

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



TESIS

**INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN APLICANDO UNA VARIANTE
DEL METODO SUB LEVEL STOPING EN LA UNIDAD MINERA
LOMAS II, CASMA-ANCASH**

PRESENTADO POR:

Br. JORGE LUIS JULI VARGAS

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

ASESOR:

Mg. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO - PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor Mgt. Odilon Contreras Arana
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN
APLICANDO UNA VARIANTE DEL METODO SUB LEVEL
STOPING EN LA UNIDAD MINERA LOMAS II, CASMA -
ANCASH

Presentado por: Jorge Luis Juli Vargas DNI N° 80225890 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de Ingeniero de Minas

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 2 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 10 %.

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

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

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

Cusco, 16 de Enero de 20 26

.....
Firma
Post firma Odilon Contreras Arana
Nro. de DNI 23823356
ORCID del Asesor 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:546594296

Jorge Luis Juli Vargas

INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN APLICANDO UNA VARIANTE DEL METODO SUB LEVEL STOPING EN LA UNIDAD...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:546594296

Fecha de entrega

15 ene 2026, 7:21 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

15 ene 2026, 7:36 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN APLICANDO UNA VARIANTE DEL METODO SUB LEVEL STOPIN....docx

Tamaño del archivo

20.6 MB

130 páginas

19.481 palabras

109.574 caracteres

10% 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)
- Trabajos entregados

Exclusiones

- N.º de fuente excluida

Fuentes principales

- 10%  Fuentes de Internet
- 4%  Publicaciones
- 0%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
1472 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 familia, sostén y guía en cada etapa de mi vida.

A mis padres, cuyo amor incondicional, sacrificios silenciosos y ejemplo constante de esfuerzo y perseverancia han sido la base de mis logros.

A mis hermanos, por su compañía leal y la confianza depositada en mí, incluso en los momentos más difíciles. Esta tesis también les pertenece, porque cada triunfo mío es parte de nuestra historia compartida.

Y a mí mismo, por la firmeza de no rendirme, por la determinación de avanzar aun cuando el camino se mostraba incierto.

Jorge Luis Juli Vargas

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a Dios por la salud y sabiduría que me permitieron culminar esta etapa; a mi familia por su apoyo constante y paciencia; a mis docentes y asesores por su guía académica y confianza en mis capacidades; a los profesionales de la Unidad Minera Lomas II por facilitar la información necesaria para esta investigación; y a mis amigos y compañeros de estudio por su compañía y motivación en este camino.

Jorge Luis Juli Vargas

INTRODUCCIÓN

La ingeniería minera subterránea se fundamenta en la búsqueda constante de eficiencia operativa y rentabilidad económica, aspectos que dependen de la adecuada selección y optimización del método de explotación; en este contexto, la Unidad Minera Lomas II (Casma–Áncash) enfrenta una situación problemática crítica: la insuficiencia en su tasa de producción de mineral, lo que limita el abastecimiento requerido por la planta de procesamiento Esperanza, recientemente ampliada, generando un desfase entre la capacidad instalada y el suministro efectivo de mineral. La presente investigación tiene como objetivo principal evaluar e implementar una variante optimizada del método Sublevel Stopping (SLS), denominada banqueo por subniveles, como alternativa técnica y económica superior al sistema actualmente empleado, con el propósito de incrementar la producción, mejorar la recuperación de mineral y reducir los costos unitarios, asegurando al mismo tiempo la estabilidad geomecánica y la continuidad operativa. El estudio se desarrolló bajo un enfoque aplicado y cuantitativo, con nivel descriptivo–explicativo y diseño no experimental, empleando técnicas de análisis documental y observación directa, así como instrumentos de recolección de datos técnicos y operativos de la unidad minera. El trabajo se organiza en cuatro capítulos: el Capítulo I expone la problemática y justificación del estudio; el Capítulo II presenta el marco teórico y antecedentes que sustentan conceptualmente la propuesta; el Capítulo III describe la metodología, el enfoque, tipo, nivel, diseño y técnicas empleadas; y el Capítulo IV analiza y discute los resultados, validando los beneficios técnicos y económicos de la variante mediante indicadores clave como el costo unitario por tonelada y la tasa de producción.

RESUMEN

La investigación titulada “Incremento de la Producción Aplicando una Variante del Método Sublevel Stopping en la Unidad Minera Lomas II, Casma–Áncash” tuvo como objetivo demostrar que la aplicación del banqueo por subniveles constituye una estrategia eficaz para optimizar las operaciones e incrementar la producción minera. El estudio se desarrolló bajo un enfoque aplicado y cuantitativo, con un diseño no experimental y descriptivo-comparativo, tomando como población las operaciones de minado subterráneo y como muestra el Tajeo 70 de la Veta Daysi, Zona 3, Nivel 360 msnm. Para la recolección de datos se emplearon registros operativos de producción y costos, reportes técnicos de minado, análisis geomecánicos y observación directa de las labores, complementados con fichas de control de perforación–voladura. Los resultados evidenciaron la superioridad técnica y económica de la variante, logrando un incremento del 207% en la producción, al pasar de 914.2 TM/mes con el método tradicional a 2,808 TM/mes, acompañado de una reducción del costo operativo unitario de 13.41 \$/TM a 5.53 \$/TM, lo que confirma la eficiencia del método en términos de productividad y economía. En conclusión, el banqueo por subniveles se valida como una alternativa técnica, geomecánicamente viable y económicamente superior, capaz de elevar la productividad, consolidar la eficiencia operativa y optimizar la explotación de recursos en contextos similares, constituyéndose en un aporte relevante para la ingeniería de minas y futuras investigaciones en métodos de explotación subterránea.

Palabras Clave: Sublevel stopping, Banqueo por subniveles, Optimización operacional, Costo unitario.

ABSTRACT

The research entitled “Increase in Production by Applying a Variant of the Sublevel Stopping Method at the Lomas II Mining Unit, Casma–Áncash” aimed to demonstrate that the implementation of the sublevel stopping variant known as benching by sublevels constitutes an effective strategy to optimize operations and significantly increase mineral production. The study was conducted under an applied and quantitative approach, with a non-experimental, descriptive-comparative design, considering as population the underground mining operations and as sample the Stope 70 of the Daisy Vein, Zone 3, Level 360 masl. For data collection, operational records of production and costs, technical mining reports, geomechanical analyses, and direct observation of activities were used, complemented by drilling–blasting control sheets. The results showed the technical and economic superiority of the variant, achieving a 207% increase in production, from 914.2 tons/month with the traditional method to 2,808 tons/month, together with a substantial reduction in unit operating cost from 13.41 \$/ton to 5.53 \$/ton, confirming the efficiency of the method in terms of productivity and economy. In conclusion, the benching by sublevels method is validated as a technically feasible, geomechanically stable, and economically superior alternative, capable of increasing productivity, consolidating operational efficiency, and optimizing resource exploitation in similar contexts, thus representing a relevant contribution to mining engineering and future research on underground mining methods.

Keywords: Sublevel stopping, Sublevel banking, Operational optimization, Unit cost.

ÍNDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
INTRODUCCIÓN	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v
CAPITULO I. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	1
1.1 Descripción del problema.....	1
1.2 Formulación del problema	2
1.2.1 Problema general de la investigación	2
1.2.2 Problemas específicos de la investigación.....	2
1.3 Objetivos de la investigación	2
1.3.1 Objetivo general.....	2
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 Justificación.....	3
1.5 Delimitación de la investigación	4
1.6 Hipótesis.....	4
1.6.1 Hipótesis general.....	4
1.6.2 Hipótesis específicas.....	4
1.7 Variables.....	5
1.7.1 Descripción De Variables	5

1.7.2	Operacionalización De Variables	5
CAPITULO II. MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN		6
2.1	Antecedentes de la investigación	6
2.1.1	Antecedentes internacionales.....	6
2.1.2	Antecedentes nacionales	8
2.2	Bases teóricas	10
2.2.1	Métodos de explotación subterránea.....	10
2.2.2	Principales métodos de explotación subterránea	10
2.2.3	Selección del método de explotación subterránea	15
2.2.4	Operaciones unitarias.....	16
2.2.5	Geomecánica de rocas.....	17
2.2.6	Reserva de mineral.....	28
2.2.7	Clasificación de reservas de mineral.....	28
2.2.8	Planeamiento de minado	29
2.3	Marco conceptual	30
2.3.1	Depósito mineral	30
2.3.2	Producción minera	30
2.3.3	Productividad	31
2.3.4	Tiempo de ciclo de minado.....	31
2.3.5	Stope	31

2.3.6 Drawpoint	31
2.3.7 Dilución.....	31
2.3.8 Caserón	32
CAPITULO III. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN.....	33
3.1 Tipo de investigación	33
3.2 Nivel de investigación.....	33
3.3 Diseño de investigación	33
3.4 Enfoque cuantitativo	33
3.5 Población.....	34
3.6 Muestra.....	34
3.7 Técnicas e instrumentos de captura de información	34
3.7.1 Técnicas de recolección de datos.....	34
3.7.2 Instrumentos de recolección de datos	35
3.7.3 Técnicas de procesamiento de datos	35
3.8 Método de explotación propuesto: Banqueo por subniveles para el incremento de la producción en la unidad minero lomas II Casma – Ancash.....	36
3.8.1 Análisis geomecánico de la zona Lomas II- Veta Daysi	36
3.8.2 Características del macizo rocoso	36
3.9 Método de explotación actual: Sublevel Stopping.....	42
3.9.1 Capacidad de producción con el método actual.....	44

3.9.2	Descripción del método de explotación actual	45
3.9.3	Operaciones unitarias.....	46
3.9.4	Perforación.....	47
3.9.5	Voladura.....	48
3.9.6	Ventilación.....	52
3.9.7	Limpieza y acarreo.....	53
3.9.8	Dilución.....	56
3.9.9	Dimensionamiento y producción con el método actual (TJ-120).....	56
3.10	Método propuesto banqueo por subniveles	61
3.10.1	Disponibilidad de reserva de mineral	61
3.10.2	Capacidad de producción con el método banqueo por subniveles	62
3.10.3	Producción de mineral por año con el método banqueo por subniveles.....	64
3.10.4	Vida probable de la mina	64
3.10.5	Condiciones de aplicación del método de banqueo por subniveles	65
3.10.6	Diseño y dimensionamiento de block de explotación de banqueo por subniveles	65
3.10.7	Proceso de minado mediante método propuesto banqueo de subniveles ...	68
3.10.8	Ciclo de minado: operaciones unitarias	72
3.10.9	Dimensionamiento, producción y costo del método propuesto banqueo por subniveles	76

CAPITULO IV. ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS	83
4.1 Análisis de resultados.....	83
4.1.1 Incremento de Producción	83
4.1.2 Método de explotación seleccionado	85
4.1.3 Diseño método de explotación banqueo por subniveles	85
4.1.4 Evaluación económica	85
4.2 Discusión de resultados	86
4.2.1 Determinar el método de explotación que reemplazará al método actual para lograr el incremento de la producción.	86
4.2.2 Especificar el diseño de implementación del método seleccionado que permita el incremento de la producción.	86
4.2.3 Determinar el costo de explotación de la variante por subniveles en Lomas II.	87
4.2.4 Evaluar la influencia de la variante del método Sublevel Stoping en el incremento de la producción en la Unidad Lomas II.	87
CONCLUSIONES	88
RECOMENDACIONES	89
BIBLIOGRAFÍA.....	90
ANEXOS.....	1

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	Operacionalización de las variables	5
Tabla 2	Ventajas y desventajas de sublevel stoping.....	14
Tabla 3	Tabla de Clasificación RQD.....	18
Tabla 4	Sistema de Clasificación RMR.....	21
Tabla 5	Corrección por condiciones de discontinuidades	22
Tabla 6	Significado clases de roca.....	22
Tabla 7	Corrección por Condiciones del Buzamiento respecto al avance.....	22
Tabla 8	Clasificación RQD.....	23
Tabla 9	Cálculo de la familia de diaclasas “Jn”	24
Tabla 10	Cálculo de la rugosidad y diaclasas “Jr”	24
Tabla 11	Calculo parámetro de aguas en las diaclasas Jw,	24
Tabla 12	Cálculo de parámetros de meteorización “Ja”	25
Tabla 13	Cálculo de parámetro de factor de reducción de tensiones “SRF”	25
Tabla 14	Cálculo del UCS del macizo rocoso	37
Tabla 15	Cálculo del Jv del macizo rocoso.....	38
Tabla 16	Mapeo Geomecánico Bieniawski – TJ-70-Caja techo – Veta Daysi.....	39
Tabla 17	Mapeo Geomecánico Bieniawski – TJ-70-Caja piso – Veta Daysi.....	40
Tabla 18	Mapeo Geomecánico Bieniawski – TJ-70 Estructura Veta Daysi.....	41
Tabla 19	Tabla técnica complementaria – Zonificación geomecánica	42
Tabla 20	Tonelaje extraído antes de la implementación periodo 2024.....	44
Tabla 21	Explosivo cebo – Emulnor 3000 (FAMESA).....	49
Tabla 22	Cordón Detonante – Carmex 1.5 m	50
Tabla 23	Sistema de Iniciación – Mecha Rápida Z-18	51
Tabla 24	Explosivo Económico – ANFO Artesanal.....	51
Tabla 25	Cálculo de promedio de ancho de explotación y la dilución.	56
Tabla 26	Datos Técnicos del TJ-120.....	57
Tabla 27	Datos y cálculo del subnivel base	57
Tabla 28	Calculo número de disparos.....	58
Tabla 29	Resumen calculado	58
Tabla 30	Datos Técnicos de Labor en el Tajo	59
Tabla 31	Cálculo de costos	59
Tabla 32	Cálculos de costos en materiales.....	60
Tabla 33	Resumen de costos.....	61
Tabla 34	Cuadro Consolidado De Reservas – Veta Daysi.....	62
Tabla 35	Tonelaje extraído después de la implementación periodo 2025	62
Tabla 36	Evolución de la Capacidad de Producción.....	63
Tabla 37	Vida probable de la mina	64
Tabla 38	Equipos Usados en Operación de UM Lomas II	76
Tabla 39	Datos Técnicos del TJ-120.....	77
Tabla 40	Cálculo del SN – Para generar cara libre para la producción propuesta.....	78
Tabla 41	Datos técnicos y cálculos para el método banqueo por subniveles	79
Tabla 42	Resumen de la producción propuesta (TJ-70)	79
Tabla 43	Datos técnicos para el cálculo de costos	80
Tabla 44	Datos y calculados de labor en el banqueo por subniveles.....	80
Tabla 45	Datos de labor y Costos de mano de obra.....	81

Tabla 46	Costo de Materiales para el Método de Explotación Banqueo por subniveles	81
Tabla 47	Costo de Materiales para el método propuesto banqueo por subniveles	82
Tabla 48	Resumen de los costos de tajeo.....	82
Tabla 49	Comparativa con el método de banqueo por subniveles el antes y después.	83
Tabla 50	comparativa de la producción del antes y el después	84
Tabla 51	Evolución en la producción mensual en la U.M. Las Lomas II.....	85

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Método de explotación Room and Pillar	10
Figura 2	Método de explotación de cut and fill.....	11
Figura 3	Método de hundimiento por rebaje	12
Figura 4	Método Block Caving	12
Figura 5	Método de sublevel caving	13
Figura 6	Método sublevel stoping	14
Figura 7	Cálculo del RQD.....	18
Figura 8	Macizo rocoso.....	37
Figura 9	Dimensiones Operativas Del Bloque De Explotación	43
Figura 10	Tonelaje extraído antes de la implementación.....	44
Figura 11	Descripción del método actual.....	46
Figura 12	Mallas de perforación con arranque y con cara libre.....	47
Figura 13	Frente del corte con cara libre.....	48
Figura 14	explosivo utilizado como cebo - Emulnor 3000	49
Figura 15	Cordón Detonante – Carmex 1.5 m	50
Figura 16	Mecha rápida Z-18.....	51
Figura 17	Nitrato de Amonio grado Fertilizante	52
Figura 18	Ventilación forzada.....	53
Figura 19	El Mini Dumper modelo SD30	54
Figura 20	Bobcat S450	55
Figura 21	Tonelaje extraído después de la implementación	63
Figura 22	Diseño labores de desarrollo del método de banqueo por subniveles	67
Figura 23	Labores de preparación	68
Figura 24	Plano de vista en frente de la variante del Método banqueo por subniveles	69
Figura 25	Diagrama de Explotación de banqueo por subniveles – Arranque cara libre	70
Figura 26	Diagrama de Explotación de banqueo por subniveles – Explotación del banco	71
Figura 28	Detonador Ensamblado CARMEX.....	73
Figura 29	Explosivo EMULNOR 3000.....	73
Figura 30	Ventilador minero Axial 10000 CFM.....	74
Figura 31	Scooptram Atlas ST2G (2.5 yd3).....	75
Figura 32	Camión minero Sanvick EJC 416 (15.0 toneladas)	75
Figura 33	Dimensionamiento del tajo (TJ-70 tajo analizado).....	77
Figura 34	Secuencia de salida de subnivel y el banqueo	78
Figura 35	Evolución en la producción mensual en la U.M. Las Lomas II.....	84

Tabla de abreviaturas

SLS	<i>Sublevel Stopping</i> (Método de explotación por subniveles)
SN	Subnivel
RQD	<i>Rock Quality Designation</i> (Índice de calidad de roca)
RMR	<i>Rock Mass Rating</i> (Clasificación del macizo rocoso)
Q	<i>Q Index</i> de Barton (Clasificación geomecánica)
GSI	<i>Geological Strength Index</i>
UCS	<i>Uniaxial Compressive Strength</i> (Resistencia a compresión uniaxial)
Jn	<i>Joint Set Number</i> (Número de familias de juntas)
Jr	<i>Joint Roughness Number</i> (Rugosidad de juntas)
Ja	<i>Joint Alteration Number</i> (Alteración de juntas)
Jw	<i>Joint Water Reduction Factor</i> (Factor de reducción por agua)
SRF	<i>Stress Reduction Factor</i> (Factor de reducción por esfuerzos)
NV	Nivel (ej. NV 4090)
TM	Tonelada Métrica
TMD	Toneladas Métricas por Día
TMA	Toneladas Métricas por Año
TM/m	Toneladas Métricas por mes
m³	Metro cúbico
kg/m³	Kilogramos por metro cúbico
\$/TM	Dólares por tonelada métrica

KPIs *Key Performance Indicators* (Indicadores clave de desempeño)

ANFO *Ammonium Nitrate – Fuel Oil*

CFM *Cubic Feet per Minute* (pies cúbicos por minuto)

ST Scooptram

EJC *Electric/Engine Jumbo Carrier*

UM Unidad Minera

VETA Estructura mineralizada tabular

Cut-off Ley de corte

m.s.n.m. Metros sobre el nivel del mar

Nº Número

% Porcentaje

pH Potencial de Hidrógeno

MPa MegaPascal (unidad de presión/resistencia)

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1 Descripción del problema

La planificación de la minería subterránea requiere la selección y optimización del método de explotación, una decisión técnico–económica de carácter crítico que condiciona la eficiencia operativa y la rentabilidad por unidad de producción. Este proceso debe fundamentarse en la geometría del yacimiento y en las condiciones geomecánicas que lo caracterizan.

En la Unidad Minera Lomas II, ubicada en Casma–Áncash, se evidencia una marcada brecha de rendimiento, limitada actualmente a una extracción aproximada de 900 TM/mes. Este bajo nivel de producción responde principalmente a deficiencias operacionales, entre las que destacan los ciclos de minado excesivamente prolongados y la limitada capacidad de limpieza en la frente de explotación. Tales restricciones generan demoras significativas en el ciclo de minado y, en consecuencia, elevan los costos unitarios de operación.

El problema de investigación radica en la necesidad de desarrollar un análisis técnico–aplicado que permita diseñar e implementar una variante operacional validada del método Sub Level Stopping, con el propósito de incrementar la productividad de manera sostenida hasta alcanzar 3000 TM/mes. Esta intervención resulta esencial para optimizar los recursos disponibles,

garantizar la continuidad de las operaciones y recuperar la competitividad de la Unidad Minera Lomas II en el contexto regional.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general de la investigación

¿Cómo incrementar la producción minera mediante la aplicación de una variante del método *Sub Level Stopping* en la Unidad Minera Lomas II, Casma – Áncash?

1.2.2 Problemas específicos de la investigación

1. ¿Qué variante del método de explotación por subniveles resulta más adecuada para reemplazar el sistema actual y lograr el incremento de producción en la Unidad Minera Lomas II?
2. ¿Cuál es el diseño operativo más apropiado de la variante seleccionada para optimizar el ciclo de minado, garantizar la seguridad geomecánica y alcanzar el incremento de producción proyectado?
3. ¿Cuál será el costo de explotación al aplicar la variante del método por subniveles y cómo este resultado confirma su viabilidad técnica y económica en la Unidad Minera Lomas II?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Incrementar la producción mineral por unidad de tiempo mediante la aplicación de una variante del método *Sub Level Stopping* en la Unidad Minera Lomas II.

1.3.2 Objetivos específicos

1. Evaluar la variante del método de explotación por subniveles y seleccionar la más adecuada para reemplazar el método de explotación actual y lograr el incremento de la producción en la Unidad Minera Lomas II, Casma–Ancash.
2. Diseñar los parámetros operativos de la variante seleccionada del método *Sub Level Stopping*, considerando el ancho de potencia, la inclinación de la veta y la secuencia de minado en la Unidad Minera Lomas II.
3. determinar el costo operativo de la variante del método por subniveles y evaluar su viabilidad técnica y económica en la Unidad Minera Lomas II.

1.4 Justificación

La producción en minería subterránea depende directamente del método de explotación elegido, pues este influye en la eficiencia, los costos y la sostenibilidad de las operaciones. En la Unidad Minera Las Lomas II (Casma–Ancash), el sistema actual presenta limitaciones que reducen la producción y elevan los costos, lo que hace necesario buscar una alternativa más eficiente.

Esta investigación se justifica porque busca responder al problema central: comprobar si una variante del método *sublevel stopping* puede aumentar la producción en la unidad minera. Para ello, se abordan tres aspectos principales:

- Seleccionar la variante más adecuada del método por subniveles que reemplace al sistema actual.
- Definir un diseño operativo que optimice el ciclo de minado, garantice seguridad y estabilidad geomecánica.
- Evaluar el nuevo esquema económico para validar la reducción de costos y su viabilidad técnica y financiera.

La importancia del estudio radica en que la aplicación del banqueo por subniveles permitirá elevar la producción hasta 3,000TM/mes, optimizar recursos y reducir tiempos improductivos.

Con ello, se asegura un desarrollo más sostenible de la operación minera y se generan beneficios técnicos, económicos y sociales para la región.

1.5 Delimitación de la investigación

La presente investigación se enmarca en un periodo comprendido entre julio de 2024 y junio de 2025, tiempo durante el cual se desarrollaron las actividades de análisis, diseño y evaluación necesarias para obtener resultados que contribuyan de manera significativa al fortalecimiento y desarrollo de la actividad minera.

La delimitación espacial corresponde a las operaciones mineras de la Unidad Minera Las Lomas II, ubicada en Casma–Ancash, específicamente en la Zona 3, Veta Daysi, Tajo 70.

Finalmente, la delimitación de la actividad se centra en las operaciones unitarias del Tajo 70 en la Veta Daysi, abarcando los procesos de perforación, voladura y limpieza, considerados fundamentales para el análisis técnico y operativo de la investigación.

1.6 Hipótesis

1.6.1 Hipótesis general

La implementación de una variante adecuada del método Sub Level Stoping logra incrementar significativamente la producción minera en la Unidad Minera Lomas II.

1.6.2 Hipótesis específicas

1. La selección de la variante más adecuada del método de explotación por subniveles reemplaza eficazmente el sistema actual, generando un incremento significativo en la producción de mineral en la Unidad Minera Lomas II.

2. El diseño técnico óptimo de la variante seleccionada permite optimizar el ciclo de minado, garantizar la seguridad geomecánica y alcanzar los niveles de producción proyectados.
3. La aplicación de la variante del método por subniveles reduce el costo unitario de explotación, confirmando su viabilidad técnica y económica en la Unidad Minera Lomas II.

1.7 Variables

1.7.1 Descripción De Variables

Se definieron dos variables para el estudio: la independiente, correspondiente a la implementación de la variante del método *sublevel stoping* denominada banqueo por subniveles; y la dependiente, referida al incremento de la producción, en torno a las cuales se desarrolló la investigación.

1.7.2 Operacionalización De Variables

Tabla 1

Operacionalización de las variables

Variable	Dimensiones	Indicadores	Unidad de medida
1.- Independiente X: Variante Del Método De Explotación Sublevel Stopping	Geometría Del Yacimiento	- Potencia De La Veta - Buzamiento De La Veta. -Tamaño Del Yacimiento	Metros (m) Grados de inclinación (°) Toneladas métricas (TM)
	Geomecánica de la estructura	- RQD - RMR - Q	Índices
2.- Dependiente Y: Incremento De La Producción	Costo de explotación	- Costo unitario de minado	\$/TM
	Planificación operativa	- Producción programada	TMD, TM/mes, TMA

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 *Antecedentes internacionales*

a) **Poblete Casado, E. J. (2023) “Diagnóstico del uso de herramientas empíricas utilizadas en el diseño de minas de sublevel stoping en Chile” - Tesis presentada para optar el título de Ingeniero de Minas en la Universidad de Chile.**

Este estudio tuvo como objetivo evaluar la aplicación de metodologías empíricas en el diseño geomecánico de excavaciones subterráneas en operaciones que emplean el método *sublevel stoping*, en faenas de mediana y gran minería. La investigación se desarrolló conforme a las exigencias del Reglamento de Seguridad Minera chileno, el cual establece la obligatoriedad de aprobar formalmente el método de explotación antes de su puesta en marcha, considerando criterios de estabilidad, seguridad y sostenibilidad operativa.

Se analizaron proyectos mineros aprobados entre los años 2015 y 2022, en los cuales se identificó un uso generalizado de metodologías empíricas para el diseño de caserones, pilares y losas. Entre las herramientas más empleadas destacan las propuestas por Laubscher, Mathews, Lunder y Pakalnis, así como las de Carter. Sin embargo, el estudio evidenció que dichas

metodologías se aplicaban frecuentemente sin un estándar técnico definido, con parámetros poco justificados, versiones desactualizadas y pérdida de información geotécnica relevante.

Antes de la estandarización metodológica, las operaciones presentaban mayores niveles de dilución, sobreexcavación y tiempos de avance más prolongados. Después de la correcta aplicación de los criterios geomecánicos, se evidenció una reducción de la dilución y una mejora significativa en la estabilidad de los caserones, lo que permitió aumentar la eficiencia del ciclo de minado y optimizar la producción mensual.

Asimismo, se observó una tendencia a simplificar el diseño basándose en escenarios extremos, sin considerar la variabilidad estructural del macizo rocoso ni la representatividad de los ensayos realizados. Esto generó inconsistencias técnicas que impactaban directamente en la precisión del diseño y, por ende, en la seguridad operacional.

b) Díaz Aracena, L. J. (2017) “Impacto de la variabilidad geotécnica del macizo rocoso en el diseño de caserones en minería por Sublevel Stopping” - Tesis presentada para optar el título de Ingeniero de Minas en la Universidad de Chile.

