

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS PARA EL INCREMENTO
DE LA PRODUCCIÓN DE BARITINA EN LA UNIDAD MINERA
PATAY UNO – JUNÍN - COMACSA**

PRESENTADO POR:

Br. JOHEL HERNAN TAPIA LIVANO

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

ASESOR:

Dr. JUAN FRANCISCO MELÉNDEZ NINA

CUSCO – PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

ANEXO 1 INFORME DE SIMILITUD

El que suscribe, el Asesor MELENDEZ VINA, Juan Francisco

, quien aplica el software de detección de similitud al trabajo de investigación/tesis titulada: "DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE BARITINA EN LA UNIDAD MINERA POTAY UNO - JUVIN - COMACSA"

presentado por: JOHEL HERMAN TAPIA LIVANO con DNI Nro.: 43145021

presentado por: _____ con DNI Nro.: _____

para optar el Título Profesional/ Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el software similitud, conforme al Artículo 6° del Reglamento para Uso del Sistema de Detección de Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 9 % de similitud.

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.	
Mayores 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** la primera página del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 30 de junio de 2026

Firma

Post firma: Juan F. Melendez Nina

Nro. de DNI: 23556879

ORCID del Asesor: 0000-0001-8253-6295

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Detección de Similitud:

27259600338861

Johel Hernan Tapia Livano

Determinacion de parametros para incremento de la produccion de baritina.pdf

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:600338861

132 páginas

Fecha de entrega

15 jun 2026, 7:12 p.m. GMT-5

22.206 palabras

Fecha de descarga

25 jun 2026, 8:34 p.m. GMT-5

129.909 caracteres

Nombre del archivo

Determinacion de parametros para incremento de la produccion de baritina.pdf

Tamaño del archivo

13.1 MB

9% 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

- 8%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 6%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión



Texto oculto

24 caracteres sospechosos en N.º de páginas

El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

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

A mi amada hija Alejandra, aunque no pueda abrazarla físicamente, sus recuerdos y enseñanzas son un motor de inspiración constante que me lleva a alcanzar mis metas. A mi abuelo Alejandro y primo Carlos que seguramente están orgullosos en el cielo por este logro de mi vida profesional.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a mis padres, Hernan Tapia y Julia Livano, por el respaldo incondicional que me brindaron; asimismo, a mi esposa Evelin Bombilla y a mis hijos Joe, Evaluna y Enzo, quienes me acompañaron en los momentos más difíciles y hoy representan mi principal motivación para alcanzar mis metas.

Dejo constancia de mi reconocimiento a mi tricentenaria casa de estudios: la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco; en particular, a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. De igual manera, expreso mi gratitud a mis docentes; su labor académica y su compromiso formativo fueron determinantes en mi preparación, pues contribuyeron a consolidar mis conocimientos y a fortalecer los valores que orientan mi desempeño profesional; De manera especial, agradezco a Dios por la vida y la salud; asimismo, manifiesto mi agradecimiento a la CIA. Minera Agregados Calcáreos S.A. (COMACSA) y a la Unidad Minera Patay Uno, por brindarme la oportunidad de integrarme laboralmente y hacer posible el desarrollo de la presente investigación. Del mismo modo, reconozco el apoyo del personal staff, de los técnicos y de los empleados; su colaboración resultó esencial para la ejecución del trabajo.

INTRODUCCION

La Compañía Minera Agregados Calcáreos S.A. (COMACSA), fundada en 1948, mantiene una presencia sostenida en la minería no metálica en el Perú; su operación, bajo el régimen de Pequeño Productor Minero, se orienta a la extracción, transformación y comercialización de minerales industriales. Esta línea de actividad la articula con diversas cadenas productivas; en consecuencia, atiende requerimientos del mercado nacional e internacional y abastece insumos utilizados en sectores como hidrocarburos, construcción, manufactura química, agricultura y las industrias de pinturas, plásticos y vidrio, entre otros. En este marco, el contexto organizacional respalda el desarrollo del presente estudio en la Unidad Minera Patay Uno; específicamente, permite delimitar el entorno productivo en el que se examinan los procesos operativos.

La sostenibilidad operativa de COMACSA se sustenta en la administración de más de 140 canteras concesionadas, lo que contribuye a asegurar el abastecimiento continuo de materia prima hacia sus plantas de procesamiento. En este conjunto se encuentra la concesión “PATAY UNO”, que forma parte de la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) “PATAY”. Esta unidad, desarrollada bajo un esquema de minería subterránea convencional, cumple un rol estratégico al abastecer baritina para la planta ACSA DOS. En la operación actual, el mineral roto se transporta desde las labores de producción hasta el patio de acopio previo a la molienda mediante camiones con capacidad de 30 toneladas.

En este contexto de operación, la investigación se plantea a partir de la necesidad de elevar el desempeño de la mina subterránea Patay Uno mediante la optimización de sus indicadores. En ese sentido, el propósito central se orienta a alcanzar un incremento relevante de la producción; para ello, la propuesta técnica se enfoca en determinar las variables que permiten potenciar la extracción de Baritina e identificar, con precisión, los parámetros que deben optimizarse y mejorarse para materializar dicho objetivo.

RESUMEN

La investigación titulada “Determinación de parámetros para el incremento de la producción de baritina en la Unidad Minera Patay Uno – Junín - COMACSA” tuvo como propósito definir parámetros operativos y logísticos que permitan elevar la producción de mineral y, simultáneamente, reducir los costos unitarios en la unidad, en un contexto de restricciones técnicas que venían afectando la competitividad empresarial la mejora se estructuró mediante la reingeniería de tres parámetros del ciclo de minado: i) la migración al método Corte y Relleno Ascendente (Overhand Cut and Fill); ii) el aseguramiento de continuidad en la extracción mediante la incorporación de acarreo sobre rieles con carros mineros U-35 de 1 m³ (carga efectiva 2.55 t); y iii) la implementación de la Tolva San Lorenzo de 60 toneladas, orientada a centralizar la acumulación directa y a suprimir el gasto operativo vinculado al winche exterior. La comparación de resultados entre 2020 y 2023 confirmó la eficacia de la intervención: la producción anual alcanzó 12,595 TM, equivalente a un incremento de 101.84 %; adicionalmente, el costo unitario se redujo a S/ 113.86 por tonelada, generándose un ahorro neto de S/ 5.94 por tonelada, aun con la mayor complejidad del nuevo esquema de minado. En conclusión, la determinación y optimización de estos parámetros permitió duplicar la capacidad productiva y fortalecer la sostenibilidad financiera de la unidad; considerando reservas de 36,000 toneladas y un peso específico de 4.3 g/cm³, se proyecta una vida operativa aproximada de 28 años bajo el régimen mejorado.

Palabras clave: Baritina, Corte y relleno ascendente, Optimización de costos, Ciclo de minado, Acarreo.

ABSTRACT

The study titled “Determination of parameters for increasing barite production in the Patay Uno Mining Unit – Junín - COMACSA” aimed to define the operational and logistical parameters required to raise ore output while lowering unit costs at the Patay Uno underground mine, addressing technical constraints that had reduced the company’s competitiveness, the improvement plan focused on redesigning three key elements of the mining cycle: (i) shifting to Overhand Cut and Fill to enable continuous extraction; (ii) implementing rail-based haulage using U-35 mine cars with a 1 m³ capacity (effective load of 2.55 tons); and (iii) building the San Lorenzo Bin with a 60-ton capacity to centralize direct accumulation and eliminate the operating expense linked to external winching. When comparing 2020 with 2023, the intervention proved effective: annual production increased to 12,595 MT (a 101.84% rise), and the unit cost decreased to S/ 113.86 per ton, yielding a net saving of S/ 5.94 per ton despite the higher operational complexity. Overall, the improved parameters made it possible to double productive capacity and support the unit’s financial sustainability; based on 36,000 tons of reserves and a specific gravity of 4.3 g/cm³, an operating life of approximately 28 years is projected under the upgraded production scheme.

Keywords: Barite, Overhand cut and fill, Cost optimization, Mining cycle, Haulage.

ÍNDICE

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INTRODUCCION	iv
RESUMEN	v
ABSTRACT	vi
ÍNDICE.....	vi
INDICE DE IMÁGENES.....	ix
INDICE DE TABLAS.....	x
INDICE DE GRAFICOS.....	xii
CAPITULO I	13
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACION.....	13
1.1. Planteamiento del problema.....	13
1.2. Formulación del problema	15
1.2.1. Problema General.....	15
1.2.2. Problemas específicos.	15
1.3. Objetivos de la Investigación.....	15
1.3.1. Objetivo General	15
1.3.2. Objetivos Específicos.....	15
1.4. Justificación de la Investigación	15
1.4.1. Justificación teórica.....	16
1.4.2. Justificación metodológica.....	16
1.4.3. Justificación practica	17
1.5. Hipótesis de la Investigación	17
1.5.1. Hipótesis General	17
1.5.2. Hipótesis Específicas.....	17
1.6. Variables e Indicadores.....	18
1.6.1. Variables.....	18
1.6.2. Variables independientes.....	18
1.6.3. Variables dependientes.....	18
1.6.4. Matriz de operacionalización	18
CAPITULO II.....	19
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION.....	19

2.1.	Metodología de la investigación	19
2.1.1.	Tipo de investigación	19
2.1.2.	Nivel de investigación.....	20
2.1.3.	Población y muestra	20
2.1.3.1.	Población.....	20
2.1.3.2.	Muestra.....	20
2.2.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	20
2.2.1.	Técnica de recolección de datos.....	20
2.2.2.	Instrumentos de recolección de información	21
2.2.3.	Procesamiento de información y análisis de datos.....	21
CAPITULO III		22
MARCO TEORICO DE LA INVESTIGACION		22
3.1.	Antecedentes	22
3.1.1.	Antecedentes internacionales	22
3.1.2.	Antecedentes nacionales	22
3.2.	Bases Teóricas	24
3.2.1.	Método de explotación corte y relleno ascendente	24
3.2.1.1.	Condiciones de aplicación.....	25
3.2.2.	Baritina: Sulfato de Bario BaSO ₄	27
3.2.3.	Ciclo de minado	28
3.2.3.1.	Perforación	28
3.2.3.2.	Voladura.....	35
3.2.3.3.	Ventilación	42
3.2.3.4.	Sostenimiento	45
3.2.3.5.	Acarreo.....	48
3.3.	Definición de términos básicos	48
CAPITULO IV		51
IDENTIFICACION Y MEJORAMIENTO DE LOS PARAMETROS PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCION.....		51
4.1.	Aspectos generales del ámbito de estudio	51
4.1.1.	Ubicación Geográfica	51
4.1.2.	Recursos	52
4.2.	Geología del yacimiento	52
4.2.1.	Geología local	52

4.2.2.	Geología regional	52
4.2.3.	Geología económica.....	55
4.2.3.1.	Mineralización.....	55
4.2.3.2.	Recursos mineros	56
4.2.4.	Minería	57
4.2.4.1.	Situación antes del incremento de la producción	57
4.2.4.1.1.	Método de explotación de baritina	57
		74
4.2.4.2.	Identificación y mejoramiento de variables para el incremento de la producción. 86	
4.2.4.3.	Planeamiento y programación para la nueva capacidad de producción.....	102
4.2.4.3.1.	Ciclo de minado en nuevas condiciones.....	102
4.2.4.3.1.1.	Perforación y Voladura.....	102
4.2.4.3.1.2.	Limpieza y Acarreo.....	104
4.2.4.3.1.3.	Sostenimiento.....	105
4.2.4.3.1.4.	Acumulación exterior mina.....	106
4.2.4.3.2.	Programación anual de producción mejorado	107
4.2.4.3.3.	Costo de explotación mejorado	108
	CAPITULO V.....	110
	ANALISIS DE LOS RESULTADOS	110
5.1.	Mejoramiento de parámetros del ciclo de minado.....	110
5.1.1.	Método de Explotación	110
5.1.2.	Método de Acarreo.....	111
5.1.3.	Método de Acumulación	112
5.2.	Mejoramiento del costo de producción de mineral.....	113
5.3.	Comparación de producción entre la explotación anterior vs explotación actual 114	
5.4.	Discusión de resultados.....	116
	CONCLUSIONES.....	118
	RECOMENDACIONES	120
	REFERENCIAS BIBLIOGRAFIA	121
	ANEXOS	123

INDICE DE IMÁGENES

Imagen 1: Perforadora Jack Leg	35
Imagen 2: Emulnor Famesa.....	39
Imagen 3: Mecha de seguridad.....	40
Imagen 4: Carmex	41
Imagen 5: Fulminante	42
Imagen 6: Sostenimiento de galería con cuadros de madera.....	48
Imagen 7: Personal realizando el desatado de rocas	66
Imagen 8: Personal con el traslado con carro minero Z-20.....	67
Imagen 9: Dimensiones carro minero Z-20	68
Imagen 10: Estándar en sostenimiento con cuadros de madera	71
Imagen 11: Estándares de diseño crucero 3600 San Lorenzo	72
Imagen 12: Cuadro completo de madera Mina Patay Uno.....	72
Imagen 13: Perfil longitudinal del sistema de wincheo en superficie	73
Imagen 14: Tolva de acumulación en el Nivel 3753	73
Imagen 15: Winche superficial maraca Lister Peter.....	74
Imagen 16: Balde metálico utilizado para el wincheo	74
Imagen 17: Sistema de wincheo en superficie	75
Imagen 18: Carguío de carro Z 20 desde chut	88
Imagen 19: Puntal de seguridad en tajo	89
Imagen 20: Acumulación de mineral en la bocamina Riqueza Inferior.....	90
Imagen 21: Método de corte y relleno ascendente	92
Imagen 22: Método de corte y relleno ascendente en la Mina Patay	92
Imagen 23: Tajo con método de corte y relleno	94
Imagen 24: Carros mineros U-35 en la Mina Patay Uno	98
Imagen 25: Tolva San Lorenzo	100
Imagen 26: Carguío de mineral al volquete en la tolva San Lorenzo	101
Imagen 27: Descarga en la tolva San Lorenzo.....	101
Imagen 28: Traslado de mineral sobre carros mineros U-35	104
Imagen 29: Sostenimiento con cuadros de madera	105
Imagen 30: Acumulación de mineral en la tolva san Lorenzo.....	106

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Cantidad de carros mineros U-35 en la Mina Patay Uno.....	18
Tabla 2: Cantidad de carga	36
Tabla 3: Características técnicas de los explosivos.....	38
Tabla 4: Tabla de GSI	47
Tabla 5: Tabla de coordenadas unidad minera Patay Uno	52
Tabla 6: Estimación de reservas Mina Patay Uno.....	57
Tabla 7: Producción diaria y por mes con el sistema anterior	60
Tabla 8: Parámetro 1 de acuerdo a la dureza de la roca	63
Tabla 9: Parámetro 2 de acuerdo a la dureza de la roca	63
Tabla 10: Cantidad de carros Z-20 en la Mina Patay Uno	67
Tabla 11: Tiempos y rendimientos de acarreo con carro minero Z-20.....	69
Tabla 12: Análisis de precio unitario del sistema de acarreo de mineral con carros Z-20	70
Tabla 13: Tiempos y rendimiento del wincheo es superficie	75
Tabla 14: Análisis de precio unitario del sistema de wincheo en superficie	76
Tabla 15: Análisis de aceros de perforación.....	77
Tabla 16: Análisis de maquina perforadora	78
Tabla 17: Análisis de rendimiento.....	78
Tabla 18: Análisis de precio unitario de la perforación y voladura.....	79
Tabla 19: Análisis de precio unitario de la limpieza de mineral en tajos.....	80
Tabla 20: Análisis de precio unitario de la limpieza y acarreo	81
Tabla 21: Análisis de precio unitario del sostenimiento	82
Tabla 22: Análisis de precio unitario del sistema de wincheo en superficie	83
Tabla 23: Costo de explotación con los parámetros antiguos de operación	84
Tabla 24: Costo total de explotación con los parámetros antiguos de operación ..	85
Tabla 25: Estimación de reservas de la Mina Patay Uno	86
Tabla 26: Tiempos y rendimiento de la limpieza en tajo	94
Tabla 27: Análisis de precio unitario de la limpieza de mineral en tajo.....	95
Tabla 28: Tiempos y rendimiento de tendido de relleno	96
Tabla 29: Análisis de precio unitario de la limpieza de mineral en tajo.....	96
Tabla 30: Cantidad de carros mineros U-35 en la Mina Patay Uno.....	97
Tabla 31: Especificaciones de carros mineros sobre rieles	97

Tabla 32: Tiempos y rendimiento del sistema de acarreo sobre rieles	99
Tabla 33: Análisis de precio unitario del acarreo con carros mineros U35.....	99
Tabla 34: Análisis de rendimiento.....	102
Tabla 35: Análisis de precio unitario perforación en los Dog Hole.....	103
Tabla 36: Producción diaria y por mes con las mejoras implementadas	107
Tabla 37: Costo de explotación con los parámetros nuevos de operación	108
Tabla 38: Costo total de explotación con los parámetros nuevos de operación ..	109
Tabla 39: Comparativa de parámetros en el método de explotación	111
Tabla 40: Comparativa de parámetros en el método de explotación	111
Tabla 41: Comparativa entre los metodos de acumulacion	112
Tabla 42: Comparativa del costo de explotacion antes y despues de la mejora..	113

INDICE DE GRAFICOS

Grafico 1: Método de explotación corte y relleno ascendente	25
Grafico 2: Espaciamiento en perforación.....	29
Grafico 3: Distribución de taladros.....	31
Grafico 4: Tipos de corte quemado	33
Grafico 5: Secuencia de explotación Shrinkage convencional	58
Grafico 6: Plano mina Patay Uno método Shrinkage convencional.....	59
Grafico 7: Producción histórica mensual de la mina Patay Uno con el sistema de producción anterior	60
Grafico 8: Malla de perforación crucero 3600 San Lorenzo	65
Grafico 9: Producción histórica mensual de la mina Patay Uno con el sistema de wincheo en superficie.....	85
Grafico 10: Producción histórica mensual de la mina Patay Uno con las mejoras implementadas	107
Grafico 11: Producción mensual de Mina Patay Uno del año 2020 con en antiguo sistema de producción	114
Grafico 12: Producción mensual de Mina Patay Uno del año 2023 con en nuevo sistema de producción	114
Grafico 13: Cuadro comparativo de producción entre el año 2020 y 2023.....	115

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Planteamiento del problema

El crecimiento sostenido de la demanda de minerales no metálicos industriales en el mercado internacional ha destacado la importancia de la minería no metálica como una solución viable para satisfacer esta necesidad. Estos minerales son esenciales para diversas industrias, incluyendo la construcción, la manufactura, y la producción de insumos químicos. En particular, minerales como la baritina han incrementado en la demanda debido a su uso en la producción de pinturas y especialmente, en la perforación diamantina para la exploración y explotación de petróleo. Este escenario global presenta tanto oportunidades como desafíos para las empresas mineras que buscan capitalizar en estos mercados en expansión.

COMACSA se caracteriza por ser una empresa peruana dedicada a la explotación de minerales no metálicos; además, gestiona diversas unidades mineras a nivel nacional. Entre ellas se encuentra la Unidad Minera Patay Uno, cuya operación se orienta a la extracción de baritina, mineral con aplicaciones industriales relevantes y con una demanda que evidencia una tendencia creciente en el mercado internacional. Aunque la empresa ha incorporado tecnologías y métodos de explotación para elevar la eficiencia, todavía se presentan desafíos logísticos que afectan la capacidad productiva de la unidad; en consecuencia, dichos factores condicionan su respuesta ante el incremento de la demanda global.

La concesión Patay Uno alberga baritina, mineral no metálico cuya ocurrencia se encuentra condicionada por estructuras mineralizadas de geometría vetiforme tipo rosario, desarrolladas dentro de una secuencia volcánica asociada a aglomerados volcánicos. En las estructuras reconocidas, la baritina se presenta predominantemente con tonalidades blanco grisáceas, acompañadas de impregnaciones de óxidos de hierro y óxidos de manganeso, características propias del ambiente de emplazamiento.

La estimación de las reservas de material económicamente explotable se realizó sobre la base de estudios topográficos, geológicos y de geología de superficie, a partir de los cuales se definieron las reservas probadas y probables. En este contexto, las reservas probables alcanzan un volumen de 325 000 TM, mientras que las reservas probadas ascienden a 350 000 TM. El acceso terrestre a la concesión se realiza mediante el Proyecto “Patay Uno” desde la ciudad de Lima es relativamente directo; se realiza por la Carretera Central hasta la ciudad de Tarma y continúa por una trocha carrozable siguiendo la ruta Lima – Tarma – Palca – Mina “Patay Uno”, con un recorrido total de 260 Km.

Para abordar estos desafíos, se ha decidido determinar parámetros específicos para mejorar la producción del mineral de baritina. Estos parámetros incluyen la optimización de la perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío y acarreo. La aplicación de estos nuevos parámetros no solo optimizará el proceso de extracción y transporte, sino que también facilitará un aumento significativo en la capacidad de producción mensual, alineándose mejor con las demandas del mercado.

El nombre de la investigación, "Parámetros para el Incremento de la Producción de Baritina en la Unidad Minera Patay Uno - Junín", refleja fielmente el propósito y el alcance del proyecto. La elección de este título destaca la localización específica de la obra, el objetivo principal de incrementar la producción, y la identificación de la unidad minera y la empresa involucrada. De esta manera, se comunica claramente la intención del estudio y su relevancia tanto para la empresa como para la industria minera no metálica en general, respondiendo a las necesidades del mercado internacional y mejorando la eficiencia operativa de COMACSA.

1.2. Formulación del problema

Identificado el problema, seguidamente se realiza la formulación de los problemas que se tomaran dentro de la investigación.

1.2.1. Problema General.

- ¿Cuáles son los parámetros que deben determinarse para incrementar la producción de baritina en la Unidad Minera Patay Uno - Junín?

1.2.2. Problemas específicos.

- ¿Cuáles son los parámetros que deben identificarse para incrementar la producción y bajar el costo unitario de producción de baritina?
- ¿Cuáles son los parámetros operativos que influyen significativamente en el método de explotación aplicado?
- ¿Cómo se puede precisar las reservas de baritina para ajustar la producción de la mina de manera eficiente?

1.3. Objetivos de la Investigación

1.3.1. Objetivo General

- Determinar los parámetros para incrementar la producción de la Baritina en la Unidad Minera Patay Uno - Junín.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Identificar los parámetros clave para incrementar la producción y reducir el costo unitario de producción de baritina.
- Determinar los parámetros que influyen en el ciclo de minado.
- Precisar las reservas de baritina para la producción de la mina.

1.4. Justificación de la Investigación

La implementación de parámetros específicos para mejorar la producción de baritina es esencial para optimizar las operaciones mineras en la Unidad Minera Patay Uno. Actualmente, el proceso de minado y extracción presenta ineficiencias que impactan negativamente en los costos operativos y en la capacidad de producción. Al analizar y

mejorar el ciclo de minado y los métodos de extracción, se espera reducir significativamente los costos por tonelada de mineral, lo que permitirá aumentar la producción mensual. Esto no solo mejorará la competitividad de COMACSA en el mercado global de minerales no metálicos, sino que también responderá a la alta demanda de baritina, especialmente en industrias clave como la producción de pinturas y la exploración petrolera.

Además, el proyecto tiene un impacto positivo en el desarrollo económico regional. Al incrementar la producción y eficiencia de la Unidad Minera Patay Uno, se generarán más empleos y oportunidades económicas para la comunidad local. La reducción de costos operativos y el aumento de la producción también permitirán a COMACSA, contribuyendo al crecimiento sostenible del sector minero en Junín y a la economía peruana en general. Por lo tanto, esta investigación no solo es relevante desde una perspectiva empresarial, sino que también tiene implicaciones significativas para el desarrollo regional y nacional.

1.4.1. Justificación teórica

Esta investigación parte de la necesidad de fortalecer el sustento técnico sobre los parámetros aplicados a la minería no metálica; en particular, en depósitos de baritina con estructuras mineralizadas tipo “rosario”. En esa línea, el estudio propone articular los enfoques de optimización del ciclo de minado —perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío y acarreo— con las condiciones geológicas propias de una secuencia de aglomerados volcánicos. Desde el plano teórico, el proyecto permite examinar cómo el ajuste de variables operativas se relaciona con el incremento de la demanda internacional del mineral para las industrias de pinturas y perforación petrolera; así, se aporta información pertinente para una explotación más eficiente de yacimientos no metálicos en el Perú.

1.4.2. Justificación metodológica

La investigación se sustenta metodológicamente en la aplicación de un enfoque técnico apoyado en estudios topográficos y geológicos de superficie; este soporte permite estimar con precisión las reservas probables (325,000 TM) y probadas (35,000 TM). Sobre esa base, el estudio plantea un procedimiento sistemático para identificar y definir parámetros operativos orientados a corregir ineficiencias del proceso de minado vigente

en la unidad minera Patay Uno. En conjunto, el método configura un marco de análisis para optimizar procesos logísticos y de extracción; además, su estructura puede adaptarse a otras unidades mineras con características geológicas comparables, favoreciendo el tránsito desde métodos convencionales hacia sistemas de mayor productividad.

1.4.3. Justificación practica

En el plano práctico, el proyecto se orienta a corregir ineficiencias logísticas y operativas que limitan la capacidad de respuesta de COMACSA frente a la demanda global; la aplicación de los parámetros optimizados se traduce en beneficios económicos directos, al reducir el costo por tonelada de mineral y aumentar la capacidad de producción mensual de la Unidad Minera Patay Uno. Adicionalmente, la investigación contribuye a la dinámica social y regional, ya que el incremento de la eficiencia operativa en Junín favorece la generación de empleo directo y amplía las oportunidades económicas para la comunidad local; con ello, se aporta al fortalecimiento sostenible del sector minero nacional.

1.5. Hipótesis de la Investigación

1.5.1. Hipótesis General

- La identificación de parámetros específicos mejora la producción de baritina en la Unidad Minera Patay Uno - Junín.

1.5.2. Hipótesis Específicas

- La identificación de los parámetros clave permitirá optimizar los procesos operativos, logrando un incremento en la producción y una reducción del costo unitario de producción de baritina.
- Los parámetros operacionales como la perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío y acarreo tienen una influencia significativa en la eficiencia del ciclo de minado, impactando directamente en la producción de baritina.
- La precisión en la estimación de las reservas de baritina permitirá ajustar la planificación y producción de la mina de manera eficiente.

1.6. Variables e Indicadores

1.6.1. Variables

1.6.2. Variables independientes

- Parámetros para mejorar la producción.

1.6.3. Variables dependientes

- Incremento de producción de baritina en la Unidad Minera Patay Uno.

1.6.4. Matriz de operacionalización

Tabla 1: Cantidad de carros mineros U-35 en la Mina Patay Uno

Variable		Dimensiones	Indicadores	Medida
INDEPENDIENTE	Parámetros para mejorar la producción	Ciclo de minado	Perforación Voladura Ventilación Limpieza Carguío Acarreo	M perforado Kg/tal CFM Tn/disp Tn/disp. Tn/disp.
DEPENDIENTE	Incremento de producción	Reservas de mineral	TM TMA	-

Fuente: Propia

CAPITULO II

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

2.1. Metodología de la investigación

La presente investigación adopta un enfoque cuantitativo, orientado al análisis de información numérica generada a lo largo del ciclo de minado de la Unidad Minera Patay Uno. Bajo este enfoque, se evalúa la relación existente entre los parámetros operacionales y el incremento de la producción de baritina, con la finalidad de sustentar propuestas de mejora basadas en evidencia objetiva y medible (Hernández, 2016).

Respecto al diseño metodológico, el estudio corresponde a un diseño no experimental, en el cual las variables de interés no son manipuladas de manera deliberada, sino analizadas conforme se presentan en su entorno natural de operación. En consecuencia, el análisis se apoya en datos reales de producción y operación, sin la aplicación de intervenciones ni modificaciones experimentales dentro del ciclo de minado evaluado (Hernández, 2016).

2.1.1. Tipo de investigación

La presente investigación corresponde a un nivel descriptivo, dado que su propósito es examinar y caracterizar los parámetros operacionales que intervienen en el ciclo de minado de la Unidad Minera Patay Uno. Desde esta perspectiva, se analiza la manera en que los procesos de perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío y acarreo

se vinculan con la producción de baritina, sin establecer relaciones de causalidad ni aplicar intervenciones experimentales (Hernández, 2016).

2.1.2. Nivel de investigación

El estudio se desarrolla en un nivel analítico, ya que no se limita únicamente a la descripción de los procesos que integran el ciclo de minado, sino que profundiza en el examen y evaluación de las relaciones existentes entre los parámetros operacionales y la productividad de la mina. Este enfoque permite un análisis sistemático de dichas interacciones, sustentado en información cuantitativa proveniente de la operación minera (Hernández, 2016).

2.1.3. Población y muestra

2.1.3.1. Población

La población de estudio está delimitada por las operaciones desarrolladas en la Unidad Minera Patay Uno, dentro de las cuales la investigación se enfoca en la optimización de los parámetros que conforman el ciclo de minado. En este contexto, el análisis abarca los principales procesos operativos, específicamente perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío y acarreo, los cuales constituyen la base del desempeño productivo evaluado.

2.1.3.2. Muestra

La muestra de estudio corresponde a una selección de datos operativos del ciclo de minado, empleando un muestreo no probabilístico por conveniencia. Este tipo de muestreo se justifica debido a que los datos utilizados en la investigación han sido recopilados en función de su disponibilidad y pertinencia, siguiendo el criterio del investigador para garantizar la relevancia de los mismos en el análisis.

2.2. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

2.2.1. Técnica de recolección de datos

La recolección de datos se realizará a partir de la sistematización y el análisis de información operativa correspondiente a la Unidad Minera Patay Uno; para ello, se emplearán técnicas de observación no experimental, revisión de registros técnicos, análisis de informes de producción y medición de parámetros clave del ciclo de minado.

El levantamiento de información se realizará mediante instrumentos como formatos de registro de datos, hojas de control de producción, informes operacionales y mediciones directas; estas mediciones considerarán variables asociadas al ciclo de minado, tales como el rendimiento de perforación, la eficiencia de voladura, las condiciones de ventilación y los tiempos de limpieza, carguío y acarreo. Con este conjunto de insumos se pretende reconocer los factores que influyen en la producción de baritina y en la optimización de costos.

La selección de datos se efectuará considerando la confiabilidad y disponibilidad de la información, los recursos técnicos existentes y la posibilidad de acceso a los registros operativos de la mina.

2.2.2. Instrumentos de recolección de información

Una vez recolectados, los datos se organizarán, clasificarán y sistematizarán con fines de análisis; para ello, se aplicarán técnicas de procesamiento tales como la tabulación en hojas de cálculo y la estructuración de la información con base en indicadores operacionales clave. Posteriormente, se evaluarán los parámetros de perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío y acarreo; en conjunto, se analizará su incidencia en la producción de baritina y en los costos de operación.

2.2.3. Procesamiento de información y análisis de datos

El procesamiento de la información se desarrollará con un enfoque cuantitativo; en ese marco, Microsoft Excel se empleará para la tabulación y el análisis estadístico de los resultados, mediante tablas y gráficos orientados a identificar tendencias y patrones en los datos operativos. De manera complementaria, se utilizará AutoCAD para la representación de aspectos técnicos vinculados con la disposición del material y la planificación de las operaciones mineras. En conjunto, estas herramientas permitirán evaluar la eficiencia de los procesos y sustentar propuestas de mejora sobre los parámetros operacionales del ciclo de minado.

