

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



TESIS

**EVALUACIÓN DE PARÁMETROS DE PERFORACIÓN CON TALADROS
LARGOS EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING EN
EL TAJO N°3 NV 4530 EN LA MINA CRUZ DE ORO - PUNO**

PRESENTADO POR:

Br. MAX WILLIAM HUAYLLANI NUÑONCCA

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

ASESOR:

Mgt. JOSE ALFREDO OLAVE APAZA

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. Jose Alfredo Olave Apaza
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada:

Evaluación de Parámetros de Perforación con taladros
largos en el Método de Explotación Sub Level Stoping
en el Tajo No 3 NV 4530 en la mina Cruz de Oro - Puma.....

Presentado por: Max William Huayllani Nuñez..... DNI N° 72558363.....

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 03 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.	☒
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 Setiembre de 2026.....

Firma

Post firma José Alfredo Olave Apaza

Nro. de DNI 23929435

ORCID del Asesor 0009-0001-3581-8959

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:625378227

EVALUACIÓN DE PARÁMETROS DE PERFORACIÓN CON TALADROS LARGOS EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB L...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:625378227

Fecha de entrega

16 sep 2026, 2:35 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

16 sep 2026, 2:54 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

EVALUACIÓN DE PARÁMETROS DE PERFORACIÓN CON TALADROS LARGOS EN EL MÉTODO DE EXP....pdf

Tamaño del archivo

4.5 MB

144 páginas

27.681 palabras

163.827 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 8 palabras)

Exclusiones

- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

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

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

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

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

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a mi familia, a mi pareja por brindarme un apoyo permanente y la fortaleza necesaria para continuar incluso en los momentos de mayor exigencia.

A mi universidad, por contribuir a mi formación académica y profesional, e inculcarme el valor del conocimiento, la responsabilidad y el compromiso.

Al sector minero, por enseñarme que cada meta alcanzada es resultado del esfuerzo, la disciplina y el respeto por un trabajo realizado con responsabilidad.

Esta tesis refleja mi compromiso con lo aprendido y con la etapa profesional que hoy comienzo.

Br. Max William Huayllani Nuñoncca

AGRADECIMIENTOS

Expreso mi profundo agradecimiento a mi familia, cuyo apoyo constante, paciencia y confianza fueron decisivos durante mi formación académica y la elaboración de esta tesis. A mi universidad, por proporcionarme conocimientos, herramientas y valores que fortalecieron mi desarrollo profesional, y a los docentes que compartieron su experiencia y vocación durante toda mi carrera.

Extiendo un agradecimiento especial a mi asesor de tesis por su orientación técnica, dedicación y valiosos aportes, que permitieron fortalecer y culminar satisfactoriamente este trabajo.

De igual modo, agradezco a los profesionales del sector minero que, mediante su experiencia y compromiso, aportaron conocimientos esenciales para el desarrollo de esta investigación.

A todos ellos, expreso mi sincero reconocimiento y gratitud.

Br. Max William Huayllani Nuñoncca

ÍNDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
ÍNDICE	iii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE FIGURAS.....	x
ÍNDICE DE GRÁFICAS	xii
INTRODUCCIÓN	xiii
RESUMEN	i
ABSTRACT.....	iii
CAPÍTULO I	1
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.1. PROBLEMA GENERAL.....	2
1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS	2
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.3.1. OBJETIVO GENERAL	2
1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	2

1.4. JUSTIFICACIÓN.....	3
1.4.1. JUSTIFICACIÓN TÉCNICA	3
1.4.2. JUSTIFICACIÓN ECONÓMICA	3
1.4.3. JUSTIFICACIÓN METODOLÓGICA Y ACADÉMICA.....	4
1.5. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.5.1. DELIMITACIÓN ESPACIAL	4
1.5.2. DELIMITACIÓN TEMPORAL.....	4
CAPÍTULO II.....	5
2. MARCO TEÓRICO – CONCEPTUAL	5
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	5
2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES.....	5
2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES	6
2.2. BASES TEÓRICAS	9
2.2.1. MODELO GEOMECÁNICO	9
2.2.2. MECÁNICA DE ROCAS	9
2.2.3. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	10
2.2.4. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO Y DISEÑO	18
2.2.5. MÉTODOS DE MINADO SUBTERRÁNEO	28
2.2.6. PARÁMETROS ECONÓMICOS Y OPERATIVOS DEL MINADO	35
2.2.7. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	41

