

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Evaluación del impacto económico y técnico de los métodos de
minado bench & fill y sub level stoping en la estimación de
reservas de una unidad minera subterránea**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Omar Wilfredo Flores Núñez

 [0009-0009-0703-6886](https://orcid.org/0009-0009-0703-6886)

Asesor

M.Sc. Jose Antonio Corimanya Mauricio

 [0000-0003-1078-4155](https://orcid.org/0000-0003-1078-4155)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Flores Núñez [1]
Referencia/Reference	[1] O. Flores Núñez, <i>“Evaluación del impacto económico y técnico de los métodos de minado bench & fill y sub level stoping en la estimación de reservas de una unidad minera subterránea”</i> [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Flores, 2025)
Referencia/Reference	Flores, O. (2025). <i>Evaluación del impacto económico y técnico de los métodos de minado bench & fill y sub level stoping en la estimación de reservas de una unidad minera subterránea</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

A la memoria de mis queridos padres, Santiago e Irma, cuyo ejemplo de esfuerzo, honestidad y perseverancia forjaron mi carácter y guiaron cada paso de mi vida. Aunque no me acompañen físicamente, todavía siento su presencia y estoy seguro de que, desde el lugar donde Dios los tiene, comparten conmigo la satisfacción de este logro tan anhelado.

A lo largo de mi trayectoria profesional en la minería, experimenté momentos de alegría, sacrificio y riesgos que pusieron a prueba mi fortaleza; pero, convencido de que la fe y la dedicación son las bases del verdadero progreso, pude salir adelante, Dios mediante.

Con gratitud y humildad, culmino esta etapa como testimonio de que nunca es tarde para alcanzar los sueños que nacen del esfuerzo y la vocación. Reitero, gracias a ustedes, papá y mamá.

Agradecimientos

Expreso mi más profundo agradecimiento a todas las personas que me brindaron su apoyo y confianza para culminar este importante camino académico.

En primer lugar, a mi hermano, Ingeniero Felipe Robert, filántropo por excelencia, cuyo ejemplo de generosidad y constancia ha sido una inspiración constante en mi vida.

A mis hijos, Licenciado Felipe Antonio, Sra. Alda Flores de Drummond, Licenciada Srta. Paola y Sra. Esperanza Becerra, por su incondicional respaldo y por el valioso apoyo moral que me ofrecieron en todo momento.

Asimismo, mi reconocimiento y gratitud a mi alma máter, la Universidad Nacional de Ingeniería, una de las instituciones educativas más prestigiosas del Perú, en cuyas aulas se han formado profesionales altamente calificados que honran con su trabajo el nombre de esta ilustre casa de estudios.

Resumen

La presente investigación tuvo como objetivo evaluar la influencia del método de explotación subterránea en la estimación de reservas y en el desempeño técnico–económico de la operación, considerando variables como dilución, recuperación minera, estabilidad geomecánica, envolvente económica y adherencia entre lo planificado y lo ejecutado. El estudio comparó los métodos Bench & Fill y Sub Level Stoping, analizando su impacto sobre la confiabilidad de las reservas y la eficiencia de la planificación. La metodología empleada fue de enfoque cuantitativo y diseño no experimental, basada en el análisis de modelos de bloques, la optimización de tajeos mediante el algoritmo Mineable Shape Optimizer (MSO), la aplicación de factores modificadores y el uso del criterio ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough), que cuantifica el desprendimiento lineal de las paredes del tajeo en función del número de estabilidad y el radio hidráulico. Asimismo, se evaluó la adherencia y el cumplimiento del plan anual y de los planes mensuales mediante la comparación geométrica y volumétrica de sólidos planificados y ejecutados. Los resultados muestran que el método de explotación influye significativamente en la estimación de reservas y en el desempeño operativo, evidenciándose diferencias de dilución de 9–11% para Bench & Fill y 12–15% para Sub Level Stoping, así como una recuperación aproximada de 93% en métodos más selectivos. La envolvente económica optimizada alcanzó 6.41 Mt con una ley promedio de 2.17% Sn. En términos de planificación, la adherencia al plan anual fue de 27%, mientras que la adherencia mensual alcanzó 72%, ambos valores por debajo de los objetivos establecidos. Se concluye que la selección adecuada del método de explotación y la coherencia en los criterios de estimación y planificación son determinantes para mejorar la confiabilidad de las reservas y la eficiencia de la operación minera.

Palabras clave — Reservas mineras, MSO, adherencia operativa, métodos de explotación.

Abstract

This research aimed to evaluate the influence of the underground mining method on reserve estimation and the technical–economic performance of the operation, considering variables such as dilution, mining recovery, geomechanical stability, economic envelope, and adherence between planned and executed activities. The study compared the Bench & Fill and Sub Level Stoping methods, analyzing their impact on reserve reliability and mine planning efficiency. The methodology followed a quantitative, non-experimental approach, based on the analysis of block models, stope optimization using the Mineable Shape Optimizer (MSO) algorithm, the application of modifying factors, and the use of the ELOS criterion (Equivalent Linear Overbreak/Slough), which quantifies the linear overbreak of stope walls as a function of the stability number and the hydraulic radius. Additionally, adherence and compliance were evaluated for both the annual plan and monthly plans through geometric and volumetric comparisons of planned and executed solids. The results show that the mining method significantly influences reserve estimation and operational performance, with dilution differences of 9–11% for Bench & Fill and 12–15% for Sub Level Stoping, as well as an approximate recovery of 93% for more selective methods. The optimized economic envelope reached 6.41 Mt with an average grade of 2.17% Sn. In terms of planning, adherence to the annual plan was 27%, while monthly adherence reached 72%, both below established targets. It is concluded that the appropriate selection of the mining method and consistency in estimation and planning criteria are critical to improving reserve reliability and operational efficiency.

Keywords — Mineral reserves, MSO, operational adherence, mining methods.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2 Objetivo.....	3
1.2.1 Objetivo general	3
1.2.2 Objetivos específicos	3
1.3 Hipótesis	3
1.3.1 Hipótesis general	3
1.3.2 Hipótesis específicas.....	3
1.4 Variables	4
1.4.1 Variable Independiente (V.I.).....	4
1.4.2 Variable dependiente (V.D.)	4
1.5 Antecedentes referenciales	6
1.5.1 Antecedentes internacionales	6
1.5.2 Antecedentes nacionales	8
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	12
2.1 Marco teórico	12
2.1.1 Proceso de estimación de reservas.....	12
2.1.2 Factores modificadores en la estimación de reservas	14
2.1.3 Cálculo de la Ley de Corte (Cut-Off Grade).....	15
2.1.4 Valor económico del mineral (NSR)	17
2.1.5 Métodos de explotación	18
2.2 Marco conceptual.....	20
2.2.1 Envolvente económica	20

2.2.2	Mineable Shape Optimizer	20
2.2.3	AZONE (Área o Zona Económica)	20
2.2.4	Reconciliación minera (Plan–Real).....	21
2.2.5	Orebody Thickness	21
2.2.6	Categorías de recursos (Measured, Indicated, Inferred).....	21
2.2.7	Stope Design Criteria	21
2.2.8	Secuenciamiento de minado	22
2.2.9	Dilución operativa vs dilución planificada	22
2.2.10	Mineable Tonnage	22
	Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	23
3.1	Metodología	23
3.1.1	Tipo de investigación.....	23
3.1.2	Nivel de investigación.....	23
3.1.3	Método de investigación.....	23
3.1.4	Diseño de investigación	24
3.1.5	Población y muestra.....	24
3.1.6	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	25
3.2	Recursos.....	26
3.2.1	Modelo de recursos minerales	26
3.2.2	Curva Tonelaje – NSR	32
3.3	Estimación de reservas	34
3.3.1	Factores modificadores	35
3.3.2	Valorización del modelo de bloques	35
3.3.3	Métodos de minado.....	36
3.3.4	Estimación Ley de corte	39
3.3.5	Otros factores modificadores.....	44
3.4	Envolvente económica de reservas.....	50
3.5	Reservas de mineral	56

3.5.1	Cambios significativos respecto de estimaciones anteriores	56
3.6	Criterios de diseño y secuenciamiento	57
3.6.1	Envolverte económica medido, Indicado e inferido	57
3.6.2	Esquema de Secuencia de Minado	58
3.6.3	Actividades derivadas	60
3.6.4	Consideraciones operativas	61
	Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	65
4.1	Evaluación de resultados	65
4.1.1	Criterio de adherencia y cumplimiento	66
4.2	Análisis de adherencia	67
4.2.1	Inputs	67
4.2.2	Budget 2021 vs Ejecutado 2021.....	68
4.2.3	Plan Corto Plazo 2021 vs Ejecutado 2021	72
4.3	Validación de hipótesis.....	80
4.3.1	Formulación de hipótesis	81
4.3.2	Evidencia empírica para la validación	81
4.3.3	Análisis para la validación de la hipótesis.....	82
4.4	Discusión de resultados	83
	Conclusiones	86
	Recomendaciones	88
	Referencias bibliográficas.....	89
	Anexos	92

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	5
Tabla 2 : Recursos medidos, Indicados e inferidos	28
Tabla 3 : Recursos minerales por Azone	31
Tabla 4 : Recursos minerales por Mtype.....	32
Tabla 5 : Recurso mineral medido, indicado e inferido por Cut off \$/t	33
Tabla 6 : Ley de Corte Base por método de explotación	41
Tabla 7 : Matriz de Ley de Corte por método de explotación y escenario de minado	43
Tabla 8 : Ley de Corte para avances	44
Tabla 9 : ELOS por estructura	46
Tabla 10: Recuperación minera por método de minado.....	47
Tabla 11: Longitud de ELOS por método de minado.....	48
Tabla 12: Dilución operativa por estructura.....	49
Tabla 13: Ancho mínimo de minado por Azone.....	50
Tabla 14: Envolvente minable por categoría	52
Tabla 15: Condición de envolvente minable de reservas	54
Tabla 16: Reporte de envolvente minable de reservas	54
Tabla 17: Reporte de envolvente minable de reservas	57
Tabla 18: Envolvente económica (Medidos, indicados e inferidos)	58
Tabla 19: Ratios para secuenciamiento	63
Tabla 20: Análisis de adherencia del Budget vs Ejecutado – Jorge 1	71
Tabla 21: Análisis de adherencia Budget vs Ejecutado – Resumen por estructura	71
Tabla 22: Análisis de adherencia Budget vs Ejecutado – Resumen por estructura	75
Tabla 23: Análisis de adherencia Budget vs Ejecutado – Resumen por estructura	75
Tabla 24: Adherencia plan vs Ejecutado mensual – Resumen por estructura.....	77
Tabla 25: Adherencia de paneles planificados y ejecutados en un mismo periodo	79
Tabla 26: Comparación de dilución por método de explotación	81

Tabla 27: Comparación de recuperación minera.....	81
Tabla 28: Variación en la envolvente y valor económico.....	82
Tabla 29: Cuadro resumen de la mejora lograda mediante la metodología aplicada	85

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Modelo de Recursos de la mina – junio 2021.....	27
Figura 2 : Vista 3D del prototipo de la estructura Cyndhi Piso.....	29
Figura 3 : Procedimiento para Obtención del modelo RMOD.....	30
Figura 4 : Curva Tonelaje – NSR\$/t medido e indicado.....	34
Figura 5 : Diseño Banqueo y relleno cementado (Bench & Fill)	37
Figura 6 : Diseño Banqueo y relleno detrítico (Bench & Fill)	38
Figura 7 : Diseño Sublevel stoping transversal con relleno cementado.....	39
Figura 8 : Escenarios de minado.....	40
Figura 9 : Estimación empírica del ELOS.....	45
Figura 10: Tratamiento para la categoría inferida en los modelos de recursos	51
Figura 11: Distribución espacial de envolvente minable por categoría	53
Figura 12: Envolvente Minable por condición.....	55
Figura 13: Envolvente económica (Medidos, indicados e inferidos)	57
Figura 14: Secuencia de Minado – Bench & Fill en Pasta.....	59
Figura 15: Secuencia de minado – Bench & Fill detrítico	59
Figura 16: Secuencia de minado – Sub Level Stopping Transversal.....	60
Figura 17: Actividades unitarias - Ciclo de minado.....	61
Figura 18: Metodología de elaboración del Forecast.....	62
Figura 19: Criterio de evaluación de adherencia	66
Figura 20: Presupuesto 2021.....	68
Figura 21: Presupuesto vs Ejecutado 2021.....	69
Figura 22: Procesamiento de sólidos para el análisis.....	70
Figura 23: Generación de polígonos.....	70
Figura 24: Análisis de adherencia Budget vs Ejecutado.....	72
Figura 25: Consolidado planes mensuales 2021.....	73
Figura 26: Planes mensuales vs Ejecutado 2021.....	73

Figura 27: Sólidos intersecados.....	74
Figura 28: Reporte de adherencia del plan vs Ejecutado mensual.....	76
Figura 29: Análisis de adherencia – Estructuras principales	78
Figura 30: Paneles planificados vs Ejecutados	78
Figura 31: Análisis de cascada de adherencia por estructura	80

Introducción

La estimación de reservas y la selección del método de explotación constituyen procesos fundamentales en la planificación minera subterránea, ya que determinan la viabilidad económica, técnica y operativa de un yacimiento. En particular, la elección entre métodos como Bench & Fill y Sub Level Stoping tiene efectos directos sobre la dilución, recuperación minera, estabilidad geomecánica, tonelaje minable y valor económico, factores que influyen tanto en la confiabilidad del modelo geológico como en la adherencia del plan minero. En este contexto, surge la necesidad de analizar de manera integral cómo la combinación de estos elementos afecta el desempeño global de la operación y la calidad de las reservas estimadas.

El presente trabajo se desarrolla bajo una secuencia metodológica rigurosa y una estructura que permite comprender la problemática desde sus elementos conceptuales hasta su evaluación final. En el Capítulo I se expone el planteamiento general del estudio, empezando por la descripción del problema de investigación, donde se argumenta la importancia de evaluar la influencia del método de explotación sobre los parámetros técnicos y económicos que permiten definir reservas confiables. Este capítulo también presenta los objetivos general y específicos, las hipótesis general y específicas, la operacionalización de variables, así como un conjunto de antecedentes nacionales e internacionales que enmarcan el estado del conocimiento sobre métodos de explotación, estimación de reservas, dilución y adherencia operativa.

El Capítulo II desarrolla el marco teórico y conceptual, abordando los fundamentos relacionados a la estimación de reservas, los factores modificadores, la ley de corte, el valor económico del mineral (NSR), y la descripción técnica de los métodos de explotación evaluados. Asimismo, se presenta el marco conceptual que define los términos claves utilizados en la investigación, tales como envolvente económica, MSO, ELOS, dilución planificada y adherencia operativa, todos necesarios para interpretar adecuadamente los resultados posteriores.

En el Capítulo III se detalla el desarrollo del trabajo de investigación, describiendo el tipo, nivel, método y diseño de investigación, así como los procedimientos empleados para la recopilación y procesamiento de datos. Se presentan los modelos de recursos utilizados, la construcción de curvas tonelaje–NSR, la estimación de reservas mediante MSO, la evaluación de factores modificadores, la definición de la envolvente económica y la estimación final de reservas. Este capítulo también explica los criterios de diseño y secuenciamiento, las actividades derivadas y las consideraciones operativas necesarias para la correcta interpretación técnica del análisis.

Finalmente, el Capítulo IV se centra en la evaluación y discusión de resultados, incorporando el análisis comparativo entre lo planificado y lo ejecutado, tanto para el plan anual como para los planes de corto plazo. Se desarrolla el análisis de adherencia utilizando sólidos planificados y ejecutados, así como modelos de distintos periodos, lo que permite calcular el grado de cumplimiento y su impacto sobre la confiabilidad del plan minero. Asimismo, se presenta la validación de las hipótesis, sustentada en la evidencia técnica del estudio, y una discusión crítica que integra los hallazgos principales en materia de reservas, diseño de tajeos, dilución, secuenciamiento y adherencia.

En conjunto, la tesis proporciona un análisis integral y aplicado sobre la relación entre el método de explotación, la estimación de reservas y la adherencia operativa, contribuyendo al entendimiento técnico y económico de la planificación subterránea y ofreciendo lineamientos que fortalecen la toma de decisiones en escenarios reales de operación.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Descripción del problema de investigación

La minería subterránea moderna enfrenta un desafío constante para optimizar sus métodos de explotación frente a condiciones geológicas complejas, mayores exigencias de productividad y crecientes presiones económicas. Diversos yacimientos polimetálicos de vetas angostas y cuerpos irregulares, característicos de la región andina, requieren seleccionar métodos de explotación que minimicen la dilución, aseguren la recuperación del mineral y mantengan condiciones adecuadas de estabilidad geomecánica. En este contexto, métodos como Bench & Fill y Sub Level Stopping (SLS) se utilizan ampliamente por su potencial productividad; sin embargo, presentan diferencias significativas en costos, secuenciamiento, seguridad y comportamiento geotécnico.

Estudios internacionales indican que la dilución no controlada es uno de los principales problemas operativos: la Cámara Minera de Canadá (CIM, 2018) reporta que la dilución puede representar entre 10 % y 40 % del total extraído en operaciones subterráneas, llegando incluso al 60–70 % en vetas angostas, afectando directamente el valor económico del mineral. La Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración (SME, 2020) señala que una reducción del 10 % en la dilución puede incrementar el valor neto del proyecto entre 4 % y 15 %, dependiendo del tipo de yacimiento y del método de explotación aplicado.

Por otro lado, la selección del método de minado influye de manera directa en la envolvente económica, la estimación de reservas y el diseño del secuenciamiento. Investigaciones de Datamine (2021) reportan que el uso de optimizadores como MSO (Mineable Shape Optimizer) puede modificar hasta en un 25 % el tonelaje económicamente explotable cuando se ajustan los factores modificadores como dilución, recuperación y costos. Sin embargo, estos valores dependen en gran medida del método de explotación adoptado.

Asimismo, diversos análisis operacionales en minas latinoamericanas muestran que la brecha entre el plan y la ejecución puede alcanzar desviaciones de 15 % a 35 % en metros desarrollados y tonelaje producido, debido principalmente a diseños no compatibles con el comportamiento real del macizo rocoso o a la elección de un método inadecuado para la geometría mineralizada.

En el caso de la operación en estudio se presentan estructuras con variabilidad geológica, diferentes condiciones de potencia y variaciones en la orientación y continuidad, lo cual exige evaluar comparativamente los métodos Bench & Fill y Sub Level Stopping. Se ha observado además que la dilución y la recuperación muestran diferencias entre lo planificado y lo ejecutado, generando brechas que afectan la rentabilidad, la programación de avances y la adherencia presupuestal anual.

En este escenario, surge la necesidad de realizar un estudio integral que evalúe el impacto técnico y económico de ambos métodos, con el fin de determinar cuál proporciona mayor valor operativo y económico bajo las condiciones reales del yacimiento.

Por lo que se plantea las siguientes interrogantes:

Problema general:

¿En qué medida los métodos de explotación Bench & Fill y Sub Level Stopping influyen en el desempeño técnico-económico de una operación subterránea polimetálica con estructuras de alta variabilidad geológica?

Problema específico 1:

¿Cómo varían los niveles de dilución y recuperación minera entre los métodos Bench & Fill y Sub Level Stopping en estructuras con diferentes geometrías y condiciones geotécnicas?

Problema específico 2:

¿Cuál es el efecto de los métodos de explotación en la envolvente económica, el tonelaje económicamente explotable y la estimación de reservas?

Problema específico 3:

¿Cómo influyen ambos métodos en la adherencia entre lo planificado y lo ejecutado, considerando los indicadores de cumplimiento y variaciones operativas y presupuestales?

1.2 Objetivo

1.2.1 Objetivo general

Evaluar el impacto técnico y económico de los métodos de explotación Bench & Fill y Sub Level Stoping en una operación subterránea polimetálica, con el fin de determinar cuál de ellos proporciona mayor eficiencia operativa y valor económico bajo condiciones reales del yacimiento.

1.2.2 Objetivos específicos

Objetivo Específico 1: Comparar los niveles de dilución, recuperación minera y factores modificadores asociados a cada método de explotación.

Objetivo Específico 2: Evaluar el impacto económico generado por cada método mediante la envolvente económica, el tonelaje económicamente explotable y la estimación de reservas.

Objetivo Específico 3: Determinar el nivel de adherencia operativa y presupuestal de cada método, identificando brechas entre lo planificado y lo ejecutado.

1.3 Hipótesis

1.3.1 Hipótesis general

El método de explotación aplicado influirá significativamente en el impacto técnico y económico de la operación subterránea, generando diferencias en la eficiencia operativa, la dilución, la recuperación minera y el valor económico obtenido.

1.3.2 Hipótesis específicas

Hipótesis específica 1:

El método de explotación aplicado modificará los niveles de dilución y recuperación minera, generando diferencias significativas entre Bench & Fill y Sub Level Stoping.

Hipótesis específica 2:

El método de explotación aplicado determinará variaciones en la envolvente económica, el tonelaje explotable y el valor económico del mineral.

Hipótesis específica 3:

El método de explotación aplicado influirá en la adherencia entre lo planificado y lo ejecutado, generando diferencias en el cumplimiento operativo y presupuestal.

1.4 Variables

1.4.1 *Variable Independiente (V.I.)*

X1: Método de explotación

- Tipo de método aplicado
- Geometría del tajeo
- Requerimientos de relleno y diseño

1.4.2 *Variable dependiente (V.D.)*

Y1: Dilución y Recuperación Minera

- Dilución planificada (%)
- Dilución operativa (%)
- Recuperación minera (%)

Y2: Impacto Económico y Reservas

- NSR (US\$/t)
- Ley de corte operacional
- Reservas económicas generadas (MSO)
- Contenido metálico recuperable (t finas)

Y3: Adherencia Operativa y Presupuestal

- Adherencia (%)
- Cumplimiento (%)
- Variación budget vs ejecutado

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES
PG: ¿En qué medida los métodos de explotación Bench & Fill y Sub Level Stoping influyen en el desempeño técnico-económico de una operación subterránea polimetálica con estructuras de alta variabilidad geológica?	OE: Evaluar el impacto técnico y económico de los métodos de explotación Bench & Fill y Sub Level Stoping en una operación subterránea polimetálica, con el fin de determinar cuál de ellos proporciona mayor eficiencia operativa y valor económico bajo condiciones reales del yacimiento.	HG: El método de explotación aplicado influirá significativamente en el impacto técnico y económico de la operación subterránea, generando diferencias en la eficiencia operativa, la dilución, la recuperación minera y el valor económico obtenido.	Variable Independiente X1: Método de explotación	Tipo de método aplicado (Bench & Fill / SLS) Geometría del tajo (vetas < 3 m y cuerpos > 8 m) Requerimientos de relleno y diseño (relleno en pasta / detrítico)
PE1: ¿Cómo varían los niveles de dilución y recuperación minera entre los métodos Bench & Fill y Sub Level Stoping en estructuras con diferentes geometrías y condiciones geotécnicas?	OE1: Comparar los niveles de dilución, recuperación minera y factores modificadores asociados a cada método de explotación.	HE1: El método de explotación aplicado modificará los niveles de dilución y recuperación minera, generando diferencias significativas entre Bench & Fill y Sub Level Stoping.	Variable Dependientes Y1: Dilución y Recuperación Minera	Dilución planificada (%): 9–11% (B&F) / 12–15% (SLS) Dilución operativa (%): incluida en ELOS Recuperación minera (%): ≈93% (B&F)
PE2: ¿Cuál es el efecto de los métodos de explotación en la envolvente económica, el tonelaje económicamente explotable y la estimación de reservas?	OE2: Evaluar el impacto económico generado por cada método mediante la envolvente económica, el tonelaje económicamente explotable y la estimación de reservas.	HE2: El método de explotación aplicado determinará variaciones en la envolvente económica, el tonelaje explotable y el valor económico del mineral.	Y2: Impacto Económico y Reservas	NSR promedio (US\$/t): 385.55 US\$/t Ley de corte operacional (% Sn): dependiente del método Reservas económicas: 5.98 Mt Contenido metálico recuperable: ≈2.17 % Sn
PE3: ¿Cómo influyen ambos métodos en la adherencia entre lo planificado y lo ejecutado, considerando los indicadores de cumplimiento y variaciones operativas y presupuestales?	OE3: Determinar el nivel de adherencia operativa y presupuestal de cada método, identificando brechas entre lo planificado y lo ejecutado.	HE3: El método de explotación aplicado influirá en la adherencia entre lo planificado y lo ejecutado, generando diferencias en el cumplimiento operativo y presupuestal.	Y3: Adherencia Operativa y Presupuestal	Adherencia Budget (%): 27% Cumplimiento Budget (%): 28% Adherencia mensual (%): 72% Cumplimiento mensual (%): 65% Cumplimiento depurado (%): 71%

Nota: Fuente elaboración propia

1.5 Antecedentes referenciales

1.5.1 Antecedentes internacionales

Jorquera Villarroel (2015). “Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla”

Jorquera analiza la migración desde un esquema de cut & fill post room and pillar hacia el método Bench & Fill en una mina subterránea de cobre en Chile, motivada por los altos costos y dificultades operativas del método previo. El estudio desarrolla el diseño geométrico de bloques (cámaras primarias y secundarias, pilares, losa entre niveles) y construye un modelo computacional para estimar costos directos de perforación, voladura, fortificación, carguío, transporte, relleno, servicios y administración. A partir de estos modelos se comparan escenarios de explotación, evaluando su impacto en la dilución, la recuperación de mineral y el costo unitario por tonelada explotada, lo que permite cuantificar los beneficios económicos asociados al Bench & Fill en yacimientos vetiformes profundos. Este trabajo es un antecedente directo para estudios donde se evalúa el impacto técnico-económico del Bench & Fill en la estimación de reservas, pues vincula diseño de cámaras, estabilidad y costos unitarios asociados.

Morales, Gómez y Vallejos (2015). “Multi-Criteria Optimization for Scheduling of a Bench and Fill Mine”

Morales y coautores proponen un enfoque de optimización matemática multi-criterio para la programación de producción en una mina explotada por el método Bench & Fill. Utilizan la herramienta UDESS para modelar actividades como desarrollo de galerías, perforación de banqueos, extracción y relleno, incorporando restricciones operativas y geomecánicas (capacidad de equipos, límites de tonelaje, secuencias de extracción y relleno). El estudio integra explícitamente la dilución (medida mediante ELOS) dentro del modelo de planificación, analizando cómo diferentes configuraciones de diseño y parámetros de estabilidad afectan la ley de cabeza, el tonelaje extraído y los flujos de caja. Los resultados muestran que es posible generar planes de producción más rentables y robustos en menor tiempo que con la planificación manual, cuantificando el impacto de la

dilución y las restricciones geomecánicas sobre el valor presente neto (VPN). Este trabajo es clave como antecedente metodológico para una tesis que busca relacionar el método Bench & Fill con el impacto sobre reservas económicas y técnicas.

Henríquez Inzulza (2019). "Evaluation of the Optimal Limit Between Open Pit Mine and Sublevel Stoping"

Henríquez desarrolla una metodología para definir el límite óptimo entre minería a tajo abierto y sublevel stoping con relleno (SLS) en un yacimiento de oro, plata y cobre de gran extensión vertical. El trabajo separa el análisis en tres etapas: diseño y plan de producción del tajo abierto, diseño y plan de producción de la mina subterránea mediante SLS y, finalmente, evaluación conjunta de ambos métodos a través de diferentes escenarios temporales de explotación simultánea. Cada escenario se valora mediante VPN, considerando costos operativos directos y la influencia del diseño de los caserones (ubicación de pilares, configuración de stopes) sobre el valor económico del proyecto. Los resultados muestran cómo cambios en el diseño del SLS y en la secuencia de explotación modifican la cantidad de mineral económicamente explotable y, por tanto, las reservas declaradas, destacando la sensibilidad del VPN a la geometría de los caserones y al volumen de estéril. Este estudio aporta un marco conceptual sólido para evaluar el impacto económico de sublevel stoping en la estimación de reservas en operaciones mixtas.

Movil Castro (2021). "A Methodology to Evaluate the Impact of Major Geological Faults on the Stability of Backs in Open Stopes Using DEM"

Movil Castro propone una metodología para cuantificar la influencia de fallas geológicas mayores en la estabilidad de los techos de caserones abiertos en minas con método Sublevel Open Stoping. Sobre la base de 45 casos históricos de una mina chilena, selecciona tres caserones representativos con sobreexcavación (overbreak) significativa y desarrolla modelos numéricos tridimensionales mediante el método de elementos distintos (3DEC). La investigación calibra criterios de estabilidad a partir del ELOS medido y define un índice de fallas (F_b) que se incorpora al método de la gráfica de estabilidad de Mathews, mejorando su capacidad para predecir dilución no planificada. Los resultados muestran

que las fallas subparalelas al techo de los caserones incrementan de forma crítica el overbreak, afectando directamente la dilución, la ley de las reservas y los costos unitarios de extracción y relleno. Este trabajo constituye un antecedente relevante para estudiar el impacto técnico del Sublevel Stopping en la estimación de reservas, al vincular explícitamente geología estructural, estabilidad de caserones y dilución económica.

Richardson (1982). "Cost Estimation for Sublevel Stopping – A Case Study"

Richardson presenta un caso de estudio clásico sobre estimación de costos en una operación subterránea con método Sublevel Stopping. El trabajo desglosa el tonelaje por bloque de mineral, los volúmenes de desarrollo (cruces de acceso, subniveles de perforación, raises, drifts de bajo corte y puntos de extracción) y la relación entre toneladas de mineral y metros de desarrollo. Con esta base, se construyen modelos de costo por pie de desarrollo y por tonelada extraída que incluyen perforación, voladura, carguío, transporte y servicios auxiliares. El estudio evidencia cómo variaciones en el diseño de caserones (dimensiones y espaciamiento), en el desarrollo requerido y en la productividad de los equipos alteran significativamente el costo unitario y, en consecuencia, la rentabilidad y las reservas económicamente explotables. Este aporte sirve como referencia metodológica para vincular parámetros de diseño del Sublevel Stopping con indicadores económicos y con la clasificación de bloques en la estimación de reservas.