Esta investigación se centró en mejorar el diseño de caserones en minería subterránea por medio del método *sublevel stopping*, el cual es ampliamente utilizado en yacimientos tabulares o masivos debido a su elevada mecanización. De manera habitual, los diseños se basan en valores promedio de parámetros geotécnicos, lo que genera incertidumbres al no considerar la variabilidad espacial del macizo rocoso.

Antes de aplicar esta metodología, los diseños geomecánicos presentaban altos niveles de incertidumbre y sobreexcavación, lo que incrementaba la dilución y reducía la recuperación del mineral. Después de incorporar la variabilidad geotécnica, se mejoró la estabilidad del caserón,

disminuyó la sobreexcavación y se incrementó la recuperación efectiva, contribuyendo directamente a un aumento en la producción útil del tajeo.

El autor plantea una metodología que incorpora la variabilidad de parámetros geotécnicos clave —como RQD, rugosidad de discontinuidades (Jr.) y factor de ajuste B— mediante distribuciones probabilísticas que reflejan la incertidumbre real del macizo. A través del análisis de sensibilidad, se determinó que el parámetro Jr. presenta el mayor impacto en la estabilidad y dilución del caserón, seguido del RQD.

La inclusión de esta variabilidad permitió cuantificar de forma probabilística los riesgos asociados al diseño, facilitando la evaluación de diversos escenarios operativos. Asimismo, el uso complementario de modelamiento numérico proporcionó una estimación más precisa de la sobreexcavación y de la dilución potencial.

2.1.2 Antecedentes nacionales

- a) Vilca Rivas, K. D. (2024) “Aplicación del método de explotación Sublevel Stopping para optimizar la producción en la unidad Mallay – Compañía de Minas Buenaventura” - Tesis presentada para optar el título de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión de (pasco).**

Este trabajo se desarrolló con el propósito de optimizar la producción en la Unidad Mallay mediante la implementación del método *Sublevel Stopping*. La operación minera enfrentaba limitaciones del método convencional, así como restricciones geotécnicas y topográficas que dificultaban el acceso hacia niveles profundos, especialmente hacia el NV 4090.

La investigación incluyó una caracterización geomecánica detallada basada en mapeos de campo, registros de perforación diamantina y ensayos de laboratorio. Esta información permitió

definir parámetros esenciales para el diseño de caserones, establecer secuencias de minado eficientes y evaluar la estabilidad de las estructuras geológicas.

Antes de la implementación del método *Sublevel Stopping*, la unidad presentaba baja productividad debido a limitaciones operativas y tiempos de ciclo prolongados. Después de su aplicación, se incrementó notablemente la producción, se optimizaron los avances por nivel y se redujeron los costos unitarios, demostrando la eficacia del método para mejorar el rendimiento global de la operación.

b) Silva Meneses, V. H. (2022) “Evaluación del método Sublevel Stopping para optimizar la producción en Cía. Minera Condestable S.A.” - Tesis presentada para optar el título de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú (Huancayo - Junín).

El estudio evaluó la aplicación del método *Sublevel Stopping* en un yacimiento con estructuras mineralizadas de alta pendiente, considerando las características geomecánicas del macizo rocoso. La investigación examinó la resistencia de la roca, las discontinuidades predominantes y la interacción entre niveles mineros, aspectos cruciales para el diseño de excavaciones estables y eficientes.

Se identificó la necesidad de sistemas de sostenimiento localizados para prevenir desprendimientos, así como restricciones operativas derivadas de trabajos previos. La integración de esta información permitió elaborar un diseño adecuado para el método y definir una secuencia de explotación más segura.

Antes de aplicar el método *Sublevel Stopping*, la operación presentaba restricciones geotécnicas que limitaban la explotación y afectaban la continuidad productiva. Después de su

implementación, se incrementó la eficiencia operativa, se redujeron los riesgos geomecánicos y se logró un aumento sostenido en la producción, confirmando la viabilidad técnica del método.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Métodos de explotación subterránea

Son las técnicas y procedimientos empleados para extraer minerales de yacimientos situados bajo la superficie terrestre, mediante galerías, túneles o pozos. Estos métodos buscan aprovechar eficientemente el recurso mineral, garantizando la seguridad de los trabajadores y la estabilidad de las excavaciones, adaptándose a las características del yacimiento y del tipo de roca.

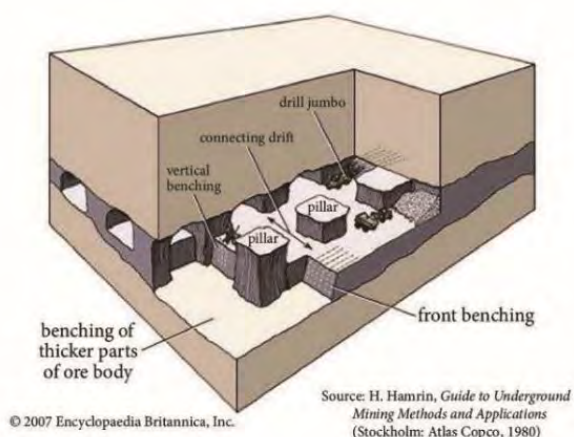
2.2.2 Principales métodos de explotación subterránea

2.2.2.1. Room and pillar (cámaras y pilares). Se excavan cámaras dejando pilares de mineral que sostienen el techo. Usado en yacimientos tabulares y horizontales (carbón, sal, fosfatos).

- **Ventajas:** rápido y económico.
- **Desventaja:** quedan pérdidas en pilares si no se recuperan.

Figura 1

Método de explotación Room and Pillar



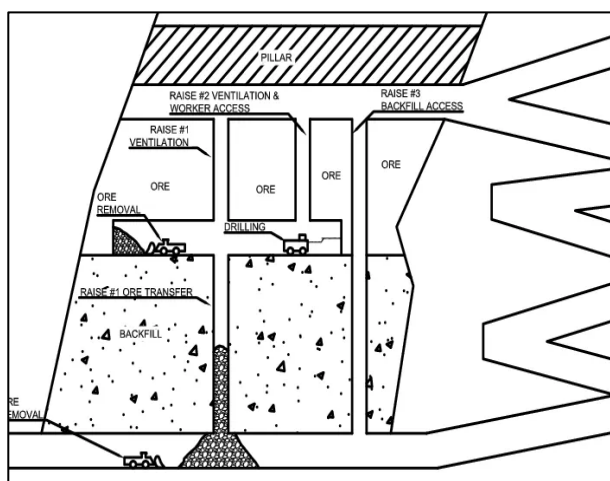
Fuente: Ortiz (2015) Apuntes del curso de explotación de minas

2.2.2.2. Cut and fill (corte y relleno). Es un método de explotación subterránea aplicado en vetas angostas o irregulares, que consiste en extraer el mineral por franjas horizontales y rellenar de inmediato el vacío generado con material estéril o artificial. Este procedimiento asegura la estabilidad del macizo rocoso y permite avanzar de forma segura en el proceso de explotación.

- **Ventajas:** mayor control y seguridad.
- **Desventaja:** alto costo por uso de relleno.

Figura 2

Método de explotación de cut and fill



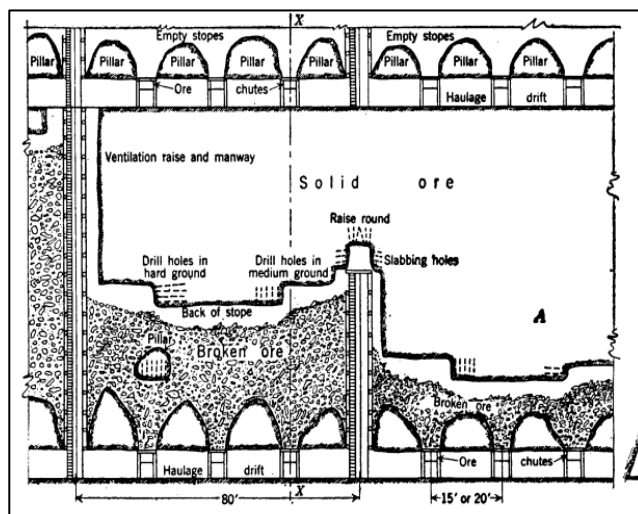
Fuente: Ortiz (2015) Apuntes del curso de explotación de minas

2.2.2.3. Shrinkage stoping (hundimiento por rebaje). El método de explotación subterránea denominado *hundimiento por rebaje* consiste en la extracción del mineral mediante cortes horizontales ascendentes. Una parte del material fragmentado se conserva dentro del caserón, cumpliendo la función de soporte temporal para las paredes y de plataforma de trabajo, mientras que el volumen restante se retira de manera progresiva conforme avanza la operación.

- **Ventaja:** poco relleno necesario.
- **Desventaja:** requiere buena estabilidad del techo.

Figura 3

Método de hundimiento por rebaje



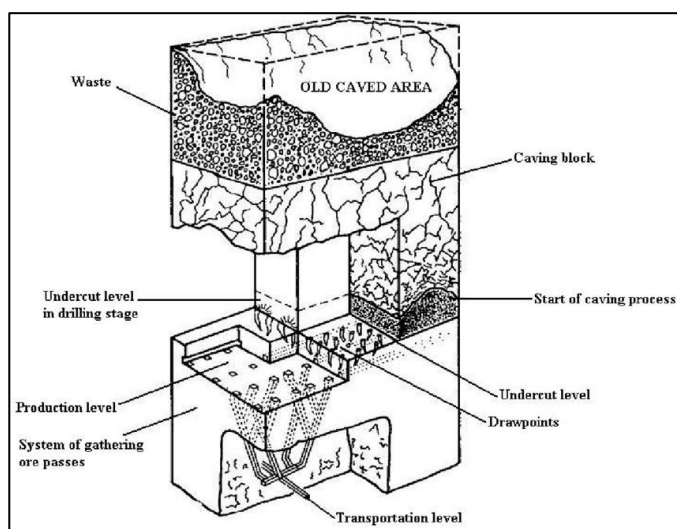
Fuente: Ortiz (2015) Apuntes del curso de explotación de minas

2.2.2.4. Block caving (hundimiento por bloques). Se socava el bloque inferior y la gravedad hace colapsar el macizo. Usado en cuerpos grandes, masivos, profundos.

- **Ventaja:** el más barato por tonelada en grandes minas.
- **Desventajas:** subsidencia superficial, poca selectividad.

Figura 4

Método Block Caving



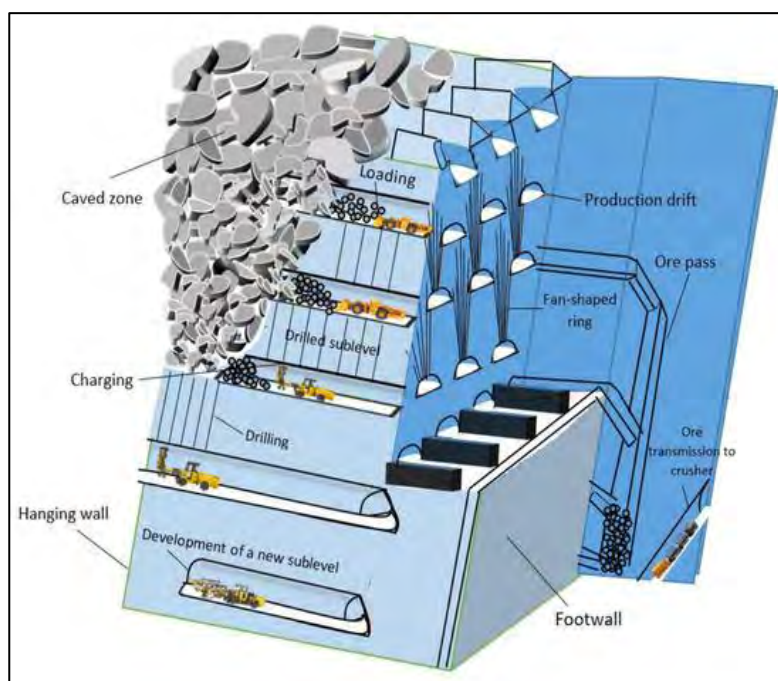
Fuente: Ortiz (2015) Apuntes del curso de explotación de minas

2.2.2.5. Sublevel caving (hundimiento por subniveles). Similar al block caving pero fragmentando por subniveles. La veta colapsa gradualmente y se recoge desde puntos inferiores.

- **Ventaja:** muy productivo.
- **Desventaja:** dilución alta (mezcla con estéril).

Figura 5

Método de sublevel caving



Fuente: Ortiz (2015) Apuntes del curso de explotación de minas

2.2.2.6. Sublevel stoping (hundimiento por subniveles). Es un método de explotación subterránea de carácter masivo, empleado en cuerpos mineralizados de gran tamaño y con buzamiento elevado. Su aplicación se basa en el desarrollo de subniveles horizontales dentro del macizo rocoso, desde los cuales se ejecuta la perforación y el carguío de los taladros. Una vez fragmentado, el mineral se desprende y desciende por gravedad hacia las galerías de transporte, donde es recolectado y evacuado para su procesamiento. Este método tiene las siguientes características principales:

- Se aplica en vetas medianas a grandes, con buzamiento mayor a 50°.
- Requiere buena calidad geomecánica del macizo rocoso para mantener la estabilidad de los caserones.
- Permite una alta mecanización, con perforadoras de largo alcance y equipos de carguío mecanizado.
- El mineral se extrae en grandes volúmenes, lo que favorece la economía de escala.

Tabla 2

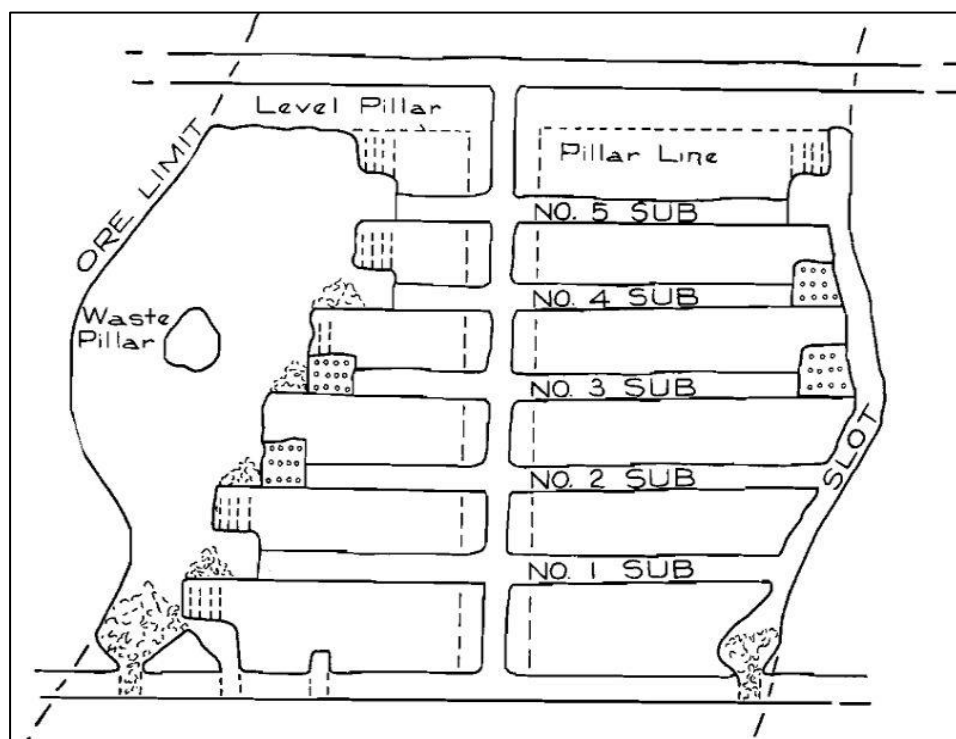
Ventajas y desventajas de sublevel stoping

VENTAJAS	DESVENTAJAS
Alta productividad y bajo costo	Exige roca competente.
Alto grado mecanización.	Sensible a la dilución.
Menor exposición del personal.	No apto para geometría irregular

Fuente: Adaptado de Hartman & Mutmanský (2002); SME (2011)

Figura 6

Método sublevel stoping



Fuente: Adaptado de Hartman & Mutmanský (2002); SME (2011)

2.2.3 Selección del método de explotación subterránea

La selección del método de explotación subterránea representa una decisión estratégica en el ámbito de la ingeniería minera, influenciada por una diversidad de factores técnicos, geológicos, económicos y operativos. Esta elección requiere un análisis integral de las condiciones del yacimiento, la estabilidad del entorno geomecánico, la eficiencia del sistema de extracción y los costos asociados al desarrollo y ejecución del proyecto.

2.2.3.1. Parámetros para la selección del método de explotación. Se detallan a continuación los siguientes.

a. Geológicos Y Geométricos:

La geometría del yacimiento (forma, tamaño, buzamiento, espesor y continuidad) determina la aplicabilidad de métodos masivos o selectivos. Yacimientos con buzamiento alto y buena continuidad favorecen técnicas por gravedad como sublevel stoping o shrinkage stoping.

b. Geomecánicos:

La competencia de la roca encajonante, la presencia de discontinuidades estructurales, los esfuerzos inducidos y la hidrogeología condicionan la estabilidad de excavaciones y la necesidad de relleno o sostenimiento.

c. Económicos y operativos:

La ley del mineral, los costos de desarrollo, la disponibilidad de maquinaria, la productividad esperada y los niveles de exposición del personal influyen en la viabilidad técnica y financiera del método.

d. Ambientales y sociales:

El impacto superficial, las condiciones de ventilación, el control de polvo y la accesibilidad logística deben ser considerados para minimizar riesgos y garantizar sostenibilidad.

2.2.4 Operaciones unitarias

Las operaciones unitarias constituyen los procesos esenciales que conforman el ciclo operativo de explotación subterránea. Estas actividades se ejecutan de manera secuencial y repetitiva, y son responsables de transformar el macizo rocoso en material fragmentado apto para su extracción, transporte y procesamiento. A continuación, se detallan las principales etapas que integran este ciclo:

2.2.4.1. Perforación. En minería convencional, la perforación se realiza manualmente o con equipos neumáticos portátiles (como martillos perforadores tipo Jackleg), ejecutando taladros cortos en la frente de avance. La malla de perforación se diseña empíricamente, considerando la dureza de la roca y la geometría del laboreo, con el objetivo de lograr una fragmentación aceptable para el carguío manual o semimecanizado.

2.2.4.2. Voladura. Se lleva a cabo mediante la carga de explosivos en los taladros perforados, utilizando cordón detonante, fulminantes y dinamita o emulsiones. La voladura busca fracturar el mineral y la roca encajonante, permitiendo su desprendimiento y posterior manipulación. En minería artesanal, se prioriza la seguridad mediante prácticas como el retiro del personal, el uso de retardos y el control de gases post-voladura.

2.2.4.3. Ventilación. Tras la voladura, se realiza la ventilación natural o forzada del frente de trabajo, utilizando ductos flexibles, ventiladores portátiles o chimeneas auxiliares. Esta etapa es esencial para evacuar gases tóxicos como monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno, garantizando condiciones mínimas de seguridad para el ingreso del personal.

2.2.4.4. Limpieza y acarreo. Esta etapa consiste en la remoción de escombros, restos de voladura y material estéril acumulado en la labor, con el fin de mantener condiciones operativas

seguras y facilitar el acceso al frente. El acarreo incluye el traslado del mineral útil hacia zonas de beneficio o trituración, utilizando medios manuales o mecánicos según la escala de operación.

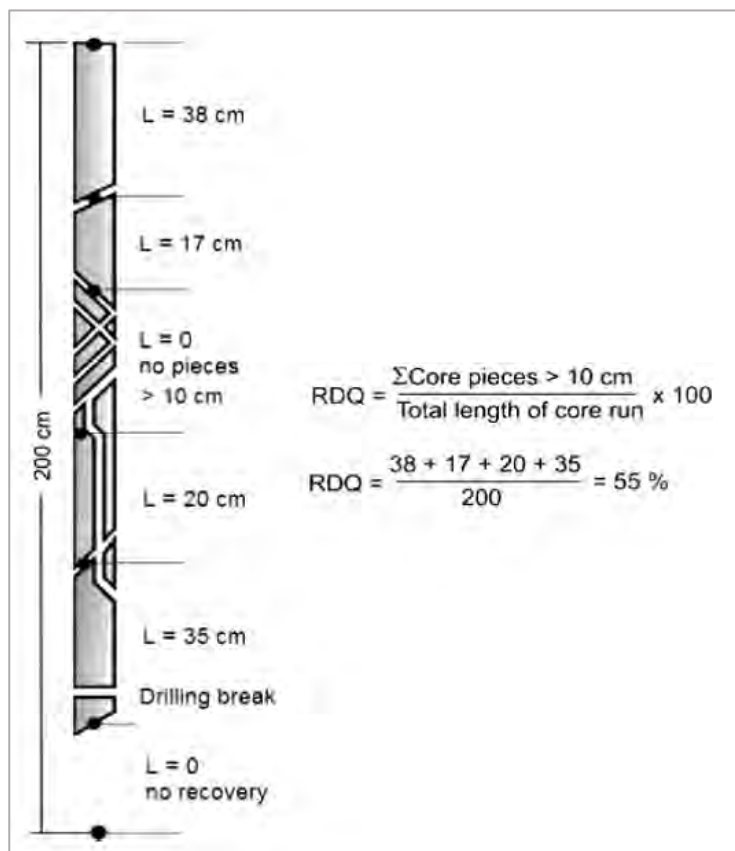
2.2.4.5. Sostenimiento. Se ejecutan labores de estabilización del macizo rocoso mediante la instalación de elementos de sostenimiento como pernos de anclaje, mallas metálicas, shotcrete o sistemas combinados. Esta etapa es crítica para garantizar la seguridad estructural de las excavaciones y prevenir desprendimientos o colapsos, especialmente en zonas de alta sollicitación geomecánica.

2.2.5 Geomecánica de rocas

La geomecánica de rocas es una disciplina de la ingeniería minera que analiza el comportamiento del macizo rocoso frente a esfuerzos naturales y los generados por excavaciones subterráneas, proporcionando parámetros esenciales como resistencia, deformabilidad y cohesión. Mediante sistemas de clasificación como RMR, Q y GSI, esta información permite definir el sostenimiento, la geometría de las excavaciones y la planificación operativa, contribuyendo a prevenir fallas geotécnicas, optimizar el método de explotación y garantizar la seguridad del personal en ambientes subterráneos (Hoek, 2007; Bieniawski, 1989).

2.2.5.1. Índice de calidad de roca RQD. El índice de calidad de roca (RQD) constituye un parámetro clave en geotecnia para evaluar la condición estructural y mecánica de los macizos rocosos, siendo fundamental en el diseño de excavaciones subterráneas, cimentaciones profundas y proyectos de infraestructura. Desarrollado por Deere en la década de 1960, el RQD se determina del grado de fracturamiento de los núcleos de perforación, calculando el porcentaje de fragmentos >10 cm respecto a la longitud total del sondeo, sin las fracturas inducidas (Deere, 1963; 1967).

$$RQD = \frac{\text{Longitud de trozos de testigos} > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total del sondeo}} \times 100$$

Figura 7*Cálculo del RQD*

Fuente: Adaptado de Rock Quality Designation (RQD) Calculation, según Deere (1967).

Tabla 3*Tabla de Clasificación RQD*

RQD	CALIDAD DE LA ROCA
< 25 %	Muy pobre
25 – 50 %	Pobre
50 – 75 %	Aceptable
75 – 90 %	Buena
> 90 %	Excelente

Fuente: Adaptado de la clasificación de calidad del macizo rocoso propuesta por Deere (1967).

Para la estimación del RQD a partir del mapeo geológico se tiene:

a) Mapeo por línea de detalle

En estudios de campo, el espaciamiento promedio entre juntas se obtiene dividiendo el número total de discontinuidades por la longitud del perfil mapeado. Este valor está directamente relacionado con el índice RQD, que puede estimarse mediante fórmulas empíricas propuestas por Bieniawski (1989). Además, Barton y Lien (1974) desarrollaron una ecuación que vincula el RQD con el espaciamiento promedio de las discontinuidades, lo que facilita su cálculo sin necesidad de realizar perforaciones. (Barton L. y., 1974, pág. 65).

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1)$$

$$\lambda = 1/(\text{frecuencia de discontinuidades})$$

b) Mapeo por celdas

Este método permite obtener una visión tridimensional del patrón de fracturamiento. Barton y Grismstad (2000) definen el parámetro J_v como el número de juntas por metro cúbico de roca.

$$J_v = \sum \frac{1}{S_i}$$

Donde:

El espaciamiento promedio de las juntas se representa como S , y el RQD se relaciona con J_v mediante la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

- RQD = 100% cuando $J_v \leq 4.5$
- RQD = 0% cuando $J_v > 35$

Posteriormente, Brown (1985) ajustó estos límites mediante la siguiente ecuación:

$$RQD = 110 - 2.5 * J_v$$

- $RQD = 100\%$ cuando $J_v \leq 4$
- $RQD = 0\%$ cuando $J_v > 44$

El RQD es útil para evaluar la calidad de la roca y puede ajustarse para considerar anisotropías, pero tiene limitaciones: depende de la dirección en que se mide y no refleja fracturas separadas por más de 1 metro.

2.2.5.2. Clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating). La clasificación RMR (Bieniawski, 1989) mide la calidad del macizo rocoso con seis parámetros y da un puntaje máximo de 100. Se usa en ingeniería geotécnica para decidir el sostenimiento y diseñar excavaciones subterráneas. Los parámetros evaluados son:

1. **Resistencia de la roca intacta** (UCS o carga puntual): hasta 15 puntos
2. **RQD**: hasta 20 puntos
3. **Espaciamiento de discontinuidades**: hasta 20 puntos
4. **Condiciones de las discontinuidades**: hasta 30 puntos
5. **Condiciones de agua subterránea**: hasta 15 puntos

$$\text{Donde: } RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)$$

Este sistema permite evaluar el macizo rocoso y definir el sostenimiento adecuado para labores subterráneas.

Tabla 4

Sistema de Clasificación RMR

CLASIFICACIONES GEOMECAICAS POR BIENIAWSKY RMR

Para poder usar esta tabla se deben conocer los siguientes parámetros:

- ☐ Esfuerzo de compresión.
- ☐ RQD
- ☐ Espaciamiento de discontinuidades
- ☐ Condición de las discontinuidades:
 - ✓ Apertura, Relleno, Meteorización, Ondulación, Persistencia, Rugosidad.
- ☐ Condición de aguas subterráneas.

TABLA GEOMECAICA DE BIENIAWSKI (RMR - 1989)									
Para cada uno de estos parámetros existe una puntuación, las cuales se irán sumando para obtener el RMR (basico)									
N°	Parámetros		Rango de Valores						
1	Resistencia del material de roca intacta	Índice de Resistencia o de Carga Puntual	<10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Para este rango bajo realizar ensayos de compresión uniaxial		
		Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	>25	25 - 100	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	<1
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	Calidad de testigo de perforación RQD		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	<25		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de Discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Condición de discontinuidades		Superficie muy rugosa no continua sin separación, paredes con roca sana	Superficie ligeramente rugosa, separación <1 mm, paredes de roca ligeramente meteorizado	Superficie ligeramente rugosa, separación <1 mm, paredes de roca muy meteorizada	Superficie con espejo de fallas panizo <5 mm de espesor o separación de 1-5 mm continuos	Panizo blando > 5 mm de espesor o separación de >5 mm continuos		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Flujo de agua por 10 m de longitud de tunel (lT/mina)	Ninguno	<10	10 -- 25	25 - 125	>125		
		Relación: Presión de agua en discontinuidades/ Esfuerzo principal	0	<0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	>0.5		
		Condiciones generales	Completamente seco	Humedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Valoración		15	10	7	4	0		

Fuente: Adaptado del sistema de clasificación geomecánica RMR propuesto por Bieniawski (1989).

