

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**IMPLEMENTACION DEL MÉTODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO
ASCENDENTE SEMI MECANIZADO PARA MEJORAR LA PRODUCCIÓN EN LA
COMPAÑÍA MINERA LAS BRAVAS – CARAVELI – AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Br. GERSON AMADOR SEVILLA RODRIGUEZ

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

ASESOR:

MGT. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO – PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor MET RAFAEL NOLENA DELGADO.....
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: IMPLEMENTACION DEL METODO DE
EXPLOTACION CORTE Y PELLENDO ASCENDENTE SERIE MECANIZADO PARA
MEJORAR LA PRODUCCION EN LA COMPAÑIA MINERA LAS BRAVAS -
CARQUEL - AREQUIPA.....

Presentado por: GERSON ANTONIO SEVILLA RODRIGUEZ..... DNI N° 74219764.....;

presentado por: DNI N°:

Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS.....

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 3 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 7.....%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	<u>X</u>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 23 de OCTUBRE de 20..25.....

.....
Firma

Post firma RAFAEL NOLENA DELGADO.....

Nro. de DNI 23912083.....

ORCID del Asesor 0000-0003-0291-2700.....

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259; 5173 00 260.....

GERSON AMADOR SEVILLA RODRIGUEZ

IMPLEMENTACION DEL MÉTODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO.pdf

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:517300260

Fecha de entrega

23 oct 2025, 9:13 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

23 oct 2025, 9:37 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

TESIS IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI M....pdf

Tamaño del archivo

7.3 MB

211 páginas

43.063 palabras

233.359 caracteres

7% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

Exclusiones

- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 6%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 5%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

Dedico este logro, antes que nada, a Dios, por darme fortaleza, cuidarme siempre y acompañarme en cada dificultad que me tocó enfrentar.

A mis padres, María Georgina y Amador Tito, por brindarme su cariño, apoyo y confianza inquebrantable en todas las etapas de mi vida.

A mis abuelos, Juana Castro y Fortunato Hilario, por transmitirme valores, motivarme a superarme y sostenerme con su ejemplo y respaldo.

A mis hermanas, Karelly, Laura y Belén, por estar siempre conmigo y creer firmemente en mis capacidades.

AGRADECIMIENTO

A mis estimados docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de mi querida Alma Mater, la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, por su guía constante y por las valiosas enseñanzas que marcaron mi formación profesional y personal.

A la Compañía Minera Las Bravas, por la confianza brindada y la oportunidad de desarrollarme en el área de operaciones mina.

Al equipo de operaciones mina de la Compañía Minera Las Bravas, en especial al Ing. Ítalo Riquez, Superintendente de Mina, y al Ing. Carlos Perales, jefe de Mina, por su apoyo incondicional y la confianza depositada en mí. Este trabajo lo dedico con sincero reconocimiento y gratitud, como reflejo del aprecio que tengo por su guía y acompañamiento en cada etapa de mi crecimiento profesional.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE GENERAL	iv
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
ÍNDICE DE TABLAS	xiii
INTRODUCCIÓN	xvi
RESUMEN	xviii
ABSTRACT.....	xix
CAPITULO I	20
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	20
1.1. Planteamiento del Problema.....	20
1.1.1. Descripción del Problema	20
1.2. Formulación del Problema	21
1.2.1. Problema General.....	21
1.2.2. Problemas Específicos	22
1.3. Objetivos de la Investigación	22
1.3.1. Objetivo General	22
1.3.2. Objetivos Específicos.....	22
1.4. Justificación e Importancia de la Investigación	23
1.4.1. Justificación de la Investigación	23
1.4.2. Importancia de la Investigación	23
1.5. Delimitación del Problema.....	24
1.5.1. Delimitación Temporal	24
1.5.2. Delimitación Espacial	24
1.6. Hipótesis.....	24
1.6.1. Hipótesis Principal	24
1.6.2. Hipótesis Específicas	24
1.7. Variables e Indicadores	25
1.7.1. Variables Independientes	25
1.7.2. Variables Dependientes	25
1.7.3. Operacionalización de Variables	26
CAPITULO II.....	27
MARCO TEÓRICO.....	27

2.1.	Antecedentes de la Investigación	27
2.1.1.	Antecedentes Internacionales.....	27
2.1.2.	Antecedentes Nacionales	28
2.1.3.	Antecedentes Locales.....	31
2.2.	Bases Teóricas.....	32
2.2.1.	La Minería Subterránea y su Importancia en el Perú.....	32
2.2.2.	Métodos de Explotación Subterránea	33
2.2.3.	Método de Explotación de Corte y Relleno	35
2.2.4.	Parámetros Geológicos y Geomecánicos en la Selección del Método de Explotación 38	
2.2.5.	Dilución en Minería Subterránea	51
2.2.6.	Procesos en la Operación Subterránea.....	54
2.2.7.	Enfoque de Costeo por Procesos.....	55
2.2.8.	Costos y Gastos.....	62
2.2.9.	Conceptos Financieros.	63
2.2.10.	Producción Minera y Rentabilidad	66
2.2.11.	Relación entre Productividad, Costos y Competitividad	67
2.3.	Definición de Términos.....	68
CAPITULO III.....		70
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN		70
3.1.	Metodología de la Investigación	70
3.1.1.	Tipo de Investigación.....	70
3.1.2.	Nivel de Investigación	70
3.1.3.	Diseño de la Investigación	71
3.1.4.	Población y Muestra	71
3.1.5.	Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	72
3.1.6.	Técnicas de Procesamiento de Datos	74
3.1.7.	Técnicas e Instrumentos de Análisis de Resultados	74
CAPITULO IV.....		75
ANÁLISIS Y DESARROLLO DE LA IMPLEMENTACIÓN DE METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO.....		75
4.1.	Situación Actual del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Convencional.....	76
4.1.1.	Secuencia Operativa.....	80
4.1.2.	Secciones de las Labores Convencionales	81

4.2. Desarrollo del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado	84
4.2.1. Secuencia Operativa.....	87
4.2.2. Secciones de las Labores Semi Mecanizadas.	88
4.3. Análisis de los Parámetros Geológicos y Geomecánicos.....	90
4.3.1. Parámetros Geológicos del Yacimiento.....	90
4.3.2. Geomecánica del Yacimiento	91
4.3.3. Evaluación y Selección del Método de Explotación.....	92
4.4. Dilución en el Método de Corte y Relleno Ascendente	96
4.4.1. Dilución Operativa de Diseño y Real	96
4.5. Descripción del Ciclo De Minado en la Implementación de Corte Relleno Ascendente Semi Mecanizado	98
4.5.1. Perforación.....	99
4.5.2. Voladura.....	100
4.5.3. Sostenimiento.....	107
4.5.4. Acarreo.....	118
4.5.5. Transporte	129
4.5.6. Rehabilitación	133
4.6. Descripción de Procesos de Apoyo (Servicios Mina).....	135
4.6.1. Ventilación.....	135
4.6.2. Requerimiento de Aire Comprimido	146
4.6.3. Bombeo	149
4.6.4. Requerimiento de Agua	150
4.7. Análisis Comparativo del Ciclo de Minado: Convencional Vs. Semi Mecanizado	153
4.8. Requerimiento de Personal para la Semi Mecanización	156
4.8.1. Cantidad de Personal para Avances (Headcount).....	156
4.8.2. Cantidad de Personal para Producción (HeadCount).....	158
4.8.3. Cantidad de Personal para Rehabilitación (HeadCount)	160
4.8.4. Cantidad de Personal para Supervisión y Soporte	161
4.9. Planeamiento Mina.....	164
4.9.1. Recursos y Reservas Por Zona.....	164
4.9.2. Presupuesto - Budget	166
4.9.3. Resumen del Programa de Avances.....	170
4.9.4. Resumen de la Producción.....	170
4.9.5. Secuenciamiento de Minado	171

4.10. Requerimientos.....	173
4.10.1. Requerimientos de Mina	173
4.10.2. Requerimientos en la Planta Concentradora	174
4.10.3. Capacidad de Servicios Auxiliares	176
4.11. Análisis de Costos Asociados a la Implementación del Método Corte y Relleno Semi Mecanizado	177
4.11.1. Costo de Explotación Total.....	177
4.11.2. Costo Operativo en Tajos de Producción (\$/t).....	180
4.11.3. OPEX	181
4.11.4. Cash Cost	184
4.11.5. CAPEX	186
CAPITULO V	189
RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	189
5.1. Análisis e Interpretación de Resultados de la Implementación del Método de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado	189
5.1.1. Situación Actual de Explotación Convencional	189
5.1.2. Análisis e Interpretación Parámetros Geológicos y Geomecánicos	191
5.1.3. Análisis e Interpretación Dilución Operativa	193
5.1.4. Análisis e Interpretación Costos Operativos.....	194
5.2. Contrastación de Hipótesis.....	196
5.2.1. Respecto a la Hipótesis Específica 1	196
5.2.2. Respecto a la Hipótesis Específica 2	197
5.2.3. Respecto a la Hipótesis Específica 3	198
5.2.4. Respecto a la Hipótesis Específica 4	198
5.2.5. Respecto a la Hipótesis General	199
5.3. Discusión.....	199
CONCLUSIONES	202
RECOMENDACIONES.....	204
BIBLIOGRAFÍA	205
ANEXO 1.....	212
MATRIZ DE CONSISTENCIA	212
ANEXO 2.....	213
UBICACIÓN	213
ACCESIBILIDAD.....	214
GEOLOGÍA.....	215

GEOLOGÍA REGIONAL	215
ESTRATIGRAFÍA	215
GEOLOGÍA LOCAL.....	217
MINERALOGÍA	218
VETAS.....	218
ALTERACIÓN	219
CONTROLES DE LA MINERALIZACIÓN.....	219
PROFUNDIDAD DE LA MINERALIZACIÓN.....	220
MINERALES DE VETA CAMBIO.....	220
GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	221
MINERALOGÍA	221
ANEXO 4.....	223
PROYECTO DE EXPLOTACIÓN EN 3D COLA CAMBIO – CAMBIO	223
PROYECTOS DE EXPLOTACIÓN EN 3D - ALTO PLANTA.....	229
ANEXO 5.....	237
FOTOGRAFÍAS DE CAMPO	237

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 <i>Método de explotación Corte y Relleno Ascendente</i>	35
Figura 2 <i>Método de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado</i>	37
Figura 3 <i>Clasificación de métodos de explotación según respuesta del macizo rocoso</i>	43
Figura 4 <i>Metodología Nicholas (1981)</i>	44
Figura 5 <i>Medición de la dilución: zona mineralizada, dilución planificada y dilución no planificada</i>	52
Figura 6 <i>Relación entre la ley programada y la ley geológica en la dilución minera</i>	53
Figura 7 <i>Esquema del Proceso</i>	54
Figura 8 <i>Enfoque de costeo por procesos estratégicos</i>	55
Figura 9 <i>Enfoque de costeo por procesos críticos</i>	55
Figura 10 <i>Enfoque de costeo por procesos apoyo</i>	56
Figura 11 <i>Proceso estratégico: Método de trabajo</i>	56
Figura 12 <i>Proceso estratégico: Tercerizar</i>	57
Figura 13 <i>Proceso estratégico: Selección de materiales</i>	57
Figura 14 <i>Proceso de perforación en minería subterránea</i>	58
Figura 15 <i>Proceso de voladura en minería subterránea</i>	58
Figura 16 <i>Proceso de sostenimiento en minería subterránea</i>	59
Figura 17 <i>Proceso de acarreo en minería subterránea</i>	59
Figura 18 <i>Proceso de extracción en minería subterránea</i>	60
Figura 19 <i>Proceso de ventilación en minería subterránea</i>	60
Figura 20 <i>Proceso de distribución de aire comprimido en la mina</i>	61
Figura 21 <i>Proceso de bombeo en labores en minería subterránea</i>	61
Figura 22 <i>Estructura y clasificación del costo en la gestión minera</i>	62
Figura 23 <i>Vista de Secuenciamiento de Tajo Convencional</i>	76
Figura 24 <i>Método De Minado en un Tajo - Secuencia de explotación 01</i>	77
Figura 25 <i>Método De Minado TJ 120 - Secuencia de explotación 02</i>	78
Figura 26 <i>Método de Corte y Relleno Ascendente Convencional con galería</i>	79
Figura 27 <i>Sección Típica de Avance y Producción en Labores Convencionales</i>	82
Figura 28 <i>Vista de Secuenciamiento de Tajo Semi Mecanizado</i>	84
Figura 29 <i>Diseño Típico de Corte y Relleno Semi Mecanizado</i>	85
Figura 30 <i>Proyecto de rampas y aplicación del Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado</i>	86
Figura 31 <i>Sección Típica de Avance y Producción en Labores Semi Mecanizadas</i>	89
Figura 32 <i>Vista en sección sistema estructural Cambio</i>	90

Figura 33 <i>Relación entre ancho de veta y ancho de minado en la determinación de la dilución</i>	97
Figura 34 <i>Malla de perforación de avance - Subnivel y galería de 1.2x1.8</i>	101
Figura 35 <i>Malla de perforación de producción - Tajo de 1.2x1.8</i>	103
Figura 36 <i>Malla de perforación de avance - Rampa de 2.5x2.5</i>	104
Figura 37 <i>Malla de perforación de producción - Tajo de 2.4x2.4</i>	104
Figura 38 <i>Cuadro completo y cuadro cojo para secciones 1.2x1.8</i>	108
Figura 39 <i>Puntales de seguridad empleados en labores convencionales</i>	108
Figura 40 <i>Instalación de pernos Split Set: orientación sistemática en macizo rocoso</i>	113
Figura 41 <i>Cálculo y disposición de mallas electrosoldadas en labor de 2.4 x 2.4 m – Tipo de roca IIIB</i>	114
Figura 42 <i>Cimbra de sostenimiento metálica – Vista frontal y detalles constructivos</i>	115
Figura 43 <i>Tabla de Recomendación Geomecánica para Sostenimiento en Mina</i>	116
Figura 44 <i>Limpieza de Mineral con carretilla y lampas mineras</i>	119
Figura 45 <i>Limpieza manual de mineral con Z-20 en el SN 1068 – Nivel 1690</i>	120
Figura 46 <i>Carga de Motodumper desde tolva en el nivel 1665</i>	121
Figura 47 <i>Tolva de la CH 990 - NV 1640</i>	122
Figura 48 <i>Descarga de mineral en tolva con locomotora de 4.5 t en el nivel 1820</i>	123
Figura 49 <i>Transición del acarreo convencional al semi mecanizado</i>	125
Figura 50 <i>Equipo Scooptram 0.75 yd³ - Dimensiones</i>	126
Figura 51 <i>Equipo Scooptram 1.5 yd³ - Dimensiones</i>	127
Figura 52 <i>Dumper Articulado – Capacidad Operativa 3.5 Toneladas (Zona Cola Cambio Inferior, NV 1963)</i>	128
Figura 53 <i>Volquete SHACMAN Recibiendo Mineral en el Nivel 1820 - Zona Cambio</i>	130
Figura 54 <i>Análisis de flota de equipos para el transporte de 120 t por día</i>	131
Figura 55 <i>Rutas de Transporte de Mineral en 120 tpd</i>	132
Figura 56 <i>Análisis de flota de equipos para el transporte de 350 t por día</i>	133
Figura 57 <i>Zonas a Rehabilitar (Cambio y doblado de Cuadros)</i>	134
Figura 58 <i>Plano Isométrico del sistema de ventilación de las Zonas Cola cambio, Alto Planta y cambio</i>	141
Figura 59 <i>Plano Isométrico del sistema de ventilación en operación semi mecanizada</i>	142
Figura 60 <i>Plano unifilar de distribución actual de los servicios</i>	147
Figura 61 <i>Capacidad de agua almacenamiento de agua</i>	150
Figura 62 <i>Almacenamiento de Agua – CIA Las Bravas</i>	151
Figura 63 <i>Plan de minado anual Semi Mecanizado</i>	167
Figura 64 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio-Cambio – Antes de la implementación</i>	171

Figura 65 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio-Cambio – Post primer año de implementación</i>	172
Figura 66 <i>Secuencia De Minado Alto Planta – Antes de la implementación</i>	172
Figura 67 <i>Secuencia De Minado Alto Planta – Post primer año de implementación</i>	173
Figura 68 <i>Diagrama de flujo de proceso (FLOW SHEET)</i>	175
Figura 69 <i>Nómina de dirección de la Compañía Minera Las Bravas</i>	179
Figura 70 <i>Plano de ubicación de la Mina Las Bravas No.2.</i>	213
Figura 71 <i>Plano Topográfico de la Concesión Compañía Minera Las Bravas</i>	214
Figura 72 <i>Columna Estratigráfica Mina Las Bravas</i>	216
Figura 73 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Antes de la implementación] ..</i>	223
Figura 74 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Enero]</i>	223
Figura 75 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Febrero]</i>	224
Figura 76 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Marzo]</i>	224
Figura 77 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Abril]</i>	225
Figura 78 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Mayo]</i>	225
Figura 79 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Junio]</i>	226
Figura 80 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Julio]</i>	226
Figura 81 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Agosto]</i>	227
Figura 82 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Setiembre]</i>	227
Figura 83 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Octubre]</i>	228
Figura 84 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Noviembre]</i>	228
Figura 85 <i>Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Diciembre]</i>	229
Figura 86 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Antes de la implementación]</i>	229
Figura 87 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Enero]</i>	230
Figura 88 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Febrero]</i>	230
Figura 89 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Marzo]</i>	231
Figura 90 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Abril]</i>	231
Figura 91 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Mayo]</i>	232
Figura 92 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Junio]</i>	232
Figura 93 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Julio]</i>	233
Figura 94 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Agosto]</i>	233
Figura 95 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Setiembre]</i>	234
Figura 96 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Octubre]</i>	234
Figura 97 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Noviembre]</i>	235
Figura 98 <i>Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Diciembre]</i>	235

Figura 99 <i>Modelo tridimensional de labores mineras – Antes del año de implementación.</i>	236
Figura 100 <i>Modelo tridimensional de labores mineras – Fin de primer año de implementación</i>	236
Figura 101 <i>Visita de campo para el presupuesto- Labores de desarrollo.....</i>	237
Figura 102 <i>Visita de campo para el presupuesto- Labores de Exploración</i>	237
Figura 103 <i>Visita de campo multidisciplinaria para la implementación del método.....</i>	238
Figura 104 <i>Visita de campo multidisciplinaria para la implementación del método.....</i>	238

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de variables	26
Tabla 2 Condiciones para la aplicación del método Corte y Relleno	36
Tabla 3 Parámetros geológicos (Potencia, Continuidad y Orientación)	40
Tabla 4 Criterios y aplicaciones del sistema de clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating).....	41
Tabla 5 Clasificación geomecánica de la masa rocosa según RMR	42
Tabla 6 Métodos explotación para el tipo de yacimiento para la forma y potencia	48
Tabla 7 Métodos de explotación para el tipo de yacimiento por la orientación y distribución de leyes.....	48
Tabla 8 Métodos de explotación por condiciones de mineral	49
Tabla 9 Métodos de explotación por condiciones Geomecánicas del Techo	49
Tabla 10 Métodos de explotación por condiciones geomecánicas de la Caja Piso	50
Tabla 11 Factores que influyen en la estabilidad de labores subterráneas	51
Tabla 12 Dimensiones programadas de labores convencionales	83
Tabla 13 Dimensiones programadas de labores semi mecanizadas.....	88
Tabla 14 Parámetros geológicos del yacimiento	91
Tabla 15 Resumen de las propiedades de roca intacta para cada UGM	91
Tabla 16 Métodos explotación para el tipo de yacimiento para la forma y potencia	92
Tabla 17 Métodos de explotación para el tipo de yacimiento por la orientación y distribución de leyes.....	93
Tabla 18 Método de explotación por condiciones geomecánicas del mineral	94
Tabla 19 Método de explotación por condiciones geomecánicas del Techo	94
Tabla 20 Método de explotación por condiciones geomecánicas del Piso.....	95
Tabla 21 Ranking para la selección del método de explotación – Compañía Minera Las Bravas	96
Tabla 22 Comparación de parámetros de dilución	98
Tabla 23 Parámetros de perforación y voladura en labores de avances convencionales....	102
Tabla 24 Parámetros de perforación y voladura en labores de producción convencional..	103
Tabla 25 Parámetros de Perforación y Voladura en Labores de Producción Semi Mecanizadas	105
Tabla 26 Parámetros de Perforación y Voladura en Labores de Avances Semi Mecanizadas	106
Tabla 27 Cuadro de consumo de madera en secciones convencionales.....	109
Tabla 28 Cuadro de consumo de madera en secciones semi mecanizadas	112

Tabla 29 <i>Tipos de Sostenimiento Aplicados Según Labor y Tipo de Roca en la Compañía Minera Las Bravas</i>	117
Tabla 30 <i>Ingreso de aire fresco en labores convencionales</i>	135
Tabla 31 <i>Salida de aire viciado en labores convencionales</i>	136
Tabla 32 <i>Diferencia de ingresos y salidas</i>	136
Tabla 33 <i>Requerimiento actual de aire por personal</i>	137
Tabla 34 <i>Requerimiento actual de aire por temperatura</i>	137
Tabla 35 <i>Requerimiento actual de aire por consumo de madera</i>	138
Tabla 36 <i>Requerimiento actual de aire por consumo de explosivo</i>	138
Tabla 37 <i>Requerimiento actual de aire por fugas</i>	139
Tabla 38 <i>Requerimiento de aire actual total</i>	139
Tabla 39 <i>Cobertura de aire en operación convencional</i>	140
Tabla 40 <i>Requerimiento de aire por personal en operación semi mecanizada</i>	143
Tabla 41 <i>Requerimiento de aire por equipos diésel en operación semi mecanizada</i>	144
Tabla 42 <i>Requerimiento de aire por temperatura en operación semi mecanizada</i>	144
Tabla 43 <i>Requerimiento de aire por consumo de madera en operación semi mecanizada</i> ..	145
Tabla 44 <i>Requerimiento de aire por fugas en operación semi mecanizada</i>	145
Tabla 45 <i>Balance y cobertura en operación semi mecanizado</i>	146
Tabla 46 <i>Requerimiento de aire comprimido en operación convencional</i>	148
Tabla 47 <i>Requerimiento de aire comprimido en operación semi mecanizada</i>	149
Tabla 48 <i>Cálculo de requerimiento de agua en operación convencional</i>	152
Tabla 49 <i>Cálculo de requerimiento de agua en operación semi mecanizada</i>	152
Tabla 50 <i>Variables del yacimiento según método de explotación</i>	153
Tabla 51 <i>Generalidades operativas del ciclo de minado</i>	153
Tabla 52 <i>Variables de producción: convencional vs. semi mecanizado</i>	154
Tabla 53 <i>Comparación de parámetros de perforación y voladura</i>	154
Tabla 54 <i>Comparación de parámetros de ventilación</i>	154
Tabla 55 <i>Comparación de equipos y tiempos de limpieza</i>	155
Tabla 56 <i>Comparación de sostenimiento en labores mineras</i>	155
Tabla 57 <i>Comparación del proceso de relleno</i>	155
Tabla 58 <i>Resumen del ciclo de minado por operación unitaria</i>	156
Tabla 59 <i>Cálculo de personal y equipos LDH zona Cola Cambio</i>	157
Tabla 60 <i>Cálculo de personal y equipos LDH la zona Alto Planta</i>	157
Tabla 61 <i>Cálculo de personal y equipos LDH zona Cola Cambio</i>	158
Tabla 62 <i>Cálculo de personal y equipos LDH zona alto planta y cambio</i>	159

Tabla 63 <i>Rehabilitación zona cola cambio</i>	160
Tabla 64 <i>Rehabilitación zona alto planta – cambio</i>	161
Tabla 65 <i>Personal de supervisión y soporte para ambas zonas</i>	161
Tabla 66 <i>HeadCount Consolidado – Zona Cola Cambio</i>	162
Tabla 67 <i>HeadCount Consolidado – Zona Alto Planta - Cambio</i>	163
Tabla 68 <i>Recursos Minerales</i>	164
Tabla 69 <i>Recursos por categorías en Veta Cambio</i>	165
Tabla 70 <i>Reservas mineras por zona</i>	165
Tabla 71 <i>Presupuesto o Budget</i>	166
Tabla 72 <i>Programa de producción de tajos</i>	168
Tabla 73 <i>Programa de labores de desarrollo por mes y zona</i>	168
Tabla 74 <i>Avance mensual de labores de preparación por zona</i>	169
Tabla 75 <i>Avance mensual de labores de exploración por zona</i>	169
Tabla 76 <i>Avance mensual de labores de infraestructura por zona</i>	169
Tabla 77 <i>Resumen mensual de avances</i>	170
Tabla 78 <i>Producción mensual por Tajos y Avances-Año</i>	170
Tabla 79 <i>Generación y consumo mensual por zona</i>	176
Tabla 80 <i>Costos Operativos por Proceso: Semi Mecanizado vs. Convencional</i>	180
Tabla 81 <i>Presupuesto Anual Semi Mecanizado en tajos</i>	182
Tabla 82 <i>Presupuesto de Producción y Avances 2025</i>	183
Tabla 83 <i>Cash Cost Semimecanizado</i>	184
Tabla 84 <i>CAPEX Operativo Anual</i>	186
Tabla 85 <i>Evaluación financiera del CAPEX</i>	187
Tabla 86 <i>Situación actual de la producción en la Compañía Minera Las Bravas</i>	190
Tabla 87 <i>Resumen del ciclo de minado por operación unitaria</i>	190
Tabla 88 <i>Parámetros geológicos del yacimiento</i>	191
Tabla 89 <i>Parámetros geomecánicos de las UGM</i>	191
Tabla 90 <i>Ranking para la selección del método de explotación - CIA Las Bravas</i>	192
Tabla 91 <i>Determinación del Cutt Off de Recursos</i>	193
Tabla 92 <i>Parámetros de dilución en ambos métodos</i>	194
Tabla 93 <i>Costos Operativos por Proceso: Semi Mecanizado vs. Convencional</i>	195
Tabla 94 <i>Matriz de consistencia</i>	212

INTRODUCCIÓN

En la minería subterránea, la elección del método de explotación constituye un factor determinante para garantizar la seguridad, optimizar la productividad y asegurar la rentabilidad de la operación. En yacimientos de vetas angostas y condiciones geomecánicas complejas, el control de la dilución, el sostenimiento y la eficiencia del ciclo de minado se convierten en desafíos críticos que demandan soluciones innovadoras.

La Compañía Minera Las Bravas, ubicada en Caravelí – Arequipa, desarrolla sus operaciones con el método de corte y relleno ascendente convencional, el cual, aunque ha permitido sostener la producción, presenta limitaciones reflejadas en baja producción, productividad, mayores costos unitarios y riesgos operativos. Frente a ello, esta investigación plantea implementar el corte y relleno ascendente semi mecanizado como alternativa eficiente y rentable para elevar la producción de 120 a 350 toneladas por día, optimizar los procesos de perforación, voladura, acarreo, y mejorar la seguridad.

La investigación adopta un enfoque descriptivo, explicativo y correlacional, basado en el análisis de parámetros geológicos y geomecánicos, la evaluación de la dilución y la comparación de costos entre el sistema convencional y el semi mecanizado. Para ello, se aplican herramientas de planeamiento minero y técnicas de procesamiento de datos que permiten medir la viabilidad y el impacto en los indicadores técnicos y económicos.

Este estudio demuestra que la mecanización en vetas angostas incrementa la productividad, reduce costos y mejora la sostenibilidad y competitividad de la empresa.

Para una mejor comprensión y desarrollo, el presente trabajo se ha estructurado de la siguiente manera:

Capítulo I: Contempla el proyecto de investigación, en el cual se desarrolla el planteamiento y la descripción del problema, los objetivos del estudio, su justificación, la delimitación y el alcance, además de las hipótesis, variables e indicadores, incluyendo su respectiva operacionalización de variables.

Capítulo II: Abarca el marco teórico, el cual considera los antecedentes relevantes de la investigación, los fundamentos teóricos que la sustentan y la definición de los principales conceptos involucrados en el estudio.

Capítulo III: Incluye el tipo y nivel de investigación, los métodos utilizados, las técnicas e instrumentos de recolección de datos, el procesamiento estadístico y la definición de la población y muestra, centradas en el sistema de explotación minera de la Compañía Minera Las Bravas.

Capítulo IV: Incluye el análisis y características del método de minado semi mecanizado en comparación con el convencional; además, detalla los recursos técnicos, operativos y económicos necesarios para su implementación. Este análisis permite evaluar su viabilidad y potencial mejora de la producción dentro de la unidad minera.

Capítulo V: Incluye los resultados y su discusión obtenidos a partir de la implementación proyectada del método de minado semi mecanizado. Se presentan comparaciones clave con el método convencional, considerando indicadores técnicos, económicos y operativos que respaldan la propuesta.

Finalmente, se presentan las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y los anexos correspondientes al presente estudio.

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo evaluar la implementación del método de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado en la Compañía Minera Las Bravas, ubicada en Caravelí – Arequipa, como alternativa para mejorar la productividad. La investigación se llevó a cabo partiendo del conocimiento del método de explotación actual, para luego realizar un análisis de parámetros geológicos y geomecánicos, aplicando el criterio de Nicholas para la selección del método, complementado con el cálculo de dilución y la evaluación comparativa de costos operativos entre el esquema convencional y el semi mecanizado. La metodología es de tipo aplicada, de nivel descriptiva explicativa y correlacional, con un diseño no experimental y transversal. Los resultados obtenidos evidencian que la geología y las condiciones geomecánicas justifican la aplicación del método de corte y relleno ascendente. Asimismo, la dilución operativa se mantuvo dentro de rangos aceptables (13% en convencional y 20% en semi mecanizado), asegurando que la ley diluida se ubique por encima de la ley de corte (2.33 g/t). En términos económicos, el método semi mecanizado registró un costo operativo unitario de 42.48 \$/t, valor significativamente menor al del convencional (88.90 \$/t), representando un ahorro del 52.22 %. Del mismo modo, la producción mensual se incrementó de 120 tpd a 350 tpd, lo que demuestra una eficiencia productiva. Los hallazgos confirman que la implementación del método de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado constituye una alternativa viable para la explotación de vetas angostas, contribuyendo al incremento de la productividad, la reducción de costos y la sostenibilidad.

Palabras claves: Corte y relleno ascendente, Dilución, Costos operativo, Productividad.

ABSTRACT

The present work aims to evaluate the implementation of the Semi-Mechanized Upward Cut and Fill method at Compañía Minera Las Bravas, located in Caravelí – Arequipa, as an alternative to improve productivity in the mining unit. The research was carried out starting from the knowledge of the mining method currently applied, and then performing a comprehensive analysis of geological and geomechanical parameters, applying Nicholas' criterion for method selection, complemented with the calculation of dilution and the comparative evaluation of operating costs between the conventional and semi-mechanized schemes. The methodology is applied, of descriptive, explanatory and correlational level, with a non-experimental and cross-sectional design. The results obtained show that the geology and geomechanical conditions justify the application of the Upward Cut and Fill method. Likewise, operational dilution remained within acceptable ranges (13% in conventional and 20% in semi-mechanized), ensuring that the diluted grade is above the cut-off grade (2.33 g/t). In economic terms, the semi-mechanized method recorded a unit operating cost of 42.48 \$/t, a value significantly lower than that of the conventional method (88.90 \$/t), representing a saving of 52.22%. In the same way, the monthly production increased from 120 tpd to 350 tpd, demonstrating a substantial improvement in productive efficiency. The findings confirm that the implementation of the Semi-Mechanized Upward Cut and Fill method constitutes a technically and economically viable alternative for the exploitation of narrow veins, contributing to increased productivity, cost reduction, and sustainability.

Keywords: Upward Cut and Fill, Dilution, Operating Costs, Productivity.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Planteamiento del Problema

1.1.1. Descripción del Problema

La minería subterránea en yacimientos de oro sigue siendo un pilar fundamental de la economía global, al proveer un recurso esencial para las diferentes industrias. En América Latina, y particularmente en el Perú, el oro ocupa un lugar destacado entre los productos de exportación, y en este contexto. En este escenario, la Compañía Minera Las Bravas, ubicada en Caravelí – Arequipa, viene trabajando con el método de corte y relleno ascendente convencional, un sistema que, si bien ha permitido mantener las operaciones, muestra varias limitaciones. La extracción y transporte del mineral se realizan todavía con equipos manuales y carretillas, lo que genera baja productividad, altos costos y riesgos elevados para los trabajadores. Estas condiciones dificultan que la empresa dé el salto hacia la mediana minería, un objetivo clave en su crecimiento.

Los estudios geológicos recientes confirman que la mina dispone de recursos suficientes para ampliar la capacidad de procesamiento de la planta, pasando de 120 a 350 toneladas por día. Sin embargo, mantener los métodos convencionales de explotación representaría un serio obstáculo para alcanzar dicha meta, pues la empresa se vería enfrentada a mayores costos operacionales, pérdidas por dilución y riesgos de incumplir con las proyecciones de producción. De persistir esta situación, se comprometería no solo la rentabilidad operativa, sino también la sostenibilidad de la compañía en un mercado cada vez más exigente en términos de eficiencia y seguridad.

Para mejorar la producción de la Compañía, resulta necesario implementar un método de explotación que se adapte de manera óptima a las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento, considerando también otros factores clave para la selección del sistema de minado. Esta alternativa fue considerada la más adecuada, dado que permite alcanzar una recuperación prácticamente total del mineral, se caracteriza por su alta selectividad, ofrece condiciones seguras de trabajo, facilita el proceso de mecanización y se adapta a las particularidades geológicas del yacimiento.

En este marco, el presente estudio adquiere plena pertinencia frente a la coyuntura actual y responde a los objetivos empresariales establecidos dentro de la gestión minera, asegurando la coherencia entre la solución técnica planteada y los objetivos estratégicos de la compañía.

1.2. Formulación del Problema

1.2.1. Problema General

¿Cómo la aplicación del método de corte y relleno ascendente puede mejorar la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuál es la situación actual de la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa?
- ¿Cómo influyen los parámetros geológicos y geomecánicos en la selección del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado para mejorar la producción?
- ¿Cuál es la dilución en la implementación del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado en la mejora de la producción?
- ¿Cuáles son los costos operativos en la implementación del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado que contribuyen a mejorar la producción?

1.3. Objetivos de la Investigación

1.3.1. Objetivo General

- Proponer la implementación el método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado como alternativa para mejorar la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Conocer la situación actual de la producción en Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa.
- Identificar los parámetros geológicos y geomecánicos que influyen en la selección del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado para mejorar la producción.

- Determinar el nivel de dilución que se mantiene dentro de rangos aceptables en la implementación del método de corte y relleno ascendente semi mecanizado para mejorar la producción.
- Determinar los costos operativos asociados a la implementación del método de minado Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado.

1.4. Justificación e Importancia de la Investigación

1.4.1. Justificación de la Investigación

El presente trabajo se enfoca en aplicar y reforzar los conocimientos teóricos y prácticos sobre el método de explotación Corte y Relleno Ascendente, integrando información técnica obtenida a partir de una revisión bibliográfica actualizada de fuentes nacionales e internacionales. Este enfoque busca sustentar la propuesta de implementación del método semi mecanizado en la Compañía Minera Las Bravas, brindando una base teórica y operativa sólida. La investigación permitirá analizar los parámetros geológicos, geomecánicos y económicos que condicionan la aplicación del método, con el fin de optimizar la productividad y la seguridad en la explotación en vetas angostas. Asimismo, se contribuirá con información técnica que sirva como referencia para futuras investigaciones y proyectos en unidades mineras con características similares, reforzando el vínculo entre la teoría académica y la práctica profesional en el campo de la ingeniería de minas.

1.4.2. Importancia de la Investigación

Esta investigación es importante porque sus resultados podrán aplicarse y adaptarse a las distintas vetas y zonas de la Compañía Minera Las Bravas, permitiendo unificar y mejorar las prácticas de explotación subterránea. Se espera que, con la implementación del método propuesto, la empresa incremente su rentabilidad y mantenga una producción sostenible en el

tiempo, lo que también generará beneficios y mayor estabilidad para sus trabajadores.

Además, al ser un sistema eficiente, de bajo costo y alto rendimiento, su aplicación podría servir como referencia para otras operaciones mineras con condiciones similares, ampliando así su alcance e impacto.

1.5. Delimitación del Problema

1.5.1. Delimitación Temporal

El estudio se enmarca en un escenario proyectado, tomando como base la información técnica y operativa correspondiente al año 2024 y parte del año 2025.

1.5.2. Delimitación Espacial

El trabajo de investigación se realizó en los tajos de producción y labores de avance de la Compañía Minera las Bravas, situado geográficamente en el distrito de Chaparra, provincia Caravelí en la región Arequipa.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis Principal

La implementación del método de minado Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado permite mejorar la producción en Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa.

1.6.2. Hipótesis Específicas

- La situación actual de producción alcanza indicadores de producción poco significativas en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa

- La identificación adecuada de los parámetros geológicos y geomecánicos permite seleccionar y adaptar de manera óptima el método de corte y relleno ascendente semi mecanizado, generando un aumento en la productividad.
- La dilución en la implementación del método corte y relleno ascendente semi mecanizado se encuentra dentro de rangos aceptables para mejorar la recuperación de mineral.
- La implementación del método de corte y relleno ascendente semi mecanizado contribuye a disminuir los costos operativos unitarios y optimizar la rentabilidad de la Compañía Minera Las Bravas.

1.7. Variables e Indicadores

1.7.1. Variables Independientes

- Método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado.

1.7.2. Variables Dependientes

- Incremento de la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa.

1.7.3. Operacionalización de Variables

Tabla 1

Operacionalización de variables

VARIABLE		DESCRIPCIÓN	INDICADORES	ESCALA DE VALORACIÓN
Independiente	Método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado.	Parámetros geológicos	Potencia y continuidad de vetas	m
		Parámetros geomecánicos	Calidad de roca	Escala RMR
		Dilución	Porcentaje de dilución	%
		Método de explotación	Diseño del método	Secuenciamiento de minado
			Dimensionamiento	Sección de labores
			Equipos (tecnología)	Tipo y capacidad de equipos
		Costos operativos	Mano de Obra	\$/t
Suministros	\$/t			
Servicios de Terceros	\$/t			
Dependiente	Incremento de la producción	Selección del método de explotación	Método seleccionado	Tipo de método elegido
		Producción	Nivel de Producción	tpd, tpm y tpa
		Rentabilidad	Costo total	\$/t
			Margen de utilidad	% rentabilidad

Nota: Elaboración Propia

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la Investigación

2.1.1. *Antecedentes Internacionales*

Feng, F., Li, D., Li, X., Guo, Z., Wang, S., & Chen, Y. (2017) “Novel underhand cut-and-fill stoping method and mechanical analysis of overlying backfill”, Artículo International de Geomechanics Mining, 34(10), 700–724, provincia de Shandong, China. El estudio tuvo como objetivo diseñar y evaluar un nuevo método de explotación underhand cut-and-fill stoping sin subniveles, orientado a yacimientos con vetas angostas y condiciones geomecánicas adversas. La investigación, de tipo aplicada y con enfoque cuantitativo. Entre los resultados más importantes, se evidenció una reducción de la dilución del mineral del 14 % al 4 % y un incremento de la recuperación de 75 % a 92 %, mejorando además la eficiencia operativa y las condiciones de seguridad.

Como conclusión, los autores señalaron que este método constituye una alternativa viable y replicable en minas subterráneas con vetas angostas y alta inestabilidad geológica, al aportar beneficios técnicos, económicos y de seguridad para la operación minera.

2.1.2. *Antecedentes Nacionales*

Lazo y Henry (2015) “Implementación del método corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en Mina Julcani, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.”. Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo. El objetivo de la investigación fue analizar la implementación del método de explotación corte y relleno ascendente semimecanizado como alternativa al método convencional, con la finalidad de incrementar la productividad en vetas angostas de la unidad minera Julcani. La metodología de investigación se enmarcó en un diseño aplicado y comparativo, basado en la recolección de datos operativos y económicos de las operaciones, contrastando indicadores de productividad, costos unitarios y rendimiento de equipos entre el sistema convencional y el semimecanizado. Los resultados confirmaron que el método semi mecanizado es el más adecuado para esta operación, alcanzando una productividad del 16,80 % en función de toneladas de mineral por hora-guardia, frente al 6,72 % obtenido con el método convencional. Asimismo, el costo unitario total de explotación con la opción semi mecanizada fue de 22,72 \$/t, lo que representó un beneficio económico de 3,41 \$/t, validando su factibilidad técnica y económica. En conclusión, los autores señalaron que el método semimecanizado resultó ser una alternativa viable para operaciones subterráneas con vetas angostas, al aportar beneficios tanto en productividad como en seguridad y rentabilidad para la compañía.

Cayra Humpire, Yuberlyn Washington (2019) “Control de la dilución en el método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizado mediante circado en la Unidad Minera

Parcoy de Cía. Consorcio Minero Horizonte”. Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano Puno, Perú. El objetivo principal de este estudio fue determinar el nivel de dilución presente en la explotación por el método de Corte y Relleno Ascendente mecanizado mediante circado, aplicado en la Unidad Minera Parcoy. La metodología de investigación se enmarcó en un diseño aplicado y descriptivo, basado en la recopilación de datos de campo, análisis de secciones de explotación y evaluación de la dilución generada en distintos frentes de minado, comparando los resultados antes y después de la aplicación del circado. Los resultados evidenciaron que la implementación de esta técnica permitió reducir la dilución del mineral de valores superiores al 15 % a porcentajes cercanos al rango aceptable de 7 %, mejorando la recuperación del mineral y optimizando el control geomecánico en la explotación. En conclusión, el autor destacó que la aplicación del circado constituye una herramienta práctica y eficiente para disminuir la dilución en labores con corte y relleno mecanizado, aportando beneficios en productividad, control de calidad del mineral y rentabilidad operativa.

Matos Rojas, Ken (2022) “Aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en la veta Ximena, Compañía Minera Alpayana”. Tesis de pregrado, Universidad Continental, Huancayo, Perú. La investigación tuvo como objetivo incrementar la productividad en los niveles 18 y 19 de la veta Ximena de la Compañía Minera Alpayana, mediante la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente semi mecanizado. La metodología de investigación se enmarcó en un diseño aplicado y descriptivo, en el que se recopilaron datos de campo y reportes de producción, comparando los indicadores técnicos y económicos obtenidos con el sistema convencional frente al sistema semimecanizado. Los resultados fueron notables: la producción mensual pasó de 2 450 tpm con el método convencional a 5 400 tpm con el método semi mecanizado,

lo que representa un incremento del 44 %. Este cambio evidenció que la implementación del método permite un aprovechamiento más eficiente de los recursos y un aumento sustancial de la capacidad productiva. En conclusión, el autor destacó que la aplicación del método semimecanizado en la veta Ximena constituye una alternativa eficiente para operaciones en vetas angostas, al mejorar la productividad, reducir costos y fortalecer la seguridad operativa.

Condori Ccama, Luis Miguel (2022) “Minimización de costos de explotación con el método de corte y relleno ascendente mecanizado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa”. Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú. El estudio tuvo como propósito reducir los costos de explotación aurífera en el Tajeo San Juan de la Unidad Minera Esperanza, ubicada en Caravelí – Arequipa. La metodología de investigación se desarrolló bajo un diseño aplicado y descriptivo. Mediante la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente mecanizado, se logró disminuir el costo de explotación de 28,66 \$/t a 25,84 \$/t, generando un ahorro de 2,82 \$/t. Esta reducción representó una mejora significativa en la eficiencia económica de la operación, reafirmando la conveniencia de adoptar sistemas mecanizados en la minería subterránea. En conclusión, la implementación del método de corte y relleno ascendente mecanizado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí optimiza costos, mejora la productividad y aporta a la sostenibilidad de la operación.

Melgar Astete, Manuel Antonio (2024) “Implementación del método de explotación corte y relleno ascendente en la productividad operativa de la Unidad Minera Yeta Negra – Huacho 2024”. Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú. Esta investigación tuvo como objetivo general determinar la influencia de la implementación del método de corte y relleno ascendente en la productividad operativa. La metodología de investigación se basó en un diseño aplicado y descriptivo. Los resultados demostraron que la aplicación de este método generó un impacto positivo, evidenciado en el

incremento de la productividad de 0.11 t/\$ a 0.14 t/\$, lo que mejoró los márgenes utilitarios netos de la empresa. Asimismo, se alcanzó un aumento en el cumplimiento porcentual de 86.86% a 98.23%, un crecimiento de la producción de 14,292.8 toneladas a 15,075.0 toneladas y una reducción de los costos unitarios de 82.64 \$/t a 80.23 \$/t. En conclusión, el autor señaló que la aplicación del método de corte y relleno ascendente contribuyó significativamente a mejorar la productividad y rentabilidad de la operación, confirmando su viabilidad técnica y económica en la unidad minera.

2.1.3. Antecedentes Locales

Moscoso Motta, Fernando (2024). “Análisis geomecánico para el sostenimiento de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas, Caravelí – Arequipa, 2022.” Tesis de grado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Cusco, Perú. Esta investigación tuvo como objetivo caracterizar el macizo rocoso de las galerías G01 y G02 del nivel 1820 de la Compañía Minera Las Bravas, con el propósito de determinar las condiciones geomecánicas y definir el sostenimiento adecuado para garantizar la estabilidad de las labores subterráneas. Se aplicaron métodos empíricos y analíticos de clasificación del macizo rocoso (RMR, índice Q y sistema GSI), complementados con ensayos de compresión simple (UCS) y mapeos estructurales. Con la información obtenida se efectuó el modelamiento mediante los softwares Dips (análisis de discontinuidades) y Unwedge (evaluación de cuñas). La metodología de investigación se basó en un diseño aplicado y descriptivo correlacional. Los resultados evidenciaron la presencia de cuñas críticas, particularmente en el techo de la galería G01, por lo que se propuso la instalación de pernos de anclaje en zonas puntuales y críticas. El autor concluyó que la combinación de herramientas empíricas y analíticas permitió caracterizar de manera precisa la calidad del macizo rocoso y seleccionar el sostenimiento más eficiente, mejorando la seguridad operativa.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. La Minería Subterránea y su Importancia en el Perú

La minería subterránea, comprende todas aquellas excavaciones que se desarrollan bajo la superficie con el objetivo de extraer minerales que no pueden ser aprovechados mediante una explotación a tajo abierto. Este tipo de minería requiere un diseño meticuloso, ya que busca garantizar no solo la eficiencia tecnológica, sino también la sostenibilidad y la viabilidad económica de la operación.

De acuerdo Herrera Herbert (2019) su aplicación depende de diversos factores, entre los que destacan la naturaleza del depósito mineralizado, la potencia y forma del yacimiento, la distribución de la mineralización y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Además, es indispensable considerar las disposiciones normativas vigentes, así como la manera en que se planificará el cierre y la restauración de la mina una vez finalizada su vida útil.

La explotación subterránea no solo implica la construcción de accesos como galerías, rampas o chimeneas, sino también la instalación de infraestructura para ventilación, sostenimiento, drenaje, energía y servicios. Todo ello busca asegurar que la extracción sea segura, rentable y con un adecuado control de la recuperación del mineral y de la dilución. En este sentido, una mina subterránea es el resultado de un equilibrio entre técnica, economía y sostenibilidad, que permite aprovechar los recursos minerales sin dejar de lado la seguridad de los trabajadores y el respeto por el entorno.

En el Perú, la minería subterránea tiene gran importancia, especialmente en la explotación de yacimientos auríferos polimetálicos, donde predominan vetas estrechas e irregulares. Según datos del Ministerio de Energía y Minas, MINEM (2023), cerca del 40%

de la producción aurífera nacional proviene de minas subterráneas, consolidando su rol estratégico en la economía y en el mercado internacional del oro.

De esta manera, la minería subterránea no solo constituye una alternativa técnica para la explotación de cuerpos minerales profundos, sino también una actividad clave para la sostenibilidad económica de empresas mineras que buscan mantener una producción competitiva en mercados exigentes, como es el caso de la Compañía Minera Las Bravas.

2.2.2. Métodos de Explotación Subterránea

Según Hustruild y Bullock (2001), la minería subterránea ha desarrollado, a lo largo del tiempo, distintos métodos de explotación que buscan adaptarse a la forma del yacimiento, a la calidad del macizo rocoso y a los objetivos de producción de cada empresa. La elección depende de factores como la geometría del mineral, la estabilidad del macizo rocoso, la inclinación de las vetas, los costos económicos y, por supuesto, la seguridad de los trabajadores.

Según Nicholas (1981), se deben considerar en un proceso de selección los métodos siguientes:

- Open pit (Tajo abierto): Se extrae el mineral desde la superficie retirando el material estéril y luego el mineral; es común en yacimientos amplios y superficiales.
- Block caving (Hundimiento por bloques): Son grandes secciones de roca se socavan y colapsan por gravedad, permitiendo una extracción masiva y continua.
- Sublevel stoping (Realce por subniveles): El mineral se voladura por etapas y se retira progresivamente, dejando espacios abiertos.

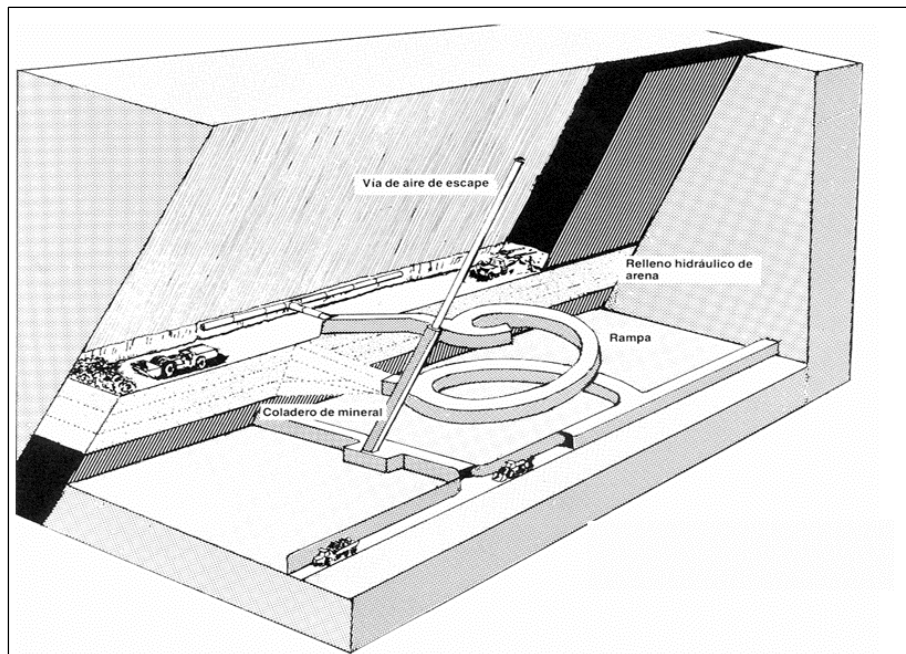
- Sublevel caving (Hundimiento por subniveles): El mineral se extrae mientras el terreno superior va cediendo gradualmente.
- Longwall (Largo Tajo o minado de pared larga): Se usa sobre todo en vetas extensas (como el carbón), extrayendo de forma continua en un frente lineal.
- Room and Pilar (cámaras y pilares): Se dejan pilares de roca para sostener el techo, pudiendo retirarse después según la estabilidad.
- Shrinkage stoping (realce por almacenamiento): El mineral volado se acumula dentro de la labor y se retira por tolvas y ventanas.
- Cutt and fill (Corte y relleno): Se avanza por etapas, retirando mineral y rellenando los vacíos para mantener la estabilidad.
- Top slicing (Hundimiento por niveles superiores): Se extrae el mineral por pisos sucesivos, dejando que la roca superior colapse controladamente.
- Square-set stoping (realce con cuadros de madera): Se usa estructura de madera o metálica para sostener el techo en zonas de roca débil.

En el caso de la Compañía Minera Las Bravas, se utiliza actualmente el método de corte y relleno ascendente convencional, lo que ha permitido mantener las operaciones, pero con limitaciones en productividad, infraestructura, costos y seguridad.

2.2.3. Método de Explotación de Corte y Relleno

Figura 1

Método de explotación Corte y Relleno Ascendente



Nota. Herbert (2020).

En la Figura 1 se muestra el método de corte y relleno, el cual, es uno de los métodos de explotación subterránea más utilizados en yacimientos filonianos, angostos o de geometría irregular. Se basa en la extracción selectiva del mineral por tajos horizontales, que se van desarrollando de abajo hacia arriba. A medida que se avanza, los espacios vacíos son rellenos con material estéril, desmonte o relleno cementado, lo que permite dar soporte al macizo rocoso, controlar la estabilidad del terreno y garantizar la seguridad en las labores mineras. De acuerdo a Hustruild y Bullock (2001), este principio de trabajar con sostenimiento progresivo lo convierte en un método altamente seguro y con bajos niveles de subsidencia en superficie.

La Tabla 2 muestra las condiciones geométricas y geotécnicas que orientan la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente, según los criterios de Barrionuevo

(2009). Estos valores representan parámetros óptimos de referencia; sin embargo, en la unidad minera analizada se registran condiciones ligeramente menores (0.2 a 2 metros). Aun así, sirven como guía técnica para comprender y sustentar la elección del método en función de las particularidades del yacimiento.

Tabla 2

Condiciones para la aplicación del método Corte y Relleno

1. Geometría del yacimiento	Aceptable	Óptimo
1.1. Forma	Cualquiera	Tabular
1.2. Potencia	Cualquiera	> 3 m
1.3. Buzamiento	> 30°	> 60°
1.4. Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
1.5. Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos Geotécnicos	Aceptable	Óptimo
2.1. Resistencia (Techo)	> 30 MPa	> 50 MPa
2.2. Resistencia (Mena)	s/profundidad	> 50 MPa
2.3. Fracturación (Techo)	Alta – Media	Media – Baja
2.4. Fracturación (Mena)	Media – Baja	Baja
2.5. Campo tensional In Situ (Prof.)	Cualquiera	< 1000 m
2.6. Comportamiento tenso-deform.	Elástico	Elástico

Nota: Barrionuevo (2009)

2.2.3.1. Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional.

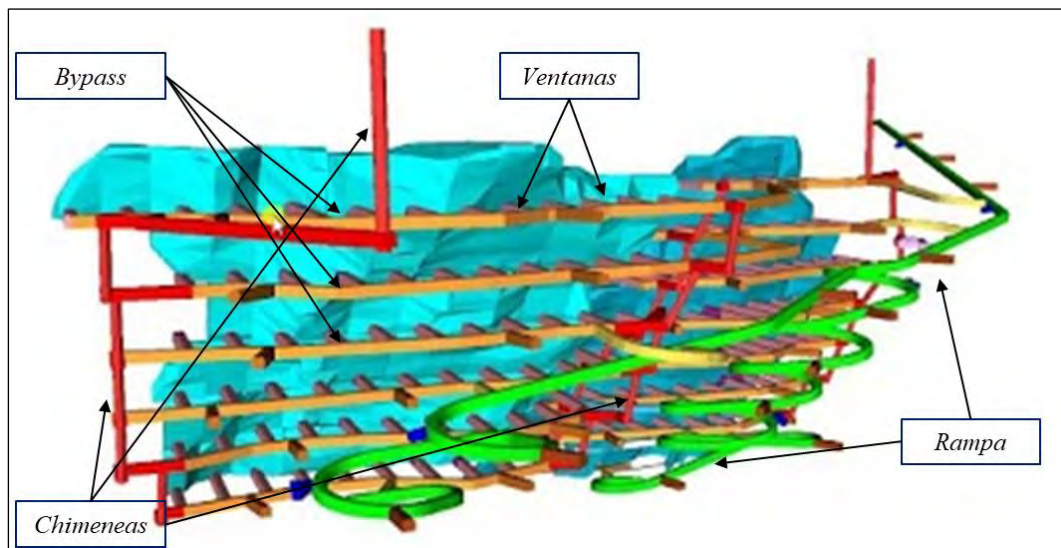
La explotación se inicia a partir de franjas horizontales, en la parte inferior del tajo, ubicadas mediante un sistema de galerías o en otros casos Bypass que siguen una orientación paralela al cuerpo mineral a extraer. El proceso comienza desde la parte baja del tajo y progresa de manera vertical. Durante el desarrollo del ciclo de minado, es posible trabajar en varios frentes simultáneamente. Según Guevara Suarez (2019), “cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno) que sirve como piso de trabajo para obreros y permite sostener las paredes del caserón”

Como material de relleno se emplea principalmente material detrítico, proveniente del desmonte generado en las labores de desarrollo, como rampas y bypass. Este material es conducido a la franja horizontal a través de una chimenea de transferencia y, posteriormente, distribuido manualmente con carretillas. El proceso continúa hasta lograr el llenado completo de la sección, es decir, hasta alcanzar el tope del espacio disponible.

2.2.3.2. Método de Explotación de Corte y Relleno Semi Mecanizado.

Figura 2

Método de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado



Nota: Adaptado del *Curso de Métodos de Explotación Subterránea basado en la clasificación de Nicholas*, Nube Minera (2019).

A diferencia del método de corte y relleno ascendente convencional, la incorporación progresiva de tecnologías y equipos mecanizados en las operaciones representa una alternativa innovadora que ofrece mayor versatilidad y eficiencia dentro del ciclo de minado.

