gravedad. La Figura 2 muestra el gráfico de estabilidad y la transición de zonas (zona estable, zona potencialmente inestable, zona potencial de hundimiento), que se define a partir de la Fórmula (2). Este método considera los elementos fundamentales que influyen en el diseño estable de los tajos.

$$N' = Q' \times A \times B \times C \dots \dots \dots (2)$$

Donde:

Q': Índice de calidad de la roca.

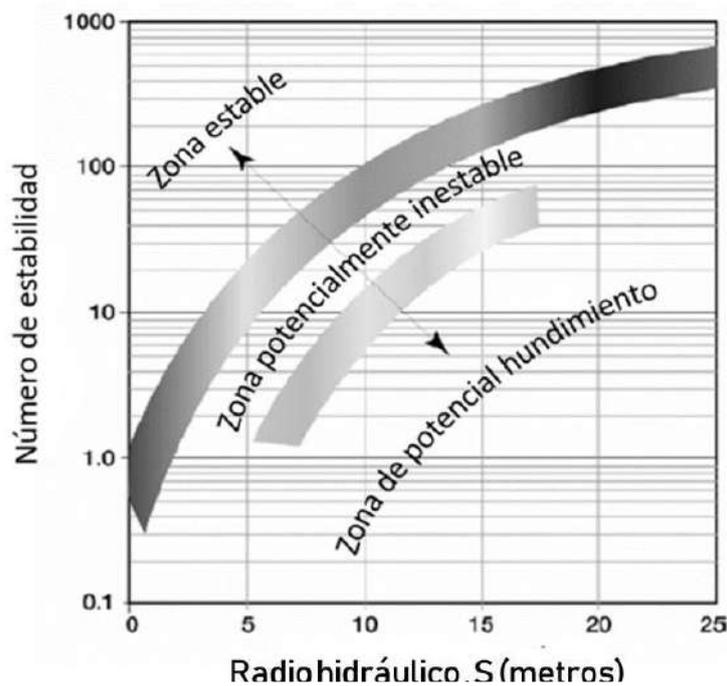
A: El factor de las condiciones de tensión

B: Factor de orientación estructural

C: El factor de gravedad

Figura 2

Gráfico de estabilidad modificado (N')



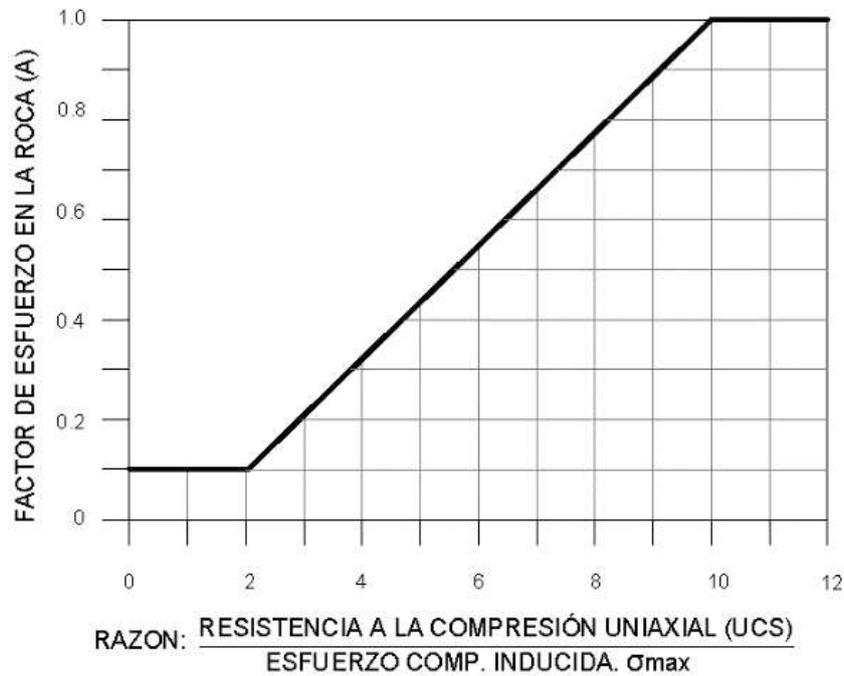
Nota. Gráfico de Estabilidad de Mathews

- Los resultados de la cartografía geológica y geotécnica realizada durante la construcción de la infraestructura del metro se utilizan para determinar el valor «Q» del macizo rocoso. Se utiliza la ecuación (1) mencionada anteriormente, con la salvedad de que la componente de tensión activa se considera igual a la unidad.
- Factor A: La información sobre la resistencia de una roca a la compresión uniaxial y el valor de la tensión máxima producida se utilizan para calcular el factor de tensión «A», que se utiliza para determinar la magnitud del Factor A de tensión de la roca".

Una vez establecida la relación entre la resistencia y la tensión producida, se puede calcular el Factor de Tensión, como se muestra en la Figura 3.

Figura 3

Gráfico para determinar el Factor de esfuerzo A

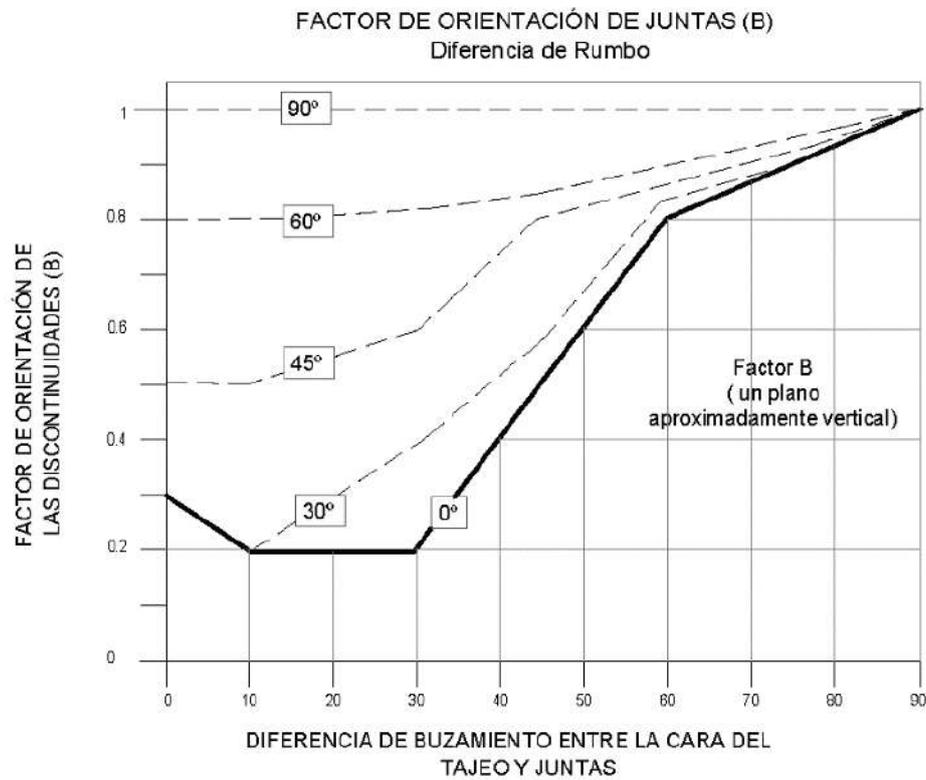


Nota. Departamento de Geomecánica

- Factor B, representa el factor de orientación de las juntas, normalmente en Mina Animon es paralelo al rumbo de la veta. Este factor surge del análisis estereográfico y tomando en cuenta la ubicación espacial de las estructuras, de tal manera que se obtiene el sistema dominante o principal. Con la Figura 4 se determina el factor B.

Figura 4

Gráfico para determinar el Factor de Orientación de juntas B



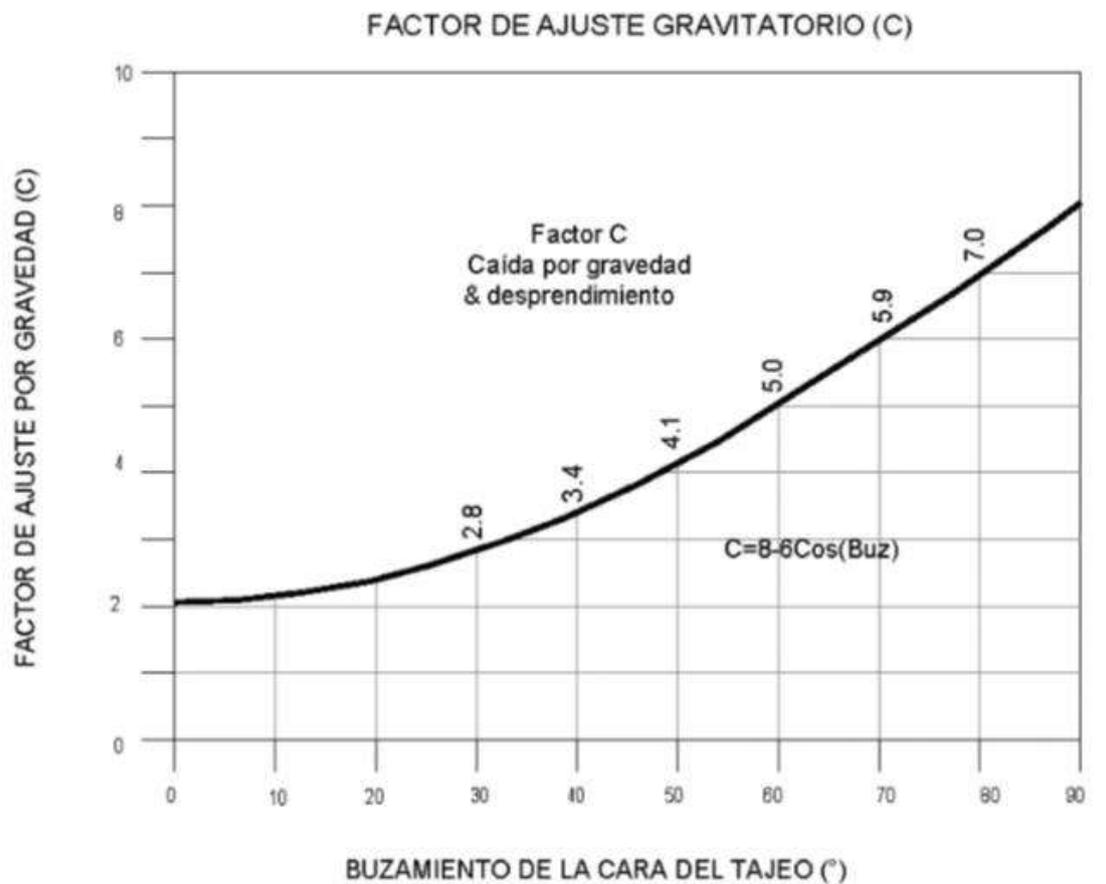
Nota. Departamento de Geomecánica

- Factor C, es el factor de ajuste gravitatorio, que se calcula teniendo en cuenta la inclinación del sistema predominante en relación con la superficie de los tajos de la estructura.

En la figura 5 se evidencia la relación de ambos factores.

Figura 5

Gráfico para determinar el Factor de ajuste gravitatorio C



Nota. Departamento de Geomecánica

Para determinar los tajos, se utiliza la metodología empírica propuesta por Mathews desarrollado en 1980, la cual relaciona el número de estabilidad N' con el radio hidráulico (RH) de la excavación. La figura muestra dos límites de estabilidad que segmentan el gráfico en tres áreas:

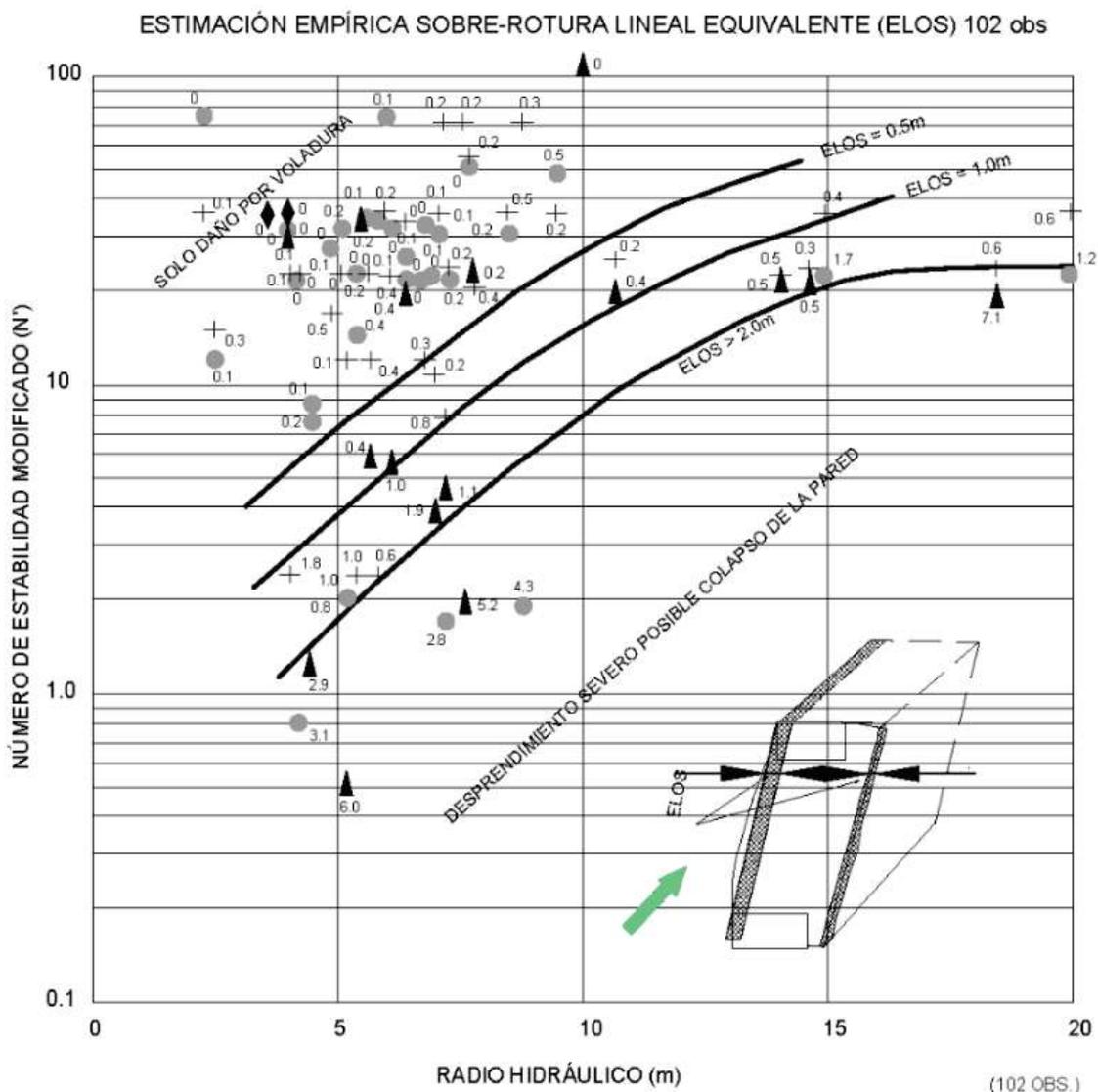
- Zona estable: La excavación se conserva en óptimas condiciones sin necesidad de apoyo, o solo cuando se requiere de apoyo local.
- Zona potencialmente inestable: La excavación muestra un fallo específico, pero suele generar arcos mecánicos firmes. Además, el uso de soporte puede reducir el peligro de fallos
- Zona de potencial hundimiento

b. Método equivalente lineal de sobre rotura (ELOS) y Probabilidad de Falla

El método de "Equivalente Lineal de Sobrerotura/Desprendimiento" (ELOS) se emplea para medir el nivel de desprendimiento o caída de la caja de un tajo. Por lo tanto, como se muestra en la Figura 6, el desprendimiento de la pared se determina experimentalmente utilizando el radio hidráulico (RH) y el número de estabilidad (N') dado en la Fórmula (2).

Figura 6

Estimación empírica de desprendimiento de las cajas ELOS

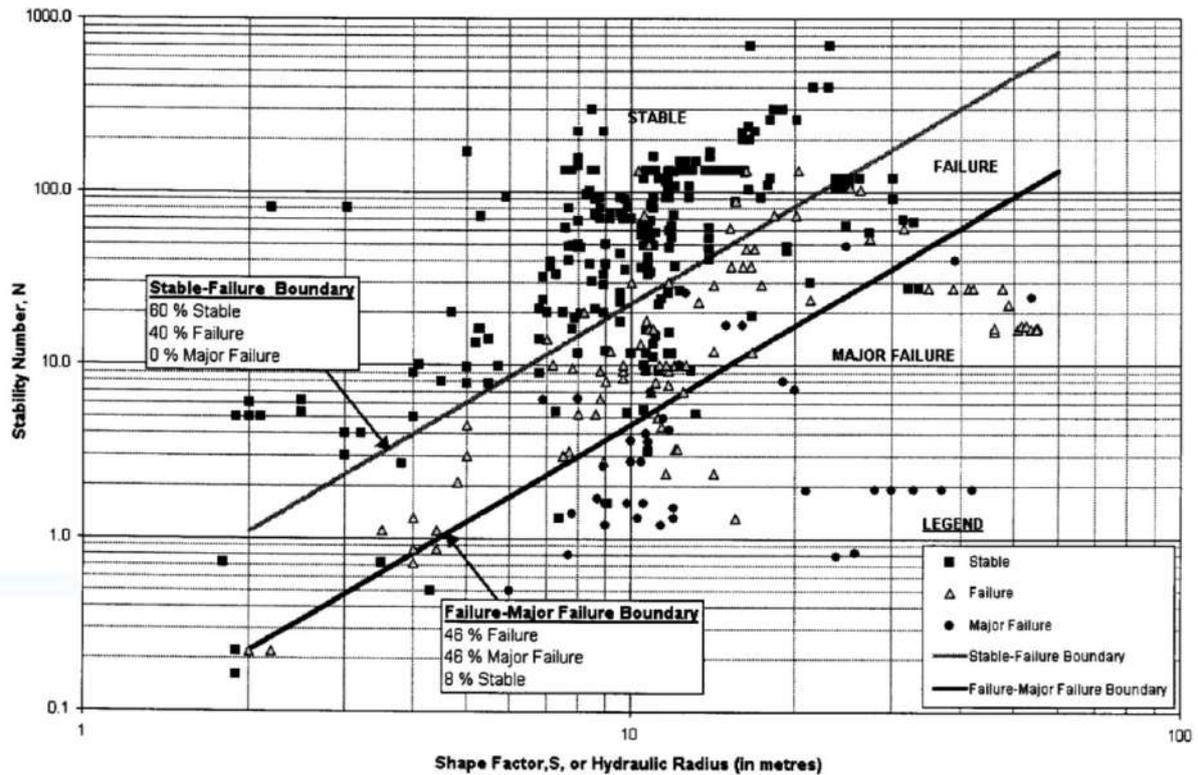


Nota. Desarrollado por Clark, 1998

Las dimensiones de los tajos para los diferentes métodos de explotación deberán ser analizados aplicando las guías empíricas y validadas mediante simulaciones numéricas en caso de ser requerido, con límites de probabilidad de falla ~ 20%, como se muestra en la Figura 7.

Figura 7

Gráfico de estabilidad extendido de probabilidad de falla (Mathews1980)



Nota. Desarrollado por Mathews, 1980

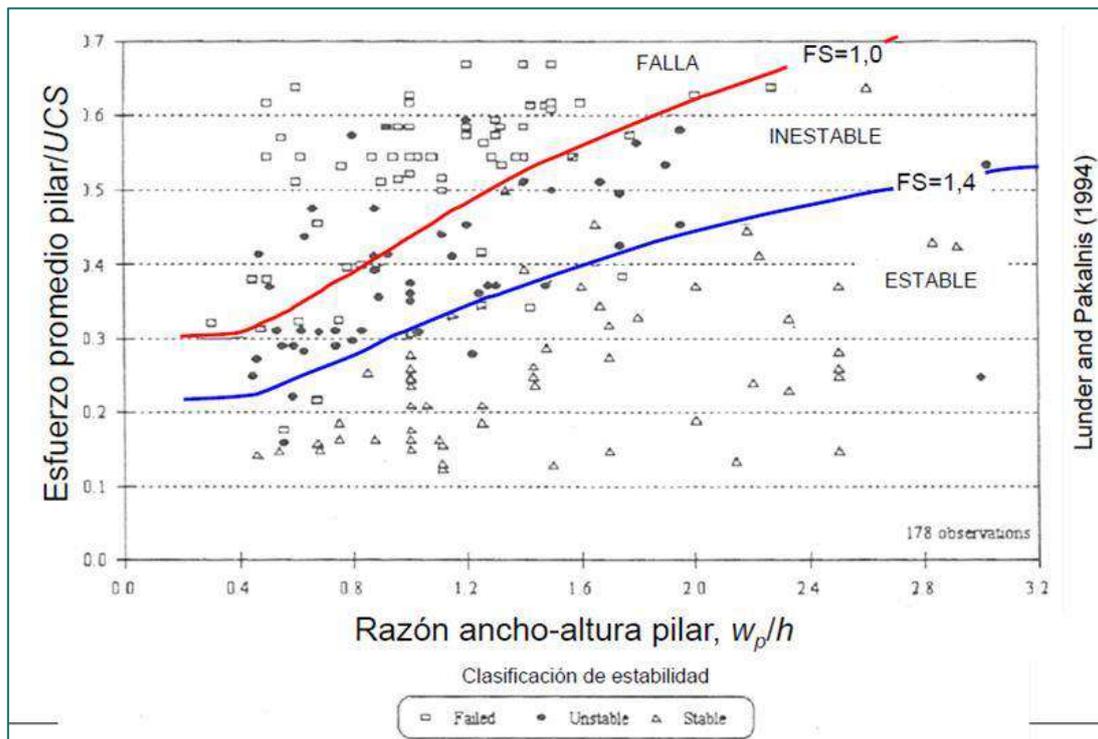
2.2.1.5. Prácticas de diseño empírico (Sostenimiento).

a. Desarrollos laterales y verticales

Como criterio empírico para desarrollos verticales como Raise boring, se tiene el criterio de Lunder y Pakalnis, que se muestra en la Figura 8, donde a través de esfuerzos y las dimensiones, clasifica el tipo de Macizo Rocosos y ver que alternativas tomar para su estabilidad.

Figura 8

Criterio de Lunder y Pakalnis



Nota. Departamento de Geomecánica

- Metodología de determinación del factor de seguridad (FS) a partir del análisis y procesamiento de datos como los parámetros propios de los elementos de sostenimiento vs. los parámetros asociados a la masa rocosa donde serán instalados (Corbetta, F. Bernaud y Hguyen, 1991).
- Metodología para el cálculo y diseño de sostenimiento a partir de la curva de abertura crítica (Critical Span Curve) Lang (1994) la desarrolló y la actualizó Wang (2000) y Pakalnis (2002) para establecer, basándose en los valores RMR y el ancho de la excavación, si está ubicada en una zona estable, potencialmente inestable o inestable.
- Metodología de Crown Pillar a partir del diagrama de ancho escalado actualizado con intervalos de contornos de probabilidad de falla.

b. Diseños Empíricos aplicado a los Tajos.

Para el caso de los tajos de explotación, además de algunas de las metodologías mencionadas en la sección anterior, las siguientes son las que se emplean en la Unidad Minera Animón:

- Análisis de Nicholas, para elegir el método de minado, que toma en cuenta factores como la geometría, la disposición de las leyes del depósito, entre otros.
- Análisis Empírico de Puentes y Pilares mediante el diagrama de estabilidad elaborado por Lunder y Pakalnis en 1997.
- Método gráfico de estabilidad de Potvin (1988) Como indicador empírico para establecer las aperturas máximas de los tajos de extracción.

2.2.2. Selección del Método de Minado

Actualmente, en la mina Animon se emplean los dos métodos de minado subterráneo siguientes: “Sublevel Stopping” - SLS con relleno detrítico, así como el “corte y relleno ascendente (Cut & Fill - C&F)” utilizando taladros horizontales (Breasting). Los dos procedimientos se utilizan en las diversas estructuras mineralizadas (vetas).

Para comprobar si estos métodos de minado son los más apropiados para las condiciones naturales presentes en la mina Animon, o si existen otras técnicas de minado para este depósito minero, se ha hecho un ejercicio de selección del tipo de minado, Hemos tenido en cuenta la información relativa a las características naturales del yacimiento, derivada principalmente de datos de campo. Entre ellas figuran las geológicas, morfológicas (tipo, resistencia, orientación y movimiento, y profundidad), de reservas (proporción y distribución de las leyes), geomecánicas (las propiedades del macizo rocoso en las cajas y el mineral, la resistencia de la roca y las tensiones) y de las aguas subterráneas.

Los factores para considerar al elegir un método de minado son:

- Las condiciones del suelo de la pared inferior, la pared colgante y el yacimiento.

- Características físicas y geológicas del yacimiento.
- La tasa de extracción minera.
- Los factores medioambientales
- El coste y la accesibilidad de la mano de obra.

entre las que destacan las que se enumeran a continuación.:

- Metodología Boshkov and Wright (1973)
- Metodología Morrison (1976)
- Metodología Hatman (1987)
- Metodología Labscher (1981)
- Metodología Nicholas (1981)
- Metodología UBC (University of British Columbia, 1995)

Históricamente, la Compañía Minera Chungar SAC (2021) mantuvo su producción mecanizada al 100% utilizando el método “Corte y Relleno Ascendente”, sin embargo, desde 2015 hasta 2019 empezó a implementar el método “Sublevel Stopping”, y para el 2020, presentó una relación de 8% de “Sublevel Stopping” frente a un 92% de “Corte y Relleno Ascendente”. Durante los últimos 5 años la empresa ha atravesado por cambios coyunturales siendo lo más relevante la participación del accionista mayoritario “Glencore” que elevó los estándares de seguridad con el objetivo de alcanzar cero accidentes y además de estandarizar nuestros procesos operativos buscando la maximización de los activos (Glencore-Volcan, s. f.). Existen factores no controlables por la operación como de precios en los metales, la reducción en la calidad de leyes, potencia y extensión de vetas principales, los cuales tienen como consecuencia un menor valor por tonelada de mineral y el incremento del costo de preparación y desarrollo.

La compañía con la política de mejora continua identificó diferentes oportunidades de reducción de costos, un caso ilustrativo es la ampliación de la extracción a través del método de “Sublevel Stopping” en vetas angostas, lo que permitió incrementar exitosamente de un 8%

de la Producción Total entre 2018 y 2020 a un 30% de la Producción Total para el 2023; cabe resaltar que si incluimos la preparación de subniveles para el tipo “Sublevel Stopping” el aporte llega a un 57%. Además, durante este proceso, se incrementó la altura de banco de minado de 8.5 metros a 12.0 metros haciendo más productiva la operación, y una consiguiente reducción de costos.

Actualmente este cambio ya es una realidad y la intención es seguir incrementando hasta llevar este cambio al 100% y hacerlo sostenible a lo largo de la existencia de la mina.

Se toma en cuenta toda la información mencionada, se ha utilizado las metodologías “Nicholas” (1981) y “UBC” (University of British Columbia, 1995) para la selección del método de minado. Estos dos últimos criterios tienen en cuenta las condiciones naturales del yacimiento, destacando las condiciones geomecánicas de la estructura.

a. Método Nicholas (1981)

Se basa en definir un valor a los métodos de explotación que han sido evaluados. Los procedimientos que alcanzan una calificación alta, tendrán las condiciones más favorables para su ejecución, teniendo en cuenta principalmente los siguientes elementos: Geometría del Depósito Geológico, Distribución de Leyes, Cualidades Geomecánicas.

b. Método UBC (Universidad British Columbia)

El método UBC (Universidad de British Columbia), es una metodología más actualizada. Se añade el valor “-10” como contribución nueva para añadir un peso negativo sin suprimir un método totalmente, como lo hizo la técnica de Nicholas con el valor “-49”. Además, las evaluaciones de la mecánica de las rocas se ajustaron.

2.2.2.1. Método “Corte y Relleno Ascendente”.

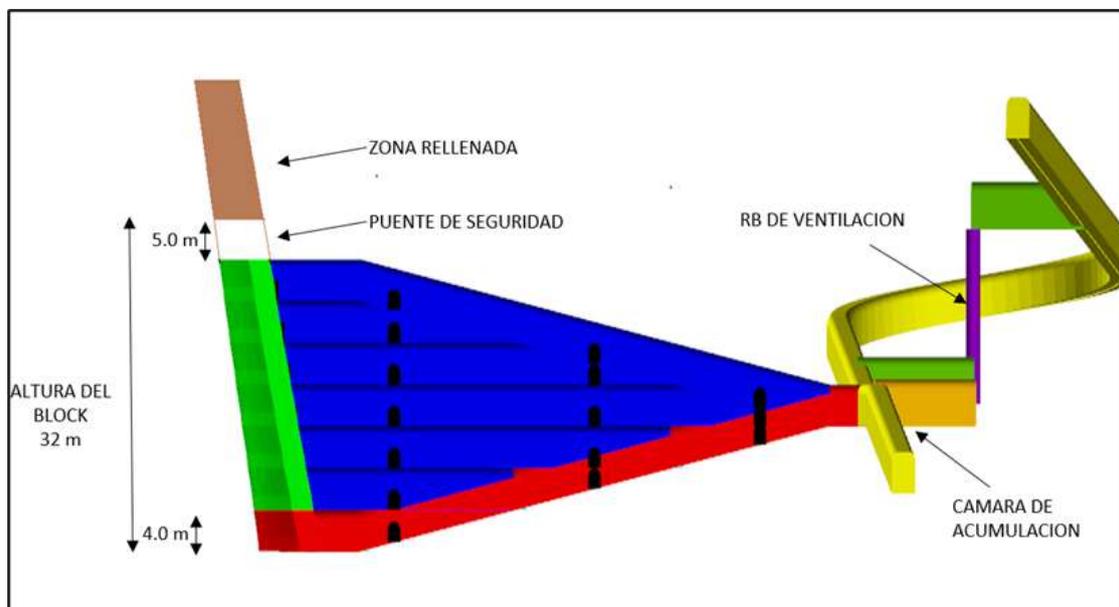
El corte y relleno ascendente presenta una amplia gama de características debido a su idoneidad para la minería automatizada, su alta recuperación y su viabilidad en diversas situaciones geomecánicas. Las técnicas de relleno disponibles en la actualidad pueden

optimizar los aspectos técnicos y financieros de este método de minado, que a menudo ha sido sustituido por otros tipos de minado.

El tipo que se emplea en la mina Animon como indica en la Figura 9, debido a las condiciones geomecánicas que ofrece el macizo rocoso, es corte y relleno ascendente. Esto está justificado, ya que se ha confirmado en la práctica la capacidad de controlar la estabilidad de las paredes y el techo del tajo.

Figura 9

Minado corte y relleno ascendente en mina Animon



Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

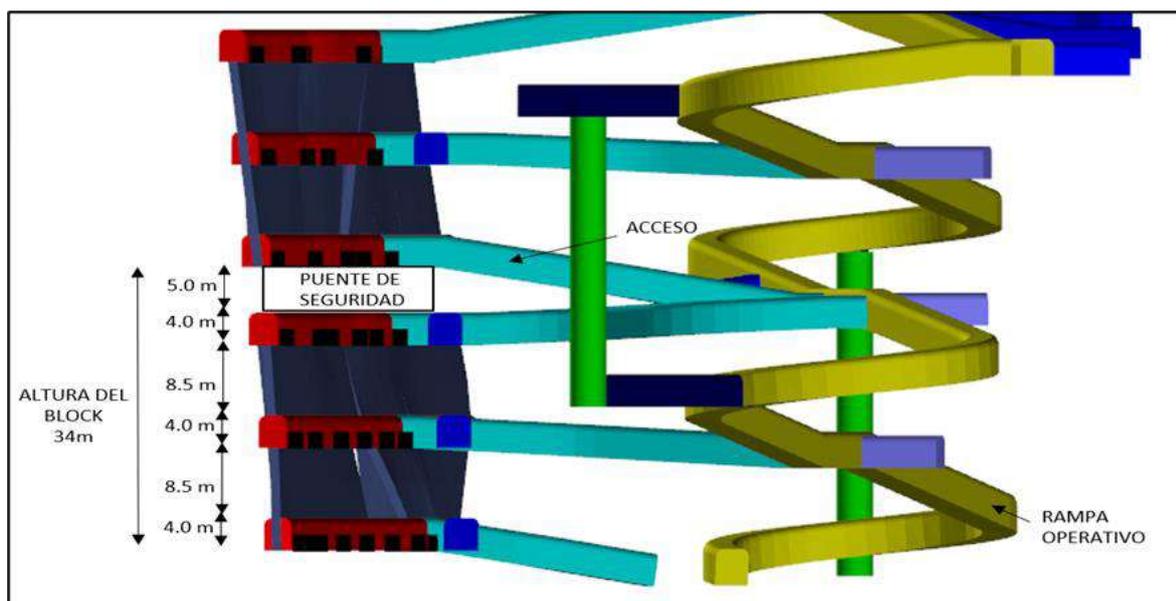
2.2.2.2. Método de “Sublevel Stopping”.

En Animon, este método de minería se caracteriza por dirigir el minado longitudinalmente hacia la veta en este contexto. Se construyen subniveles (inferior y superior), dejando un banco de mineral entre ambos, que se explota gradualmente a través de taladros de longitud considerable, el relleno ocurre después de la limpieza del mineral. Todos los análisis realizados, justifican o validan el dimensionamiento geomecánico del minado de las vetas de Animon donde se utiliza subniveles con taladros largos y relleno, pero también señalan que las dimensiones se encuentran en la cima de lo que las condiciones naturales del yacimiento

permiten, esto principalmente en masas rocosas de cajas del dominio IVA y IVB, por ello no sería recomendable evaluar las dimensiones de los tajeos, a continuación, se muestra en la Figura 10.

Figura 10

Método “Sublevel Stopping” en mina Animon



Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

2.2.2.3. Labores de Desarrollo.

Para alcanzar los niveles inferiores se observa una pendiente de «-13%». La mina se explota utilizando una rampa negativa de 4,0 m x 4,5 m de sección que discurre paralela a la mineralización, manteniendo un margen medio de 40 metros con respecto a la veta. Cuando la veta alcanza los niveles principal o intermedio, se crea un cruce de 3,8 m x 4,0 m con una longitud media de 40 m y una pendiente del «1%» para interceptarla. Durante la primera fase, se realizaron pasadas de 4,0 m x 4,0 m separadas 20 m y paralelas al curso de la veta.

La maquinaria Raise Borer lleva a cabo todas las labores de ventilación vertical, desde la zona superficial para las zonas principales, y desde el interior para labores secundarias. Una alternativa son las chimeneas “VCR”, que se perforan empleando maquinaria de “Sublevel Stopping”.

2.2.2.4.Labores de Preparación.

Los subniveles se ejecutan en vena a lo largo de toda la construcción con una pendiente del «1%» a partir de los cruces de cada nivel. Para crear los bloques de explotación autónomos, los By Pass se ejecutan en trozos de 4,0 m x 4,0 m con una pendiente del «1%». En función del «spam» del diseño durante la fase de banqueo de la fosa o la definición de los pilares geomecánicos, según el tipo de método que se vaya a utilizar, facilitan las tareas sucesivas de perforación, limpieza y relleno detrítico.

En las obras de entrada están despejadas las zonas de carga para volquetes y palas, y hay una cámara de acumulación de 15 m de largo por 4,0 por 4,0 m. Asimismo, hay refugios para el personal de 1,5 x 2,0 m y 1,5 m de largo, así como refugios para los tableros de 2,0 x 2,0 m y 2,0 m de largo, situados entre los accesos.

2.2.3. Conceptos Financieros

2.2.3.1.Factibilidad de Proyectos.

Aunque las dos ideas están estrechamente relacionadas y una depende de la otra, no son lo mismo. El análisis para la realización de diferentes proyectos empresariales puede ser viable o factible. Un proyecto es viable, por ejemplo, si hay perspectivas de que se lleve a cabo y si puede ser económicamente rentable y sostenible en el tiempo.

Un proyecto debe someterse a cuatro evaluaciones para ser considerado viable:

- a) Evaluación técnica: Requiere un examen de los factores relativos a la tecnología actual, el comportamiento del mercado, la posible estructura organizativa y las consideraciones jurídicas.
- b) Evaluación financiera: La evaluación las posibles consecuencias ambientales que podrían materializarse una vez iniciado el proyecto, se denominan evaluación ambiental, Por tanto, esta influencia puede ser positiva o negativa.

- c) Evaluación socioeconómica: El propósito es establecer la rentabilidad que pueda producir el proyecto llevado a cabo, este proceso se lleva a cabo a través del estudio de indicadores económicos.
- d) Evaluación socioeconómica: En esta parte se examinan los posibles efectos sociales que puede tener el proyecto una vez que empiece a funcionar. Dado que muchos proyectos mineros no pueden llevarse a cabo sin la licencia social necesaria para ello, este factor es esencial.

En consecuencia, puede decirse que un proyecto debe superar las cuatro evaluaciones para ser considerado viable. Es imposible ejecutar las demás si una falla.

2.2.3.2. Rentabilidad.

El rendimiento de un proyecto puede calcularse de varias formas, como en términos económicos, porcentuales y de plazo de retorno de lo que inviertes, entre otros. Todos ellos se basan en la hipótesis del valor temporal del dinero, que sostiene que los recursos siempre son caros, ya sea en términos de oportunidad, si hay otras formas de gastar los fondos, o en términos económicos, si es necesario solicitar un préstamo. En resumen, \$1 actual vale más que \$1 a largo plazo, ya que el dólar obtenido hoy puede ser invertido de inmediato para conseguir un beneficio que el dólar obtenido a largo plazo no consigue.

$$VF = VA \times (1 + i)^n$$

Donde:

VF: Valor potencial

VAN: Valor actual

I: Tasa de rentabilidad

n: Tiempo

2.2.3.3. Flujo de Caja (Cash Flow).

El flujo de caja es una medida de la diferencia entre los ingresos, las ventas y los valores de salvamento, así como los gastos operativos y de capital que se ven afectados por los impuestos.

$$\text{Flujo de Caja} = \Sigma (\text{Ingresos} - \text{Egresos} - \text{Impuestos})$$

El valor actual neto se calcula descontando la inversión inicial y sumando los flujos de caja descontados en el presente. De este modo, se comparan todos los beneficios previstos y todos los gastos necesarios para obtener dichos beneficios con sus respectivos valores en este momento, o momento cero.

El valor actual neto del proyecto es una representación del valor actual de los flujos de caja netos de una propuesta. Se denomina a estos flujos netos de tesorería la diferencia entre las entradas y salidas regulares de tesorería. Para mantener actualizados estos flujos de caja netos se utiliza un tipo de descuento conocido como tipo de interés necesario para la inversión. Esta tasa señala la mínima rentabilidad necesaria para el proyecto, lo que simplifica la recuperación de la inversión, la cobertura de costos y la generación de beneficios.

$$VAN = \sum_{t=1}^n \left(\frac{F.C}{(1+k)^t} \right)$$

$$VAN = -I_0 + \frac{F.C_1}{(1+r)^1} + \frac{F.C_2}{(1+r)^2} + \frac{F.C_3}{(1+r)^3} + \dots + \frac{F.C_n}{(1+r)^n}$$

Donde:

Σ : Sumatoria de períodos

Ft: El flujo de caja neto del año

R: Tipo de interés anual

Inversión inicial, o I_0 ($t = 0$)

A continuación, se examinan los siguientes criterios para determinar la viabilidad económica de un proyecto.:

$VAN > 0$, El proyecto generará beneficios

$VAN = 0$, Indica que el proyecto no generará beneficios, ni pérdidas

$VAN < 0$, Indica que el proyecto generará pérdidas

2.2.3.4.Tasa Interna de Retorno (TIR).

El tipo de interés que recibe el proyecto cuando se invierte en él, suponiendo que los beneficios se reinviertan a ese tipo, se conoce como tasa interna de rentabilidad. Antes de estimarla, hay que establecer una tasa interna mínima aceptable. Esta tasa es un criterio crucial para decidir si se acepta o se rechaza un proyecto. Puede representar el coste de la rentabilidad del capital invertido. La directriz oficial para evaluar el valor de un proyecto es que todo proyecto debe tener una tasa interna de rentabilidad superior al coste de oportunidad del capital.

$$VAN = \sum_{t=1}^n \left(\frac{F.C}{(1 + TIR)^t} \right) = 0$$

$$VAN = -I_0 + \frac{F.C_1}{(1 + TIR)^1} + \frac{F.C_2}{(1 + TIR)^2} + \frac{F.C_3}{(1 + TIR)^3} + \dots + \frac{F.C_n}{(1 + TIR)^n} = 0$$

2.2.3.5.Índice beneficio – costo (B/C).

Como su nombre indica, la relación beneficio/coste (B/C), a menudo denominada relación beneficio/coste, analiza directamente los costes y beneficios de un proyecto para determinar su viabilidad.

2.2.3.6.Evaluación Económica.

El cálculo de los gastos de capital (CAPEX) y los costes de explotación (OPEX) es necesario para la evaluación económica del plan de producción. La única manera de estar más seguros del coste real de capital y de las operaciones relacionadas con la extracción del yacimiento estudiado es revelar una secuencia de extracción y el plan de producción adecuado.

Esto se debe, entre otras cosas, a que actualmente disponemos de los datos pertinentes sobre las tasas de producción que hay que tener en cuenta, el diseño de las etapas que se ejecutan y la secuencia de extracción.

2.2.3.7.OPEX: Gastos Operativos.

Incluye tanto los gastos administrativos como los gastos operativos necesarios para llevar a cabo el proyecto. Todo el presupuesto se reagrupa en función del proceso operativo que realiza o al que contribuye, incluida la minería (perforación y voladura, carga, acarreo) y los procesos, tras ser categorizado por centro de costes y responsabilidad. No se tienen en cuenta los importes correspondientes al año en que se declararán las reservas.

2.2.3.8.Costos Unitarios.

Los gastos relacionados con la extracción y tratamiento de una tonelada de mineral, expresados en \$/Ton, se dividen en planta de beneficio, imprevistos y costes de explotación de la mina, incluidas la voladura y la perforación, la extracción y la limpieza, el relleno, la carga y el transporte.

“Se refiere a aquellos que se mantienen estables durante un periodo específico, independientemente de si se modifica el volumen de producción. Algunos ejemplos son: depreciación en línea recta, renta de la planta, salario del líder de producción”. Adicionalmente, representan desembolsos que deben realizarse mensualmente de forma obligatoria (remuneraciones, servicios públicos, depreciación, ingresos, entre otros).

2.2.3.9.CAPEX: Gastos de Capital.

“Hace referencia al desembolso de capital necesario para llevar a cabo el proyecto, los CAPEX son empleados por una empresa para obtener u optimizar activos fijos como equipos, bienes o edificaciones industriales”.

Antes de que comience la fase de extracción, el CAPEX es la inversión inicial en infraestructura, equipos, materiales, ejecución del proyecto, coordinación y desarrollo de la actividad.

2.2.4. Definición de Términos

- **Caja Piso:** Masa rocosa debajo del mineral.
- **Caja Techo:** Masa rocosa encima del mineral.
- **Control del terreno:** es la capacidad de predecir u afectar las características del terreno en un medio minero teniendo en cuenta su infraestructura, la seguridad de los trabajadores y los equipos y la durabilidad del diseño de la entrada o el hueco de la mina.
- **Deformación Elástica:** Hace referencia a la transformación de un cuerpo sólido que ha experimentado una presión, con el detalle de que, al suprimir la presión, este recupera totalmente su forma de inicio. Es una distorsión que puede ser recuperada.
- **Deformación Plástica:** Se refiere a cuando un organismo sólido sometido a una carga o presión no regresa a su condición original al retirar dicho peso. Es una distorsión que no es recuperable.
- **Estructuras Geológicas:** incluye rasgos diminutos como pliegues, juntas, fallas locales, foliación, esquistosidad, estratificación y diversas capas de debilidad, así como estructuras mayores como fallas regionales.
- **Factor de Seguridad:** Se trata de un indicador del nivel de confianza que brinda el sustento. En términos matemáticos se expresa como el cociente entre la capacidad de sostenimiento y la carga que se pretende asegurar.
- **Falla:** Un terreno de naturaleza o zona de debilidad donde ha sucedido un movimiento. La magnitud del movimiento puede fluctuar considerablemente

- **Geología:** La investigación científica de la tierra, la roca que la forma y las transformaciones que ha experimentado o está experimentando.
- **Geomecánica:** Estudio que analiza el comportamiento mecánico del macizo rocoso de la corteza terrestre y de los componentes geológicos que lo constituyen, basándose en los principios y teorías de la mecánica de rocas y suelos, que relacionan su evolución con las diferencias de tensiones inducidas por las actividades.
- **Índice de calidad de Roca RQD:** Una de las técnicas más populares para dilucidar la composición de la masa rocosa es el RQD, un marcador de calidad de la roca. Del 100% (más competente) al 0% (menos competente: estado del suelo), el RQD asigna una calificación porcentual al macizo rocoso insitu.
- **Ingeniería geotécnica:** Aplicación de la mecánica de suelos, la mecánica de rocas, la hidrogeología, la ingeniería geológica y la sismología minera a la resolución de problemas de gestión del suelo en el mundo real.
- **Labor minera:** Se refiere a cualquier demolición llevada a cabo para explotar un depósito minero.
- **Macizo Rocosos:** La masa rocosa de la corteza terrestre, variada y anisótropa, está formada por bloques de matriz rocosa y diferentes tipos de discontinuidades que repercuten en su funcionalidad. Su resistencia a la tracción es limitada.
- **Mecánica de rocas:** La investigación científica acerca de la conducta mecánica de rocas y masas de rocas ante el efecto de esfuerzos y deformaciones.
- **Rentabilidad:** Es el beneficio obtenido al invertir el capital y se debe tener en cuenta la liquidez y el riesgo.
- **VAN:** Valor actual neto, valor que refleja todos los flujos de caja futuros (positivos y negativos) en el momento presente para evaluar una inversión.

- **TIR:** es una medida de la rentabilidad del proyecto o de la inversión; cuanto mayor sea la TIR, más rentable será el proyecto. Analizar la tasa interna de rentabilidad de varios proyectos facilita la elección de la inversión a realizar.