Tabla 5*Corrección por condiciones de discontinuidades*

B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver F)						
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL						
Valoración		100←81	80←61	60←41	40←21	<21
Categoría		I	II	III	IV	V
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: Adaptado del sistema de clasificación geomecánica RMR propuesto por Bieniawski (1989).

Adicionalmente, Bieniawski (1989) propuso una clasificación (clases I a V), correcciones para casos especiales y recomendaciones de valores de resistencia del macizo y aplicaciones en túneles.

Tabla 6*Significado clases de roca*

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA					
Categoría	I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto soporte	20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15

Fuente: Adaptado del sistema de clasificación geomecánica RMR propuesto por Bieniawski (1989).

Tabla 7*Corrección por Condiciones del Buzamiento respecto al avance*

F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TÚNELES**			
Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Regular
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo	
Regular	Desfavorable	Regular	

Fuente: Adaptado del sistema de clasificación geomecánica RMR propuesto por Bieniawski (1989).

2.2.5.3. Índice de calidad de roca Q de Barton. El índice Q es un sistema de clasificación geomecánica desarrollado por Barton, Lien y Lunde (1974), ampliamente utilizado para evaluar la estabilidad de macizos rocosos y seleccionar el tipo de sostenimiento requerido en excavaciones subterráneas, especialmente túneles. Este método se basa en seis parámetros que describen las condiciones estructurales, hidrogeológicas y tensionales del macizo rocoso.

Fórmula general

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

Donde:

- **RQD:** Rock Quality Designation, calidad de la roca según recuperación de testigos (>10 cm).
- **Jn:** Número de familias de juntas (Joint set number).
- **Jr:** Rugosidad de las juntas (Joint roughness number).
- **Ja:** Grado de alteración de las juntas (Joint alteration number).
- **Jw:** Factor de reducción por agua (Joint water reduction factor).
- **SRF:** Factor de reducción por estado de tensiones (Stress Reduction Factor).

Tabla 8

Clasificación RQD

Calidad del macizo rocoso	RQD	Observaciones
Muy pobre	0 – 25	Para $RQD < 10$, se debe tomar $RQD = 10$
Pobre	25 – 50	
Medio	50 – 75	
Bueno	75 – 90	
Muy bueno	90 – 100	

Fuente: Adaptado de la clasificación de calidad del macizo rocoso propuesta por Deere (1967).

Tabla 9*Cálculo de la familia de diaclasas “J_n”*

Descripción	J _n
Roca masiva	0,5 – 1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Tres familias de diaclasas	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familias de diaclasas, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2·J _n y en túneles, 3·J _n	

*Fuente: Adaptado del sistema de clasificación Q de Barton, Lien y Lunde (1974).***Tabla 10***Cálculo de la rugosidad y diaclasas “J_r”*

Contacto entre las dos caras de las diaclasas		J _r
Desplazamiento lateral de menos de 10 cm	Juntas discontinuas	4
	Juntas rugosas o irregular ondulada	3
	Suave ondulada	2
	Espejo de falla, ondulada	1,5
	Rugosa o irregular, plana	1,5
	Suave plana	1
	Espejo de falla, plano	0,5
No existe contacto entre las dos caras de las diaclasas suficientemente gruesas para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas		1
Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de las diaclasas		1

*Fuente: Adaptado del sistema de clasificación Q de Barton, Lien y Lunde (1974).***Tabla 11***Cálculo parámetro de aguas en las diaclasas J_w,*

Descripción	J _w	Presión del agua kg/cm ²
Excavaciones secas o de influencia poco importante	1	< 1
Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas	0,66	1 – 2,5
Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las diaclasas	0,33*	2,5 – 10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo	0,1 – 0,2*	> 10
Fluencia o presión de aguas excepcionalmente altas y continuas, sin disminución	0,05 – 0,01*	> 10
Los valores presentados con el signo * son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J _w		

Fuente: Adaptado del sistema de clasificación Q de Barton, Lien y Lunde (1974).

Tabla 12

Cálculo de parámetros de meteorización “Ja”

Descripción	J_a	Φ^e
Contacto entre las dos caras de las diaclasas		
Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como, por ejemplo, cuarzo en paredes sanas	0,75	25 – 30
Caras de la junta únicamente manchadas	1	25 – 30
Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	2	25 – 30
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible	3	20 – 25
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita, talco, yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2 mm	4	8 – 16
Contacto entre las dos caras de la diaclasa < 10 cm desplazamiento lateral		
Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	4	25 – 30
Fuertemente consolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los rellenos son continuos de menos de 5 mm de espesor	6	16 – 24
Sobreconsolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los rellenos son continuos de < 5 mm de espesor	8	12 – 16
Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva	8 – 12	6 – 12
No existe contacto entre las dos caras de la diaclasa cuando esta cizallada		
Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla	6 – 8 – 12	6 – 24
Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blanda	5	6 – 24
Granos arcillosos gruesos	13 – 20	6 – 24

Fuente: Adaptado del sistema de clasificación Q de Barton, Lien y Lunde (1974).

Tabla 13

Cálculo de parámetro de factor de reducción de tensiones “SRF”

Descripción		σ_c/σ_1		σ_c/σ_3	SRF
Excavación atravesada por zonas blandas de rocas que pueden ocasionar descompresión o desprendimiento de rocas al excavar el túnel	Muchas zonas débiles con arcilla o roca desintegrada, roca muy descomprimida				10
	Zonas individuales débiles, con arcilla o roca triturada, profundidad de la excavación < 50 m				5
	Ídem profundidad > 50 m				2,5
	Muchas zonas de cizallamiento en roca competente sin arcilla, roca descomprimida				7,5
	Zonas individuales de cizallamiento en roca competente sin arcilla, profundidad < 50 m				5
	Ídem profundidad > 50 m				2,5
	Juntas abiertas, muy diaclasado				5
Roca competente, problemas de tensión en la roca	Baja tensión, cerca de la superficie	> 200		> 13	2,5
	Tensión media	10 – 200		0,66 – 13	1
	Alta tensión, roca resistente	10 – 5		0,33 – 0,66	0,5 – 2
	Explosiones en roca masiva de rocas pequeñas	5 – 2,5		0,16 – 0,33	5 – 10
	Explosiones grandes de roca masiva	< 2,5		< 0,16	10 – 20
					SRF
Roca fluyente o plástica	Poca presión de fluencia				5 – 10
	Presión grande de fluencia				10 – 20
Roca expansiva	Poca presión de hinchamiento				5 – 10
	Presión grande de hinchamiento				10 – 15

Fuente: Adaptado del sistema de clasificación Q de Barton, Lien y Lunde (1974).

Aplicaciones Prácticas Del Q De Barton

- Diseño de sostenimiento en túneles (bulones, cerchas, concreto proyectado).
- Evaluación de estabilidad en excavaciones subterráneas.
- Selección de métodos constructivos en minería y obras civiles.
- Base del **Método Noruego de Excavación de Túneles (NATM)**.

El índice Q también permite estimar el espesor del sostenimiento mediante la relación:

$$\frac{ESR \cdot B}{Q^{1/3}}$$

Donde **ESR** es el *Excavation Support Ratio* (relación de sostenimiento según el uso del túnel) y **B** es el ancho de la excavación.

Limitaciones

- Sensible a la calidad del mapeo geológico.
- Requiere experiencia para asignar correctamente los valores de Jr, Ja y SRF.
- No considera directamente la resistencia a compresión de la roca intacta.

2.2.5.4. Índice de resistencia geológica (GSI). El Índice de Resistencia Geológica (del inglés, *Geological Strength Index*, GSI) es un sistema de caracterización del macizo rocoso (la roca *in situ*, incluyendo sus fracturas y discontinuidades) desarrollado por Evert Hoek en 1994. Su propósito principal es obtener un valor que se utiliza como parámetro de entrada en el criterio de falla de Hoek-Brown para estimar la resistencia y el módulo de deformación de los macizos rocosos.

El GSI se realiza combinando dos observaciones clave:

- **Estructura del macizo rocoso:**

- o Masivo
- o Bloques angulosos
- o Muy fracturado
- o Laminado o esquistoso
- **Condición superficial de las discontinuidades:**
 - o Rugosidad
 - o Alteración química
 - o Presencia de relleno
 - o Humedad o meteorización

Estas observaciones se cruzan en una **tabla de Hoek**, que asigna un valor de GSI entre 10 (roca muy alterada y fracturada) y 90 (roca masiva intacta).

Aplicación práctica

El GSI se utiliza para calcular los parámetros del **criterio de Hoek-Brown**:

$$m_b = m_i \cdot \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = 0.5 + \frac{1}{6}(e^{-GSI/15} - e^{-20/3})$$

Donde:

- m_b , s , a : parámetros del macizo rocoso
- m_i : constante de la roca intacta
- D : factor de distorsión por excavación (0 a 1)
- Estos valores permiten calcular la **resistencia a compresión del macizo** (σ_{cm}) y el **módulo de deformación (E)**, fundamentales para el diseño de sostenimiento y estabilidad.

2.2.6 Reserva de mineral

Una **reserva de mineral** es la parte del yacimiento cuya extracción resulta técnicamente posible y económicamente rentable, definida bajo criterios geológicos, operativos, financieros y normativos. A diferencia de los recursos, que representan el potencial total del depósito, las reservas han sido verificadas mediante estudios de factibilidad, lo que garantiza su explotación en condiciones reales.

2.2.7 Clasificación de reservas de mineral

2.2.7.1. Reserva mineral probado. Son la parte económicamente explotable de un recurso mineral medido.

- a. Representan el mayor grado de confianza, derivado de datos geológicos y estudios de factibilidad detallados.
- b. Incluyen el material de dilución y las pérdidas de explotación esperadas.

2.2.7.2 Reserva mineral probable. Son la porción económicamente extraíble de un recurso mineral indicado (o medido).

- a. Tienen un menor nivel de certeza en comparación con las probadas.
- b. También deben considerar el material de dilución y las pérdidas de explotación.

2.2.7.3. Recurso de mineral inferido. Se refieren a recursos minerales inferidos, que son la estimación de un yacimiento con un bajo nivel de confianza. Se basan en evidencia geológica como afloramientos o sondeos limitados, y la continuidad del mineral y su ley no están certificadas. Por lo tanto, no se consideran económicamente explotables ni pueden convertirse en reservas minerales hasta que se realicen más exploraciones para aumentar la confianza a niveles indicados o medido.

- a. La progresión para clasificar reservas se inicia con los recursos inferidos, que luego se clasifican en indicados y finalmente en medidos a medida que se dispone de más información geológica y de ingeniería.
- b. Solo el recurso medido puede convertirse en reserva probada.
- c. La conversión de recursos a reservas implica un análisis riguroso del plan minero y su viabilidad económica, medioambiental y social.

2.2.8 Planeamiento de minado

El **planeamiento de minado** es el proceso técnico que establece cómo se llevará a cabo la extracción del mineral de un yacimiento, asegurando que sea segura, eficiente y económicamente viable. Este plan considera aspectos geológicos, geomecánicos, operativos, ambientales y financieros, y orienta la ejecución ordenada de las actividades mineras.

2.2.8.1. Elementos principales del planeamiento. Entre los que incluyen:

- a. **Modelamiento geológico y de bloques** Se construye una representación tridimensional del yacimiento, asignando leyes, tonelajes y categorías de recursos y reservas.
- b. **Selección del método de explotación** Se elige el método más adecuado según la geometría del cuerpo mineralizado, las condiciones geomecánicas y la profundidad. Ejemplos: corte y relleno, cámaras y pilares, hundimiento por bloques.
- c. **Diseño de labores mineras** Incluye túneles, rampas, galerías y chimeneas, optimizando accesos, ventilación y circulación interna.
- d. **Secuencia de extracción** Se define el orden técnico de extracción para reducir la dilución, mejorar la recuperación y mantener la estabilidad del macizo.

- e. **Sostenimiento y seguridad** Se aplican sistemas de soporte según la clasificación geomecánica (RMR, Q), controlando riesgos geotécnicos y operativos.
- f. **Programación y costos** Se establece un cronograma de actividades y se estiman los costos operativos, inversión inicial y retorno económico.

2.2.8.2. Objetivos del planeamiento. Entre los que se tienen

- a. Optimizar la recuperación del mineral.
- b. Reducir la dilución y los costos de operación.
- c. Garantizar la seguridad del personal y la estabilidad del terreno.
- d. Cumplir con los requisitos ambientales y normativos vigentes.

2.3 Marco conceptual

2.3.1 Depósito mineral

Un depósito mineral es una unidad geológica con concentración de minerales de valor económico, cuya evaluación considera geometría, ley, volumen y roca encajonante. En particular, los cuerpos tabulares formados por precipitación hidrotermal presentan buzamiento marcado y continuidad estructural, lo que facilita su explotación subterránea; su geometría, ley y orientación determinan el método de minado y la viabilidad económica.

2.3.2 Producción minera

La producción minera es el conjunto de actividades orientadas a la extracción, transporte y procesamiento del mineral útil desde el yacimiento hasta su destino final. Representa la fase operativa del ciclo minero, donde se ejecuta el plan de minado previamente diseñado, con el objetivo de obtener concentrados o productos comercializables.

2.3.3 Productividad

La productividad en minería se refiere a la cantidad de mineral útil extraído y procesado por unidad de tiempo, recurso o esfuerzo operativo. Es un indicador clave para evaluar la eficiencia técnica y económica de una operación minera.

2.3.4 Tiempo de ciclo de minado

El tiempo del ciclo operativo es el intervalo total requerido para completar una unidad de trabajo repetitiva en una labor minera, como la extracción de mineral desde un frente de producción. Este ciclo incluye todas las etapas necesarias para ejecutar la operación desde el inicio hasta que está lista para repetirse.

2.3.5 Stope

El término stope se refiere al espacio excavado dentro del cuerpo mineralizado durante la extracción subterránea. Es la unidad operativa donde se realiza la voladura y remoción del mineral útil, y su geometría depende del método de explotación aplicado.

2.3.6 Drawpoint

Punto de acceso ubicado en la base o subniveles de un stope, que facilita la extracción del mineral fragmentado tras la voladura. Permite que el material descargado fluya por gravedad hacia las áreas de transporte o procesamiento. Un diseño adecuado y una correcta ubicación del drawpoint aseguran un flujo eficiente del mineral, previniendo obstrucciones y reduciendo la dilución con material estéril, lo que contribuye a optimizar la producción minera.

2.3.7 Dilución

La **dilución** es la reducción de la ley del mineral por mezcla con material estéril durante la extracción. Aumenta los costos operativos al procesar material sin valor económico. Por ello, se

analizan sus causas y se aplican medidas para minimizar el empobrecimiento y mejorar la rentabilidad.

Parámetros que influyen en la dilución

- a. Forma y orientación del depósito
- b. Tipo de mineralización
- c. Nivel de extracción
- d. Tipo de equipo y método de extracción
- e. Calidad del mineral y roca estéril

Usamos la siguiente fórmula para calcular la Dilución:

$$DILUCIÓN = \frac{AE - AV}{AE} \times 100 \%$$

2.3.8 Caserón

En minería subterránea, el *caserón* se entiende como la cavidad principal destinada a la extracción del mineral, desarrollada entre niveles o subniveles, y que corresponde al vacío generado por la explotación del cuerpo mineralizado.

CAPÍTULO II

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo de investigación

El Tipo de investigación es aplicada, ya que no se limita a generar conocimiento teórico, sino que propone una solución técnica y práctica (una variante del método Sublevel Stoping) para mejorar la producción.

3.2 Nivel de investigación

El Nivel de investigación es descriptivo–explicativo, porque describe las condiciones geomecánicas y operativas de la mina y explica cómo la variante del método impacta en la productividad y costos.

3.3 Diseño de investigación

No experimental y transversal, pues se trabaja con datos reales de la operación minera sin manipular variables en laboratorio, y se analiza la situación en un periodo definido (julio 2024 – junio 2025).

3.4 Enfoque cuantitativo

Porque trabajas con datos técnicos y operativos de la Unidad Minera Lomas II (producción, costos unitarios, recuperación de mineral, parámetros geomecánicos) que se analizan mediante indicadores y comparaciones numéricas.

3.5 Población

Se ha definido como población de estudio a las operaciones subterráneas de la Unidad Minera Las Lomas II, ubicada en Casma–Ancash. Esta población se considera absoluta, dado que abarca la totalidad de las actividades de explotación subterránea realizadas en dicha unidad minera.

3.6 Muestra

Los sectores seleccionados para la aplicación de la variante del método de explotación corresponden a las zonas de operación de la Unidad Minera Las Lomas II, Casma–Ancash. La muestra se delimita específicamente a la Zona 3, Veta Daysi, comprendida entre el Tajo 45 y el Tajo 70.

3.7 Técnicas e instrumentos de captura de información

3.7.1 Técnicas de recolección de datos

La recolección de información se realizará mediante la experiencia adquirida en proyectos de productividad, operación y planeamiento, complementada con la revisión de literatura de fuentes primarias y secundarias (artículos, tesis, libros, documentos electrónicos e informes técnicos). Este proceso permitirá sustentar y proponer una metodología aplicada y eficiente para la selección del método de explotación subterránea más adecuado, en reemplazo del sistema actualmente utilizado.

Las principales técnicas que utilizaremos en la investigación son:

a) Trabajos de Campo:

- Observación Directa y Controlada.
- Seguimiento al personal encargado de las operaciones unitarias.
- Recolección de Imágenes, datos referenciales y exploratorios.

b) Trabajos Gabinete:

- Recolección de Datos referenciales, exploratorios, Imágenes y Planos.
- Procesamiento de datos en áreas de productividad.
- Participación de reuniones de reparto de guardia en áreas distintas.

c) Trabajos técnicos:

- Características geológicas y topográficas.
- Parámetros operacionales mineros.
- Desarrollo informático y computacional.

3.7.2 Instrumentos de recolección de datos

En este trabajo se emplearán instrumentos técnicos que aseguren la validez y confiabilidad de los datos, permitiendo registrar y analizar con precisión las condiciones operativas y geomecánicas de la Unidad Minera Las Lomas II, incluyendo la geometría del yacimiento, parámetros geomecánicos, costos de explotación e indicadores tecnológicos del método de explotación.

- Revisión y análisis de reportes operativos (producción diaria, mensual, anual).
- Fichas técnicas de campo (para levantar datos de RQD, RMR, Q).
- Registros de costos y KPIs tecnológicos (informes internos de la unidad minera).
- Planos y secciones geológicas/mineras (para geometría del yacimiento).

3.7.3 Técnicas de procesamiento de datos

En el presente trabajo de investigación, los datos serán evaluados y analizados mediante el uso de Microsoft Excel y AutoCAD, herramientas que permiten organizar, procesar y representar la información de manera eficiente. La presentación de los resultados se realizará a través de:

- Cuadros estadísticos de descripción y comparación.

- Tablas y gráficos elaborados en Excel, que faciliten la interpretación de tendencias y relaciones.
- Diagramas y planos generados en AutoCAD, complementados con gráficos comparativos de costos de las operaciones unitarias e índices de productividad.

3.8 Método de explotación propuesto: Banqueo por subniveles para el incremento de la producción en la unidad minero lomas II Casma – Ancash.

3.8.1 *Análisis geomecánico de la zona Lomas II- Veta Daysi*

La caracterización geomecánica del macizo rocoso es fundamental para diseñar labores subterráneas seguras y eficientes, pues permite evaluar la estabilidad, definir el sostenimiento adecuado y optimizar costos. En el caso de la zona Lomas II, el análisis se realizó con la clasificación RMR de Bieniawski, que ofrece una visión del comportamiento de la roca desde un enfoque empírico y geológico-estructural.

3.8.2 *Características del macizo rocoso*

El macizo rocoso en la zona de explotación de la Unidad Minera Lomas II está conformado principalmente por *andesitas del Grupo Casma* y *granodioritas del Batolito de la Costa*, ambas litologías ígneas de textura homogénea, baja alteración hidrotermal y buena competencia estructural. En niveles profundos, se observa una *disminución del grado de fracturamiento*, lo que favorece la estabilidad de las labores subterráneas.

Se realizaron estimaciones empíricas de la resistencia a la compresión simple (UCS) mediante métodos indirectos:

Tabla 14*Cálculo del UCS del macizo rocoso*

Método	Valor obtenido	Fórmula aplicada	UCS estimado
Martillo de Schmidt	R = 55	$UCS \approx 1.6 \times R$	88 MPa

Fuente: Área geología U.M. Lomas II

En Cuando no se tienen testigos de perforación continuos, el índice RQD se calcula de forma aproximada usando el número de discontinuidades observadas en el mapeo estructural. Para ello se aplica la fórmula de Palmström (1982), que estima el RQD a partir del índice de juntas por metro cúbico (J_v) obtenido en el estudio geomecánico.

$$RQD = 115 - (3.3 \cdot J_v)$$

Donde J_v es el índice volumétrico de juntas, calculado como la suma del número de juntas por metro para cada familia de discontinuidades.

Figura 8*Macizo rocoso**Fuente: Elaboración propia.*

Tabla 15*Cálculo del J_v del macizo rocoso*

Familia	Número de juntas por metro (J_n)
J1 (fractura principal)	2
J2 (diaclasas secundarias)	3
J3 (fracturas menores)	1

*Fuente: Área geología U.M. Lomas II**Entonces:*

$$J_v = J_{n1} + J_{n2} + J_{n3} = 2 + 3 + 1 = 6$$

Aplicando la fórmula:

$$RQD = 115 - (3.3 \cdot 6) = 115 - 19.8 = \boxed{95.2\%}$$

Este resultado indica que el macizo rocoso presenta muy buena calidad estructural, lo cual respalda la aplicación del método Banqueo por subniveles sin sostenimiento convencional, salvo pilares estériles en zonas críticas.

3.8.2.1. Cálculo del RMR– Lomas II. La aplicación del método de banqueo por subniveles en la Unidad Minera Lomas II necesita evaluar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Para ello se utiliza la clasificación RMR de Bieniawski (1989), que permite determinar la calidad de la roca considerando sus características estructurales, mecánicas e hidrogeológicas.

El cálculo del RMR es fundamental para:

- Determinar la estabilidad de los caserones vacíos sin sostenimiento convencional.
- Justificar el uso de pilares estériles como único elemento de soporte en zonas críticas.
- Establecer criterios de diseño para los subniveles de banqueo, optimizando la recuperación de mineral y la seguridad operativa.

En este capítulo se muestra el cálculo del índice RMR para las zonas de explotación en Lomas II, basado en datos de campo y estimaciones empíricas como la resistencia a compresión simple (UCS) indirecta y el RQD obtenido del índice volumétrico de juntas (Jv).

Tabla 16

Mapeo Geomecánico Bieniawski – TJ-70-Caja techo – Veta Daysi

Ensayo carga puntual	>10 (15)	10-4 (12)	4-2 (7)	2-1 (4)				7
Compresión simple (MPa)	>250 (15)	250-100 (12)	100-50 (7)	50-25 (4)	25-5 (2)	5-1 (1)	<1 (0)	
RQD		90%-100% (20)	75%-90% (17)	50%-75% (13)	25%-50% (6)	<25% (3)		20
Separación entre diaclasas	Separación entre diaclasas	>2 m (20)	0,6-2m (17)	0,2-0,6m (10)	0,06-0,2m (8)	<0,06m (5)		17
Estado de las discontinuidades	Long. discontinuidad	<1m (6)	1-3m (4)	3-10m (2)	10-20m (1)	>20m (0)		6
	Abertura	Nada (6)	<0,1mm (5)	0,1-1,0mm (3)	1-5mm (1)	>5mm (0)		6
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Ligeramente rugosa (3)	Ondulada (1)	Suave (0)		6
	Relleno	Ninguno (6)	Relleno duro <5mm (4)	Relleno duro >5mm (2)	Relleno blando <5mm (2)	Relleno blando >5 mm (0)		6
	Alteración	Inalterada (6)	Ligeramente alterada (5)	Moderadamente alterada (3)	Muy alterada (1)	Descompuesta (0)		5
Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo (15)	<10 l/min (10)	10-25 l/min (7)	25-125 l/min (4)	>125 l/min (0)		15
	Presión agua/tensión principal mayor	0 (15)	0-0,1 (10)	0,1-0,2 (7)	0,2-0,5 (4)	>0,5 (0)		
	Estado general	Seco (15)	Ligeramente húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua fluyendo (0)		
Corrección orientación discontinuades	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables		-2
	Túneles	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60		
Clasificación	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)		86
	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V		Tipo I
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala		Muy buena

Fuente: Área geología U.M. Lomas II

El macizo rocoso de la caja techo – Veta Daysi alcanzó un RMR de 86 como se ve en la Fig:17, clasificándose como de muy buena calidad (Tipo I). Esto permite prescindir de sostenimiento convencional y aplicar el método de banqueo por subniveles con caserones vacíos y pilares estériles distribuidos estratégicamente.

Tabla 17

Mapeo Geomecánico Bieniawski – TJ-70-Caja piso – Veta Daysi

Ensayo carga puntual	>10 (15)	10-4 (12)	4-2 (7)	2-1 (4)				7
Compresión simple (UCS) (MPa)	>250 (15)	250-100 (12)	100-50 (7)	50-25 (4)	25-5 (2)	5-1 (1)	<1 (0)	
RQD		90%-100% (20)	75%-90% (17)	50%-75% (13)	25%-50% (6)	<25% (3)		17
Separación entre diaclasas	Separación entre diaclasas	>2 m (20)	0,6-2m (17)	0,2-0,6m (10)	0,06-0,2m (8)	<0,06m (5)		17
Estado de las discontinuidades	Long. discontinuidad	<1m (6)	1-3m (4)	3-10m (2)	10-20m (1)	>20m (0)		6
	Abertura	Nada (6)	<0,1mm (5)	0,1-1,0mm (3)	1-5mm (1)	>5mm (0)		5
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Ligeramente rugosa (3)	Ondulada (1)	Suave (0)		6
	Relleno	Ninguno (6)	Relleno duro <5mm (4)	Relleno duro >5mm (2)	Relleno blando <5mm (2)	Relleno blando >5 mm (0)		4
	Alteración	Inalterada (6)	Ligeramente alterada (5)	Moderadamente alterada (3)	Muy alterada (1)	Descompuesta (0)		5
Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo (15)	<10 l/min (10)	10-25 l/min (7)	25-125 l/min (4)	>125 l/min (0)		15
	Presión agua/tensión principal mayor	0 (15)	0-0,1 (10)	0,1-0,2 (7)	0,2-0,5 (4)	>0,5 (0)		
	Estado general	Seco (15)	Ligeramente húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua fluyendo (0)		
Corrección orientación discontinuades	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables		0
	Túneles	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60		
Clasificación	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)		82
	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V		Tipo I
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala		Muy buen

Fuente: Área geología U.M. Lomas II

El macizo rocoso evaluado en la caja piso – Veta Daysi, alcanzó un puntaje RMR de 82 como se ve en la Fig:18, clasificándose como de muy buena calidad (Tipo I).