La aplicación del método de corte y relleno ascendente semi mecanizado se basa con el uso maquina perforadora Jack Leg para la actividad de perforación y el uso de scooptram

para la limpieza del material. La mecanización de estos procesos, exige condiciones óptimas en la rampa operativa, que garanticen un tránsito eficiente hacia la estructura o galería a lo largo del rumbo de la veta y la extensión del tajo. En cuanto a las labores de relleno con material estéril, se emplea la misma maquinaria utilizada previamente en las actividades de desmonte.

Si bien este método demanda un mayor tiempo de preparación, la eficiencia operativa que ofrece la mecanización permite compensar los tiempos muertos característicos del método convencional.

2.2.4. Parámetros Geológicos y Geomecánicos en la Selección del Método de Explotación

La elección del método de explotación en minería subterránea depende en gran medida de las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento. Factores como la potencia, continuidad y orientación de las vetas, junto con la calidad y comportamiento del macizo rocoso, determinan la estabilidad, seguridad y eficiencia del minado. Comprender estos parámetros permite adaptar la técnica de explotación a la realidad del terreno, logrando operaciones más seguras, productivas y sostenibles.

2.2.4.1. Influencia de la Potencia, Continuidad y Orientación de las Vetas.

Según Hartman y Mutmanský (2002), en minería subterránea, la potencia, continuidad y orientación de las vetas son factores determinantes para seleccionar el método de explotación más adecuado y planificar las labores de minado.

La potencia de la veta, condiciona directamente la geometría y la explotación de los tajos. Cuando se trata de vetas angostas, los métodos convencionales suelen ser poco eficientes debido a las pérdidas por dilución y a la dificultad de emplear equipos

mecanizados. En estos casos, el corte y relleno, particularmente en su variante semi mecanizada, permite adaptar el tamaño del tajo a la potencia real de la veta, reduciendo la extracción de material estéril y optimizando la recuperación del mineral. Por el contrario, en vetas de mayor espesor, la mecanización es más viable, ya que existe mayor espacio para la operación de equipos trackless (scooptram, dumpers), logrando incrementos significativos en productividad.

Según Hustruild y Bullock (2001), la continuidad de la veta también es un factor importante. Vetas o la mineralización continua y bien definidas permiten planificar la explotación a largo plazo, diseñando un secuenciamiento ordenado y estable que asegura una producción sostenida. Sin embargo, cuando la continuidad es irregular o presenta interrupciones frecuentes (fallas, cambios litológicos, presencia de panizo o zonas estériles), el método debe ser flexible y selectivo, evitando que se generen huecos inestables o pérdidas innecesarias de mineral. El corte y relleno ascendente se adapta bien a estas condiciones, ya que permite explotar bloques definidos de forma progresiva y controlada

Según Mathews, Hoek y Stewart (1981), la orientación de las vetas (buzamiento), este influye en la disposición de los tajos, la dirección del avance, infraestructura de la mina y el diseño de las labores auxiliares (rampas, chimeneas, cruceros, galerías y accesos). En vetas con buzamiento pronunciado, el corte y relleno ascendente resulta ventajoso porque aprovecha la gravedad para la extracción del mineral, así también, facilita el relleno del vacío generado. En cambio, en vetas de menor buzamiento, la extracción se vuelve más dificultosa y puede requerir variantes adaptadas o métodos combinados para mantener la eficiencia.

Tabla 3*Parámetros geológicos (Potencia, Continuidad y Orientación)*

Parámetro	Condición	Efectos sobre la explotación	Método más adecuado
Potencia	< 1.5 m	Alta dilución, baja selectividad	Corte y relleno convencional o semi mecanizado
Potencia	> 2.0 m	Mayor espacio para mecanización	Semi mecanizado o mecanizado
Continuidad	Alta	Planificación sostenible	Semi mecanizado / mecanizado
Continuidad	Baja	Avance flexible y selectivo	Corte y relleno convencional/semi mecanizado
Orientación	Buz. alto	Favorece la extracción, el relleno	Corte y relleno ascendente
Orientación	Buz. bajo	Mayor dificultad en relleno y transporte	Métodos combinados o adaptados

Nota: Villa (2017)

De acuerdo Villa (2017), estos parámetros no solo influyen en la productividad y resultados de la operación, sino también en las condiciones de seguridad, recuperación del mineral y costos operativos, lo que los convierte en un eje fundamental en la toma de decisiones operativas, técnicas y económicas en minería subterránea

2.2.4.2. Importancia de la Calidad de Roca.

Según Bieniawski (1989), la calidad de la roca es un factor importante y decisivo en la selección del método de explotación, ya que determina la estabilidad de las cajas, labores subterráneas y el tipo de soporte requerido. Una de las clasificaciones más utilizadas para evaluar esta condición es el Rock Mass Rating (RMR), desarrollado por Bieniawski en 1973, el cual combina parámetros como la resistencia de la roca intacta, la orientación de discontinuidades, el estado de las juntas y las condiciones de agua subterránea.

Tabla 4*Criterios y aplicaciones del sistema de clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating)*

Criterio	RMR (Rock Mass Rating)
Origen	Desarrollado por Bieniawski (1973)
Parámetros considerados	Resistencia de la roca intacta. RQD (Índice de calidad de la roca). Espaciamiento de discontinuidades. Condiciones de juntas. Agua subterránea. Orientación de discontinuidades.
Escala de valoración	De 0 - 100
Aplicación principal	Selección de método de explotación, elección y diseño de sostenimiento y estabilidad general de excavaciones.
Ventajas	Fácil de aplicar en campo. Amplio uso en minería y obras civiles. Buena correlación con métodos de explotación.
Limitaciones	Menos preciso para sostenimiento complejo. Puede sobreestimar estabilidad en macizos heterogéneos.

Nota: Bieniawski (1973)

En minería subterránea, un valor de RMR alto (superior a 60) indica que la roca es competente, lo que permite trabajar con menores requerimientos de sostenimiento y aplicar métodos más mecanizados. En cambio, según Hoek y Brown (1997), los valores bajos de RMR (menores a 40) reflejan condiciones geomecánicas deficientes, que demandan sistemas de explotación más selectivos y seguros, como el corte y relleno, para garantizar la estabilidad y seguridad de los trabajadores

Además, Villa (2017), afirma que el RMR se integra en el diseño de las labores al definir dimensiones de excavaciones, espaciado de sostenimiento y condiciones de ventilación. Esto implica que la correcta evaluación de la calidad de roca no solo incide en la seguridad de la operación, sino también en los costos y en la eficiencia global del proceso minero

El sistema RMR clasifica la masa rocosa en diferentes rangos de calidad, desde muy buena hasta muy mala, lo cual permite definir criterios de sostenimiento y explotación. Esta clasificación se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 5

Clasificación geomecánica de la masa rocosa según RMR

TIPO DE ROCA	CLASE	R.M.R.
Buena – A	II – A	71-80
Buena – B	II – B	61-70
Regular – A	III – A	51-60
Regular – B	III – B	41-50
Mala – A	IV – A	31-40
Mala – B	IV – B	21-30
Muy Mala	V	0-20

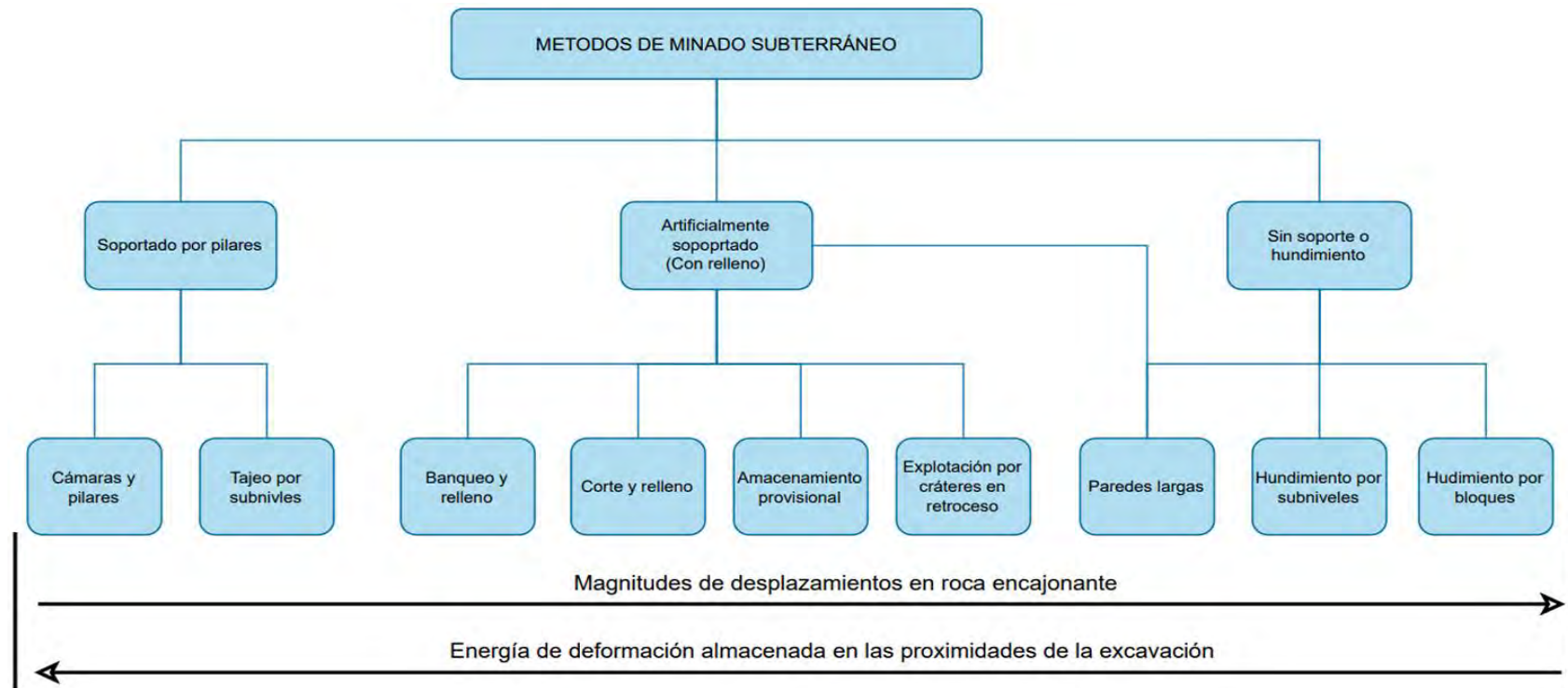
Nota: Área de geomecánica de la Compañía Minera Las Bravas

La Tabla 5 muestra la clasificación geomecánica de la masa rocosa presente en la Unidad Minera Las Bravas, obtenida a partir de los estudios realizados por el área de geomecánica. Esta información permite reconocer los tipos de roca predominantes en las labores de explotación y establecer los lineamientos técnicos para el diseño del sostenimiento en función de la calidad del macizo rocoso.

2.2.4.3. Criterios Geomecánicos para la Selección de Minado.

Figura 3

Clasificación de métodos de explotación según respuesta del macizo rocoso



Nota: Brown y Brady (2005)

Para el diseño geomecánico del método de minado un yacimiento de mineral puede ser minado mediante diferentes métodos de explotación, por esta razón, la selección y diseño del método de explotación debe ser el más apropiado para un determinado tipo de yacimiento.

A lo largo del tiempo, diversos autores han desarrollado metodologías para guiar esta selección, entre los que destacan:

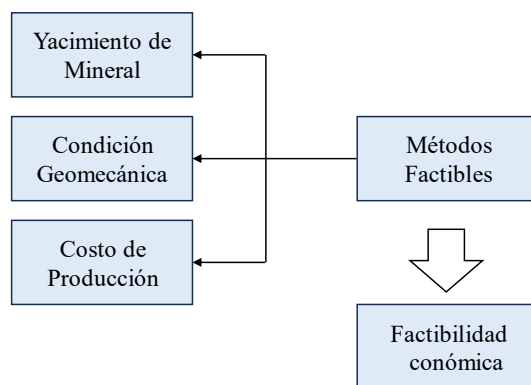
- Boshkov y Wright (1973), quienes propusieron una primera aproximación sistemática.
- Morrison (1976), con criterios orientados a la estabilidad y recuperación.
- Hartman (1987), quien integró factores económicos y técnicos.
- Laubscher (1981), con un enfoque en macizos rocosos débiles y la aplicación del caving.
- Nicholas (1981), que desarrolló un método práctico de selección basado en ponderaciones y condiciones específicas del yacimiento.

2.2.4.4. Método Nicholas (1981).

Los siguientes parámetros son considerados en la metodología.

Figura 4

Metodología Nicholas (1981)



Nota: Nicholas (1981).

$$Ranking = A \times k1 + B \times k2 + C \times k3 + D \times k4 \quad (1)$$

Donde:

- A: Tipo de Yacimiento
- B: Condiciones geomecánicas del mineral
- C: Condiciones geomecánicas de la Caja Techo
- D: Condiciones geomecánicas de la Caja Piso

Factores de pesos

- $[k1]$: Tipo de Yacimiento = 1
- $[k2]$: Condiciones geomecánicas del mineral = 0.75
- $[k3]$: Condiciones geomecánicas de la Caja Techo = 0.60
- $[k4]$: Condiciones geomecánicas de la Caja Piso = 0.38

2.2.4.5. Parámetros a Considerar en la Selección de Método de Explotación.

Primero: Morfología o geometría del yacimiento

- Caracterización de la geometría del yacimiento
 - ✓ Yac. Equidimensional o masivo: dimensiones similares en todas las direcciones
 - ✓ Yac. tabular o elongado: dos direcciones son predominantes
 - ✓ Yac. irregular: dimensiones del yacimiento varían en distancias cortas.
- Caracterización de la potencia del yacimiento
 - ✓ Baja potencia : 0 – 10 m
 - ✓ Potencia intermedia : 10 – 30 m
 - ✓ Potente : 30 – 100 m

✓ Muy potente : $> 100 \text{ m}$

- Caracterización de la inclinación del yacimiento

✓ Horizontal : $0 - 20^\circ$

✓ Intermedio : $20^\circ - 55^\circ$

✓ Vertical : $> 55^\circ$

- Caracterización de la profundidad del yacimiento

✓ El esfuerzo vertical (SV) se relaciona directamente con la profundidad del yacimiento (H), siendo este un factor clave en las tensiones in situ que afectan la estabilidad de las labores mineras.

$$SV = 0.027 * H \quad (2)$$

Dónde:

H: Profundidad (m)

- Caracterización de la distribución de las leyes en el yacimiento.

✓ Uniforme: leyes diseminadas en el yacimiento

✓ Gradacional: existen distintas leyes que gradualmente cambian en el espacio

✓ Errática: existen bolsones de ley sin un claro patrón.

Segundo: Aspectos geotécnico del yacimiento

- Resistencia de la roca intacta

✓ Poco competente : $\frac{UCS}{SV} \leq 8$

- ✓ Competencia intermedia : $8 < \frac{UCS}{SV} \leq 15$
- ✓ Competencia alta : $\frac{UCS}{SV} > 15$
- Número de estructuras
 - ✓ Muy fracturado : $> 16 \frac{fracturas}{m}$ o *RQD de 0 a 20*
 - ✓ Fracturado : $10 - 16 \frac{fracturas}{m}$ o *RQD de 20 a 40*
 - ✓ Poco fracturado : $3 - 10 \frac{fracturas}{m}$ o *RQD de 40 a 70*
 - ✓ Muy poco fracturado : $\leq 3 \frac{fracturas}{m}$ o *RQD de 80 a 100*
- Condiciones de las estructuras
 - ✓ Poco competente: estructuras sin relleno o con relleno con una resistencia menor a la roca intacta.
 - ✓ Competente: estructuras sin relleno con superficie rugosa
 - ✓ Muy competente: estructuras con relleno de mayor resistencia que la roca intacta.

Tercero: Costos de operación.

2.2.4.6. Tabla de Valoración de Nicholas.

2.2.4.6.1. Tipo de Yacimiento [A]

Para determinar la valorización por tipo de yacimiento se tiene la siguiente ecuación:

$$Subtotal = Forma + Potencia + Orientación + Distribución \quad (3)$$

Tabla 6

Métodos explotación para el tipo de yacimiento para la forma y potencia

Clasificación de los métodos mineros en función de la forma y potencia del yacimiento							
Método de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral			
	Masivo (M)	Tabular (T)	Irregular (I)	Baja (B)	Intermedia (I)	Alta (A)	Muy alta (MA)
Open Pit	3	2	3	2	3	4	4
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	1	2	4
Cut and fill	0	4	2	4	4	4	0
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4
Square Set	0	2	4	4	3	1	1

Nota: Nicholas (1981)

Tabla 7

Métodos de explotación para el tipo de yacimiento por la orientación y distribución de leyes

Clasificación de los métodos mineros en función de la orientación y distribución de leyes del yacimiento						
Método de explotación	Orientación			Distribución de leyes		
	H (Horizontal)	IT (Intermedia)	V (Vertical)	U (Uniforme)	D (Gradacional)	E (Errático)
Open Pit	3	3	4	3	3	3
Block Caving	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	1	4	3	2	1
Cut and fill	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	4	1	2	4	2	0
Square Set	2	3	3	3	3	3

Nota: Nicholas (1981)

2.2.4.6.2. Condiciones Geomecánicas del Mineral [B].

Para determinar la valorización por condiciones geomecánicas del mineral se tiene la siguiente ecuación:

$$Subtotal = Resistencia\ roca + Espaciamiento + Resistencia\ de\ estructuras \quad (4)$$

Tabla 8*Métodos de explotación por condiciones de mineral*

Clasificación de los métodos mineros atendiendo a las características geomecánicas de las rocas										
Zona de Mineral										
Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)	MC (Muy cercana)	PE (Poco espac.)	E (Espac.)	ME (Muy espac.)	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	0	4	2	2
Longwall mining	4	1	4	0	4	0	3	0	3	2
Room and Pilar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	0	3	4	0	3	4
Cutt and fill	3	2	2	3	3	2	3	2	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	3	1	2	4
Square Set	4	1	1	4	4	4	4	1	3	2

Nota: Nicholas (1981)

2.2.4.6.3. Condiciones Geomecánicas de la Caja Techo [C].

Para determinar la valorización por condiciones geomecánicas de la caja techo se tiene la siguiente ecuación:

$$\text{Subtotal} = \text{Resistencia roca} + \text{Espaciamiento} + \text{Resistencia de estructuras} \quad (5)$$

Tabla 9*Métodos de explotación por condiciones Geomecánicas del Techo*

Clasificación de los métodos mineros atendiendo a las características geomecánicas de la caja techo										
Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)	MC (Muy cercana)	PE (Poco espac.)	E (Espac.)	ME (Muy espac.)	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pilar	0	3	4	0	1	2	3	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cutt and fill	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	2	4	2	0
Square Set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Nota: (Nicholas, 1981).

2.2.4.6.4. Condiciones Geomecánicas de la Caja Piso [D].

Para determinar la valorización por condiciones geomecánicas de la caja piso se tiene la siguiente ecuación:

$$\text{Subtotal} = \text{Resistencia roca} + \text{Espaciamento} + \text{Resistencia de estructuras} \quad (6)$$

Tabla 10

Métodos de explotación por condiciones geomecánicas de la Caja Piso

Clasificación de los métodos mineros atendiendo a las características geomecánicas de las rocas										
Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)	MC (Muy cercana)	PE (Poco espac.)	E (Espac.)	ME (Muy espac.)	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	4	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	3	2	3	3
Cutt and fill	4	2	2	4	4	2	2	4	2	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	2	2

Nota: Nicholas (1981).

2.2.4.7. Estabilidad de Labores Subterráneas.

La estabilidad de las labores subterráneas constituye un aspecto crítico en la selección del método de explotación. En el minado subterráneo, mantener las excavaciones seguras y operativas depende de factores como la resistencia del macizo rocoso, la calidad del macizo rocoso, el diseño de los sostenimientos y la adecuada ventilación.

Según Hoek & Brown (1997), una labor inestable no solo incrementa el riesgo de accidentes, sino que también eleva los costos de sostenimiento y demás costos operativos asociados; debido a la necesidad de reforzamientos adicionales, paralizaciones y pérdidas de mineral. Por ello, de acuerdo a Bieniawski (1989), antes de implementar un método de explotación, es indispensable evaluar la estabilidad mediante herramientas como la

clasificación geomecánica (RMR), que permite identificar el tipo de sostenimiento necesarios para mantener las galerías, tajos, rampas y accesos en condiciones seguras.

Según Hoek, Kaiser y Bawden (1995), en el caso específico del relleno, cumple una función estructural, sirviendo como soporte de las paredes y del techo del tajo. De este modo, la estabilidad de las labores se garantiza mediante una combinación adecuada de sostenimiento, relleno estructural y diseño geomecánico.

Tabla 11

Factores que influyen en la estabilidad de labores subterráneas

Factor	Caracterización	Impacto en la estabilidad
Calidad de la roca (RMR)	Clasificación del macizo rocoso según resistencia, fracturamiento, condiciones de juntas, agua y orientación.	Un RMR alto indica mayor estabilidad natural; un RMR bajo exige sostenimiento intensivo.
Esfuerzos in situ	Tensiones naturales presentes en el macizo por efectos tectónicos, profundidad y peso de la roca.	Pueden generar fallas por compresión, desprendimientos o estallidos de roca si no se controla.
Orientación de vetas	Disposición espacial de las estructuras geológicas (buzamiento, rumbo, continuidad).	Una orientación desfavorable incrementa riesgos de deslizamientos y caídas de bloques.
Método de explotación	Técnica aplicada (convencional, semi mecanizado, mecanizado) y su secuenciamiento.	Influye en la redistribución de tensiones y en la seguridad de los tajos y labores auxiliares.
Sostenimiento aplicado	Tipos de soporte: pernos, mallas metálicas, shotcrete; relleno detrítico, cementado o hidráulico.	Garantiza estabilidad adicional, especialmente en macizos débiles o con presencia de agua.
Condiciones hidrogeológicas	Presencia y presión de agua subterránea en fracturas y discontinuidades.	El agua reduce la resistencia efectiva de la roca y puede inducir colapsos o fallas progresivas.
Relleno minero	Material empleado para rellenar tajos: Material estériles.	Aporta confinamiento al macizo y estabilidad a las labores.

Nota: Bieniawski (1989)

2.2.5. Dilución en Minería Subterránea

En el minado subterráneo, la dilución se refiere a la contaminación del mineral por material estéril o de baja ley durante la extracción. Es una mezcla indeseada que reduce la calidad del mineral explotado. Se origina por causas como la inestabilidad del macizo, errores en voladuras, sobrextracciones o manejo imprudente del mineral arrancado (AMC, 2001).

2.2.5.1. Tipos De Dilución por su Medición.

Existen dos tipos principales de dilución:

a) *Dilución planificada*

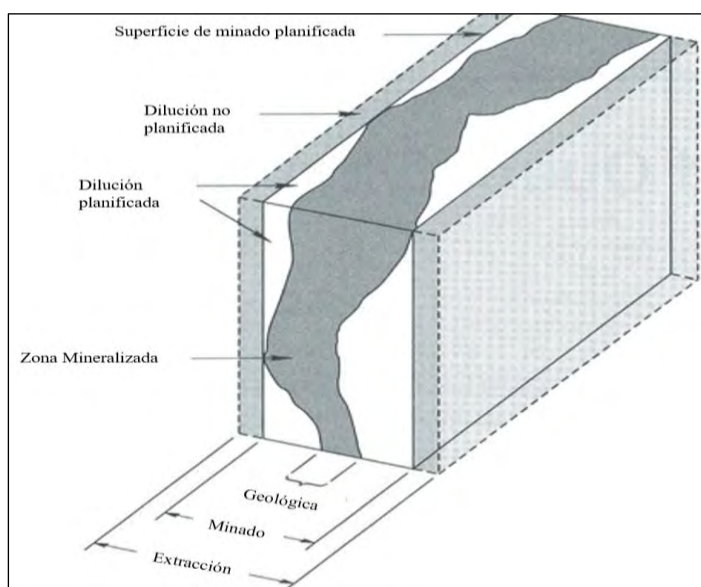
Según Caldas (2018), corresponde al material que, si bien se encuentra fuera de la definición estricta de mineral económico, se incorpora de manera controlada dentro del diseño minero (planeamiento).

b) *Dilución operativa o actual*

Según Caldas (2018), se refiere al material que se incorpora de manera no prevista durante el proceso de minado. Este tipo de dilución es el que ocurre al extraerse material adicional a las reservas minerales, debido a factores como fallas geomecánicas, errores en el diseño de perforación y voladura, o deficiencias en la selectividad de la operación.

Figura 5

Medición de la dilución: zona mineralizada, dilución planificada y dilución no planificada



Nota: Caldas, J. (2018).

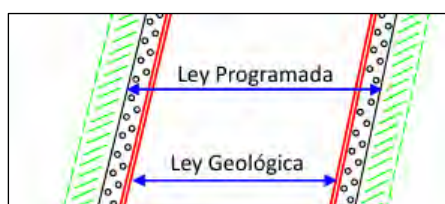
2.2.5.2. Dilución Permisible y Sobre Dilución

Según Caldas (2018), para comprender el significado de la dilución se deben considerar tres conceptos clave:

- **Ley programada:** Corresponde a la ley esperada del mineral extraído, considerando los efectos de la dilución ocasionada por la voladura y la respuesta de las cajas al minado.
- **Dilución permisible o permitida:** Es aquella cantidad de material estéril o de baja ley que puede incorporarse sin comprometer la ley programada, manteniéndose dentro de un rango aceptable para la operación.
- **Sobre dilución:** Hace referencia a la incorporación de material adicional más allá de lo permisible, lo cual afecta de manera negativa la ley programada y, por ende, la calidad del mineral enviado a planta. No obstante, desde el punto de vista práctico del minado, no se diferencia entre sobre dilución y dilución, ya que toda incorporación no prevista de material estéril es considerada dilución y constituye un factor a controlar.

Figura 6

Relación entre la ley programada y la ley geológica en la dilución minera



Nota: Caldas, J. (2018).

2.2.5.3. Cálculo de la Dilución.

Según Hartman y Mutmanský (2002) la dilución puede calcularse empleando la relación entre el ancho real de la veta y el ancho de la labor, a través de la fórmula:

$$\% \text{ Dilución} = \left(1 - \left(\frac{\text{Ancho de veta real}}{\text{Ancho de la labor}}\right)\right) * 100\% \quad (7)$$

Este cálculo es de uso frecuente en la planificación minera a corto, mediano (semanal, mensual y anual), ya que constituye un criterio fundamental para definir los tajos a explotar.

2.2.5.4. Impacto de la Dilución en la Recuperación de Mineral y en los Costos Operativos.

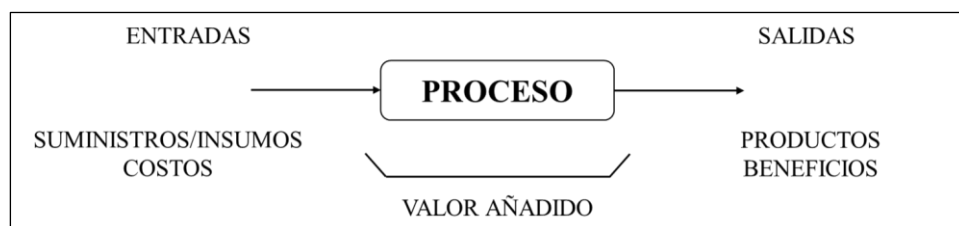
Según Caldas (2018), la dilución en minería subterránea representa un factor fundamental porque afecta directamente la rentabilidad de la operación. Cuando material estéril o de baja ley se mezcla con el mineral valioso, la ley de cabeza disminuye, lo que obliga a procesar un mayor volumen de mineral minado para obtener la misma cantidad de metal contenido. Esto implica no solo una pérdida de selectividad, sino también un mayor desgaste en las plantas de beneficio, mayores consumos de suministros y una reducción en la eficiencia global del proceso.

2.2.6. Procesos en la Operación Subterránea

Un proceso es un conjunto de actividades que, de manera repetitiva y organizada, transforman insumos en salidas (productos), generando un valor añadido que debe otorgar una ventaja competitiva a la empresa.

Figura 7

Esquema del Proceso



Nota: Carro Paz y González Gómez (2012).

2.2.7. Enfoque de Costeo por Procesos

A continuación, los gráficos muestran cómo se dividen los procesos estratégicos, críticos y de apoyo para su costeo, facilitando así su análisis y comprensión.

a) Procesos Estratégicos

Figura 8

Enfoque de costeo por procesos estratégicos.



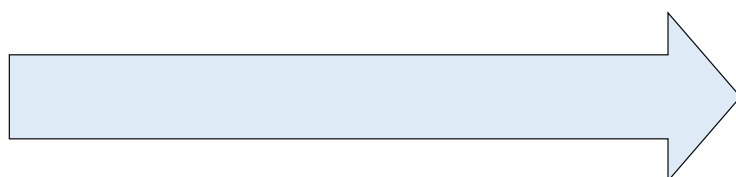
Nota: (Gayoso, s.f.).

Los procesos estratégicos orientan decisiones clave como el método de trabajo, la tercerización y la selección de materiales, base para una gestión eficiente de costos.

b) Procesos Críticos

Figura 9

Enfoque de costeo por procesos críticos.



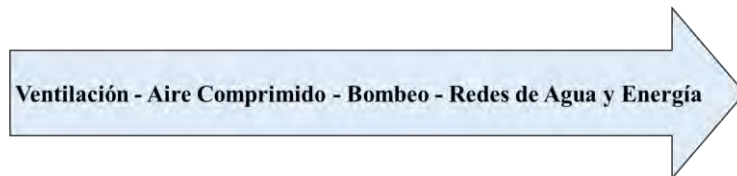
Nota: (Gayoso, s.f.).

Los procesos críticos agrupan las actividades esenciales del ciclo minero (perforación, voladura, sostenimiento, acarreo y transporte), que determinan la productividad y el costo.

c) Procesos de Apoyo

Figura 10

Enfoque de costeo por procesos apoyo.



Nota: (Gayoso, s.f.).

Los procesos de apoyo aseguran la continuidad operativa mediante sistemas como ventilación, aire comprimido, bombeo y redes de energía y agua.

2.2.7.1. Procesos Estratégicos

a) Método de trabajo

Figura 11

Proceso estratégico: Método de trabajo



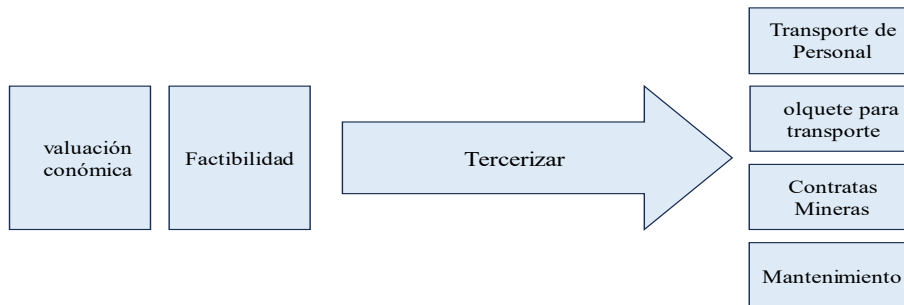
Nota: (Gayoso, s.f.).

El proceso estratégico de método de trabajo considera factores como el tipo de roca, la geología, el presupuesto y la experiencia, los cuales orientan la selección del método más adecuado para la operación.

b) Tercerizar

Figura 12

Proceso estratégico: Tercerizar



Nota: (Gayoso, s.f.).

El proceso de tercerización se define a partir de la evaluación económica y la factibilidad técnica, priorizando servicios externos como transporte, mantenimiento y contratistas mineros

c) Selección de Materiales

Figura 13

Proceso estratégico: Selección de materiales



Nota: (Gayoso, s.f.).

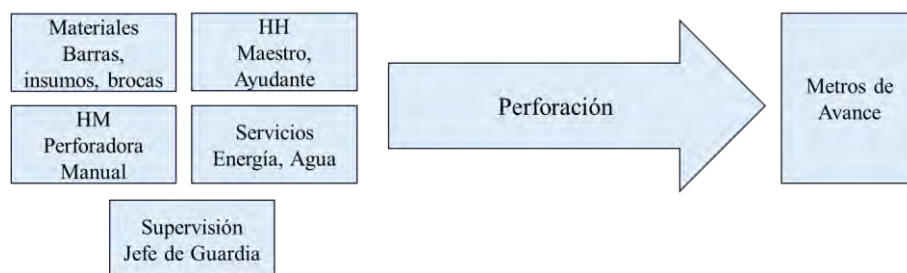
La selección de materiales se basa en resultados de pruebas, análisis económico y confiabilidad del proveedor, buscando optimizar la calidad y el desempeño operativo.

2.2.7.2. Procesos Críticos

a) Perforación

Figura 14

Proceso de perforación en minería subterránea



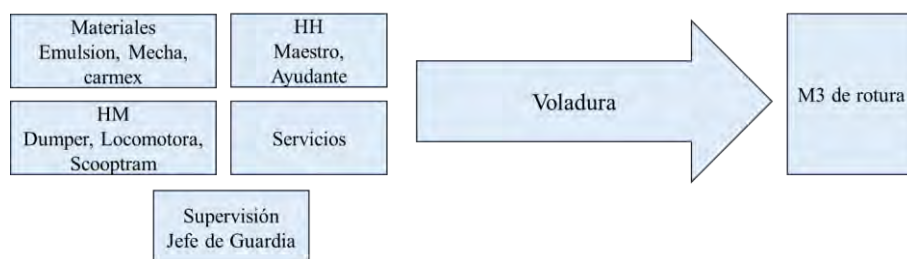
Nota: (Gayoso, s.f.).

El proceso de perforación integra materiales, mano de obra y servicios esenciales que permiten alcanzar los metros de avance requeridos en cada ciclo operativo.

b) Voladura

Figura 15

Proceso de voladura en minería subterránea



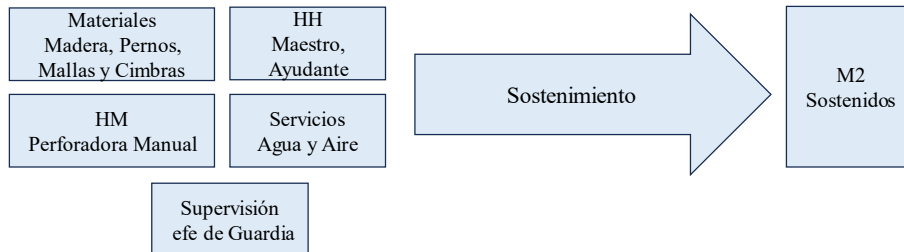
Nota: (Gayoso, s.f.).

La voladura combina insumos explosivos, equipos y personal especializado para lograr la rotura eficiente del macizo rocoso y facilitar la extracción del mineral.

c) *Sostenimiento*

Figura 16

Proceso de sostenimiento en minería subterránea



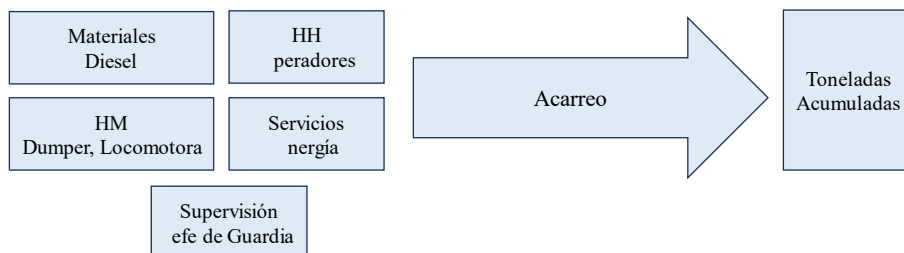
Nota: (Gayoso, s.f.).

El sostenimiento busca garantizar la estabilidad de las labores subterráneas mediante el uso de pernos, mallas, cimbras y un control técnico permanente.

d) *Acarreo*

Figura 17

Proceso de acarreo en minería subterránea



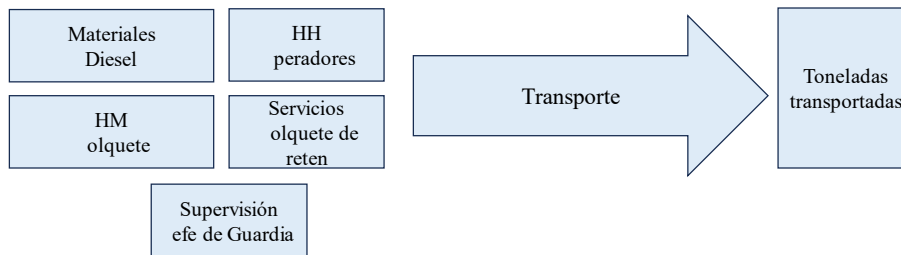
Nota: (Gayoso, s.f.).

El acarreo comprende el traslado del material volado hacia zonas de descarga o plantas, involucrando operadores, equipos y energía como recursos clave del proceso.

e) Transporte

Figura 18

Proceso de extracción en minería subterránea



Nota: (Gayoso, s.f.).

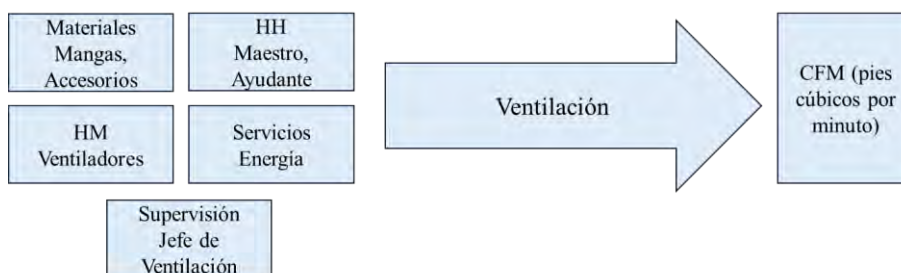
El transporte finaliza el ciclo productivo al movilizar el mineral desde los puntos de acopio hasta superficie, asegurando eficiencia y control en el flujo de toneladas transportadas.

2.2.7.3. Procesos de Apoyo

a) Ventilación

Figura 19

Proceso de ventilación en minería subterránea



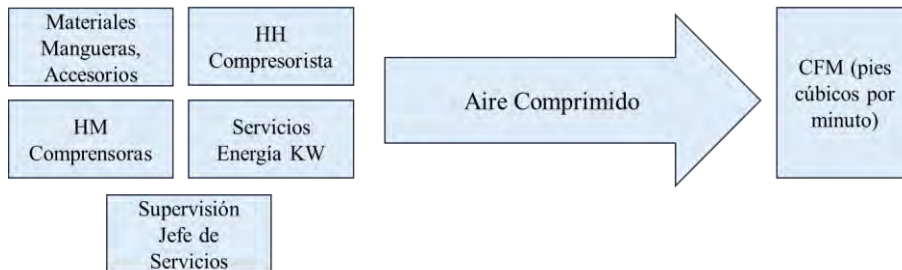
Nota: (Gayoso, s.f.).

La ventilación garantiza el suministro de aire fresco y la evacuación de gases, manteniendo condiciones seguras para el personal y los equipos en labores subterráneas.

b) Aire Comprimido

Figura 20

Proceso de distribución de aire comprimido en la mina



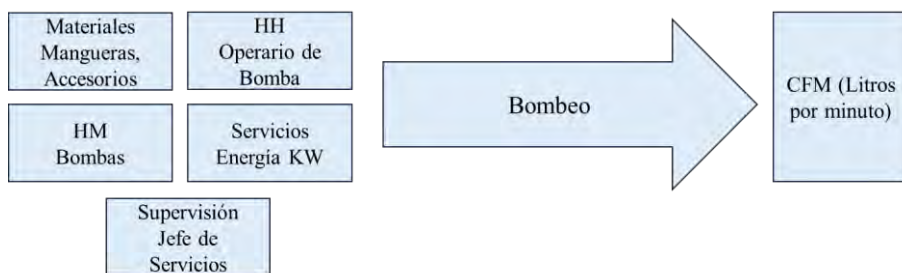
Nota: (Gayoso, s.f.).

El sistema de aire comprimido distribuye energía neumática para la operación de equipos y herramientas mineras, asegurando continuidad en los procesos productivos.

c) Bombeo

Figura 21

Proceso de bombeo en labores en minería subterránea



Nota: (Gayoso, s.f.)

El bombeo permite el control del agua subterránea y la evacuación de fluidos, contribuyendo a la estabilidad y seguridad de las labores mineras.

2.2.8. Costos y Gastos

2.2.8.1. Costos

Según Farfán (2024), el costo es el valor asignado a los bienes, servicios o mano de obra empleados en la producción, determinado por factores de mercado como la oferta y demanda, así como por las propiedades específicas del recurso y su uso final. Representa el sacrificio de ciertos recursos con el propósito de obtener un beneficio económico.

2.2.8.2. Gasto

Según Farfán (2024), el gasto corresponde a la aplicación del costo con carácter económico o financiero, destinado al uso de recursos sin generar necesariamente un beneficio directo. En este sentido, todo gasto forma parte del costo, aunque no todo costo puede considerarse un gasto.

Figura 22

Estructura y clasificación del costo en la gestión minera



Nota: Farfán M. (2024)

La Figura 22, muestra cómo el costo se compone de tres dimensiones clave: la inversión, que genera beneficios a largo plazo; el costo neto, asociado a recursos que producen valor en el corto plazo; y el gasto, que representa el uso de recursos sin un retorno directo. En conjunto, refleja la importancia de equilibrar inversión, eficiencia y control para lograr una gestión económica sostenible en minería.

2.2.8.3. Los Costos de Producción

Según Baque (2018), es el conjunto de recursos financieros, materiales y humanos necesarios para alcanzar un nivel específico de producción, asegurando una calidad determinada. Estos costos incluyen gastos relacionados con el uso de activos fijos, personal, materiales, materias primas, así como energía y combustible, todos expresados en términos monetarios. El costo de producción es la suma total de los gastos asociados a la materia prima, la mano de obra y los costos indirectos de fabricación. Estos elementos comprenden el desembolso económico necesario para la fabricación de un producto específico.

2.2.9. Conceptos Financieros.

2.2.9.1. Factibilidad de Proyectos.

Según Sapag Chain y Sapag (2014), la factibilidad de un proyecto no se limita únicamente a determinar si puede ejecutarse, sino también a establecer si será rentable y sostenible en el tiempo. Un proyecto se considera viable cuando existen condiciones que garantizan su implementación y éxito económico.

De acuerdo con Baca Urbina (2013), la factibilidad se analiza en cuatro dimensiones:

- **Evaluación técnica:** Consiste en revisar la tecnología disponible, el mercado, la organización requerida y los aspectos legales que condicionan la ejecución.

- Evaluación financiera: Examina los costos, beneficios y posibles impactos ambientales, dado que estos influyen directamente en la rentabilidad del proyecto.
- Evaluación socioeconómica: Busca establecer si el proyecto generará valor económico y social mediante indicadores de productividad y beneficio.
- Evaluación social: Considera los efectos sociales que tendrá la operación una vez iniciada. La licencia social es un requisito indispensable para la ejecución de proyectos en sectores como la minería.

2.2.9.2. Rentabilidad.

Según Ross y otros (2010), la rentabilidad mide el beneficio de una inversión en función del tiempo. Bajo el principio del valor temporal del dinero, un dólar hoy vale más que un dólar en el futuro, ya que puede invertirse y generar un rendimiento inmediato.

$$VF = VA \times (1 + i)^n \quad (8)$$

Donde:

- VF: Valor futuro
- VA: Valor actual
- i: Tasa de rentabilidad
- n: Tiempo

2.2.9.3. Flujo de Caja (Cash Flow).

Según Brealey y otros (2010), el flujo de caja representa la diferencia entre ingresos y egresos en cada periodo. Para determinar si un proyecto es rentable, se utiliza el Valor Actual Neto (VAN), que descuenta al presente los flujos futuros de efectivo.

$$VAN = \sum_{t=1}^n \frac{F.C}{(1+k)^t} \quad (9)$$

$$VAN = -I_0 + \frac{F.C_1}{(1+r)^1} + \frac{F.C_2}{(1+r)^2} + \frac{F.C_3}{(1+r)^3} + \dots + \frac{F.C_n}{(1+r)^n} \quad (10)$$

Donde:

- F.C : Es el flujo del año
- r : Tipo de Interés Anual
- I₀ : Inversión Inicial (t=0)
- n : Numero de periodos

Criterios de decisión de viabilidad del proyecto:

- $VAN > 0$: El proyecto es rentable.
- $VAN = 0$: El proyecto no genera pérdidas ni ganancias.
- $VAN < 0$: El proyecto no es viable.

2.2.9.4. Tasa Interna de Retorno (TIR).

La TIR es la tasa de rentabilidad que iguala los beneficios futuros de un proyecto con su inversión inicial. De acuerdo con (Baca Urbina, 2013), un proyecto es aceptable si su TIR es superior al costo de oportunidad del capital.

$$\sum_{t=1}^n \left(\frac{F.C}{(1+TIR)^t} \right) = VAN = 0 \quad (11)$$

Donde:

- F.C : Es el flujo del año
- I_0 : Inversión Inicial ($t=0$)
- n : Numero de periodos
- TIR : Tasa interna de retorno (valor desconocido que se despeja).

$$0 = VAN = -I_0 + \frac{F.C_1}{(1 + TIR)^1} + \frac{F.C_2}{(1 + TIR)^2} + \frac{F.C_3}{(1 + TIR)^3} + \dots + \frac{F.C_n}{(1 + TIR)^n} \quad (12)$$

Según Ross y otros (2010), este indicador relaciona los beneficios obtenidos con los costos incurridos. Si el resultado es mayor a 1, significa que los beneficios superan los costos.

2.2.9.5. Evaluación Económica

La evaluación económica considera tanto los gastos de inversión (CAPEX) como los gastos operativos (OPEX). Según Brealey, Myers y Allen (2010), este análisis permite proyectar si el plan de producción y extracción es sostenible a lo largo del tiempo.

2.2.10. Producción Minera y Rentabilidad

2.2.10.1. Producción Minera (tpd, tpm, tpa).

Según Hartman y Mutmanský (2002), la producción minera se refiere al volumen de mineral extraído y procesado en una unidad de tiempo. Este puede expresarse en toneladas por día (tpd), toneladas por mes (tpm) o toneladas por año (tpa), según la magnitud de la operación y de la planificación. En el caso de minas subterráneas de mediana escala, el indicador más utilizado es la producción diaria (tpd), mientras que a nivel corporativo o de planeamiento estratégico se emplean los valores mensuales y anuales (tpm y tpa).

2.2.10.2. Indicadores de Rentabilidad Operativa.

Según Choudhury (2017), la rentabilidad operativa mide la capacidad de la empresa para generar utilidades en relación con los costos incurridos. Entre los principales indicadores aplicables al sector minero se encuentran:

- Costo operativo unitario (\$/t): relaciona los costos totales de operación con la cantidad de mineral tratado.
- Margen operativo: diferencia entre ingresos por ventas y costos operativos.
- EBITDA minero: ganancias antes de intereses, impuestos, depreciaciones y amortizaciones, que refleja la rentabilidad de las operaciones principales.
- Productividad laboral: producción por trabajador o por jornada, útil para evaluar la eficiencia del recurso humano t/h-gd).

2.2.11. Relación entre Productividad, Costos y Competitividad

Según Ortiz (2015), existe una estrecha relación entre el nivel de producción, los costos unitarios y la competitividad de la empresa minera. Al incrementar la producción, los costos fijos se distribuyen en un mayor número de toneladas, lo que genera una reducción del costo unitario y mejora el margen operativo. Esto permite a la compañía ser más competitiva frente a fluctuaciones del precio del metal en el mercado. Por ello, la gestión eficiente de los recursos, la optimización de los procesos y el control de la dilución son factores determinantes para alcanzar un equilibrio sostenible entre productividad, costos y rentabilidad.

2.3. Definición de Términos

Costos Operativos en la Minería: Los costos operativos son aquellos gastos incurridos en las actividades diarias de la operación minera. Incluyen la compra de equipos, mantenimiento de maquinaria, adquisición de insumos (como explosivos, combustible, entre otros), y los costos asociados con la mano de obra.

Productividad en la Minería Subterránea: La productividad en la minería subterránea se refiere a la cantidad de mineral extraído por unidad de tiempo y esfuerzo. Se mide generalmente en toneladas por día (tpd) o toneladas por hora (tph), y se ve influida por diversos factores como la calidad del mineral, las condiciones geológicas del yacimiento, los equipos utilizados, y la capacitación del personal.

Rentabilidad en la Minería: La rentabilidad es un indicador clave para evaluar el éxito económico de una operación minera. En minería, la rentabilidad se determina al comparar los ingresos generados por la venta del mineral extraído con los costos operativos.

Planeamiento de Minado: El planeamiento de minado es establecer cual volumen de mineral, con que ubicación y en qué momento extraerlo, con la finalidad de mantener una producción continua mensual. Es conocido que el planeamiento se realiza a corto, mediano y largo plazo, en donde a corto plazo se entiende un planeamiento para un mes y unos pocos meses más, a mediano plazo se considera desde un trimestre hasta un año, a largo plazo desde el primer año hasta la culminación de las reservas.

Costos directos: Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.

Costos indirectos: Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

Costo total: Incluye el costo de producción más los gastos incurridos en su proceso de transporte y venta. Es el resultado de la suma de los costos variables y fijos.

Costos unitarios: Son el resultado de dividir los costos totales de un determinado periodo entre el número de unidades producidas.

Budget: Un presupuesto es una expresión cuantitativa de un plan para un período de tiempo definido. Puede incluir volúmenes de ventas planificados e ingresos, cantidades de recursos, costos y gastos, activos, pasivos y flujos

Producción: La producción es la actividad económica que se encarga de transformar los insumos para convertirlos en productos.

Producción minera: La producción minera es la actividad que se encarga de extraer minerales de la corteza terrestre para su comercialización.

OPEX: Gastos operativos relacionados con la producción minera diaria, como energía, insumos, mantenimiento, mano de obra y servicios, que reflejan la eficiencia y sostenibilidad económica de la operación.

CAPEX: Inversiones destinadas a la adquisición o mejora de activos fijos, infraestructura, equipos y desarrollo minero, que generan beneficios a largo plazo y determinan la viabilidad del proyecto.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Metodología de la Investigación

3.1.1. Tipo de Investigación

El estudio para realizar estará de acuerdo con el tipo de investigación aplicada, ya que busca dar solución a un problema real dentro de la operación minera. Más que generar teorías nuevas, se orienta a utilizar los conocimientos existentes en geología, geomecánica y costos operativos para proponer mejoras concretas en el método de explotación. En este sentido, la investigación aplicada permite trasladar los resultados de la investigación teórica hacia un propósito práctico: optimizar la productividad y reducir los costos en la unidad minera.

3.1.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación fue descriptivo, explicativo y correlacional. Se considera descriptivo porque permitió detallar las características del método de explotación convencional y del semi mecanizado en la unidad minera.

Es también explicativo, ya que buscó identificar las causas y efectos que influyen en la dilución, los costos y la productividad, respondiendo al porqué de los fenómenos observados. Finalmente, se considera correlacional, porque analizó la relación existente entre variables como el método de minado, la dilución, la ley de corte y los costos operativos.

3.1.3. *Diseño de la Investigación*

El diseño de la investigación fue no experimental y de tipo transversal, ya que no se modificaron las variables en estudio, sino que se analizaron tal como ocurren en la operación minera. La información se recopiló en un solo momento, lo que permitió comparar el método convencional y el semi mecanizado en cuanto a dilución, costos y productividad, sin necesidad de un seguimiento a lo largo del tiempo.

3.1.4. *Población y Muestra*

3.1.4.1. Población

La población de este estudio está conformada por el conjunto de vetas que integran el yacimiento de la Compañía Minera Las Bravas, consideradas en su totalidad como el marco general de las operaciones y el desarrollo geológico de la mina.

3.1.4.2. Muestra

La muestra está representada por la Veta Cambio, seleccionada de forma no probabilística por su importancia en la aplicación del método de corte y relleno ascendente semi mecanizado. Esta veta abarca las zonas Alto Planta, Cambio y Cola Cambio, donde se centra el análisis técnico y operativo del estudio.

3.1.5. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.1.5.1. Técnicas.

3.1.5.1.1. Documental.

La revisión documental fue una técnica fundamental, ya que permitió recopilar información confiable a partir de fuentes bibliográficas, informes técnicos y registros históricos de la unidad minera. Esta técnica brindó soporte teórico y contextual a la investigación, ayudando a comprender las condiciones geológicas, geomecánicas y operativas de la mina; asimismo, se revisaron documentos relacionados con costos unitarios y reportes de producción, lo que facilitó una visión estructurada del problema de estudio.

3.1.5.1.2. Observación In Situ.

La observación directa en las labores de mina permitió verificar de primera mano las condiciones en las que se ejecutaban las operaciones de perforación, voladura, acarreo y relleno. Este procedimiento hizo posible contrastar los datos obtenidos con la realidad del proceso productivo, asegurando la validez de la información recolectada.

3.1.5.1.3. Toma de Datos de Campo

La recopilación de datos se realizó mediante reportes de operación y formatos operativos de la empresa, en los cuales se registraron variables como volumen de mineral, tiempos de ciclo, tiempos de carga y acarreo, así como toneladas de mineral producidas. Esta información fue sistematizada y procesada utilizando métodos de estadística descriptiva, lo que permitió comparar costos unitarios y analizar indicadores técnicos de manera ordenada y confiable.

3.1.5.2. Instrumentos.

Para el desarrollo del trabajo se utilizaron diversos instrumentos de control y registro, entre ellos: la valorización mensual a partir de la información del área de cadena de suministros, empleada para contrastar el resumen diario de producción, el informe diario y mensual de explotación, así como un registro fotográfico que documentó cada etapa del ciclo operativo.

3.1.5.2.1. *Ficha Documental.*

- Informes de producción y costos unitarios.
- Informes técnicos de geología, geomecánica y ventilación
- Planos de labores mineras.
- Registros históricos de operación de la Compañía Minera Las Bravas.

3.1.5.2.2. *Guía de Observación.*

- Formatos diseñados para registrar observaciones directas en campo.
- Acompañamiento en el carguío de taladros y ejecución de la voladura.
- Supervisión de tiempos de ciclo y secuencia operativa.

3.1.5.2.3. *Libreta de Campo.*

La investigación aplicó instrumentos de recolección de información.

- Reportes de control de acarreo, transporte de mineral y balanza de planta.
- Reportes de operación.
- Control de consumo de explosivos y accesorios de voladura.
- Formatos de operación de equipos pesados (scoop, volquetes).
- Archivos de diseño y planificación minera elaborados en Deswik CAD.

- Análisis de leyes de mineral obtenidas mediante muestreo sistemático.
- Datos topográficos detallados sobre rumbo y buzamiento de vetas.
- Información geomecánica.

3.1.6. Técnicas de Procesamiento de Datos

El procesamiento de datos se llevó a cabo con la información recopilada en campo y en los registros documentales de la operación. Para organizar y dar forma a estos datos se utilizaron herramientas de Microsoft Office, que facilitaron la clasificación de la información. El análisis se desarrolló con apoyo de la estadística descriptiva, lo que permitió identificar patrones y comportamientos en las variables técnicas y económicas; asimismo, se empleó el software minero Deswik para visualizar el secuenciamiento de minado y hacer un contraste con los costos operativos calculados en Microsoft Excel, aprovechando el uso de tablas dinámicas y matrices de cálculo que posibilitaron comparar escenarios y obtener indicadores confiables de productividad y rentabilidad.

3.1.7. Técnicas e Instrumentos de Análisis de Resultados

El análisis se realizó mediante cuadros comparativos y gráficos técnicos, que permitieron evaluar las condiciones operativas del método convencional y del método de corte y relleno ascendente semi mecanizado.

Se emplearon registros de campo, fichas de producción y reportes de costos para analizar variables como avance por ciclo, consumo de explosivos, rendimiento de equipos y costo por tonelada, lo que permitió identificar mejoras en productividad y seguridad operacional.

CAPITULO IV

ANÁLISIS Y DESARROLLO DE LA IMPLEMENTACIÓN DE METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMI MECANIZADO

Con el propósito de incrementar sus reservas, la Compañía Minera Las Bravas ejecutó campañas de exploración mediante perforación diamantina en los niveles 2080, 2025 y 1640. Estos trabajos permiten delimitar con mayor precisión las vetas Cambio, Luciana y Consorcio, siendo estas últimas de tipo tensional y vinculadas estructuralmente a la veta Cambio. Los resultados obtenidos en las cámaras de exploración son prometedores y respaldan la continuidad del proyecto.

En este contexto, se evalúa el método de Corte y Relleno Ascendente en dos modalidades: la convencional, que refleja la situación actual, y la semi mecanizada, propuesta como alternativa, en función de su aplicabilidad, eficiencia y adaptación al macizo rocoso.