1.5.2 Antecedentes nacionales

Vargas Huamán (2017). "Evaluación técnico-económica del método de minado corte y relleno versus sublevel stopping en una mina polimetálica subterránea"

Vargas desarrolla una comparación integral entre los métodos de minado corte y relleno ascendente y sublevel stopping aplicado a un yacimiento polimetálico peruano de geometría irregular y buzamiento moderado. El estudio considera criterios técnicos como estabilidad del macizo rocoso, selectividad, dilución y recuperación, y los contrasta con indicadores económicos como costos unitarios, productividad por guardia y valor presente neto. La metodología se apoya en el análisis de datos históricos de producción, diseño de caserones y simulaciones de escenarios de explotación. Los resultados demuestran que

el método de corte y relleno presenta mayor selectividad y menor dilución, lo que incrementa la ley del mineral procesado y mejora la estimación de reservas económicas en zonas complejas; mientras que el sublevel stoping resulta más competitivo en áreas de geometría regular y roca competente. Este antecedente es relevante porque evidencia cómo la elección del método de minado condiciona directamente la clasificación de reservas y su valor económico.

Miranda Quispe (2018). “Análisis del impacto de la dilución en la estimación de reservas mediante el método sublevel stoping”

Miranda evalúa el efecto de la dilución no planificada generada por el método sublevel stoping en la estimación de reservas y en los indicadores económicos de una mina subterránea peruana. El estudio se basa en información real de diseño de caserones, control de sobre-rotura y resultados de producción, estableciendo relaciones entre ELOS, ley diluida y pérdidas económicas asociadas. A través de simulaciones comparativas, se demuestra que incrementos moderados de dilución pueden reducir significativamente la ley promedio del mineral extraído, afectando la cantidad de reservas económicamente recuperables. El trabajo concluye que una inadecuada gestión del diseño y control del sublevel stoping conduce a una sobreestimación de reservas probadas y probables, lo que introduce riesgos financieros en la planificación minera. Este antecedente es clave para una tesis enfocada en la evaluación económica y técnica del sublevel stoping en la estimación de reservas.

Salazar López (2019). “Evaluación comparativa de métodos de minado para mejorar la rentabilidad en una mina subterránea de cobre”

Salazar realiza una evaluación comparativa entre los métodos Bench & Fill y Sublevel Stopping aplicados a una mina subterránea de cobre en el Perú, considerando tanto aspectos técnicos como económicos. El estudio integra análisis de estabilidad de cámaras, recuperación metalúrgica indirecta, costos operativos por tonelada y comportamiento del relleno. Mediante escenarios de planificación minera, se evidencia que el Bench & Fill ofrece ventajas significativas en control geomecánico y reducción de

dilución en sectores de alta variabilidad estructural, lo que impacta positivamente en la estimación de reservas explotables. En contraste, el sublevel stoping muestra mayor productividad y menores costos unitarios en zonas de geometría regular. Este antecedente aporta una visión clara de cómo la selección del método de minado influye simultáneamente en los resultados económicos y en la cuantificación de reservas.

Paredes Rojas (2020). “Influencia del método de minado en la clasificación de reservas en una mina subterránea polimetálica”

Paredes analiza la influencia directa del método de minado en la clasificación de reservas medidas, indicadas e inferidas en una operación polimetálica subterránea peruana. El trabajo compara escenarios bajo métodos de corte y relleno y sublevel stoping, evaluando parámetros como ancho minable, recuperación, dilución y estabilidad. Se demuestra que métodos más selectivos permiten una reclasificación más conservadora pero confiable de las reservas, mientras que métodos más masivos tienden a incrementar el tonelaje estimado a costa de mayores factores de dilución. El estudio resalta la importancia de integrar criterios técnicos del método de minado en los modelos de estimación de reservas, evitando sobrevaloraciones económicas. Este antecedente se alinea directamente con investigaciones orientadas a medir el impacto técnico-económico del método de explotación sobre las reservas.

Quispe Medina (2021). “Evaluación técnico-económica del método Bench & Fill aplicado a vetas angostas en minería subterránea peruana”

Quispe evalúa la aplicación del método Bench & Fill en vetas angostas de una mina subterránea peruana, analizando su impacto sobre la recuperación de mineral, control de dilución y costos operativos. El estudio combina análisis geomecánico, diseño de tajos por banqueo y evaluación económica mediante costos directos e indicadores de rentabilidad. Los resultados evidencian que el Bench & Fill permite una mayor selectividad y mejor control del ancho explotado, lo que incrementa la ley promedio del mineral y mejora la estimación de reservas económicas frente a métodos menos selectivos. Asimismo, se demuestra que el mayor costo unitario del Bench & Fill se ve compensado por una

reducción significativa de pérdidas por dilución. Este antecedente resulta fundamental para sustentar investigaciones que comparan el impacto técnico y económico del Bench & Fill frente a otros métodos en la estimación de reservas subterráneas.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

La estimación de reservas mineras constituye una de las etapas más críticas en la planificación de operaciones subterráneas. Su precisión depende directamente de los factores modificadores (técnicos, económicos, geotécnicos y operativos) y de la selección del método de explotación. En el caso de la Unidad Minera San Rafael, se emplean los métodos Bench & Fill (B&F) y Sub Level Stoping (SLS), ambos adaptados a las condiciones estructurales de vetas angostas y cuerpos de mayor potencia, respectivamente.

El impacto técnico y económico de dichos métodos se refleja en los indicadores de recuperación minera, dilución, estabilidad del tajeo y valor económico (NSR), los cuales inciden directamente en la estimación final de reservas minables reportadas bajo el estándar JORC 2012.

2.1.1 Proceso de estimación de reservas

La estimación de reservas constituye una de las actividades más críticas dentro de la planificación minera, debido a que define el volumen de material económicamente explotable bajo condiciones técnicas, legales y económicas vigentes. Según la definición del Joint Ore Reserves Committee (JORC, 2012), las reservas minerales representan la porción económicamente extraíble de un recurso mineral, considerando factores modificadores como minería, metalurgia, mercado, costos, leyes de corte, recuperación, estabilidad geomecánica y riesgos operativos. Este proceso requiere no solo una caracterización geológica rigurosa, sino también la aplicación de metodologías estadísticas, geotécnicas y económicas que permitan obtener un modelo confiable para la explotación.

En primer lugar, la estimación de reservas se fundamenta en un modelo de recursos previamente evaluado. Tal como explican Sinclair y Blackwell (2004), el modelo de recursos se genera mediante técnicas geoestadísticas que incluyen análisis de variogramas, interpolación por kriging o simulación condicional, proporcionando un marco

tridimensional que describe la distribución espacial de las leyes. Este modelo, sin embargo, debe ser sometido a factores modificadores para convertirlo en reservas. Dicho proceso implica ajustes por dilución, recuperación minera, consideraciones geomecánicas y características del método de explotación (Hustrulid & Bullock, 2001).

El primer factor modificador relevante es la ley de corte, la cual determina el límite económico por encima del cual un bloque puede considerarse mina-ble. La ley de corte depende del precio del metal, los costos directos e indirectos, la recuperación metalúrgica y las penalidades asociadas al tratamiento (Rudenno, 1998). La determinación adecuada de esta ley es crucial, ya que influye directamente en la forma de la envolvente económica y en el tonelaje recuperable. La literatura técnica señala que variaciones pequeñas en la ley de corte pueden generar cambios significativos en el valor presente neto (Whittle & Jakeman, 2017).

Posteriormente, se evalúan dilución y recuperación minera, factores que ajustan la geometría ideal del modelo de recursos a las condiciones reales de operación. Clark y Pakalnis (1997) demostraron que la dilución no planificada puede incrementar entre 10 % y 40 % el volumen de material estéril procesado, reduciendo leyes y afectando la rentabilidad. La recuperación minera, por su parte, expresa el volumen de mineral efectivamente extraído respecto del potencial modelado. Ambos parámetros dependen del método de explotación, del control geomecánico y de la precisión de las labores de perforación y voladura.

Otro elemento esencial del proceso es la evaluación geomecánica, la cual determina la estabilidad de los tajeos y la viabilidad del método de minado. Stacey (2017) sostiene que la estabilidad del macizo rocoso condiciona la recuperación y la dilución, dado que fallas locales pueden generar sobreexcavación o pérdida de mineral económico. Por ello, las pruebas de clasificación como RMR, Q-System o Mathews Stability Diagram son indispensables para validar la aplicabilidad de los métodos de explotación seleccionados.

Finalmente, la conversión a reservas requiere una evaluación económica completa. Esto implica analizar el valor neto de retorno (NSR), el costo total de operación, la

secuencia óptima de extracción y los riesgos económicos asociados al mercado. Williams y Park (2019) muestran que herramientas como el Mineable Shape Optimizer (MSO) permiten generar envolventes económicas que integran simultáneamente geometría, leyes de corte y factores modificadores, proporcionando bloques que cumplen con el valor mínimo exigido para ser considerados reservas.

En conjunto, el proceso de estimación de reservas constituye una integración multidisciplinaria que combina geología, ingeniería de minas, geomecánica y economía minera. Su correcta aplicación asegura que los volúmenes reportados como reservas sean técnicamente factibles y económicamente recuperables bajo las condiciones del proyecto.

2.1.2 Factores modificadores en la estimación de reservas

La transformación de recursos geológicos en reservas económicamente explotables requiere la aplicación de factores modificadores, los cuales integran criterios técnicos, económicos, operativos y geometalúrgicos. Estos factores representan las condiciones reales bajo las cuales un depósito puede ser extraído, procesado y comercializado, y constituyen la etapa fundamental que diferencia un recurso de una reserva según estándares internacionales como JORC (2012) y CIM (2014).

Uno de los factores principales es la recuperación minera, que expresa la fracción del mineral modelado que puede extraerse de manera efectiva bajo el método de explotación seleccionado. Su magnitud depende del diseño de minado, la eficiencia operativa y el comportamiento geomecánico del macizo rocoso (Hustrulid & Bullock, 2001). En paralelo, la dilución corresponde al ingreso involuntario de material estéril durante la extracción, fenómeno que afecta directamente la ley de cabeza y el valor económico de la operación. Clark y Pakalnis (1997) demuestran que la dilución no planificada puede modificar de manera significativa el rendimiento y los costos del tajeo, siendo especialmente crítica en vetas angostas y métodos de cámaras abiertas.

Otro elemento determinante es la ley de corte (cut-off grade), definida como el valor mínimo que permite que un bloque de mineral sea económicamente procesable. Esta ley integra costos operativos, recuperación metalúrgica, precio de los metales y penalidades

asociadas al procesamiento (Rudenno, 1998). Su correcta determinación asegura que solo los bloques de valor positivo sean considerados dentro de la envolvente económica.

Asimismo, los factores geotécnicos y metalúrgicos influyen en la estabilidad del diseño y en la eficiencia del procesamiento. Aspectos como competencia de la roca, resistencias, módulo elástico, recuperación metalúrgica y respuesta del mineral a los procesos de concentración deben evaluarse para garantizar la factibilidad del método de minado (Stacey, 2017). A nivel económico, parámetros como el precio del metal, costos operativos y el Net Smelter Return (NSR) determinan la rentabilidad del bloque mineralizado (Williams & Park, 2019).

De acuerdo con el estándar JORC (2012), la relación entre recursos y reservas puede expresarse de manera simplificada mediante:

$$\text{Reservas minables} = (\text{Recursos Medidos e Indicados}) * \text{Recup.} * (1 - \text{Dilucion}) \quad (1)$$

Esta expresión refleja cómo los factores modificadores ajustan el modelo de recursos a condiciones prácticas de extracción, evitando sobreestimar el tonelaje económicamente recuperable. En síntesis, los factores modificadores permiten integrar realismo técnico y económico a la estimación de reservas, constituyendo un componente esencial del proceso de planeamiento minero.

2.1.3 Cálculo de la Ley de Corte (Cut-Off Grade)

La ley de corte (cut-off grade) constituye uno de los parámetros económicos fundamentales en la evaluación y estimación de reservas, dado que determina el valor mínimo de contenido metálico que hace rentable la explotación de un bloque o unidad minera. En términos generales, la ley de corte representa el umbral que separa el material económicamente explotable del material que debe considerarse estéril o marginal. Su correcta determinación es esencial para la construcción de la envolvente económica y para garantizar que las reservas reportadas sean factibles bajo las condiciones técnicas y de mercado vigentes (Rudenno, 1998; Lane, 2015).

La ley de corte se calcula considerando el costo total de producción y los ingresos netos obtenidos por tonelada de mineral procesado. Entre los factores económicos

empleados se incluyen los costos de minado, acarreo, procesamiento, sostenimiento, ventilación, relleno y administración, así como variables del mercado tales como el precio del metal, las penalidades comerciales y la recuperación metalúrgica (Whittle, 1999). Una formulación general del cálculo puede expresarse como:

$$\text{Ley de corte} = \frac{CT}{V_{Sn} \cdot R} \quad (2)$$

Donde:

CT : Costo total de minado, acarreo, procesamiento y servicios asociados (US\$/t).

V_{Sn} : Valor económico del estaño por unidad de ley (US\$/%Sn*t).

R : Recuperación metalúrgica total del proceso (%).

Esta relación permite establecer el contenido mínimo de estaño necesario para cubrir los costos operativos y generar utilidad económica. Como señalan Hustrulid y Bullock (2001), pequeñas variaciones en la ley de corte pueden modificar significativamente la envolvente económica, afectando tanto el tonelaje recuperable como la estimación global de reservas.

En minería subterránea, la ley de corte suele variar según el método de explotación debido a diferencias en dilución, recuperación, costos operativos y requerimientos geotécnicos. De acuerdo con parámetros típicos reportados para operaciones subterráneas con mineralización de estaño, los valores de referencia pueden ser:

- Bench & Fill (relleno en pasta): 0.80 % Sn
- Bench & Fill (detrítico): 0.74 % Sn
- Sub Level Stoping (SLS): 0.87 % Sn

Estos valores reflejan cómo los métodos con mayor control de estabilidad y menor dilución (como Bench & Fill detrítico) requieren leyes de corte más bajas, mientras que métodos de cámaras abiertas (como SLS) requieren leyes más altas debido a mayores diluciones y costos de operación asociados. Este comportamiento coincide con estudios internacionales que muestran que los métodos con relleno permiten reducir variabilidad

operativa y estabilizar el tajeo, generando menores requerimientos de ley mínima (Clark & Pakalnis, 1997; Villaescusa, 2014).

En síntesis, la ley de corte es un parámetro económico dinámico que debe evaluarse en función del método de explotación, los costos reales de operación y la recuperación efectiva del mineral. Su determinación precisa es indispensable para garantizar la viabilidad económica de la explotación y la correcta estimación de reservas.

2.1.4 Valor económico del mineral (NSR)

El Net Smelter Return (NSR) es uno de los indicadores económicos más utilizados en la evaluación de yacimientos y en la definición de la envolvente minera. Representa el valor económico neto que se obtiene por cada tonelada de mineral procesado, luego de descontar los costos relacionados con transporte, fundición y comercialización. Este valor no solo permite determinar la rentabilidad del mineral, sino que también funciona como criterio fundamental para decidir si un bloque debe ser clasificado como económicamente minable (Rudenno, 1998; Lane, 2015).

El NSR se expresa mediante la siguiente formulación general:

$$NSR = P_{Sn} * R_{met} - (C_{Trans} + C_{Fund} + C_{Venta}) \quad (3)$$

Donde:

P_{Sn} = Precio del estaño por tonelada de concentrado o metal comercializable (US\$/t).

R_{met} = Recuperación metalúrgica global, considerando planta, fundición y pérdidas asociadas.

$C_{Trans}, C_{Fund}, C_{Venta}$ = Costos de transporte, tratamiento, fundición, refinación y comercialización.

El NSR se utiliza ampliamente en minería subterránea y a tajo abierto para evaluar alternativas de explotación, optimizar diseños, calcular leyes de corte dinámicas y generar envolventes económicas mediante herramientas de optimización como MSO o Whittle (Whittle & Jakeman, 2017). Según Hustrulid y Bullock (2001), el NSR tiene mayor aplicabilidad que el valor bruto del metal, ya que incorpora pérdidas metalúrgicas y costos

reales asociados al proceso comercial, proporcionando un valor más preciso del beneficio económico por tonelada.

En operaciones polimetálicas o en depósitos con penalidades por impurezas, el NSR se vuelve aún más relevante, dado que incorpora descuentos por contenidos no deseados o bonificaciones por elementos de valor comercial adicional (Dreisinger, 2016). En el caso de yacimientos de estaño, el NSR es un parámetro crítico para evaluar la viabilidad técnica del método de explotación, debido a la sensibilidad del mineral a la recuperación metalúrgica y a los costos de fundición, que suelen representar una proporción significativa del valor final del metal.

En síntesis, el NSR constituye la base económica para la estimación de reservas, el cálculo de leyes de corte y la selección del método de explotación, asegurando que las decisiones de diseño se fundamenten en la rentabilidad real del mineral.

2.1.5 Métodos de explotación

La selección del método de explotación en minería subterránea depende principalmente de la geometría del yacimiento, las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, los costos operativos y el nivel de recuperación esperado. Entre los métodos más empleados en vetas angostas y cuerpos de mayor potencia destacan Bench & Fill y Sub Level Stopping (SLS). Cada uno presenta ventajas y limitaciones operativas que influyen directamente en la dilución, recuperación y estabilidad del tajeo (Hustrulid & Bullock, 2001; Hamrin, 2001).

2.1.5.1 Método Bench & Fill. El método Bench & Fill consiste en la explotación sucesiva de banquetes horizontales que se extraen por etapas y se rellenan progresivamente con material cementado o detrítico. El relleno cumple una función estructural fundamental, permitiendo el confinamiento de las paredes del tajeo y reduciendo el riesgo de deformaciones y colapsos, especialmente en vetas de baja potencia o con alta variabilidad geológica. Este método es ampliamente utilizado en depósitos estrechos debido a su capacidad para controlar la geometría del tajeo y minimizar la dilución (Brady & Brown, 2006; Potvin et al., 2000).

Entre sus principales beneficios técnicos se incluyen:

- Baja dilución operativa ($\approx 9\text{--}11\%$), debido al control geométrico y al soporte proporcionado por el relleno.
- Mayor estabilidad geomecánica, ya que el relleno confina las paredes y reduce la redistribución de esfuerzos.
- Flexibilidad operativa en vetas delgadas ($< 3\text{ m}$), lo que permite adaptar la apertura del tajeo a la mineralización real.
- Alta recuperación minera ($\approx 93\%$), debido a la capacidad de extraer bancos de manera controlada sin dejar pilares permanentes.

Investigaciones como las de Potvin, Hadjigeorgiou y Stacey (2000) demuestran que los métodos con relleno reducen significativamente la incidencia de fallas locales y la variabilidad en la dilución, especialmente en depósitos angostos o con condiciones de alta tensión.

2.1.5.2 Método Sub Level Stoping (SLS). El método Sub Level Stoping (SLS) es un método de explotación masivo que consiste en la creación de cámaras de gran volumen entre subniveles, mediante perforación de taladros largos y voladura secuencial. Este método es adecuado para cuerpos de gran potencia, generalmente superiores a 6–8 metros, y con continuidad estructural suficiente para permitir el desarrollo de grandes paneles de minado (Villaescusa, 2014). Si bien el SLS permite alcanzar altos niveles de productividad, también presenta mayor sensibilidad geomecánica y dilución en comparación con métodos con relleno.

Entre las ventajas y limitaciones más destacadas se encuentran:

- Mayor volumen de producción, debido al uso de perforación de gran escala y cámaras amplias.
- Menor costo por tonelada, lo cual lo convierte en uno de los métodos más competitivos económicamente.
- Riesgo de sobreexcavación, especialmente en rocas con bajo índice RMR o con discontinuidades favorables al colapso.

- Dilución externa mayor ($\approx 12\text{--}15\%$), producto de la falta de confinamiento durante la explotación del panel.

Villaescusa (2014) señala que el SLS es altamente eficiente en cuerpos masivos, pero su desempeño disminuye en vetas angostas o en zonas con litologías contrastantes, donde la dilución puede sobrepasar niveles económicos.

En conjunto, ambos métodos representan alternativas viables para diferentes tipos de depósitos. Bench & Fill destaca por su control y precisión en vetas angostas, mientras que SLS maximiza productividad en cuerpos de mayor escala. Su comparación técnica y económica constituye un componente central para la estimación de reservas y la selección de la mejor estrategia de explotación en minería subterránea.

2.2 Marco conceptual

2.2.1 *Envolvente económica*

Es el volumen tridimensional del yacimiento que cumple con los criterios mínimos de rentabilidad, considerando parámetros como el NSR, la ley de corte y los costos de extracción. En minería subterránea, esta envolvente se emplea para delimitar el mineral económicamente explotable antes de la aplicación del método de explotación. Su definición es esencial para generar escenarios comparativos entre diferentes métodos de minado.

2.2.2 *Mineable Shape Optimizer*

Son volúmenes optimizados generados automáticamente mediante algoritmos que consideran geometría mineral, leyes, leyes de corte y factores modificadores. Estos bloques permiten identificar formas explotables compatibles con la selectividad del método minero. Su utilización facilita la evaluación objetiva de reservas para distintos métodos como Bench & Fill o SLS.

2.2.3 *AZONE (Área o Zona Económica)*

Corresponde a una subdivisión estructural o geológica del yacimiento, creada con el fin de evaluar reservas, leyes y tonelajes de manera diferenciada. Cada AZONE presenta características específicas de geometría, potencia, continuidad y contenido

metálico. Su clasificación permite comparar métodos de minado en contextos geológicos distintos dentro de la misma unidad minera.

2.2.4 Reconciliación minera (Plan–Real)

Compara la extracción planificada con la realmente ejecutada, evaluando variaciones en leyes, tonelajes, dilución y recuperación. Este proceso permite identificar desviaciones derivadas del método de explotación, fallas geomecánicas o incertidumbres del modelo geológico. La reconciliación es esencial para analizar adherencias y desempeño operativo.

2.2.5 Orebody Thickness

Es el espesor efectivo del cuerpo mineralizado o veta. Este parámetro influye directamente en la selección del método de explotación: vetas delgadas favorecen métodos con relleno como Bench & Fill, mientras que cuerpos con potencias mayores permiten métodos volumétricos como SLS. Su variación dentro del yacimiento afecta el cálculo de reservas por sector.

2.2.6 Categorías de recursos (Measured, Indicated, Inferred)

Representan niveles de confianza geológica. El recurso medido posee la mayor certidumbre, seguido del indicado y, finalmente, del inferido. Solo los recursos medidos e indicados pueden convertirse en reservas mediante la aplicación de factores modificadores. Estas categorías definen el grado de confiabilidad del modelo de recursos que alimenta la estimación de reservas.

2.2.7 Stope Design Criteria

Los criterios de diseño incluyen dimensiones del tajeo, geometría permisible, burdens, spacings, longitudes de taladro y configuración del relleno o soporte. Estos criterios determinan la factibilidad técnica del método de explotación y su impacto en la dilución y recuperación. Cada método (Bench & Fill o SLS) posee parámetros de diseño específicos que deben respetarse para garantizar estabilidad.

2.2.8 Secuenciamiento de minado

Es el orden en que se extraen los bloques o tajeos dentro del yacimiento. Un secuenciamiento adecuado minimiza los esfuerzos inducidos, controla la redistribución de cargas y optimiza la ventilación y el ciclo operativo. El documento base destaca que el secuenciamiento influye directamente en la estabilidad y en la adherencia plan–real.

2.2.9 Dilución operativa vs dilución planificada

La dilución planificada corresponde a la estimación previa en el diseño del tajeo, mientras que la dilución operativa representa el material estéril realmente incorporado durante la extracción. La diferencia entre ambas es un indicador clave de la eficacia del método de explotación y del control operacional. El documento evidencia que esta diferencia es mayor en métodos volumétricos como SLS.

2.2.10 Mineable Tonnage

Es el volumen de mineral que, tras aplicarse leyes de corte y factores modificadores, resulta económicamente recuperable. Este tonelaje integra parámetros geológicos, técnicos, operativos y económicos, y constituye la base para comparar escenarios de explotación entre distintos métodos. Su valor final depende de la estabilidad del tajeo, la dilución, la recuperación y el NSR.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Metodología

3.1.1 Tipo de investigación

El estudio corresponde a una investigación aplicada, debido a que utiliza conocimientos técnicos y metodológicos propios de la ingeniería de minas para evaluar el impacto de distintos métodos de explotación (Bench & Fill y Sub Level Stopping) sobre la economía del yacimiento, la estabilidad geomecánica, la estimación de reservas y la adherencia operativa. La investigación busca generar soluciones prácticas y sustentadas que permitan optimizar el proceso de selección del método de minado en condiciones reales de operación subterránea.

3.1.2 Nivel de investigación

El nivel del estudio es explicativo, ya que analiza la relación causal entre la variable independiente (método de explotación aplicado) y las variables dependientes: dilución, recuperación minera, reservas económicas (MSO), estabilidad del tajeo y adherencia plan–real. El estudio no solo describe ni compara, sino que explica cómo y por qué cada método genera impactos diferentes en las condiciones técnicas y económicas de la unidad minera.

3.1.3 Método de investigación

Se emplea un método cuantitativo, sustentado en el procesamiento y análisis de datos operativos, geológicos y económicos del yacimiento. Para ello se utilizaron:

- Modelos tridimensionales del recurso mineral.
- Envolventes económicas (NSR y leyes de corte).
- Bloques optimizados MSO para determinar reservas minables.
- Datos operativos de dilución, recuperación y producción histórica.
- Indicadores de adherencia del presupuesto vs ejecución anual.

El estudio también incorpora un enfoque comparativo, en el que se contrasta el desempeño técnico-económico de Bench & Fill y SLS dentro de los diferentes AZONE definidos en el documento base.

3.1.4 Diseño de investigación

El diseño es no experimental, de tipo transversal y correlacional, ya que los datos provienen del análisis de la operación existente sin manipulación directa de variables. La información corresponde a un conjunto de datos reales obtenidos del modelo geológico, de los diseños de tajeo, de las simulaciones MSO, de los reportes de producción y de los análisis de secuenciamiento.

El diseño correlacional permite identificar el grado en que el método de explotación aplicado influye en:

- Dilución plan–real
- Recuperación minera
- Tonelajes económicos
- Estabilidad geomecánica
- Adherencia operativa y presupuestal

Asimismo, el diseño transversal analiza estas relaciones en un periodo único representativo del ciclo productivo evaluado.

3.1.5 Población y muestra

3.1.5.1 Población. La población está constituida por todas las zonas mineralizadas modeladas en el recurso geológico, representadas por los diferentes AZONE definidos en el documento base, así como por la totalidad de tajeos planeados y ejecutados en la unidad minera. Incluye:

- Bloques de recursos medidos e indicados.
- Envolventes económicas generadas para cada método.
- Tajeos operativos históricos considerados en el análisis de adherencia.

3.1.5.2 Muestra. La muestra está conformada por los AZONE evaluados con ambos métodos de explotación (Bench & Fill y SLS) y por los bloques MSO generados para cada escenario. Incluye:

- Las zonas con potencia, geometría y continuidad compatibles con ambos métodos.

- Los bloques económicos resultantes de la aplicación de factores modificadores (dilución, recuperación, ley de corte).
- Los registros de producción, dilución real, recuperación y adherencia operativa del periodo evaluado.

La selección de la muestra es intencional y técnica, basada en criterios geológicos (potencia, buzamiento, estructura), económicos (NSR y ley de corte) y operativos (compatibilidad con Bench & Fill y SLS)

3.1.6 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Para el desarrollo de la investigación se emplearon técnicas cuantitativas basadas en la recopilación, procesamiento y análisis de información operativa, geológica, económica y geomecánica. Las principales técnicas utilizadas fueron:

Análisis documental

Consistió en la revisión de reportes operativos, modelos geológicos, bases de datos de producción, informes de reconciliación, reportes de planificación, diseños de tajeos, informes geotécnicos y estudios económicos contenidos en el documento técnico base.

Este análisis permitió obtener información confiable sobre:

- Dilución planificada y operativa.
- Recuperación minera.
- Datos geológicos (leyes, potencias, continuidad).
- Costos operativos y NSR.
- Registros de adherencia Budget vs Ejecutado.

Modelamiento computacional

Se emplearon herramientas de software especializado para el tratamiento de datos del yacimiento:

- Datamine Studio 3 / MSO: para generar bloques explotables, envolventes económicas y reservas comparativas.
- Vulcan / Deswik: para análisis de geometría, secuenciamiento y diseño de tajeos.

- Excel / Power BI: para procesamiento estadístico, análisis comparativo y generación de gráficos.

Reconciliación plan–real

Se utilizaron tablas mensuales de producción y dilución para identificar desviaciones entre lo planificado y lo ejecutado. Esta técnica permitió evaluar la adherencia operativa en función del método de explotación aplicado.

Análisis geomecánico

Se revisaron parámetros como RMR, Q-System, Mathews Stability Chart y registros de comportamiento del macizo rocoso, con el fin de determinar la compatibilidad de cada AZONE con Bench & Fill o SLS.