Tabla 18

Mapeo Geomecánico Bieniawski – TJ-70 Estructura Veta Daysi

Ensayo carga puntual	>10 (15)	10-4 (12)	4-2 (7)	2-1 (4)				7
Compresión simple (UCS) (MPa)	>250 (15)	250-100 (12)	100-50 (7)	50-25 (4)	25-5 (2)	5-1 (1)	<1 (0)	
RQD		90%-100% (20)	75%-90% (17)	50%-75% (13)	25%-50% (6)	<25% (3)		17
Separación entre diaclasas	Separación entre diaclasas	>2 m (20)	0,6-2m (17)	0,2-0,6m (10)	0,06-0,2m (8)	<0,06m (5)		17
Estado de las discontinuidades	Long. discontinuidad	<1m (6)	1-3m (4)	3-10m (2)	10-20m (1)	>20m (0)		6
	Abertura	Nada (6)	<0,1mm (5)	0,1-1,0mm (3)	1-5mm (1)	>5mm (0)		5
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Ligeramente rugosa (3)	Ondulada (1)	Suave (0)		6
	Relleno	Ninguno (6)	Relleno duro <5mm (4)	Relleno duro >5mm (2)	Relleno blando <5mm (2)	Relleno blando >5 mm (0)		4
	Alteración	Inalterada (6)	Ligeramente alterada (5)	Moderadamente alterada (3)	Muy alterada (1)	Descompuesta (0)		6
Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo (15)	<10 l/min (10)	10-25 l/min (7)	25-125 l/min (4)	>125 l/min (0)		10
	Presión agua/tensión principal mayor	0 (15)	0-0,1 (10)	0,1-0,2 (7)	0,2-0,5 (4)	>0,5 (0)		
	Estado general	Seco (15)	Ligeramente húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua fluyendo (0)		
Corrección orientación discontinuades	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables		0
	Túneles	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60		
Clasificación	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)		78
	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V		Tipo II
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala		Buena

Fuente: Área geología U.M. Lomas II

El macizo rocoso evaluado en la estructura – Veta Daysi, alcanzó un puntaje RMR de 78 como se ve en la Fig:19, clasificándose como de muy buena calidad (Tipo I).

En resumen, esta condición refleja un terreno muy competente, con gran calidad estructural y poca necesidad de sostenimiento, lo que asegura la estabilidad y seguridad de las labores subterráneas y facilita su desarrollo eficiente lo que permite:

- o Aplicar el método Banqueo por subniveles sin sostenimiento convencional
- o Preservar pilares estériles como único soporte en zonas críticas
- o Optimizar la recuperación de mineral con estabilidad geomecánica

Tabla 19

Tabla técnica complementaria – Zonificación geomecánica

Zona geomecánica	RMR calculado	Clasificación	Calidad del macizo
Caja techo	86	Tipo I	Muy buena
Veta Daysi	78	Tipo II	Buena
Caja piso	82	Tipo I	Muy buena

Fuente: Área geología U.M. Lomas II

Esta zonificación respalda la aplicación del método banqueo por subniveles, permitiendo dejar caserones vacíos en zonas de alta competencia y utilizar pilares estériles únicamente donde el macizo presenta fracturamiento moderado.

3.9 Método de explotación actual: Sublevel Stopping

El sistema de explotación actualmente implementado en la Unidad Minera Lomas II corresponde al método Sublevel Stopping descendente, aplicado en vetas angostas con buena competencia geomecánica. Las labores se desarrollan mediante galerías principales de 2.5×2.7 m y subniveles de 1.2×1.8 m, separados verticalmente por 20 metros. A lo largo del bloque, se disponen chimeneas de transferencia independientes, espaciadas cada 25 metros, que permiten la evacuación del mineral y favorecen la ventilación natural.

La operación mantiene un enfoque predominantemente artesanal, caracterizado por el uso de herramientas de baja capacidad como carretillas, lampas, minicargadores y Dumper con carga

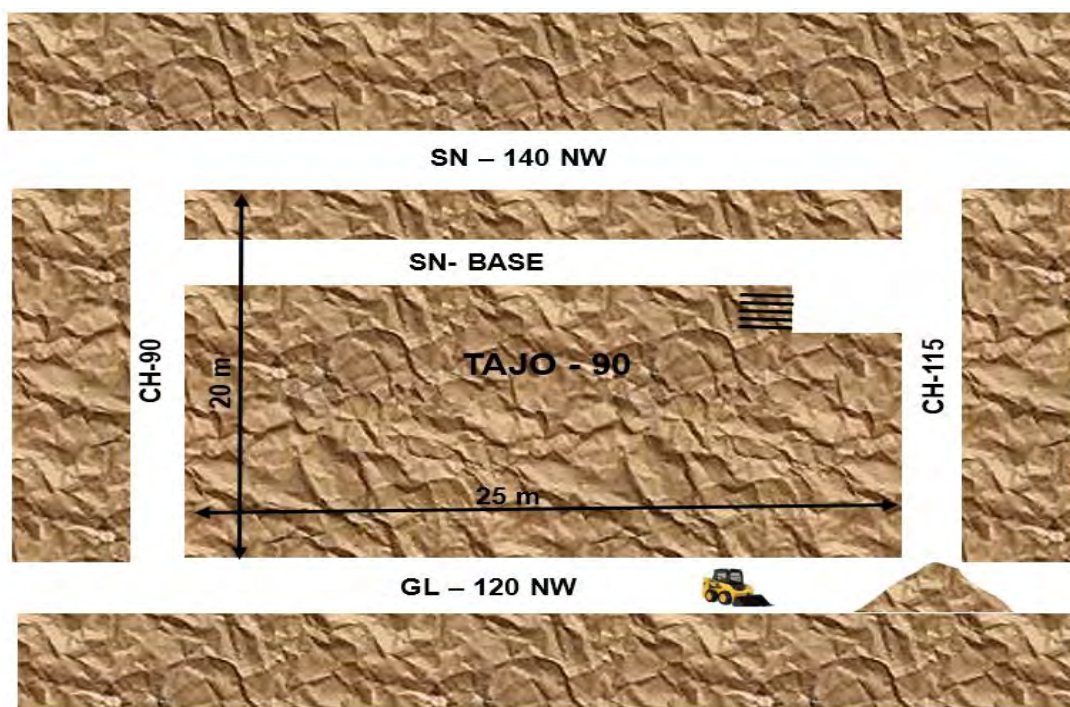
frontal de 1.5 TM. Esta configuración genera altos niveles de esfuerzo físico, baja eficiencia operativa y una capacidad de producción limitada, lo que evidencia restricciones estructurales y funcionales en el sistema actual.

En esta sección se describen las condiciones productivas vigentes, el método de explotación empleado y la secuencia de operaciones unitarias asociadas, con el objetivo de identificar las principales limitaciones técnicas que fundamentan la necesidad de evaluar alternativas operativas más eficientes.

La siguiente figura muestra las dimensiones operativas del bloque de explotación, incluyendo la altura entre niveles, el espaciamiento entre chimeneas (cada 25 metros) y la presencia de un subnivel basal de 1.2×1.8 metros, el cual genera cara libre para ejecutar los cortes horizontales descendentes.

Figura 9

Dimensiones Operativas Del Bloque De Explotación



Fuente: Elaboración propia

3.9.1 Capacidad de producción con el método actual

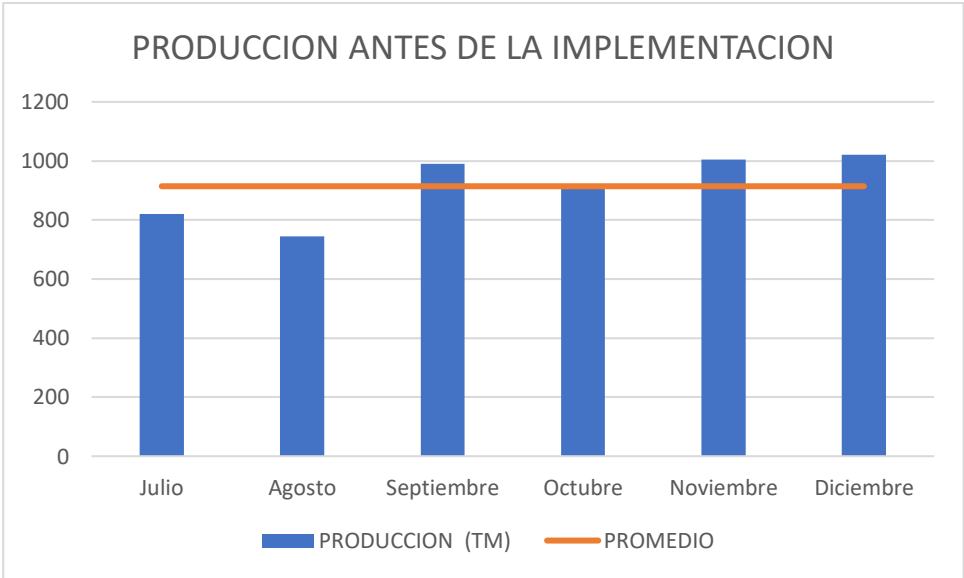
La capacidad de producción muestra la eficiencia de la operación minera. En Lomas II, el promedio mensual era de 914 TM, insuficiente para abastecer la planta. El principal problema fue la limpieza, que retrasaba el cierre del ciclo de minado y generaba demoras para la siguiente guardia, afectando el proceso establecido.

Tabla 20
Tonelaje extraído antes de la implementación periodo 2024

MES	PRODUCCION (TM)	PRODUCCION PROMEDIO (TM)
Julio	820	914.2
Agosto	745	
Septiembre	990	
Octubre	905	
Noviembre	1005	
Diciembre	1020	

Fuente: Elaboración Propia

Figura 10
Tonelaje extraído antes de la implementación



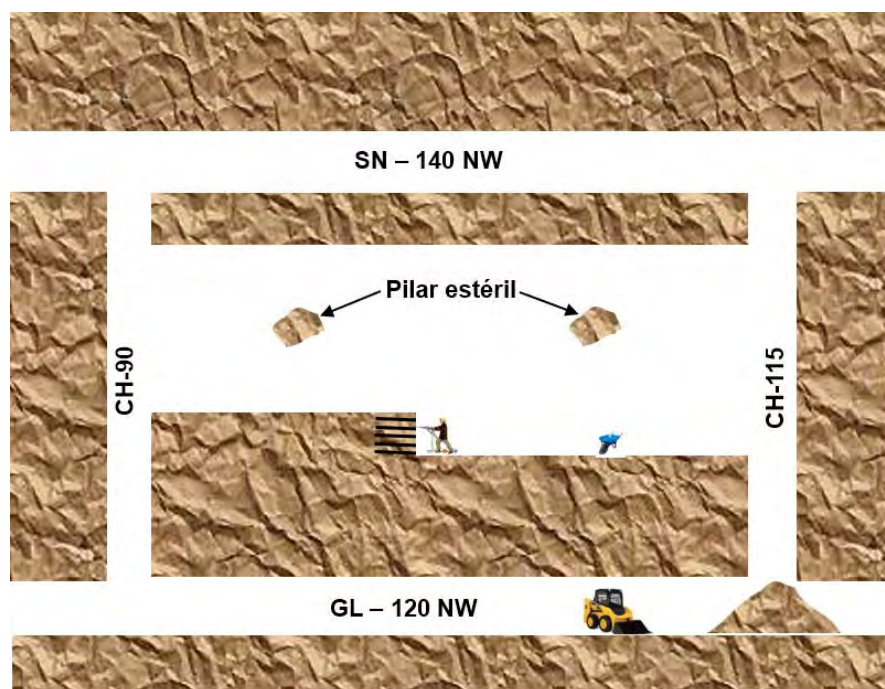
Fuente: Elaboración propia

3.9.2 Descripción del método de explotación actual

El ciclo de explotación se inicia con la habilitación del subnivel base, el cual presenta dimensiones reducidas (1.2 x 1.8 metros). La técnica de extracción emplea cortes horizontales descendentes, utilizando la sección superior del subnivel como cara libre para la voladura. La perforación se lleva a cabo mediante equipos manuales y barrenos de 6 pies de longitud. En cuanto a la carga explosiva, se utiliza un sistema mixto, compuesto por Emulnor 3000 como carga primaria, complementado con un iniciador tipo Carmex (cordón detonante) y ANFO artesanal (mezcla de nitrato de amonio y diésel) para el relleno y la acción rompedora.

Tras la voladura, se observa un periodo de inactividad operativa estipulado para la disipación de gases, confiando en la ventilación natural para restablecer las condiciones atmosféricas seguras de reingreso. La recuperación de mineral fragmentado se efectúa a través de métodos de limpieza manual (empleando herramientas básicas como palas y carros tipo *bugui*). Posteriormente, el mineral es dirigido a la chimenea-echadero y desciende por gravedad hasta la galería de transporte principal, donde es cargado y acarreado hacia la superficie o la cancha de acopio mediante el uso de equipos móviles de baja capacidad de tonelaje.

El proceso de explotación se desarrolla de forma descendente y progresiva hacia la base del tajeo. Para preservar la estabilidad geomecánica, se requiere mantener un puente de seguridad de 2 metros entre la galería de transporte y el caserón activo. Un aspecto inherente al avance es la identificación de zonas de material estéril, derivadas del estrangulamiento natural de la veta (morfología "rosario"). Estas zonas, que constituyen el 10% del volumen, son deliberadamente no extraídas y se utilizan como pilares de sostenimiento *in-situ*, cumpliendo una función crítica en el control geomecánico y la estabilidad estructural del caserón vacío.

Figura 11*Descripción del método actual**Fuente: Elaboración propia*

3.9.3 Operaciones unitarias

El método de explotación actualmente aplicado en la Unidad Minera Lomas II se caracteriza por operaciones unitarias dinámicas; no obstante, la fase de limpieza del mineral en el frente constituye un cuello de botella crítico dentro del ciclo de minado. Esta actividad, ejecutada con pala y *bugui*, genera tiempos improductivos que se incrementan proporcionalmente a la distancia hacia el echadero, afectando directamente la eficiencia operativa.

Como resultado, la producción mensual promedio se limita a 914.2 TM/mes, cifra insuficiente para cubrir las demandas de la planta de procesamiento, cuya capacidad instalada requiere un mayor abastecimiento de mineral. Frente a esta restricción, se plantea la necesidad de evaluar alternativas técnicas de explotación que permitan incrementar la productividad, optimizar

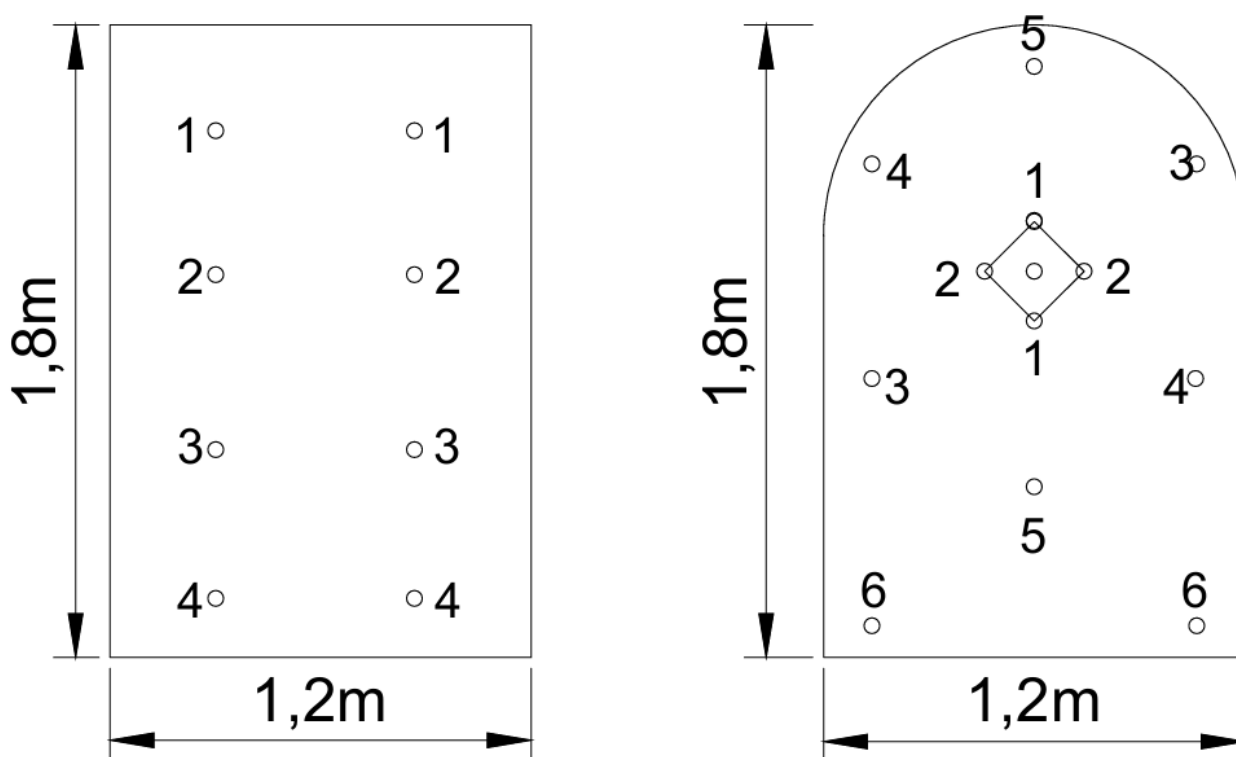
los recursos disponibles y reducir los tiempos de operación, asegurando la sostenibilidad y competitividad de la Unidad Minera Lomas II.

3.9.4 Perforación

En la Unidad Minera Lomas II, la perforación se realiza con equipos neumáticos tipo *Jack-leg*, alimentados por una compresora Sullair 375H (80–90 PSI). Se emplean barrenos de 4 y 6 pies con brocas de 36 mm, dispuestos en una malla horizontal de 8–9 taladros, aplicada en zonas con cara libre generada por subniveles de arranque. Esta configuración permite una fragmentación eficiente del mineral y optimiza la energía del explosivo, respondiendo a criterios de selectividad y control de dilución, en función del reducido espesor de la veta y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

Figura 12

Mallas de perforación con arranque y con cara libre



Fuente: U.M. Lomas II

Figura 13

Frente del corte con cara libre



Fuente: Elaboración Propia.

3.9.5 Voladura

El proceso de voladura en la Unidad Minera Lomas II se desarrolla mediante una configuración técnica que combina distintos tipos de materiales explosivos y sistemas de iniciación. Esta estrategia permite ejecutar una detonación secuencial controlada, asegurando la adecuada fragmentación del macizo rocoso y contribuyendo a la optimización de los costos operativos.

Composición de materiales explosivos empleados

- Emulnor 3000 (FAMESA) Emulsión encartuchada de alta densidad y elevada velocidad de detonación, utilizada como carga de fondo o cebo de iniciación para garantizar la transmisión eficiente de energía dentro del barreno.
- Carmex de 1.5 metros Cordón de alto poder explosivo que actúa como elemento de transmisión, utilizado para garantizar la continuidad y el *timing* de la detonación.

- Mecha Rápida Z-18 Cordón detonante de baja carga, destinado a la iniciación superficial manual del disparo y a la conexión de los distintos componentes del circuito de voladura.
- ANFO de elaboración in situ (mezcla de nitrato de amonio y petróleo diésel) Explosivo de bajo costo, utilizado como carga principal de columna (*explosivo rompedor*) para llenar el volumen restante del barreno y ejecutar la fragmentación masiva de la roca.

Tabla 21

Explosivo cebo – Emulnor 3000 (FAMESA)

Parámetro	Valor / Descripción
Tipo	Emulsión encartuchada
Dimensiones	1" × 7"
Densidad	Alta densidad energética
Sensibilidad	Media, requiere cordón detonante
Resistencia al agua	Alta
Aplicación	Carga principal en taladros de producción
Observación	Proporciona buena fragmentación y continuidad

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 14

explosivo utilizado como cebo - Emulnor 3000



Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 22*Cordón Detonante – Carmex 1.5 m*

Parámetro	Valor / Descripción
Tipo	Cordón detonante de alta velocidad
Longitud estándar	1.5 metros por unidad
Velocidad de detonación	~7000 m/s
Revestimiento	Plástico resistente a abrasión
Aplicación	Guía entre mecha rápida y carga principal
Observación	Alta confiabilidad en ambientes húmedos

*Fuente: Elaboración Propia.***Figura 15***Cordón Detonante – Carmex 1.5 m**Fuente: Elaboración Propia.*

Tabla 23*Sistema de Iniciación – Mecha Rápida Z-18*

Parámetro	Valor / Descripción
Tipo	Mecha de combustión rápida
Tiempo de combustión	18 segundos por metro
Color	Rojo / naranja (alta visibilidad)
Aplicación	Iniciador manual del sistema de voladura
Observación	Permite control de tiempo de encendido

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 16*Mecha rápida Z-18*

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 24*Explosivo Económico – ANFO Artesanal*

Parámetro	Valor / Descripción
Composición	90.5% Nitrato de amonio + 4.5% Diésel
Tipo	Explosivo rompedor de bajo costo
Sensibilidad	Baja, requiere cebo para iniciación
Aplicación	Carga secundaria en taladros de producción
Observación	Alta disponibilidad, requiere manejo controlado

Fuente: Elaboración Propia

Figura 17*Nitrato de Amonio grado Fertilizante**Fuente: Elaboración Propia.*

3.9.6 Ventilación

El sistema de ventilación de la Unidad Minera Lomas II se basa en un flujo natural inducido, aprovechando la geometría de las labores y las chimeneas de transferencia. En la etapa inicial, se requiere ventilación forzada mediante un ventilador axial de 10,000 CFM y 15 HP, con un alcance de 100–120 metros, hasta lograr la interconexión de las chimeneas con las labores, condición que permite establecer el régimen de ventilación natural.

Si bien este esquema resulta eficiente, demanda un monitoreo periódico para garantizar la adecuada renovación del aire y prevenir la acumulación de gases en zonas de baja circulación. En los tajos con ventilación insuficiente se emplean ventiladores axiales de menor capacidad (5 HP), con un alcance aproximado de 500 metros, lo que asegura condiciones adecuadas de circulación en sectores de difícil renovación.

Figura 18*Ventilación forzada**Fuente: Elaboración Propia*

3.9.7 Limpieza y acarreo

La limpieza del mineral fragmentado producto de la voladura se realiza mediante operación manual directa, utilizando herramientas convencionales como palas y carretillas, complementadas con tracción física del personal operativo. Esta actividad se ejecuta en caserones de dimensiones reducidas, donde el acceso mecanizado es limitado, y el material es trasladado hasta los puntos de acopio primario o chimeneas de transferencia para su evacuación por gravedad.

En la galería principal, el acarreo del mineral se realiza mediante dos equipos de bajo tonelaje adaptados a labores subterráneas:

Dumper con tolva frontal de 1.5 toneladas: vehículo de transporte con tracción mecánica, diseñado para movilizar material desde la galería principal hasta superficie. Su tolva basculante permite una descarga rápida en zonas de acopio externo.

Figura 19*El Mini Dumper modelo SD30**Fuente: Elaboración Propia***Mini Dumper con tolva frontal**

- **Tipo:** Vehículo de transporte con descarga frontal
- **Capacidad de carga útil:** 1.5 toneladas métricas
- **Sistema de tracción:** Mecánica, con ruedas reforzadas
- **Tolva:** Basculante, con sistema de descarga manual o hidráulica
- **Observación:** Bajo volumen de acarreo por ciclo, limitado para distancias prolongadas y pendientes.

Minicargador tipo Bobcat: equipo compacto de carguío frontal, con neumáticos de alta tracción, sistema hidráulico de elevación y capacidad de maniobra en espacios confinados. Su diseño rígido (no articulado) permite operar en galerías angostas, facilitando el carguío directo desde los puntos de descarga.

Figura 20*Bobcat S450**Fuente: U.M. Lomas II***Minicargador frontal – BOBCAT S450**

- **Tipo:** Equipo compacto de carguío frontal, no articulado
- **Capacidad de carga operativa:** 608 kg
- **Altura de descarga:** 2.0 m
- **Ancho total:** 1.5 m (apto para galerías angostas)
- **Sistema de tracción:** Neumáticos de alta adherencia
- **Observación:** Alta maniobrabilidad, pero limitada autonomía y resistencia estructural para condiciones mineras.

El sistema actual de limpieza y acarreo, aunque económico, representa un cuello de botella operativo por su baja capacidad, desplazamiento lento y alta exigencia física. Esto reduce los volúmenes de extracción y afecta la productividad.

El mineral se transporta desde la galería principal a la cancha de acumulación mediante dos equipos de bajo tonelaje, con baja disponibilidad mecánica y frecuentes fallas, ya que no están diseñados para minería subterránea. Esta situación justifica mejorar el sistema de acarreo para reducir tiempos improductivos y aumentar el rendimiento operativo.

3.9.8 Dilución

El ancho de explotación presenta una relativa uniformidad, directamente asociado con la potencia de la veta. Esta relación se evidencia en los valores que se muestran en el siguiente cuadro.

Tabla 25

Cálculo de promedio de ancho de explotación y la dilución.

N°	POT-m	a e - m	LEY Au (Gr/TM)	DILUSION
1	1.00	1.00	1.91	0.0%
2	0.80	1.00	1.91	20.0%
3	1.10	1.20	2.62	8.3%
4	2.00	2.00	3.69	0.0%
5	0.80	1.00	3.91	20.0%
6	1.10	1.20	3.95	8.3%
7	0.85	1.00	3.80	15.0%
8	1.00	1.00	3.60	0.0%
9	1.60	1.60	2.30	0.0%
10	0.70	1.00	2.00	30.0%
11	1.30	1.30	2.74	0.0%
12	0.95	1.00	3.20	5.0%
13	0.90	1.00	4.64	10.0%
14	1.00	1.00	4.47	0.0%
15	0.90	1.00	6.41	10.0%
16	1.80	1.80	8.18	0.0%
	1.11	1.19	3.71	7.92%

Fuente: Elaboración propia

Del cuadro anterior se obtiene un ancho promedio de explotación de 1.20 metros, así como un porcentaje promedio de dilución de 7.92%.

3.9.9 Dimensionamiento y producción con el método actual (TJ-120).

3.9.9.1. Dimensionamiento de los tajos. Para el desarrollo de la investigación se utilizarán los datos obtenidos en el tajo TJ-120, perteneciente a la Veta Lomas, donde se registraron los resultados que se detallan a continuación.