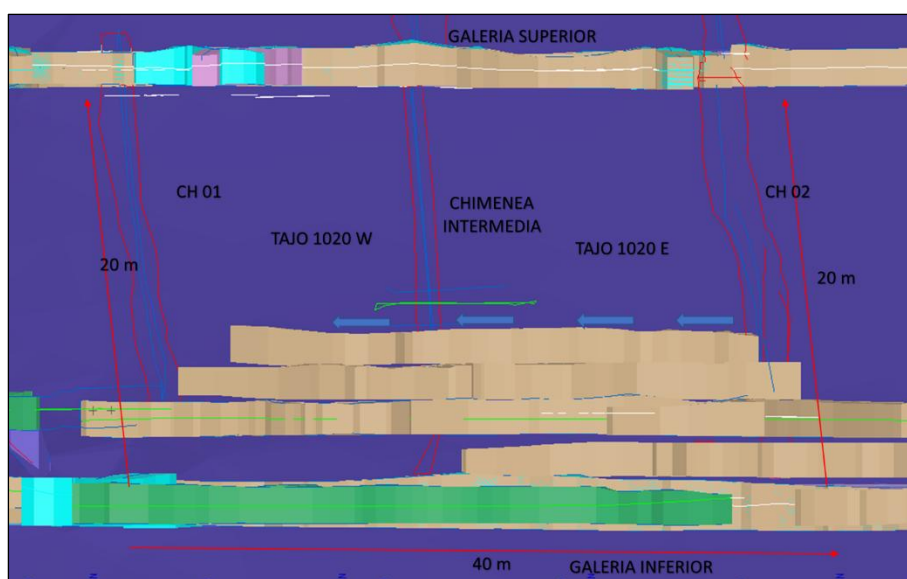
4.1. Situación Actual del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Convencional

La Compañía Minera Las Bravas emplea el método de explotación subterránea de corte y relleno ascendente en su forma convencional. Esta elección se fundamenta en las características geológicas del yacimiento, donde el ancho de veta varía entre 0.2 a 2 metros, y presenta buzamientos que oscilan entre 37° a 50°. Bajo estas condiciones, el control geomecánico y la alta selectividad del mineral se convierten en factores críticos para garantizar la seguridad operativa y la recuperación eficiente del mineral.

Con el objetivo de controlar el ancho de minado y evitar una rotura excesiva de las cajas en zonas con hastiales estructuralmente inestables, se emplea un método de explotación que divide el macizo en bloques de 20 metros de longitud según se muestra en la Figura 23, delimitados por chimeneas de servicio en sus extremos; asimismo, cada 20 metros se habilitan tolvas y caminos que funcionan como echaderos y vías de acceso.

Figura 23

Vista de Secuenciamiento de Tajo Convencional



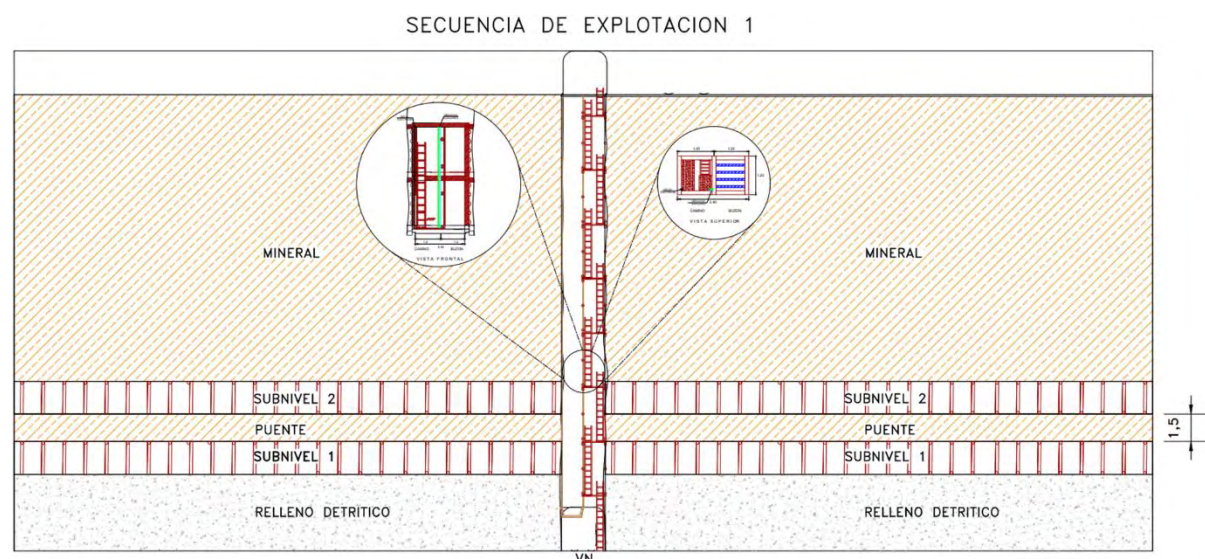
Nota: Elaboración Propia

El método de explotación corte y relleno ascendente convencional puede ejecutarse de dos formas principales: la primera, a través de una galería de producción directa, y la segunda, mediante un bypass con sus respectivas ventanas de ataque como muestra en la Figura 23. En la primera modalidad, la galería permite el acceso directo al cuerpo mineralizado desde una labor existente, facilitando las operaciones de minado, carga y relleno. En la segunda opción, el bypass se desarrolla paralelo al mineral, permitiendo acceder a este mediante ventanas ubicadas estratégicamente a lo largo del cuerpo mineralizado, lo cual ofrece mayor control en zonas de geometría compleja o con restricciones estructurales. Actualmente, con este método actual, la mina alcanza una producción promedio de 120 tpd, equivalente a unas 3 600 tpm y 43 200 tpa.

A continuación, presentamos en la figura el método de corte y relleno ascendente convencional.

Figura 24

Método De Minado en un Tajo - Secuencia de explotación 01

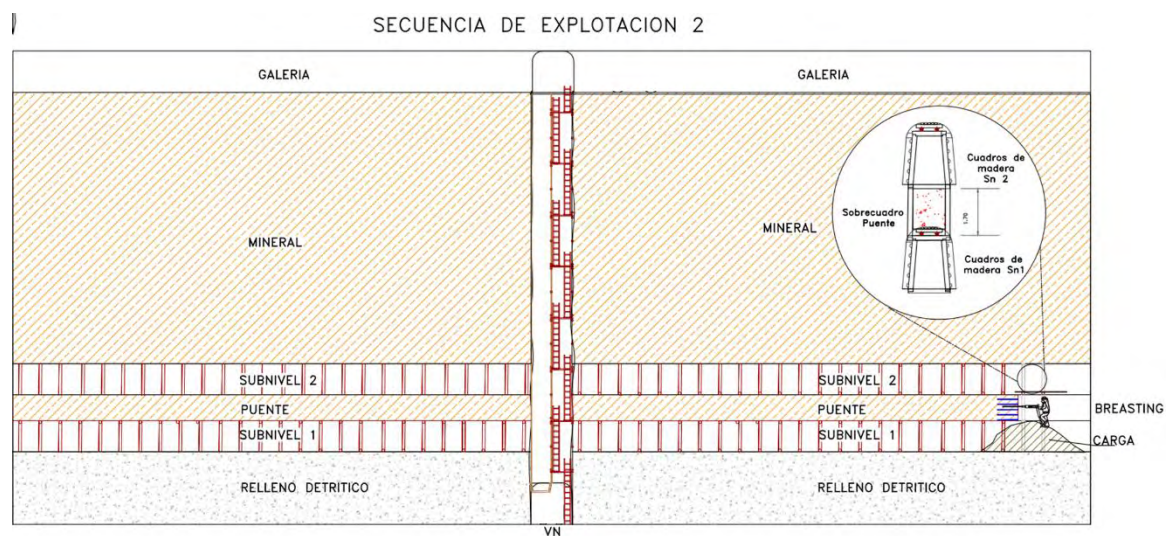


Nota: Elaboración Propia

En la Figura 25 se observa de manera transversal el tajo, el puente y el subnivel de extracción, mostrando la disposición estructural del método de minado de un tajo. En esta secuencia se aprecia el uso de cuadros de madera que brindan sostenimiento temporal durante la actividad de perforación y extracción del mineral, garantizando la estabilidad de las labores y la seguridad operacional.

Figura 25

Método De Minado TJ 120 - Secuencia de explotación 02



Nota: Elaboración Propia

En la Figura 26 se presenta el desarrollo del método de Corte y Relleno Ascendente Convencional con galería, donde se ilustran las principales etapas operativas del ciclo de minado: perforación, sostenimiento, relleno y breasting del tajo. Cada fase se ejecuta de manera secuencial, asegurando la estabilidad del macizo rocoso y la continuidad de la producción, con el apoyo del relleno como elemento estructural y de seguridad.

Figura 26*Método de Corte y Relleno Ascendente Convencional con galería*

Nota: Elaboración Propia

4.1.1. Secuencia Operativa

4.1.1.1. Secuencia Operativa con Galería de Producción Directa.

- **Desarrollo de la galería base:** Se accede al cuerpo mineralizado desde una labor existente a través de una galería horizontal.
- **Delimitación del bloque:** Se define el bloque de explotación (usualmente 20 m de longitud) mediante chimeneas de servicio en sus extremos.
- **Preparación de chimeneas y echaderos:** Se habilitan chimeneas de ventilación, servicio y echaderos para facilitar la operación y el transporte.
- **Perforación manual y voladura:** Se ejecutan las labores de perforación y voladura del mineral en el nivel inferior del corte (uso de equipo Jack Leg).
- **Limpieza y acarreo:** Se realiza el retiro del mineral volado hacia los echaderos.
- **Relleno del corte:** Se deposita relleno detrítico en el corte explotado.
- **Progresión ascendente:** Se repite la secuencia anterior en niveles superiores, construyendo chimeneas y pisos sobre el relleno consolidado.

4.1.1.2. Secuencia Operativa con Bypass y Ventanas de Ataque.

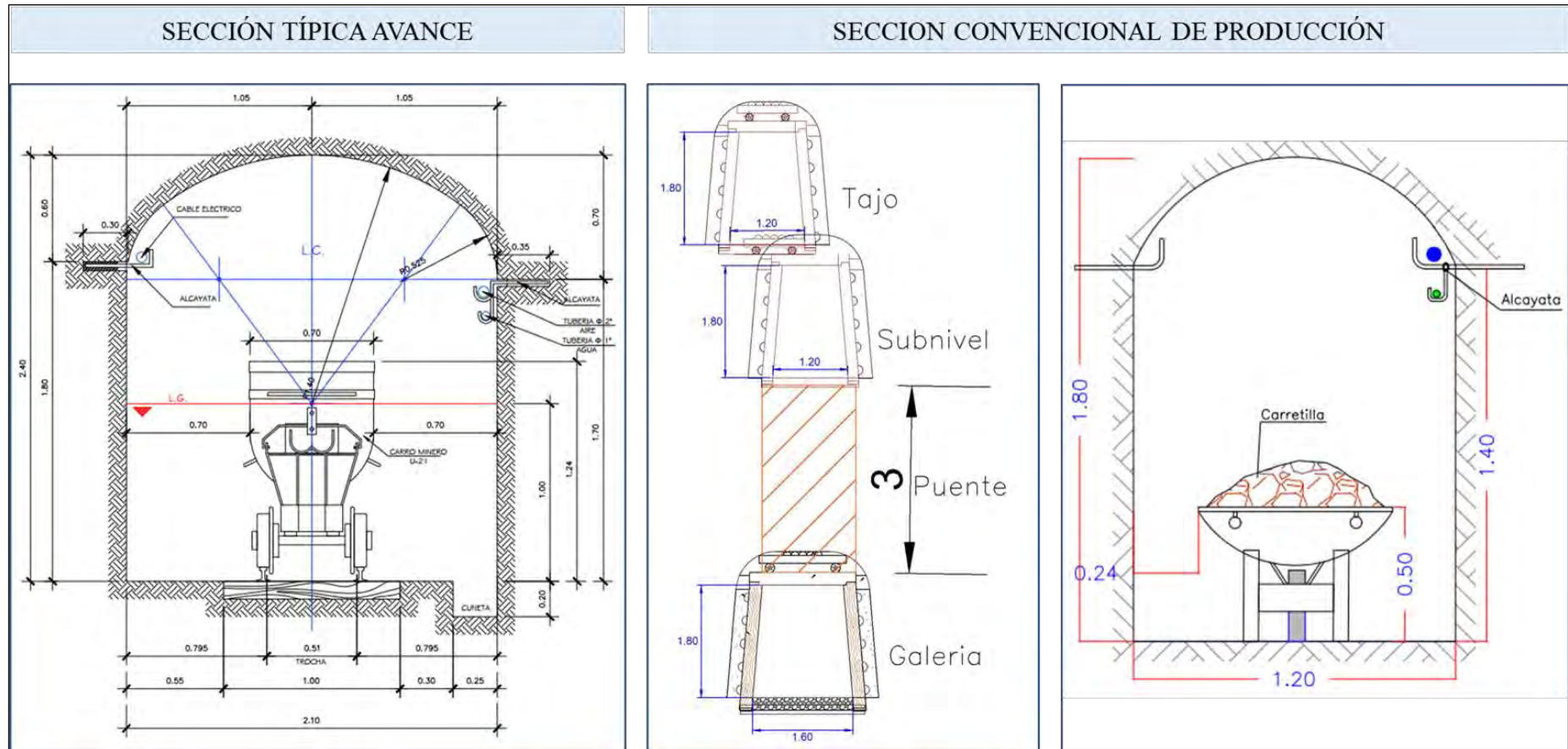
- **Desarrollo del bypass:** Se desarrolla una labor de avance paralela al cuerpo mineralizado, manteniendo una distancia de seguridad estructural.
- **Construcción de ventanas:** Se realizan ventanas de ataque (generalmente diagonales o perpendiculares) desde el bypass hacia el cuerpo mineralizado en intervalos de 20 m aproximadamente.
- **Delimitación del bloque:** A través de estas ventanas, se define el bloque de explotación con chimeneas de servicio y ventilación.
- **Perforación manual y voladura:** Se realiza la voladura desde las ventanas hacia el cuerpo mineralizado (uso de equipo Jack Leg).

- ***Limpieza y acarreo:*** El mineral fragmentado es retirado hacia los echaderos a través de las ventanas o chimeneas habilitadas.
- ***Relleno del corte:*** Se procede al relleno de los vacíos generados con relleno detrítico.
- ***Progresión vertical:*** Se continúa la secuencia hacia niveles superiores mediante la apertura de nuevas ventanas desde el bypass.

En la operación convencional se requiere una considerable cantidad de mano de obra para las actividades del método, lo que repercute en un aumento de los costos operativos.

4.1.2. Secciones de las Labores Convencionales

En la Figura 27 se presentan las secciones ejecutadas en las labores convencionales de la Unidad minera. Dichas secciones responden al diseño propio de la ingeniería de infraestructura minera, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, las características operativas de los equipos empleados y los objetivos operativos.

Figura 27*Sección Típica de Avance y Producción en Labores Convencionales*

Nota: Elaboración Propia

Tabla 12*Dimensiones programadas de labores convencionales*

TIPO DE LABOR	LABOR	TIPO DE ROCA	TIPO DE MINADO	Material	ANCHO PROG (m)	ALTO PROG (m)
Avance	Rampa	IIIA	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Rampa	IIIB	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	II	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	IIIA	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	IIIB	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	IVA	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	IVB	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Bypass	IIB	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Bypass	IIIA	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Bypass	IIIB	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Bypass	IVA	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Bypass	IVB	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	II	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	IIIA	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	IIIB	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	IVA	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	IVB	Convencional	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Galería	IVA	Convencional	Mineral	1.2	1.8
Avance	Galería	IVB	Convencional	Mineral	1.2	1.8
Avance	Galería	IVA	Convencional	Mineral	1.6	1.8
Avance	Galería	IVB	Convencional	Mineral	1.6	1.8
Avance	Subnivel	III B	Convencional	Mineral	1.2	1.8
Avance	Subnivel	IVA	Convencional	Mineral	1.2	1.8
Avance	Subnivel	IVB	Convencional	Mineral	1.2	1.8
Avance	Estocada	IIIB	Convencional	Desmonte	1.2	1.8
Avance	Estocada	IVA	Convencional	Mineral	1.2	1.8
Avance	Chimenea	IVA	Convencional	Mineral	1.2	1.2
Avance	Chimenea	IVB	Convencional	Mineral	1.2	1.2
Avance	Chimenea	IVA	Convencional	Mineral	2.4	1.2
Avance	Chimenea	IVB	Convencional	Mineral	2.4	1.2
Producción	Tajo	IVA	Convencional	Mineral	1.2	1.8
Producción	Tajo	IVB	Convencional	Mineral	1.2	1.8

Nota: Elaboración Propia

En la Tabla 12 se muestran las dimensiones y tipos de roca considerados en las labores convencionales de la Compañía Minera Las Bravas, donde las secciones varían según el tipo de labor (avance y producción) y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

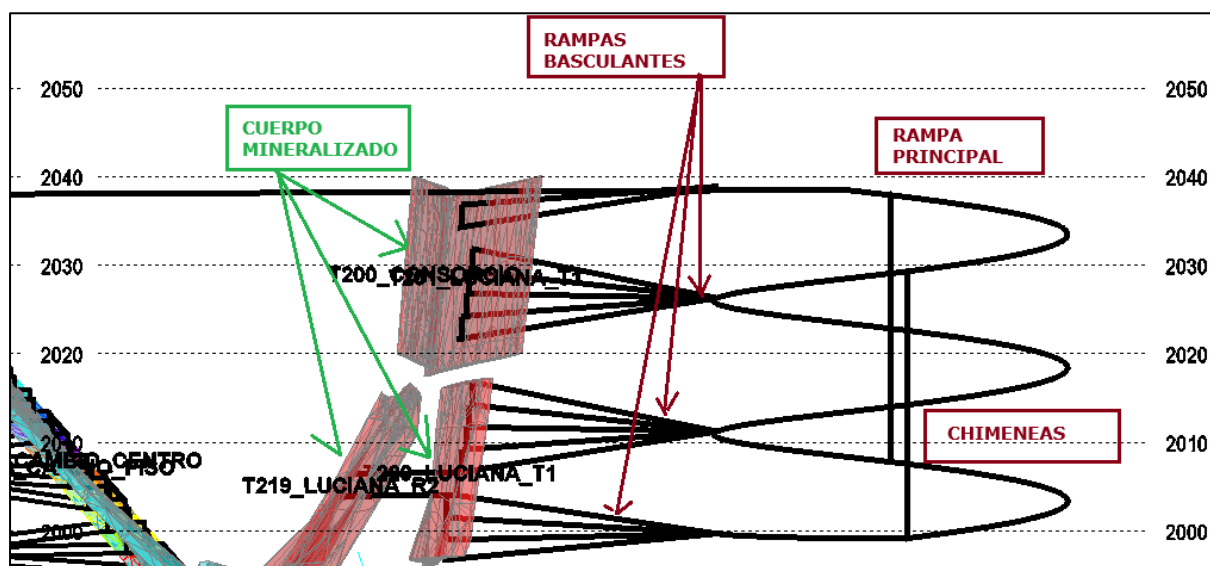
4.2. Desarrollo del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado

El método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado se fundamenta en el incremento de la productividad, manteniendo el control geomecánico que permiten el uso de equipos de bajo perfil. La semi mecanización permite mejorar los tiempos de ciclo, optimizar el acarreo, relleno y reducir la exposición del personal en zonas de riesgo, sin comprometer la selectividad del mineral.

En la Figura 28, se observa el desarrollo de una rampa principal que permite el acceso general a la zona de explotación, así como rampas que conectan los niveles operativos.

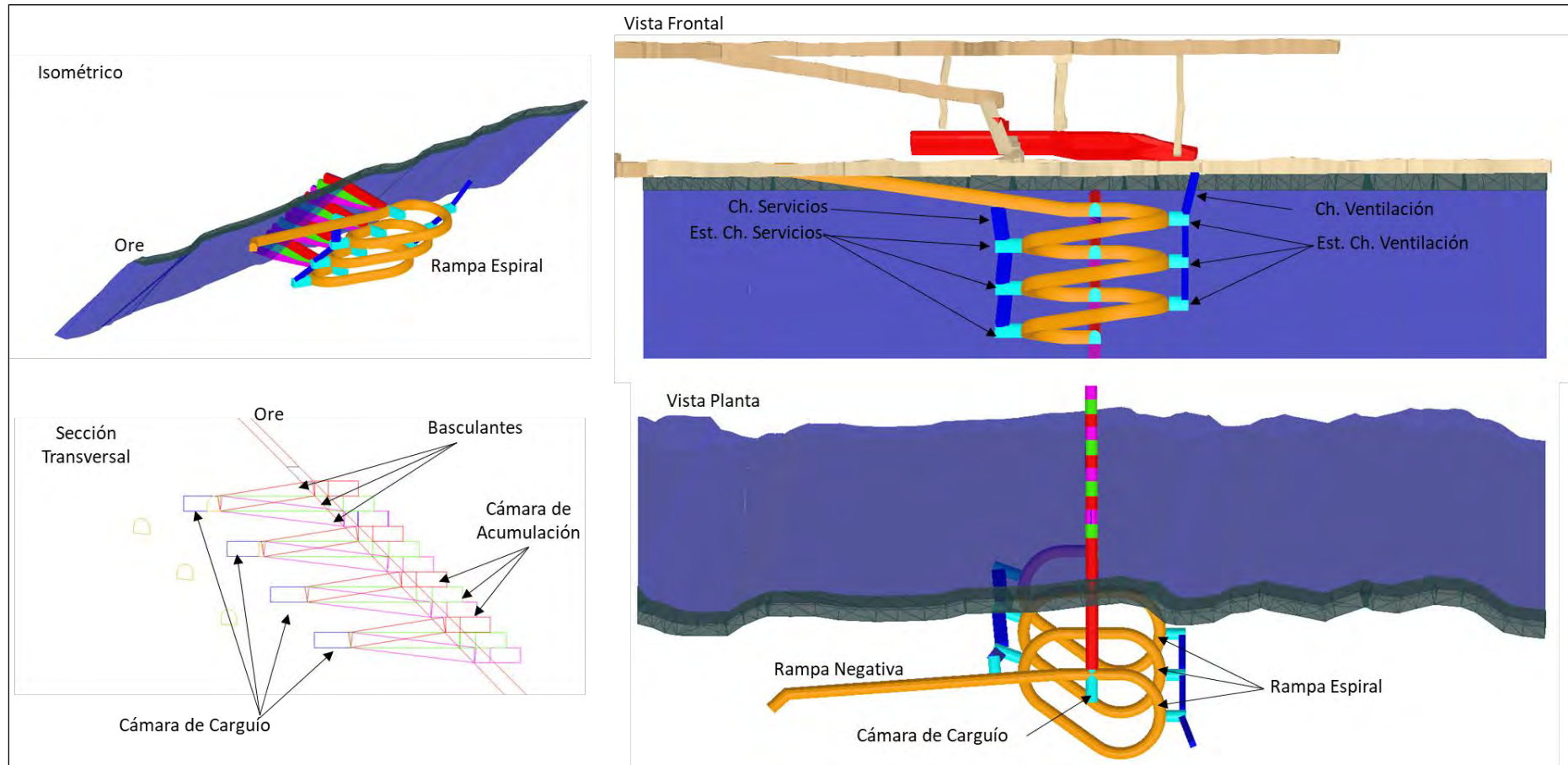
Figura 28

Vista de Secuenciamiento de Tajo Semi Mecanizado



Nota: Elaboración Propia

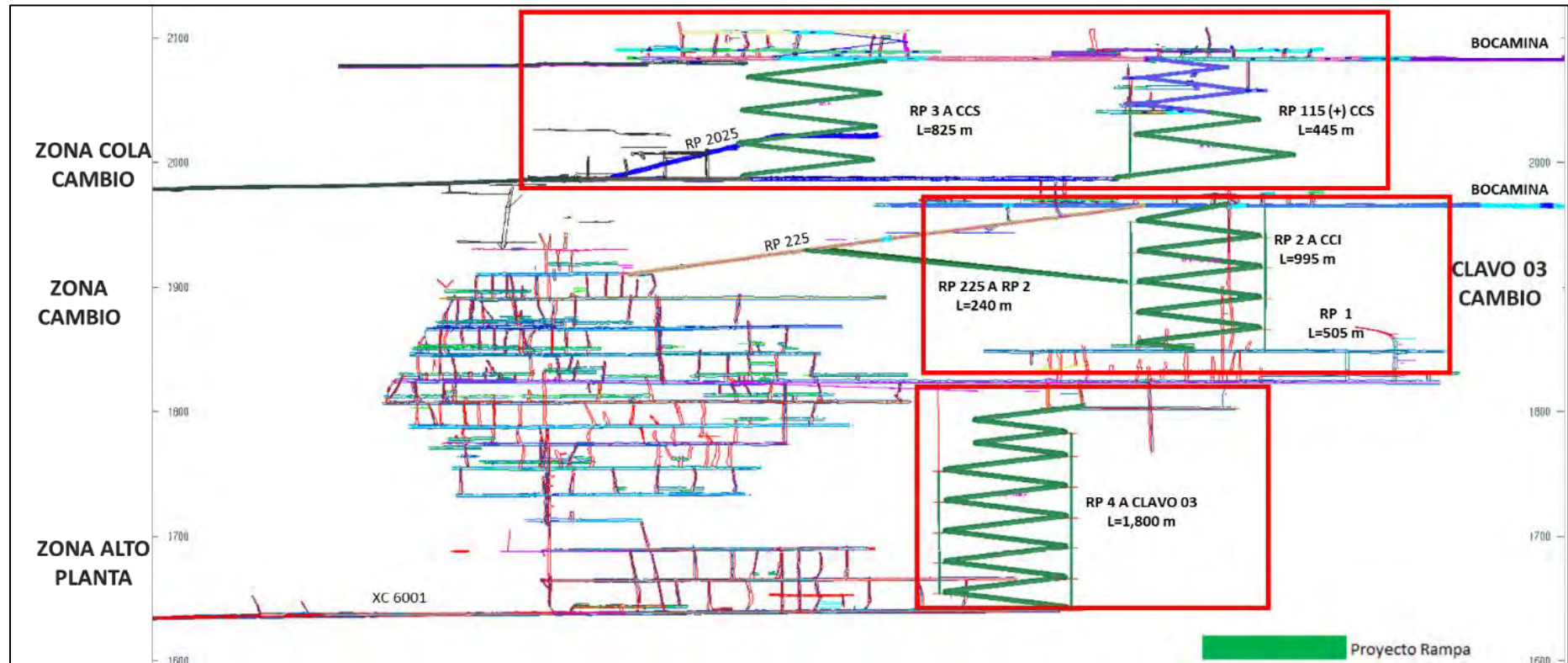
De igual manera en la Figura 29, se aprecian los tajos sucesivos o batidos posteriores a partir de rampas de acceso, empleados para la extracción secuencial del mineral en dirección ascendente.

Figura 29*Diseño Típico de Corte y Relleno Semi Mecanizado*

Nota: Elaboración Propia

Figura 30

Proyecto de rampas y aplicación del Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado



Nota: Elaboración Propia

En la Figura 30 se muestra el proyecto de rampas (representadas en color verde) distribuidas por niveles, las cuales facilitan las operaciones de limpieza, acarreo y acceso al mineral.

Este sistema se basa en la utilización de equipos mecanizados de bajo perfil, como scooptrams y dumpers para el carguío y acarreo, combinados con labores de preparación de accesos, chimeneas y echaderos. La eficiencia operativa se ve reforzada por la mecanización parcial de las etapas más críticas, como la limpieza, el acarreo y el relleno.

4.2.1. Secuencia Operativa.

- **Desarrollo de rampa basculante:** Se construye una rampa con pendiente operativa 15 % para lograr la mayor cantidad de cortes desde una labor principal hasta el nivel inferior del cuerpo mineralizado. Esta rampa permite el ingreso de los scooptram, para las actividades de limpieza y relleno.
- **Acceso al cuerpo mineralizado:** Desde el final de la rampa basculante, se desarrolla una galería horizontal hacia el cuerpo de veta, que servirá como nivel base del tajo.
- **Delimitación del bloque de explotación:** Se define el bloque (usualmente de 40 metros de longitud por ala o dirección).
- **Perforación manual con Jackleg:** La perforación del mineral se realiza con equipos manuales tipo Jackleg, adecuados para frentes reducidos y zonas de difícil acceso.
- **Voladura controlada con Carmex:** Se utiliza el explosivo Carmex (cartuchos de emulsión encartuchada) para una voladura controlada.
- **Carguío y acarreo mecanizado:** El mineral volado es cargado con scooptram de bajo perfil y transportado por la rampa hacia puntos de acopio o descarga.
- **Relleno del corte:** Tras la extracción del mineral, se procede al relleno del tajo con relleno detrítico, las rampas basculantes.
- **Progresión ascendente:** Una vez consolidado el relleno, se repite la secuencia en el nivel superior, manteniendo el uso de la rampa como vía principal de acceso y acarreo.

4.2.2. Secciones de las Labores Semi Mecanizadas.

Tabla 13

Dimensiones programadas de labores semi mecanizadas

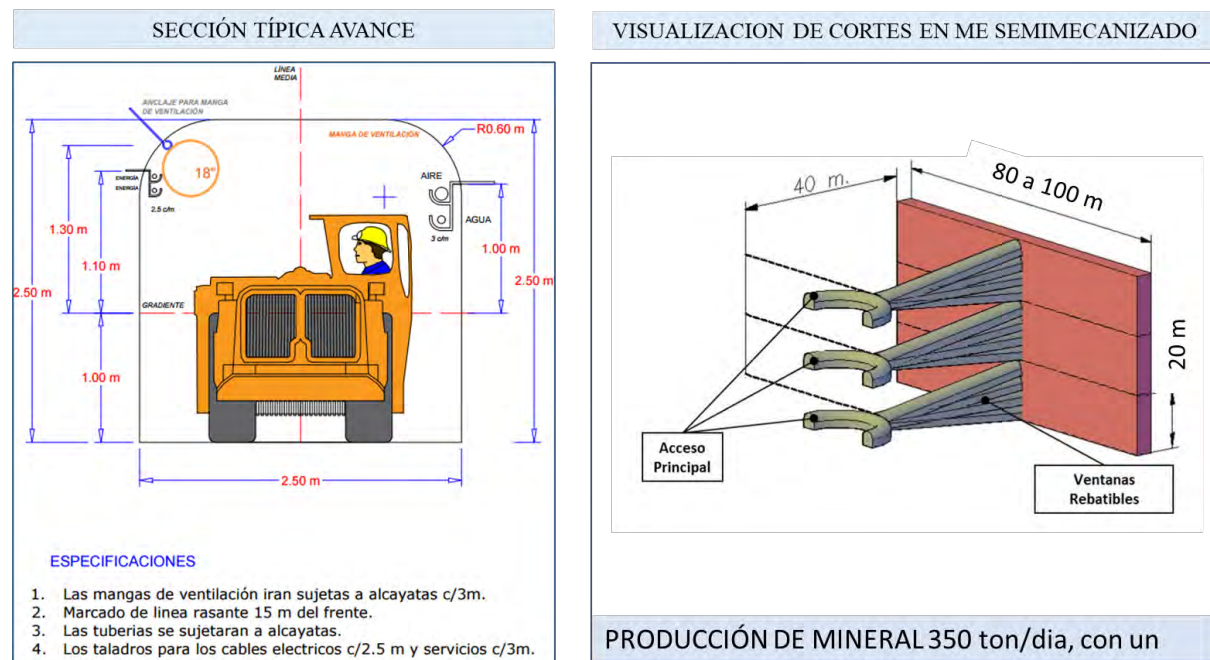
TIPO DE LABOR	LABOR	TIPO DE ROCA	TIPO DE MINADO	MATERIAL	ANCHO PROG (m)	ALTO PROG (m)
Avance	Rampa	IIIA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Rampa	IIIB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Rp BS	IIIA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Rp BS	IIIB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Rp BS	IVA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Rp BS	IVB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Crucero	II	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Crucero	IIIA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Crucero	IIIB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Crucero	IVA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Crucero	IVB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Bypass	II	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Bypass	IIIA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Bypass	IIIB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Bypass	IVA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Bypass	IVB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Ventana	II	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Ventana	IIIA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Ventana	IIIB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Ventana	IVA	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Ventana	IVB	Semi mecanizado	Desmonte	2.5	2.5
Avance	Galería	IVA	Semi mecanizado	Mineral	2.4	2.4
Avance	Galería	IVB	Semi mecanizado	Mineral	2.4	2.4
Avance	Galería	IVA	Semi mecanizado	Mineral	2.1	2.1
Avance	Galería	IVB	Semi mecanizado	Mineral	2.1	2.1
Avance	Galería	IVA	Semi mecanizado	Mineral	1.9	2.1
Avance	Galería	IVB	Semi mecanizado	Mineral	1.9	2.1
Avance	Galería	IIIA	Semi mecanizado	Desmonte	1.9	2.1
Avance	Galería	IIIB	Semi mecanizado	Desmonte	1.9	2.1
Avance	Subnivel	IVA	Semi mecanizado	Mineral	1.9	2.1
Avance	Subnivel	IVB	Semi mecanizado	Mineral	1.9	2.1
Avance	Subnivel	III B	Convencional	Mineral	1.5	2
Avance	Subnivel	IVA	Convencional	Mineral	1.2	2
Avance	Subnivel	IVB	Convencional	Mineral	1.2	2
Avance	Estocada	IIIA	Convencional	Desmonte	1.2	1.8
Avance	Estocada	IIIB	Convencional	Desmonte	1.2	1.8
Avance	Estocada	IVA	Convencional	Mineral	1.2	1.8
Avance	Ore pass	IIIA	Semi mecanizado	Desmonte	1.5	1.5
Avance	Ore pass	IIIB	Semi mecanizado	Desmonte	1.5	1.5
Avance	Chimenea	IVA		Mineral	1.5	1.5
Avance	Chimenea	IVB		Mineral	1.5	1.5
Avance	Chimenea	IVA		Mineral	2.4	1.5
Avance	Chimenea	IVB		Mineral	2.4	1.5
Producción	Tajo	IVA	Semi mecanizado	Mineral	2.1	2.1
Producción	Tajo	IVB	Semi mecanizado	Mineral	2.1	2.1
Producción	Tajo	IVA	Semi mecanizado	Mineral	2.4	2.4
Producción	Tajo	IVB	Semi mecanizado	Mineral	2.4	2.4

Nota: Elaboración Propia

En la Tabla 13 se presentan las dimensiones y tipos de roca de las labores semi mecanizadas, donde se evidencia un incremento en las secciones de avance respecto a las convencionales, lo que permite dinamismo y mejor adaptación al uso de equipos mecanizados. Asimismo, se consideran labores de menor sección, como refugios, estocadas y chimeneas, que son ejecutadas con apoyo de limpieza manual según las condiciones del tajo.

Figura 31

Sección Típica de Avance y Producción en Labores Semi Mecanizadas



Nota: Elaboración propia

La Figura 31 muestra como la sección de 2.5x2.5 m se adecua a los equipos en este caso el scooptrams de 1.5 yd³.

4.3. Análisis de los Parámetros Geológicos y Geomecánicos

En minería subterránea, los costos de abrir una nueva mina o modificar el método de explotación son elevados, y su impacto en la rentabilidad de la operación es de alto impacto. Por ello, la elección del método debe basarse en un análisis integral que considere la geometría del yacimiento, la distribución de leyes, las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, así como factores económicos, ambientales y sociales.

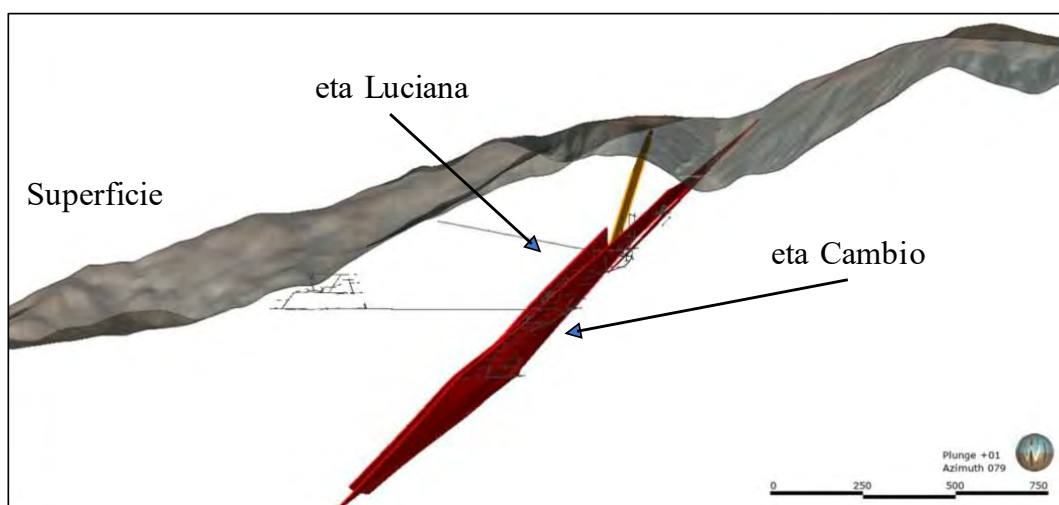
4.3.1. Parámetros Geológicos del Yacimiento

El yacimiento es de tipo filoniano y está conformado por vetas casi paralelas con rumbo predominante N70°W, tendiendo hacia E-W. Sus buzamientos varían entre 37° y 50° hacia el norte, con potencias que oscilan entre 0.20 y 2.00 m. Dentro de este sistema, la veta Cambio destaca por su mayor espesor y por las leyes auríferas.

A continuación, se muestra el comportamiento en 3D de la veta, así como sus tensionales.

Figura 32

Vista en sección sistema estructural Cambio



Nota: Área de Geología

Las principales características geométricas del yacimiento se detallan en la Tabla 14.

Tabla 14

Parámetros geológicos del yacimiento

Yacimiento	Descripción
Caracterización de la geometría del yacimiento	Tabular
Caracterización de la potencia del yacimiento	0.2-2 m
Caracterización de la inclinación del yacimiento	37° a 50° al N
Caracterización de la distribución de las leyes en el yacimiento	Gradacional (Cambia forma gradual o progresiva)

Nota: Elaboración Propia

4.3.2. Geomecánica del Yacimiento

Las características geomecánicas del yacimiento se detallan en la Tabla 15:

Tabla 15

Resumen de las propiedades de roca intacta para cada UGM

Unidades Geomecánica	Densidad (g/cm³)	Sci (MPa) mm	Sci (MPa) x	Sci (MPa) max	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción (°)	mi	RMR	RQD %	Módulo de Young "E" (MPa)	Relación de Poisson "ν"
Caja Techo	2.77	35	55	110	20.6	49.84	19.76	44	39	5940	0.29
Mineral	2.42	0.08	1.8	3.2	0.007	31.4	-	27	17	-	-
Caja Piso	2.74	30	52	110	20.6	49.84	14.6	43	36	7110	0.29

Nota: Área de Geomecánica.

La Tabla 15 muestra las propiedades geomecánicas del yacimiento para cada unidad (caja techo, mineral y caja piso), determinadas por el área de Geomecánica. Se observa que las rocas encajonantes presentan buena competencia mecánica, mientras que la mineral muestra menor resistencia y un RMR más bajo, información clave para la selección del método Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado.

4.3.3. Evaluación y Selección del Método de Explotación.

Con los datos geométricos, geomecánicos, geológicos y la rentabilidad económica evaluada, se procederá a evaluar la factibilidad de aplicar un método de explotación.

Con este propósito, se aplicará el criterio de Nicholas D. E., un modelo reconocido internacionalmente para la selección de técnicas de extracción. Dicho enfoque exige contar previamente con la información clave del yacimiento, que servirá como base para determinar la alternativa más segura, eficiente y económicamente viable.

4.3.3.1. Evaluación de las Características del Yacimiento.

Las tablas siguientes presentan la valoración de los métodos de explotación según las características geológicas del yacimiento, empleando el criterio de Nicholas (1981). Este método permite determinar el método de explotación considerando la forma, potencia, orientación y distribución de leyes del cuerpo mineralizado.

En la Tabla 16 se consideran los parámetros Forma y Potencia.

Tabla 16

Métodos explotación para el tipo de yacimiento para la forma y potencia

Clasificación de los métodos mineros en función de la forma y potencia del yacimiento							
Método de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral			
	M Masivo	Tabular (T)	Irregular (I)	Baja (B)	Intermedia (I)	Alta (A)	Muy alta (MA)
Open Pit	3	2	3	2	3	4	4
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	1	2	4
Cut and fill	0	4	2	4	4	4	0
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4
Square Set	0	2	4	4	3	1	1
[k1=1]							

Nota: Elaboración Propia

En la Tabla 17 los de Orientación y Distribución de leyes. La suma de estos valores permite determinar el método más adecuado.

Tabla 17

Métodos de explotación para el tipo de yacimiento por la orientación y distribución de leyes

Clasificación de los métodos mineros en función de la orientación y distribución de leyes del yacimiento						
Método de explotación	Orientación			Distribución de leyes		
	H (Horizontal)	IT (Intermedia)	V (Vertical)	U (Uniforme)	D (Gradacional)	E (Errático)
Open Pit	3	3	4	3	3	3
Block Caving	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	4	0	-49	4	2	0
Room and Pilar	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	1	4	3	2	1
Cutt and fill	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	4	1	2	4	2	0
Square Set	2	3	3	3	3	3
[k1=1]						

Nota: Elaboración Propia

La suma total de los cuatro parámetros se expresa mediante la siguiente ecuación:

$$K_1 \times A = 1 \times (Forma + Potencia + Orientación + Distribución) \quad (13)$$

Ejemplo para el método Cutt and Fill, considerando los valores seleccionados:

$$K_1 \times A = 1 \times (4 + 4 + 3 + 3) = 14 \quad (14)$$

4.3.3.2. Evaluación de las Características Geomecánicas.

Las tablas siguientes muestran la valorización de método de explotación por características geomecánicas según el criterio de Nicholas (1981).

En la Tabla 18 se selecciona el valor correspondiente a la geomecánica del mineral, considerando resistencia de la roca, espaciamiento entre fracturas y resistencia de discontinuidades

Tabla 18*Método de explotación por condiciones geomecánicas del mineral*

Clasificación de los métodos mineros atendiendo a las características geomecánicas de las rocas										
Zona de Mineral										
Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)	MC (Muy cercana)	PE (Poco espac.)	E (Espac.)	ME (Muy espac.)	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	0	4	2	2
Longwall mining	4	1	4	0	4	0	3	0	3	2
Room and Pilar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	0	3	4	0	3	4
Cutt and fill	3	2	2	3	3	2	3	2	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	3	1	2	4
Square Set	4	1	1	4	4	4	4	1	3	2
[k=0.75]										

Nota: Elaboración Propia

Ejemplo del método de explotación Cutt and fill

$$K_2 \times B = 0.75 \times (3 + 3 + 2) = 6 \quad (15)$$

En la Tabla 19, se determina el valor geomecánico del techo bajo los mismos parámetros.

Tabla 19*Método de explotación por condiciones geomecánicas del Techo*

Clasificación de los métodos mineros atendiendo a las características geomecánicas de la caja techo										
Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)	MC (Muy cercana)	PE (Poco espac.)	E (Espac.)	ME (Muy espac.)	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pilar	0	3	4	0	1	2	3	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cutt and fill	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	2	4	2	0
Square Set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
[k=0.60]										

Nota: Elaboración Propia

Ejemplo del método de explotación Cutt and fill

$$K_3 \times C = 0.75 \times (3 + 3 + 2) = 6 \quad (16)$$

Finalmente, la Tabla 20 presenta la evaluación geomecánica del piso, con los factores respectivos.

Tabla 20

Método de explotación por condiciones geomecánicas del Piso

Clasificación de los métodos mineros atendiendo a las características geomecánicas de las rocas										
Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)	MC (Muy cercana)	PE (Poco espac.)	E (Espac.)	ME (Muy espac.)	B (Baja)	M (Media)	A (Alta)
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	4	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	3	2	3	3
Cutt and fill	4	2	2	4	4	2	2	4	2	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	2	2
[k=0.38]										

Nota: Elaboración Propia

Ejemplo del método de explotación Cutt and fill

$$K_4 \times D = 0.38 \times (2 + 4 + 2) = 3.04 \quad (17)$$

4.3.3.3. Resumen de Proceso de Selección de Método de Explotación para Compañía Minera Las Bravas.

Tabla 21

Ranking para la selección del método de explotación – Compañía Minera Las Bravas

Método de explotación	Yacimiento	Mineral	Caja techo	Caja piso	Total	Ranking
Open Pit	10	5.25	6	3.8	25.05	3
Block Caving	-43	9	4.8	2.66	-26.54	8
Sublevel Stopping	7	-36.75	3	2.28	-24.47	7
Sublevel Caving	-42	3	4.8	2.66	-31.54	9
Longwall mining	10	3	4.2	3.04	20.24	4
Room and Pillar	12	0	3.6	2.66	18.26	5
Shrinkage Stopping	6	0.75	4.8	3.04	14.59	6
Cutt and fill	14	6	4.8	3.04	27.84	1
Top Slicing	-43	3	4.8	2.66	-32.54	10
Square Set	12	6.75	4.8	3.04	26.59	2

Nota: Elaboración Propia

En la Tabla 21, se presentan los resultados obtenidos de la ecuación (1) para cada método de explotación. A modo de ejemplo, la valoración del método Cutt and Fill:

$$Ranking = 14 + 6 + 4.8 + 3.04 = 27.84 \quad (18)$$

Por lo tanto, el método de Corte y Relleno Ascendente se considera el más adecuado para la Compañía Minera Las Bravas, al obtener la puntuación más alta en la evaluación según los parámetros geológicos y geomecánicos del yacimiento.

4.4. Dilución en el Método de Corte y Relleno Ascendente

4.4.1. Dilución Operativa de Diseño y Real

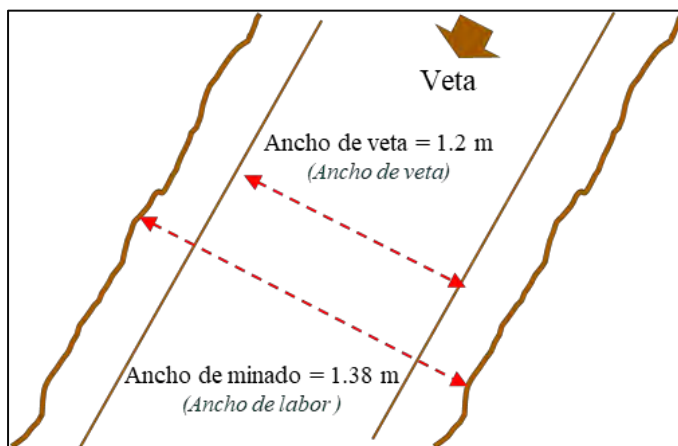
En la Compañía Minera Las Bravas se lleva a cabo una programación de los tajos y labores de avance con aporte, tomando en cuenta que siempre existe un grado de

incertidumbre respecto al volumen y características del mineral a explotar. Esta programación se presenta en el plan de minado anual, el cual se ajusta mensualmente y se actualiza semanalmente según los avances y condiciones reales de la mina. Dentro de este plan, se establece la dilución operativa prevista por tajo, diferenciando entre el método convencional y el método semi mecanizado de corte y relleno ascendente, a fin de evaluar su impacto sobre la producción y la ley de mineral recuperado.

La dilución se calcula empleando la siguiente ecuación (7) y de acuerdo a la Figura 33.

Figura 33

Relación entre ancho de veta y ancho de minado en la determinación de la dilución



Nota: Elaboración Propia

Por ejemplo, considerando un ancho de labor de 1.38 m (correspondiente al ancho de minado o sección que se rompe) y un ancho de veta de 1.20 m, se aplica la fórmula de dilución operativa para cuantificar la proporción de material estéril incorporado durante la extracción.

De acuerdo con los datos obtenidos en la mina, la dilución se calcula de la siguiente manera:

$$\% \text{ Dilución} = (1 - (\frac{1.20}{1.38})) * 100\% \quad (19)$$

$$\% \text{ Dilución} = 13\% \quad (20)$$

La Tabla 22, muestra la comparación de parámetros clave como potencia de veta, buzamiento, anchos y leyes, así como la dilución estimada para cada alternativa de explotación:

Tabla 22

Comparación de parámetros de dilución

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CONVENCIONAL	SEMIMECANIZADO
Potencia de veta	m	0.2-2 (1.2)	0.2-2 (1.2)
Buzamiento de Veta	°	37° a 50° al N	37° a 50° al N
Ancho de corte	m	1.2	2.4
Altura de corte	m	1.8	2.4
Ancho de veta (promedio)	m	1.2	1.2
Ancho de minado	m	1.38	1.5
Ley INSITU (Geologica)	gr/t	6	6
Ley diluida	gr/t	5.22	4.80
Dilución operativa	%	13%	20%

Nota: Elaboración Propia

4.5. Descripción del Ciclo De Minado en la Implementación de Corte Relleno

Ascendente Semi Mecanizado

El ciclo de minado en la Compañía Minera Las Bravas comprende el desarrollo de un conjunto de operaciones unitarias que se clasifican como procesos críticos y de apoyo. Estas

operaciones se describen y analizan desde un enfoque operativo y logístico, con el propósito de garantizar la continuidad de la producción y optimizar la utilización de los recursos.

La descripción de cada etapa permite identificar las ventajas y limitaciones de las alternativas de explotación, lo que facilita la selección del método más adecuado y sostenible para incrementar la productividad y asegurar la rentabilidad de la operación minera.

4.5.1. Perforación

En ambas modalidades operativas, la perforación se mantiene con equipos Jack Leg, en línea con el enfoque progresivo de semi mecanización adoptado por la Compañía Minera Las Bravas. Este tipo de equipo es óptimo para labores subterráneas con geometría restringida, permitiendo mantener la selectividad y el control del contorno en frentes de desarrollo y producción.

Además, el diseño de las mallas de perforación en el sistema semi mecanizado se realizó aplicando la teoría de Royer Holmberg, lo que permitió optimizar la distribución de los taladros, mejorar la fragmentación y asegurar un uso eficiente de los explosivos.

Equipos y suministros empleados en la perforación

- Maquina Jack Leg – [Equipo de perforación y de sostenimiento]
- Barrenos de 4, 5 y 6 pies – [Aceros de perforación]
- Las brocas de 36 mm – [Aceros de perforación]
- Aceite de túrcula. – [Aceite de perforación]
- Llave saca barrenos – [Materiales y herramientas]

La principal diferencia entre el método convencional y el semi mecanizado se encuentra en el tiempo y el consumo de aceros de perforación.

4.5.2. Voladura

En ambas modalidades operativas, se emplea emulsión encartuchada como explosivo, carmex y mecha rápida como accesorios de iniciación. Los parámetros, que definen el diseño de voladura incluyen el trazado de la malla de perforación (burden y espaciamiento), la densidad de carga y la secuencia de iniciación, optimizados para garantizar una fragmentación eficiente y control del entorno operativo.

La selección de explosivos se considera la dureza del macizo rocoso, la ventilación disponible y la geometría de las labores.

Suministros empelados en la voladura:

- Emulnor 5000, 3000 y 1000 (1"x7") – [Explosivos emulsión]
- Carmex (detonador ensamblado) – [Explosivos accesorios]
- Mecha rápida o Igneitacord – [Explosivos accesorios]

La principal diferencia entre el método convencional y el semi mecanizado radica en la cantidad de taladros cargados y el consumo de explosivos.

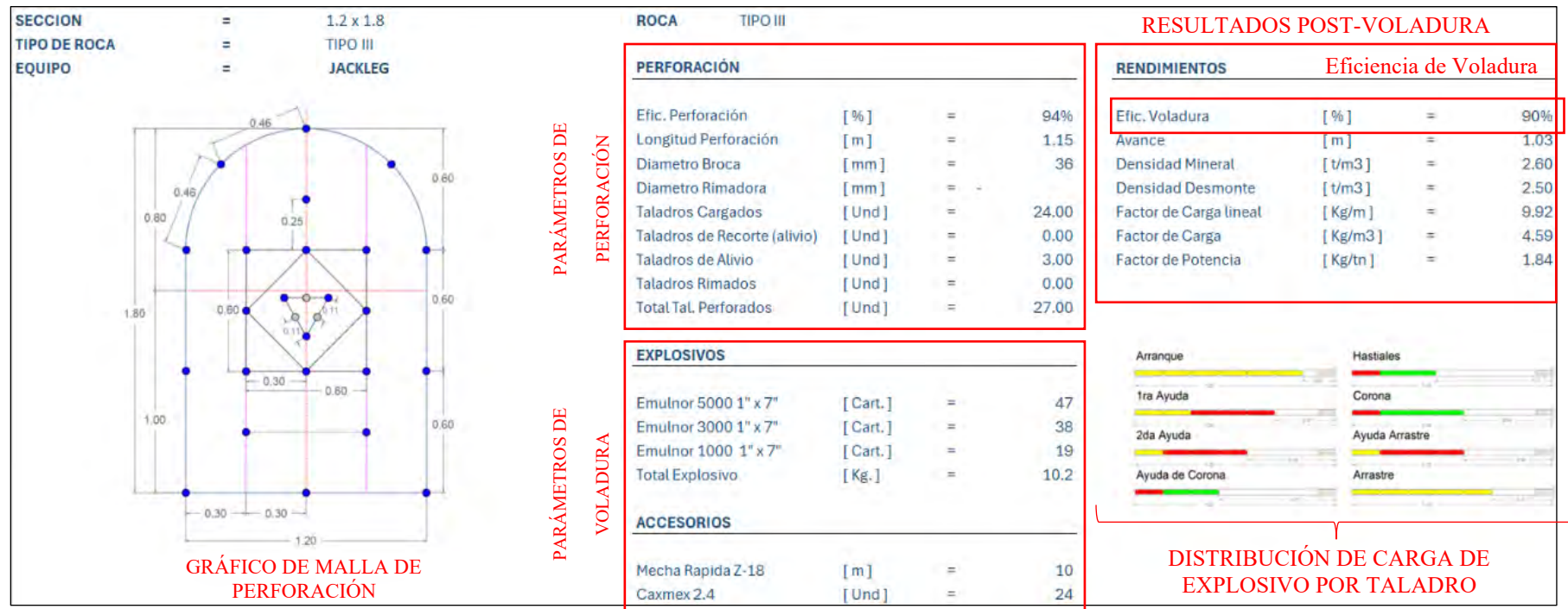
4.5.2.1. Mallas de Perforación y Voladura en Labores Convencionales.

En la etapa previa a la implementación del método semi mecanizado, las mallas de perforación utilizadas en el sistema convencional no estaban estandarizadas, lo que ocasiona un uso ineficiente de explosivos, dificultades en el control de avance y la fragmentación.

En la Figura 34 se muestra la malla de perforación y voladura en avances, con sus principales parámetros operativos. Estos datos permiten optimizar la eficiencia en las labores de perforación y voladura, alcanzando un rendimiento histórico del 90 % de eficiencia.

Figura 34

Malla de perforación de avance - Subnivel y galería de 1.2x1.8



Nota: Elaboración Propia

Tabla 23

Parámetros de perforación y voladura en labores de avances convencionales

LABOR	ANCHO (m)	ALTO (m)	TIPO DE ROCA	LONG. DE PERF (Pies)	EFEC VOL	LONG. PERF. EFFECT. (m)	Nº DE TAL.	E-1000 (1"X7") (Und)	E-3000 (1"X7") (Und)	E-5000 (1"X7") (Und)	CARMEX (Und)	MECHA RÁPIDA (cm)	EXPLOSIV O KG	FACTOR DE CARGA LINEAL (Kg/ml)
CRUCERO	2.1	2.4	TIPO I Y II	6	90%	1.65	36	96	134	0	36	15	21.98	14.84
BY PASS	2.1	2.4	TIPO I Y II	6	90%	1.65	36	96	134	0	36	15	21.98	14.84
ESTOCADA	2.1	2.4	TIPO I Y II	6	90%	1.65	36	96	134	0	36	15	21.98	14.84
RAMPA	2.1	2.4	TIPO I Y II	6	90%	1.65	36	96	134	0	36	15	21.98	14.84
CORTADA	2.1	2.4	TIPO I Y II	6	90%	1.65	36	96	134	0	36	15	21.98	14.84
VENTANA	2.1	2.4	TIPO I Y II	6	90%	1.65	36	96	134	0	36	15	21.98	14.84
GALERIA	2.1	2.4	TIPO III Y IV	6	90%	1.65	30	0	65	115	30	15	17.94	12.11
PIQUE	2.1	2.1	TIPO I Y II	4	90%	1.10	37	73	112	0	37	15	17.68	17.90
CRUCERO	1.6	1.8	TIPO I Y II	5	90%	1.37	29	74	74	0	29	10	14.12	11.44
BY PASS	1.6	1.8	TIPO I Y II	5	90%	1.37	29	74	74	0	29	10	14.12	11.44
GALERIA	1.2	1.8	TIPO I Y II	5	90%	1.10	27	47	38	19	27	10	10.23	9.92
VENTANA	1.6	1.8	TIPO I Y II	5	90%	1.37	29	74	74	0	29	10	14.12	11.44
GALERIA	1.6	1.8	TIPO III Y IV	5	90%	1.37	21	0	45	57	21	10	10.12	8.20
PIQUE	1.5	1.8	TIPO I Y II	4	90%	1.10	28	60	80	0	28	10	13.37	13.54
CHIMENEA	1.5	1.5	TIPO I Y II	4	90%	1.10	21	41	52	0	21	10	8.88	8.99
CHIMENEA	1.2	1.2	TIPO I Y II	4	90%	1.10	19	31	52	0	19	10	7.94	8.04
CHIMENEA	1.2	1.2	TIPO III Y IV	4	90%	1.10	16	0	28	36	16	10	6.35	6.43

Nota: Elaboración Propia

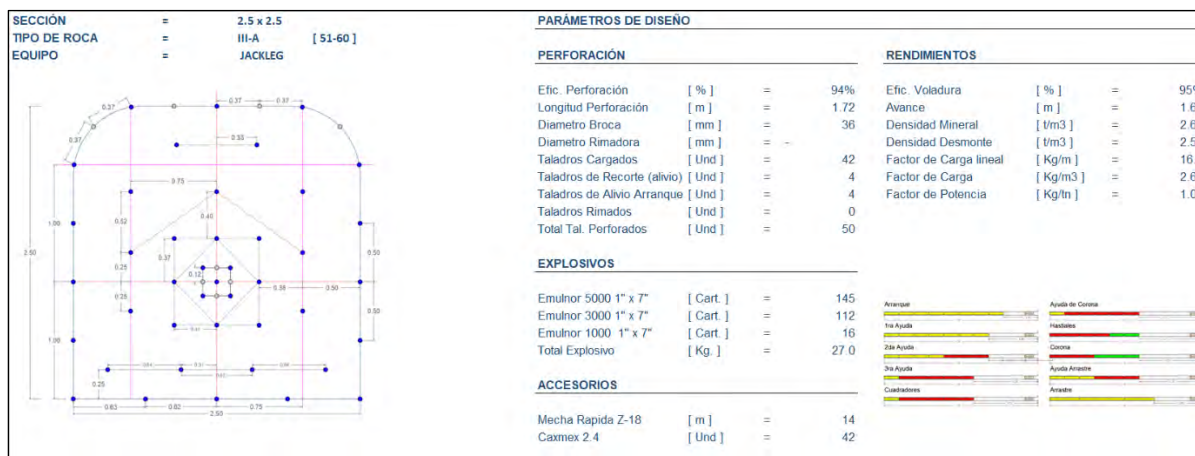
La Tabla 23 resume los principales parámetros de perforación y voladura utilizados en distintas labores bajo el método convencional, estas labores reciben distintos nombres por su objetivo dentro de la explotación subterránea.