CAPÍTULO III: ASPECTOS GENERALES DEL AREA DE ESTUDIO

3.1. Generalidades

3.1.1. Ubicación

La Mina Animón, perteneciente a la Unidad Minera Chungar S.A.C., está ubicada en el distrito de Huayllay, en la provincia de Pasco, en el Departamento Pasco, en la región oriental de la Cordillera Occidental, con una altura de 4,600 metros sobre el nivel del mar; el norte corresponde a la Compañía Minera Huarón, al este está el caserío La Cruzada, al oeste están la Comunidad de Quimacocha y la Laguna Shegue, y al sur está la Laguna Huaroncocha (Compañía Minera Chungar, 2021). Tal como se ilustra en la Figura 11.

Figura 11

Ubicación de la Mina Animón



Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento (2024)

3.1.2. Vías de acceso

Acceso principal es por la Carretera Central:

- Lima – La Oroya – Animón 315 Km (7 Horas)

Hay dos rutas de acceso alternas:

- Lima - Canta - Animón 219 Km (5 Horas)
- Lima - Huaral - Animón 225 Km (5 Horas)

3.2. Geología

3.2.1. Geología regional

Los trabajos iniciales en la zona se llevaron a cabo en 1936 y en 1960, con la edificación del pique Montenegro, comenzaron los avances significativos hasta 1970, año en el que comenzó la explotación bajo parámetros tradicionales hasta 1998. Desde el año 2000 y con la adquisición de los derechos de Volcán empieza una etapa de desarrollo paulatino en el sector oeste del pique Esperanza pero aun dentro de los parámetros convencionales y a partir del 2004 que Chungar al incrementar la exploración en el sector oeste (Veta Maria Rosa, Lorena y Ramal 85) se ha ido convirtiendo a una explotación mecanizada (Trackless), últimamente se está tomando todo el largo de la mina aproximadamente 5 km de exploración y operación entre los Piques Esperanza y Jacob Timmers.

En la realidad geológica de Animón, que es un yacimiento, se aprecian tres líneas cronológicas. Estas son la falla NE-SW de Llacsacocha, el dique intrusivo NW-SE, y la línea estructural E-W de Animón. Originada a partir de dos focos subparalelos, el foco menor en el lineamiento EW Animón y el foco más prominente Huarón, esta estructura, que forma parte de la orogenia andina, se produjo en el Terciario (Mioceno)

En general, las estructuras filonianas son el producto primario del yacimiento hidrotermal Animón-Huarón. Estas estructuras se agrupan en una zona irregular de cinco kilómetros en dirección norte-sur y siete kilómetros en dirección este-oeste. El plomo, el zinc, el cobre y la plata se disponen de manera convencional en la mineralización polimetálica que se ha formado.

Figura 12

Afloramientos de las capas rojas de la Formación Casapalca



Nota. Departamento de Geología

3.2.2. *Geología Local*

La mina Animón se ubica dentro de rocas sedimentarias que forman parte de la Formación Casapalca "Capas Rojas", las cuales presentan tres formaciones distintas:

- a. Formación Inferior: A una profundidad de 800 metros, compuesta por areniscas y margas, está situada en la sección profunda y central del anticlinal.
- b. Formación Media: Se reconocen tres horizontes con una potencia de 485 metros. Aflora de forma constante en el flanco oriental del anticlinal y es continua a lo largo de 16 kilómetros.:
 - Horizonte Base: 40m de potencia, formado por el Conglomerado Bernabé.
 - Horizonte Central: 420m de potencia, compuesto por margas rojas y areniscas.
 - El horizonte techo tiene 25 metros de potencia y fue producido por el chert calcáreo.

- a. Formación Superior: Aflora a superficie en el Flanco Este del anticlinal, se reconocen tres horizontes que tienen una potencia de 485 metros, los cuales se subdividen en los horizontes siguientes: Formación Superior: Posee una profundidad de 800 metros, siendo la única masa de roca que se encuentra en ambos costados del anticlinal.

3.2.3. Geología Económica

Se han calculado los recursos y reservas utilizando los principios internacionales definidos por códigos internacionales como el “Joint Ore Reserves Committee” (JORC), “Australasian Institute of Mining and Metallurgy” (AusIMM).

Los Recursos y las Reservas Minerales, a lo largo de los últimos 6 años ha tenido una tendencia de reducción, teniendo mayor impacto en los Recursos Medidos, para lo cual Animon está trabajando e invirtiendo en generar mayor ganancia de Recursos con campañas de Sondajes DDH. Ha medida que pasan los años, la ley promedio de Zn% tiende a bajar, los anchos de veta promedio tienden a reducir, por lo que son muy importantes las campañas de Perforaciones Diamantinas, para incrementar este inventario. A continuación, en la Tabla 5, se describe las Reservas a Diciembre de 2024, y en la Figura 13, se describe las vetas principales de Mina Animon.

Tabla 5

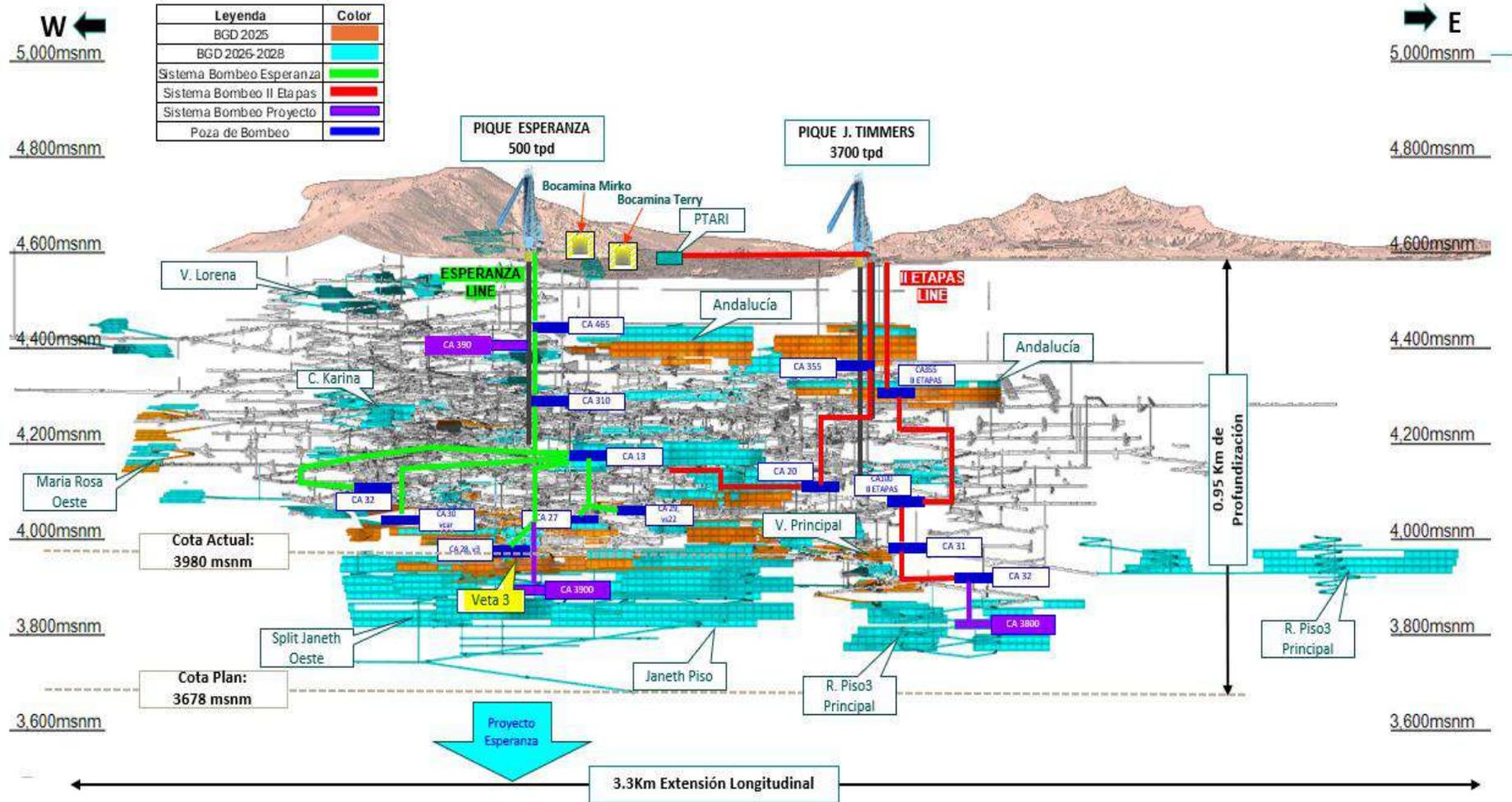
Reservas Diciembre 2024 – Mina Animon

Categoría	Tons Dil (Millones ton)	Zn Dil (%)	Pb Dil (%)	Cu Dil (%)	Ag Dil (gr/ton)	VPT Dil (\$/ton)
Probado	0.79	4.72	2.13	0.19	59.03	161.4
Probable	4.05	4.58	1.81	0.15	71.65	160.6
Reservas	4.84	4.60	1.86	0.16	70.01	160.7
Inferido EE	4.98	3.95	1.60	0.14	82.40	151.4
Potencial EE	5.97	4.29	1.62	0.13	80.27	150.2
Total	10.95	4.28	1.68	0.14	77.78	153.8

Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Figura 13

Reservas Diciembre 2024, representación gráfica de la distribución de la mina

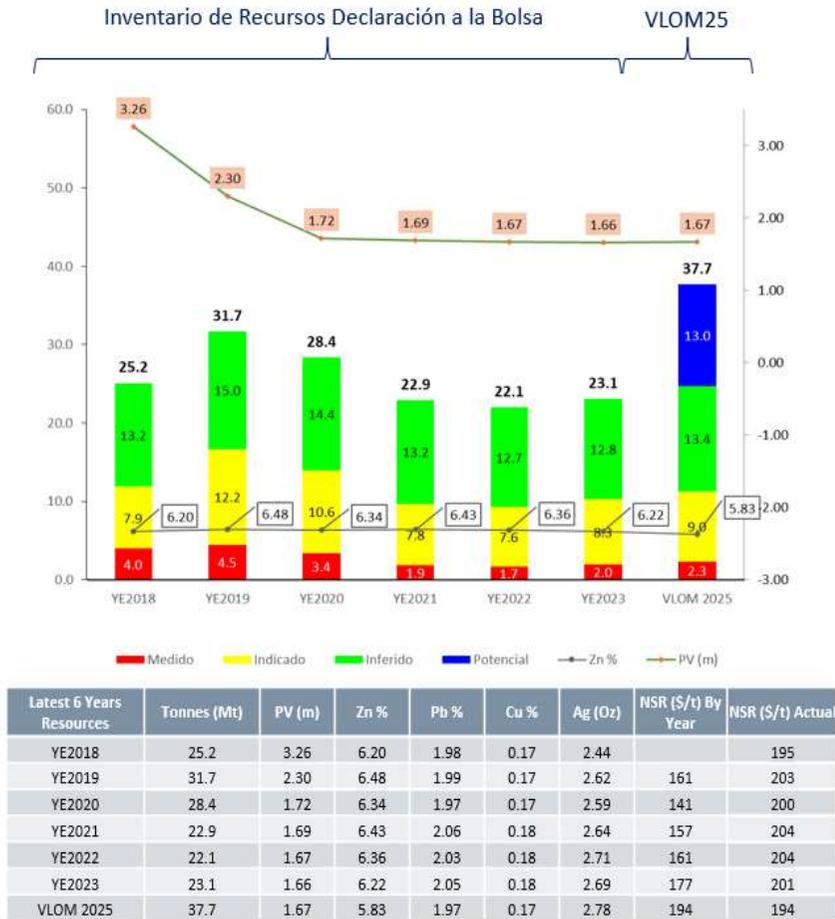


Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

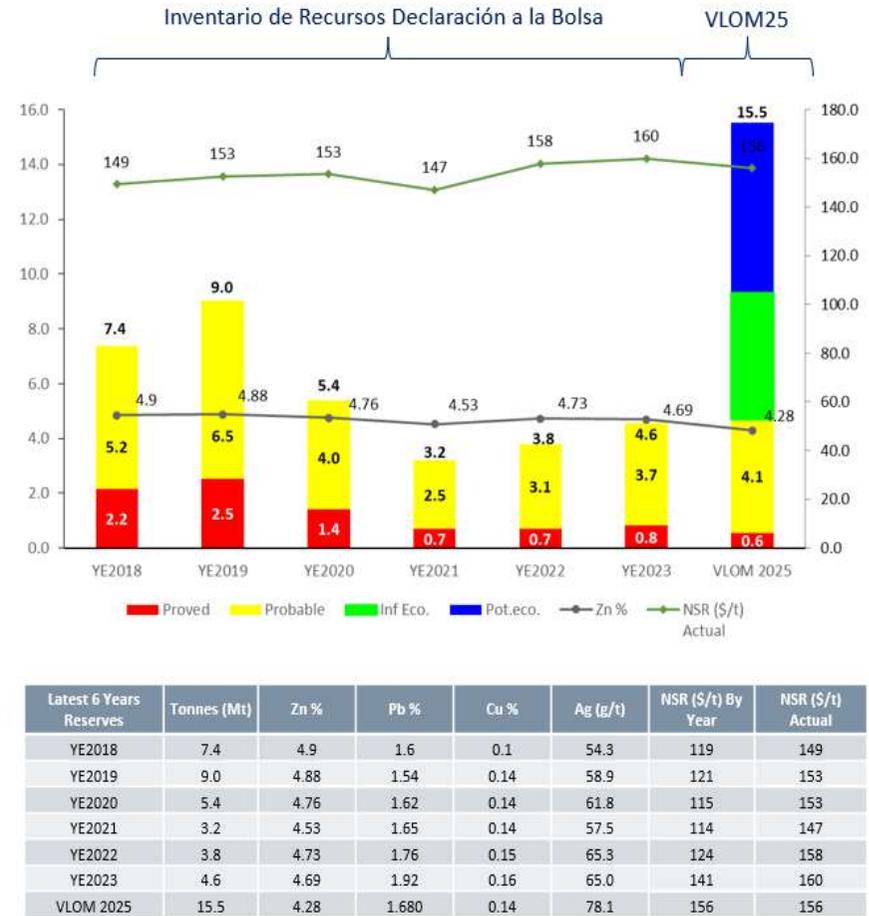
Tabla 6

Evolución del inventario de Recursos y Reservas de Mina Animon

Recursos Minerales



Reservas Minerales



Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

3.2.4. *Geología estructural*

Se tiene un plegamiento (anticlinales y sinclinales) a nivel regional y distrital en la dirección Norte-Sur y Noroeste-Sureste, los cuales están influenciados por un fallamiento regional inverso en dirección Noroeste. Estas formaciones están asociadas a diversas fases de la tectónica compresiva, incluida la fase orogénica incaica, desde el Eoceno hasta el Paleoceno tardío, que experimentó una importante deformación, y la fase orogénica incaica, desde el Eoceno hasta el Paleoceno, que experimentó una importante deformación.

La estructura principal que domina el área de Animón y que controla la estratificación y mineralización dentro de la secuencia del Casapalca, es el anticlinal de Huarón, el cual se ha caracterizado como asimétrico, de doble hundimiento y de orientación N 20°O. La secuencia del Casapalca Inferior, sobre el cual se implanta el depósito de relaves y la desmontera Esperanza, corresponde al flanco este del anticlinal de Huarón, las margas rojas-grises tienen un rumbo general Norte-Sur y buzamiento al Este con variaciones por replegamientos muy localizadas.

Relacionado a este plegamiento y originado por el relajamiento de fuerzas compresionales, dan lugar a zonas de tensión y emplazamiento de estructuras diques longitudinales (Norte-Sur) y transversales (Este-Oeste) de composición monzonita cuarcífera, posteriormente al emplazamiento del intrusivo se da lugar al fracturamiento pre-mineral transversal y longitudinal.

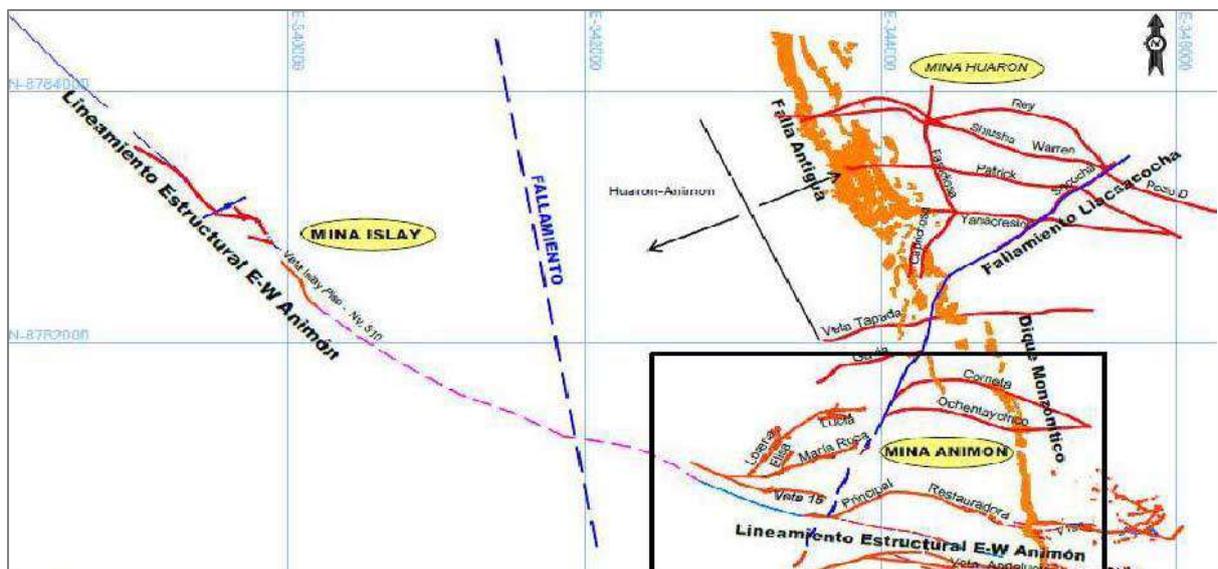
Las estructuras mineralizadas en el sector de mina Animón muestran 3 sistemas de fallamiento principales:

- Sistema E-W: Es el sistema principal, transversal al anticlinal de Huarón. Tiene ángulos de buzamiento de 70° hacia norte y sur, y se reconocen las vetas mineralizadas Andalucía, Gisela y Ramal Piso 3 en el sector sur del área.

- Sistema NW-SE: También corresponde a uno de los sistemas estructurales principales, con ángulos que buzcan de 70-80° principalmente hacia el nor-este. Se reconocen las vetas mineralizadas Quimacocha y Principal.
- Sistema NE-SW: Se reconocen las vetas mineralizadas Lourdes, Elva y Lorena en el sector noroeste del área.

Figura 14

Geología estructural de Mina Animón, principales fallas



Nota. Departamento de Geología

3.2.5. Recursos Minerales – Veta 3

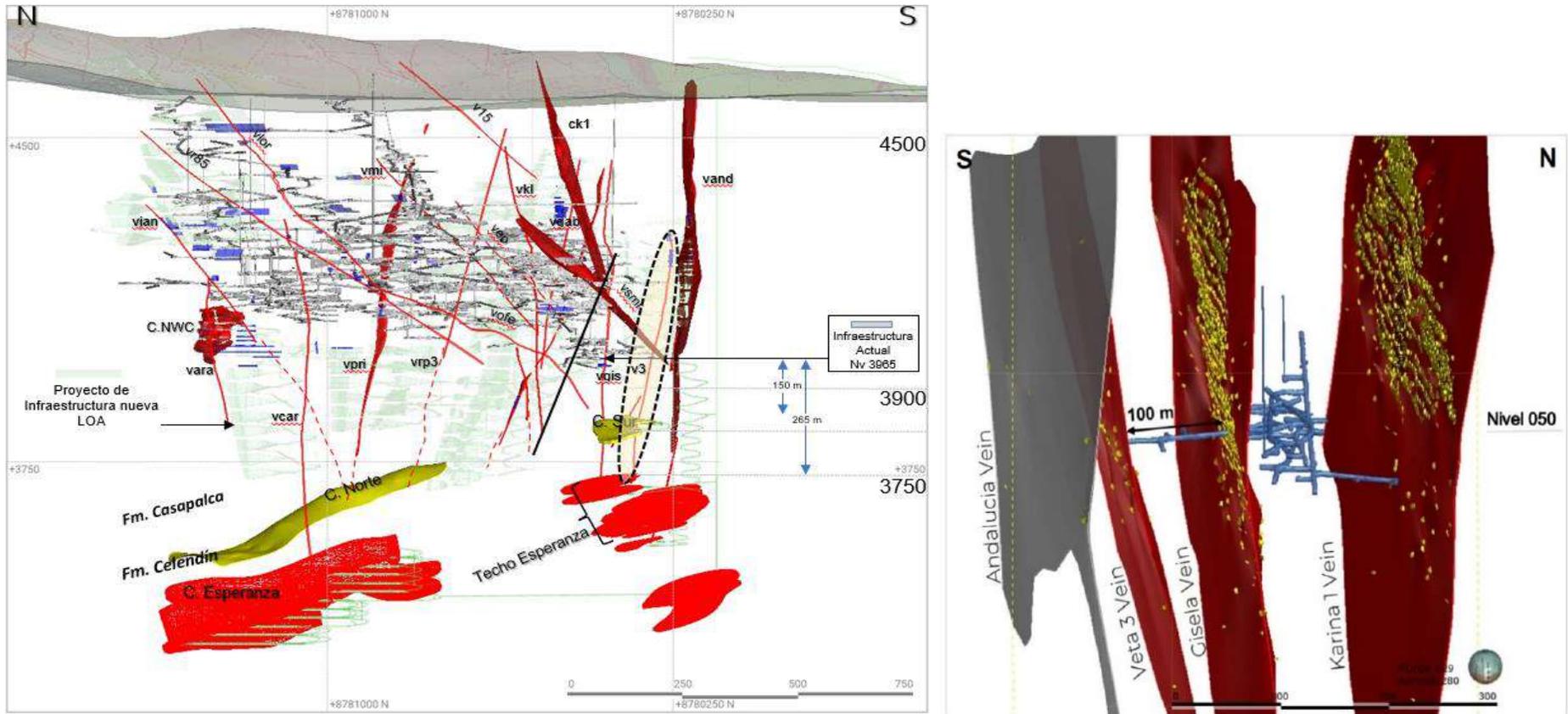
La estructura “Veta 3” es una de las vetas económicas más relevantes de Mina Animón. Posee un rumbo al Norte 90° a 110°, Buzamiento de 80° a 65° y un ancho promedio de 1.35 metros. La roca de la estructura se compone de margas y areniscas ferruginosas del miembro medio (Miembro B) de la Formación Casapalca. Las alteraciones hidrotermales se encuentran circundantes a Veta 3, a manera de halos que gradan desde alteración argílica a propilítica, con anchos hasta de 2 metros, al piso y techo de la veta.

La mineralogía de mena se compone de esfalerita, galena, calcopirita y cobres grises que se encuentran interconectados con sulfosales de plata. Los componentes minerales de la ganga incluyen carbonatos, cuarzo, pirita y clorita.

Las exploraciones en Mina Animón tuvieron una alta inversión, perforándose 55 km de perforación diamantina. El propósito de estas campañas de perforación fue reemplazar recursos en las vetas de operación y descubrir nuevas estructuras económicas alrededor del área operativa existente. Producto de este trabajo, se reconoció Veta 3, mediante sondajes diamantinos de Exploración Potencial. Veta 3 se ubica 100 m al Sur de Veta Gisela. Las perforaciones diamantinas tuvieron resultados satisfactorios; permitiendo incorporar 704,100 toneladas de recursos con un VPT de 189 USD.

Figura 15

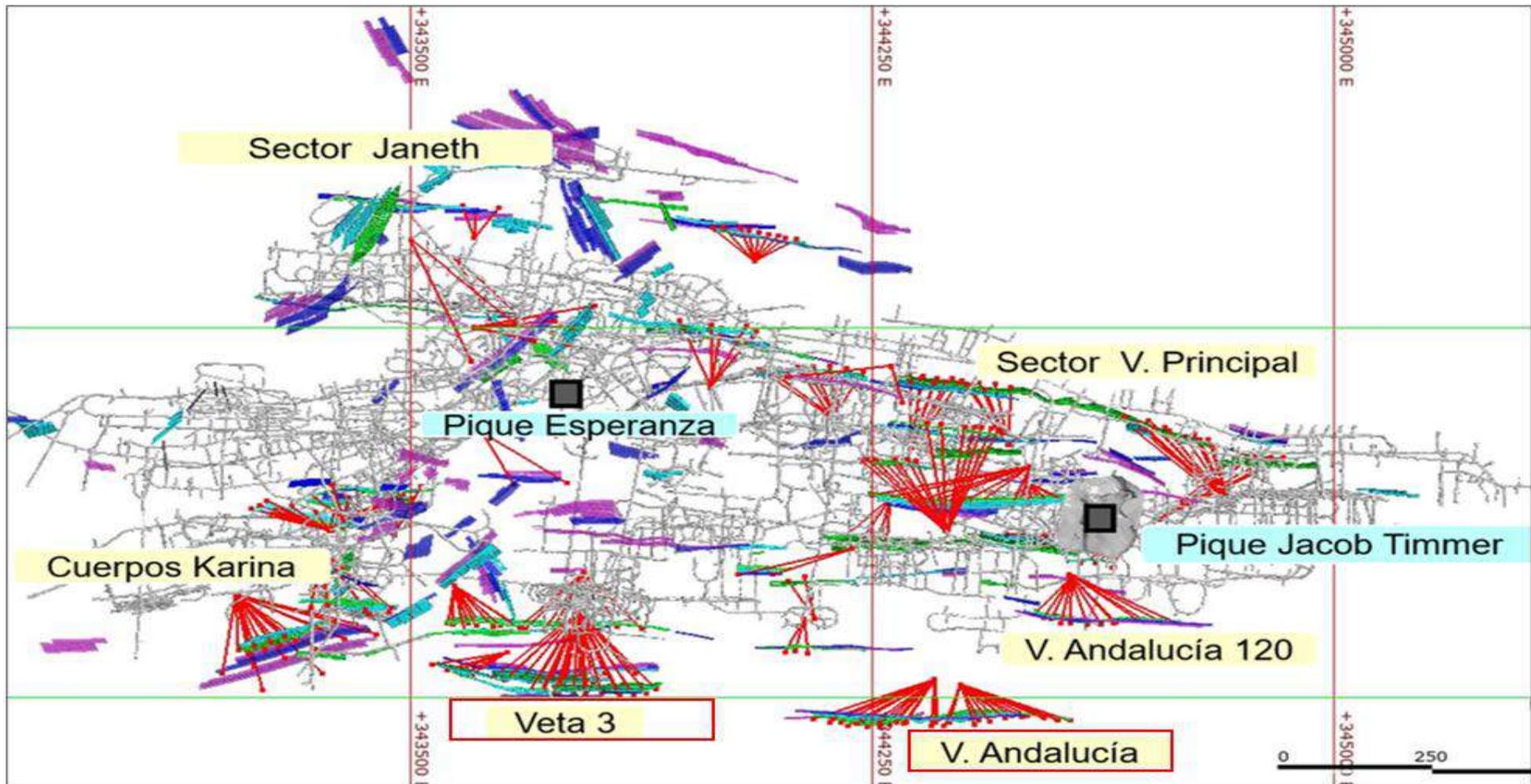
Ubicación espacial y vista isométrica de “Veta 3”.



Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Figura 16

Campaña de Perforaciones Diamantinas 2023. (Vista en Planta)



Nota. Departamento de Geología

Tabla 7

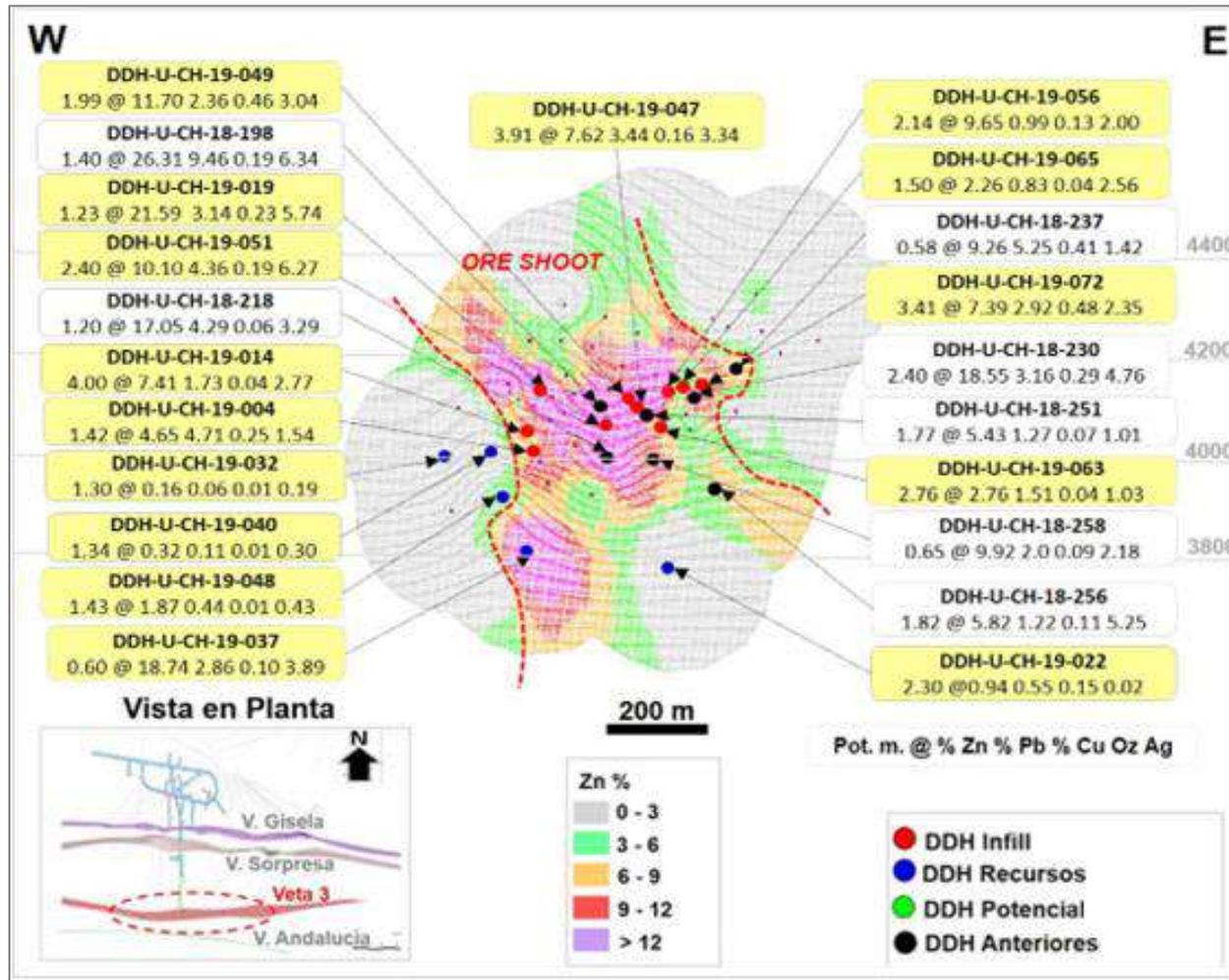
Campañas de perforación diamantina en “Veta 3” - 2023

BHID	COLLAR			AZIMUT	DIP	FROM	TO	Long. (m)	A. V (m)	Zn (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (Oz)
	X	Y	Z										
DDH-U-CH-18-118	343,761	8,780,463	4,123	216.2	(+) 11.4	235.7	239.7	4.0	2.86	5.92	3.95	0.10	1.16
DDH-U-CH-18-131	343,760	8,780,463	4,122	225.3	(-) 4.16	243.0	243.6	0.6	0.50	18.67	13.33	0.46	6.78
DDH-U-CH-18-138	343,763	8,780,463	4,122	166.5	(-) 3.22	199.0	200.3	1.3	1.26	41.65	3.87	2.21	9.78
DDH-U-CH-18-181	343,781	8,780,422	4,113	186.6	(+) 4.33	157.2	159.4	2.2	2.12	10.28	2.44	0.34	2.70
DDH-U-CH-18-186	343,780	8,780,422	4,114	177.6	(+) 20.55	168.0	169.0	1.0	0.93	4.75	2.70	0.12	0.51
DDH-U-CH-18-191	343,780	8,780,422	4,113	233.9	(-) 9.57	223.7	224.7	1.0	0.56	5.87	3.72	0.06	3.61
DDH-U-CH-18-198	343,779	8,780,422	4,113	198.3	(-) 17.56	161.8	163.3	1.5	1.40	26.31	9.46	0.19	6.34
DDH-U-CH-18-204	343,781	8,780,422	4,115	215.4	(+) 31.55	208.1	208.7	0.6	0.45	0.42	0.04	0.01	0.19
DDH-U-CH-18-212	343,780	8,780,422	4,113	230.3	(-) 35.8	227.8	229.6	1.8	1.04	13.95	2.84	0.10	3.62
DDH-U-CH-18-218	343,779	8,780,422	4,112	196.3	(-) 43.26	187.8	189.5	1.7	1.33	17.05	4.29	0.06	3.95
DDH-U-CH-18-230	344,028	8,780,421	4,091	228.2	(-) 4.22	210.5	214.2	3.7	2.40	18.55	3.16	0.29	4.76
DDH-U-CH-18-234	344,028	8,780,421	4,090	216.5	(-) 12.39	165.3	167.3	2.0	1.30	0.36	0.09	0.01	0.25
DDH-U-CH-18-237	344,028	8,780,420	4,091	213.4	(+) 5.47	177.2	177.9	0.7	0.58	9.26	5.25	0.41	1.42
DDH-U-CH-18-243	344,029	8,780,420	4,090	222.5	(-) 27.16	183.9	185.8	1.9	1.77	5.43	1.27	0.07	1.01
DDH-U-CH-18-246	344,029	8,780,420	4,090	231.3	(-) 16.42	222.0	223.9	2.0	1.19	3.40	2.90	0.21	1.12
DDH-U-CH-18-251	344,027	8,780,422	4,090	238.1	(-) 9.43	268.8	273.1	4.3	2.19	8.36	4.10	0.28	2.47
DDH-U-CH-18-256	344,028	8,780,421	4,090	231.5	(-) 40.46	230.5	234.1	3.6	1.82	5.82	1.22	0.11	5.25
DDH-U-CH-18-257	343,779	8,780,422	4,113	216.2	(+) 0.7	174.4	176.3	1.9	1.48	5.05	2.49	0.16	2.58
DDH-U-CH-18-258	343,862	8,780,457	4,042	199.5	(-) 18.28	173.2	173.9	0.7	0.65	9.92	2.00	0.09	2.18
DDH-U-CH-19-004	343,576	8,780,477	4,074	167.7	(-) 21.47	196.1	197.6	1.5	1.42	4.65	4.71	0.25	1.54
DDH-U-CH-19-008	343,781	8,780,422	4,113	194.6	(-) 7.53	155.8	156.4	0.6	0.45	10.41	2.95	0.13	1.23
DDH-U-CH-19-014	343,575	8,780,477	4,074	166.2	(-) 12.23	188.6	193.2	4.6	1.25	7.40	1.73	0.03	2.77
DDH-U-CH-19-019	343,574	8,780,477	4,075	161.2	(+) 4.41	200.4	201.7	1.3	1.00	21.58	3.14	0.22	5.74
DDH-U-CH-19-022	343,576	8,780,479	4,074	121.1	(-) 41.20	383.7	386.0	2.3	0.94	0.55	0.15	0.02	0.32
DDH-U-CH-19-032	343,445	8,781,165	4,155	301.4	(-) 34.36	210.8	212.3	1.5	1.30	0.16	0.06	0.01	0.19
DDH-U-CH-19-037	343,574	8,780,478	4,076	164.5	(-) 56.28	273.6	274.6	1.1	0.60	18.74	2.86	0.10	3.89
DDH-U-CH-19-040	343,573	8,780,476	4,074	186.3	(-) 25.27	183.9	185.3	1.4	1.34	0.32	0.11	0.01	0.30
DDH-U-CH-19-047	343,781	8,780,346	4,057	180.0	(+) 3.10	61.2	66.7	4.0	3.91	7.62	3.44	0.16	3.34
DDH-U-CH-19-048	343,573	8,780,477	4,073	179.2	(-) 43.7	202.3	203.2	0.9	0.52	4.67	1.01	0.01	0.84
DDH-U-CH-19-049	343,780	8,780,346	4,057	188.1	(+) 8.13	66.8	68.8	3.5	1.99	11.70	2.36	0.46	3.04
DDH-U-CH-19-051	343,777	8,780,349	4,056	216.4	(-) 14.21	81.1	84.1	3.0	2.40	10.10	4.36	0.19	6.27
DDH-U-CH-19-056	343,797	8,780,352	4,057	155.3	(+) 17.37	84.3	86.6	2.4	2.14	9.65	0.99	0.13	2.00
DDH-U-CH-19-063	343,796	8,780,353	4,056	160.4	(+) 22.57	70.6	71.7	1.1	0.60	8.38	1.82	0.10	2.31
DDH-U-CH-19-065	343,799	8,780,323	4,058	129.5	(+) 25.0	74.4	77.3	2.9	1.50	2.26	0.83	0.04	2.56
DDH-U-CH-19-072	343,799	8,780,323	4,058	119.6	(+) 22.50	94.3	103.5	9.2	4.68	6.23	2.92	0.38	1.89
DDH-U-CH-19-078	343,796	8,780,353	4,056	157.4	(+) 22.57	44.3	45.1	0.8	0.41	5.85	0.86	0.07	1.72
DDH-U-CH-19-079	343,799	8,780,323	4,057	122.1	(-) 6.9	66.4	67.7	1.3	0.70	1.66	0.30	0.04	1.30
DDH-U-CH-19-082	343,575	8,780,477	4,074	152.2	(-) 5.53	214.5	216.0	1.5	1.34	14.51	7.05	0.91	3.31
DDH-U-CH-19-085	343,781	8,780,422	4,114	160.5	(+) 14.12	177.0	178.5	1.5	1.39	10.37	15.21	1.23	3.13
DDH-U-CH-19-087	343,574	8,780,477	4,074	147.9	(-) 18.9	221.7	222.7	1.1	0.89	11.40	6.18	0.42	2.31
DDH-U-CH-19-089	343,575	8,780,477	4,075	154.5	(+) 20.51	244.9	247.0	2.1	1.89	5.34	2.45	0.20	2.58

Nota. Departamento de Geología

Figura 17

Sección longitudinal de Veta 3 y principales interceptos de la campaña DDH 2018 y 2019



Nota. Departamento de Geología

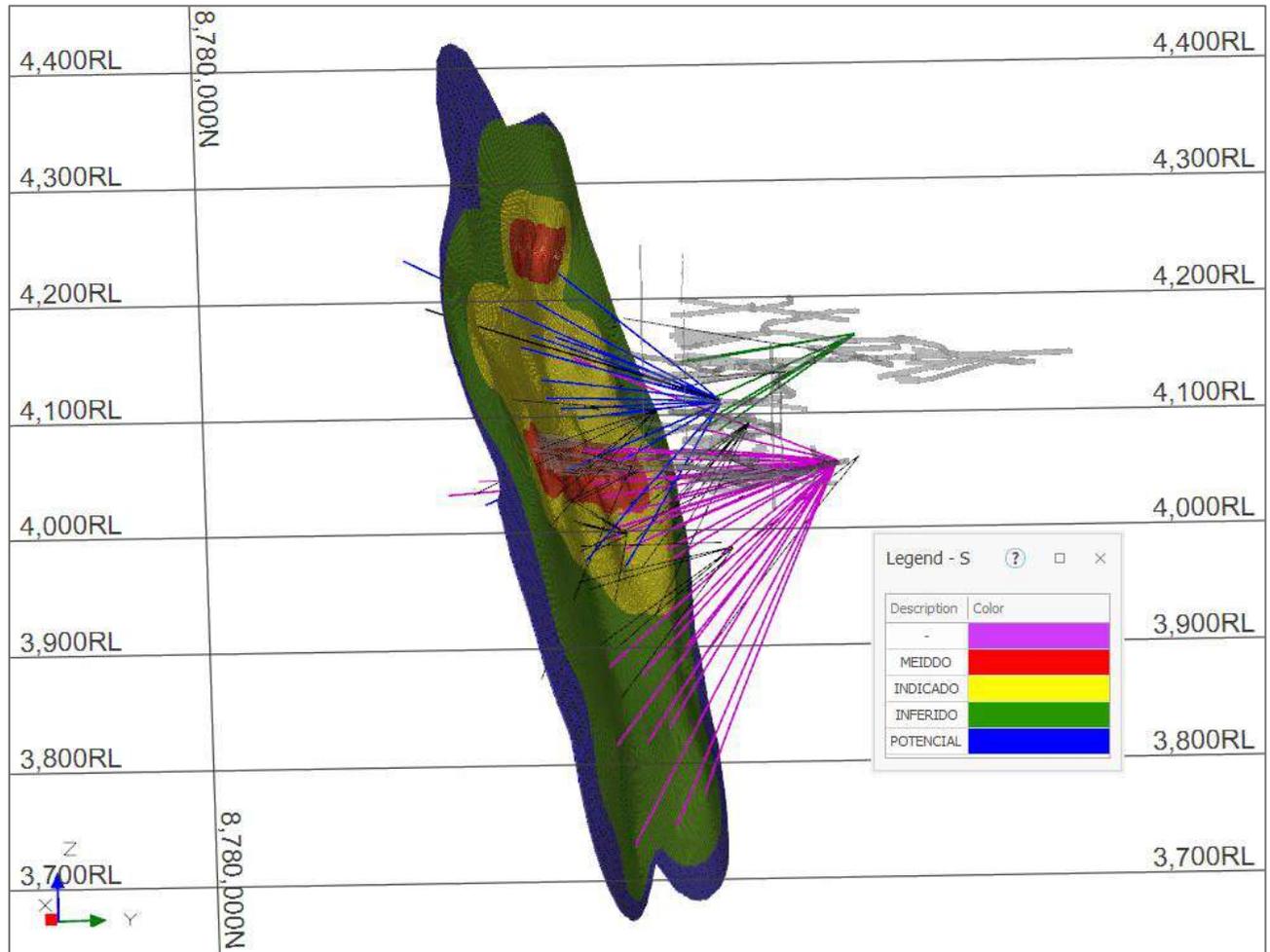
En la Tabla 7, se muestra la información de 41 sondajes que pertenece a la campaña de interceptos de Perforación Diamantina del 2018 y 2019.

Estos Sondajes Diamantinos, se muestran en la Figura 17, los valores en Leyes de Zn%, Pb%, Cu%, Oz Ag.

Teniendo en promedio Potencia de Veta de 1.80 m a 2.0 m con leyes de 8.10 %Zn, 2.82 %Pb, 2.32 OzAg, 0.17 %Cu, siendo valores altamente económicos.

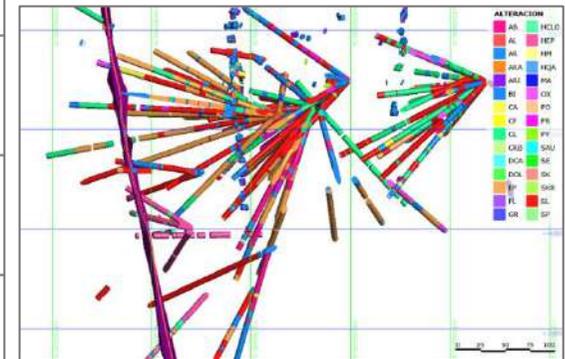
Figura 18

Vista Isométrica de " Veta 3" y principales interceptos de la campaña DDH 2023



En la Figura 18, se evidencia los Sondajes Diamantinos cuya finalidad es perforar y reconocer la estructura mineralizada, así como sus alteraciones, litología, etc.

Se perforaron 55,315 metros con los que se reconoció el 70% de la Estructura, aún está en proceso de perforación Infill, para seguir ganando mayor cantidad de Recursos.



Nota. Departamento de Geología

3.2.6. Estimación de recursos - Veta 3

Se realizó la Estimación de Recursos de Veta 3, con base de datos de sondajes diamantinos (DDH), al 22 de mayo de 2023. Los resultados se muestran en la tabla 8.

Tabla 8

Estimación de Recursos “Veta 3”

CLASS	ORE-TON	DENSITY	ZN	AG	PB	CU	AV	PV
MEDIDO	56,400.38	3.19	12.91	3.62	3.28	0.28	1.66	1.59
INDICADO	362,322.18	3.20	12.05	3.57	4.12	0.28	1.45	1.41
INFERIDO	354,918.28	2.91	5.61	1.54	2.06	0.10	1.27	1.24
TOTAL	773,640.85	3.02	8.10	2.32	2.82	0.17	1.35	1.31

Nota. Área de Geología (Exploraciones)

- Base de Datos: Se tomó en cuenta la base de datos actualizada, empleando datos provenientes de 54 sondajes diamantinos (DDH) y 6 canales.
- Análisis Exploratorio de Datos: El Análisis Exploratorio de Datos se llevó a cabo para todos los elementos (Zn, Pb, Ag, Cu), teniendo en cuenta el sólido de la estructura como el único dominio geológico y de estimación.