El análisis permitirá establecer correlaciones entre los parámetros operativos y la producción de baritina, proporcionando bases técnicas para la optimización del proceso de extracción y el incremento de la eficiencia operativa.

CAPITULO III

MARCO TEORICO DE LA INVESTIGACION

3.1. Antecedentes

3.1.1. Antecedentes internacionales

Guerra Flórez y Villarreal Orozco (2019) analizaron baritas provenientes de minas colombianas con el propósito de valorar su potencial en la formulación de lodos de perforación. Para ello, realizaron ensayos de laboratorio bajo normas API, a fin de caracterizar sus propiedades y discutir su viabilidad de explotación y comercialización. Los autores reportaron que, en comparación con la barita importada, la barita nacional permitió obtener lodos con mayor peso; este comportamiento se asoció a la mayor densidad de las muestras evaluadas. En consecuencia, se requeriría una menor cantidad de densificante nacional para alcanzar el peso de lodo proyectado (Guerra Flórez & Villarreal Orozco, 2019).

3.1.2. Antecedentes nacionales

Escalante Atencio (2018) desarrolló un estudio orientado al incremento de la producción minera, en el cual evaluó la aplicación de los métodos Sublevel Open Stopping y Bench & Fill en la Unidad Económica Administrativa Contonga S.A., con el objetivo de elevar la capacidad productiva de 1200 TMD a 2000 TMD. El análisis consideró tanto el sistema de minado propuesto como la capacidad instalada de la planta de tratamiento, a fin de verificar la viabilidad operativa del incremento productivo.

Los resultados evidenciaron que la implementación de métodos de taladros largos permite alcanzar incrementos significativos en la producción diaria; no obstante, bajo criterios de selectividad asociados a la potencia de las vetas, el autor identifica al método de corte y relleno como la alternativa más adecuada en determinados contextos geológicos. Asimismo, se resalta la importancia de un seguimiento riguroso de las etapas del ciclo de minado, condición que contribuye directamente a mejorar la eficiencia de los procesos unitarios.

En relación con las variables económicas del negocio minero, el estudio señala que el precio del metal constituye un factor externo con alta incidencia sobre los márgenes de ganancia, mientras que el costo de producción y el costo de inversión son variables internas susceptibles de gestión desde la operación. En este sentido, Escalante Atencio (2018) concluye que el costo de producción representa el componente de mayor impacto en el desempeño económico del proyecto.

Campos Domínguez y Domínguez Henríquez (2023) desarrollan el estudio “Método de explotación de circado para incrementar la productividad en vetas angostas en la Mina La Soledad, Retamas–Parcoy, 2023”; en este trabajo se analiza la aplicación del método de explotación de circado en vetas angostas, considerando tanto el desempeño productivo como el componente económico. De manera específica, los autores evalúan: i) el efecto del circado sobre la productividad en la Mina La Soledad (Retamas–Parcoy); y ii) los costos asociados a las operaciones unitarias que se derivan de su implementación (Campos Domínguez & Domínguez Henríquez, 2023).

Campos Domínguez y Domínguez Henríquez (2023) concluyen que la aplicación del método de explotación de circado se asocia con un aumento de la productividad en vetas angostas de la Mina La Soledad (Retamas–Parcoy). La evidencia presentada por los autores atribuye este resultado, sobre todo, a la disminución de la dilución: el circado registra 0%, mientras que el método convencional alcanza 71.25%. Asimismo, señalan una diferencia de 156.7 soles en el costo por ml entre ambos métodos; según su análisis,

este contraste económico se vincula con la mejora observada en la productividad (Campos Domínguez & Domínguez Henríquez, 2023).

Amau Torres (2019) desarrolló un estudio orientado a evaluar la optimización de los equipos de carguío y transporte como estrategia para incrementar la producción minera en la Compañía Minera Antapaccay, ubicada en Espinar–Cusco, durante el año 2018. Los hallazgos del estudio evidencian la existencia de una relación directa y estadísticamente significativa entre la optimización operativa aplicada y el aumento del nivel productivo alcanzado.

Asimismo, el análisis comparativo entre la producción estimada y la producción real, presentado en el Gráfico N.º 10, muestra un promedio de 299,112 KTM frente a 283,358 KTM, registrándose niveles de cumplimiento del 100% y 99,39%, lo que respalda la efectividad de las mejoras implementadas (Amau Torres, 2019).

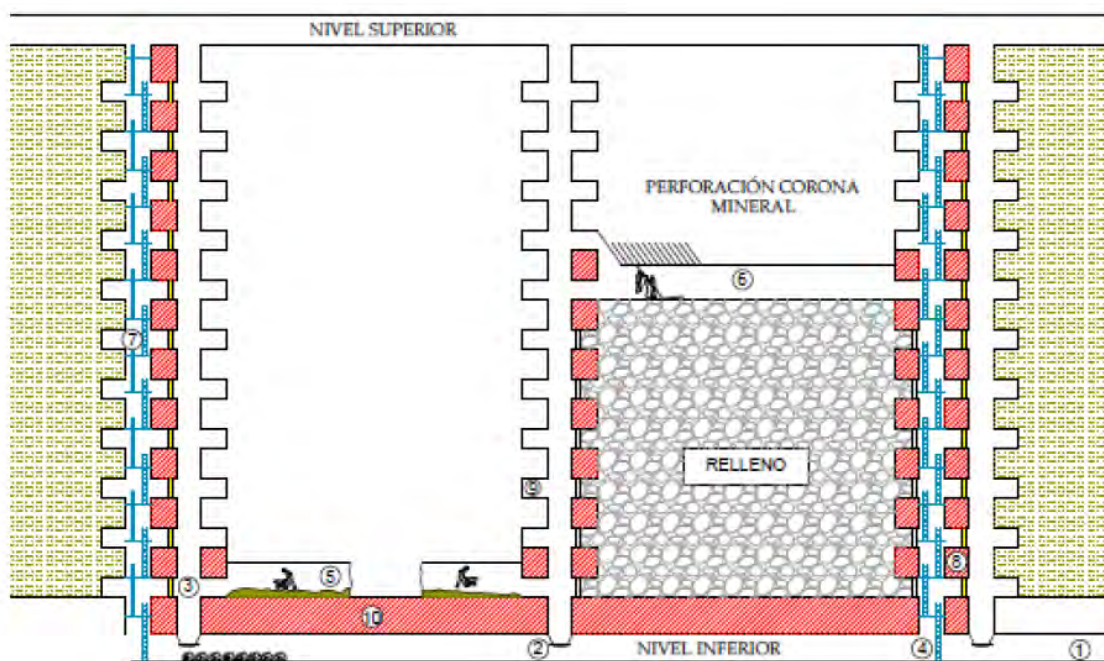
3.2. Bases Teóricas

3.2.1. Método de explotación corte y relleno ascendente

Según lo señalado por Ortiz J. (2010), la explotación de recursos minerales subterráneos se sustenta en un conjunto integrado de operaciones que se desarrollan de manera progresiva, desde la identificación del yacimiento hasta las etapas de preparación y explotación. En el plano operativo, estas actividades se estructuran de forma secuencial, incorporando procesos fundamentales como el arranque del mineral y la gestión de minerales y estériles.

El arranque consiste en la separación del mineral respecto de la roca encajonante, operación que se lleva a cabo mediante el empleo de explosivos, previa ejecución de las labores de perforación y voladura. Una vez fragmentado, el material mineralizado es transportado desde el frente de explotación hacia la planta de recuperación metalúrgica, fase en la que las operaciones unitarias de carguío y transporte adquieren especial relevancia. Este esquema operativo resulta aplicable a depósitos minerales que presentan diversas características geológicas (Ortiz J., 2010).

Grafico 1: Método de explotación corte y relleno ascendente



Fuente: Empresa Produmin S.A.

3.2.1.1. Condiciones de aplicación

El método de corte y relleno ascendente se aplica preferentemente en yacimientos de geometría tabular emplazados en macizos rocosos con estabilidad limitada, donde las condiciones de seguridad y el adecuado control de la excavación requieren la implementación de sostenimiento progresivo. Asimismo, su utilización puede extenderse a yacimientos con buzamientos pronunciados, siempre que las condiciones geotécnicas lo permitan.

Desde una perspectiva económica, la viabilidad del método está condicionada a que la ley-valor del mineral sea suficiente para compensar los mayores costos operativos asociados al proceso. En este contexto, Ortiz J. (2010) señala que la explotación se desarrolla mediante el arranque secuencial de tajos horizontales en sentido ascendente (realce), extrayendo el mineral desde el piso del tajo y restituyendo el volumen excavado con material estéril, empleando sistemas de relleno hidráulico, remanido u otras variantes técnicas.

De manera general, la selección del corte y relleno ascendente resulta técnicamente recomendable cuando el yacimiento presenta inclinaciones marcadas, usualmente superiores a 50° , y cuando la competencia geomecánica de la roca caja es reducida, condición que limita la aplicación de métodos que requieren mayor estabilidad del macizo.

De manera general, la elección del corte y relleno ascendente se vuelve técnicamente recomendable cuando el yacimiento presenta inclinaciones marcadas (usualmente superiores a 50°) y/o cuando la competencia geomecánica de la roca caja no ofrece condiciones adecuadas para mantener la estabilidad sin apoyo adicional; en el caso de vetas con potencias cercanas a 2.5 m, esta alternativa favorece el control del minado y la selectividad operativa.

En el método de corte y relleno ascendente convencional, la preparación del bloque se inicia con el desarrollo de chimeneas a lo largo de las vetas, las cuales, de manera general, se ejecutan con un espaciamiento del orden de 40 m. Para la definición del diseño minero, se adopta como referencia la descripción técnica desarrollada por Ortiz J., a partir de la cual se determinan los parámetros geométricos y los criterios constructivos fundamentales que rigen la preparación y posterior explotación del bloque. De acuerdo con los criterios mínimos consignados por Pérez, las chimeneas se proyectan con una sección aproximada de $4' \times 8'$; su inclinación se define en función de la orientación de la veta y, por lo general, el sostenimiento se ejecuta mediante cuadros de madera. La habilitación de subniveles se desarrolla a partir de una chimenea central de doble compartimiento (chut y camino), manteniendo el trazo centrado en el mineral y una sección cercana a 1.2×1.8 m hacia ambas alas (sur y norte). Para el diseño también se considera un puente de mineral de alrededor de 3 m respecto del techo o corona de la labor. Al finalizar el laboreo del subnivel, se construye una losa de concreto anclada con fierros corrugados a las cajas, con el propósito de habilitar el inicio del tajeo.

En determinados escenarios, y según la calidad del terreno, puede prescindirse del pilar; en tal situación, el arranque se efectúa desde la galería, disponiendo cámaras de 7" de diámetro sobre los cuadros de sostenimiento, a fin de dar inicio a la explotación.

3.2.2. Baritina: Sulfato de Bario BaSO₄

La baritina (BaSO₄) se presenta comúnmente en depósitos asociados a rocas de naturaleza calcárea, particularmente calizas y dolomías, donde constituye un mineral frecuente. Una de sus propiedades más relevantes es su alto peso específico, que varía entre 4,3 y 4,6 g/cc, valor que puede verse influenciado por la presencia de impurezas. Esta elevada densidad le confiere un papel fundamental en la perforación de pozos, ya que favorece el asentamiento del material en el fondo y contribuye al ascenso de lodos de menor densidad durante las operaciones de extracción.

De manera complementaria, la baritina encuentra aplicación en la industria del vidrio, donde contribuye a mejorar la homogeneidad del producto, así como en la industria química, participando en procesos destinados a la obtención de compuestos utilizados posteriormente en la fabricación de pinturas, hules y tintas. Desde el punto de vista geológico, su génesis se asocia principalmente a procesos hidrotermales, presentándose como relleno o ganga de vetas, así como relleno de cavidades, con mayor recurrencia en ambientes carbonatados (Tapia, 1993, p. 174).

En condiciones naturales, la baritina suele manifestarse como masas cristalinas de tonalidades blanquecinas, aunque también pueden observarse variantes verdosas, grisáceas o rojizas. La celestita (SrSO₄), mineral afín, comparte con la baritina la forma y la estructura cristalina; no obstante, suele distinguirse por su coloración azulada y por presentar una densidad inferior. Como criterio adicional de diferenciación, se emplea la prueba a la flama, mediante la cual el polvo del mineral genera una llama verde pálida en el caso de la baritina y rojiza en la celestita (Dana, 1959, p. 365).

Grado Lodo de Perforación (barita pesada)

Densidad	4.2 g/cm ³ mín.
Ca	250 ppm máx.
Residuo>75μ	3% en peso, % máx.
Residuo>45μ	No especificado.
Partículas>6μ en diámetro esférico equivalente	30% en peso, % máx.

Grado Relleno para Pintura

BaSO ₄	95% mín.
Fe ₂ O ₃	0.05% máx.
Material extraño	2.0%
Humedad	0.5%
Compuestos solubles en agua	0.2%
Tamaño de partícula	99.98% -37µm (malla 400) ó Hegman 6.5
Brillo	80% +
Absorción de aceite	5kg/45 kg.
pH	6.4

3.2.3. Ciclo de minado

3.2.3.1. Perforación

3.2.3.1.1. Parámetros de perforación

a) Dirección de la perforación

La elección del instrumento de perforación debe alinearse con las características del macizo rocoso; ello se explica por la relación directa entre el equipo utilizado y el tipo de roca a perforar. De forma complementaria, la colocación de las cargas de explosión demanda una distribución equilibrada en las zonas perforadas, a fin de evitar que el nivel de energía provoque inestabilidad o afecte la integridad de la estructura. Asimismo, resulta indispensable controlar la rectitud de los taladros para reducir desviaciones; de lo contrario, estas pueden modificar la geometría prevista y comprometer el desempeño de la voladura planificada.

b) Diámetro y longitud de perforación

Para establecer el diámetro y la longitud de perforación deben considerarse el método de perforación y las dimensiones del hoyo a ejecutar. Desde la perspectiva operativa, suele privilegiarse el uso de equipos que permitan trabajar con el menor diámetro técnicamente viable, debido a que esta condición tiende a mejorar tanto la economía del proceso como su eficiencia. Asimismo, la profundidad del hoyo depende del tipo de instrumento disponible (taladro). En términos generales, a mayor capacidad de perforación del equipo, mayor suele ser el costo asociado a su adquisición.

3.2.3.1.2. Malla de perforación

La malla de perforación se define a partir de la distribución de los puntos de perforación sobre una cara libre; en el diseño, la disposición de los taladros debe responder a un criterio geométrico consistente, de preferencia simétrico, considerando la distancia entre los puntos de corte. De manera complementaria, el nivel de carga asignado a cada explosivo se establece mediante un cálculo previo denominado burden; este parámetro se vincula con la secuencia y los tiempos de encendido de las explosiones.

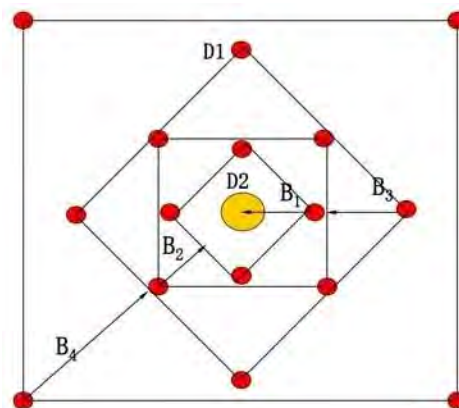
a) Burden (B)

El Burden (B) se entiende como una medida que se establece a partir de la relación entre dos condiciones de carga: una asociada a la carga normal y otra vinculada a la carga libre. En el diseño de perforación y voladura, este parámetro se considera crítico, debido a su incidencia directa en el desempeño del proceso de minado.

b) Espaciamiento

En el diseño de perforación, el espaciamiento corresponde a la distancia entre taladros ubicados en una misma fila. En relación con el burden entendido como la separación hacia la cara libre, esta variable se define dentro del área de perforación y se encuentra condicionada por parámetros como el intervalo y el espesor (Manual práctico de voladura, 2016).

Grafico 2: Espaciamiento en perforación



Fuente: Darío Ajomado

3.2.3.1.3. Distribución de taladros

Se adoptará un patrón concéntrico; bajo este esquema, los taladros de corte o arranque se dispondrán en la zona central de la voladura. A continuación, se detalla la denominación correspondiente:

a) Arranque o cueles

Los taladros de arranque o cueles corresponden a aquellos que se disparan en primera instancia, con el fin de generar la cavidad inicial. En términos de carga, generalmente se les asigna entre 1,3 y 1,5 veces la cantidad utilizada en los taladros restantes.

b) Ayudas

Los taladros de ayuda se disponen en torno a los taladros de arranque y tienen como finalidad facilitar la generación de salidas hacia la cavidad inicial. Su cantidad y patrón de distribución están condicionados por las dimensiones del frente de voladura, por lo que pueden clasificarse como ayudas primarias, secundarias y terciarias, siendo también conocidos como taladros de destroza o franqueo. En la secuencia de disparo, estas perforaciones participan posteriormente al arranque.

c) Cuadradores

Los cuadradores corresponden a taladros laterales ubicados en los hastiales, cuya función principal es definir y conformar los flancos del frente de excavación.

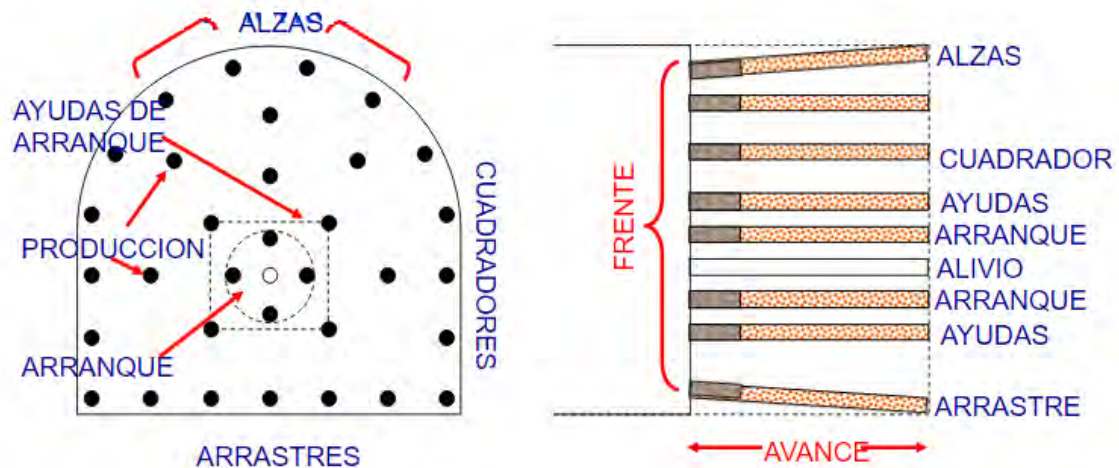
d) Alzas o techos

Las alzas o techos son perforaciones destinadas a configurar el techo o bóveda del frente, motivo por el cual también reciben la denominación de taladros de corona. En la voladura de recorte (smooth blasting), los cuadradores y las alzas se disparan de manera simultánea durante el cierre de la ronda, siendo considerados en conjunto como taladros periféricos.

e) Arrastre o pisos

Los taladros de arrastre o pisos se ubican en el piso del túnel o galería y, de acuerdo con la secuencia de disparo, se ejecutan al término de la ronda.

Grafico 3: Distribución de taladros



Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas

3.2.3.1.4. Numero de taladros

En voladura subterránea, la determinación del número de taladros responde tanto a las condiciones del macizo rocoso como a los criterios del diseño operativo adoptado. Entre las variables de mayor incidencia se consideran el tipo de roca a fragmentar, el nivel de confinamiento del frente, la fragmentación requerida y el diámetro disponible de las brocas de perforación.

Dado que estos factores pueden evaluarse de manera individual o conjunta, resulta frecuente realizar ajustes en la malla de perforación, motivo por el cual el número de taladros estimado teóricamente puede experimentar incrementos o reducciones en función de las condiciones específicas del frente. Asimismo, la clase de explosivo empleada y el método de iniciación seleccionado constituyen elementos adicionales que influyen en la definición final del número de perforaciones.

De manera referencial, el número de taladros puede estimarse mediante la relación empírica que se presenta a continuación:

$$N_{tal} = 10 * \sqrt{(A * H)}$$

Donde:

A: Ancho del frente.

H: Altura del frente.

En forma más precisa con la relación:

$$N_{tal} = \frac{P}{dt} + (c * S)$$

Donde:

P : circunferencia o perímetro de la sección del frente, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = \sqrt{(A * 4)}$$

dt : distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos de acuerdo a la dureza de la roca, que usualmente es de:

Tenaz 0,50 a 0,55

Intermedia 0,60 a 0,65

Friable 0,70 a 0,75

c : coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Tenaz 2,00

Intermedia 1,50

Friable 1,00

S : dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre)

3.2.3.1.5. Avance por disparo

La determinación del avance por disparo se efectúa a partir del análisis de variables operativas clave, entre las que destacan el diámetro del taladro de alivio y el grado de desviación de los taladros cargados. La aplicación de este criterio resulta válida siempre que la desviación no supere el 2% de los avances medios, condición bajo la cual la variable L se asume equivalente al 85% de la profundidad total del taladro.

Bajo estas consideraciones operativas, se emplea la expresión matemática correspondiente para estimar de manera referencial el valor del avance por disparo.

$$I = 0.95 \times L$$

I = avance de la voladura.

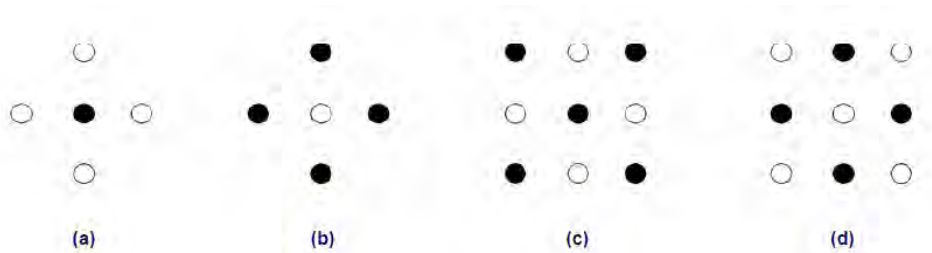
L= profundidad de los taladros a perforarse (m)

3.2.3.1.6. Tipos de arranque

a) Corte quemado

De acuerdo con la descripción técnica proporcionada por EXSA (2016), el corte quemado se basa en la disposición de taladros de diámetro uniforme, perforados con espaciamientos reducidos y organizados siguiendo configuraciones geométricas específicas. Dentro de este diseño, se considera la presencia de taladros sin carga explosiva, cuya función es generar espacios vacíos que actúan como caras libres, facilitando así una mayor eficiencia en la acción de los taladros cargados durante el proceso de detonación.

Grafico 4: Tipos de corte quemado



Fuente: EXSA 2016

b) Corte en cuña o en “V”

De acuerdo con EXSA (2016), a diferencia del corte quemado, el corte cuña V no converge hacia un punto específico, por lo que adopta una geometría acunada. En este esquema, la distribución suele contemplar entre 4 y 6 taladros, y su orientación se encuentra en el rango de 60 a 70 grados.

c) Corte en pirámide o diamante

De acuerdo con EXSA (2016), el corte en pirámide o diamante se caracteriza por presentar un punto de convergencia que organiza la disposición de los demás taladros. En este esquema, la distribución suele considerar entre cuatro y seis taladros. Como rasgo distintivo, tras el disparo, el hoyo o la rajadura adopta una geometría de tipo diamante y piramidal.

d) Corte en cuña de arrastre

De acuerdo con EXSA (2016), el corte en cuña de arrastre responde al mismo principio operativo del corte en cuña tradicional; sin embargo, se diferencia por ejecutarse a nivel del piso de la labor. Esta disposición permite que, durante la voladura, la acción gravitacional actúe directamente sobre el material fragmentado, promoviendo su desplome natural y contribuyendo de manera eficiente al avance y conformación del corte.

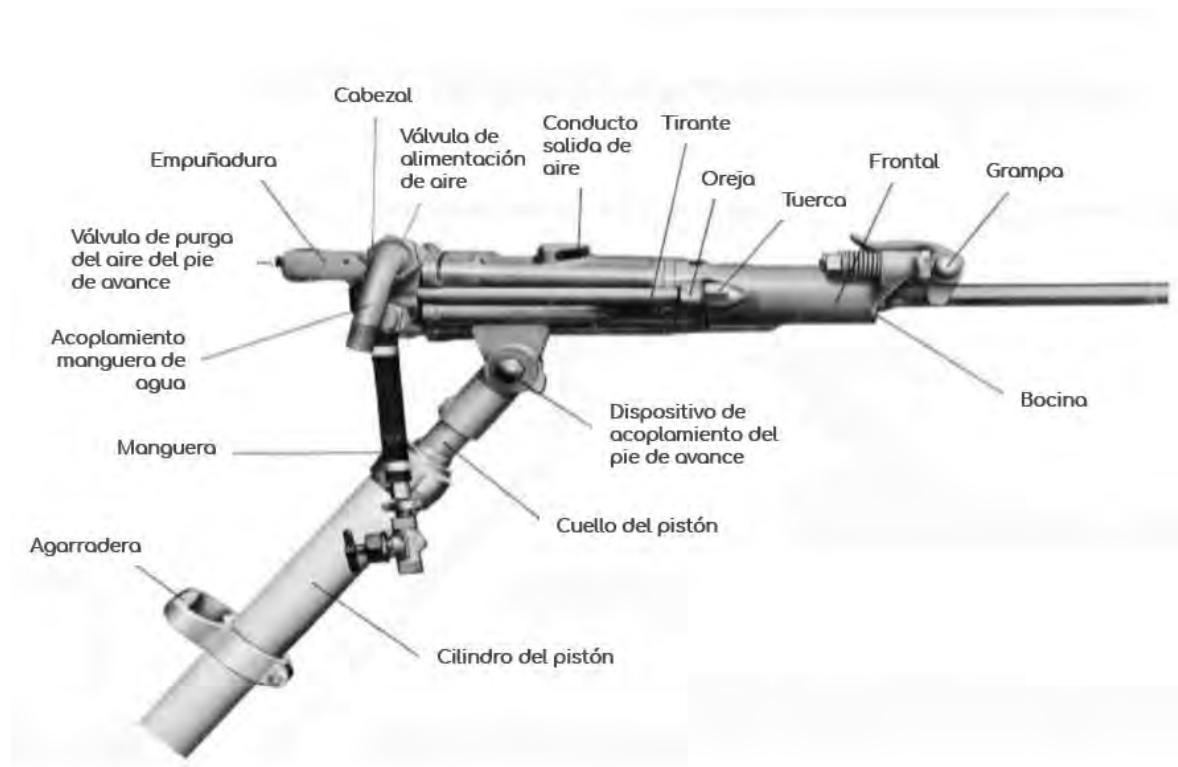
e) Corte en abanico

De acuerdo con EXSA (2016), el corte en abanico se caracteriza por la disposición de los taladros con una geometría tipo abanico: la perforación se inicia desde uno de los lados y, conforme avanza hacia el fondo del túnel, la distribución adopta un patrón progresivamente divergente.

3.2.3.1.7. Equipos de perforación

La perforación de taladros horizontales e inclinados se realiza mediante el empleo de perforadoras equipadas con barra de avance, las cuales son de uso habitual en la apertura y desarrollo de labores mineras como galerías, subniveles y rampas. Este sistema incorpora una barra de avance destinada a estabilizar la perforadora y facilitar el ajuste del ángulo de perforación, permitiendo alcanzar inclinaciones elevadas. Dichas características incrementan la maniobrabilidad del equipo y favorecen condiciones de seguridad y control operativo durante el proceso de perforación.

Imagen 1: Perforadora Jack Leg



Fuente: Impulso Minero

3.2.3.2. Voladura

La voladura constituye un proceso fundamental dentro de las operaciones mineras, orientado a mejorar el rendimiento operativo, reducir los niveles de riesgo y optimizar el control de los costos asociados. Desde una perspectiva funcional, este proceso se basa en la concentración controlada de energía en sectores determinados del macizo rocoso, con la finalidad de inducir el desplazamiento y la fragmentación del material mineral. En este marco, la respuesta del macizo en cada zona intervenida está directamente condicionada por la cantidad de energía liberada durante la explosión.

3.2.3.2.1. Parámetros de Voladura

- **Factor de carga**

La selección de los parámetros de voladura, en particular el factor de carga, responde a la necesidad de definir un sistema operativo eficiente, que permita reducir los niveles de riesgo y mantener un control adecuado de los costos. Desde el punto de vista operativo, la voladura se basa en la concentración controlada de energía dentro

de sectores específicos del macizo rocoso, con el propósito de que dicha energía genere una fragmentación y desplazamiento del material acordes con los objetivos del diseño de voladura.

$$FC = \frac{\text{Total explosivo utilizado, en kg}}{\text{total de m3 rotos cubicados}}$$

- **Cantidad de carga**

La estimación de la carga explosiva se sustenta, de manera prioritaria, en las características mecánicas del macizo rocoso —en particular su tenacidad— y en la geometría del frente de voladura. De forma complementaria, dicha estimación incorpora variables operativas asociadas al diseño del disparo, tales como la cantidad de taladros, su diámetro y longitud, así como el tipo de explosivo y los sistemas de iniciación empleados.

El consumo específico de explosivo, expresado por unidad de volumen de roca fragmentada, mantiene una relación directa con la configuración geométrica de la labor y con las propiedades físicas del macizo. En este sentido, se observa una reducción del consumo cuando aumenta la sección del túnel, mientras que valores más elevados se asocian a rocas de mayor dureza. Con fines comparativos, este parámetro suele expresarse en kg de explosivo por m³ de roca; en operaciones mineras, el consumo de dinamita se reporta comúnmente dentro de un intervalo de 300 a 800 g/m³, rango que sirve como referencia para la definición de los factores técnicos correspondiente.

Tabla 2: Cantidad de carga

Tipo de roca	Factor (kg/m ³)
Muy difíciles	1,5 a 1,8
Difíciles	1,3 a 1,5
Fáciles	1,1 a 1,3
Muy fáciles	1,0 a 1,2

Fuente: Seguridad Minera

De acuerdo con Seguridad Minera (2013), de manera referencial la dificultad del macizo rocoso puede agruparse en las siguientes categorías (sección “Cantidad de carga”).

En función del grado de dificultad del macizo rocoso para su fragmentación mediante voladura, las litologías pueden agruparse en distintas categorías operativas. En el rango de rocas muy difíciles se incluyen materiales como el granito, el conglomerado y la arenisca; mientras que las rocas difíciles comprenden, entre otras, la arenisca sacaroide y la arena esquistosa. Por su parte, litologías como el esquisto, la arcilla, los esquistos arcillosos y la lutita se consideran rocas fáciles, en tanto que la arcilla esquistosa y las rocas de muy baja competencia se clasifican como rocas muy fáciles.

Desde el punto de vista del diseño de voladuras en labores subterráneas, los valores de consumo de explosivo varían según el número de caras libres disponibles. En galerías con una sola cara libre se emplean valores de referencia estimados, mientras que en disparos con dos caras libres se recomiendan consumos comprendidos entre 0,4 y 0,6 kg/m³, de acuerdo con los criterios técnicos establecidos por Seguridad Minera (2013, sección “Cantidad de carga”).

3.2.3.2.2. Agentes y accesorios de voladura

- **Emulnor**

EMULNOR es una emulsión explosiva encartuchada, contenida en una envoltura plástica, cuyo diseño prioriza condiciones operativas de seguridad y eficiencia energética. Este tipo de explosivo se caracteriza por su adecuada resistencia al agua, un comportamiento estable durante la detonación y una calidad de gases compatible con los requerimientos de ventilación en labores mineras subterráneas.