3.2 Recursos

3.2.1 Modelo de recursos minerales

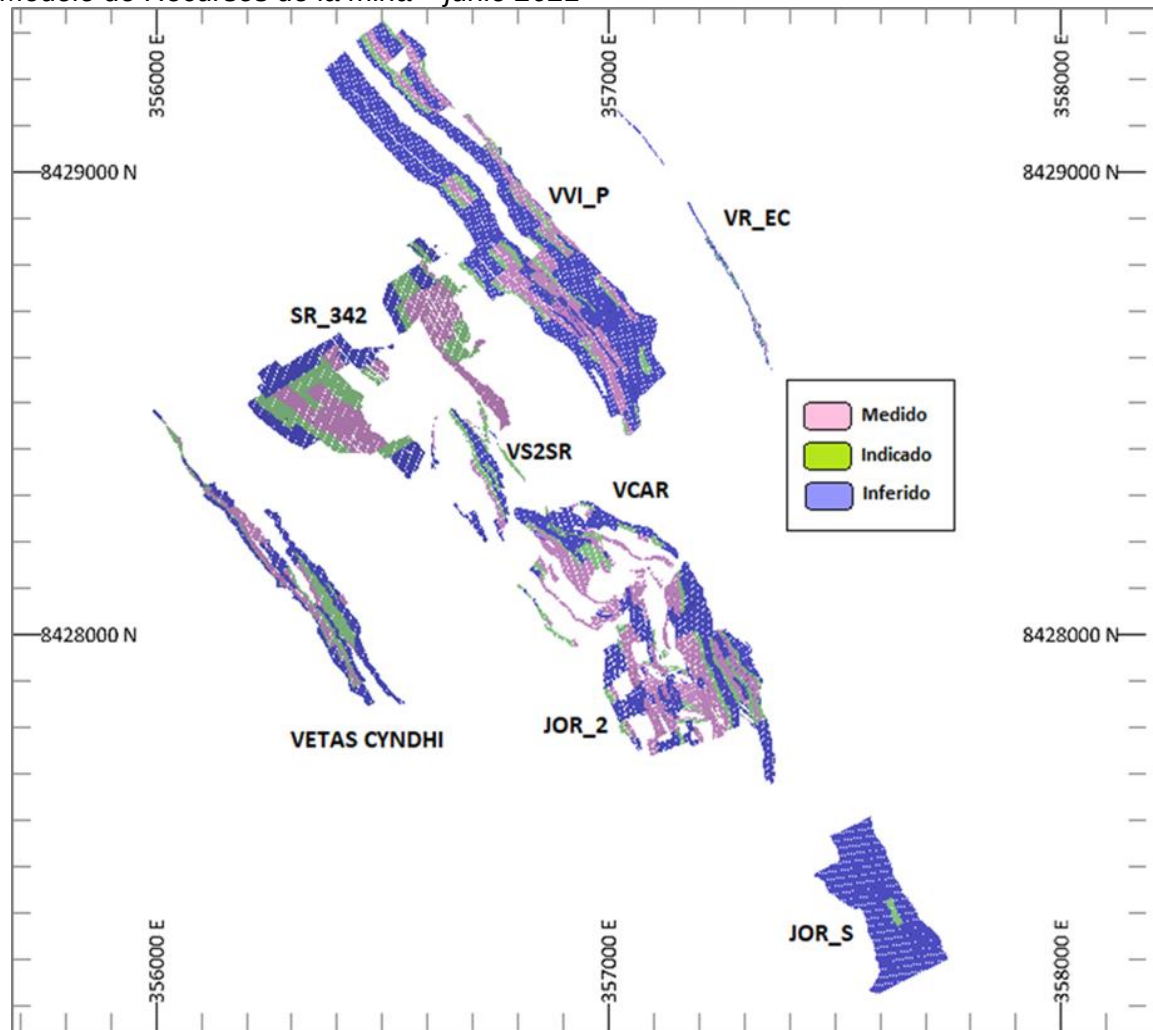
Para el desarrollo de la presente investigación se utilizó el modelo de recursos minerales correspondiente a las distintas vetas y cuerpos geológicos generados por el área de Geología, con una fecha de estimación actualizada a diciembre de 2021. En este modelo se incluyen recursos clasificados como medidos, indicados e inferidos, siguiendo los estándares internacionales de categorización.

Durante el proceso de revisión de los 70 modelos de bloques disponibles, se identificó la incorporación de una estructura adicional denominada DLI (Delia), la cual reemplaza a la estructura VVI_CP6 que formaba parte de la estimación previa realizada en junio de 2021.

Asimismo, se efectuó una validación integral de todos los modelos con el objetivo de contrastarlos con el reporte oficial de recursos por categoría emitido por la operación. Este análisis confirmó que los valores consignados en ambas fuentes son coherentes y se encuentran correctamente asignados para cada estructura.

Figura 1

Modelo de Recursos de la mina – junio 2021



Nota: Fuente departamento de geología

El modelo de recursos abarca dos sectores principales del yacimiento, conformados por un total de 64 estructuras en el primero y 6 en el segundo. Del volumen global estimado, el 40 % corresponde a recursos medidos con una ley promedio de 2.71 % de estaño, el 31 % a recursos indicados con una ley de 2.09 % de estaño y el 28 % a recursos inferidos con ley promedio de 2.35 % de estaño. En conjunto, estos recursos ascienden a 11.1 millones de toneladas con una ley global promedio de 2.41 % de estaño.

En la siguiente tabla se realiza el detalle de todas las leyes estimadas dentro del modelo de recursos.

Tabla 2*Recursos medidos, Indicados e inferidos*

CATEGORÍA	Mt	% Sn	% Cu	% S	\$/t NSR
Medido	4.48	2.71	0.03	0.32	482.0
Indicado	3.49	2.09	0.04	0.4	370.9
Medido + Indicado	7.97	2.44	0.04	0.36	433.33
Inferido	3.13	2.35	0.03	0.80	417.50
Total	11.10	2.41	0.04	0.48	428.87

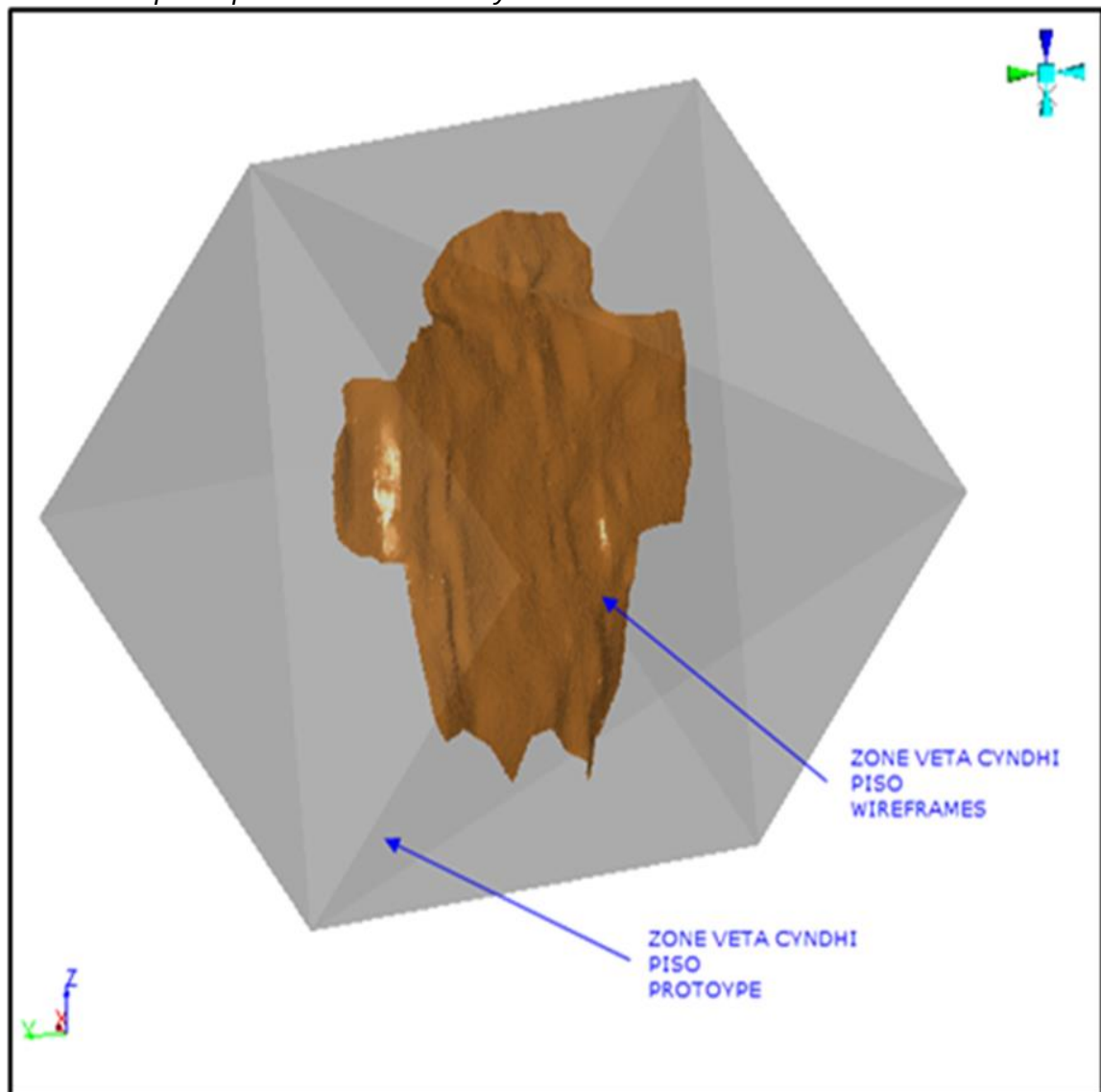
Nota: Fuente elaboración propia

El área de geología presenta un procedimiento detallado para la estimación de sus recursos, partiendo desde la toma de muestras en campo para el modelamiento geológico basado en una interpretación basado en planos en planta y en secciones transversales. Las muestras son seleccionadas de acuerdo con la clasificación de clúster por estructura, construyendo los isovalores respectivos y el análisis exploratorio de datos respectivo. A partir de la data compositada se procede a generar los variogramas en todas las direcciones posibles para cada AZONE, consecuentemente se define un prototipo de modo que abarca todos los datos posibles considerando para cuerpos (potencia mayor a 3.00 m) el tamaño del bloque en 4*4*1 y para vetas (potencia menor a 3.00 m) el tamaño del bloque en 4*4*”potencia de la veta”.

Una vez realizado todo este proceso se realiza la interpolación de las leyes que consiste en realizar varios pases dependiendo al nivel y certeza de información geológica que presentan en un determinado sector. Los parámetros de búsqueda son de alcances progresivos las cuales garantizan una cobertura adecuada para la clasificación de recursos en medido, indicado e inferido.

Figura 2

Vista 3D del prototipo de la estructura Cyndhi Piso

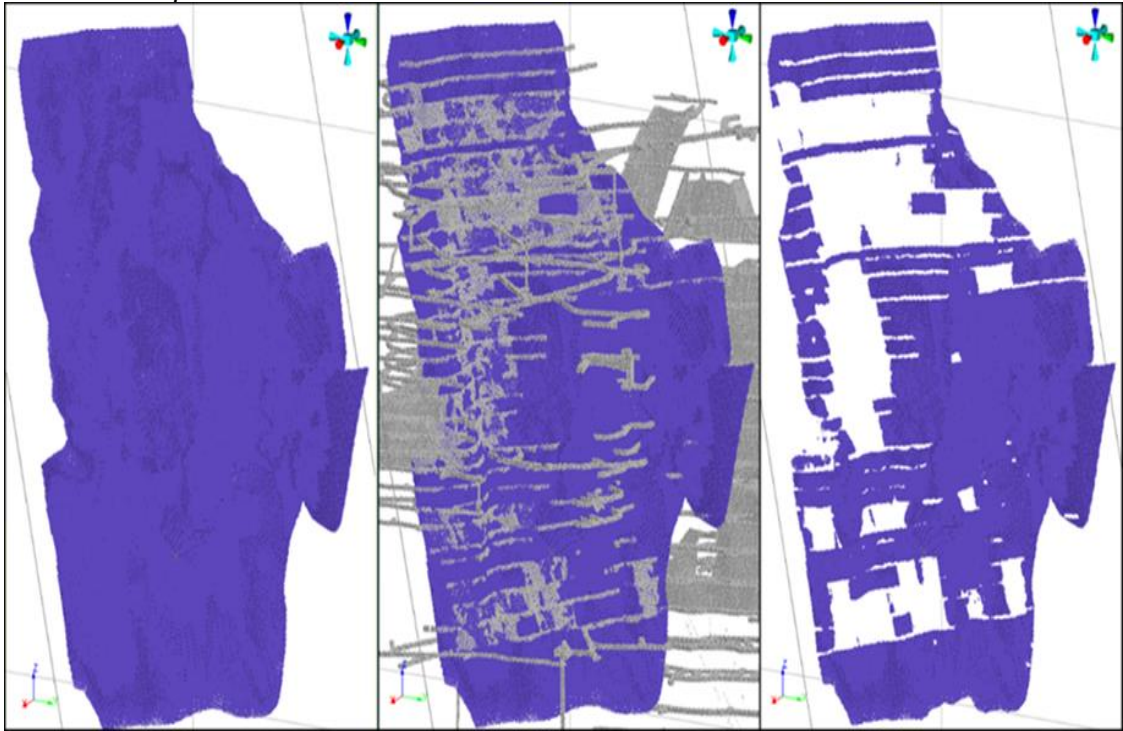


Nota: Fuente Departamento de geología

Una vez estimado los modelos de recursos, se realiza una identificación de las estructuras que necesitan ser restados con la topografía (galería, subniveles, rampas, chimeneas, tajos, etc). Entonces se elabora un modelamiento de la topografía la cual resta al modelo original (ISMOD), obteniéndose de esta manera un modelo descontado que representa el recurso mineral que falta extraer y que será utilizado para la estimación de reserva, resultando de esta manera un modelo de recursos etiquetado como RMOD.

Figura 3

Procedimiento para Obtención del modelo RMOD



Nota: Fuente Departamento de geología

Para brindar un mayor alcance de los recursos actuales de la unidad minera, en la siguiente tabla se muestra el detalle por estructura.

En la cual cerca del 50 % de los recursos se encuentran identificados en CYN_P (10%), CYN_T (9%), JOR_S (9%), VVI_P (8%), SR_342 (7%) y JOR2 (5%).

Tabla 3*Recursos minerales por Azone*

AZONE	Mt	% Sn	% Cu	% S	\$/t NSR
CECI	13,025	1.16	0.00	0.61	205.67
CSGE	283,369	4.29	0.01	0.47	761.70
CYN_P	1,091,613	2.54	0.00	0.10	451.56
CYN_PV	93,390	6.87	0.01	0.10	1221.48
CYN_T	1,045,532	2.71	0.00	0.13	481.42
DEM	150,838	2.69	0.03	0.93	477.72
DI_1	33,947	4.89	0.00	0.00	869.55
DI_3	53,898	2.74	0.00	0.01	486.69
DI_A	30,024	1.62	0.00	0.01	287.16
DI_B	21,167	3.39	0.00	0.01	601.60
DI_SR1	64,870	3.37	0.00	0.02	598.14
DI_SR2	10,953	3.90	0.00	0.03	693.35
DI_SR3	194,996	1.70	0.01	0.23	302.09
DI_V1	92,018	2.58	0.00	0.00	458.53
DI_V2	36,257	2.27	0.00	0.00	403.13
DLI	5,056	4.44	0.02	0.45	789.04
ELI1	3,196	3.08	0.00	0.10	546.83
ELI2	12,439	2.01	0.00	0.12	356.91
ELI4	134,477	0.38	0.00	0.16	67.65
JOR_S	993,204	1.59	0.06	1.00	282.46
JOR_S2	62,789	1.48	0.01	4.60	262.82
JOR1	63,563	2.32	0.01	0.25	412.07
JOR2	523,116	1.53	0.22	2.59	271.40
JUDI	25,229	2.42	0.01	0.31	429.85
MA	132,376	2.25	0.02	0.13	400.10
MAE	14,091	5.09	0.00	0.13	904.70
PED	38,099	2.56	0.07	0.18	454.20
RDEM	157,942	4.61	0.01	0.80	820.09
ROM	43,474	1.89	0.10	0.78	336.17
ROS	172,171	2.91	0.04	0.55	516.35
SGE1	374,398	3.29	0.01	0.62	583.81
SGE2	46,046	3.58	0.02	0.51	635.81
SGE3	26,940	2.37	0.02	0.17	420.71
SR_05	24,257	3.86	0.00	0.00	686.22

Nota: Fuente elaboración propia

Dentro de los campos del modelo de recursos existe un campo en particular “MTYPE” que clasifica los recursos en función al tipo de estructura mineralizada, cuantificándose de esta manera 56% como tipo cuerpo y 44% como tipo veta.

Tabla 4

Recursos minerales por Mtype

MTYPE	Mt	% Sn	% Cu	% S	\$/t NSR
CUERPO	6,170,821	2.52	0.03	0.40	447.60
VETA	4,931,499	2.28	0.04	0.57	405.43
Total	11,102,320	2.41	0.04	0.48	428.87

Nota: Fuente elaboración propia

3.2.2 Curva Tonelaje – NSR

Para cuantificar el potencial relacionado a las reservas mineras, se elaboró una curva tonelaje – NSR \$/t en función al valor por tonelada valorizado en cada modelo de recursos. Para realizar un análisis completo se diferencié en 2 tablas, la primera donde se considera la categoría medido e indicado manteniendo un salto de cut off de 10 \$/t. Considerando un Cut-off promedio de 120 \$/t se estima recursos igual a 5.6 Millones de Toneladas con una ley 2.33 Sn% y 592 \$/t.

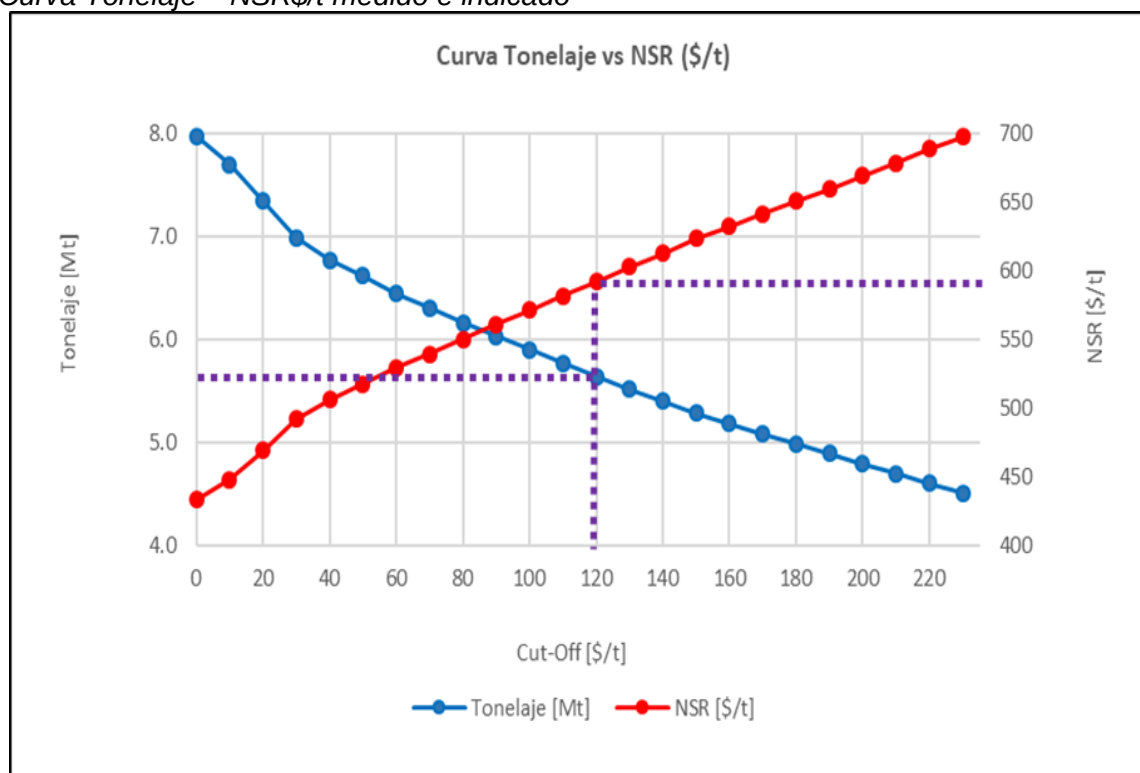
Tabla 5*Recurso mineral medido, indicado e inferido por Cut off \$/t*

Cut Off (\$/t)	TONELAJE [Mt]	MEDIDO [Mt]	INDICADO [Mt]	Sn [%]	NSR [\$t]
0	8.0	4.48	3.49	2.44	433
10	7.7	4.38	3.32	2.52	448
20	7.3	4.23	3.11	2.64	469
30	7.0	4.10	2.89	2.76	492
40	6.8	3.99	2.78	2.85	506
50	6.6	3.91	2.71	2.91	517
60	6.4	3.80	2.65	2.98	530
70	6.3	3.73	2.58	3.04	539
80	6.2	3.65	2.52	3.10	550
90	6.0	3.58	2.46	3.16	561
100	5.9	3.50	2.40	3.22	571
110	5.8	3.43	2.34	3.28	582
120	5.6	3.36	2.28	3.33	592
130	5.5	3.29	2.23	3.39	603
140	5.4	3.23	2.17	3.45	613
150	5.3	3.17	2.12	3.50	623
160	5.2	3.11	2.08	3.56	632
170	5.1	3.05	2.03	3.61	641
180	5.0	3.00	1.99	3.66	650
190	4.9	2.94	1.95	3.71	659
200	4.8	2.89	1.91	3.76	669
210	4.7	2.84	1.87	3.82	678
220	4.6	2.78	1.82	3.87	688
230	4.5	2.73	1.78	3.92	697

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 4

Curva Tonelaje – NSR\$/t medido e indicado



Nota: Fuente elaboración propia

3.3 Estimación de reservas

Las reservas de mineral son un de los inputs esenciales para realizar el diseño de mina y posteriormente elaborar un plan de minado con los factores operacionales necesarios con los que se rige la operación, por ende, la información que sustenta dicho proceso debe encontrarse adecuadamente elaborado y organizados para su trazabilidad al momento de ejecutarlo y revisarlo.

Bajo este mismo lineamiento la presente Estimación de Reservas se encuentran alineados al código JORC 2012, el cual es uno de los estándares más utilizados y conocidos por las empresas mineras y las casas de ingeniería. En ese mismo sentido la estimación de reservas se realizó con el apoyo del optimizador Mineable Shape Optimizer (MSO) del software computacional del Studio UG perteneciente a la empresa Datamine. Para ello se toma en cuenta un conjunto de parámetros generales, económicos, geométricos y modificadores que se detallaran a continuación.

3.3.1 Factores modificadores

Para la estimación de reservas, los factores modificadores importantes para la viabilidad técnica, económica, geotécnica y metalúrgica ya están razonablemente desarrollados y basados en la práctica y experiencia de la compañía generalmente aceptadas.

- El precio del estaño, valor del producto y el mercado del producto a ese precio, los factores importantes para las leyes o valores de corte (por ejemplo, recuperación del proceso, pagabilidad de la fundición, cargos por tratamiento, costos operativos, regalías, etc.) utilizados para informar las estimaciones de recursos minerales.
- La selectividad de extracción para los métodos mineros considerados en relación con el tamaño y geometrías de las interpretaciones de los controles geológicos de mineralización.

3.3.2 Valorización del modelo de bloques

La valorización consiste en asignar un valor económico al modelo de recursos tomando en cuenta los precios de los metales valiosos y la ley de cabeza. Considerando estas variables, se realiza un proceso de formulación que resulta en la obtención de un NSR o para el caso de San Rafael un valor por tonelada.

Existe 2 metodologías de cálculo, la más utilizada es la que utiliza los factores del precio, costos y recuperaciones como valores fijos. El valor del mineral resultante es directamente proporcional a las leyes de cabeza, obteniéndose de esta manera un mayor reporte en tonelaje cuando se realiza un análisis de curva tonelaje-ley.

Para el cálculo del Valor Punto, solo se considera al estaño como la ley única valorizable y como el metal principal, para luego ser expresado en la siguiente ecuación:

$$\text{Valor Punto (US\$/1\% - t)} = \frac{(\text{Precio Sn} + \text{Premio} - \text{GV} - \text{C.Trans.} - \text{C.Ref}) * \text{R.Met} * \text{R.Fun}}{100} \quad (4)$$

Donde:

Precio Sn = Precio de Estaño.

Premio = Premio para el Estaño.

GV	= Gastos de Ventas.
C. Trans.	= Costo de Transporte de Concentrado.
C. Ref	= Costo de Fundición y Refinería.
R. Met	= Recuperación de Planta Concentradora.
R. Fun	= Recuperación de Fundición

La mina utiliza la metodología considera los siguientes inputs financieros con una condición constante o “flat” resultando en un valor punto igual a 177.72 US\$/1%-t.

$$NSR \left(\frac{US\$}{t} \right) = VP_{Sn} * Ley Sn \quad (5)$$

VP_{Sn} = Valor Punto de Estaño.

Ley Sn = Ley de Estaño.

3.3.3 Métodos de minado

3.3.3.1 Método Bench & Fill con relleno en pasta. El método Bench & Fill con relleno en pasta se basa en la explotación desde dos subniveles previamente desarrollados y en el uso de relleno cementado una vez vaciado el tajeo. El relleno se transporta mediante tuberías desde la planta de preparación hacia los tajeos, con el propósito de mantener la estabilidad general de la excavación y asegurar que el radio hidráulico no exceda los límites permitidos. Este tipo de relleno también contribuye a reducir riesgos asociados a zonas con altos esfuerzos, especialmente en sectores profundos.

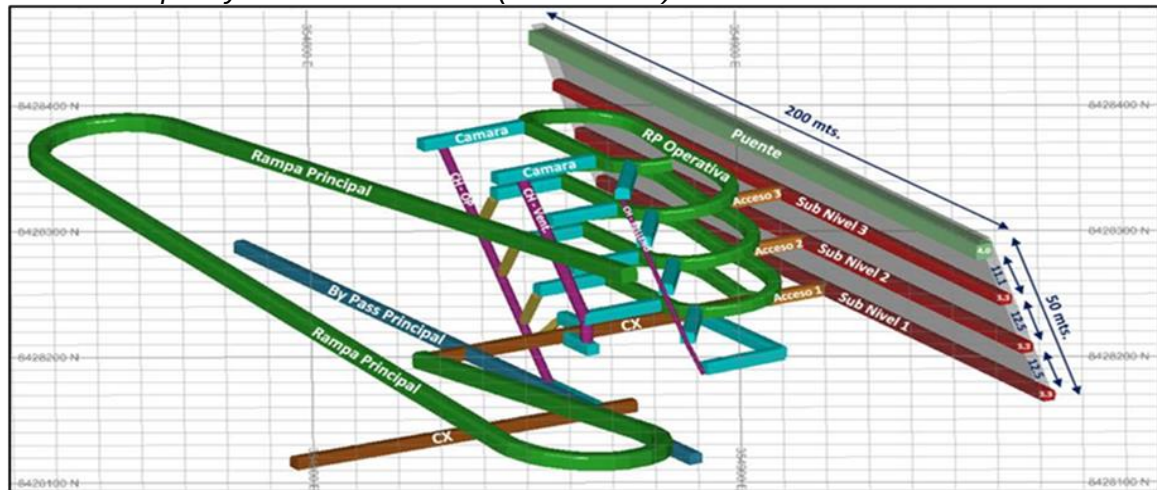
El método puede aplicarse tanto en vetas delgadas (< 3 m) como en zonas de mayor espesor (3 a 8 m), donde la inestabilidad suele presentarse en la caja techo o en la bóveda del tajeo. Para garantizar un adecuado soporte, el relleno debe alcanzar una resistencia mínima de aproximadamente 100 kPa, pudiendo requerirse valores cercanos a 170 kPa según la geometría del tajeo y la secuencia de explotación.

La estabilidad del tajeo depende de factores como la longitud de la abertura, el espesor de la veta y la altura inclinada sin soporte, la cual debe mantenerse dentro del límite impuesto por el radio hidráulico. En casos necesarios, puede complementarse con

sostenimiento mediante cables para incrementar la estabilidad y permitir aberturas mayores conforme lo permita la evaluación geomecánica.

Figura 5

Diseño Banqueo y relleno cementado (Bench & Fill)



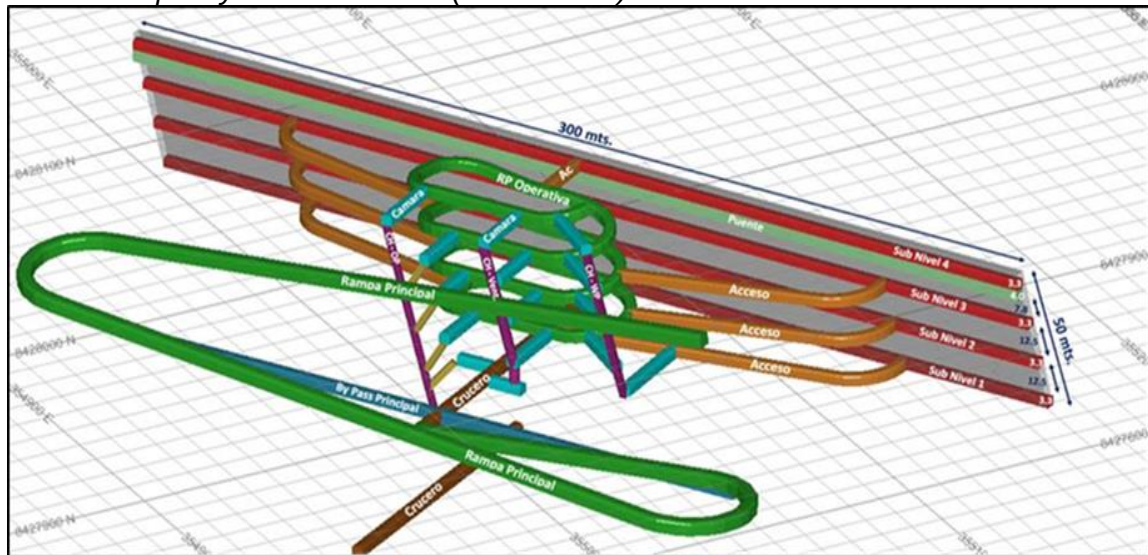
Nota: Fuente Departamento de Planeamiento

3.3.3.2 Método Bench & Fill con relleno detrítico. Este método emplea dos subniveles previamente desarrollados para iniciar la explotación, utilizando como relleno material detrítico o desmote. El relleno se deposita de manera progresiva desde uno de los extremos del subnivel, asegurando el soporte del tajeo conforme avanza la extracción. Su aplicación es común en vetas angostas con espesores menores a 3 metros y con buzamientos pronunciados superiores a 65°. Además, la elección entre relleno detrítico o relleno en pasta depende de la disponibilidad de infraestructura cercana y del nivel en el que se encuentre la labor.