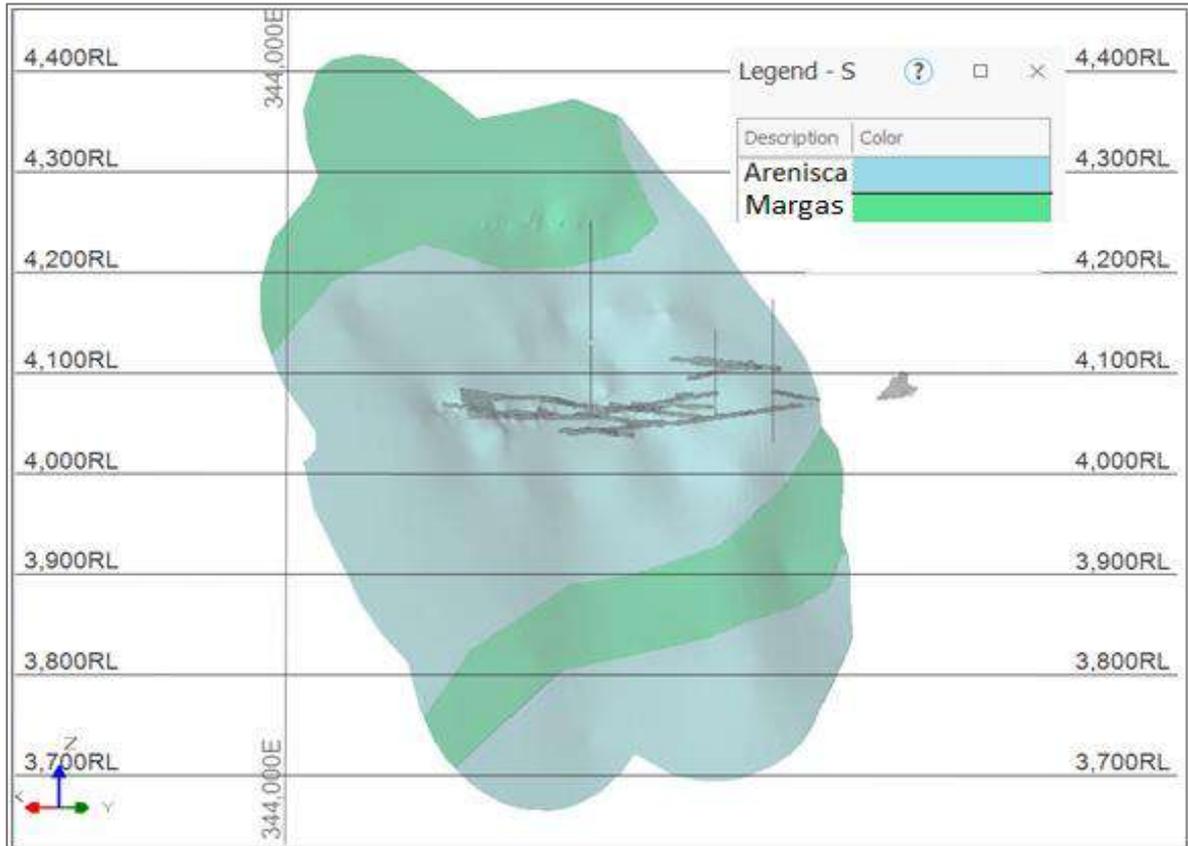
En función a los sondajes diamantinos, se pudo reconocer el Tipo de Alteración y Litología que presenta la “Veta 3”, en la Figura 18, se evidencia las Muestras más representativas.

- Tipo de Alteración, La argilización (Ar) está restringida a canales o conductos de fluidos tales como fallas, vetas y vetillas. Dependiendo del grado de argilización (débil, moderado, fuerte, intenso) se puede observar decoloración de la roca caja, destruyéndola totalmente en algunos casos, encontrándose solo la presencia de arcillas.
- Tipo de Litología, Predomina la arenisca, es una roca sedimentaria La roca madre se desgasta tanto química como físicamente para producir los granos de arena silícea a partir de los cuales se crean

- En la Figura 19, se muestra el modelo geológico de “Veta 3”, donde se muestra que en su Tipo de Alteración predomina la Argilización, y respecto a su tipo de Litología predomina la Caliza.

Figura 19

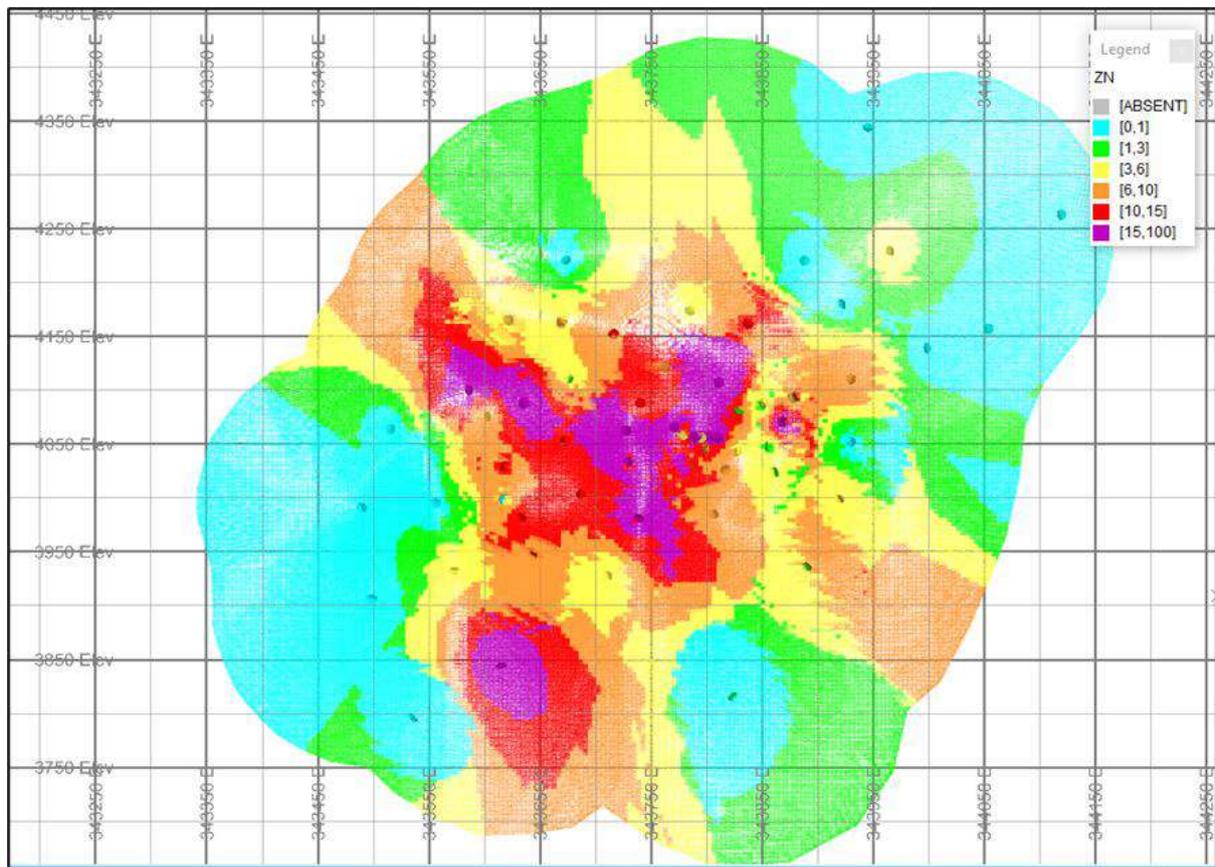
Modelo Geológico de Veta 3



ARGILIZACIÓN



Nota. Departamento de Geología (Modelamiento)

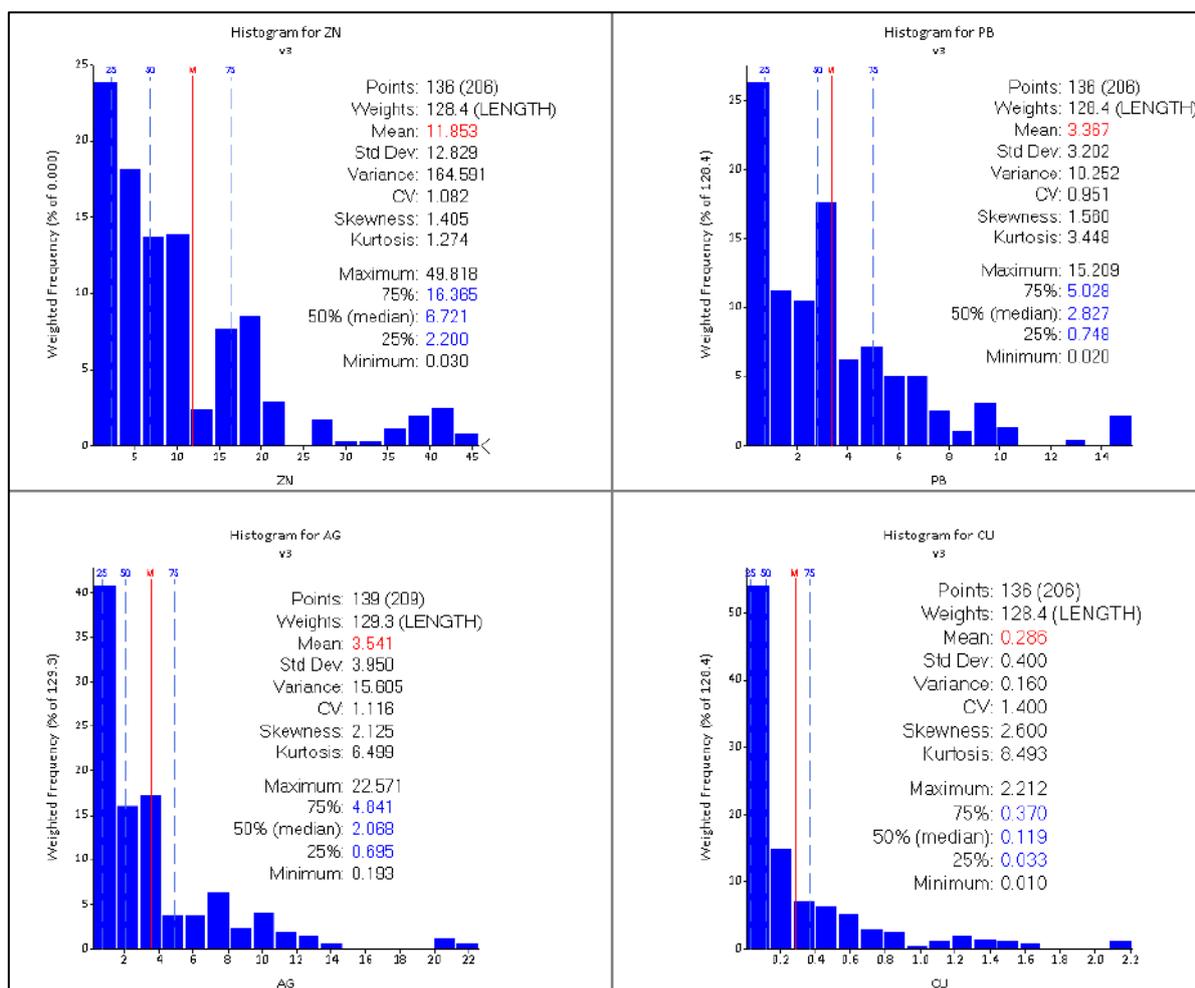
Figura 20*Modelo de Bloques (Zn%)*

Nota. Departamento de Geología (Modelamiento)

La figura 20, muestra el modelo de bloques de “Veta 3”, en función a la ley de Zn%, deduciendo de esta forma que la parte donde va a ingresar el laboreo Nv.4000, las leyes están por encima del 10% Zn.

Tabla 9

Histogramas y resumen estadístico de las Leyes de "Veta 3"



Nota. Departamento de Geología

En la Tabla 9, se muestra el Análisis Exploratorio de Datos, a través de Histogramas elaborados para cada metal, cuya finalidad es verificar las leyes promedio, donde se concluye Zn% 11.85, Pb% 3.36, OzAg 3.54, Cu%0.28.

El cálculo de leyes se llevó a cabo empleando Kriging Ordinario, Inverso a la distancia con potencia 2, 3 y el vecino más próximo, este último para propósitos comparativos. Se definió el parámetro de búsqueda conforme al modelo del variograma, llevando a cabo 3 pasos. La primera pasada alcanzó la mitad del alcance con una varianza del 95%, mientras que la segunda

y tercera pasadas utilizaron un factor de expansión de 2 y 3 en relación al alcance de la primera pasada. Se fijó la discretización en 3x3x3. La interpolación se realiza por dominio individual, utilizando el software “Datamine Studio RM”.

El modelo estimado se validó utilizando los siguientes procesos: Validación visual de las leyes de los compositos y el modelo de bloques. Comparación estadística global del modelo interpolado usando inverso a la distancia o Kriging ordinario versus los resultados obtenidos con el vecino más cercano. Comparación local entre el modelo interpolado usando inverso a la distancia o Kriging ordinario y los resultados del vecino más cercano.

El modelo de bloques se generó a partir de un único prototipo de tamaños 4x4x4m, con un máximo de 8,16 y 8 sub-bloques en los ejes X, Y y Z, respectivamente, con resolución de 16. El tamaño se ha elegido por la practicidad de la operación minera y porque refleja mejor la continuidad de la mineralización.

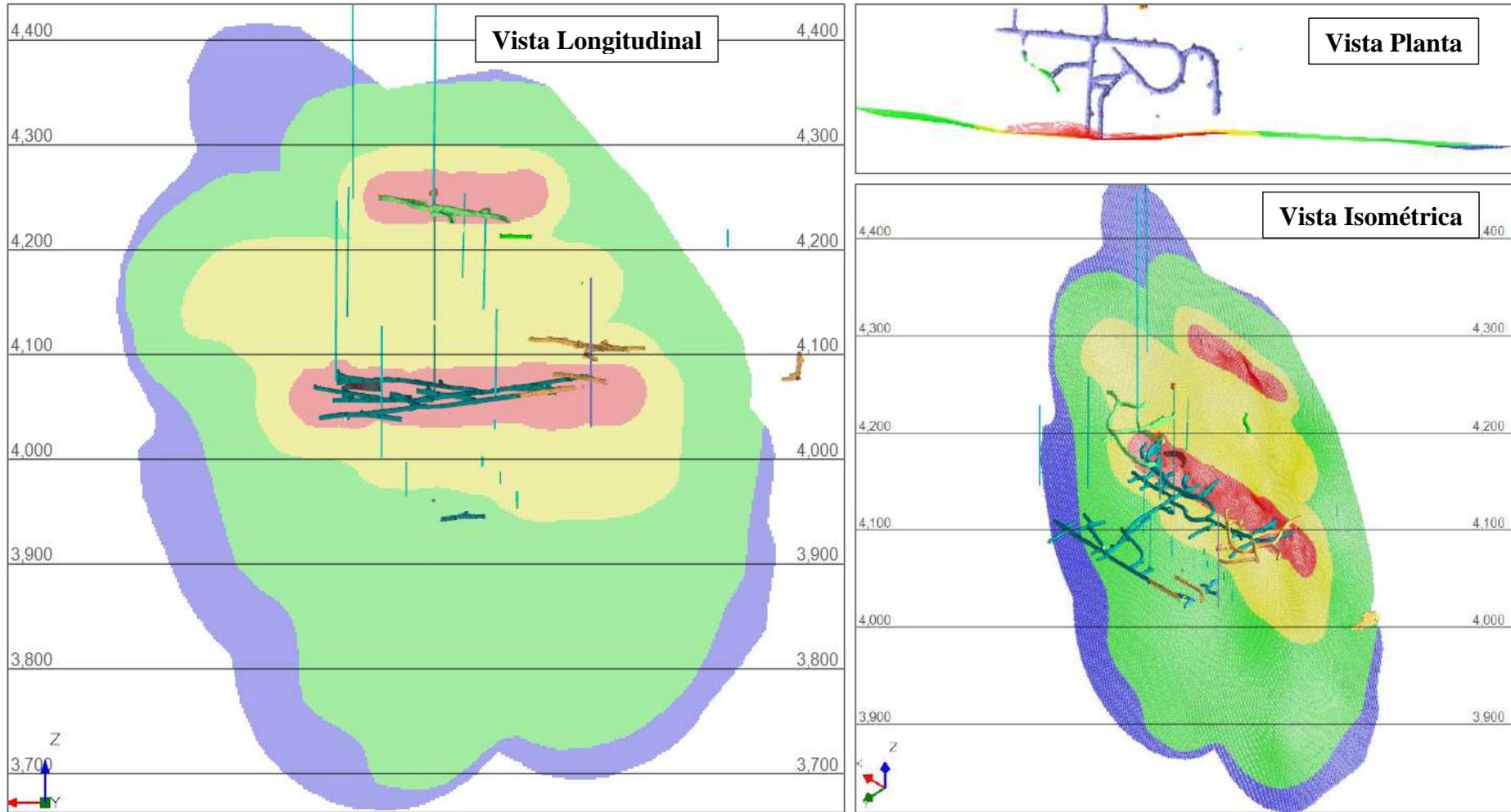
a. Categorización de Recursos

Los recursos fueron clasificados utilizando un criterio geométrico basados en el alcance del variograma:

- **Recurso Medido.** Se requiere un mínimo de tres taladros dentro de los 25 m de las distancias promedio del centroide del bloque.
- **Recurso indicado.** Se requiere un mínimo de dos taladros dentro de los 50 m de las distancias promedio del centroide del bloque.
- **Recurso inferido.** Se requiere un mínimo de un taladro dentro de los 100 m de distancia promedio del centroide del bloque.

Figura 21

Modelo de Bloques en función a la categorización de recursos de Veta 3

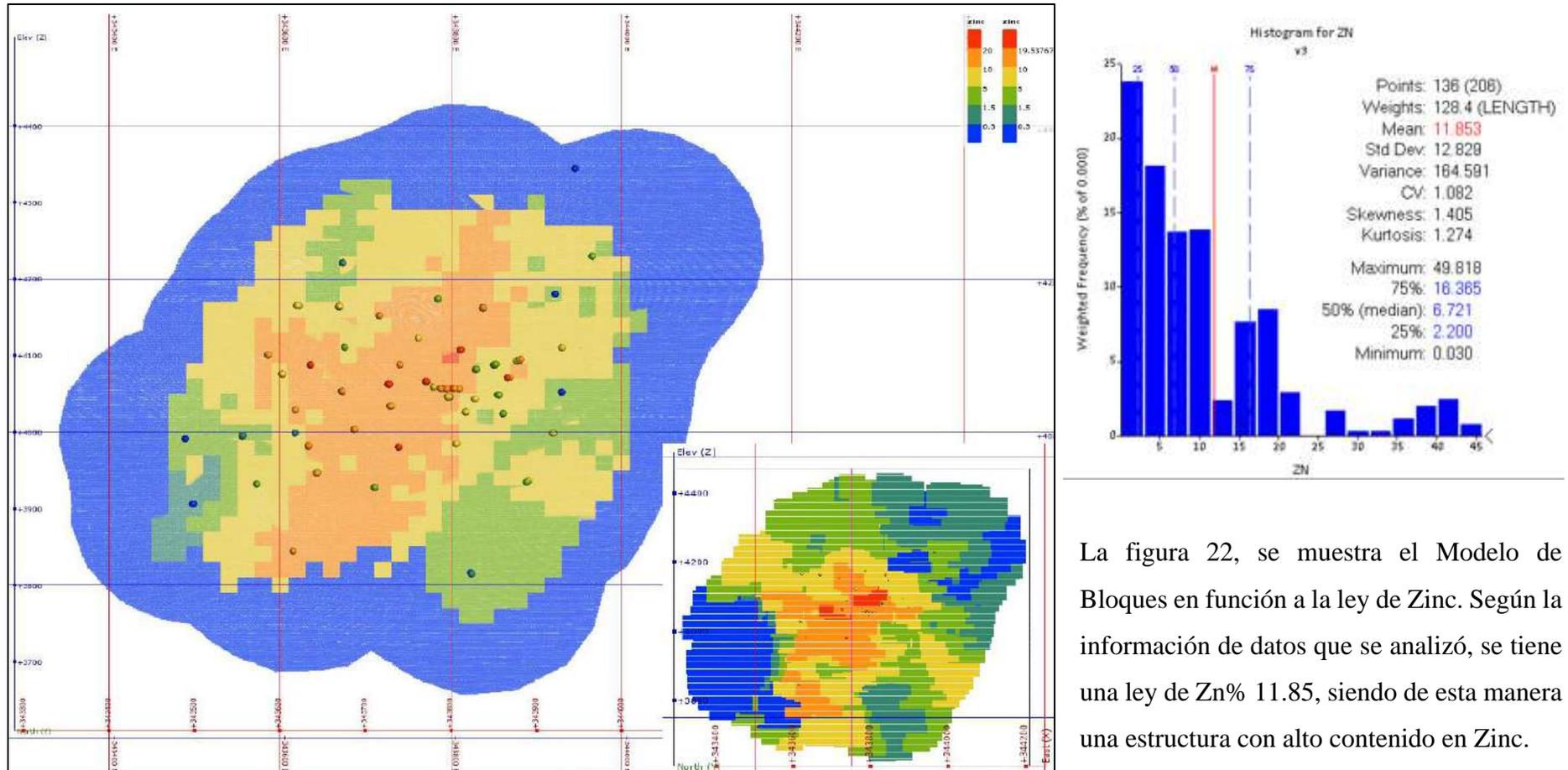


Nota. Departamento de Geología (Modelamiento)

b. Modelo de Bloques – Leyes de cada Metal

Figura 22

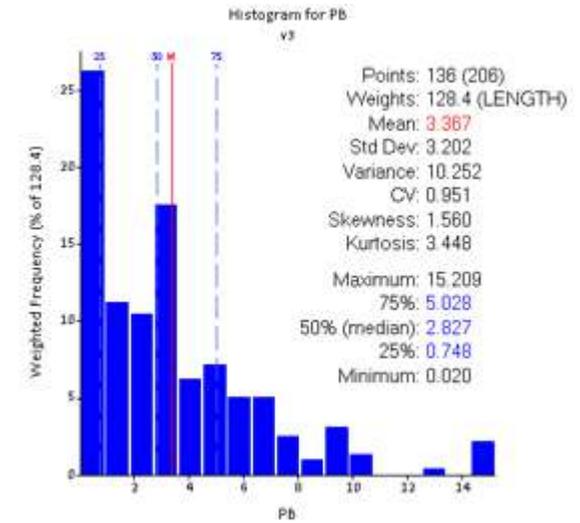
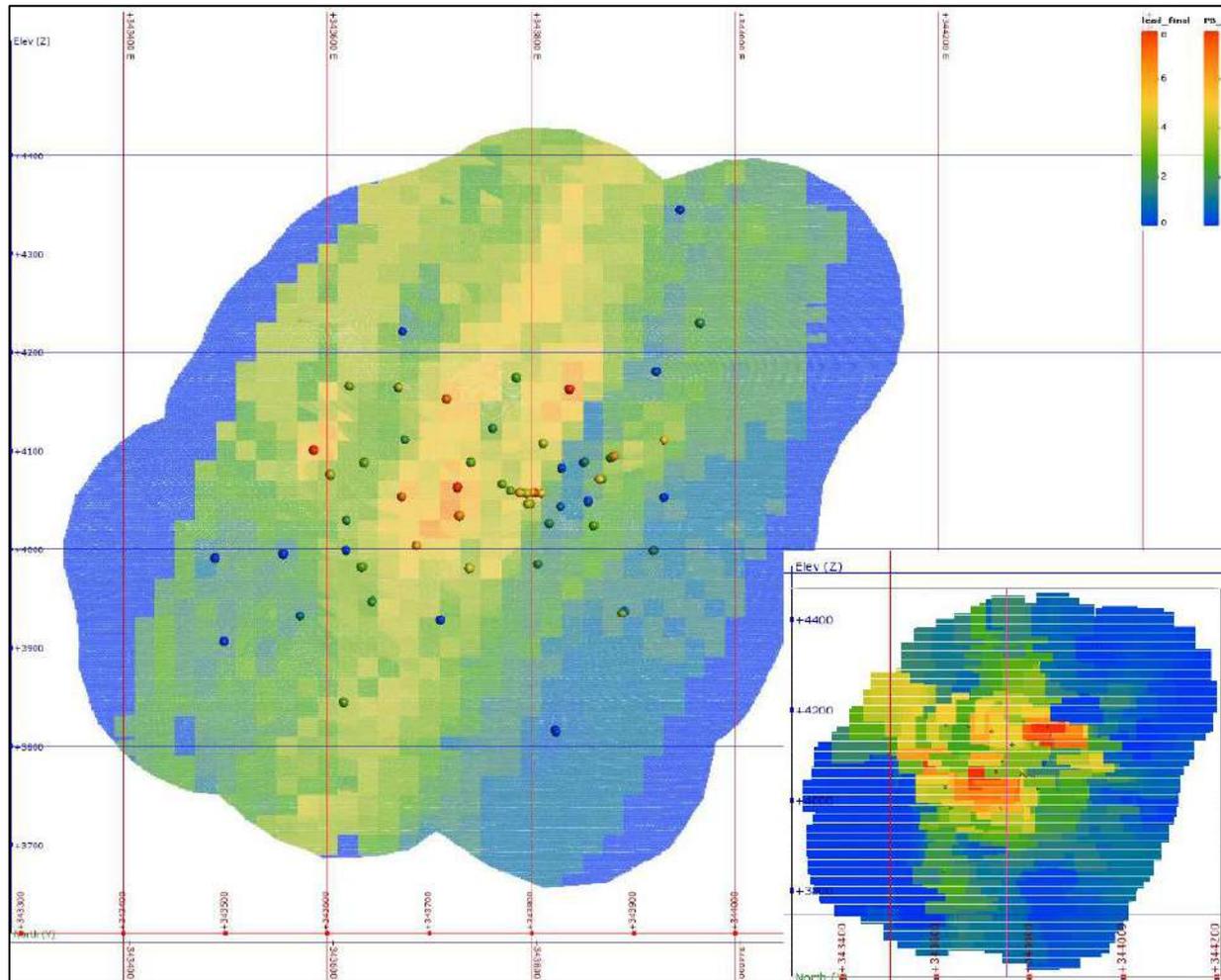
Modelo de bloques - Leyes Zinc (%)



Nota. Departamento de Geología (Modelamiento)

Figura 23

Modelo de bloques - Leyes Plomo (%)

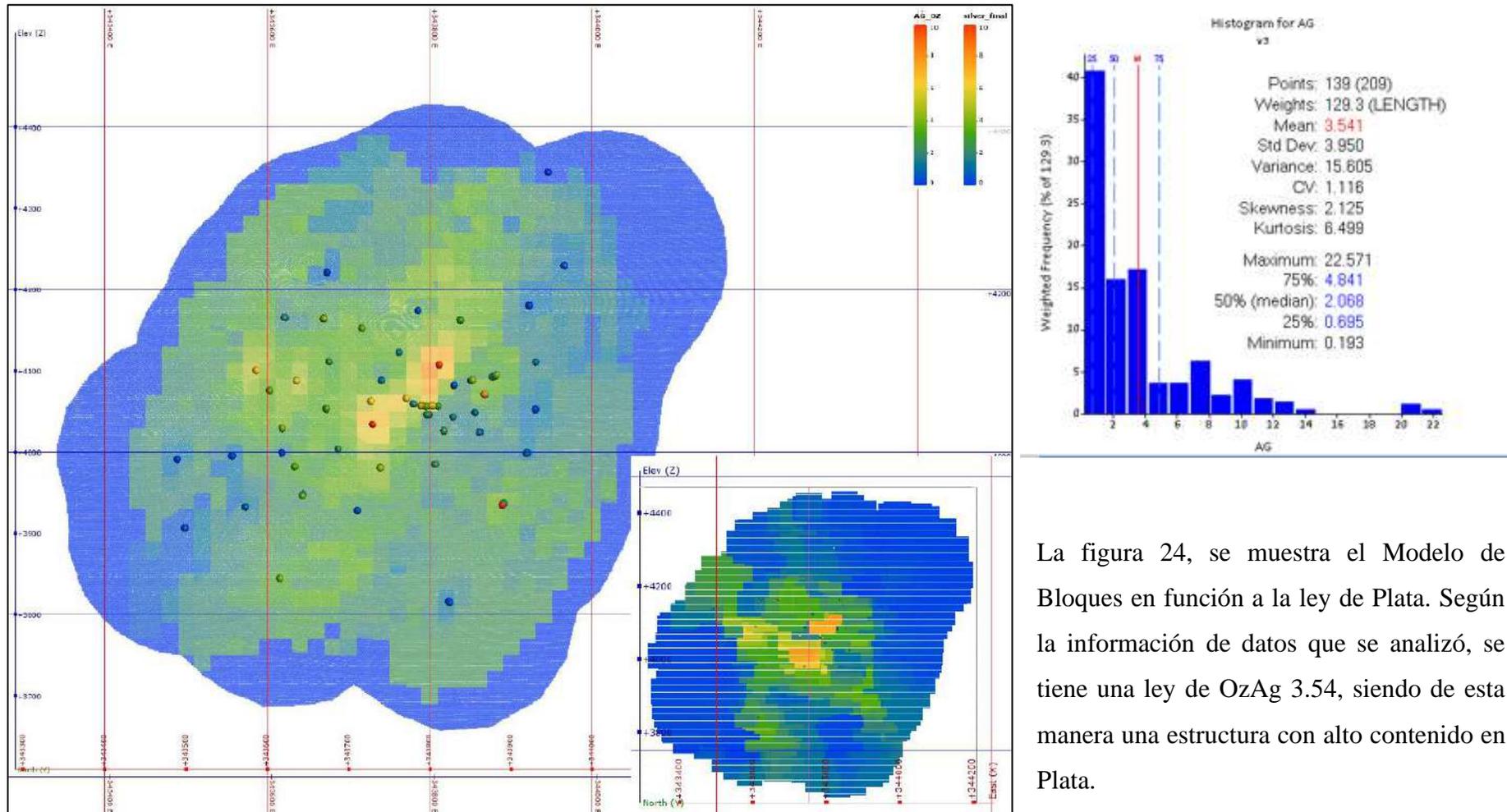


La figura 23, se muestra el Modelo de Bloques en función a la ley de Plomo. Según la información de datos que se analizó, se tiene una ley de Pb% 3.36, siendo de esta manera una estructura con alto contenido en Plomo.

Nota. Departamento de Geología (Modelamiento)

Figura 24

Modelo de bloques - Leyes Plata (Oz)

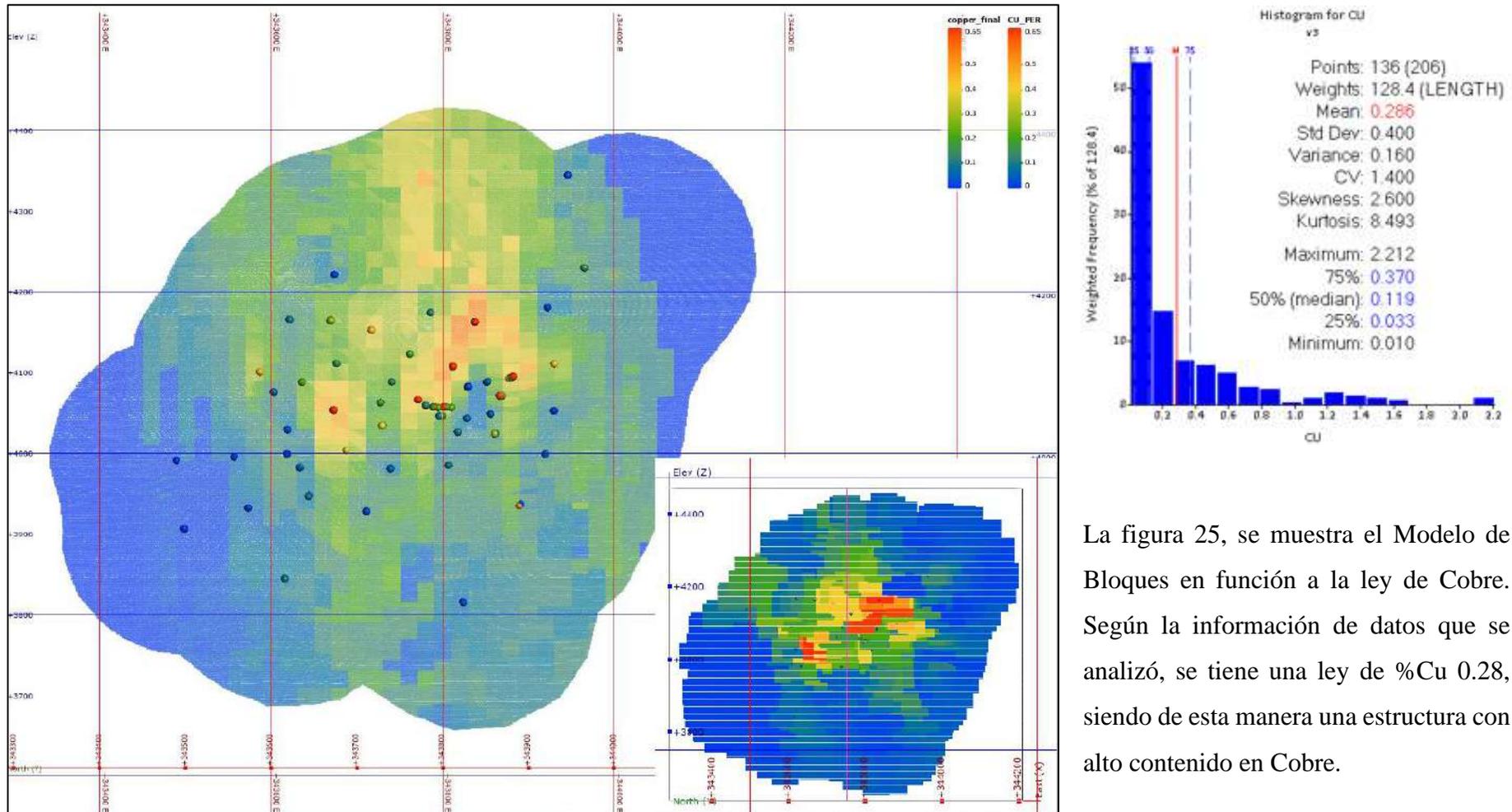


La figura 24, se muestra el Modelo de Bloques en función a la ley de Plata. Según la información de datos que se analizó, se tiene una ley de OzAg 3.54, siendo de esta manera una estructura con alto contenido en Plata.

Nota. Departamento de Geología (Modelamiento)

Figura 25

Modelo de Bloques - Leyes Cobre (%)



Nota. Departamento de Geología (Modelamiento)

La figura 25, se muestra el Modelo de Bloques en función a la ley de Cobre. Según la información de datos que se analizó, se tiene una ley de %Cu 0.28, siendo de esta manera una estructura con alto contenido en Cobre.

c. Modelo Geotécnico

Para establecer las unidades geotécnicas en la Unidad Minera Animón, se toman en cuenta aspectos como la litología, las estructuras de menor y mayor tamaño, la resistencia del macizo rocoso, la hidrología y la hidrogeología. Considerando dominios como la veta, cajas adyacentes y cajas lejanas. Estos constituyen el fundamento para futuros estudios como el diseño del sostenimiento, el método de explotación, la estimación de las aberturas máximas, entre otros.

Con la información obtenida a partir de mapeos geomecánicos, logueos geotécnicos, propiedades de resistencia de roca intacta, se realizó la definición de dominios geotécnicos.

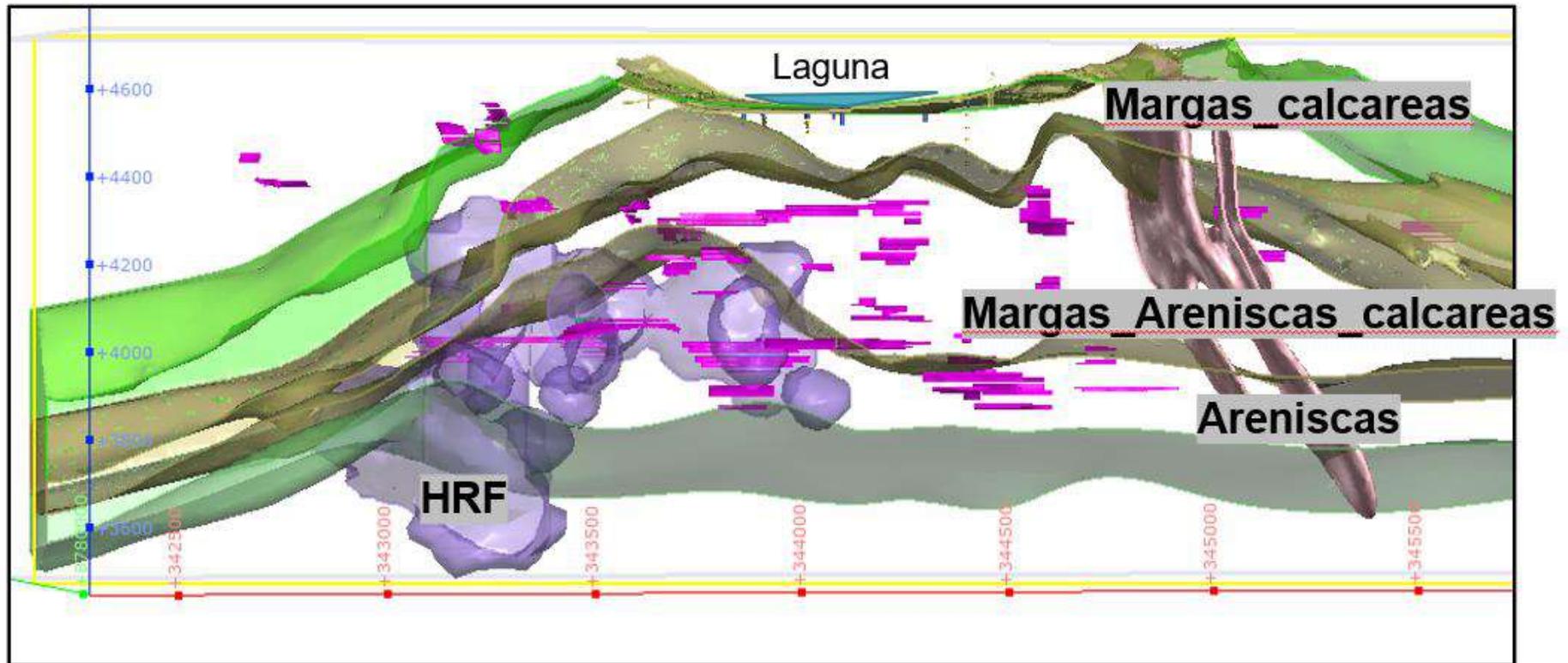
Se estableció 4 unidades geotécnicas UG:

- UG-1: Marga calcárea,
- UG-2: Marga y arenisca,
- UG-3: Areniscas,
- UG-4: Hornfels.

Para cada unidad geotécnica, se muestra el porcentaje de ocurrencia en calidad de roca RMR, por lo que al reconocer la Unidad Geotécnica, se puede interpretar el comportamiento del RMR.

Figura 26

Unidades Geotécnicas Mina Animon



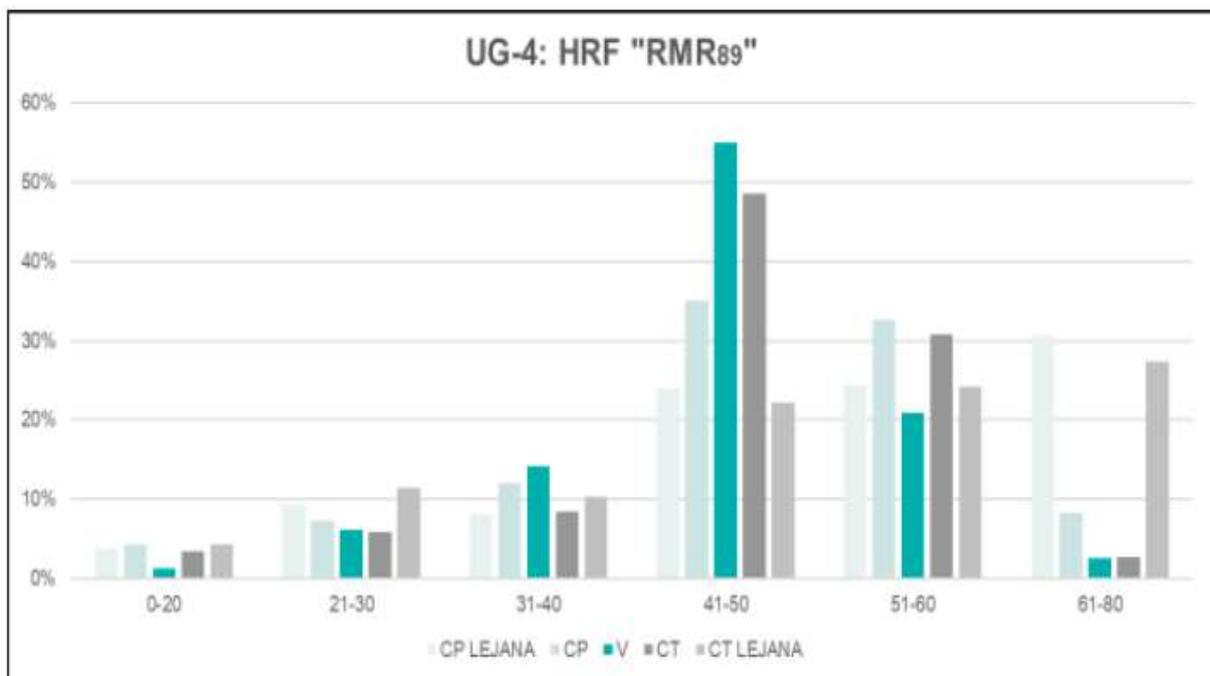
Nota. Departamento de Geomecánica

La figura 26, se identifica que la estructura mineralizada “Veta 3”, se encuentra emplazada en Arenisca y en algunos casos Marga Areniscas Calcareas generando un valor muy importante para el tipo de Roca, afectando directamente al RMR.

- En la UG-4, zona de hornfels con aún presencia de arenisca, teniendo una caja techo y piso con calidad de roca IVA-IIIB, evidenciándose mejora calidad de roca mientras más lejos nos encontramos de estructuras mineralizadas (calidad de roca IIIB en la caja piso y techo lejana), se puede indicar que la mejor calidad de roca que el resto, se puede ver en la Figura 27.

Figura 27

RMR de las vetas, caja piso y caja techo en Unidad Geotecnica 04

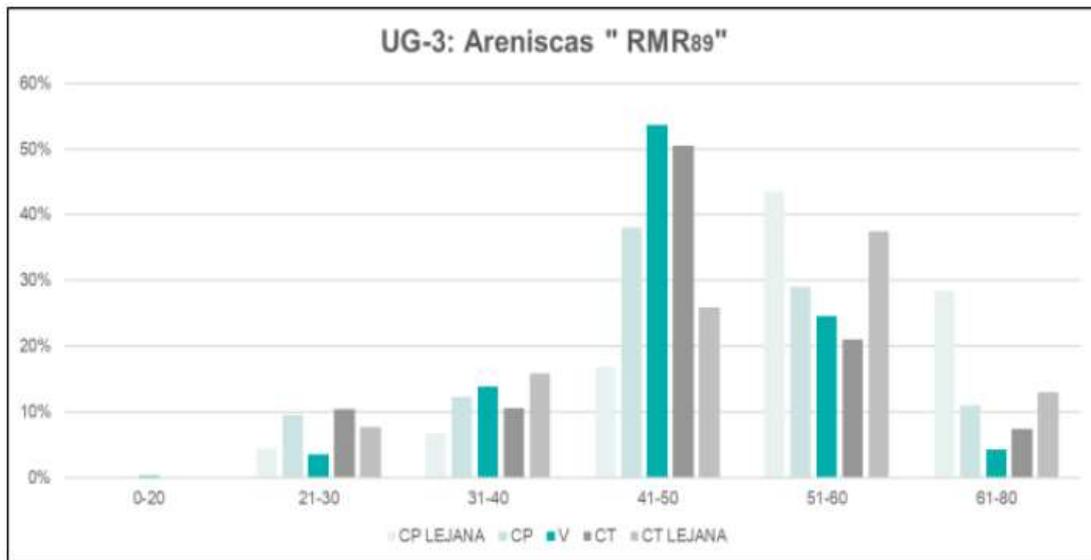


Nota. Departamento de Geomecánica

- En la UG-3, La Veta 3 en Evaluación se encuentra emplazada en la zona de areniscas con pequeñas intercalaciones de margas roja y gris, se tiene una calidad de roca IVA-IIIB en la caja techo y piso lejana, no obstante, en las cajas techo y piso, la calidad de roca es más baja, IVB-IVA dependiendo del grado de alteración que se presente al contacto con la estructura mineralizada. Se puede ver en la Figura 28.

Figura 28

RMR de las vetas, caja piso y caja techo en Unidad Geotécnica 03

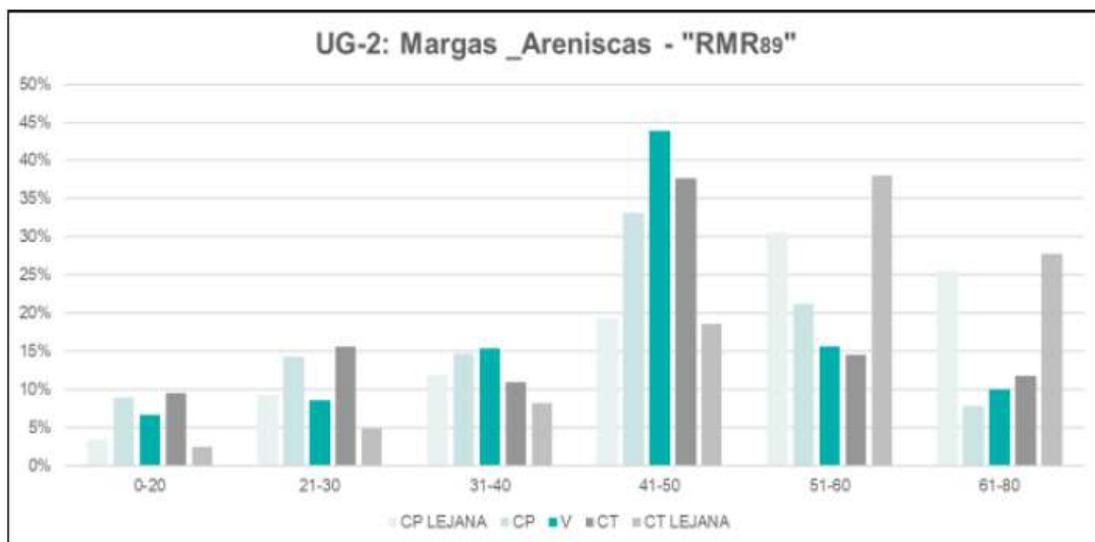


Nota. Departamento de Geomecánica

- En la UG-2, zona de margas ferruginosas con intercalaciones de areniscas, la calidad de roca es IVB-IVA, incluso puede llegar a una calidad de roca V, esto en zonas de marga gris con alto grado de alteración con las estructuras mineralizadas se puede ver en la Figura 29.