De acuerdo con la línea de productos desarrollada por FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., el explosivo EMULNOR se presenta en distintas variantes, cuya selección depende del grupo de competencia del macizo rocoso. Los explosivos de la línea EMULNOR se clasifican en función de la competencia del macizo rocoso a intervenir. En este sentido, EMULNOR 1000 se destina a la voladura de rocas suaves a intermedias, EMULNOR 3000 se emplea en condiciones intermedias a duras,

mientras que EMULNOR 5000 se recomienda para rocas de alta dureza, donde se requiere una mayor energía para lograr una fragmentación eficiente.

El uso de EMULNOR abarca diversos contextos operativos, incluyendo explotaciones y desarrollos mineros, obras de ingeniería civil, canteras y labores de perforación realizadas en ambientes secos, húmedos o inundados. Su modalidad de aplicación es análoga a la de las dinamitas convencionales, pudiendo emplearse tanto como columna explosiva principal como en la función de elemento iniciador o “cebo” en columnas de nitro-carbonitratos.

Desde la perspectiva de la seguridad operativa, la ausencia de nitroglicerina en su composición, junto con la adecuada calidad de los gases residuales generados durante la voladura, contribuye a reducir los tiempos de reingreso del personal a las labores, favoreciendo la continuidad de las operaciones sin afectar las condiciones de seguridad. Para su manipulación, se establece un rango de temperatura recomendado entre -8°C y 50°C ; en caso de operar fuera de estos límites, se sugiere coordinar previamente con el área de Asistencia Técnica correspondiente.

Tabla 3: Características técnicas de los explosivos

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:					
	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Imagen 2: Emulnor Famesa



Fuente: FAMESA

- **Mecha de seguridad**

La mecha de seguridad blanca se emplea como accesorio de iniciación en sistemas convencionales de voladura, cuya función principal es conducir la llama hasta el fulminante de forma controlada y predecible. Se caracteriza por su flexibilidad estructural y por incorporar un núcleo de pólvora, el cual garantiza una velocidad de combustión uniforme.

Su construcción multicapa, complementada con un recubrimiento plástico exterior, protege los componentes internos y asegura la continuidad del proceso de combustión. Como resultado, presenta propiedades de impermeabilidad y resistencia frente a la humedad, la abrasión y los esfuerzos mecánicos, incluso en condiciones operativas exigentes. Asimismo, estas características contribuyen a disminuir el riesgo de propagación del fuego entre tramos contiguos y a reducir la generación de chispas laterales, fortaleciendo las condiciones de seguridad durante la etapa de iniciación de la voladura (FAMESA Explosivos S.A.C., 2023, p. 1).

La MECHA DE SEGURIDAD BLANCA se utiliza para la iniciación del Fulminante Común, siempre que su ensamblaje se realice conforme a criterios técnicos que aseguren la continuidad y confiabilidad del proceso de iniciación. En este sentido, el

corte de la mecha debe efectuarse de manera perpendicular a su eje, evitando manipulaciones bruscas que puedan provocar la pérdida del núcleo de pólvora en las puntas cortadas. Asimismo, es indispensable garantizar el contacto directo entre la mecha y la carga explosiva del fulminante, verificando la ausencia de espacios vacíos que puedan afectar la transmisión del fuego.

En relación con las condiciones de manipulación, se establece un rango de temperatura recomendado comprendido entre -5 y 35 °C para la MECHA DE SEGURIDAD BLANCA. Para escenarios operativos que excedan estos límites, se recomienda la coordinación previa con el área de Asistencia Técnica correspondiente (FAMESA Explosivos S.A.C., 2023).

Imagen 3: Mecha de seguridad



Fuente: FAMESA

- **Carmex**

El CARMEX corresponde a un sistema de iniciación empleado en voladuras convencionales, concebido para operar bajo criterios de seguridad y eficiencia operativa. Su configuración está compuesta por un Fulminante Común N.º 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un block de sujeción de plástico, cuya función es garantizar la fijación segura de la Mecha Rápida al conector correspondiente.

El proceso de ensamblaje del sistema es realizado por personal especializado mediante el empleo de máquinas fijadoras neumáticas, lo cual permite asegurar la hermeticidad del conjunto Fulminante–Mecha de Seguridad–Conector, condición fundamental para la confiabilidad del sistema de iniciación durante la voladura (FAMESA Explosivos S.A.C., 2025).

Imagen 4: Carmex



Fuente: Famesa

- **Fulminante N° 8**

El fulminante común N.º 8 se utiliza como accesorio de iniciación en operaciones de voladura, teniendo como función principal activar el explosivo primario. Desde el punto de vista constructivo, consiste en una cápsula cilíndrica de aluminio, sellada en uno de sus extremos, en cuyo interior se disponen dos tipos de carga explosiva. En primer lugar, incorpora un explosivo primario de alta sensibilidad, el cual responde a la energía transmitida por la mecha de seguridad; adicionalmente, contiene un explosivo secundario de mayor potencia, encargado de garantizar la transmisión eficaz de la detonación hacia el resto de la columna explosiva (FAMESA Explosivos S.A.C., 2023).

Imagen 5: Fulminante



Fuente: Famesa

3.2.3.3. Ventilación

La ventilación minera constituye el proceso mediante el cual se establece y controla la circulación de aire al interior de la mina, con el fin de garantizar condiciones ambientales adecuadas para la ejecución segura de las labores. A través de este sistema se busca mantener una atmósfera de trabajo limpia, libre de contaminantes y compatible con la salud ocupacional del personal.

En términos funcionales, la ventilación tiene como propósito principal el suministro permanente de aire fresco para la respiración, así como la dilución y evacuación del polvo y de los gases generados durante las operaciones subterráneas, entre las que se incluyen la voladura, la extracción, el carguío y el transporte.

En este contexto, las minas requieren sistemas de ventilación cada vez más complejos, lo que demanda un conocimiento detallado de sus componentes y de su funcionamiento. Particular relevancia adquiere el ventilador principal, junto con sus elementos auxiliares y los sistemas de arranque y control, los cuales constituyen la base operativa del sistema de ventilación en su conjunto.

a) Cálculo de caudal de aire

De acuerdo con lo dispuesto en el D.S. 024-2016-EM (2016), la gestión de la ventilación minera debe asegurar que la calidad del aire se mantenga dentro de los límites de exposición ocupacional establecidos para agentes químicos, conforme a lo señalado en el Anexo 15 del Reglamento de Valores Límite Permisibles para Agentes Químicos en el Ambiente de Trabajo, aprobado mediante D.S. N.º 015-2005-SA, o la normativa que lo modifique o sustituya.

En este contexto normativo, el sistema de ventilación está obligado a garantizar la circulación continua de aire limpio y fresco en labores subterráneas, la cual debe ser dimensionada en función del número de trabajadores y de la potencia total (HP) de los equipos con motores de combustión interna, asegurando un contenido mínimo de oxígeno del 19.5 %. Asimismo, cuando la ventilación natural resulte insuficiente, se establece la implementación de ventilación mecánica, mediante el uso de ventiladores principales, secundarios o auxiliares.

De igual forma, la normativa dispone la instalación adecuada de ventiladores con el fin de evitar la recirculación del aire, prohibiéndose expresamente la ventilación con aire usado en frentes de desarrollo, chimeneas y labores de explotación. En labores con una sola vía de acceso, se establece el uso obligatorio de ventiladores auxiliares cuando el avance supere los 60 m, y en avances menores únicamente si las condiciones ambientales lo requieren; adicionalmente, las mangas de ventilación deben instalarse a una distancia no mayor de 15 m del frente de disparo.

Como medida preventiva obligatoria, cuando se identifiquen indicios de proximidad a una cámara subterránea de gas o exista la posibilidad de un desprendimiento súbito, se establece la ejecución de taladros paralelos y oblicuos respecto al eje de la labor, debiendo alcanzarse un avance mínimo de 10 m, conforme a lo dispuesto en el D.S. 024-2016-EM (2016) y el D.S. N.º 015-2005-SA (2005).

De acuerdo con lo establecido en el D.S. 024-2016-EM (2016), en centros de trabajo minero ubicados hasta los 1 500 msnm, el caudal mínimo de aire por trabajador debe ser de 3 m³/min. Para operaciones situadas a mayores altitudes, dicho requerimiento se incrementa progresivamente en función del nivel altimétrico. En este sentido, entre 1 500 y 3 000 msnm se establece un incremento del 40 %, equivalente a 4 m³/min; entre 3 000 y 4 000 msnm, el incremento es del 70 %, correspondiente a 5 m³/min; mientras que, por encima de los 4 000

msnm, el aumento alcanza el 100 %, resultando un caudal mínimo de 6 m³/min por trabajador.

Adicionalmente, en las labores de explotación, que comprenden las etapas de desarrollo y preparación, la normativa dispone que la velocidad del aire debe mantenerse dentro de un rango comprendido entre 20 m/min y 250 m/min. Cuando en dichas labores se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad mínima exigida se incrementa a 25 m/min.

Finalmente, en relación con el balance de aire de la mina, se establece que la diferencia entre los caudales de ingreso y salida no debe exceder el 10 %, como criterio para asegurar la eficiencia y el control del sistema de ventilación (D.S. 024-2016-EM, 2016).

Conforme a lo establecido en el D.S. 024-2016-EM (2016), la demanda de aire en una mina se define como el caudal necesario para el personal, orientado a garantizar condiciones adecuadas de confort térmico en el lugar de trabajo y a permitir la operación de los equipos con motor petrolero. En aquellas situaciones donde no se empleen este tipo de equipos, el caudal requerido debe determinarse considerando la dilución de los gases generados por las voladuras, de acuerdo con lo señalado en el Anexo 38 del citado reglamento.

Asimismo, la madera utilizada al interior de la mina, especialmente en labores de sostenimiento, constituye una fuente potencial de emisiones de CO₂ y CH₄, por lo que este componente debe incorporarse en el cálculo del aire requerido, en proporción al nivel de producción. Para tal efecto, la normativa establece una escala de factores de producción, según la cual: cuando el consumo de madera representa entre 20 % y 40 % del total de la producción, el factor aplicable es de 0.60 m³/min; si dicho consumo se encuentra entre 41 % y 70 %, el factor correspondiente es de 1.00 m³/min; y cuando supera el 70 % del total de la producción, el factor de producción debe ser de 1.25 m³/min (D.S. 024-2016-EM, 2016).

Adicionalmente, con el propósito de asegurar condiciones de confort térmico, el cálculo del requerimiento de aire debe considerar una velocidad mínima de 30 m/min, cuando la temperatura ambiental se ubique entre 24 °C y 29 °C (D.S. 024-2016-EM, 2016).

Finalmente, el requerimiento de aire para equipos que operan con motores petroleros no debe ser inferior a 3 m³/min por cada HP de potencia efectiva, en función de la disponibilidad mecánica y el grado de utilización, de acuerdo con la evaluación técnica realizada por la unidad minera, considerando factores como la altitud, el calor generado por los motores y las emisiones de gases y partículas en suspensión. En este sentido, la demanda total de aire de la mina debe ser cubierta con el caudal de aire que ingresa efectivamente a la misma.

3.2.3.4. Sostenimiento

El sostenimiento de las labores subterráneas debe permitir, controlar y mantener la estabilidad de las excavaciones para la seguridad del personal que trabaje o circule por ellas, a lo largo de la vida útil de las labores.

3.2.3.4.1. Clasificación geomecánica

Los métodos empíricos para el cálculo de sostenimientos se basan en las clasificaciones geomecánicas, y se utilizan de forma habitual para el diseño previo y estudios preliminares de obras subterráneas. Representan un gran número de experiencias prácticas sobre casos históricos y ofrecen una solución aproximada, rápida y sencilla al diseño del sostenimiento.

a) RMR de Bieniawski

La clasificación RMR (Rock Mass Rating), propuesta originalmente por Bieniawski (1973) y actualizada en los años 1979, 1989 y 2014 por Bieniawski, Varona, Celada, Tardáguila y Rodríguez, constituye una herramienta ampliamente utilizada para la caracterización geomecánica del macizo rocoso, a partir del puntaje obtenido en su índice global.

El cálculo del índice RMR se basa en la evaluación integrada de diversos parámetros geotécnicos que describen el comportamiento del macizo. Entre los principales se consideran la resistencia a compresión simple de la roca, el RQD (rock quality designation) propuesto por Deere et al. (1967), la condición o estado de las discontinuidades, su espaciamiento, las condiciones hidrogeológicas presentes y la orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación. La combinación de

estos factores permite establecer una valoración cuantitativa de la calidad del macizo rocoso.

b) Q de Barton

Esta clasificación permite caracterizar los macizos rocosos a partir del índice de calidad Q (Barton et al., 1974):

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

Basado en los seis parámetros siguientes:

R.Q. D.: Grado de fracturación del macizo rocoso.

J_n: Número de familias de juntas.

J_r : Rugosidad de las juntas.

J_a: Meteorización de las juntas.

J_w: Agua en las juntas.

S. R. F.: (Stress Reduction Factor).

c) GSI

El GSI (Geological Strength Index) es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo, propuesto por Hoek et al, (1995), cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100, se basa en la identificación y clasificación en campo de dos de las características físicomecánicas de un macizo rocoso: la macroestructura y la condición de las superficies de las discontinuidades, (grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades).

La caracterización del macizo rocoso es simple y se basada en la impresión visual de la estructura rocosa, en términos de bloques y de la condición superficial de las discontinuidades indicadas por la rugosidad y alteración de las juntas. La combinación de estos dos parámetros proporciona una base práctica para describir un rango amplio de tipos de macizos rocosos.

Tabla 4: Tabla de GSI

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI) ESTRUCTURA		CONDICIÓN				
		MUY BUENA Superficies muy rugosas sin alterar	BUENA Superficies rugosas ligeramente alteradas, con pátinas de oxidación	MEDIA Superficies suaves moderadamente alteradas	POBRE Superficies muy alteradas, con rellenos compactos (fragmentos rocosos)	MUY POBRE Superficies muy alteradas, con rellenos arcillosos
BLOQUES REGULARES (BR) Macizo rocoso sin alterar. Bloques cúbicos, en contacto y sin relleno, formados por tres familias ortogonales.		80	70			
BLOQUES IRREGULARES (BI) Macizo rocoso parcialmente alterado. Bloques angulosos, formados por cuatro o más familias, en contacto o con rellenos con baja proporción de finos.			60	50		
BLOQUES Y CAPAS (BC) Macizo alterado, plegado y fracturado con múltiples discontinuidades que forman bloques angulosos y con pocos finos				40	30	20
FRACTURACIÓN INTENSA (FI) Macizo rocoso muy fracturado, formado por bloques angulosos y redondeados, con alto contenido de finos						10

Fuente: Hoek 1994

3.2.3.4.2. Tipos de sostenimiento

Los tipos de sostenimiento son los activos y los pasivos, ambos son descritos en los siguientes párrafos:

a) Sostenimiento de galerías con madera

La forma más antigua y sencilla de soporte es el entibado mediante vigas de madera, actualmente apenas tiene repercusión frente a los avances que ha habido en las técnicas de la estabilidad del terreno.

En España apenas se utiliza, pero sí en muchos países extranjeros y siendo utilizada e instalada cuando se trabaja en terreno inestable y en sostenimientos provisionales.

Entre los inconvenientes que presenta están la vida útil temporal (por descomposición, aunque existen productos para tratarla), la presencia humedad que reduce su resistencia y riesgo por combustión.

Imagen 6: Sostenimiento de galería con cuadros de madera



Fuente: Propia

3.2.3.5. Acarreo

El acarreo del mineral se efectuaba en el nivel 3705 (Riqueza Inferior), mediante el uso de carritos mineros modelo Z-20, equipados con llantas neumáticas. Cada unidad contaba con una capacidad promedio de transporte de 1.54 toneladas de mineral de baritina.

El desplazamiento de los carritos se realizaba de manera manual, con la participación de un equipo de tres trabajadores: dos operarios ubicados en la parte posterior, encargados del empuje del equipo, y un trabajador situado en la parte frontal, responsable de guiar y controlar la trayectoria del carrito durante el recorrido (Ortiz Alvares, 2024).

3.3. Definición de términos básicos

Ambiente, centro o lugar de trabajo y unidad de producción: Se entiende como el espacio físico en el que el personal ejecuta sus funciones laborales, así como aquel al que debe concurrir para el desarrollo de actividades directamente relacionadas con el cumplimiento de sus responsabilidades de trabajo.

Almacenaje de mineral: El almacenaje debe contemplar una capacidad adicional respecto de la exigida por la producción normal de la mina. En la operación, la extracción del mineral se efectúa mediante piques, inclinados y/o galerías principales; por ello, la preparación de estas labores debe ejecutarse con rapidez, aun cuando suponga un incremento de costos, debido a que las demoras afectan el ciclo de minado y pueden llevar a que la extracción por múltiples vías opere de forma intermitente. En consecuencia, el dimensionamiento del pocket depende del procedimiento empleado para el izaje del mineral (Llanque et al., 1999).

Costos Unitarios: Costos Unitarios: Corresponden al conjunto de costos necesarios para la extracción y el tratamiento de una tonelada de mineral durante la etapa de explotación, los cuales se expresan comúnmente en unidades monetarias por tonelada (\$/ton). Su estimación se efectúa mediante el enfoque de Costos Detallados, que requiere la recopilación y el análisis sistemático de diversos indicadores operativos, tales como el consumo de combustible por hora de operación, la vida útil de los implementos de perforación, los índices de consumo de explosivos, las planillas de costos y los ratios asociados al consumo en las distintas etapas del tratamiento, entre otros parámetros técnicos relevantes.

Si bien este procedimiento implica un mayor nivel de detalle y demanda más tiempo de procesamiento, es considerado el método más confiable para la estimación de los costos de operación de un proyecto minero. En el caso del presente estudio, los costos unitarios se estructuran en cinco grupos, de acuerdo con el criterio propuesto por Cuadros Salcedo (2018, p. 26.)

Extracción: Corresponde al conjunto de procesos mediante los cuales se extrae mineral desde depósitos ubicados por debajo de la superficie terrestre, empleando métodos de explotación subterránea tales como rebajes, pilares, frentes largos y hundimiento por subniveles, entre otros.

Minado subterráneo: Proceso de extracción de mineral que se ejecuta en depósitos

Unidad minera: Se define como la unidad económica bajo la cual se desarrollan actividades de extracción, explotación y/o beneficio de minerales metálicos o no metálicos. Sus centros de operación, que incluyen zonas de extracción, galerías, obras e instalaciones, se localizan de manera contigua dentro de un área geográfica delimitada, como puede ser un cerro, un yacimiento o una cantera. La unidad minera puede estar constituida por: a) una o varias minas; b) la(s) mina(s) en conjunto con su planta de beneficio; o c) únicamente la planta de beneficio, la cual puede procesar minerales propios o de terceros. No se consideran dentro de esta definición los procesos de fundición ni de refinación de minerales.

situados bajo la superficie terrestre, a través de métodos de explotación subterránea tales como rebajes, pilares, frentes largas y hundimiento por subniveles, entre otros.

CAPITULO IV

IDENTIFICACION Y MEJORAMIENTO DE LOS PARAMETROS PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCION

4.1. Aspectos generales del ámbito de estudio

4.1.1. Ubicación Geográfica

La Ubicación Política de la Concesión Minera “Patay Uno” se encuentra en el Distrito de Palca, Provincia de Tarma, en el Departamento de Junín; a una altitud comprendida entre los 3,700 a 3,750 m.s.n.m., el área de la Concesión Minera es equivalente a 24.95 Has.

El Proyecto se encuentra aproximadamente a 19.53 Km. en línea recta al noroeste del poblado de Tarma.

El Proyecto se encuentra ubicado en la Carta Nacional del I.G.N. (Instituto Geográfico Nacional) denominada 23 – L (Tarma) tiene las siguientes coordenadas UTM como se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla 5: Tabla de coordenadas unidad minera Patay Uno

Vértice	Coordenadas UTM Psad-56		Coordenadas UTM WGS 84	
	Este	Norte	Este	Norte
V1	437,673.10	8,748,259.10	437,447.86	8,747,892.48
V2	437,390.75	8,747,847.04	437,165.52	8,747,480.41
V3	436,978.70	8,748,129.39	436,753.46	8,747,762.76
V4	437,261.04	8,748,541.45	437,035.80	8,748,174.83

Fuente: Plan de minado 2025

4.1.2. Recursos

Para la determinación del volumen de reservas del proyecto de explotación mina “Patay Uno”, ha sido de acuerdo con la topografía y la geología de la zona de estudio; tiene como reservas material económico por Baritina.

4.2. Geología del yacimiento

4.2.1. Geología local

La zona está constituida por afloramientos de rocas volcánicas del tipo andesítica de tonalidad mesócrata, muestra evidencias de una actividad tectónica por el hecho de mostrarse con estructuras con estructuras de fallas las cuales tienen un rubro promedio de N 60° E, las mismas que están rellenas por Baritina, estas vetas oscilan entre 0.40 a 0.90 cm. de potencia, en ciertos lugares se muestran con oxido de fierro lo que impide su comercialización.

4.2.2. Geología regional

En la zona del Proyecto se tiene las siguientes formaciones:

Grupo Huacar (PE-h)

Esta formación aflora al NO y NE, del proyecto compuesto de lutitas sericitoesquistosas y que también se encuentran formando los macizos de Chupan-Huasahuasi y de Maraynioc-Mayrazo.

La litología de las rocas Neoproterozoicas del Perú Central son exclusivamente, entre metamórficas: sericitoesquistos, micaesquistos y paragneises, en los cuales están

intercalados cuarcitas, mármoles, prasinitas y anfibolitas, algunos gabros y peridotitas, así como escasos granitos de anatexia.

Grupo Ambo (Ci-a)

Esta formación se presenta al NO, del proyecto la litología de este grupo lo conforman conglomerados de clastos de rocas metamórficas, cuarzo filoneano y rocas intrusivas, areniscas con intercalaciones de limolitas e inicia con un conglomerado basal, son depósitos molásicos rítmicos, variando el grosor de los ritmos entre 0.10 y varios metros.

Las areniscas son ricas en feldespatos y micas, los estratos limosos son comúnmente carbonosos, siendo frecuente delgados lentes de carbón. El color de las rocas varía entre gris y pardo oscuro. Se pueden interpretar como molasas mayormente continentales que resultan de la destrucción del relieve de la cadena Eoherciniana.

Edad y Correlación:

El grupo Ambo se correlaciona con su homónimo del pueblo de Ambo. El miembro volcánico superior, puede correlacionarse con las andesitas del cuadrángulo de Huanta.

Grupo Tarma (Cs-t)

El grupo Tarma aflora al NO-W, del proyecto el cual está constituido por una variedad de rocas como: lutitas y limolitas grises o negras frecuentemente intercalados de calizas arenosa también se pueden encontrar conglomerados polimícticos, con clastos angulosos a redondeados de varios decímetros de longitud, que provienen de estratos de subyacentes de la serie devoniana. Esta descripción corresponde a los afloramientos próximos a la localidad de Tarma, en las cuales las lutitas asociadas a bancos y nódulos de caliza ocre siempre son un elemento característico.

Edad y Correlación

Los fósiles abundan en el grupo Tarma, y el foraminífero *Fusulinella* permite atribuir el tope de la sección-tipo al Atokan, piso de la parte inferior del Pensilvaniano medio de Norteamérica, que equivale al Namuriano terminal y al Westfaliano a De Europa. El grupo Tarma es conocido en muchas regiones del Perú.

Grupo Mitú (Ps-m)

El Gpo Mitú cubre con discordancia angular a rocas de los grupos Huacar o Excélsior. La serie terrígena compuesta por conglomerados, areniscas conglomeráticas y de grano grueso las cuales predominan sobre las limolitas y lutitas.

La coloración de rojo ladrillo hasta concho de vino, seguido por el verde y rosado, se ha descrito en el grupo Mitú intercalaciones carbonatadas marinas que proporcionan fósiles de poco diagnósticos pero que indican el Paleozoico Superior, eso sugiere que este grupo puede incluir a veces equivalentes laterales detríticos rojos del grupo Copacabana y quizás hasta del grupo Tarma.

Edad y Correlación:

El Grupo Mitú fue ubicado dentro del Carbonífero superior, pero luego se le considera en el Pérmico medio. Corresponde a la serie molásica post-tectónica hercínica.

Formación Chambara (Tr-ch)

Esta unidad se le puede ubicar al Sur del proyecto, (Megard) subdividió al grupo Pucara en tres formaciones y uno de ellos es la formación Chambará y a su vez esta consta de dos miembros.

Miembro Inferior

Consta de una serie detrítica roja de grosor variable; consiste de estratos detríticos que resultan de la erosión y resedimentación de las rocas del Grupo Mitú, de las cuales son miméticas.

Este miembro está constituido por las lutitas rojas y amarillentas con intercalaciones carbonatadas amarillas, también se cuenta con niveles de arcillas, yesos seguido de

areniscas gruesas a veces conglomerádicas, con colores blancos, rojos verdes y amarillos.

Se encuentra niveles con intercalaciones de material volcánico (espilitas y tobas), a menudo re TRABAJADO, (cineritas y grauvacas).

Miembro Superior

Constituido por un conjunto de calizas, calizas dolomíticas y dolomitas en bancos cuyo grosor vario 0.2 y 1 m, pudiendo alcanzar 3 m, separados por lechos calcáreo-arcillosos.

Los carbonatos son de color gris claro a oscuro, pasando a negro, en función del contenido de materia orgánica.

Edad y Correlación:

La formación chambará abarca el Noriano y parte del Retiano, se puede reconocer en todo el norte del Perú, hasta el valle del rio Utcubamba en la cordillera Oriental y el Valle del rio la Leche en la cordillera Occidental, dado la similitud de la litología y del contenido fosilífero.

4.2.3. Geología económica

4.2.3.1. Mineralización

Tipo de Yacimiento y Mineral Principal

- Mineral Económico: El recurso explotado es la Baritina (Sulfato de Bario - BaSO_4), un mineral no metálico de alta densidad utilizado principalmente en lodos de perforación petrolera y en la industria de pinturas.
- Estructura: El yacimiento es de tipo vetiforme (filoniano), presentándose en estructuras conocidas como "Rosario". Esto significa que las vetas son cuerpos irregulares que se ensanchan y angostan a lo largo de su rumbo (lenticulares).

Geología y Roca Huésped

- Roca Encajonante: La mineralización ocurre dentro de una secuencia de rocas volcánicas de tipo andesítico (aglomerados volcánicos) de tonalidad mesócrata,.

- **Control Estructural:** La zona muestra evidencia de actividad tectónica con fallas que tienen un rumbo promedio de N 60° E, las cuales han sido rellenadas por la Baritina.

Características de las Vetos

- **Potencia (Ancho):** Las vetas oscilan generalmente entre 0.40 a 2.0 metros de espesor. Exploraciones recientes mediante el "Crucero 3600" interceptaron nuevas estructuras con potencias específicas:
 - Veta Riqueza: 1.5 m de potencia.
 - Veta Milagros: 0.80 m de potencia.
 - Veta Ángel: 0.40 m de potencia.
- **Mineralogía y Apariencia:** La baritina se observa de color blanco grisáceo. Presenta impurezas o impregnaciones de óxidos de hierro y óxido de manganeso. En ciertos tramos, la presencia excesiva de óxido de hierro puede impedir su comercialización.
- **Vetas Identificadas:**
 - Veta Riqueza: Es la estructura principal y objetivo actual de las labores de desarrollo (Niveles 3705 y 3600), tiene un buzamiento sub vertical de 83° de ángulo en promedio.
 - Otras Vetas: Se han identificado para mediano y largo plazo las vetas San Francisco, Esperanza, Mirador, Integración y Poderosa.

Condiciones del Contacto (Geomecánica)

- En los contactos entre la estructura de baritina y la roca caja (techo y piso), se observa material muy fracturado y presencia de "panizo" (material arcilloso de falla), lo cual genera condiciones de inestabilidad que requieren sostenimiento con cuadros de madera.
- La resistencia compresiva simple de la baritina es de aproximadamente 44 MPa, mientras que la roca volcánica circundante es más resistente, oscilando entre 70 y 75 MPa.

4.2.3.2. Recursos mineros

Las reservas de material económico para la mina se han determinado mediante levantamiento topográfico, geológico y estudios geológicos superficiales, donde se ha obtenido el volumen estimado de las reservas probadas. En el cuadro siguiente se

detallan las reservas probadas y probables del estudio de Impacto Ambiental de la mina “Patay Uno” a explotarse:

Tabla 6: Estimación de reservas Mina Patay Uno

Reservas Estimadas (Baritina)	TM	Sustancia
M. Probado	35,000	Baritina
M. Probables	325,000	Baritina
Total, Reservas Económicas (Probado + Probable)	360,000	Baritina

Fuente: Plan de minado 2025

4.2.4. Minería

4.2.4.1. Situación antes del incremento de la producción

4.2.4.1.1. Método de explotación de baritina

El método de explotación en la Mina patay antes de las mejoras implementadas era de método Shrinkage convencional.

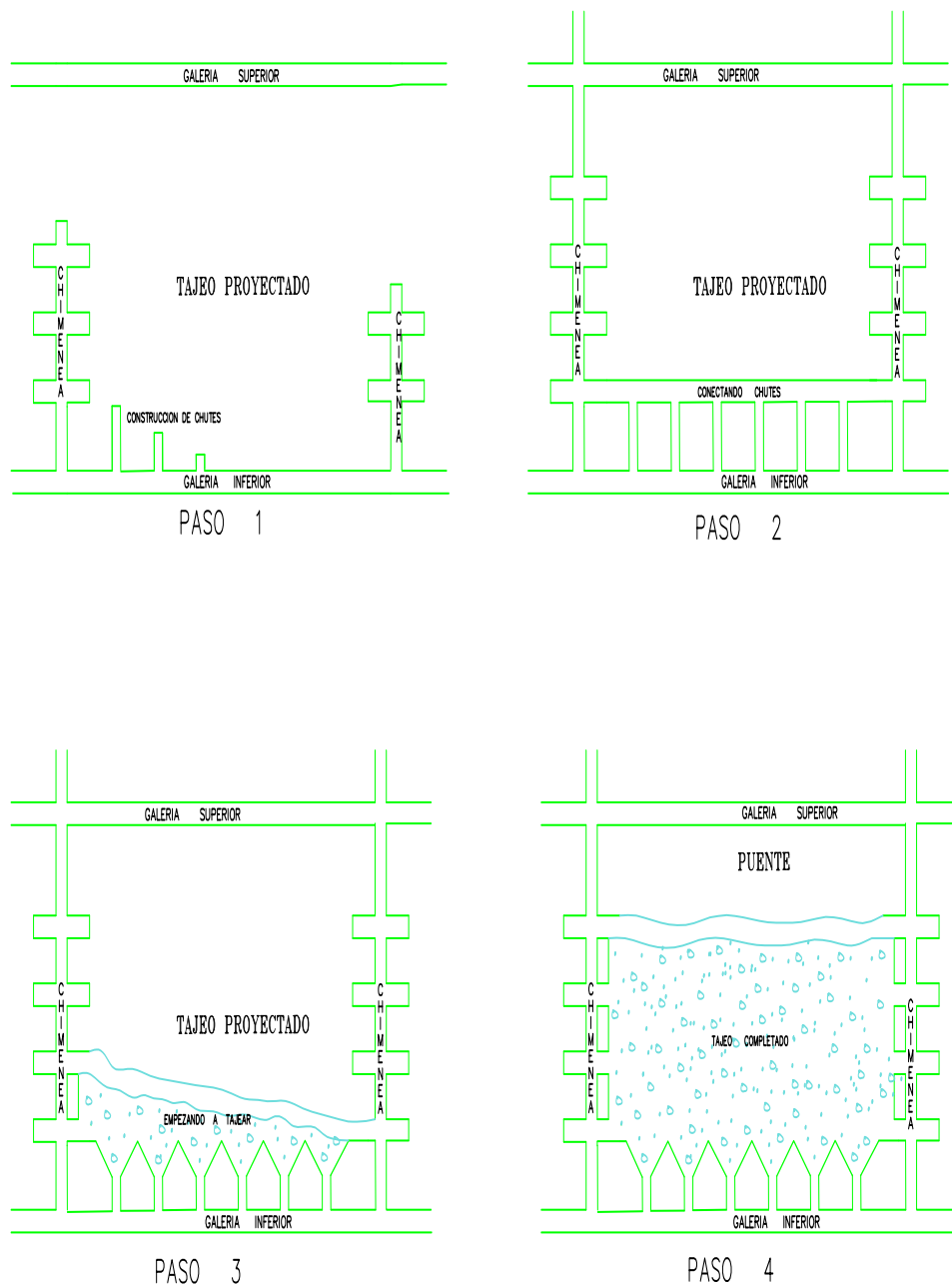
El Shrinkage Stopping es un método de explotación subterránea vertical ascendente (Overhand Stopping). Su principio fundamental es la utilización del mineral fragmentado (broken ore) como plataforma de trabajo para la perforación del siguiente corte y como sostenimiento pasivo temporal de los hastiales (cajas) del tajeo.