En las mallas de tajos convencionales se ejecutan en secciones de 1.2 x 1.8 metros, con un total de 11 taladros por disparo. Bajo estas condiciones, el factor de potencia utilizado es de 0.36 kg de explosivo por tonelada de mineral.

mallas de perforación, adaptadas tanto a las características litológicas como a las secciones de las nuevas labores, optimizando así la eficiencia operativa y la seguridad del entorno subterráneo.

Figura 36

Malla de perforación de avance - Rampa de 2.5x2.5



Nota: Elaboración Propia

En la Figura 36 se muestra la malla de perforación para rampa de 2.5x2.5 m, destacando una alta eficiencia en perforación (94%) y voladura (95%).

Figura 37

Malla de perforación de producción - Tajo de 2.4x2.4



Nota: Elaboración Propia

En la Figura 37 se presenta la malla de perforación del tajo de 2.4x2.4 m, con una eficiencia de perforación y voladura del 94% y 95%, respectivamente, optimizando la producción en labores semi mecanizadas.

Tabla 25

Parámetros de Perforación y Voladura en Labores de Producción Semi Mecanizadas

	TIPO DE LABOR	ANCHO (m)	ALTO (m)	TIPO DE ROCA	LONGITUD DE BARRA	LONGITUD DE PERFORACIÓN (m)	Efic. Perforación	Taladros Cargados (Und)	Taladros de Recorte (alvijo)	Total Tal. Perforados (Und)	Emulhoor 5000 1" x 7" (Und)	Emulhoor 3000 1" x 7" (Und)	Emulhoor 1000 1" x 7" (Und)	Total Explosivo (kg)	Mecha Rápida Z-18 (Und)	Caxmex 2.4 (Und)	Efic. Voladura	Avance (m)	Densidad Mineral	Toneladas Rotas	Factor de Potencia (kg/t)	
PRODUCCIÓN	TAJOS	1.2	1.8	III-B	4	4	94%	8	5	13	-	-	4	24	2.66	5	8	95%	1.09	2.6	6.73	0.40
	TAJOS	1.2	1.8	IV-A	4	4	94%	6	5	11	-	-	-	20	1.89	5	6	95%	1.09	2.6	6.73	0.28
	TAJOS	1.2	1.8	IV-B	4	4	94%	4	5	9	-	-	-	16	1.52	5	4	95%	1.09	2.6	6.73	0.23
	TAJOS	1.9	2.1	III-B	4	4	94%	14	5	19	-	-	10	40	4.75	8	14	95%	1.09	2.6	12.42	0.38
	TAJOS	1.9	2.1	IV-A	4	4	94%	11	3	14	-	-	-	36	3.41	8	11	95%	1.09	2.6	12.42	0.27
	TAJOS	1.9	2.1	IV-B	4	4	94%	8	7	15	-	-	-	30	2.84	8	8	95%	1.09	2.6	12.42	0.23
	TAJOS	2.4	2.4	III-B	4	4	94%	15	5	20	-	-	10	46	5.32	14	15	95%	1.09	2.6	17.94	0.30
	TAJOS	2.4	2.4	IV-A	4	4	94%	14	3	17	-	-	4	48	4.93	14	14	95%	1.09	2.6	17.94	0.27
	TAJOS	2.4	2.4	IV-B	4	4	94%	10	7	17	-	-	-	36	3.41	14	10	95%	1.09	2.6	17.94	0.19

Nota: Elaboración Propia

La Tabla 25 presenta un análisis detallado de las mallas de perforación y voladura en tajos de producción, permitiendo un mayor control operativo. Se observa que las labores mantienen una eficiencia del 95 % en voladura.

Tabla 26

Parámetros de Perforación y Voladura en Labores de Avances Semi Mecanizadas

	TIPO DE LABOR	ANCHO (m)	ALTO (m)	TIPO DE ROCA	LONGITUD DE PERFORACIÓN (m)	Taladros Cargados (Und)	Total Tal. Perforados (Und)	Emulnor 5000 1" x 7" (Und)	Emulnor 3000 1" x 7" (Und)	Emulnor 1000 1" x 7" (Und)	Total Explosivo (kg)	Mecha Rapida Z-18 (Und)	Caxmex 2.4 (Und)	Avance (m)	Factor de Carga (kg/ml)
AVANCES	AVANCE	2.5	2.5	II-B	6	44	52	159	137	-	29.3	14	44	1.63	1.11
	AVANCE	2.5	2.5	III-A	6	42	50	145	112	16	27.0	14	42	1.63	1.02
	AVANCE	2.5	2.5	III-B	6	40	49	120	92	49	25.7	14	41	1.63	0.97
	AVANCE	2.5	2.5	IV-A	4	34	41	-	74	60	12.8	10	34	1.09	0.72
	AVANCE	2.5	2.5	IV-B	4	26	33	-	19	87	10.1	8	26	1.09	0.57
	AVANCE	2.5	2.5	II-B	5	44	52	145	107	-	25.0	12	44	1.36	1.13
	AVANCE	2.5	2.5	III-A	5	42	50	131	84	5	21.9	13	42	1.36	0.99
	AVANCE	2.5	2.5	III-B	5	40	48	101	79	44	22.0	13	40	1.36	1.00
	AVANCE	2.5	2.5	II-B	4	44	52	131	77	-	20.7	10	44	1.09	1.17
	AVANCE	2.5	2.5	III-A	4	42	50	100	68	27	19.3	12	42	1.09	1.09
	AVANCE	2.5	2.5	III-B	4	40	48	85	66	33	18.1	12	40	1.09	1.02
	AVANCE	2.4	2.4	IV-A	4	32	39	-	67	59	12.0	14	32	1.09	0.74
	AVANCE	2.4	2.4	IV-B	4	25	32	-	19	84	9.8	14	25	1.09	0.60
	AVANCE	2.1	2.4	II-B	6	36	44	135	82	30	24.4	14	36	1.63	1.14
	AVANCE	2.1	2.4	III-A	6	35	44	110	92	28	22.7	14	35	1.63	1.06
	AVANCE	2.1	2.4	III-B	6	32	41	66	116	28	20.5	14	32	1.63	0.96
	AVANCE	2.1	2.4	IV-A	4	31	37	-	71	52	11.8	14	31	1.09	0.82
	AVANCE	2.1	2.4	IV-B	4	24	30	-	-	99	9.4	14	24	1.09	0.66
	AVANCE	1.9	2.1	III-B	6	30	39	64	106	30	19.5	14	30	1.63	1.15
	AVANCE	1.9	2.1	IV-A	4	26	32	-	56	48	9.9	14	26	1.09	0.88
	AVANCE	1.9	2.1	IV-B	4	23	29	-	7	88	9.0	14	23	1.09	0.80
	AVANCE	1.6	1.8	III-B	6	29	38	56	106	30	18.7	14	29	1.63	1.53
	AVANCE	1.6	1.8	IV-A	4	22	28	-	59	36	9.1	14	22	1.09	1.11
	AVANCE	1.6	1.8	IV-B	4	23	29	-	7	88	9.0	14	23	1.09	1.10
	AVANCE	1.2	1.8	III-A	4	24	27	47	38	19	10.2	10	24	1.09	1.74
	AVANCE	1.2	1.8	III-B	4	20	23	37	28	20	8.3	10	20	1.09	1.42
	AVANCE	1.2	1.8	IV-A	4	19	24	-	30	46	7.2	10	19	1.09	1.23
	AVANCE	1.2	1.8	IV-B	4	16	21	-	-	61	5.8	10	16	1.09	0.98
	AVANCE	1.5	1.5	II-B	4	23	27	45	52	-	9.6	14	23	1.09	1.56
	AVANCE	1.5	1.5	III-A	4	21	25	41	24	24	8.7	14	21	1.09	1.43
	AVANCE	1.5	1.5	III-B	4	20	24	24	28	32	8.2	14	20	1.09	1.33
	AVANCE	1.5	1.5	IV-A	4	19	22	-	55	24	7.6	14	19	1.09	1.23
	AVANCE	1.5	1.5	IV-B	4	15	18	-	39	24	6.0	14	15	1.09	0.98
	AVANCE	2.4	1.2	II-B	4	32	36	50	83	-	13.1	14	32	1.09	1.67
	AVANCE	2.4	1.2	III-A	4	29	33	36	33	47	11.3	14	29	1.09	1.44
	AVANCE	2.4	1.2	III-B	4	26	30	20	46	40	10.2	14	26	1.09	1.31
	AVANCE	2.4	1.2	IV-A	4	21	25	-	45	40	8.1	14	21	1.09	1.04
	AVANCE	2.4	1.2	IV-B	4	18	26	-	-	73	6.9	14	18	1.09	0.88

Eficiencia de perforación de 94%

Eficiencia de voladura de 95%

Nota: Elaboración Propia

La Tabla 26 muestra los parámetros de perforación y voladura en labores de avance semi mecanizadas. Esta información permite cuantificar la cantidad de suministros empleados, complementando los datos presentados en las tablas anteriores.

4.5.3. Sostenimiento

En la situación actual de explotación y la propuesta, el sostenimiento se basa principalmente en el uso de cuadros de madera, considerados un suministro esencial para la estabilidad de las labores subterráneas. En la alternativa convencional, la decisión de instalarlos depende en gran medida de la experiencia de los supervisores (capataz) y jefes de guardia.

Con la implementación del método semi mecanizado, este proceso se vuelve más planificado, pues se apoya en la clasificación geomecánica del macizo rocoso, lo que permite definir el tipo de sostenimiento requerido según la competencia de la roca. De esta manera, no solo se utilizan cuadros de madera y puntales de seguridad, sino también pernos Split Set, mallas electrosoldadas y cimbras, que se adaptan al tipo de labor y a su permanencia.

Este enfoque integral fortalece la seguridad de los trabajadores, optimiza el uso de recursos y reduce riesgos operativos.

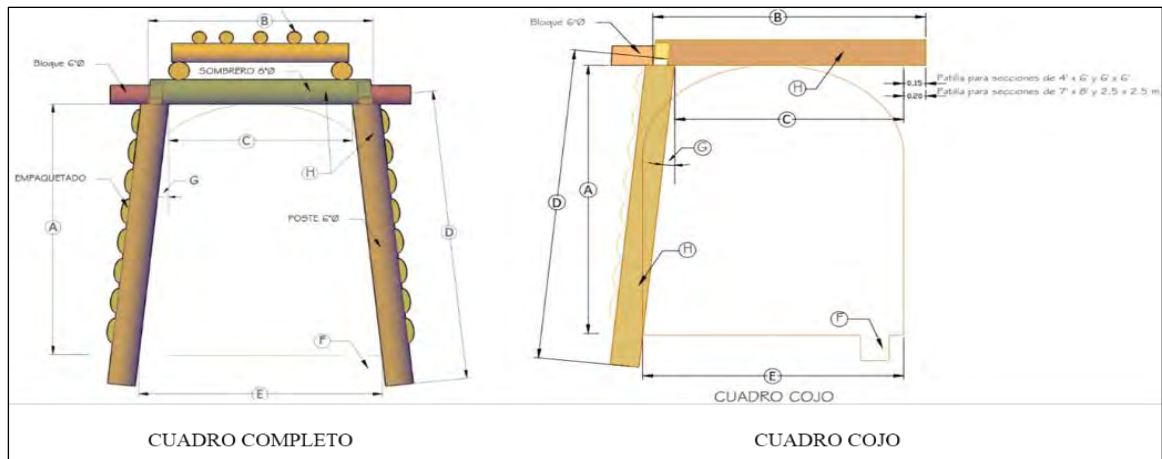
4.5.3.1. Sostenimiento en Labores Convencionales.

En las labores convencionales, el sostenimiento se limita al uso de cuadros de madera, dimensionados de acuerdo con las secciones de la unidad minera. Aunque cumplen su función, presentan limitaciones en cuanto a durabilidad, generan mayores costos de reposición y requieren más esfuerzo de mano de obra en su instalación.

4.5.3.1.1. *Sostenimiento con Cuadros de Madera.*

Figura 38

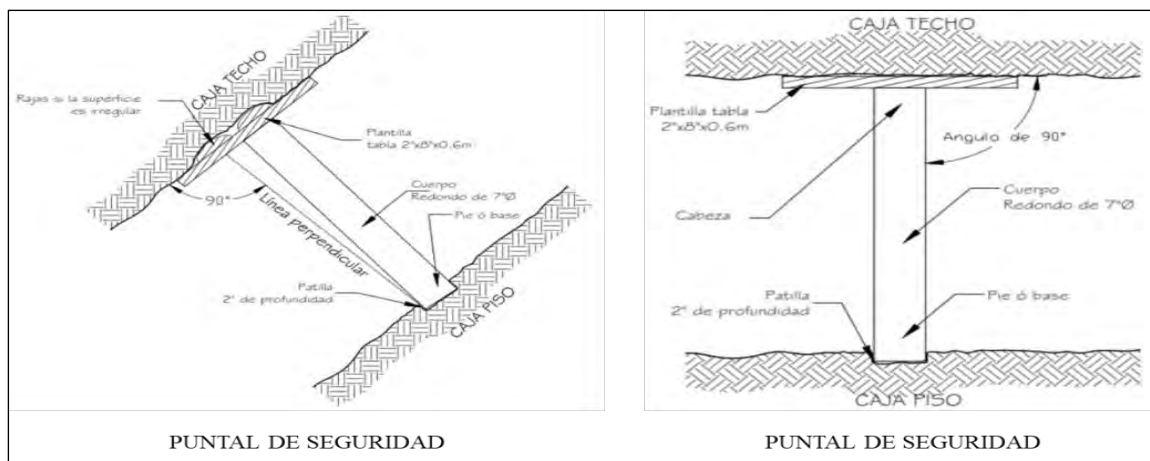
Cuadro completo y cuadro cojo para secciones 1.2x1.8



Notas: Área de geomecánica

Figura 39

Puntales de seguridad empleados en labores convencionales



Notas: Área de geomecánica

Este cuadro permite visualizar de manera ordenada los insumos requeridos para el sostenimiento, de acuerdo con las dimensiones programadas y las condiciones de cada labor subterránea. A continuación, la Tabla 27 se presenta el consumo de madera en secciones

convencionales, mostrando un detalle por cada sección y tipo de labor. Estos son utilizados a criterio de la supervisión de operaciones y jefatura de guardia

Tabla 27

Cuadro de consumo de madera en secciones convencionales

NOMBRE DE LABOR	TIPO DE LABOR	ABREV	TIPO DE ROCA	ANCHO (m)	ALTO (m)	SECCIÓN	AV. POR DISP (m)	PUNTAL 8" x 2.5 m	PUNTAL 7" x 2.5 m	PUNTAL 6" x 2.5 m	PUNTAL 5" x 2.5 m	PUNTAL 4" x 2.5 m	TABLAS	RAJAS	ESCALERAS	DURMIENTES	PUNTAL 4" (ESPECIAL)
ORE PASS	Avance	OP	IV	1.5	1.5	1.5x1.5	1				2		2		0.1		0.5
CHIMENEA	Avance	CH	IV	1.2	1.2	1.2x1.2	1	4		2	5		1		0.3		
SUB NIVEL	Avance	SN	IV	1.2	1.8	1.2x1.8	1		3	2	2		1	8			0.5
CHIMENEA	Avance	CH	IV	2.4	1.2	2.4x1.2	1	6		3		5	1		0.4		0.5
INCLINADO	Avance	IN	IV	1.5	1.8	1.5x1.8	1	0		1			1			0.7	0.5
GALERIA	Avance	GL	IV	1.6	1.8	1.6x1.8	1		3	2		2	1	8			0.5
INCLINADO	Avance	IN	IV	2.1	2.1	2.1x2.1	1		3	2		2	1	8		0.7	0.5
GALERIA	Avance	GL	IV	2.1	2.4	2.1x2.4	1	3		2		3	1	10			0.5
TAJO	Producción	TJ	IV	1.2	1.8	1.2x1.8	1		3	2		2	1	8	0.0		0.5
ESTOCADA	Avance	EST	IV	1.2	1.8	1.2x1.8	1		3	2		2	1	8			0.5
ESTOCADA	Avance	EST	IV	1.6	1.8	1.6x1.8	1		3	2		2	1	8			0.5
VENTANA	Avance	VNT	IV	1.6	1.8	1.6x1.8	1		3	2		2	1	8			0.5
CHIMENEA	Avance	CH	IV	1.2	2.4	1.2x2.4	1	6		3		5	1		0.4		
CAMARA	Avance	CM	IV	2.1	2.4	2.1x2.4	1	3		2		3	1	10			0.5
CRUCERO	Avance	CX	IV	2.1	2.4	2.1x2.4	1	3		2		3	1	10			0.5
VENTANA	Avance	VN	IV	1.6	1.8	1.6x1.8	1		3	2		2	1	8			0.5

Nota: Elaboración Propia

4.5.3.1.2. Traslado de Madera para Sostenimiento.

El abastecimiento de madera para sostenimiento en los niveles de producción es una actividad clave dentro de la operación subterránea. Antes de la implementación, el traslado de este material se realiza mediante distintos métodos, dependiendo de la zona de trabajo.

En las zonas de Alto Planta y Cambio, el transporte de la madera se lleva a cabo utilizando un winche de izaje, el cual permite elevar los materiales desde zonas inferiores hasta los puntos de sostenimiento. Para esta labor, se cuenta con un equipo conformado por un maestro winchero y cuatro ayudantes wincheros, dedicados exclusivamente a esta tarea. En cambio, en las zonas de Cola Cambio Superior, Intermedio e Inferior, el traslado se realiza

de manera manual a través de las chimeneas, lo cual representa un mayor esfuerzo físico y limita la eficiencia del proceso.

Este sistema presenta una clara ineficiencia operativa, ya que requiere personal exclusivo para una sola función, sin posibilidad de rotación o apoyo en otras tareas productivas. Además, el método manual expone al personal a mayores riesgos ergonómicos y a condiciones desfavorables, lo que refuerza la necesidad de mejorar el sistema de logística interna como parte de la futura implementación del método semi mecanizado.

4.5.3.2. Sostenimiento en Labores Semi Mecanizadas.

En la alternativa semi mecanizada se considera que el sostenimiento no se limita únicamente al uso de cuadros de madera. Dependiendo de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, se incorporan sistemas más versátiles y de mayor capacidad de resistencia, como pernos Split Set, mallas electrosoldadas y cimbras metálicas, todos aplicados según recomendaciones geomecánicas y características de cada labor subterránea.

4.5.3.2.1. Sostenimiento con Cuadros de Madera en Labores Semi Mecanizadas.

La utilización de cuadros de madera continúa siendo necesaria en labores de preparación y desarrollo, especialmente en secciones donde se requiere una rápida instalación y flexibilidad. La variedad de secciones en la mina obliga a adaptar los cuadros a diferentes dimensiones, lo que permite mantener la seguridad operativa y optimizar el avance de los trabajos.

Los tipos de puntales en sostenimiento de cuadros que se utilizan que luego serán utilizados según la sección y tipo de labor

- Puntales de 9", 8", 7", 6", 5" y 4" con longitudes entre 2.5 m y 4 m.
- Tablas de madera de 2" x 8" x 3 m.
- Raja de madera de 5" x 3 m.
- Escaleras de eucalipto.
- Durmientes de soporte de 4" x 6" x 1 m.

Los elementos mencionados se distribuyen según el tipo de labor y las recomendaciones geomecánicas emitidas por el área de Geomecánica, asegurando la estabilidad del terreno y un sostenimiento adecuado para cada frente de trabajo.

En la Tabla 28 presenta el cuadro de consumo de madera en las diferentes secciones semi mecanizadas de la mina. En ella se detalla el tipo de labor, las dimensiones, el tipo de roca y los elementos de sostenimiento empleados, como puntales, tablas, rajaduras y durmientes. Esta información permite determinar el consumo promedio por labor, facilitando la planificación del sostenimiento y la gestión de materiales en mina conforme a las condiciones geomecánicas y operativas.

Tabla 28

Cuadro de consumo de madera en secciones semi mecanizadas

TIPO DE LABOR	LABOR	ABREV	TIPO DE ROCA	ANCHO	ALTO	TIPO DE MINADO	AVANCE POR METRO	PUNTA DE 9" X 4M	PUNTA DE 8" X 4M	PUNTA DE 9" X 3M	PUNTA DE 8" X 3M	PUNTA DE 5" X 3M	PUNTA DE 8" X 2.5M	PUNTA DE 7" X 2.5M	PUNTA DE 6" X 2.5M	PUNTA DE 5" X 2.5M	PUNTA DE 4" X 2.5M	TABLAS DE MADERA DE 2" X 8" X 3 M	RAJA MADERA 5" X 3 MTR.	ESCALERA DE MAD (EUCALIPTO)	DURMIENTE DE MAD (SOPORTE) 4" X 6" X 1 M
Rampa	Avance	RP	IVA	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09				1		2		2	0.5	3	1	10		
Rampa	Avance	RP	IVB	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09				1		2		3	0.5	3	1	12		
Rampa Bsc	Avance	BSC	IVA	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09		0.24		1		2		2	0.5	3	1	10		
Rampa Bsc	Avance	BSC	IVB	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09		0.24		1		2		3	0.5	3	1	12		
Crucero	Avance	CX	IVA	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09				1		2		2	0.5	3	1	10		
Crucero	Avance	CX	IVB	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09				1		2		3	0.5	3	1	12		
Bypass	Avance	BP	IVA	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09						3		2	0.5	3	1	10		
Bypass	Avance	BP	IVB	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09						3		3	0.5	3	1	12		
Ventana	Avance	VN	IVA	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09		0.24				3		2	0.5	3	1	10		
Ventana	Avance	VN	IVB	2.5	2.5	Semi mecanizado	1.09		0.24				3		3	0.5	3	1	12		
Galerías	Avance	GL	IVA	2.4	2.4	Semi mecanizado	1.09				1		2		2	0.5	3	1	10		
Galerías	Avance	GL	IVB	2.4	2.4	Semi mecanizado	1.09				1		2		3	0.5	3	1	12		
Galerías	Avance	GL	IVA	2.1	2.1	Semi mecanizado	1.09						3		3	0.5	2	1	8		
Galerías	Avance	GL	IVB	2.1	2.1	Semi mecanizado	1.09						3		3	0.5	2	1	10		
Galerías	Avance	GL	IVA	1.6	2.1	Convencional	1.09						3		2	0.5	2	1	8		
Galerías	Avance	GL	IVB	1.6	2.1	Convencional	1.09						3		2	0.5	2	1	9		
Galerías	Avance	GL	IVA	1.9	2.1	Semi mecanizado	1.09						3		2	0.5	2	1	8		
Galerías	Avance	GL	IVB	1.9	2.1	Semi mecanizado	1.09						3		2	0.5	2	1	9		
Galerías	Avance	GL	IVA	2.1	2.4	Semi mecanizado	1.09						3		2	0.5	2	1	10		
Galerías	Avance	GL	IVB	2.1	2.4	Semi mecanizado	1.09						3		2	0.5	2	1	11		
Subnivel	Avance	SN	IVA	1.9	2.1	Convencional	1.09						3		2	0.5	2	1	8		
Subnivel	Avance	SN	IVB	1.9	2.1	Convencional	1.09						3		2	0.5	2	1	9		
Subnivel	Avance	SN	IVA	1.2	1.8	Semi mecanizado	1.09						3		2	0.5	2	1	8		
Subnivel	Avance	SN	IVB	1.2	1.8	Semi mecanizado	1.09						3		2	0.5	2	1	9		
Estocada	Avance	EST	IVA	1.2	1.8	Convencional	1.09						3		2	0.5	2	1	8		
Chimenea	Avance	CH	IVA	1.5	1.5	Convencional	1.09										2	2		0.08	
Chimenea	Avance	CH	IVB	1.5	1.5	Convencional	1.09										2	2		0.1	
Chimenea	Avance	CH	IVA	1.2	1.2	Convencional	1.09					4			2		5	0.5		0.3	
Chimenea	Avance	CH	IVB	1.2	1.2	Convencional	1.09					4			3		5	0.5		0.4	
Chimenea	Avance	CH	IVA	2.4	1.5	Convencional	1.09					6			3		5	1		0.4	
Inclinado	Avance	IN	IVA	1.5	1.8	Convencional	1.09					0			0.5	0.5		1.333			0.67
Tajo	Producción	TJ	IVA	1.2	1.8	Convencional	6.7 t						3		2	0.5	2	1	8		
Tajo	Producción	TJ	IVB	1.2	1.8	Convencional	6.7 t						3		2	0.5	2	1	9		
Tajo	Producción	TJ	IVA	2.4	2.4	Semi mecanizado	17.94 t						3		2	0.5	3	1	10		
Tajo	Producción	TJ	IVB	2.4	2.4	Semi mecanizado	17.94 t						3		3	0.5	3	1	12		

Nota: Elaboración Propia

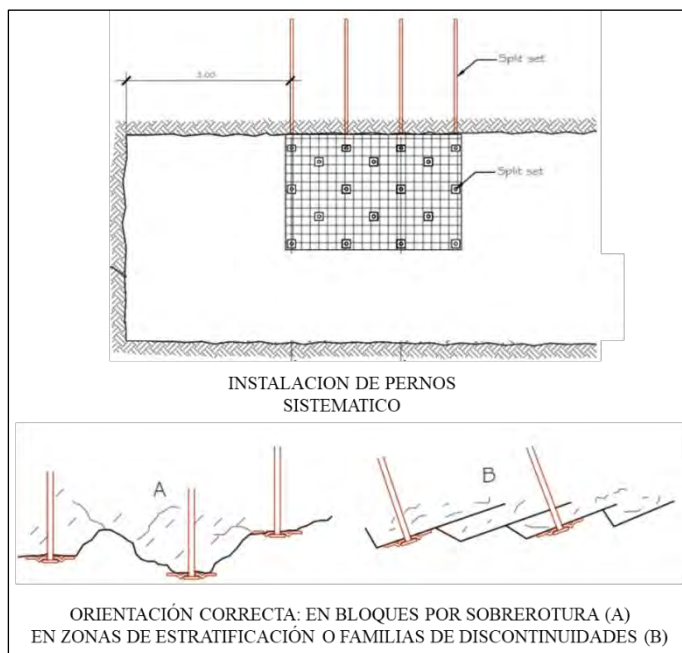
4.5.3.2.2. *Sostenimiento con Pernos Split Set.*

El sostenimiento con pernos Split Set constituye una de las principales técnicas empleadas en la Compañía Minera Las Bravas para reforzar la estabilidad del macizo rocoso. Estos pernos, de longitudes de 4, 5 y 7 pies, se instalan de manera puntual según las condiciones geomecánicas identificadas en cada labor.

Para su instalación se utiliza un Jack Leg, adaptado con un accesorio que permite insertar el perno de manera rápida y eficiente, incluso en espacios reducidos. En labores de avance y zonas de tránsito frecuente, los pernos de 4 y 5 pies aseguran la estabilidad inmediata del macizo. Por su parte, los pernos de 7 pies se aplican principalmente en labores de infraestructura con secciones de mayor envergadura, donde las condiciones de esfuerzo y las dimensiones requieren un refuerzo adicional.

Figura 40

Instalación de pernos Split Set: orientación sistemática en macizo rocoso



Nota: Área de Geomecánica

4.5.3.3. Sostenimiento con Mallas Electrosoldadas.

Las mallas electrosoldadas se emplean como complemento al sostenimiento con pernos, permitiendo confinar el macizo fracturado y evitar la caída de bloques pequeños. Su uso se prioriza en labores permanentes o con mayor tránsito, donde la seguridad del personal es crítica.

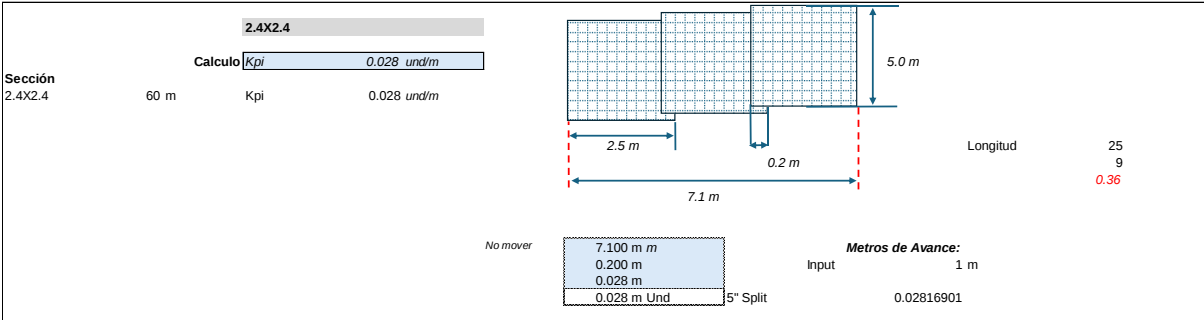
En el caso de roca tipo III-B, las mallas empleadas presentan dimensiones estándar de 2.5 m x 25 m por unidad.

Cálculo de mallas para una labor de 2.4 x 2.4:

En la Figura 40 muestra la disposición y cobertura de mallas en una labor típica, con una densidad de instalación de 0.028 unidades por metro lineal de avance, garantizando una adecuada estabilidad en zonas de avance.

Figura 41

Cálculo y disposición de mallas electrosoldadas en labor de 2.4 x 2.4 m – Tipo de roca IIIB



Nota: Elaboración Propia

4.5.3.4. Sostenimiento con Cimbras.

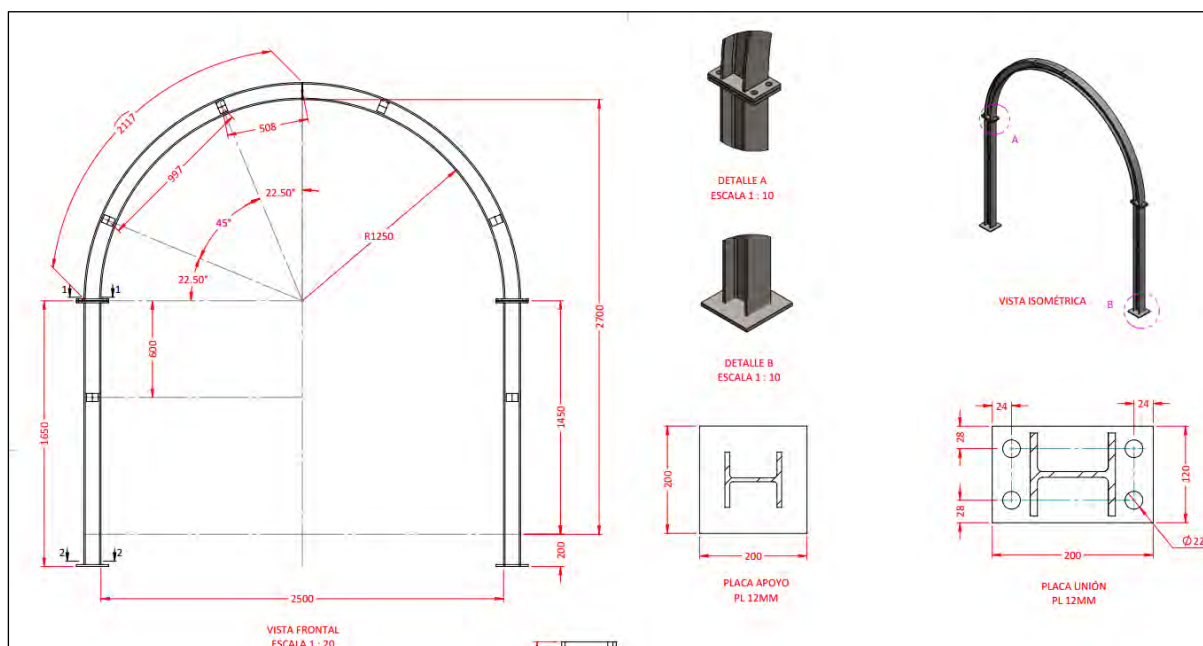
Las cimbras metálicas se utilizan en labores donde se requiere un sostenimiento robusto y de mayor durabilidad, bocaminas, rampas o accesos estratégicos. Su aplicación está

orientada a labores de largo plazo, donde la inversión en un sistema más sólido asegura la continuidad operativa y minimiza costos de mantenimiento.

La instalación de cimbras se recomienda en zonas con alta inestabilidad geomecánica o en labores permanentes que forman parte de la infraestructura principal, tales como rampas o accesos de ventilación. Asimismo, se consideran las siguientes dimensiones para su correcta instalación.

Figura 42

Cimbra de sostenimiento metálica – Vista frontal y detalles constructivos



Nota: Área de geomecanica

En la Figura 41 muestra la estructura empleada en labores semi mecanizadas para garantizar la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad del personal.

Figura 43

Tabla de Recomendación Geomecánica para Sostenimiento en Mina

Tabla Geomecánica RMR							Tipo de Sostenimiento		
Riesgo de Estabilidad	Código de colores	Categoría	Descripción clase de roca	Valuación según RMR	GSI	Grado de estabilidad	Avances (Preparación y explotación y desarrollo)		Explotación (Tajeos)
							Temporales ≤ 1 año	Permanentes > 1 año	
Riesgo Bajo		II A	BUENA A	71-80	LF/R F/B	ESTABLE	Perno de fricción ocasional y puntual.	Perno cementado ocasional o puntual.	Perno de fricción ocasional o puntual.
		II B	BUENA B	61-70	F/R		Perno de fricción ocasional, longitud pernos: 4-5 pies.	Perno cementado espaciados a 1.2mx1.2m longitud: 4 pies, Malla: Solo en áreas críticas	Perno de fricción ocasional, longitud pernos: 4-5 pies.
Riesgo Medio		III A	REGULAR A	51-60	F/P MF/R	MED. ESTABLE	Perno de fricción espaciados 1.2m x 1.2m, longitud pernos: 4-5 pies, Malla: Sistemática.	Perno cementado espaciados a 1.2m x 1.2m, longitud pernos: 4 pies, Malla: Sistemática.	Perno de fricción 1.2m x 1.2m, longitud pernos: 4-5 pies, Malla: Sistemática.
		III B	REGULAR B	41-50	MF/P IF/R		Perno de fricción espaciados a 1.0mx1.0m longitud pernos: 4-5 pies, Malla: Sistemática.	Perno cementado espaciados a 1.0mx1.0m longitud pernos: 4-5 pies, Malla: Sistemática.	Perno de fricción espaciados a 1.0mx1.0m longitud pernos: 4-5 pies, Malla: Sistemática y/o puntal de seguridad con plantilla puntual
Riesgo Alto		IV A	POBRE A	31-40	MF/MP IF/P	INESTABLE	Shotcrete de 2" con fibra, perno cementado o expansivos espaciados a 1.0m x 1.0m, longitud pernos: 4-5 pies o cuadros de 1.2m	Shotcrete de 2" con fibra, perno cementado o expansivos espaciados a 1.0m x 1.0m, longitud pernos: 4 pies.	Shotcrete de 2" con fibra, perno cementado o expansivos 1.0m x 1.0m, longitud pernos: 4-5 pies o cuadros de 1.2m
		IV B	POBRE B	21-30	IF/MP		Shotcrete de 2" con fibra, perno cementado o expansivos espaciados a 1.0m x 1.0m, longitud pernos: 4-5 pies o cuadros de 1.0m	Shotcrete de 2" con fibra más perno cementado y/o resina a columna completa espaciados a 1.0mx0.85m en forma de rombo.	Shotcrete de 2" con fibra, perno cementado o expansivos espaciados a 1.0m x 1.0m, longitud pernos: 4-5 pies o cuadros de 1.0m
		V	MUY POBRE	<20	T/MP	MUY INESTABLE	Shotcrete de 3" con fibra más perno de expansivos espaciados a 1.0mx0.85m o cuadros de madera espaciados a 0.80m de luz.	Shotcrete de 3" con fibra, perno cementado y/o resina a columna completa espaciados a 1.0x0.85m y/o cimbras de perfil H.	Shotcrete de 3" con fibra más perno de expansivos espaciados a 1.0mx0.85m o cuadros de madera espaciados a 0.80m de luz, colocar marchahuyente.

Nota: Área de Geomecánica

La figura muestra la tabla de recomendación geomecánica utilizada por la compañía, mediante la cual se determina el tipo de sostenimiento a emplear en mina según la clasificación RMR y las condiciones del macizo rocoso.

Tabla 29

Tipos de Sostenimiento Aplicados Según Labor y Tipo de Roca en la Compañía Minera Las Bravas

TIPO DE LABOR	LABOR	TIPO DE ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO	ESPACIADO	MATERIAL	ANCHO PROG (m)	ALTO PROG (m)
Avance	Rampa	III-A	Perno Sistemático	1.7	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Rampa	III-B	Perno Sistemático + Malla	1.7 x 0.90	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	II-B	Perno Puntual		Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	III-A	Perno Sistemático	1.7	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	III-B	Perno Sistemático + Malla	1.7 x 0.90	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	IV-A	Cuadro	1.2	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Crucero	IV-B	Cuadro	0.8	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Bypass	II-B	Perno Puntual		Desmonte	2.1	2.4
Avance	Bypass	III-A	Perno Sistemático	1.7	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Bypass	III-B	Perno Sistemático + Malla	1.7 x 0.90	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	II-B	Perno Puntual		Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	III-A	Perno Sistemático	1.7	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	III-B	Perno Sistemático + Malla	1.7 x 0.90	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	IV-A	Cuadro	1.2	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Ventana	IV-B	Cuadro	0.8	Desmonte	2.1	2.4
Avance	Galerías	III-A	Cuadro	1.2	Desmonte	1.6	1.8
Avance	Galerías	III-B	cuadro	0.8	Desmonte	1.6	1.8
Avance	Galerías	IV-A	Cuadro	1.2	Mineral	1.6	1.8
Avance	Galerías	IV-B	cuadro	0.8	Mineral	1.6	1.8
Avance	Subnivel	III -B	Perno Sistemático + Malla		Mineral	1.2	1.8
Avance	Subnivel	IV-A	Cuadro	1.1	Mineral	1.2	1.8
Avance	Subnivel	IV-B	Cuadro	0.8	Mineral	1.2	1.8
Avance	Estocada	III-A	Perno Sistemático	1.7	Desmonte	1.2	1.8
Avance	Estocada	III-B	Perno Sistemático + Malla	1.7 x 0.90	Desmonte	1.2	1.8
Avance	Estocada	IV-A	Cuadro	1.1	Mineral	1.2	1.8
Producción	Tajo	IV-A	Cuadro	1.1	Mineral	1.2	1.8
Producción	Tajo	IV-B	Cuadro	0.8	Mineral	1.2	1.8

Nota: Elaboración Propia

La Tabla 29 muestra los tipos de sostenimiento utilizados en labores de avance y producción, considerando el tipo de roca, espaciamiento, método de minado y material. Esta información permite definir el soporte más adecuado en función de las condiciones geomecánicas de cada labor.

4.5.4. Acarreo

El acarreo del mineral y del material estéril constituye una de las actividades más relevantes dentro de las operaciones mineras, tanto en el método convencional como en la modalidad semi mecanizada. Su adecuada descripción es fundamental, ya que en este punto se evaluará el impacto económico derivado del tiempo de limpieza y transporte de materiales. Además, el acarreo no solo forma parte del ciclo productivo de extracción, sino que también está estrechamente vinculado con la etapa de relleno, lo que refuerza la importancia de una gestión logística eficiente.

4.5.4.1. Acarreo en Labores Convencionales.

En la alternativa convencional, el traslado del material fragmentado se realiza principalmente de manera manual y con equipos de baja capacidad. Para las labores de limpieza y acarreo se emplean lampas, carretillas, equipos Z-20 y motodumpers de 1.5 toneladas, los cuales permiten movilizar el material hasta las tolvas verticales.

Posteriormente, desde las tolvas, el mineral y el desmonte se transportan hacia superficie mediante locomotoras de 4.5 y 5.5 toneladas, operando principalmente en las zonas Alto Planta y Cambio. En el caso particular de la zona Cola Cambio, debido a la configuración topográfica y la ruta de salida, el acarreo desde las tolvas hasta superficie se efectúa exclusivamente con motodumpers, lo que incrementa el tiempo y el costo de transporte frente a otras áreas de la mina.

a) Lampas tipo cuchara

b) Carretilla

Para la limpieza de un frente con sección de 1.2 x 1.8 metros y una longitud de perforación de 4 pies, se requieren entre 28 y 30 carretillas.

Figura 44

Limpieza de Mineral con carretilla y lampas mineras



Nota: Área de operaciones mina

El tiempo de limpieza de mineral con carretillas es de aproximadamente 2.5 a 3.0 horas, lo que genera demoras en el ciclo de minado y reduce la eficiencia operativa en las labores de producción

c) Carritos Mineros Z-20

Características técnicas:

- Altura: 1.20 m
- Ancho: 0.60 m
- Longitud: 1.15 m
- Capacidad: 0.41 m³ ~ 1 tonelada

Figura 45

Limpieza manual de mineral con Z-20 en el SN 1068 – Nivel 1690



Nota: Área de operaciones mina

En la Figura 44, se observa la limpieza de mineral con lampa minera hacia un carrito Z-20 en el subnivel 1068 del nivel 1690. Esta operación, de carácter manual, evidencia una baja eficiencia operativa típica de zonas convencionales, donde el proceso de carguío es lento y requiere alta demanda de mano de obra.

d) Motodumper (Mini Dumper 1.5 t Eléctrico 3500W)

En la Figura 46, se observa el proceso de carguío de un Motodumper de 1.5 t desde la tolva ubicada en el nivel 1665, como parte del sistema de acarreo convencional utilizado en la operación subterránea.

Figura 46

Carga de Motodumper desde tolva en el nivel 1665



Nota: Área de operaciones mina

e) Carros U-35

Los carros U-35 son utilizados en labores de acarreo interno en zonas con infraestructura convencional pero como en la zona de Alto planta es un proceso se tomará en cuenta también el uso de estos carros en la alternativa semi mecanizada. A continuación, se detallan sus características técnicas principales:

- Capacidad de carga 1.46 toneladas
- Peso de carro: 620 kg

Los carros mineros tipo U-35 son cargados mediante tolvas de transferencia ubicadas en los niveles 1640 y 1820. Estas tolvas reciben el mineral proveniente de los niveles superiores: 1665, 1690, 1715 y 1740, que funcionan como zonas de producción.

Figura 47

Tolva de la CH 990 - NV 1640



Nota: Área de operaciones mina

En la Figura 46, se muestra la transferencia de mineral en la chimenea 990, nivel 1640. El material desciende por gravedad desde los niveles superiores y es recibido en la tolva, desde donde se carga en carros U-35 para su acarreo.

f) Locomotoras

La locomotora subterránea constituye un equipo clave en el sistema de acarreo ferroviario, utilizado principalmente en las zonas Cambio y Alto Planta. Debido a su eficiencia operativa y a la infraestructura disponible en estas zonas, este equipo será considerado en ambas alternativas de explotación: convencional y semi mecanizada.

- **LOCOMOTORA 4.5 T EN EL NV 1820**

- ✓ Tipo: Eléctrica a batería.
- ✓ Capacidad de arrastre: 8 a 12 carros tipo U-35 (dependiendo de la pendiente y estado de vías).
- ✓ Velocidad máxima: 8 a 12 km/h.
- ✓ Usos: Transporte de mineral y desmonte en el nivel 1820

- **LOCOMOTORA 5.5 T EN EL NV 1640**

- ✓ Tipo: Eléctrica a batería.
- ✓ Capacidad de arrastre: Hasta 14 carros U-35 en condiciones óptimas.
- ✓ Potencia: Mayor torque para tramos con mayor pendiente o carga continua.
- ✓ Velocidad de trabajo: Entre 10 y 15 km/h.

Figura 48

Descarga de mineral en tolva con locomotora de 4.5 t en el nivel 1820



Nota: Área de operaciones mina

En la Figura 49, se observa la maniobra de descarga de carros U-35 con apoyo de una locomotora de 4.5 toneladas en la tolva del nivel 1820, como parte del proceso de acarreo subterráneo.

Todos los equipos utilizados en la operación son propiedad de la Compañía Minera Las Bravas, por lo que no se generan costos por alquiler o arrendamiento de maquinaria. En las labores de producción, los costos directos se limitan al pago del personal operativo, el cual se remunera mediante tareas diarios, de acuerdo con las labores efectivamente realizadas. Esta modalidad permite una mayor eficiencia en la gestión de costos y facilita el control del gasto operativo vinculado a la producción.

La zona más convencional de la operación se encuentra entre las áreas de Alto Planta y Cambio (niveles 1640 y 1820). Sin embargo, en la zona de Cambio, a pesar de contar con una ley de mineral más alta, la cantidad de personal necesario para extraer la producción de mineral es considerablemente elevada, lo que representa un desafío en términos de eficiencia operativa.

4.5.4.2. Acarreo en Labores Semi Mecanizadas.

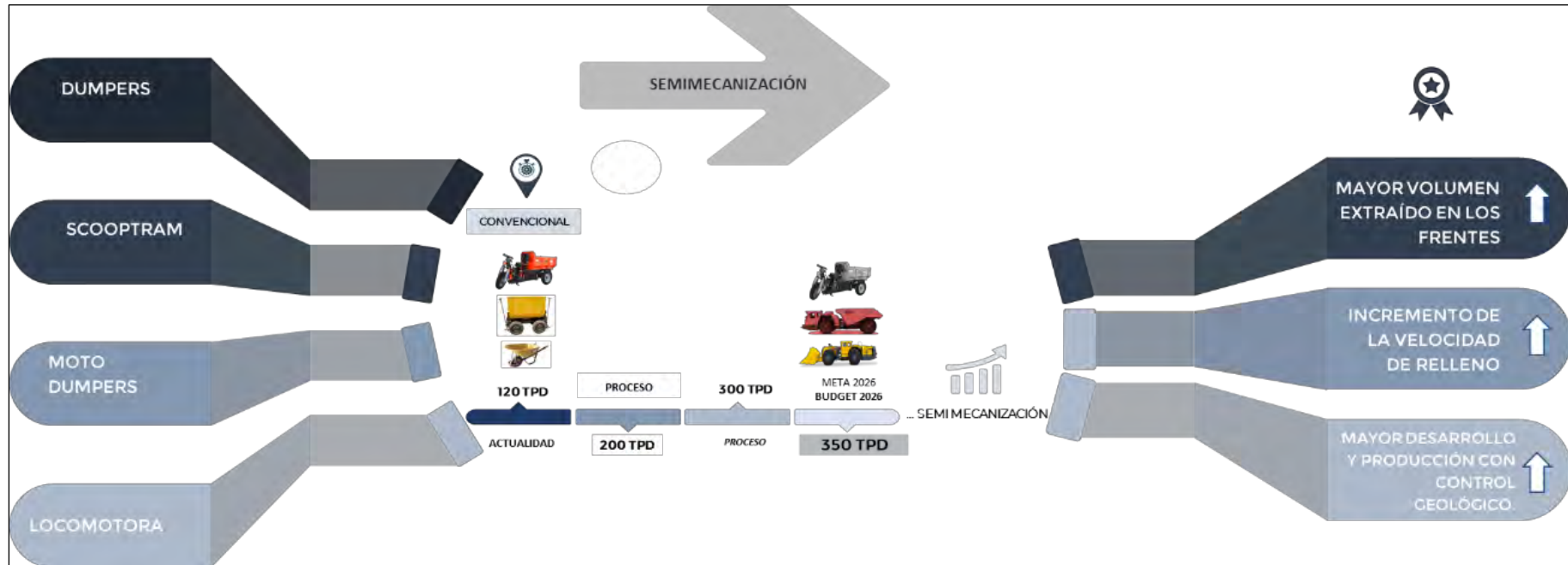
En la modalidad semi mecanizada, la limpieza de mineral y desmonte se realiza con scooptrams de 1.5 y 0.75 yd³, elegidos según la accesibilidad del frente. Este nivel de mecanización acelera la limpieza, facilita el ciclo de minado y mejora el aprovechamiento de los echaderos.

El acarreo se lleva a cabo con dumpers articulados, diseñados para trabajar en rampas y galerías, lo que reemplaza el uso de motodumpers y asegura un flujo más continuo de material. Con este sistema se logran rendimientos de 10 a 12 t/h, dependiendo de la distancia y condiciones de la labor.

Además, la infraestructura de echaderos y tolvas permite que el mineral se descargue directamente en los dumpers, evitando operaciones adicionales de carguío.

Figura 49

Transición del acarreo convencional al semi mecanizado



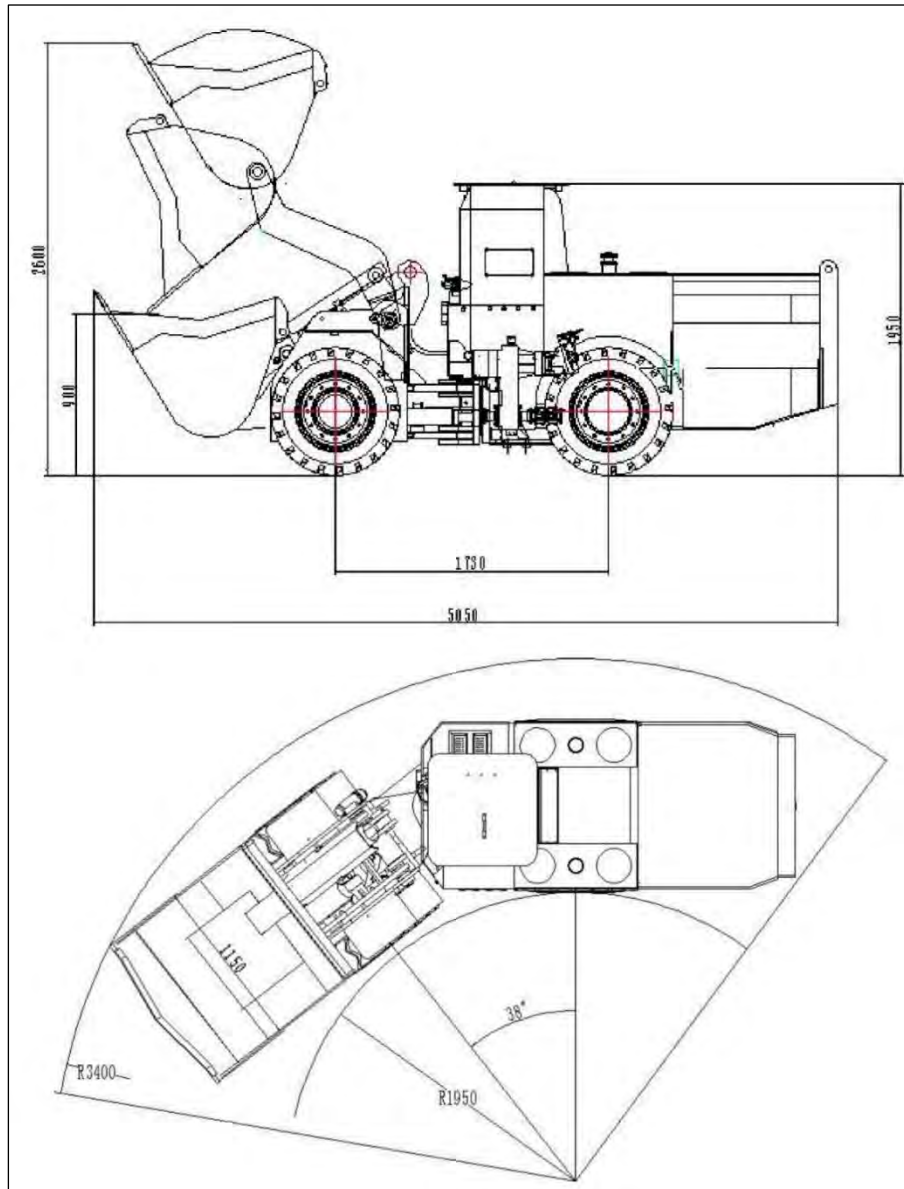
Nota: Elaboración Propia

La Figura 48 muestra la evolución del sistema de acarreo en la Compañía Minera Las Bravas, donde la mecanización optimiza tiempos, reduce costos y asegura continuidad operativa con mayor seguridad y productividad.

a) *Equipo Scooptram 0.75 yd³*

Figura 50

Equipo Scooptram 0.75 yd³ - Dimensiones



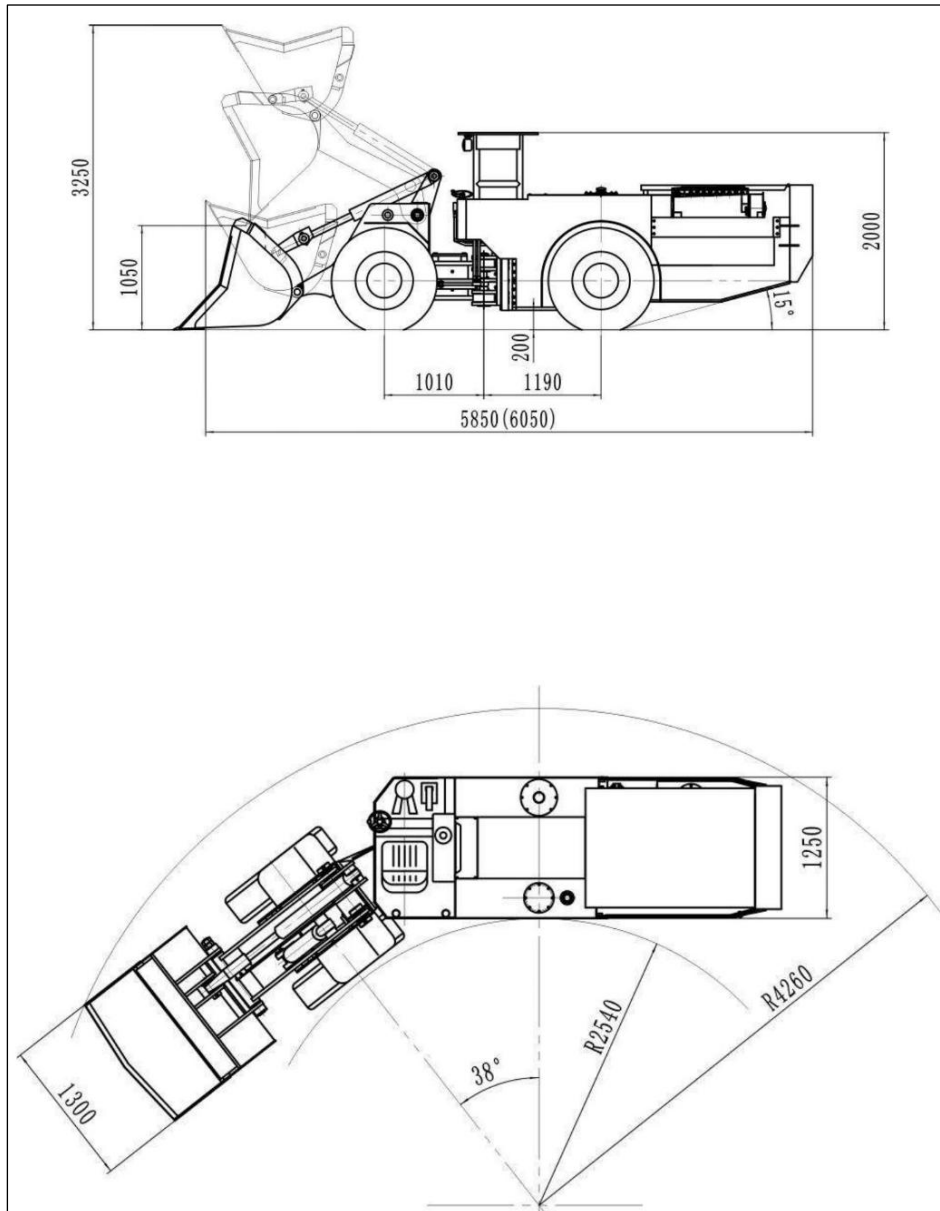
Nota: Ficha técnica Scooptrams - BAHAMONDE INGENIEROS

En particular, los Scooptrams de 0.75 yd³ serán destinados a labores con sección reducida, como subniveles de 1.9 x 2.1 m y galerías de 2.4 x 2.4 m, permitiendo un acceso eficiente sin comprometer la seguridad ni la productividad operativa.

b) Equipo Scooptram 1.5 yd³

Figura 51

Equipo Scooptram 1.5 yd³ - Dimensiones



Nota: Ficha técnica Scooptrams – BAHAMON DE INGENIEROS

En particular, los Scooptrams de 1.5 yd³ serán destinado a labores con sección reducida, avances de sección 2.5 x 2.5 m y 2.4 x 2.4 m permitiendo un acceso eficiente sin comprometer la seguridad ni la productividad operativa.

c) Dumper

En el marco del proceso de semi mecanización, contempla el uso de dumpers articulados cuya capacidad y dimensiones se ajustan a las secciones operativas diseñadas para esta alternativa. Estos equipos, con capacidades nominales de 3 y 4 toneladas, permiten optimizar el acarreo de mineral y desmonte en labores subterráneas con geometría controlada, mejorando así la eficiencia operativa y reduciendo los tiempos de ciclo.