Figura 29

RMR de las vetas, caja piso y caja techo en Unidad Geotécnica 02

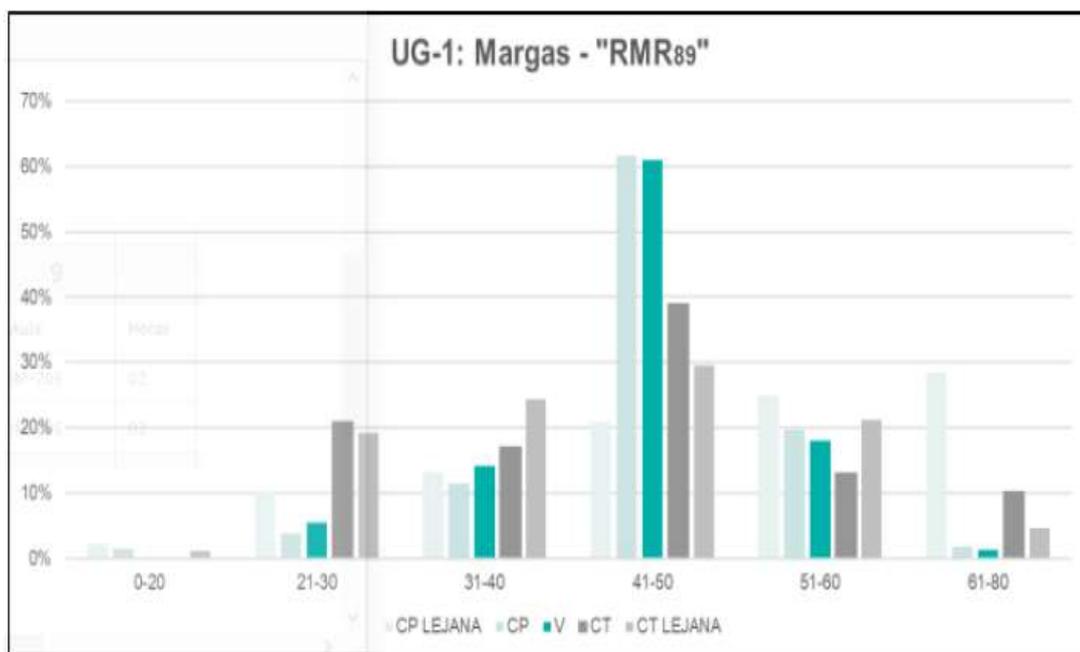


Nota. Departamento de Geomecánica

- En la UG-1, zona de margas ferruginosas y margas grises aledañas al pilar corona, se evidencia una calidad de roca IVB, e incluso V, principalmente en zonas de contacto con estructura mineralizada (marga gris), y una calidad de roca IVA, mientras más se aleja de estructuras mineralizadas (caja techo y piso lejana). Se puede ver en la Figura 30.

Figura 30

RMR de las vetas, caja piso y caja techo en Unidad Geotécnica 01



Nota. Departamento de Geomecánica

d. Modelo Geometalúrgico

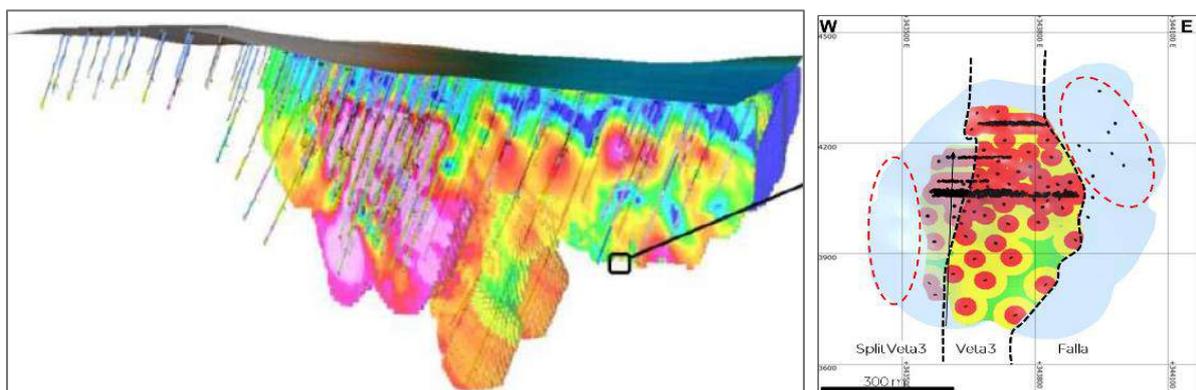
El modelo Geometalúrgico de la Mina Animon, brinda información geológica complementaria para el proceso metalúrgico, como la variabilidad mineralógica, la moliendabilidad, la flotabilidad, elementos perniciosos en la recuperación, luego con esta información se puede optimizar el proceso metalúrgico. Para este modelo se deberá zonificar el yacimiento por tipo de mineral y tomar muestras para las distintas pruebas. El modelo geometalúrgico está enfocado en optimizar los procesos metalúrgicos y mejorar la calidad de los concentrados que contribuyan a maximizar el valor de la Producción.

El modelo geometalúrgico se construye con la finalidad:

- Caracterizar minerales contaminantes y/o afecten el proceso de flotación.
- Mejorar el proceso de blending de mineral que se alimenta a planta, optimizar los procesos metalúrgicos.
- Mejorar la calidad de los concentrados.

Figura 31

Modelo Geometalúrgico de “Veta 3”



Nota. Departamento de Geología

Para realizar el modelo geometalúrgico se requiere:

- Zonificar el yacimiento por vetas y por su variabilidad mineralógica, para ello evaluaremos la caracterización mineralógica y se tomaran muestras para definir los diferentes tipos de mineral.
- Se aplicarán las técnicas de microscopía óptica, electrónica de barrido, difracción de rayos X, u otras que se consideren.
- Se tomarán muestras para definir también los parámetros geo metalúrgicos como Work Index, Conminución, moliendabilidad, flotabilidad.
- Será necesario también revisar y proponer pruebas metalúrgicas para evaluar la metalurgia del yacimiento y entender su comportamiento y recuperación.
- Evaluar la presencia de elementos perniciosos y su impacto en la recuperación

- Crear una base de datos que incluya los datos actuales y los resultados de las numerosas pruebas e investigaciones realizadas.
- Definición de los dominios geo metalúrgicos y mineralógicos
- Análisis geoestadístico de la data
- **Análisis de las muestras en Laboratorio Metalúrgico**

Con la finalidad de verificar el comportamiento metalúrgico del mineral procedente de “Veta 3” mediante pruebas exploratorias, se enviaron seis (06) muestras al Laboratorio Metalúrgico de Compañía Minera Chungar S.A.C, Mina Animon.

Descripción de muestras de Veta 3:

- 58 kg del Dominio de Mineralización 3. Veta de sulfuros masivos. Sector central de la veta (ore shoot).
- 33 kg del Dominio Caja Techo 3. Caja Techo del Dominio de Mineralización 3.
- 35 kg del Dominio Caja Piso 3. Caja Piso del Dominio de Mineralización 3.
- 22 kg del Dominio de Mineralización 2B. Veta de Carbonatos-cuarzo con agregados de sulfuros. Sector superior de la veta.
- 8 kg del Dominio Caja Techo 2. Caja Techo del Dominio de Mineralización 2B.
- 17 kg del Dominio Caja Piso 2. Caja Piso del Dominio de Mineralización 2B.

Se determina las leyes de cabeza de las 6 muestras procedente de Veta 3 por separado (Tabla 10). Se confirma la presencia de sulfuros en mayor cantidad en el Dominio Mineralógico 3, donde la ley de plomo es 3.43% y la ley de zinc 12.30%. En el dominio 2 se encuentra mayor presencia de Sílice e insoluble.

Tabla 10*Leyes de cabeza Mineral Veta 3 por Dominios*

Muestras Veta 3	Cu	Pb	Zn	Ag	Ag	Fe	Mn	As	Sb	Bi	Au	Insoluble	CuO	PbO	ZnO	SiO ₂
	%	%	%	g/t	oz/t	%	%	%	%	%	g/t	%	%	%	%	%
Dominio 2 Veta 3	0.05	0.80	3.07	21.81	0.701	15.90	0.34	0.02	0.01	0.003	0.05	52.32	0.003	0.18	0.03	41.48
Dominio 3 Veta 3	0.24	3.43	12.30	91.39	2.938	8.96	1.67	0.02	0.02	0.010	0.06	36.24	0.004	0.61	0.07	28.96
Dominio 3 Caja piso	0.02	0.84	1.41	18.64	0.599	4.98	0.88	0.01	0.01	0.001	0.04	64.92	0.003	0.26	0.03	43.04
Dominio 3 Caja Techo	0.03	0.88	1.65	17.78	0.572	4.76	0.92	0.01	0.01	0.001	0.03	62.28	0.003	0.24	0.02	40.44
Dominio 2 Caja Techo	0.01	0.21	0.90	6	0.188	4.71	0.35	0.01	0.01	0.001	..	73.16	0.003	0.05	0.02	59.08
Dominio 2 caja piso	0.01	0.15	0.44	5	0.164	3.61	0.24	0.01	0.01	0.001	0.04	77.04	0.003	0.05	0.02	57.28

Nota. Departamento de Laboratorio

Se realiza un composito en proporciones iguales para el mineral de Veta 3 dando la ley de cabeza adjunta (Tabla 11).

De acuerdo a las pruebas exploratorias con la muestra de Veta 3 se concluye que a granulometría más fina se obtiene mejor calidad de concentrados de plomo, cobre y plata, también se observa disminución en la activación de zinc en el concentrado de plomo, lo cual beneficia a la recuperación del zinc.

Tabla 11*Cuadro de resultados de recuperaciones composito "Veta 3".*

Nro. PUEBA	Molienda	Granulometría (% malla - 200)	Granulometría (Micras)	PH Mineral	Consumo Cal (Kg/ton)	CALIDAD DE CONCENTRADO					
						Conc. Cu (%)	Conc. Pb (%)	Act. Zn en Pb (%)	Ag (gr/ton)	Ag (oz/ton)	Conc. Zn (%)
Prueba 1	6.8min.	46	252	7.90	1.06	1.76	22.96	6.80	528	16.98	54.34
Prueba 2	7.5 min.	48	235	8.08	1.06	1.95	26.09	6.13	587	18.88	51.04

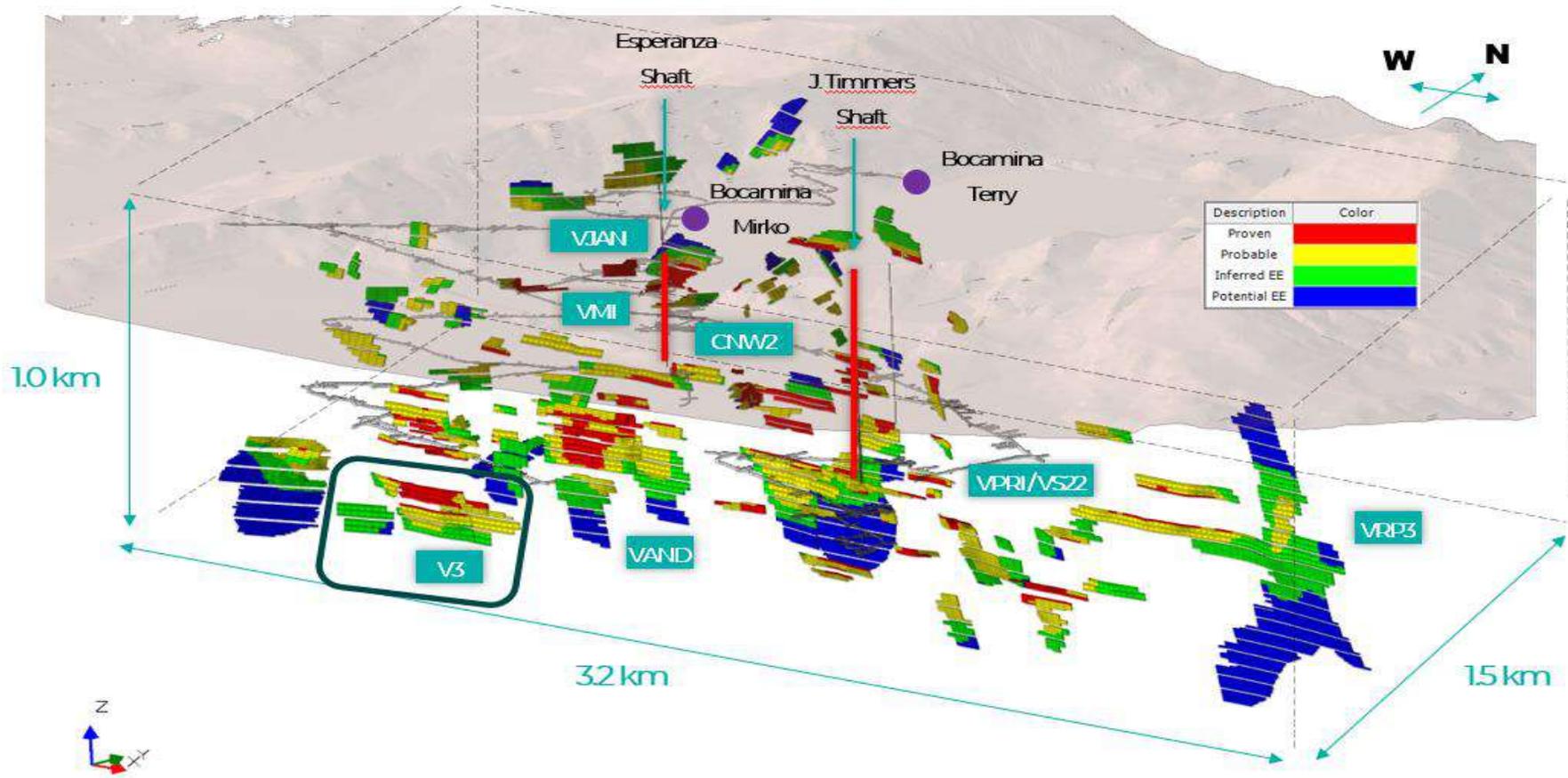
Nota. Departamento de Laboratorio

- Se recomienda a nivel de Planta trabajar con reactivos y producir un concentrado de Zinc más limpio (por encima de 56%) para disminuir la presencia de sílice y manganeso
- Se recomienda realizar estudios de work index para muestras de nuevos proyectos con la finalidad de tener una mejor caracterización del mineral.
- Se estima que el work index del mineral de veta 3 no debe afectar el tratamiento del mineral en Planta, siempre en cuando se mantenga en una proporción de tratamiento no mayor a 350 TMSD.

e. Forma Espacial del Cuerpo Mineralizado 2024.

Figura 32

Programa de Producción 2025



Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

3.3. Operación Mina

3.3.1. Selección del Método de Minado (Metodologías)

En base a las Metodologías de Selección de método de minado se establece utilizar los Métodos Corte y Relleno Ascendente y “Sublevel Stopping”, se analizó 03 Metodologías descritas en la Tabla 12.

Tabla 12

Selección del Método de Minado mediante 3 metodologías

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	SUBLEVEL STOPING
M. Nicholas	X	
M. University British Columbia	X	X
M. Punto de Vista Económico	X	X

Nota. Elaboración propia

3.3.1.1. Metodología Nicholas (1981) aplicado a Veta 3.

La geometría de la veta, las condiciones geomecánicas existentes y un análisis económico del proyecto se tendrán en cuenta antes de decidir la técnica de extracción que se empleará.

Utilizaremos el criterio de David E. Nicholas para seleccionar la mejor técnica de extracción.

Para lo cual se requiere la información de entrada que se describe en la Tabla 13.

Tabla 13

Criterios y características del yacimiento “Veta 3”

GEOMETRIA DEL YACIMIENTO		
Forma general del yacimiento	Dimensiones varían en distancias cortas	Yacimiento Irregular
Potencia del Yacimiento	2 metros	Baja Potencia
Inclinación del yacimiento	80°	Vertical
Distribución de las leyes del yacimiento	Las leyes gradualmente cambian en el espacio	Gradacional
CARACTERISTICAS GEOTECNICAS DEL PROYECTO		
MINERAL		
Competencia de la roca intacta	63 Mpa	Baja
Espaciamiento de Fracturas	18 f/m	Muy cercanas
Resistencia de Estructuras (condición)	Sn relleno y/o relleno suave	Baja
CAJA TECHO		
Competencia de la roca intacta	82 Mpa	Mediana
Espaciamiento de Fracturas	10 f/m	Poco espaciadas
Resistencia de Estructuras (condición)	Relleno Semi duro/Rugosas	Mediana
CAJA PISO		
Competencia de la roca intacta	75 Mpa	Mediana
Espaciamiento de Fracturas	11 f/m	Poco espaciadas
Resistencia de Estructuras (condición)	Relleno Semi duro/Rugosas	Mediana

Nota. Elaboración propia

a. M. Nicholas, Evaluación de las características del Yacimiento

Tabla 14

Parámetros del yacimiento

YACIMIENTO MÉTODO DE EXPL.	Forma general yacimiento			Espaciamiento Fracturas				Orientación			Distribución de las leyes			TOTAL
	Masiva	Tabular	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy Alta	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático	
Tajo Abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3	12
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0	-43
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1	9
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3	1	1	4	4	2	0	-42
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	-92
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3	9
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	1	2	4	2	1	4	3	2	1	8
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3	13
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0	-45
Square Set	0	2	4	4	4	4	1	2	3	3	3	3	3	14
k=1.0														

Nota. Elaboración propia

b. M. Nicholas, Evaluación de las características geotécnicas

Tabla 15

Parámetros del mineral

MINERAL	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas			Resistencia Estructuras			TOTAL	
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco Espaciadas	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana		Alta
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	5.25
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0	9
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4	-36.75
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2	0
Longwall mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0	9
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	0
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4	0.75
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2	6.75
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4	3
Square Set	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2	9
k=0.75											

Nota. Elaboración propia

Tabla 16*Parámetros de la pared colgante*

PARED COLGANTE	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas			Resistencia Estructuras			TOTAL	
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco Espaciadas	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana		Alta
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	6
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0	4.8
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4	3
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0	4.8
Longwall mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0	4.8
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	3.6
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0	4.8
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	4.8
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0	4.2
Square Set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	4.8
k=0.60											

Nota. Elaboración propia**Tabla 17***Parámetros de la pared yacente*

PARED YACENTE	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas			Resistencia Estructuras			TOTAL	
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco Espaciadas	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana		Alta
Tajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	3.8
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3	3.42
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4	1.14
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4	1.9
Longwall mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3	3.04
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3	2.28
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3	3.04
Cut and Fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2	3.8
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3	3.04
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2	3.8
k=0.38											

Nota. Elaboración propia

c. M. Nicholas, Ranking para la selección del método de explotación

Tabla 18

Parámetros para el ranking de la selección del Método de Explotación (Nicholas)

Método de Explotación	Yacimiento	Mineral	Colgante	Yacente	Total	Ranking
Tajo Abierto	12	5.25	6	3.8	27.05	3°
Block Caving	-43	9	4.8	3.42	-25.78	
Sublevel Stopping	9	-36.75	3	1.14	-23.61	
Sublevel Caving	-42	0	4.8	1.9	-35.3	
Longwall mining	-92	9	4.8	3.04	-75.16	
Room and Pillar	9	0	3.6	2.28	14.88	5°
Shrinkage Stopping	8	0.75	4.8	3.04	16.59	4°
Cut and Fill Stopping	13	6.75	4.8	3.8	28.35	1°
Top Slicing	-45	3	4.2	3.04	-34.76	
Square Set	14	9	4.8	3.8	31.6	2°

- Cut and Fill Stopping (1° Opción), si aplica por las condiciones analizadas
- Square Set (2° Opción), No aplica por el excesivo uso de madera
- Tajo Abierto (3° Opción), No aplica a vetas

Por lo que el Método de Explotación “Cut and Fill Stopping”, sería la alternativa más viable.

3.3.1.2. Metodología UBC (Universidad de British Columbia) (1995).

Para escoger el método de minado ideal, emplearemos el Método UBC, que es una metodología reciente desarrollada en la Universidad de British Columbia, lo particular de esta metodología es que se considera para minas donde hay menor información.

A continuación, en la Tabla 19, se describe las características del yacimiento.

Tabla 19

Criterios y características del yacimiento “Veta 3” – Método UBC

GEOMETRIA DEL YACIMIENTO	
Forma general del yacimiento	Yacimiento Irregular
Potencia del Yacimiento	Baja Potencia
Inclinación del yacimiento	Vertical
Distribución de las leyes del yacimiento	Gradacional
Profundidad	650 metros
CARACTERISTICAS GEOTECNICAS DEL PROYECTO	
MINERAL	
Competencia de la roca intacta	63 Mpa
RQD %	60%
Espaciamiento de Fracturas	Poco espaciadas
Esfuerzo Principal en condiciones Secas	36 Mpa
CAJA TECHO	
Competencia de la roca intacta	82 Mpa
RQD %	75%
Espaciamiento de Fracturas	Poco espaciadas
Esfuerzo Principal en condiciones Secas	36 Mpa
CAJA PISO	
Competencia de la roca intacta	75 Mpa
RQD %	75%
Espaciamiento de Fracturas	Poco espaciadas
Esfuerzo Principal en condiciones Secas	36 Mpa

Nota. Elaboración propia

Tabla 20*Valoración en Función al Método UBC 1995*

1. GEOMETRIA / DISTRIBUCION LEY		Open Pit	Block Caving	Sublevel Stopping	Sublevel Caving	Long Wall	Room and Pillar	Shrinkage Stopping	Cut and Fill
Forma General	Irregular	2	2	4	4	4	4	4	4
Espesor del	Baja Potencia	3	0	3	0	0	1	0	4
Ore Plunge	Steep	1	4	4	4	-49	-49	4	4
Grade Distribution	Grational	3	2	4	2	1	2	2	3
Depth	deep	-49	3	2	2	3	2	2	4

CARÁCTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA ROCA

2. ROCK MASS RATING (RMR)		Open Pit	Block Caving	Sublevel Stopping	Sublevel Caving	Long Wall	Room and Pillar	Shrinkage Stopping	Cut and Fill
Zona Mineral	Fuerte	3	0	4	1	2	5	3	3
Caja Techo	Fuerte	4	2	4	2	3	5	4	3
Caja Piso	Moderado	4	3	2	3	-	-	2	2

3. ROCK SUBSTANCES TRENGH (RSS)		Open Pit	Block Caving	Sublevel Stopping	Sublevel Caving	Long Wall	Room and Pillar	Shrinkage Stopping	Cut and Fill
Zona Mineral	Débil	3	2	2	3	5	0	1	1
Caja Techo	Débil	3	3	1	3	5	0	1	5
Caja Piso	Débil	3	3	1	2	-	-	2	3

TOTAL		-20	24	31	26	-26	-30	25	36
--------------	--	------------	-----------	-----------	-----------	------------	------------	-----------	-----------

Nota. Elaboración propia

- Si es apropiado para las condiciones analizadas, utilice la primera opción, Parada de corte y relleno.
- Sublevel Stopping (2° Opción), Solo el criterio UBC no excluye el uso del método de minado "Sublevel Stopping" – SLS, pero bajo condiciones geomecánicas más propicias, se asemejan a la masa de roca del dominio Regular B (IIIB).

3.3.1.3. Selección de Minado desde el Punto de Vista Económico.

Desde una perspectiva económica, los gastos de minería asociados a las técnicas de minería subterránea más pertinentes se muestran en la siguiente tabla, «Método de minería subterránea por orden de coste», de menor a mayor. En términos básicos, hay que tratar de establecer la eficacia de las vías sobre un yacimiento mineral en la secuencia especificada, rechazando cada una de ellas hasta determinar la opción más económica que puede aplicarse.

Esta técnica no sustituye a la evaluación financiera comparativa que debe realizarse sobre los métodos que se seleccionen.

Tabla 21

Métodos de minado subterráneo en orden de costo

Orden	Método de minado	Abreviación
1	Block ó Panel Caving	BC
2	Room and Pillar	R&P
3	Sub Level Stopping	SLS
4	Sub Level Caving	SLC
5	Cut and Fill Stopping	C&F
6	Vertical Crater Retreat	VCR
7	Top Slicing	TS
8	Shrinkage Stopping	SHS
9	Square Set Stopping	SQS

Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Dado que todas las vetas poseen condiciones naturales bastante parecidas, el análisis siguiente es aplicable a todas estas vetas.

- La implementación del Block Caving se descarta, principalmente por la forma de las estructuras mineralizadas y el tamaño de las reservas.
- Al igual que, debido a las particularidades morfológicas de estos depósitos, el Room and Pillar se descarta, no obstante, se podrían emplear ciertas formas de pilares en conjunto con otros métodos de minería.
- El Sublevel Stopping no es un método preferido, sin embargo, el criterio UBC indica que no hay que descartarlo en las condiciones geomecánicas más favorables de Animon y también por los resultados de los análisis realizados y la experiencia práctica que se tiene en mina Animon con este método de minado con relleno.

- El Sub Level Caving queda descartado, similar al Block Caving, principalmente por las características morfológicas de las estructuras mineralizadas, y los problemas de subsidencia.
- Según el proceso de selección, el método preferido es el Cut and Fill Stopping, que se emplea de manera tradicional en Animon.
- Los métodos de minado adicionales tienen un costo superior al de los anteriores, por lo que no se aconseja su evaluación, de esta manera, el Square Set Stopping quedaría descartado. Además, este último procedimiento es altamente costoso e ineficaz, utilizado únicamente en situaciones muy particulares para la extracción de pequeños depósitos de alta ley.

En conclusión, las alternativas de métodos de minado subterráneos para Mina Animon son: “corte y relleno” (C&F) y “Sublevel Stopping” (SLS). Las modalidades de estos métodos básicamente deben ser similares a lo que actualmente se viene haciendo en Animon. Se validan así ambos métodos de minado con las consideraciones que se dan enseguida sobre los diferentes parámetros de las técnicas de minado.

3.3.2. Criterios de selección de técnicas de minado.

Las técnicas de minado. “UBC” enfatizan las operaciones de menor producción.

Solo el criterio UBC no excluye el uso del método de minado "Sublevel Stopping", pero en las condiciones geomecánicas más favorables, por lo que se hicieron estudios geomecánicos por el Departamento de Geomecánica y por la consultora “SRK”, con la finalidad de sectorizar las zonas de “Corte y Relleno Ascendente” y zonas de “Sublevel Stopping”.

Con la finalidad de delimitar los sectores de diseño, en base a las principales características geométricas y geomecánicas de las estructuras minerales, método de minado y otras características operacionales, los sectores de diseño se delimitaron principalmente en base al método de minado a aplicar y los anchos de minado predominantes, asimismo, se

consideraron los buzamientos predominantes por cada tipo de estructura mineral que influye directamente en el dimensionamiento de los tajos.

- Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping)

- Buzamiento $< 60^\circ$
- Calidad de Roca: RMR variable
- Ancho Mínimo Recomendado: 1.6 m

Corte y Relleno Ascendente	288,421 ton
-------------------------------	-------------

- Sublevel Stopping

- Buzamiento $> 60^\circ$
- Calidad de Roca: RMR > 30
- Ancho Mínimo Recomendado: 1.2 m

Subniveles	267,195 ton
Bancos	218,025 ton
Sublevel Stopping	485,220 ton

Tabla 22

Métodos de minado subterráneo en orden de costo

ITEM	VETAS	AZIMUTH	COND. AGUA CHUNGAR	METODO	DOMINIO ESTRUCTURAL	VOLUMEN (m3)	DIP	ANCHO	RMR diseño	METODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD							
							PROM.	PROM.		Q'	A	B	C	N'	RH	H (m)	Long. (m)
1	V.PRINCIPAL 1	280.6	FLUJO	SLS	NORTE	23,223	75	1.3	35	0.4	0.8	0.25	6	0.5	2.6	10.0	10
2	V.SPLIT JANETH	92.4	GOTEO	SLS	NORTE	30,605	74	1.4	39	0.6	0.8	0.23	6	0.7	2.8	10.0	12
3	V.3	270.8	HUMEDO	SLS	SUR	64,114	75	0.9	39	0.6	0.8	0.3	6	0.9	2.9	10.0	13
4	V.ANDALUCIA 120 TECHO	267.4	GOTEO	SLS	SUR	29,174	72	0.8	34	0.3	0.8	0.3	6	0.5	2.6	10.0	10
5	V. ARACELI	93.4	HUMEDO	SLS	NORTE	7,432	76	1.4	42	0.8	0.8	0.2	7	0.8	2.9	10.0	13
6	V.ANDALUCIA	267.6	HUMEDO	SLS	SUR	25,219	81	1.1	38	0.5	0.8	0.2	7	0.6	2.7	10.0	12
7	V.JANETH PISO	101.1	GOTEO	SLS	NORTE	21,100	81	0.8	38	0.5	0.8	0.2	7	0.5	2.6	10.0	11
8	V.RAMAL PISO GISELA	267.8	FLUJO	SLS	SUR	18,678	76	0.9	36	0.4	0.8	0.3	7	0.7	2.8	10.0	12
9	SPLIT VETA 3	287.8	GOTEO	SLS	SUR	10,030	74	0.9	41	0.7	0.8	0.24	6	0.9	2.9	10.0	13
10	V.R.TECHO PRINCIPAL	284.0	FLUJO	SLS	ESTE	7,531	65	4.1	44	1.0	0.8	0.2	5	0.9	2.9	10.0	12
11	CUERPO KARINA	98.1	HUMEDO	SLS	SUR	29,217	62	3.5	43	0.9	0.8	0.2	5	0.7	2.8	10.0	11
12	V. RAMAL PISO OFELIA	276.3	HUMEDO	SLS	SUR	14,322	88	0.9	32	0.3	0.8	0.2	8	0.3	2.4	10.0	9
13	V.ANDALUCIA 120	274.1	GOTEO	SLS	SUR	84,690	73	1.0	33	0.3	0.8	0.2	6	0.3	2.4	10.0	9
14	V.GABY	268.8	HUMEDO	SLS	SUR	6,346	77	0.9	31	0.2	0.8	0.3	7	0.4	2.5	10.0	10
15	V.R.PISO 3 PRINCIPAL*	273.7	FLUJO	SLS	ESTE/SUR	159,045	55	1.1	34	0.3	0.8	0.2	5	0.2	2.4	10.0	8
16	V.SPLIT NW 01 CARMEN *	336.6	HUMEDO	SLS	NORTE	5,200	55	1.5	44	1.0	0.8	0.2	5	0.7	2.8	10.0	10
17	V.ELVA ESTE*	88.5	FLUJO	SLS	SUR	15,414	55	1.1	41	0.7	0.8	0.3	5	0.8	2.9	10.0	11

Nota. Informe Geomecánico SRK consulting

La consultora SRK, en base a la investigación concluyó que Veta 3, se va a poder explotar mediante Sublevel Stopping a una altura de banco de 10m.

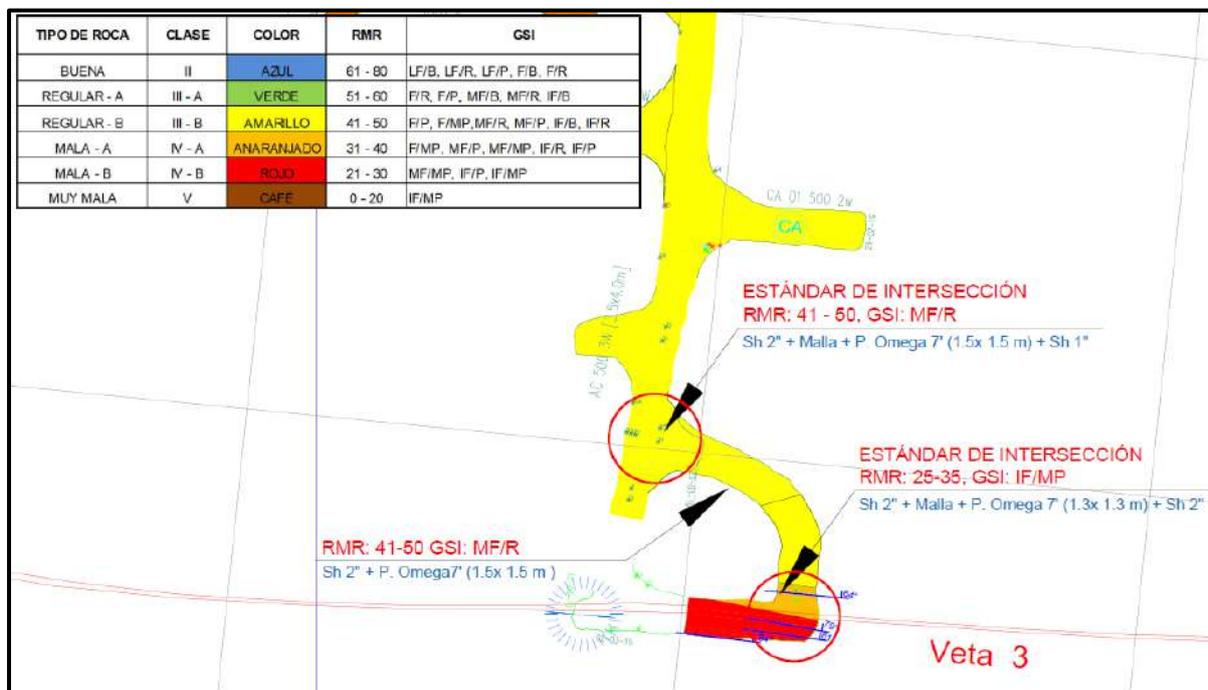
3.3.3. Evaluación Geomecánica de la Veta 3

Mapeo Geomecánico

Como se puede observar en el plano geomecánico la zona mineralizada presenta un tipo de roca IV-B (Mala-B) con un índice de Resistencia a la Roca GSI (IF/MR) – Intensamente Fracturado / Masa Rocosa Regular, asociado a 2 fallas paralelas al desarrollo del subnivel. Asimismo, las cajas presentan un tipo de roca IV-A con un GSI (Intensamente Fracturado / Masa Rocosa Regular).

Figura 33

Plano Geomecánico del Nv.4050 Veta 03



Nota. Departamento de Geomecánica

3.3.4. Caracterización Macizo Rocoso

3.3.4.1. Sondajes Geomecánicos y Geológicos.

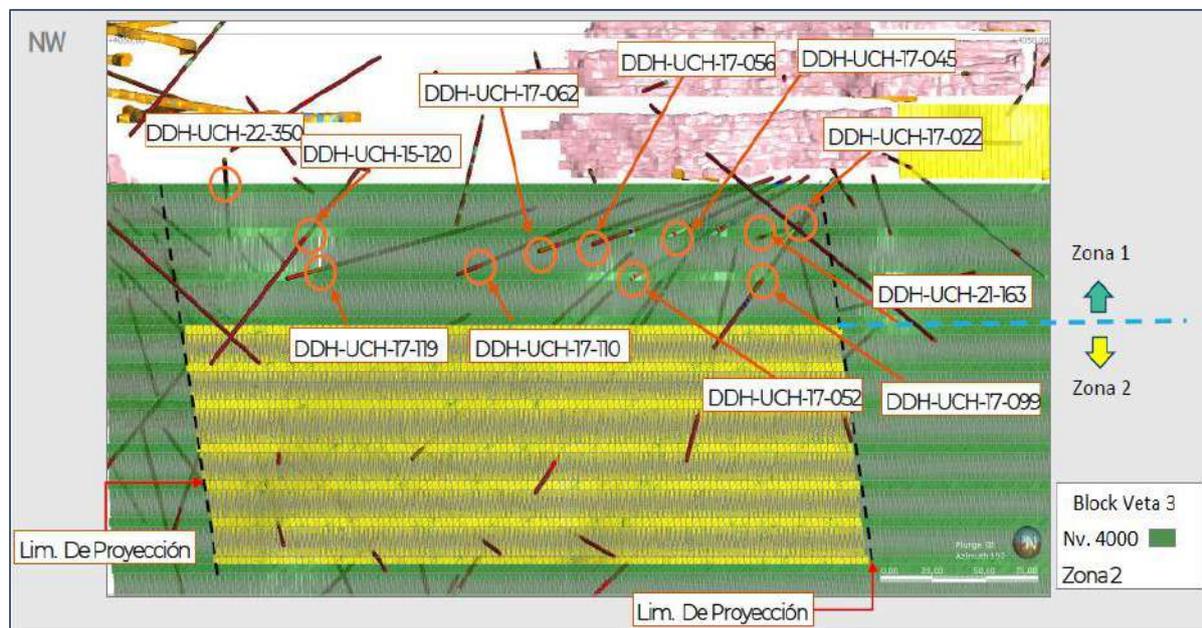
La caracterización geomecánica en 3D de la roca se obtuvo en base a la clasificación geomecánica GSI (Hoek,) y RMR BÁSICO (Bieniawsky, 1989), para ello se realizó logueos geomecánicos, los datos obtenidos fueron procesados y ploteados en el software Datamine.

Considerando el modelo geológico de Veta 3, se usó los sondajes que cortan dicha veta tomando una longitud que varía de 100 a 150 m, logueando un total de 37 sondajes (4195.84 m en total).

Los sondajes DDH, que se muestra en la imagen, muestran un dominio litológico de Marga Ferruginosa y Zonas de Ramaleo hacia la caja Techo, los Sondajes inciden directamente sobre el Block Veta 3.

Figura 34

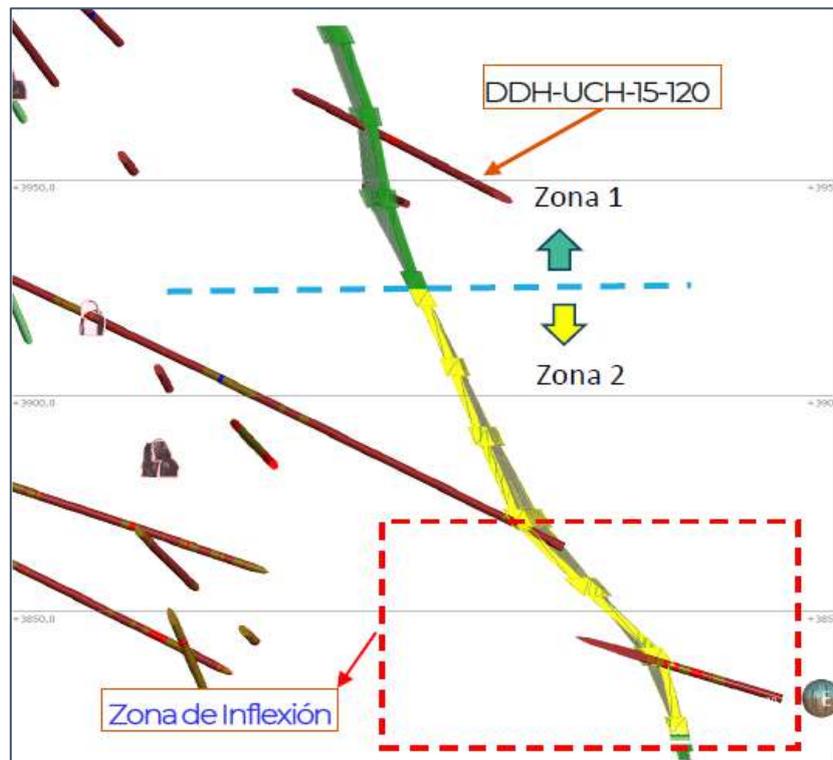
Sondajes Geológicos a Veta 03 (Vista Longitudinal)



Nota. Departamento de Geomecánica

Figura 35

Sondajes Geológicos a Veta 03 (Vista Transversal)



Nota. Departamento de Geomecánica

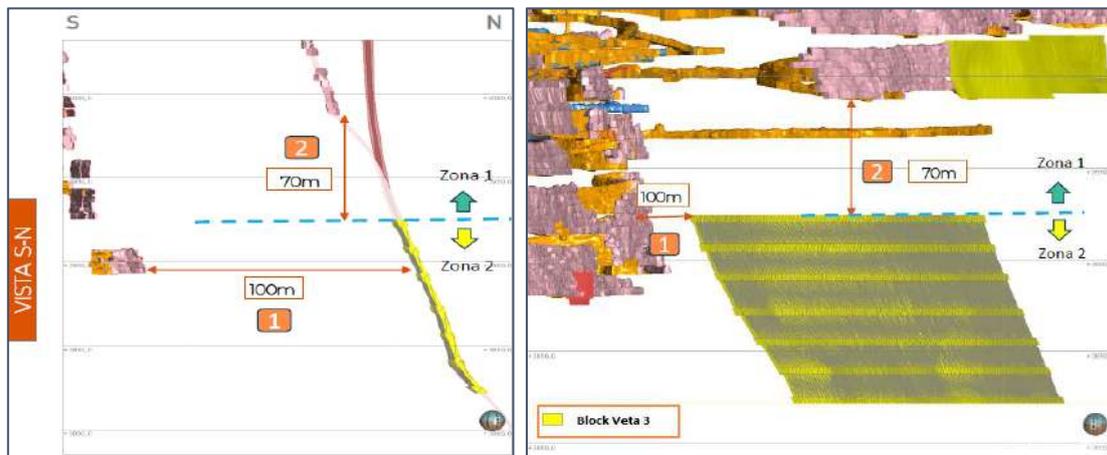
3.3.4.2. Modelo de vacíos en zona de Proyecto.

El objetivo de este Procedimiento es garantizar una operación segura para infraestructura, componentes, áreas operativas, personal y equipos mediante la gestión de vacíos (labores antiguas, tajos minados, chimeneas).

- En relación a los Pilares Barrera se observan mayor a 100 metros por lo tanto son estables.
- En relación a los Sill Pilar, se observan mayor a 70 metros por lo tanto son estables.

Figura 36

Modelo de vacíos en la zona del proyecto



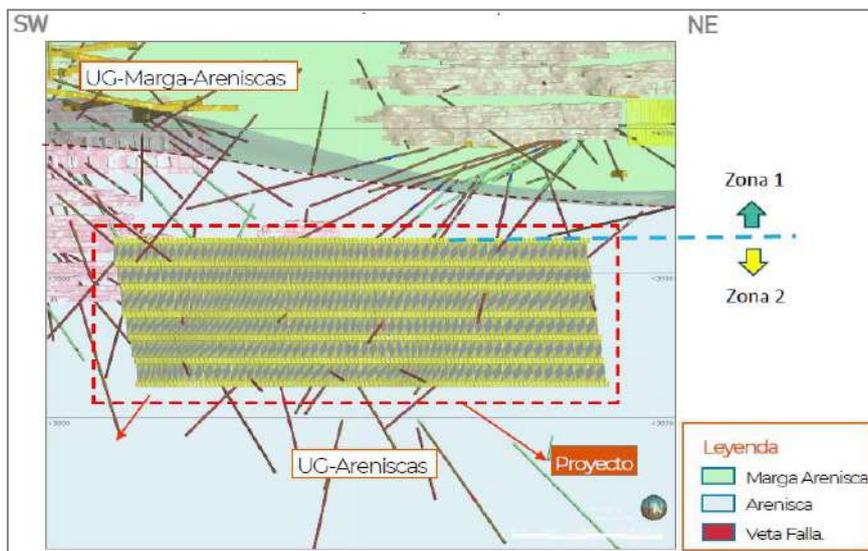
Nota. Departamento de Geomecánica

3.3.4.3. Modelo Geotécnico en zona de Proyecto

El Perfil Geotécnico del Block Veta 3, está compuesto en su mayoría por Unidades Geotécnicas de Areniscas y hacia la parte superior la unidad geotécnica Marga-Arenisca, según Sondajes Geotécnicos se observa zonas de Margas Ferruginosas y Gris en zonas de contacto de veta.

Figura 37

Modelo de geotécnico de la zona del Proyecto



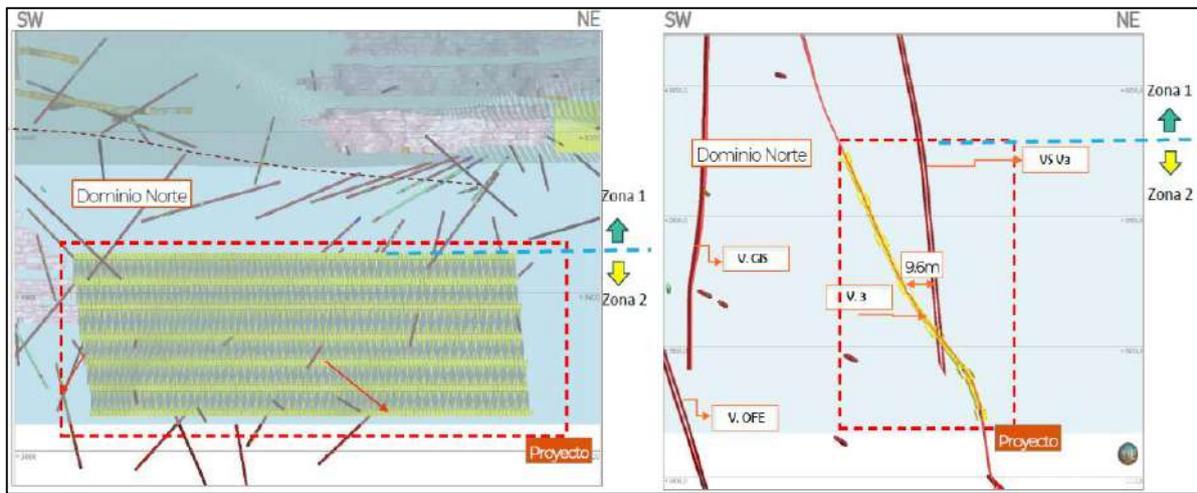
Nota. Departamento de Geomecánica

3.3.4.4. Dominio Estructural en zona de Proyecto

El Proyecto se ubica dentro del Dominio estructural Norte, de acuerdo con las estructuras del modelo 3D, definiendo un volumen de roca que contiene la misma orientación en términos de fallas principales, mayores e intermedias.

Figura 38

Modelo de geotécnico de la zona del Proyecto

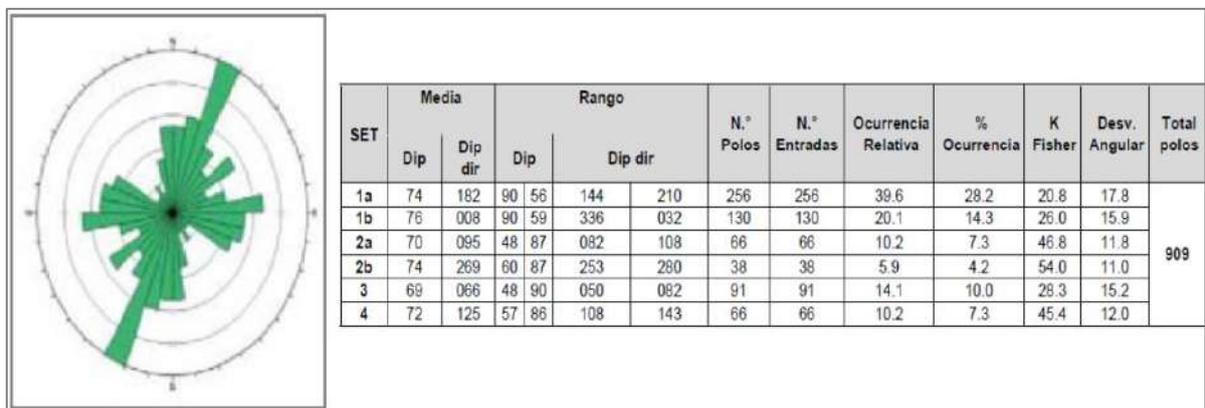


Nota. Departamento de Geomecánica

En el estereograma se ha representado las 3 principales Familias de discontinuidades y 1 aleatoria, respectivamente según la figura 39.