2.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	42
2.3.1. HIPÓTESIS GENERAL	42
2.3.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	42
2.4. VARIABLES E INDICADORES	43
2.4.1. VARIABLE INDEPENDIENTE	43
2.4.2. VARIABLE DEPENDIENTE.....	43
2.5. OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES	43
CAPÍTULO III.....	44
3. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN.....	44
3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	44
3.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....	44
3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	45
3.4. POBLACIÓN	45
3.5. MUESTRA.....	45
3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE CAPTURA DE INFORMACIÓN	45
3.6.1. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	45
3.6.2. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	45
3.7. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS	46
3.8. CASO DE LA MINA CRUZ DE ORO – COMPAÑÍA MINERA CORIPUNO	46
3.8.1. DIAGNÓSTICO DE LA SITUACIÓN ACTUAL DEL MÉTODO DE EXPLORACIÓN.....	48

3.8.2. CARACTERÍSTICAS DEL TAJO N°3 NV 4530.....	49
3.8.3. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PREVIAMENTE APLICADOS	51
3.8.4. LIMITACIONES TÉCNICAS OBSERVADAS EN CAMPO	52
3.9. RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN TÉCNICA DE PERFORACIÓN	54
3.9.1. PARÁMETROS OPERATIVOS REGISTRADOS	55
3.9.2. HERRAMIENTAS E INSTRUMENTOS TÉCNICOS UTILIZADOS	57
3.9.3. VALIDACIÓN Y REGISTRO DE DATOS DE CAMPO	62
3.10. MODELADO DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN CON TALADROS LARGOS ...	63
3.10.1. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN (BURDEN, SPACING, ÁNGULO).	64
3.10.2. DISPOSICIÓN DE TALADROS Y PATRÓN DE DISPARO	67
3.10.3. CONFIGURACIÓN DE CARGA Y CONTROL DE EXPLOSIVOS	70
3.11. APLICACIÓN DEL NUEVO PATRÓN DE TALADROS LARGOS EN CAMPO .	71
3.11.1. EJECUCIÓN DEL DISEÑO PROPUESTO.....	73
3.11.2. CONTROL TÉCNICO DURANTE LA PERFORACIÓN	78
3.11.3. OBSERVACIONES SOBRE EL COMPORTAMIENTO DEL MACIZO ROCOSO	81
CAPÍTULO IV	86
4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	86
4.1. RESULTADOS DE PRODUCCIÓN CON TALADROS LARGOS	86
4.1.1. TONELAJE TOTAL EXTRAÍDO.....	86

4.1.2. VOLUMEN ÚTIL VS. DILUCIÓN	88
4.1.3. RATIOS DE PERFORACIÓN Y AVANCE	90
4.2. EVALUACIÓN DE PARÁMETROS TÉCNICOS ALCANZADOS	92
4.2.1. COMPARACIÓN ENTRE DISEÑO TEÓRICO Y EJECUCIÓN REAL.....	92
4.2.2. DESVIACIONES TÉCNICAS Y CORRECCIONES APLICADAS	93
4.2.3. COMPORTAMIENTO DEL SOSTENIMIENTO DURANTE LA VOLADURA	94
4.3. ANÁLISIS DE IMPACTO EN COSTOS OPERATIVOS	95
4.3.1. COSTO UNITARIO DE PERFORACION Y VOLADURA POR TONELADA	96
4.3.2. AHORRO EN INSUMOS Y EFICIENCIA DE EQUIPOS.....	97
4.3.3. COMPARACIÓN CON MÉTODO ANTERIOR (REALCE, CORTE Y RELLENO).....	98
4.4. DISCUSIÓN.....	101
CONCLUSIONES	109
RECOMENDACIONES	111
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	112
ANEXOS	115
ANEXO 1: UBICACIÓN GEOGRÁFICA.....	115
ANEXO 2: ACCESIBILIDAD.....	115
ANEXO 3: RECURSOS NATURALES	116
ANEXO 3.1: CLIMA.	116

ANEXO 3.2: SISMICIDAD	116
ANEXO 3.3: RECURSOS MINERALES	116
ANEXO 4: GEOLOGÍA.....	117
ANEXO 4.1: GEOLOGÍA REGIONAL	117
ANEXO 4.2: GEOLOGÍA LOCAL	118
ANEXO 4.3: GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	118
ANEXO 5: GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	121
ANEXO 6: PROCESOS OPERATIVOS DE MINERA CRUZ DE ORO	122
ANEXO 7: EVIDENCIAS FOTOGRÁFICAS	124
ANEXO 8: CARTILLA GEOMECANICA GSI.....	126