Para asegurar la descarga gravitacional hacia los puntos de extracción (drawpoints) sin recurrir a equipos de limpieza dentro del tajeo, el diseño requiere que el buzamiento del yacimiento sea mayor que el ángulo de reposo del material fragmentado. En la mina Patay Uno, dicho buzamiento alcanza 83°, condición que favorece el flujo por gravedad.

Debido al incremento volumétrico asociado al esponjamiento, la extracción debe ejecutarse con control operativo; en efecto, no todo el mineral fragmentado puede almacenarse dentro de la cámara. Por ello, después de cada disparo, la evacuación por chutes se limita únicamente al volumen equivalente al esponjamiento, que se aproxima a 35% del total volado.

Adicionalmente, se requiere conservar un espacio de trabajo (headroom) entre el piso de mineral roto y la corona (techo) del orden de 2.0 a 2.5 m.

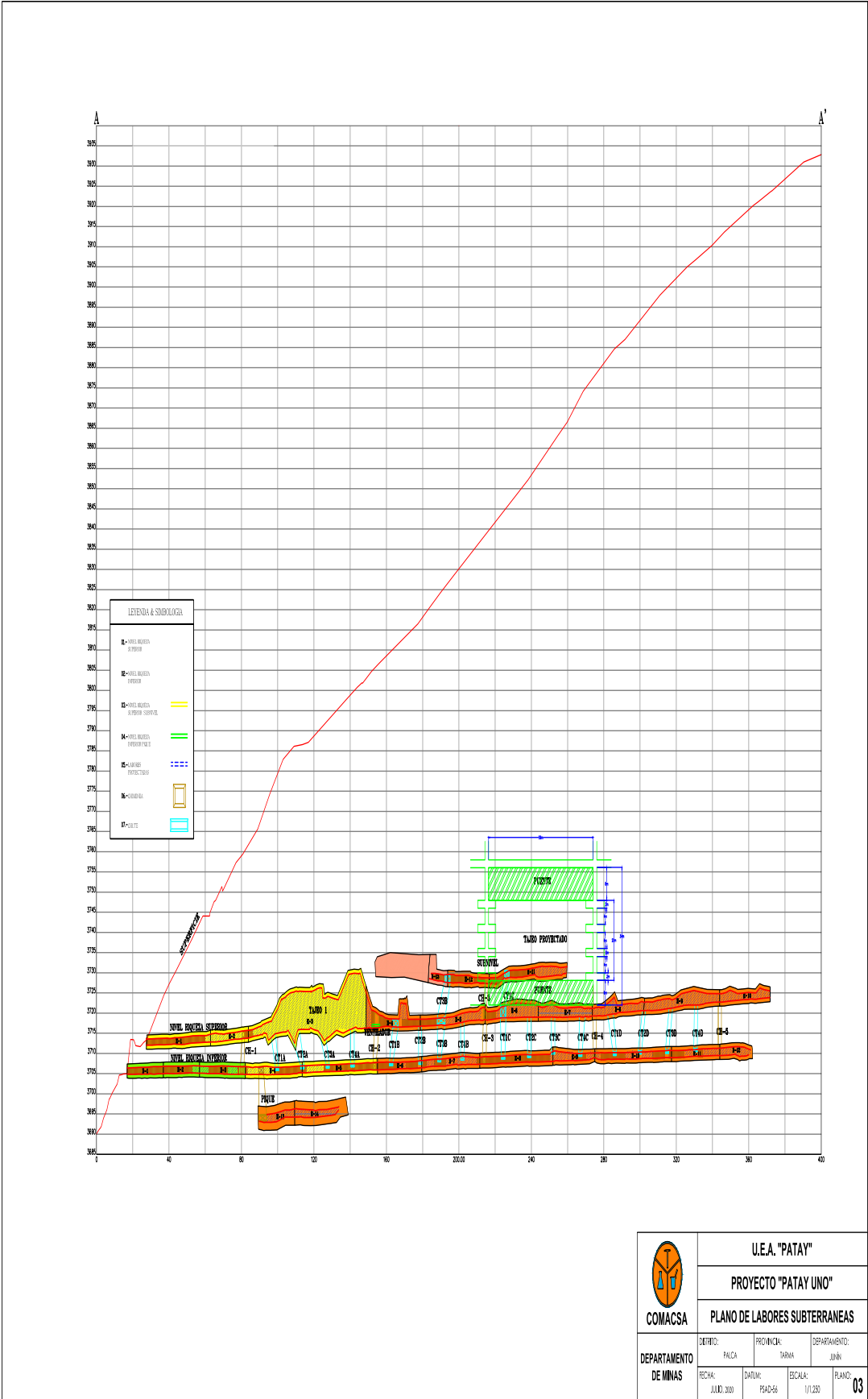
Grafico 5: Secuencia de explotación Shrinkage convencional.



 COMACSA	U.E.A. "PATAY"		
	PROYECTO "PATAY UNO"		
	SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN		
DEPARTAMENTO DE MINAS	DISTRITO:	PROVINCIA:	DEPARTAMENTO:
	PALCA	TARMA	JUNÍN
	FECHA:	DATUM:	ESCALA:
	JULIO, 2021	PSAD-56	1/750
			PLANO: 04

Fuente: Departamento de minas COMACSA

Grafico 6: Plano mina Patay Uno método Shrinkage convencional



Fuente: Departamento de minas COMACSA

4.2.4.1.2. Capacidad de producción

La capacidad de producción de la unidad minera Patay era limitado dado el método de explotación Shrinkage convencional y el sistema de acarreo y acumulación de mineral en exterior mina.

La producción del año 2020 y principios del 2021, fue el siguiente dado que en estos años se utilizó de forma continua este sistema de explotación, acarreo y acumulación anterior de en la Mina Patay Uno.

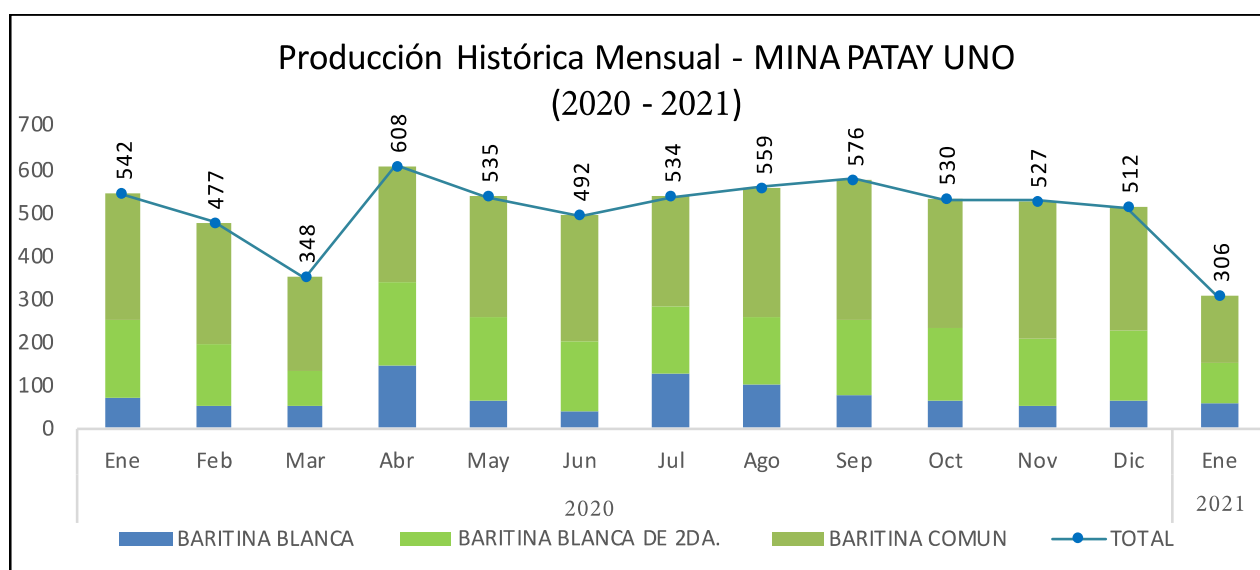
Tabla 7: Producción diaria y por mes con el sistema anterior.

PRODUCCION MINA PATAY DIARIO (Toneladas)													
MINERAL	2020												2021
	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Ene
BARITINA BLANCA	70	52	50	147	66	39	125	99	79	62	53	66	62
BARITINA BLANCA DE 2DA.	181	146	85	194	189	163	157	161	175	171	152	161	92
BARITINA COMUN	291	279	213	268	280	290	252	298	322	297	322	284	152
PRODUCCION TOTAL	542	477	348	608	535	492	534	559	576	530	527	512	306
DIAS MES	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	31
PRODUCCION DIA	17.5	17.0	11.2	20.3	17.3	16.4	17.2	18.0	19.2	17.1	17.6	16.5	9.9

Fuente: Propia

La producción promedio por día con el sistema anterior era de 16.5 toneladas

Grafico 7: Producción histórica mensual de la mina Patay Uno con el sistema de producción anterior



Fuente: Propia

4.2.4.1.3. Ciclo de minado

c.1) Perforación

La perforación se explica por la interacción de dos acciones principales: rotación y percusión. Esta combinación produce la desintegración de la roca mediante impactos sucesivos y fricción en la broca, hasta alcanzar la profundidad definida por el barreno. Para la Unidad Minera Patay Uno, luego de ponderar disponibilidad de recursos, costos unitarios y restricciones técnicas, se estandarizó el empleo de la perforadora Jack Leg Atlas Copco RH-656W; su requerimiento de aire es de 48 l/s (100 cfm) y su dimensionamiento considera tanto la capacidad de la compresora como la geometría de la galería Riqueza inferior. Operativamente, el objetivo se orienta a maximizar la eficiencia (mayor penetración con menor costo), proyectándose un avance de 6 pies en frentes de 1.83 m × 2.13 m.

- Sección del crucero 3600 : 1.83 m x 2.13 m
- Gradiente : + 5%
- Tipo de roca : Regular III-A
- Equipo de perforación : Jack Leg
- Tipo de perforadora : Seco
- Numero de perforadoras : 1
- Longitud de barra : 1.83 m (6pies)
- Diámetro del taladro : 38 mm
- Eficiencia de perforación : 1.74 m
- Eficiencia de voladura : 95%
- Avance promedio real : 1.65 m
- Numero de taladros perforados : 30
- Numero de taladros disparados : 27
- Densidad de la roca (andesita) : 2.64 gr/cc

Cálculo del número de taladros

El cálculo se realizará para tipo de roca dura, porque el desarrollo de la galería Riqueza Inferior es roca competente con un RMR promedio de 63.

- **Área efectiva de perforación:**

$$A = B \times H \times 11/12$$

Donde:

A = área efectiva de perforación. B = ancho.

H = alto.

Cálculo para la sección de 1,80 m x 2,13 m

$$A = 1,83 \times 2,13 \times 11/12$$

$$A = 3,6 \text{ m}^2$$

- **Perímetro del frente de perforación:**

$$P = \sqrt{A \times 4}$$

Donde:

P = perímetro

A = área

Cálculo del perímetro

$$P = \sqrt{3,60 \times 4}$$

$$P = 1,90 \times 4$$

$$P = 7,6 \text{ m}$$

- **Parámetros para el cálculo de número de taladros:**

Parámetro 1: Distancia entre taladros

Tabla 8: Parámetro 1 de acuerdo a la dureza de la roca

Dureza de roca	Distancia entre taladros
Roca dura (Tenaz)	0,50 a 0,55 m.
Roca Intermedia	0,60 a 0,65 m.
Roca blanda (Friable)	0,70 a 0,75 m.

Fuente: U. Continental

Parámetro 2: Coeficiente o factor de roca

Tabla 9: Parámetro 2 de acuerdo a la dureza de la roca

Dureza de roca	Coeficiente de roca
Roca dura (Tenaz)	2.00 m
Roca Intermedia	1.50 m
Roca blanda (Friable)	1.00 m

Fuente: U. Continental

- **Cantidad de taladros:**

$$N^{\circ} T = (P/dt) + (c \times s)$$

Donde:

N° T = número de taladros

P = perímetro

dt = distancia de taladros (parámetro 1)

c = coeficiente de factor de roca (parámetro 2)

s = área

Reemplazando en la ecuación, la distancia de taladros será 0,60 m promedio y el coeficiente de factor de roca será 1,50 m.

$$N^{\circ} T = (7,6/0,40) + (2 \times 3.6)$$

$$N^{\circ} T = 19 + 8$$

$$N^{\circ} T = 27 \text{ taladros}$$

Numero de taladros: 27 taladros

Numero de taladros de alivio: 3 taladros

Total, de taladros necesarios para el frente 30 taladros

Cálculo de Burden y Espaciamiento Máximo

- **Burden máximo:**

$$B = 0.012 \times D \times \left[\frac{2 \times De}{Dr} + 1,5 \right]$$

Donde:

B = burden (m)

D = diámetro del explosivo (mm)

De = densidad del explosivo (gr/cc)

Dr = densidad de la roca (gr/cc)

Para:

- Diámetro del explosivo = 25.4 mm

- Densidad del explosivo = 1.14 gr/cc

- Densidad de la roca (Andesita) = 2.64 gr/cc

Remplazando en la fórmula:

$$B = 0,012 \times 25.4 \times (2 \times 1,14/2.64 + 1,5)$$

$$B = 0,012 \times 25.4 \times (0.86 + 1.5)$$

$$B = 0,012 \times 25.4 \times 2,36$$

$$B = 0,72 \text{ m (este será el burden máximo para el frente de la galería Riqueza Inferior)}$$

- **Espaciamiento Máximo**

$$E = 1.18 \times B$$

Donde:

E = Espaciamiento

B = Burden

Remplazando en la fórmula:

$$E = 1.18 \times 0,72$$

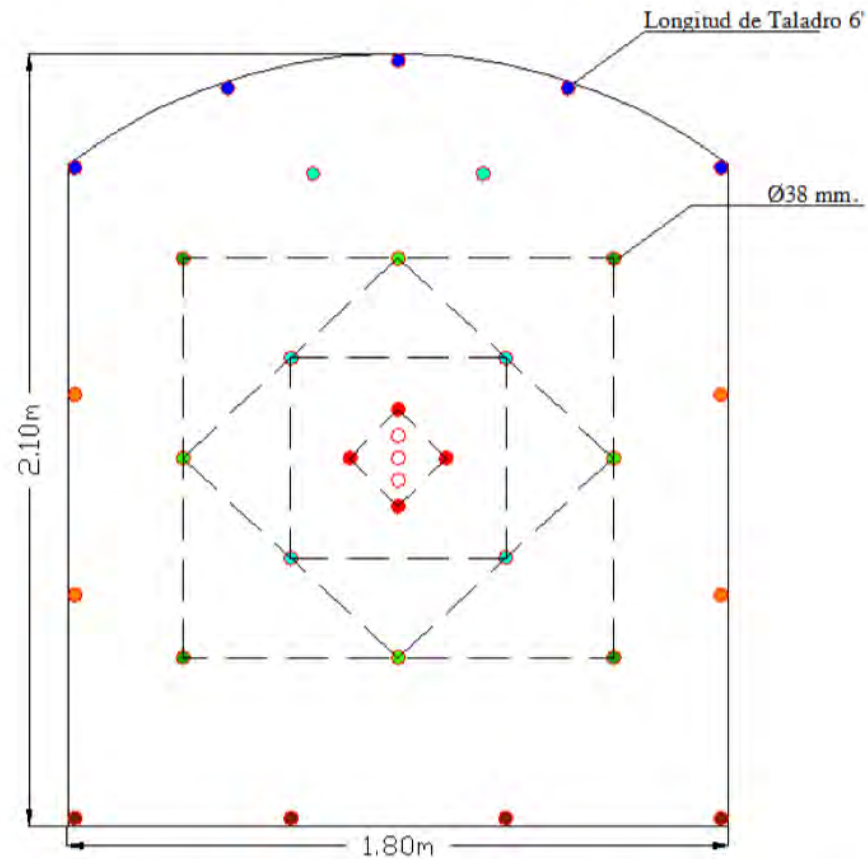
$$E = 0,85 \text{ (este será el espaciamiento máximo para el frente de la galería Riqueza Inferior)}$$

El diseño de malla de perforación de la galería Riqueza Inferior, se realizó considerando la cantidad de taladros, la distribución del arranque, el burden y espaciamiento máximo.

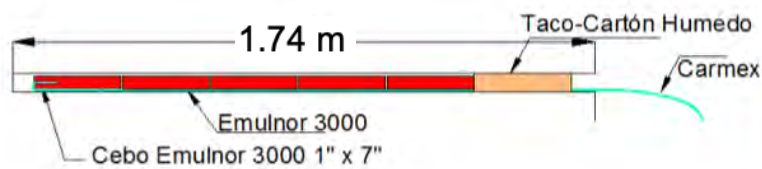
Malla de Perforación

- Sección del crucero 6' x 7'

Grafico 8: Malla de perforación crucero 3600 San Lorenzo



Carguío de Taladros



Distribucion de Taladros Frente	
Taladros de alivio	3
Arranque	3
1ra Ayuda	4
2da Ayuda	4
3ra Ayuda	4
Cuadradores	2
corona	5
Ayuda corona	2
arrastre	4
Total Taladros	30

Fuente: Propia

c.2) Voladura

En la unidad minera Patay Uno se utiliza los siguientes explosivos:

Agentes de voladura

- Cebo: Emulnor 3000
- Explosivo: Emulnor 3000 1" x 7"
- Explosivo: Emulnor 1000 1" x 7"
- Carmex
- Mecha Lenta
- Fulminante numero 8

c.3) Desatado

El desatado de rocas se constituye como una actividad permanente dentro de la labor subterránea, debiendo ejecutarse rigurosamente antes, durante y después de las tareas programadas. Como medida preventiva ante la alta frecuencia de accidentes por desprendimiento de material, se ha estandarizado el uso de dos juegos de barretillas con dimensiones de 4, 6 y 8. Asimismo, el protocolo exige que el operador adopte la postura técnica conocida como "posición de cazador" (ver Figura) para garantizar su estabilidad física durante el proceso.

Imagen 7: Personal realizando el desatado de rocas



Fuente: Propia

c.4) Limpieza y acarreo

El transporte interno de mineral en el Nivel 3705 (Riqueza Inferior) se efectuaba mediante carros mineros modelo Z-20 adaptados con llantas neumáticas. Estas unidades, que poseen una capacidad de carga promedio de 1.54 toneladas de baritina, requerían para su desplazamiento una cuadrilla de tres operarios: dos encargados de la fuerza de empuje en la parte posterior y uno en la parte delantera para direccionar el equipo. La disponibilidad de estas unidades se detalla en la tabla siguiente.

Tabla 10: Cantidad de carros Z-20 en la Mina Patay Uno

CARROS MINEROS Z-20			
EQUIPO	CANTIDAD	ESTADO ACTUAL	OBSERVACION
CARROS MINEROS Z-20	1	OPERATIVO	Para el traslado de madera
CARROS MINEROS Z-20	3	OPERATIVO	03 Und en Gal. 3705

Fuente: Propia

Imagen 8: Personal con el traslado con carro minero Z-20



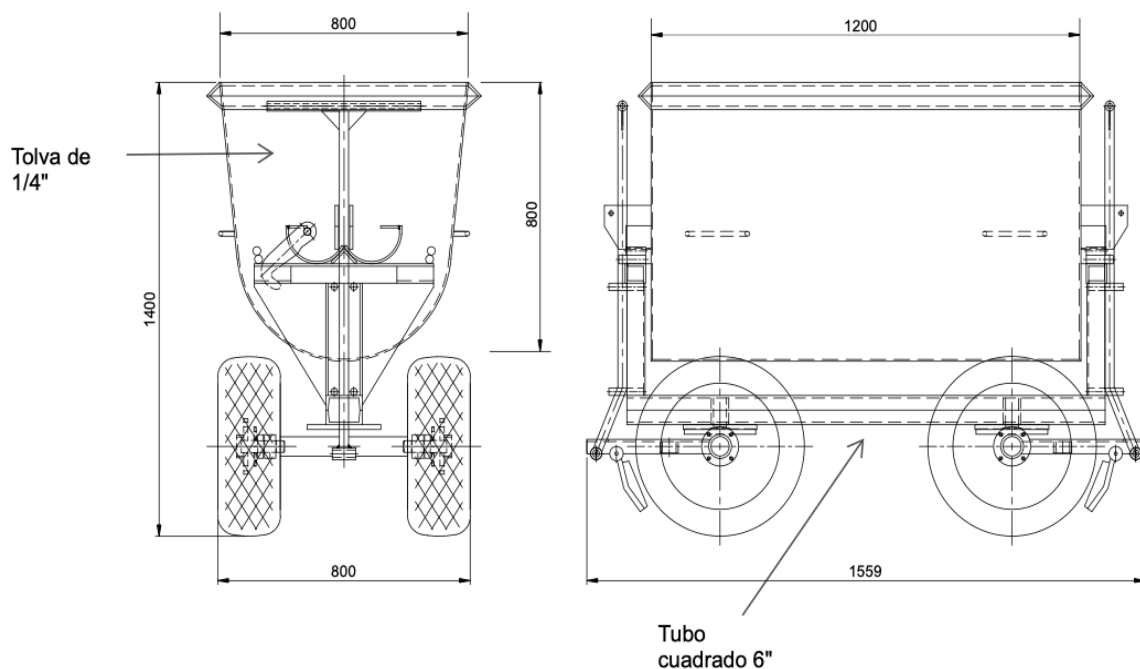
Fuente: Propia

c.4.1) Características carro minero Z-20

Las características de los carritos mineros modelo Z-20 son las siguientes:

- **Tolva**
 - Plancha estructural 3/16"- A-36
 - Reforzado perimetral con ángulos
 - Balancines para volteo de 1/4 x 3"
 - Capacidad: 20 p 3 ó 0.60 m³
 - Carga: 1500 Kg.
- **Chasis**
 - De canal "U" de 4" x 5.4 Lb.
 - 2 fundas tubulares con rodamientos Cónicos y boca masa para aros. 2 tornamesas giratorias.
 - 2 palancas en cada frontal para giro y frenos por zapatas de jebe.
 - 4 neumáticos de aro # 14.
 - Trocha Standard.

Imagen 9: Dimensiones carro minero Z-20.



Fuente: Sermecin

c.4.2) Capacidad carro minero Z-20

Para determinar la capacidad de carga efectiva de los carros mineros Z-20, es necesario integrar las variables físicas del mineral, específicamente el peso específico de la baritina y su respectivo coeficiente de esponjamiento. El cálculo resultante es el siguiente:

- Capacidad en m³ = 0.60
- Factor de esponjamiento = 0.6
- Peso específico de la baritina = 4.3 g/cm³
- Capacidad en toneladas = **1.54 tn**

c.4.3) Rendimiento de acarreo con carro minero Z20

El ciclo de transporte interior iniciaba en los frentes del nivel 3705 y culminaba en la bocamina, lugar designado como acopio temporal antes del izaje en superficie. Para esta operación, que cubre un trayecto aproximado de 290 metros, se asignaba una cuadrilla de tres operarios. En términos de rendimiento, completar la extracción de un lote de 18 toneladas demandaba un tiempo total de 7.27 horas.

Tabla 11: Tiempos y rendimientos de acarreo con carro minero Z-20

TIEMPOS	min
Tiempo de carguio (min)	5.10
Tiempo de traslado (min)	4.00
Descarga	1.00
Tiempo de retorno (min)	3.50
Desate de roca	1.10
Imprevistos (min)	1.00
Tiempo total ciclo (min)	15.70
Tiempo total ciclo (hrs)	0.262
Total m ³ /hrs	2.29

Fuente: Propia

c.4.3) Precio unitario de acarreo con carro minero Z-20

El análisis del costo unitario (Soles/m³) para el transporte de mineral desde el frente hasta la bocamina del Nivel 3705 (Riqueza Inferior) se sustenta en los siguientes parámetros operativos registrados:

- Mano de obra: La cuadrilla de acarreo con carros Z-20 está conformada por 3 efectivos (un maestro minero y dos ayudantes).

- Tiempo de ciclo total: Se requieren 7.27 horas diarias para consolidar la carga de un volquete de 18 toneladas.
- Alcance de la actividad: Este lapso incluye las labores de limpieza y carguío manual en el frente.
- Especificaciones del equipo: El carro Z-20 ofrece una capacidad de 0.60 m³ (equivalente a 1.54 toneladas).
- Productividad: El rendimiento calculado del sistema es de 0.97 m³/hora.
- Jornada: El turno de trabajo considerado es de 10 horas.

Tabla 12: Análisis de precio unitario del sistema de acarreo de mineral con carros Z-20

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
	Partida	:	Limpieza a pulso y extracción Z-20		Rendimiento	:	2.29	m3	
	Unidad de medida	:	m3		Volumen capacidad	:	0.60	m3	
	Elaborado por	:	Gerencia de Minas		Horas por guardia	:	10.00	hrs	
	Unidad de producción	:	Patay Uno		Tipo de roca	:	Regular		
	Tipo de material	:	Mineral / Desmante		Fecha de elaboración	:	2021		
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA								
	Capataz		1.50	hh	15.00%	8.62	12.94	5.64	
	Maestro Minero		7.00	hh	70.00%	8.01	56.10	24.47	
	Ayudante Minero		7.00	hh	70.00%	7.64	53.46	23.31	
	Peon de Mina		7.00	hh	70.00%	7.64	53.46	23.31	
	Ingeniero Jefe de Gdia.		1.00	hh	10.00%	23.70	23.70	10.33	
	Inspector de Seguridad		0.50	hh	5.00%	0.00	0.00	0.00	87.07
Item	Descripción		Cant.	Und.	Vida Util	P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS								
2.20	HERRAMIENTAS								
	Pintura rojo spray 1/8		1.00	und	15.00	15.00	1.00	0.44	
	Comba de acero forjado de 12 lb		1.00	und	150.00	69.00	0.46	0.20	
	Flexometro Stanley		1.00	und	180.00	26.00	0.14	1.00	
	Manguera de jebe y lona de 1/2"		2.00	ml	250.00	6.50	0.05	0.02	
	Manguera de jebe y lona de 1"		2.00	ml	250.00	9.32	0.07	0.03	
	Aceite		1.00	Gdia	1.00	40.00	40.00	17.44	
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y		2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.15	
	Llave Stilson		1.00	und	180.00	12.29	0.07	0.03	
	Llave francesa 8"		1.00	und	180.00	15.00	0.08	0.04	
	Llave francesa 12"		1.00	und	180.00	29.15	0.16	0.07	
	Pico de acero con mango de 5 lbs		2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.14	
	Brochas de Nylon		2.00	und	150.00	23.80	0.32	0.14	
	Atacador de Madera		2.00	und	180.00	15.00	0.17	0.07	
	Barreta de 6' punta pincel		2.00	und	180.00	90.00	1.00	0.44	
	Barreta de 8' punta pincel		2.00	und	180.00	95.00	1.06	0.46	
	Cintas Band it		2.00	ml	30.00	5.31	0.35	0.15	
	Saca Barrenos		1.00	und	180.00	55.00	0.31	0.13	
	Cucharilla		1.00	und	360.00	20.00	0.06	0.02	
	Lampara Minera		24.00	hh	360.00	187.04	12.47	5.44	26.42
2.30	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo		4.00	und	360.00	11.80	0.05	0.02	
	Casco tipo Jockey dielectrico		1.00	und	360.00	24.32	0.03	0.01	
	Porta Lampara para casco MSA		5.00	und	360.00	6.37	0.04	0.02	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Barbiquejo con mentonera para Casco		5.00	und	360.00	1.42	0.01	0.00	
	Botas de Jebe con puntera de Acero		4.00	und	180.00	61.95	0.57	0.25	
	Botines de Seguridad		1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.04	
	Correas porta Lampara en suela de Vira		5.00	und	360.00	14.16	0.08	0.04	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos		4.00	und	90.00	8.14	0.15	0.07	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido		4.00	und	90.00	8.51	0.16	0.07	
	Tapones auditivos		5.00	und	90.00	3.32	0.08	0.03	
	Tafilete de 4 puntas p/casco		5.00	und	360.00	9.20	0.05	0.02	
	Respirador 3M silicona 7502		5.00	und	180.00	81.75	0.95	0.41	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas		5.00	und	30.00	22.05	1.53	0.67	
	Ropa de Trabajo		5.00	und	180.00	76.70	0.89	0.39	2.07
COSTO DIRECTO									115.56
GASTOS GENERALES - LIMA				0.0%					0.00
COSTO TOTAL				S./M3					115.56

Fuente: Propia

c.5) Sostenimiento

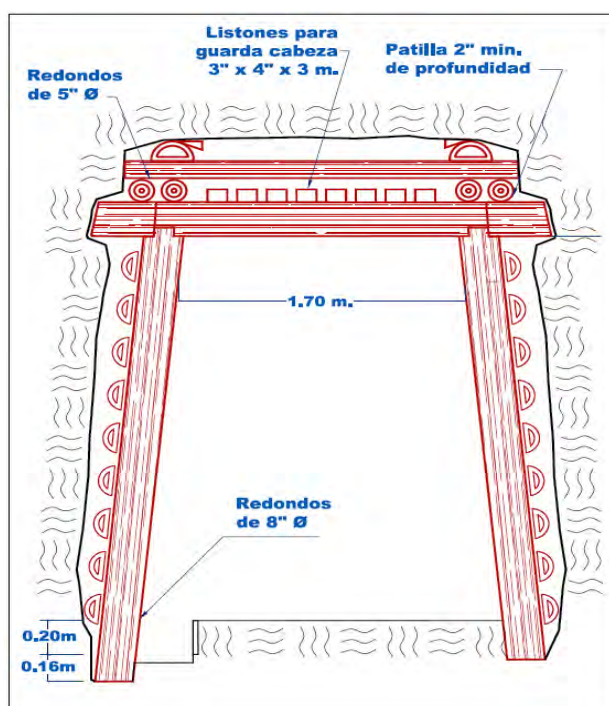
La ejecución de cualquier excavación subterránea induce inevitablemente una perturbación en el estado tensional del macizo rocoso. Al remover el material, se elimina el confinamiento o auto-soporte natural, lo que desencadena una redistribución de esfuerzos y altera el equilibrio original. Por consiguiente, resulta imperativo analizar estos fenómenos geomecánicos para implementar medidas que restituyan el equilibrio y garanticen la estabilidad de la labor.

c.5.1) Sostenimiento con cuadros de madera

La estabilidad de las excavaciones subterráneas depende de la instalación inmediata del soporte. El objetivo fundamental es modificar el comportamiento mecánico del entorno rocoso, logrando que este pase de actuar como una carga muerta a funcionar como un elemento estructural autosoportante.