La estabilidad del tajeo está condicionada por la longitud de la abertura, el espesor de la veta y la altura inclinada sin sostenimiento, que deben mantenerse dentro de los límites permitidos por el radio hidráulico. En caso de requerirse mayor estabilidad, puede aplicarse sostenimiento mediante cables en la bóveda o caja techo, lo que permite incrementar la longitud explotable. El sostenimiento estándar de galerías (pernos, malla, shotcrete) proporciona refuerzo localizado, pero no controla la estabilidad global del tajeo. En este método no se dejan pilares verticales, dado que el relleno continuo cumple la función de soporte para manejar adecuadamente el radio hidráulico.

Figura 6

Diseño Banqueo y relleno detrítico (Bench & Fill)



Nota: Fuente Departamento de Planeamiento

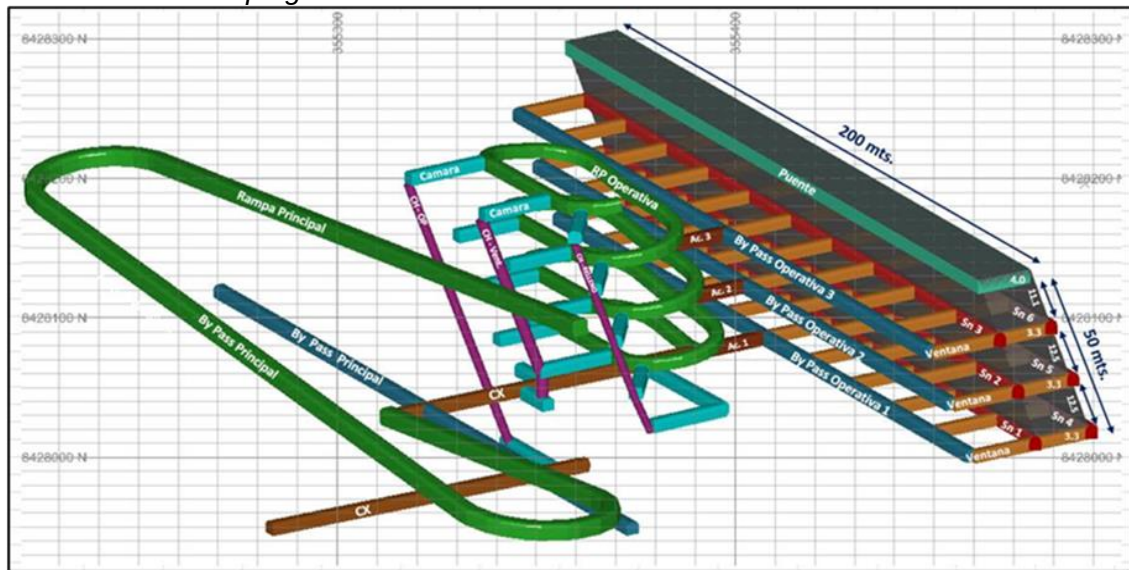
3.3.3.3 Método Sub Level Stopping transversal con relleno en pasta. El Sub Level Stopping transversal se emplea en cuerpos de mineral de gran potencia, generalmente superiores a 8 metros, con el fin de reducir riesgos de inestabilidad geomecánica. Los subniveles se desarrollan de manera transversal al eje de la veta, con una separación típica de alrededor de 20 metros entre ellos.

La explotación se realiza mediante paneles dispuestos de forma intercalada y ascendente, conformando una secuencia vertical o "torre". Una vez agotado un bloque completo, se rellena utilizando pasta cementada mediante un sistema de tuberías; después de la fragua del relleno se procede con los paneles intermedios. Cuando las condiciones de roca son desfavorables o existen labores antiguas cercanas, se recurre al cable bolting para controlar la sobreexcavación y mejorar la estabilidad de los tajeos.

Las secuencias de minado pueden variar según las condiciones de esfuerzo: se aplica una secuencia en retirada para zonas con esfuerzos elevados o una secuencia de primarios y secundarios cuando los esfuerzos son moderados, optimizando así la estabilidad y la continuidad operativa.

Figura 7

Diseño Sublevel stoping transversal con relleno cementado



Nota: Fuente Departamento de Planeamiento

3.3.4 Estimación Ley de corte

La operación minera subdivide el costo total asociado a cada método de explotación, en función a la condición insitu de cada unidad básica de minado. Resultando de esta manera 4 escenarios de minado las cuales se detallan a continuación.

- **Escenario A:**

Panel que cubre absolutamente todos los costos de Producción, también representada como Ley de Corte Económica.

- **Escenario B:**

Material ubicado dentro de los Tajos que no cubre la ley de Corte Económica y que por su ubicación como su accesibilidad es necesario que sea explotado.

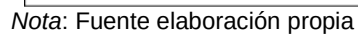
- **Escenario C:**

Panel en una zona adyacente al sector en explotación pero que requiere aproximadamente un 47% de preparación.

- **Escenario D:**

Panel en una zona adyacente al sector en explotación que cuenta al 100 % con desarrollo y preparación.

Escenarios de minado



40

Tabla 6*Ley de Corte Base por método de explotación*

DESCRIPCIÓN	Und.	Bench and Fill (Pasta)	Bench and Fill (Detritico)	Sub Level Stopping Transversal (SST)
GEOLOGIA	\$ / t	2.67	2.67	2.67
Perforación	\$ / t	3.25	2.09	2.99
Voladura	\$ / t	1.15	0.85	1.42
Acarreo	\$ / t	1.63	1.53	2.38
Transporte	\$ / t	1.77	1.11	2.82
Relleno Pasta	\$ / t	5.29	1.07	8.43
Sostenimiento	\$ / t	3.39	2.95	4.38
Desarrollo	\$ / t	5.56	2.83	1.29
Preparación	\$ / t	18.05	17.27	27.88
Servicios	\$ / t	7.85	7.80	7.15
Supervisión	\$ / t	2.71	2.24	4.01
Mantenimiento Mina	\$ / t	2.87	2.87	2.87
MINA	\$ / t	53.50	42.59	65.60
PLANTA CONCENTRADORA + OS	\$ / t	14.96	14.96	14.96
MANTENIMIENTO PLANTA	\$ / t	3.70	3.70	3.70
ENERGIA	\$ / t	7.76	7.76	7.76
APOYO	\$ / t	31.02	31.02	31.02
ESTUDIOS Y OPTIMIZACIONES	\$ / t	0.99	0.99	0.99
COSTO DE PRODUCCIÓN	\$ / t	114.60	103.69	126.69
COSTO DE CAPITAL DE SOSTENIMIENTO	\$ / t	15.71	15.71	15.71
COSTO DE CAPITAL NORMATIVO	\$ / t	6.79	6.79	6.79
COSTO DE CAPITAL CIERRE	\$ / t	4.34	4.34	4.34
COSTO TOTAL	\$ / t	141.43	130.53	153.53
Ley de Corte (Cut-Off) Rec. Flat - LOM	% Sn	0.80%	0.74%	0.87%
Net Smelter Return (Unit values) Rec. Flat	US\$/1%-t	177.72	177.72	177.72
Ley de Corte NSR (Cut-Off) Rec. Flat	US\$	142.18	131.52	154.62

Nota: Fuente elaboración propia

Tomando en consideración el Cut-off Base se descontó el Costo de Transporte calculado a 1.77 \$/t del método de Bench and Fill Pasta, 1.11 \$/t del costo del Bench and Fill Detrítico y 2.82 \$/t al costo de Sub Level Stoping Transversal, con la finalidad de reemplazarlo por un costo variable de Transporte que toma en consideración la distancia media transporte desde la estructura hacia la Planta de Procesamiento, para ello se utiliza el precio unitario estimado por AESA ascendente a 0.3 \$/t/km.

Realizando la combinación de todos los factores descritos anteriormente se obtiene una matriz del Cut-off que depende de la ubicación espacial de cada estructura, también del método de explotación y por último del escenario de minado, expresados en \$/t el cual será considerado en la optimización.

Tabla 7

Matriz de Ley de Corte por método de explotación y escenario de minado

Zona	Cota media [msnm]	Distancia Transporte Mineral [m]	Costo Transporte [\$t]	Bench and Fill Pasta				Bench and Fill Detritico				Sub Level Stopping Transversal			
				1a	1b	1c	1d	1a	1b	1c	1d	1a	1b	1c	1d
Cyndhi	3,991	5,670	1.70	139.5	96.6	130.7	117.6	145.9	92.2	129.9	111.0	142.6	100.4	134.3	123.8
Diagonal (1, 3, A, B)	3,918	6,400	1.92	139.8	96.8	130.9	117.8	146.1	92.5	130.2	111.2	142.8	100.7	134.5	124.0
Diagonal San Rafael	4,010	5,480	1.64	139.5	96.5	130.6	117.5	145.8	92.2	129.9	111.0	142.5	100.4	134.2	123.8
Diagonal Vicente	3,787	7,710	2.31	140.2	97.2	131.3	118.2	146.5	92.9	130.6	111.6	143.2	101.1	134.9	124.4
Jorge	4,072	4,860	1.46	139.3	96.3	130.4	117.4	145.6	92.0	129.7	110.8	142.3	100.2	134.0	123.6
Judith	4,077	4,810	1.44	139.3	96.3	130.4	117.3	145.6	92.0	129.7	110.8	142.3	100.2	134.0	123.6
Mariano	4,167	3,910	1.17	139.0	96.0	130.1	117.1	145.3	91.7	129.4	110.5	142.1	99.9	133.8	123.3
María Elena	3,947	6,108	1.83	139.7	96.7	130.8	117.7	146.0	92.4	130.1	111.2	142.7	100.6	134.4	123.9
Pedro	4,198	3,598	1.08	138.9	95.9	130.0	117.0	145.2	91.6	129.3	110.4	142.0	99.8	133.7	123.2
Romina	4,478	800	0.24	138.1	95.1	129.2	116.1	144.4	90.8	128.5	109.6	141.1	99.0	132.8	122.4
Rosario	4,047	5,110	1.53	139.4	96.4	130.5	117.4	145.7	92.1	129.8	110.9	142.4	100.3	134.1	123.6
San Rafael	4,083	4,750	1.43	139.3	96.3	130.4	117.3	145.6	92.0	129.7	110.8	142.3	100.2	134.0	123.5
San Rafael 34	4,279	2,790	0.84	138.7	95.7	129.8	116.7	145.0	91.4	129.1	110.2	141.7	99.6	133.4	123.0
Ramal piso/techo	4,105	4,530	1.36	139.2	96.2	130.3	117.3	145.5	91.9	129.6	110.7	142.2	100.1	133.9	123.5
Carmen	4,390	1,678	0.50	138.4	95.4	129.5	116.4	144.7	91.0	128.7	109.8	141.4	99.2	133.1	122.6
Catalina	3,822	7,359	2.21	140.1	97.1	131.2	118.1	146.4	92.7	130.5	111.5	143.1	101.0	134.8	124.3
Eliana	4,017	5,409	1.62	139.5	96.5	130.6	117.5	145.8	92.2	129.9	110.9	142.5	100.4	134.2	123.7
Victoria	4,193	3,647	1.09	138.9	96.0	130.0	117.0	145.2	91.6	129.3	110.4	142.0	99.8	133.7	123.2
Vivieth	3,967	5,913	1.77	139.6	96.6	130.7	117.7	145.9	92.3	130.0	111.1	142.7	100.5	134.4	123.9
Karen	3,869	6,894	2.07	139.9	96.9	131.0	118.0	146.2	92.6	130.3	111.4	143.0	100.8	134.7	124.2
Kimberly	4,267	2,909	0.87	138.7	95.7	129.8	116.8	145.0	91.4	129.1	110.2	141.8	99.6	133.5	123.0
Estancococha	3,727	8,315	2.49	140.3	97.4	131.4	118.4	146.6	93.0	130.7	111.8	143.4	101.2	135.1	124.6
Split 2 sr	4,269	2,890	0.87	138.7	95.7	129.8	116.8	145.0	91.4	129.1	110.2	141.8	99.6	133.5	123.0
San Rafael techo	3,831	7,265	2.18	140.0	97.0	131.1	118.1	146.3	92.7	130.4	111.5	143.1	100.9	134.8	124.3
Vicente	3,733	8,250	2.48	140.3	97.3	131.4	118.4	146.6	93.0	130.7	111.8	143.4	101.2	135.1	124.6
San German	4,200	5,380	1.61	139.5	96.5	130.6	117.5	145.8	92.2	129.9	110.9	142.5	100.4	134.2	123.7

Nota: Fuente elaboración propia

También existe una diferenciación específicamente para el material de avances donde principalmente se incluyen el costo de geología, mantenimiento, planta, remanejo, transporte y los relacionados al costo de sostenimiento. Los parámetros financieros se mantiene los mismos valores considerados para el cálculo del valor de corte para tajos. En la siguiente tabla se resume el detalle de cada costo y el valor de corte expresado en Sn% y valor por tonelada.

Tabla 8

Ley de Corte para avances

DESCRIPCIÓN	UND.	AVANCES
Geología (muestreo de canchas)	\$ / t	0.28
Planta de Beneficio (*)	\$ / t	14.96
Mantenimiento Planta	\$ / t	3.70
Energía Planta	\$ / t	3.03
Remanejo	\$ / t	4.68
Transporte	\$ / t	4.08
MINA	\$ / t	30.72
COSTO DE CAPITAL DE SOSTENIMIENTO	\$ / t	15.71
COSTO DE CAPITAL NORMATIVO	\$ / t	6.79
COSTO DE CAPITAL CIERRE	\$ / t	4.34
COSTO TOTAL	\$ / t	57.56
Ley de Corte (Cut-Off) Rec. Flat - LOM	% Sn	0.33%
Net Smelter Return (Unit values) Rec. Flat	US\$/1%-t	177.72
Ley de Corte NSR (Cut-Off) Rec. Flat	US\$	58.65

Nota: Fuente elaboración propia

3.3.5 Otros factores modificadores

3.3.5.1 ELOS. La operación emplea el criterio ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough) desarrollado por la Universidad de British Columbia, el cual permite cuantificar de manera empírica el desprendimiento de las paredes del tajo a partir del Número de Estabilidad (N') y el Radio Hidráulico (RH). Este indicador se utiliza para evaluar el descaje potencial y constituye una herramienta clave en el análisis geomecánico para el diseño de excavaciones subterráneas.

El estándar aplicado establece que el ELOS debe medirse desde la línea de corte definida por el diseño de perforación y voladura, tomando como referencia la malla de taladros. Esta evaluación se enfoca en las paredes más críticas del tajeo, particularmente la caja techo y la bóveda en escenarios donde no se cuenta con sostenimiento. Cabe señalar que el ELOS no debe confundirse con la dilución: aunque podría haber cierta correlación en algunos casos, ambos parámetros representan fenómenos distintos y obedecen a mecanismos independientes.

Figura 9

Estimación empírica del ELOS



Nota: Fuente Departamento de Geomecánica

En el caso de vetas angostas, la medición del ELOS se realiza desde la línea de corte de voladura. En estas condiciones, resulta complejo evitar que el material desprendido se desplace por efecto de la gravedad y de las discontinuidades paralelas a la veta, especialmente cuando existe una diferencia significativa entre el ancho del subnivel y el espesor de la mineralización. Por ello, es imprescindible utilizar sostenimiento que controle el descaje y ajustar las dimensiones del subnivel para reducir la inestabilidad.

Finalmente, se consolidan los valores de ELOS por estructura, los cuales servirán para definir la envolvente minable y ajustar las longitudes aplicables a cada hastial dentro del bloque de explotación.

Tabla 9

ELOS por estructura

ESTRUCTURA	AZONE	HW (m)	FW (m)	Total (m)	ESTRUCTURA	AZONE	HW (m)	FW (m)	Total (m)
VETA CECILIA	CECI	0.22	0.15	0.37	SAN RAFAEL 10	SR_10	0.2	0.15	0.35
CUERPO SAN GERMAN	CSGE	0.3	0.15	0.45	SAN RAFAEL 11	SR_11	0.2	0.15	0.35
CYNDHI PISO	CYN_P	0.2	0.15	0.35	SAN RAFAEL 12	SR_12	0.23	0.15	0.38
CYNDHI PISO VETA	CYN_PV	0.2	0.15	0.35	SAN RAF 34 P1	SR_341	0.25	0.15	0.4
CYNDHI TECHO	CYN_T	0.2	0.15	0.35	SAN RAF 34 P2	SR_342	0.25	0.15	0.4
DEMESIO	DEM	0.3	0.15	0.45	SAN RAF 34 PISO	SR_343	0.25	0.15	0.4
DIAGONAL 1	DI_1	0.2	0.15	0.35	SAN RAF 34 PISO	SR_3431	0.25	0.15	0.4
DIAGONAL 3	DI_3	0.2	0.15	0.35	RAMAL PISO SR	SR_RP	0.25	0.15	0.4
DIAGONAL A	DI_A	0.2	0.15	0.35	RAMAL TECHO SAN RAFAEL	SR_RT	0.2	0.15	0.35
DIAGONAL B	DI_B	0.2	0.15	0.35	CARMEN	VCAR	0.2	0.15	0.35
DIAGONAL SAN RAFAEL 1	DI_SR1	0.2	0.15	0.35	CATALINA	VCAT	0.25	0.2	0.45
DIAGONAL SAN RAFAEL 2	DI_SR2	0.25	0.15	0.4	ELIANA	VELI	0.2	0.15	0.35
DIAGONAL SAN RAFAEL 3	DI_SR3	0.25	0.15	0.4	VICTORIA	VICT	0.2	0.15	0.35
DIAGONAL VICENTE 1	DI_V1	0.2	0.15	0.35	VIVIENTH	VIVI	0.15	0.2	0.35
DIAGONAL VICENTE 2	DI_V2	0.2	0.15	0.35	KAREN	VKAR	0.2	0.15	0.35
DELIA	DLI	0.2	0.15	0.35	KIMBERLY	VKIM	0.2	0.15	0.35
ELIANA	ELI1	0.2	0.15	0.35	MALENA	VMAL	0.2	0.15	0.35
ELIANA	ELI2	0	0	0	PILAR 4370	VP4370	0.2	0.15	0.35
ELIANA	ELI4	0.2	0.15	0.35	PILAR 4450	VP4450	0.2	0.15	0.35
JORGE SUR	JOR_S	0.2	0.15	0.35	ESTANCOCOA	VR_EC	0.2	0.15	0.35
JORGE SUR 2	JOR_S2	0.2	0.2	0.4	SPLIT 2 SR	VS2SR	0.2	0.15	0.35
JORGE1	JOR1	0.2	0.15	0.35	SPLIT 2 SR	VS2SR	0.2	0.15	0.35
JORGE2	JOR2	0.2	0.2	0.4	SAN RAFAEL TECHO	VSR_T	0.2	0.15	0.35
JUDITH	JUDI	0.3	0.15	0.45	VICENTE CENTRO P1	VVI_C1	0.25	0.2	0.45
MARIANO	MA	0.2	0.15	0.35	VICENTE CENTRO P2	VVI_C2	0.25	0.2	0.45
MARIA ELENA	MAE	0.25	0.2	0.45	VICENTE CENTRO PISO 1	VVI_CP1	0.25	0.2	0.45
PEDRO	PED	0.2	0.15	0.35	VICENTE CENTRO PISO 1	VVI_CP1	0.3	0.2	0.5
RAMAL DEMESIO	RDEM	0.3	0.15	0.45	VICENTE CENTRO PISO 2	VVI_CP2	0.25	0.2	0.45
ROMINA	ROM	0.25	0.15	0.4	VICENTE CENTRO PISO 3	VVI_CP3	0.3	0.2	0.5
ROSARIO	ROS	0.25	0.2	0.45	VICENTE CENTRO PISO 4	VVI_CP4	0.3	0.2	0.5
SAN GERMAN 1	SGE1	0.3	0.15	0.45	VICENTE CENTRO PISO 4	VVI_CP4	0.3	0.2	0.5
SAN GERMAN 2	SGE2	0.3	0.15	0.45	VICENTE CENTRO PISO 5	VVI_CP5	0.3	0.2	0.5
SAN GERMAN 3	SGE3	0.3	0.15	0.45	VICENTE CENTRO TECHO	VVI_CT	0.25	0.2	0.45
SAN RAFAEL 05	SR_05	0.25	0.15	0.4	VICENTE PISO	VVI_P	0.2	0.2	0.4
SAN RAFAEL 06	SR_06	0.2	0.15	0.35	RAMAL PISO VICENTE	VVI_RP	0.3	0.2	0.5
SAN RAFAEL 07	SR_07	0.2	0.15	0.35	VICENTE TECHO	VVI_T	0.25	0.2	0.45
SAN RAFAEL 09	SR_09	0.2	0.15	0.35					

Nota: Fuente elaboración propia

3.3.5.2 Recuperación minera. Luego de identificar las zonas o estructuras por método de minado, y determinar su envolvente se aplicará este factor de recuperación a cada unidad básica de minado, y con ello se obtiene el tonelaje como recurso minable.

En la Tabla 9 se puede apreciar los valores de recuperación que se van a utilizar en función a cada método de minado, dicha información refleja el histórico obtenido por mina durante el periodo 2021.

Tabla 10

Recuperación minera por método de minado

MÉTODO	UND.	VALOR
BFP	%	93.1
BFD	%	90.9
SST	%	93.3
AVA	%	100

Nota: Fuente elaboración propia

3.3.5.3 Dilución minera. El estándar operativo define la dilución como la proporción entre el tonelaje de desmonte que ingresa al proceso y el tonelaje total de mineral tratado. Este parámetro se expresa en porcentaje y se calcula mediante:

$$\text{Dilucion}\% = \frac{\text{Toneladas Desmonte}}{\text{Toneladas Mineral}} * 100 \quad (6)$$

La operación distingue dos tipos principales de dilución: planificada y externa.

3.3.5.3.1 Dilución planificada. La dilución planificada se estima en función de la longitud de la abertura de minado, considerando el ancho mínimo requerido y el ELOS total aplicado a cada tajeo. En términos volumétricos y de tonelaje, este tipo de dilución incluye los bloques del modelo de recursos que se encuentran por debajo de la ley de corte económica, más el material estéril asociado a la sobreexcavación representada por el ELOS.

El valor del ELOS se obtiene mediante un procedimiento empírico que utiliza el Número de Estabilidad (N') y el Radio Hidráulico, los cuales permiten estimar el descaje esperado según las condiciones geomecánicas del tajeo. La magnitud de la dilución

planificada varía según el método de explotación empleado, por lo que se establecen rangos diferenciados para cada uno de ellos.

Tabla 11

Longitud de ELOS por método de minado

MÉTODO	HW (m)	FW (m)	TOTAL (m)
BFD	0.2	0.15	0.35
BFD	0.2	0.2	0.4
BFD	0.25	0.15	0.4
BFP	0.22	0.15	0.37
BFP	0.2	0.15	0.35
BFP	0.3	0.15	0.45
BFP	0.25	0.15	0.4
BFP	0.2	0.2	0.4
BFP	0.25	0.2	0.45
BFP	0.23	0.15	0.38
BFP	0.15	0.2	0.35
BFP	0.3	0.2	0.5
SST	0.3	0.15	0.45
SST	0.2	0.15	0.35
SST	0.25	0.15	0.4
SST	0.3	0.2	0.5
SST	0.25	0.2	0.45

Nota: Fuente elaboración propia

3.3.5.3.2 Dilución no planificada o externa. Esta dilución hace referencia a la sobrerotura o descajes que se presenta en las cajas piso o techo, por diversos motivos relacionados a las operaciones, asociados a la inestabilidad que se presenta en las cajas, influencia de la voladura, labores cercanas, entre otros.

El valor considerado, es el resultado de la estadística de 12 meses tomada del acumulado del reporte mensual de reconciliación, descontando los valores elevados obtenidos por mala operación, o por condiciones geomecánicas desfavorables (en zonas puntuales).

Tabla 12

Dilución operativa por estructura

Estructuras	Rosario Vicente Centro Piso 1 –5 Kimberly Jorge 1	Otras
Dilución Operativa	25%	3%

Nota: Fuente elaboración propia

3.3.5.4 Ancho mínimo de minado. Este factor está definido como el ancho mínimo con el que puede ser diseñar un tajeo, comúnmente se toma los datos reales de la operación, este efecto tendrá mayor relevancia en las estructuras que presentan potencias angostas, la cual garantizará que las dimensiones del tajeo serán operativa para el proceso de explotación.

Para la presente estimación de reservas, el ancho mínimo de minado considerado fue resultado de un análisis estadístico de los últimos 12 meses de operación.

La evaluación consideró las estructuras con potencias menores a 1.50 m, resultando de esta manera que la potencia mínima a considerar igual a 1.33 m. Es importante resaltar que para el caso de los polígonos identificados como “AVA” el ancho mínimo de minado es igual a 3.2 m, debido a que es el ancho de la sección típica para la preparación de subniveles en mineral.

Tabla 13*Ancho mínimo de minado por Azone*

AZONE	TAJO	ANCHO MÍNIMO
MA	4224-1500	1.20
MA	4269-1700	1.34
VS2SR	4145-1900	1.29
VS2SR	4407-1800	1.37
SR_34	4421-2150	1.49
VKIM	4224-1700	1.37
VKIM	4224-1500	1.33
VKIM	4269-1700	1.40
VKIM	4269-1900	1.38
VKIM	4310-1600	1.21
MAE	3950-1800	1.38
ROS	4150-700	1.27
ROS	4302-650	1.39
JOR	4000-1850	1.36
JOR	3925-1850	1.17
JOR	3925-1700	1.03
JOR	4302-1300	1.11
RMA	4224-1900	1.30
RMA	4185-1900	1.39
VICT	4224-1224	1.34
Ancho mínimo promedio		1.33

Nota: Fuente elaboración propia

3.4 Envolverte económica de reservas

Para generar la envolvente minable total y posteriormente estimar las reservas, se empleó el módulo Movable Shape Optimizer (MSO) del software Datamine Studio UG. Este módulo identifica formas explotables óptimas considerando la geometría del yacimiento y la configuración de las grillas utilizadas. Los stopes se construyen a partir de contornos

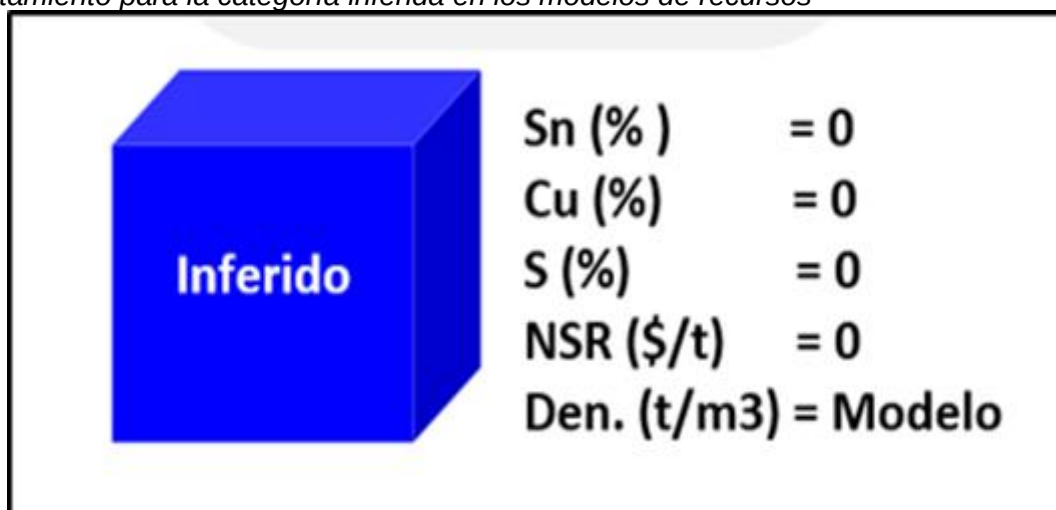
seccionales definidos por puntos en techo y piso, los cuales luego se interconectan para formar volúmenes continuos que pueden evaluarse contra el modelo de bloques. Asimismo, es posible restringir la inclinación y el rumbo de los stopes para ajustarlos a la orientación real de la mineralización.

El MSO genera cuerpos minables que maximizan el valor económico sobre un umbral definido por la ley de corte, integrando parámetros operativos tales como: ancho mínimo y máximo según método de explotación, dilución estimada para caja techo y caja piso, y dimensiones mínimas de pilares laterales, entre otros criterios establecidos previamente.

Para la construcción de la envolvente minable solo se consideraron recursos clasificados como medidos e indicados. Los recursos inferidos fueron neutralizados asignándoles valor económico cero, manteniendo únicamente su densidad para ser tratados como material estéril durante la optimización. Esto permite asegurar que la estimación final de reservas proceda únicamente de bloques con suficiente nivel de confianza geológica.

Figura 10

Tratamiento para la categoría inferida en los modelos de recursos



Nota: Fuente elaboración propia

Al trabajar únicamente con las categorías de recurso medido e indicado, se excluyeron seis estructuras que contenían bloques inferidos, quedando un total de 64 estructuras para el análisis. El procedimiento se aplicó a las estructuras pertenecientes a

ambos sectores evaluados, utilizando la información geológica y los modelos tridimensionales actualizados a diciembre de 2021. El resultado de la optimización generó una envolvente minable total de 6.41 Mt, con una ley promedio de 2.17 % Sn, 0.03 % Cu y 0.27 % S, además de un valor económico aproximado de 385.55 US\$/t. Del total del material considerado minable, 57 % corresponde a la categoría de medido y 43 % a indicado, reflejando un nivel de confianza geológica adecuado para la estimación de reservas.