Figura 39

Dominio estructural de la zona del Proyecto



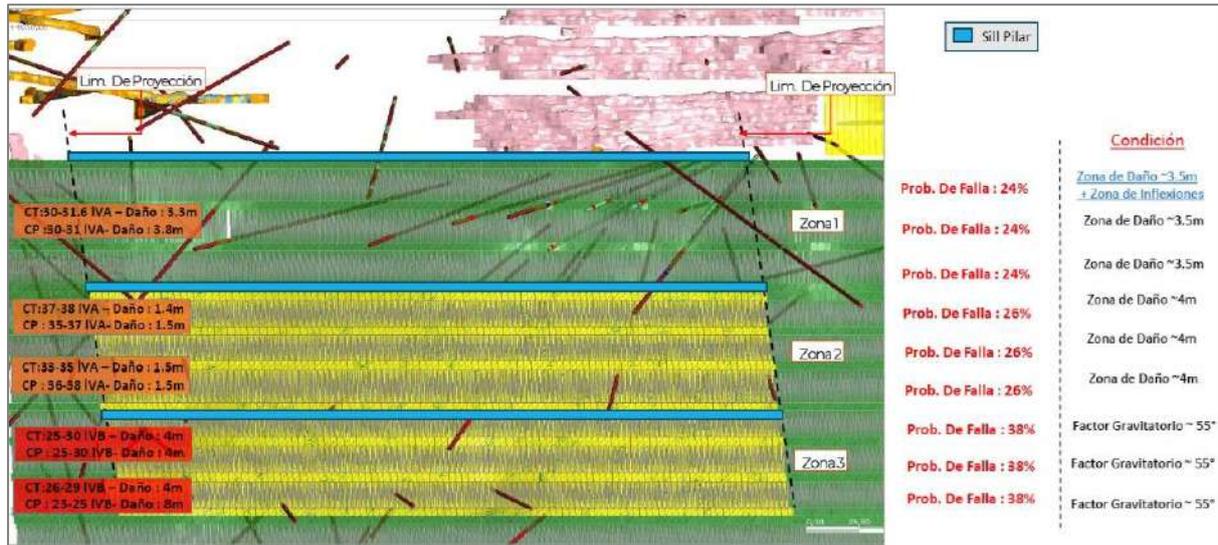
Nota. Departamento de Geomecánica

3.3.4.5. Evaluación Geomecánica – Esquema Global

A continuación, se muestra los sondajes que se ha realizado en la zona, mostrando las zonas de daño, las cuales fueron evaluadas.

Figura 40

Esquema Global Veta 3, análisis de 3 zonas



Nota. Departamento de Geomecánica

Con la información fotográfica de 11 sondajes geotécnicos (Figura 41,42,43,44) que inciden sobre el Block V. 3 (zona 1), se tienen una zona de daño aproximado de 3.3 - 3.8 m, hacia las cajas, fallas sub paralelas hacia la caja techo, el detalle por corte se muestra a continuación:

A continuación, se evidencia todos los sondajes correspondientes a la tabla 23.

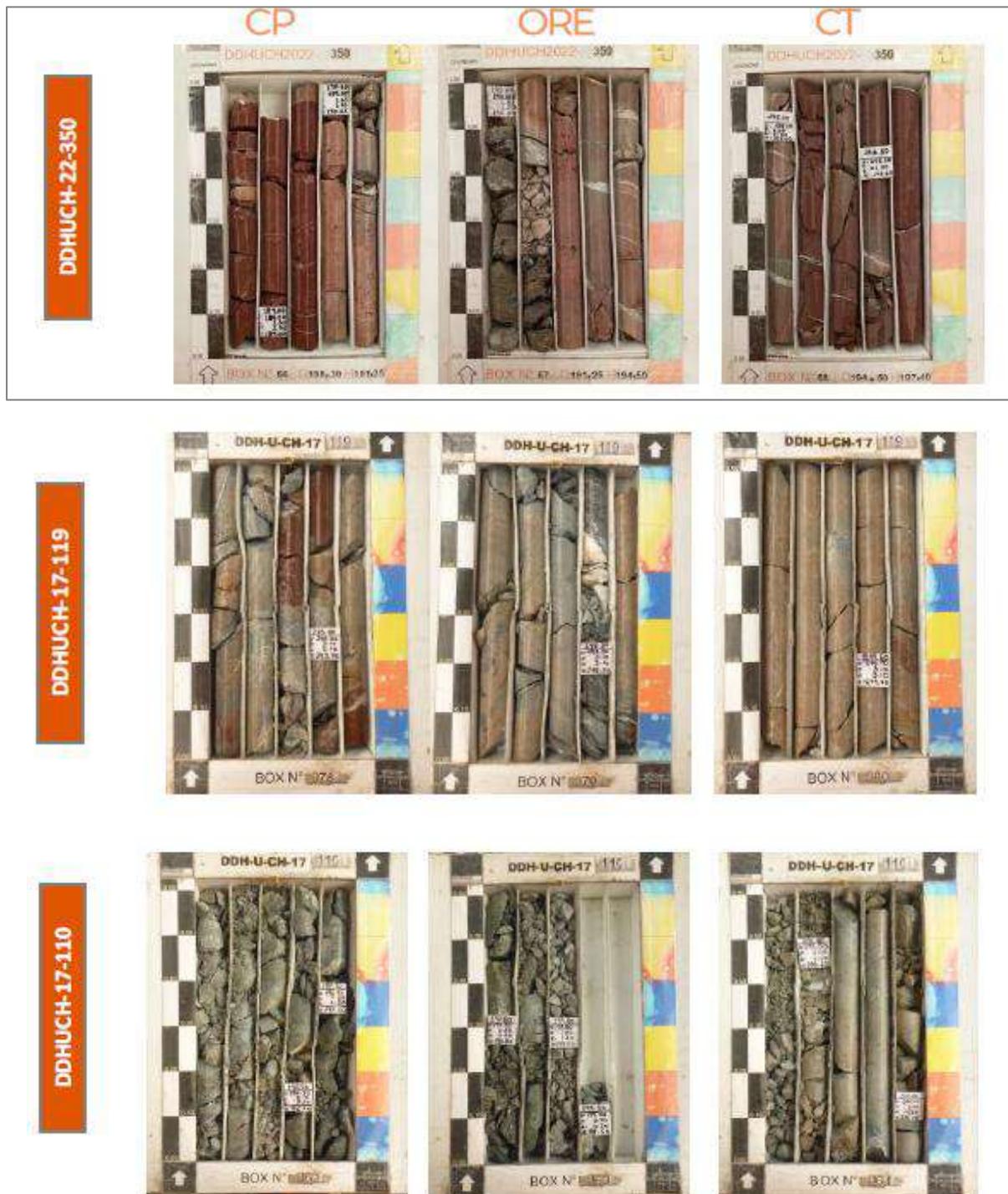
Tabla 23*Evaluación de Zonas de daño, Zona 1*

DDH	Ore		Caja Techo - Zona de Daño		Caja Piso - Zona Daño	
	Dist-Real	RMRc89	Dist-Real	RMRc89	Dist-Real	RMR89
DDH-U-CH-22-350	1.2	29-30	0.7	36-37	0.6	37-39
DDH-U-CH-15-120	2.4	22-24	1.2	35-36	1.8	32-33
DDH-U-CH-17-119	0.5	32-34	3.0	35-37	1.8	35-36
DDH-U-CH-17-110	1	21-23	3.6	25-29	3.0	29-31
DDH-U-CH-17-062	1.7	32-33	0.8	35-36	3.0	33-34
DDH-U-CH-17-056	2.4	20-25	6.0	21-22	9.0	21-22
DDH-U-CH-17-052	3	31-32	6.0	29-30	6.0	31-32
DDH-U-CH-17-045	3	31-32	3.0	27-28	6.0	27-28
DDH-U-CH-17-099	3	30-31	6.0	28-31	3.5	30-31
DDH-U-CH-21-163	3.2	32-34	3.2	28-30	3.0	29-31
DDH-U-CH-17-022	3.5	31-32	3.0	31-32	4.5	30-31
Promedio	2.3	28-30	3.3	30-31.6	3.8	30-31

Nota. Departamento de Geomecánica**Figura 41***Sondajes Geomecánicos: Zona de Daño / Zona 1**Nota.* Departamento de Geomecánica

Figura 42

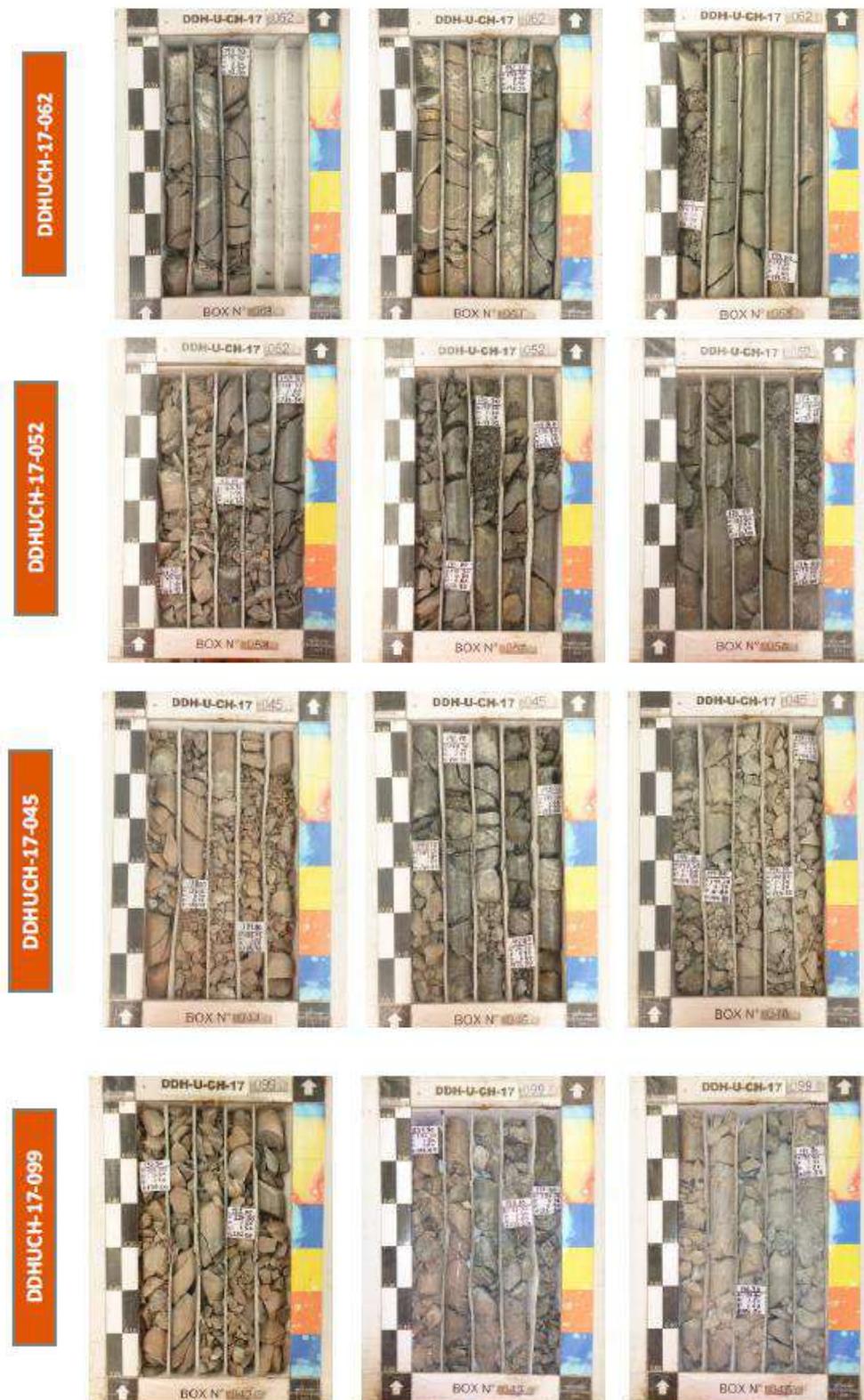
Sondajes Geomecánicos: Zona de Daño / Zona 1



Nota. Departamento de Geología

Figura 43

Sondajes Geomecánicos: Zona de Daño / Zona 1



Nota. Departamento de Geología

Figura 44

Sondajes Geomecánicos: Zona de Daño / Zona 1

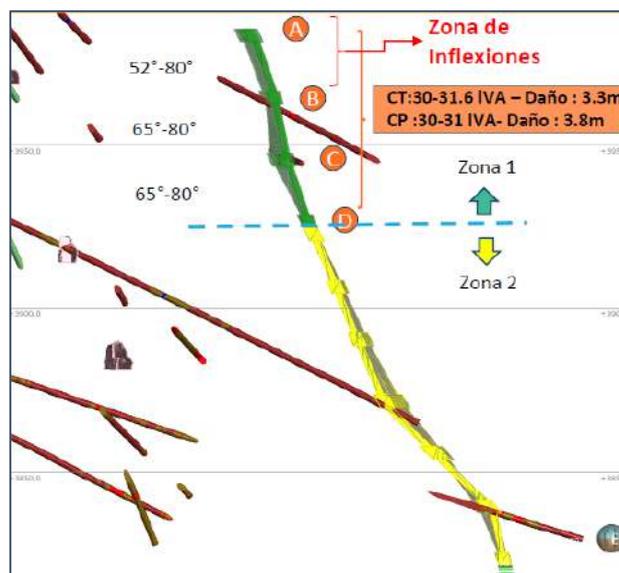


Nota. Departamento de Geología

Se observa que desde el SN-A a SN-B, se observan zonas de inflexiones llegando a Zonas de Buzamiento de 52° , críticas para Sublevel Stopping.

Figura 45

Zonas de daño, buzamiento crítico



Nota. Departamento de Geomecánica

- **Método Gráfico de Estabilidad, Zona 1**

Se realizó el Método Gráfico de Estabilidad para un N' de 0.39 y Radio Hidráulico (RH) de 2.6, respectivamente para cada fase de minado, ubicandose en una zona de transición sin sostenimiento (Cable Bolting), por tanto, para el Block Veta 3 (Zona 1), se tiene un ELOS de Caja Techo $\approx 1.1\text{m}$ y Caja Piso $\approx 1.1\text{m}$, una Probabilidad de Falla mayor de Caja Techo $\approx 37\%$ y Caja Piso $\approx 37\%$ y Fault Factor de 1.

Tabla 24

Estabilidad Zona 1 Veta 3

N°	Veta	Caja	Block Dip	Profundidad (m)	Long (m)	Altura (m)	Ancho (m)	Area	Perimetro	HR	UCS
1	V.3	C. Techo	70	700	7	12	2.0	140	54	2.6	40
	V.3	C. Piso	70	700	7	12	2.0	140	54	2.6	40

N°	Veta	RMR	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	Buz diseño	K
1	V.3	31	30	12	1.0	4	0.63	80	1
	V.3	31	30	12	1.0	4	0.63	80	1

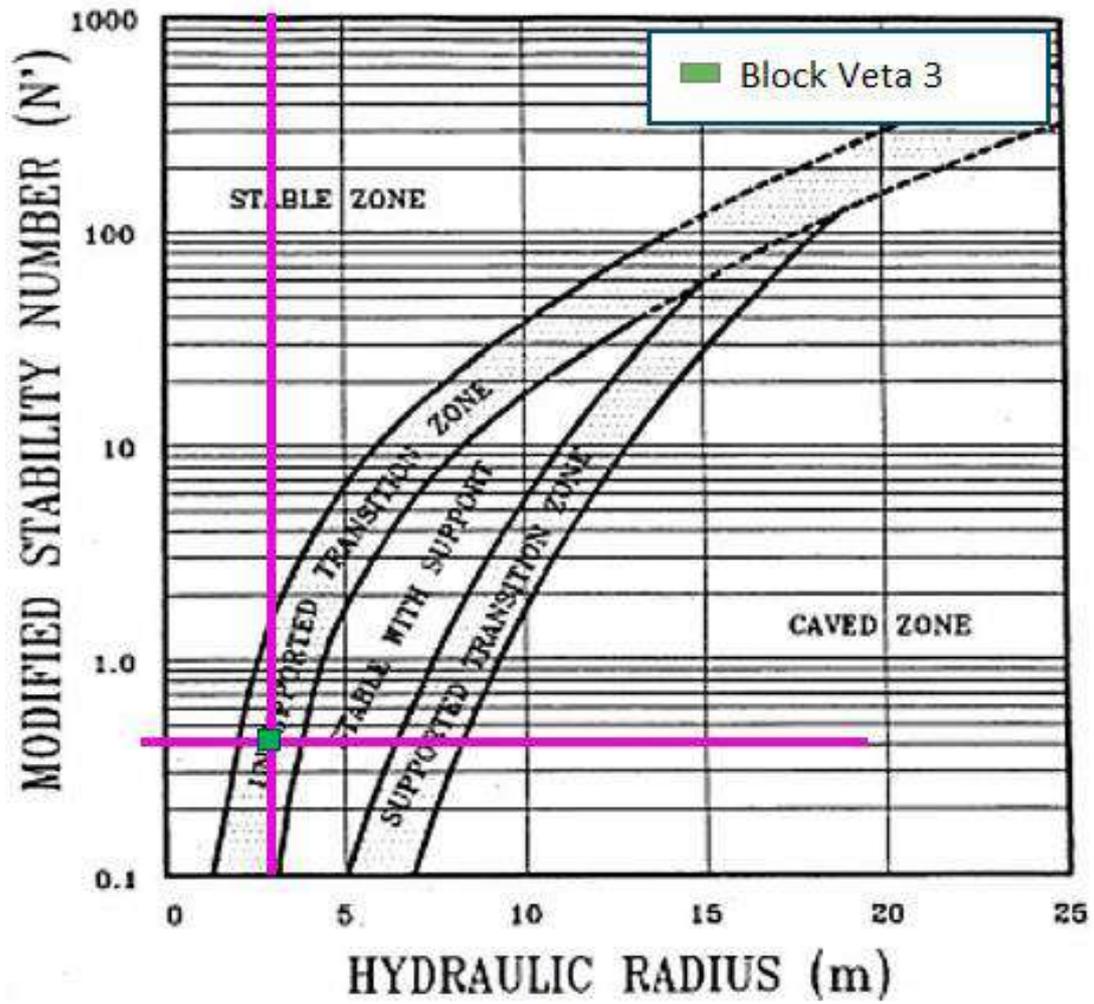
N°	Veta	UCS/ e_1	A	B	C	N'	%PF	Metodo Minado	ELOS
1	V.3	5.2	0.52	0.20	7.0	0.45	26%	SLS	>1m
	V.3	5.2	0.52	0.20	7.0	0.45	26%	SLS	>1m

Nota. Departamento de Geomecánica

a. Condición de Estabilidad

Figura 46

Condición de Estabilidad Veta 03

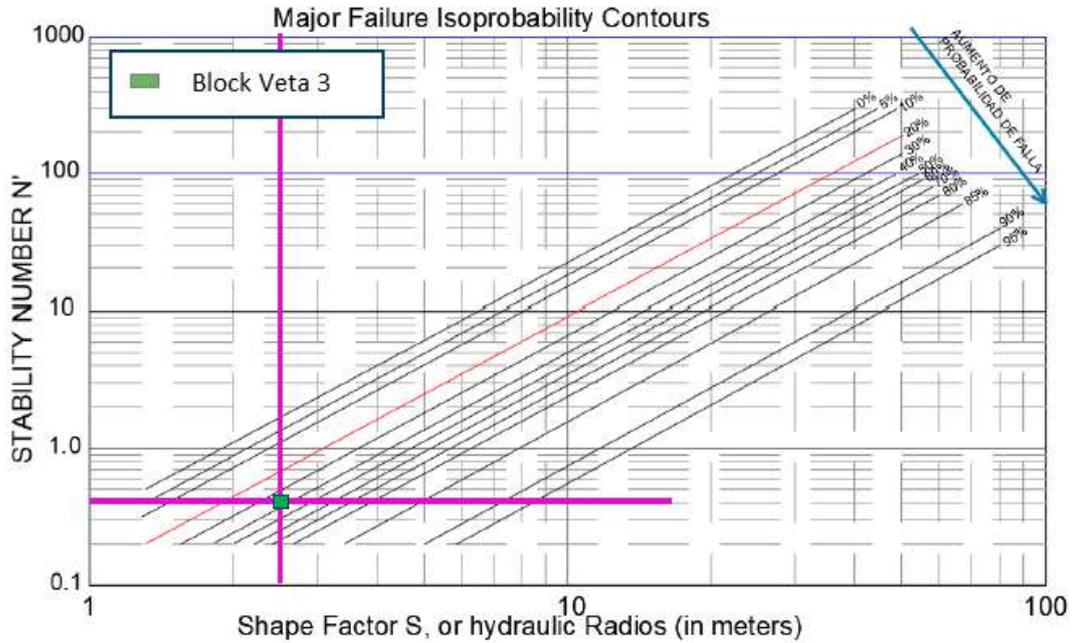


Nota. Departamento de Geomecánica

b. Condición de Estabilidad

Figura 47

Probabilidad de falla mayor (Veta 03)

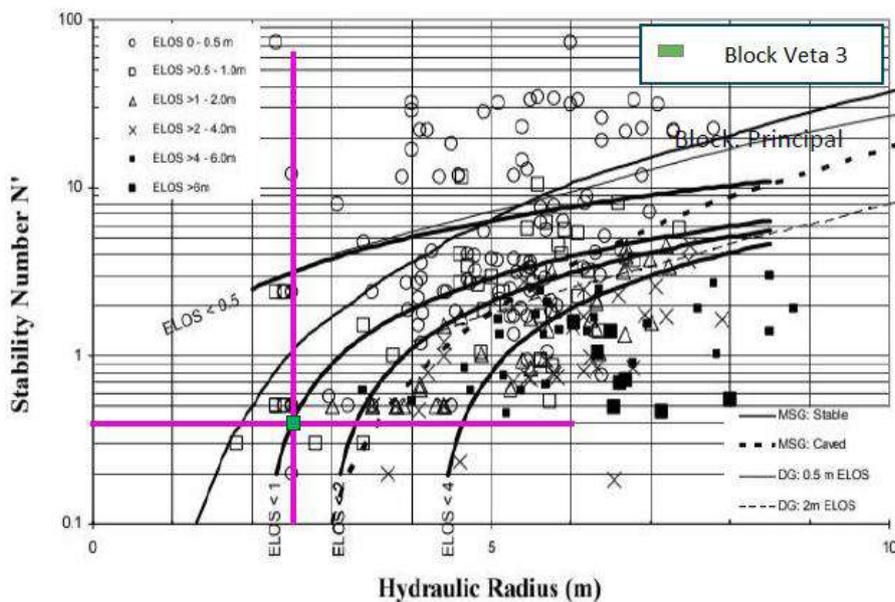


Nota. Departamento de Geomecánica

c. Equivalente Lineal de Sobrerotura (ELOS)

Figura 48

Equivalente lineal de Sobrerotura (ELOS)

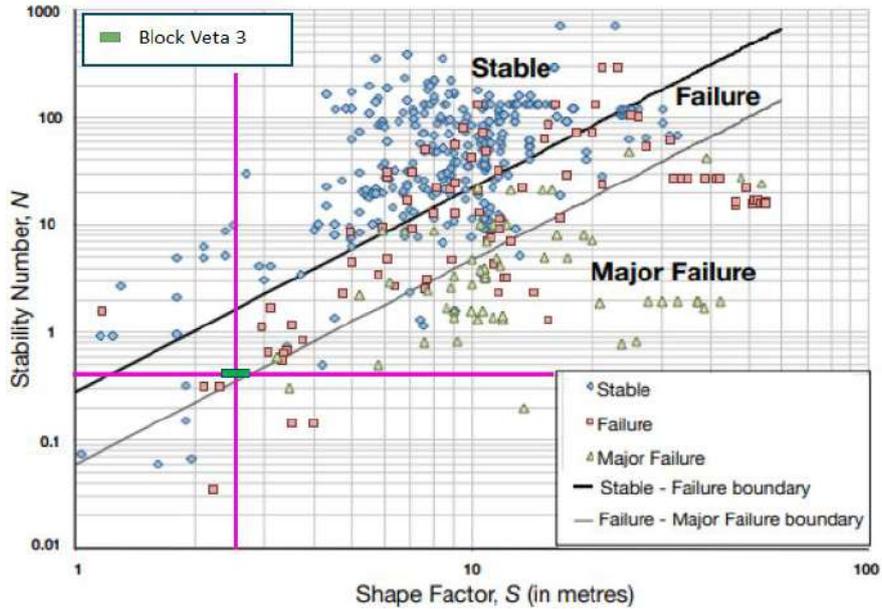


Nota. Departamento de Geomecánica

d. Condición de Falla

Figura 49

Condición de falla (Veta 03)



Nota. Departamento de Geomecánica

e. Condición de Estabilidad para una Falla menor

Figura 50

Condición de estabilidad para una falla menor (Veta 03)

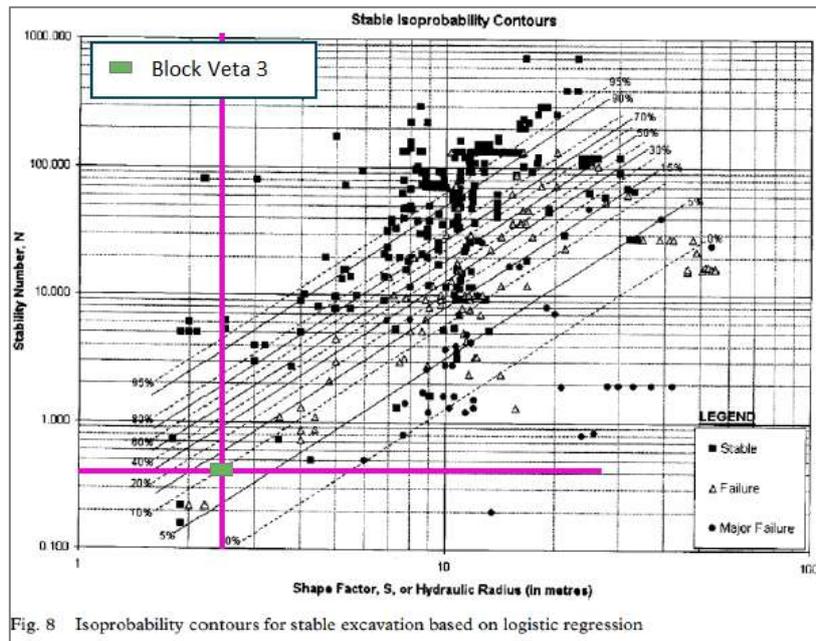


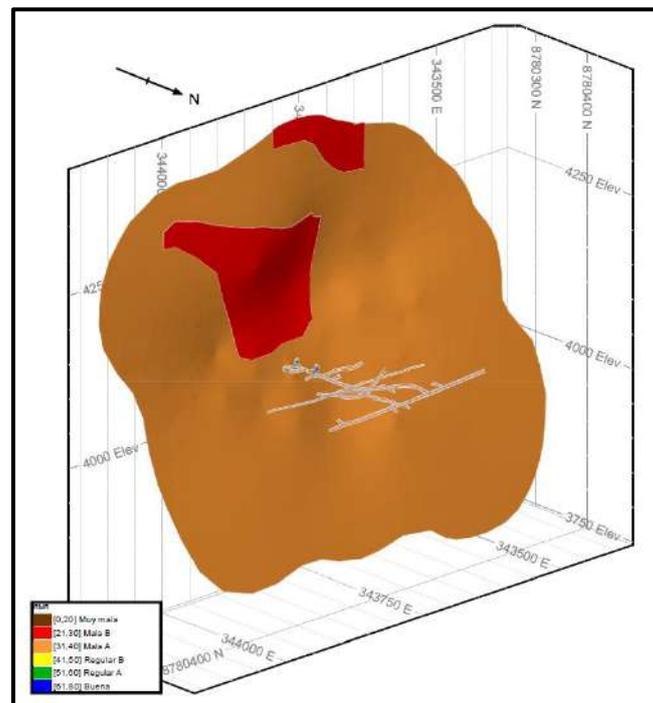
Fig. 8 Isoprobability contours for stable excavation based on logistic regression

Nota. Departamento de Geomecánica

- Conclusiones y Recomendaciones, Evaluación Geomecánica / Zona 1
 - La Veta 3, tiene un Azimut N 106° , y Buzamiento de 75° N. Conformada como dominio litológico de areniscas y margas.
 - El Modelo de Vacíos, no muestra zonas de Pilares críticos, sin embargo, durante la transición de minado se debe dejar un Sill Pilar de 7m.
 - Del logueo geomecánico, ubicados en el Block de Veta 3, se tiene una calidad de roca Mala IVB, con RMR oscilante entre RMR 30-31, condiciones de ductibilidad en el contorno de la excavación.
 - Las zonas de daño y zonificación geomecánica se muestra a continuación; por lo tanto, se tiene que evaluar la opción de estabilización.
 - Mediante el Método Gráfico de Estabilidad, mediante condiciones drenadas en el Block Veta 3, considerando una calidad de Roca RMR89 30-31. Se obtendría ELOS para la Caja Techo 1.1m y Caja Piso 1.1m, mientras que la Probabilidad de Falla sería $PF\%=25\%$ (Crítica). Considerando dimensiones de 7x12x1.8 (longitud x altura x ancho), encontrándose en una zona de transición sin sostenimiento (cable bolting), se recomienda el Método de Explotación “Sublevel Stopping” con los siguientes controles:
 - Instalación de Cable Bolting de 6m, espaciados a 15m, según diseño geomecánico.
 - Máxima Luz de minado 7m, luego relleno inmediato (< a 24 horas).
 - En condiciones desfavorables de agua, esta condición debe ser mitigada con Plan dewatering, antes de la explotación de bancos.
 - Control de sostenimiento completo al realizar los subniveles, para controlar la generación de zona plástica, hacia la incidencia de cajas para evitar zonas de plastificación a la bancada y asentamientos progresivos.

Figura 51

Vista 3D caracterización geomecánica de VETA 03



Nota. Departamento de Geomecánica

3.3.5. Ciclo de Minado en Corte y Relleno Ascendente

La utilización del personal y los equipos se maximiza cuando no hay interrupciones notables en ninguna de las operaciones mineras, incluidas la perforación, la voladura, el desbroce y el relleno.

La aplicación de los controles operativos de la operación Sublevel Stopping es crucial para lograr este objetivo, al igual que la utilización de los datos analizados y procesados para encontrar áreas susceptibles de mejora. El desvío, la dilución, la fragmentación, la recuperación, el factor de potencia y la voladura secundaria son parámetros cruciales para las perforaciones de larga distancia.

Para determinar los procedimientos de trabajo de cada actividad, la secuencia minera también esboza paso a paso las tareas que deben realizarse a lo largo de la fase minera. En ella

se esbozan los procedimientos de trabajo para cada tarea, incluyendo cómo deben realizarse las actividades, identificando los riesgos y peligros pertinentes, cuántos recursos materiales, equipos y herramientas se necesitan y cuántos trabajadores formados se necesitan.

- **Perforación**

Para la perforación se está utilizando la perforadora Jumbo electrohidráulica de un solo brazo Boomer S1D de Atlas Copco, que perfora frentes de 4,5 x 4,5 m. y 4,0 x 4,0 m. respectivamente. La velocidad media de avance por disparo es de 3,0 metros en un disparo.

- **Voladura**

La voladura se lleva a cabo empleando explosivos, emulsiones encartuchadas y emulsión a granel no sensibilizada, con accesorios de voladura eléctricos y electrónicos. La manipulación de los taladros se lleva a cabo de manera manual y mecanizada.

- **Carguío**

Se limpia y se traslada desde y hacia las cámaras de almacenamiento a los camiones volquete de 25 toneladas utilizando un equipo Scooptram diésel de perfil bajo de 6,0 Yd³.

- **Ventilación**

ventilación se lleva a cabo de manera mecanizada mediante el uso de ventiladores secundarios, conectados directamente a la columna de ventilación principal. Para cada tarea, se proporcionará aire a través de las mangas hasta el límite del frente que fue disparado.

- **Sostenimiento**

Dado que los avances lineales son tareas permanentes, es fundamental que se realice el sostenimiento apropiado que garantice la estabilidad del trabajo durante la vida de la mina.

Los periodos de autoapoyo se controlan y los apoyos se desarrollan utilizando el DISEÑO GEOMECÁNICO DE TABLAS Y APOYOS con el fin de terminar el ciclo de explotación y mantener el avance constante y temporal. El hormigón proyectado con pernos sirve de apoyo principal.

- **Relleno**

De acuerdo con las normas vigentes para estas situaciones, las tareas de avance sólo se finalizarán si se presentan como tareas de finalización. Los subniveles utilizados anteriormente también se rellenarán por completo. Si bien en el proceso de corte y relleno (Breasting) se utiliza un relleno hidráulico, la aplicación del relleno es perjudicial y se deriva de los avances en estéril.

- **Drenaje**

Se ha establecido un mecanismo de bombeo que puede satisfacer la necesidad de bombear agua en la región de profundización. Durante las tareas horizontales, las cargas se acumularán en los accesos mediante un gradiente mínimo, para luego ser transportadas al sistema de drenaje de la rampa para su liberación.

3.3.6. Ciclo de Minado en Sublevel Stopping

- **Perforación**

La perforación es la base del ciclo minero, porque si una perforación falla, las demás seguirán el mismo camino. Se realiza con el equipo Raptor 44, la perforación es negativa considerando el buzamiento de la estructura mineralizada.

- **Voladura**

Para lograr un alto nivel de fragmentación, es esencial medir y controlar variables específicas para una gestión eficaz de las voladuras.

Variables no controlables:

- Las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos.
- Geología a nivel local, regional y estructural.
- Las condiciones climáticas e hidrológicas.

Variables controlables:

- Geométricas, (Burden, Espaciamiento, diámetro, longitud de taladros)
- Físico - Químicas (Densidad, velocidad de detonación, volumen de la Mezcla explosiva)
- De tiempo (Retardo y Secuencia)
- Operativos (Experiencia del personal, fragmentación requerida)

- **Limpieza, Acarreo y Transporte de Mineral**

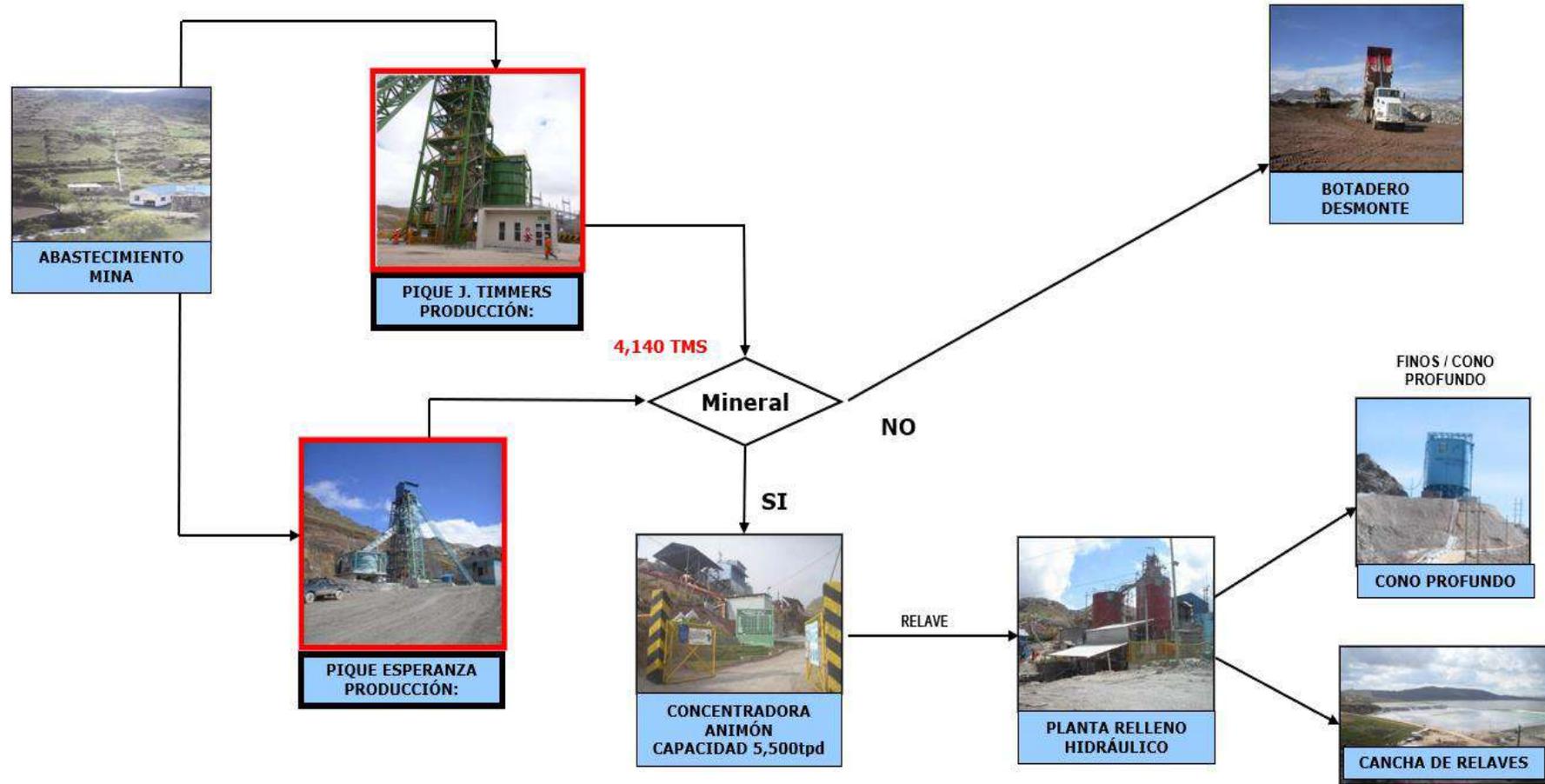
La limpieza del mineral fracturado se lleva a cabo a través de scooptrams de 6.0 Yd3 equipados con control remoto para ser transportados desde estos lugares a través de volquetes de 25 TM. A una distancia de treinta metros, el operador utiliza el mando a distancia para manejar la pala sin problemas.

- **Relleno Detrítico**

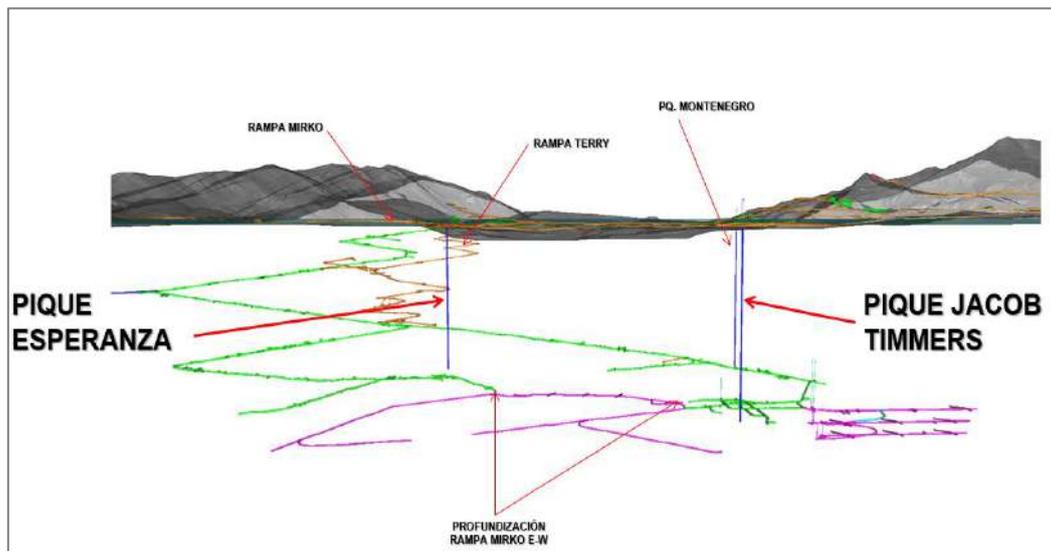
Una vez que se ha alcanzado el máximo spam posible en los tajos de Sublevel Stopping mediante la limpieza del mineral que se ha roto, la operación de relleno se inicia utilizando equipos de perfil bajo (pala y volquete). En caso de que la altura del trabajo lo permita, se emplearán volquetes de descarga directa. Para ello, se necesita una barrera de seguridad que impida que el dúmper se desplace por la plataforma de descarga.

Figura 52

Extracción de mineral y desmonte - Diagrama de proceso



Nota. Departamento de Operaciones Mina

Figura 53*Distribución de los Piques en Mina Animon*

Nota. Departamento de Proyectos

3.4. Servicios Auxiliares

3.4.1. Ventilación Veta 3

3.4.1.1. Ingreso de Aire Fresco.

La zona de preparación de la Veta 3, se encuentra fuera del área de influencia de las chimeneas raise borer que se tiene actualmente, por lo que se está planteando realizar una chimenea raise borer desde el Nv. 4225, que se conectará al RB 136 desde superficie, en los diseños se está considerando comunicar este raise borer en cada vuelta de la rampa e inyectar aire a los frentes de avance tanto en preparación, desarrollo y explotación con ventiladores auxiliares y mangas de ventilación. Para lo cual se está considerando la instalación de 03 ventiladores auxiliares con una capacidad de 60,000 CFM.

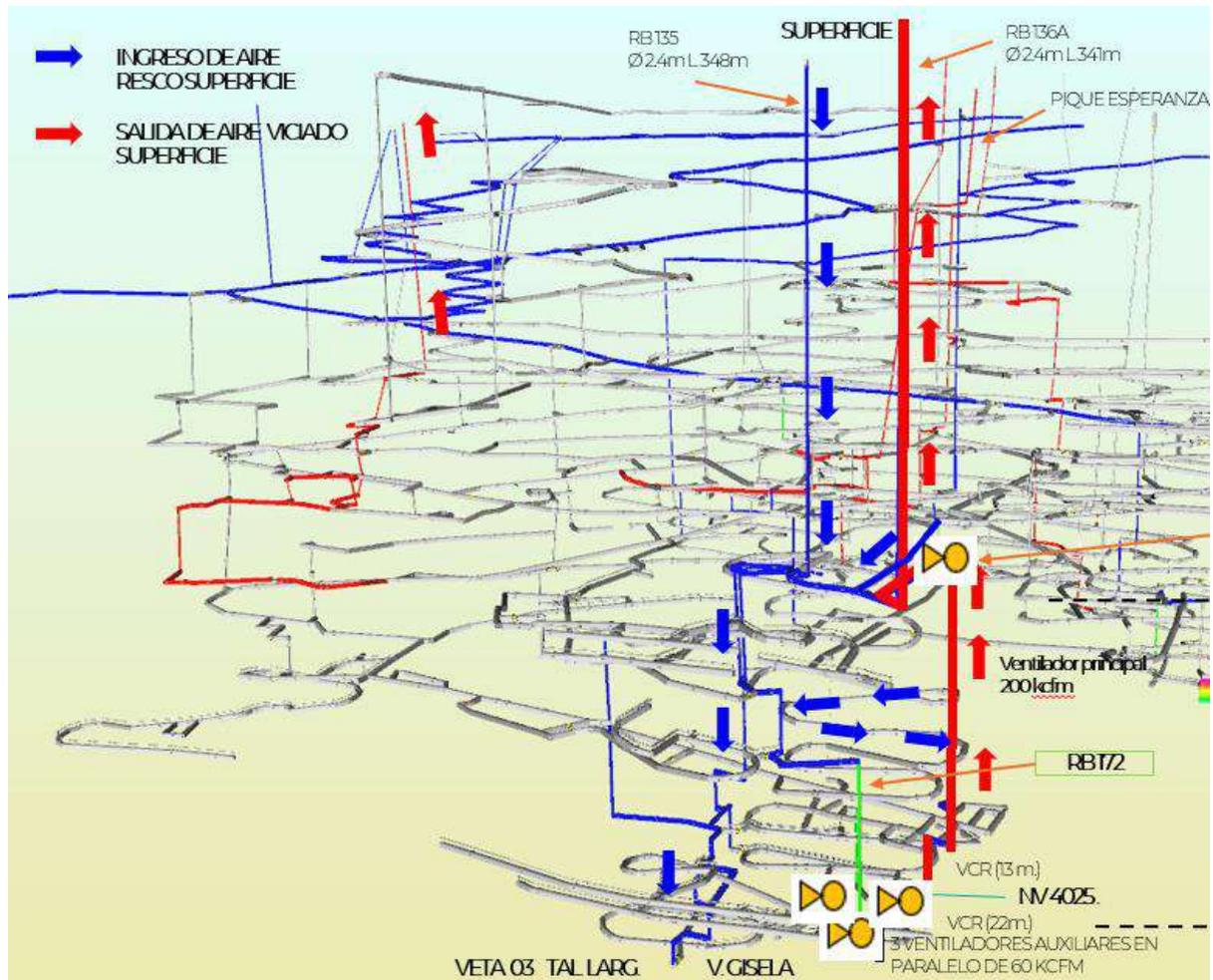
3.4.1.2. Salida de Aire Viciado.

Para extraer el aire viciado, es necesario realizar un RB-88 en profundidad, el cual es un eje de extracción de aire viciado, en el Nv. 4150 se tiene un ventilador de 200,000 CFM,

con una presión de 10 pulgadas de columna de agua, el cual evacúa el aire viciado hasta superficie.

Figura 54

Sistema de ventilación Veta 03



Nota. Departamento de Ventilación

3.4.1.3.Requerimiento de Aire (Veta 3).