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1: RQD – DEERE (1968)	14
TABLA 2: GUIA DE SOSTENIMIENTO – MERRIT (1972)	14
TABLA 3: TIPIFICACIÓN DE LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO.....	16
TABLA 4: CLASIFICACIÓN RMR89	16
TABLA 5: CARACTERÍSTICAS GSI – HOEK (1994).....	18
TABLA 6: SISTEMA DE NICHOLAS -VR1	19
TABLA 7: SISTEMA DE NICHOLAS – VR2	20
TABLA 8: SISTEMA DE BOSHKOV Y WRIGHT	24
TABLA 9: OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	43
TABLA 10: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL TAJO N°3	50
TABLA 11: PARÁMETROS OPERATIVOS REGISTRADOS	56
TABLA 12: VALORES ADOPTADOS PARA LA MALLA DE PERFORACIÓN.....	65
TABLA 13: CARACTERÍSTICAS DE LOS EMULNORES.....	70
TABLA 14: PRIMER CUATRIMESTRE DE TONELAJE EXTRAÍDO.	87
TABLA 15: EVALUACIÓN DE LA DILUCIÓN OPTIMIZADA	89
TABLA 16: PROMEDIOS TÉCNICOS ADQUIRIDOS.....	90
TABLA 17: COMPARACIÓN ENTRE EL DISEÑO Y LA EJECUCIÓN REAL ARROJÓ RESULTADOS POSITIVOS	93
TABLA 18: CARACTERIZACIÓN PARA LA PERFORACIÓN DEL TJ N°3 (EQUIPO SIMBA S7D)	96
TABLA 19: EL COSTO DIRECTO POR TONELADA PERFORADA Y VOLADA	97
TABLA 20: COMPARANDO CON EL MÉTODO ANTERIOR (CORTE Y RELLENO) .	101
TABLA 21: ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MINERA.....	115

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: ROOM AND PILLAR.....	30
FIGURA 2: SUBLEVEL STOPING	33
FIGURA 3: TALADROS EN ABANICO.....	35
FIGURA 4: EQUIPO MECANIZADO DE PERFORACIÓN TIPO SIMBA EN OPERACIÓN DENTRO DEL TAJO N°3 – NV 4530.	58
FIGURA 5: REPORTE DE FALLAS DE SHANKS Y RENDIMIENTO DE BARRAS EN TJ 03	60
FIGURA 6: ROTURA DE ROSCA DE 5 BARRAS	61
FIGURA 7: MALLA DE PERFORACIÓN TIPO BANQUEO –CALIDAD IIIA (BXS 1.0M X 0.9 M).....	66
FIGURA 8: MALLA DE PERFORACIÓN PARA SLOT CON ZANJA MENOR A 15 M.	67
FIGURA 9: MALLA DE TALADROS LARGOS RADIALES (BXS 1.0M X 0.9 M).....	69
FIGURA 10: MALLA DE TALADROS LARGOS EJECUTADA.....	72
FIGURA 11: FRENTE DE TRABAJO CON TALADROS CARGADOS Y PATRÓN DE VOLADURA MARCADO	74
FIGURA 12: EJECUCIÓN EN CAMPO DEL PATRÓN DE PERFORACIÓN CON EQUIPO MECANIZADO.....	77
FIGURA 13: MALLA DE PERFORACIÓN VISTA EN PERFIL – TJ 03.....	80
FIGURA 14: ESQUEMA DE CARGUÍO CON EMULNOR – FRENTE AMPLIACIÓN 2.	83
FIGURA 15: ESQUEMA DE ARRANQUE Y CORONA CONTROLADA – SECCIÓN 4.0 X 4.0 M.....	85
FIGURA 16: RECURSOS DEL SECTOR CRUZ DE ORO	117
FIGURA 17: GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	120

FIGURA 18: FALLAS ESTRUCTURALES	121
FIGURA 19: PLANO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN DEL TJ N°3	124
FIGURA 20: PLANO GEOMECANICO DEL TAJO N°3 NV 4515 -4530.....	125
FIGURA 21: CARTILLA GEOMECANICA GSI.....	126
FIGURA 22: CARTILLA GEOMECANICA GSI - PARTE 2.....	127

ÍNDICE DE GRÁFICAS

GRÁFICA 1: SISTEMA DE HARTMAN	21
GRÁFICA 2: SISTEMA DE MORRISON	23
GRÁFICA 3: ESQUEMA LAUBSCHER.....	25
GRÁFICA 4: FRECUENCIA VS RMR.....	27
GRÁFICA 5: EL CARGUÍO SE REALIZÓ EN DOS ETAPAS PARA CADA TALADRO	71
GRÁFICA 6: OPTIMIZANDO ASÍ LOS PROCESOS POSTERIORES EN PLANTA.	89

INTRODUCCIÓN

La presente investigación aborda la aplicación del método de explotación sublevel stoping con perforación de taladros largos, con la finalidad de incrementar la producción minera y reducir la dilución del mineral, demostrando además su viabilidad.