Tabla 14

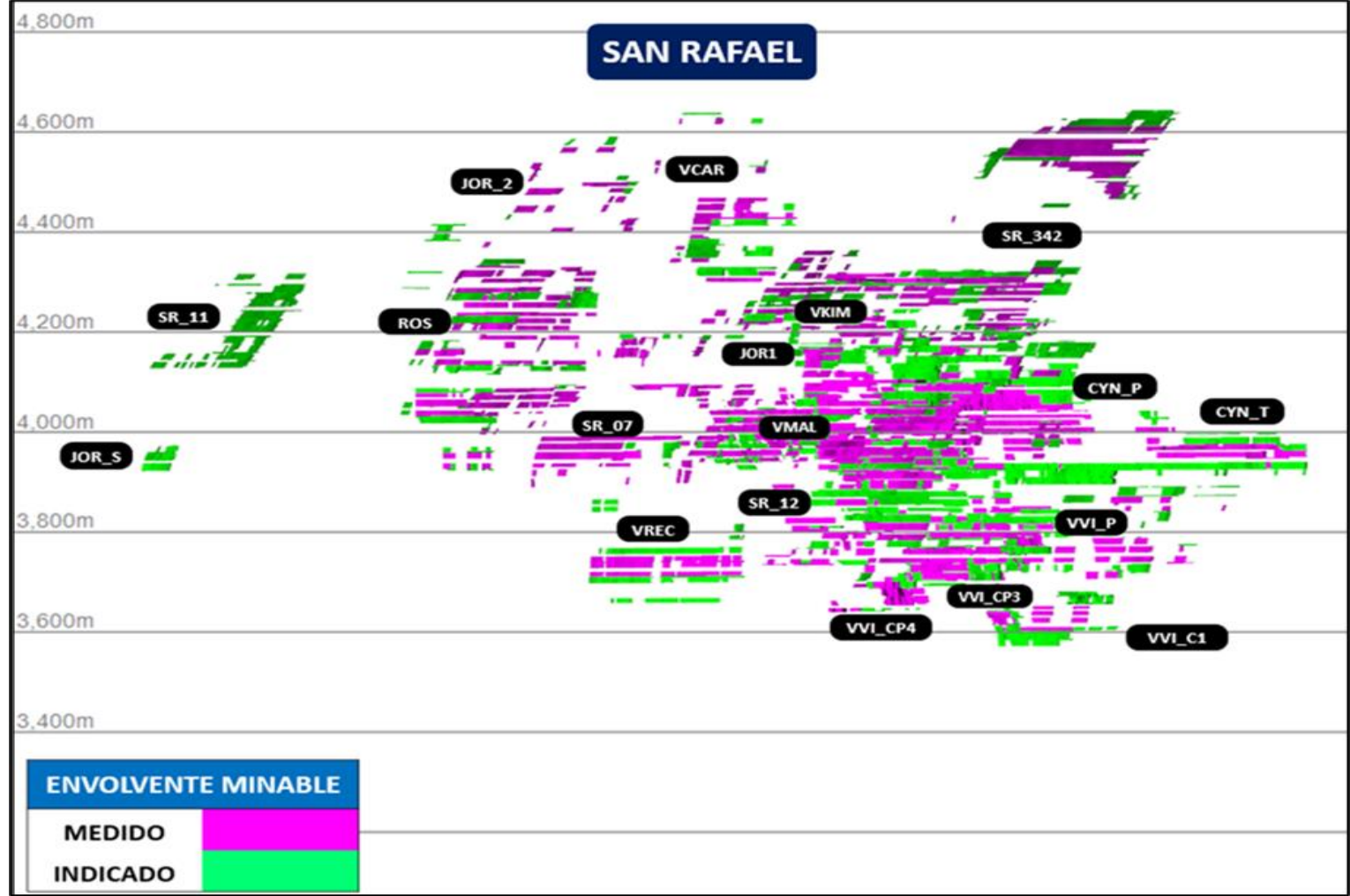
Envolvente minable por categoría

CATEGORÍA	Mt	% Sn	% Cu	% S	NSR (\$/t)	FINOS (kt)
Probado	3.41	2.31	0.03	0.23	411	78.9
Probable	2.62	1.96	0.03	0.33	349	51.4
Envolvente Total	6.02	2.16	0.03	0.27	384	130.2

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 11

Distribución espacial de envolvente minable por categoría



Nota: Fuente elaboración propia

Posteriormente se efectuó una revisión visual detallada de todas las estructuras con el propósito de distinguir y definir cuáles volúmenes dentro de la envolvente pueden considerarse razonablemente explotables, y cuáles deben excluirse debido a condiciones particulares que impiden su aprovechamiento. Este análisis permitió identificar stopes o tajeos que, por restricciones técnicas, operativas o geomecánicas, no pueden integrarse en la estimación final de reservas. La tabla correspondiente presenta la clasificación utilizada y los criterios aplicados para determinar la condición de cada envolvente minable.

Tabla 15

Condición de envolvente minable de reservas

CONDICION	FUENTE	DESCRIPCIÓN
CONGELADO / EXCLUIDO	Largo Plazo	Tajeos de Minado inaccesibles debido al impedimento del relleno o paneles que se encuentran muy alejados de la operación central.
RESTRINGIDO	Corto Plazo	Sectores ubicados en las cercanías de infraestructura principal (Rampa Principal, Planta PRELL, Chimeneas de Ventilación Principal o Cámaras de Bombeo.) o zonas inestables que por condición geomecánica no es posible explotar en el Corto Plazo.
AISLADO	MINPLAN	Bloques de minado evaluados visualmente contra la topografía y la envolvente circundante, donde aquellos tajeos ubicados a más de 150 metros y que bajo un criterio económico no resulta rentable su explotación.
MINABLE	MINPLAN	Conjunto de estructuras clasificados en probados y probables, las cuales serán eventualmente accesibles, justifican su costo de preparación y explotación, poseen todos los factores modificadores y son operativos tanto para el corto como el largo plazo.

Nota: Fuente elaboración propia

Como parte de la discretización por condición de la envolvente minable de reservas. Se puede cuantificar el tonelaje y leyes asociados a este criterio de clasificación. Es importante enmarcar que los resultados mostrados en la Tabla inferior ya se encuentran con el factor de recuperación minera por cada método de minado.

Tabla 16

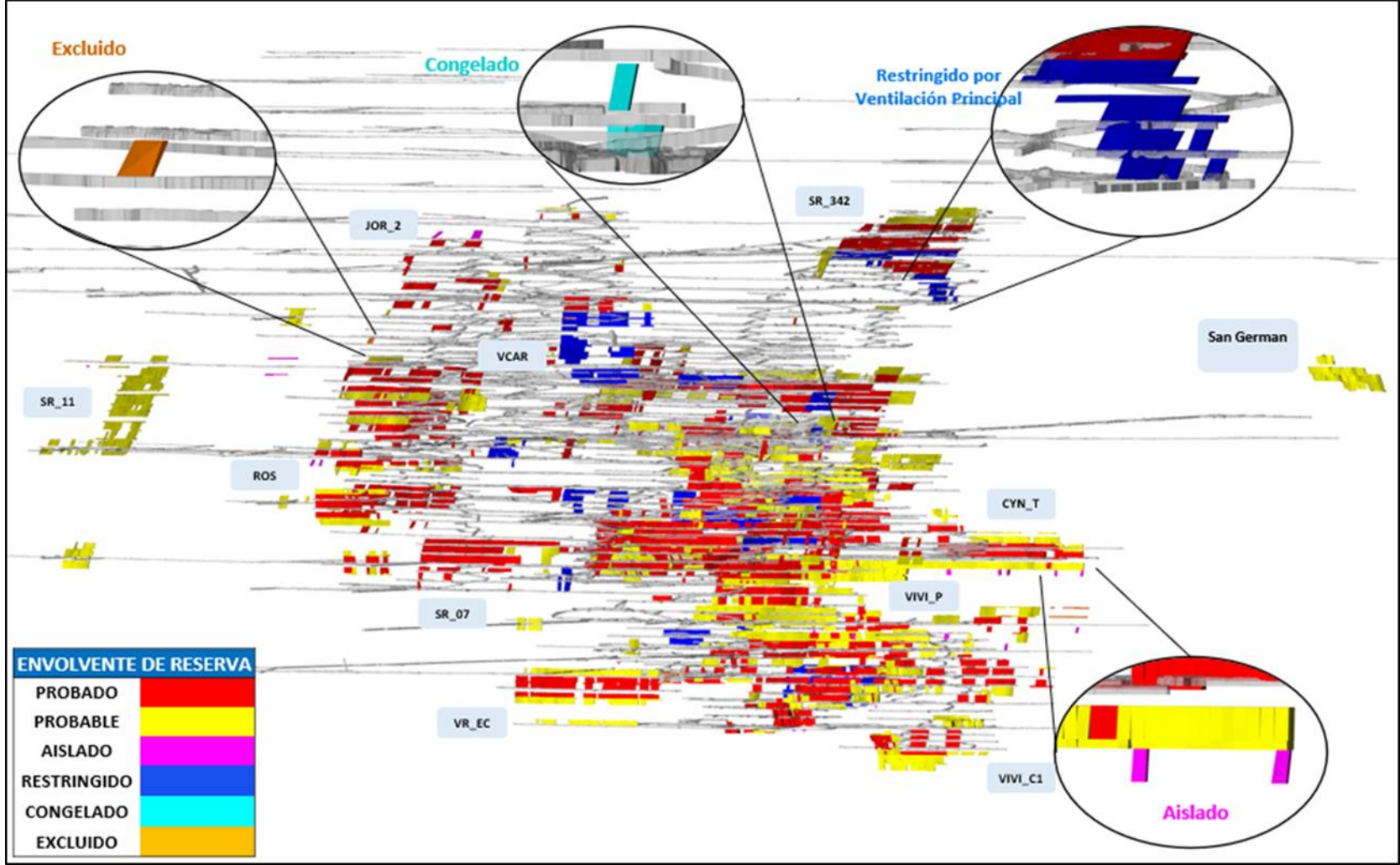
Reporte de envolvente minable de reservas

CATEGORÍA	Mt	% Sn	% Cu	% S	NSR (\$/t)	FINOS (kt)
Minable	5.47	2.15	0.27	0.03	382	117.4
Restringido	0.51	2.42	0.35	0.05	430	12.4
Excluido	0.24	0.59	0.34	0.04	104	0.1
Aislado	0.21	1.06	0.18	0.07	188	0.2
Congelado	0.09	0.92	0.00	0.00	164	0.1
Envolvente Total	6.02	2.16	0.27	0.03	384	130.2

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 12

Envolvente Minal por condición



Nota: Fuente elaboración propia

3.5 Reservas de mineral

Antes de detallar las variaciones metodológicas con respecto a estimaciones previas, es importante señalar que en los anexos del documento se presentará un resumen consolidado de reservas, organizado por estructura mineralizada, tipología estructural y niveles de explotación.

Esta información complementaria permitirá visualizar de manera más clara la distribución del recurso minable, así como las diferencias entre zonas y categorías consideradas en la estimación.

3.5.1 Cambios significativos respecto de estimaciones anteriores

En cuanto a la comparación con estimaciones anteriores, la evaluación de reservas correspondiente a diciembre de 2021 incorpora modificaciones relevantes en la metodología utilizada.

El primer cambio significativo se refiere al criterio de ley de corte. En estimaciones anteriores, la ley de corte se asignaba directamente a cada bloque del modelo geológico como un Cut-off Grade. En cambio, la metodología empleada en esta investigación utiliza un Cut-off Value, definido por estructura y configurado dentro del módulo MSO, lo cual permite una evaluación económica más consistente con el comportamiento real del cuerpo mineralizado.

Un segundo cambio importante está relacionado con el tratamiento de los recursos inferidos. En metodologías previas, estos bloques eran considerados con sus leyes originales independientemente de su categoría. En el presente estudio, los bloques inferidos fueron configurados con valores de ley nulos, de modo que no aporten valor económico ni influyan en la estimación final de reservas.

Esta decisión metodológica incrementa la confiabilidad del resultado, al asegurar que las reservas reportadas provengan exclusivamente de bloques con un nivel de certidumbre geológica adecuado.

Tabla 17

Reporte de envoltente minable de reservas

CERTEZA	TONELAJE [Mt]			LEY Sn [%]			FINOS [kt]		
	2021	2022	Var. %	2021	2022	Var. %	2021	2022	Var. %
Probado	3.48	3.40	-2%	2.22	2.32	4%	77.2	78.8	2%
Probable	2.79	2.58	-7%	1.95	1.98	1%	54.4	51.0	-6%
Total	6.26	5.98	-5%	2.10	2.17	3%	131.5	129.9	-1%

Nota: Fuente elaboración propia

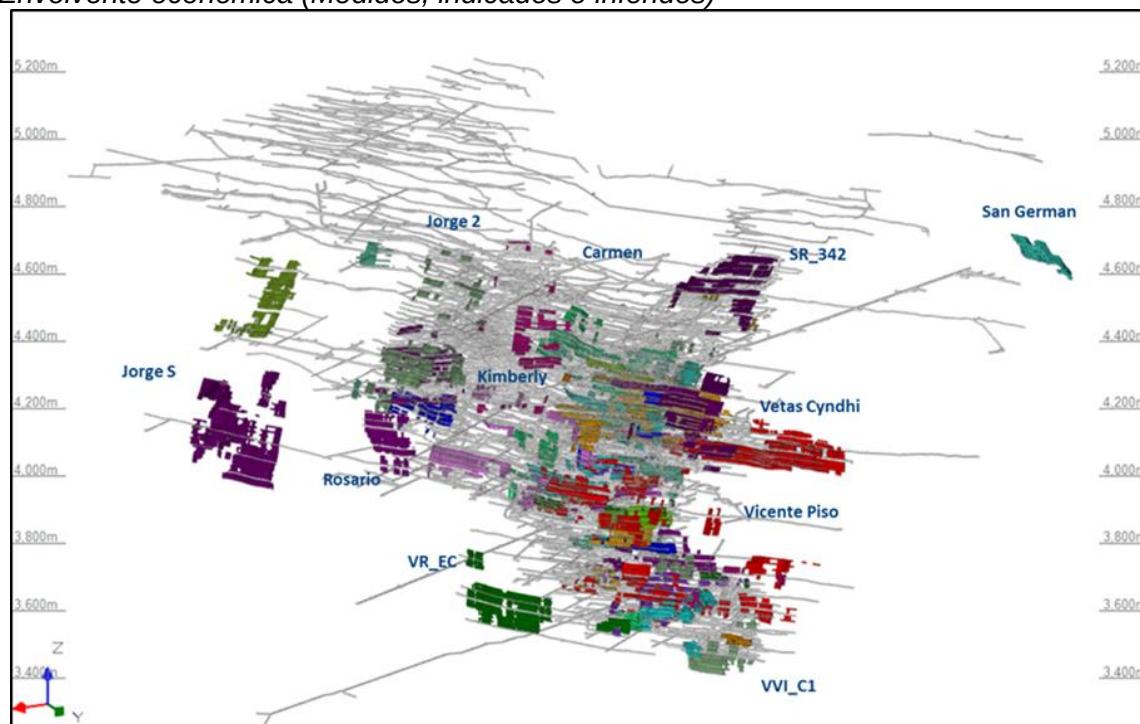
3.6 Criterios de diseño y secuenciamiento

3.6.1 *Envoltente económica medido, Indicado e inferido*

Para la estimación del recurso minable se tiene en principio una envoltente económica resultado de la evaluación en el software de Datamine Mineable Shape Optimizer (MSO). Los recursos fueron evaluados con parámetros económicos, geométricos y factores modificadores tales como el NSR Cut-off (\$/t), Azimut, buzamiento, altura, longitud, ancho de stope, recuperación, minera, dilución, ELOS, entre otros, obteniéndose, así como resultado un envoltente económica que se muestra como sigue:

Figura 13

Envoltente económica (Medidos, indicados e inferidos)



Nota: Fuente elaboración propia

Como se muestra la envolvente económica resultante presenta estructuras representativas y dominantes en tonelaje tales como Vetas Cyndhi, San Rafael 342, Vicente Piso, Jorge 2, Rosario, Veta Carmen, Veta Kimberly, Diagonal San Rafael 3 entre otros.

Los resultados de la evaluación presentan 7.2 Mt con una ley de 2.17 % de Estaño y NSR de 345 \$/t. En proporciones por categoría Medidos representan un 44% de recurso medido, indicado 36% e inferido de 20%.

Tabla 18

Envolvente económica (Medidos, indicados e inferidos)

DESCRIPCIÓN	RECURSO MINABLE
Ton [Mt]	7,210,802
Sn [%]	2.17
Dilución [%]	36%
NSR [\$/t]	374.63

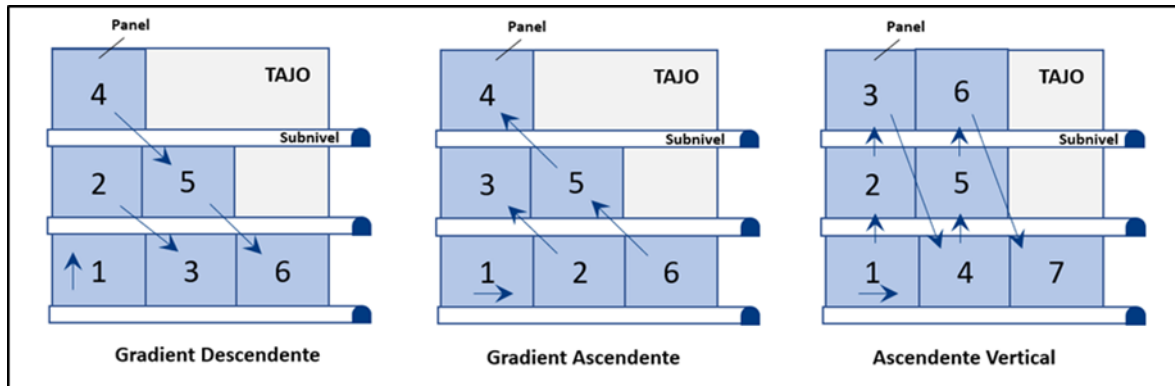
Nota: Fuente elaboración propia

3.6.2 Esquema de Secuencia de Minado

3.6.2.1 Bench and Fill en Pasta. El método de BFP puede presentar hasta 3 esquemas de secuencia para paneles de explotación gracias a la versatilidad que ofrece el relleno cementado en pasta. Para todos los casos es necesario haber realizado la preparación de los subniveles alrededor de un 90% a 100% del total. Las estructuras consideradas tipo veta son explotadas a través de la secuencia ascendente o descendente debido a que es posible realizar la limpieza de relleno en subniveles. Para las estructuras tipo cuerpo específicamente se utiliza el método ascendente vertical debido a que garantiza la seguridad necesaria para realizar la recuperación y el relleno completo de la cavidad, este tipo mayormente es utilizado en el sector Cyndhi.

Figura 14

Secuencia de Minado – Bench & Fill en Pasta

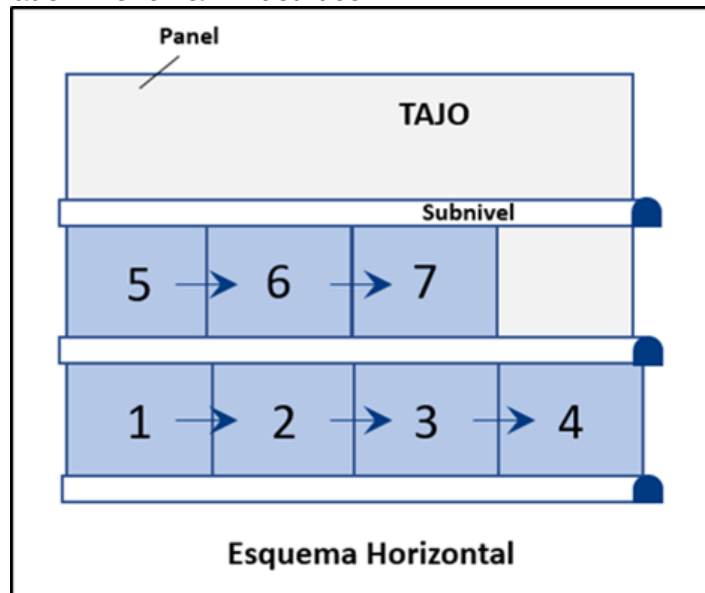


Nota: Fuente elaboración propia

3.6.2.2 Bench and Fill detrítico. En el caso del método que necesita el material estéril para su relleno, solo existe un único esquema de minado manteniendo una dirección horizontal en retroceso. Inicia desde el panel ubicado en el lado más extremo, realizando una explotación en retirada hacia el acceso. El relleno se realiza utilizando scoops de 4yd3, el ingreso de estos equipos es a través de rampas o estocados ubicados en los extremos.

Figura 15

Secuencia de minado – Bench & Fill detrítico



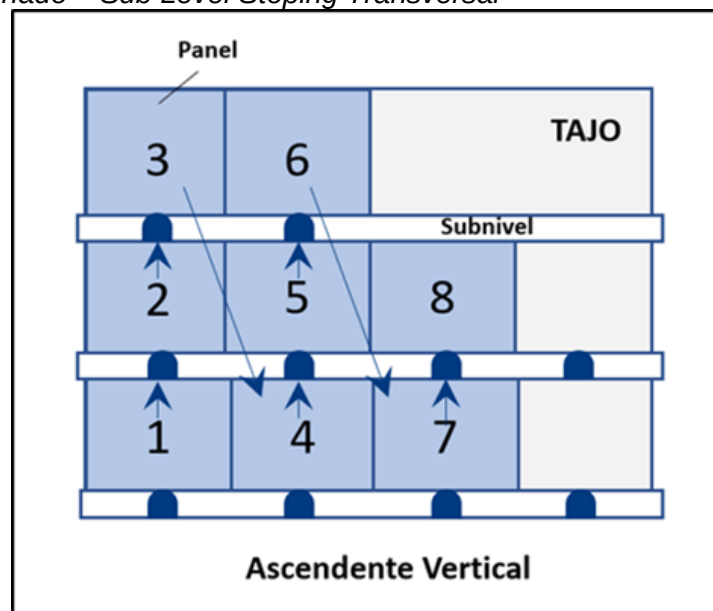
Nota: Fuente elaboración propia

3.6.2.3 Sub Level Stopping Transversal. El Sub Level Transversal es relleno con pasta y presenta solo un tipo de secuencia de minado. Dentro del diseño está contemplado la preparación de estocadas que cruzan perpendicularmente los caserones,

cuyo propósito es mayormente utilizado para estructuras tipo cuerpo debido a su alta potencia, donde existe una estrecha relación con el tipo de roca, ya que esta presenta una mala calidad, es necesario la instalación de cable bolting para mantener la excavación estable. porque el material estéril para su relleno solo existe un único esquema de minado manteniendo una dirección horizontal en retroceso. Inicia desde el panel ubicado en el lado más extremo, realizando una explotación en retirada hacia el acceso. El relleno se realiza utilizando scoops de 4yd3, el ingreso de estos equipos es a través de rampas o estocados ubicados en los extremos.

Figura 16

Secuencia de minado – Sub Level Stopping Transversal



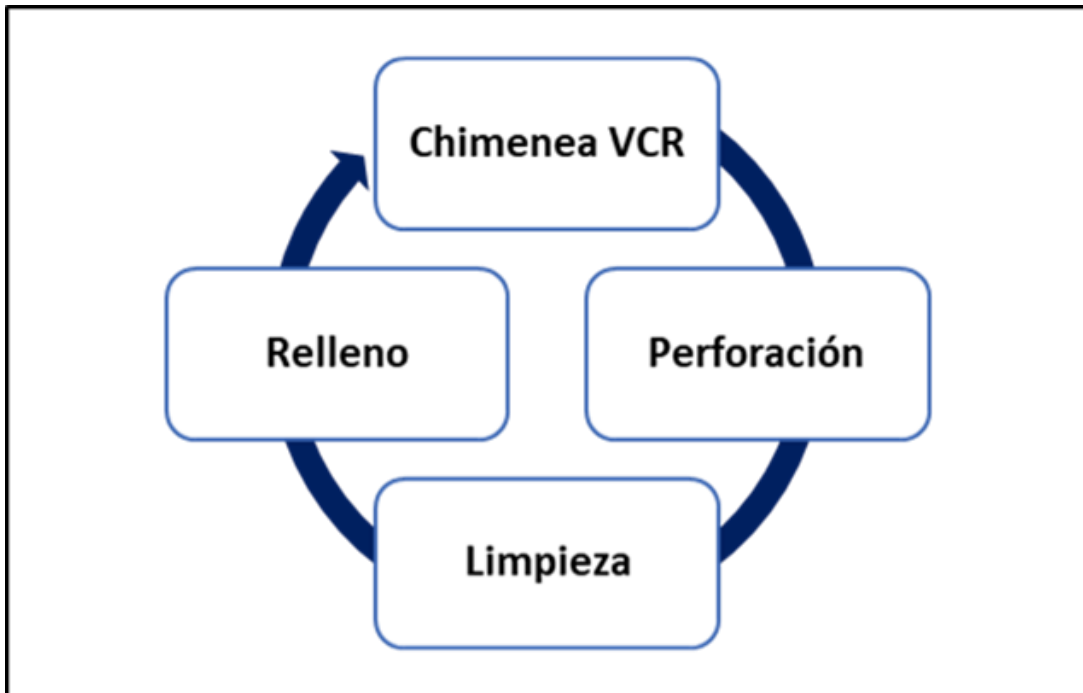
Nota: Fuente elaboración propia

3.6.3 Actividades derivadas

Con el objetivo de representar detalladamente el ciclo de minado haciendo el uso operaciones unitarias. Se vio conveniente considerar las actividades esenciales como actividades derivadas en la configuración del módulo Planning en el software UG. Cabe indicar estas actividades solo se encuentran asociadas a la explotación de tajeos, los avances dependerán de la longitud de avance en metros que pueda avanzar en un frente de minado y en función a la productividad del equipo. En el siguiente gráfico se muestra las actividades utilizadas, las cuales presentan una secuencia dependiente entre ellas.

Figura 17

Actividades unitarias - Ciclo de minado



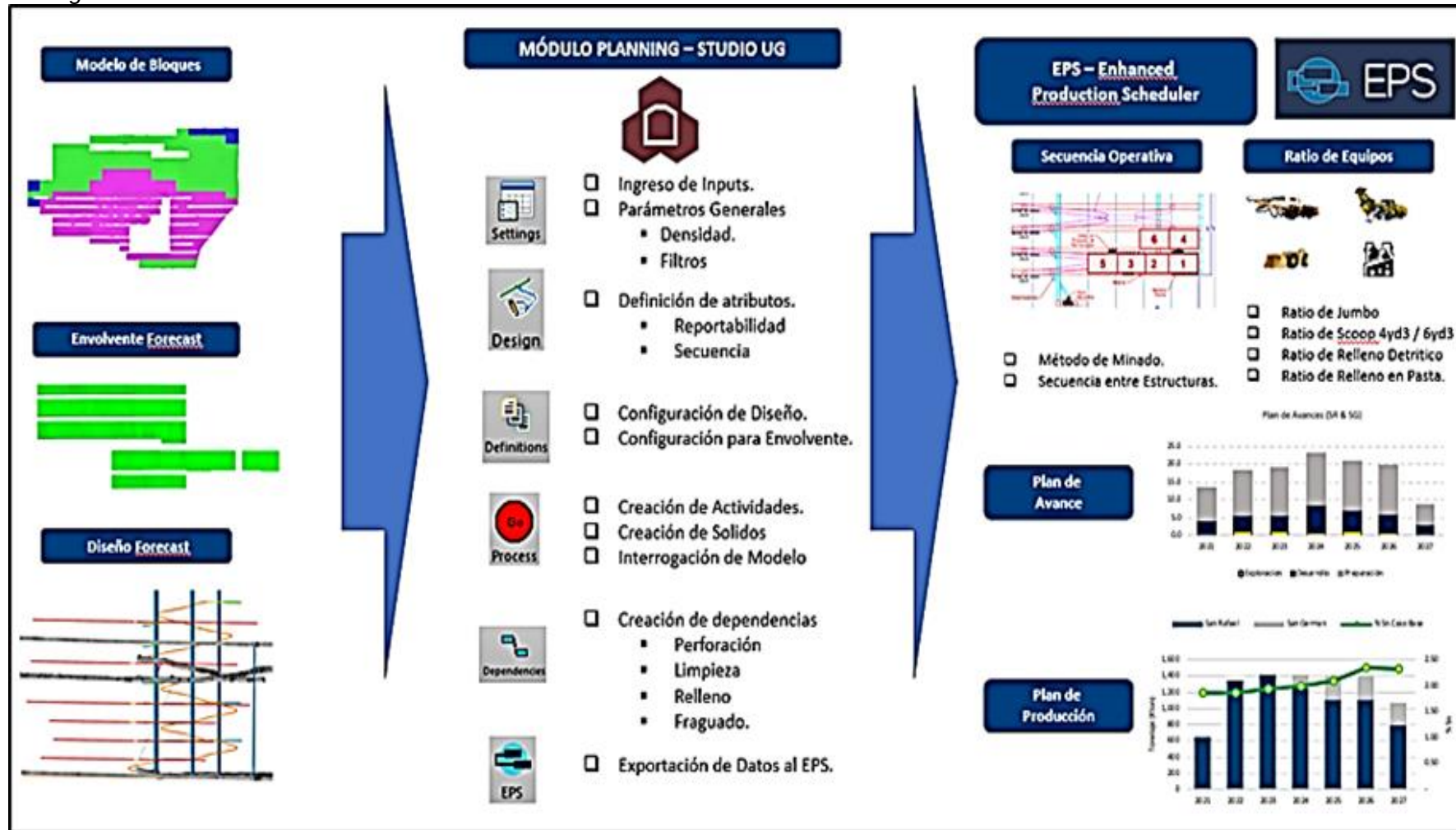
Nota: Fuente elaboración propia

3.6.4 Consideraciones operativas

Para desarrollar la programación operativa del primer trimestre se aplicaron criterios definidos junto con el equipo de planeamiento. El Plan de Minado de Corto Plazo fue elaborado utilizando el software especializado Studio UG, el cual permite diseñar de manera eficiente las labores subterráneas y consolidar los datos necesarios para su posterior programación. Estos insumos son procesados en el módulo EPS, también perteneciente a la suite Datamine, donde se realiza el agendamiento operativo y la secuencia detallada de actividades. La metodología general empleada en este flujo de trabajo se muestra en la figura correspondiente.