Tabla 25

Cálculo del Requerimiento de Aire

REQUERIMIENTO DE AIRE					
I. REQUERIMIENTO POR PERSONAS					
Item	Cantidad	m3/min		CFM	
Personas	12	72		2,543	
Subtotal		72		2,543	
II. REQUERIMIENTO POR EQUIPOS					
Item	HP	DM	F.U.	m3/min	CFM
Scoop 6yd3	250	86%	57%	368	12,983
Scoop 6yd3	250	86%	57%	368	12,983
Volquete 1	368	88%	60%	583	20,585
Volquete 2	368	88%	60%	583	20,585
Jumbo	97	87%	87%	220	7,778
Jumbo	97	87%	87%	220	7,778
Mixer	146	93%	93%	379	13,378
Mixer	146	93%	93%	379	13,378
Alpha 20	146	92%	92%	371	13,092
Alpha 20	146	92%	92%	371	13,092
Subtotal				3,841	135,632
III. REQUERIMIENTO POR FUGAS (15%)					
				m3/min	CFM
Subtotal				587	20,726
IV. REQUERIMIENTO TOTAL					
Requerimiento total (CFM)				4,500	173,901

Nota. Elaboración propia

3.4.1.4.Sistema de Bombeo Veta 3.

El circuito de bombeo en Animón es un sistema de drenaje escalonado desde niveles inferiores en la mina, en el nivel más bajo se tiene alimentación con el drenaje de la zona mediante bombas sumergibles con pozas auxiliares donde se tienen instaladas bombas sumergibles, bombas de achique en las labores de avances de la profundización, actualmente se cuenta con tres Circuitos Principales de Bombeo Estacionarios.

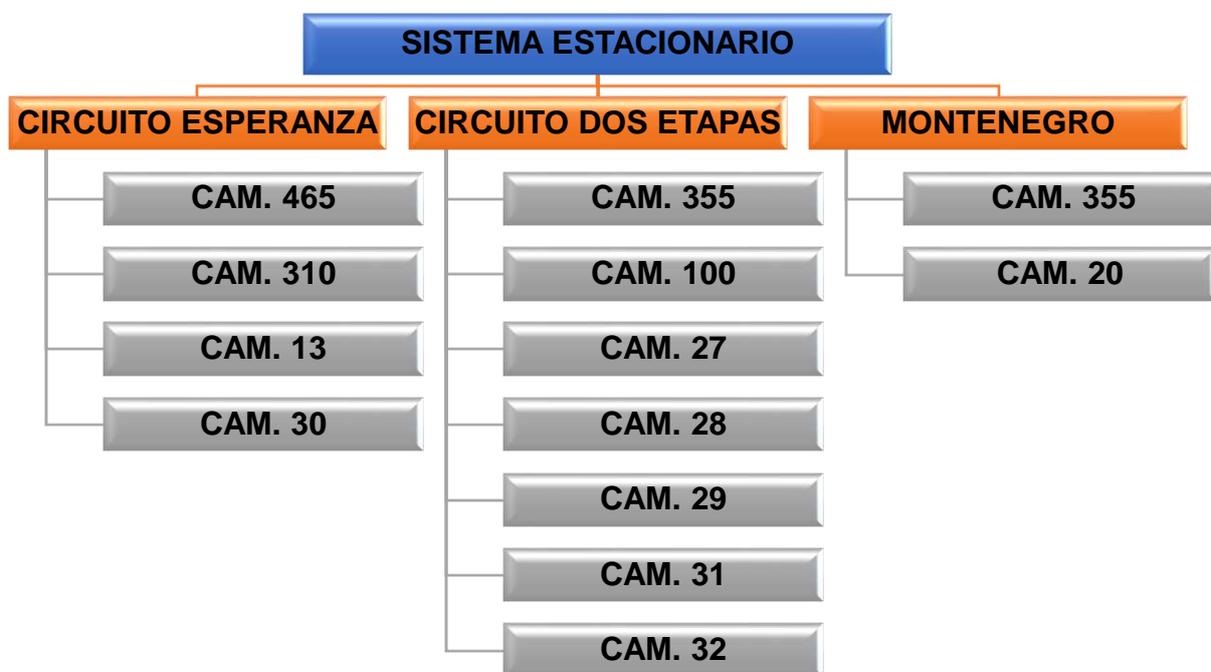
- Circuito Esperanza. - CA 465, CA 310, CA 13, CA 30
- Circuito Montenegro. - CA 355 Montenegro, CA 20, CA 27, CA 28.
- Circuito Dos Etapas. - CA 355 Dos etapas, CA 100 Dos Etapas, CA 29, CA 31, CA 32

Estos Circuitos principales de drenaje están compuestas por estaciones de bombeo con bombas estacionarias de lodos, por la cantidad de solidos que se maneja en el drenaje se trabajan con bombas de la marca KSB – Modelo GIW LSA 6 x 8.

Actualmente se viene trabajando con un promedio de 51 bombas estacionarias en interior mina con una capacidad instalada para 850 litros por segundo para un drenaje actual de 720 litros por segundo promedio y se tiene en operación los tres circuitos de bombeo estacionario y se detalla a continuación en la Figura 55:

Figura 55

Sistema de bombas estacionarias - Animon



Nota. Departamento de Bombeo

3.4.1.5. Circuito Esperanza.

Ubicado en la zona oeste de la mina, este circuito está comprendido por dos líneas tubería alvenius de bombeo principal de 10 pulgadas y actualmente tiene una capacidad instalada promedio de 135 lps por la línea de bombeo. Capacidad instalada total de 260 lps. Lo comprenden:

a. Cámara 30

Ubicado en el Nivel 115 Rp 115 Carmen, drena el caudal de agua hasta la Cámara 13 que se encuentra en el Nivel 175, la Ca 30 cuenta con dos trenes de dos bombas GIW LSA 6x8, cada tren con dos bombas y cada bomba con unos motores de 250 HP. La cámara 465 es alimentada por la cámara 310, en esta Cámara se tiene un caudal de bombeo Máximo de:

$$Q_{\text{maximo}} = 249 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 245 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 128 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre1 neto}} = 117 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 129 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre2 neto}} = 129 \text{ l/s}$$

Figura 56

Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 30

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)																	
AÑO		CIRCUITO										N° CAMARAS		N° BOMBAS		Mantenim Mec	
2024		Esperanza										1		4		CD. WILMA MENDOZA OLIVERA	
CAMARA												STATUS					
CAM 100 II ETAPAS		CAM 13		CAM 20		CAM 27		CAM 28		CAM 29		CAM 30					
TREN		CÓDIGO BOMBA										STATUS					
1ER		2DO		Todas										● OPERATIVO		4 (100%)	
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS			
CAM 30	Esperanza	1ER	2	BOM-0137-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	1.00157E+12	HYONSUNG	250 HP	11.8 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			
CAM 30	Esperanza	2DO	1	BOM-0068-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	1041909606	WEG	250 HP	11.8 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			
CAM 30	Esperanza	2DO	2	BOM-0069-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	1041909608	WEG	250 HP	11.8 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			
CAM 30	Esperanza	1ER	1	BOM-0136-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	WAA070570	MARATHON	250 HP	11.8 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			

Nota. Departamento de Bombeo

b. Cámara 13

Ubicado en el nivel 175, drena hasta el nivel 310 cuenta con dos trenes de tres bombas cada uno con motores de 250 HP por bomba, La cámara 13 es alimentada por las bombas de la

cámara estacionaria 30 Rampa 115. Actualmente en esta cámara tiene un caudal de bombeo de:

$$Q_{\text{maximo}} = 249 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 245 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 120 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre1 neto}} = 117 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 129 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre2 neto}} = 128 \text{ l/s}$$

Figura 57

Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 13

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)															
AÑO		CIRCUITO										N° CAMARAS		N° BOMBAS	
2024		Esperanza										1		6	
Mantenimiento Med															
COMPANIA INGENIERIA OSA															
CAMARA												STATUS			
CAM 13 CAM 20 CAM 27 CAM 28 CAM 29 CAM 30 CAM 31												STATUS			
TREN		CÓDIGO BOMBA										STATUS			
1ER 2DO		Todas										OPERATIVO			
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS	
CAM 13	Esperanza	2DO	3	BOM-0133-CH	GIW	LSA - 6XB	13922	1051243601	WEG	250 HP	14.0 IN	27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO	
CAM 13	Esperanza	1ER	3	BOM-0079-CH	GIW	LSA - 6XB	14241	1041989687	WEG	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 13	Esperanza	2DO	1	BOM-0131-CH	GIW	LSA - 6XB	15843	WAA063748	MARATHON	250 HP	14.0 IN	27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO	
CAM 13	Esperanza	1ER	2	BOM-0066-CH	GIW	LSA - 6XB	16365	MA80436501014	HYONSUNG	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 13	Esperanza	1ER	1	BOM-0082-CH	GIW	LSA - 6XB	9972836624-9300	40000627-008	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 13	Esperanza	2DO	2	BOM-0132-CH	GIW	LSA - 6XB	S/N	9972836624-10300	MARATHON	250 HP	14.0 IN	27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO	

Nota. Departamento de Bombeo

c. Cámara 310

Ubicado en el nivel 310, drena hasta el nivel 465 y cuenta con dos trenes de tres bombas cada uno con motores de 250 HP cada bomba. La cámara 310 es alimentada por la cámara 13.

$$Q_{\text{maximo}} = 260 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 250 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 116 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre1 neto}} = 115 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 144 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre2 neto}} = 135 \text{ l/s}$$

Figura 58

Inventario de bombas Giw del Sistema de bombeo, cámara 4310

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)															
AÑO		CIRCUITO													
2024		Esperanza													
CAMARA												STATUS			
CAM 20 CAM 27 CAM 28 CAM 29 CAM 30 CAM 31 CAM 310												N° CAMARAS: 1 N° BOMBAS: 6			
TREN		CÓDIGO BOMBA												STATUS	
1ER 2DO		Todas												OPERATIVO	
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS	
CAM 310	Esperanza	1ER	3	BOM-0059-CH	GIW	LSA - 6X8	1111127128	WAA061124	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 310	Esperanza	1ER	2	BOM-0058-CH	GIW	LSA - 6X8	14190	WAA070714	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 310	Esperanza	1ER	1	BOM-0057-CH	GIW	LSA - 6X8	14860	WAA061148	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 310	Esperanza	2DO	3	BOM-0100-CH	GIW	LSA - 6X8	16368	MA80436501003	HYONSUNG	250 HP		27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO	
CAM 310	Esperanza	2DO	2	BOM-0099-CH	GIW	LSA - 6X8	9972836624	WAA063720	MARATHON	250 HP		27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO	
CAM 310	Esperanza	2DO	1	BOM-0098-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	WAA070588	MARATHON	250 HP		27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO	

Nota. Departamento de Bombeo

d. Cámara 465

Ubicado en el Nivel 465, drena hasta superficie (nivel 610) y cuenta con dos trenes de dos bombas cada uno con motores de 250 HP cada bomba. La cámara 465 es alimentada por la cámara 310.

$$Q_{\text{maximo}} = 253 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 252 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 118 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre1 neto}} = 117 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 135 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre2 neto}} = 135 \text{ l/s}$$

Figura 59

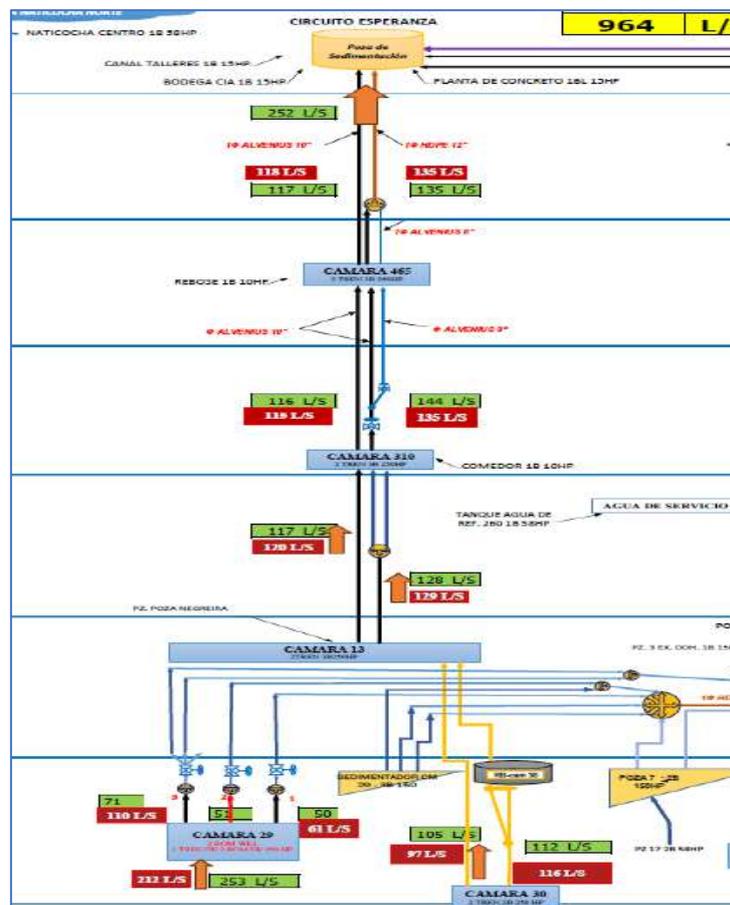
Inventario de bombas Giw del Sistema de bombeo, cámara 4310

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)															
AÑO		CIRCUITO										N° CAMARAS		N° BOMBAS	
2024		Esperanza										1		6	
CAMARA: CAM 30 CAM 31 CAM 310 CAM 32 CAM 355 II ETAPAS CAM 355 MONTENEGRO CAM 465															
TREN: 1ER 2DO CODIGO BOMBA: Todas															
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS	
CAM 465	Esperanza	1ER	2	BOM-0085-CH	GIW	LSA - 6X8	14193	MA80436501002	HYUNSDUNG	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 465	Esperanza	1ER	1	BOM-0084-CH	GIW	LSA - 6X8	14235	WAA070730	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 465	Esperanza	2DO	2	BOM-0096-CH	GIW	LSA - 6X8	14855		MARATHON	250 HP			5V-1320	OPERATIVO	
CAM 465	Esperanza	2DO	3	BOM-0097-CH	GIW	LSA - 6X8	15850	WAA092352	MARATHON	250 HP		21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 465	Esperanza	1ER	3	BOM-0096-CH	GIW	LSA - 6X8	036624-0000		MARATHON	250 HP			5V-1400	OPERATIVO	
CAM 465	Esperanza	2DO	1	BOM-0095-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	WAA095809	MARATHON	250 HP		21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	

Nota. Departamento de Bombeo

Figura 60

Circuito Esperanza – Mina Animon



Nota. Departamento de Bombeo

3.4.1.6. Circuito Montenegro

Ubicado en la zona Este de la mina, este circuito está comprendido por dos líneas tubería alvenius de bombeo de 10 pulgadas y actualmente tiene una capacidad instalada promedio de 120-130 l/s por la línea de bombeo, siendo nuestra capacidad total instalada de 250 l/s promedio. Este circuito de bombeo inicia en la zona inferior de interior Mina, drenando el agua de cámara en cámara y se comprenden:

a. Cámara 27

Ubicado en el Nivel 050 de la Rampa Mirko Oeste. Drenando el agua hasta la cámara 20 , esta cámara cuenta con dos trenes de bombas cada una enseriadas de tres bombas , cada bomba con un motor de 250 HP y con un tren en stand by , la Cámara 27 está alimentada por filtraciones de la zona y la Cámara 28 que se encuentra en la Rampa 025 Guísela.

$$Q_{\text{maximo}} = 140 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 125 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 140 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre1 neto}} = 125 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 130 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre2 neto}} = 00 \text{ l/s (Stand By)}$$

Figura 61

Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 27

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)																	
AÑO		CIRCUITO										N° CAMARAS		N° BOMBAS		Mantenimi Meca COMPANIA MINERA CHUNGAR	
2024		Montenegro										1		6			
CAMARA												STATUS					
CAM 27												OPERATIVO					
TREN												STATUS					
1ER												OPERATIVO					
CÓDIGO BOMBA												6 (100%)					
Todas																	
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS			
CAM 27	Montenegro	2DO	3	BOM-0081-CH	GIW	LSA - 6X8	110962240	1051243605	WEG	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			
CAM 27	Montenegro	2DO	1	BOM-0076-CH	GIW	LSA - 6X8	13923	WAA070745	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			
CAM 27	Montenegro	1ER	2	BOM-0061-CH	GIW	LSA - 6X8	14859	4000218426	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			
CAM 27	Montenegro	1ER	3	BOM-0062-CH	GIW	LSA - 6X8	16105	4000217834	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			
CAM 27	Montenegro	1ER	1	BOM-0060-CH	GIW	LSA - 6X8	45269	4000218426	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			
CAM 27	Montenegro	2DO	2	BOM-0078-CH	GIW	LSA - 6X8	O.C: 4800000243	WAA091737	MARATHON	250 HP	11.3 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO			

Nota. Departamento de Bombeo

b. Cámara 28

Ubicado en el Nivel 025 de la Rampa Mirko Oeste Guísela. Drenando el agua hasta la cámara 28, esta cámara cuenta con dos trenes de bombas cada una con una sola bomba, cada bomba con un motor de 250 HP y con una bomba en stand by, la Cámara 28 está alimentada por filtraciones de la zona y la Rampa 025 Guísela, Acc 500 025 Guísela.

$$Q_{\text{maximo}} = 110 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 82 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 110 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre1 neto}} = 82 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 100 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre2 neto}} = 00 \text{ l/s (Stand By)}$$

Figura 62

Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 28

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)															
AÑO		CIRCUITO										N° CAMARAS		N° BOMBAS	
2024		Montenegro										1		2	
CAMARA												STATUS			
CAM 27 CAM 28 CAM 29 CAM 30 CAM 31 CAM 310 CAM 32															
TREN		CÓDIGO BOMBA										STATUS			
TER ZDO		Todas										● OPERATIVO			
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS	
CAM 28	Montenegro	TER	1	BOM-0074-CH	GIW	LSA - 6X8	14858	MA80436501008	HYONSUNG	250 HP	21.2 IN	27.0 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 28	Montenegro	ZDO	1	BOM-0138-CH	GIW	LSA - 6X8	16104	WAA092352	MARATHON	250 HP	14.0 IN	27.0 IN	5V-1400	OPERATIVO	

Nota. Departamento de Bombeo

c. Cámara 20

Ubicado en el nivel 140. Drena hasta el nivel 355 Montenegro y cuenta con solo unos trenes de cuatro bombas cada con motor de 250 HP cada una, La cámara 20 está alimentada por la cámara 27 y también por las derivaciones de la zona Oeste de la mina (Rampa Mirko Oeste), Las tuberías alvenius son de 10 pulgadas y el caudal esta direccionado hacia la Cam 355 Montenegro

$$Q_{\text{maximo}} = 150 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 95 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 150 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre1 neto}} = 95 \text{ l/s}$$

Figura 63

Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 20

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)																	
AÑO		CIRCUITO										N° CAMARAS		N° BOMBAS		Mantenim Mec	
2024		Montenegro										1		4		COMPAÑÍA MIBERIA (S.A.S)	
CAMARA												STATUS					
CAM 13 CAM 20 CAM 27 CAM 28 CAM 29 CAM 30 CAM 31																	
TREN		CÓDIGO BOMBA												STATUS			
1ER 2DO		Todas												● OPERATIVO			
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS			
CAM 20	Montenegro	1ER	1	BOM-0087-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N		MARATHON	250 HP		27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO			
CAM 20	Montenegro	1ER	2	BOM-0088-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N		MARATHON	250 HP		27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO			
CAM 20	Montenegro	1ER	4	BOM-0090-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	MA80436501016	HYONSUNG	250 HP		27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO			
CAM 20	Montenegro	1ER	3	BOM-0089-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	WAA070728	MARATHON	250 HP		27.0 IN	5V-1500	OPERATIVO			

Nota. Departamento de Bombeo

d. Cámara 355 Antigua

Ubicado en el nivel 355. Drena hasta la poza de sedimentos NV 610 superficie y cuenta con un tren de 4 bombas operativo y el segundo tren de bombas está en construcción también con 4 bombas y con motores de 250 HP. La cámara 355 Montenegro está alimentada por la cámara 20 las cuales tienen instaladas tuberías de 10" de alvenius .

$$Q_{\text{maximo}} = 243 \text{ l/s}$$

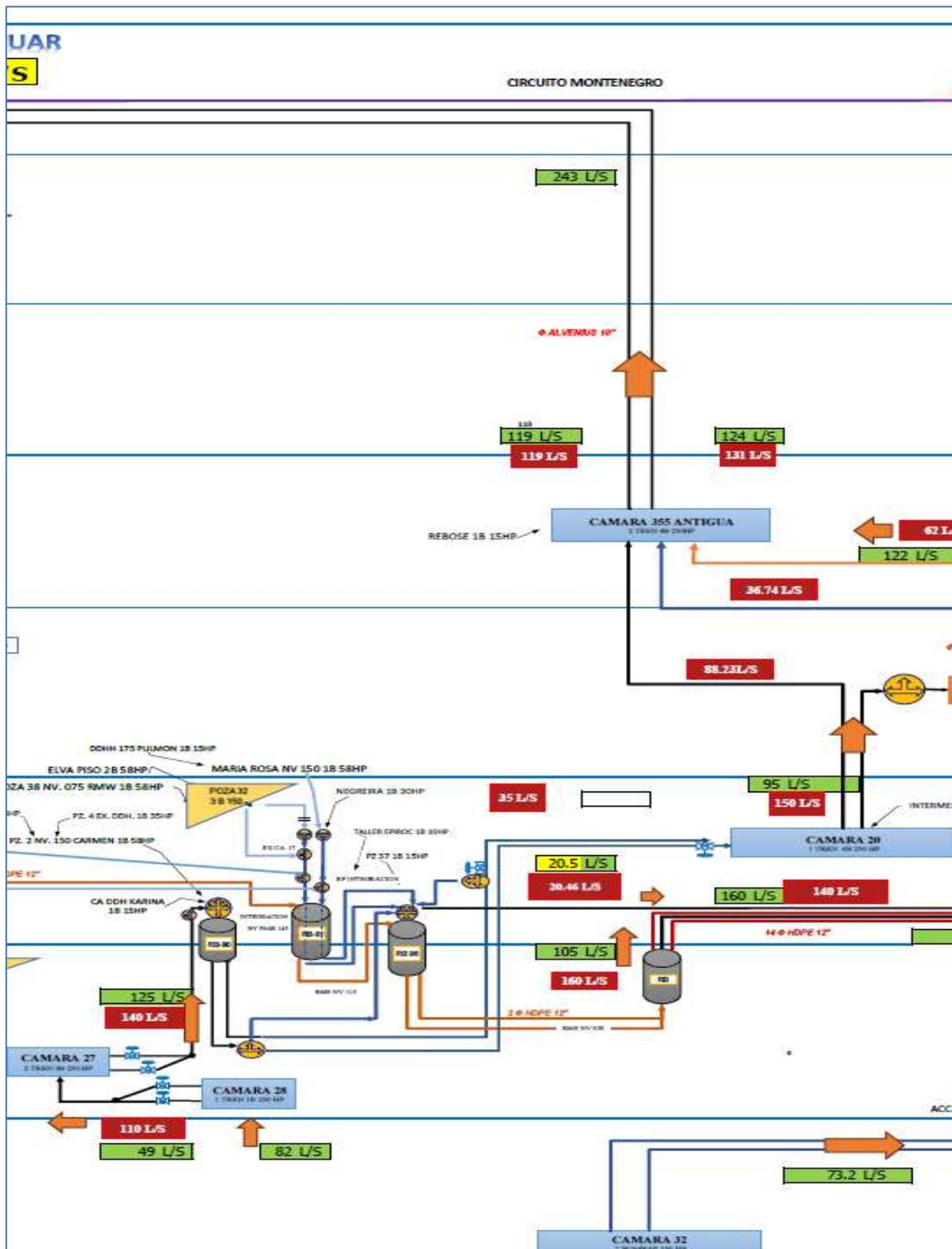
$$Q_{\text{neto}} = 250 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 119 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre1 neto}} = 119 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 124 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre2 neto}} = 131 \text{ l/s}$$

Figura 64

Cámara 355, antigua – Mina Animon



Nota. Departamento de Bombeo

3.4.1.7.Circuito dos etapas

Ubicado en la zona Este de la mina, este circuito está comprendido por dos líneas de bombeo de 18 pulgadas y actualmente tiene una capacidad instalada promedio por tren de 260 l/s. Tiene una Capacidad de Bombeo de 530 lps. Esta línea de bombeo lo comprenden:

a. Cámara 32

Ubicado en el nivel 3900. Cuenta con dos Bomba GIW LSA 6x8 trabajando uno permanentemente y el segundo de Stand By, cada Bomba con un motor de 250hp, Drena el caudal de agua hasta cámara del nivel 31 y cuenta con dos líneas de 8” , está alimentada por la profundización de la mina Rampa 00 Nv 3900 .

$Q_{maximo} = 185 \text{ l/s}$

$Q_{neto} = 70.5 \text{ l/s}$

$Q_{Tre1 \text{ max}} = 70.5 \text{ l/s}; Q_{Tre1 \text{ neto}} = 110 \text{ l/s}$

$Q_{Tre2 \text{ max}} = 75 \text{ l/s}; Q_{Tre2 \text{ neto}} = 00 \text{ l/s (Stand By)}$

Figura 65

Inventario de bombas GIW del sistema de bombeo, cámara 32

CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS
CAM 32	2 Etapas	2DO	1	BOM-0141-CH	GIW	LSA - 6XB	14239		MARATHON	250 HP		21.2 IN	SV-1320	OPERATIVO
CAM 32	2 Etapas	1ER	1	BOM-0135-CH	GIW	LSA - 6XB	S/N		MARATHON	250 HP		21.2 IN	SV-1320	OPERATIVO

Nota. Departamento de Bombeo

b. Cámara 31

Ubicado en el nivel 3950 Rp Mirko Este. Drena el caudal de agua hasta la cámara del nivel 100 y cuenta con dos líneas de alvenius de 10”, se cuenta con 4 bombas enseriadas de 02 cada una con una tubería de 10”, cada bomba con un motor de 250 HP.

$$Q_{\text{maximo}} = 275 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 116 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 155 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre1 neto}} = 141 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 120 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre2 neto}} = 75 \text{ l/s}$$

Figura 66

Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 31

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)															
AÑO		CIRCUITO										N° CAMARAS		N° BOMBAS	
2024		2 Etapas										1		4	
CAMARA												STATUS			
CAM 27 CAM 28 CAM 29 CAM 30 CAM 31 CAM 310 CAM 32												 4 (100%)			
TREN		CÓDIGO BOMBA										STATUS			
1ER 2DO		todas										 4 (100%)			
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS	
CAM 31	2 Etapas	1ER	3	BOM-0142-CH	GIW	LSA - 6X8	16101	WAA061067	MARATHON	250 HP		27.0 IN	5V-1400	OPERATIVO	
CAM 31	2 Etapas	2DO	2	BOM-0083-CH	GIW	LSA - 6X8	16107	MAB0436501021	HYONSUNG	250 HP	11.8 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 31	2 Etapas	2DO	1	BOM-0080-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N		MARATHON	250 HP	11.8 IN	21.2 IN	5V-1320	OPERATIVO	
CAM 31	2 Etapas	1ER	4	BOM-0143-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	WAA056167	MARATHON	250 HP		27.0 IN	5V-1400	OPERATIVO	

Nota. Departamento de Bombeo

c. Cámara 29

Ubicado en el nivel 050. Drena hasta cámara del nivel 100 y cuenta con cuatro bombas estacionarias, las 02 primeras son enseriadas GIW LSA 6x8 cada una con un motor de 250hp y con 3 líneas de 8" generando un caudal promedio de 110 l/s, la tercera es una Bomba WKL 150/4 con motor de 300hp generando un caudal de 55l/s con una línea de 8" y la tercera bomba WKL 150/4 con motor de 300hp se encuentra en Stam By, toso este circuito de la cámara 29 esta direccionada a la Cam 100 dos etapas

$$Q_{\text{maximo}} = 160 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 160 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 110 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre1 neto}} = 75 \text{ (Duo GIW LSA 6x8)}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 51 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre2 neto}} = 51 \text{ l/s (WKL 150/4)}$$

$$Q_{\text{Tre3 max}} = 50 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre2 neto}} = 50 \text{ l/s (WKL 150/4)}$$

Figura 67

Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 29

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)														
AÑO	CIRCUITO		N° CAMARAS		N° BOMBAS		STATUS							
2024	2 Etapas		1	4										
CAMARA			CÓDIGO BOMBA											
CAM 100 II ETAPAS			CAM 13	CAM 20	CAM 27	CAM 28	CAM 29	CAM 30						
TREN			TODAS											
1ER			2DO											
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CODIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS
CAM 29	2 Etapas	3ER	2	BOM-0196-CH	GIW	LSA - 6X8	9974117028-0200	O.C: 4800000256	MARATHON	250 HP			5V-1500	OPERATIVO
CAM 29	2 Etapas	3ER	1	BOM-0195-CH	GIW	LSA - 6X8	9974117028-0300	O.C: 4800000258	HYONSUNG	250 HP			5V-1500	OPERATIVO
CAM 29	2 Etapas	1ER	1	BOM-0183-CH	KSB	WKL 150/4	W151600415	1050092051	WEG	300 HP				OPERATIVO
CAM 29	2 Etapas	2DO	1	BOM-0177-CH	KSB	WKL 150/4	W151900043	1058431728	WEG	300 HP				OPERATIVO

Nota. Departamento de Bombeo

d. Cámara 100

Ubicado en el nivel 100. Drena hasta el nivel 355 y cuenta con dos trenes de cuatro bombas cada uno con motores de 500 HP. La cámara 100 esta alimentado por la cámara 50, se tiene instalado dos tuberías de 18” HDP.

$$Q_{\text{maximo}} = 600 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 597 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 303 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre1 neto}} = 300 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 300 \text{ l/s}; Q_{\text{Tre2 neto}} = 294 \text{ l/s}$$

Figura 68

Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 29

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)														
AÑO	CIRCUITO		N° CAMARAS		N° BOMBAS		STATUS							
2024	2 Etapas		1	8										
CAMARA			CÓDIGO BOMBA											
CAM 100 II ETAPAS			CAM 13	CAM 20	CAM 27	CAM 28	CAM 29	CAM 30						
TREN			TODAS											
1ER			2DO											
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CODIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS
CAM 100 II ETAPAS	2 Etapas	1ER	3	BOM-0155-CH	GIW	LSA - 6X8	13924	1027404008	WEG	500 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO
CAM 100 II ETAPAS	2 Etapas	2DO	1	BOM-0157-CH	GIW	LSA - 6X8	14854	1027404005	WEG	500 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO
CAM 100 II ETAPAS	2 Etapas	2DO	2	BOM-0158-CH	GIW	LSA - 6X8	15844	1027404002	WEG	500 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO
CAM 100 II ETAPAS	2 Etapas	1ER	2	BOM-0194-CH	GIW	LSA - 6X8	4200000226	1027404000	WEG	500 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO
CAM 100 II ETAPAS	2 Etapas	2DO	4	BOM-0160-CH	GIW	LSA - 6X8	4800000285	1027404007	WEG	500 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO
CAM 100 II ETAPAS	2 Etapas	1ER	1	BOM-0153-CH	GIW	LSA - 6X8	997236624-7400	1027404010	WEG	500 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO
CAM 100 II ETAPAS	2 Etapas	1ER	4	BOM-0156-CH	GIW	LSA - 6X8	9972836624-4200/110962240	1027404011	WEG	500 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO
CAM 100 II ETAPAS	2 Etapas	2DO	3	BOM-0159-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	1027403770	WEG	500 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO

Nota. Departamento de Bombeo

e. Cámara 355

Ubicado en el nivel 355. Drena hasta superficie (nivel 610) y cuenta con dos trenes de tres bombas cada uno con motores de 550 HP. La cámara 355 esta alimentado desde la cámara 100 se tiene instalado dos tuberías de 18” HDP.

$$Q_{\text{maximo}} = 531 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{neto}} = 469 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre1 max}} = 280 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre1 neto}} = 256 \text{ l/s}$$

$$Q_{\text{Tre2 max}} = 251 \text{ l/s} ; Q_{\text{Tre2 neto}} = 213 \text{ l/s}$$

Figura 69

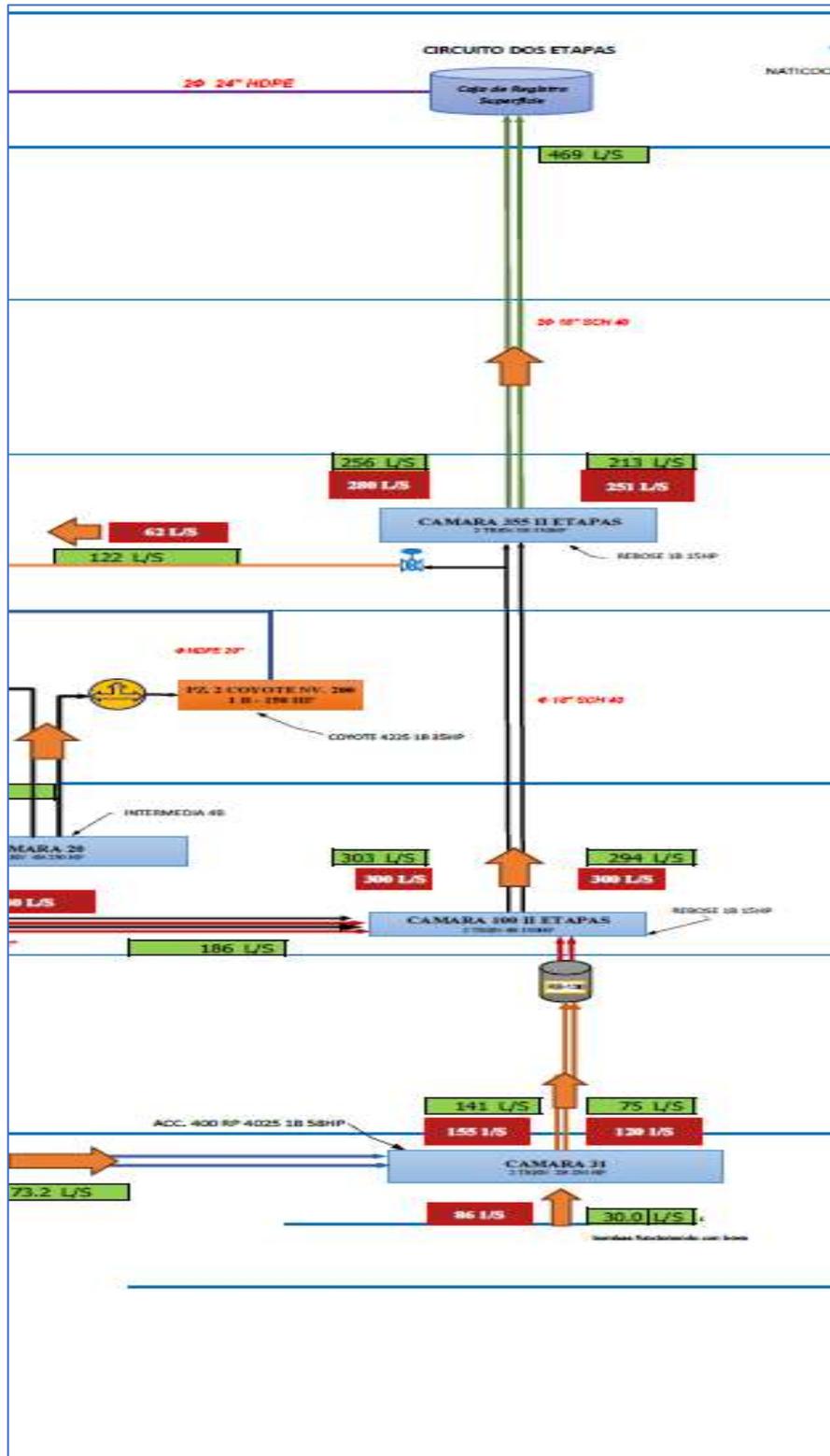
Inventario de bombas Giw del sistema de bombeo, cámara 355

INVENTARIO DE BOMBAS GIW DEL SISTEMA DE BOMBEO - UM CHUNGAR (Animón)															
AÑO		CIRCUITO										N° CAMARAS		N° BOMBAS	
2024		2 Etapas										1		6	
CAMARA										STATUS					
CAM 30 CAM 31 CAM 310 CAM 32 CAM 355 II ETAPAS CAM 355 MONTENEGRO CAM 465															
TREN		CÓDIGO BOMBA													
1ER 2DO		Todas													
CAMARA	CIRCUITO	TREN	POS	CÓDIGO BOMBA	MARCA	MODELO	CILINDRO N° SERIE	MOTOR ELÉCTRICO CÓDIGO	MOTOR ELÉCTRICO MARCA	MOTOR ELÉCTRICO POTENCIA (HP)	POLEAS DIÁMETRO DE MOTOR (in)	POLEAS DIÁMETRO DE BOMBA (in)	N° DE FAJA	STATUS	
CAM 355 II ETAPAS	2 Etapas	1ER	3	BOM-0163-CH	GIW	LSA - 6X8	1202438224	1027545502	WEG	550 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO	
CAM 355 II ETAPAS	2 Etapas	2DO	1	BOM-0164-CH	GIW	LSA - 6X8	4800000119	1027545494	WEG	550 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO	
CAM 355 II ETAPAS	2 Etapas	1ER	1	BOM-0161-CH	GIW	LSA - 6X8	4800000153	1027545501	WEG	550 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO	
CAM 355 II ETAPAS	2 Etapas	2DO	3	BOM-0166-CH	GIW	LSA - 6X8	973190095-0300	1027545504	WEG	550 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO	
CAM 355 II ETAPAS	2 Etapas	2DO	2	BOM-0165-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	1027545497	WEG	550 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO	
CAM 355 II ETAPAS	2 Etapas	1ER	2	BOM-0162-CH	GIW	LSA - 6X8	S/N	1027545500	WEG	550 HP	16.0 IN	24.8 IN	8V-1600	OPERATIVO	

Nota. Departamento de Bombeo

Figura 70

Circuito dos etapas – Mina Animon



Nota. Departamento de Bombeo

3.4.1.8. Descripción del sistema de bombeo sumergible

En la unidad minera Animon las aguas de filtración y perforación utilizadas en las labores subterráneas son captadas en pozas de bombeo por medio de gravedad y canales para luego ser evacuadas por operación bombas sumergibles distribuidas en 4 rampas principales (RP. 00, RP GISELA, RP 115 CARMEN y RP 100 SPLIT) por medio de tuberías HDPE, se realiza el bombeo a las cámaras estacionaria que evacuará el agua a niveles superiores por tuberías de 10” y 18” hasta llegar a superficie a PTARI donde será tratada, en este proceso de bombeo de interior mina a superficie es evacuado un caudal de 964 L/S.

El mecanismo de bombeo de la unidad minera Animon se desarrolla en tres circuitos principales (Circuito Esperanza, Circuito Montenegro y Circuito 2 Etapas) y se cuenta con 13 cámaras estacionarias y bombas sumergibles.

Tabla 26

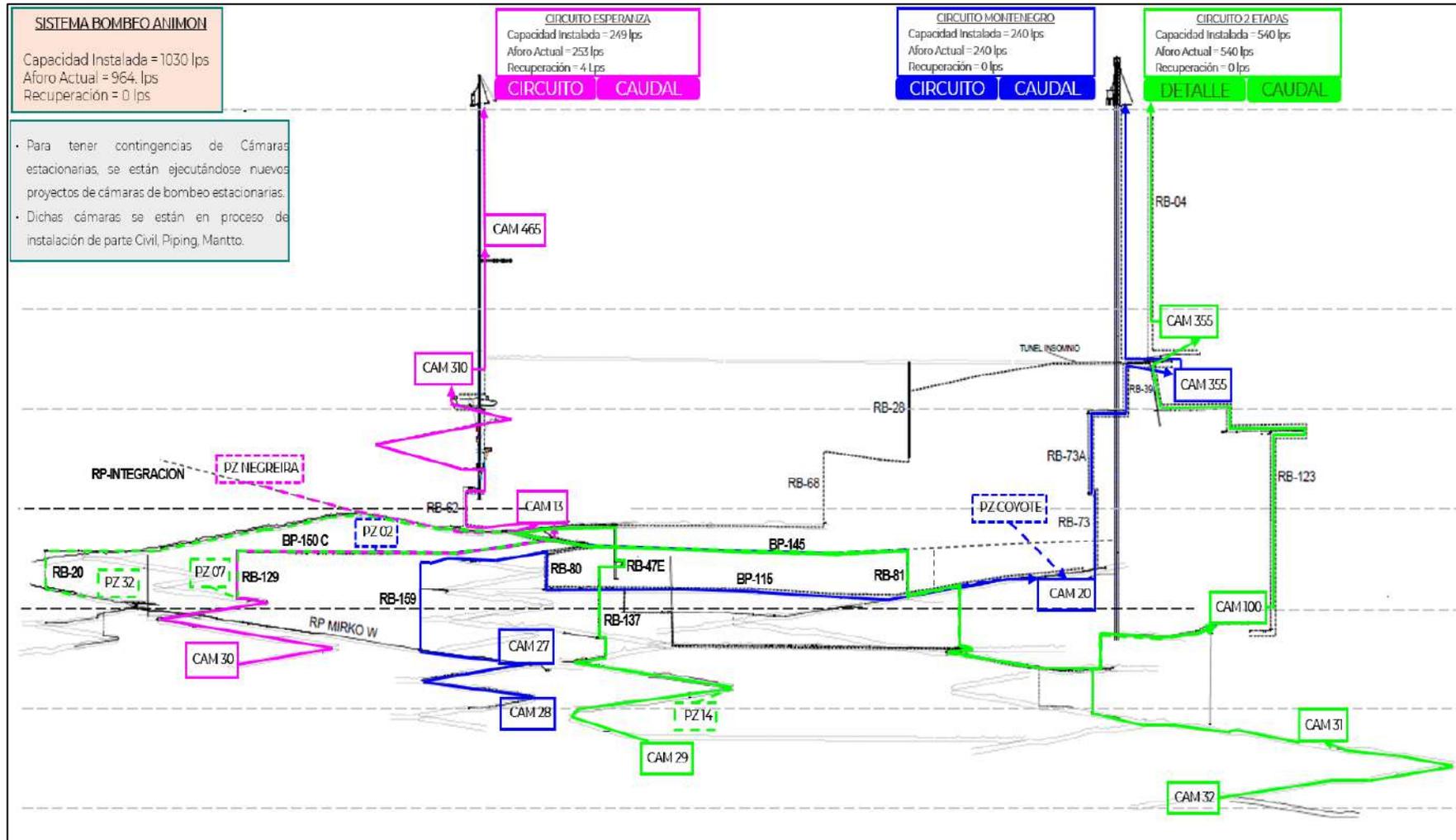
Características de cámara de bombeo estacionarias

BOMBAS ESTACIONARIAS									
CIRCUITO	CAMARA DE BOMBEO	CAPACIDAD	TREN	MARCA	POTENCIA (HP)	(Ø) TUBERIA	CAP. MAX. (L/S)	CAP. BOMBEO (L/S)	% UTIL
ESPERANZA	CAMARA 465	1392 m3	1	GIW	250 HP	10"	252.6	245.8	97%
			2	GIW	250 HP	10"			
	CAMARA 310	2475 m3	1	GIW	250 HP	10"	252.3	250.74	99%
			2	GIW	250 HP	10"			
	CAMARA 13	1000 m3	1	GIW	250 HP	10"	246.5	244.51	99%
			2	GIW	250 HP	10"			
	CAMARA 30	895 m3	1	GIW	250 HP	10"	240.3	204.1	85%
			2	GIW	250 HP	10"			
DOS ETAPAS	CAM. 355 2 ETAPAS	4670 m3	1	GIW	550 HP	18"	560.36	517.7	92%
			2	GIW	550 HP	18"			
	CAM. 100 2 ETAPAS	4785 m3	1	GIW	500 HP	18"	613.52	597.41	97%
			2	GIW	500 HP	18"			
	CAMARA 29	840 m3	1	WKL	300 HP	8"	230.5	173.84	75%
			2	WKL	300 HP	8"			
			3	GIW	250 HP	2x8"			
	CAMARA 31	1300 m3	1	GIW	250 HP	10"	264.7	216.74	82%
2			GIW	250 HP	10"				
CAMARA 32	1000 m3	1	GIW	250 HP	10"	235.7	214.54	91%	
		2	GIW	250 HP	10"				
MONTENEGRO	CAMARA 355 MONTENEGRO	768 m3	1	GIW	250 HP	10"	251.6	251.6	100%
			2	GIW	250 HP	10"			
	CAMARA 20	1327 m3	1	GIW	250 HP	12"	132.4	95.64	72%
			1	GIW	250 HP	10"			
	CAMARA 27	1250 m3	1	GIW	250 HP	10"	261.5	128.95	49%
2			GIW	250 HP	10"				
CAMARA 28	1180 m3	1	GIW	250 HP	10"	202.4	101.52	50%	

Nota. Departamento de bombeo

Figura 71

Diagrama del Sistema de Bombeo Animon



Nota. Departamento de Bombeo

3.5. Operación Planta Concentradora

Con sus circuitos de trituración, molienda, flotación, espesamiento y filtrado, así como el depósito de relaves, donde la flotación es el método utilizado para separar los minerales, la instalación concentradora cuenta con una capacidad media de 5500 TMSD para procesar minerales como el zinc, el plomo y el cobre con contenido de plata..

3.5.1. Residuos y concentrados

La Planta Concentradora genera típicamente 4.840 (88%) TMS/día de relaves y 660 (12%) TMS/día de concentrados mientras trata 5.500 TMS/día. Una vez determinadas las concentraciones de mineral procesado, los estériles generados se transportan a la Planta de Relleno Hidráulico para su clasificación y adquisición de relleno. El resto se transfiere a la Presa de Relaves.

Tabla 27

Concentrados y relaves (Mina Animon)

TRATAMIENTO TMSD	CONCENTRADOS TMSD	%	RELAVE TMSD	%	RADIO CONCENTRACIÓN
5 500	660	12	4 840	88	8,33

Nota. U.E. Animon

3.5.2. La capacidad de las plantas de relleno hidráulico.

La recuperación o clasificación de los estériles se basa en hidrociclones que separan las partículas sólidas (flujo inferior) de las finas (flujo superior), y la capacidad de la planta de relleno hidráulico sólo incluye la categoría de estériles comunes, tanques de almacenamiento y bombas adecuadas para su eliminación dentro de la mina. Estas partículas se dispersan como estériles comunes en la presa de estériles y en el relleno del pozo en la mina, respectivamente.