Tabla 26*Datos Técnicos del TJ-120*

Propiedad	Dimensión
Dimensión del block	25 x 20 m
Ancho de explotación promedio	1.2 m
P.E. mineral	2.8 TM/m ³
TM/Block 100%	1680 TM
TM/Block a extraer (83%)	1394.4 TM
PILARES INTERMEDIOS (5%)	69.72 TM
Producción/tajo	1324.68 TM

Fuente: Elaboración Propia

3.9.9.2. Producción del tajo método actual (TJ-120). La explotación del tajo TJ 120 se inicia con la habilitación del subnivel base, cuya finalidad es generar una cara libre que permita el desarrollo progresivo de los cortes inferiores mediante una secuencia descendente. Esta labor constituye el punto de partida operativo del método de explotación vigente y se encuentra delimitada por las siguientes especificaciones técnicas:

Tabla 27*Datos y cálculo del subnivel base*

DATOS Y CALCULOS SN-BASE	
N° DE TALADROS	13 TAL
N° DE TALADROS CARGADOS	12 TAL
LONGITUD DE BARRENO	6 PIES
EFF. DE PERFORACION	85 %
ANCHO DE MINADO	1.2 m
ALTURA	1.8 m
AVANCE/DISPARO	1.55 m/DISP
VOLUMEN POR DISPARO	3.36 m ³ /DISP
TM/DISPARO	9.4 TM/DISP

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 28*Calculo número de disparos*

DATOS DE LABOR	
N° DE Taladros perforados	8 TAL
N° de Taladros cargados	8 TAL
Longitud de barreno	6 PIES
Eff. De perforación	85 %
Ancho de minado	1.2 m
Altura	1.8 m
Avance/disparo	1.55 m
Volumen/Disparo	3.36 m3.
TM/DISPARO	9.40 TM

*Fuente: Elaboración propia***Tabla 29***Resumen calculado*

RESUMEN CALCULADO PRODUCCION				
DESCRIPCION	N° Disp.	N° Guardias.	N° Días	TM/Disp.
SN - base	16	8	4	9.40
tajo restante	129	64	32	9.40
TOTAL	145	72	36	

RESUMEN PRODUCCION PROMEDIO (TM/DIA) ACTUAL	
TM/Block	1680.00 TM
TM/a extraer (83%)	1394.40 TM
PILARES INTERMEDIOS (5%)	69.72 TM
PRODUCCION /TAJO	1324.68 TM
PRODUCCION PROMEDIO/DIA - TAJO	36.65 TM/DIA

Fuente: Elaboración propia

3.9.9.3. Costo de explotación del método de explotación actual. Tomando como tajo de análisis el TJ-120 de la Veta Lomas, se procede a estimar el costo de minado utilizando datos técnicos de campo y parámetros operativos como perforación, carga explosiva, limpieza y acarreo. Para la voladura se empleó ANFO artesanal (nitrato de amonio con diésel al 5 %), debido a su bajo costo y adecuada capacidad de fragmentación, acorde con las condiciones geomecánicas del macizo.

Tabla 30*Datos Técnicos de Labor en el Tajo*

DATOS TECNICOS Y CALCULO DE MATERIALES		
Aceros	Barra cónica (eff = 0.87)	6 pies
	Barra cónica (eff = 0.87)	4 pies
	Broca (diámetro) mm	38 mm
	Broca (diámetro) mm	mm
Explosivos	Emulnor 3000 1" x 7" FAMESA	1" x 7"
	Peso del Emulnor 3000 (FAMESA)	0.10 Kg
	Densidad Emulnor	1,13 ± 0,1 gr/cm ³
	Detonador ensamblado (CARMEX)	8 und.
	Mecha rápida de ignición	1.5 m/disp.
	Nitrato de Amonio (Densidad)	760 kg/m ³
	Nitrato de Amonio (NH ₄ NO ₃)	0.44 Kg/tal
voladura	Emulnor 3000 (FAMESA)/ disp.	10 Und.
	Emulnor 3000 Kg/disp.	0.96 Kg
	Emulnor 3000 Kg/TM	0.10 Kg/TM
	Detonador ensamblado (CARMEX)	10 und
	Mecha rápida de ignición	1.50 m/disp.
	Factor de carga para NH ₄ NO ₃	1.30 Kg/m ³
	Factor de potencia para NH ₄ NO ₃	0.46 Kg/TM
	Nitrato de Amonio (NH ₄ NO ₃) kg	4.37 kg/disp.

*Fuente: Elaboración Propia***3.9.9.4. Costo de minado método actual.****Tabla 31***Cálculo de costos*

A.- MANO DE OBRA	TAREA \$.	CANT	\$/DISP	INCIDENCIA	\$ / TM
Perforación					
1 Perf. J/L	33.71	1	16.85	100%	1.79
1 ayudante	28.09	1	14.04	100%	1.49
2.- SUPERVISION					
1 Ing. Residente	65.54	1	32.77	6.3%	0.22
2 Ing. De guardia	46.82	2	23.41	6.3%	0.16
2 capataces	28.09	2	14.04	6.3%	0.09
			(B.S.)	96%	3.60
SUB TOTAL					7.36

Fuente: Elaboración propia

Tabla 32*Cálculos de costos en materiales*

B.- MATERIALES	PRECIO \$	CANT.	p.p./ Disp.	V. util	\$/Disp.	\$/TN
1.- PERFORACION						
Perforadora J/L / + (reparación 70%)	9350.00	1.00	45.90 pies	100000	4.29	0.46
Barreno cónica de 6 pies	150.00	1.00	15.30 pies	1000	2.30	0.24
Barreno cónica de 4 pies	100.00	1.00	30.60 pies	1000	3.06	0.33
Broca 38 mm	20.00	1.00	30.60 pies	533	1.15	0.12
Broca 36 mm	20.00	1.00	15.30 pies	533	0.57	0.06
Aceite de perf. Gln	8.00	0.13	45.90	1	1.00	0.11
Manguera de 1/2" 100 m	159.55	15.00	45.90 pies	100000	0.07	0.01
Manguera de 1" 100 m	376.81	15.00	45.90 pies	4000	4.32	0.46
2.-HERRAMIENTAS						
Llave Stylson 14"	12.00	1		180	0.07	0.01
Alambre de amarre (KG)	1.40	0.1		1	1.40	0.15
Barretillas	10.11	3		15	0.67	0.07
Atacador de madera	2.00	3		30	0.07	0.01
3.- SOSTENIMIENTO						
Pernos Split set 3pies	8.70	5				
4.- VOLADURA						
Emulnor 3000 1' x 7' FAMESA (UND)	0.54	9			4.82	0.51
Nitrato de Amonio (NH ₄ NO ₃) (KG)	0.90	3.96			3.56	0.38
Carmex 1.5 m (UND)	1.54	10			15.45	1.64
Mecha rápida de ignición (m)	1.12	1.50			1.69	0.18
C.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Casco	12.85	2.00		360.00	0.07	
Guantes de cuero	5.00	2.00		20.00	0.50	
correa portalámpara	3.50	2.00		360.00	0.02	
Botas de jebe	25.00	2.00		180.00	0.28	
Mameluco	25.00	2.00		180.00	0.28	
Respiradores 3M	22.00	2.00		180.00	0.24	
Filtro de respirador	7.06	2.00		20.00	0.71	
Tapón de oídos	3.00	2.00		120.00	0.05	
ropa de jebe	19.80	2.00		120.00	0.33	
Arnés	39.60			270.00		
Línea de vida	36.00			270.00		
Lampara de batería KLM + cargador	115.00	2.00		360.00	0.64	
SUB TOTAL DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					3.12	0.33
SUBTOTAL						5.06

Fuente: Elaboración propia

El análisis se focaliza en el tajo TJ 120 de la Veta Lomas, con el objetivo de establecer una comparación respecto al nuevo método de explotación propuesto, denominado banqueo por subniveles. Tras el cálculo de los costos asociados al minado del tajo TJ 120, se determinó un costo unitario de 14,10 \$/TM, valor que constituye la base para evaluar la eficiencia económica del esquema aplicado.

Tabla 33

Resumen de costos

RESUMEN COSTOS	P.U. - \$/TM
MANO DE OBRA	7.36
PERFORACION	1.33
HERRAMIENTAS Y MATERIALES	0.23
VOLADURA	2.71
SOSTENIMIENTO, SPLITSET	0.30
IMPLEMETOS DE SEGURIDAD	0.33
UTILIDAD 10%	1.23
INPREVISTOS 5%	0.61
TOTAL	14.10

Fuente: Elaboración propia

3.10 Método propuesto banqueo por subniveles

3.10.1 Disponibilidad de reserva de mineral

La estimación de reservas probadas, reservas probables y recursos potenciales se ha realizado considerando únicamente dos vetas actualmente desarrolladas: Lomas y Daysi, cuyos valores se detallan en el cuadro respectivo. El cálculo se efectuó aplicando criterios de cubicación geológica y parámetros de explotación, lo que permite establecer con mayor precisión la disponibilidad de mineral económicamente explotable.

Las vetas y cuerpos mineralizados restantes se consideran recursos potenciales, aún sin información suficiente para convertirse en reservas, pero representan un horizonte de crecimiento y están registrados en el cuadro de cubicaciones como base para la planificación futura.

Tabla 34*Cuadro Consolidado De Reservas – Veta Daysi*

RESERVAS	VETA LOMAS	Ley Promedio (g/t Au)	VETA DAYSY	Ley Promedio (g/t Au)	TOTAL	Ley Promedio (g/t Au)
Probado	34692.00	4.5	171820.00	9.6	206512.00	7.05
Probable	37998.03	3.7	88662.07	6.5	126660.10	5.10
Inferido	176445.96	2.8	264668.94	1.9	441114.90	2.35

*Fuente: UM Lomas II***3.10.2 Capacidad de producción con el método banqueo por subniveles**

La implementación del método de banqueo por subniveles generó una mejora significativa en los resultados operativos, alcanzando una producción promedio de 2 808 TM/mes, concentrada principalmente en la Veta Daysi. Este desempeño, respaldado por los datos presentados en el cuadro de resultados, evidencia la eficiencia del esquema aplicado y su contribución al fortalecimiento de la continuidad productiva de la unidad minera.

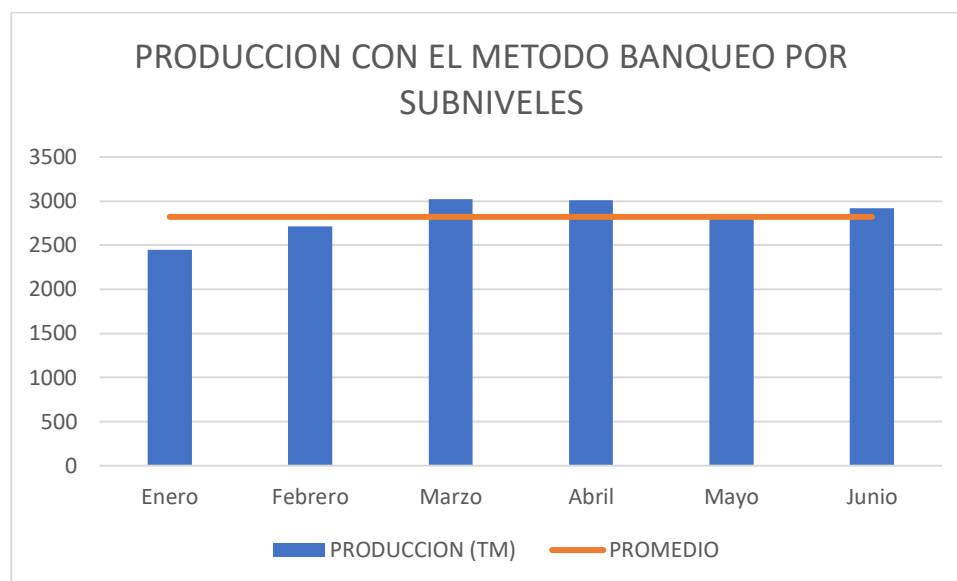
Tabla 35*Tonelaje extraído después de la implementación periodo 2025*

MES - 2025	PRODUCCION (TM)	PRODUCCION PROMEDIO (TM)
Enero	2450	2820.67
Febrero	2715	
Marzo	3020	
Abril	3009	
Mayo	2810	
Junio	2920	

Fuente: Elaboración propia

Figura 21

Tonelaje extraído después de la implementación



Fuente: Elaboración Propia

El sistema productivo ha experimentado una transformación estructural significativa, orientada a optimizar la eficiencia operativa y garantizar la sostenibilidad del proceso extractivo. La implementación realizada permitió un incremento sostenido en la productividad, atribuible principalmente al rediseño del método de explotación, el cual se ajusta mejor a las características geológicas y geomecánicas del yacimiento.

El método de banqueo por subniveles optimiza la rotura del mineral en menor tiempo, disminuyendo las labores de limpieza, ya que el material fragmentado se desplaza por gravedad hacia la galería principal, desde donde es acarreado posteriormente a superficie.

Tabla 36

Evolución de la Capacidad de Producción

Periodo	Rango de Producción mensual (TM/mes)	Producción mensual promedio (TM/mes)
Antes	745 – 1020	914.2
Después	2450 – 3020	2820.67

Fuente: UM Lomas II.

La meta de producción fue de 3000 TM/mes; sin embargo, en algunos periodos se superó por condiciones favorables, mientras que en otros se registraron disminuciones.

3.10.3 Producción de mineral por año con el método banqueo por subniveles

La estimación de la producción anual constituye un aspecto fundamental para evaluar la sostenibilidad y orientar la planificación operativa de una unidad minera. En la Unidad Minera Lomas II, considerando un promedio de 150 toneladas métricas diarias (TMD) y una operación efectiva de 300 días al año, se proyecta una producción anual de aproximadamente 36 240 toneladas métricas anuales (TMA). Este indicador se convierte en una referencia estratégica para la gestión logística, la programación de recursos y la planificación comercial, asegurando una operación eficiente y alineada con los objetivos de productividad y competitividad.

3.10.4 Vida probable de la mina

La vida útil de la Unidad Minera Lomas II depende del volumen de reservas y recursos frente al ritmo de explotación. Se han identificado 205,692 TM de reservas probadas (34,692 TM en la Veta Lomas y 171,820 TM en la Veta Daysi) y 441,114.90 TM de recursos inferidos en la Veta Rusa. Con una producción anual estimada de 39,000 TM, la vida útil basada únicamente en reservas mas no en los recursos se proyecta en 8.5 años, como se muestra en el cuadro correspondiente.

Tabla 37

Vida probable de la mina

RESERVAS	PRODUCCION		VIDA PROBABLE DE LA MINA (AÑOS)
	TM/mes	TM/año	
333172.1	3020	36240	9.2

Fuente: Elaboración propia

Cabe señalar que la producción mensual de 3020 TM, lo que equivale a una producción aproximado 36240 TMA. Esta variabilidad operativa condiciona la vida útil de las reservas probadas, la cual podría extenderse en función del ritmo efectivo de extracción. Dicho comportamiento evidencia una operación con potencial de crecimiento sostenido, siempre que se continúe con la validación progresiva de recursos y se mantenga un estricto control técnico sobre la producción.

3.10.5 Condiciones de aplicación del método de banqueo por subniveles

El método de explotación presenta características similares al *sublevel stoping*, dado que constituye una variante de este. A continuación, se detallan las principales características que lo definen:

3.10.5.1. Geometría del yacimiento

En función de las características geológicas de la estructura mineralizada —particularmente las vetas presentes en la operación— y considerando las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, se determina la aplicación de este método de explotación.

Buzamiento de veta Daysi	: 85-90°
Potencia de veta Daysi	: 0.3 - 1.2 m

3.10.5.2. Condiciones geomecánicas. Dado que la veta presenta una alta resistencia del macizo rocoso ($RMR > 75$), no se requiere la implementación de sostenimiento, permitiendo así la conformación de caserones vacíos. Esta condición, además, facilita el aprovechamiento de la ventilación natural para el desarrollo de las demás labores mineras.

3.10.6 Diseño y dimensionamiento de block de explotación de banqueo por subniveles

3.10.6.1. Labores de desarrollo. Se realizan galerías Horizontales a 20 m de desnivel una de otra, estas galerías tienen una gradiente de 0.5% (+), con una sección de 2.5m de ancho x 2.7

m de altura, esta sección está en función al equipo de limpieza (Scooptram 2.5yd³) y a la altura mínima que se necesita para iniciar las chimeneas de preparación.

3.10.6.2. Labores de infraestructura. Se identifican los siguientes tipos de labores de infraestructura:

- a. By pass
- b. Rampas Negativas
- c. Ventanas de extracción
- d. Cámara de carguío
- e. Cámaras de acumulación.

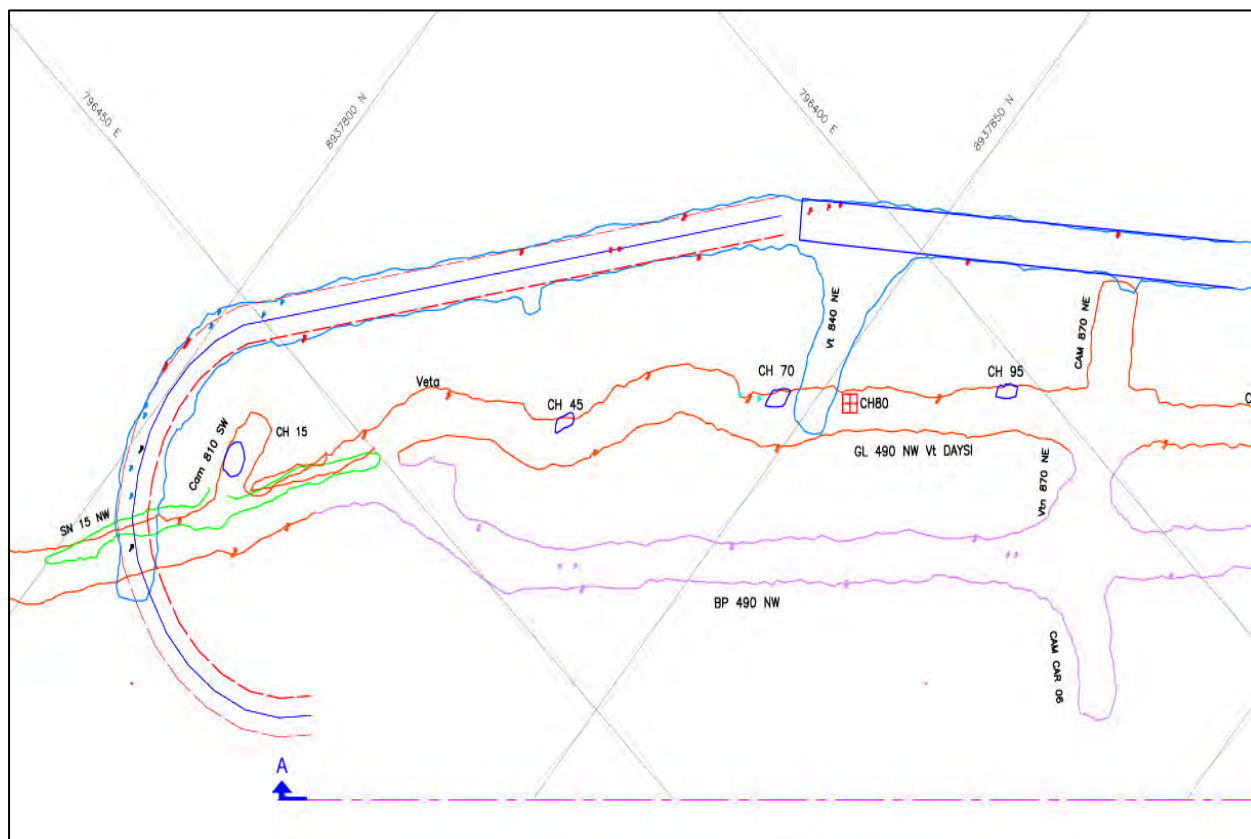
Los By Pass se realizan paralelas a las galerías horizontales, separadas a 10 m, este es el acceso principal para los equipos de extracción y acarreo, tienen una gradiente de 0.5%(+), con una sección de 3.0 m x 3.0 m., la sección está en función a la sección del camión minero (Dumper de 15 ton).

Las rampas negativas son las labores por donde se realiza el acarreo de mineral y desmonte de la zona de profundización, tienen una gradiente de 13% (-), con sección de 3.0 m x 3.0 m.

Las ventanas de extracción se realizan a partir de los By pass y rampas Negativas, cada 50 metros se conecta una ventana a las galerías, este acceso sirve para independizar el laboreo de las chimeneas, tajos y dar continuidad el avance de las galerías.

Figura 22

Diseño labores de desarrollo del método de banqueo por subniveles



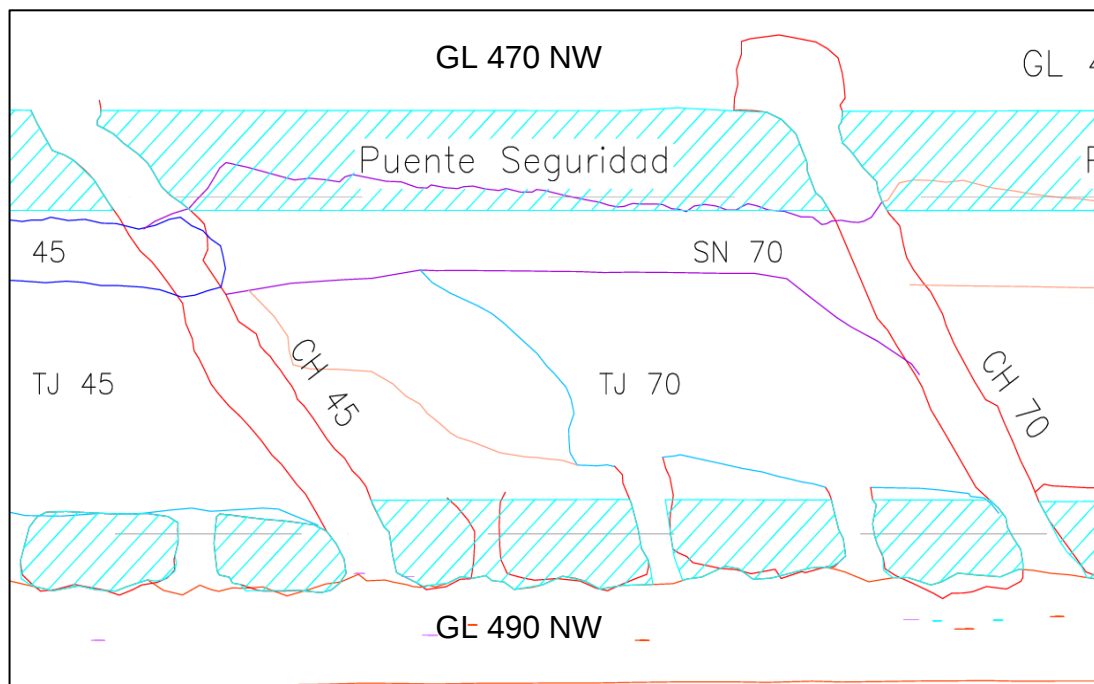
Fuente: UM Lomas II

Las cámaras de carguío se construyen cada 100 m desde el By pass y las rampas negativas. En ellas, el Dumper de 15 t y el Scooptram de 2.5 yd³ realizan las maniobras de carguío de mineral y desmonte, antes de que el camión minero lo transporte a superficie.

Las cámaras de acumulación se habilitan cada 25 m en las labores de avance (galerías, By pass y rampas). Su función es almacenar material de forma temporal, agilizando el ciclo de limpieza.

3.10.6.3. Labores de preparación. Se identifican los siguientes tipos de labores de infraestructura:

- a. Chimeneas inclinadas
- b. Subniveles.

Figura 23*Labores de preparación**Fuente: U.M. Lomas II*

Las chimeneas inclinadas, con un ángulo de 55°, se construyen desde las galerías horizontales y se disponen en paralelo cada 25 m de eje a eje. Además de generar bloques, cumplen la función de circuito de ventilación y se desarrollan de nivel a nivel. El subnivel principal se ubica en la parte superior del tajo, delimitándolo. Presenta una sección de 1.2 m × 1.8 m y una gradiente positiva de 0.5%. Estas labores, implementadas como convencionales, permiten continuar con la preparación de los tajos aledaños.

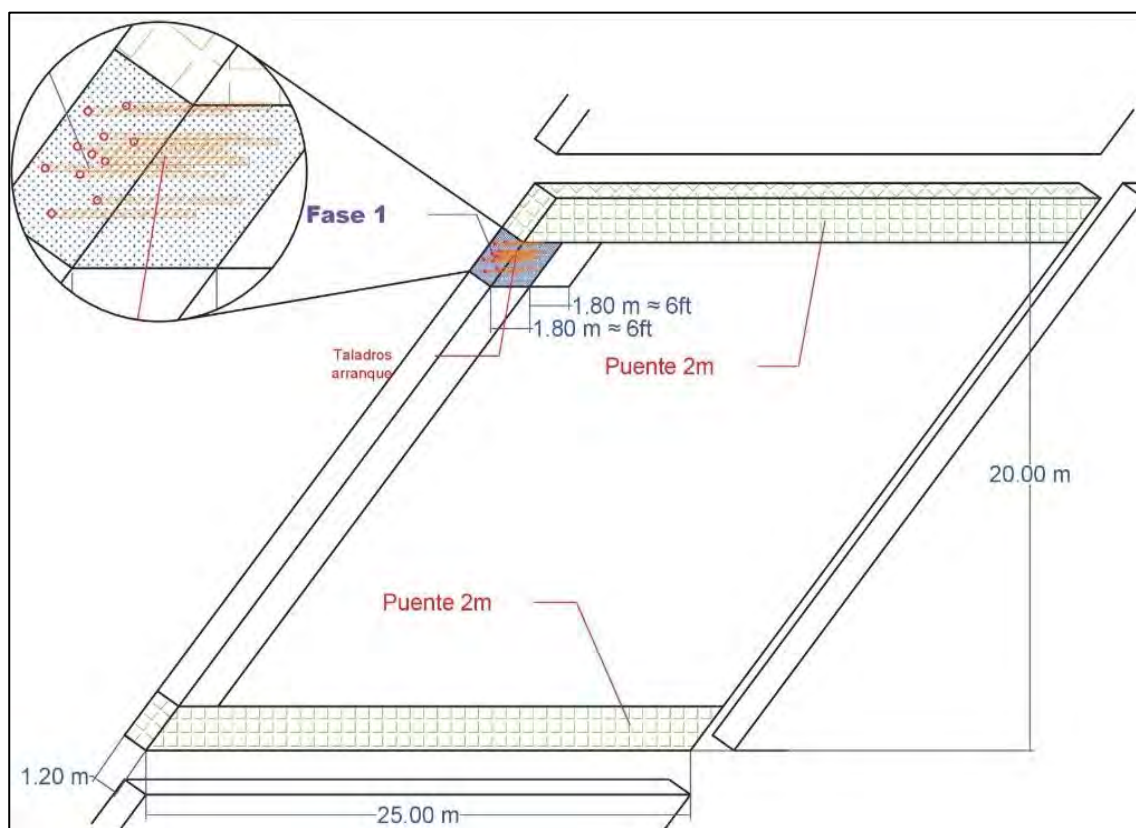
3.10.7 Proceso de minado mediante método propuesto banqueo de subniveles

En la Unidad Minera Lomas II, el método de explotación por **banqueo de subniveles** se ejecuta de manera secuencial para optimizar el avance del tajeo. En cada bloque se dejan puentes de seguridad de 2.0 m sobre la galería principal y de 1.5 m bajo el subnivel superior, alcanzando una recuperación del 83% del total del tajo, equivalente a 1,394.40 TM. El proceso inicia en una

chimenea inclinada con dos cortes en la parte superior, dejando un puente de seguridad de 1.5 m; este procedimiento permite generar la cara libre necesaria para el banqueo del mineral.