Figura 18

Metodología de elaboración del Forecast



Nota: Fuente elaboración propia

Tabla 19*Ratios para secuenciamiento*

PARÁMETROS GENERALES	UND.	VALOR
Ratio Cuerpo	ton / mp	3.03
Ratio Veta	ton / mp	1.34
PARÁMETROS DE AVANCE	Und.	Valor
Avance de Jumbo en 1 frente:	m / mo	70 -80
Ratio Jumbo	m / mo	300
Ratio Subniveles	m/mo	45
Instalación de RB	días	6
Ratio de RB	m/d	18
Cambio de Piloto a Rimado	días	4
Rimado	m/d	6
Ratio de producción por estructura.	ton / mo	70
PARÁMETROS DE PRODUCCIÓN	Und.	Valor
Ratio de simba - Cuerpos	mp / d	220
Ratio de simba - Vetos	mp / d	180
Ratio de scoop 4y3	ton / h	52
Ratio de scoops 6y3	ton / h	83
Ratio de Relleno en Pasta	m3 / d	1200
Ratio de Relleno Detritico	m3 / d	600
Tiempo de Fraguado en Paneles Horizontales.	Días	28
Tiempo de Fraguado en Paneles Verticales	Días	7
Colocación Cable Bolting (SST)	Días	10 - 12

Nota: Fuente elaboración propia

Adicionalmente, como parte del secuenciamiento se tuvo como prioridad, las zonas y labores actualmente en producción, la ejecución de infraestructura que permite habilitar y/o dar continuidad al minado de estructuras principales y de alta ley como el Sector Cyndhi, teniendo en cuenta el límite de aporte de tajos dentro de los planes de producción

y las metas físicas de los avances configurados a manera de objetivos (Targets) dentro del secuenciador (EPS).

Existen consideraciones adicionales tomadas en cuenta, sobre todo para el caso del Forecast, como:

- Dependencia entre la chimenea Central y la rampa negativa de Cyndhi central.
- Tiempo de 2 meses para la culminación de las cámaras de Carguío en Rampa.
(Cable Bolting - Realce - Loza)
- Posponer los subniveles de los niveles 4160 y 4142. La rampa negativa Cyndhi Norte empezar en julio y la rampa negativa Sur empieza en agosto.
- Proporción de 50/50 de avance en mineral como desmonte.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Evaluación de resultados

La generación de planes de minado constituye la base para proyectar el tonelaje, las leyes y la cantidad de metal esperada en un periodo determinado. Sin embargo, la validez de estas proyecciones depende de qué tan fielmente la operación ejecutada reproduce lo planteado. Por ello, la evaluación de resultados se centra en determinar el grado de cumplimiento de los planes y en identificar las desviaciones entre lo programado y lo realmente obtenido. Este análisis permite valorar la eficiencia del proceso de planificación, la confiabilidad de los modelos de recursos utilizados y la consistencia de las herramientas de estimación.

La revisión de adherencia considerada en este estudio integra información proveniente del plan anual (Budget 2021), los planes mensuales y los reportes de avance físico. El análisis inicial comparó los sólidos planificados con los ejecutados mediante secciones transversales, evidenciando diferencias atribuibles al uso de modelos de recursos distintos entre planificación y operación. Esta variabilidad motivó una evaluación más precisa por áreas en vistas longitudinales, alineadas al rumbo predominante de cada estructura. Cada panel fue analizado en términos de superficie efectiva, lo que permitió calcular los índices de adherencia y de cumplimiento operacional.

Respecto a los planes mensuales, se evaluaron los volúmenes de los sólidos extraídos en relación con los modelos de bloques vigentes en cada periodo. Para ello, se utilizaron como base el modelo actualizado a diciembre de 2020 para el primer semestre y el modelo de junio de 2021 para el segundo semestre. Esta metodología permitió cuantificar el grado de correspondencia entre lo proyectado y lo ejecutado, revelando los sectores donde los desbalances fueron más significativos.

En conjunto, los resultados obtenidos evidencian la importancia de evaluar continuamente la coherencia entre la planificación y la ejecución, así como la necesidad de integrar modelos geológicos actualizados y consistentes para reducir la variabilidad

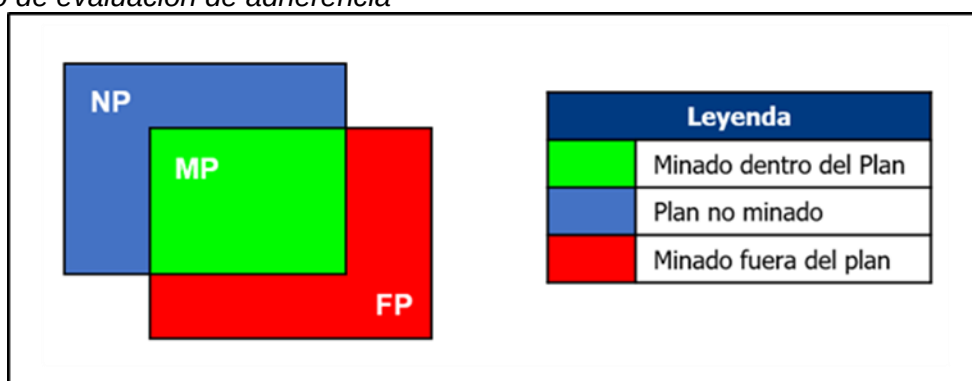
entre expectativas y rendimientos reales. Esta evaluación constituye un insumo clave para la optimización del proceso de planificación y la toma de decisiones operativas.

4.1.1 Criterio de adherencia y cumplimiento

Según el estándar interno utilizado para evaluar la adherencia, cumplimiento y reconciliación, la medición del desempeño operativo se basa en la relación entre lo ejecutado y lo contenido en el plan de minado. Esta evaluación puede expresarse tanto en tonelaje como en componentes geométricos, tales como áreas y avances lineales. Para ello, se emplean tres componentes fundamentales:

Figura 19

Criterio de evaluación de adherencia



Nota: Fuente elaboración propia

- **MP (Minado dentro del plan):**

Corresponde a la intersección entre el avance o área ejecutada y lo que fue planificado para el periodo.

- **NP (Plan no minado):**

Suma de las áreas o avances que estaban planificados pero que no fueron ejecutados.

- **FP (Minado fuera del plan):**

Suma de las áreas o avances ejecutados que no coinciden con lo planificado.

Estos indicadores se calculan para un periodo específico —por ejemplo, un mes— con el fin de evaluar la correspondencia entre la planificación y la operación. La representación gráfica de estos componentes facilita la visualización de las diferencias entre plan y ejecución.

4.1.1.1 Adherencia. La adherencia mide qué proporción del total ejecutado durante el periodo se realizó dentro del plan. Se expresa como:

$$\%ADH = \frac{MP}{MP+FP} \quad (7)$$

Un valor elevado indica que la mayor parte del minado se desarrolló conforme a lo planificado.

4.1.1.2 Cumplimiento. El cumplimiento mide qué proporción del plan fue efectivamente ejecutada en el periodo evaluado. Se calcula mediante:

$$\%CMP = \frac{MP}{MP+NP} \quad (8)$$

Un valor alto refleja que la mayoría de los componentes planificados fueron completados.

4.2 Análisis de adherencia

4.2.1 Inputs

Para realizar el cálculo de adherencia se recopilaron los siguientes insumos: sólidos planificados y ejecutados, modelos de bloques y reportes técnicos proporcionados por la operación. A diferencia del criterio utilizado por la unidad, en este análisis se consideró como “ejecutado” únicamente los volúmenes obtenidos mediante levantamiento topográfico, dejando de lado los reportes de extracción generados por operaciones.

Los sólidos utilizados se clasifican de la siguiente manera:

- **Sólido planificado (Budget):**

Corresponde al plan anual 2021, construido con el modelo de bloques de junio de 2020.

- **Sólido planificado (Corto Plazo):**

Proviene de las actualizaciones mensuales del plan, elaboradas con los modelos de diciembre de 2020 y junio de 2021.

- **Sólido ejecutado:**

Representa los volúmenes efectivamente explotados, levantados mediante escaneo topográfico (equipo Optech).

Para procesar estos sólidos se emplearon tres modelos de bloques actualizados en diferentes momentos:

- Modelo junio 2020
- Modelo diciembre 2020
- Modelo junio 2021

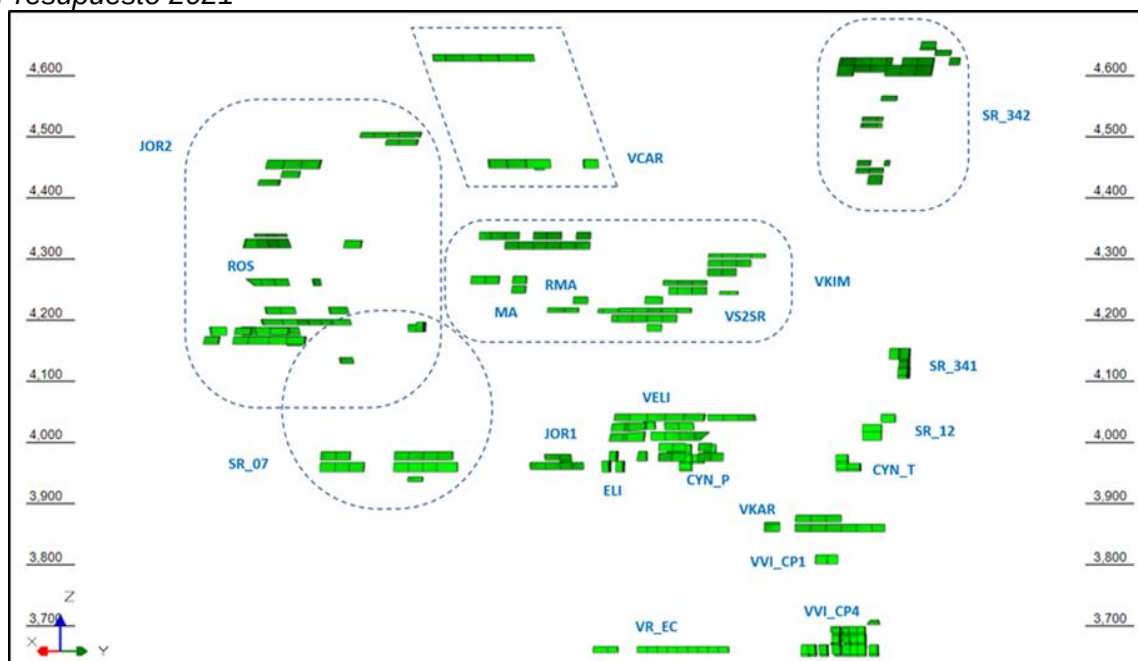
Estos modelos permitieron realizar las intersecciones geométricas para calcular adherencia y cumplimiento según el periodo evaluado.

4.2.2 Budget 2021 vs Ejecutado 2021

El presupuesto anual 2021 fue elaborado durante el año 2020 utilizando el modelo de bloques de junio de ese periodo. Los sólidos planificados, que representan los paneles previstos para explotación, fueron generados mediante MSO junto con las grillas correspondientes a cada estructura mineralizada. En la figura asociada se identifican las principales estructuras incluidas dentro del presupuesto anual, las cuales sirven como base para la comparación con los volúmenes ejecutados durante el 2021.

Figura 20

Presupuesto 2021

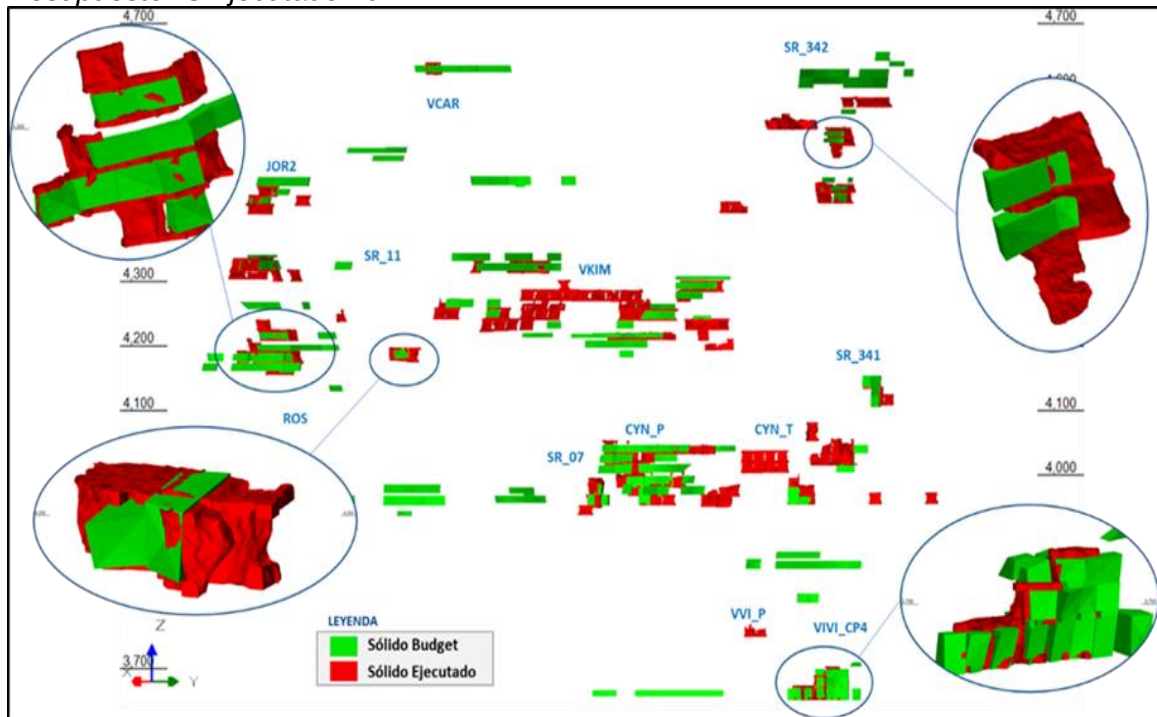


Nota: Fuente elaboración propia

Para el análisis de adherencia sobre los paneles planificados se proyectaron los sólidos ejecutados, resultado del levantamiento topográfico.

Figura 21

Presupuesto vs Ejecutado 2021



Nota: Fuente elaboración propia

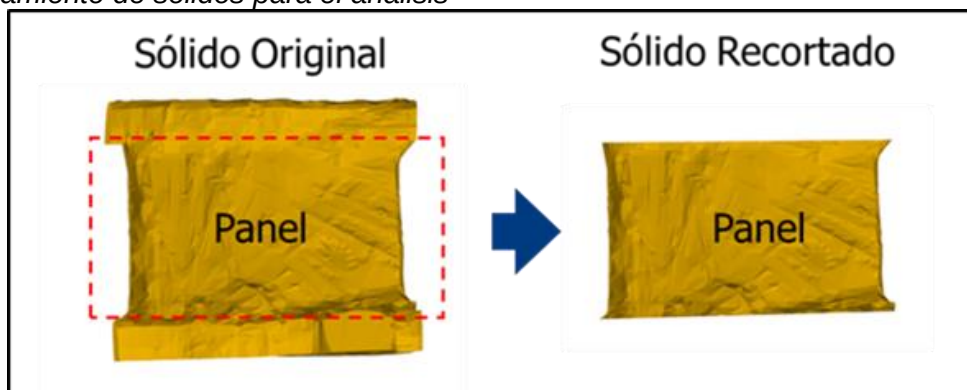
En la Figura 21 se comparan los sólidos ejecutados en el corto plazo con los sólidos planificados, observándose diferencias derivadas de variaciones en la geometría, rumbo y en los modelos utilizados para cada estimación. Por esta razón, el análisis se realizó mediante áreas proyectadas en vistas longitudinales alineadas al rumbo de cada estructura.

Para el cálculo de adherencia, los paneles fueron recortados para excluir avances y desquinces, evaluándose únicamente los tajeos.

Los sólidos ejecutados fueron clasificados mediante un atributo que distingue tajeos de avances, y se unificaron los nombres de estructura, tajo, banco y panel en todos los sólidos, planificados y ejecutados, garantizando consistencia en la comparación.

Figura 22

Procesamiento de sólidos para el análisis

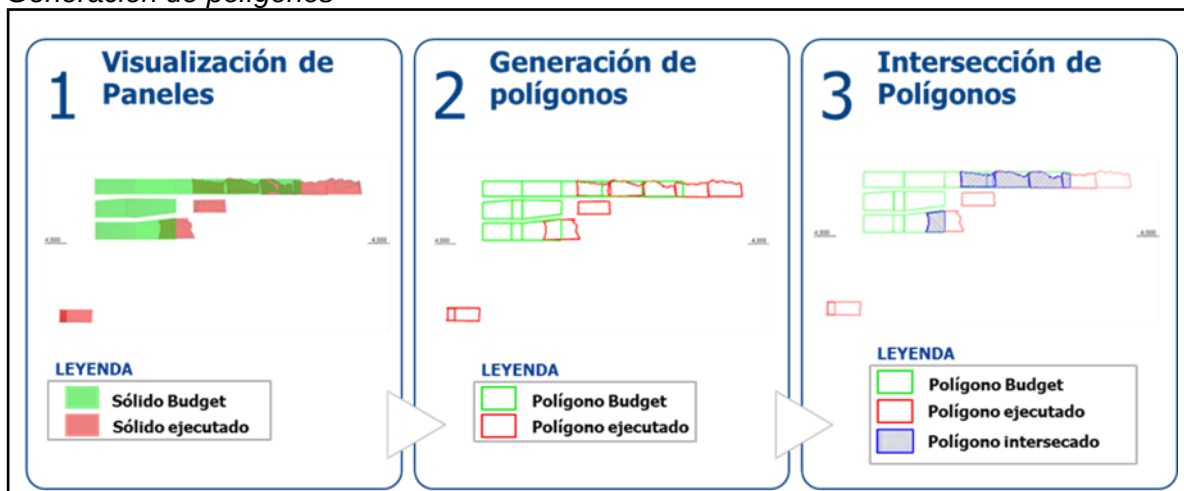


Nota: Fuente elaboración propia

A partir de la revisión visual de los paneles, se generaron polígonos para cada estructura siguiendo las orientaciones definidas en las grillas por banco, tajo y panel. Utilizando herramientas CAD, se obtuvo la intersección entre las áreas planificadas y ejecutadas, y sobre estas áreas comunes se calcularon los indicadores de adherencia y cumplimiento.

Figura 23

Generación de polígonos



Nota: Fuente elaboración propia

Se consolidó una base de datos donde cada registro corresponde a un polígono del plan, de la ejecución o de su intersección, incluyendo atributos como estructura, tajo, banco, panel y área. Esta información se organizó en una tabla dinámica para reportar las áreas por panel y calcular los valores finales de adherencia y cumplimiento.

Tabla 20*Análisis de adherencia del Budget vs Ejecutado – Jorge 1*

AZONE	Tajo	Banco	Panel	Área Plan	Área Ejec	Área MP	%ADH	%CMP
JOR1	3925-1700	3937-3950	3	-	48.1	-	0%	0%
	3925-1700	3950-3937	3	-	233.5	-	0%	0%
	4000-1850	4017-4000	2	390.6	-	-	0%	0%
	4000-1850	4017-4000	3	438.5	353.7	179.4	51%	41%
	4000-1850	4030-4017	2	410.2	-	-	0%	0%
	4000-1850	4030-4017	3	374.0	-	-	0%	0%
	4000-1850	4030-4017	4	-	230.2	-	0%	0%
	4000-1850	4050-4030	2	343.2	-	-	0%	0%
	4000-1850	4050-4030	3	343.2	-	-	0%	0%
	4000-1850	4050-4030	4	354.6	233.2	184.4	79%	52%
	4000-1850	4050-4030	5	354.6	250.8	290.3	100%	82%
	4000-1850	4050-4030	6	354.6	239.7	288.0	100%	81%
	4000-1850	4050-4030	7	-	254.4	-	0%	0%
	4000-1850	4050-4030	8	-	278.4	-	0%	0%
Total general				3,363.4	2,121.9	942.2	44%	28%

Nota: Fuente elaboración propia

Tabla 21*Análisis de adherencia Budget vs Ejecutado – Resumen por estructura*

AZONE	TJ	TJ_EJEC	MP	%ADH	%CMP
CYN_P	948.0	5,249.6	867.2	17%	91%
CYN_T	1,337.9	8,652.1	1,236.1	14%	92%
DI_SR1	832.1	1,813.3	342.0	19%	41%
DI_SR3		330.7		0%	0%
ELI	1,080.3	2,203.1	405.0	18%	37%
JOR1	3,363.4	2,121.9	942.2	44%	28%
JOR2	6,299.1	2,286.2	394.2	17%	6%
MA	1,275.2	1,626.8	511.9	31%	40%
RMA	1,395.2	1,963.4	678.2	35%	49%
ROS	7,591.4	6,537.6	2,905.1	44%	38%
SR_07	5,566.0	1,904.3	381.4	20%	7%
SR_12	336.6	190.0		0%	0%
SR_341	834.0	978.4	437.8	45%	53%
SR_342	6,382.8	6,300.7	907.8	14%	14%
VCAR	3,319.1	330.4	315.2	95%	9%
VKIM	10,197.2	9,530.2	3,050.0	32%	30%
VMAL	2,032.9	2,324.2		0%	0%
VVI_CP4	3,153.6	4,312.1	2,189.2	51%	69%
Total general	55,944.8	58,655.2	15,563.4	27%	28%

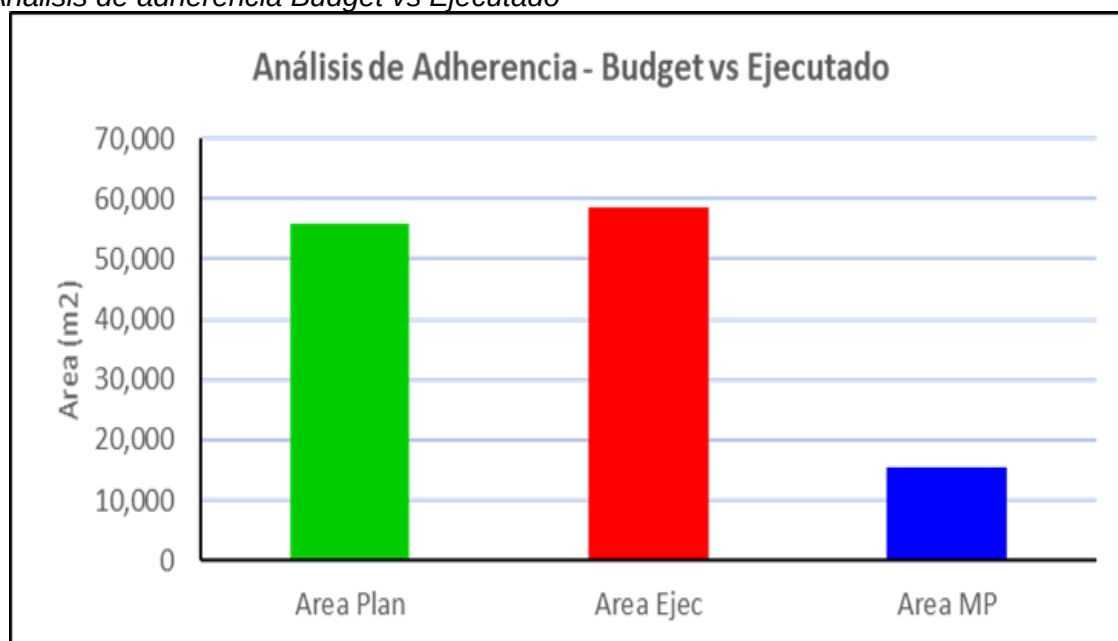
Nota: Fuente elaboración propia

Los resultados agrupados por estructura (Tabla 21) indican que las zonas con mejor adherencia corresponden a: Carmen, Vicente Centro Piso 4, San Rafael 34 Piso 1, Rosario, Jorge 1 y Ramal Mariano.

Se ha estimado un 27% de adherencia y 28% de cumplimiento del ejecutado con respecto al plan Budget 2021.

Figura 24

Análisis de adherencia Budget vs Ejecutado



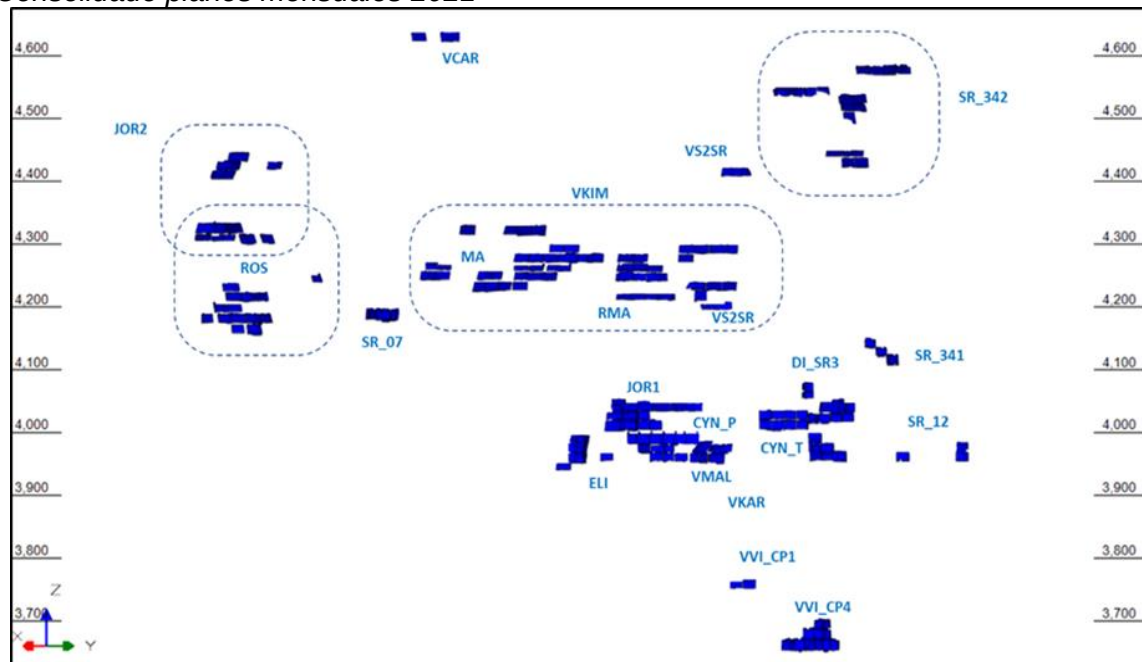
Nota: Fuente elaboración propia

4.2.3 Plan Corto Plazo 2021 vs Ejecutado 2021

Los planes mensuales de corto plazo se elaboran con información actualizada de diversas áreas técnicas y con modelos geológicos recientes, por lo que se espera un mayor nivel de adherencia en su ejecución. Estos planes detallan la explotación a nivel de disparo, lo que incrementa su precisión. El estándar interno establece un objetivo de adherencia del 90%. Las Figuras 20 a 25 muestran las principales estructuras consideradas en los planes mensuales del 2021.

Figura 25

Consolidado planes mensuales 2021

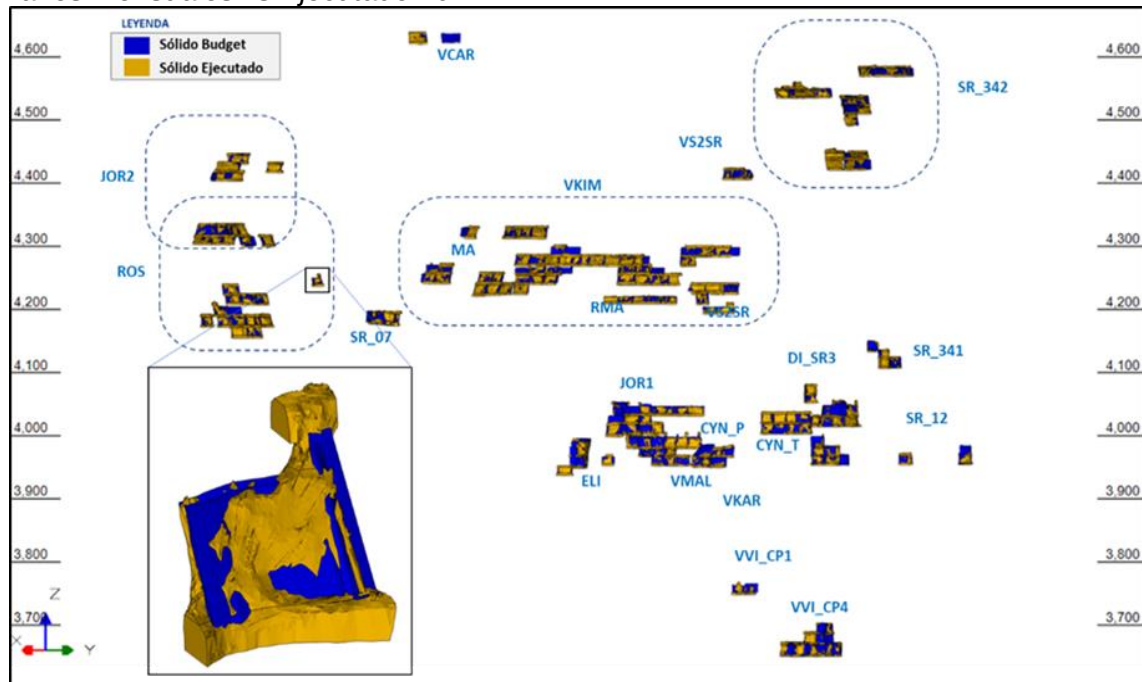


Nota: Fuente elaboración propia

Para el análisis de adherencia sobre los paneles planificados se proyectaron los sólidos ejecutados, resultado del levantamiento topográfico.