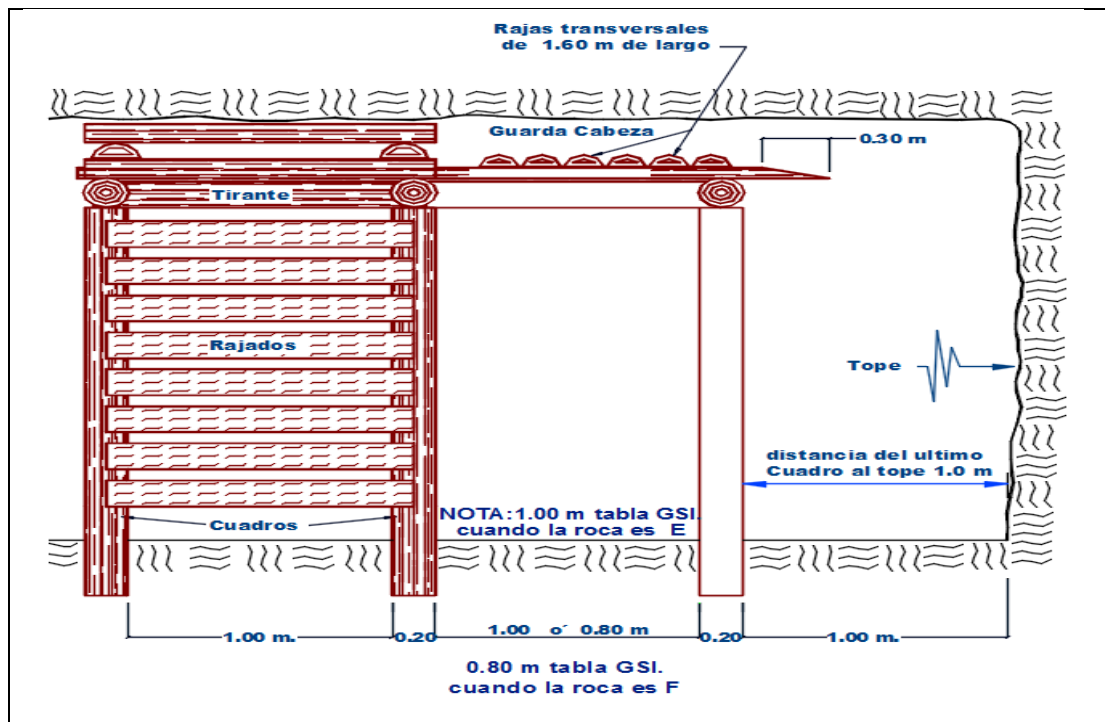
Específicamente, en zonas donde la calidad del macizo se clasifica como Mala a Muy Mala (Tipo V), la estrategia de control adoptada consistió en la instalación de cuadros de madera (cuadros completos o cojos). Estos elementos se colocaron respetando un espaciamiento riguroso de entre 1.00 m y 1.20 m, según la necesidad local

Imagen 10: Estándar en sostenimiento con cuadros de madera



Fuente: Departamento de minas Comacsa

Imagen 11: Estándares de diseño crucero 3600 San Lorenzo



Fuente: Departamento de minas Comacsa

Imagen 12: Cuadro completo de madera Mina Patay Uno

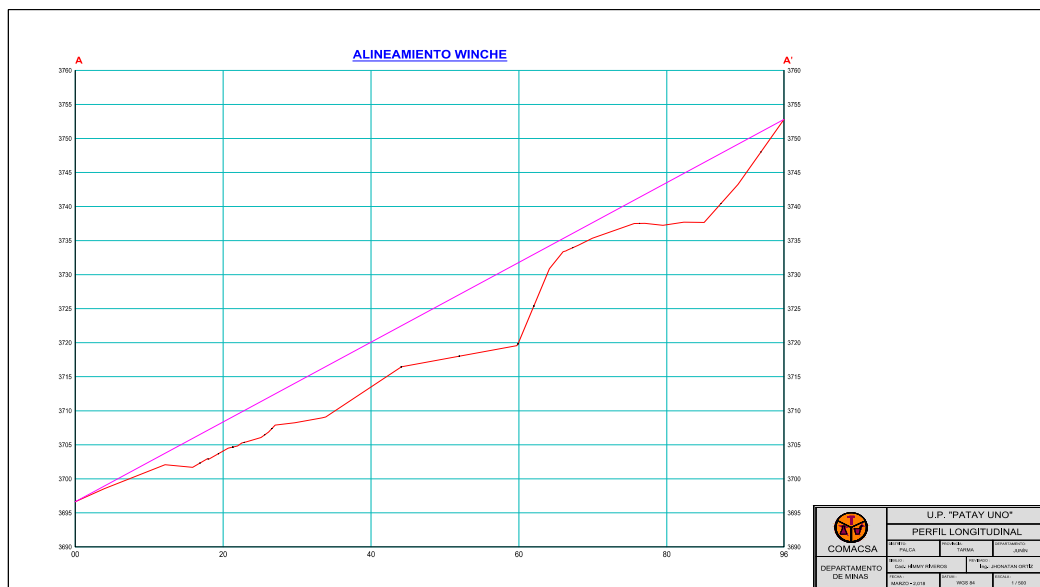


Fuente: Propia

c.6) Acumulación exterior mina

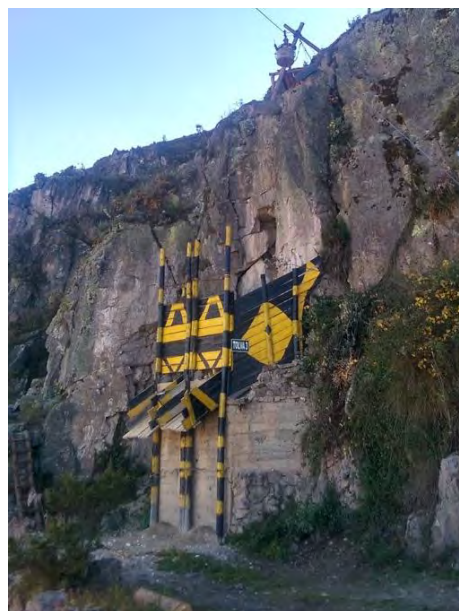
Luego del acarreo de mineral, este se descarga en la bocamina de la labor riqueza inferior nivel 3705, posteriormente este se winchea exteriormente hacia la tolva N 3 que se encuentra en el nivel 3753, este wincheo se realiza puesto que la bocamina de la labor riqueza inferior nivel 3705 se encuentra en el limite de la concesión y el acceso (carretera) se encuentra en el nivel 3740.

Imagen 13: Perfil longitudinal del sistema de wincheo en superficie



Fuente: Departamento de minas comacsa.

Imagen 14: Tolva de acumulación en el Nivel 3753



Fuente: Propia

La maquinaria utilizada para realizar la acumulación en la tolva N 3 que se encuentra en el nivel 3753 es el siguiente:

- MOTOR DIESEL "LISTER PETER" P/WINCHE (MW-01) = 01
- BALDES METALICOS = 03

Imagen 15: Winche superficial maraca Lister Peter



Fuente: Propia

Imagen 16: Balde metálico utilizado para el wincheo



Fuente: Propia

c.6.1) Capacidad del winche

Para determinar la capacidad de wincheo, es necesario integrar las variables físicas del mineral, específicamente el peso específico de la baritina y su respectivo coeficiente de esponjamiento. El cálculo resultante es el siguiente:

- Capacidad del balde en $m^3 = 0.12$
- Factor de esponjamiento = 0.6
- Peso específico de la baritina = 4.3 g/cm^3
- Capacidad en toneladas = **0.31 tn**

c.6.1) Rendimiento del wincheo

Tabla 13: Tiempos y rendimiento del wincheo es superficie

TIEMPOS	min
Tiempo de carguío (min)	0.20
Tiempo de traslado (min)	1.50
Descarga	0.50
Tiempo de retorno (min)	1.50
Imprevistos (min)	1.00
Tiempo total ciclo (min)	4.70
Tiempo total ciclo (hrs)	0.08
Total m^3/hrs	1.52

Fuente: Propia

Imagen 17: Sistema de wincheo en superficie



Fuente: Propia

c.6.2) Precio unitario de acarreo con carro minero Z-20

El análisis del costo unitario (Soles/m3) para el wincheo desde la bocamina del Nivel 3705 (Riqueza Inferior) hacia la tolva N 3 que se encuentra en el nivel 3753 es el siguiente:

Tabla 14: Análisis de precio unitario del sistema de wincheo en superficie

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS										
	Partida	:	Limpieza con Winche			Rendimiento	:	2.80	m3/hrs	
	Unidad de medida	:	m3			Volumen capacidad	:	0.12	m3	
	Elaborado por	:	Gerencia de Minas			Horas por guardia	:	10.00	hrs	
	Unidad de produccion	:	Patay Uno			Tipo de roca	:	Regular		
	Tipo de material	:	Mineral / Desmonte			Fecha de elaboración	:	2021		
			Limpieza a 10m							
Item	Descripción			Cant.	Und.		P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA									
	Capataz			0.50	hh	5.00%	8.62	4.31	1.54	
	Maestro Winchero			5.00	hh	50.00%	8.01	40.07	14.31	
	Ayudante Winchero			10.00	hh	100.00%	7.64	76.37	27.26	
	Ingeniero Jefe de Gdia.			0.50	hh	5.00%	23.70	11.85	4.23	
	Inspector de Seguridad			0.00	hh	0.00%	0.00	0.00	0.00	47.34
Item	Descripción			Cant.	Und.	Vida Util	P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS									
2.10	HERRAMIENTAS									
	Comba de acero forjado de 12 lb			1.00	ml	150.00	69.00	0.46	0.16	
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y			2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.12	
	Pico de acero con mango de 5 lbs			2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.12	
										0.40
2.20	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD									
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo			3.00	und	360.00	11.80	0.04	0.01	
	Casco tipo Jockey dielectrico			2.00	und	360.00	24.32	0.06	0.02	
	Porta Lampara para casco MSA			4.00	und	360.00	6.37	0.03	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras			4.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras			4.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Barbiquejo con mentonera para Casco			4.00	und	360.00	1.42	0.01	0.00	
	Botas de Jebe con puntera de Acero			3.00	und	180.00	61.95	0.43	0.15	
	Botines de Seguridad			1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.03	
	Correas porta Lampara en suela de Vira			4.00	und	360.00	14.16	0.07	0.02	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos			3.00	und	90.00	8.14	0.11	0.04	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido			3.00	und	90.00	8.51	0.12	0.04	
	Tapones auditivos			4.00	und	90.00	3.32	0.06	0.02	
	Tafilete de 4 puntas p/casco			4.00	und	360.00	9.20	0.04	0.02	
	Respirador 3M silicona 7502			4.00	und	180.00	81.75	0.76	0.27	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas			4.00	und	30.00	22.05	1.23	0.44	
	Ropa de Trabajo			4.00	und	180.00	76.70	0.71	0.25	1.36
	3.00	EQUIPOS								
Winche				5.00	hr		6.41	32.07	11.45	11.45
COSTO DIRECTO										60.55
GASTOS GENERALES - LIMA					0.0%					0.00
COSTO TOTAL					S/./M3					60.55

Fuente: Propia

Posteriormente el mineral acumulado en la tolva será trasladado a la zona de selección y carguío en semitrailer de 30 toneladas ubicado en el distrito de Palca, provincia de Tarma, departamento de Junín.

a) Costo de explotación

Los factores que determinan los costos de explotación la unidad minera Patay Uno son los siguientes:

- Perforación y voladura
- Limpieza de Mineral en tajo
- Limpieza y acarreo
- Sostenimiento
- Acumulación exterior mina

Para determinar el costo de explotación vamos a determinar los costos unitarios de cada uno de los factores que influyen en los costos y para determinar el costo por tonelada lo dividiremos por la producción.

- **Perforación y voladura**

Los costos unitarios de la perforación y voladura son los siguientes para la rotura de mineral en el tajo 1, del método de explotación Shrinkage convencional.

Tabla 15: Análisis de aceros de perforación.

Aceros de Perforación	vida util		0.3048
		pies	m./unid.
Barra de acero 7/8" x 3' x 40mm	und	1,800	549
Barra de acero 7/8" x 4' x 33mm	und	1,800	549
Barra de acero 7/8" x 6' x 32mm	und	1,800	549

Fuente: Propia

Tabla 16: Análisis de maquina perforadora.

EQUIPOS						
Maquina Perforadora						
No. Tald	mts/tal	Barrenos	Metros Neto	pies perforados	total mts	vel Pie/hr
25.00	0.78	3.00	0.78	0.78	19.43	204.00
25.00	0.26	4.00	0.26	1.04	6.48	
25.00	0.52	6.00	0.52	1.55	12.95	
	mts/hr		62.18			
	mts/min		1.04			
min/tal	1.50					
min total taladros	37.50					
traslado mint	47.00					
tiempo total min	94.50					
tiempo total hor	1.58					
total m perforados	38.86					
metros real/horas	24.67					

Fuente: Propia

Tabla 17: Análisis de rendimiento.

Calculos de burden y espaciamento		
18.00		
0.85		
Burden	0.72	
Espaciamento	0.85	
Avance	Und	Cant.
Largo	m	0.78
Ancho	m	0.85
Altura	m	18.00
Factor de arco	%	0.975
Sección de labor	m2	14.92
Volume in-situ por metro de avance	m3	14.92
Factor de esponjamiento		35%
Volumen Esponjado por metro de ava	m3	20.14
Peso especifico Desmonte insitu	t/mt3	4.20
Peso especifico Desmonte insitu dilu	t/mt3	3.11
Volumen in-situ por disparo	m3	11.59
Volumen Esponjado por disparo	m3	15.65
Ton. por disparo	ton.	48.70

Fuente: Propia

Tabla 18: Análisis de precio unitario de la perforación y voladura.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
	Partida	:	Desquinche mineral en tajo		Rendimiento	:	11.59 m3		
	Unidad de medida	:	m3		Longitud de Barreno	:	0.91 mts	3.00	
	Elaborado por	:	Gerencia de Minas		Eficiencia Perforacion	:	0.78 mts	2.55	
	Unidad de produccion	:	Patay Uno		Eficiencia voladura	:	90%	85%	
	Tipo de material	:	Mineral / Desmante		N° taladros perforados	:	25		
	Tipo de roca	:	Regular		Volumen roto	:	11.59 m3		
	Incluye	:	Con Maquina Perforadora		Tonelaje roto	:	48.70 ton		
					Factor de potencia	:	1.60 Kg/m3		
					Horas por guardia	:	10.00 hrs		
					Densidad de material	:	4.20		
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA								
	Capataz		0.24	hh	15.00%	8.62	2.07	0.18	
	Maestro Minero		2.09	hh	20.88%	8.01	16.73	1.44	
	Ayudante Minero		2.09	hh	20.88%	7.64	15.94	1.38	
	Peon de Mina		2.09	hh	20.88%	7.64	15.94	1.38	
	Ingeniero Jefe de Gdia.		0.16	hh	10.00%	23.70	3.79	0.33	
	Inspector de Seguridad		0.08	hh	5.00%	0.00	0.00	0.00	4.70
Item	Descripción		Cant.	Und.	Vida Util	P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS								
2.10	MATERIALES DE PERFORACION								
	Barra de acero 7/8" x 3' x 40mm		0.035	Und	1,800.00	301.79	10.69	0.92	
	Barra de acero 7/8" x 5' x 33mm		0.012	Und	1,800.00	336.16	3.97	0.34	
	Barra de acero 7/8" x 8' x 32mm		0.024	Und	1,800.00	361.34	8.53	0.74	2.00
2.20	HERRAMIENTAS								
	Pintura rojo spray 1/8		1.00	und	15.00	15.00	1.00	0.09	
	Comba de acero forjado de 12 lb		1.00	ml	150.00	69.00	0.46	0.04	
	Flexometro Stanley		1.00	und	180.00	26.00	0.14	1.00	
	Manguera de jebe y lona de 1/2"		2.00	ml	250.00	6.50	0.05	0.00	
	Manguera de jebe y lona de 1"		2.00	ml	250.00	9.32	0.07	0.01	
	Aceite		1.00	Gdia	1.00	40.00	40.00	3.45	
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y		2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.03	
	Llave Stilson		1.00	und	180.00	12.29	0.07	0.01	
	Llave francesa 8"		1.00	und	180.00	15.00	0.08	0.01	
	Llave francesa 12"		1.00	und	180.00	29.15	0.16	0.01	
	Pico de acero con mango de 5 lbs		2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.03	
	Brochas de Nylon		2.00	und	150.00	23.80	0.32	0.03	
	Atacador de Madera		2.00	und	180.00	15.00	0.17	0.01	
	Barreta de 6' punta pincel		2.00	und	180.00	90.00	1.00	0.09	
	Barreta de 8' punta pincel		2.00	und	180.00	95.00	1.06	0.09	
	Cintas Band it		2.00	ml	30.00	5.31	0.35	0.03	
	Saca Barrenos		1.00	und	180.00	55.00	0.31	0.03	
	Cucharilla		1.00	und	360.00	20.00	0.06	0.00	
	Lampara Minera		6.74	hh	360.00	187.04	3.50	0.30	5.25
2.30	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo		4.00	und	360.00	11.80	0.05	0.00	
	Casco tipo Jockey dielectrico		1.00	und	360.00	24.32	0.03	0.00	
	Porta Lampara para casco MSA		5.00	und	360.00	6.37	0.04	0.00	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.00	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.00	
	Barbiquejo con mentonera para Casco		5.00	und	360.00	1.42	0.01	0.00	
	Botas de Jebe con puntera de Acero		4.00	und	180.00	61.95	0.57	0.05	
	Botines de Seguridad		1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.01	
	Correas porta Lampara en suela de Vira		5.00	und	360.00	14.16	0.08	0.01	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos		4.00	und	90.00	8.14	0.15	0.01	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido		4.00	und	90.00	8.51	0.16	0.01	
	Tapones auditivos		5.00	und	90.00	3.32	0.08	0.01	
	Tafilete de 4 puntas p/casco		5.00	und	360.00	9.20	0.05	0.00	
	Respirador 3M silicona 7502		5.00	und	180.00	81.75	0.95	0.08	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas		5.00	und	30.00	22.05	1.53	0.13	
	Ropa de Trabajo		5.00	und	180.00	76.70	0.89	0.08	0.41
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
2.40	EXPLOSIVOS								
	Emulnor 3000 1 x7		97	und		0.192	18.68	1.61	
	Fulminante fanel		25	und		0.160	4.00	0.34	
	mecha de seguridad		38.16	m		0.160	6.11	0.53	
	Gambuchas		50.00	und		0.020	1.00	0.09	2.57
3.00	EQUIPOS								
	Maquina Perforadora		94.50	pies		0.22	20.59	1.78	1.78
COSTO DIRECTO									16.71
GASTOS GENERALES - LIMA									0.00
COSTO TOTAL									16.71

Fuente: Propia

- **Limpieza de mineral en tajo**

La limpieza del mineral en tajo en este método consiste en el traslado de mineral en el tajo y su costo unitario es el siguiente:

Tabla 19: Análisis de precio unitario de la limpieza de mineral en tajos.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS										
Partida		Limpieza de mineral en tajos			Rendimiento		2.22 m3/hrs			
Unidad de medida		m3			Volumen capacidad		0.11 m3			
Elaborado por		Gerencia de Minas			Horas por guardia		10.00 hrs			
Unidad de producción		Patay Uno			Tipo de roca		Regular			
Tipo de material		Mineral / Desmonte			Incluye		Con Carretilla			
		Limpieza a 10m								
Item	Descripción	Cant.	Und.			P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total	
1.00	MANO DE OBRA									
	Capataz	0.50	hh	5.00%		8.62	4.31	1.94		
	Maestro Minero	0.00	hh	0.00%		8.01	0.00	0.00		
	Ayudante Minero	10.00	hh	100.00%		7.64	76.37	34.37		
	Peon de Mina	10.00	hh	100.00%		7.64	76.37	34.37		
	Ingeniero Jefe de Gdia.	0.50	hh	5.00%		23.70	11.85	5.33		
	Inspector de Seguridad	0.00	hh	0.00%		0.00	0.00	0.00	76.01	
Item	Descripción	Cant.	Und.	Vida Útil		P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total	
2.00	SUMINISTROS									
2.10	HERRAMIENTAS									
	Comba de acero forjado de 12 lb	1.00	ml	150.00	dias	69.00	0.46	0.21		
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y	2.00	und	150.00	dias	25.00	0.33	0.15		
	Pico de acero con mango de 5 lbs	2.00	und	180.00	dias	29.00	0.32	0.15		
	Lampara Minera	21.00	hh	360.00	dias	187.04	10.91	4.91		
	Carretilla tipo Buggy	2.00	und	180.00	dias	290.00	3.22	1.45	6.86	
2.20	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD									
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo	4.00	und	360.00	dias	11.80	0.05	0.02		
	Casco tipo Jockey dielectrico	1.00	und	360.00	dias	24.32	0.03	0.01		
	Porta Lampara para casco MSA	4.00	und	360.00	dias	6.37	0.03	0.01		
	Anteojos Astroglass Lunas Claras	4.00	und	180.00	dias	2.83	0.03	0.01		
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras	4.00	und	180.00	dias	2.83	0.03	0.01		
	Barbiquejo con mentonera para Casco	4.00	und	360.00	dias	1.42	0.01	0.00		
	Botas de Jebe con puntera de Acero	3.00	und	180.00	dias	61.95	0.43	0.19		
	Botines de Seguridad	1.00	und	360.00	dias	79.92	0.09	0.04		
	Correas porta Lampara en suela de Vira	4.00	und	360.00	dias	14.16	0.07	0.03		
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos	4.00	und	90.00	dias	8.14	0.15	0.07		
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido	4.00	und	90.00	dias	8.51	0.16	0.07		
	Tapones auditivos	4.00	und	90.00	dias	3.32	0.06	0.03		
	Tafilete de 4 puntas p/casco	4.00	und	360.00	dias	9.20	0.04	0.02		
	Respirador 3M silicona 7502	4.00	und	180.00	dias	81.75	0.76	0.34		
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas	4.00	und	30.00	dias	22.05	1.23	0.55		
Ropa de Trabajo	4.00	und	180.00	dias	76.70	0.71	0.32	1.74		
COSTO DIRECTO									84.61	
GASTOS GENERALES - LIMA			0.0%							0.00
COSTO TOTAL									84.61	
									S/M3	
									84.61	

Fuente: Propia

- **Acarreo**

Los costos unitarios de la limpieza a pulso y acarreo con carros mineros Z-20 son los siguientes:

Tabla 20: Análisis de precio unitario de la limpieza y acarreo.

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
Partida	:	Limpieza a pulso y extracción Z-20	Rendimiento	:	2.29	m3			
Unidad de medida	:	m3	Volumen capacidad	:	0.60	m3			
Elaborado por	:	Gerencia de Minas	Horas por guardia	:	10.00	hrs			
Unidad de producción	:	Patay Uno	Tipo de roca	:	Regular				
Tipo de material	:	Mineral / Desmonte	Fecha de elaboración	:	2021				
Item	Descripción	Cant.	Und.	Vida Util	P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total	
1.00	MANO DE OBRA								
	Capataz	1.50	hh	15.00%	8.62	12.94	5.64		
	Maestro Minero	7.00	hh	70.00%	8.01	56.10	24.47		
	Ayudante Minero	7.00	hh	70.00%	7.64	53.46	23.31		
	Peon de Mina	7.00	hh	70.00%	7.64	53.46	23.31		
	Ingeniero Jefe de Gdia.	1.00	hh	10.00%	23.70	23.70	10.33		
	Inspector de Seguridad	0.50	hh	5.00%	0.00	0.00	0.00		87.07
2.00	SUMINISTROS								
2.20	HERRAMIENTAS								
	Pintura rojo spray 1/8	1.00	und	15.00	15.00	1.00	0.44		
	Comba de acero forjado de 12 lb	1.00	und	150.00	69.00	0.46	0.20		
	Flexometro Stanley	1.00	und	180.00	26.00	0.14	1.00		
	Manguera de jebe y lona de 1/2"	2.00	ml	250.00	6.50	0.05	0.02		
	Manguera de jebe y lona de 1"	2.00	ml	250.00	9.32	0.07	0.03		
	Aceite	1.00	Gdia	1.00	40.00	40.00	17.44		
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y	2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.15		
	Llave Stilson	1.00	und	180.00	12.29	0.07	0.03		
	Llave francesa 8"	1.00	und	180.00	15.00	0.08	0.04		
	Llave francesa 12"	1.00	und	180.00	29.15	0.16	0.07		
	Pico de acero con mango de 5 lbs	2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.14		
	Brochas de Nylon	2.00	und	150.00	23.80	0.32	0.14		
	Atacador de Madera	2.00	und	180.00	15.00	0.17	0.07		
	Barreta de 6' punta pincel	2.00	und	180.00	90.00	1.00	0.44		
	Barreta de 8' punta pincel	2.00	und	180.00	95.00	1.06	0.46		
	Cintas Band it	2.00	ml	30.00	5.31	0.35	0.15		
	Saca Barrenos	1.00	und	180.00	55.00	0.31	0.13		
	Cucharilla	1.00	und	360.00	20.00	0.06	0.02		
	Lampara Minera	24.00	hh	360.00	187.04	12.47	5.44		26.42
2.30	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo	4.00	und	360.00	11.80	0.05	0.02		
	Casco tipo Jockey dielectrico	1.00	und	360.00	24.32	0.03	0.01		
	Porta Lampara para casco MSA	5.00	und	360.00	6.37	0.04	0.02		
	Anteojos Astroglass Lunas Claras	5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01		
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras	5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01		
	Barbiquejo con mentonera para Casco	5.00	und	360.00	1.42	0.01	0.00		
	Botas de Jebe con puntera de Acero	4.00	und	180.00	61.95	0.57	0.25		
	Botines de Seguridad	1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.04		
	Correas porta Lampara en suela de Vira	5.00	und	360.00	14.16	0.08	0.04		
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos	4.00	und	90.00	8.14	0.15	0.07		
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido	4.00	und	90.00	8.51	0.16	0.07		
	Tapones auditivos	5.00	und	90.00	3.32	0.08	0.03		
	Tafilete de 4 puntas p/casco	5.00	und	360.00	9.20	0.05	0.02		
	Respirador 3M silicona 7502	5.00	und	180.00	81.75	0.95	0.41		
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas	5.00	und	30.00	22.05	1.53	0.67		
	Ropa de Trabajo	5.00	und	180.00	76.70	0.89	0.39		2.07
COSTO DIRECTO									115.56
GASTOS GENERALES - LIMA									0.00
COSTO TOTAL									115.56

Fuente: Propia

- **Sostenimiento**

Los costos unitarios del sostenimiento son los siguientes:

Tabla 21: Análisis de precio unitario del sostenimiento.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS								
Partida		: Cuadro completo en galería	Rendimiento		: 1.00 Pieza			
Unidad de medida		: Pieza	Horas por guardia		: 10.00 hrs			
Elaborado por		: Gerencia de Minas	Volumen Roto		: 16.48 m3			
Unidad de producción		: Patay Uno						
Madera		: Sin preparar						
Item	Descripción	Cant.	Und.		P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA							
	Capataz	0.50	hh	5.00%	8.62	4.31	4.31	
	Enmaderador	10.00	hh	100.00%	8.01	80.15	80.15	
	Ayudante Enmaderador	10.00	hh	100.00%	7.64	76.37	76.37	
	Peon de Mina	10.00	hh	100.00%	7.64	76.37	76.37	
	Ingeniero Jefe de Gdia.	0.50	hh	5.00%	23.70	11.85	11.85	
	Inspector de Seguridad	0.30	hh	3.00%	0.00	0.00	0.00	249.05
Item	Descripción	Cant.	Und.	Vida Util	P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS							
2.10	HERRAMIENTAS							
	Comba de acero forjado de 12 lb	1.00	und	150.00 dias	69.00	0.46	0.46	
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y	2.00	und	150.00 dias	25.00	0.33	0.33	
	Pico de acero con mango de 5 lbs	1.00	und	180.00 dias	29.00	0.16	0.16	
	Nivel Tubular	1.00	und	180.00 dias	18.80	0.10	0.10	
	Flexometro	1.00	und	180.00 dias	26.00	0.14	0.14	
	Cordel pabilo	10.00	ml	180.00 dias	0.19	0.01	0.01	
	Azucla	1.00	und	180.00 dias	25.00	0.14	0.14	
	Afilador para motosierra	1.00	und	30.00 dias	8.00	0.27	0.27	
	Soga	5.00	ml	180.00 dias	2.47	0.07	0.07	
	Gata Mecanica	2.00	und	7,200.00 dias	2,339.98	0.65	0.65	
Lampara Minera	18.48	hh	1,080.00 dias	187.04	3.20	3.20	5.54	
2.20	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas roj	4.00	und	360.00 dias	11.80	0.05	0.05	
	Casco tipo Jockey dielectrico	1.00	und	360.00 dias	24.32	0.03	0.03	
	Porta Lampara para casco MSA	5.00	und	360.00 dias	6.37	0.04	0.04	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras	5.00	und	180.00 dias	2.83	0.03	0.03	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras	5.00	und	180.00 dias	2.83	0.03	0.03	
	Barbiquejo con mentonera para Casco	5.00	und	360.00 dias	1.42	0.01	0.01	
	Botas de Jebe con puntera de Acero	4.00	und	180.00 dias	61.95	0.57	0.57	
	Botines de Seguridad	1.00	und	360.00 dias	79.92	0.09	0.09	
	Correas porta Lampara en suela de Vira	5.00	und	360.00 dias	14.16	0.08	0.08	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos	4.00	und	90.00 dias	8.14	0.15	0.15	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido	4.00	und	90.00 dias	8.51	0.16	0.16	
	Tapones auditivos	5.00	und	90.00 dias	3.32	0.08	0.08	
	Tafilete de 4 puntas p/casco	5.00	und	360.00 dias	9.20	0.05	0.05	
	Respirador 3M silicona 7502	5.00	und	180.00 dias	81.75	0.95	0.95	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas	5.00	und	30.00 dias	22.05	1.53	1.53	
	Ropa de Trabajo	5.00	und	180.00 dias	76.70	0.89	0.89	4.75
Item	Descripción	Cant.	Und.		P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
2.30	MADERA							
	Postes de 8" x 2.50 m	2.0	und		22.00	44.00	44.00	
	Sombrero de 12" x 2.00 m	1.0	und		22.00	22.00	22.00	
	Solera de 5" x 3 m	1.0	und		9.50	9.50	9.50	
	Tirantes de 5" x 3 m	1.0	und		9.50	9.50	9.50	
	Marchavantes de 7" x 1.50 m	2.0	und		22.00	44.00	44.00	
	Rajado de puntal de eucalipto 8'	3.0	und		22.00	66.00	66.00	
	encribado de 7"	3.0	und		22.00	66.00	66.00	261.00
Item	Descripción	Cant.	Und.		P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
3.00	EQUIPOS							
Motosierra	1.20	hr		1.07	1.29	1.29	1.29	
COSTO DIRECTO								521.62
GASTOS GENERALES - LIMA			0.0%					0.00
COSTO TOTAL			S/Unid.					521.62
COSTO TOTAL			S/M3.					31.65

Fuente: Propia

- **Acumulación exterior mina**

En el antiguo sistema de acumulación se realizaba mediante wincheo exterior como se vio en el punto (C.6) y el costo unitario es el siguiente:

Tabla 22: Análisis de precio unitario del sistema de wincheo en superficie.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
	Partida	:	Limpieza con Winche		Rendimiento	:	2.80	m3/hrs	
	Unidad de medida	:	m3		Volumen capacidad	:	0.12	m3	
	Elaborado por	:	Gerencia de Minas		Horas por guardia	:	10.00	hrs	
	Unidad de produccion	:	Patay Uno		Tipo de roca	:	Regular		
	Tipo de material	:	Mineral / Desmonte		Fecha de elaboración	:	2021		
			Limpieza a 10m						
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA								
	Capataz		0.50	hh	5.00%	8.62	4.31	1.54	
	Maestro Winchero		5.00	hh	50.00%	8.01	40.07	14.31	
	Ayudante Winchero		10.00	hh	100.00%	7.64	76.37	27.26	
	Ingeniero Jefe de Gdía.		0.50	hh	5.00%	23.70	11.85	4.23	
	Inspector de Seguridad		0.00	hh	0.00%	0.00	0.00	0.00	47.34
Item	Descripción		Cant.	Und.	Vida Util	P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS								
2.10	HERRAMIENTAS								
	Comba de acero forjado de 12 lb		1.00	ml	150.00	69.00	0.46	0.16	
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y		2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.12	
	Pico de acero con mango de 5 lbs		2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.12	
									0.40
2.20	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo		3.00	und	360.00	11.80	0.04	0.01	
	Casco tipo Jockey dielectrico		2.00	und	360.00	24.32	0.06	0.02	
	Porta Lampara para casco MSA		4.00	und	360.00	6.37	0.03	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras		4.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras		4.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Barbiquejo con mentonera para Casco		4.00	und	360.00	1.42	0.01	0.00	
	Botas de Jebe con puntera de Acero		3.00	und	180.00	61.95	0.43	0.15	
	Botines de Seguridad		1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.03	
	Correas porta Lampara en suela de Vira		4.00	und	360.00	14.16	0.07	0.02	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos		3.00	und	90.00	8.14	0.11	0.04	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido		3.00	und	90.00	8.51	0.12	0.04	
	Tapones auditivos		4.00	und	90.00	3.32	0.06	0.02	
	Tafilete de 4 puntas p/casco		4.00	und	360.00	9.20	0.04	0.02	
	Respirador 3M silicona 7502		4.00	und	180.00	81.75	0.76	0.27	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas		4.00	und	30.00	22.05	1.23	0.44	
	Ropa de Trabajo		4.00	und	180.00	76.70	0.71	0.25	1.36
3.00	EQUIPOS								
	Winche		5.00	hr		6.41	32.07	11.45	11.45
COSTO DIRECTO									60.55
GASTOS GENERALES - LIMA				0.0%					0.00
COSTO TOTAL				S/./M3					60.55

Fuente: Propia

d.1) Costo por tonelada antes de la mejora.