Figura 52

Dumper Articulado – Capacidad Operativa 3.5 Toneladas (Zona Cola Cambio Inferior, NV 1963)



Nota. Área de operaciones Mina

Equipo asignado al acarreo en labores de semi mecanización, específicamente en la Zona Cola Cambio Inferior a nivel 1963.

d) Locomotoras De 8.5 t, 5.5 t y 4.5 t – Acarreo Estratégico por Zona

En la zona Alto Planta, se contempla una locomotora de 8.5 toneladas para la extracción de desmonte desde las labores de desarrollo, alcanzando un rendimiento operativo

de 17.9 toneladas por hora. Su capacidad la convierte en el equipo principal para el acarreo en este sector de alta demanda operativa.

Complementariamente, se dispondrá de una locomotora de 4.5 toneladas que brindará soporte operativo, encargándose de acumular los carros cargados por el scooptram y transferirlos a la locomotora de mayor capacidad. Esta sinergia entre ambas locomotoras permitirá optimizar los tiempos de carguío y reducir interrupciones en la cadena logística.

Por otro lado, en el nivel 1820 de la zona Cambio, se asignará una locomotora de 5.5 toneladas para asegurar la extracción continua de mineral y desmonte, operando de forma independiente en ese nivel y adaptándose a la infraestructura existente.

4.5.5. Transporte

Una vez en superficie, el mineral es acopiado en canchas de almacenamiento y posteriormente transportado a planta mediante volquetes Shacman de 22 toneladas, con apoyo de un cargador frontal CAT 950L. Este transporte externo se ejecuta conforme al plan de producción y procesamiento.

4.5.5.1. Transporte en operación Convencional.

En la alternativa convencional, el transporte externo de mineral hacia la planta de procesamiento se realiza con 02 volquetes Shacman de 22 toneladas y un cargador frontal CAT 950L. Esta configuración asegura un flujo operativo eficiente y continuo, alineado con la programación de producción y procesamiento.

a) Volquete SAHCMAN F3000

- Volquete SHACMAN F3000 6x4 – Motor 385 HP
- Peso en vacío: 14,200 kg

- Tiempo por ciclo: 2.5 horas

Figura 53

Volquete SHACMAN Recibiendo Mineral en el Nivel 1820 - Zona Cambio



Nota: Área de operaciones mina

b) Cargador Frontal CAT 950 L

Equipo esencial para la carga y manejo de mineral en cancha, utilizado también para labores de mezcla y blend de mineral según las especificaciones del área de Geología y los requerimientos de planta.

En la Figura 54 se aprecia un volquete Shacman recibiendo mineral desde la tolva en el nivel 1820 (Zona Cambio), previo a su transporte hacia la planta.

Análisis de Flota de Equipos de Transporte de Mineral a Planta

Figura 54

Análisis de flota de equipos para el transporte de 120 t por día

ESCENARIO MENSUAL			EQUIPOS	
	Día	Mensual	EQUIPOS	PRODUCCION
Producción	120 Ton	3600 Ton	VOLQUETE CIA	2
			CARGADOR FRONTAL	1
			Tiempo de Ciclo	2.5 H
			Capacidad de traslado	22.00 Ton
			Ciclo de Volquete / Día	3
			Cantidad de Volquetes	2
			Ton / Volquete	22.00 Ton
			Total	132 Ton
kpi de Producción				
8.80 Ton/H				

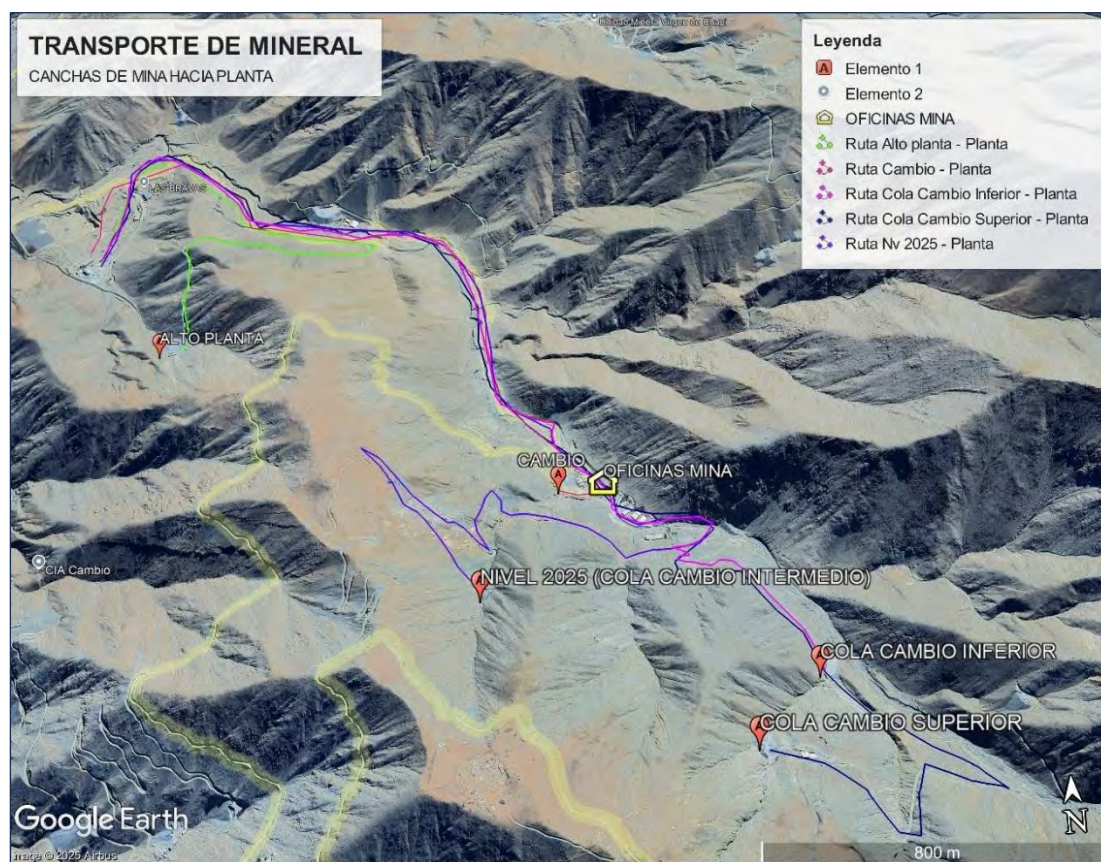
Nota: Elaboración Propia

Con dos volquetes y un cargador frontal, se alcanza una capacidad de transporte de 132 toneladas por día, equivalente a 8,80 t/h, cumpliendo los objetivos establecidos en el plan de minado.

4.5.5.1.1. Rutas de Transporte

Las rutas de acarreo están definidas de acuerdo con los diferentes niveles de extracción y puntos de almacenamiento intermedio.

- Ruta 1: Alto Planta (Nv 1640) – Planta
- Ruta 2: Cambio (Nv 1820) – Planta
- Ruta 3: Cola Cambio Inferior (Nv 1963) – Planta
- Ruta 4: Cola Cambio Superior (Nv 2080) – Planta
- Ruta 5: Cola Cambio Intermedio (Nv 2025) – Planta

Figura 55*Rutas de Transporte de Mineral en 120 tpd*

Nota: Google earth

Estas rutas presentan distancias y pendientes variables, afectando directamente los tiempos de ciclo, el consumo de combustible y el desgaste de los equipos; asimismo, las rutas mostradas en la imagen corresponden a las bocaminas y a los trayectos utilizados para el transporte de mineral hacia la planta.

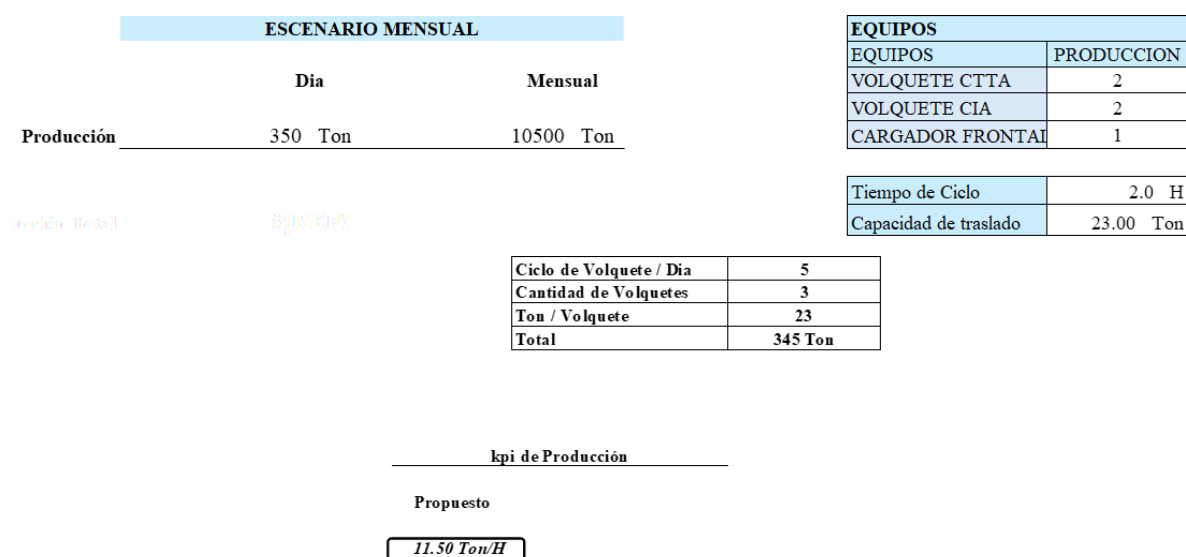
4.5.5.2. Transporte en operación Semi Mecanizada

En la operación semi mecanizada se mantendrán inicialmente los dos volquetes Shacman y el cargador frontal CAT 950L, pero debido al incremento en la capacidad de producción hasta 350 t/día, se proyecta la ampliación de la flota de volquetes mediante contratación de equipos externos.

Este incremento busca garantizar la eficiencia operativa y el cumplimiento de los objetivos de planta. Bajo este esquema, la flota alcanza una capacidad de transporte de 345 toneladas por día, equivalente a 11,50 t/h, lo que representa un incremento significativo respecto al sistema convencional.

Figura 56

Análisis de flota de equipos para el transporte de 350 t por día



Nota: Elaboración Propia

4.5.6. Rehabilitación

Para garantizar el acceso y mantenimiento adecuado de las zonas de producción, rutas de escape y la sostenibilidad de la mina, se cuenta con personal especializado en rehabilitación.

Se optimizan los servicios de las zonas de producción y los frentes de avance para el traslado de materiales, herramientas y suministros. En caso de que no sea posible utilizar estos servicios, el traslado se realiza manualmente.

Figura 57

Zonas a Rehabilitar (Cambio y doblado de Cuadros)



Nota: Área de operaciones Mina

La imagen muestra una labor con cuadros de sostenimiento en madera que presentan roturas y deformaciones debido al desgaste por el tiempo y las condiciones del terreno. El personal de rehabilitación realiza una inspección visual y mecánica para evaluar el estado estructural del sostenimiento, con el objetivo de reemplazar o reforzar los cuadros afectados.

Las tareas incluyen el doblado y ajuste de nuevos cuadros de madera, el retiro de elementos comprometidos, y la reinstalación siguiendo los criterios de seguridad para permitir la recuperación de zonas operativas, rutas de ventilación y escape. Esta actividad es clave para mantener la integridad de la infraestructura subterránea y evitar riesgos en el tránsito del personal.

4.6. Descripción de Procesos de Apoyo (Servicios Mina)

4.6.1. Ventilación

4.6.1.1. Ventilación en Labores Convencionales.

4.6.1.1.1. Balance del Sistema en Labores Convencionales.

a) Ingreso de aire fresco

- BM Cambio Nv.1820 con 2,133 cfm
- BM Alto Planta Nv.1640 con 9,358 cfm

El ingreso total de aire fresco es 11,491 cfm

Tabla 30

Ingreso de aire fresco en labores convencionales

INGRESOS DE AIRE FRESCO									
Item	Labor	Nivel	T (°C)	Ancho (m)	Alto (m)	Área (m²)	Velocidad (m/min)	Caudal (m³/min)	Caudal campo (cfm)
1	BM Cambio	1820	23.3	2.3	2	4.4	14	60	2,133
2	BM Alto planta	1640	22.3	2.3	2.3	5.5	49	265	9,358

Nota: Área de ventilación

b) Salida de aire viciado

- BM Cola cambio Superior Nv. 2080, con 4,123 cfm
- BM Cola cambio Inferior Nv. 1963, con 3,734 cfm
- BM Cola cambio Nv. 2025, con 4,218 cfm

La salida total de aire viciado es 12,075 cfm

Tabla 31*Salida de aire viciado en labores convencionales*

SALIDAS DE AIRE VICIADO									
Item	Labor	Nivel	T (°C)	Ancho (m)	Alto (m)	Área (m²)	Velocidad (m/min)	Caudal (m³/min)	Caudal campo (cfm)
1	BM Cola Cambio Superior	2080	27.8	2.7	2.4	6.3	16	103	4,123
2	BM Cola Cambio Inferior	1963	26.4	2.5	2.5	6.1	17	106	3,734
3	BM Cola Cambio NV 2025	2025	30.2	2.1	2.2	4.3	28	119	4,218

Nota: Área de ventilación

La diferencia de los ingresos y salidas es 584 cfm, representando una variación porcentual del 5%, cumpliendo con el DS 024-2016-EM y su modificatoria DS 034-2023-EM donde especifica que no debe superar el 10% en esta diferencia de ingresos y salidas.

Tabla 32*Diferencia de ingresos y salidas*

Descripción	Caudal (cfm)
Ingreso de aire total	11,491
Salida de aire total	12,075
Dif. Caudales (cfm)	584
Dif. Caudales (%)	5%

Nota: Área de ventilación

4.6.1.1.2. *Requerimiento y Cobertura de Aire en Labores Convencionales.*

Se realizó el cálculo del requerimiento de aire en las condiciones actuales con información proporcionada por el área de ventilación, Minera Las Bravas, considerando lo indicado en el DS 024-2016-EM y su modificatoria DS 034-2023-EM.

a) *Requerimiento de aire por trabajadores*

- Exigencia: 4 m³/min por persona entre 1,500 y 3,000 msnm.
- Resultado: 91 personas por guardia → 12,855 cfm.

Tabla 33*Requerimiento actual de aire por personal*

Mina	Zona	Empresa	N° personal	Q por persona (m³/min)	QTr m³/min	QTr cfm
Cambio	Cola Cambio Superior	UYH Star	12	4	48	2,119
		Mina	3	4	12	530
	Cola Cambio Inferior	UYH Star	6	4	24	1,130
		Mina	3	4	12	530
	Cambio	Inversiones Jalisco SAC	30	4	120	4,944
		Mina	7	4	28	1,154
	Alto planta	Inversiones Jalisco SAC	28	4	112	4,662
		Mina	5	4	20	886
Total			91	364		12,855

Nota: Área de Ventilación

b) Requerimiento de aire por equipos diésel

- No se cuenta equipos Diesel en una etapa previa
- Resultado: 0 cfm.

c) Requerimiento de aire por temperatura en las labores

- No temperaturas detectadas: 24 °C a 29 °C.
- Resultado: 0 cfm.

Tabla 34*Requerimiento actual de aire por temperatura*

Zona	Niveles	Temp prom. (°C)	Área (m²)	Velocidad mínima (m/min)	QTE m³/min	QTE cfm
Cola Cambio superior	2080	22.3	5.3	0	0	0
Cola Cambio inferior	1963	22.3	5.3	0	0	0
Cambio	1820	22.3	5.3	0	0	0
Alto planta	1640	22.3	5.3	0	0	0
Total					0	0

Nota: Área de Ventilación

d) Requerimiento de aire por consumo de madera

- Normativa: considerar si el consumo supera 20% de la producción.
- Resultado: 1,865 cfm.

Tabla 35

Requerimiento actual de aire por consumo de madera

Zona	Consumo (%)	Producción TMH/guardia	QMa m ³ /min	QMa cfm
Cola cambio superior	28%	22	13.2	466
Cola cambio inferior	28%	33	19.8	699
Cambio	11%	22	0	0
Alto planta	25%	33	19.8	699
Total				1,865

Nota: Área de Ventilación

e) Requerimiento de aire por consumo de explosivo

En esta sección se evalúa el requerimiento de aire asociado al consumo de explosivos, considerando la ausencia de equipos diésel en la labor minera. El cálculo se basa en la cantidad de explosivo empleado por voladura, el número de disparos realizados en cada guardia y la aplicación de un factor de ventilación que asegura la adecuada dispersión de los gases generados durante las voladuras.

Tabla 36

Requerimiento actual de aire por consumo de explosivo

Concepto	Cantidad de explosivo por voladura kg	Número de voladuras por guardia voladuras	Total, de explosivo por guardia kg	Factor de ventilación m ³ /min·kg	Requerimiento de aire m ³ /min	Requerimiento de aire equivalente cfm
Valor	20	9	180	2	360	12,713

Nota: Área de Ventilación

f) Requerimiento de aire por fugas

15% del total sumado.

Resultado: 4,115 cfm.

Tabla 37

Requerimiento actual de aire por fugas

Parámetro	Valor (cfm)
QTr	12,855
QMa	1,865
QTe	0
QEq	0
Qex	12,713
Subtotal	27,433
QFu (15%)	4,115

Nota: Área de Ventilación

g) Requerimiento de aire global

Total, de requerimiento global es de 31,548 cfm.

Tabla 38

Requerimiento de aire actual total

Ítem	Requerimiento de aire	Caudal m ³ /min	Caudal cfm	%
1	Por trabajador	364	12,855	41%
2	Por consumo de madera	52.8	1,865	6%
3	Por temperatura	0	0	0%
4	Por equipos diésel	0	0	0%
5	Por explosivos	360	12,713	40%
6	Por fugas (15%)	179.37	4,115	13%
Total requerido		956.17	31,548	100%

Nota: Área de Ventilación

4.6.1.1.3. Cobertura de Aire en Labores Convencionales.

- Requerido total : 31,548 cfm
- Ingreso real : 11,491 cfm
- Cobertura : 36%
- Déficit: : -20057 cfm

Tabla 39

Cobertura de aire en operación convencional

Ítem	Descripción	Caudal m ³ /min	Caudal cfm
1	Requerimiento total	956.17	31,548
2	Ingreso de aire total	325.39	11,491
3	Salida de aire total	341.92	12,075

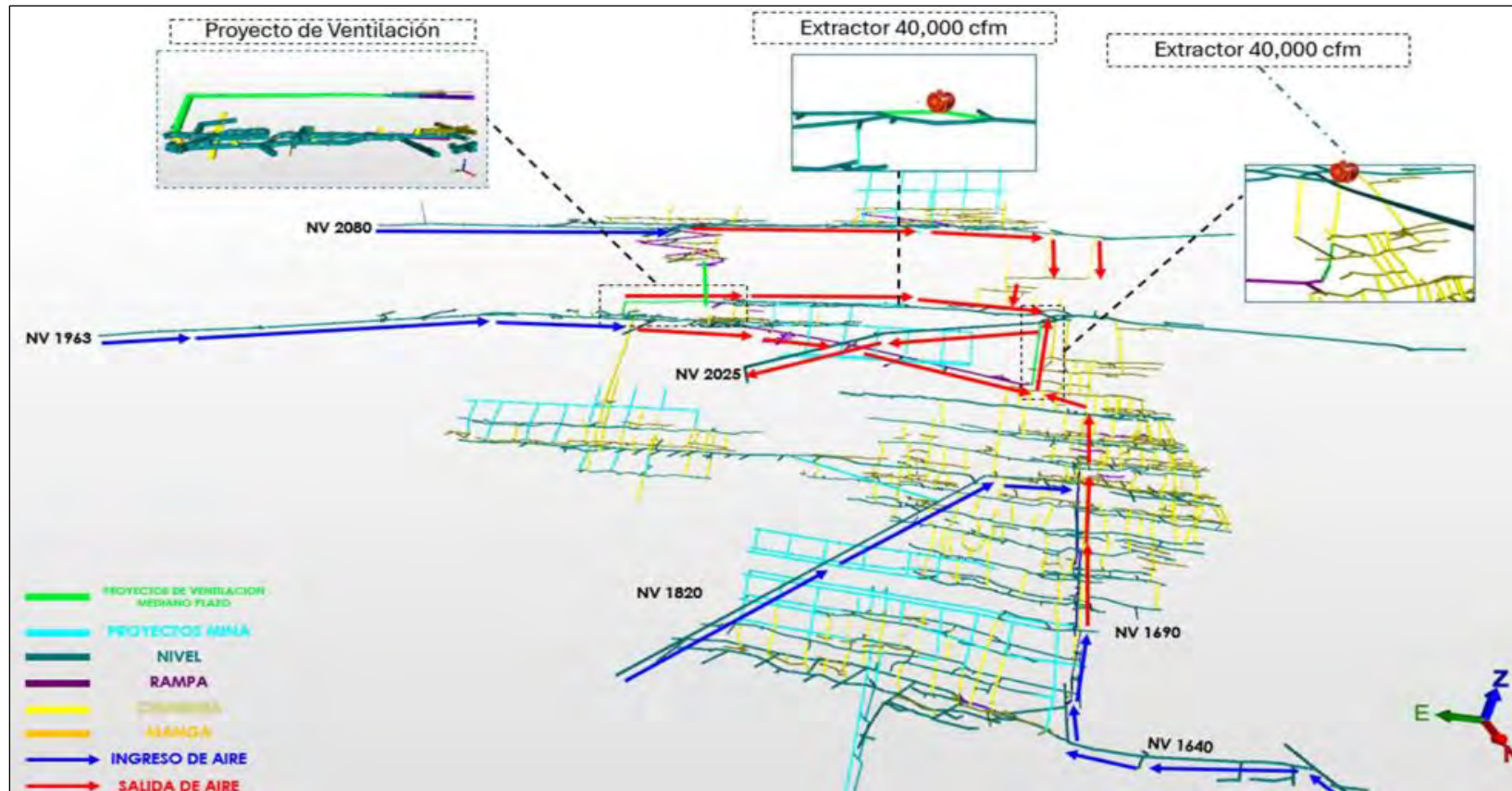
Nota: Área de Ventilación

A continuación, se presenta el plano isométrico correspondiente al sistema de ventilación de la Zona Cambio de la Unidad Minera Las Bravas. Las Bravas. Este diagrama permite visualizar de forma tridimensional la distribución de labores subterráneas, los accesos principales, las rutas de aire fresco y retorno, así como la ubicación de raises y chimeneas de ventilación.

4.6.1.2. Ventilación en Labores Semi Mecanizadas.

Figura 59

Plano Isométrico del sistema de ventilación en operación semi mecanizada



Nota: Área de ventilación

En la operación semi mecanizada, se proyecta la instalación de un ventilador extractor con capacidad de 40k cfm, cuyo objetivo principal es aumentar la presión de aire dentro de la mina Cambio y garantizar la correcta circulación y extracción del aire viciado en las zonas de Cola Cambio Superior e Inferior.

Asimismo, se plantea la construcción de labores auxiliares que permita independizar la instalación de nuevos ventiladores. En este punto, se proyecta habilitar una puerta de ventilación que facilite el direccionamiento adecuado del flujo de aire.

De acuerdo con el dimensionamiento realizado, se recomienda emplear 12 ventiladores, de los cuales al menos uno deberá ser nuevo de 40 kcfm. El cálculo determina un requerimiento energético aproximado de 257.26 kw.

4.6.1.2.1. *Requerimiento y Cobertura de Aire en Operación Semi mecanizada.*

El cálculo del requerimiento de aire se realiza en base al dimensionamiento de personal y equipos, con el fin de efectuar la evaluación y simulación correspondientes.

a) Requerimiento de aire por trabajadores

Para 99 trabajadores por guardia se proyectó un requerimiento de 13,985 cfm.

Tabla 40

Requerimiento de aire por personal en operación semi mecanizada

Zona	N° de personal	Q por persona (m³/min)	QTr (m³/min)	QTr (cfm)
Cola cambio superior	17	4	68	2,401
Cola cambio inferior	17	4	68	2,401
Cambio	37	4	148	5,227
Alto planta	28	4	112	3,955
Total	99		396	13,985

Nota: Elaboración Propia

b) Requerimiento de aire por equipos diésel

El cálculo considera la potencia de los equipos, la disponibilidad mecánica y el factor de utilización. El requerimiento total fue de 23,456 cfm.

Tabla 41

Requerimiento de aire por equipos diésel en operación semi mecanizada

Ítem	Zona	Equipo	HP Nominal	F.A. (%)	HP Efectivo	DM (%)	FU (%)	QEq (m³/min)	QEq (cfm)
1	Cola cambio Sup.	Dumper N°04	60	90%	54	80%	50%	65	2,288
2	Cola cambio Sup.	Dumper #3	60	90%	54	80%	50%	65	2,288
3	Cola cambio Inf.	Dumper	60	90%	54	80%	50%	65	2,288
4	Cola cambio Inf.	Dumper #5	60	90%	54	80%	50%	65	2,288
5	Alto Planta	Dumper	60	95%	57	80%	70%	68	2,410
6	Cola cambio Sup.	Scoop Cawn	85	90%	77	80%	60%	110	3,890
7	Cola cambio Inf.	Scoop Tram	85	90%	77	80%	60%	110	3,890
8	Alto Planta	Scoop Tram N°2	85	90%	77	80%	60%	116	4,106
Total			555		507			664	23,456

Nota: Elaboración Propia

c) Requerimiento de aire por temperatura en las labores

Tabla 42

Requerimiento de aire por temperatura en operación semi mecanizada

Mina	N° de niveles	Área (m²)	Vel. mín. (m/min)	QTe (m³/min)	QTe (cfm)
Cola cambio superior	1	5.3	30	158	5,594
Cola cambio inferior	1	5.3	30	158	5,594
Cambio	8	5.3	0	0	-
Alto planta	3	5.3	0	0	-
Total	13			317	11,188

Nota: Elaboración Propia

d) Requerimiento de aire por consumo de madera

Tabla 43

Requerimiento de aire por consumo de madera en operación semi mecanizada

Mina	Consumo de madera (%)	Factor (m ³ /min)	Producción T (TMH/guardia)	QMa (m ³ /min)	QMa (cfm)
Cola cambio superior	28%	0.6	55.00	33.00	1,165
Cola cambio inferior	28%	0.6	68.00	40.80	1,441
Cambio	11%	0.0	55.00	0.00	0
Alto planta	25%	0.6	68.00	40.80	1,441
Total				114.60	4,047

Nota: Elaboración Propia

e) Requerimiento de aire por consumo de explosivos

Según la norma, no se considera en este caso porque la operación utiliza equipos diésel y no exclusivamente explosivos.

f) Requerimiento de aire por fugas

Tabla 44

Requerimiento de aire por fugas en operación semi mecanizada

Concepto	Caudal (cfm)
QTr	13,985
QMa	4,047
QTe	11,188
QEq	23,456
SUBTOTAL	52,676
QFu (15%)	7,901

Nota: Elaboración Propia

g) Requerimiento de aire global

El requerimiento global de aire limpio para el sistema largo plazo es de 60,577 cfm, de acuerdo con los cálculos realizados.

4.6.1.2.2. Cobertura De Aire – Alternativa Semi mecanizada.

Se tiene un caudal requerido total de 60,577 cfm, el ingreso de aire total proyectado es 85,503 cfm, por tanto, se obtuvo una cobertura de aire de 134%, dentro del margen requerido según el DS 024-2016-EM y su modificatoria DS 034-2023-EM. Asimismo, se tendría un superavit de 4,926 cfm.

Tabla 45

Balance y cobertura en operación semi mecanizado

Ítem	Descripción	Caudal (m ³ /min)	Caudal (cfm)
1	Requerimiento de aire total	1,715.34	60,577
2	Ingreso de aire total	2,421.15	85,503
3	Salida de aire total	2,454.76	86,690

Nota: Elaboración Propia

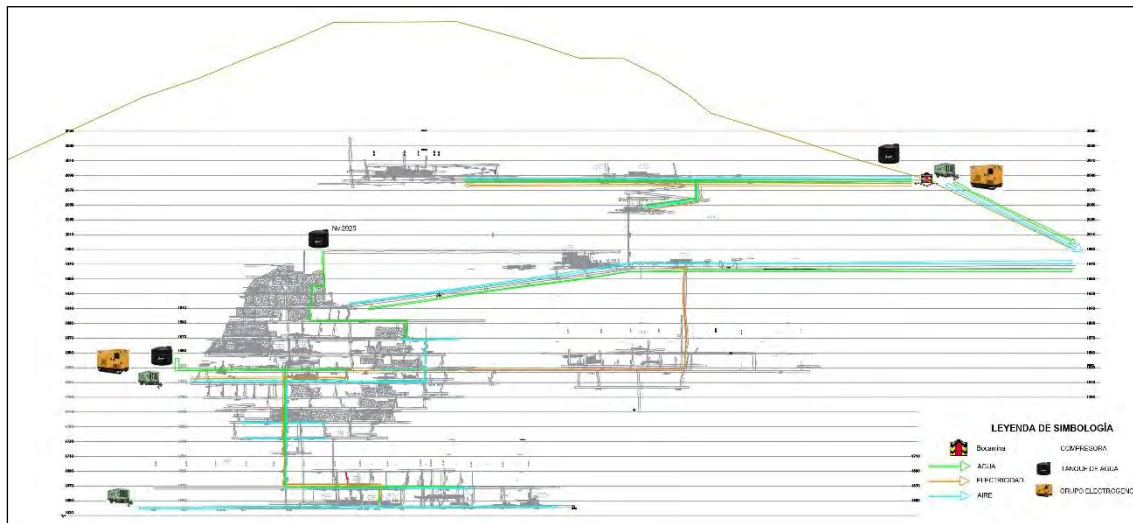
4.6.2. Requerimiento de Aire Comprimido

El suministro de aire comprimido en ambos métodos de explotación está directamente vinculado con la cantidad de taladros perforados y con el tipo de sostenimiento que se emplee. Para cubrir estas necesidades, la operación dispone de compresoras con capacidades que van desde 350 hasta 800 CFM, lo que asegura un abastecimiento adecuado para las diferentes labores mineras.

En el plano unifilar mostrado, se aprecia la distribución actual de los servicios de aire comprimido en la mina, donde se destacan las compresoras instaladas en distintos niveles y zonas de operación.

Figura 60

Plano unifilar de distribución actual de los servicios



Nota: Área de operaciones mina.

Distribución de compresoras

a) Zona Cola Cambio

- NV 2080: 01 compresora de 350 CFM
- NV 2080: 01 compresora de 350 CFM
- NV 1963: 01 compresora de 600 CFM
- NV 1963: 01 compresora de 350 CFM

b) Zona Cambio

- NV 1820: 01 compresora de 800 CFM
- NV 1820: 01 compresora de 800 CFM
- NV 1820: 01 compresora de 650 CFM (eléctrica)
- NV 1820: 01 compresora de 750 CFM

c) Zona Alto Planta

- NV 1640: 01 compresora de 350 CFM
- NV 1640: 01 compresora de 350 CFM

Total: 5,350 CFM

4.6.2.1. Requerimiento de Aire Comprimido en Operación Convencional.

Actualmente, la mina opera con nueve compresoras, las cuales generan en conjunto un caudal de 5,325 CFM. Este flujo de aire es suficiente para abastecer la operación de 30 equipos distribuidos en diferentes zonas y la ventilación de las labores convencionales.

El consumo total de aire alcanza los 4,560 CFM, por lo que se mantiene un saldo disponible de 765 CFM, garantizando una reserva de ventilación para la operación.

Tabla 46

Requerimiento de aire comprimido en operación convencional

Mina	Número de Compresoras	Requerido	Generado	Obtenido	Cobertura
		CFM	CFM	CFM	%
Las Bravas	9	4560	5350	765	117

Nota: Elaboración Propia

4.6.2.2. Requerimiento de Aire Comprimido en operación Semi Mecanizada.

En el escenario semi mecanizado, se proyecta un aumento en la demanda de aire debido a la mayor cantidad de labores en perforación simultánea. Para responder a esta necesidad, se estima la incorporación de tres compresoras adicionales, lo que elevaría la flota total a 12 unidades.

Tabla 47*Requerimiento de aire comprimido en operación semi mecanizada*

Mina	Número de Compresoras	Requerido	Generado	Obtenido	Cobertura
		CFM	CFM	CFM	%
Las Bravas	12	6080	7600	1520	125

Nota: Elaboración Propia

4.6.3. Bombeo

En ambas alternativas, la Compañía Minera Las Bravas no enfrenta problemas de acumulación de agua debido a que el nivel freático se encuentra a más de 800 metros por debajo de las labores actuales. Esta condición geológica favorece la operación, reduciendo los riesgos asociados al ingreso de agua subterránea.

4.6.3.1. Bombeo en Operación Convencional.

En la operación convencional, el terreno seco contribuye a que no se presenten acumulaciones importantes de agua. El consumo proveniente de actividades como perforación se infiltra rápidamente, por lo que no se dispone de un sistema formal de bombeo. Sin embargo, en labores en rampas negativas pueden formarse pozas temporales, las cuales son eliminadas mediante métodos manuales.

4.6.3.2. Bombeo en Operación Semi Mecanizada.

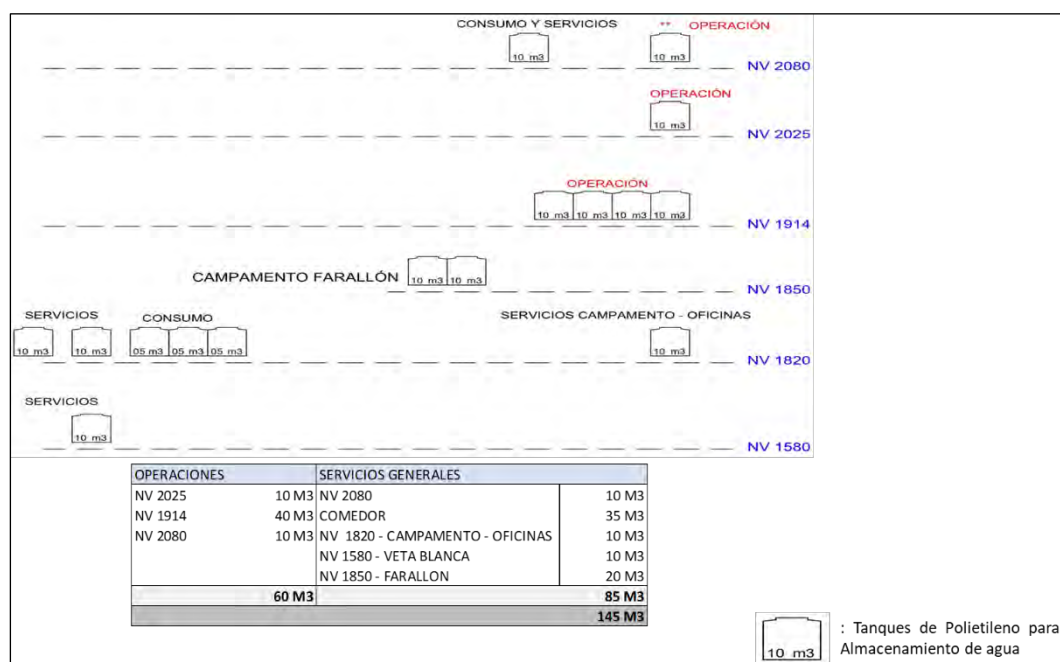
En el método semi mecanizada, al incrementarse la producción y profundizarse las labores, se prevé la necesidad de un sistema de drenaje estructurado. Por ello, se plantea el uso progresivo de tres bombas de 10 HP, destinadas principalmente a rampas negativas, junto con tuberías de 2" de diámetro, instaladas de acuerdo con los requerimientos operativos.

4.6.4. Requerimiento de Agua

La Compañía Minera Las Bravas cuenta con una capacidad de almacenamiento de 145 m³ de agua, volumen que asegura la continuidad de las operaciones subterráneas en ambas alternativas de explotación (Convencional y Semi Mecanizada).

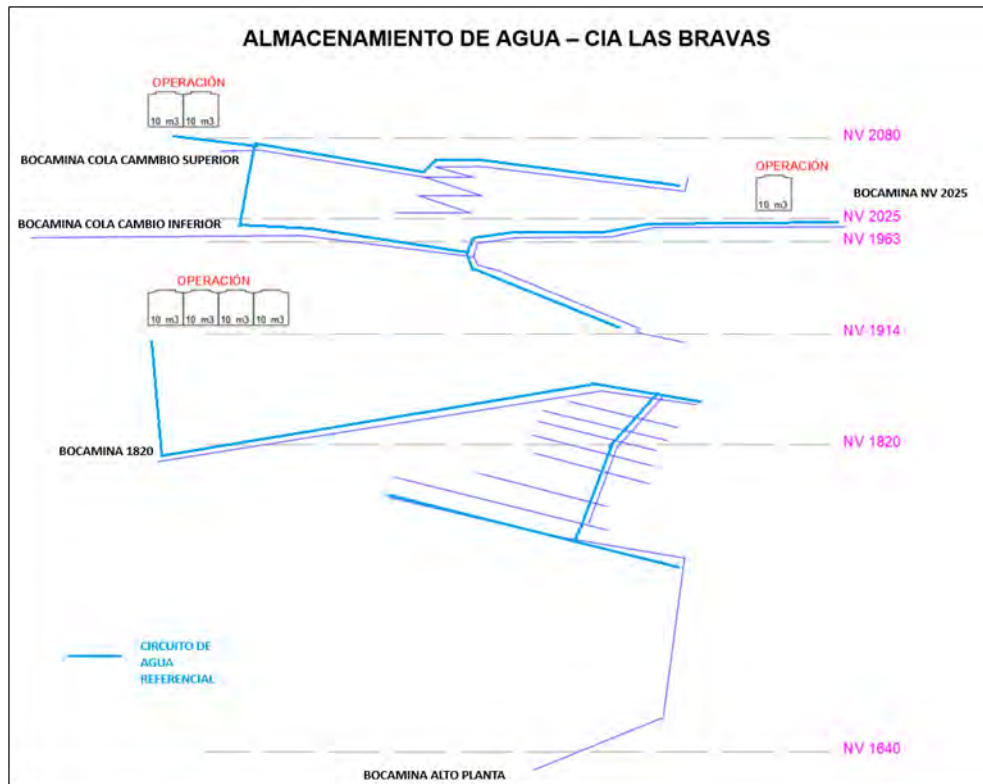
Figura 61

Capacidad de agua almacenamiento de agua



Nota: Elaboración Propia

El agua se distribuye en diferentes niveles estratégicos (NV 2080, NV 2025, NV 1914, NV 1850, NV 1820 y NV 1640), abasteciendo tanto a operaciones como a servicios auxiliares y campamentos.

Figura 62*Almacenamiento de Agua – CIA Las Bravas*

Nota: Elaboración Propia

4.6.4.1. Requerimiento de Agua en Operación Convencional.

En la situación actual convencional, la mina demanda aproximadamente 84 m³ de agua al día, donde el mayor consumo proviene de operaciones subterráneas y servicios generales. Para cubrir esta necesidad se requiere disponer de 5 cisternas.

Tabla 48*Cálculo de requerimiento de agua en operación convencional*

REQUERIMIENTO DE AGUA - CONVENCIONAL		
1. OPERACIÓN	45.76	m3
CONSUMO DE ALTO PLANTA	14.09	m3
CONSUMO DE COLA CAMBIO	15.04	m3
GEOLOGIA	10.00	m3
FUGAS (15%)	6.62	m3
2. SERVICIOS GENERALES	18.40	m3
COMEDOR	3.60	m3
CAMPAMENTO VETA BLANCA	3.20	m3
CAMPAMENTO FARALLON	3.60	m3
CAMPAMENTO COLACAMBIO	4.00	m3
CAMPAMENTO OFICINA	4.00	m3
3. REGADO DE AGUA (3 km)	9.00	m3
TOTAL (OP + SERV GRALES + GEOLOGIA + REGADO)	73.16	m3
15% Imprevistos	10.97	m3
REQUERIMIENTO TOTAL DE AGUA	84.13	m3
NUMERO DE CISTERNAS	5	UND

Nota: Elaboración Propia

4.6.4.2. Requerimiento de Agua en Operación Semi Mecanizada.**Tabla 49***Cálculo de requerimiento de agua en operación semi mecanizada*

REQUERIMIENTO DE AGUA - SEMIMECANIZADO		
1. OPERACIÓN	67.67	m3
CONSUMO DE ALTO PLANTA	18.79	m3
CONSUMO DE COLA CAMBIO	20.06	m3
GEOLOGIA	20.00	m3
FUGAS (15%)	8.83	m3
2. SERVICIOS GENERALES	23.00	m3
COMEDOR	4.50	m3
CAMPAMENTO VETA BLANCA	4.00	m3
CAMPAMENTO FARALLON	4.50	m3
CAMPAMENTO COLACAMBIO	5.00	m3
CAMPAMENTO OFICINA	5.00	m3
3. REGADO DE AGUA (3 km)	18.00	m3
TOTAL (OP + SERV GRALES + GEOLOGIA + REGADO)	108.67	m3
15% Imprevistos	16.30	m3
REQUERIMIENTO TOTAL DE AGUA	124.98	m3
NÚMERO DE CISTERNAS	7	UND

Nota: Elaboración Propia

En el caso de la operación semi mecanizada, el consumo de agua se eleva a 125 m³ diarios, lo que exige contar con 7 cisternas para asegurar la continuidad del suministro.

4.7. Análisis Comparativo del Ciclo de Minado: Convencional Vs. Semi Mecanizado

En las siguientes tablas veremos una comparación integral entre el método de explotación convencional y el semi mecanizado, evaluando tanto los procesos críticos como los servicios de apoyo.

La finalidad de esta comparación es identificar las ventajas operativas y las limitaciones técnicas, considerando variables del yacimiento, parámetros de producción, tiempos operativos y recursos empleados.

Tabla 50

Variables del yacimiento según método de explotación

VARIABLES DE YACIMIENTO				
Descripción	Unidad	Convencional	Semi Mecanizado	Observación
Potencia de veta	m	0.2-2 (1.2 prom)	0.2-2 (1.2 prom)	TABULAR
Buzamiento de Veta	°	37° a 50° al N	37° a 50° al N	VETA
Longitud de tajo	m	40	80	
Altura de tajo	m	25	10.31	
Perdida de mineral por método	%	20%	2%	
Incertidumbre de Reserva	%	95%	95%	
Toneladas por block de mineral	t	2727	2995	% incertidumbre (95%)
Ley INSITU (Geológica)	gr/t	6	6	
Ley diluida	gr/t	5.22	4.80	
Dilución programada	%	13%	20%	

Nota: Elaboración Propia

Tabla 51

Generalidades operativas del ciclo de minado

GENERALIDADES			
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	Convencional	Semi mecanizado
Guardias por día	gdia/día	2.00	2.00
Días	días/mes	30.00	30.00

Nota: Elaboración Propia

Tabla 52*Variables de producción: convencional vs. semi mecanizado*

VARIABLES DE PRODUCCIÓN			
Descripción	Unidad	Convencional	Semi Mecanizado
Ancho de corte	m	1.2	2.4
Altura de corte	m	1.8	2.4
Potencia de veta	m	1.2	1.2
Ancho de minado	m	1.38	1.5
Vol roto (ore + waste)	t	7.09	20.24
Altura de puentes	m	5.00	0.00
Longitud de perforación/tal	pie/ tal	4	4
Longitud de perforación/tal	m/tal	1.10	1.10
Densidad del mineral	m3/t	2.6	2.6
Producción de ore por disparo	t/disparo	6.78	10.27
Desmonte por disparo	t/disparo	0.31	9.97
Vol. roto (ore + waste) por corte	t/corte	258.3	1476.0
Volumen de mineral por corte	t/corte	258.3	748.8
Volumen de desmonte por corte	t/corte	0.0	727.2
Numero de corte por tajo	Nº	11.00	4.00
Producción x mes	t/mes	406.7	616.2

Nota: Elaboración Propia

Tabla 53*Comparación de parámetros de perforación y voladura*

PERFORACIÓN Y VOLADURA			
Descripción	Unidad	Convencional	Semi mecanizado
Diámetro taladro	mm	36	36
Taladros por Perforados	und	11	19
Taladros por Cargados	und	6	14
Taladros de recorte	und	5	5
Longitud de perforación	m/disparo	12.1	20.8
Rendimiento Jack leg	m/min	0.762	0.762
Tiempo neto perforación	min/disparo	9.2	15.9
Tiempo neto perforación	hr/disparo	0.2	0.3
Tiempo en instalaciones	hr/disparo	0.17	0.17
Tipo de Voladura	tipo	Convencional	Segregada
Tiempo carguio y chispeo	hr/disparo	0.47	0.47
Total tiempo	hr/disparo	0.8	0.9

Nota: Elaboración Propia

Tabla 54*Comparación de parámetros de ventilación*

VENTILACIÓN			
Descripción	Unidad	Convencional	Semi mecanizado
Equipo de ventilación		Ventilador 3000 CFM	Ventilador de 10000 CFM
Tiempo de ventilación	hr/disparo	0.5	0.5

Nota: Elaboración Propia

Tabla 55*Comparación de equipos y tiempos de limpieza*

LIMPIEZA			
Descripción	Unidad	Convencional	Semi mecanizado
Equipo de limpieza		Carretilla / Z-20	Scooptram
Producción horaria equipo	t/hr	1.8	6.9
Tiempo limpieza	hr/disparo	3.8	1.48

Nota: Elaboración Propia

Tabla 56*Comparación de sostenimiento en labores mineras*

SOSTENIMIENTO				
Descripción	Unidad	Convencional	Semi mecanizado	Observación
Izaje e Instalación de cuadro	hr/und	3	1	(En el caso de convencional no incurre el tiempo en traslado por izaje)

Nota: Elaboración Propia

Tabla 57*Comparación del proceso de relleno*

RELLENO			
Descripción	Unidad	Convencional	Semi mecanizado
Equipo de relleno	Texto	Carretilla	Scooptram
Volumen a rellenar por corte	m3/corte	77.76	427.68
Avance de relleno	m/gdia	1	6
Volumen de relleno	m3/gdia	4.3	69.1
Limpieza finos y cambio piso	gdias/corte	18	6
Limpieza finos y cambio piso	dias/corte	9	3
Preparación de tajeo	gdias/corte	4	10.00
Horas de trabajo	hr	7.00	3.00
Tiempo de relleno	hr/corte	63	9
Total tiempo	gdias/corte	18	6
Total tiempo relleno	dias/corte	9	3

Nota: Elaboración Propia

Tabla 58*Resumen del ciclo de minado por operación unitaria*

CICLO OPERACIONES UNITARIAS			
Descripción	Unidad	Convencional	Semi mecanizado
Perforación y Voladura	hr	0.8	0.9
Ventilación	hr	0.5	0.5
Limpieza	hr	3.8	1.5
Sostenimiento	hr	3	1
Total del ciclo operativo	hr/día	8.1	3.9

Nota: Elaboración Propia

De los cuadros se observa que el uso de equipos de mayor capacidad agiliza la limpieza y el acarreo, reduciendo tiempos muertos. A la vez, el relleno y el sostenimiento se ejecutan con mayor rapidez, lo que devuelve las labores a condiciones seguras.

4.8. Requerimiento de Personal para la Semi Mecanización

4.8.1. Cantidad de Personal para Avances (Headcount)

A continuación, se detalla el cálculo del personal requerido por guardia para las labores de avance, así como los parámetros que condicionan su planificación:

Tabla 59

Cálculo de personal y equipos LDH zona Cola Cambio

AVANCES COLA CAMBIO - LAS BRAVAS																	
Labores	Tipo de Roca	Long. Perf (Pies)	Ancho (m)	Alto (m)	Eff Perf	Long. Perf (m)	Eff Vol	Avance (m)	Labores programadas	Tipo de Material	Avance (m)	Avance Prog (m)	Desmonte (t)	Mineral (t)	t / gdia	Limpieza (Equipo)	
RP	III-A	6	2.5	2.5	94%	1.72	95%	1.63	100%	Desmonte	1.5	1.5	22.7		22.7	Scoop 1.5 yd	
BP	IV-A	4	2.5	2.5	94%	1.15	95%	1.09	100%	Desmonte	1.0	1.0	15.1		15.1	Scoop 1.5 yd	
VN	IV-A	4	2.5	2.5	94%	1.15	95%	1.09	100%	Desmonte	1.0	1.0	15.1		15.1	Scoop 1.5 yd	
GL	IV-A	4	2.4	2.4	94%	1.15	95%	1.09	100%	Desmonte	1.0	1.0	14.0		14.0	Scoop 1.5 yd	
GL	IV-A	4	2.4	2.4	94%	1.15	95%	1.09	100%	Desmonte	1.0	1.0	14.0		14.0	Scoop 1.5 yd	
GL	IV-A	4	2.4	2.4	94%	1.15	95%	1.09	100%	Mineral	1.0	1.0	7.5	8	15.0	Scoop 1.5 yd	
GL	IV-A	4	2.4	2.4	94%	1.15	95%	1.09	100%	Mineral	1.0	1.0	7.5	8	15.0	0	
CH	II-B	4	1.5	1.5	94%	1.15	95%	1.09	100%	Desmonte	1.0	1.0	5.5		5.5	0	
OP	III-A	4	1.5	1.5	94%	1.15	95%	1.09	100%	Desmonte	1.0	1.0	5.5		5.5	Scoop 1.5 yd	
OP	II-B	4	1.5	1.5	94%	1.15	95%	1.09	100%	Desmonte	1.0	1.0	5.5		5.5	0	
									10	Guardia Día Mes	10 m	103 t	15 t	127 t			
P. Esp Waste		2.5 t/m3							20 m		206 t	30 t	254 t				
P. Esp Ore		2.6 t/m3							600 m		6176 t	900 t	7620 t				
%de oligura		89%							Disparos deficientes								
RELLENOTAOS		20%															

Nota: Elaboración Propia

Tabla 60

Cálculo de personal y equipos LDH la zona Alto Planta

AVANCES ALTO PLANTA - CAMBIO - LAS BRAVAS																			
Labores	Tipo de Roca	Long. Perf (Pies)	Ancho (m)	Alto (m)	Eff Perf	Long. Perf (m)	Eff Vol	Avance (m)	Labores programadas	Tipo de Material	Avance (m)	Avance Prog (m)	Desmonte (t)	Mineral (t)	t / gdia	Limpieza (Equipo)			
RP	III-A	6	2.5	2.5	94%	1.72	95%	1.63	1	Desmonte	1.5	1.5	22.7		22.7	Scoop 1.5 yd			
BP	IV-A	4	2.5	2.5	94%	1.15	95%	1.09	1	Desmonte	1.0	1.0	15.1		15.1	Scoop 1.5 yd			
VN	IV-A	4	2.5	2.5	94%	1.15	95%	1.09	1	Desmonte	1.0	1.0	15.1		15.1	Scoop 1.5 yd			
GL	IV-A	4	2.4	2.4	94%	1.15	95%	1.09	1	Desmonte	1.0	1.0	14.0		14.0	Scoop 1.5 yd			
GL	IV-A	4	2.4	2.4	94%	1.15	95%	1.09	1	Mineral	1.0	1.0	7.5	8	15.0	Scoop 1.5 yd			
GL	IV-A	4	2.4	2.4	94%	1.15	95%	1.09	1	Mineral	1.0	1.0	7.5	8	15.0	Scoop 1.5 yd			
GL	IV-A	4	2.4	2.4	94%	1.15	95%	1.09	1	Mineral	1.0	1.0	7.5	8	15.0	Scoop 1.5 yd			
CH	II-B	4	1.5	1.5	94%	1.15	95%	1.09	1	Desmonte	1.0	1.0	5.5		5.5	Scoop 1.5 yd			
OP	III-A	4	1.5	1.5	94%	1.15	95%	1.09	1	Desmonte	1.0	1.0	5.5		5.5				
OP	II-B	4	1.5	1.5	94%	1.15	95%	1.09	1	Desmonte	1.0	1.0	5.5		5.5				
									10	Guardia Día Mes	10 m		97 t	22 t	128 t				
P. Esp Waste		2.5 t/m3												20 m		194 t	44 t	256 t	
P. Esp Ore		2.6 t/m3												600 m		5823 t	1320 t	7680 t	
% de disp def.		89%		Disparos deficientes															
RELLENO TAJOS		20%																	
Equipo		Tiempo Efectivo		t/h		t / g-d		Dumper/gdia											
DUMPER 3.5 t		5.5 Horas		10.0		55		2											
Equipo		Tiempo Efectivo		t/h		t / g-d		Scoop/gdia											
SCOOP 1.5 yd		5.5 Horas		15.5		85.25		2											
														Por guardia		HC Total			
SUPERVISOR														1		3			
MAESTROS														10		30			
AYUDANTES														10		30			
OP. SCOOP														2		6			
OP. DUMPER														2		6			
BODEGUEROS														1		3			
HC EN AVANCES														26		78			

Nota: Elaboración Propia

Las labores de avance permiten como resultado 20 m/día y 256 tpd, alcanzando 7,680 tpm por zona. Parte del material estéril se reutiliza como relleno, optimizando costos. La operación requiere un HeadCount de 26 personas por guardia en avance por zona.

4.8.2. Cantidad de Personal para Producción (HeadCount)

Se presenta el cálculo del personal requerido por guardia y los parámetros que condicionan su planificación.

Tabla 61

Cálculo de personal y equipos LDH zona Cola Cambio

PRODUCCIÓN COLA CAMBIO - LAS BRAVAS												
Labores	Tipo de Tajo	Observación	Proceso	Labores programadas	Limpieza (Equipo)	Ancho (m)	Alto (m)	Long. (m)	Mineral (t)	Desmont (t)	Mineral + Desmont t / gdia	
TAJO 01	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 02	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 03	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 04	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 05	MECANIZADO		Relleno	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1				
TAJO 06	MECANIZADO		Relleno	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1				
TAJO 07	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 08	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 09	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 10	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 11	MECANIZADO		Relleno	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1				
TAJO 12	MECANIZADO		Relleno	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1				
				12					Guardia	82 t	79 t	161 t
									Día	164 t	158 t	322 t
									Mes	4920 t	4740 t	9660 t
									Por guardia		HC Total	
Equipo	Tiempo Efectivo	t/h	t/g-d	Dumper/gdia					SUPERVISOR	1	3	
DUMPER 3.5 tn	7.0 Horas	5.5	38.5	2					MAESTROS	12	36	
Equipo	Tiempo Efectivo	t/h	t/g-d	Scoop/gdia					AYUDANTES I	12	36	
SCOOP 0.75 yd	5.5 Horas	10.0	55	1					OP. SCOOP	2	6	
Equipo	Tiempo Efectivo	t/h	t/g-d	Scoop/gdia					OP. DUMPER	2	6	
SCOOP 1.5 yd	5.5 Horas	15.0	82.5	1					BODEGUEROS	1	3	
										30	90	

Nota: Elaboración Propia

Tabla 62

Cálculo de personal y equipos LDH zona alto planta y cambio

PRODUCCIÓN ALTO PLANTA - CAMBIO - LAS BRAVAS												
Labores	Tipo de Tajo	Observación	Proceso	Labores programadas	Limpieza (Equipo)	Ancho (m)	Alto (m)	Long. (m)	Mineral (t)	Desmont (t)	Mineral + Desmont t / gdia	
TAJO 01	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 02	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 03	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 04	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 05	MECANIZADO		Relleno	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1				
TAJO 06	MECANIZADO		Relleno	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1				
TAJO 07	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 08	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 09	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 10	MECANIZADO	CIRCADO	Producción	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1	10.27	9.97	20.24	
TAJO 11	MECANIZADO		Relleno	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1				
TAJO 12	MECANIZADO		Relleno	1	Scoop 1.5 YD	2.4	2.4	1.1				
				12					Guardia	82 t	79 t	161 t
									Día	164 t	158 t	322 t
									Mes	4920 t	4740 t	9660 t

EQUIPO		TIEMPO	t/h	t/g-d	Dumper/gdia
DUMPER 3.5 tn		6.0 Horas	10.0	60	1
EQUIPO		TIEMPO	t/h	t/g-d	Scoop/gdia
SCOOP 1.5 yd		5.5 Horas	20.0	110	1

SUPERVISOR		1	3
MAESTROS		12	36
AYUDANTES I		12	36
OP. SCOOP		2	6
OP. DUMPER		1	3
BODEGUEROS		1	3
		29	87

PERSONAL DE EXTRACCIÓN ALTO PLANTA				
Equipo	Tiempo Efectivo	t/h	t/g-d	Scoop/gdia
LOCOMOTORA 4.5 t	7.0 Horas	15.0	105	1
Equipo	Tiempo Efectivo	t/h	t/g-d	Scoop/gdia
LOCOMOTORA 8.5 t	7.0 Horas	18.0	126	1

MOTORISTA		2	6
AY.MOTORISTA		2	6
		4	12

HC EN PRODUCCIÓN		33	99
------------------	--	----	----

Nota: Elaboración Propia

En las tablas se observa que la producción diaria proyectada alcanza las 164 toneladas por zona, lo que representa un total de 328 tpd. Si a este volumen se le suma el mineral proveniente de los avances, cuyo aporte es variable, la producción global superará las 350 tpd, cumpliendo con la meta planteada en la operación.