Figura 24

Plano de vista en frente de la variante del Método banqueo por subniveles

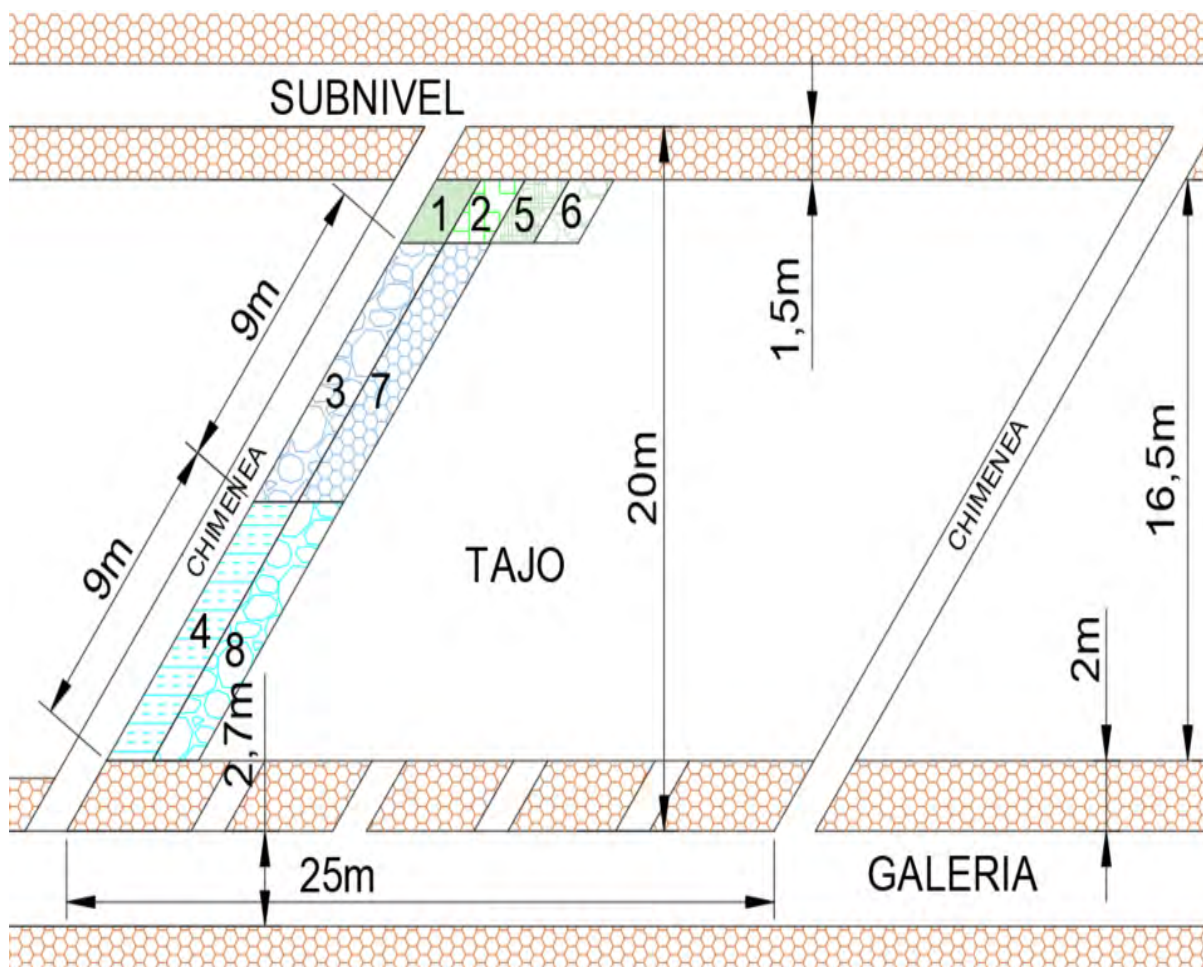


Fuente: Elaboración Propia

En el corte (1), parte del mineral arrancado cae por gravedad hacia la galería principal, mientras que en el corte horizontal (2) la limpieza se realiza manualmente hacia la chimenea inclinada para su acarreo. Una vez generada la cara libre con los cortes horizontales 1 y 2, se ejecutan los cortes de banqueo (3 y 4), que aprovechan la inclinación para que el mineral caiga por gravedad hacia la galería principal, donde se efectúa la limpieza y el transporte. Posteriormente, la secuencia se repite con los cortes horizontales 5 y 6 para dar cara libre al banqueo 7 y 8, continuando así el proceso de explotación.

Figura 25

Diagrama de Explotación de banco por subniveles – Arranque cara libre

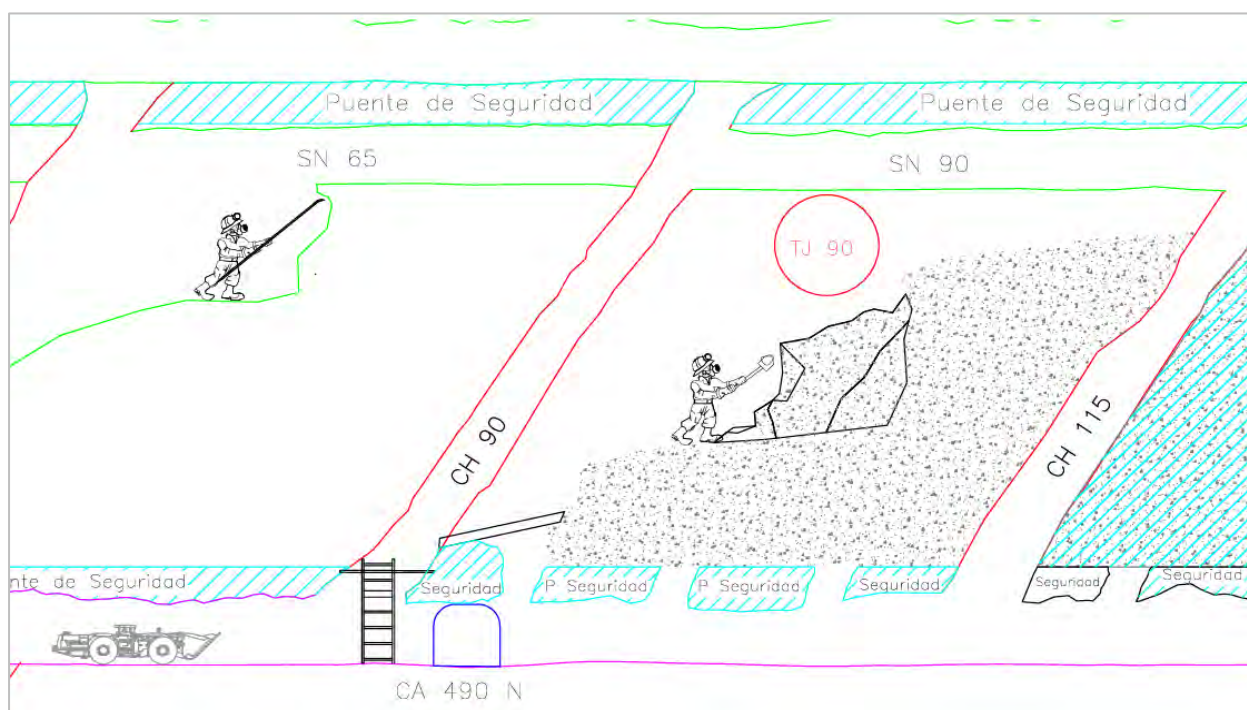


Fuente: Elaboración Propia

Cada 5 metros se realizan cortes verticales tipo echaderos en el puente de seguridad, destinados a evacuar la carga arrancada de los banqueos. El material fragmentado desciende por gravedad hacia la galería principal a través de las conexiones de los echaderos, donde es recolectado y posteriormente retirado mediante equipos de carguío como el Scoop. Luego, es acarreado por el Dumper hasta la cancha de acumulación, desde donde se transporta hacia la planta de procesamiento. Este esquema operativo garantiza una explotación dinámica y selectiva, al permitir la extracción de mineral en cada corte y optimizar la continuidad del ciclo productivo.

Figura 26

Diagrama de Explotación de banco por subniveles – Explotación del banco



Fuente: área de topografía U.M. Lomas II

Durante la aplicación del método se identifican zonas de material estéril que, al no ser explotables, se dejan in situ como puentes estructurales dentro del tajeo. Su permanencia favorece la estabilidad geotécnica, especialmente en sectores donde la veta se interrumpe o reduce su potencia. Para reforzar estas áreas y mantener la integridad de la excavación, se emplea sostenimiento puntual con pernos Split Set de 3 y 4 pies, anclados en el macizo rocoso. Esta medida reduce el riesgo de desprendimientos, controla deformaciones locales y garantiza condiciones seguras durante la explotación de los bloques adyacentes.

La aplicación del método de *banqueo por subniveles* en la Unidad Minera Lomas II ha demostrado ser técnica y operativamente eficiente. Ha mejorado los tiempos del ciclo de minado, optimizado la ventilación natural mediante chimeneas multifuncionales y aumentado la

recuperación del mineral. Este modelo de explotación no solo perfecciona la secuencia técnica, sino que también incorpora criterios geomecánicos y económicos en un diseño sustentable.

3.10.8 Ciclo de minado: operaciones unitarias

3.10.8.1. Perforación. En esta operación unitaria se emplean los mismos materiales y equipos, como la perforadora neumática Jack-Leg RNP RN-250, aceros de 3, 4 y 6 pies, y brocas BOARD de 36 y 38 mm.

Figura 27

Perforadora Jack-Leg RNP RN-250



Fuente: Elaboración Propia

3.10.8.2. Voladura. La voladura se ejecuta una vez concluidos los taladros, procediendo al carguío con explosivo primario Carmex y mecha rápida Z-18, utilizando Emulnor 3000 como cebo. Como explosivo secundario se emplea nitrato de amonio de grado agrícola mezclado con Diesel de 5%. En este contexto, el uso de Carmex de 1.5 m junto con un cartucho de Emulnor y la mezcla de nitrato de amonio con Diesel conforman un explosivo de alta densidad y excelente capacidad de fragmentación.

Figura 28*Detonador Ensamblado CARMEX**Fuente: Elaboración propia.***Figura 29***Explosivo EMULNOR 3000**Fuente: Elaboración Propia.*

Desde el punto de vista técnico y económico, la adecuada disposición de los explosivos y el correcto diseño de la malla de perforación mejoran la estabilidad del frente, la calidad del perfil volado y el rendimiento diario. Estos factores justifican su aplicación en proyectos subterráneos orientados a incrementar la productividad sin comprometer la seguridad ni el control ambiental.

3.10.8.3. Ventilación. En la Unidad Minera Lomas II la ventilación se realiza de manera natural. Durante la construcción de cortadas para interceptar el cuerpo mineralizado se empleó puntualmente un ventilador axial de 10,000 CFM. Sin embargo, al conectarse estas labores con chimeneas verticales de ventilación se generó un flujo de aire suficiente, haciendo innecesario el uso del ventilador. Actualmente, la mina dispone de ventilación natural efectiva a través de dichas chimeneas, sin requerir asistencia mecánica.

En los tajos con limitada ventilación se utilizan ventiladores axiales de menor potencia, de 5 HP, capaces de cubrir un alcance cercano a los 500 metros, lo que garantiza una circulación de aire adecuada en áreas con baja renovación.

Figura 30

Ventilador minero Axial 10000 CFM



Fuente: Elaboración propia

3.10.8.4. Limpieza y acarreo. Tras la voladura, la limpieza en el frente se realiza manualmente con pala, debido a la menor cantidad de material fracturado que queda en esta etapa. En contraste, el acarreo del mineral fragmentado que desciende por gravedad hacia la galería se ejecuta de manera mecanizada. El Scooptram de 2.5 yd³ recoge el material y efectúa el carguío en el Dumper o en las cámaras de acumulación dispuestas cada 25 metros. Posteriormente, el Dumper

Sandvik EJC 416 (15 TM) acarrea el mineral hacia superficie, donde se deposita en las canchas de acumulación, para finalmente ser conducido al proceso de beneficio.

Figura 31

Scooptram Atlas ST2G (2.5 yd3)



Fuente: elaboración propia

Para facilitar el tránsito de equipos se construyen By Pass paralelos a las galerías principales, separados 10 m, con pendiente positiva de 0.5% y sección de 3.0×3.0 m. Asimismo, se emplean rampas negativas con pendiente de -13% y la misma sección, destinadas al acarreo hacia las zonas más profundas.

Figura 32

Camión minero Sanvick EJC 416 (15.0 toneladas)



Fuente: UM Lomas II

Cada 50 m se habilitan ventanas del By Pass hacia la galería principal, lo que permite independizar las labores de tajeo y mantener un avance continuo. Esta disposición estratégica optimiza la eficiencia del ciclo de acarreo, reduce tiempos improductivos y asegura una operación constante y eficaz, generando un incremento sostenido en la producción.

Tabla 38

Equipos Usados en Operación de UM Lomas II

EQUIPOS	CANTIDAD
Scooptram Atlas St2g (2.5 Yd3)	1
Dumper Sandvik EJC 416 (15 TM)	1
Volquete Mercedes Benz (30 TM)	2
Volquete Volvo (30 TM)	1

Fuente: UM Lomas II

3.10.8.5. Sostenimiento. El sostenimiento en este contexto operativo se basa en la aplicación de refuerzos localizados y estratégicos en sectores de los tajeos del macizo mineralizado que, al carecer de valor económico, permanecen in situ y actúan como pilares naturales, aportando estabilidad geotécnica. Asimismo, en las zonas donde se presentan bancos colgados en las cajas —tanto en el techo como en los hastiales— se instalan pernos Split Set de 3 y 4 pies, anclados directamente en la roca. Esta medida tiene como finalidad preservar la integridad estructural del macizo, minimizar el riesgo de desprendimientos y garantizar condiciones seguras y continuas para las labores de explotación.

3.10.9 Dimensionamiento, producción y costo del método propuesto banqueo por subniveles

3.10.9.1. Dimensionamiento del tajo en estudio (TJ-70) veta Daysi. El diseño del tajo se define a partir de parámetros técnicos y geotécnicos que garantizan la estabilidad y continuidad operativa, considerando dimensiones de explotación, características del material, volumen

extraído y disposición de accesos. Su dimensionamiento busca optimizar el ciclo de minado bajo criterios de eficiencia y seguridad, asegurando una extracción controlada y sostenible.

Tabla 39

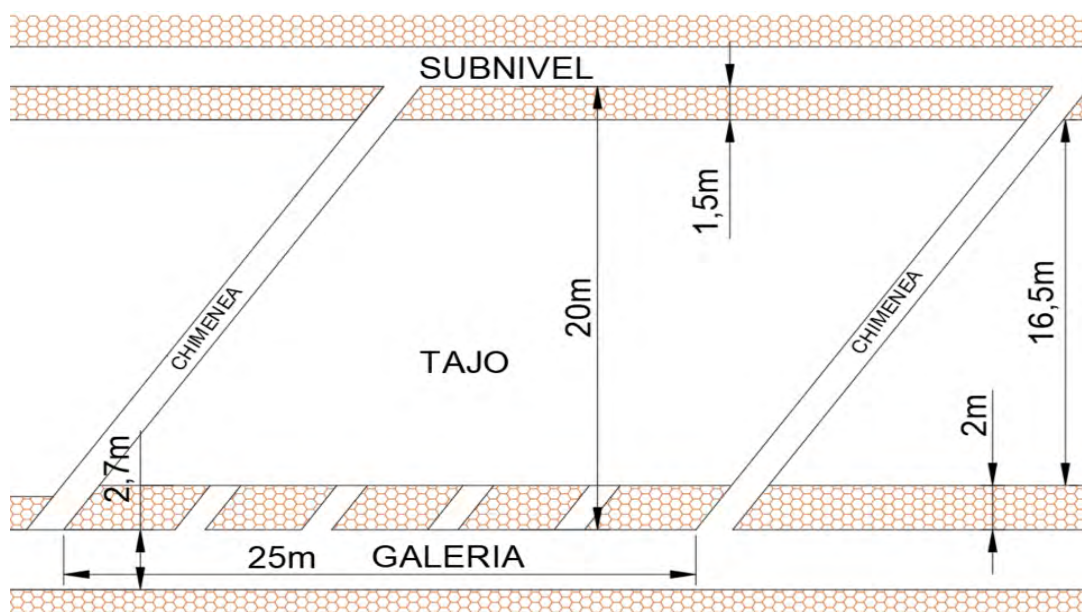
Datos Técnicos del TJ-120

Propiedad	Dimensión
Dimensión del block	25 x 20 m
Ancho de explotación promedio	1.2 m
P.E. mineral	2.8 TM/m ³
TM/Block 100%	1680 TM
TM/Block a extraer (83%)	1394.4 TM
Pilares Intermedios (5%)	69.72 TM
Producción/tajo	1324.68 TM

Fuente: Elaboración propia.

Figura 33

Dimensionamiento del tajo (TJ-70 tajo analizado)



Fuente: Elaboración propia

3.10.9.2. Producción con el método banqueo por subniveles. El incremento de la producción se sustenta en el dimensionamiento técnico de los tajos y en la concentración de la explotación mediante banqueo, lo que redujo los tiempos de limpieza al aprovechar la caída por

gravedad del mineral. Este esquema optimiza el ciclo de explotación, incrementa la eficiencia y asegura la continuidad operativa.

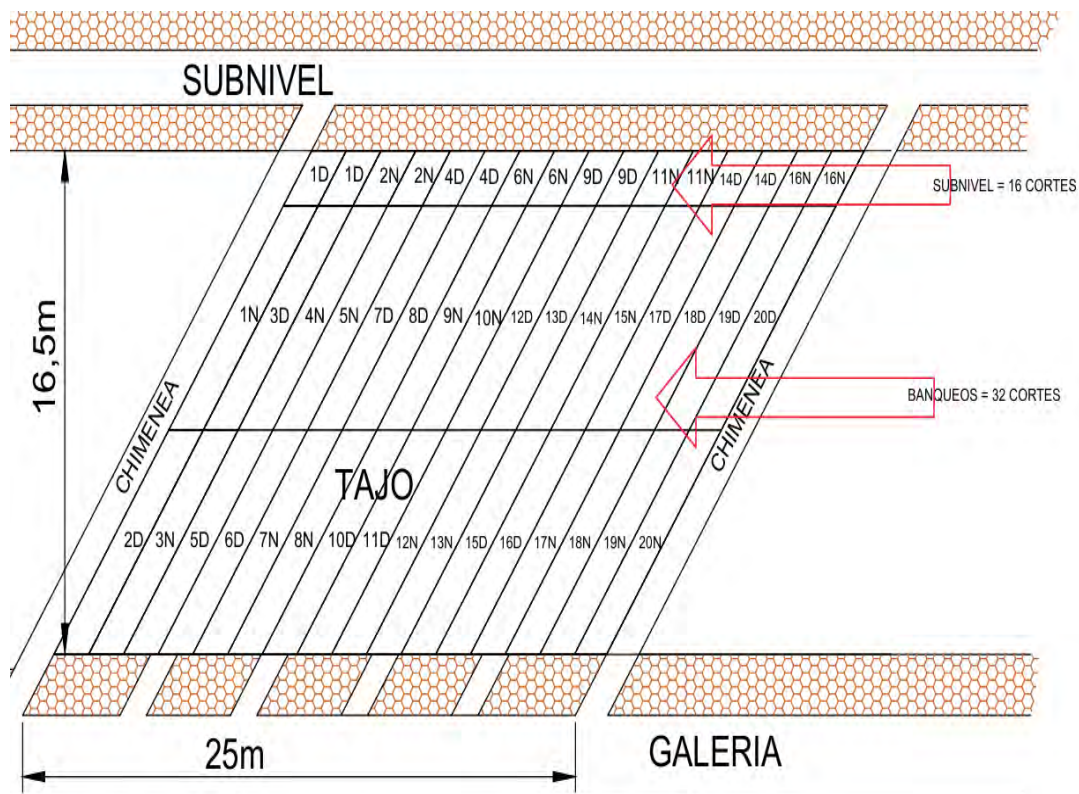
Tabla 40

Cálculo del SN – Para generar cara libre para la producción propuesta

DATOS Y CALCULOS CORTE-CARA LIBRE		
N° DE TALADROS	13	TAL
N° DE TALADROS CARGADOS	12	TAL
LONGITUD DE BARRENO	6	PIES
EFF. DE PERFORACION	85	%
ANCHO DE MINADO	1.2	m
ALTURA	1.8	m
AVANCE/DISPARO	1.55	m/DISP
VOLUMEN POR DISPARO	3.36	m ³ /DISP
TM/DISPARO	9.40	TM/DISP
TM/GUARDIA	18.80	TM/Guardia

Fuente: Elaboración propia

Figura 34 *Secuencia de salida de subnivel y el banqueo*



Fuente: Elaboración propia

Tabla 41*Datos técnicos y cálculos para el método banqueo por subniveles*

DATOS Y CALCULOS BANQUEO POR SUBNIVELES		
N° De Taladros Perforados	30	TAL
N° De Taladros Cargados	30	TAL
Longitud de barreno	6	PIES
EFF De perforación	85	%
Avance/Disparo	1.55	m
Ancho de minado	1.2	m
Altura	7.35	m
Volumen/Disparo	13.71	m ³ /Disp.
TM/BANQUEO-Disparo-Guardia	38.39	TM/guardia.

*Fuente: Elaboración propia***Tabla 42***Resumen de la producción propuesta (TJ-70)*

RESUMEN DE PRODUCCION BANQUEO POR SUBNIVELES (TM/DISP)				
DESCRIPCION	N° Disp.	N° Guardias.	N° Días	TM/Disp.
SN – generar cara libre	16	8	4	9.40
BANQUEO POR SUBNIVELES	32	32	16	38.39
TOTAL	48	40	20	

RESUMEN PRODUCCION PROMEDIO (TM/DIA) PROPUESTO		
TM/Block	1680.00	TM
TM/a extraer (83%)	1394.40	TM
PILARES INTERMEDIOS (5%)	84.00	TM
PRODUCCION /TAJO	1310.40	TM
PRODUCCION PROMEDIO/Dia	65.52	TM/DIA
PRODUCCION PROMEDIO/mes	1638	TM/mes
PRODUCCION PROMEDIO/año	19656	TM/año

Fuente: Elaboración propia

3.10.9.3. Costo de minado con el método banqueo por subniveles. El análisis económico del método de banqueo por subniveles en la Unidad Minera Lomas II busca determinar el costo unitario por tonelada explotada y establecer los indicadores económicos que respalden su viabilidad técnica y operativa. Esta evaluación constituye una herramienta clave para la toma de decisiones estratégicas y el planeamiento económico de la unidad minera.

Tabla 43*Datos técnicos para el cálculo de costos*

DATOS TECNICOS		
Aceros	Barra cónica (eff = 0.87)	6 pies
	Broca (diámetro) mm	38 mm
Explosivos	Emulnor 3000 1'' x 7'' FAMESA	1'' x 7''
	Peso del Emulnor 3000 (FAMESA)	0.1 Kg
	Densidad Emulnor	1,13 ± 0,1 gr/cm ³
	Detonador ensamblado (CARMEX)	9 unid
	Mecha rápida de ignición	1.5 m/Disp..
	Nitrato de Amonio (Densidad)	760 kg/m ³
	Nitrato de Amonio (NH ₄ NO ₃)	0.44 Kg/tal
Voladura	Emulnor 3000 (FAMESA)/ disp..	9 unid
	Emulnor 3000 Kg/disp..	0.87 Kg
	Emulnor 3000 Kg/TM	0.09 Kg/TM
	Detonador ensamblado (CARMEX)	9 unid
	Mecha rápida de ignición	1.5 m/Disp.
	Factor de carga para NH ₄ NO ₃	1.14 Kg/m ³
	Factor de potencia para NH ₄ NO ₃	0.41 Kg/TM
	Nitrato de Amonio (NH ₄ NO ₃) kg	3.93 kg/Disp..

*Fuente: U.M. Lomas II.***Tabla 44***Datos y calculados de labor en el banqueo por subniveles*

DATOS Y CALCULOS DE LABOR	
N° De Taladros	30 Tal.
Longitud de Taladro	6 Pies
Eff. De Perforación	85 %
Longitud Perforada/Taladro	1.55 m.
Volumen Por Disparo	13.71 m ³
TM/DISPARO	38.39 TM

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 45*Datos de labor y Costos de mano de obra*

DESCRIPCION	TAREA \$.	CANT	\$/DISP	INCIDENCIA	\$ / TM
A.- MANO DE OBRA					
1.-Perforacion					
1 Perf. J/L	33.71	1	16.85	100%	0.44
1 ayudante	28.09	1	14.04	100%	0.37
1.-Supervsion					
1 Ing. Residente	65.54	1	32.77	6.30%	0.05
2 Ing. De guardia	46.82	2	23.41	6.30%	0.04
2 capataces	28.09	2	14.04	6.30%	0.02
				(B. S.)	96%
				SUB TOTAL	1.8

*Fuente: Elaboración Propia***Tabla 46***Costo de Materiales para el Método de Explotación Banqueo por subniveles*

B.- MATERIALES	PRECIO \$	CANT.	p.p.	V. útil	\$/Disp.	\$/TM
1.- PERFORACION						
Perforadora J/L / + (reparación 70%)	9350.00	1.00	162.00 pies	100000	15.15	0.39
Barreno cónica de 6 pies	150.00	1.00	54.00 pies	1000	8.10	0.21
Barreno cónica de 4 pies	100.00	1.00	108.00 pies	1000	10.80	0.28
Broca 36 mm	20.00	1.00	54.00 pies	533	2.03	0.05
Broca 38 mm	20.00	1.00	108.00 pies	533	4.05	0.11
Aceite de perf. Gln	8.00	0.13	46.63 pies	1	1.00	0.03
Manguera de 1/2" 100 m	159.55	15.00	46.63 pies	4000	1.86	0.05
Manguera de 1" 100 m	376.81	15.00	46.63 pies	4000	4.39	0.11
2.-HERRAMIENTAS						
Llave Stylson 14"	14.04	1.00		180	0.08	0.00
Alambre de amarre	1.40	0.10		1	1.40	0.04
Barretillas	33.71	1.00		15	2.25	0.06
Atacador de madera	2.00	3.00		30	0.07	0.00
3.-SOSTENIMIENTO						
Pernos Split set	8.70	0.10			0.87	0.02
4.- VOLADURA						
Emulnor 3000 1' x 7' FAMESA (UND)	0.54	30.00			16.05	0.42
Nitrato de Amonio (NH ₄ NO ₃) (KG)	0.90	13.20			11.87	0.31
Carmex 1.5 m (UND)	1.54	30.00			46.35	1.21
Mecha rápida de ignición (m)	1.12	12.00			13.48	0.35
4.1.- VOLADURA SN - CARA LIBRE						
Emulnor 3000 1' x 7' FAMESA (UND)	0.54	9.0			4.82	0.50
Nitrato de Amonio (NH ₄ NO ₃) (KG)	0.90	3.96			3.56	0.37
Carmex 1.5 m (UND)	1.54	9.00			13.86	1.44
Mecha rápida de ignición (m)	1.12	1.50			1.68	0.17
					SUB TOTAL	6.13

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 47*Costo de Materiales para el método propuesto banqueo por subniveles*

C.- MATERIALES	PRECIO \$	CANT.	p.p.	V. útil	\$ / Disp.	\$ / TM
5.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Casco	12.85	2.00		360.00	0.07	
Guantes de cuero	5.00	2.00		20.00	0.50	
correa portalámpara	3.50	2.00		360.00	0.02	
Botas de jebe	25.00	2.00		180.00	0.28	
Mameluco	25.00	2.00		180.00	0.28	
Respiradores 3M	22.00	2.00		180.00	0.24	
Filtro de respirador	7.06	2.00		20.00	0.71	
Tapón de oídos	3.00	2.00		120.00	0.05	
ropa de jebe	19.80	2.00		120.00	0.33	
Arnés	39.60	2.00		270.00	0.29	
Línea de vida	36.00	2.00		270.00	0.27	
Lampara de batería KLM + cargador	115.00	2.00		360.00	0.64	
SUB TOTAL \$/TM					3.68	0.10

*Fuente: Elaboración Propia.***Tabla 48***Resumen de los costos de tajeo*

RESUMEN COSTOS	P.U. - \$/TM
MANO DE OBRA	1.80
PERFORACION	1.23
HERRAMIENTAS Y	
MATERIALES	0.10
VOLADURA	2.39
SOSTENIMIENTO, SPLITSET	0.02
IMPLEMETOS DE SEGURIDAD	0.10
UTILIDAD 10%	0.56
INPREVISTOS 5%	0.28
TOTAL	6.49

Fuente: Elaboración Propia.