En la Unidad Minera Patay Uno, el Costo por Tonelada se define como el valor económico total requerido para extraer, transportar y acondicionar una tonelada de baritina desde la veta hasta la superficie o zona de beneficio.

Se calcula dividiendo los costos operativos entre la producción, siendo el acarreo manual y la acumulación en el exterior los factores críticos que elevan este valor por su baja productividad.

$$\text{Costo por tonelada (Soles/ton)} = \frac{\text{Costos totales de operacion (Soles)}}{\text{Produccion total (ton)}}$$

El calculo del costo por tonelada se representa en el siguiente cuadro:

- o Densidad especifica de la baritina en promedio = 4.2 g/cm³
- o Factor de esponjamiento = 0.6

Tabla 23: Costo de explotación con los parámetros antiguos de operación.

Costo total de explotación por tonelada - Mina Patay		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Perforacion y voladura	16.71	6.48
Limpieza de mineral en tajo	84.61	32.79
Acarreo	115.56	44.79
Sostenimiento	31.65	12.27
Acumulacion en el exterior	60.55	23.47
Costo total de explotación por tonelada		119.80

Fuente: Propia

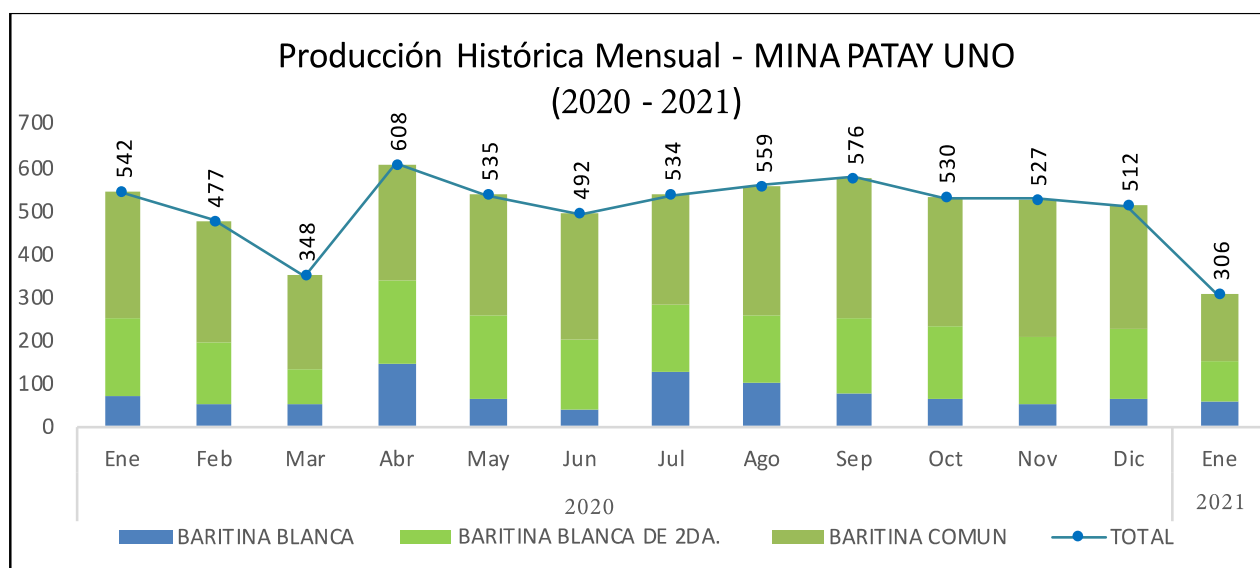
El costo por tonelada en el antiguo método de explotación era de 119.80 soles por tonelada.

d.2) Costo total de explotación antes de la mejora.

El Costo de Explotación se representa mediante la suma total de los recursos monetarios necesarios para arrancar y extraer el mineral de la mina, que integra los gastos de perforación, voladura, limpieza, acarreo, sostenimiento y acumulación en exterior de la unidad minera Patay Uno.

Para el calculo del costo de producción tomaremos el grafico de producción del año 2020 el cual era el siguiente:

Grafico 9: Producción histórica mensual de la mina Patay Uno con el sistema de wincheo en superficie.



Fuente: Propia

El costo total de producción es el siguiente:

Tabla 24: Costo total de explotación con los parámetros antiguos de operación

Costo total de explotación antes de la mejora			
Mes	Produccion (toneladas)	Costo por tonelada (Soles/Tonelada)	Costo de explotacion (Soles)
Ene-20	542	S/ 119.80	S/ 64,930.76
Feb-20	477	S/ 119.80	S/ 57,143.86
Mar-20	348	S/ 119.80	S/ 41,689.86
Abr-20	608	S/ 119.80	S/ 72,837.46
May-20	535	S/ 119.80	S/ 64,092.17
Jun-20	492	S/ 119.80	S/ 58,940.84
Jul-20	534	S/ 119.80	S/ 63,972.37
Ago-20	559	S/ 119.80	S/ 66,967.33
Set-20	576	S/ 119.80	S/ 69,003.91
Oct-20	530	S/ 119.80	S/ 63,493.18
Nov-20	527	S/ 119.80	S/ 63,133.78
Dic-20	512	S/ 119.80	S/ 61,336.81
Costo total de Produccion del año 2020			S/ 747,542.33

Fuente: Propia

El costo de producción del año 2020 fue de S/ 747,542.33 con un costo por tonelada de S/ 119.80 y una producción total de 6240 toneladas.

4.2.4.2. Identificación y mejoramiento de variables para el incremento de la producción.

a) Disponibilidad de reservas de mineral

Mediante la ejecución de levantamientos topográficos y estudios geológicos de superficie, se ha calculado el volumen estimado de material económico disponible. La tabla presentada a continuación desglosa las reservas probadas y probables identificadas en el Estudio de Impacto Ambiental para la explotación de la mina 'Patay Uno'.

Tabla 25: Estimación de reservas de la Mina Patay Uno

Reservas Estimadas (Baritina)	TM	Sustancia
M. Probado	35,000	Baritina
M. Probables	325,000	Baritina
Total, Reservas Económicas (Probado + Probable)	360,000	Baritina

Fuente: Plan de minado 2025

b) Propuesta de incremento de producción

Para el incremento de la producción y la reducción de costos en la extracción de baritina en la unidad minera 'Patay Uno', se propone primero analizar el sistema de explotación para determinar qué aspectos se pueden mejorar y ejecutar de forma más eficiente. Para ello, identificaremos las variables que influyen en el proceso.

Una vez identificadas las variables que afectan la producción y los costos, mejoraremos los factores clave y posteriormente evaluaremos sus resultados, tanto de forma individual como en conjunto. De esta manera, cuantificaremos el incremento productivo y la reducción de gastos en la unidad minera.

Adicionalmente, el estudio se enfocará en la reducción de procesos, sistema de explotación y tiempos del ciclo de minado, optimizando específicamente las fases de acarreo y wincheo para eliminar cuellos de botella operativos. Este enfoque integral garantizará que las mejoras implementadas sean sostenibles a largo plazo, asegurando la rentabilidad continua de la operación sin comprometer los estándares de seguridad.

c) Identificación de variables que influyen en la producción

Las variables que influyen la producción y costos en la unidad minera Patay Uno son los siguientes:

- **El método de explotación**

El método de explotación utilizado hasta la mejora era de Shrinkage convencional con el sistema de acarreo mediante carros mineros Z 20 y acumulación de mineral en exterior mina y posterior wincheo en ascenso hacia la tolva de acumulación.

- **Perforación y voladura**

Para la perforación en las operaciones de la unidad 'Patay Uno', tras evaluar la disponibilidad de recursos, los costos unitarios y las restricciones técnicas, se seleccionó como equipo estándar la perforadora Jack Leg Atlas Copco modelo RH-656W. Este equipo requiere un caudal de aire de 48 l/s (100 cfm) y fue dimensionado considerando la capacidad de la compresora y el diseño de la galería 'Riqueza Inferior'. El objetivo operativo establecido es alcanzar una eficiencia máxima (mayor penetración al menor costo), proyectando un avance de 6 pies en frentes con una sección de 1.83 m x 2.13 m.

Para la voladura, en la unidad minera 'Patay Uno' se utilizan los siguientes explosivos:

- Cebo: Emulnor 3000
- Explosivo: Emulnor 3000 1" x 7"
- Explosivo: Emulnor 1000 1" x 7"
- Carmex
- Mecha Lenta

- **Limpieza y acarreo**

La limpieza de mineral en la unidad minera 'Patay Uno' se realiza de forma manual. En los tajos de producción, el mineral se lleva mediante carretillas hacia los chuts de acumulación; mientras que en las labores de avance (galerías y estocadas), la limpieza es directa. El carguío de los carros mineros Z-20 se realiza tanto desde el piso del frente de la galería como desde los chuts de los tajos.

Para el traslado interno de material baritina en el Nivel 3705, se empleaban carros mineros modelo Z-20 con llantas neumáticas. Cada unidad transportaba un promedio de 1.54 toneladas de baritina y su desplazamiento demandaba mano de obra, consistiendo en dos operarios aplicando fuerza posterior y uno dirigiendo la unidad.

Imagen 18: Carguío de carro Z 20 desde chut



Fuente: Propia

- **Sostenimiento**

En la unidad minera 'Patay Uno', el sostenimiento se ejecuta mediante cuadros de madera, cuya instalación inmediata es crítica para garantizar la estabilidad de las excavaciones. El objetivo primordial es generar un confinamiento efectivo que controle la deformación del macizo rocoso, mitigando el riesgo de desprendimiento por carga muerta.

Específicamente, en dominios con calidad de roca Mala a Muy Mala (RMR Tipo V), la estrategia de control geomecánico consistió en la instalación sistemática de

cuadros de madera (completos o cojos). Estos elementos se colocaron respetando rigurosamente un espaciamiento de 1.00 m a 1.20 m, ajustándose a las condiciones locales del terreno.

En los tajos se instalan puntales de seguridad y guarda cabezas para garantizar la seguridad de los trabajadores.

Imagen 19: Puntal de seguridad en tajo.



Fuente: Propia

- **Acumulación exterior mina**

La acumulación del mineral en exterior mina o en superficie se realiza en el Nivel 3705, el mineral se descarga en la bocamina. Dado que el acceso vehicular se encuentra en una cota superior (Nivel 3740) y la bocamina limita con el borde de la concesión vecina, es necesario elevar el mineral mediante un winche exterior hasta la Tolva N° 3 (Nivel 3753).

La maquinaria encargada de este proceso es un winche (MW-01) accionado por un motor diésel Lister Petter, el cual opera con baldes metálicos con una capacidad de izaje de 0.31 toneladas.

Imagen 20: Acumulación de mineral en la bocamina Riqueza Inferior.



Fuente: Propia

d) Mejoramiento de los parámetros para lograr el incremento de la producción.

Para el mejoramiento de la producción y reducción de costos en la unidad minera patay uno se identificó tres parámetros fundamentales para mejorar la producción y reducir los costos estos parámetros son:

- o Nuevo método de explotación
- o Nuevo método de Acarreo
- o Nuevo método de Acumulación

En estos parámetros identificados se realizó cambios en su método de explotación y funcionamiento, a continuación, vamos a detallar y analizar el nuevo método en estos parámetros que se cambió.

d.1) Nuevo método de explotación

Antes de la intervención, el esquema de trabajo se sustentaba en el Shrinkage convencional, articulado con acarreo mediante carros mineros Z-20 y con acumulación en el exterior para luego efectuar el wincheo hacia la tolva. Como resultado, el sistema presentaba limitaciones operativas y de costos. Con la mejora, se adoptó el método de Corte y Relleno Ascendente (Overhand Cut and Fill), el cual se ajusta a vetas angostas; en particular, permite incrementar la selectividad en la extracción de baritina y, a la vez, contribuye al control de la estabilidad de las cajas mediante el relleno progresivo de los vacíos generados.

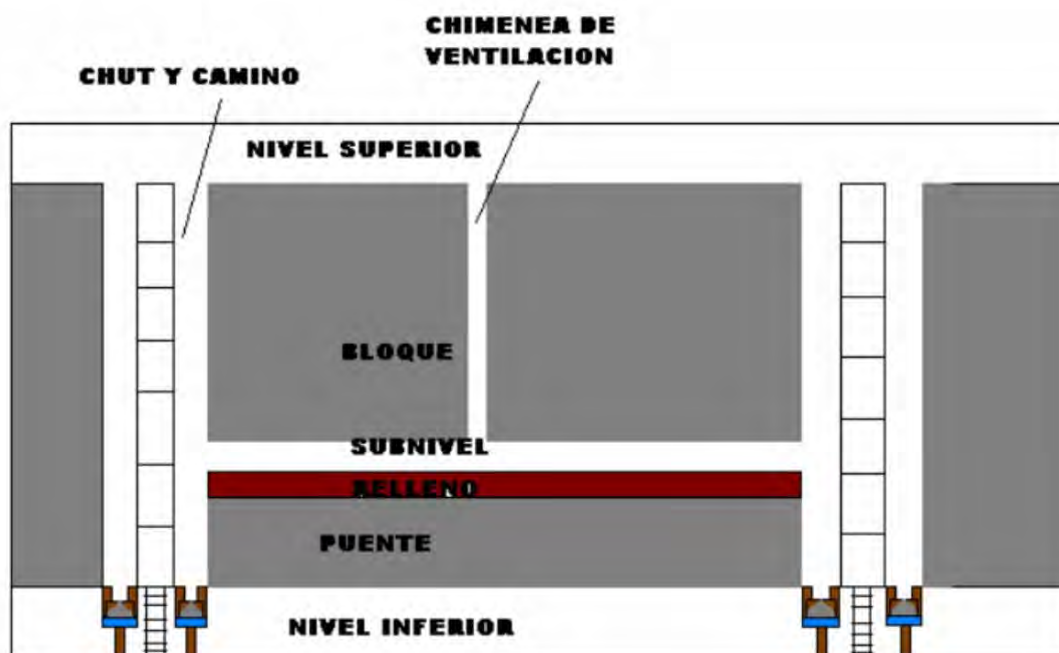
El desarrollo del minado se ejecuta por cortes horizontales dispuestos en forma ascendente; el avance inicia en el nivel inferior y progresa hacia cotas superiores. Una vez concluida la limpieza del mineral volado en un corte, el volumen excavado se colmata con material detrítico estéril obtenido de los huecos de perro (dog hole) realizados en la caja techo en zonas competentes; este relleno no solo actúa como confinamiento pasivo de las paredes, sino que también proporciona una plataforma segura para que el personal y los equipos Jack Leg ejecuten el ciclo siguiente en el corte superior.

Previo a la optimización, las operaciones se basaban en el método de explotación de Shrinkage convencional, lo que implicaba la acumulación de mineral en los tajos y solo se extraía el 30% en promedio de mineral que se producía por el esponjamiento, también se utilizaba el sistema de acarreo con carros Z-20 e izaje exterior hacia la tolva mediante wincheo en ascenso. Tras el análisis, se migró al método de Corte y Relleno Ascendente (Overhand Cut and Fill). Esta técnica es idónea para vetas angostas, ya que maximiza la recuperación selectiva de baritina y asegura el control geomecánico de las cajas mediante relleno sistemático.

La operación avanza verticalmente a través de cortes horizontales. Tras la limpieza del mineral, el espacio vacío se colma con material estéril obtenido in situ mediante la excavación de estocadas ('dog holes') en sectores competentes de la caja techo. Este relleno cumple una función dual crítica: provee confinamiento pasivo a las paredes y constituye el piso de trabajo necesario para la perforación del siguiente nivel.

Este nuevo sistema se utiliza en los tajos 705E, 702W, 702E, 706W, 706 E, por debajo del nivel 3705 (riqueza inferior), para la extracción de mineral de estos tajos se construyó un crucero de 300 metros denominado crucero San Lorenzo ubicado en la cota 3600, en este crucero se utiliza el sistema de acarreo sobre rieles con carros mineros U 35.

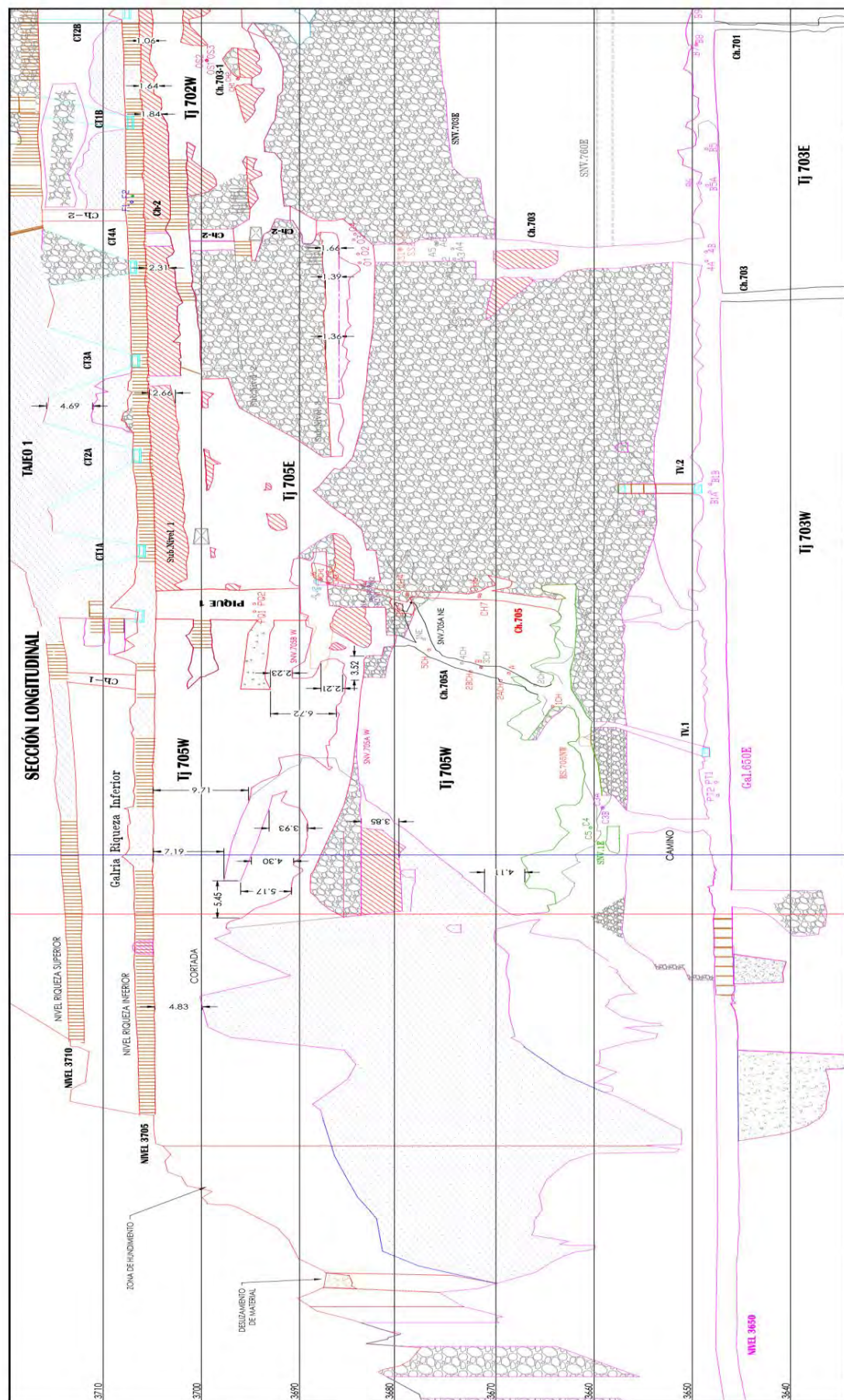
Imagen 21: Método de corte y relleno ascendente.



Fuente: Academia.pe

A continuación, se muestra el nuevo método de explotación en el tajo 705E en el cual se emplea el corte y relleno ascendente.

Imagen 22: Método de corte y relleno ascendente en la Mina Patay.



Fuente: Departamento de minas comacsa

Imagen 23: Tajo con método de corte y relleno.



Fuente: Propia

Los costos de este nuevo método son los siguientes:

Costo de limpieza de tajo: La limpieza de mineral se realiza a un chut centran en el medio del tajo por donde se acumula y extrae el mineral.

Tabla 26: Tiempos y rendimiento de la limpieza en tajo.

TIEMPOS	min
Tiempo de carguio (min)	1.50
Tiempo de traslado (min)	1.00
Descarga	0.15
Tiempo de retorno (min)	0.25
Imprevistos (min)	0.50
Tiempo total ciclo (min)	3.40
Tiempo total ciclo (hrs)	0.057
Total m3/hrs	1.94

RENDIMIENTOS		
Capacidad carretilla	0.11	m3

Fuente: Propia

Tabla 27: Análisis de precio unitario de la limpieza de mineral en tajo.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
	Partida	:	Limpieza de mineral en tajos		Rendimiento	:	1.94	m3/hrs	
					Volumen capacidad	:	0.11	m3	
	Unidad de medida	:	m3		Horas por guardia	:	10.00	hrs	
	Elaborado por	:	Gerencia de Minas		Tipo de roca	:	Regular		
	Unidad de produccion	:	Patay Uno		Incluye	:	Con Carretilla		
	Tipo de material	:	Mineral / Desmonte						
			Limpieza a 10m						
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA								
	Capataz		0.50	hh	5.00%	8.62	4.31	2.22	
	Maestro Minero		0.50	hh	5.00%	8.01	4.01	2.06	
	Ayudante Minero		8.00	hh	80.00%	7.64	61.10	31.47	
	Peon de Mina		8.00	hh	80.00%	7.64	61.10	31.47	
	Ingeniero Jefe de Gdía.		0.50	hh	5.00%	23.70	11.85	6.10	
	Inspector de Seguridad		0.50	hh	5.00%	0.00	0.00	0.00	73.34
Item	Descripción		Cant.	Und.	Vida Util	P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS								
2.10	HERRAMIENTAS								
	Comba de acero forjado de 12 lb		1.00	ml	150.00	69.00	0.46	0.24	
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y		2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.17	
	Pico de acero con mango de 5 lbs		2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.17	
	Lampara Minera		18.00	hh	360.00	187.04	9.35	4.82	
	Carretilla tipo Buggy		2.00	und	180.00	290.00	3.22	1.66	7.05
2.20	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo		4.00	und	360.00	11.80	0.05	0.03	
	Casco tipo Jockey dielectrico		1.00	und	360.00	24.32	0.03	0.01	
	Porta Lampara para casco MSA		4.00	und	360.00	6.37	0.03	0.02	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras		4.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras		4.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Barbiquejo con mentonera para Casco		4.00	und	360.00	1.42	0.01	0.00	
	Botas de Jebe con puntera de Acero		3.00	und	180.00	61.95	0.43	0.22	
	Botines de Seguridad		1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.05	
	Correas porta Lampara en suela de Vira		4.00	und	360.00	14.16	0.07	0.03	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos		4.00	und	90.00	8.14	0.15	0.08	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido		4.00	und	90.00	8.51	0.16	0.08	
	Tapones auditivos		4.00	und	90.00	3.32	0.06	0.03	
	Tafilete de 4 puntas p/casco		4.00	und	360.00	9.20	0.04	0.02	
	Respirador 3M silicona 7502		4.00	und	180.00	81.75	0.76	0.39	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas		4.00	und	30.00	22.05	1.23	0.63	
	Ropa de Trabajo		4.00	und	180.00	76.70	0.71	0.37	1.99
COSTO DIRECTO									82.38
GASTOS GENERALES - LIMA				0.0%					0.00
COSTO TOTAL				S/M3					82.38

Fuente: Propia

Costo de tendido de relleno: El tendido de relleno con material estéril producto de los huecos de perro se realiza con carretilla y es el siguiente:

Tabla 28: Tiempos y rendimiento de tendido de relleno.

TIEMPOS	min
Tiempo de carguío (min)	1.00
Tiempo de traslado (min)	0.30
Descarga	0.15
Tiempo de retorno (min)	0.25
Tendido	0.15
Imprevistos (min)	0.60
Tiempo total ciclo (min)	2.45
Tiempo total ciclo (hrs)	0.041
Total m3/hrs	2.70
RENDIMIENTOS	
Capacidad carretilla	0.89 0.11 m3

Fuente: Propia

Tabla 29: Análisis de precio unitario de la limpieza de mineral en tajo.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
Partida	:	Tendido de relleno carretilla		Rendimiento	:	2.70 m3/hrs			
Unidad de medida	:	m3		Volumen capacidad	:	0.11 m3			
Elaborado por	:	Gerencia de Minas		Horas por guardia	:	10.00 hrs			
Unidad de produccion	:	Patay Uno		Tipo de roca	:	Regular			
Tipo de material	:	Mineral / Desmonte		Incluye	:	Con Carretilla			
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA								
	Capataz		0.50	hh	5.00%	8.62	4.31	1.60	
	Maestro Minero		0.00	hh	0.00%	8.01	0.00	0.00	
	Ayudante Minero		10.00	hh	100.00%	7.64	76.37	28.29	
	Peon de Mina		10.00	hh	100.00%	7.64	76.37	28.29	
	Ingeniero Jefe de Gdia.		0.50	hh	5.00%	23.70	11.85	4.39	
	Inspector de Seguridad		0.00	hh	0.00%	0.00	0.00	0.00	62.57
Item	Descripción		Cant.	Und.	Vida Util	P.U (\$/.)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS								
2.10	HERRAMIENTAS								
	Comba de acero forjado de 12 lb		1.00	ml	150.00	69.00	0.46	0.17	
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y		2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.12	
	Pico de acero con mango de 5 lbs		2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.12	
	Lampara Minera		21.00	hh	360.00	187.04	10.91	4.04	
	Carretilla tipo Buggy		2.00	und	180.00	290.00	3.22	1.19	5.65
2.20	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo		4.00	und	360.00	11.80	0.05	0.02	
	Casco tipo Jockey dielectrico		1.00	und	360.00	24.32	0.03	0.01	
	Porta Lampara para casco MSA		5.00	und	360.00	6.37	0.04	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Barbiquejo con mentonera para Casco		5.00	und	360.00	1.42	0.01	0.00	
	Botas de Jebe con puntera de Acero		4.00	und	180.00	61.95	0.57	0.21	
	Botines de Seguridad		1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.03	
	Correas porta Lampara en suela de Vira		5.00	und	360.00	14.16	0.08	0.03	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos		4.00	und	90.00	8.14	0.15	0.06	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido		4.00	und	90.00	8.51	0.16	0.06	
	Tapones auditivos		5.00	und	90.00	3.32	0.08	0.03	
	Tafilete de 4 puntas p/casco		5.00	und	360.00	9.20	0.05	0.02	
	Respirador 3M silicona 7502		5.00	und	180.00	81.75	0.95	0.35	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas		5.00	und	30.00	22.05	1.53	0.57	
	Ropa de Trabajo		5.00	und	180.00	76.70	0.89	0.33	1.76
	COSTO DIRECTO								69.98
	GASTOS GENERALES - LIMA			0.0%					0.00
	COSTO TOTAL			S./M3					69.98

Fuente: Propia

d.2) Nuevo método de Acarreo

En el esquema mejorado, el transporte del mineral se efectúa con carros mineros U-35, equipos ampliamente utilizados en minería subterránea por su capacidad para movilizar tanto mineral valioso como estéril con mayor continuidad operativa.

o VAGONES U-35

La flota considera unidades U-35 y V-40 con una capacidad aproximada de 35 pies³ (equivalente a 1 m³); su construcción prioriza robustez estructural, con controles exigentes sobre calidad de soldadura y espesor de acero. Además, el diseño incorpora tolva móvil para volteo lateral, posibilita tracción manual o arrastre con locomotora e integra mecanismos de seguridad de accionamiento manual y por pedal.

Diseñados con tolva móvil para volteo lateral, estos carros son aptos tanto para tracción manual como para arrastre con locomotora, e incorporan sistemas de seguridad de accionamiento manual y por pedal. El inventario actual de carros U-35 en la mina 'Patay Uno' es el siguiente:

Tabla 30: Cantidad de carros mineros U-35 en la Mina Patay Uno.