La operación tercerizada requiere un HeadCount de entre 90 y 99 trabajadores por zona, distribuidos principalmente entre operadores y ayudantes. Esta dotación asegura la continuidad de los ciclos productivos y el cumplimiento de los objetivos operativos.

La diferencia más relevante entre ambas zonas se encuentra en el sistema de transporte: en Cola Cambio se aplica un esquema trackless con Scooptrams y Dumpers, mientras que en Alto Planta y Cambio el acarreo se efectúa mediante locomotoras. Esta flexibilidad en la elección del transporte evidencia la capacidad de adaptación del método de Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado, ajustándose a las condiciones específicas de cada zona.

4.8.3. Cantidad de Personal para Rehabilitación (HeadCount)

Tabla 63

Rehabilitación zona cola cambio

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACION Y SERVICIOS MINA (SOSTENIMIENTO Y MANTENIMIENTO)	MAESTRO REHABILITADOR	2	2	2	6
	AYUDANTE REHABILITADOR	2	2	2	6
SUBTOTAL REHABILITACIÓN MANTENIMIENTO		4	4	4	12

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACION AVANCE NV 2025 / NV 2080 / NV 1963	MAESTRO REHABILITADOR	3	3	3	9
	AYUDANTE REHABILITADOR	3	3	3	9
SUBTOTAL REHABILITACIÓN AVANCE		6	6	6	18

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACION RUTA DE ESCAPE NV 1963-1820	MAESTRO REHABILITADOR	1	1	1	3
	AYUDANTE REHABILITADOR	1	1	1	3
	PEON	1	1	1	3
SUBTOTAL REHABILITACION RUTA DE ESCAPE		3	3	3	9
SUBTOTAL REHABILITACIÓN		13	13	13	39

Nota: Elaboración Propia

Tabla 64

Rehabilitación zona alto planta – cambio

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN Y SERVICIOS MINA (SOSTENIMIENTO Y MANTENIMIENTO)	MAESTRO REHABILITADOR	2	2	2	6
	AYUDANTE REHABILITADOR	2	2	2	6
SUBTOTAL REHABILITACIÓN MANTENIMIENTO		4	4	4	12
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN AVANCE CAMBIO	MAESTRO REHABILITADOR	3	3	3	9
	AYUDANTE REHABILITADOR	3	3	3	9
SUBTOTAL REHABILITACIÓN AVANCE		6	6	6	18
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN RUTA DE ESCAPE NV 1820 - 1963	MAESTRO REHABILITADOR	1	1	1	3
	AYUDANTE REHABILITADOR	1	1	1	3
	PEON	1	1	1	3
SUBTOTAL REHABILITACIÓN RUTA DE ESCAPE		3	3	3	9
SUBTOTAL REHABILITACIÓN		13	13	13	39

Nota: Elaboración Propia

El área de rehabilitación en ambas zonas cuenta con un total de 78 trabajadores, distribuidos equitativamente en 39 personas por zona y organizados en tres turnos rotativos. Su labor principal se centra en el mantenimiento general de las labores, la recuperación de frentes de avance y la habilitación de rutas de escape seguras.

4.8.4. Cantidad de Personal para Supervisión y Soporte

Tabla 65

Personal de supervisión y soporte para ambas zonas

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
DIRECCIÓN TÉCNICA	INGENIERO RESIDENTE	1			1
	ASISTENTE DE RESIDENTE		1		1
	JEFE DE GUARDIA	1	1	1	3
SEGURIDAD	JEFE DE SEGURIDAD			1	1
	ASISTENTE DE SEGURIDAD		1		1
	INSPECTOR DE SEGURIDAD	1			1
ADMINISTRACIÓN	ADMINISTRADOR			1	1
	ASISTENTE ADMINISTRATIVO		1		1
	ASISTENTE SOCIAL	1			1
LOGÍSTICA	LOGÍSTICO	1			1
	CONDUCTOR TRANSPORTE DE PERSONAL Y MATERIALES	1	1	1	3
	CONDUCTOR DE EXPLOSIVOS / SERVICIOS	1	1	1	3
COSTOS	COSTOS Y PRODUCTIVIDAD			1	1
MANTENIMIENTO	MECANICO	1	1	1	3
SUBTOTAL SUPERVISIÓN Y SOPORTE		8	7	7	22

Nota: Elaboración Propia

El equipo de supervisión y soporte, estará conformado por 22 trabajadores distribuidos en tres turnos en cada una de las zonas de forma independiente, brinda respaldo operativo tanto en Alto Planta como en Cola Cambio. Este personal cumplirá funciones transversales en seguridad, logística, coordinación y control, asegurando el orden operativo, el cumplimiento de estándares normativos y la continuidad de los procesos productivos en ambas zonas, bajo el modelo de operación tercerizado implementado por la unidad minera.

Tabla 66

HeadCount Consolidado – Zona Cola Cambio

HEADCOUNT COLA CAMBIO					
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
DIRECCIÓN TÉCNICA	INGENIERO RESIDENTE	1			1
	ASISTENTE DE RESIDENTE		1		1
	JEFE DE GUARDIA	1	1	1	3
SEGURIDAD	JEFE DE SEGURIDAD			1	1
	ASISTENTE DE SEGURIDAD		1		1
	INSPECTOR DE SEGURIDAD	1			1
ADMINISTRACIÓN	ADMINISTRADOR			1	1
	ASISTENTE ADMINISTRATIVO		1		1
	ASISTENTE SOCIAL	1			1
LOGÍSTICA	LOGISTICO	1			1
	CONDUCTOR TRANSPORTE DE PERSONAL Y MATERIALES	1	1	1	3
	CONDUCTOR DE EXPLOSIVOS / SERVICIOS	1	1	1	3
COSTOS	COSTOS Y PRODUCTIVIDAD			1	1
MANTENIMIENTO	MECANICO	1	1	1	3
SUBTOTAL SUPERVISIÓN Y SOPORTE		8	7	7	22

HEADCOUNT COLA CAMBIO					
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
AVANCES	SUPERVISOR TECNICO	1	1	1	3
	BODEGUERO	1	1	1	3
	MAESTRO PERFORISTA	10	10	10	30
	AYUDANTE PERFORISTA	10	10	10	30
	OPERADOR SCOOP	2	2	2	6
	OPERADOR DUMPER	2	2	2	6
		26	26	26	78
SUBTOTAL AVANCES		26	26	26	78

HEADCOUNT COLA CAMBIO					
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
PRODUCCIÓN	SUPERVISOR TECNICO	1	1	1	3
	BODEGUERO	1	1	1	3
	MAESTRO PERFORISTA	12	12	12	36
	AYUDANTE PERFORISTA	12	12	12	36
	OPERADOR SCOOP 0.75 yd	2	2	2	6
	OPERADOR DUMPER	2	2	2	6
		29	29	29	87
SUBTOTAL PRODUCCIÓN		29	29	29	87

HEADCOUNT COLA CAMBIO					
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN Y SERVICIOS MINA (SOSTENIMIENTO Y MANTENIMIENTO)	MAESTRO REHABILITADOR	2	2	2	6
	AYUDANTE REHABILITADOR	2	2	2	6
SUBTOTAL REHABILITACIÓN MANTENIMIENTO		4	4	4	12

HEADCOUNT COLA CAMBIO					
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN AVANCE NV 2025 / NV 2080 / NV 1963	MAESTRO REHABILITADOR	3	3	3	9
	AYUDANTE REHABILITADOR	3	3	3	9
SUBTOTAL REHABILITACIÓN AVANCE		6	6	6	18

HEADCOUNT COLA CAMBIO					
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN RUTA DE ESCAPE NV 1963-1820	MAESTRO REHABILITADOR	1	1	1	3
	AYUDANTE REHABILITADOR	1	1	1	3
	PEON	1	1	1	3
SUBTOTAL REHABILITACIÓN RUTA DE ESCAPE		3	3	3	9
SUBTOTAL REHABILITACIÓN		13	13	13	39
SUBTOTAL OPERACIÓN (Avances+Producción+Rehabilitación)		68	68	68	204
TOTAL		76	75	75	226

METAS FÍSICAS COLA CAMBIO		
	DÍA	MES
Avance	20.0 m	600 m
Prod Avances	11 t	330 t
Prod Tajos	164 t	4920 t
	175 t	5250 t

INDICADORES AVANCE	
PROPUESTA	
20 - 600 m	
78 personas	
0.38 m/H-Gd	

INDICADORES PRODUCCIÓN	
PROPUESTA	
164 - 4920 ton	
87 personas	
2.83 t/H-gd	

Nota: Elaboración Propia

La zona Cola Cambio contarán con 226 trabajadores tercerizados, distribuidos en áreas de soporte, avances, producción y rehabilitación. Esta estructura permite cumplir con metas diarias de 20 m de avance y 175 t de producción, con un rendimiento promedio de 0.38 m/h-gd en avances y 2.83 t/h-gd en producción, asegurando eficiencia operativa y continuidad bajo el método de Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado.

Tabla 67

HeadCount Consolidado – Zona Alto Planta - Cambio

HEADCOUNT ALTO PLANTA - CAMBIO					
ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
DIRECCIÓN TÉCNICA	INGENIERO RESIDENTE	1			1
	ASISTENTE DE RESIDENTE		1		1
	JEFE DE GUARDIA	1	1	1	3
SEGURIDAD	JEFE DE SEGURIDAD			1	1
	ASISTENTE DE SEGURIDAD		1		1
	INSPECTOR DE SEGURIDAD	1			1
ADMINISTRACIÓN	ADMINISTRADOR			1	1
	ASISTENTE ADMINISTRATIVO		1		1
	ASISTENTE SOCIAL	1			1
LOGÍSTICA	LOGÍSTICO	1			1
	CONDUCTOR TRANSPORTE DE PERSONAL Y MATERIALES	1	1	1	3
	CONDUCTOR DE EXPLOSIVOS / SERVICIOS	1	1	1	3
COSTOS	COSTOS Y PRODUCTIVIDAD			1	1
MANTENIMIENTO	MECANICO	1	1	1	3
SUBTOTAL SUPERVISIÓN Y SOPORTE		8	7	7	22

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
AVANCES	SUPERVISOR TECNICO	1	1	1	3
	BODEGUERO	1	1	1	3
	MAESTRO PERFORISTA	10	10	10	30
	AYUDANTE PERFORISTA	10	10	10	30
	OPERADOR SCOOP	2	2	2	6
	OPERADOR DUMPER	2	2	2	6
	SUBTOTAL AVANCES	26	26	26	78

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
PRODUCCIÓN	SUPERVISOR TECNICO	1	1	1	3
	BODEGUERO	1	1	1	3
	MAESTRO PERFORISTA	12	12	12	36
	AYUDANTE PERFORISTA	12	12	12	36
	OPERADOR SCOOP 0.75 yd	2	2	2	6
	OPERADOR DUMPER	1	1	1	3
	SUBTOTAL PRODUCCIÓN	28	28	28	84

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
EXTRACCIÓN (LOCOMOTORAS)	MOTORISTA 8.5 Tn	1	1	1	3
	MOTORISTA 5.5 Tn	1	1	1	3
	AYUDANTE MOTORISTA	2	2	2	6
SUBTOTAL EXTRACCIÓN		4	4	4	12

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN Y SERVICIOS MINA (SOSTENIMIENTO Y MANTENIMIENTO)	MAESTRO REHABILITADOR	2	2	2	6
	AYUDANTE REHABILITADOR	2	2	2	6
SUBTOTAL REHABILITACIÓN MANTENIMIENTO		4	4	4	12

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN AVANCE CAMBIO	MAESTRO REHABILITADOR	3	3	3	9
	AYUDANTE REHABILITADOR	3	3	3	9
SUBTOTAL REHABILITACIÓN AVANCE		6	6	6	18

ÁREA DE TRABAJO	CARGO	A	B	C	TOTAL
REHABILITACIÓN RUTA DE ESCAPE NV 1820 - 1963	MAESTRO REHABILITADOR	1	1	1	3
	AYUDANTE REHABILITADOR	1	1	1	3
	PEON	1	1	1	3
SUBTOTAL REHABILITACIÓN RUTA DE ESCAPE		3	3	3	9

SUBTOTAL REHABILITACIÓN		13	13	13	39
-------------------------	--	----	----	----	----

SUBTOTAL OPERACIÓN (Avances+Producción+Rehabilitación)		71	71	71	213
--	--	----	----	----	-----

TOTAL		79	78	78	235
-------	--	----	----	----	-----

METAS FISICAS ALTO PLANTA - CAMBIO		
	DIA	MES
Avance	20.0 m	600 m
Prod Avances	11 t	330 t
Prod Tajos	164 t	4920 t
	175 t	5250 t

INDICADORES AVANCE
PROPUESTA
20 - 600 m
90 personas
0.33 m/H-Gd

INDICADORES PRODUCCIÓN
PROPUESTA
164 - 4920 ton
84 personas
2.93 t/H-gd

Nota: Elaboración Propia

La operación en la zona Alto Planta y Cambio cuenta con 235 trabajadores tercerizados, organizados en tres turnos. La estrategia operativa combina avances, producción y extracción mediante locomotoras, adecuándose a las condiciones geográficas. Se mantiene un rendimiento promedio de 0.33 m/h-gd en avances y 2.83 t/h-gd en producción, cumpliendo con una meta diaria de 175 t/día. La estructura permite una operación eficiente, supervisada y adaptable al método Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado.

4.9. Planeamiento Mina

4.9.1. Recursos y Reservas Por Zona

4.9.1.1. Recursos Mineros.

En la Tabla 68, presenta la estimación de recursos minerales clasificados en categorías de confianza (medido, indicado, inferido y potencial) para cada una de las zonas identificadas en el proyecto Las Bravas. Los valores se expresan en toneladas métricas (TM) y leyes promedio de oro en gramos por tonelada (Au g/t), de acuerdo con estudios geológicos y muestreos actuales.

Tabla 68

Recursos Minerales

VETA	MEDIDO		INDICADO		INFERIDO		POTENCIAL	
	TM	Au g/t	TM	Au g/t	TM	Au g/t	TM	Au g/t
CAMBIO	1,212,056	6.32	1,127,489	5.58	1,220,503	4.11	4,403,183	3.51

Nota: Área de geología.

El mayor volumen total de recursos medidos se concentra en la zona Cambio (más de 1,212,056 t).

Tabla 69*Recursos por categorías en Veta Cambio*

Categoría	Tonelaje (TM)	Ley Prom. Au (g/t)
Medido	1,212,056	6.32
Indicado	1,127,489	5.58
Medido + Indicado	2,339,545	5.96
Inferido	1,220,503	4.11
Potencial	2,403,183	3.51

Nota: Área de planeamiento.

4.9.1.2. Reservas Mineras.

Los recursos mineros medidos en la unidad corresponden a la categoría Medido, la cual representa los volúmenes más confiables y se consideran como reservas probadas, siendo la base principal para la planificación de la explotación a mediano plazo.

Tabla 70*Reservas mineras por zona*

Categoría	Tonelaje (TM)	Ley Prom. Au (g/t)
Medido	1,212,056	6.32

Nota: Área de planeamiento.

4.9.1.3. Vida Probable De La Mina.

Para estimar la vida probable de la mina, usamos la siguiente fórmula básica:

$$Vida\ útil\ (años) = \frac{Reservas\ Probables\ (t)}{Producción\ Anual\ (t/año)} \quad (21)$$

Datos

- Producción diaria proyectada: 350 toneladas/día

- Producción anual estimada: $350 \text{ t/día} \times 365 \text{ días} = 127,750 \text{ t/año}$

Usaremos los recursos Medido: 1,212,056 t

Cálculo

$$\text{Vida útil (años)} = \frac{1,212,056 \text{ t}}{127,750 \text{ t/año}} = 9.48 \text{ años} \quad (22)$$

4.9.2. Presupuesto - Budget

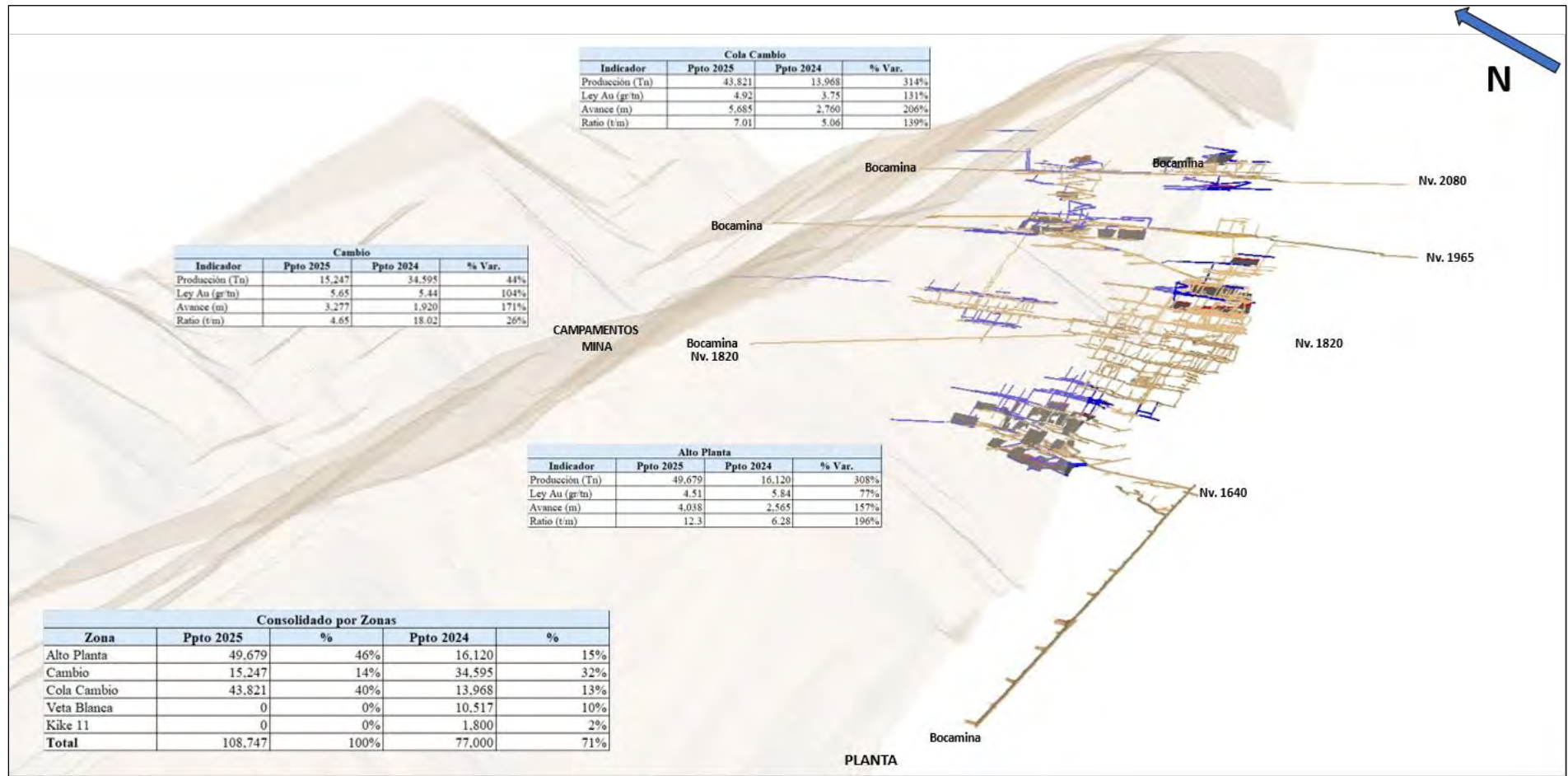
El presupuesto de producción para el año se concentra en tres zonas principales: Alto Planta (47%), Cola Cambio (38%) y la veta Cambio (15%), reflejando el enfoque operativo en sectores con mayor grado de certeza geológica y viabilidad económica. Zonas como Veta Blanca y Kike 11 no han sido consideradas en esta planificación, posiblemente debido a limitaciones en accesibilidad, estudios pendientes o baja prioridad operativa en el corto plazo. Este enfoque sugiere una estrategia de optimización de recursos y priorización de zonas con mayor recuperación aurífera proyectada.

Tabla 71

Presupuesto o Budget

Zona	Tonelaje (t)	Participación (%)
Alto Planta	49,679	46%
Cambio	15,247	14%
Cola Cambio	43,821	40%
Veta Blanca	0	0%
KIKE 11	0	0%
Total	108,747	100%

Nota: Elaboración Propia

Figura 63*Plan de minado anual Semi Mecanizado*

Nota: Área de planeamiento.

4.9.2.1. Programa de Labores De Producción (Tajos).

El programa de producción por tajos presenta la planificación mensual por zonas. El cuadro resume la producción de tajos convencionales, semi mecanizados y en transición.

Tabla 72

Programa de producción de tajos

DÍAS DE OP	ZONA		ALTO PLANTA	CAMBIO	COLA CAMBIO	TOTAL
31	Ene	t	3,207	0	2,989	6195.2
		Au g/t	4.85	-	4.80	4.8
28	Feb	t	2,855	0	2,746	5600.9
		Au g/t	4.74	-	4.93	4.8
31	Mar	t	2,976	0	3,228	6203.3
		Au g/t	4.80	-	4.85	4.8
30	Abr	t	5,146	0	3,846	8992.5
		Au g/t	4.75	-	4.94	4.8
31	May	t	4,721	456	4,125	9301.8
		Au g/t	4.59	3.40	5.23	4.8
30	Jun	t	4,306	1,288	3,411	9004.7
		Au g/t	4.45	5.09	5.19	4.8
31	Jul	t	5,715	1,528	2,994	10236.7
		Au g/t	4.43	5.45	5.54	4.9
31	Ago	t	5,368	1,879	3,600	10847.2
		Au g/t	4.68	5.18	4.86	4.8
30	Sep	t	4,980	1,962	3,560	10502.5
		Au g/t	4.40	5.79	4.93	4.8
31	Oct	t	3,939	2,801	4,114	10853.9
		Au g/t	4.23	5.69	4.84	4.8
30	Nov	t	3,191	2,766	4,545	10502.4
		Au g/t	4.07	6.19	4.51	4.8
30	Dic	t	3,277	2,566	4,664	10506.1
		Au g/t	4.06	6.04	4.70	4.83
364	PPTO 2025		49,679	15,247	39,851	108,747

Nota: Elaboración Propia

4.9.2.2. Programa de Labores De Desarrollo.

Tabla 73

Programa de labores de desarrollo por mes y zona

AVANCES DE DESARROLLO (m)													
ZONAS	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Total
ALTOPLANTA	67	90	158	100	80	50	3	3	33	3	33	3	623
CAMBIO	0	0	0	0	59	60	130	250	300	200	280	205	1484
COLA CAMBIO	232	103	47	15	22	31.5	0	22	150	102	72	102	898.5
Subtotal Mensual	299	193	205	115	161	142	133	275	483	305	385	310	3005.5

Nota: Área de planeamiento.

4.9.2.3. Programa de Labores De Preparación.

Tabla 74

Avance mensual de labores de preparación por zona

AVANCES DE PREPARACIÓN (m)													
ZONAS	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Total
ALTOPLANTA	145	230	318	360	169	105	75	98	60	0	0	25	1585
CAMBIO	0	0	0	0	20	85	100	60	60	273	225	180	1003
COLA CAMBIO	90	40	40	40	125	0	0	150	0	90	40	40	655
Subtotal Mensual	235	270	358	400	314	190	175	308	120	363	265	245	3243

Nota: Área de planeamiento.

4.9.2.4. Programa de Labores de Exploración.

Tabla 75

Avance mensual de labores de exploración por zona

AVANCES DE EXPLORACIÓN (m)													
ZONAS	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Total
ALTOPLANTA	70	50	40	60	60	48	55	40	0	0	0	80	503
CAMBIO	0	0	0	0	50	100	100	60	60	30	0	0	400
COLA CAMBIO	60	205	189	240	130	100	100	190	209	140	260	315	2137.5
Subtotal Mensual	130	255	229	300	240	248	255	290	269	170	260	395	3040.5

Nota: Área de planeamiento.

4.9.2.5. Programa de Labores de Infraestructura.

Tabla 76

Avance mensual de labores de infraestructura por zona

AVANCES DE INFRAESTRUCTURA (m)													
ZONAS	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Total
ALTOPLANTA	230	140	30	75	100	85	115	117	118	162	80	75	1327
CAMBIO	0	0	0	0	0	0	30	50	70	80	80	80	390
COLA CAMBIO	106	142	178	110	185	335	292	160	140	120	130	95	1993
Subtotal Mensual	336	282	208	185	285	420	437	327	328	362	290	250	3710

Nota: Área de planeamiento.

4.9.3. Resumen del Programa de Avances

Tabla 77

Resumen mensual de avances

RESUMEN DE AVANCE MENSUAL													
Mes	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Total
Avance Budget (m)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1200	1200	1200	1200	1200	12999

Nota: Elaboración Propia

4.9.4. Resumen de la Producción

Producción Mensual por Tajos y Avances – Año

Tabla 78

Producción mensual por Tajos y Avances-Año

Días de Operación	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	30
	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE
Producción tajos(t)	4,337	3,921	4,342	6,295	6,511	6,303	7,166	7,593	7,352	7,598	7,352	7,354
Producción avances(t)	1,859	1,680	1,861	2,698	2,791	2,701	3,071	3,254	3,151	3,256	3,151	3,152
Producción total (t)	6,195	5,601	6,203	8,992	9,302	9,005	10,237	10,847	10,503	10,854	10,502	10,506

Nota: Elaboración Propia

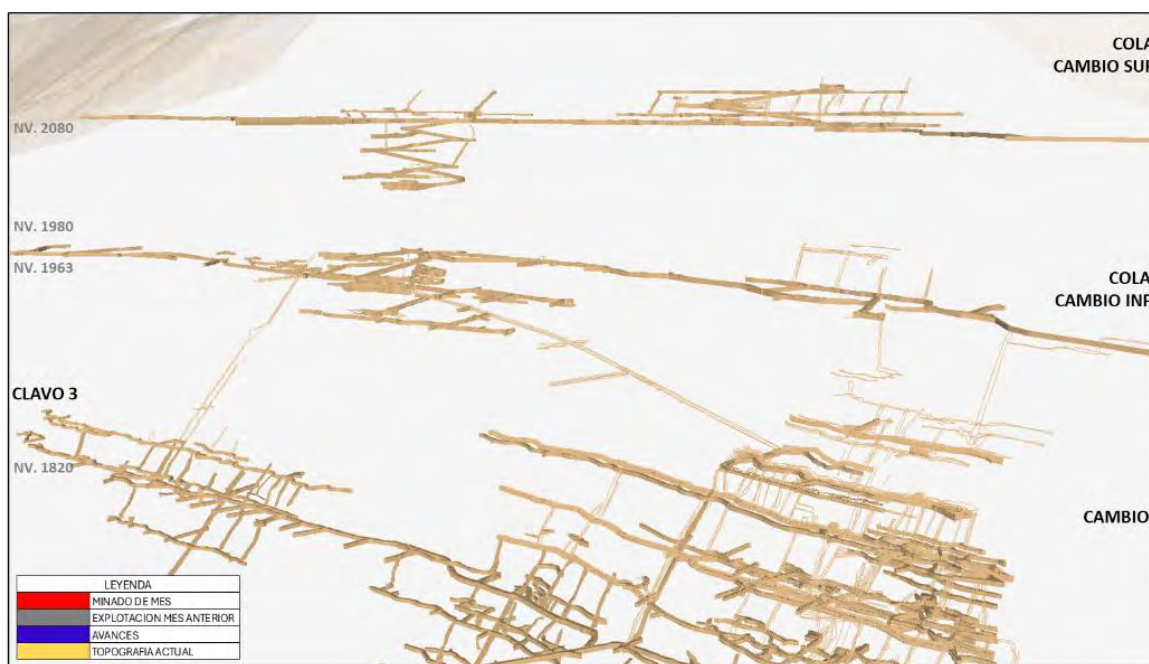
Resumen mensual de la producción obtenida por tajos y avances durante el año de implementación. Se destaca el crecimiento sostenido desde abril y la estabilización de la producción en 350 tpd desde agosto. El comportamiento refleja eficiencia operativa y consolidación del método semi mecanizado.

4.9.5. *Secuenciamiento de Minado*

El secuenciamiento de minado del presupuesto del año de implementación refleja la transición operativa y la planificación orientada al cierre del primer año. La programación detallada de cada etapa se presenta en los anexos, desglosada por meses (Proyecto).

Figura 64

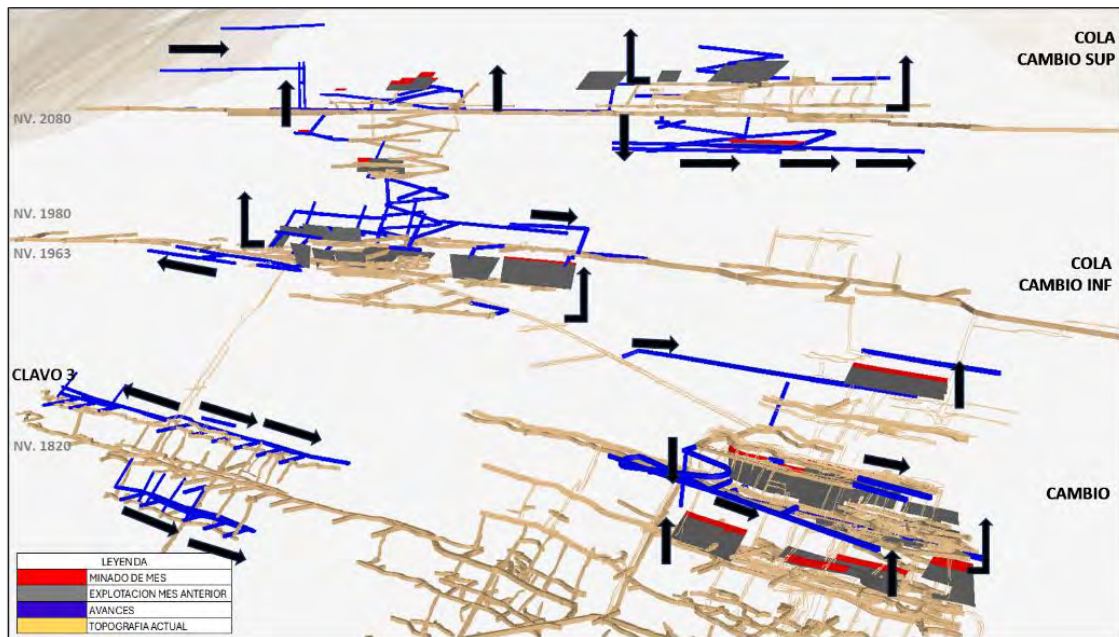
Secuencia De Minado Cola Cambio-Cambio – Antes de la implementación



Nota: Área de planeamiento

Figura 65

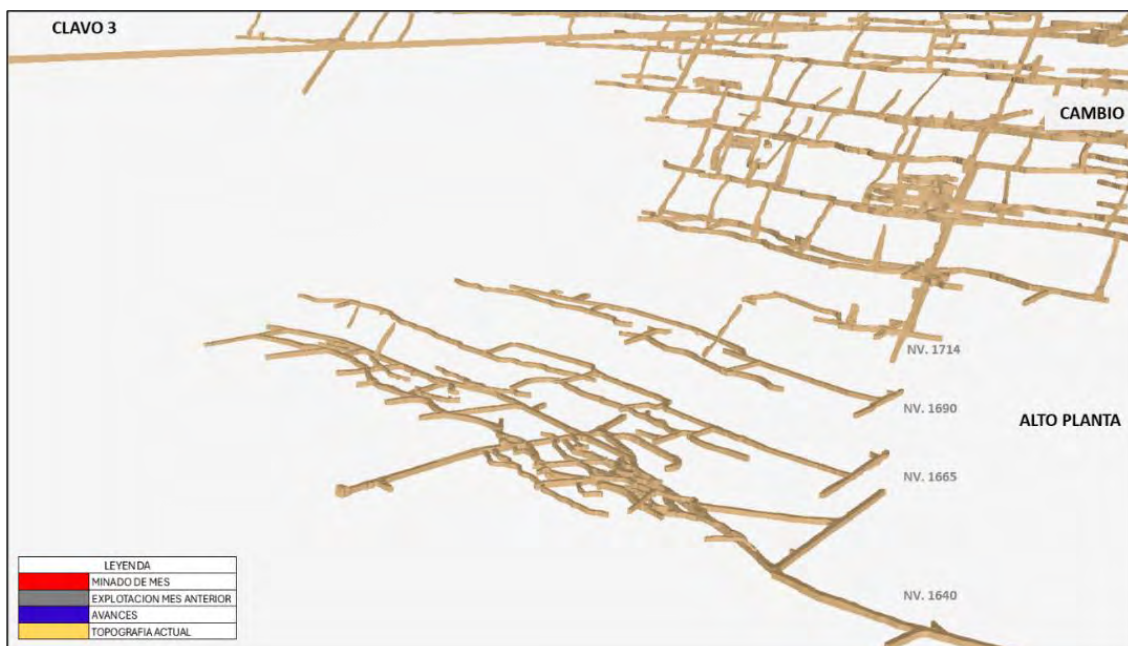
Secuencia De Minado Cola Cambio-Cambio – Post primer año de implementación



Nota: Área de planeamiento

Figura 66

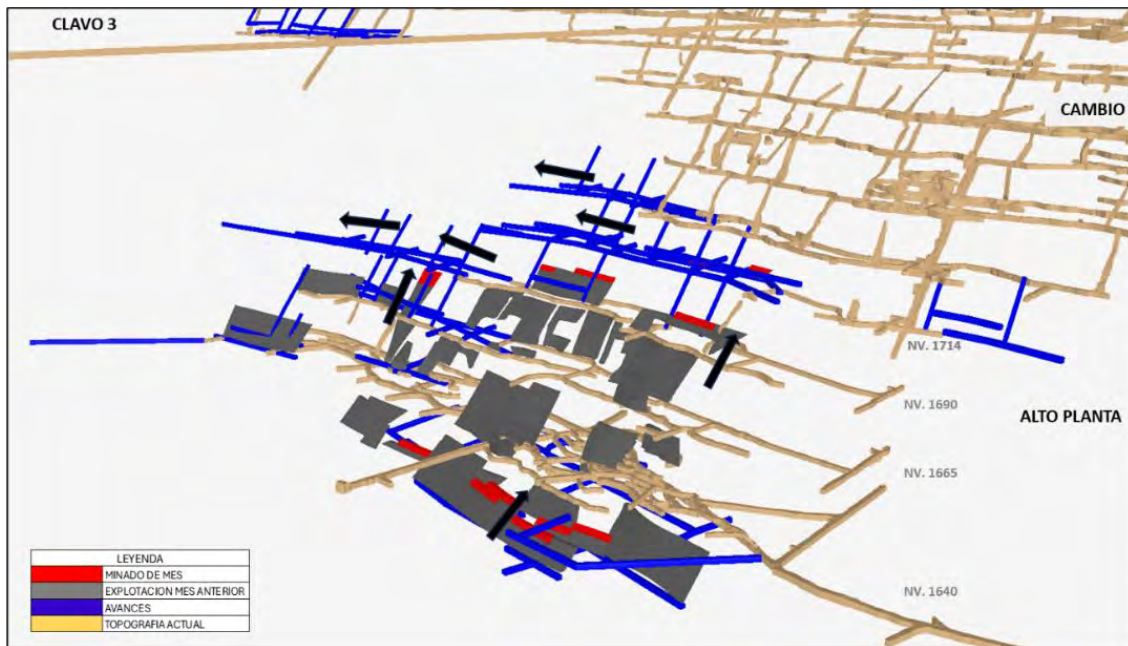
Secuencia De Minado Alto Planta – Antes de la implementación



Nota: Área de planeamiento

Figura 67

Secuencia de Minado Alto Planta – Post primer año de implementación



Nota: Área de planeamiento

4.10. Requerimientos

4.10.1. Requerimientos de Mina

Para la implementación de la alternativa semi mecanizada y el incremento progresivo de la producción hasta 350 tpd, se identifican los siguientes requerimientos en infraestructura y servicios de mina:

- Dos ventiladores de 40 CFM: Para asegurar una ventilación adecuada en labores profundas y zonas de alta demanda, garantizando condiciones seguras y confort térmico para el personal operativo.
- Tres pulmones de aire comprimido: Instalación de tanques de almacenamiento de aire comprimido, distribuidos estratégicamente en zonas operativas, para asegurar un suministro constante para equipos neumáticos.

- Overhaul de la locomotora de 8.5 toneladas: La rehabilitación integral de este equipo es fundamental para mantener su rendimiento y confiabilidad, dado su rol clave en el acarreo desde zonas de alta producción.
- Chimenea con Alimak de ventilación en el nivel 2080: Se ejecutará una chimenea de ventilación para optimizar el circuito de ventilación y mejorar la circulación de aire fresco en zonas operativas críticas.

4.10.2. Requerimientos en la Planta Concentradora

4.10.2.1. Capacidad de Planta de Tratamiento para 350 tmd.

- El diseño inicial de la planta fue conceptualizado para un tratamiento de 120 tpd, el cual constaba de un circuito de chancado, molienda, cianuración en tanques, adsorción de carbón activado y fundición (Producto: Barra Doré).
- Se instalaron en el proceso de molienda 2 molinos de 5'x10', obteniendo una capacidad inicial de tratamiento máximo de 180 tpd.
- Se realizaron mejoras en el proceso, logrando escalar a una capacidad de tratamiento de 350 TPD.
- Se integraron de los equipos (fajas, molino 8x8, piping a tanques, etc.)
- La integración de los equipos permite incrementar el tratamiento a 350 tpd, disponiendo solo de 2 molinos de los 3 instalados. Asimismo, se amplió la capacidad de generación de energía con la instalación en paralelo de 2 grupos electrógenos.
- Adicionalmente para garantizar la continuidad operativa se requiere ampliar la capacidad de abastecimiento de agua, mediante la adición de un pozo y sistema de alimentación nuevo.
- Todo el proyecto de ampliación de planta y la operación actual considera la alimentación de energía eléctrica mediante generadores, no obstante, se encuentra en

desarrollo el proyecto de alimentación eléctrica mediante el sistema interconectado (1MW).

4.10.2.2. Ampliación de Planta para el Incremento de Producción.

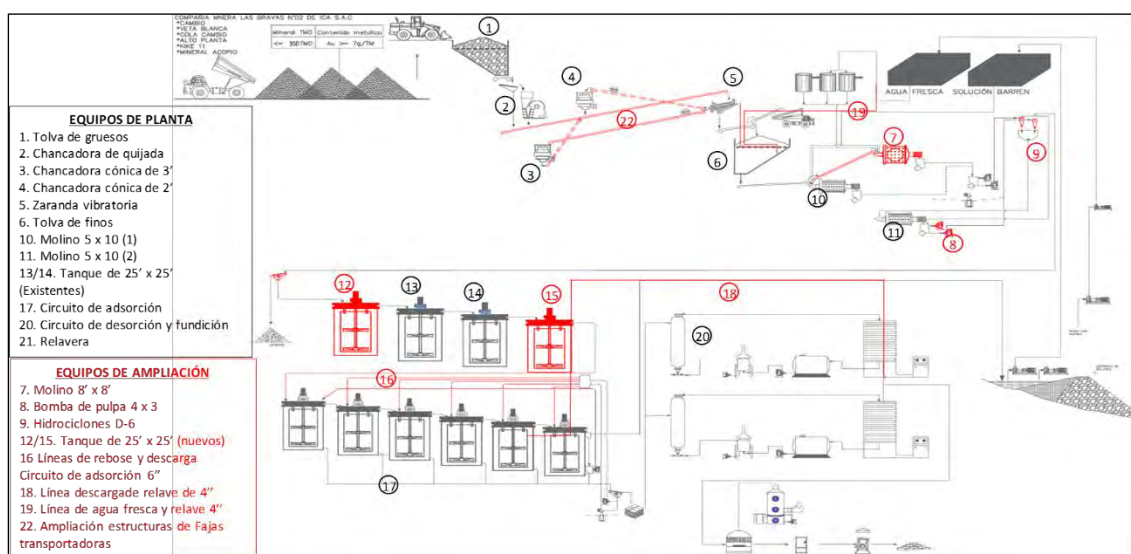
La planta de procesamiento de Compañía Minera Las Bravas fue ampliada con éxito, incorporando nuevos equipos y líneas de proceso que fortalecen su capacidad operativa.

Entre los principales componentes instalados se encuentran: un molino de 8'x8', bomba de pulpa 4x3, hidrociclones D-6, tanques de 25'x25', y la ampliación de estructuras para fajas transportadoras.

Esta intervención permitió optimizar el circuito de molienda y adsorción, además de mejorar la gestión de relaves y el abastecimiento de agua fresca. Como resultado, la capacidad de tratamiento aumentó a 350 toneladas métricas por día, habilitando a la planta para absorber mayores volúmenes de mineral provenientes de las zonas operativas.

Figura 68

Diagrama de flujo de proceso (FLOW SHEET)



Nota: Compañía Minera Las Bravas

4.10.3. Capacidad de Servicios Auxiliares

4.10.3.1. Taller de Mantenimiento de Equipos.

Actualmente, los trabajos de mantenimiento se concentran en talleres ubicados en superficie, los cuales atienden la flota de equipos como scooptrams, dumpers y locomotoras. Sin embargo, este modelo presenta limitaciones operativas por el tiempo y logística necesarios para trasladar los equipos desde interior mina.

4.10.3.2. Disponibilidad de Energía.

La energía utilizada en la unidad minera Las Bravas proviene en su totalidad de grupos electrógenos, distribuidos estratégicamente por zonas operativas. El suministro está dimensionado para atender los consumos de ventiladores, winches, locomotoras, talleres, comedores y demás equipos eléctricos involucrados en operaciones subterráneas y de superficie.

Tabla 79

Generación y consumo mensual por zona

GENERACIÓN Y CONSUMO MENSUAL POR ZONA					
ZONA	GENERADORES ELÉCTRICOS		EQUIPOS ADIESEL (compresora)		EQUIPOS ELÉCTRICOS
COLA CAMBIO	115200	Kwh	28800	Kwh	67413.36 Kwh
COLA CAMBIO	0	Kwh	0	Kwh	9114 Kwh
CAMBIO 1820	129600	Kwh	14400	Kwh	85739.16 Kwh
ALTO PLANTA	16200	Kwh	28800	Kwh	10800 Kwh
	261000	Kwh	72000	Kwh	173066.52 Kwh

Nota: Elaboración Propia

El consumo energético mensual total estimado asciende a 173,067 kWh, siendo las zonas de Cambio 1820 (85,739.16 kWh) y Cola Cambio Superior (67,413.36 kWh) las de

mayor demanda debido a la alta concentración de ventiladores y equipos eléctricos en operación continua.

Este sistema de generación autónoma permite mantener la operación continua en zonas remotas sin acceso a red eléctrica, pero demanda una gestión eficiente del consumo y mantenimiento programado de generadores para evitar interrupciones operativas.

4.11. Análisis de Costos Asociados a la Implementación del Método Corte y Relleno Semi Mecanizado

4.11.1. Costo de Explotación Total

Según el costo de explotación se calcula considerando los indicadores operativos asociados a cada proceso. Se hace una distinción entre los costos relacionados con los avances y la producción, ambos ejecutados mediante servicios de terceros bajo diferentes modalidades de contratación.

4.11.1.1. Avances (Desarrollo y Preparación de Labores).

Los trabajos de avance son ejecutados por contratistas bajo el esquema de Precio Unitario (PU), que incluye todos los costos asociados, excepto los insumos suministrados por la unidad minera (explosivos, madera, pernos de sostenimiento, mangas de ventilación y herramientas de servicios mina). El PU debe ser especificado según el requerimiento técnico y operativo de cada zona de avance.

4.11.1.2. Producción

La producción de mineral también es realizada por contratistas, pero bajo el modelo de pago por tarea, donde se remunera en función del cumplimiento de metas diarias o

semanales. Este enfoque permite una mayor flexibilidad operativa, especialmente en frentes múltiples y de difícil acceso.

4.11.1.3. Costos de Terceros

Los costos asociados a terceros comprenden:

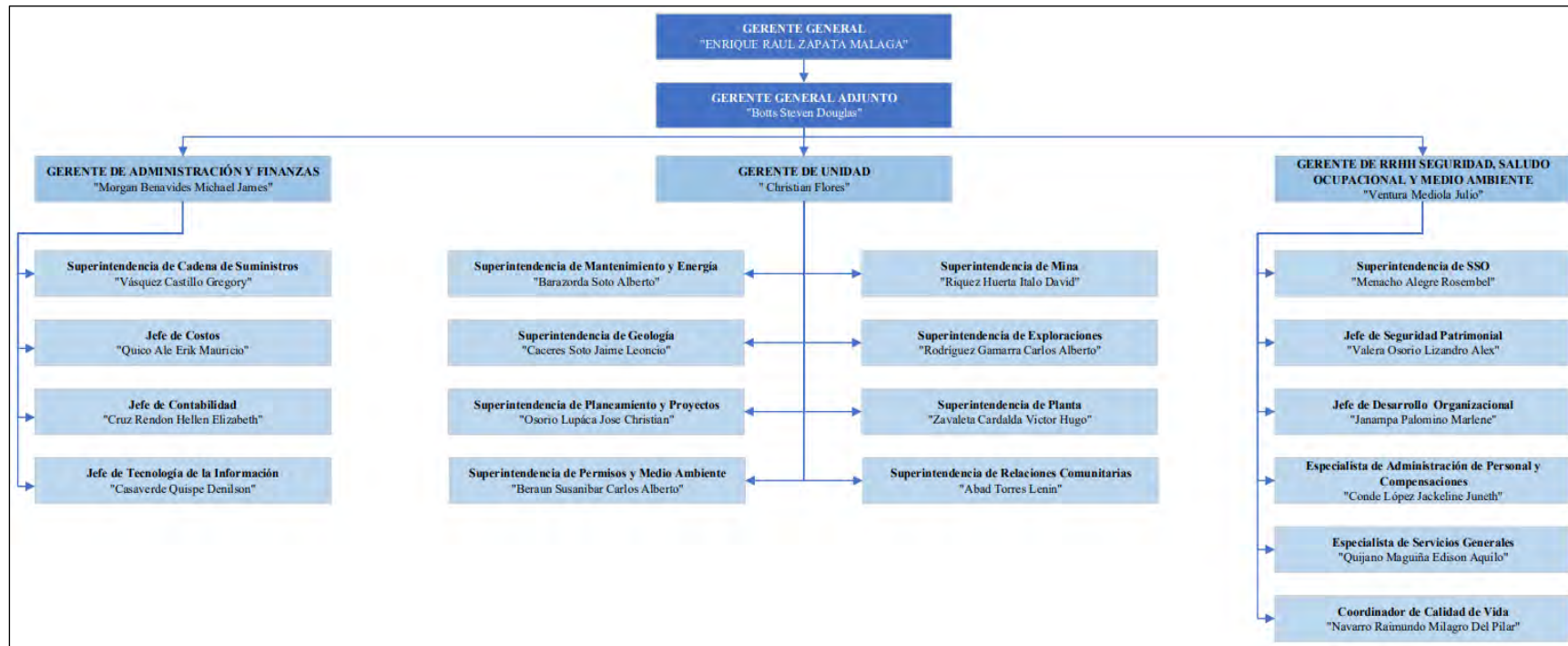
- Mano de obra contratada para producción
- Equipos y maquinaria provistos por contratistas
- Servicios auxiliares (avance, sostenimiento, limpieza, ventilación, rehabilitación, entre otros)
- Transporte y Mantenimiento de vías

Estos costos son monitoreados por la supervisión de mina, y se controlan mediante reportes diarios de avance físico y control de rendimiento, alineados con los KPIs operativos definidos.

4.11.1.4. Nómina del Recurso Humano por Áreas Funcionales

Figura 69

Nómina de dirección de la Compañía Minera Las Bravas



Nota: Área de Administración

La nómina de la Compañía Minera Las Bravas no solo representa la estructura organizacional de la empresa, sino también un componente fundamental de sus costos operativos, donde cada puesto aporta al control, eficiencia y sostenibilidad de la producción.

4.11.2. Costo Operativo en Tajos de Producción (\$/t)

Tabla 80

Costos Operativos por Proceso: Semi Mecanizado vs. Convencional

SEMI MECANIZADO	
PRODUCCIÓN (t)	8986
COSTO OPERATIVO (\$/t)	42.48

PROCESO	SUBPROCESO	COSTO SEMIMEC	
Preparación	Sostenimiento	21,489	
	Voladura	6,991	
	Terceros	54,983	
Total Preparación		83,463	9.3 \$/t
Producción	Perforación	6,903	
	Sostenimiento	79,895	
	Voladura	39,762	
	Servicios Mina	12,348	
	Servicios Generales	117	
	Terceros	150,773	
Total Producción		289,797	32.3 \$/t
Relleño	Terceros	8,478	
Total Relleño		8,478	0.9 \$/t
Total general		381,738	

CONVENCIONAL	
PRODUCCIÓN (t)	3,100
COSTO OPERATIVO (\$/t)	88.90

PROCESO	SUBPROCESO	COSTO CONVENC.	
Preparación	Terceros	7,680	
Total Preparación		7,680	2.5 \$/t
Producción	Perforación	2,809	
	Sostenimiento	35,467	
	Voladura	7,369	
	Servicios Mina	8,079	
	Servicios Generales	115	
	Terceros	179,515	
Total Producción		233,354	75.3 \$/t
Relleño	Terceros	34,559	
Total Relleño		34,559	11.1 \$/t
Total general		275,593	

Costo operativo por proceso

Nota: Elaboración Propia

El método semi mecanizado alcanza un costo operativo unitario de 42.48 \$/t con una producción mensual de 8,986 toneladas, mientras que el convencional registra 88.90 \$/t para solo 3,100 toneladas.

Esto demuestra que la semi mecanización no solo reduce costos en un 52.22 %, sino que además triplica la producción, consolidándose como una alternativa técnica y económicamente viable para vetas angostas.

4.11.3. OPEX

4.11.3.1. OPEX de Producción.

Considerando la incidencia del aporte de mineral proveniente de los avances, el cálculo del costo operativo se realiza tomando únicamente el mineral proveniente de tajos como base, mientras que el mineral de los avances se considera un plus adicional.

Tabla 81

Presupuesto Anual Semi Mecanizado en tajos

Días de Operación	364	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	30		
	BUDGET2025	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE		
Producción tajos (t)	76,123	4,337	3,921	4,342	6,295	6,511	6,303	7,166	7,593	7,352	7,598	7,352	7,354		
Producción avances (t)	32,624	1,859	1,680	1,861	2,698	2,791	2,701	3,071	3,254	3,151	3,256	3,151	3,152		
Producción total (t)	108,747	6,195	5,601	6,203	8,992	9,302	9,005	10,237	10,847	10,503	10,854	10,502	10,506		
Producción por día (t/día)	298.8	199.8	200.0	200.1	299.7	300.1	300.2	330.2	349.9	350.1	350.1	350.1	350.2		
Costo Operativo (\$/t)	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5	42.5		
Costo total entajos (\$)	3,233,958	184,235	166,562	184,477	267,421	276,620	267,783	304,423	322,578	312,327	322,777	312,323	312,434	RATIO	
Sostenimiento	858,888	48,930	44,236	48,994	71,023	73,466	71,119	80,850	85,672	82,949	85,724	82,948	82,978	11.3 \$/T	27%
Voladura	396,074	22,564	20,399	22,593	32,752	33,879	32,796	37,284	39,507	38,252	39,532	38,251	38,265	5.2 \$/T	12%
Perforación	58,476	3,331	3,012	3,336	4,835	5,002	4,842	5,505	5,833	5,647	5,836	5,647	5,649	0.8 \$/T	2%
Servicios Generales	992	56	51	57	82	85	82	93	99	96	99	96	96	0.0 \$/T	0%
Servicios Mina	104,604	5,959	5,388	5,967	8,650	8,947	8,662	9,847	10,434	10,102	10,440	10,102	10,106	1.4 \$/T	3%
Terceros	1,814,925	103,394	93,476	103,530	150,079	155,242	150,282	170,845	181,033	175,281	181,145	175,278	175,341	23.8 \$/T	56%
Total general	3,233,958	184,235	166,562	184,477	267,421	276,620	267,783	304,423	322,578	312,327	322,777	312,323	312,434	42.5 \$/T	100%



Nota: Elaboración Propia

- En el escenario semi mecanizado, se obtiene un costo operativo de 42.5 \$/t en comparación del convencional que es de 88.9 \$/t.
- Esto representa una diferencia de 46.4 \$/t, lo cual generaría un ahorro de 341,255.6 \$ en el periodo analizado.

Este análisis evidencia la eficiencia económica del método semi mecanizado frente al convencional, con un ahorro significativo en términos operativos.

4.11.3.2. OPEX de Producción y Avances.

Tabla 82

Presupuesto de Producción y Avances 2025

Días de Operación	364	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	30	
	BUDGET 2025	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	
Producción tajos (t)	76,123	4,337	3,921	4,342	6,295	6,511	6,303	7,166	7,593	7,352	7,598	7,352	7,354	
Producción avances (t)	32,624	1,859	1,680	1,861	2,698	2,791	2,701	3,071	3,254	3,151	3,256	3,151	3,152	
Producción total (t)	108,747	6,195	5,601	6,203	8,992	9,302	9,005	10,237	10,847	10,503	10,854	10,502	10,506	
Avances (m)	12,999	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,200	1,200	1,200	1,200	1,200	
Producción por día (t/día)	299	200	200	200	300	300	300	330	350	350	350	350	350	
Costo Operativo (\$/t)	135.8	180.1	196.0	173.2	131.6	127.0	125.2	116.3	125.9	127.7	124.9	130.2	129.8	
Costo total (\$)	14,762,716	1,115,719	1,097,519	1,074,142	1,183,384	1,181,238	1,126,965	1,190,806	1,365,150	1,341,403	1,355,132	1,367,378	1,363,881	RATIO
Sostenimiento	1,487,991	92,977	94,462	99,109	126,632	121,536	120,191	124,138	140,530	136,494	142,006	145,000	144,919	13.7 \$/T 10%
Voladura	1,549,339	118,911	111,689	107,156	117,257	121,312	112,185	125,584	150,176	148,232	146,923	144,867	145,047	14.2 \$/T 10%
Perforación	58,476	3,331	3,012	3,336	4,835	5,002	4,842	5,505	5,833	5,647	5,836	5,647	5,649	0.5 \$/T 0%
Servicios Generales	5,115	386	381	386	412	415	412	423	462	459	462	459	459	0.0 \$/T 0%
Servicios Mina	338,718	26,092	22,904	23,018	25,927	26,399	22,701	27,118	32,788	32,385	32,020	33,533	33,835	3.1 \$/T 2%
Combustible	1,365,120	113,760	113,760	113,760	113,760	113,760	113,760	113,760	113,760	113,760	113,760	113,760	113,760	12.6 \$/T 9%
Terceros	9,957,956	760,261	751,312	727,378	794,561	792,815	752,874	794,278	921,601	904,426	914,125	924,112	920,213	91.6 \$/T 67%
Total general	14,762,716	1,115,719	1,097,519	1,074,142	1,183,384	1,181,238	1,126,965	1,190,806	1,365,150	1,341,403	1,355,132	1,367,378	1,363,881	135.8 \$/T 100%





Nota: Elaboración Propia

Cuando se integran los avances, la producción mensual alcanza las 108,747 toneladas y el costo operativo promedio asciende a 135.8 \$/t, ya que incorpora todos los rubros (sostenimiento, perforación, voladura, servicios, combustibles y terceros).

Este escenario muestra una visión más realista de la operación, ya que los avances cumplen doble rol: preparación y aporte productivo.