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1 Análisis de resultados

4.1.1 Incremento de Producción

La implementación del método de banqueo en subniveles generó una mejora significativa en la producción de la Unidad, alcanzando un incremento del 80 % en la producción diaria, al pasar de 36.26 TM/día a 65.52 TM/día, lo que representa aproximadamente 8,779.16 TM adicionales por año. Este resultado, derivado del nuevo diseño y de la optimización de las operaciones, ratifica la viabilidad técnica y económica del método, consolidándolo como una alternativa eficiente para la explotación del yacimiento.

Tabla 49

Comparativa con el método de banqueo por subniveles el antes y después.

DESCRIPCION	ANTES	DESPUES
PRODUCCION (TM/Mes)	906.40	1655.85

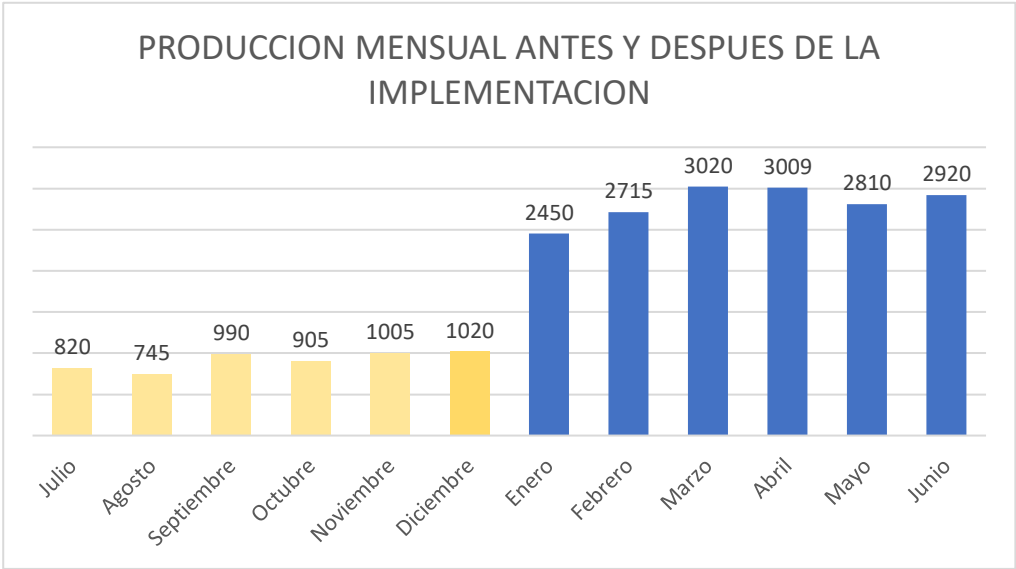
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 50
*comparativa de la producción del antes y el después
de la implementación del método de banqueo por subniveles, periodo año 2024 y 2025.*

PERIODO	MES	PRODUCCION (TM)	PRODUCCION PROMEDIO (TM)
ANTES	Julio	820	914.17
	Agosto	745	
	Septiembre	990	
	Octubre	905	
	Noviembre	1005	
	Diciembre	1020	
DESPUES	Enero	2450	2820.67
	Febrero	2715	
	Marzo	3020	
	Abril	3009	
	Mayo	2810	
	Junio	2920	

Fuente: Elaboración propia.

Figura 35
Evolución en la producción mensual en la U.M. Las Lomas II



Fuente: Elaboración propia.

4.1.2 Método de explotación seleccionado

El método de *banqueo por subniveles*, variante del método *Sublevel Stopping*, permitió incrementar la producción en más del 30 % respecto al sistema anterior. Su diseño, basado en chimeneas inclinadas como accesos y echaderos, aprovecha la caída por gravedad del mineral hacia la galería principal, reduciendo tiempos improductivos y garantizando una operación continua y eficiente.

4.1.3 Diseño método de explotación banqueo por subniveles

El diseño del método incorpora criterios de calidad del macizo rocoso, ancho de explotación, volumen por disparo y sostenimiento mediante pilares. Los cortes inclinados favorecen la caída del mineral por gravedad hacia la galería principal, reduciendo tiempos de limpieza. Además, las conexiones cada 5 m agilizan la evacuación, mientras que las cámaras *By Pass* cada 50 m garantizan independencia de tajos y mayor eficiencia en el acarreo.

4.1.4 Evaluación económica

La aplicación del método de banqueo en subniveles en la Unidad Minera Las Lomas II redujo el costo por tonelada de 14.10 \$/TM a 6.49 \$/TM. El costo total por tajo pasó de 18,360.06 \$ a 7,325.48 \$, generando un ahorro de 10,091.06 \$/TJ. Estos indicadores confirman la viabilidad económica del método, con mayor eficiencia y productividad.

Tabla 51

Evolución en la producción mensual en la U.M. Las Lomas II

DESCRIPCION	ANTES	DESPUES
COSTO OPERATIVO (\$/TM)	14.10	6.49
COSTO OPERATIVO DE MINADO POR TAJO (\$)	18681.62	8590.55
DIFERENCIA DE COSTOS (\$)	10091.06	

Fuente: Elaboración propia

4.2 Discusión de resultados

4.2.1 *Determinar el método de explotación que reemplazará al método actual para lograr el incremento de la producción.*

El cambio al Sublevel Stopping con chimeneas inclinadas elevó la producción promedio de 914.2 TM/mes a 2820.67 TM/mes, representando un incremento del 33 %. Esta mejora se asocia a la continuidad del flujo gravitacional del mineral y a la reducción de tiempos muertos por mejor secuencia de minado. Según *Vilca Rivas (2024)* reportó una duplicación de la producción en la Unidad Mallay al implementar SLS con taladros largos.

La coincidencia técnica radica en la mayor mecanización del ciclo de perforación–voladura y control del flujo del mineral, lo que explica el aumento sostenido de producción y la eliminación de la limitación artesanal inicial.

4.2.2 *Especificar el diseño de implementación del método seleccionado que permita el incremento de la producción.*

El diseño geomecánico, basado en valores $RMR \approx 70-75$ y RQD entre 75 %-90 %, confirmó una roca de buena calidad, apta para excavaciones sin sostenimiento sistemático. El factor de seguridad > 1.5 y la implementación de pernos Split Set solo en zonas localizadas aseguraron estabilidad con bajo costo estructural. En su estudio, *Díaz Aracena (2017)* determinó que la variabilidad del RMR y del índice Q influye en la estabilidad de caserones SLS.

Los valores de Lomas II se ubican en la misma categoría “buena–muy buena”, lo que confirma la congruencia geotécnica del diseño. La similitud con los parámetros reportados por Díaz respalda la hipótesis de que el incremento de la producción está sustentado en condiciones de macizo rocoso estables y diseño geométrico optimizado.

4.2.3 Determinar el costo de explotación de la variante por subniveles en Lomas II.

El costo unitario se redujo de 14.10 \$/TM a 6.49 \$/TM, lo que representa una disminución del 40 %. El análisis de componentes mostró que el acarreo concentra el 60 % del costo total, seguido de perforación y voladura. *Silva Meneses (2022)* obtuvo resultados comparables en Minera Condestable, reduciendo el costo total de 30 a 15 \$/TM. La correspondencia confirma que la causa técnica del ahorro económico se asocia al aumento de eficiencia volumétrica (tajeos más altos, menor dilución y menor sostenimiento), validando la sostenibilidad financiera del modelo implementado.

4.2.4 Evaluar la influencia de la variante del método Sublevel Stoping en el incremento de la producción en la Unidad Lomas II.

El análisis consolidado demostró una producción promedio posterior de 2820.67 TM/mes y un incremento acumulado de +33 % respecto al escenario base. Se confirma la aceptación de la hipótesis H₁, dado que la aplicación de la variante *banqueo en subniveles* dio una relación positiva y significativa con la producción. *Poblete Casado (2023)* destacó que el 74 % de minas chilenas optimizan el SLS mediante rediseños empíricos de caserones y control de dilución. En la misma línea, *Vilca Rivas (2024)* y *Silva Meneses (2022)* demostraron que la producción puede incrementarse de 1000 a 2500 TM/mes al aplicar variantes geotécnicamente controladas.

En Lomas II, la causa técnica principal del incremento es la optimización integral del flujo de minado (ventilación, carguío y transporte), lo que confirma la viabilidad técnica y económica del modelo de explotación propuesto.

CONCLUSIONES

1. **Incremento de la producción minera** La aplicación de la variante del método *Sub Level Stopping* mediante **banqueo en subniveles** permitió aumentar la producción en más del 80 %, pasando de 36.26 TM/día a 65.52 TM/día, lo que representa un incremento anual de 8,779.16 TMA. Este resultado confirma el cumplimiento del objetivo general de incrementar la producción minera en la Unidad Minera Lomas II.
2. **Selección de la variante adecuada** El análisis comparativo de métodos evidenció que el banqueo en subniveles es la alternativa más eficiente para reemplazar el sistema anterior, al reducir tiempos improductivos y aprovechar la gravedad en la evacuación del mineral, garantizando continuidad operativa y seguridad geomecánica.
3. **Diseño operativo optimizado** El esquema de implementación diseñado, con cortes inclinados, conexiones cada 5 m y cámaras de *By Pass* cada 50 m, permitió dinamizar las operaciones unitarias, mejorar la ergonomía en perforación y asegurar la estabilidad del macizo rocoso, logrando un ciclo de minado más eficiente.
4. **Viabilidad técnica y económica** El costo por tonelada explotada se redujo de 14.10 \$/TM a 6.49 \$/TM, mientras que el costo total por tajo disminuyó de 18,681.62 \$/TJ a 8,590.55 \$/TJ generando un ahorro de 10,915.63 \$/TJ. Estos indicadores confirman la viabilidad técnica, operativa y económica del método aplicado, evidenciando mayor eficiencia y productividad en la Unidad Minera Lomas II.

RECOMENDACIONES

1. **A la Unidad Minera Lomas II:** Implementar de manera permanente el método de banqueo en subniveles, con el fin de incrementar la producción minera y consolidar la eficiencia operativa alcanzada.
2. **A los responsables de planificación y operaciones:** Adoptar la variante seleccionada del método por subniveles, incorporando cortes inclinados, conexiones cada 5 m y cámaras de *By Pass* cada 50 m, para optimizar el ciclo de minado y garantizar la seguridad geomecánica.
3. **A la gerencia y área de costos:** Realizar evaluaciones periódicas de los indicadores económicos derivados de la aplicación del método, con el propósito de confirmar su sostenibilidad financiera y asegurar la viabilidad técnica y económica en el largo plazo.
4. **A futuras investigaciones y proyectos mineros:** Extender el análisis del banqueo en subniveles a diferentes condiciones geomecánicas y escalas de producción, para validar su adaptabilidad y generar lineamientos técnicos aplicables en otras unidades mineras.

BIBLIOGRAFÍA

- Brady, B., & Brown, E. (2004). Rock mechanics for underground mining (3rd ed.). Springer.
- Catunta Z. M. A. (2021). Estudio geológico y controles de mineralización del sistema de vetas polimetálicas, de la concesión minera Lomas II, para la determinación de su potencial económico, distrito Casma, Casma- Ancash. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco].
- Díaz, M. (2006). Carga, transporte y extracción en minería subterránea. Septem Ediciones.
- Díaz, L. (2017). Impacto de la variabilidad geotécnica del macizo rocoso en el diseño de caserones en minería por sublevel stoping [Tesis de pregrado, Universidad de Chile].
- Hartman, H. (1992). Introductory mining engineering. Wiley.
- Hartman, H. & Mutmanský, J. (2002). Introductory mining engineering (2nd ed.). John Wiley & Sons.
- Nieto, A. (2014). Optimización del ciclo operativo en minería subterránea: Casos prácticos [Tesis de maestría, Universidad Nacional de Ingeniería].
- Poblete, E. (2023). Diagnóstico del uso de herramientas empíricas en el diseño geomecánico de caserones, pilares y losas en proyectos de sublevel stoping en Chile [Tesis de pregrado, Universidad de Chile].
- Silva, V. (2022). Evaluación del método sublevel stoping para optimizar la producción en Cía. Minera Condestable S. A. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú].
- Tatiya, R. R. (2013). Surface and underground excavations: Methods, techniques and equipment. CRC Press.

- Vilca, K. (2024). Aplicación del método de explotación sublevel stoping para optimizar la producción en la unidad Mallay – Compañía de Minas Buenaventura [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión].
- Villaescusa, E. (2014). Geotechnical design for sublevel open stoping. CRC Press.

ANEXOS

MATRIZ DE CONSISTENCIA

Formulación del Problema	Objetivos de la Investigación	Hipótesis de la Investigación	Variables	Metodología
A. Problema General ¿Cómo incrementar la producción minera mediante la aplicación de una variante del método <i>Sub Level Stoping</i> en la Unidad Minera Lomas II, Casma – Áncash?	A. Objetivo General Incrementar la producción mineral por unidad de tiempo mediante la aplicación de una variante del método Sub Level Stoping en la Unidad Minera Lomas II.	A. Hipótesis General La implementación de una variante adecuada del método Sub Level Stoping lograra incrementar significativamente la producción minera en la Unidad Minera Lomas II.	A. Independiente Variante Del Método De Explotación Sublevel Stoping Indicadores Potencia De La Veta (metros). Buzamiento De La Veta. (grados de inclinación" °"). Tamaño Del Yacimiento (Toneladas Métricas TM)	La investigación es Aplicada, Cuantitativa y Cuasi Experimental. Es aplicada porque busca resolver un problema específico en la Unidad Minera Las Lomas II Población Se ha definido como población de estudio a las operaciones subterráneas de la Unidad Minera Las Lomas II, ubicada en Casma–Ancash Muestra específicamente a la Zona 3, Veta Daysi, comprendida entre el Tajo 45 y el Tajo 70
B. Problemas Específicos - ¿Qué variante del método de explotación por subniveles resulta más adecuada para reemplazar el sistema actual y lograr el incremento de producción en la Unidad Minera Lomas II? - ¿Cuál es el diseño operativo más apropiado de la variante seleccionada para optimizar el ciclo de minado, garantizar la seguridad geomecánica y alcanzar el incremento de producción proyectado? - ¿Cuál será el costo de explotación al aplicar la variante del método por subniveles y cómo este resultado confirma su viabilidad técnica y económica en la Unidad Minera Lomas II?	B. Objetivos Específicos - evaluar las variantes del método de explotación por subniveles y seleccionar la más adecuada para reemplazar el método de explotación actual y lograr el incremento de la producción en la Unidad Minera Lomas II, Casma–Ancash. - Diseñar los parámetros operativos de la variante seleccionada del método Sub Level Stoping, considerando la altura de potencia, la inclinación de la veta y la secuencia de minado en la Unidad Minera Lomas II. - determinar el costo operativo de la variante del método por subniveles y evaluar su viabilidad técnica y económica en la Unidad Minera Lomas II.	B. Hipótesis Específicas - La selección de la variante más adecuada del método de explotación por subniveles reemplazará eficazmente el sistema actual, generando un incremento significativo en la producción de mineral en la Unidad Minera Lomas II. - El diseño técnico óptimo de la variante seleccionada permitirá optimizar el ciclo de minado, garantizar la seguridad geomecánica y alcanzar los niveles de producción proyectados. - La aplicación de la variante del método por subniveles reducirá el costo unitario de explotación, confirmando su viabilidad técnica y económica en la Unidad Minera Lomas II.	B. Dependiente "Incremento de la Producción" Indicadores Toneladas por Día (TM/Día). Toneladas por Mes (TM/Mes). Toneladas por Año (TM/Año).	

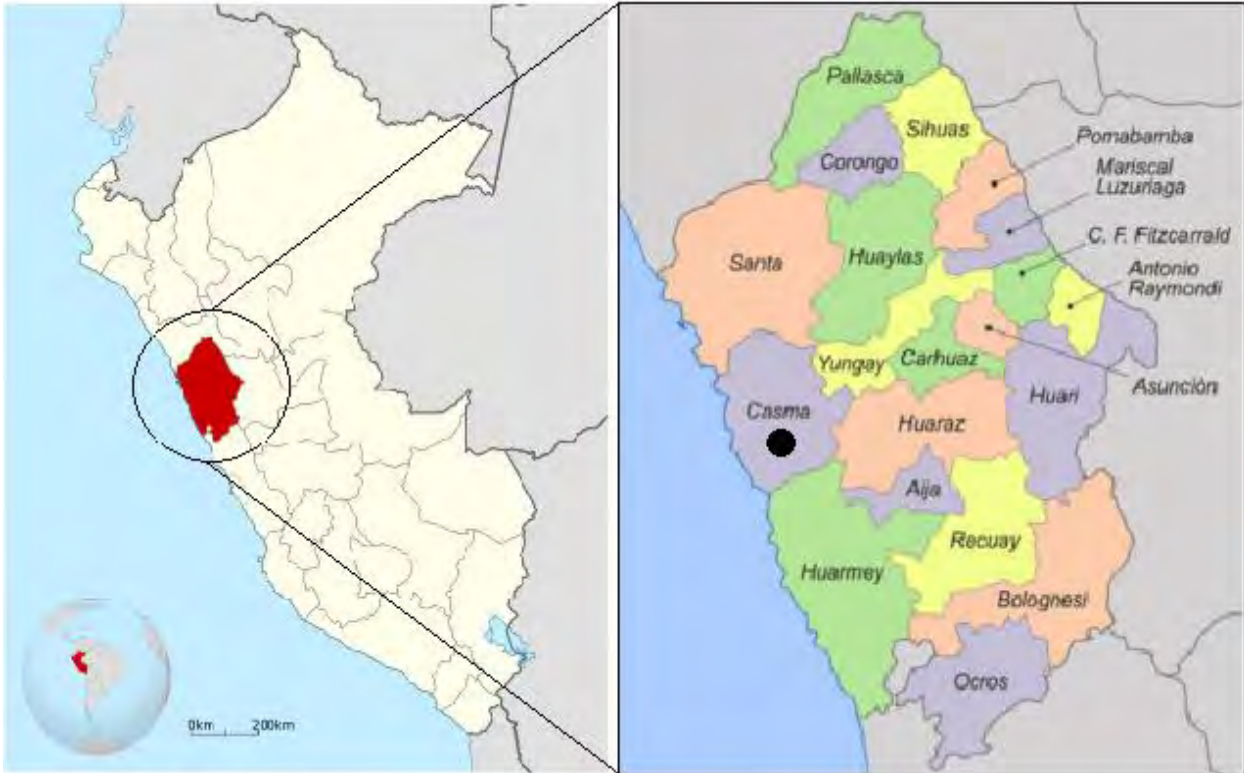
Fuente: Elaboración propia (2024)

AMBITO DE TRABAJO

UBICACIÓN Y ACCESO

La concesión minera Lomas II se ubica en Casma, Ancash, a 380 m.s.n.m.

Ubicación Geográfica de la concesión minera Lomas II

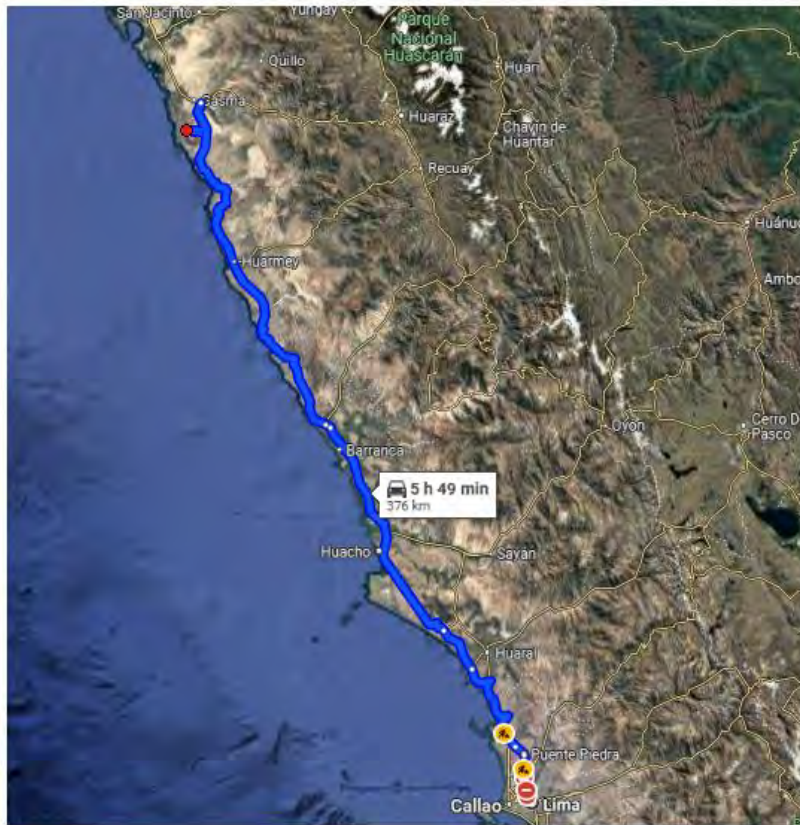


Fuente: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico del Perú (INGEMMET)

ACCESIBILIDAD

La accesibilidad a la zona de estudio es por vía terrestre desde la ciudad de Lima se recorre hasta el kilómetro 365 de la nueva autopista Panamericana Norte. De allí se ingresa por una vía de trocha 7 kilómetros en dirección al oeste. Desde la ciudad de Casma, es accesible por una trocha carrozable desde el km 365 de la panamericana Norte.

Accesibilidad a la concesión minera Lomas II desde la ciudad de Lima



Fuente: Google Maps.

CLIMA Y VEGETACIÓN

La unidad minera tiene clima templado cálido (5–30 °C, media 17 °C) con dos estaciones: verano (nov–abr, hasta 32 °C) e invierno (resto del año, 5–15 °C, neblinas frías). La vegetación predominante incluye Tillandsias y cactus columnares.

TOPOGRAFÍA Y DRENAJE

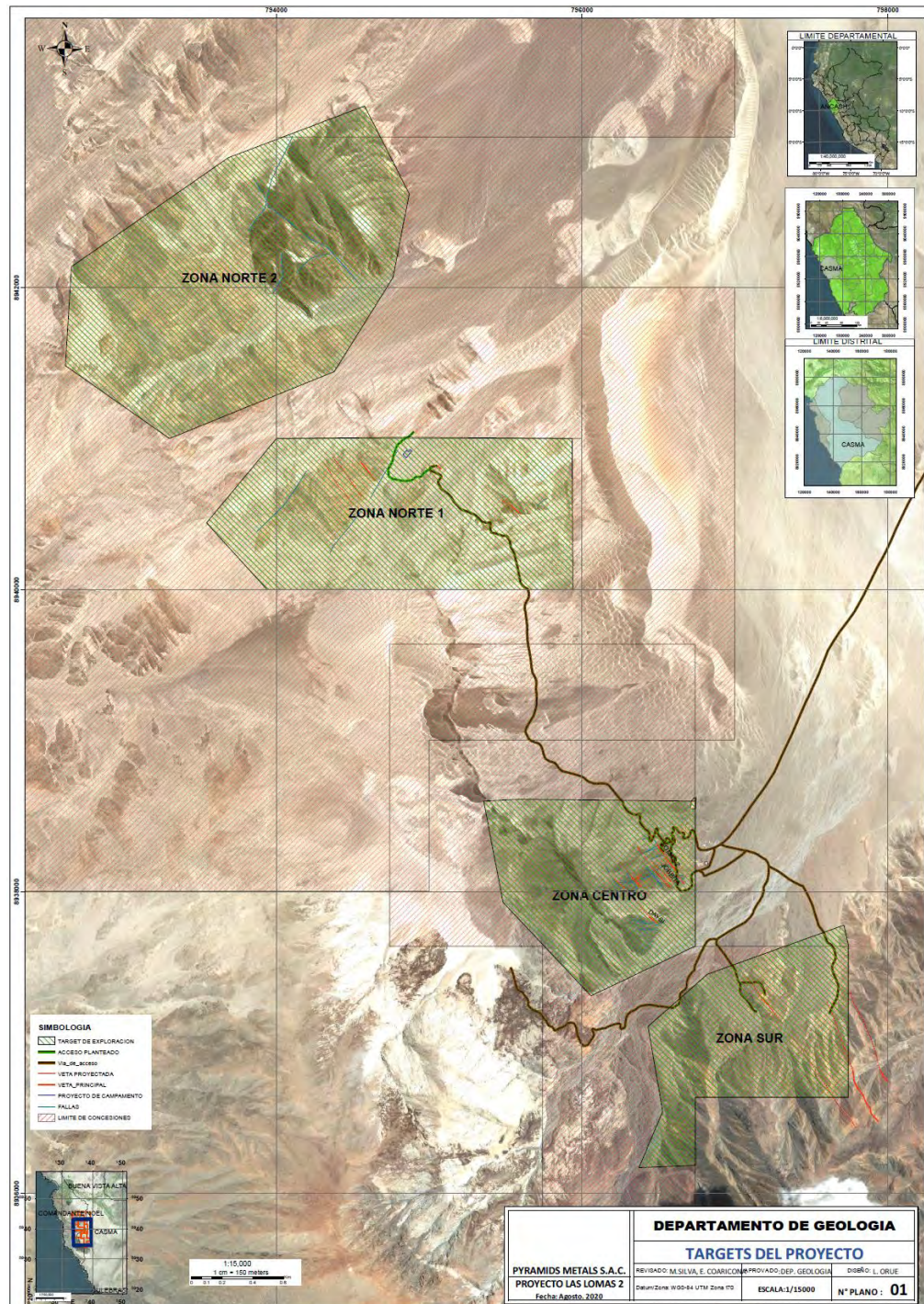
La topografía es menos abrupta, con pampas y quebradas amplias; la cuenca del río Casma abarca 2,775 km², recorre 100 km y presenta pendientes de 4–5%, más pronunciadas en la parte alta.