Tabla 28*Hidrociclones planta relleno hidráulico*

HIDROCICLONES PLANTA R.H.	TMSD	%
UNDER FLOW (R.H.)	2 226	46
OVER FLOW (CANCHA RELAVE)	2 614	54
FEED (RELAVE)	4 840	100

Nota. U.E. Animon

3.5.3. Traslado del relleno hidráulico a los pozos desde la planta concentradora

Los estériles, o residuos del proceso, se entregan al nido de hidrociclones D-15 de la planta de llenado hidráulico mediante dos trenes de dos bombas HR 250 cada uno. Allí se separan en dos fracciones: Over Flow, que es una fracción fina, y Under Flow, que es una fracción gruesa.

Tras ser trasladada al tanque de transferencia «A» y combinada con el agua de mina del tanque «C», la fracción fina, conocida como «Over Flow», se envía al cono profundo para la separación sólido-líquido, que produce pasta de estériles en la descarga que fluye a la balsa de estériles de superficie y agua clarificada en el rebosadero. Con el fin de limpiar y diluir la carga para los molinos, el agua limpia que rebosa del cono profundo se recicla de nuevo a la planta de concentración. Los silos N°1 (240 m³) y N°2 (200 m³) contienen la fracción gruesa, Under Flow, que se transportará para rellenar los tajos de la mina. Se descargará en 02 acondicionadores de 8` x 8` (11 m³), donde la carga se acondicionará a una densidad adecuada (1850 - 1900 gr/lit). A partir de ahí, se bombeará a través de tres líneas de bombeo con tuberías de HDPE de 4» Ø hasta la zona de Esperanza, que se encuentra a unos 1,7 km..

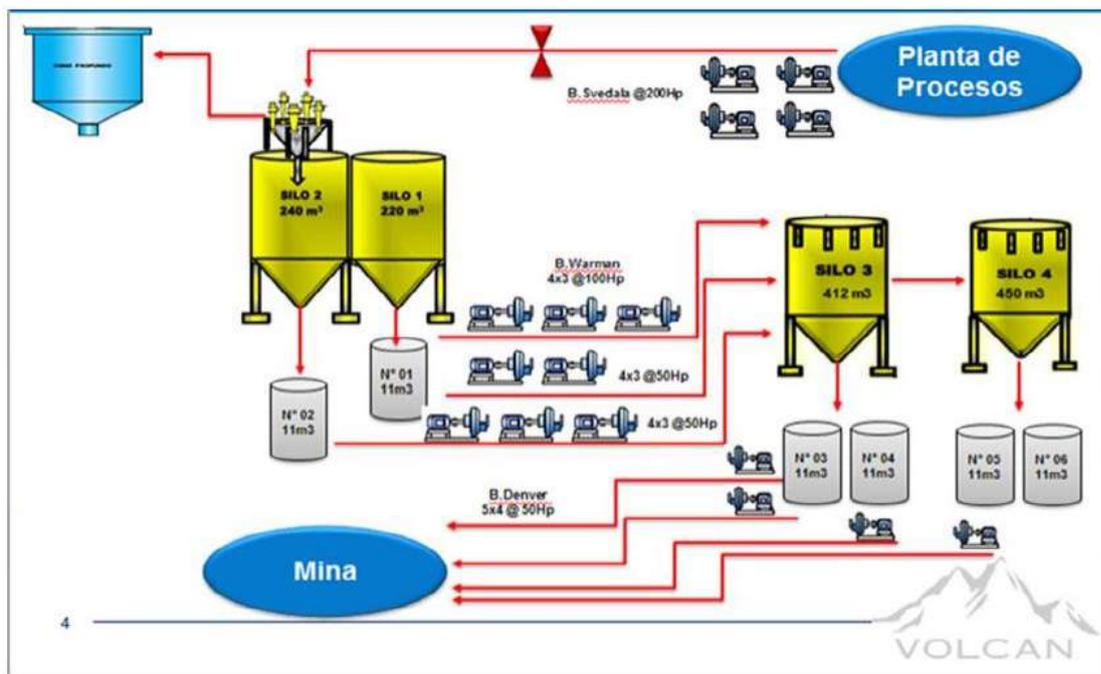
- Línea No. 01, que tiene dos bombas con un motor eléctrico tipo WARMAN de 4« x 3» con 100 caballos de fuerza. Motor eléctrico tipo WARMAN de 100 caballos de fuerza. 45 m³/hr de capacidad.

- Línea No. 02, que cuenta con tres bombas con motor eléctrico tipo WARMAN de 4«x 3» con 50 caballos de fuerza. motor eléctrico tipo WARMAN de 50 caballos de fuerza. Capacidad de 60 m3/hr.
- Línea No. 03, la cual es soportada por tres bombas tipo WARMAN de 3« x 2» con motor eléctrico de 50 caballos de fuerza. 50 m3/hr de capacidad.

Éstos transfieren la carga a los silos N° 3 (rampa Mirko), de 400 m3 de capacidad, y N° 4 (rampa Terry), de 420 m3, todos ellos situados en la región de Esperanza. El relleno se envía a los pozos internos de la mina. Un motor eléctrico de 15 CV acciona acondicionadores de 11 m3 de capacidad para homogeneizar la pulpa. A continuación, mediante cuatro líneas, cinco bombas «x4» con motores eléctricos de 50 CV (modelo Denver) las impulsan al interior de la mina. Hay tres líneas en el silo número tres y una línea en el silo número cuatro. Se utilizan tuberías de polietileno HDPE de 4» Ø del tipo PE 100-PN12.5 para transferir la pulpa al interior de la mina.

Figura 72

Relleno Hidráulico: Planta de Procesos – Interior Mina



Nota. Departamento de Planta Concentradora

CAPÍTULO IV: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Parámetros técnicos del Proyecto

Los criterios de factores económicos se resumen en la siguiente Tabla 29.

Tabla 29

Factores modificadores para evaluación Económica.

ITEM	FACTORES MODIFICADORES	VALOR	DETALLE
1	Método de Minado	SLS / C&R	SLS: Sublevel Stoping C&R: Corte y Relleno Ascendente
2	Dilución	SLS 55%, C&R 23%	Dilución de Diseño Dilución Operativa
3	Recuperación	93%	Recuperación Operativa
4	Precios	Zn: 2,700 \$/tms Pb: 2,100 \$/tms Cu: 9,400 \$/tms Ag: 29 \$/Oz	Precios de la Estimación de Reservas, Junio 2024.
5	Términos Comerciales	Variables de acuerdo a tipo de concentrado.	Pagables, Maquilas y deducciones por la venta del concentrado
6	NSR Revenue	Variables de acuerdo a leyes diluidas	Valor de beneficio por una tonelada de mineral
7	NSR Cut Off	SLS: 51.82 \$/ton C&R: 63.32 \$/ton	Costo de Operación (Fijo + Variable)

Nota. Departamento de Costos

Con estos factores modificadores se obtiene las siguientes reservas, mostrados en la

Tabla 30:

Tabla 30

Reservas por Método de Minado y categoría

Método minado	Class	TMD	%Zn_Dil	%Pb_Dil	%Cu_Dil	OzAg_Dil	%Dil	Vpt_Dil
OCF	Probado	2,132	3.91	1.20	0.13	1.45	46%	93
	Probable	223,160	5.31	1.65	0.15	1.59	58%	123
SLS	Probado	24,146	8.78	2.15	0.18	2.36	21%	191
	Probable	169,285	7.48	2.70	0.15	2.21	20%	178
Total		418,723	6.38	2.10	0.15	1.88	41%	149

Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Los recursos inferidos diluidos que son económicamente explotables se ven en la siguiente Tabla 31.

Tabla 31

Recursos inferidos económicamente explotable

Método minado	Class	TMD	%Zn_Dil	%Pb_Dil	%Cu_Dil	OzAg_Dil	%Dil	Vpt_Dil
OCF	Inferido-Económicamente Explotable	63,129	4.28	2.65	0.12	1.23	51%	120
SLS	Inferido-Económicamente Explotable	291,789	4.67	0.99	0.04	1.23	24%	99
Total		354,918	4.52	1.62	0.07	1.23	34%	107

Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

- **Modelo Económico**

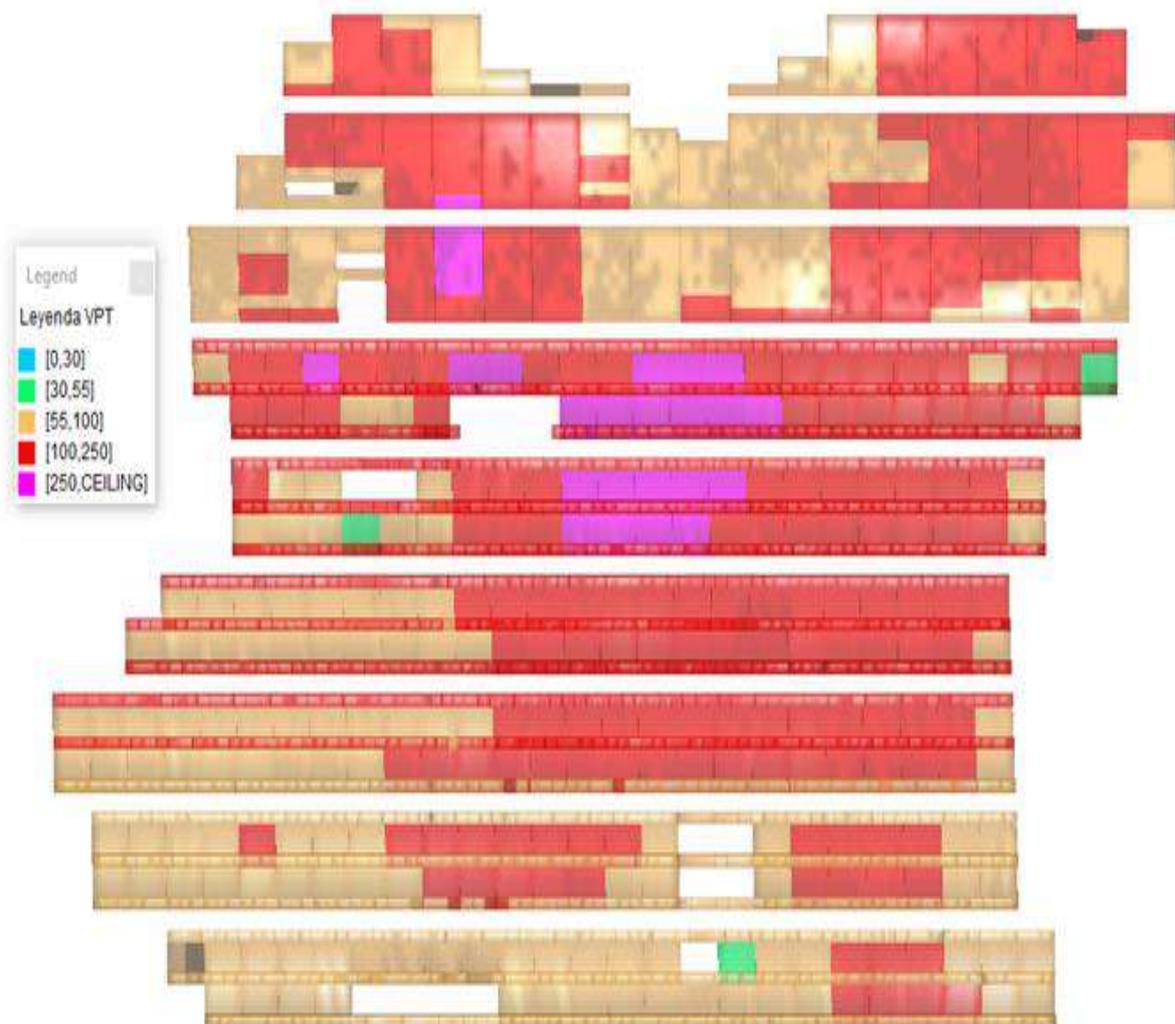
Con estos parámetros modificadores, se obtiene el modelo económico que a continuación se va a mostrar por “Valor por Tonelada”, así como por cada metal. Zn%, Pb%, Cu%, Ag Oz.

Sectorizando las zonas más económicas y discriminando las zonas que no generan valor.

A continuación se muestran las envolventes de Minado con los parámetros establecidos, para su explotación, todas están envolventes de Minado generan valor, o están por encima de la Ley de Corte, a continuación la Figura 73, 74, 75, 76, 77.

Figura 73

Zona de explotación Veta 3 distribuido por VPT



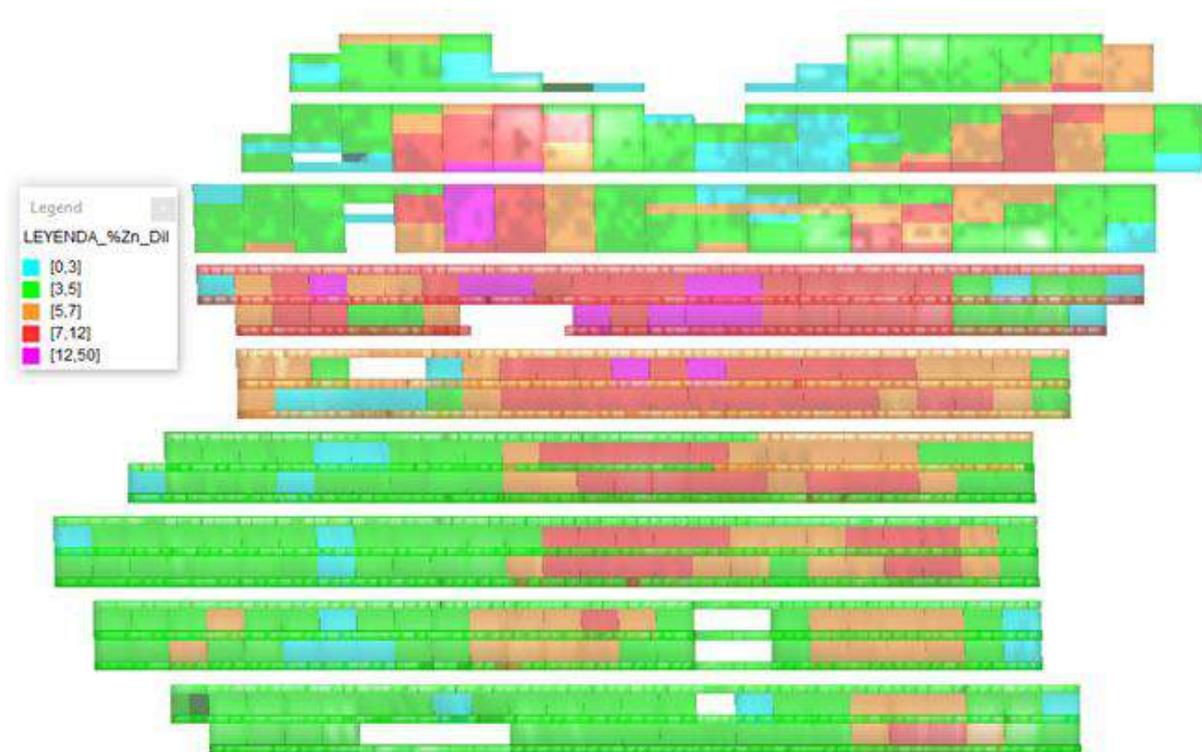
Nota. Elaboración propia

La figura 73, se muestra las envolventes de minado que se originan a partir del Modelo de Bloques y en función a ciertos parámetros como el Método de Minado, Ley de Corte, etc.

Las envolventes de minado están en función al Valor Por Tonelada.

Figura 74

Zona de explotación Veta 3 distribuido por % Zinc Diluido



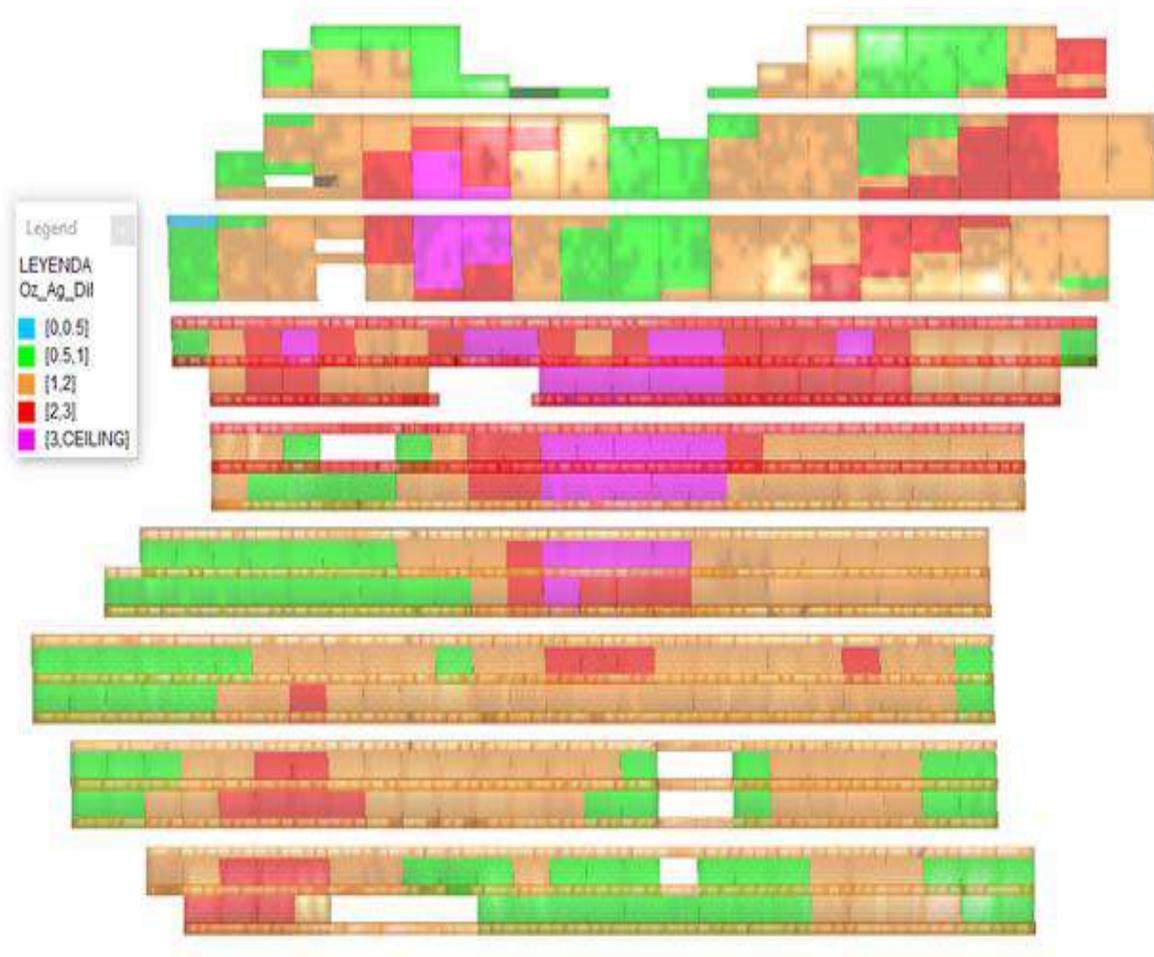
Nota. Elaboración propia

La figura 74, se muestra las envolventes de minado que se originan a partir del Modelo de Bloques y en función a ciertos parámetros como el Método de Minado, Ley de Corte, etc.

Las envolventes de minado están en función a la ley de Zinc.

Figura 75

Zona de explotación Veta 3 distribuido por Onzas de Ag Diluido



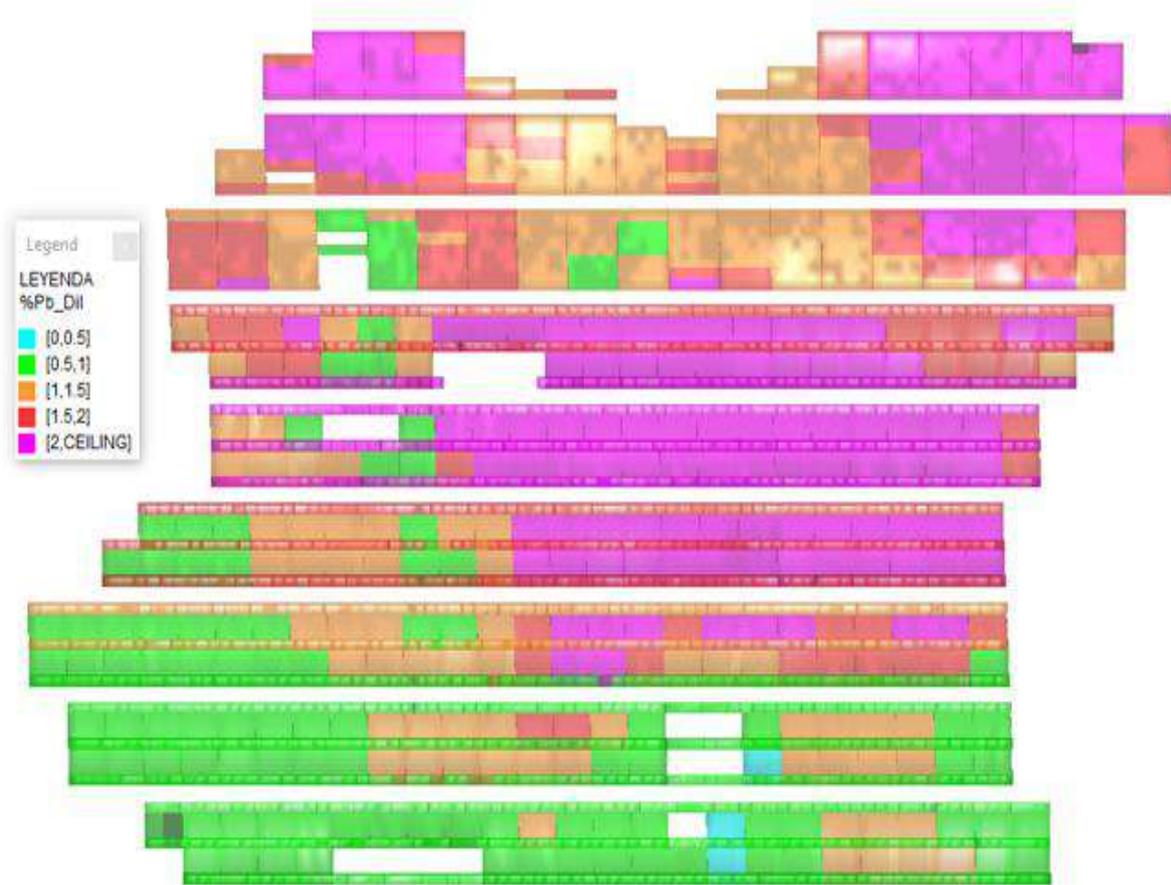
Nota. Elaboración propia

La figura 75, se muestra las envolventes de minado que se originan a partir del Modelo de Bloques y en función a ciertos parámetros como el Método de Minado, Ley de Corte, etc.

Las envolventes de minado están en función a la ley de Plata.

Figura 76

Zona de explotación Veta 3 distribuido por % Plomo Diluido



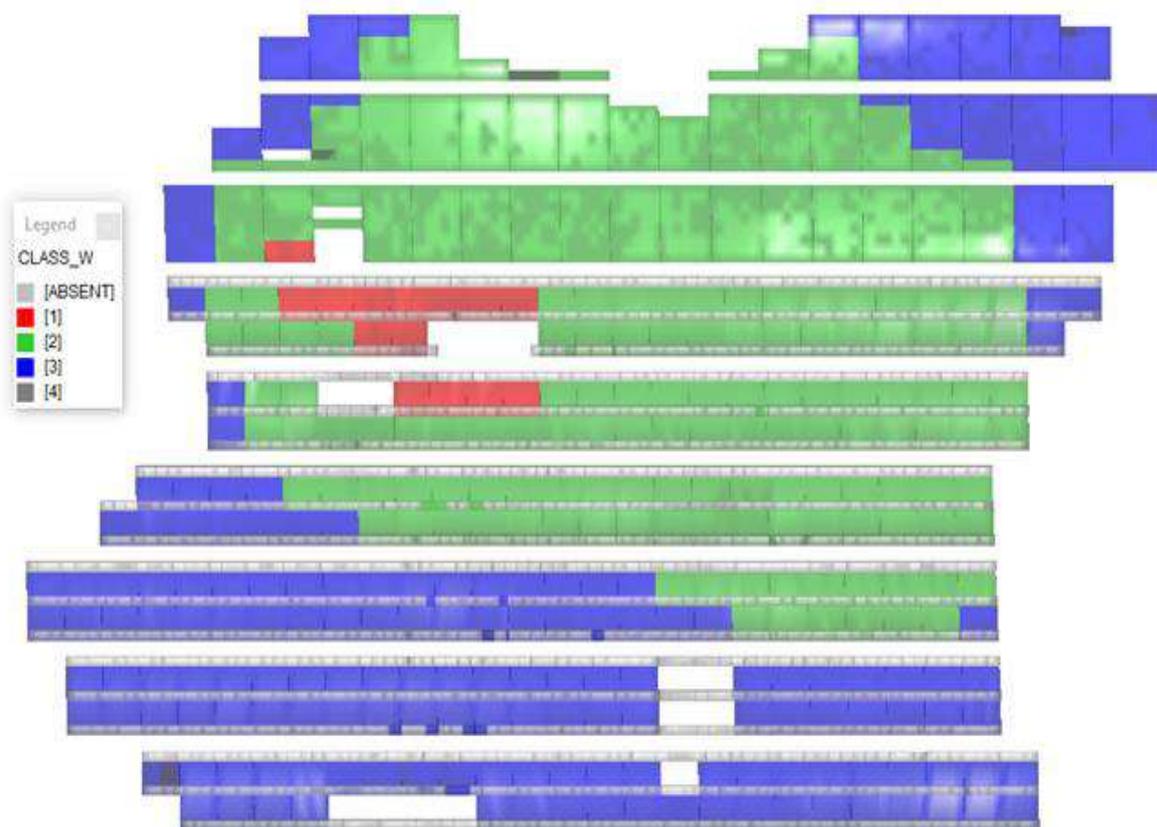
Nota. Elaboración propia

La figura 76, se muestra las envolventes de minado que se originan a partir del Modelo de Bloques y en función a ciertos parámetros como el Método de Minado, Ley de Corte, etc.

Las envolventes de minado están en función a la ley de Plomo.

Figura 77

Zona de explotación Veta 3 distribuido por Clase



Nota. Elaboración propia

La figura 77, se muestra las envolventes de minado que se originan a partir del Modelo de Bloques y en función a ciertos parámetros como el Método de Minado, Ley de Corte, etc

Las envolventes de minado están en función a su Clasificación (Medido, Indicado, Inferido)

4.2. Diseño de Infraestructura (labores de desarrollo y preparación)

4.2.1. Plan conceptual de Mina

El plan de minado para las reservas de mineral de la Veta 3 es ingresar a la cota 4,050 por el crucero, y hacer un nivel base para descolgar el mineral de la cota 4,150 hasta la cota 4,050 aproximadamente teniendo 100 metros de encampane donde se desarrollara una rampa

positiva auxiliar de 740 metros aproximadamente que dará acceso a las diferentes cotas y de la rampa positiva se harán los acceso de 30 metros de longitud hasta la estructura en los diferentes niveles, dentro de la estructura se realizara 8 subniveles de 125 metros en cada ala a partir de los accesos para preparar dos tajos de 2 bancos y un tajo de un banco.

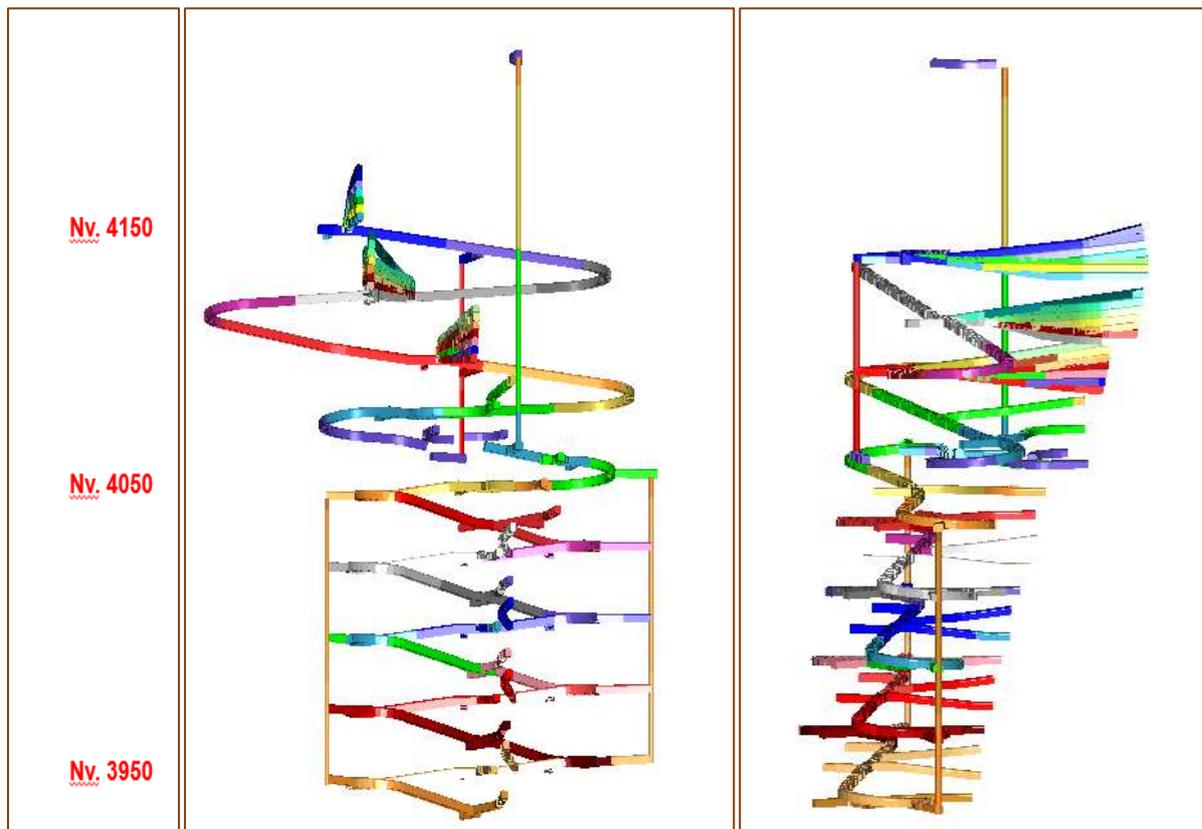
Para minar las reservas de mineral de la Veta 3 de las cotas 4,050 a la cota 3,960 tenemos 90 m metros de encampane para lo cual se desarrollará una rampa negativa auxiliar de 980 metros aproximadamente desde el crucero 050 hasta la cota 3,960 para dar acceso a las diferentes cotas y de la rampa negativa se harán los accesos de 30 metros de longitud hasta la estructura mineralizada en los diferentes niveles, dentro de la estructura se realizará 8 subniveles de 125 metros en cada ala a partir de los accesos para preparar dos tajos de 2 bancos y un tajo de un banco.

Para los servicios se realizan dos chimeneas Rb una para ventilación y otra para servicios (Echadero para la rampa positiva y bombeo para la rampa negativa).

La explotación se realizará con perforación de taladros largos en paralelo con una malla de 1.5 metros de burden y 1.5 metros de espaciamiento.

El acarreo de mineral roto se realizará con scoops de 4 y d3 con telemando desde los subniveles hasta las cámaras de acumulación con una distancia de 250 m aproximadamente.

El carguío de mineral se realizará en las cámaras de acumulación con los scoops de 6 y d3 a los volquetes de 30 toneladas para transporte de mineral hasta el pique esperanza. El pique esperanza izará el mineral hasta las tolvas del pique esperanza en superficie donde se cargará a volquetes de 30 toneladas para transportar hasta la cancha de planta animón con una distancia de 1.5 kilómetros de longitud.

Figura 78*Infraestructura técnica Veta 3*

Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

4.2.2. Ratios de producción mina

Las ratios de producción mina, avances y sistema laboral se resumen en la siguiente tabla 32.

Tabla 32*Ratios producción Mina*

Ítem	Ratios de producción de la mina	Unidad	Valor
1.0	Requerimiento de producción		
1.1	Día	t/d	260
1.2	Mes	t/mes	7800
1.3	Año	t/año	94900
2.0	Rendimiento de avance		
2.1	Rampa de Accesibilidad y Extracción	m/mes	90
2.2	Rampa de Operación +/- 13%	m/mes	60
2.3	Labores de Acceso	m/mes	70
2.4	Sub Niveles	m/mes	90
2.5	Chimeneas Ventilación - Desmonte (RB)	m/mes	80
3.0	Sistema laboral		
3.1	Sistema de trabajo	dxd	14 x 7
3.2	Turnos de día	tumo	2
3.3	Total de Guardías (A-B-C)	tumo	3

Nota. Departamento de Productividad

4.3. Diseño de Infraestructura – Explotación

4.3.1. Parámetro de diseños

Los parámetros de diseño de dimensiones de los tajos, altura de minado, ancho de minado, secciones de labores de rampas, cámaras de carguío, cruceros, cámaras de bombeo, chimeneas de ventilación.

Tabla 33*Parámetros de diseño*

Ítem	Parámetros de diseño	Unidad	Valor
1.0	Unidad básica de explotación	SLS: Taladros Largos	
1.1	Longitud de Tajeo (Promedio)	m	150
1.2	Altura de Banco	m	8.5
1.3	Ancho de Minao (Promedio)	m	4.0
1.4	Densidad del Desmonte	t/m ³	2.45
1.5	Densidad de Mineral	t/m ³	3.46
2.0	Unidad básica de explotación	OCF: Corte	Relleno
2.1	Longitud de Tajeo (Promedio)	m	100
2.2	Altura de Tajo	m	28
2.3	Ancho de Minao (Promedio)	m	3.5
2.4	Densidad del Desmonte	t/m ³	2.45
2.5	Densidad de Mineral	t/m ³	3.46
2.6	Altura de Corte	m	4.0
2.7	Numero de Corte por tajo (Acceso 90 m)	und.	7.0
2.8	Numero de Corte por tajo (Acceso 58 m)	und.	6.0
3.0	Infraestructura		
3.1	Rampa de Accesibilidad y Extracción	m ²	4.5 x 4.5
3.2	Cámaras Carguío	m ²	4.0 x 4.0
4.0	Desarrollo		
4.1	Rampa Operativa	m ²	4.0 x 4.5
4.2	Cruceros	m ²	4.0 x 4.5
4.3	Cámaras Bombeo	m ²	4.0 x 4.5
4.4	Chimeneas Ventilación - Servicios	φ	2.4
5.0	Preparación		
5.1	Accesos (Rp-Basculante)	m ²	3.5 x 4.0
6.0	Explotación		
6.1	Sub niveles	m ²	3.5 x 4.0

Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

4.4. Requerimiento de equipos

para llevar a cabo la perforación del frente y del tajo, la carga o limpieza del mineral, el acarreo, el transporte, el mantenimiento de las carreteras, la preservación de los recursos, el apoyo técnico y los servicios de personal, entre otras, el parque de maquinaria se concentra actualmente en las actividades mineras. Se emplearán los equipos en operación actual, como se muestra en la tabla a continuación.

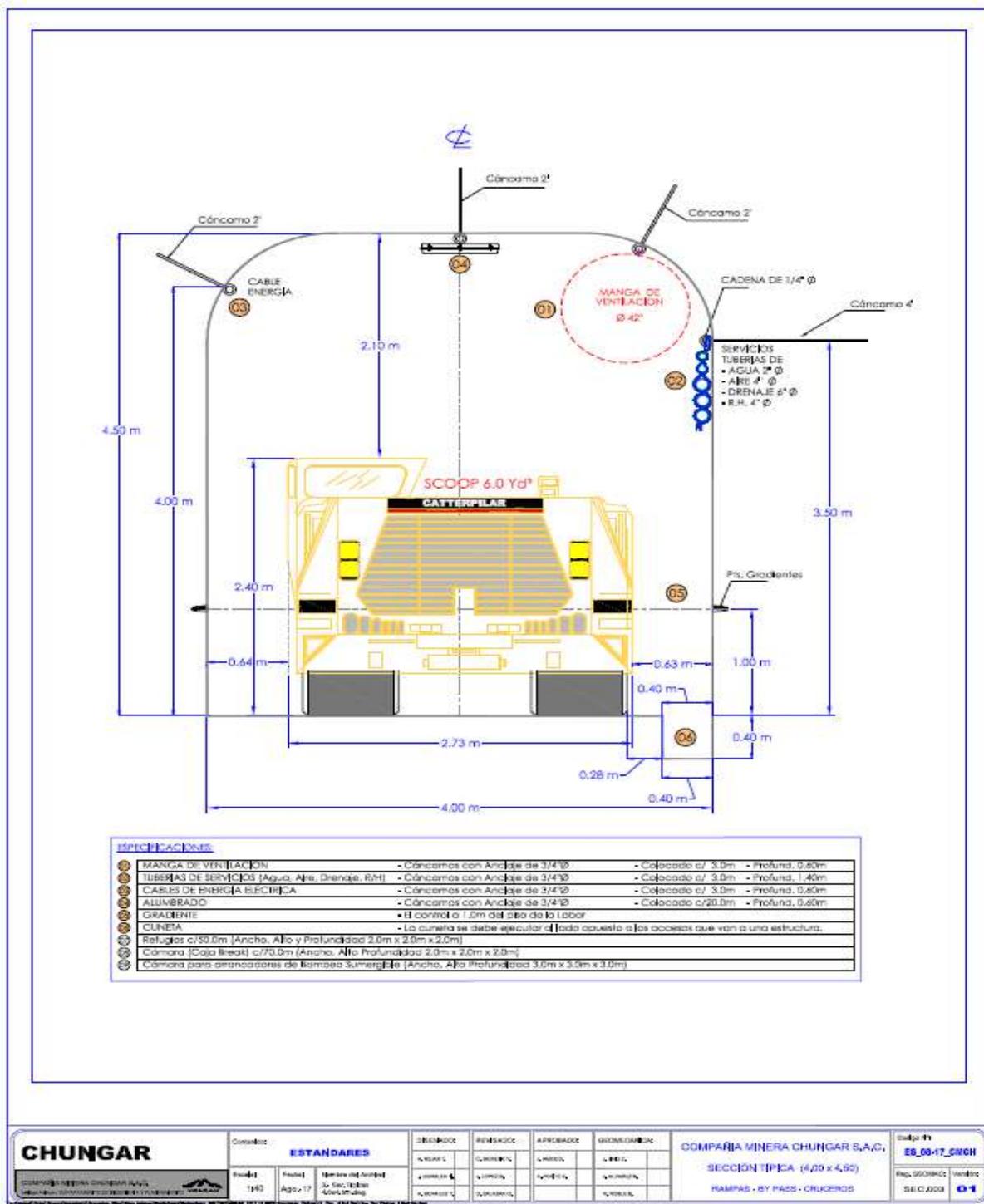
Tabla 34*Requerimiento de Equipos*

Ítem	Equipos Animón	Cantidad
1.0	DUMPER	1
2.0	JUMPO	1
3.0	EMPERNADOR	1
4.0	SCOOP DIESEL	1
5.0	DESATADOR	1
6.0	UTILIRARIO	1
7.0	LANZADO DE CONCRETO	1
8.0	MIXERS	1
9.0	FLOTA LIVIANA	1
10.0	RAPTOR	1
TOTAL		10

Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Figura 79

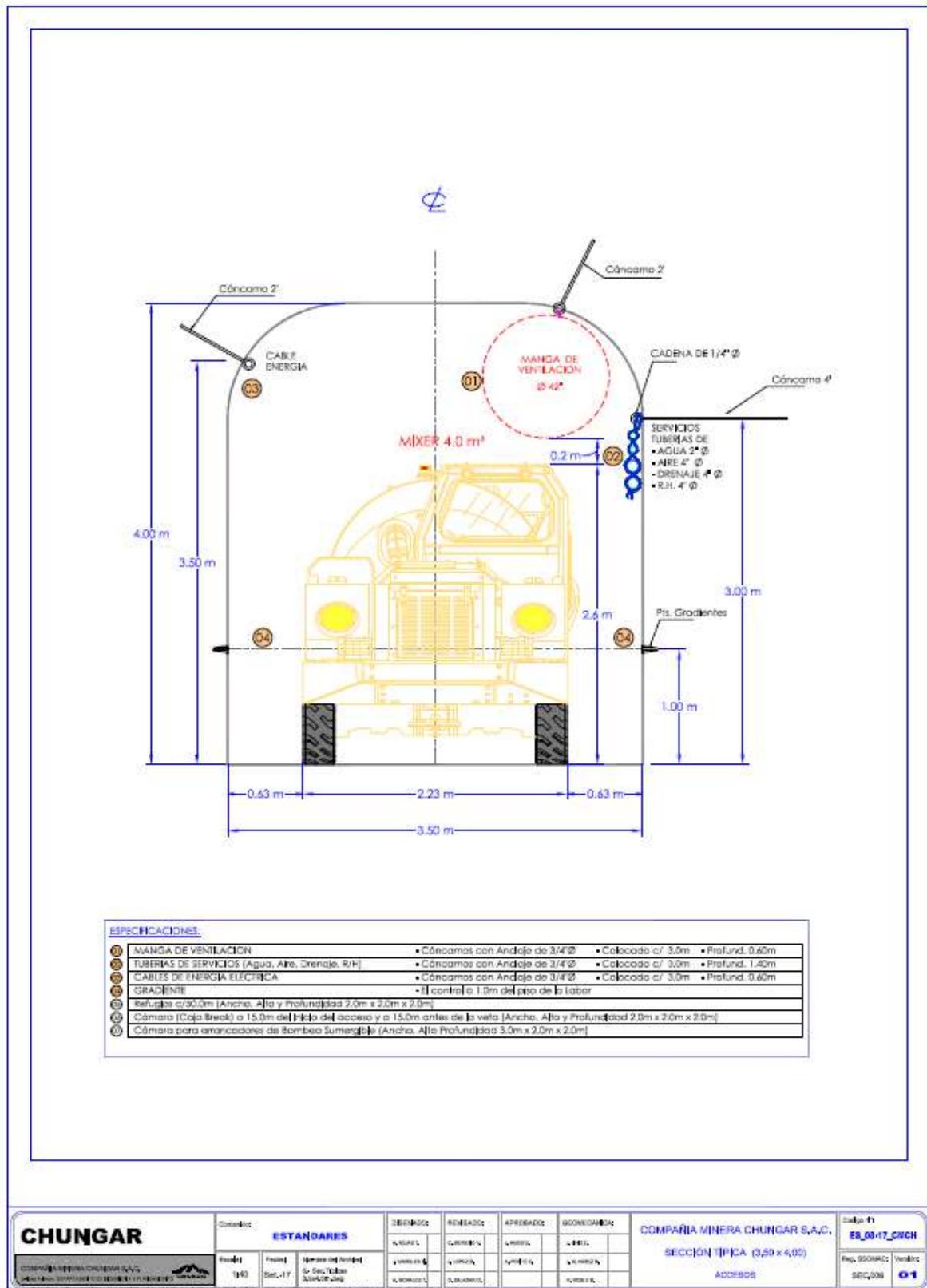
Sección típica 4.00m x 4.50m



Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Figura 80

Sección típica 3.5m x 4.00m



Nota. Departamento de Ingeniería y Planeamiento

4.5. Aspectos económicos del Proyecto

4.5.1. Costos de Capital

Tabla 35

Costo capital unitario

Sustaining	Animón
Plant Sustaining Capital Unit Costs	\$ 3.55
Mine Sustaining Capital Unit Costs	\$ 11.32
Total Sustaining Capital Unit Costs	\$ 14.87

4.5.2. Costos de operación

A continuación, en la Tabla 36 y 37, se detalla el Costo de Operación por Métodos.

Tabla 36

Costo Total método corte y relleno ascendente

OCF	Método de Minado	Animón		
	Tonelaje	US\$/t		
Centro de Costo	Tipo de Costo	Costo Fijo	Costo Variable	Costo Total
1.- Mina	1.1.- Preparación	0.21	11.57	11.78
	Perforación	0.14	1.45	1.59
	Voladura	0.04	3.48	3.52
	Carguío y Acarreo	-	1.62	1.62
	Sostenimiento	0.03	4.58	4.61
	Relleno	-	-	-
	Transporte	-	0.44	0.44
	1.2.- Explotación	1.87	18.28	20.15
	Perforación	0.19	2.74	2.93
	Voladura	0.98	2.49	3.47
	Carguío y Acarreo	0.30	3.02	3.32
	Sostenimiento	0.30	7.58	7.88
	Relleno	0.09	1.09	1.18
	Transporte	-	1.37	1.37
	1.3.- Servicios Auxiliares (1)	7.09	-	7.09
	Bombeo	1.33	-	1.33
	Ventilación	0.77	-	0.77
	Otros	4.99	-	4.99
	1.4.- Indirectos (2)	6.10	-	6.10
	1.5.- Energía Mina (3)	2.19	-	2.19
Total Costo de Minado	17.46	29.85	47.31	
2.- Planta (4)	Total Costo de Planta	2.29	3.82	6.10
3.- Administración (4)	Total Costo de Admi.	9.90	-	9.90
COSTOS TOTALES		29.65	33.67	63.32

Nota: Departamento de Costos

Tabla 37*Costo Total método “Sublevel Stopping”*

SLS	Método de Minado	Animon		
	Tonelaje	US\$/t		
Centro de Costo	Tipo de Costo	Costo Fijo	Costo Variable	Costo Total
1.- Mina	1.1.- Preparación	0.21	10.02	10.23
	Perforación	0.14	2.11	2.25
	Voladura	0.04	0.86	0.90
	Carguio y Acarreo	-	2.41	2.41
	Sostenimiento	0.03	4.14	4.18
	Relleno	-	-	-
	Transporte	-	0.50	0.50
	1.2.- Explotación	1.87	8.34	10.20
	Perforación	0.19	3.05	3.24
	Voladura	0.98	0.53	1.51
	Carguio y Acarreo	0.30	2.57	2.87
	Sostenimiento	0.30	-	0.30
	Relleno	0.09	0.82	0.91
	Transporte	-	1.37	1.37
	1.3.- Servicios Auxiliares (1)	7.09	-	7.09
	Bombeo	1.33	-	1.33
	Ventilación	0.77	-	0.77
	Otros	4.99	-	4.99
	1.4.- Indirectos (2)	6.10	-	6.10
	1.5.- Energía Mina (3)	2.19	-	2.19
Total Costo de Minado	17.46	18.35	35.82	
2.- Planta (4)	Total Costo de Planta	2.29	3.82	6.10
3.- Administración (4)	Total Costo de Admi.	9.90	-	9.90
COSTOS TOTALES		29.65	22.17	51.82

Nota: Departamento de Costos

4.5.3. Evaluación financiera detallada

Tabla 38

Base Evaluación Técnica

1.0 PRODUCCION	2024	2025	2026	2027	2028
TMD	73,091	73,091	263,572	116,627	51,577
ZND%	7.17	7.17	4.81	4.77	4.74
PBD%	1.96	1.96	1.29	1.75	2.71
CUD%	0.15	0.15	0.08	0.12	0.15
AGD (IZ/T)	2.14	2.14	1.39	1.4	1.21
VPT(\$)	161.25	161.25	106.76	110.9	120.85
AV(m)	1.46	1.46	1.49	1.56	2.07
DIL_EXT (%)	0.09	0.09	0.09	0.09	0.09
DIL_VOL (%)	0.59	0.59	0.7	0.7	0.7
DIL_GLE (%)	0.1	0.10	0.1	0.1	0.1
2.0 AVANCES	2024	2025	2026	2027	2028
PREPARACIÓN (m)	2,145	3,961	2,921	551	765
DESARROLLO HORIZONTAL (m)	1,000	1,744	569		
DESARROLLO VERTICAL (m)	239	68	300		
AVANCE TOTAL (m)	3,384	5,773	3,790	551	765
RP (m)	860	1,519	475		
AC (m)	380	797	568	387	244
SN (m)	1,700	3,029	2,297	164	521
CAAC (m)	65	135	55		
CAVE (m)	130	157	77		
RB (m)	239	68	300		
CABO (m)	10	68	17		
3.0 CLASIFICACIÓN	2024	2025	2026	2027	2028
MEDIDO(t)	5,236.24	22,118.96	6,985.81		
INDICADO(t)	35,751.82	168,930.37	125,035.56	57,097.97	14,000.85
INFERIDO(t)	32,103.00	77,724	131,551	59,529	37,576
POTENCIAL (t)					
TMD SLS (t)	7,638.00	90,170	89,920	30,296	

Nota. Departamento de Costos y Finanzas

4.5.4. Resumen de flujo de caja

Luego de realizar la evaluación económica se obtuvo un total de \$ 31.5 millones de contribución. Los precios utilizados para la evaluación económica se muestran a continuación en la Tabla 39.