4.11.4. Cash Cost

Tabla 83

Cash Cost Semimecanizado

MES	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	2025
METAS FISICAS	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO	PPTO 2025
Producción (TMS)	6,195	5,601	6,203	8,992	9,302	9,005	10,237	10,847	10,503	10,854	10,502	10,506	108,747
Labores de Avance (M)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1200	1200	1200	1200	1200	12,999
Tratamiento (TMS)	5,990	5,416	5,998	8,695	8,994	8,707	9,898	10,488	10,155	10,495	10,155	10,158	105,148
Ley Cabeza Au (gr/ton)	4.83	4.83	4.83	4.83	4.82	4.82	4.85	4.82	4.83	4.84	4.84	4.84	4.83
Factor Recup. Au (%)	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%	93.50%
Finos Au (Kg)	27.0	24.5	27.1	39.3	40.5	39.3	44.8	47.3	45.9	47.5	45.9	45.9	475.0
LAS BRAVAS PRESUPUESTO - EJECUTADO	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO US\$	PPTO 2025 US\$
MINA	1,115,719	1,097,519	1,074,142	1,183,384	1,181,238	1,126,965	1,190,806	1,365,150	1,341,403	1,355,132	1,367,378	1,363,881	14,762,716
PLANTA	322,150	291,247	322,573	404,660	418,581	405,209	429,468	433,888	433,888	433,888	423,888	423,888	4,743,329
ACOPIO	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	1,200,000
COSTO OPERATIVO (\$)	1,537,869	1,488,766	1,496,715	1,688,044	1,699,819	1,632,174	1,720,274	1,899,038	1,875,291	1,889,020	1,891,266	1,887,769	20,706,045
601 - Administración	60,500	60,500	60,500	75,000	75,000	75,000	90,000	90,000	90,000	90,000	90,000	90,000	946,500
604 - Ventas	5,000	5,000	5,000	5,500	5,500	5,500	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	79,500
607 - Financieros	6,700	6,700	6,700	8,000	8,000	8,000	10,200	10,200	10,200	10,200	10,200	10,200	105,300
COSTO NO OPERATIVO (\$)	72,200	72,200	72,200	88,500	88,500	88,500	108,200	108,200	108,200	108,200	108,200	108,200	1,131,300
TOTAL (\$)	1,610,069	1,560,966	1,568,915	1,776,544	1,788,319	1,720,674	1,828,474	2,007,238	1,983,491	1,997,220	1,999,466	1,995,969	21,837,345
LAS BRAVAS CASH COST (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO (US\$/Tn)	PPTO 2025 (US\$/Tn)
MINA - CASH COST (\$/Tn)	180	196	173	132	127	125	116	126	128	125	130	130	136
PLANTA - CASH COST (\$/Tn)	52	52	52	45	45	45	42	40	41	40	40	40	44
CASH COST OPERATIVO (\$/Tn)	232	248	225	177	172	170	158	166	169	165	171	170	179
CASH COST OPERATIVO (\$/kg-Au)	56,897	60,858	55,293	42,973	41,946	41,583	38,360	40,141	40,870	39,779	41,188	41,086	43,591
CASH COST OPERATIVO (\$/Oz-Au)	1,829	1,957	1,778	1,382	1,349	1,337	1,233	1,291	1,314	1,279	1,324	1,321	1,402
601 - Administración - CASH COST (\$/Tn)	10	11	10	8	8	8	9	8	9	8	9	9	9
604 - Ventas - CASH COST (\$/Tn)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
604 - Financieros - CASH COST (\$/Tn)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
CASH COST NO OPERATIVO (\$/Tn)	12	13	12	10	10	10	11	10	10	10	10	10	10
CASH COST TOTAL 2025 (\$/Tn)	260	279	253	198	192	191	179	185	189	184	190	190	201
CASH COST TOTAL 2024 (\$/Tn)	299	274	279	275	253	256	243	227	228	229	221	217	246
VARIACION PORCENTUAL 2025 VS 2024	-13%	2%	-9%	-28%	-24%	-25%	-27%	-19%	-17%	-20%	-14%	-12%	-18%
BENEFICIO ANTES DE IMPUESTOS \$	736,501	562,812	781,112	1,633,737	1,729,804	1,686,945	2,064,889	2,100,001	2,000,035	2,125,510	1,986,974	1,993,015	19,401,333

Nota: Elaboración Propia

- El Cash Cost Operativo anual se proyecta en 179 \$/t, considerando mina (136 \$/t), planta (44 \$/t) y acopio (11 \$/t).
- El Cash Cost Total anual, que incluye gastos no operativos (administración, ventas y financieros), asciende a 201 \$/t.

Durante los meses de mayor producción (julio–octubre), se observa una reducción del cash cost hasta 185 \$/t, gracias a un mayor volumen tratado (10,847 t) y una mejor dilución de costos fijos.

En comparación con el sistema convencional, la semi mecanización representa un ahorro sostenido, reforzando su conveniencia en términos de competitividad y sostenibilidad económica.

4.11.5. CAPEX

Tabla 84

CAPEX Operativo Anual

CAPEX OPERATIVO TOTAL								
Área / Subtotal	Ítem	Und	Descripción	1T	2T	3T	4T	Total USD PPTO 2025
TOTAL				67,000	290,000	120,000	95,000	572,000
MINA				67,000	140,000	120,000	12,000	339,000
	2	Und	Ventilador de 40000 cfm	55,000	55,000	-	-	110,000
	3	Und	Pulmones de aire comprimido	12,000	-	120,000	12,000	144,000
	1	Und	Overhaul locomotora 8.5 t	-	85,000	-	-	85,000
INFRAESTRUCTURA MINA				-	150,000	-	83,000	233,000
	1	Und	Chimenea Alimak para ventilación (NV 2080)	-	150,000	-	-	150,000
	1	Und	Proyecto de ventilación (NV 2080)	-	-	-	83,000	83,000

Nota: Elaboración Propia

La inversión de capital estimada asciende a \$ 572,000, e incluye equipos críticos para el funcionamiento seguro y eficiente del método semi mecanizado, tales como ventiladores de gran capacidad, infraestructura de ventilación raise boring, y rehabilitación de equipos clave de acarreo como la locomotora de 8.5 toneladas. Esta inversión está orientada a garantizar un entorno seguro, continuo y eficiente en zonas profundas de la unidad minera.

4.11.5.1. Evaluación Financiera del Capex.

Tabla 85

Evaluación financiera del CAPEX

VIDA DEL PROYECTO	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
MOVIMIENTO DE FONDOS o Cash Flow	-572000	150000	150000	150000	150000	150000	150000	150000	150000	150000
Flujo de caja desde n=1		1350000								
TIR	10%	778000								
VAN	363853.5724									
Evolución de Periodo de retorno		-422000	-272000	-122000	28000	178000	328000	478000	628000	778000
VAN (10 %)	363853.6									
TIR	26%									
Payback	3.8 AÑOS									

Nota: Elaboración Propia

La evaluación financiera evidencia que la inversión de 572,000 \$ resulta rentable, ya que genera un VAN positivo de 363,854 \$, una TIR del 26 % y un Payback de 3.8 años. Estos resultados confirman que el proyecto es sostenible y que la semi mecanización representa una alternativa viable para mejorar la productividad y eficiencia en la Compañía Minera Las Bravas.

La TIR se determina imponiendo VAN=0 y reemplazando en la formula 11;

$$0 = -572,000 + (150,000 \times \sum_{t=1}^9 \frac{1}{(1 + TIR)^t}) \quad (23)$$

$$TIR = 26\% \quad (24)$$

La tasa interna de retorno supera el costo de oportunidad del 10%, confirmando la viabilidad del proyecto.

Período de Recuperación (Payback)

El tiempo que toma recuperar la inversión inicial se calcula dividiendo la inversión entre el flujo neto anual:

$$Payback = \frac{I_0}{F.C_t} = \frac{572,000}{150,000} = 3.81 \text{ años} \quad (25)$$

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos de la evaluación de implementación del método de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado en la Compañía Minera Las Bravas. El análisis se orienta a validar cómo este método contribuye a mejorar la producción, reducir costos y optimizar los recursos, en comparación con el método convencional.

5.1. Análisis e Interpretación de Resultados de la Implementación del Método de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado

5.1.1. Situación Actual de Explotación Convencional

La Tabla 86 presenta la situación actual de la producción en la Compañía Minera Las Bravas bajo el método de corte y relleno ascendente convencional.

Tabla 86*Situación actual de la producción en la Compañía Minera Las Bravas*

INDICADOR	VALOR ACTUAL	PERIODO
Producción diaria promedio	120 tpd	2024
Producción mensual estimada	3 600 tpm	2024
Producción anual estimada	43 200 tpa	2024

Nota: Elaboración Propia

Estos valores reflejan el nivel operativo actual de la mina, limitado por la capacidad del método convencional y la disponibilidad de equipos y mano de obra.

Tabla 87*Resumen del ciclo de minado por operación unitaria*

CICLO OPERACIONES UNITARIAS			
Descripción	Unidad	Convencional	Semi mecanizado
Perforación y Voladura	hr	0.8	0.9
Ventilación	hr	0.5	0.5
Limpieza	hr	3.8	1.5
Sostenimiento	hr	3	1
Total del ciclo operativo	hr/día	8.1	3.9

Nota: Elaboración Propia

La Tabla 87 muestra el ciclo de minado por operación unitaria, comparando los tiempos del método convencional frente al semi mecanizado. Se evidencia que el método semi mecanizado reduce significativamente el tiempo total del ciclo operativo, pasando de 8.1 horas por día a 3.9 horas, principalmente por la optimización de las labores de limpieza y sostenimiento. Esta mejora operativa representa una mayor eficiencia en la utilización de recursos y un incremento en la productividad general de la operación.

5.1.2. *Análisis e Interpretación Parámetros Geológicos y Geomecánicos*

En la Compañía Minera Las Bravas, el análisis de los parámetros geológicos y geomecánicos permitió establecer una base sólida para seleccionar el método de explotación más adecuado.

Tabla 88

Parámetros geológicos del yacimiento

Yacimiento	Descripción
Caracterización de la geometría del yacimiento	Tabular
Caracterización de la potencia del yacimiento	0.2-2 m
Caracterización de la inclinación del yacimiento	37° a 50° al N
Caracterización de la distribución de las leyes en el yacimiento	Gradacional (Cambia forma gradual o progresiva)

Nota: Elaboración Propia

La Tabla 88 muestra los parámetros geológicos del yacimiento, estos resultados confirman las características estructurales que sustentan la elección del método.

Tabla 89

Parámetros geomecánicos de las UGM

Unidad Geomecánica	Densidad (g/cm ³)	Sci (MPa) mm	Sci (MPa) x	Sci (MPa) max	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción (°)	mi	RMR	RQD %	Módulo de Young "E" (MPa)	Relación de Poisson "ν"
Caja Techo	2.77	35	55	110	20.6	49.84	19.76	44	39	5940	0.29
Mineral	2.42	0.08	1.8	3.2	0.007	31.4	-	27	17	-	-
Caja Piso	2.74	30	52	110	20.6	49.84	14.6	43	36	7110	0.29

Nota: Elaboración Propia

La Tabla 89 resume los parámetros geomecánicos de las unidades geomecánicas (UGM) del yacimiento, correspondientes a la caja techo, mineral y caja piso. Estos resultados son fundamentales para aplicar el método de Nicholas, el cual integra la calidad geomecánica y la geometría del yacimiento para seleccionar el método de explotación más adecuado.

Al aplicar el método de Nicholas, que integra factores como geometría, potencia, orientación, distribución de leyes y calidad geomecánica y se obtuvo el ranking de como muestra la siguiente tabla.

Tabla 90

Ranking para la selección del método de explotación - CIA Las Bravas

Método de explotación	Yacimiento	Mineral	Caja techo	Caja piso	Total	Ranking
Tajo Abierto	10	5.25	6	3.8	25.05	3
Block Caving	-43	9	4.8	2.66	-26.54	8
Sublevel Stopping	7	-36.75	3	2.28	-24.47	7
Sublevel Caving	-42	3	4.8	2.66	-31.54	9
Longwall Mining	10	3	4.2	3.04	20.24	4
Camaras y pilares	12	0	3.6	2.66	18.26	5
Shrinkage Stopping	6	0.75	4.8	3.04	14.59	6
Corte y relleno	14	6	4.8	3.04	27.84	1
Top Slicing	-43	3	4.8	2.66	-32.54	10
Square Set	12	6.75	4.8	3.04	26.59	2

Nota: Elaboración Propia

Al integrar ambos grupos de parámetros, el ranking obtenido la Tabla 88, señala al Corte y Relleno Ascendente como el método más adecuado, alcanzando un puntaje total de 27.84, superior a otras alternativas como Square Set Stopping (26.59) o Tajo Abierto (25.05). El resultado sitúa al Corte y Relleno Ascendente como la alternativa más adecuada. Esto se debe a que dicho método ofrece un equilibrio entre seguridad, selectividad y control de dilución, ajustándose a las condiciones específicas del yacimiento.

En consecuencia, métodos como el Square Set Stopping quedan descartados por sus altos costos de implementación, mientras que el Tajo Abierto no es viable para vetas angostas.

5.1.3. *Análisis e Interpretación Dilución Operativa*

5.1.3.1. **Ley Cutt Off - Leyes Promedios.**

Antes de evaluar la dilución, es fundamental verificar si las leyes de mineral se mantienen por encima de la ley Cutt Off, ya que este parámetro define la rentabilidad de la operación.

En la Compañía Minera Las Bravas, el cálculo de la ley Cutt Off se realizó considerando los costos operativos unitarios (mina, planta y administración) y el precio del oro proyectado. Con un precio de 2,700 USD/oz y una recuperación metalúrgica del 93.5%, se determinó un valor de 2.33 g/t Au como ley mínima de operación.

Tabla 91

Determinación del Cutt Off de Recursos

Precio Au	\$/oz	2700
Valor de 1 grAu	\$/gr	86.81
Mina	\$/t	136
Planta	\$/t	44
Administración	\$/t	10
Total	\$/t	190
%Recuperación		93.5%
Valor final 1 grAu	\$/gr	81.16
Ley Cutt Off	grAu/t	2.33

Nota: Elaboración Propia

Esto significa que, mientras la ley diluida promedio supere este valor, la operación es económicamente viable.

5.1.3.2. Dilución Operativa.

Tabla 92

Parámetros de dilución en ambos métodos

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CONVENCIONAL	SEMIMECANIZADO
Potencia de veta	m	0.2-2	0.2-2
Buzamiento de Veta	°	37° a 50° al N	37° a 50° al N
Ancho de corte	m	1.2	2.4
Altura de corte	m	1.8	2.4
Ancho de veta (promedio)	m	1.2	1.2
Ancho de minado	m	1.38	1.5
Ley INSITU (Geologica)	gr/t	6	6
Ley diluida	gr/t	5.22	4.80
Dilución operativa	%	13%	20%

Nota: Elaboración Propia

La Tabla comparativa determina lo siguiente:

- Método convencional: dilución del 13%, ley diluida de 5.22 g/t.
- Método semi mecanizado: dilución del 20%, ley diluida de 4.80 g/t.

La dilución proyectada (13–20%) se mantiene dentro de rangos aceptables, con leyes diluidas por encima del cutt off (2.33 g/t).

5.1.4. *Análisis e Interpretación Costos Operativos*

5.1.4.1. Costo Operativo en Labores de Producción.

El análisis de costos revela una diferencia significativa entre el método convencional y el método semi mecanizado.

Tabla 93

Costos Operativos por Proceso: Semi Mecanizado vs. Convencional

SEMI MECANIZADO			
PRODUCCIÓN (t)			8986
COSTO OPERATIVO (\$/t)			42.48
PROCESO	SUBPROCESO	COSTO SEMIMEC	
Preparación	Sostenimiento	21,489	
	Voladura	6,991	
	Terceros	54,983	
	Total Preparación	83,463	9.3 \$/t
Producción	Perforación	6,903	
	Sostenimiento	79,895	
	Voladura	39,762	
	Servicios Mina	12,348	
	Servicios Generales	117	
	Terceros	150,773	
Total Producción		289,797	32.3 \$/t
Relleno	Terceros	8,478	
Total Relleno		8,478	0.9 \$/t
Total general		381,738	

CONVENCIONAL			
PRODUCCIÓN (t)			3,100
COSTO OPERATIVO (\$/t)			88.90
PROCESO	SUBPROCESO	COSTO CONVENC.	
Preparación	Terceros	7,680	
	Total Preparación	7,680	2.5 \$/t
Producción	Perforación	2,809	
	Sostenimiento	35,467	
	Voladura	7,369	
	Servicios Mina	8,079	
	Servicios Generales	115	
	Terceros	179,515	
Total Producción		233,354	75.3 \$/t
Relleno	Terceros	34,559	
Total Relleno		34,559	11.1 \$/t
Total general		275,593	

Costo operativo por proceso

Nota: Elaboración Propia

El costo operativo bajó de 88.9 \$/t (convencional) a 42.5 \$/t (semi mecanizado), generando ahorros significativos. En la etapa de preparación, el método convencional presenta una ligera ventaja con un costo menor de 6.8 \$/t. Sin embargo, esta diferencia se revierte en la fase de producción, donde el semi mecanizado logra una reducción de aproximadamente 43 \$/t en comparación con el convencional. Aunque en el rubro de relleno el método convencional presenta un costo menor de 10.2 \$/t, el balance global demuestra que el semi mecanizado ofrece una ventaja económica neta de 46.42 \$/t.

En la etapa de preparación, el método convencional presenta una ligera ventaja con un costo menor de 6.8 \$/t. Sin embargo, esta diferencia se revierte en la fase de producción, donde el semi mecanizado logra una reducción de aproximadamente 43 \$/t en comparación con el convencional. Aunque en el rubro de relleno el método convencional presenta un costo menor de 10.2 \$/t, el balance global demuestra que el semi mecanizado ofrece una ventaja económica neta de 46.42 \$/t.

En términos prácticos, la implementación del semi mecanizado no solo permitió reducir los costos unitarios en un 52.22 %, sino que además triplicó la producción mensual. Esto evidencia que el método representa una alternativa más eficiente y sostenible, especialmente en vetas angostas, donde el control de costos y el incremento de productividad resultan determinantes para la viabilidad del proyecto.

5.2. Contrastación de Hipótesis

5.2.1. Respecto a la Hipótesis Específica 1

La hipótesis 1 dice: “La situación actual de producción alcanza indicadores de producción poco significativos en la Compañía Minera Las Bravas Caravelí – Arequipa”.

Los resultados respaldan esta afirmación, ya que la producción actual se mantiene en 120 tpd, lo que equivale a 3 600 tpm y 43 200 tpa bajo el método de corte y relleno ascendente convencional. Este nivel, aunque asegura la continuidad de las operaciones, es reducido frente al potencial del yacimiento y a los objetivos de crecimiento de la empresa.

Asimismo, el análisis del ciclo de minado por operación unitaria en la Tabla 87, muestra que el método convencional demanda un tiempo total de 8,1 horas por ciclo, con

etapas críticas como la limpieza 3,8 horas y el sostenimiento 3 horas, que prolongan significativamente la duración del ciclo. Estas demoras, sumadas a la dependencia de equipos de baja capacidad, limitan la productividad e incrementan los costos unitarios de operación.

En consecuencia, los resultados confirman la hipótesis inicial: la situación actual de la mina presenta indicadores de producción poco significativos, tanto en volumen de extracción como en eficiencia operativa. Este diagnóstico justifica la necesidad de implementar un método más eficiente, como el corte y relleno ascendente semi mecanizado, que reduce los tiempos de ciclo a 3,9 horas y permite proyectar un incremento sustancial en la producción.

5.2.2. Respecto a la Hipótesis Específica 2

La hipótesis 2 dice: “La identificación adecuada de los parámetros geológicos y geomecánicos permite seleccionar y adaptar de manera óptima el método de corte y relleno ascendente semi mecanizado, generando un aumento en la productividad”.

Los resultados obtenidos, reflejados en las Tabla 88, 89 y 90, confirman que los parámetros geológicos y geomecánicos fueron correctamente identificados y analizados. Al aplicar el método de Nicholas como criterio de selección, se determinó que el método de Corte y Relleno Ascendente es el que mejor se ajusta a las condiciones del yacimiento.

Asimismo, la comparación entre la variante convencional y la semi mecanizada muestra que esta última ofrece ventajas significativas: mayor factor de seguridad frente a las condiciones geomecánicas, reducción de costos operativos y un incremento en la eficiencia de explotación. Estos resultados validan la hipótesis inicial, al demostrar que la correcta caracterización del macizo rocoso y del yacimiento no solo permite seleccionar el método más apropiado, sino también optar por la modalidad semi mecanizada, que garantiza un mejor desempeño técnico y económico frente a la convencional.

5.2.3. *Respecto a la Hipótesis Específica 3*

La hipótesis 3 dice: “La dilución en la implementación del método corte y relleno ascendente semi mecanizado se encuentra dentro de rangos aceptables para mejorar la recuperación de mineral”.

Los resultados obtenidos, según la Tabla 91, confirman que la dilución se mantiene dentro de márgenes controlables y económicamente viables, según el cálculo de la ley de Cutt Off. Esto valida la hipótesis y demuestra que la operación puede sostenerse sin afectar la recuperación de mineral. Sin embargo, se resalta la necesidad de controlar la sobre dilución, para evitar que la ley del mineral procesado caiga por debajo de los valores programados.

5.2.4. *Respecto a la Hipótesis Específica 4*

La hipótesis 4 dice: “La aplicación del método corte y relleno ascendente semi mecanizado disminuye los costos operativos unitarios y favorece la rentabilidad de la Compañía Minera Las Bravas”.

Los resultados confirman esta hipótesis. Tal como se observa en la Tabla 92, los costos operativos unitarios obtenidos con el método semi mecanizado son significativamente menores en comparación con el método convencional. Este efecto no solo se evidencia en el análisis por procesos, sino también en la evaluación global, donde se registra un ahorro de 52.22 % en los costos; asimismo, evaluación financiera muestra que con una inversión de 572,000 \$ se logra un VAN positivo de 363,854 \$, una TIR del 26 % y un Payback de 3.8 años, asegurando el retorno del CAPEX y la viabilidad económica del proyecto.

Estos hallazgos demuestran que la semi mecanización no solo reduce los gastos de operación, sino que también incrementa la productividad y la producción global, impactando de manera directa en la rentabilidad de la compañía.

5.2.5. *Respecto a la Hipótesis General*

La hipótesis general dice: “La implementación del método de corte y relleno ascendente semi mecanizado permite mejorar la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa”.

Del análisis de los resultados obtenidos en los apartados anteriores, se confirma que este método representa la alternativa más adecuada para las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento. Los indicadores analizados, (parámetros técnicos, control de la dilución y reducción de costos unitarios), evidencian que el método semi mecanizado no solo optimiza la recuperación de mineral, sino que también incrementa la productividad y la eficiencia operativa.

En consecuencia, la hipótesis general queda validada, demostrando que la implementación del corte y relleno ascendente semi mecanizado constituye una estrategia viable y sostenible para alcanzar los objetivos de producción y rentabilidad de la empresa.

5.3. *Discusión*

- Según los resultados obtenidos al evaluar la implementación del método semi mecanizado permite incrementar la producción de 120 a más de 350 tmd, reducir los costos operativos unitarios en 52.22% y garantizar la sostenibilidad de la operación. Laura Lazo (2015) en Julcani y Matos (2022) en Alpayana, se evidenció un notable incremento de productividad al adoptar esta alternativa, así como con Condori (2022),

quien demostró que la semi mecanización disminuye significativamente los costos de explotación; en conjunto, la evidencia confirma que este método constituye una alternativa técnica y económicamente viable para vetas angostas en Caravelí, validando la hipótesis general planteada.

- Los resultados confirman que la producción actual de la Compañía Minera Las Bravas, con un promedio de 120 tpd (43 200 tpa) bajo el método convencional de corte y relleno, resulta limitada frente a las metas de crecimiento proyectadas; asimismo, el análisis del ciclo de minado por operación unitaria evidencia que el sistema convencional demanda un tiempo total de 8,1 horas por ciclo, lo que prolongan la duración de las labores y reducen la eficiencia operativa. Este hallazgo valida la hipótesis específica 1, al demostrar que los indicadores actuales de producción son poco significativos. Lo encontrado guarda relación con lo señalado por Laura Lazo (2015), quien evidenció que el corte y relleno convencional restringe la productividad y eleva los costos en operaciones que buscan escalar hacia mayores niveles de producción.
- Según el criterio de elección de método de explotación Nicholas (1981), la identificación de los parámetros geológicos y geomecánicos del macizo rocoso permite determinar el método de minado más adecuado. En la presente investigación se determinó que la Compañía Minera Las Bravas presenta vetas angostas de tipo tabular, con inclinaciones entre 37° y 50° y potencias de 0.20 a 2.0 m, lo cual descarta métodos masivos y justifica la elección del Corte y Relleno Ascendente. Esto coincide con lo reportado por Feng (2017), quien comprobó que este método es el más eficiente en yacimientos con condiciones geomecánicas, asegurando estabilidad y control de la dilución. Asimismo, Moscoso Motta (2024) realizó un análisis geomecánico en el nivel 1820 de la misma unidad minera, caracterizando el macizo

rocoso. Sus resultados evidenciaron zonas críticas de inestabilidad que requerían sostenimiento puntual, demostrando que la caracterización geomecánica detallada es fundamental para garantizar la estabilidad y seguridad de las labores subterráneas, en concordancia con los resultados del presente estudio.

- Los resultados obtenidos muestran que la dilución operativa se mantiene dentro de los rangos de 13% (convencional) y 20% (semi mecanizado), niveles considerados aceptables, siempre que se mantenga la ley diluida por encima de la ley de corte (2.33 g/t). Según Cayra Humpire (2019), en la Unidad Parcoy se reportaron problemas de sobrerotura que incrementaron la dilución en más de 30%, comprometiendo la recuperación de mineral. En comparación, en Las Bravas la mecanización permite un control que garantiza que la ley diluida se mantenga dentro de parámetros económicos, aunque se toma en cuenta la importancia de evitar sobre dilución para no afectar los objetivos de planeamiento.
- El análisis económico evidenció que el método semi mecanizado presenta un costo unitario en tajos de producción de 42.48 \$/t, en comparación con 88.90 \$/t del convencional, lo que representa un ahorro del 52.22 %. Según Condori Ccama (2022), los resultados mencionados son coherentes con lo reportado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí que logró reducir los costos en 2.82 \$/t mediante la mecanización; asimismo, según Laura Lazo (2015), Matos Rojas (2022) y Astete (2024), destacaron que este método no solo reduce costos, sino que mejora la productividad, lo cual se refleja también en Las Bravas, donde se triplicó la producción mensual (8,986 t vs. 3,100 t). A ello se suma que el CAPEX proyectado asegura el retorno de la inversión, confirmando la viabilidad económica de la propuesta.

CONCLUSIONES

1. Se concluye que la implementación del método de Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado en la Compañía Minera Las Bravas que representa una estrategia viable, al incrementar la producción de 120 a más de 350.tpd, reducir los costos operativos y mantener un control adecuado de la dilución. Con ello, se valida la hipótesis general de que la semi mecanización constituye la alternativa más sostenible para la explotación de vetas angostas en Compañía Las Bravas.
2. El análisis de la situación actual evidenció que la Compañía Minera Las Bravas mantiene una producción de 120 tpd (43 200 tpa) con un ciclo operativo promedio de 8,1 horas por unidad, lo que refleja indicadores de productividad limitados frente al potencial del yacimiento. En comparación, la implementación del corte y relleno ascendente semi mecanizado reduce el ciclo a 3,9 horas, incrementando la eficiencia y demostrando su superioridad técnica y económica.
3. Se identificó los parámetros geológicos y geomecánicos del yacimiento (veta tabular, potencia 0.2–2.0 m, buzamiento 37°–50°, encajonantes con RMR ~39–43 y mineral con RMR 27), sustenta, bajo el criterio de Nicholas, que el método de Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado se ajusta a las condiciones del macizo rocoso, garantizando estabilidad y seguridad operacional. En consecuencia, esta alternativa válida su selección para la Compañía Minera Las Bravas, al obtener una puntuación de 27.84 y ubicarse en primer lugar entre las opciones evaluadas.
4. Se determinó que dilución en la implementación del método semi mecanizado se mantuvo dentro de márgenes aceptables, con valores de 13% en el esquema convencional y 20 % en el semi mecanizado, respaldados por el cálculo de la ley de Cutt Off (2.33 g/t). Este comportamiento confirma que el método asegura una ley

diluida por encima de la mínima requerida para operación, favoreciendo la recuperación de mineral y controlando el riesgo de sobre dilución en vetas angostas.

5. Se determinó que la implementación del método por corte y relleno ascendente semi mecanizado permite un costo operativo unitario de 42.48 \$/t, en contraste con los 88.90 \$/t del convencional. Esta reducción superior al 52.22 % no solo disminuye los costos, sino que también triplica la producción mensual en tajos de producción, pasando de 3,100 t a 8,986 t. En conjunto, estos resultados reflejan una notable ventaja económica y productiva de implementar este sistema, respaldada por un CAPEX de 572,000 USD, cuyo retorno se alcanza en 3.8 años, con una Tasa Interna de Retorno (26 %) superior al costo de oportunidad, lo que confirma la viabilidad financiera del proyecto.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda consolidar la implementación del método de Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado en la Compañía Minera Las Bravas, priorizando las zonas de vetas angostas, de mayor continuidad y menor incertidumbre, con el fin de garantizar la sostenibilidad económica de la operación – Área de Geología, Operaciones Mina y Planeamiento.
2. Se recomienda optimizar los tiempos del ciclo operativo mediante la modernización progresiva de los equipos de acarreo, limpieza y sostenimiento, con el fin de reducir la duración actual de 8,1 horas por ciclo y acercarse a los estándares del sistema semi mecanizado (3,9 horas por ciclo). Esta acción permitirá mejorar la eficiencia en la situación actual mientras se consolida la transición al método semi mecanizado – Área de Operaciones Mina y Mantenimiento.
3. Es necesario realizar constantes estudios geomecánicos y parámetros del macizo rocoso, con énfasis en la geometría, inclinación y potencia de las vetas, aplicando el criterio de Nicholas para validar periódicamente la selección del método de explotación – Área de Geomecánica y Planeamiento.
4. Se recomienda implementar un sistema de monitoreo, cubicación y control continuo de la dilución operativa, con especial énfasis en la segregación, selección y la precisión en perforación y voladura, evitando la sobrerotura de las cajas y asegurando que la ley diluida se mantenga por encima de la ley de Cutt Off – Área de Planeamiento y Geología.
5. Se recomienda establecer las características de costos operativos que permita zonificar, clasificar y medición eficiente de los costos en los procesos y actividades; asimismo, complementado con programas de capacitación y control de indicadores de costos unitarios a las áreas involucradas – Área de Costos y Control de Gestión.

BIBLIOGRAFÍA

- AMC. (2001). Mining dilution and losses in underground mining. *AMC Reference Library*.
- Astete, M. (2024). *Implementación del método de explotación corte y relleno ascendente en la productividad operativa de la Unidad Minera Yeta Negra – Huacho 2024 [Tesis Pregrado]*. Repositorio Institucional de Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Atlas Copco. (2007). *Mining Methods in Underground Mining*. Suecia: Atlas Copco Rock Drills AB.
- Baca Urbina, G. (2013). *Evaluación de proyectos (6.ª ed.)*. México D.F.: McGraw Hill.
- Barrionuevo, R. (2009). *Planificación de Minas Subterráneas [Presentación de curso]*. Intercade Consultancy & Training.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.
- Brealey, R., Myers, S., & Allen, F. (2010). *Principios de finanzas corporativas (9.ª ed.)*. Madrid, España: McGraw Hill.
- Brown, B., & Brady, E. (2005). *Clasificación de métodos de explotación según respuesta del macizo rocoso minado*.
- Caldas, J. (2018). *Dilución en minería subterránea*. Universidad Nacional de Ingeniería.

- Carro Paz, R., & González Gómez,, D. A. (2012). *El sistema de producción y operaciones [Recurso de aprendizaje]*. Universidad Nacional de Mar del Plata, Facultad de Ciencias Económicas y Sociales. Repositorio Nülan.
- Cayra Humpire, Y. W. (2019). *Control de la dilución en el método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizado mediante circado en la Unidad Minera Parcoy de Cía. Consorcio Minero Horizonte*. Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano. Obtenido de https://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/21201/Cayra_Humpire_Yuberlyn_Washington.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Choudhury, A. (2017). *Economics of mining*. CRC Press.
- Cobbing, E. J. (1979). *Geología de los Andes del Sur del Perú*. Lima: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico – INGEMMET.
- Cobbing, E. J. (1981). *The Coastal Batholith of Peru*. London: Journal of the Geological Society.
- Condemaita Gallegos, I. (2020). Incremento de la producción por el método de corte y relleno ascendente semi mecanizado en la zona Oroya, Unidad Minera Alpayana-Lima. *Tesis*. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Cusco.
- Condori Ccama, L. M. (2022). *Minimización de costos de explotación con el método de corte y relleno ascendente mecanizado en la Unidad Minera Esperanza de Caravelí – Arequipa. [Tesis de Pregrado]*. Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano. Obtenido de

https://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/18739/Condori_Ccama_Luis_Miguel.pdf?sequence=1&isAllowed=y

D., D. J. (1991). *DETERMINACIÓN DEL TAMAÑO ÓPTIMO DE PRODUCCIÓN DE UNA MINA*. U.D.A.

Farfán, M. (2024). *Ingeniería de Costos en Minería [Clase magistral]*. INARQ – Centro de alta formación para ingenieros y arquitectos., Lima. Perú.

Feng, F. L. (2017). Novel underhand cut-and-fill stoping method and mechanical analysis of overlying backfill. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 143(6), 04017012. doi:[https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)GM.1943-5622.0000872](https://doi.org/10.1061/(ASCE)GM.1943-5622.0000872)

Flores, G. (2018). Evaluación técnica y económica de métodos de explotación en minería subterránea. *Revista*.

Gayoso, A. (s.f.). *Costos y presupuestos de operaciones en minería subterránea [Presentación en diplomado]*. Mining Alati.

Guevara Suarez, J. J. (2019). Ventajas económicas del método de explotación corte y relleno ascendente semi-mecanizado, sobre el método long wall, Cia Minera Poderosa. *Tesis para optar título de Ingeñeiro de Minas*. Universidad Nacional de Trujillo, La Libertad.

Hartman, H. L., & Mutmanský, J. M. (2002). *Introductory mining engineering* ((2nd ed.) ed.). Wiley.

Hartman, H. L., & Mutmansky, J. M. (2002). *Introductory mining engineering (2nd ed.)*.

John Wiley & Sons.

Herbert, J. H. (2020). *Introducción a la Minería Subterránea*. Madrid: Universidad

Politécnica de Madrid, UPM.

Herrera Herbert, J. (2019). *Introducción a las características de la minería subterránea Vol.*

I: Características generales (2a edición ed.). Universidad Politécnica de Madrid.

E.T.S. de Ingenieros de Minas y Energía. doi:10.20868/UPM.book.62723

Herrera Herbert, J. (2020). *Introducción a la Minería Subterránea*. Madrid: Universidad

Politécnica de Madrid.

Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). *Practical estimates of rock mass strength*. International

Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.

Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (1995). *Support of underground excavations in*

hard rock. A.A. Balkema.

Hustruild, W. A., & Bullock, R. L. (2001). *Underground Mining Methods*. Littleton,

Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME).

INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico). (2015). *Mapa Metalogenético del*

Perú a escala 1:1 000 000. Lima: INGEMMET.

Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. (2020). *Manual de costos y productividad en*

minería subterránea. Lima: IIMP.

- JORC Code Committe. (2012). *Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code)*. Australia.
- Laubscher, D. H. (2000). *Block Caving Manual. Prepared for the International Caving Study*.
- Laura Lazo, H. R. (2015). Implementación del método corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en Mina Julcani, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. *Tesis*. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
- Lukichev, S. V. (2021). Digital tools for underground mine planning: Cut-and-fill mining. *Mining Institute, Kola Science Center, Russian Academy of Sciences, Apatity, Russia*.
- Mathews, K. E., Hoek, E. W., & Stewart, S. B. (1981). *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 m in hard rock*. (CANMET Report DSS Serial No. OSQ80-00081) Energy, Mines and Resources Canada.
- Matos Rojas, K. (2022). *Aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en la veta Ximena, Compañía Minera Alpayana [Tesis Pregrado]*. Repositorio Institucional Universidad Continental.
- Méndez, J. (2017). *Optimización de métodos de explotación subterránea en vetas angostas*. Revista de Minería y Energía.
- MINEM. (2023). *Anuario Minero del Perú*. Ministerio de Energía y Minas, Lima.
- Minsur S.A. (2019). *Informe Técnico de Operaciones Subterráneas: Aplicación del método de corte y relleno semi mecanizado*. Gerencia de operaciones, Puno.

- Minsur S.A. (2019). *Informe Técnico de Operaciones Subterráneas: Aplicación del método de corte y relleno semi mecanizado*. Puno: Minsur.
- Moscoso Motta, F. (2022). *Análisis geomecánico para el sostenimiento de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas, Caravelí – Arequipa Tesis de grado*. Cusco, Perú: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Nicholas, D. E. (1981). Method Selection—A Numerical Approach. En D. Stewart (Ed.), *Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines* (págs. 39–53). New York: SME-AIME.
- Nube Minera. (2019). *Curso de Métodos de Explotación Subterránea basado en la clasificación de Nicholas*. Santiago de Chile: Nube Minera.
- Núñez Alvarado, J. F. (2019). Elección e implementación del método corte y relleno ascendente para la explotación del proyecto minero Cory Collur. *Tesis*. Universidad Nacional de Santiago Antúnez de Mayolo, Ancash.
- Ortiz, F. (2015). *Gestión de costos en minería subterránea*. . Fondo Editorial UNI.
- Petlovanyi, M. M. (2021). Granulometric composition research of mine rocks as a material for backfilling the mined-out area in coal mines. *Mining of Mineral Deposits*.
- Ross, S., Westerfield, R., & Jaffe, J. (2010). *Finanzas corporativas (9.ª ed.)*. México D.F.: McGraw Hill.
- Sapag Chain, N., & Sapag, R. (2014). *Preparación y evaluación de proyectos*. Santiago de Chile: McGraw Hill.

- Singh, M. M., & Verma, H. K. (2016). *Room and Pillar Mining: Design and Applications*. Indian Institute of Technology.
- Smith, M. (2020). Cut-Off Grade Estimation in Mining Projects. *Artículo de investigación*. Colorado School of Mines, Colorado.
- Villa, A. (2017). *Explotación de minas subterráneas: Métodos de minado y consideraciones geomecánicas*. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Villahermosa Aruquipa, Y. (2024). *Reducción de costos de producción aurífera mediante el método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizado en la Unidad Minera Capitana – Arequipa. [Tesis de Pregrado]*. Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano. Obtenido de https://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/21849/Villahermosa_Aruquipa_Yin.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Vives Ávila, A. R. (2015). *Evaluación técnico-económica de una mina subterránea utilizando relleno cementado (Tesis de pregrado)*. Universidad de Chile.

ANEXO 1

MATRIZ DE CONSISTENCIA

Título: Implementación del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado para mejorar la producción en la Compañía Minera Las Bravas Caravelí - Arequipa

Tabla 94

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
¿Cómo la aplicación del método de corte y relleno ascendente puede mejorar la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa?	Proponer la implementación el método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado como alternativa para mejorar la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa.	La implementación del método de minado Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado permite mejorar la producción en Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa.	Variables independientes • Método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado.	Tipo de Investigación: Aplicada. Nivel de investigación: Descriptivo, explicativo – Correlativo Diseño de investigación: No experimental - Transversal Población: La población de está conformada por el conjunto de vetas que integran el yacimiento de la Compañía Minera Las Bravas. Muestra: La muestra está representada por la Veta Cambio.
• ¿Cuál es la situación actual de la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa? • ¿Cómo influyen los parámetros geológicos y geomecánicos en la selección del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado para mejorar la producción? • ¿Cuál es la dilución en la implementación del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado en la mejora de la producción? • ¿Cuáles son los costos operativos en la implementación del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado que contribuyen a mejorar la producción?	• Conocer la situación actual de la producción en Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa. • Identificar los parámetros geológicos y geomecánicos que influyen en la selección del método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado para mejorar la producción. • Determinar el nivel de dilución que se mantiene dentro de rangos aceptables en la implementación del método de corte y relleno ascendente semi mecanizado para mejorar la producción. • Determinar los costos operativos asociados a la implementación del método de minado Corte y Relleno Ascendente Semi mecanizado.	• La situación actual de producción alcanza indicadores de producción poco significativas en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa • La identificación adecuada de los parámetros geológicos y geomecánicos permite seleccionar y adaptar de manera óptima el método de corte y relleno ascendente semi mecanizado, generando un aumento en la productividad. • La dilución en la implementación del método corte y relleno ascendente semi mecanizado se encuentra dentro de rangos aceptables para mejorar la recuperación de mineral. • La implementación del método de corte y relleno ascendente semi mecanizado contribuye a disminuir los costos operativos unitarios y optimizar la rentabilidad de la Compañía Minera Las Bravas.	Variables dependientes • Incremento de la producción en la Compañía Minera Las Bravas, Caravelí – Arequipa.	

Nota: Elaboración Propia

ANEXO 2

UBICACIÓN

El Yacimiento aurífero Las Bravas se encuentra políticamente ubicado en el Distrito de Chaparra, Provincia de Caravelí, Departamento de Arequipa. Las coordenadas UTM de la mina son las siguientes:

- 8, 260,300 N
- 627,200 E

Figura 70

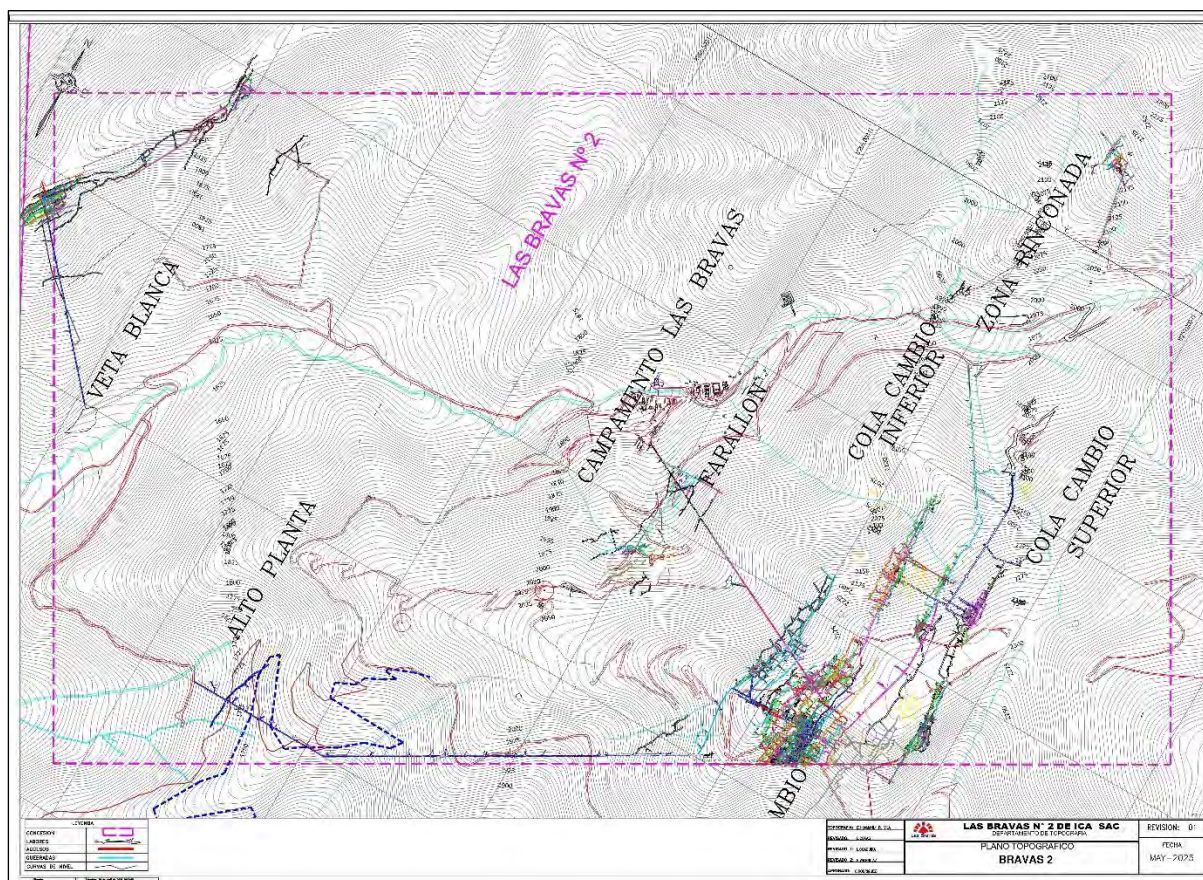
Plano de ubicación de la Mina Las Bravas No.2.



Nota: Se presenta la ubicación actual de la mina las Bravas

Figura 71

Plano Topográfico de la Concesión Compañía Minera Las Bravas



Nota: Área de Planeamiento de Compañía Minera Las Bravas

Se presenta las zonas de operación dentro de la concesión como es Zona Alto Planta, Cambio y Cola Cambio.

ACCESIBILIDAD

Es accesible por carretera asfaltada por dos rutas principales, la primera desde Lima (711 km) y la segunda desde Arequipa (693 km). Un promedio de 8 Horas.

- **Ruta 1:** Lima – Ica – Nazca - Chala – Chaparra – Las Bravas (12 hr).
- **Ruta 2:** Arequipa – Camaná – Ático - Chala – Chaparra – Las Bravas.

GEOLOGÍA

GEOLOGÍA REGIONAL

A nivel regional, el Proyecto Chaparra se ubica dentro de un sistema mesotermal, caracterizado por depósitos vetiformes de oro alojados en rocas intrusivas del basamento costero que datan del Cretácico Inferior al Terciario.

Entre las unidades representativas del basamento costero se encuentran:

La Superunidad Ling, constituida por granodioritas y monzonitas, con una clasificación interna que la asocia al gabro. Esta unidad destaca por la presencia de delgados diques oscuros, conocidos como lamprófidos.

La Superunidad Tiabaya, relacionada con la fase más reciente de intrusión del basamento, se localiza predominantemente en la zona central y longitudinal del área, limitada por las Superunidades SW y Linga al suroeste, y por las Superunidades NE e Inkahuasi al noreste. Su composición incluye anortosita, granodiorita, xenolitos subredondeados, cristales bien formados que evolucionan hacia estructuras similares a pegmatitas, además de la presencia de diques de microdiorita.

ESTRATIGRAFÍA

Desde una perspectiva regional, el entorno geológico de la mina está compuesto por diversas unidades litoestratigráficas que incluyen rocas volcánicas, sedimentarias, intrusivas y diques hipabisales. Estas formaciones abarcan un rango temporal que va desde el Jurásico hasta el Cuaternario reciente.

Figura 72

Columna Estratigráfica Mina Las Bravas

ERA	SISTEMA	SERIE	PISO	EDAD M.A	LITOLOGIA	POT. (m)	FORMACION	CARACTERISTICAS
CENOZOICO	CUATERNARIO							ALUVIALES, COLUVIALES Y FLUVIALES
	TERCIARIO	NEOGENO	PLIOCENO	5		200	SENCCA	VOLCANICOS PIROPLASTICOS, TUPOS, TOBAS, DACITAS, RIOLITAS, ANDESITAS.
	CRETACICO	SUPERIOR	ALBIANO	80		500	BELLA UNION	ROCAS SUBVOLCANICAS HIPABISALES BRECHAS ANDESITICAS, DASITICAS CON BLOQUES ANGULOSOS Y SUBANGULOSOS INTRUIDOS POR DIQUES ANDESITICOS Y DACITICOS.
			CAMPANIANO	85			UNIDAD TIABAYA	PERTENECE EL BATOLITO DE LA COSTA, SE TIENE LA UNIDAD CONFORMADA POR MONZONITAS Y LA UNIDAD TIABAYA COMPUESTA MAYORMENTE POR GRANODIORITAS DIORITAS, TONALITAS Y GABROS, ESTÁ INTRUIDA POR DIQUES DE LAMPROFIDO, ANDESITAS, MICRODIORITICOS Y MICROGRANITICOS.
	JURASICO	SUPERIOR	CALOVIANO	166		700	GUANEROS	ESTA CONFORMADA POR ARENISCAS BLANCAS, VERDES Y ROJAS DE GRANO MEDIO A GRUESO, INTERCALADAS CON LUTITAS ABIGARRADAS, LIMOLITAS Y MARGAS FOSILIFERAS, SEGUIDA DE UNA SECUENCIA DE ANDESITAS PORFIRITICAS INTERCALADAS CON BRECHA VOLCANICA.
		MEDIO						
MESOZOICO	JURASICO	INFERIOR	LIASICO	180		1500	CHOCOLATE	ESTA AGRUPADA EN DOS MIEMBROS, EL INFERIOR DENOMINADO CHALA CONSTITUIDO POR ARENISCAS, CONGLOMERADOS Y BRECHAS ANDESITICAS, EL MIEMBRO SUPERIOR LUCMILLA CONFORMADO PRINCIPALMENTE POR ANDESITAS PORFIRITICAS DE COLOR MARRON.

Nota: Área de Geología.

GEOLOGÍA LOCAL

Las operaciones mineras en la región se encuentran dentro de un cinturón metalogénico de cobre y oro con orientación este-oeste, que alberga depósitos auríferos de pequeña y mediana escala, entre los que destacan Ocoña, Calpa, Caravelí, Ishihuinca, Orión, Cambio, Eugenia, Posco, entre otros. Este cinturón forma parte del conocido "Cinturón Dorado Nazca-Ocoña", caracterizado por su potencial aurífero.

La mina Las Bravas está ubicada en el centro de esta franja metalogénica y posee condiciones geológicas favorables para evolucionar hacia un depósito de mediana magnitud.

El área está conformada por vetas estrechas a medianas, con anchos que varían entre 0,15 y 0,80 metros, alojadas dentro de un conjunto de cuerpos intrusivos que forman parte del basamento costero peruano. Este paquete incluye una variedad de litologías, desde intrusivos evolucionados como granodioritas y dioritas mesogénicas, hasta cuerpos de pórfido de andesita de origen subvolcánico.

El depósito se clasifica como epitermal de tipo mesotérmico con características de baja sulfuración, emplazado en rocas intrusivas subvolcánicas. La ley de oro en las vetas es variable debido a la naturaleza irregular del depósito, oscilando entre 3 y 25 g/t en vetas de grado medio.

Una de las principales características estructurales de las vetas es la formación de conos de diversos tamaños, acompañados por estructuras secundarias tipo tensional. Además, se observa un halo de alteración propílica con intensa cloritización en las zonas de caja cercanas a las vetas, y halos de mayor amplitud en las intersecciones de estructuras mayores.

A nivel litológico, el área está dominada por rocas intrusivas y subvolcánicas de composición intermedia, propias del basamento costero, con presencia ocasional de niveles de ceniza volcánica pertenecientes a la Formación Sencca, así como depósitos cuaternarios de origen coluvial y aluvial (INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico), 2015).

MINERALOGÍA

La mineralogía identificada en la zona se compone principalmente de cuarzo, oro, hematita, jarosita, sericita, carbonatos y pirita. La mineralización está fuertemente controlada por la presencia de sílice, óxidos y pirita fina, lo que indica un control litológico y geoquímico en los procesos de concentración mineral.

VETAS

Dentro de la concesión minera Las Bravas se han identificado tres estructuras principales, acompañadas por otras vetas menores que, si bien actualmente presentan menor desarrollo, podrían tener relevancia económica. Estas estructuras secundarias requieren estudios geológicos detallados que permitan su comparación con las vetas principales, con el objetivo de confirmar o descartar su potencial mineral.

Las tres vetas principales actualmente reconocidas en la mina Las Bravas son:

- Cambio
- Farallón
- Blanca
- Luciana

ALTERACIÓN

La alteración del lecho rocoso en la zona es de carácter leve, con evidencias de procesos de epidotización relacionados a eventos explosivos, así como cloritización moderada, especialmente en proximidad a las estructuras mineralizadas. Estas zonas también presentan presencia de óxidos, lo que sugiere actividad hidrotermal oxidante de baja intensidad.

Se identifica una propilización incipiente, acompañada de halos débiles de sericita-biotita. Cabe destacar la aparición localizada de moscovita-sericita en las cercanías de cuñas estructurales fijas, lo cual podría indicar zonas de mayor concentración hidrotermal.

En las estructuras silicificadas, es común observar texturas tipo "boxwork" (en forma de caja), resultado de la oxidación intensa de hematita, lo que representa un indicador visual clave del proceso de alteración supergénica en estas zonas.

CONTROLES DE LA MINERALIZACIÓN.

El batolito costero en la zona de estudio está atravesado por diversos sistemas estructurales, siendo el más significativo aquel con orientación noroeste-sureste (NW-SE). Además, se identifican otros sistemas secundarios con direcciones este-oeste (E-O) y noreste-suroeste (NE-SW). Estas familias estructurales corresponden a fracturas que, en muchos casos, han sido rellenadas por facies litológicas posteriormente deformadas por eventos tectónicos.

La mineralización aurífera se encuentra parcialmente controlada por estos sistemas estructurales, los cuales han influido en la migración de los fluidos mineralizantes, generando distintas concentraciones y estilos de mineralización según el nivel estructural.

Las estructuras principales asociadas a la presencia de oro presentan una orientación general este-oeste (aproximadamente N110°), dentro de las cuales se destacan las vetas Cambio, Victoria, Blanca y los sectores como La Aguada, entre otros.

PROFUNDIDAD DE LA MINERALIZACIÓN

La mineralización baja por lo menos 200 m. Estudios minerográficos en vetas similares en el distrito sustentan en buen grado esta afirmación.

ROCA CAJA Y ALTERACIÓN

La roca encajonante de la veta cambio es principalmente de monzonita y granodiorita de la Superunidad Linga. Estas rocas se encuentran alteradas

debido a la intrusión de los fluidos hidrotermales, reconociéndose así alteraciones como la argílica en el contacto entre la roca caja y la veta; y sericítica principalmente.

La mineralización de la veta Cambio es principalmente de Cuarzo con diseminación de pirita fina y gruesa, y en ciertos sectores la concentración de pirita es mayor, siendo así la pirita el principal mineral asociado al oro, ya que este lo encapsula.

MINERALES DE VETA CAMBIO

CU R ZO (SiO_2): El cuarzo constituye el mineral principal en la veta Cambio, presentándose en alta proporción. Predomina la variedad craquelada o fracturada, que es la forma más común en este sector de la veta. Este tipo de cuarzo suele estar asociado a procesos de sobrepresión o a la intrusión de fluidos hidrotermales mineralizantes.

PIRITA (FeS_2): La pirita se encuentra de forma diseminada a lo largo de la veta, con sectores de mayor concentración. Destaca la presencia de pirita fina, la cual es especialmente

significativa por su asociación directa con el oro, que se encuentra encapsulado en sus cristales.

ORO (AU): El oro está presente principalmente en forma de inclusiones dentro de la pirita fina. En menor proporción, se observa también como oro nativo alojado en el cuarzo. En algunos sectores, el oro puede visualizarse macroscópicamente, concentrado preferentemente en zonas de mayor contenido de cuarzo.

La veta Cambio se caracteriza por una mineralización de oro predominantemente diseminada, encapsulada en pirita fina y, en menor grado, como oro libre en cuarzo fracturado.

GEOLOGÍA ECONÓMICA

MINERALOGÍA

Minerales de Mena

Tenemos el oro principalmente, el cual se presenta en forma macroscópica oro nativo (charpas) que se da en los intersticios u oquedades del cuarzo principalmente y también en algunos óxidos; mientras el oro fino se manifiesta mayormente en la pirita fina.

El cuarzo está netamente asociado al oro y la pirita puesto que la pirita por acción meteórica del agua se disuelve originando cavidades donde el oro es depositado por gravedad en forma física en estructuras tipo Boxwork formando capas u horizontes de cuarzo sacaroideo o comúnmente oqueroso, (zona de oxidos).

Las mejores leyes están netamente ligadas a las zonas donde predominan los lentes de cuarzo con pirita encontrándose oro fino en un 86% y en la pirita fina oro grueso en un 14% (veta Cambio).

Minerales de ganga

Se distinguen minerales característicos de la zona de óxidos y de sulfuros.

En la zona de óxidos, se tiene principalmente cuarzo (SiO₂) blanco lechoso, poroso sacaroideo, hematita (Fe₂O₃), limonitas (HFeO₂), arcillas del tipo caolín, calcita (CaCO₃), pirita y escasa calcopirita.

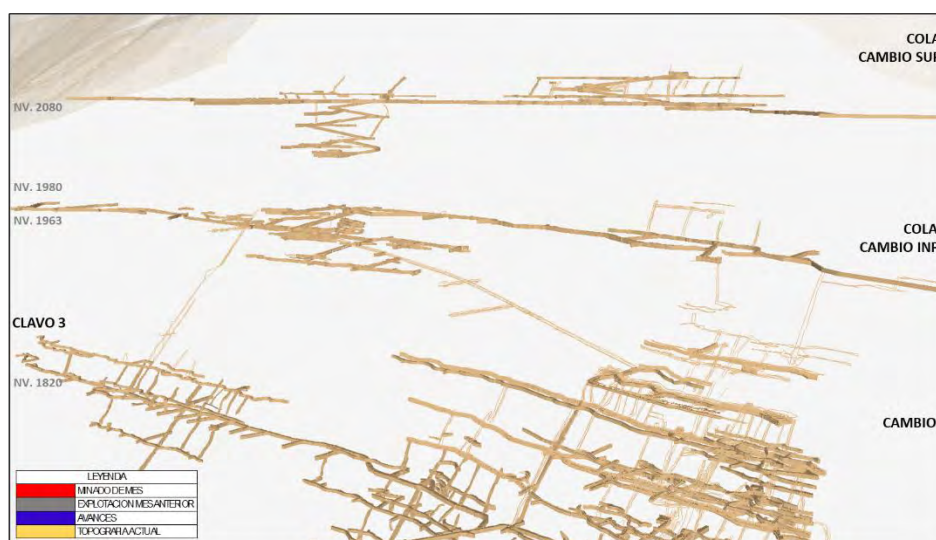
Mientras que en la zona de sulfuros se tiene pirita de grano grueso en tramos cristalizado y de grano fino amorfo (SFe), cuarzo blanco lechoso, escasa calcopirita diseminada de grano fino (SCuFe), escasa arsenopirita (SFe), calcita en venillas delgadas y en cantidades menores sericita, y yeso.