Figura 26

Planes mensuales vs Ejecutado 2021



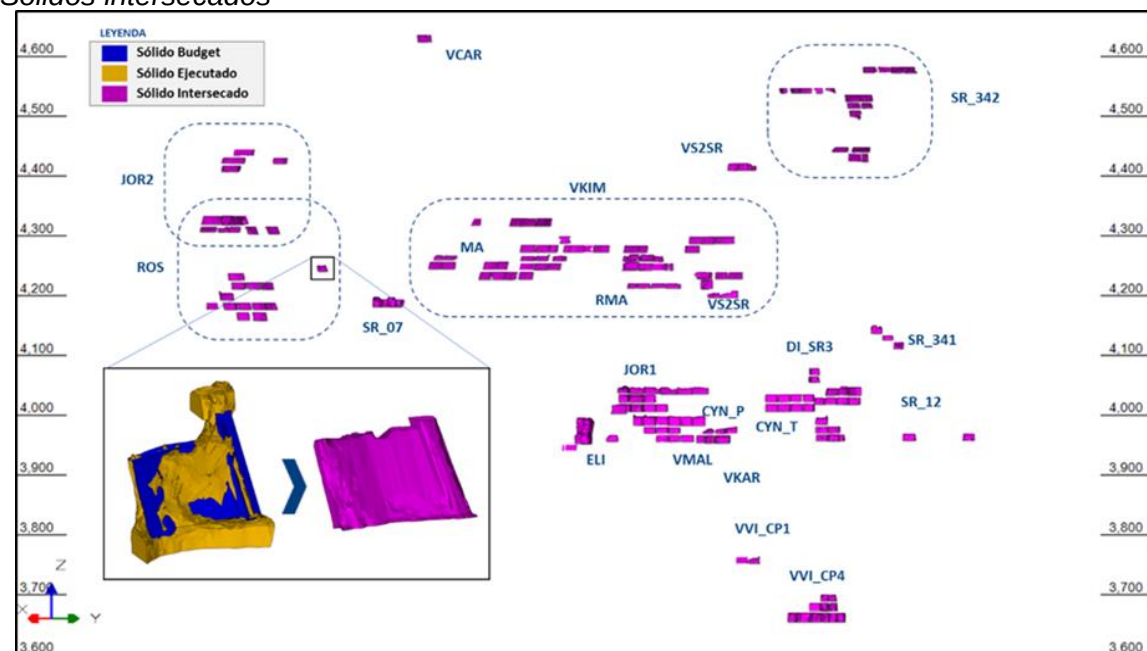
Nota: Fuente elaboración propia

En la Figura 26 se comparan los sólidos ejecutados con los planificados mensualmente, observándose una elevada correspondencia general, aunque con diferencias atribuibles a subroturas, sobreexcavaciones y paneles planificados que no llegaron a ejecutarse, o viceversa. Por ello, el análisis se realizó en función de los tonelajes, utilizando sólidos obtenidos mediante operaciones booleanas y posteriormente interrogados contra los modelos de largo plazo de diciembre 2020 y junio 2021.

Antes de generar los sólidos de intersección, los paneles fueron recortados para excluir avances y desquinces, y se estandarizaron los atributos de estructura, tajo, banco y panel. La Figura 27 muestra los sólidos resultantes de estas intersecciones; tras su interrogación en Deswik mediante Batch Interrogation, se obtuvieron los tonelajes comunes necesarios para calcular la adherencia y el cumplimiento mensual.

Figura 27

Sólidos intersecados



Nota: Fuente elaboración propia

A partir de las interrogaciones se generó una base de datos, donde cada fila representase un sólido planificado, ejecutado o intersecado, con campos que permitan identificar el panel por estructura, tajo, banco y código. Esto se reportó en una tabla dinámica con los tonelajes reportados por cada panel y se calculó la adherencia y el cumplimiento respectivo (Tabla 22).

Tabla 22*Análisis de adherencia Budget vs Ejecutado – Resumen por estructura*

MES	AZONE_R	Tonelaje Planificado (t)	Tonelaje Ejecutado (t)	Tonelaje MP (t)	ADH %	CMP %
ENE-21	CYN_P	14,853	13,128	9,736	74%	66%
	CYN_T	16,944	13,343	11,467	86%	68%
	ELI4	11,173	15,577	11,173	72%	100%
	JOR1	2,042	2,148	1,536	72%	75%
	JOR2	7,562	6,838	4,462	65%	59%
	RMA	2,260	864	794	92%	35%
	ROS	3,614	5,301	3,376	64%	93%
	SR_341	5,846	9,968	2,110	21%	36%
	SR_342	4,663	4,242	577	14%	12%
	VCAR	1,688	2,138	1,369	64%	81%
	VICT	1,396	1,047	974	93%	70%
	VKIM	2,531	2,182	1,622	74%	64%
	VS2SR	5,274	4,934	4,048	82%	77%
	VVI_CP4	12,573	12,338	11,219	91%	89%
Total		92,420	94,047	64,463	69%	70%

Nota: Fuente elaboración propia

Algunos paneles han tenido un minado mayor a un periodo (mes), por lo cual han sido levantados y reportados en el periodo final en que terminó su explotación. Asimismo, en base a los reportes mensuales, se ha realizado el ajuste sobre el reporte de algunos paneles que han sido ejecutados en más de un periodo.

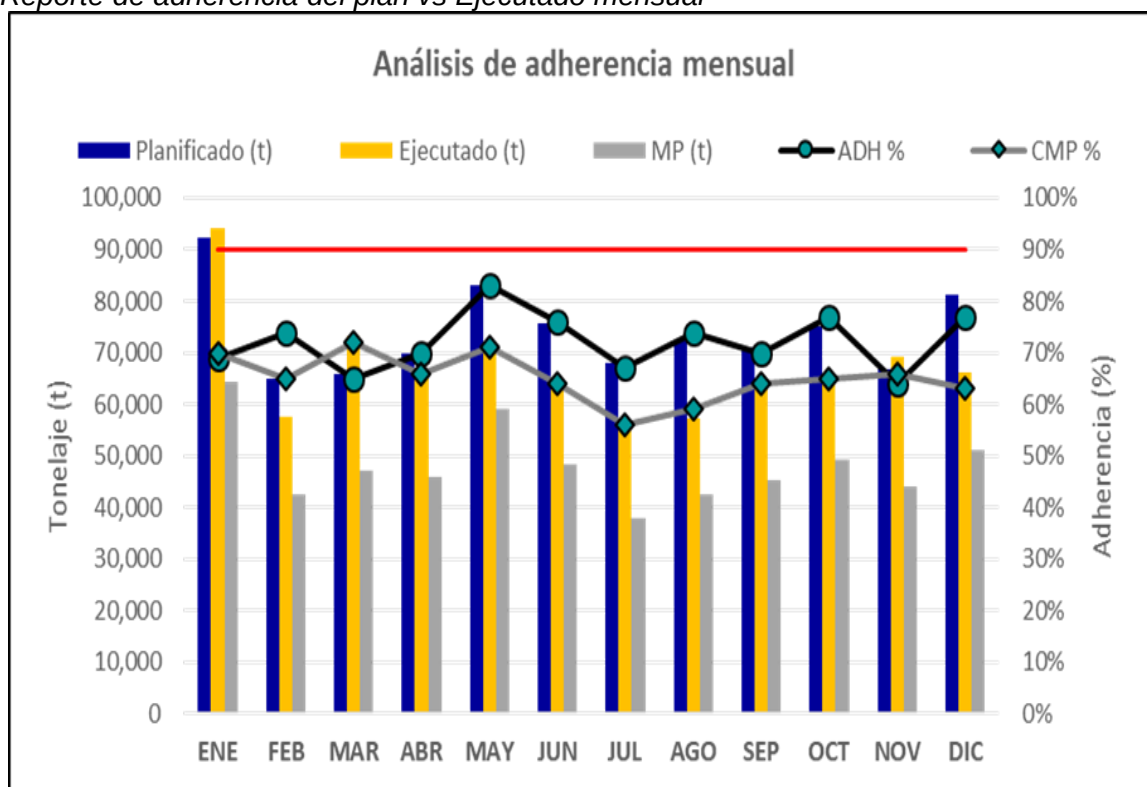
Tabla 23*Análisis de adherencia Budget vs Ejecutado – Resumen por estructura*

MES	Tonelaje Planificado (t)	Tonelaje Ejecutado (t)	Tonelaje MP (t)	ADH %	CMP %
ENE	92,420	94,047	64,463	69%	70%
FEB	64,943	57,639	42,469	74%	65%
MAR	66,027	73,150	47,250	65%	72%
ABR	69,792	65,391	46,040	70%	66%
MAY	83,036	70,955	59,148	83%	71%
JUN	75,601	63,122	48,264	76%	64%
JUL	68,122	57,004	38,001	67%	56%
AGO	72,747	57,190	42,559	74%	59%
SEP	71,180	64,746	45,378	70%	64%
OCT	75,157	63,680	49,151	77%	65%
NOV	66,949	69,268	44,071	64%	66%
DIC	81,345	66,235	51,117	77%	63%
Total general	887,319	802,425	577,912	72%	65%

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 28

Reporte de adherencia del plan vs Ejecutado mensual



Nota: Fuente elaboración propia

A partir de los resultados que se resumen por mes en la Tabla 23 y Figura 28, se observa que los periodos con mayor adherencia serían los de: mayo, octubre y diciembre; mientras que, en el caso del cumplimiento calculado, los periodos con los mejores índices serían: marzo, mayo y enero.

Sin embargo, de acuerdo con la meta de 90% definida en el estándar, la adherencia estaría por debajo del objetivo con un 72% acumulado.

Tabla 24*Adherencia plan vs Ejecutado mensual – Resumen por estructura*

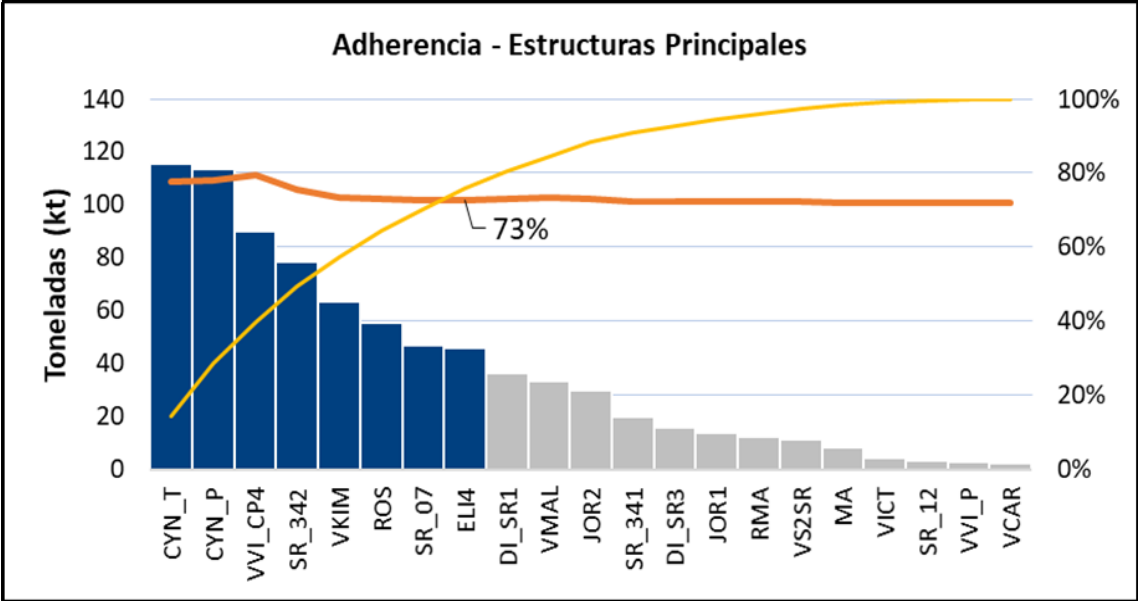
MES	Tonelaje Planificado (t)	Tonelaje Ejecutado (t)	Tonelaje MP (t)	ADH %	CMP %
CYN_T	143,189	115,283	89,553	78%	63%
CYN_P	118,387	113,476	88,887	78%	75%
VVI_CP4	99,045	89,718	74,149	83%	75%
SR_342	78,828	78,335	46,982	60%	60%
VKIM	58,689	63,633	39,022	61%	66%
ROS	66,490	55,576	39,013	70%	59%
SR_07	48,161	46,939	30,666	65%	64%
ELI4	43,390	45,904	33,493	73%	77%
DI_SR1	44,333	36,587	28,417	78%	64%
VMAL	43,476	33,435	26,681	80%	61%
JOR2	33,529	29,801	20,439	69%	61%
SR_341	17,707	19,797	9,178	46%	52%
DI_SR3	16,761	15,943	12,737	80%	76%
JOR1	17,181	13,599	8,521	63%	50%
RMA	18,665	12,259	8,040	66%	43%
VS2SR	12,574	11,121	7,990	72%	64%
MA	7,591	8,337	5,166	62%	68%
VICT	4,955	4,326	2,921	68%	59%
SR_12	6,196	3,223	2,599	81%	42%
VVI_P	4,609	2,995	2,088	70%	45%
VCAR	3,565	2,138	1,369	64%	38%
Total general	887,319	802,425	577,912	72%	65%

Nota: Fuente elaboración propia

A partir de los resultados que se resumen por estructura en la Tabla 24, se observa que las estructuras con mayor adherencia serían ocho (08): Vicente Centro Piso 4 (VVI_CP4), San Rafael 12 (SR 12), Malena (VMAL), Diagonal San Rafael 3 (DI_SR3), Diagonal San Rafael 1 (DI_SR1), Cyndhi Piso (CYN_T), Cyndhi Piso (CYN_P) y Eliana (ELI).

Figura 29

Análisis de adherencia – Estructuras principales

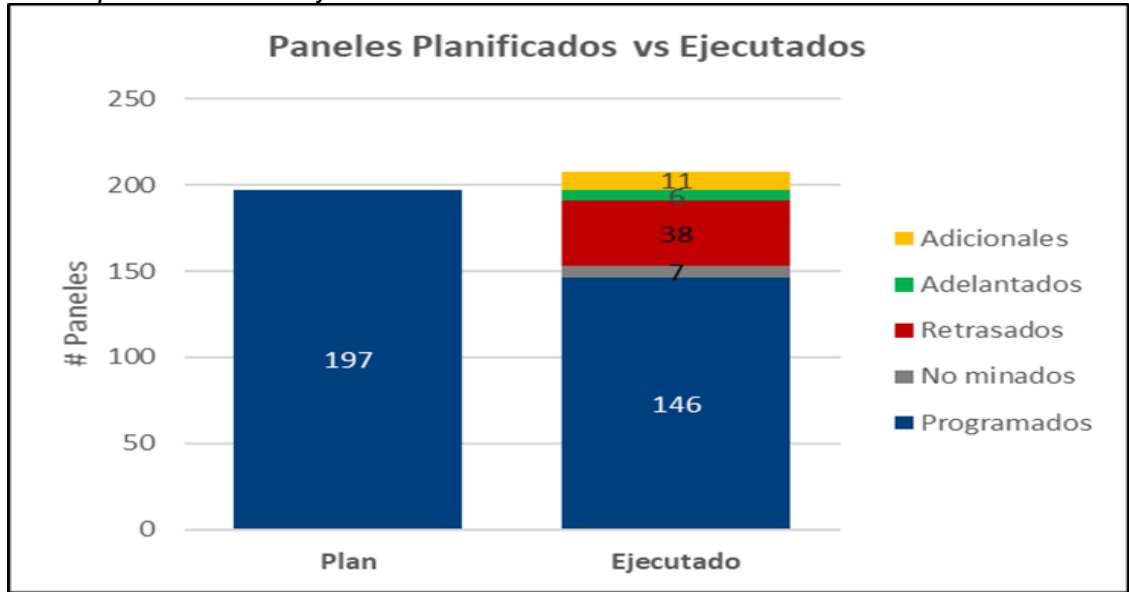


Nota: Fuente elaboración propia

Las estructuras con mayor volumen coincidente entre lo planificado y lo ejecutado corresponden a ocho zonas principales: Cyndhi Techo, Cyndhi Piso, Vicente Centro Piso 4, San Rafael 34 Piso 2, Kimberly, Rosario, San Rafael 07 y Eliana (Figura 29). A partir de estos sólidos comunes se obtuvo una adherencia del 72% y un cumplimiento del 65% respecto a los planes mensuales.

Figura 30

Paneles planificados vs Ejecutados



Nota: Fuente elaboración propia

Según la Figura 30, durante el 2021 se programaron 197 paneles:

- 146 fueron ejecutados en el periodo inicialmente planificado,
- 38 presentaron retrasos y debieron reprogramarse uno o más periodos,
- 6 se adelantaron y requirieron reprogramación parcial,
- 11 no estaban contemplados en la planificación original, y
- 7 programados no fueron explotados durante todo el año.

Adicionalmente, se realizó el análisis de adherencia sobre los paneles planificados y ejecutados dentro de un mismo periodo, excluyendo aquellos que fueron planificados y no minados dentro del mismo.

Tabla 25

Adherencia de paneles planificados y ejecutados en un mismo periodo

MES	TONELAJE PLANIFICADO (t)	TONELAJE EJECUTADO (t)	TONELAJE MP (t)	ADH %	CMP %
ENE	83,691	94,047	64,463	69%	77%
FEB	61,886	57,149	41,979	73%	68%
MAR	61,559	73,150	47,250	65%	77%
ABR	62,328	65,391	46,040	70%	74%
MAY	77,945	70,955	59,148	83%	76%
JUN	68,545	63,122	48,264	76%	70%
JUL	64,793	57,004	38,001	67%	59%
AGO	57,603	57,190	42,559	74%	74%
SEP	62,026	64,746	45,378	70%	73%
OCT	67,161	63,680	49,151	77%	73%
NOV	61,780	69,268	44,071	64%	71%
DIC	81,345	66,235	51,117	77%	63%
TOTAL	810,662	801,935	577,422	72%	71%

Nota: Fuente elaboración propia

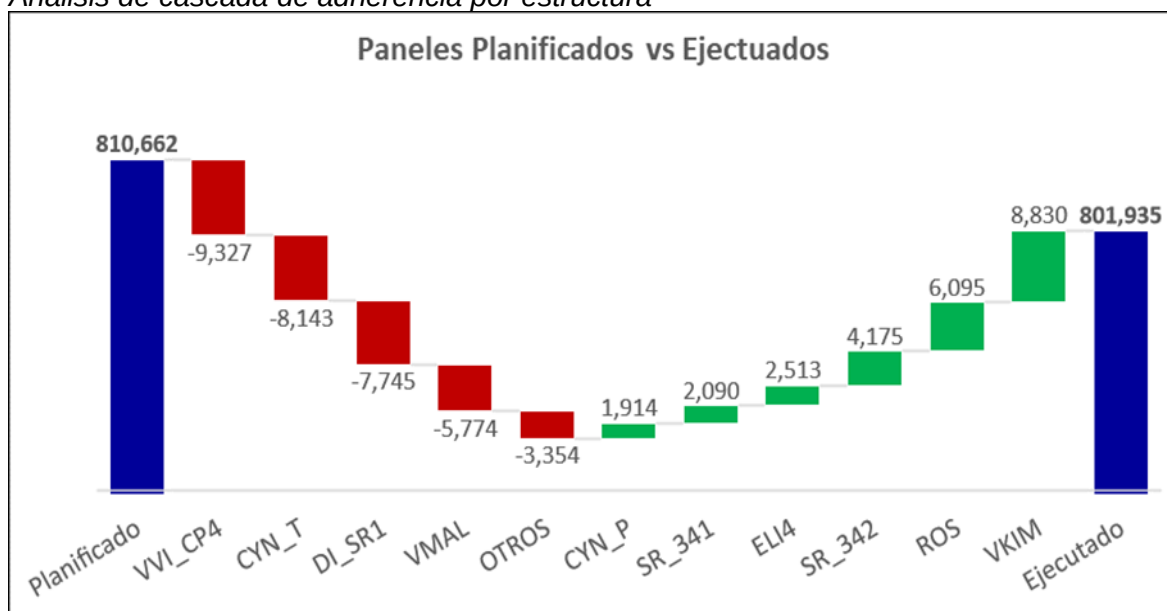
La Tabla 25 muestra que el tonelaje planificado presenta una reducción más marcada que el tonelaje ejecutado, lo que genera una mayor correspondencia entre los

valores ejecutados y los reportados en los paneles reales. Como consecuencia, el índice de cumplimiento ajustado se sitúa en 71%.

El análisis por estructuras, representado en la Figura 31, evidencia diferencias en los aportes planificados frente a los ejecutados. Las estructuras con menor tonelaje real respecto al plan fueron: Vicente Centro Piso 4, Cyndhi Techo, Diagonal SR 1 y Malena. En contraste, las estructuras que superaron lo programado incluyen: Kimberly, Rosario, San Rafael 34 Piso 2 y Eliana.

Figura 31

Análisis de cascada de adherencia por estructura



Nota: Fuente elaboración propia

4.3 Validación de hipótesis

Dado que la presente investigación utiliza un diseño no experimental y un enfoque cuantitativo, el análisis se basa en la observación y comparación de datos reales sin manipulación de variables. Bajo este tipo de diseño, no es posible aplicar pruebas estadísticas inferenciales tradicionales, ya que no se cuenta con grupos experimentales ni controlados, ni con mediciones repetidas bajo condiciones manipuladas. Por ello, la validación de las hipótesis se realiza mediante evidencia empírica, análisis comparativo y consistencia técnica entre las métricas obtenidas para cada método de explotación evaluado.

4.3.1 Formulación de hipótesis

H0: El método de explotación aplicado no influirá de manera significativa en el desempeño técnico–económico de la operación, por lo que la dilución, recuperación, estabilidad geomecánica y valor económico no presentan variaciones relevantes entre métodos.

HA: El método de explotación aplicado influirá significativamente en el desempeño técnico–económico de la operación, generando variaciones en la dilución, recuperación, estabilidad geomecánica y valor económico final.

4.3.2 Evidencia empírica para la validación

La siguiente información se deriva directamente del desarrollo del trabajo de investigación:

Tabla 26

Comparación de dilución por método de explotación

MÉTODO	DILUCIÓN (%)
Bench & Fill	9–11 %
Sub Level Stoping	12–15 %

Nota: Fuente elaboración propia

Interpretación:

El método genera diferencias directas y cuantificables en la dilución, variable clave del desempeño técnico–económico.

Tabla 27

Comparación de recuperación minera

MÉTODO	RECUPERACIÓN ESTIMADA
Bench & Fill	≈ 93 %
Sub Level Stoping	Menor, afectada por descaje y sobreexcavación

Nota: Fuente elaboración propia

Interpretación:

Métodos selectivos alcanzan recuperaciones superiores.

Tabla 28*Variación en la envolvente y valor económico*

PARÁMETRO	RESULTADO MSO
Tonelaje Minable (Mt)	6.41 Mt
Ley promedio Sn	2.17 %
Valor económico (US\$/t)	385.55 US\$/t
Influencia del método	Cambia el ancho mínimo, dilución, recuperación y geometría del stope

Nota: Fuente elaboración propia

Interpretación:

Cambios en diseño y dilución afectan directamente el valor económico final.

4.3.3 Análisis para la validación de la hipótesis

La evidencia muestra que:

- **Dilución:**

Los métodos presentan diferencias superiores a 3–4 puntos porcentuales, excediendo la variabilidad natural reportada para minería subterránea. Esto impacta directamente las leyes de cabeza y los costos de procesamiento.

- **Recuperación:**

Métodos más selectivos (Bench & Fill) mantienen recuperaciones cercanas al 93%, mientras que métodos volumétricos (SLS) reducen esta métrica por mayor descaje.

- **Estabilidad geomecánica:**

Bench & Fill controla estabilidad mediante relleno cementado; SLS presenta sobreexcavación asociada a geometrías amplias.

- **Valor económico y MSO:**

La envolvente minable cambia por método, ya que MSO depende de:

- Ancho mínimo de minado,
- ELOS,
- Dilución,
- Selectividad,
- Geometría de la estructura.

El método impacta el valor en US\$/t y el tonelaje minable.

- **Coherencia interna de los resultados:**

Todas las variables dependientes de la investigación muestran variaciones atribuibles al método utilizado. No existe evidencia que respalde la hipótesis nula.

Esto demuestra que el método es una variable crítica en el desempeño técnico–económico de la operación subterránea.

4.4 Discusión de resultados

Los resultados obtenidos en el análisis de adherencia muestran diferencias relevantes entre los valores reportados por las distintas áreas evaluadas. Estas discrepancias se explican principalmente por dos factores metodológicos: la fuente de información utilizada para definir lo ejecutado y la base de interrogación empleada en el cálculo.

Mientras un área considera como “ejecutado” el tonelaje reportado por operaciones, la metodología utilizada en esta investigación toma como referencia los sólidos levantados mediante escaneo topográfico, lo cual proporciona una representación geométrica más precisa. A ello se suma que la interrogación para el cálculo de adherencia mensual se realizó sobre modelos de largo plazo, lo que introduce variaciones adicionales respecto al uso de modelos de corto plazo más detallados.

A partir del procesamiento de los sólidos mensuales, se estimó una adherencia promedio del 72% para el 2021, valor inferior al 78% reportado por la operación, pero coherente con el enfoque geométrico utilizado en este estudio. Ambos resultados, sin embargo, se encuentran por debajo del objetivo establecido en el estándar interno, que fija una meta del 90%. Asimismo, el análisis del plan anual (Budget) arrojó una adherencia del 27%, un valor sustancialmente bajo si se considera que, según la experiencia técnica consultada, la meta mínima esperada debería situarse alrededor del 60%. Estos resultados evidencian una brecha significativa entre lo planificado y lo ejecutado, tanto en el corto como en el largo plazo.

Al analizar las estructuras con mayor aporte de recursos —las cuales representan más del 70% del total de reservas evaluadas— se observó una adherencia promedio del 73%, ligeramente mayor al promedio global pero igualmente alejada de la meta objetivo. Este comportamiento sugiere que, aunque las estructuras principales muestran un desempeño relativamente más estable, la variabilidad operacional sigue siendo significativa y afecta la predictibilidad de la planificación.

Por otro lado, se identificaron inconsistencias en el registro de los sólidos ejecutados, como paneles explotados en más de un periodo sin la debida partición temporal, lo que dificulta su asignación exacta al mes correspondiente. Asimismo, se detectaron diferencias en la nomenclatura de atributos esenciales — tales como zona, tajo, banco y panel — tanto en los sólidos planificados como en los ejecutados, lo que afecta la trazabilidad y aumenta la probabilidad de errores en el cálculo de adherencia y cumplimiento.

En conjunto, los resultados reflejan que la variabilidad entre los modelos utilizados, la actualización de las bases de datos, las diferencias en criterios de registro y la calidad de la información geométrica influyen directamente en el desempeño de la adherencia. La brecha entre lo planificado y lo ejecutado evidencia la necesidad de fortalecer los procesos de actualización de modelos, estandarización de atributos, partición de sólidos por periodo y armonización de la metodología entre áreas involucradas, con el fin de alcanzar niveles operativos más alineados con los objetivos corporativos establecidos.

En la siguiente tabla se muestra un resumen de las mejoras logradas del trabajo de investigación.

Tabla 29

Cuadro resumen de la mejora lograda mediante la metodología aplicada

ASPECTO EVALUADO	SITUACIÓN CONVENCIONAL / PREVIA	RESULTADO DEL ESTUDIO	MEJORA LOGRADA
Criterio de valorización del modelo de bloques	Uso de parámetros económicos fijos sin diferenciación metodológica clara	Valorización uniforme con valor punto de 177.72 US\$/1%-t y aplicación consistente de factores modificadores	Mayor coherencia económica y comparabilidad entre métodos de explotación
Tratamiento de recursos inferidos	Inclusión de bloques inferidos con leyes originales en la optimización	Bloques inferidos neutralizados (leyes nulas, densidad conservada)	Reducción de sobreestimación; diferencia de reservas limitada a ~5%
Definición de envolvente económica	Envoltentes con criterios heterogéneos y limitada trazabilidad	Envolvente económica optimizada con 6.41 Mt y 2.17% Sn promedio	Mayor confiabilidad técnica y económica en la estimación de reservas
Estimación de dilución y estabilidad	Dilución considerada de forma global	Dilución diferenciada por método (9–11% Bench & Fill; 12–15% SLS) usando ELOS	Mejor control geomecánico y selectividad del minado
Adherencia al plan anual (Budget)	Evaluación basada en reportes de producción	Análisis geométrico de sólidos planificados vs ejecutados	Identificación objetiva de baja adherencia (27%) y causas reales
Adherencia a planes de corto plazo	Seguimiento limitado por tonelajes reportados	Análisis volumétrico y geométrico con modelos actualizados	Incremento de confiabilidad con 72% de adherencia y 65% de cumplimiento
Trazabilidad de la planificación	Inconsistencias en nomenclatura y asignación temporal	Estandarización de atributos y partición de sólidos por periodo	Mejora en control operativo y evaluación de desempeño

Nota: Fuente elaboración propia.

Conclusiones

La valorización del modelo de bloques se realizó mediante la aplicación de factores económicos fijos de precio, costos y recuperaciones, obteniéndose un valor punto de 177.72 US\$/1%-t, el cual permitió homogeneizar la evaluación económica de los bloques y servir como base consistente para la definición de leyes de corte, la construcción de la envolvente económica y la estimación de reservas mediante MSO. Estos resultados se sustentan en la valorización económica por cut-off (Tabla 5), en la ley de corte base por método de explotación (Tabla 6) y en la curva Tonelaje–NSR (Figura 4).

Las reservas minerales estimadas a diciembre de 2021 ascienden a 5.98 Mt, con una ley promedio de 2.17 % Sn, y se encuentran conformadas por 57 % de reservas probadas (3.40 Mt) y 43 % de reservas probables (2.58 Mt). Estos resultados derivan de la aplicación de una envolvente económica restringida, coherente con la planificación de explotación hacia las etapas finales de la vida del yacimiento, y se sustentan en la envolvente económica por categoría (Tabla 18), en los reportes de envolvente minable de reservas (Tablas 16 y 17) y en su representación espacial y económica (Figuras 11 y 13).

La comparación entre la estimación desarrollada en esta investigación y la estimación previa evidencia una diferencia aproximada del 5 %, atribuida principalmente al tratamiento de los bloques de recursos inferidos, los cuales fueron neutralizados con leyes nulas durante el proceso de optimización, evitando la sobreestimación de reservas. Este resultado se sustenta en la comparación de resultados de reservas y envolvente económica (Tabla 28) y en el cuadro resumen de la mejora lograda mediante la metodología aplicada (Tabla 29).