Tabla 39

Base Evaluación económica Veta 3

Mina Animón						
Miles U SD	2024	2025	2026	2027	2028	TOTAL
Precios						
Zinc (U SD/TM)	2,500	2,500	2,500	2,550	2,550	2,522
Plomo (U SD/TM)	2,050	2,050	2,100	2,165	2,165	2,112
Cobre (U SD/TM)	6,650	6,650	6,750	6,900	6,900	6,783
Plata (U SD/TM)	16.5	16.5	17.0	18.0	18.0	17.3
Tratamiento (000 TMS)	73	269	264	117	52	774
Extracción (000 TMS)	73	269	264	117	52	774
Finos						
Zinc (TM)	4,569	13,646	10,737	4,710	2,070	35,731
Plomo (TM)	1,219	4,290	2,839	1,733	1,206	11,287
Cobre (TM)	63	172	94	83	50	461
Plata (TM)	126	354	284	127	48	938
Valor Bruto Producción	16,408	49,890	39,257	18,615	9,102	132,272
Ded. Por pegables	2,639	7,821	5,874	3,008	1,453	20,795
Desc. Comerciales	2,030	6,184	4,754	2,191	1,052	16,212
Valor Neto Producciones	11,739	35,885	37,628	13,416	6,596	95,265
Zn	8,033	23,995	18,879	8,481	3,727	63,116
Pb	2,078	7,315	4,975	3,141	2,187	19,696
Cu						
Ag	1,628	4,576	3,775	1,793	682	12,454
Costos de Producción	4,702	14,951	14,102	6,307	3,489	43,551
Gastos de Ventas	489	1,526	1,147	552	287	4,001
Contrib. Antes de Inversión	6,548	19,408	12,380	6,556	2,820	47,712
Inversiones	3,659	6,902	4,213	962	425	16,161
Contribución Final (000 USD)	2,890	12,506	8,167	5,595	2,395	31,551

Nota. Departamento de Costos y Finanzas

Conclusiones preliminares

Después de realizar la evaluación técnica económica se confirma la factibilidad del minado de veta 3.

Según la evaluación geomecánica se sugiere la explotación con ambos métodos de minado: Sublevel Stopping y Corte / Relleno Ascendente. Es conveniente seguir con las evaluaciones y detallar mejor el modelo geomecánico.

Según la secuencia de minado de veta 3 el tiempo de vida será de 5 años aproximadamente

El mineral de Veta 3 presenta un comportamiento metalúrgico aceptable, recuperaciones dentro de lo permisible para una prueba exploratoria a nivel de laboratorio. Considerando que este mineral ingresará a Planta en un porcentaje bajo dentro del blending con el mineral de Animón, se espera mejorar estos resultados, tanto en la calidad de concentrados como en las recuperaciones del plomo y zinc.

La presencia de contaminantes en el concentrado de plomo (As, Sb y Bi) se encuentran controlados, y en caso del concentrado de zinc existen valores por encima de lo requerido por comercialización (0.30% de Mn y 2.5% de SiO₂).

Luego de realizar la evaluación económica se obtuvo una contribución aproximada de \$31.5 millones para la explotación de Veta 3.

4.5.5. Procesos Metalúrgicos

Tabla 40

Balance Metalúrgico por año

PRODUCCIÓN	Plan	Plan	Plan	Plan	Plan
PLANTA	2024	2025	2026	2027	2028
TRATAMIENTO (TMS)	73,090.94	268,773.51	263,572.27	116,627.27	51,577.13
Animón (TMS)	73,090.94	268,773.51	263,572.27	116,627.27	51,577.13
LEYES					
Zn (%)	7.17	5.91	4.81	4.77	4.74
Pb (%)	1.96	1.88	1.29	1.75	2.71
Cu (%)	0.15	0.12	0.08	0.12	0.15
Ag (Oz/T)	2.14	1.67	1.39	1.4	1.21
RECUPERACIONES					
Zinc (%)	87.22%	85.96%	84.69%	84.68%	84.64%
Plomo (%)	84.95%	84.94%	83.78%	84.90%	86.38%
Cobre (%)	56.39%	54.96%	45.71%	61.26%	66.54%
Plata (%)	80.34%	78.79%	77.56%	77.65%	77.15%
CONCENTRADOS					
Zinc (TMS)	8,632.13	25,783.48	20,286.29	8,898.38	3,910.86
Zn en CC Zn (%)	53%	53%	53%	53%	53%
Ag en CC Zn (Oz/TM)	1.81	1.74	1.8	1.83	1.6
Bulk (TMS)	2,857.40	10,059.07	6,658.23	4,063.23	2,829.10
Pb en Bulk (%)	0.43	0.43	0.43	0.43	0.43
Cu en Bul (%)	0.02	0.02	0.01	0.02	0.02
Ag en Bulk (Oz/TM)	38.48	30.71	37.09	27.18	14.84
FINO S					
Zinc (TM)	4,568.63	13,646.14	10,736.70	4,709.55	2,069.86
Plomo (TM)	1,218.54	4,289.71	2,839.42	1,732.81	1,206.47
Cobre (TM)	62.56	171.78	93.79	82.94	49.76
Plata (Oz)	125,575.76	353,859.14	283,511.38	126,779.74	48,239.37

Nota. Departamento de Planta Concentradora

4.5.6. Evaluación financiera y económica

a) Valor actual Neto (VAN)

Para hallar el valor actual neto, utilizamos la sumatoria de los flujos de caja esperados de los años primero al quinto que duraría el proyecto, menos la inversión inicial.

$$VAN = -1 + \frac{FC1}{(1+i)^1} + \frac{FC2}{(1+i)^2} + \frac{FC3}{(1+i)^3} + \frac{FC4}{(1+i)^4} + \frac{FC5}{(1+i)^5}$$

$$VAN = -16,161 + \frac{2890}{(1+0.15)^1} + \frac{12,506}{(1+0.15)^2} + \frac{8,167}{(1+0.15)^3} + \frac{5,595}{(1+0.15)^4} + \frac{2,395}{(1+0.15)^5}$$

$$VAN = 5,556.01$$

Siendo positivo el valor actual neto (VAN), se concluye que el proyecto de explotación de la Veta 3, es una decisión aceptable para los inversores. El resultado del Valor Actual Neto, indica que se recupera la inversión inicial y aun así se obtiene una utilidad de 5,556.01 miles de US D, lo que equivale a 5.56 millones de dólares, aclarando que se trata de valores actuales.

b) Tasa interna de Retorno (TIR)

Para hallar la tasa interna de retorno (TIR), equiparamos el valor actual neto a 0, tomando en cuenta la misma tasa de oportunidad de mercado que es del 15% anual. El resultado es el siguiente:

$$TIR = -1 + \frac{FC1}{(1+i)^1} + \frac{FC2}{(1+i)^2} + \frac{FC3}{(1+i)^3} + \frac{FC4}{(1+i)^4} + \frac{FC5}{(1+i)^5} = 0$$

$$TIR = -16,161 + \frac{2890}{(1+0.15)^1} + \frac{12,506}{(1+0.15)^2} + \frac{8,167}{(1+0.15)^3} + \frac{5,595}{(1+0.15)^4} + \frac{2,395}{(1+0.15)^5} = 0$$

$$TIR = 29\%$$

Por tanto, se admite la propuesta de explotación de la Veta 3 y se aconseja su viabilidad porque la Tasa Interna de Retorno es del 29%, superior a la tasa de oportunidad de mercado del 15%.

c) Costo Beneficio

Inversión total del proyecto : 16,161 USD

Beneficios totales del proyecto : 31,551 USD

La relación B/C es igual a VP Ingresos / VP Egresos

Entonces:

Valor presente de los ingresos : 21,729 (Tasa: 0.15)

Valor presente de los egresos : 16,161

Relación B/C : 1.344

La correlación entre los ingresos y los egresos actuales es de 1.344, por tanto, el proyecto es viable y beneficioso para los inversionistas.

CONCLUSIONES

1. La investigación realizada permite afirmar en general que la explotación de la Veta 3 de la unidad minera Animón de la empresa Minera Chungar S.A.C. Pasco, es completamente viable desde el punto de vista técnico y económico, por lo expuesto en los siguientes ítems.
2. El estudio realizado a las propiedades geomecánicas que presenta la estructura mineralizada de la Veta 3 de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. mediante mapeos y sondajes señala que se trata de una Veta que se encuentra emplazada en rocas encajonantes de tipo IV-A y IV-B y una calidad de roca de tipo Mala-A y Mala-B con un RMR de 25 a 32; un índice “Q” modificado de 0.562, presentando una estabilidad de 0.73 en caja techo, 0.44 en Veta y 0.73 en caja piso, lo cual determina que las longitudes de tajo requeridas para garantizar la estabilidad de minado pueden ser efectivas a 10m.; con un radio hidráulico de 1.6.
3. Se ha evaluado los dos tipos de explotación más apropiados para la explotación de la Veta 3 de la Mina Animón de la Cía Minera Chungar S.A.C. y se ha determinado que el método Sublevel Stopping se adapta mejor a la geometría de la estructura mineralizada generando un mayor beneficio económico, no obstante, se concluye que deben ser utilizados ambos métodos de explotación dadas las características geomecánicas de la Veta 3. Al efectuar el análisis de los costos de operación de ambos métodos se ha determinado que el método de corte y relleno ascendente alcanza a un costo de 63.32 USD/Tn y el método de Sublevel Topping alcanza a un costo de 51.82 USD/Tn, lo que significa que el método de Sublevel Stopping es 18.16% menos costoso que el método de corte y relleno ascendente. No obstante, ambos métodos deben ser utilizados si se desea optimizar el proceso de explotación.

4. La evaluación técnico-económica realizada a la explotación de la Veta 3 de la Mina Animón, de la Cía. Minera Chungar S.A.C. indica que existe un valor bruto de producción durante los 4.2 años de duración del proyecto que alcanza a 132'272,000 de USD; un valor neto de producción que alcanza a 95'265,000 de USD; a cuya cifra se debe deducir el costo de producción que alcanza a 43'551,000 de USD más los gastos de venta que ascienden a 4'001,000 de USD; con lo cual se obtiene una contribución total de 47'712,000 de USD, a los cuales se deduce la inversión que alcanza a 16'161,000 de USD, con lo cual se obtiene una contribución final del proyecto que asciende a 31'551,000 USD por los 4.2 años de actividad del proyecto. La rentabilidad del proyecto de explotación de la veta 3 queda demostrada por los valores positivos del valor actual neto (VAN), la tasa interna de rentabilidad (TIR) y la relación coste-beneficio.

RECOMENDACIONES

1. Dado que la evaluación Técnico Económica nos permite tomar una decisión adecuada para la explotación a menor coste y obtener mayor rentabilidad, es necesario realizar la evaluación Técnico Económica de los métodos mineros para su selección y su aplicación en las estructuras mineralizadas.
2. Llevar a cabo estudios geomecánicos, mapeos y evaluaciones geomecánicas con los controles necesarios, para poder migrar del Método de Explotación “Corte y Relleno Ascendente” a “Sublevel Stopping”, con un Factor de Seguridad óptimo.
3. Realizar una evaluación económica del tipo de minado, para confirmar la selección del tipo de explotación sugerido de acuerdo a los parámetros establecidos por David E. Nicholas y de esta manera tomar una decisión acertada.
4. Analizar los estados financieros de acuerdo a los estándares del VAN, TIR y Payback, con el fin de evaluar la rentabilidad de los proyectos.

BIBLIOGRAFÍA

- Alata Ttito, W. R. (2019). Implementacion del método Sublevel Stopping con taladros largos para el minado del tajo 012, NV 18 Veta Ximena—Zona Oroya – CIA minera Casapalca [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad Del Cusco]. <https://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/20.500.12918/4801>
- Área de Planeamiento. (2020). *Método de explotación*. VOLCAN, Lima.
- Arteaga, R. (1997). *Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos*
- Carlos Jimenez, I. A., & Rivera Cruz, E. Y. (2016). Ventajas económicas de la implementación del método de explotación sublevel stopping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de corte y relleno ascendente en la zona codiciada de la mina morococha [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional de Trujillo]. <https://dspace.unitru.edu.pe/items/e928bdc3-4269-4651-b889-c73730e15652>
- CIA Minera Volcan. (2020). *VOLCAN*. Recuperado el 17 de Diciembre de 2021, de <https://www.volcan.com.pe/nosotros/>
- Compañía Minera Chungar. (2021). Plan de Minado 2021, Mina Animón. Chungar - Volcan.
- Comun Rosas, H. R. H. (2018). La influencia del método Corte y Relleno Ascendente con taladros largos en la producción de la mina Animón—Volcán [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/20.500.12894/5143/1/T010_70198029_T.pdf
- Glencore-Volcan. (s. f.). Evaluación Económica Veta 3—Mina Animon. VOLCAN.
- Hartman, H. L., & Mutmanský, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering*, Jon Wiley. New Jersey
- Jorquera Villarroel, M. A. (2015). Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla [Tesis de Pregrado, Universidad de Chile]. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/134586>

- Manual de Minería. (2005), *Estudios Mineros del Perú S.A.C.*
http://www.estudiosmineros.com/ManualMineria/Manual_Mineria.pdf
- Miller-Tait, L. & Pakalnis, R. P. (1995). *UBC Mining Method Selection*. In: Proceeding of the Mine Planning and Equipment Selection Symposium, pp. 163-168
- Mineros de Inversión. (s.f.). *Instituto Tecnológico Geominero de España*.
- Ministerio de Minas y Energía. (2015). *Glosario Técnico Minero*. Ministerio de Minas y Energía, Bogotá. Recuperado el 20 de Diciembre de 2021, de <https://www.minenergia.gov.co/documents/10180/698204/GLOSARIO+MINERO+FINAL+29-05-2015.pdf/cb7c030a-5ddd-4fa9-9ec3-6de512822e96>
- Moreno, A., & Atalaya, A. (2020). *Estudio Conceptual de Factibilidad de Veta V3*. Compañía minera Chungar-GLENCORE.
- Nicholas. D. (1992). *Selection Procedure*. *SME Mining Engineering Handbook* (second edition) pp 2090-2106
- Rivera Rivera, D. F. (2017). *Optimización del sistema de relleno RDC para el Método de Explotación cámaras y Pilares Corte y Relleno (Drift and Fill) Ascendente en la Mina el Roble ubicada e Municipio El Carmen de Atrato*. [Tesis de pregrado, Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia]. Recuperado el 20 de Diciembre de 2021, de <https://repositorio.uptc.edu.co/bitstream/001/2269/1/TGT-810.pdf>
- Roldan Merino, A. (2018). *Evaluación del soporte preventivo con Shotcrete y Fibra de acero aplicado en macizos rocosos inestables en la mina Animon-CIA Minera Volcan SA. Cerro de Pasco-2016*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, Abancay].
https://repositorio.unamba.edu.pe/bitstream/handle/UNAMBA/619/T_0342.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Rondon del Carmen, C. (2017). *Análisis comparativo entre los Métodos de Explotación Sublevel Stopping VS Corte y Relleno Convencional en la mina Morococha*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Recuperado el 20 de Diciembre de 2021, de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/2569/MIrocace.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

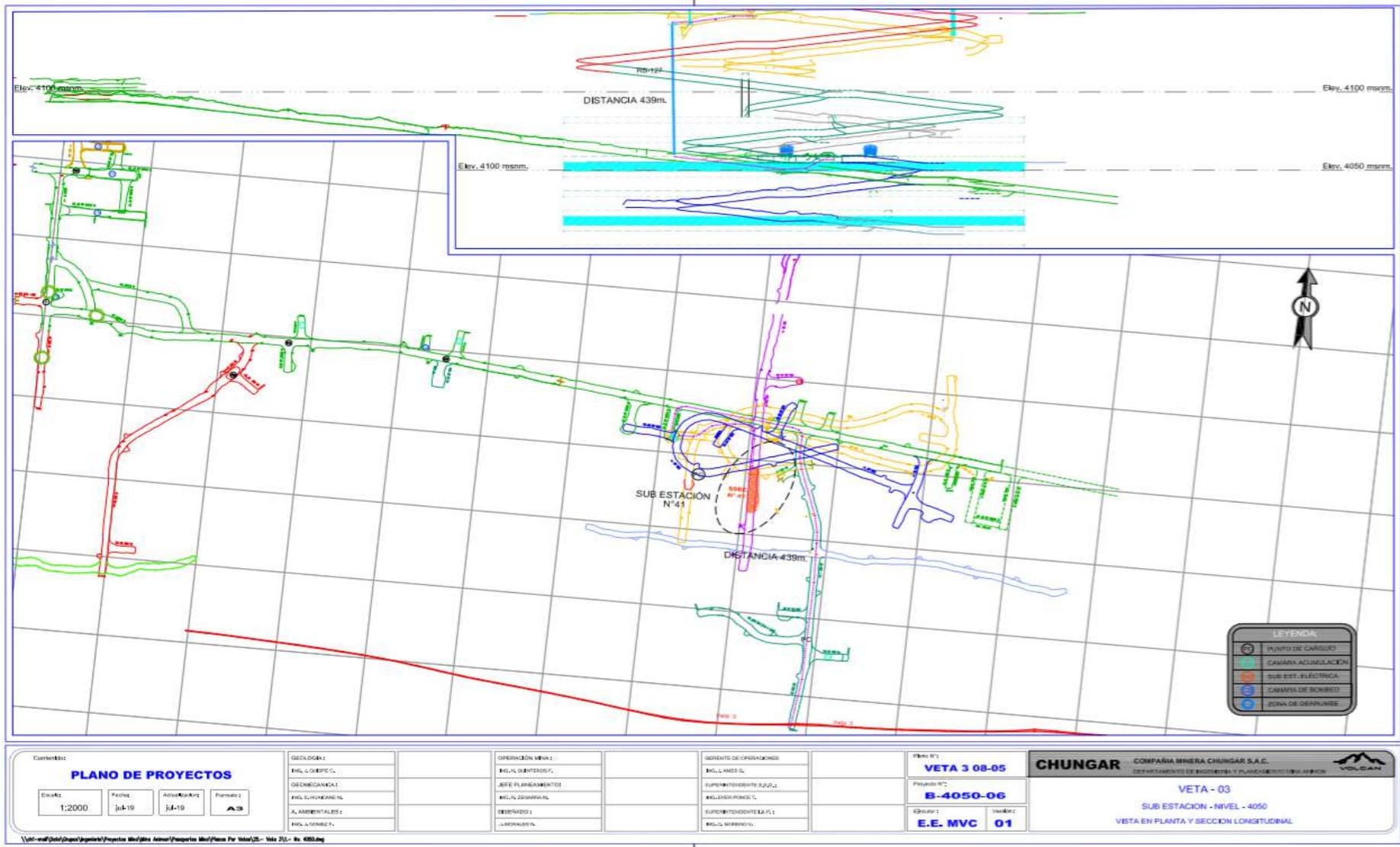
Trujillo, S. E. (2020). *Estudio Geomecánico de estabilidad Veta 3*. Chungar - Volcan.

U.E.A. Chungar. (s.f.). *Método de Explotación - Taladros Largos*. Volcan - Chungar.

U.E.A. Chungar. (s.f.). *Método de Explotación (Corte y Relleno Ascendente - Breasting)*. Volcan - Chungar.

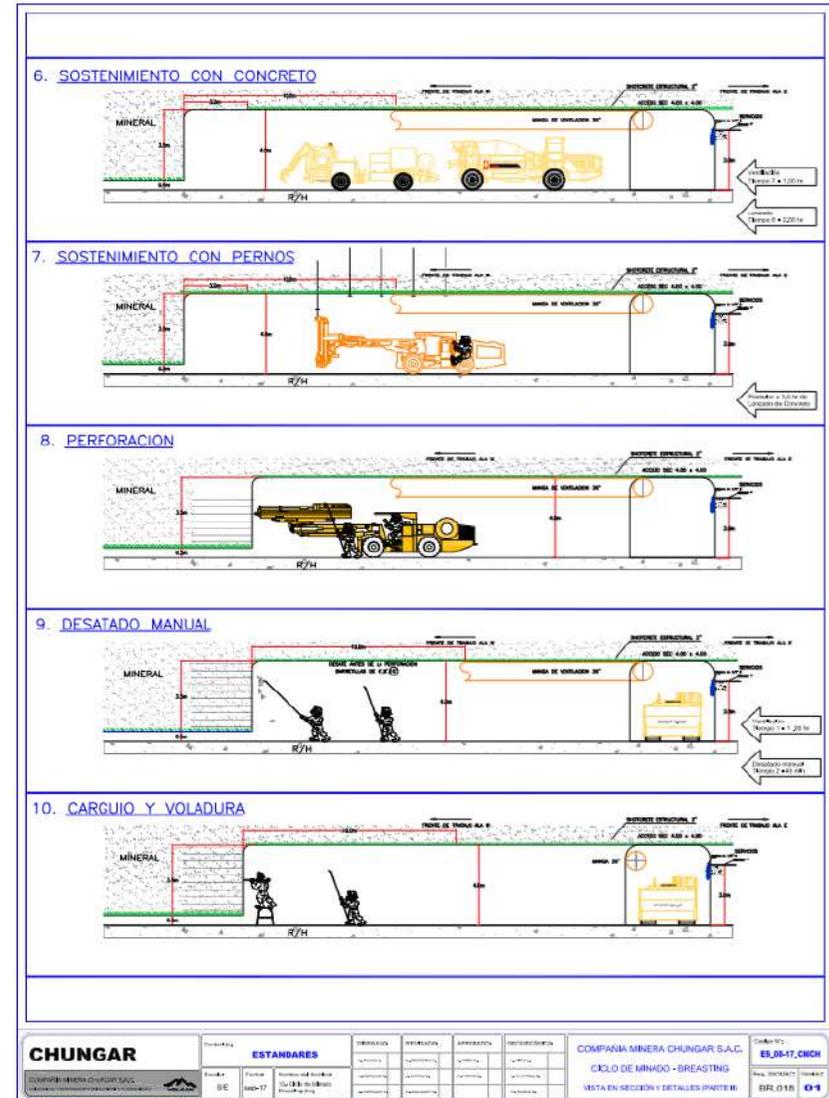
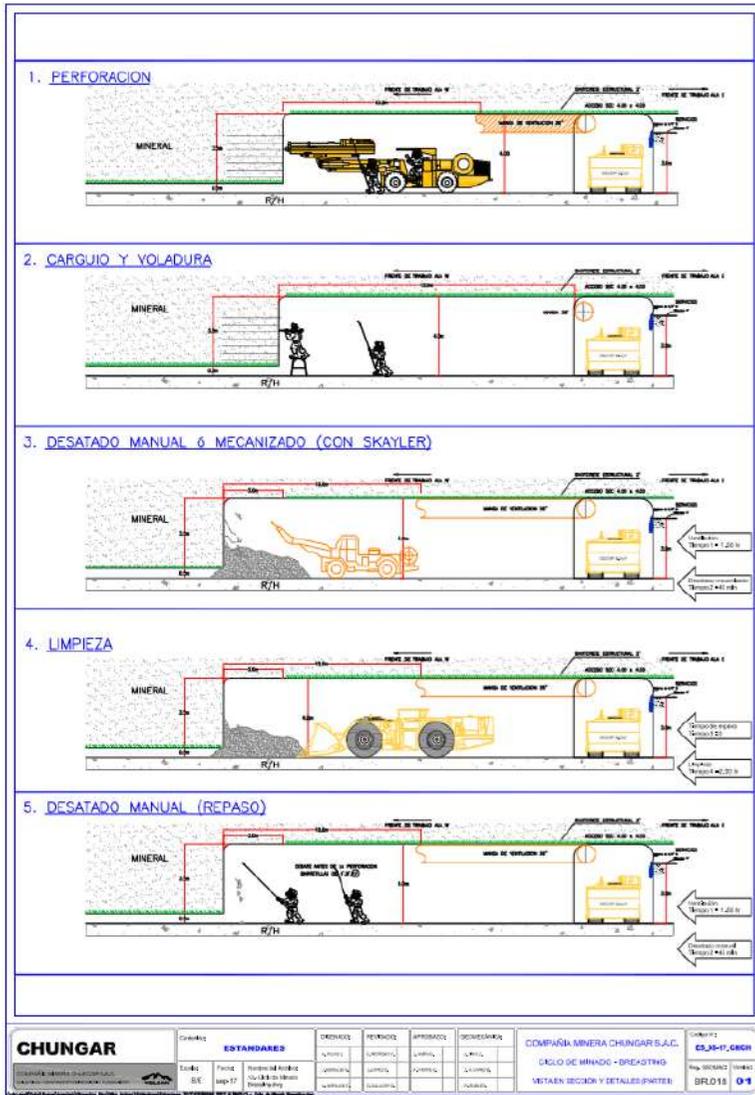
ANEXOS

ANEXO 1: Vista en planta y sección - Energía eléctrica

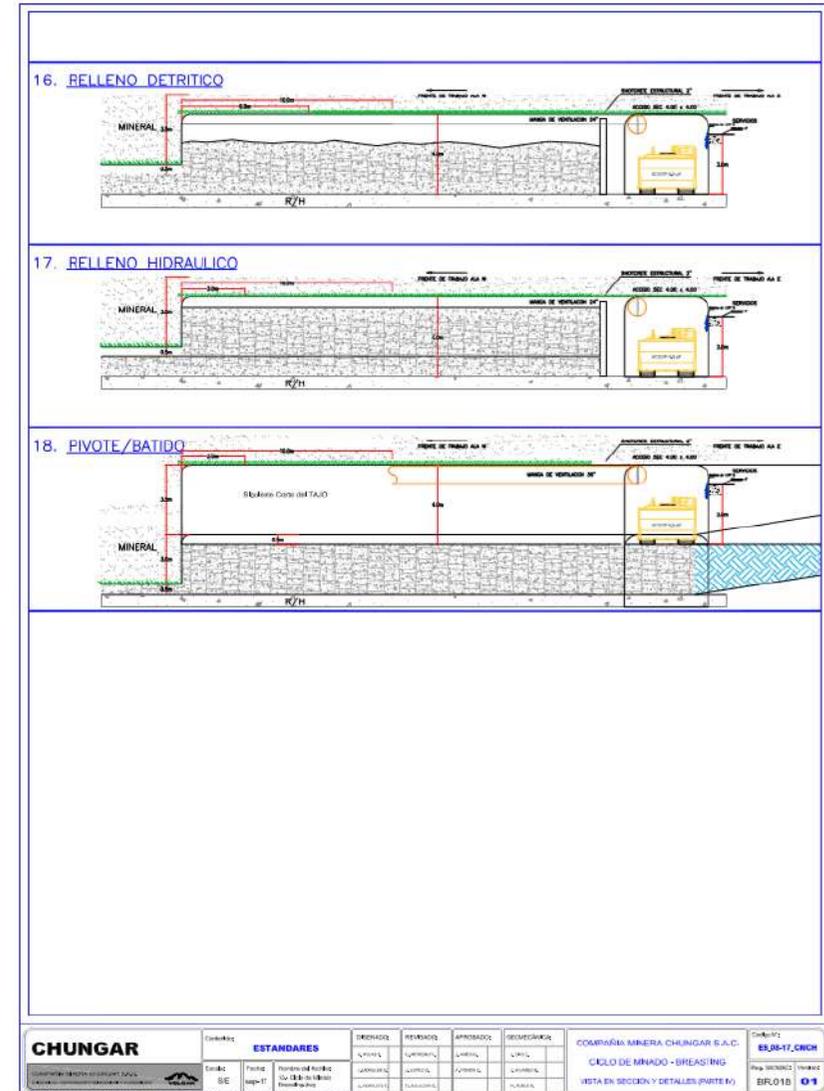
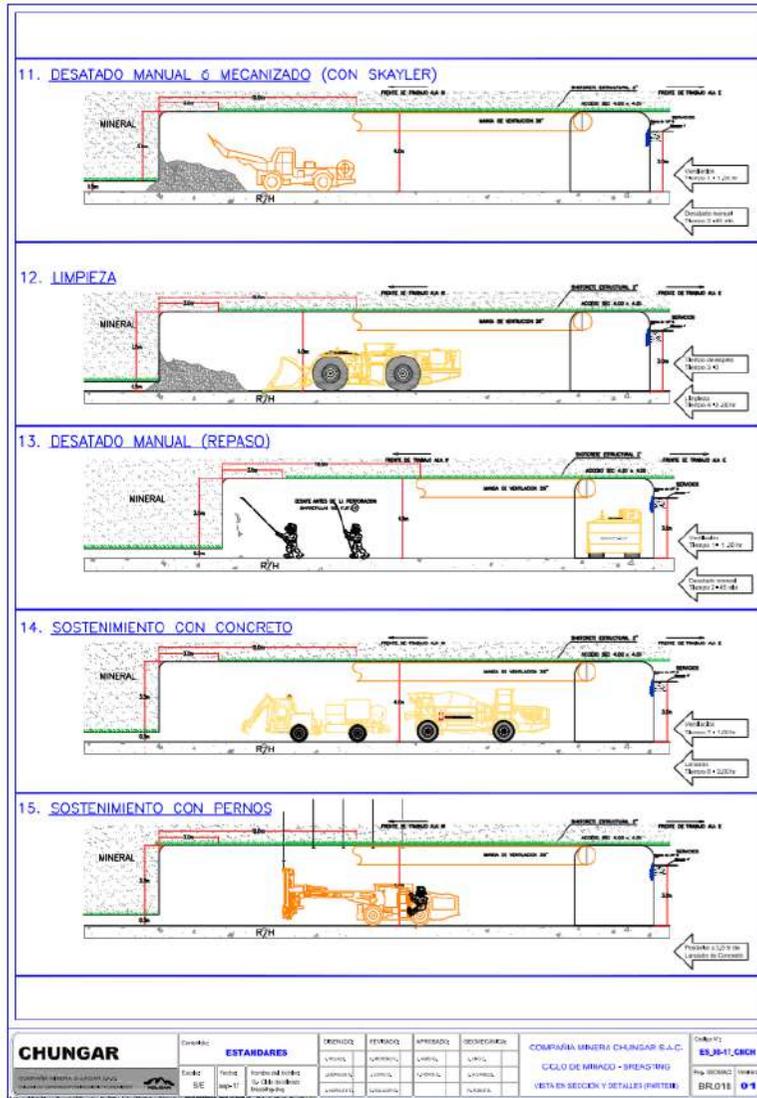


PLANO DE PROYECTOS Escala: 1:2000 Fecha: ju4-19 Auto/Autor: ju4-19 Formato: AS		GEOLOGIA: ING. A. GONZALEZ	OPERACION MINA: ING. V. GONZALEZ JEFE PLANEAMIENTO: ING. S. ROMERO OBSERVADO: L. MORALES	GERENTE DE OPERACIONES: ING. L. MORALES SUPERINTENDENTE SUJOS: ING. S. ROMERO SUPERINTENDENTE CAJAS: ING. S. ROMERO	Firmo N°: VETA 3 08-05 Proyecto N°: B-4050-06 Epígrafe: E.E. MVC 01	CHUNGAR COMPAÑIA MINERA CHUNGAR S.A.C. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO AMBIENTAL VETA - 03 SUB ESTACION - NIVEL - 4050 VISTA EN PLANTA Y SECCION LONGITUDINAL
---	--	-------------------------------	---	--	---	--

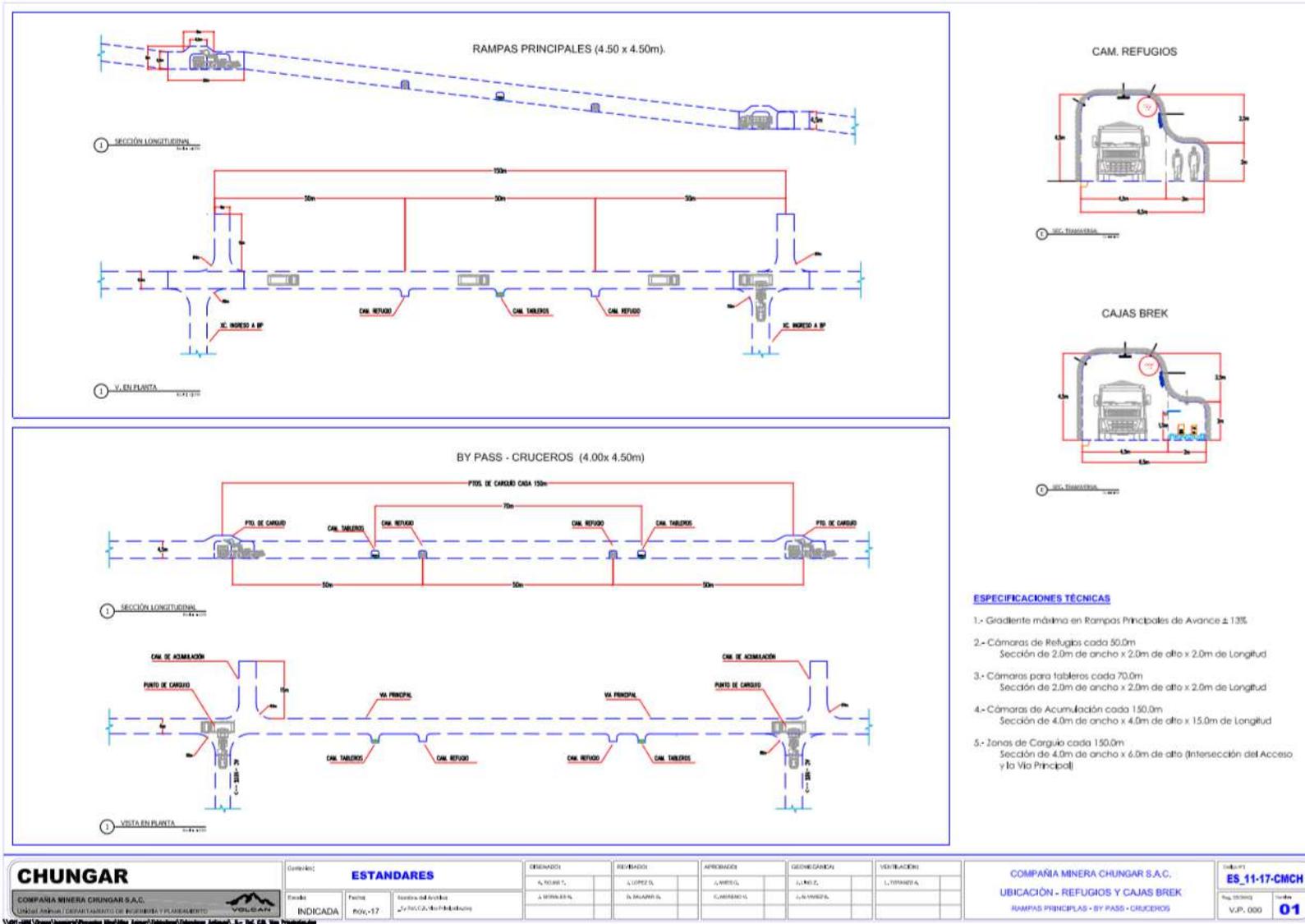
ANEXO 3: Ciclo de Minado – Método Corte Relleno Ascendente



ANEXO 4: Ciclo de Minado – Método Corte Relleno



ANEXO 8: Laboreo Minero: Refugio y Caja Break (Vías Principales)

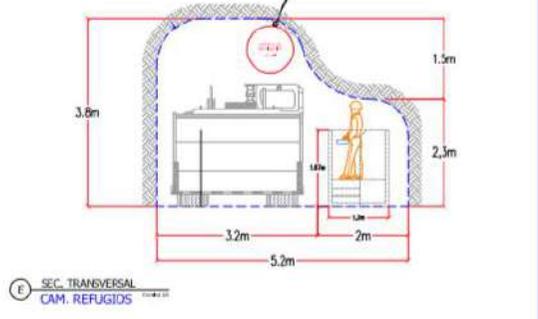


ANEXO 9: Laboreo Minero: Refugio y Caja Break (Taladros Largos)

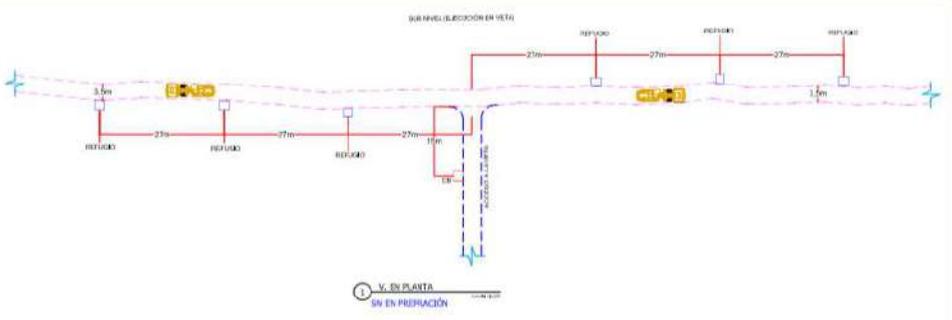
	COMPAÑIA MINERA CHUNGAR SAC SISTEMA DE GESTION SSOMAC	Código	ESO-AM-IPL-02-22
	Título: Estandares de Refugios Taladros Largos	Revisión	00
		Área	Ingeniería y Planeamiento
		Código:	4/4



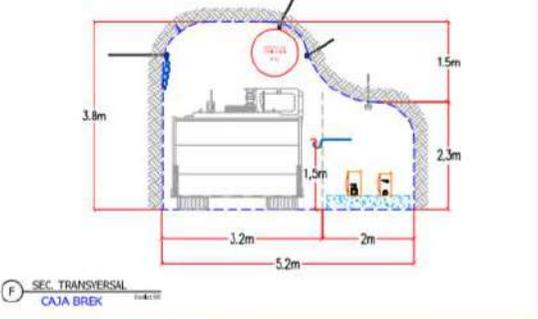
SECCIÓN LONGITUDINAL
EN SU PREPARACIÓN



SEC. TRANSVERSAL
CAM. REFUGIOS



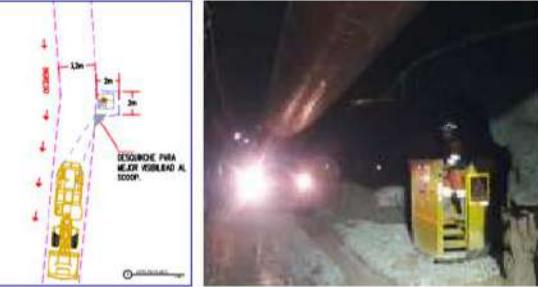
SUB NIVEL UBICACIÓN EN VETA



SEC. TRANSVERSAL
CAJA BREK

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS

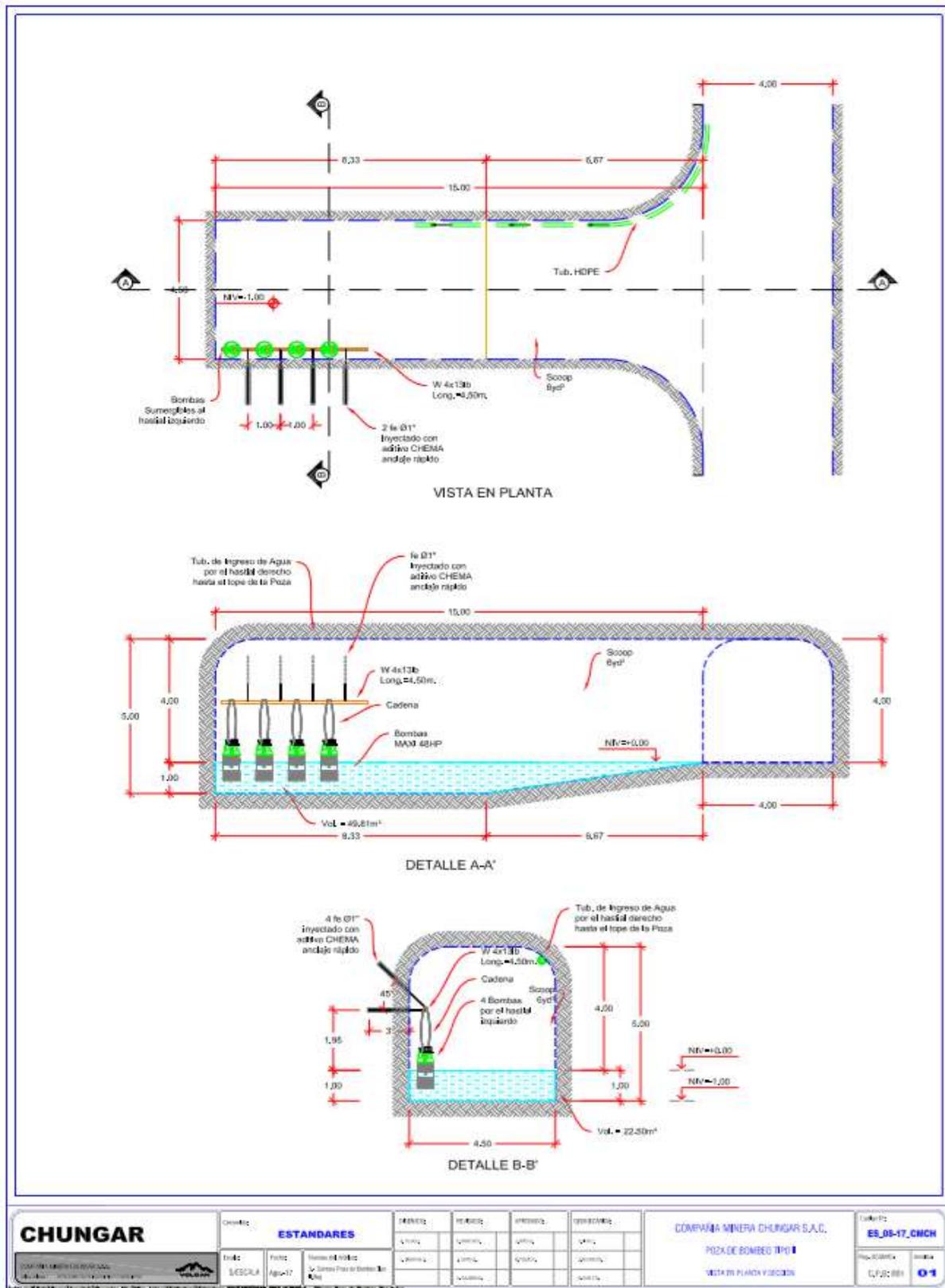
- Gradiente máxima en labores de Avance preparación de sub niveles 0.3%, sección (3.2x3.8m).
- Refugios a cada 27.0m, al lado del co operador con Secc. de 2.0m de ancho x 2.3m de alto y 2.0m de Longitud. (ubicar cabina de operador)
- Cámaras para tableros a 15.0m. antes de la estructura mineralizada, Sección de 1.5m de ancho x 1.5m de alto x 1.5m de Longitud.
- Los refugios se ejecutarán en los sub niveles que servirán como limpieza al control remoto. A la vez acondicionados para cajas brek.



REQUISITO PARA MEJOR VISIBILIDAD A 1000P.

	ESTANDARES	DISEÑADO	REVISADO	APROBADO	SUBGERENTE	REVISADO	COMPANIA MINERA CHUNGAR S.A.C. REFUGIOS Y CAJAS BREK SUB NIVELES PARA TALADROS LARGOS	ES-06-18-CMCH REP-022 01
	Envió: S/E Fecha: JUL-18 Nombre del Proyecto: Taladros Largos	A. ROSALES L. VERRASIN	G. GONZALEZ	J. RAMOS	S. NARANJO	L. TORREALBA		

ANEXO 10: Laboreo Minero: Poza de Bombeo Auxiliar



CHUNGAR <small>COMPAÑIA MINERA CHUNGAR S.A.C.</small> 	Cliente: ESTANDARES	DISEÑO: [] REVISÓ: [] APROBÓ: [] OBSERVACIONES: []	COMPANIA MINERA CHUNGAR S.A.C. POZA DE BOMBEO TIPO I VISTA EN PLANTA Y SECCION	Código: ES_08-17_CMCB Proyecto: [] Fecha: []
	Fecha: 15/03/2017	Hoja: 01 de 01	Proyecto: [] Cliente: [] Ubicación: []	Escala: [] Autor: []
	Proyecto: Agua-17	Nombre del Proyecto: Agua-17	Descripción: []	Estado: []

ANEXO 11: Laboreo Minero: Sub Estación Eléctrica