ANEXO 4

PROYECTO DE EXPLOTACIÓN EN 3D COLA CAMBIO – CAMBIO

Figura 73

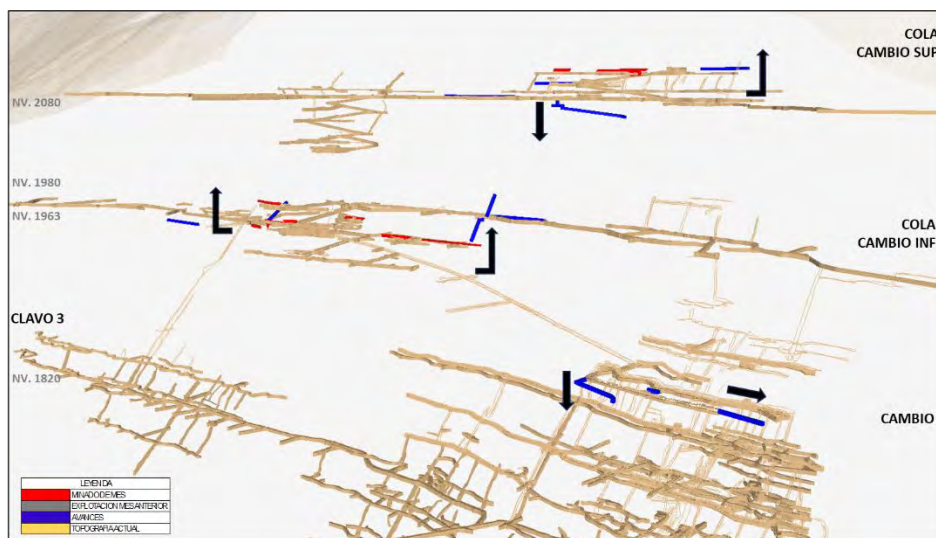
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Antes de la implementación]



Nota: Área de planeamiento

Figura 74

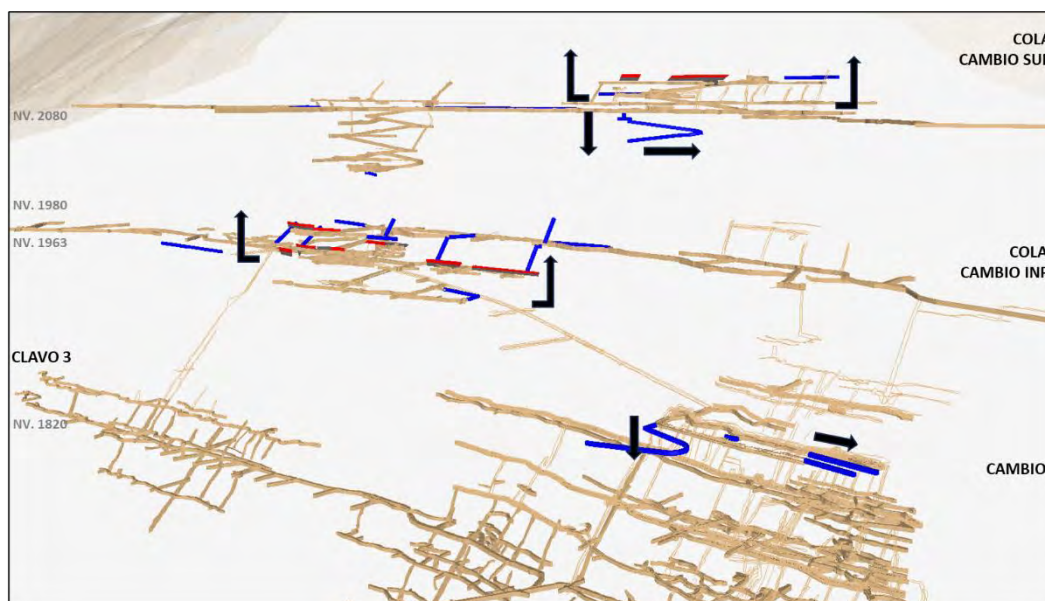
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Enero]



Nota: Área de planeamiento

Figura 75

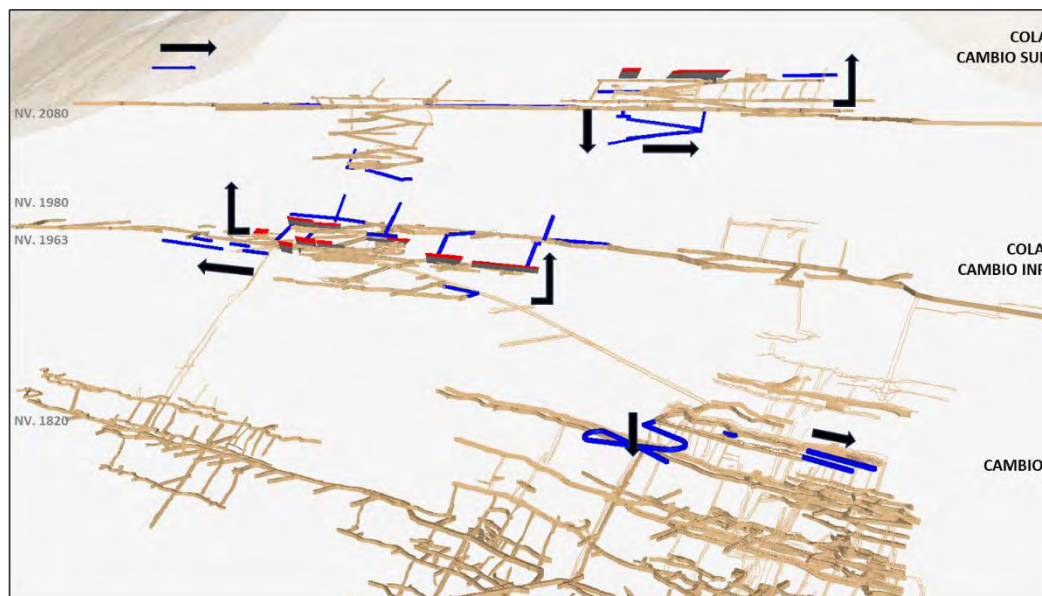
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Febrero]



Nota: Área de planeamiento

Figura 76

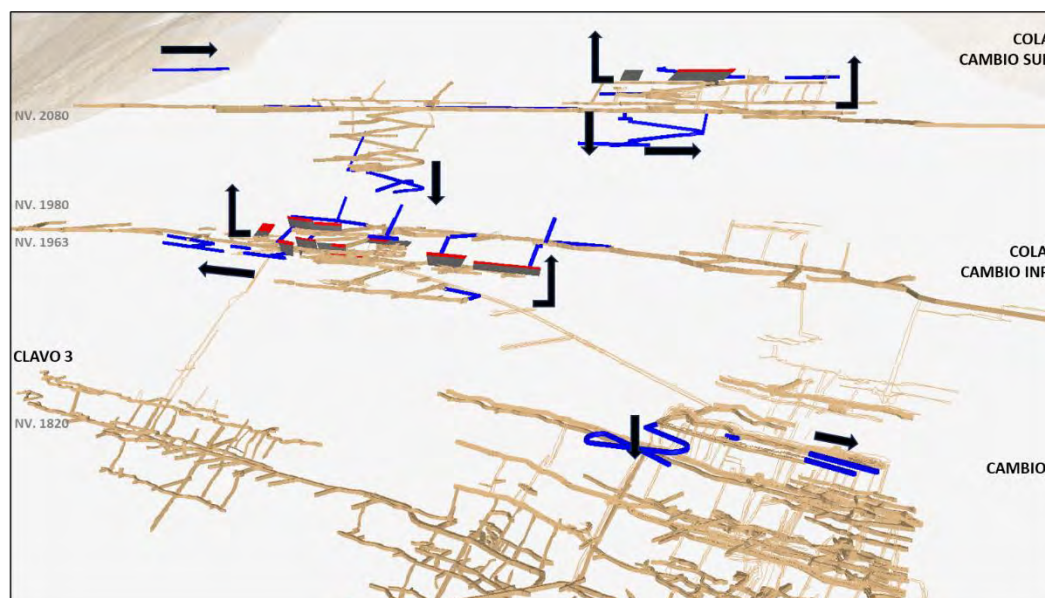
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Marzo]



Nota: Área de planeamiento

Figura 77

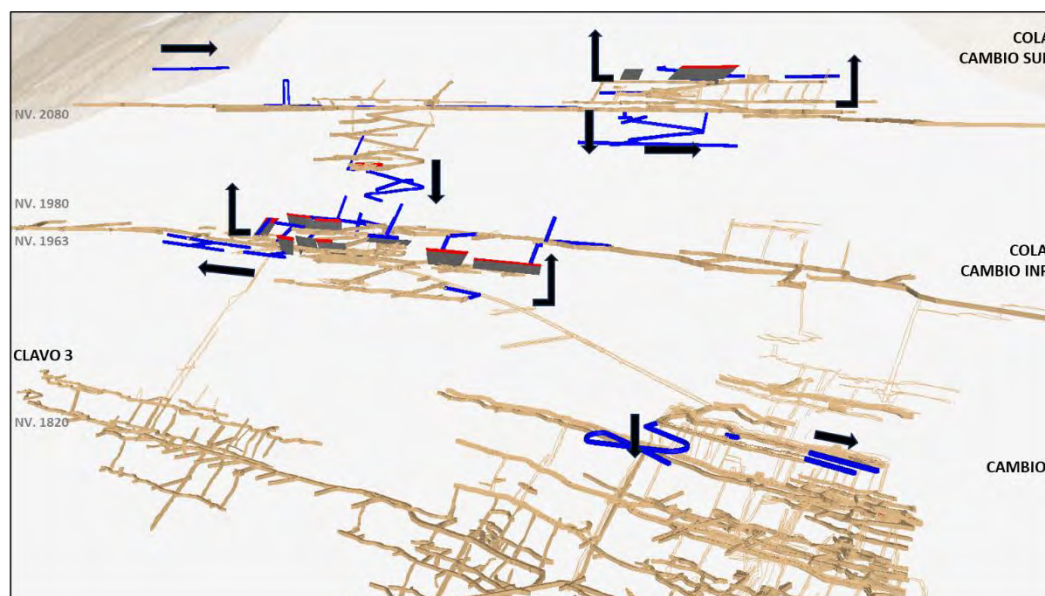
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Abril]



Nota: Área de planeamiento

Figura 78

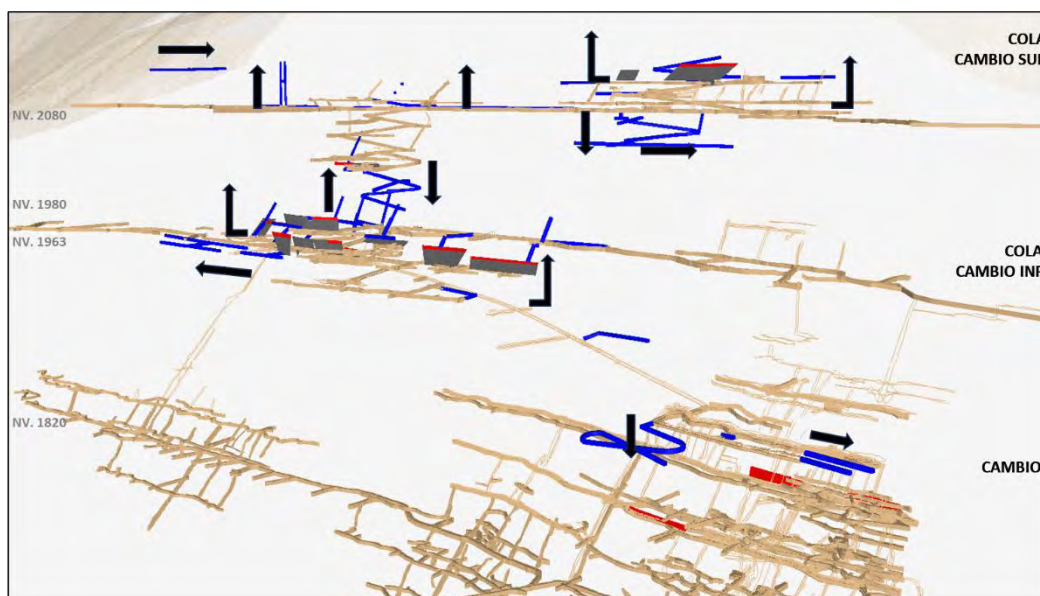
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Mayo]



Nota: Área de planeamiento

Figura 79

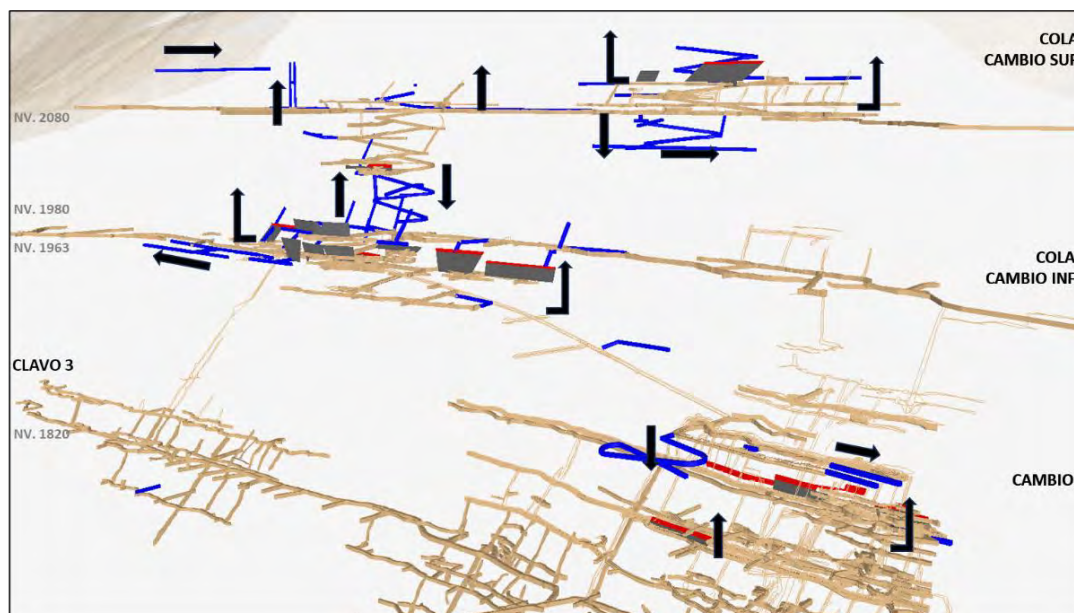
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Junio]



Nota: Área de planeamiento

Figura 80

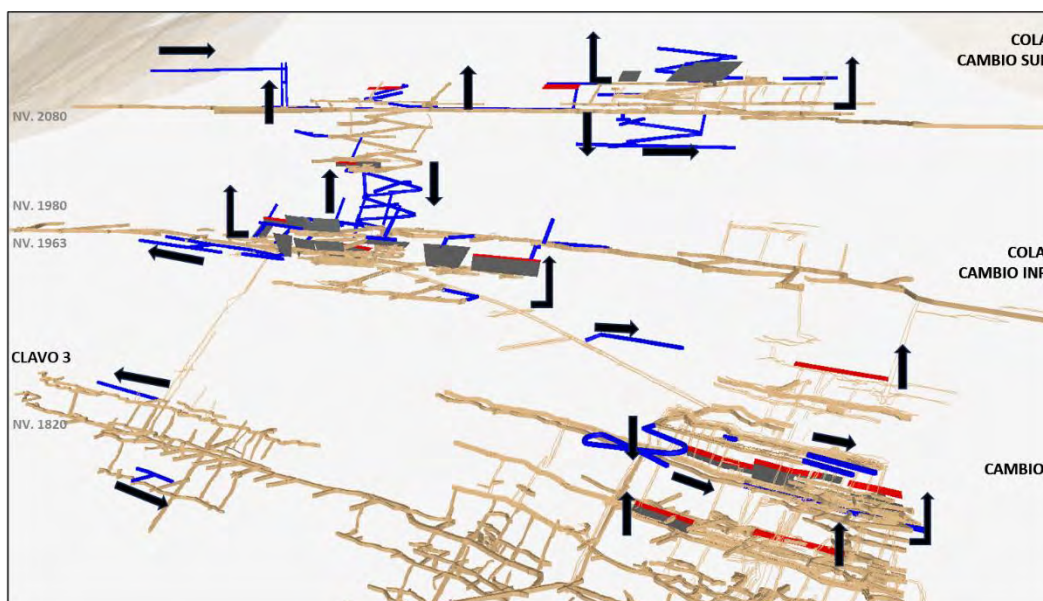
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Julio]



Nota: Área de planeamiento

Figura 81

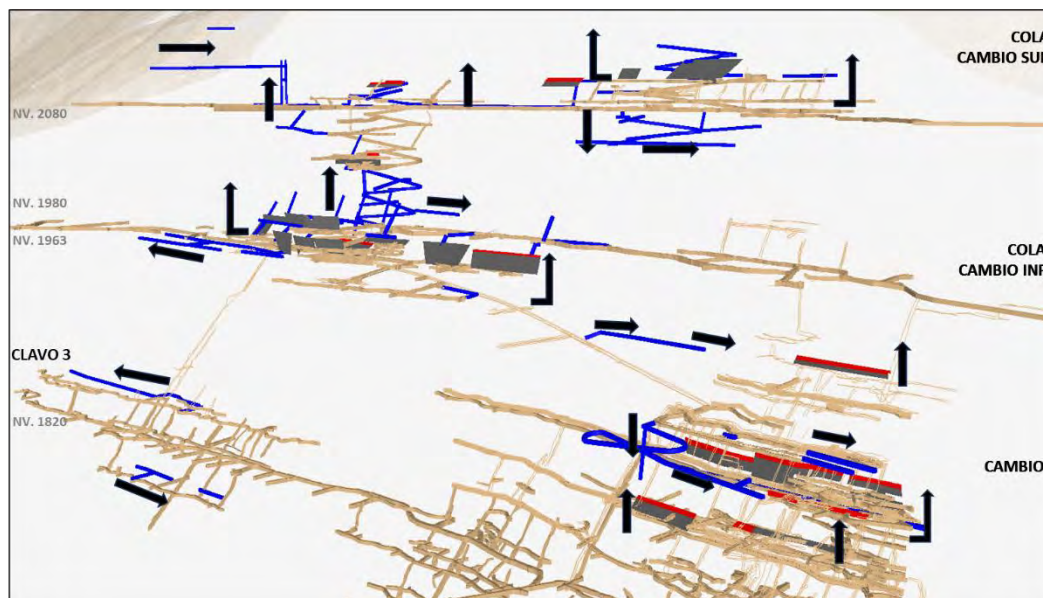
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Agosto]



Nota: Área de planeamiento

Figura 82

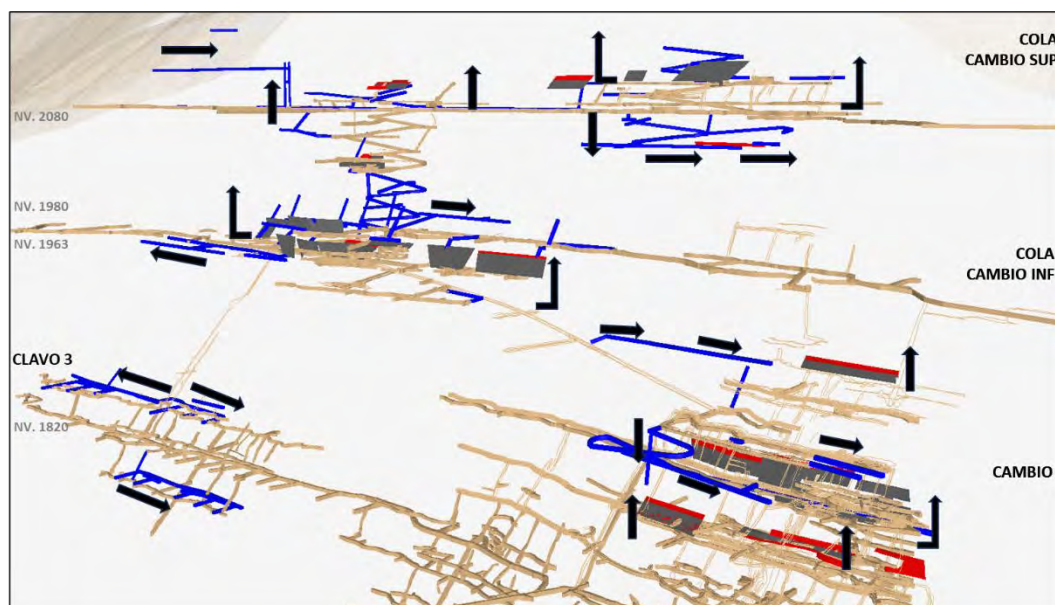
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Setiembre]



Nota: Área de planeamiento

Figura 83

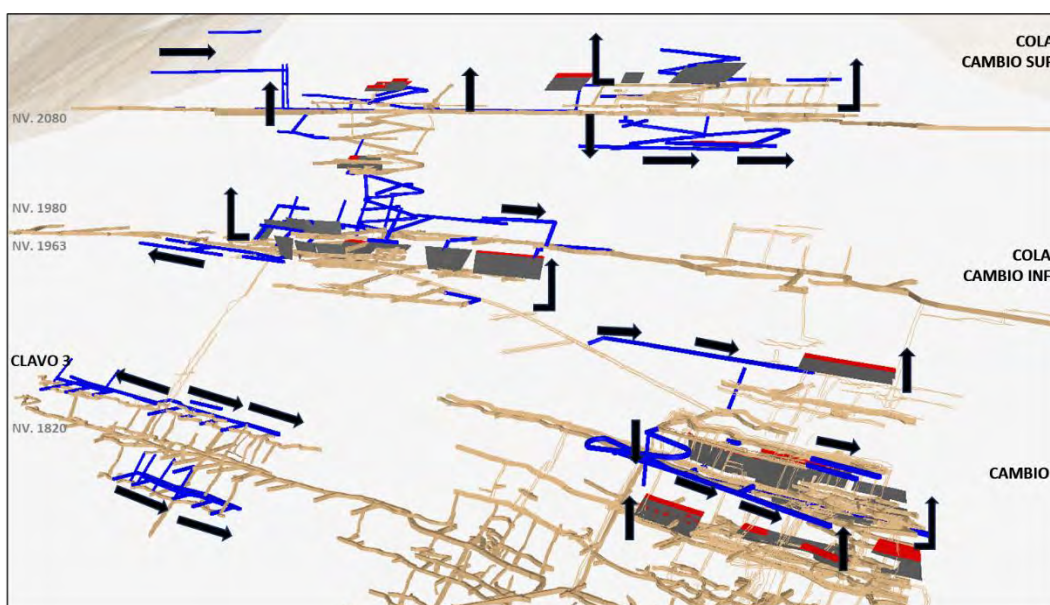
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Octubre]



Nota: Área de planeamiento

Figura 84

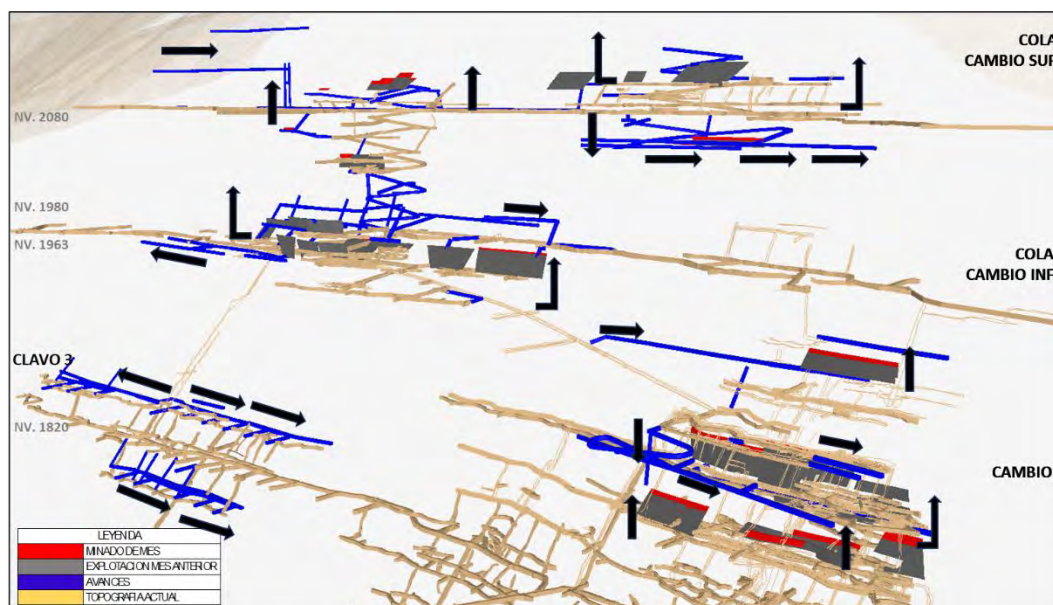
Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Noviembre]



Nota: Área de planeamiento

Figura 85

Secuencia De Minado Cola Cambio – Cambio [Proy. Diciembre]

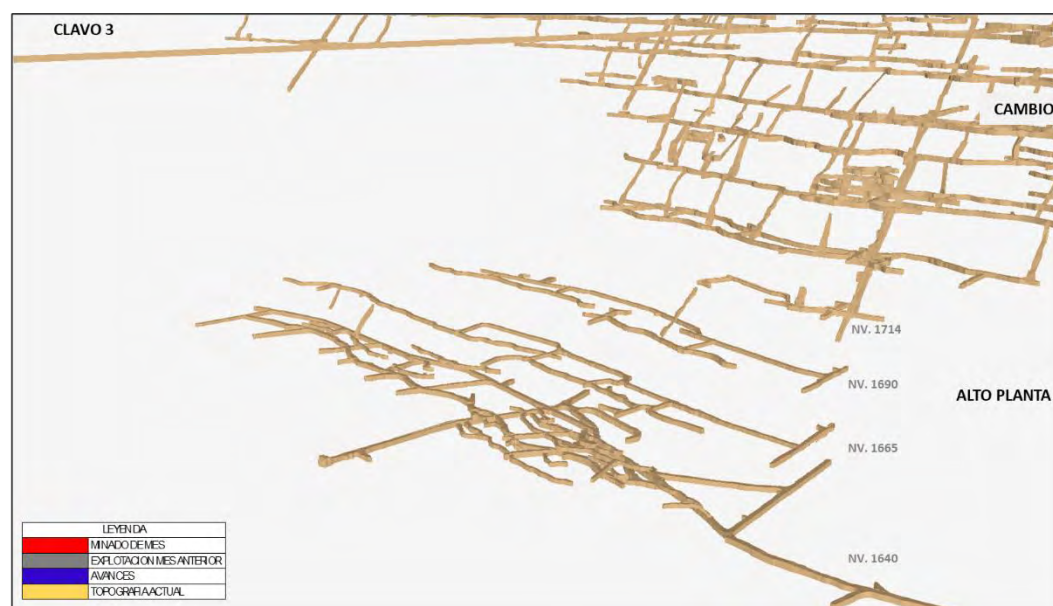


Nota: Área de planeamiento

PROYECTOS DE EXPLOTACIÓN EN 3D - ALTO PLANTA

Figura 86

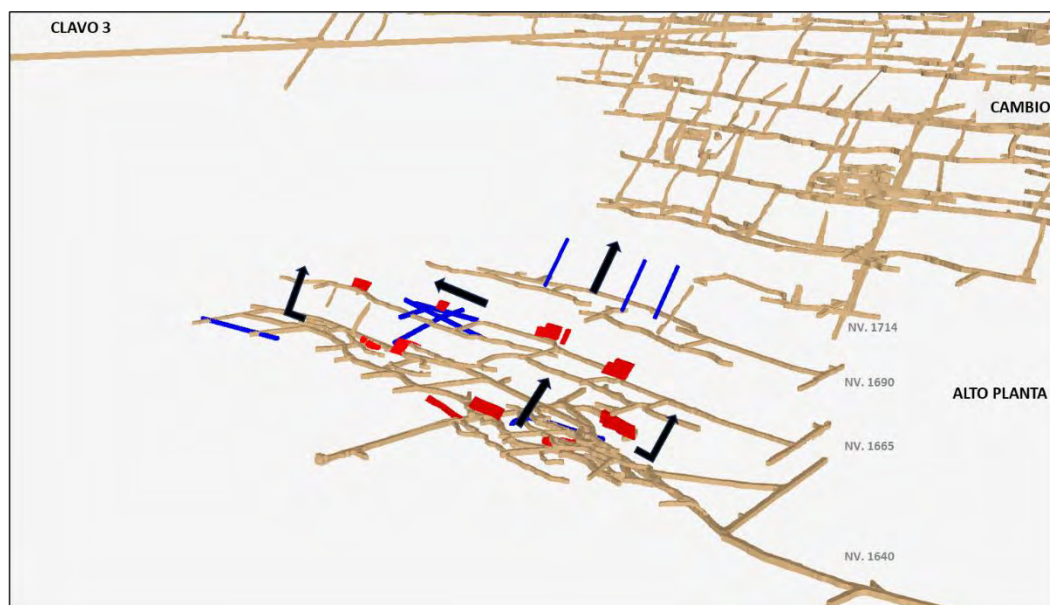
Secuencia de minado Alto Planta [Antes de la implementación]



Nota: Área de planeamiento

Figura 87

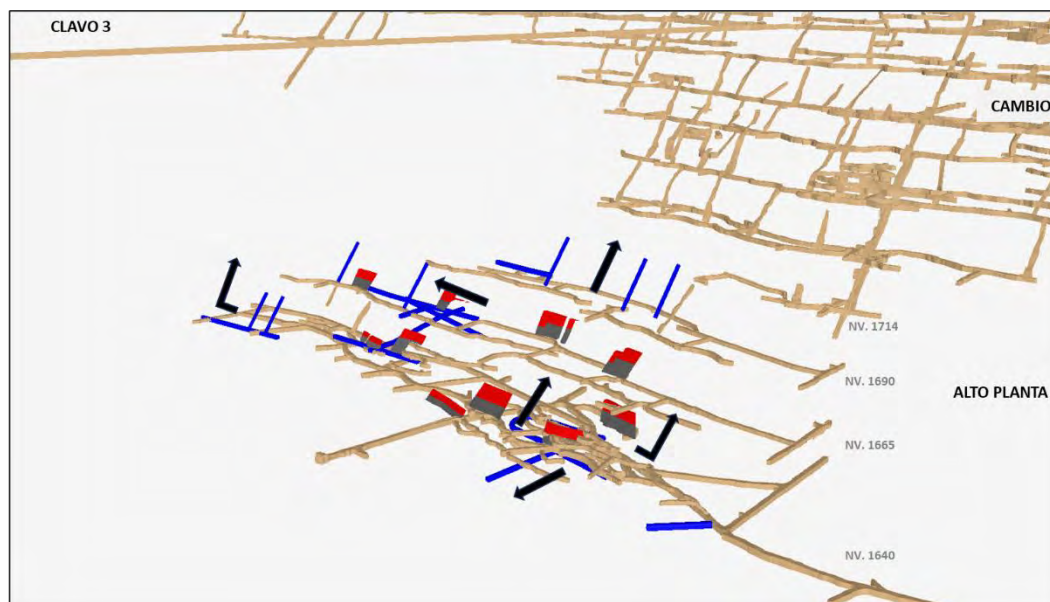
Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Enero]



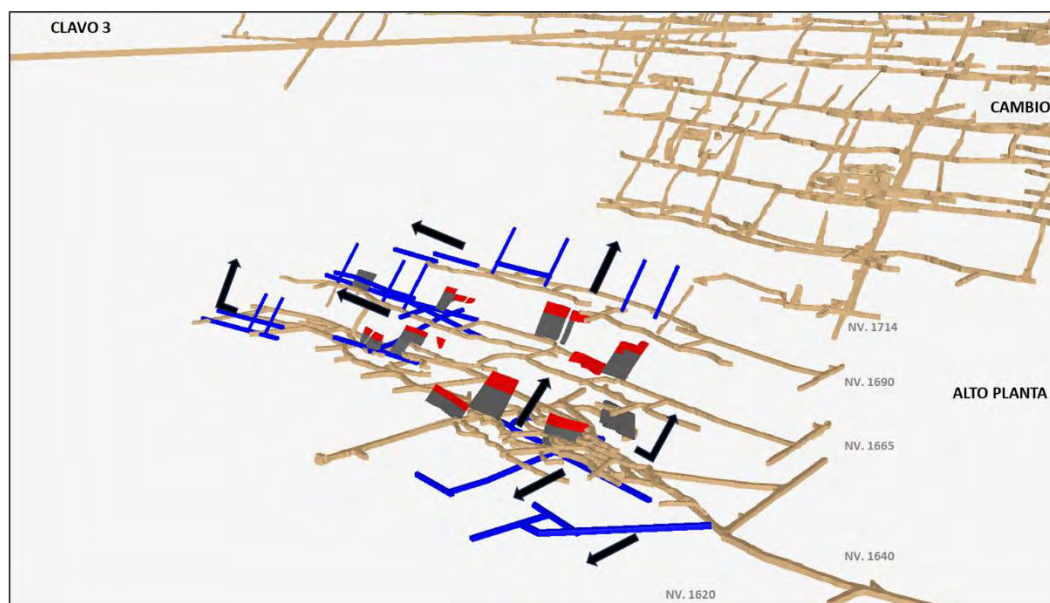
Nota: Área de planeamiento

Figura 88

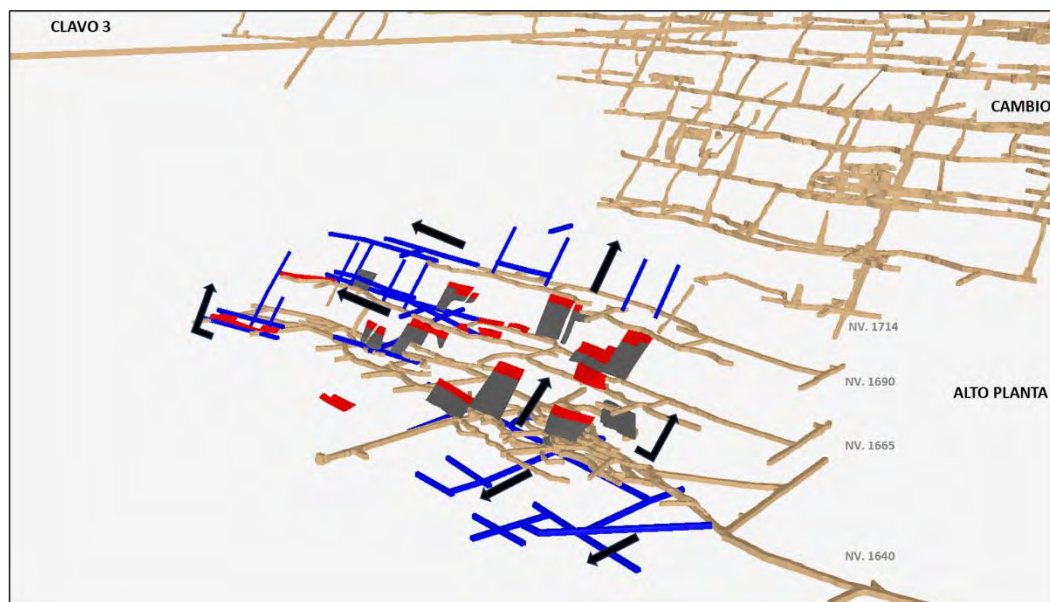
Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Febrero]



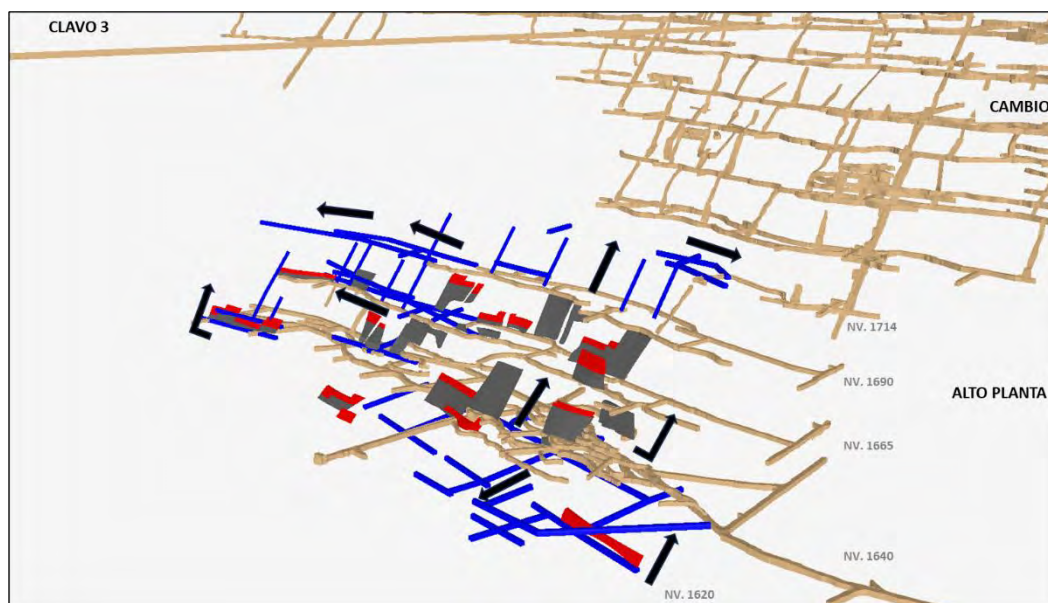
Nota: Área de planeamiento

Figura 89*Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Marzo]*

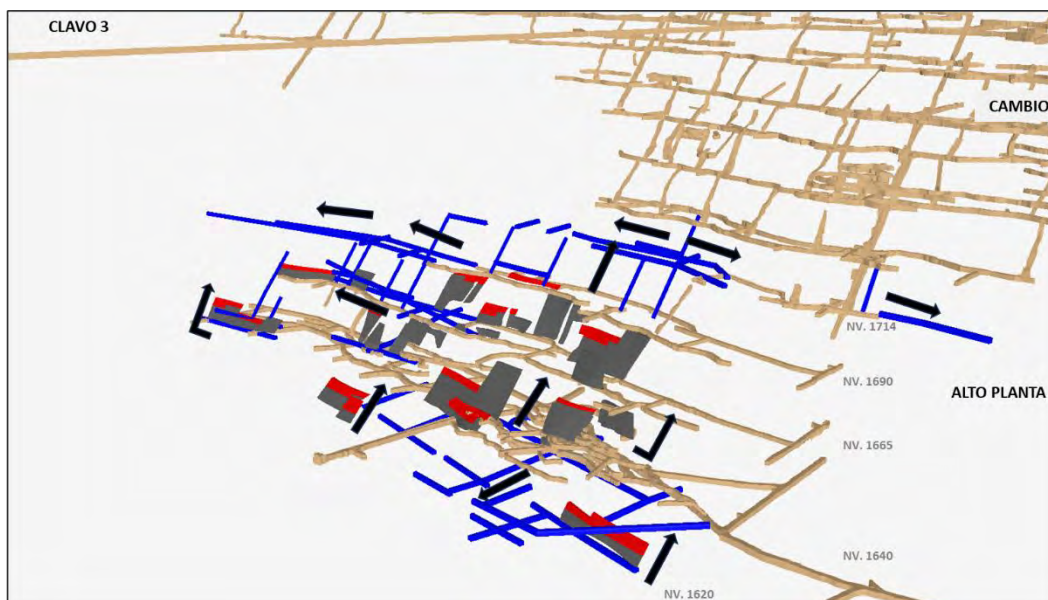
Nota: Área de planeamiento

Figura 90*Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Abril]*

Nota: Área de planeamiento

Figura 91*Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Mayo]*

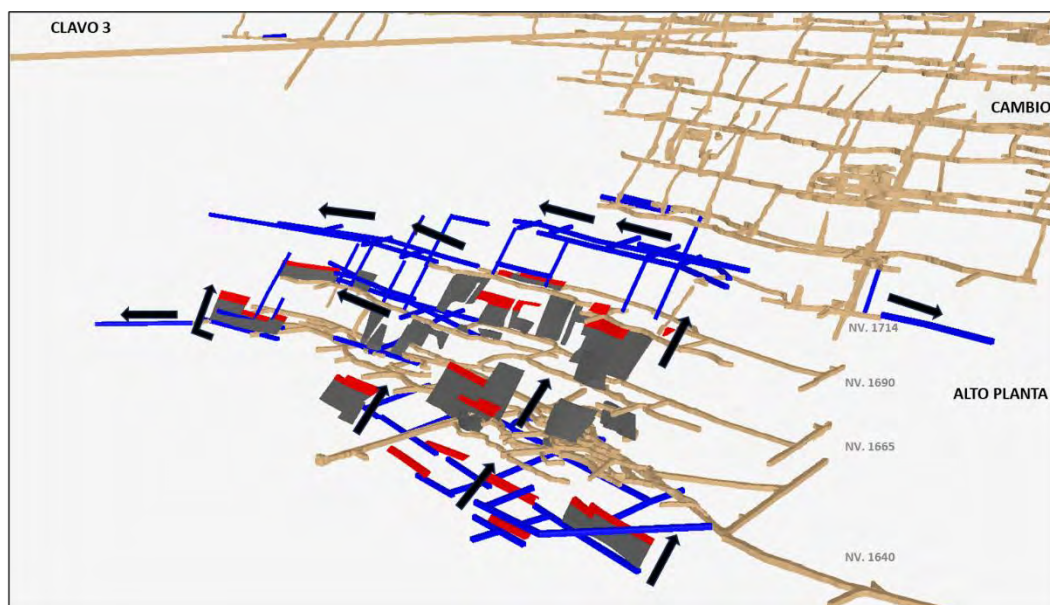
Nota: Área de planeamiento

Figura 92*Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Junio]*

Nota: Área de planeamiento

Figura 93

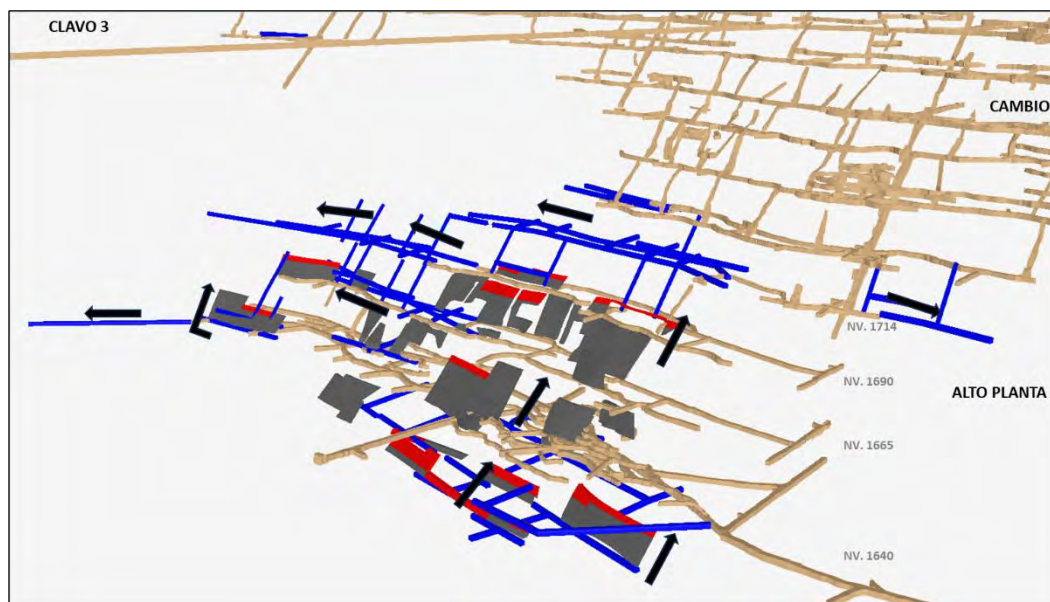
Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Julio]



Nota: Área de planeamiento

Figura 94

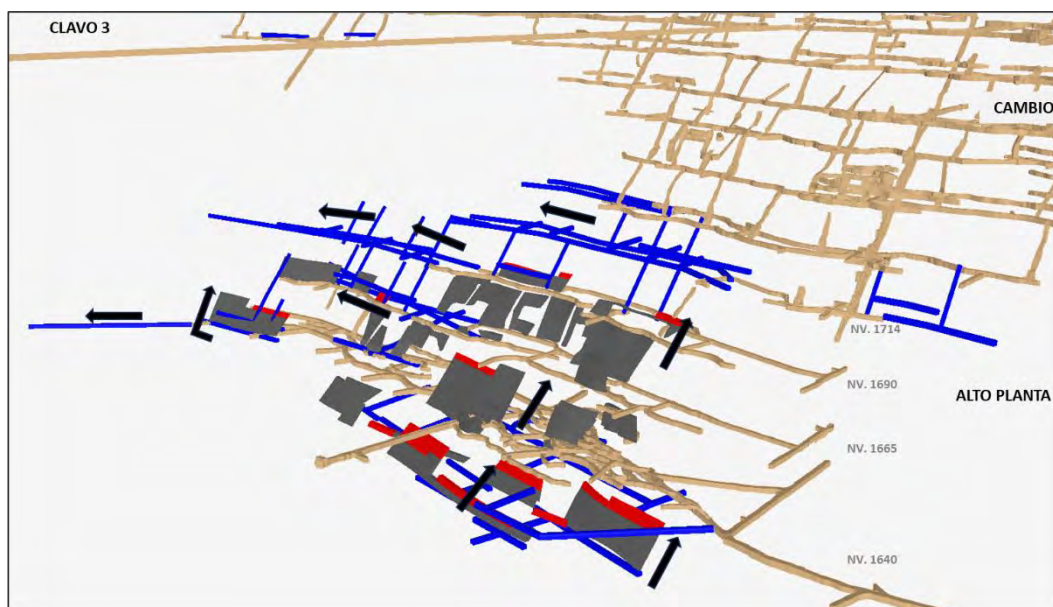
Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Agosto]



Nota: Área de planeamiento

Figura 95

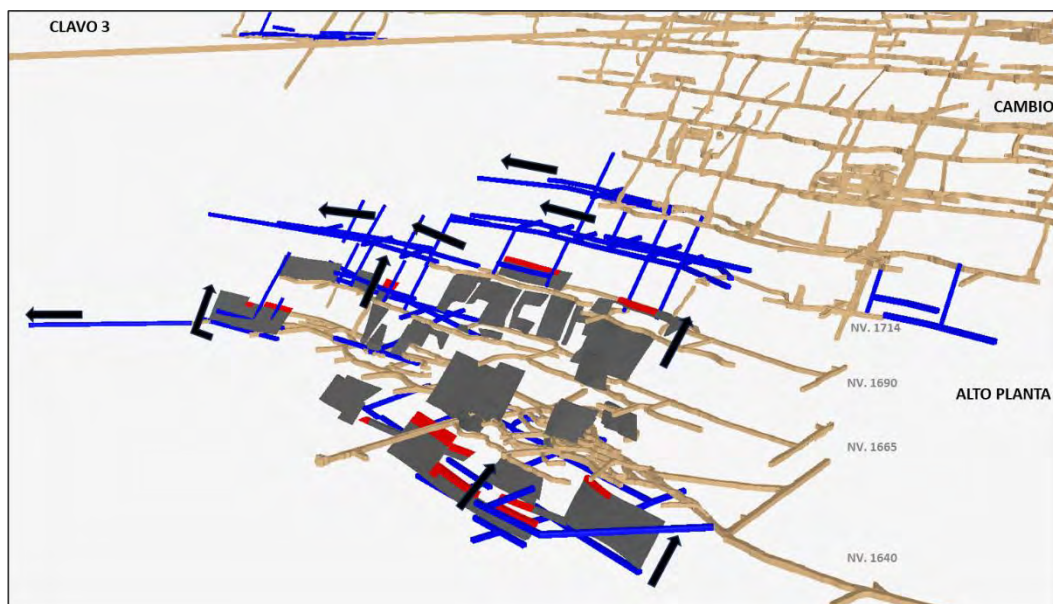
Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Setiembre]



Nota: Área de planeamiento

Figura 96

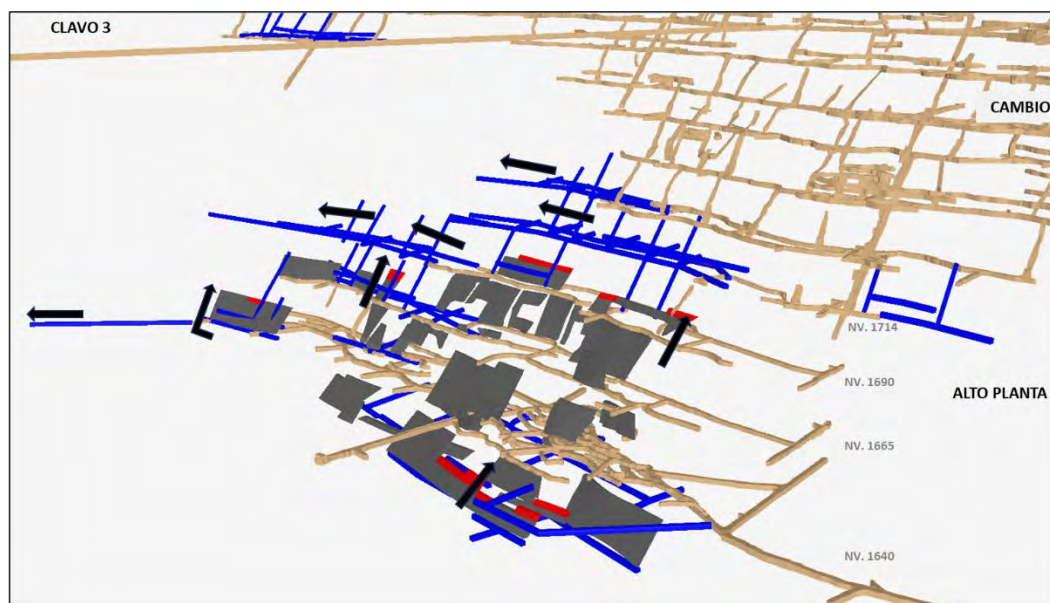
Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Octubre]



Nota: Área de planeamiento

Figura 97

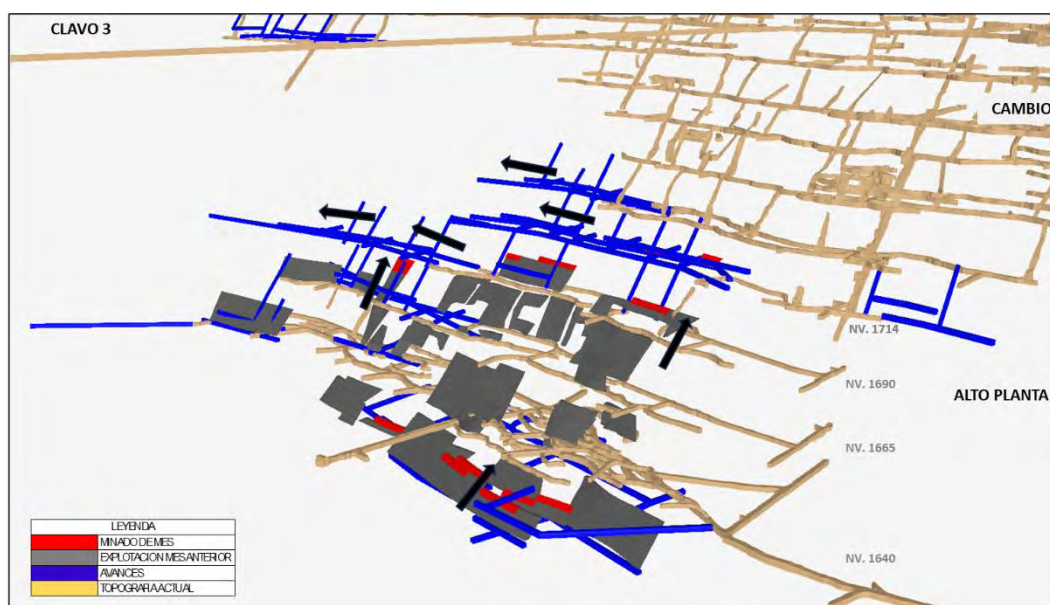
Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Noviembre]



Nota: Área de planeamiento

Figura 98

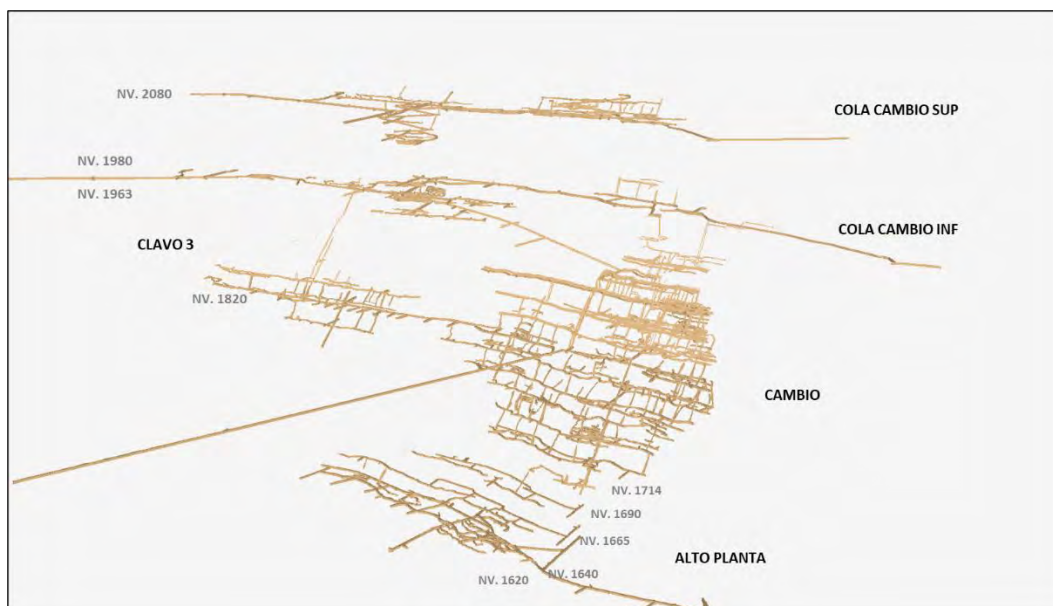
Secuencia de minado Alto Planta [Proy. Diciembre]



Nota: Área de planeamiento

Figura 99

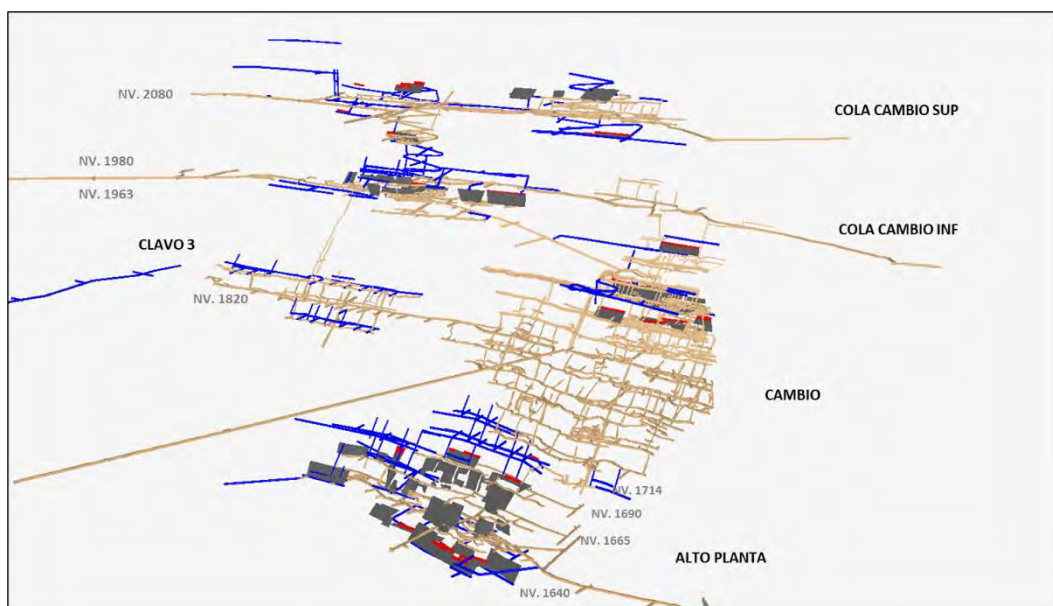
Modelo tridimensional de labores mineras – Antes del año de implementación



Nota: Área de planeamiento

Figura 100

Modelo tridimensional de labores mineras – Fin de primer año de implementación



Nota: Área de planeamiento

ANEXO 5**FOTOGRAFÍAS DE CAMPO****Figura 101**

Visita de campo para el presupuesto- Labores de desarrollo



Área: Operaciones mina

Figura 102

Visita de campo para el presupuesto- Labores de Exploración



Área: Operaciones mina

Figura 103

Visita de campo multidisciplinaria para la implementación del método



Área: Operaciones mina

Figura 104

Visita de campo multidisciplinaria para la implementación del método



Área: Operaciones mina