Geología general del yacimiento

El yacimiento **Lomas II**, ubicado en el distrito de comandante Noel, provincia de Casma (Ancash), se emplaza sobre una secuencia volcano-sedimentaria del **Grupo Casma**, correspondiente al Cretácico Inferior, la cual ha sido intruida por cuerpos calco-alcalinos del **Batolito de la Costa** durante el Cretácico Superior. Esta configuración geológica, enmarcada en la evolución tectónica del margen convergente andino, ha sido modificada por eventos compresivos que reactivaron estructuras preexistentes y controlan la geometría de las vetas mineralizadas. Las estructuras predominantes presentan orientación NO-SE y favorecen la circulación de fluidos hidrotermales.

Las vetas se alojan en **rocas volcánicas alteradas** (andesitas y brechas), con zonación propilítica, argílica y félsica. La mineralización está asociada a sistemas tipo **IOCG** y **skarn**, con óxidos de hierro, sulfuros metálicos y minerales de ganga distribuidos en zonas de fracturamiento tectónico. Estas características geológicas no solo condicionan la distribución del mineral, sino que también determinan la **viabilidad técnica de los métodos de explotación**, al ofrecer continuidad y buzamiento favorable de las vetas. En consecuencia, el depósito presenta un potencial significativo para la aplicación de variantes de minado subterráneo que optimicen la recuperación y reduzcan costos operativos.

Zonas objetivo en U.M. Lomas II



Fuente: Área de geología U.M. Lomas II

Geología regional

La región de Casma forma parte del arco magmático costero del Perú, influenciado por la subducción de la placa de Nazca bajo la Sudamericana. Su geología está dominada por unidades del Grupo Casma, una secuencia volcano-sedimentaria del Cretácico Inferior a Superior.

Unidades geológicas principales

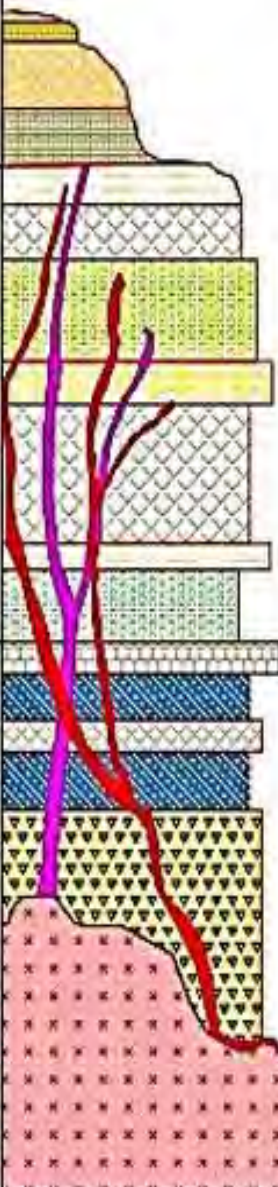
- a. ***El Grupo Casma*** corresponde a una secuencia estratigráfica del Cretácico compuesta por rocas volcánicas e intercalaciones volcanosedimentario, tales como andesitas, basaltos y tobas, junto con unidades sedimentarias marinas y continentales, representadas por calizas, lutitas y areniscas. Estas litologías reflejan un ambiente de depósito activo vinculado a procesos volcánicos y sedimentarios sincrónicos.
- b. ***El Batolito de la Costa*** constituye un cuerpo intrusivo de edad cretácica, compuesto principalmente por dioritas, granodioritas y tonalitas, que intruye las unidades del Grupo Casma. Su emplazamiento ha generado alteraciones hidrotermales en las rocas encajonantes, favoreciendo la formación de zonas mineralizadas.
- c. ***Las formaciones sedimentarias de plataforma continental*** están representadas por calizas fosilíferas y lutitas arcillosas, depositadas en ambientes marinos someros, y constituyen unidades favorables para la interacción con intrusivos y la generación de yacimientos tipo skarn.

Las formaciones Junco y la Zorra constituyen el grupo Casma del cuadrángulo Culebras 20-g.

a. Formación Junco (Albiano inferior – Albiano medio)

b. Formación la Zorra (Albiano medio a Cenomaniano)

Columna estratigráfica Lomas II

UND	EDAD	COLUMNA	LITOLOGIA
CUATERNARIO			Depositos de aglomerados vulcanogenicos
			Depositos fluviales
FORMACION LA ZORRA			Andesita porfiritica
			Andesita
			Rocas vulcano sedimentarias
			Andesita porfiritica
			Andesita
			Andesita porfiritica
			Rocas vulcano sedimentarias
	FORMACION JUNCO		
			Lavas almohadilladas
			Rocas vulcanicas
			Lavas almohadilladas
			rocas igneas grano dioritas
			Batolito de la costa

Fuente: Departamento de geología U.M. Lomas II

Geología local

Rocas ígneas

Rocas ígneas. Entre estas se tiene:

La región de Casma exhibe una diversidad de rocas ígneas volcánicas e intrusivas, vinculadas a la evolución tectonomagmática del Cretácico en el contexto del arco magmático costero peruano.

a. Rocas volcánicas – Grupo Casma

- o **Andesitas y basaltos:** Rocas ígneas extrusivas de composición intermedia a básica, formadas en episodios volcánicos del Cretácico Inferior.
- o **Tobas y aglomerados volcánicos:** Materiales piroclásticos producto de erupciones explosivas, comunes en secuencias volcano-sedimentarias.
- o **Rocas ígneas sedimentarias:** Brechas y depósitos retransportados con matriz clástica, originados por la interacción entre volcanismo y sedimentación.

b. Rocas intrusivas – Batolito de la Costa

- o **Dioritas, granodioritas y tonalitas:** Son cuerpos plutónicos de naturaleza calco-alcalina, correspondientes al Cretácico Superior, que intruyen las unidades volcánicas del Grupo Casma.
- o Estas rocas presentan textura **fanerítica** y están vinculadas a procesos de alteración hidrotermal, que favorecen la generación de yacimientos tipo skarn e IOCG, especialmente en contacto con litologías carbonatadas.

Rocas metamórficas

Rocas metamórficas. En la región de Casma, además de las unidades ígneas y volcano-sedimentarias del Cretácico, se presentan rocas metamórficas de bajo a medio grado originadas por metamorfismo regional y de contacto asociado al emplazamiento de intrusivos.

Tipos de rocas metamórficas

- o ***Hornfels:*** Producto del metamorfismo térmico en zonas de aureola alrededor de intrusivos granodioríticos. Se originan por la recrystalización de lutitas, areniscas y calizas del Grupo Casma.
- o ***Skarn:*** Rocas metasomáticas desarrolladas en el contacto entre intrusivos calco-alcalinos y unidades carbonatadas. Asociadas a procesos hidrotermales y mineralización metálica (Cu, Zn, Au).

Geología estructural

La evolución tectónica de los Andes estuvo marcada por variaciones en la subducción, donde la velocidad de retroceso del arco definió regímenes extensionales y compresivos que originaron cuencas, intrusivos y mineralización, distinguiéndose tres fases principales según Ramos (2009).

Régimen extensional intra-arco (Jurásico–Cretácico Inferior):

- o Subducción activa con retroceso negativo.
- o Apertura de cuencas intra-arco y volcanismo submarino/continental.
- o Formación de unidades volcano-sedimentarias (ej. Grupo Casma).

Etapas transicionales (Aptiano):

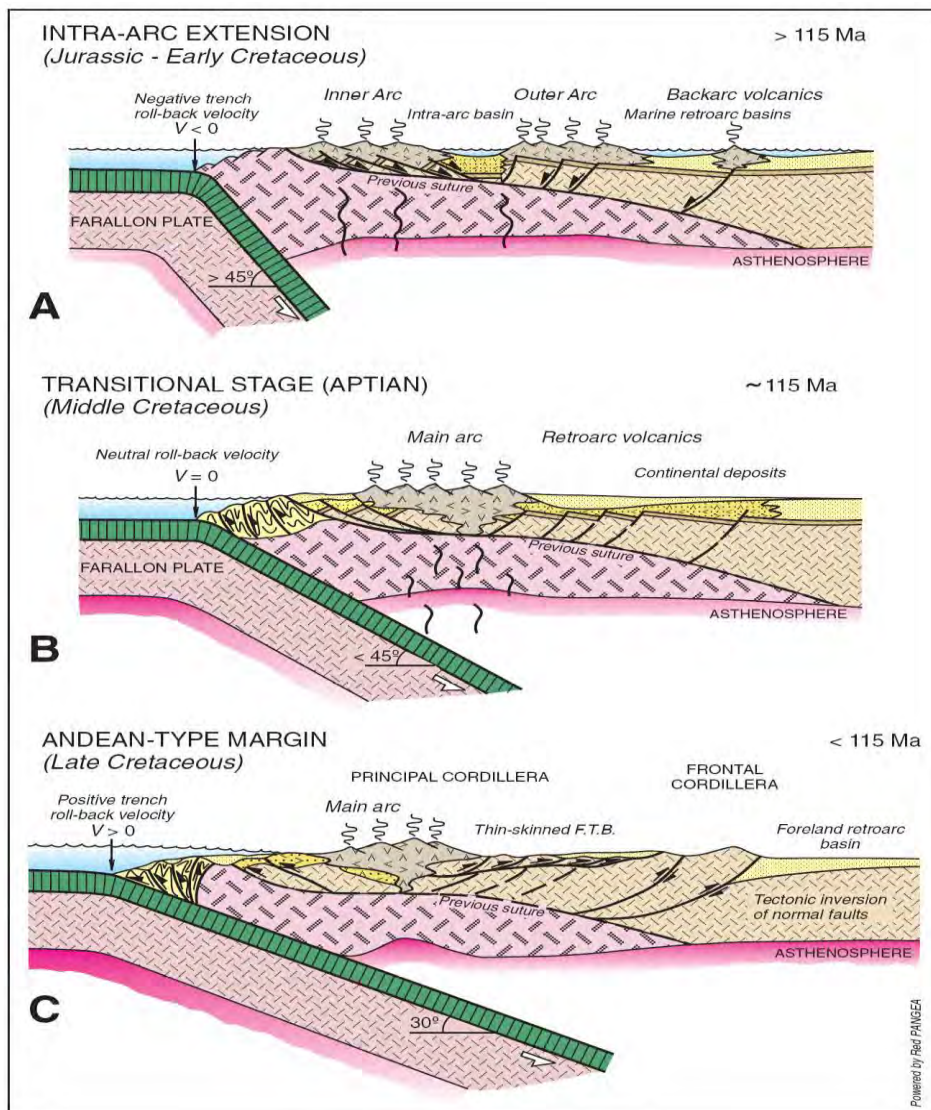
- o Retroceso neutral del arco.
- o Consolidación del arco principal y depósitos continentales en el retroarco.

- o Inversión tectónica y emplazamiento de intrusivos (Batolito de la Costa).

Margen compresivo tipo andino (Cretácico Superior, <115 Ma):

- o Retroceso positivo con ángulo de subducción somero.
- o Generación de un régimen compresivo característico del margen andino.

Tres diferentes estadios de la subducción durante el Mesozoico – Cenozoico, relacionado a la velocidad de roll-back y a los procesos generados. (Ramos, 2009).



Fuente: Departamento de geología U.M. Lomas II

En la zona de estudio se reconocieron estructuras plegadas como anticlinales y sinclinales con afloramientos evidentes. Hacia el oeste, los estratos disminuyen su buzamiento hasta alcanzar la horizontalidad y desaparecer en el mar, mientras que hacia el este se inclinan hasta 87° , mostrando apariencia casi vertical. Asimismo, se identificaron fallas con desplazamientos verticales y horizontales vinculadas a una falla regional, junto con diques aplíticos y dioritas porfíricas de buzamiento casi vertical, paralelos al rumbo de dichas fallas.

Geometría Del Sistema De Vetos

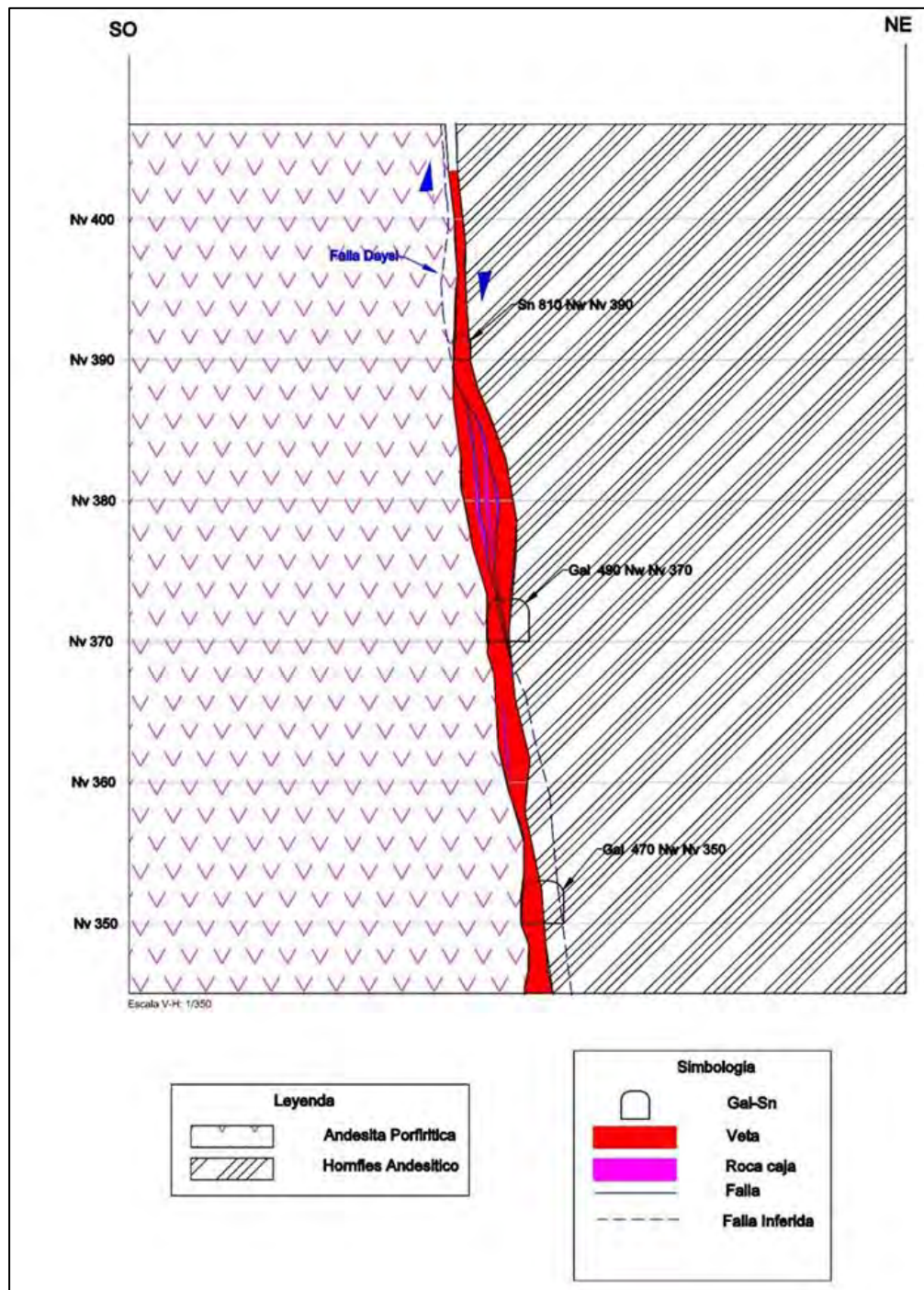
- a. Veta Lomas II – (Azimut: $N 320^\circ$, Buzamiento: $88^\circ NE$)
- b. Veta Jobbita - (Azimut: $N 135^\circ$, Buzamiento: $88^\circ SW$)
- c. Veta Daysi – (Azimuth: $N 320^\circ$, Buzamiento: $88^\circ NE$)

Veta Daysi



Fuente: Elaboración propia.

Comportamiento Veta Daysi



Fuente: Área geología UM. Lomas II

Geología económica

La zona de Casma presenta condiciones geológicas favorables para el desarrollo de actividades mineras, gracias a la interacción entre unidades volcánicas, sedimentarias e intrusivas del Cretácico, afectadas por procesos tectónicos y magmáticos que han generado ambientes propicios para la concentración de minerales metálicos y no metálicos.

Recursos metálicos

Recursos metálicos. Entre los que se tienen.

- o ***Depósitos tipo IOCG (óxidos de hierro, cobre y oro):*** Se encuentran en zonas de contacto entre intrusivos calco-alcalinos del Batolito de la Costa y rocas carbonatadas del Grupo Casma. Contienen minerales como calcopirita, pirita, arsenopirita, marmatita y galena, asociados a alteración hidrotermal.
- o ***Mineralización tipo skarn:*** Originada por procesos metasomáticos entre intrusivos granodioríticos y calizas, con presencia de óxidos de hierro, cobre, manganeso y sulfuros metálicos. Estas zonas suelen estar vinculadas a aureolas de metamorfismo de contacto.
- o ***Vetas polimetálicas*** Localizadas en zonas de fracturamiento tectónico, con minerales de mena y ganga como cuarzo, calcita, clorita y epidota, que rellenan estructuras tensionales y cizallas.

Recursos no metálicos

4.1.5.2. Recursos no metálicos. Entre los que se tienen.

- o ***Calizas dolomíticas:*** Utilizadas en la industria cementera y metalúrgica, presentes en unidades sedimentarias del Grupo Casma.
- o ***Carbón y antracita:*** Potencial energético contenido en capas sedimentarias, aunque de explotación limitada.

- o **Sílice granular y óxidos industriales:** Aprovechables en procesos metalúrgicos y como materia prima para la industria química.

Tipos de minerales

Categoría	Minerales Identificados
Minerales de mena en óxidos	Jarosita, óxidos de cobre, goethita, sílice granular
Minerales de ganga en óxidos	Hematita, óxidos de manganeso
Minerales de mena en sulfuros	Arsenopirita, pirrotita, calcopirita, pirita, galena, marmatita
Minerales de ganga en sulfuros	Cuarzo, calcita, clorita, epidota

Fuente: área geología U:M: Lomas II

ANEXO 2:
FOTOGRAFIAS

*Imagen 01:
muestreo del material*



Fuente: elaboración propia

*Imagen 02:
Vista de la veta*



Fuente: elaboración propia.

Imagen 03:

Camión minero Sanvick EJC 416 (15.0 toneladas)



Fuente: elaboración propia.

Imagen 04:

Scoop ST2G – 2.5 yd3



Fuente: elaboración propia.

*Imagen 05:
compresora de aire Sullair 750*



Fuente: elaboración propia.

*Imagen 06:
pulmón de aire cap. 9m3*



Fuente: elaboración propia.

Imagen 07:

Cisterna almacén de combustible

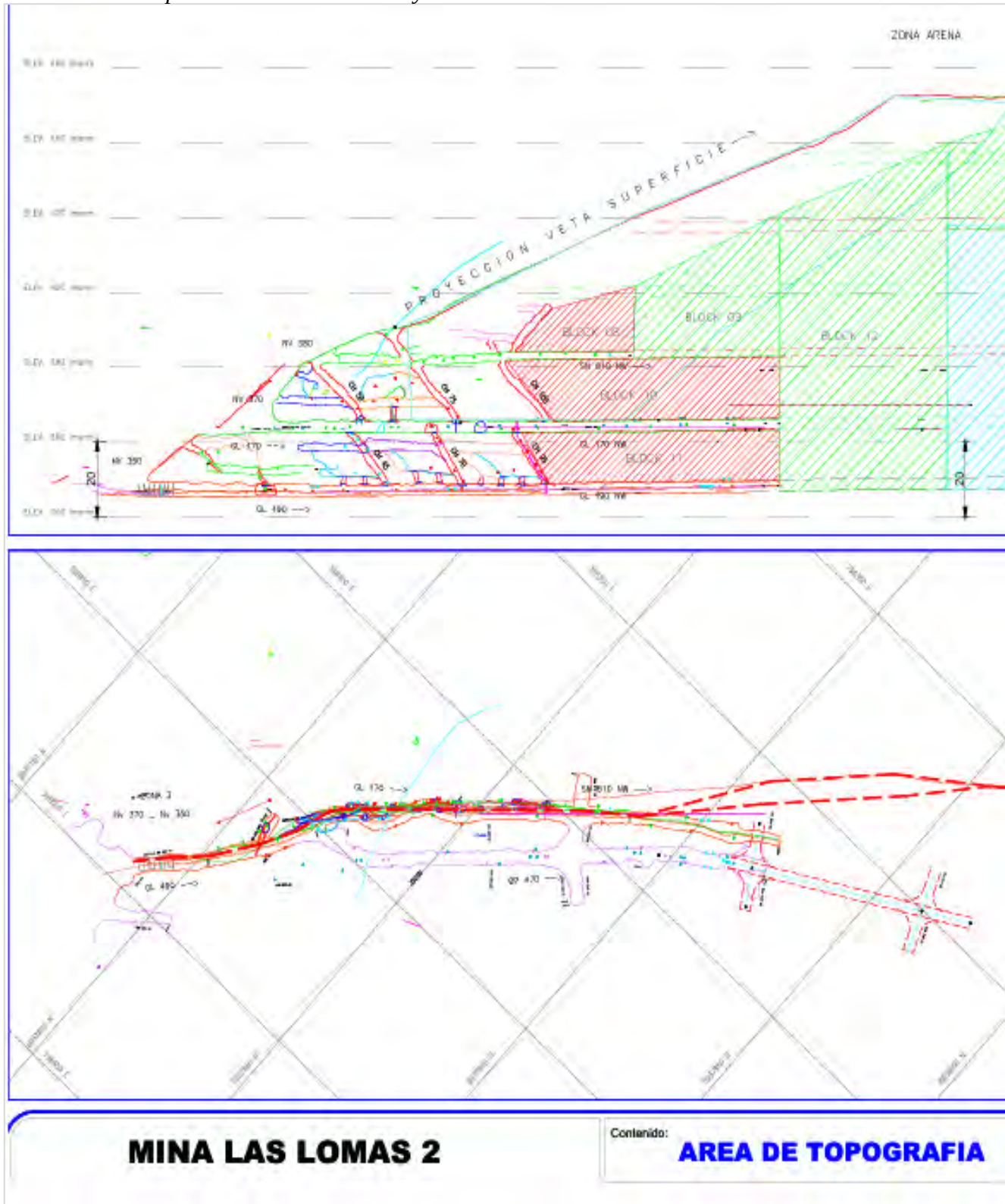


Fuente: elaboración propia.

ANEXO 3:

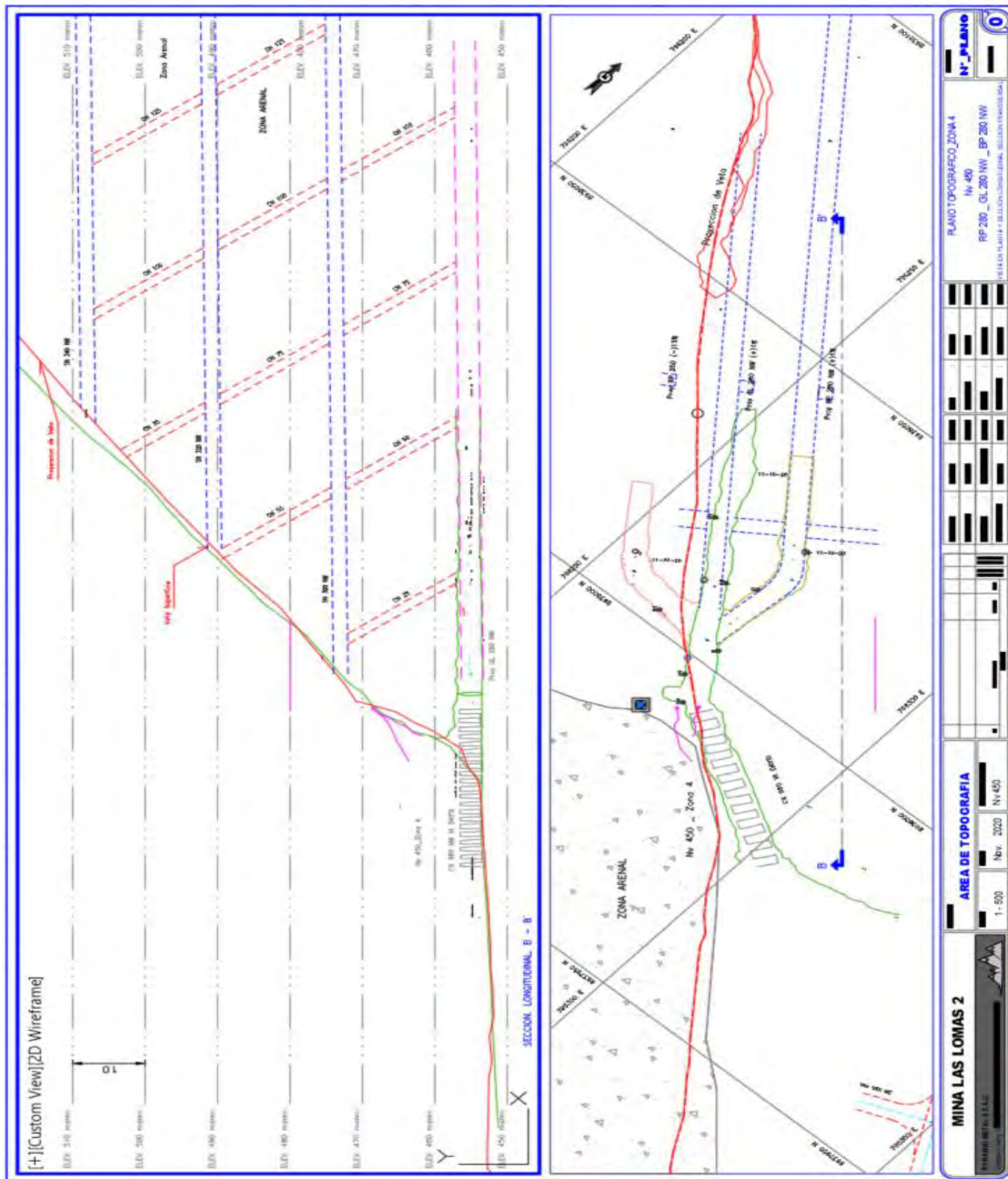
PLANOS

plano 01:
Composito estructura veta Daysi



Fuente: área topografía mina Lomas II.

plano 02:
Composito estructura veta Daysi



Fuente: área topografía mina Lomas II

Jorge Luis Juli Vargas

INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN APLICANDO UNA VARIANTE DEL METODO SUB LEVEL STOPING EN LA UNIDAD...

 Universidad Nacional San Antonio Abad de Cuzco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

rnoid::27259546594296

130 páginas

Fecha de entrega

15 ene 2026, 7:21 p.m. GMT-5

16,481 palabras

Fecha de descarga

15 ene 2026, 7:36 p.m. GMT-5

109,574 caracteres

Nombre del archivo

INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN APLICANDO UNA VARIANTE DEL METODO SUB LEVEL STOPING...docx

Tamaño del archivo

30.6 MB