DESCRIPCION	CANTIDAD (UND)
Carro Minero modelo U35 de trocha 500mm	6

Fuente: Propia

Tabla 31: Especificaciones de carros mineros sobre rieles.

Especificaciones Referenciales para Carros Mineros Ofrecidos*					
Modelo	Capacidad		Peso de Carro	Trocha	Distancia Entre
Estandar	(pie ³)	(m ³)	Minero (kg)	(mm)	Ejes (mm)
U-30	30	0.85	485	500 - 600	651
U-35	35	0.99	620	500 - 600	651
V-40	40	1.13	780	500 - 600	750
G-60	60	1.69	1900	500 - 600	840
G-80	80	2.26	2130	600 - 762	910
G-120	120	3.39	3160	600 - 762	1080
G-140	140	3.96	3600	750 - 914	1280
G-160	160	4.53	4100	750 - 914	1450
G-180	180	5.09	4550	750 - 914	1600

Fuente: Serminsa

Imagen 24: Carros mineros U-35 en la Mina Patay Uno.



Fuente: Propia

- **Capacidad del carrito minero U-35**

CAPACIDAD				
Capacidad U-35	0.99	m3	2.55	Capacidad del carrito U-35 en toneladas

Factor de esponjamiento = 0.6

P.E. Baritina promedio = 4.3 g/cm³

- **Tiempo y rendimiento de acarreo con carrito minero U-35**

En la tabla adjunta se registran los tiempos operativos de los carros U-35 en el Crucero 3600 San Lorenzo. Dicho análisis abarca el acarreo de mineral (baritina) acumulado en el Chut 705.

Tabla 32: Tiempos y rendimiento del sistema de acarreo sobre rieles.

TIEMPOS	min
Tiempo de carguio (min)	5.10
Tiempo de traslado (min)	2.30
Descarga	1.00
Tiempo de retorno (min)	2.22
Desate de roca	1.70
Imprevistos (min)	1.00
Tiempo total ciclo (min)	13.32
Tiempo total ciclo (hrs)	0.222
Total m3/hrs	4.50

Fuente: Propia

El costo del nuevo sistema de acarreo con carros mineros U35 es el siguiente:

Tabla 33: Análisis de precio unitario del acarreo con carros mineros U35.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
	Partida	:	Limpieza a pulso y extracción U-35	Rendimiento	:	4.50	m3		
	Unidad de medida	:	m3	Volumen capacidad	:	1.00	m3		
	Elaborado por	:	Gerencia de Minas	Horas por guardia	:	10.00	hrs		
	Unidad de producción	:	Patay Uno	Tipo de roca	:	Regular			
	Tipo de material	:	Mineral / Desmonte						
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA								
	Capataz		1.50	hh	15.00%	8.62	12.94	2.87	
	Maestro Minero		7.00	hh	70.00%	8.01	56.10	12.45	
	Ayudante Minero		7.00	hh	70.00%	7.64	53.46	11.87	
	Peon de Mina		7.00	hh	70.00%	7.64	53.46	11.87	
	Ingeniero Jefe de Gdía.		1.00	hh	10.00%	23.70	23.70	5.26	
	Inspector de Seguridad		0.50	hh	5.00%	0.00	0.00	0.00	44.32
Item	Descripción		Cant.	Und.	Vida Útil	P.U (S/.)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS								
2.20	HERRAMIENTAS								
	Pintura rojo spray 1/8		1.00	und	15.00	15.00	1.00	0.22	
	Comba de acero forjado de 12 lb		1.00	und	150.00	69.00	0.46	0.10	
	Flexometro Stanley		1.00	und	180.00	26.00	0.14	1.00	
	Manguera de jebe y lona de 1/2"		2.00	ml	250.00	6.50	0.05	0.01	
	Manguera de jebe y lona de 1"		2.00	ml	250.00	9.32	0.07	0.02	
	Aceite		1.00	Gdía	1.00	40.00	40.00	8.88	
	Lampa tipo cuchara con mango metálico Y		2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.07	
	Llave Stilson		1.00	und	180.00	12.29	0.07	0.02	
	Llave francesa 8"		1.00	und	180.00	15.00	0.08	0.02	
	Llave francesa 12"		1.00	und	180.00	29.15	0.16	0.04	
	Pico de acero con mango de 5 lbs		2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.07	
	Brochas de Nylon		2.00	und	150.00	23.80	0.32	0.07	
	Atacador de Madera		2.00	und	180.00	15.00	0.17	0.04	
	Barreta de 6' punta pincel		2.00	und	180.00	90.00	1.00	0.22	
	Barreta de 8' punta pincel		2.00	und	180.00	95.00	1.06	0.23	
	Cintas Band it		2.00	ml	30.00	5.31	0.35	0.08	
	Saca Barrenos		1.00	und	180.00	55.00	0.31	0.07	
	Cucharilla		1.00	und	360.00	20.00	0.06	0.01	
	Lampara Minera		24.00	hh	360.00	187.04	12.47	2.77	13.94
2.30	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Casco de Plástico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo		4.00	und	360.00	11.80	0.05	0.01	
	Casco tipo Jockey dielectrico		1.00	und	360.00	24.32	0.03	0.01	
	Porta Lampara para casco MSA		5.00	und	360.00	6.37	0.04	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.01	
	Barbiquejo con mentonera para Casco		5.00	und	360.00	1.42	0.01	0.00	
	Botas de Jebe con puntera de Acero		4.00	und	180.00	61.95	0.57	0.13	
	Botines de Seguridad		1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.02	
	Correas porta Lampara en suela de Vira		5.00	und	360.00	14.16	0.08	0.02	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos		4.00	und	90.00	8.14	0.15	0.03	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido		4.00	und	90.00	8.51	0.16	0.03	
	Tapones auditivos		5.00	und	90.00	3.32	0.08	0.02	
	Tafilete de 4 puntas p/casco		5.00	und	360.00	9.20	0.05	0.01	
	Respirador 3M silicona 7502		5.00	und	180.00	81.75	0.95	0.21	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas		5.00	und	30.00	22.05	1.53	0.34	
	Ropa de Trabajo		5.00	und	180.00	76.70	0.89	0.20	1.05
COSTO DIRECTO									59.32
GASTOS GENERALES - LIMA									0.00
COSTO TOTAL									59.32

Fuente: Propia

d.3) Nuevo método de Acumulación

El nuevo sistema de acumulación de mineral baritina consiste en la descarga directa de los carros mineros U-35 en la 'Tolva San Lorenzo', construida en la bocamina del Crucero San Lorenzo (Nivel 3600). Esta infraestructura posee una capacidad de almacenamiento de 60 toneladas y fue diseñada dimensionalmente para permitir el carguío de volquetes de 18 toneladas, este volquete esta encargado del traslado final hacia la zona de selección en Palca-Tarma.

La implementación de este método de acumulación elimina la necesidad del antiguo sistema de izaje (wincheo) exterior. Como resultado, se optimiza la productividad del personal y se suprimen los gastos operativos vinculados a dicho proceso, tales como el consumo de combustible, mantenimiento del equipo, planilla del personal y limitaciones de la capacidad de este sistema.

Con este nuevo método se eliminan los costos unitarios de acumulación de mineral que teníamos del método anterior.

Imagen 25: Tolva San Lorenzo.



Fuente: Propia

Imagen 26: Carguío de mineral al volquete en la tolva San Lorenzo.



Fuente: Propia

Imagen 27: Descarga en la tolva San Lorenzo.



Fuente: Propia

4.2.4.3. Planeamiento y programación para la nueva capacidad de producción

4.2.4.3.1. Ciclo de minado en nuevas condiciones

4.2.4.3.1.1. Perforación y Voladura

Para las operaciones de perforación en las nuevas condiciones de explotación se mantiene la selección de perforadoras Jack Leg Atlas Copco RH-656W basándose en la disponibilidad de recursos y restricciones técnicas. El equipo requiere 48 l/s (100 cfm) de aire y se ajusta al diseño del nivel 3600 y los tajos en producción (705E, 702W, 702E) considerando también la capacidad de compresión instalada. El objetivo es lograr un avance de 6 pies en secciones de 1.83 m x 2.13 m con la máxima eficiencia de costos y penetración, así como también la perforación en los tajos empleando el método de corte y relleno ascendente.

Para el proceso de voladura se utilizan:

Explosivos: Emulnor 3000 (1" x 7") y Emulnor 1000 (1" x 7").

Iniciación: Carmex y Mecha Lenta.

Para este método se incremento la perforación y voladura en los huecos de perro (dog hole) para la obtención de relleno para los tajos y su costo es el siguiente:

Tabla 34: Análisis de rendimiento.

Avance	Und	Cant.
Largo	m	1.56
Ancho	m	1.20
Altura	m	1.80
Factor de arco	%	0.975
Sección de labor	m2	2.11
Volume in-situ por metro de avance	m3	2.11
Factor de esponjamiento		35%
Volumen Esponjado por metro de ava	m3	2.84
Peso específico Desmonte insitu	t/mt3	2.70
Peso específico Desmonte insitu dilu	t/mt3	2.00
Volumen in-situ por disparo	m3	3.29
Volumen Esponjado por disparo	m3	4.45
Ton. por disparo	ton.	8.89

Fuente: Propia

Tabla 35: Análisis de precio unitario perforación en los Dog Hole.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
	Partida	:	dog hole 4'x 6' Pies			Rendimiento	:	1.56 mts	
	Dimensiones	:	1.20 x 1.80			Longitud de Barreno	:	1.83 mts	6.00
						Eficiencia Perforacion	:	1.65 mts	5.40
	Unidad de medida	:	ML			Eficiencia voladura	:	95%	90%
	Elaborado por	:	Gerencia de Minas			N° taladros perforados	:	17	
	Unidad de produccion	:	Patay Uno			N° taladros disparados	:	17	
	Tipo de material	:	Desmante			Volumen roto	:	3.29 m3	
	Tipo de roca	:	Regular			Tonelaje roto	:	8.89 ton	
	Incluye	:	Con Maquina Perforadora			Factor de potencia	:	1.50 Kg/m3	
						Velocidad de perforacion	:	27.98 Mts/hmq	
						Horas por guardia	:	10.00 hrs	
						Densidad de material	:	2.70	
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (S/-)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA								
	Capataz		0.20	hh	15.00%	8.62	1.72	1.10	
	Maestro Minero		1.80	hh	18.00%	8.01	14.43	9.23	
	Ayudante Minero		1.80	hh	18.00%	7.64	13.75	8.79	
	Peon de Mina		1.80	hh	18.00%	7.64	13.75	8.79	
	Ingeniero Jefe de Gdia.		0.16	hh	10.00%	23.70	3.79	2.42	
	Inspector de Seguridad		0.10	hh	5.00%	0.00	0.00	0.00	30.34
Item	Descripción		Cant.	Und.	Vida Util	P.U (S/-)	Parcial	S-Total	Total
2.00	SUMINISTROS								
2.10	MATERIALES DE PERFORACION								
	Barra de acero 7/8" x 3' x 40mm		0.026	Und	1,800.00	301.79	7.70	4.92	
	Barra de acero 7/8" x 5' x 33mm		0.009	Und	1,800.00	336.16	2.86	1.83	
	Barra de acero 7/8" x 8' x 32mm		0.017	Und	1,800.00	361.34	6.14	3.93	10.68
2.20	HERRAMIENTAS								
	Pintura rojo spray 1/8		1.00	und	15.00	15.00	1.00	0.64	
	Comba de acero forjado de 12 lb		1.00	ml	150.00	69.00	0.46	0.29	
	Flexometro Stanley		1.00	und	180.00	26.00	0.14	1.00	
	Manguera de jebe y lona de 1/2"		2.00	ml	250.00	6.50	0.05	0.03	
	Manguera de jebe y lona de 1"		2.00	ml	250.00	9.32	0.07	0.05	
	Lampa tipo cuchara con mango metalico Y		2.00	und	150.00	25.00	0.33	0.21	
	Llave Stilson		1.00	und	180.00	12.29	0.07	0.04	
	Llave francesa 8"		1.00	und	180.00	15.00	0.08	0.05	
	Llave francesa 12"		1.00	und	180.00	29.15	0.16	0.10	
	Pico de acero con mango de 5 lbs		2.00	und	180.00	29.00	0.32	0.21	
	Atacador de Madera		2.00	und	180.00	15.00	0.17	0.11	
	Barreta de 6' punta pincel		2.00	und	180.00	90.00	1.00	0.64	
	Barreta de 8' punta pincel		2.00	und	180.00	95.00	1.06	0.68	
	Saca Barrenos		1.00	und	180.00	55.00	0.31	0.20	
	Cucharilla		1.00	und	360.00	20.00	0.06	0.04	
	Lampara Minera		5.86	hh	360.00	187.04	3.04	1.95	6.23
2.30	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Casco de Plastico Minero c/ tafilete de 4 puntas rojo		4.00	und	360.00	11.80	0.05	0.03	
	Casco tipo Jockey dielectrico		1.00	und	360.00	24.32	0.03	0.02	
	Porta Lampara para casco MSA		5.00	und	360.00	6.37	0.04	0.02	
	Anteojos Astroglass Lunas Claras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.02	
	Anteojos Astroglass Lunas Oscuras		5.00	und	180.00	2.83	0.03	0.02	
	Barbiquejo con mentonera para Casco		5.00	und	360.00	1.42	0.01	0.01	
	Botas de Jebe con puntera de Acero		4.00	und	180.00	61.95	0.57	0.37	
	Botines de Seguridad		1.00	und	360.00	79.92	0.09	0.06	
	Correas porta Lampara en suela de Vira		5.00	und	360.00	14.16	0.08	0.05	
	Guantes de Cuero amarillo refuerzo entre dedos		4.00	und	90.00	8.14	0.15	0.10	
	Guantes de Hycron nitrilo Puño Tejido		4.00	und	90.00	8.51	0.16	0.10	
	Tapones auditivos		5.00	und	90.00	3.32	0.08	0.05	
	Tafilete de 4 puntas p/casco		5.00	und	360.00	9.20	0.05	0.03	
	Respirador 3M silicona 7502		5.00	und	180.00	81.75	0.95	0.61	
	Filtro Pure 100 (2091) c/ polvos y neblinas		5.00	und	30.00	22.05	1.53	0.98	
	Ropa de Trabajo		5.00	und	180.00	76.70	0.89	0.57	3.03
Item	Descripción		Cant.	Und.		P.U (S/-)	Parcial	S-Total	Total
2.40	EXPLOSIVOS								
	Emulnor 3000 1 x7		140	und		0.192	26.90	17.21	
	Fulminante fanel		17	und		0.160	2.72	1.74	
	mecha de seguridad		41.59	m		0.160	6.65	4.26	
	Gambuchas		34.00	und		0.029	1.00	0.64	23.84
3.00	EQUIPOS								
	Maquina Perforadora		1.40	pies		0.22	0.30	0.20	0.20
COSTO DIRECTO									74.32
GASTOS GENERALES - LIMA				0.0%					0.00
COSTO TOTAL				S//ML					74.32
COSTO TOTAL				S//Tonelada					13.07

Fuente: Propia

4.2.4.3.1.2. Limpieza y Acarreo

La limpieza de mineral se sigue realizando de forma manual tanto del frente del crucero San Lorenzo como también de los chuts de acumulación de mineral de los tajos 705E, 702E y 702W.

El nuevo sistema de acarreo en la unidad 'Patay Uno' emplea carros mineros U-35, unidades robustas de 1 m³ de capacidad con tolva de volteo lateral y sistemas de seguridad, aptas para tracción manual o locomotoras. La flota actual consta de 6 carros (trocha 500mm).

Considerando las propiedades de la Baritina (P.E. 4.3 g/cm³ y esponjamiento de 0.6), cada vagón transporta una carga efectiva de 2.55 toneladas. La operación se centraliza en el Crucero 3600 San Lorenzo, evacuando el mineral acumulado en los chuts hacia la tolva principal en la bocamina del crucero San Lorenzo.

El análisis de tiempos determina un rendimiento operativo de 4.50 m³/hora, estableciendo un costo total de 59.32 soles por metro cúbico, lo que valida la eficiencia técnica y económica de este método de transporte.

Imagen 28: Traslado de mineral sobre carros mineros U-35.



Fuente: Propia

4.2.4.3.1.3. Sostenimiento

Para el nuevo método de explotación se sigue utilizando el mismo sostenimiento con cuadros de madera para las zonas donde la calidad del macizo se clasifica como Mala a Muy Mala (Tipo V), ya sean cuadros completos o cojos.

También se utiliza puntales de seguridad y guarda cabeza en los tajos 705E, 702E y 702W puestos que estos tajos se encuentran en producción.

La instalación de estos elementos obedece a un espaciamiento técnico estricto de 1.00 m a 1.20 m, según la criticidad del terreno. Económicamente, el costo de la instalación de cuadros de madera es de 521.62 soles por cuadro completo, lo que equivale a un costo unitario de 31.65 soles por metro cúbico, garantizando así el control efectivo de la zona de trabajo.

Imagen 29: Sostenimiento con cuadros de madera.



Fuente: Propia

4.2.4.3.1.4. Acumulación exterior mina

El nuevo sistema de acumulación de mineral (baritina) se basa en la descarga directa de los carros mineros U-35 en la 'Tolva San Lorenzo', ubicada en la bocamina del Crucero San Lorenzo (Nivel 3600). Esta infraestructura posee una capacidad de almacenamiento de 60 toneladas y fue diseñada dimensionalmente para facilitar el carguío de volquetes de 18 toneladas, responsables del transporte final hacia la zona de selección en Palca-Tarma.

La implementación de este método elimina la necesidad del antiguo sistema de izaje (wincheo) exterior. Como resultado, se optimiza la productividad del personal y se suprimen los gastos operativos asociados (combustible, mantenimiento, mano de obra) y las restricciones de capacidad inherentes al sistema previo, eliminando así los costos unitarios de acumulación del método anterior. Con este sistema se elimina el costo de wincheo exterior que es de 60.55 S./m³ o 23.47 S./ton.

Imagen 30: Acumulación de mineral en la tolva san Lorenzo.



Fuente: Propia

4.2.4.3.2. Programación anual de producción mejorado

A continuación, se detalla la producción mensual obtenida tras la optimización de los parámetros operativos en la unidad minera 'Patay Uno'. Dicha reingeniería abarca la introducción del acarreo sobre rieles con carros U-35, el cambio del método de explotación y la eliminación del sistema de wincheo, permitiendo la acumulación directa en la bocamina del Crucero San Lorenzo (Nivel 3600).

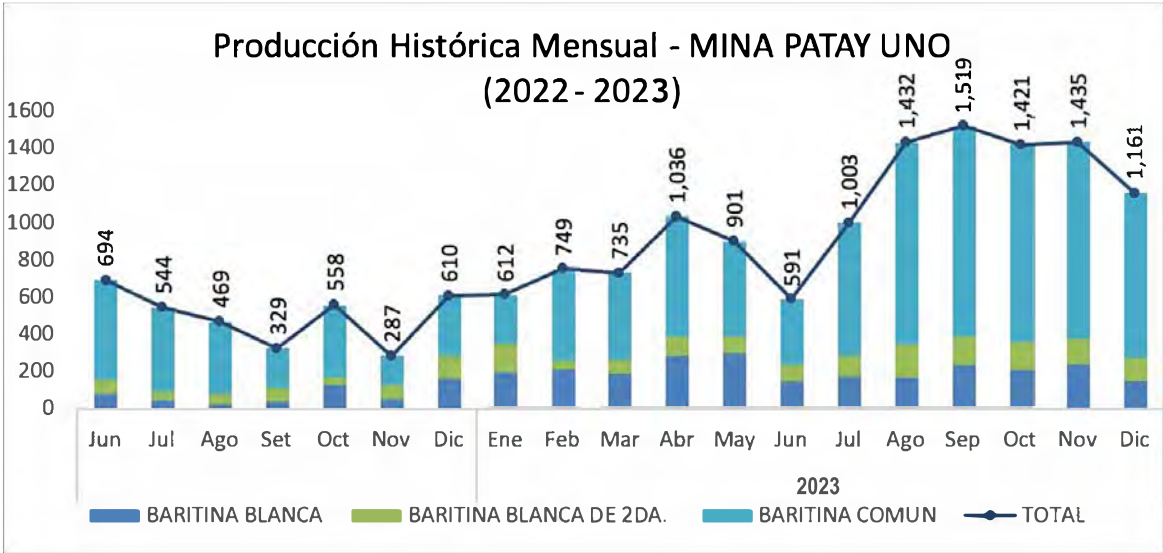
Los datos analizados corresponden a los periodos 2022 y 2023, años en los que estas modificaciones operaron en su totalidad."

Tabla 36: Producción diaria y por mes con las mejoras implementadas.

PRODUCCION MINA PATAY MENSUAL (Toneladas)																		
MINERAL	2022							2023										
	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov
BARITINA BLANCA	82	46	28	43	129	55	161	201	214	190	288	300	148	177	169	240	214	243
BARITINA BLANCA DE 2DA.	73	48	51	76	41	76	130	152	50	81	103	94	92	111	181	155	150	133
BARITINA COMUN	539	450	389	210	387	155	319	259	485	464	646	507	351	715	1,082	1,124	1,057	1059
PRODUCCION TOTAL	694	544	469	329	558	287	610	612	749	735	1,036	901	591	1,003	1,432	1,519	1,421	1,435

Fuente: Propia

Grafico 10: Producción histórica mensual de la mina Patay Uno con las mejoras implementadas.



Fuente: Propia

4.2.4.3.3. Costo de explotación mejorado

A continuación, se detalla el costo total por tonelada después de implementar los nuevos parámetros de mejora en el ciclo de minado de la Mina Patay Uno, para lo cual se presenta el siguiente cuadro:

- o Densidad específica de la baritina en promedio = 4.2 g/cm³
- o Factor de esponjamiento = 0.6

Tabla 37: Costo de explotación con los parámetros nuevos de operación.

Costo total de explotación por tonelada - Mina Patay		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Perforacion y voladura	16.71	6.48
Perforacion y voladura Dog Hole	74.32	13.07
Limpieza de mineral en tajo	82.38	31.93
Tendido de relleno con carretilla	69.98	27.12
Acarreo	59.32	22.99
Sostenimiento	31.65	12.27
Acumulacion en el exterior	0	0.00
Costo total de explotación por tonelada		113.86

Fuente: Propia

El costo por tonelada en el nuevo método de explotación era de 113.86 soles por tonelada.

El costo total de producción es el siguiente:

Tabla 38: Costo total de explotación con los parámetros nuevos de operación.

Costo total de explotación despues de la mejora			
Mes	Produccion (toneladas)	Costo por tonelada (Soles/Tonelada)	Costo de explotacion (Soles)
Ene-23	612	S/ 113.86	S/ 69,682.75
Feb-23	749	S/ 113.86	S/ 85,281.66
Mar-23	735	S/ 113.86	S/ 83,687.61
Abr-23	1036	S/ 113.86	S/ 117,959.68
May-23	901	S/ 113.86	S/ 102,588.49
Jun-23	591	S/ 113.86	S/ 67,291.67
Jul-23	1003	S/ 113.86	S/ 114,202.28
Ago-23	1432	S/ 113.86	S/ 163,048.52
Set-23	1519	S/ 113.86	S/ 172,954.40
Oct-23	1421	S/ 113.86	S/ 161,796.05
Nov-23	1435	S/ 113.86	S/ 163,390.10
Dic-23	1161	S/ 113.86	S/ 132,192.27
Costo total de Produccion del año 2023			S/ 1,434,075.49

Fuente: Propia

El costo de producción del año 2023 fue de S/ 1,434,075.49 con un costo por tonelada de S/ 113.86 y una producción total de 12,595.00 toneladas.

CAPITULO V

ANALISIS DE LOS RESULTADOS

5.1. Mejoramiento de parámetros del ciclo de minado.

Para mejorar la productividad y los costos en la unidad minera Patay Uno, se determinaron tres parámetros clave que requirieron mejoramiento y estos son:

- o Método de Explotación
- o Método de Acarreo
- o Método de Acumulación

A continuación, se describe las modificaciones realizadas en estos parámetros y se analiza el impacto del nuevo ciclo de minado.

5.1.1. Método de Explotación

Previo a la optimización, la unidad operaba bajo el método de Shrinkage convencional, empleando carros mineros Z-20 y un sistema logístico que requería acopiar el mineral en el exterior para luego izarlo (wincheo) hacia la tolva de almacenamiento.

Actualmente, se ha migrado al método de Corte y Relleno Ascendente (Overhand Cut and Fill). Esta técnica es idónea para vetas angostas y tipo rosario, ya que permite una extracción de baritina altamente selectiva y asegura la estabilidad de las cajas mediante el relleno progresivo de los espacios excavados.

Tabla 39: Comparativa de parámetros en el método de explotación.

Metodo de Explotacion Shrinkage convencional		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Perforacion y voladura	16.71	6.48
Limpieza de mineral en tajo	84.61	32.79
	TOTAL	39.27

Metodo de Explotacion Corte y Relleno Ascendente		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Perforacion y voladura	16.71	6.48
Perforacion y voladura Dog Hole	74.32	13.07
Limpieza de mineral en tajo	82.38	31.93
Tendido de relleno con carretilla	69.98	27.12
	TOTAL	78.60

Fuente: Propia

Como se puede apreciar el costo de explotación con el método de Corte y Relleno Ascendente es mas costoso que el método de explotación por Shrinkage convencional, puesto que en este método se tiene que realizar los procesos de Perforación y voladura Dog Hole y Tendido de relleno con carretilla. Sin embargo, con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente se **incrementa la producción en un 101.8 %** y en conjunto incluyendo el acarreo y la acumulación en exterior mina este costo disminuye.

5.1.2. Método de Acarreo

La mejora del desempeño del transporte se sustentó en la implementación del acarreo con carros U-35, con lo cual se fortaleció simultáneamente la capacidad de carga y la eficiencia de costos. Actualmente operan seis unidades con trocha de 500 mm, cada una con volumen de 1 m³, tolva de volteo lateral y posibilidad de trabajo con tracción manual o motorizada. Considerando un P.E. de 4.3 g/cm³ para la baritina y un factor de esponjamiento de 0.6, la carga efectiva por carro alcanza 2.55 t.

El flujo se concentra en el traslado desde el Crucero 3600 San Lorenzo hacia la tolva en bocamina, mostrando un rendimiento de 4.50 m³/h y un costo total de 59.32 S/ por m³, lo que evidencia viabilidad técnica y económica.

Tabla 40: Comparativa de parámetros en el método de explotación.

Método de acarreo con carros mineros Z-20		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Acarreo	115.56	44.79
TOTAL		44.79

Método de acarreo con carros mineros U-35		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Acarreo	59.32	22.99
TOTAL		22.99

Fuente: Propia

Como se puede apreciar el costo del nuevo transporte con carros mineros U-35 en reemplazo de carros mineros Z-20 es más eficiente tanto en la capacidad de transporte como en los costos con una reducción de **21.8 soles por tonelada**.

5.1.3. Método de Acumulación

La acumulación mejorada de baritina se organiza mediante la descarga directa desde los carros U-35 hacia la Tolva San Lorenzo, ubicada en la bocamina del Crucero San Lorenzo (Nivel 3600); Con 60 t de capacidad, esta infraestructura fue dimensionada para agilizar el carguío de volquetes de 18 t, responsables del transporte hacia la zona de selección en Palca–Tarma.

Al consolidarse este esquema, el wincheo exterior deja de ser necesario; en consecuencia, se eliminan restricciones de capacidad y se suprimen costos asociados (combustible, mantenimiento y otros), generándose un ahorro directo al retirar del proceso el costo de wincheo de 60.55 S/m³ ($\approx$ 23.47 S/ton).

Tabla 41: Comparativa entre los métodos de acumulación.

Método de Acumulación con wincheo exterior		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Acumulación en el exterior	60.55	23.47
Costo total de explotación por tonelada		23.47

Método de Acumulación a la tolva san Lorenzo		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Acumulación en el exterior	0	0.00
Costo total de explotación por tonelada		0.00

Fuente: Propia

Como se puede apreciar el costo del nuevo sistema de acumulación en el exterior hacia la tolva San Lorenzo en el nivel 3600 y eliminando el método anterior de wincheo ascendente representa un ahorro de 60.55 Soles/m³ que equivalente a un ahorro de **23.47 soles por tonelada**.

5.2. Mejoramiento del costo de producción de mineral

La optimización de los parámetros operativos y del ciclo de minado mediante la implementación del nuevo método de explotación, el sistema de acarreo y la acumulación directa en la bocamina San Lorenzo permitió prescindir del wincheo exterior. Como consecuencia, se logró una reducción en los costos de producción, tal como se evidencia en la siguiente comparativa.

Tabla 42: Comparativa del costo de explotación antes y después de la mejora.

Costo total de explotación por tonelada - Anterior a la mejora		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Perforación y voladura	16.71	6.48
Limpieza de mineral en tajo	84.61	32.79
Acarreo	115.56	44.79
Sostenimiento	31.65	12.27
Acumulación en el exterior	60.55	23.47
Costo total de explotación por tonelada		119.80

Costo total de explotación por tonelada - Después de la mejora		
ACTIVIDAD	S/. X M3	S/. X Ton
Perforación y voladura	16.71	6.48
Perforación y voladura Dog Hole	74.32	13.07
Limpieza de mineral en tajo	82.38	31.93
Tendido de relleno con carretilla	69.98	27.12
Acarreo	59.32	22.99
Sostenimiento	31.65	12.27
Acumulación en el exterior	0	0.00
Costo total de explotación por tonelada		113.86

Fuente: Propia

Como se puede apreciar con las mejoras implementadas en los parámetros identificados en el ciclo de minado e implementando estas mejoras en la unidad minera Patay Uno, se logró reducir los costos de producción.

Con el antiguo sistema del costo por tonelada representaba los 119.80 soles por tonelada y luego de implementar las mejoras el costo por tonelada se redujo a 113.86 soles por tonelada, representando una reducción de **5.94 soles por tonelada**.

5.3. Comparación de producción entre la explotación anterior vs explotación actual

La implementación de mejoras en los parámetros del ciclo de minado generó un incremento sustancial en la producción. Esto fue posible gracias a que el nuevo método de explotación que eliminó las restricciones del método anterior que era el Shrinkage convencional, sistema que limitaba la extracción diaria únicamente al volumen generado por el esponjamiento del mineral.

A continuación, se presenta un análisis comparativo entre la producción registrada en el año 2020 (método antiguo) y los resultados obtenidos en el año 2023 tras la optimización operativa.

Grafico 11: Producción mensual de Mina Patay Uno del año 2020 con los antiguos parámetros de producción.