El análisis de adherencia del plan anual (Budget 2021), basado en áreas proyectadas de los paneles alineadas al rumbo promedio de cada estructura, evidenció una adherencia de 27 % y un cumplimiento de 28 %, lo que refleja una desviación significativa entre lo planificado y lo ejecutado en el horizonte anual. Estos resultados se

sustentan en el criterio de evaluación de adherencia (Figura 19) y en el análisis comparativo Budget versus Ejecutado (Tablas 20, 21 y 22; Figuras 21 y 24).

Para los planes mensuales, el análisis volumétrico de sólidos planificados y ejecutados, considerando modelos de bloques actualizados, permitió estimar una adherencia promedio de 72 % y un cumplimiento de 65 %. De un total de 197 paneles planificados, 146 fueron ejecutados en el periodo programado, mientras que el resto presentó retrasos, adelantos, reprogramaciones o no ejecución, evidenciando oportunidades de mejora en la secuenciación operativa. Estos resultados se sustentan en el análisis de adherencia plan versus ejecutado mensual (Tablas 24 y 25) y en su representación gráfica y volumétrica (Figuras 28, 29 y 30).

La comparación técnica entre métodos de explotación evidencia diferencias significativas en los niveles de dilución y recuperación minera. El método Bench & Fill presentó menores diluciones (9–11 %) y mayores recuperaciones (≈ 93 %), asociadas a su mayor selectividad y control geométrico, mientras que el método Sub Level Stopping registró diluciones más elevadas (12–15 %) y recuperaciones menores, vinculadas a una mayor sobreexcavación. Estas diferencias influyen directamente en la calidad de las reservas estimadas y en el valor económico final del proyecto, y se sustentan en la evaluación de ELOS y dilución (Tablas 9, 11 y 12) y en la comparación directa por método de explotación (Tablas 26 y 27).

Recomendaciones

Mejorar la valorización y confiabilidad del modelo de bloques, incorporando recuperaciones variables según ley, revisando el depletado geológico para evitar pérdida de reservas y aplicando criterios conservadores para bloques inferidos (leyes nulas y densidad real), de acuerdo con buenas prácticas de estimación.

Optimizar la configuración del MSO y los parámetros geomecánicos, ajustando la estimación del ELOS para que represente mejor las condiciones reales y considerando valores coherentes con escenarios operativos (como el Escenario B), evitando incluir material por debajo del margen económico.

Fortalecer la consistencia en la generación y manejo de sólidos, particionando adecuadamente los paneles ejecutados en varios periodos, regularizando su asignación mensual y corrigiendo inconsistencias de nomenclatura en atributos clave (estructura, tajo, banco y panel) para mejorar la trazabilidad y el análisis de adherencia.

Revisar la clasificación de envoltentes aisladas y zonas no accesibles, evaluando su potencial incorporación a las reservas minables cuando corresponda, con el fin de evitar subestimaciones y mejorar la interpretación de la envoltente económica.

Referencias bibliográficas

- Brady, B., & Brown, E. (2006). *Rock mechanics for underground mining* (3rd ed.). Springer.
- CIM. (2014). *CIM Definition Standards for Mineral Resources and Mineral Reserves*. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- Clark, L., & Pakalnis, R. (1997). *Dilution in underground mining: Causes and control*. CIM Bulletin, 90(1017), 54–61.
- <https://open.library.ubc.ca/media/download/pdf/52966/1.0052497/1>
- Dreisinger, D. (2016). *Hydrometallurgy fundamentals, technology and innovation*. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- Hamrin, H. (2001). *Underground mining methods and equipment*. In *Encyclopedia of Life Support Systems (EOLSS)*. UNESCO.
- Henríquez, D. C. (2019). *Evaluation of the optimal limit between open pit mine and sublevel stoping* [Tesis de pregrado, Universidad de Chile]. Repositorio Académico Universidad de Chile.
- Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*. Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME).
- JORC. (2012). *Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves*. Joint Ore Reserves Committee. <https://www.jorc.org>
- Jorquera, M. A. (2015). *Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla* [Tesis de pregrado, Universidad de Chile]. Repositorio Académico Universidad de Chile.
- Lane, K. F. (2015). *The economic definition of ore: Cut-off grades in theory and practice*. CRC Press.
- Miranda, R. A. (2018). *Análisis del impacto de la dilución en la estimación de reservas mediante el método sublevel stoping* [Tesis de bachiller, Universidad Nacional Mayor de San Marcos]. Repositorio Institucional UNMSM.

- Morales, N., Gómez, A., & Vallejos, J. (2015). *Multi-criteria optimization for scheduling of a bench and fill mine. En Proceedings of the 37th International Symposium on Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry (APCOM 2015)*. Advanced Mining Technology Center, Universidad de Chile.
- Movil, M. P. (2021). *A methodology to evaluate the impact of major geological faults on the stability of backs in open stopes using DEM* [Tesis de magíster, Universidad de Chile]. Repositorio Académico Universidad de Chile.
- Paredes, C. A. (2020). *Influencia del método de minado en la clasificación de reservas en una mina subterránea polimetálica* [Tesis de titulación, Universidad Nacional de Trujillo]. Repositorio Institucional UNT.
- Potvin, Y., Hadjigeorgiou, J., & Stacey, T. (2000). *Ground support in mining and underground construction*. A.A. Balkema Publishers.
- Quispe, H. L. (2021). *Evaluación técnico-económica del método Bench & Fill aplicado a vetas angostas en minería subterránea peruana* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio Institucional UNCP.
- Richardson, A. J. (1982). *Cost estimation for sublevel stoping – A case study*. En *Proceedings of the Society for Mining, Metallurgy & Exploration Conference*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- Rudenno, V. (1998). *Mining economics and strategy*. Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME).
- Salazar, E. M. (2019). *Evaluación comparativa de métodos de minado para mejorar la rentabilidad en una mina subterránea de cobre* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA.
- Sinclair, A. J., & Blackwell, G. (2004). *Applied mineral inventory estimation*. Cambridge University Press.
- Stacey, T. (2017). *Practical handbook for underground rock mechanics*. CRC Press.

- Vargas, J. L. (2017). *Evaluación técnico-económica del método de minado corte y relleno versus sublevel stoping en una mina polimetálica subterránea* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio Institucional UNI.
- Villaescusa, E. (2014). *Geotechnical design for sublevel open stoping*. CRC Press.
- Whittle, G. (1999). *Open pit optimization strategies using cut-off grade theory*. Whittle Mining Consultants.
- Whittle, G., & Jakeman, P. (2017). *Strategic mine planning with cutoff grade optimization*. Mining Technology, 126(2), 69–81.
- Williams, D., & Park, S. (2019). *Economic shape optimization in underground mines using MSO tools*. Mining Technology, 128(4), 223–240.
<https://doi.org/10.1080/14749009.2019.1623512>.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Resumen estimación de reservas 2021	1
Anexo 2: Resumen Estimación de Reservas 2021 por estructura.....	2
Anexo 3: Resumen de Reservas por tipo de estructura	5
Anexo 4: Resumen de reservas por niveles	6

Anexo 1: Resumen estimación de reservas 2021

CERTEZA	TON (Mt)	Sn (%)	Cu (%)	S (%)	NSR (\$/t)	FINOS (kt)
Probado	3.40	2.32	0.03	0.23	412.11	78.80
Probable	2.58	1.98	0.03	0.33	351.59	51.05
Total	5.98	2.17	0.03	0.27	385.99	129.85

Anexo 2: Resumen Estimación de Reservas 2021 por estructura

ESTRUCTURA	AZONE	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
		t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
101_SAN RAFAEL	SR_06	37,445	2.21	829	175	0.99	2	37,619	2.21	831
101_SAN RAFAEL	SR_07	103,259	1.74	1,793	9,521	1.13	107	112,780	1.69	1,901
101_SAN RAFAEL	SR_09	75,341	1.50	1,130	9,526	0.98	93	84,867	1.44	1,224
101_SAN RAFAEL	SR_10		0.00		17,837	0.90	160	17,837	0.90	160
101_SAN RAFAEL	SR_11		0.00		88,652	1.65	1,466	88,652	1.65	1,466
101_SAN RAFAEL	SR_12	112,276	3.22	3,612	8,319	1.66	138	120,595	3.11	3,750
101_SAN RAFAEL	SR_341	15,869	0.97	154		0.00		15,869	0.97	154
101_SAN RAFAEL	SR_342	295,609	2.89	8,552	172,296	1.90	3,272	467,905	2.53	11,824
101_SAN RAFAEL	SR_3431	2,025	3.68	75	11,712	3.52	412	13,737	3.54	487
102_SAN RAFAEL TECHO	VSR_T	37,122	1.76	654	33,957	1.41	477	71,079	1.59	1,132
103_RAMAL TECHO SAN RAFA	SR_RT	6,685	1.83	122	12,598	0.99	125	19,282	1.28	247
104_RAMAL PISO SR	SR_RP	59,354	2.69	1,599	25,819	2.82	729	85,174	2.73	2,328
105_SPLIT 2 SR	VS2SR	9,365	1.19	111	32,885	1.88	620	42,250	1.73	731
107_ELIANA	ELI2	2,341	1.16	27		0.00		2,341	1.16	27
107_ELIANA	ELI4		0.00		4,419	1.20	53	4,419	1.20	53
107_ELIANA	VELI	61,221	1.80	1,105	3,374	1.72	58	64,595	1.80	1,163
108_KAREN	VKAR		0.00		28,897	3.12	901	28,897	3.12	901
109_ROMINA	ROM		0.00		6,978	1.37	96	6,978	1.37	96
201_VICENTE PISO	VVI_P	299,124	1.69	5,057	111,587	1.38	1,536	410,711	1.61	6,592
203_VICENTE CENTRO P1	VVI_C1	40,619	2.83	1,148	48,893	2.74	1,338	89,512	2.78	2,485
203_VICENTE CENTRO P2	VVI_C2	10,603	1.66	176	11,171	1.54	172	21,774	1.60	349
205_RAMAL PISO VICENTE	VVI_RP	53,887	2.42	1,302	20,717	1.31	272	74,604	2.11	1,574

ESTRUCTURA	AZONE	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
		t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
206_VICENTE CENTRO PISO	VVI_CP1	9,962	1.17	117	32,319	1.34	434	42,280	1.30	551
206_VICENTE CENTRO PISO	VVI_CP2	4,242	1.20	51	5,687	1.45	82	9,929	1.34	133
206_VICENTE CENTRO PISO	VVI_CP3	109,537	1.26	1,384	83,678	1.95	1,628	193,215	1.56	3,013
206_VICENTE CENTRO PISO	VVI_CP4	49,189	1.33	654	18,908	1.25	237	68,097	1.31	891
206_VICENTE CENTRO PISO	VVI_CP5		0.00		54,737	1.02	557	54,737	1.02	557
207_VICENTE CENTRO TECHO	VVI_CT	11,463	1.40	161	9,682	1.00	97	21,145	1.22	258
301_KIMBERLY	VKIM	95,809	2.24	2,143	36,763	1.87	688	132,571	2.14	2,831
302_MARIANO	MA	46,425	1.35	625	48,452	1.24	600	94,877	1.29	1,226
304_VICTORIA	VICT	5,404	2.93	158	20,268	2.23	452	25,672	2.38	611
305_PEDRO	PED	11,330	1.84	209	11,374	1.80	205	22,703	1.82	414
306_CYNDHI PISO	CYN_P	596,118	2.46	14,693	334,480	2.08	6,948	930,598	2.33	21,641
306_CYNDHI PISO VETA	CYN_PV	95,456	5.07	4,844	17,641	2.85	504	113,097	4.73	5,347
307_CYNDHI TECHO	CYN_T	210,128	2.20	4,626	349,032	2.45	8,566	559,159	2.36	13,192
308_MARIA ELENA	MAE	2,810	1.51	42	21,274	2.17	461	24,084	2.09	503
309_VIVIENTH	VIVI	5,936	3.66	217	12,479	2.88	359	18,415	3.13	576
401_DIAGONAL 1	DI_1		0.00		23,122	3.41	789	23,122	3.41	789
402_DIAGONAL 3	DI_3	27,434	1.74	478	29,845	1.28	381	57,278	1.50	859
403_DIAGONAL A	DI_A	16,739	1.43	239	11,989	1.28	153	28,728	1.36	392
404_DIAGONAL B	DI_B	5,939	2.83	168	17,219	1.81	312	23,158	2.08	481
405_DIAGONAL VICENTE 1	DI_V1	44,291	2.21	977	34,924	1.21	423	79,215	1.77	1,400
406_DIAGONAL VICENTE 2	DI_V2	15,985	1.94	310	15,776	1.63	257	31,761	1.79	567
407_DIAGONAL SAN RAFAEL	DI_SR1	60,549	2.57	1,556	1,462	1.11	16	62,012	2.54	1,572
407_DIAGONAL SAN RAFAEL	DI_SR2	8,224	3.18	262	5,449	1.97	107	13,673	2.70	369

ESTRUCTURA	AZONE	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
		t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
407_DIAGONAL SAN RAFAEL	DI_SR3		0.00		135,948	1.67	2,265	135,948	1.67	2,265
408_JUDITH	JUDI	30,365	1.59	484		0.00		30,365	1.59	484
409_CATALINA	VCAT		0.00		9,046	1.91	173	9,046	1.91	173
410_CECILIA	CECI		0.00		4,089	1.07	44	4,089	1.07	44
501_JORGE1	JOR1	25,002	1.86	466	19,423	1.44	280	44,425	1.68	746
501_JORGE2	JOR2	154,546	1.60	2,471	111,317	1.41	1,568	265,863	1.52	4,039
502_CARMEN	VCAR	84,198	2.55	2,150	92,482	1.78	1,650	176,680	2.15	3,799
503_VICENTE TECHO	VVI_T	2,804	1.00	28	9,997	1.15	115	12,801	1.12	143
504_ESTANCOCOCHA	VR_EC	52,288	2.41	1,258	51,639	2.05	1,059	103,926	2.23	2,317
505_MALENA	VMAL	33,978	2.29	780	28,605	1.30	373	62,583	1.84	1,153
506_ROSARIO	ROS	104,609	2.35	2,458	50,287	1.51	758	154,896	2.08	3,215
507_JORGE SUR	JOR_S		0.00		28,297	2.19	619	28,297	2.19	619
508_DELIA	DLI		0.00		6,869	2.42	166	6,869	2.42	166
601_SAN GERMAN	SGE1		0.00		160,493	3.32	5,328	160,493	3.32	5,328
Puentes y Pilares Amec	SR_05	26,386	3.05	805		0.00		26,386	3.05	805
Puentes y Pilares Amec	SR_07	13,731	2.78	382		0.00		13,731	2.78	382
Puentes y Pilares Amec	SR_09	7,603	1.58	120	1,030	1.46	15	8,633	1.57	135
Puentes y Pilares Amec	SR_12	100,903	2.39	2,411		0.00		100,903	2.39	2,411
Puentes y Pilares Amec	SR_342	103,275	3.39	3,497		0.00		103,275	3.39	3,497
Puentes y Pilares Amec	VVI_RP	3,578	3.85	138	14,889	2.33	348	18,468	2.63	485
Total general		3,398,379	2.32	78,804	2,580,302	1.98	51,047	5,978,682	2.17	129,851

Anexo 3: Resumen de Reservas por tipo de estructura

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
Veta	1,600,481	2.22	35,528	1,123,546	1.73	19,416	2,724,027	2.02	54,945
Cuerpo	1,797,898	2.41	43,276	1,456,756	2.17	31,631	3,254,654	2.30	74,907
Total general	3,398,379	2.32	78,804	2,580,302	1.98	51,047	5,978,682	2.17	129,851

Anexo 4: Resumen de reservas por niveles

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
3565		0.00		13,733	2.86	392	13,733	2.86	392
3580		0.00		24,371	2.88	702	24,371	2.88	702
3595	13,310	3.16	420	9,040	2.47	224	22,351	2.88	644
3600		0.00		3,480	1.32	46	3,480	1.32	46
3610	12,433	2.54	316	1,106	0.93	10	13,538	2.41	326
3624	15,903	2.16	344	1,391	0.69	10	17,294	2.05	354
3636	7,733	1.85	143		0.00		7,733	1.85	143
3638	5,616	2.58	145	5,713	1.21	69	11,329	1.89	214
3650	16,175	1.22	198	44,457	1.20	532	60,633	1.20	730
3668		0.00		20,714	0.97	201	20,714	0.97	201
3670	16,209	1.19	192	1,254	2.39	30	17,463	1.27	222
3685	16,726	1.33	223	18,895	1.49	282	35,621	1.42	505
3695		0.00		11,982	2.56	306	11,982	2.56	306
3700	37,044	1.56	577	39,968	2.03	810	77,011	1.80	1,387
3708	15,241	2.94	448	10,054	1.56	157	25,295	2.39	605
3716	22,250	1.58	351	44,466	1.65	736	66,716	1.63	1,086
3717		0.00		1,317	1.08	14	1,317	1.08	14
3725	13,471	2.56	345		0.00		13,471	2.56	345
3732	43,260	1.80	778	12,101	1.83	222	55,361	1.81	999
3734	10,682	2.58	276	5,221	1.49	78	15,903	2.22	354
3738	23,575	1.97	465		0.00		23,575	1.97	465

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
3750	56,361	1.98	1,115	37,813	1.71	647	94,174	1.87	1,762
3766	13,469	2.24	301	17,867	1.45	259	31,336	1.79	560
3768	55,805	1.11	621	9,008	1.29	116	64,813	1.14	737
3770		0.00		1,366	1.67	23	1,366	1.67	23
3775		0.00		3,700	1.37	51	3,700	1.37	51
3783	27,466	2.95	811	1,481	0.94	14	28,947	2.85	825
3785	26,799	1.49	400	12,303	1.30	160	39,102	1.43	560
3800	46,462	2.18	1,011	9,930	1.37	136	56,392	2.03	1,147
3810		0.00		5,687	1.45	82	5,687	1.45	82
3816	7,776	3.76	293		0.00		7,776	3.76	293
3818	4,087	1.17	48	57,187	1.65	943	61,274	1.62	991
3820	12,582	2.01	253	13,457	1.15	154	26,039	1.57	408
3832	4,203	1.68	71		0.00		4,203	1.68	71
3833	3,771	1.64	62	6,144	1.75	107	9,915	1.71	169
3835	7,358	1.11	82	10,225	1.30	133	17,583	1.22	215
3838		0.00		8,393	1.66	139	8,393	1.66	139
3850	17,837	2.13	380	45,742	2.18	996	63,580	2.16	1,376
3867	5,971	2.42	145	29,621	2.61	772	35,593	2.58	917
3868	683	2.04	14	2,793	1.54	43	3,476	1.64	57
3884	6,452	3.97	256		0.00		6,452	3.97	256
3885	28,213	2.02	570	21,782	1.25	273	49,995	1.69	843
3886	991	1.65	16	5,422	1.60	87	6,413	1.61	103

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
3900	35,753	2.19	781	53,683	2.06	1,104	89,437	2.11	1,886
3916	2,430	1.15	28		0.00		2,430	1.15	28
3917	11,901	2.30	274	15,808	1.97	312	27,709	2.12	586
3920		0.00		63,246	2.56	1,619	63,246	2.56	1,619
3925	6,563	2.22	146	17,995	1.04	187	24,559	1.36	333
3930	31,215	3.09	965	16,805	1.12	189	48,019	2.40	1,153
3932	6,031	1.17	71	9,439	2.04	193	15,471	1.70	264
3935	50,469	3.52	1,777	188,441	2.89	5,453	238,909	3.03	7,230
3937	33,410	1.97	658	6,064	1.33	81	39,474	1.87	739
3940		0.00		30,661	2.48	761	30,661	2.48	761
3948		0.00		2,617	2.33	61	2,617	2.33	61
3950	194,232	2.54	4,929	44,369	2.33	1,034	238,601	2.50	5,963
3966	14,116	1.81	256	28,903	1.19	343	43,019	1.39	599
3967	84,555	3.45	2,913	36,665	1.82	669	121,219	2.96	3,582
3970		0.00		5,077	1.88	95	5,077	1.88	95
3975	7,562	1.60	121		0.00		7,562	1.60	121
3980	90,172	3.22	2,906	22,225	1.97	438	112,397	2.97	3,343
3983	29,105	1.82	530	14,133	1.82	257	43,238	1.82	786
3984	16,876	2.06	348		0.00		16,876	2.06	348
3987	4,471	1.41	63	611	1.30	8	5,082	1.40	71
4000	238,246	2.30	5,471	18,462	1.24	228	256,708	2.22	5,699
4017	190,659	2.30	4,393	9,442	1.59	150	200,101	2.27	4,542

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
4018	780	0.83	6	254	0.99	3	1,034	0.87	9
4025		0.00		7,402	1.96	145	7,402	1.96	145
4030	66,163	1.81	1,195	55,979	1.76	982	122,143	1.78	2,178
4032	75,139	2.16	1,623	8,151	1.28	104	83,290	2.07	1,727
4036	1,737	1.98	34		0.00		1,737	1.98	34
4040	22,551	1.92	433	4,680	1.24	58	27,231	1.80	491
4043	3,685	0.91	34	1,324	1.20	16	5,009	0.99	49
4050	181,529	1.94	3,529	84,850	1.61	1,369	266,379	1.84	4,898
4062	2,912	2.09	61	175	0.99	2	3,087	2.02	62
4064	2,698	1.33	36	35,968	1.34	483	38,666	1.34	519
4065	124,986	2.21	2,762	42,272	2.56	1,082	167,258	2.30	3,844
4070	23,214	1.75	407	9,409	0.97	92	32,623	1.53	498
4071		0.00		4,899	2.88	141	4,899	2.88	141
4074	5,847	1.22	71		0.00		5,847	1.22	71
4075	56,933	2.62	1,492	7,230	1.47	106	64,163	2.49	1,598
4085	74,122	2.38	1,765	56,142	2.40	1,345	130,264	2.39	3,111
4086	2,396	0.94	23	1,881	0.44	8	4,277	0.72	31
4087	5,543	2.32	128		0.00		5,543	2.32	128
4090	12,867	3.23	416	11,544	1.05	121	24,410	2.20	536
4095	78,634	1.83	1,442		0.00		78,634	1.83	1,442
4100	27,950	1.81	507	93,683	2.20	2,060	121,633	2.11	2,567
4115		0.00		62,830	1.87	1,175	62,830	1.87	1,175

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
4120	10,498	0.93	98		0.00		10,498	0.93	98
4124	2,230	2.02	45	1,176	1.70	20	3,405	1.91	65
4125	7,535	0.99	74	6,311	0.95	60	13,846	0.97	135
4127		0.00		18,070	1.22	220	18,070	1.22	220
4130		0.00		4,203	1.36	57	4,203	1.36	57
4132	333	0.83	3		0.00		333	0.83	3
4134		0.00		33,745	1.80	606	33,745	1.80	606
4140	16,301	1.65	269	20,748	1.30	270	37,049	1.45	539
4141	5,334	1.25	67		0.00		5,334	1.25	67
4145	3,102	1.66	52	21,230	1.59	338	24,332	1.60	390
4150	34,761	1.35	468	54,913	1.63	897	89,674	1.52	1,364
4158	6,483	1.54	100	13,954	1.27	177	20,437	1.36	277
4160		0.00		7,687	1.15	88	7,687	1.15	88
4165		0.00		6,188	1.78	110	6,188	1.78	110
4167	2,799	2.22	62		0.00		2,799	2.22	62
4168		0.00		13,732	1.31	180	13,732	1.31	180
4172		0.00		1,184	2.54	30	1,184	2.54	30
4173	1,949	1.25	24	5,483	0.79	43	7,432	0.91	68
4174	5,267	0.72	38	5,266	1.02	54	10,532	0.87	91
4175	20,109	2.73	549	22,764	2.11	480	42,873	2.40	1,029
4180		0.00		2,798	0.91	26	2,798	0.91	26
4185	9,447	1.74	164	4,767	1.73	83	14,214	1.74	247

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
4190	7,997	2.45	196	8,352	1.30	108	16,349	1.86	304
4194	6,657	1.95	130		0.00		6,657	1.95	130
4195	4,214	2.41	102	13,310	1.09	145	17,524	1.41	247
4198		0.00		3,766	1.55	58	3,766	1.55	58
4199	6,518	1.67	109		0.00		6,518	1.67	109
4200	36,078	1.97	710	22,006	1.90	418	58,084	1.94	1,128
4209	5,086	2.83	144		0.00		5,086	2.83	144
4216		0.00		4,932	2.47	122	4,932	2.47	122
4219	1,943	2.35	46	3,865	1.45	56	5,808	1.75	102
4222	18,294	2.43	444	21,963	1.94	426	40,257	2.16	870
4224	12,860	2.39	307	8,112	1.44	117	20,972	2.02	424
4225	2,700	2.52	68	2,857	2.82	80	5,557	2.67	149
4230		0.00		6,225	1.83	114	6,225	1.83	114
4234		0.00		1,597	1.36	22	1,597	1.36	22
4238	13,839	2.38	329	14,155	1.67	237	27,994	2.02	566
4239	11,575	1.70	196		0.00		11,575	1.70	196
4240		0.00		8,998	1.78	160	8,998	1.78	160
4250	9,575	3.86	370	26,421	2.65	700	35,996	2.97	1,070
4254	15,782	2.92	461	18,794	1.21	227	34,576	1.99	688
4259	5,059	1.94	98	5,130	4.33	222	10,189	3.15	321
4260		0.00		5,017	1.09	55	5,017	1.09	55
4265		0.00		56,730	2.97	1,686	56,730	2.97	1,686

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
4268		0.00		6,195	1.57	98	6,195	1.57	98
4269	21,202	2.23	473	46,993	1.56	734	68,195	1.77	1,206
4270	43,283	3.15	1,365	7,697	4.70	362	50,979	3.39	1,727
4282		0.00		6,950	1.58	110	6,950	1.58	110
4283	21,737	1.87	407	3,711	1.02	38	25,448	1.75	445
4284	5,574	2.85	159	8,632	3.92	338	14,207	3.50	497
4285	23,121	2.39	553	82,209	3.15	2,591	105,331	2.99	3,144
4295	107,918	3.34	3,608	1,728	1.95	34	109,646	3.32	3,642
4296		0.00		7,864	1.54	121	7,864	1.54	121
4298	13,685	2.47	339		0.00		13,685	2.47	339
4300		0.00		17,181	1.49	256	17,181	1.49	256
4302	31,439	1.87	588		0.00		31,439	1.87	588
4308		0.00		3,493	1.71	60	3,493	1.71	60
4310	45,047	1.94	875	43,635	2.80	1,223	88,682	2.37	2,098
4314	5,534	2.17	120	17,634	2.58	456	23,167	2.48	576
4320		0.00		1,024	1.11	11	1,024	1.11	11
4328	2,006	1.50	30	18,082	2.12	383	20,088	2.06	414
4330	7,345	2.43	178	9,619	1.63	157	16,964	1.98	335
4332		0.00		1,284	0.49	6	1,284	0.49	6
4334		0.00		251	0.35	1	251	0.35	1
4335	6,989	2.53	177		0.00		6,989	2.53	177
4340	3,302	1.95	64	4,773	4.37	208	8,075	3.38	273

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
4344	4,008	2.33	93	663	1.14	8	4,671	2.16	101
4345		0.00		2,598	1.40	36	2,598	1.40	36
4352		0.00		10,459	1.33	139	10,459	1.33	139
4358	4,567	2.25	103	1,928	0.86	17	6,495	1.84	119
4364	599	1.11	7	13,334	1.42	189	13,933	1.40	196
4370		0.00		5,579	2.32	129	5,579	2.32	129
4390	1,791	3.15	56		0.00		1,791	3.15	56
4397		0.00		8,017	0.83	67	8,017	0.83	67
4403	8,655	3.18	276		0.00		8,655	3.18	276
4410		0.00		5,083	0.93	47	5,083	0.93	47
4417	6,638	3.32	220	14,297	1.48	212	20,936	2.06	432
4424	529	0.92	5		0.00		529	0.92	5
4428		0.00		2,004	0.57	12	2,004	0.57	12
4430	19,109	2.06	393	3,255	1.17	38	22,364	1.93	431
4444	20,167	2.19	443	1,570	1.03	16	21,738	2.11	459
4450	14,770	2.92	431	2,241	1.83	41	17,011	2.78	472
4478	14,437	1.56	225	1,391	1.36	19	15,828	1.54	244
4480	14,826	2.06	305	4,400	1.29	57	19,227	1.88	362
4493	4,637	1.26	58	1,292	0.77	10	5,929	1.15	68
4505	782	1.39	11	1,826	1.21	22	2,608	1.27	33
4507	568	0.87	5	1,851	2.21	41	2,419	1.90	46
4514	7,452	2.29	171	3,459	1.23	43	10,911	1.96	214

ESTRUCTURA	PROBADO			PROBABLE			TOTAL		
	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)	t	Sn %	FINOS (t)
4520	3,016	1.68	51		0.00		3,016	1.68	51
4521	1,156	0.86	10		0.00		1,156	0.86	10
4525	13,398	2.45	328		0.00		13,398	2.45	328
4526		0.00		2,076	1.34	28	2,076	1.34	28
4530	24,452	2.47	605	3,655	1.40	51	28,107	2.33	656
4532	7,236	2.56	185	4,011	2.50	100	11,247	2.53	285
4533	50,968	3.24	1,650	7,278	1.79	131	58,246	3.06	1,780
4536	2,025	3.68	75		0.00		2,025	3.68	75
4550		0.00		11,712	3.52	412	11,712	3.52	412
4565	5,125	1.52	78		0.00		5,125	1.52	78
4570	42,988	3.39	1,455	2,596	2.35	61	45,585	3.33	1,516
4580	34,561	3.33	1,150		0.00		34,561	3.33	1,150
4592	13,243	2.64	349		0.00		13,243	2.64	349
4598	39,742	2.85	1,132		0.00		39,742	2.85	1,132
4600		0.00		20,848	1.74	362	20,848	1.74	362
4621	1,062	1.36	14	1,033	1.16	12	2,096	1.26	26
4633		0.00		20,510	1.35	278	20,510	1.35	278
4638		0.00		327	0.43	1	327	0.43	1
4645		0.00		13,097	1.21	158	13,097	1.21	158
Total general	3,398,379	2.32	78,804	2,580,302	1.98	51,047	5,978,682	2.17	129,851