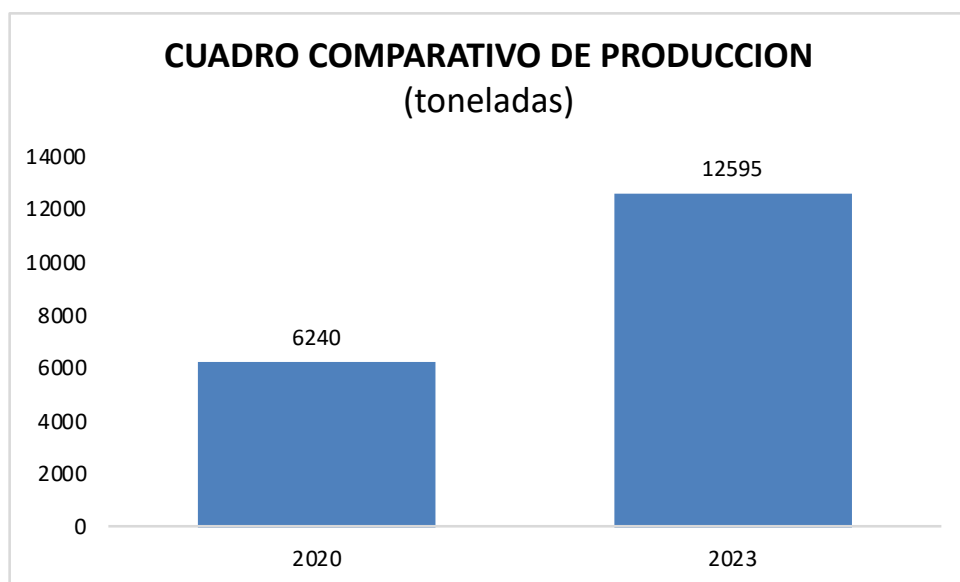
Fuente: Propia

Gráfico 12: Producción mensual de Mina Patay Uno del año 2023 con en nuevo sistema de producción.



Fuente: Propia

Grafico 13: Cuadro comparativo de producción entre el año 2020 y 2023.



Fuente: Propia

Como podemos apreciar en esta comparativa de la producción el incremento es sustancial entre el año 2020 que fue antes de aplicar la mejora y el año 2023 una vez implementado en su totalidad las mejoras.

En el año 2020 la producción total fue de 6240 toneladas, mientras que en el año 2023 la producción total fue de 12595 toneladas, lo que representa un **incremento de 6355 toneladas, un 101.84 % de incremento en la producción.**

5.4. Discusión de resultados

- Según los resultados obtenidos tras la implementación del método de explotación por Corte y Relleno Ascendente (Overhand Cut and Fill) en los tajos 705E, 702E y 702W, se observa que el costo operativo directo de minado es superior al del método de Shrinkage convencional. Este incremento se atribuye a la incorporación de procesos adicionales, tales como la perforación y voladura en los Dog Hole y el tendido manual de relleno con carretilla. No obstante, este cambio metodológico permitió un incremento en la producción del **101.8 %**. Al analizar el ciclo completo incluyendo el acarreo con carros mineros U35 y el sistema de acumulación en superficie en la tolva San Lorenzo, se obtuvo una reducción del costo por tonelada en **5.94 soles por tonelada**.
- Los resultados obtenidos con la implementación del nuevo sistema de acarreo, basado en una flota de carros mineros U-35 con capacidad de 1 m³ y una carga efectiva de 2.55 toneladas, ha optimizado el flujo de transporte desde los chutes del Crucero 3600 San Lorenzo hasta la tolva principal en bocamina. Este método ha demostrado una superioridad técnica y económica al alcanzar un rendimiento operativo de 4.50 m³/hora, con un **costo unitario de 59.32 S./m³ o 22.99 S./ton** . En términos comparativos, esta transición tecnológica logró una **reducción de 21.80 soles por tonelada** respecto al método anterior, validando la rentabilidad del proyecto.
- Los resultados obtenidos con la implementación del nuevo sistema de acumulación de baritina se fundamentan en la operatividad de la Tolva San Lorenzo, ubicada en la bocamina del Crucero 3600. Esta infraestructura, con una capacidad de 60 toneladas, ha permitido prescindir del antiguo sistema de izaje (wincheo) exterior. La eliminación de este método antiguo de wincheo exterior y el nuevo método de acumulación en la tolva del nivel 3600, ha generado una optimización económica significativa, traducándose en un ahorro de 60.55 S/m³, lo cual equivale a una **reducción de 23.47 soles por tonelada** en los costos operativos.

- Los resultados obtenidos en el incremento de la producción con la implementación de mejoras en los parámetros del ciclo de minado, a generado un incremento sustancial en la producción. el análisis comparativo entre la producción registrada en el año 2020 (método antiguo) y los resultados obtenidos en el año 2023 tras la optimización operativa. En el año 2020 la producción total fue de 6240 toneladas, mientras que en el año 2023 la producción total fue de 12595 toneladas, lo que representa un incremento de 6355 toneladas, un 101.84 % de incremento en la producción.
- Los resultados obtenidos con la optimización de los parámetros críticos en el ciclo de minado han generado un incremento sustancial en los niveles de extracción. Al realizar el análisis comparativo entre el periodo 2020 (bajo los parámetros del ciclo de minado antiguo) y el año 2023 (tras la implementación de las mejoras operativas), los resultados son determinantes: la producción anual ascendió de 6,240 toneladas a 12,595 toneladas. Este aumento de la producción en 6,355 toneladas representa un crecimiento del 101.84 % en la capacidad productiva de la unidad minera Patay Uno, validando la eficacia de la reingeniería aplicada.
- El análisis económico evidencia que la optimización integral de los parámetros operativos y del nuevo ciclo de minado logrado mediante el nuevo método de explotación, el sistema de acarreo y la acumulación directa en la bocamina San Lorenzo, permitió una reducción significativa en los costos de producción de la unidad minera Patay Uno. Bajo el ciclo de minado anterior, el costo operativo se situaba en 119.80 soles por tonelada; no obstante, tras la implementación de las mejoras, este valor se redujo a 113.86 soles por tonelada. Esta optimización representa un ahorro directo de **5.94 soles por tonelada**, validando la eficiencia económica del nuevo modelo propuesto.

CONCLUSIONES

1. Se concluye que los parámetros determinantes para incrementar la capacidad productiva de baritina en la unidad minera Patay Uno son de carácter operativo y logístico. La transición del método de explotación de Shrinkage convencional al de Corte y Relleno Ascendente, eliminó el cuello de botella que representaba la restricción de producción por la extracción de solo el mineral excedente producto del esponjamiento del mineral en los tajos. Asimismo, la estandarización de la flota de acarreo con carros mineros U-35 y la implementación de la Tolva San Lorenzo (60 TM) permitieron que la producción anual ascendiera de 6,240 a 12,595 toneladas, logrando un incremento del 101.84%.
2. Se determinó que los parámetros determinantes en el incremento de la producción y la reducción de costos operativos son el método de minado, el sistema de acarreo y el sistema de acumulación en el exterior de la mina. A pesar de que el nuevo método de explotación (Corte y Relleno Ascendente) conlleva procesos operativos adicionales, la optimización del sistema de acarreo mediante carros mineros U-35 y la eliminación definitiva del wincheo exterior permitieron suprimir gastos críticos de mantenimiento, combustible y energía. Como resultado, el costo total de producción disminuyó de 119.80 a 113.86 soles por tonelada, generando un ahorro neto de 5.94 S/ton. Este balance positivo valida la rentabilidad y la eficiencia de la inversión implementada en la unidad minera Patay Uno.
3. Los parámetros que influyen directamente son el nuevo método de explotación de Corte y Relleno Ascendente (Overhand Cut and Fill), que permite un incremento en la producción del 101.84 %, también el sistema de acarreo basado en carros mineros U-35 con una carga efectiva de 2.55 toneladas y un rendimiento operativo de 4.50 m³/hora, como también la acumulación centralizada en el Crucero 3600 San Lorenzo con una capacidad de 60 toneladas. Estos cambios permitieron establecer un ahorro neto de 5.94 S/ton, validando la eficiencia técnica del nuevo ciclo de minado.

4. Se determino la precisión y el ajuste eficiente de la producción se fundamentan en el ciclo de minado, las reservas probadas y probables y en las propiedades físicas de la baritina, específicamente su peso específico de 4.3 g/cm^3 y un factor de esponjamiento de 0.6. Estos parámetros técnicos determinan que cada vagón transporte una carga efectiva de 2.55 toneladas, lo cual permitió dimensionar adecuadamente la infraestructura de la Tolva San Lorenzo con una capacidad de 60 toneladas. Dicha infraestructura facilita el carguío final en volquetes de 18 toneladas para su transporte hacia la zona de selección en Palca-Tarma.
Considerando una reserva de mineral (probada y probable) de 36,000 toneladas y una producción promedio anual de 12,600 toneladas, la vida útil de la unidad minera se estima en aproximadamente 28.0 años. No obstante, este periodo está sujeto a las fluctuaciones del mercado y a los requerimientos de suministro de baritina por parte de la empresa COMACSA.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda la mecanización del sistema de transporte mediante la implementación de una locomotora a batería de 8 HP con un convoy de cinco carros mineros U-35. Esta actualización tecnológica es el parámetro logístico fundamental para superar el rendimiento actual de 4.50 m³/hora, permitiendo sustentar el incremento proyectado de la producción anual de baritina y optimizando el flujo de mineral hacia la Tolva San Lorenzo.
2. Se recomienda fortalecer el control operativo y financiero mediante la gestión basada en Indicadores Clave de Desempeño (KPIs). El monitoreo riguroso del costo unitario (S/ton), el rendimiento por guardia y la disponibilidad mecánica de los equipos permitirá identificar desviaciones en tiempo real, asegurando la sostenibilidad del ahorro neto de 5.94 S/ton alcanzado tras la optimización del ciclo de minado.
3. Para optimizar las fases de limpieza y seguridad del ciclo, se recomienda la implementación de winches de arrastre en los tajos (705E, 702E, 702W y proyectados) y el uso de sostenimiento activo mediante Split Sets. Al sustituir el traslado manual con carretilla por un sistema mecánico y asegurar la estabilidad de los frentes de trabajo, se acelera la evacuación del mineral y se reducen los tiempos muertos, garantizando una explotación continua bajo el método de Corte y Relleno Ascendente.
4. Se recomienda realizar perforación diamantina con equipos tipo Packsack para definir con precisión la continuidad de la veta tanto en profundidad como la potencia de la veta. Esta medida técnica permitirá transformar reservas probables en probadas, optimizando el diseño de los tajos y facilitando una planificación minera exacta que ajuste la producción a la vida útil de la unidad minera, frente a los compromisos comerciales de la empresa COMACSA.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFIA

- Bastidas Mendez, A. P. (2021). Desafíos ambientales en el marco de la formalización de la minería en el área de reserva especial Tibita. Bogota: Pontificia Universidad Javeriana - Colombia.
- Campos Dominguez, B. B., & Dominguez Henriquez, R. (2023). Método de explotación de circado para incrementar la productividad en vetas angostas en la Mina la Soledad, Retamas – Parcoy, 2023. Trujillo: Universidad Privada del Norte - Perú.
- Ducef Huamán, J. A. (2017). Propuesta de Instrumento de Gestión Ambiental Correctivo para la Formalización Minera de la Concesión Colquirrumi NO49-B, Distrito Bambamarca, Cajamarca – 2017. Cajamarca: Universidad Alas Peruanas.
- Escalante Atencio, J. S. (2018). Proyecto de incremento de la producción de 1200 tmd a 2000 tmd mediante el método Sublevel open stoping y bench & fill en la U.E.A Contonga S.A. Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Estupiñan, R., Romero, P., García, M., Garcés, D., & Valverde, P. (2020). La minería en Ecuador. Pasado, presente y futuro. Guayaquil - Ecuador: Escuela Superior Politécnica del Litoral - Ecuador.
- Hernandez Sampieri, R. (2016). Metodología de la Investigación Las Rutas Cualitativa, Cualitativa y Mixta. Mexico: Mc Graw Hill Education.
- Mayta Melo, J. R. (2021). Implementación del Instrumento de Gestión Ambiental Correctivo para la Formalización de la Sociedad de Mineros en Pequeña Escala, La Rinconada – Región Puno. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.

COMACSA. (2025) plan de minado 2023 unidad minera Patay Uno.

COMACSA. (2022) Estudio geomecanico del crucero 3600 San Lorenzo unidad minera Patay Uno.

COMACSA. (2025) Estándares y procedimientos de unidad minera patay Uno.

Ortiz Alvares, J. (2023). Incremento de la produccion mediante la construccion de crucero 3600 en la unidad minera Patay Uno, Tarma – Junin, 2023. Cusco: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco - Perú.

Apaza Apaza Eddison. (2015) “Calculo matemático de los parámetros de voladura” universidad nacional de San Agustín de Arequipa facultad de geología, geofísica y minas escuela profesional de ingeniería de minas Arequipa – Perú.

Formulas perforacion y voladura mineria subterranea obtenida de:
<https://es.slideshare.net/edisonjessrosasquispe/formulas-perforacion-y-voladura-mineria-subterranea>

INDUSTRIAS IMIM “Carros Mineros” Obtenido de:
<https://www.imim.com.pe/producto/carros-mineros/>

Yepes Piqueras Victor (2019). “coeficiente de esponjamiento en movimiento de tierras” ingeniero de caminos, canales y puertos. catedrático de universidad en el área de ingeniería de la construcción obtenido de:
<https://victoryepes.blogs.upv.es/2019/03/01/coeficiente-de-esponjamiento-en-movimiento-de-tierras/>

ANEXOS

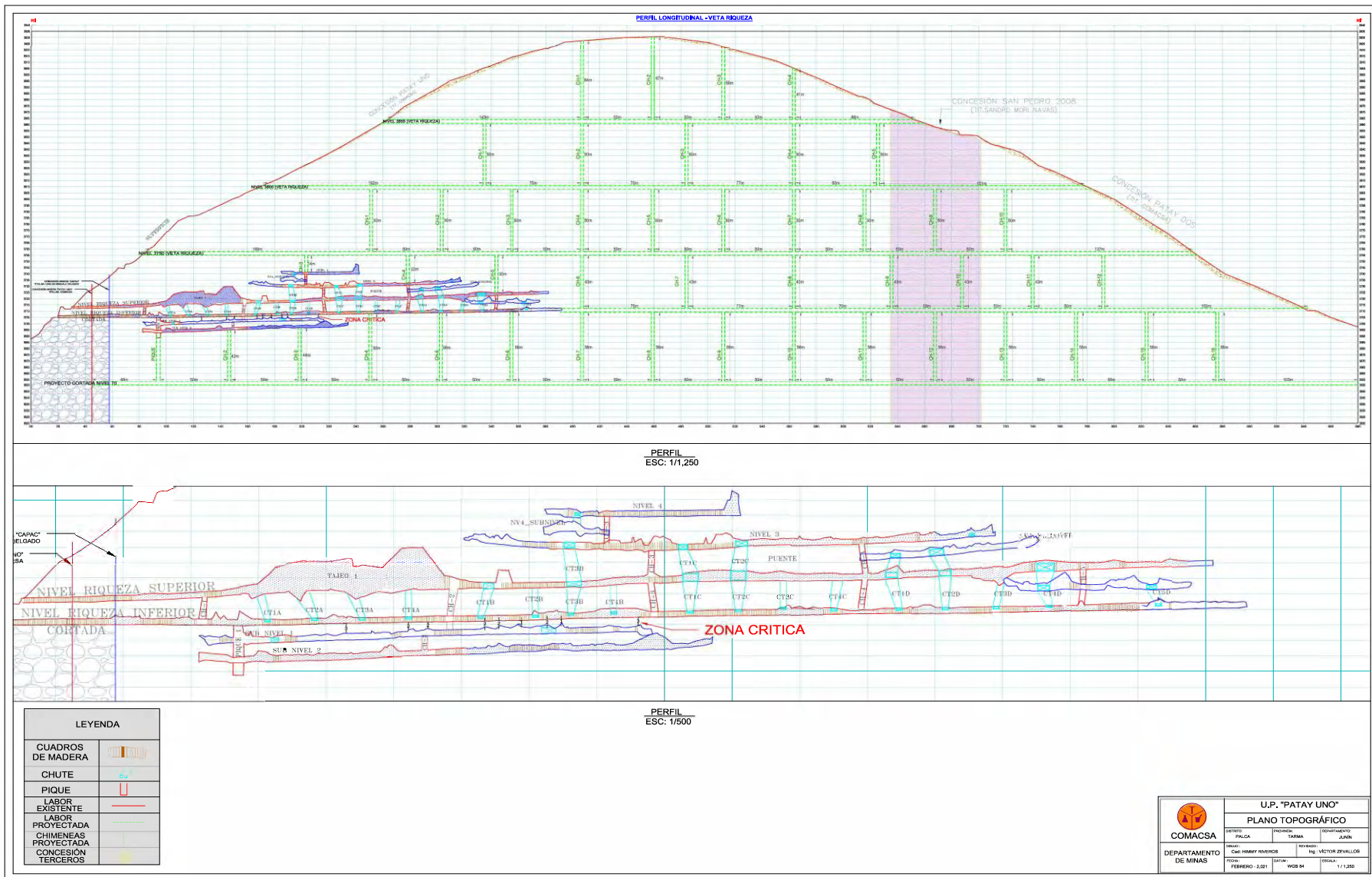
ANEXO 1 : Matriz de Consistencia.....	124
ANEXO 2 : Plano perfil Mina Patay Uno con el método de explotación Shrinkage convencional.....	125
ANEXO 3: Plano planta Mina Patay Uno con el método de explotación Shrinkage convencional.....	126
ANEXO 4: Plano en perfil Unidad Minera Patay Uno método de explotación corte y relleno ascendente.....	127
ANEXO 5: Plano en perfil Unidad Minera Patay Uno método de explotación corte y relleno ascendente.....	128
ANEXO 6: Tolva San Lorenzo en el nivel 3600	129
ANEXO 7: Reparto de Guardia en la Mina Patay	129
ANEXO 8: Crucero nivel 3600 San Lorenzo	130
ANEXO 9: Acarreo con carros mineros Z-20	130
ANEXO 10: Guarda cabeza en el tajo 702W	131
ANEXO 11: Medición de la potencia de veta en el tajo 705E	131

ANEXOS

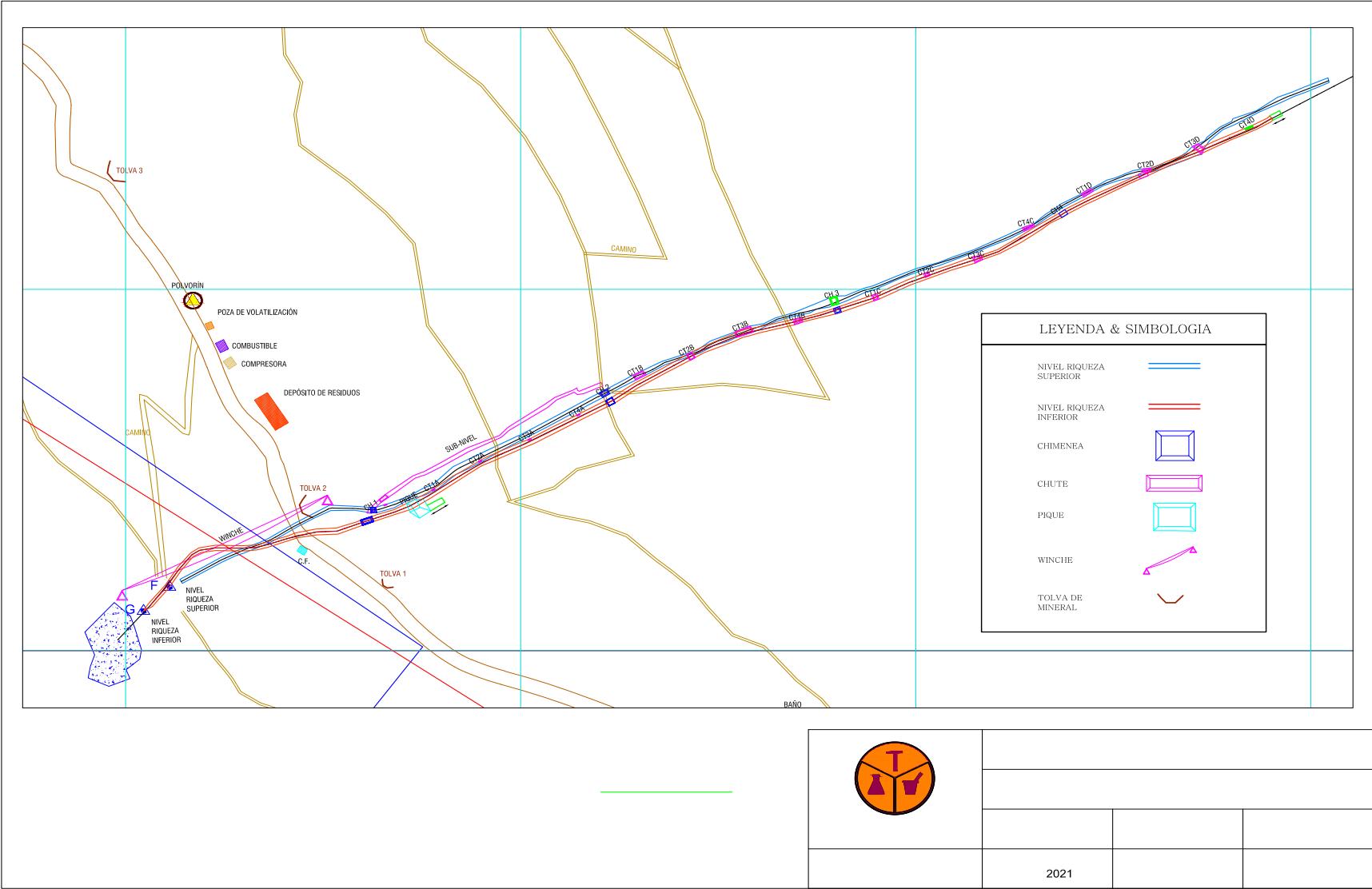
ANEXO 1 : Matriz de Consistencia

“DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE BARITINA EN LA UNIDAD MINERA PATAY UNO – JUNÍN - COMACSA”				
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variables	Metodología
¿Cuáles son los parámetros que deben determinarse para incrementar la producción de baritina en la Unidad Minera Patay Uno - Junín?	Determinar los parámetros para incrementar la producción de la Baritina en la Unidad Minera Patay Uno - Junín.	La identificación de parámetros específicos mejora la producción de baritina en la Unidad Minera Patay Uno - Junín.	<u>Variable Independiente</u> Parámetros para mejorar la producción Dimensiones: - Ciclo de minado <u>Variable Dependiente</u> Incremento de producción de baritina en la Unidad Minera Patay Uno Dimensiones: - Reserva de mineral	<u>Tipo de Estudio</u> La investigación es de enfoque cuantitativo, de diseño no experimental. El nivel de investigación es la del análisis del tipo descriptivo. <u>Población y Muestra</u> la investigación realizada es la Unidad Minera Patay Uno, donde se mejorará los parámetros de minado.
Problemas Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Especificas		
¿Cuáles son los parámetros que deben identificarse para incrementar la producción y bajar el costo unitario de producción de baritina?	Identificar los parámetros clave para incrementar la producción y reducir el costo unitario de producción de baritina	La identificación de los parámetros clave permitirá optimizar los procesos operativos, logrando un incremento en la producción y una reducción del costo unitario de producción de baritina.		
¿Cuáles son los parámetros que influyen en el ciclo de minado?	Determinar los parámetros que influyen en el ciclo de minado.	Los parámetros operacionales como la perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío y acarreo tienen una influencia significativa en la eficiencia del ciclo de minado, impactando directamente en la producción de baritina.		
¿Cómo se puede precisar las reservas de baritina para ajustar la producción de la mina de manera eficiente?	Precisar las reservas de baritina para la producción de la mina.	La precisión en la estimación de las reservas de baritina permitirá ajustar la planificación y producción de la mina de manera eficiente.		

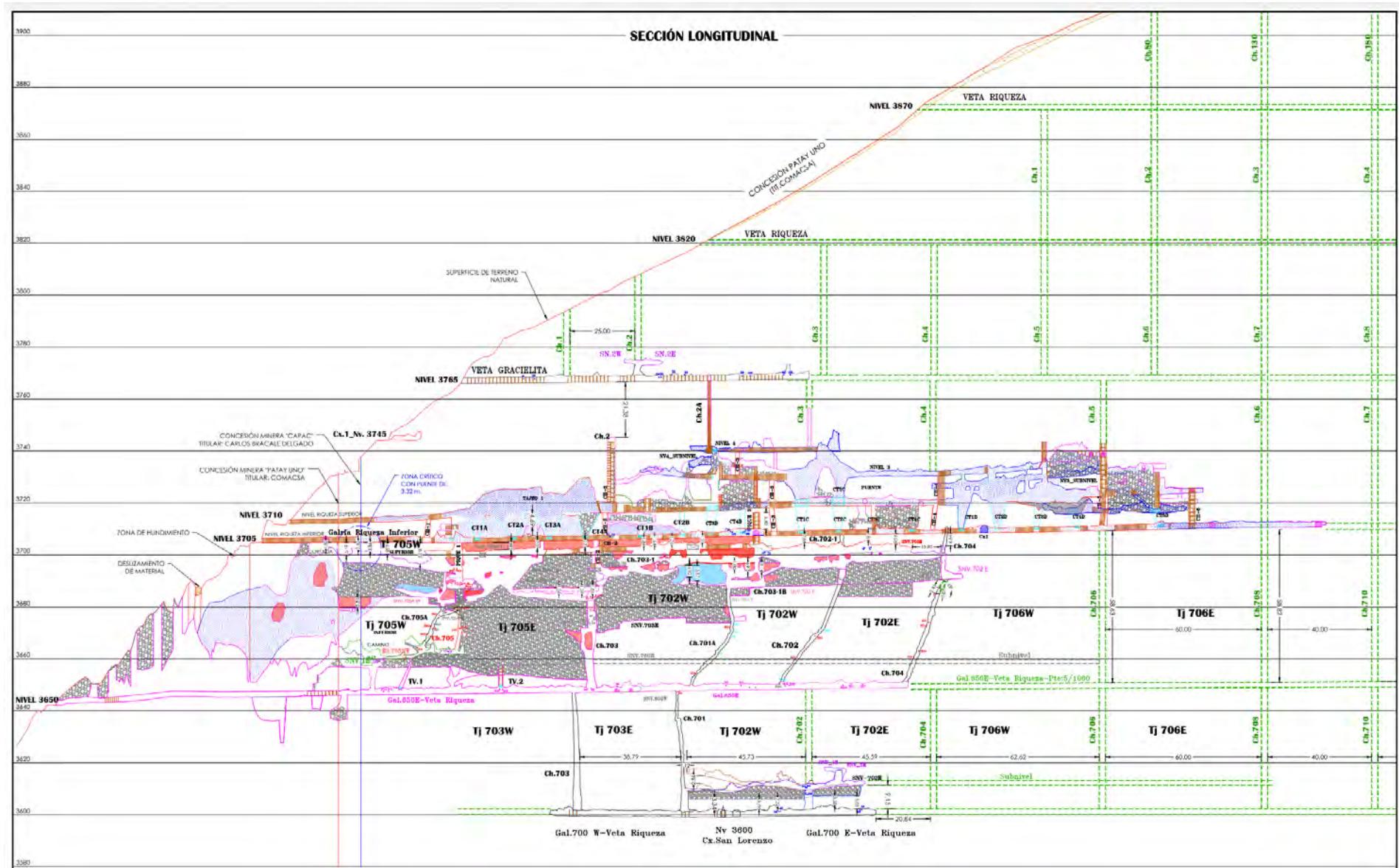
ANEXO 2 : Plano perfil Mina Patay Uno con el método de explotación Shrinkage convencional.



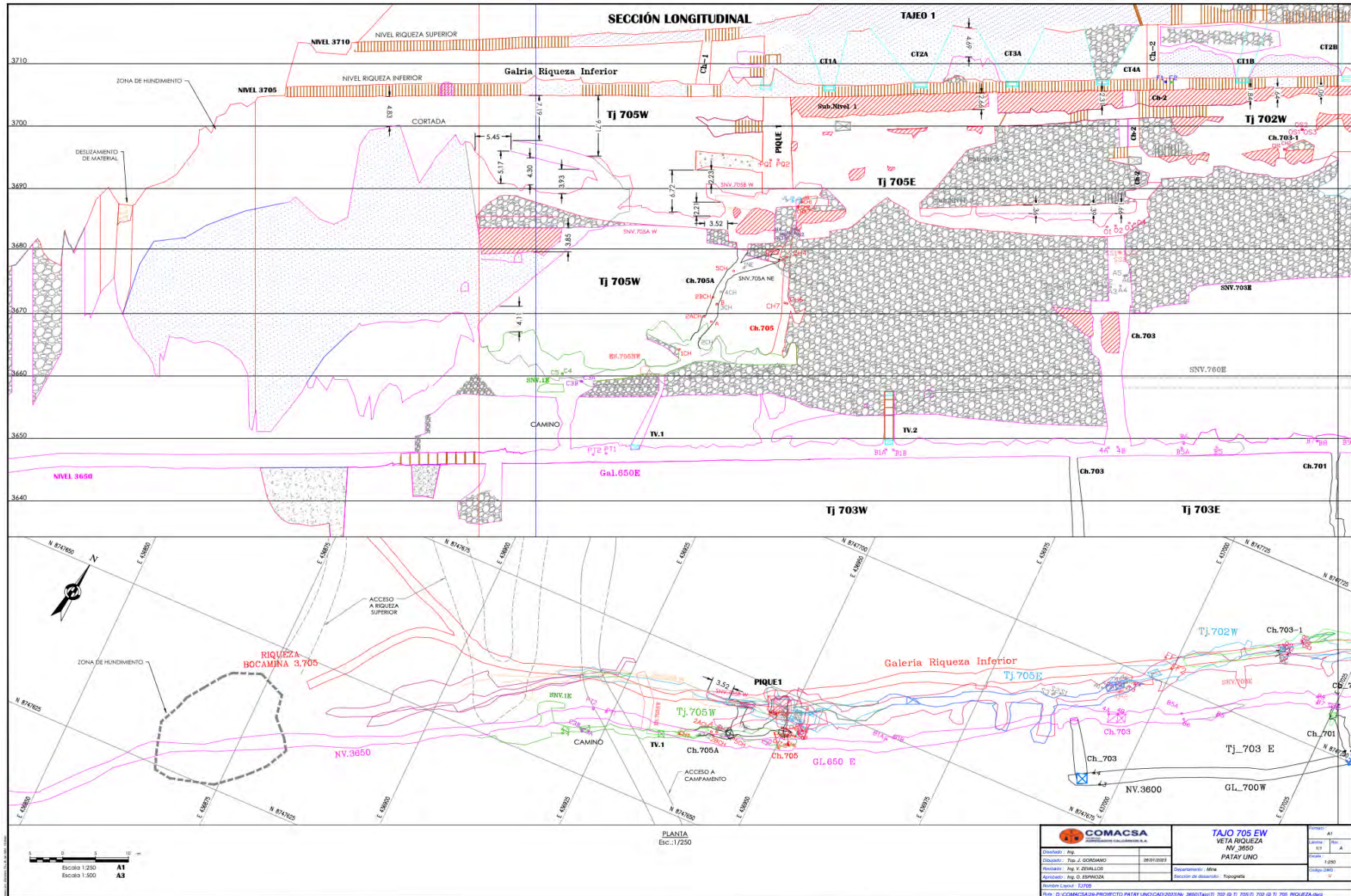
ANEXO 3: Plano planta Mina Patay Uno con el método de explotación Shrinkage convencional.



ANEXO 4: Plano en perfil Unidad Minera Patay Uno método de explotación corte y relleno ascendente



ANEXO 5: Plano en perfil Unidad Minera Patay Uno método de explotación corte y relleno ascendente



ANEXO 6: Tolva San Lorenzo en el nivel 3600



ANEXO 7: Reparto de Guardia en la Mina Patay



ANEXO 8: Crucero nivel 3600 San Lorenzo



ANEXO 9: Acarreo con carros mineros Z-20



ANEXO 10: Guarda cabeza en el tajo 702W



ANEXO 11: Medición de la potencia de veta en el tajo 705E