La investigación se organiza en cuatro capítulos, en los que se desarrolla la evaluación de parámetros de perforación con taladros largos dentro del método de explotación sub level stoping en la mina Cruz de Oro – Puno, específicamente en el tajo N°3 Nv 4530. Para facilitar su comprensión, se estructura de la siguiente manera:

El Capítulo I comprende la formulación del problema de investigación, los objetivos, la justificación y la delimitación; además, expone la problemática asociada a la evaluación de parámetros de perforación con taladros largos en el método de explotación sub level stoping.

El Capítulo II desarrolla el marco teórico; en este se revisan los antecedentes de la investigación, las hipótesis y, finalmente, las variables que la integran, resaltando las particularidades del método de explotación sub level stoping.

El Capítulo III describe la metodología de la investigación, caracterizada por un enfoque cuantitativo y un nivel correlacional.

El Capítulo IV presenta los resultados alcanzados y desarrolla la discusión correspondiente a dichos resultados.

RESUMEN

La presente investigación tiene como propósito optimizar el método de explotación mediante la evaluación de parámetros de perforación con taladros largos en el tajo N°3 del nivel 4530, ubicado en la Mina Cruz de Oro - Puno. El estudio comenzó con un diagnóstico técnico de la situación existen, identificando que los métodos aplicados anteriormente (realce ascendente, corte y relleno) mostraban limitaciones de productividad, altos costos operativos y una dilución promedio comprendida entre 15% y 20%. Ante esta situación, se planteó un rediseño técnico basado en la aplicación del método de taladros largos, mediante una modelación operativa precisa con valores de burden de 1.0 m, spacing de 0.9 m y ángulos de inclinación promedio de 86.5°.

Aplicando los nuevos parámetros se alcanzó una producción acumulada de 12,070 toneladas en cuatro meses, con un promedio mensual de 3,017 t, equivalente a un incremento superior al 16.1% respecto del método anterior. Asimismo, la dilución operativa se redujo a 11.2% y mejoró la tasa de rotura. En el aspecto económico, el costo por tonelada perforada y volada disminuyó de US\$ 10.20 a US\$ 7.20, generando un ahorro operativo de 29.4%. También se redujo el consumo de explosivos en 18% y el de insumos de perforación en 12.5%. El estudio corresponde a un nivel correlacional, es de tipo cuantitativo y presenta un diseño metodológico no experimental.

En conclusión, el modelo implementado puede replicarse en otras labores con condiciones geomecánicas semejantes dentro de la misma unidad minera.

Palabras clave: Taladros largos, Dilución, Optimización operativa, Explotación subterránea.

ABSTRACT

The purpose of this research is to optimize the mining method by evaluating long-hole drilling parameters in stope No. 3 at level 4530, located in the Cruz de Oro Mine, Puno. The study began with a technical diagnosis of the existing situation, which found that the previously applied methods (upward shrinkage stoping and cut-and-fill) had limited productivity, high operating costs, and an average dilution of between 15% and 20%. In response, a technical redesign was proposed based on the long-hole method, using a precise operational model with a burden of 1.0 m, a spacing of 0.9 m, and an average inclination angle of 86.5°.

With the new parameters, cumulative production reached 12,070 tonnes in four months, an average of 3,017 t per month, an increase of more than 16.1% over the previous method. Operational dilution fell to 11.2%, and the breakage rate improved. Economically, the cost per tonne drilled and blasted dropped from US\$ 10.20 to US\$ 7.20, an operating saving of 29.4%. Explosives consumption also fell by 18% and drilling supplies by 12.5%. The study is correlational in scope, quantitative in nature, and uses a non-experimental methodological design.

In conclusion, the implemented model can be replicated in other operations with similar geomechanical conditions within the same mining unit.

Keywords: Long holes, Dilution, Operational optimization, Underground mining.

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

La minería moderna requiere reducir costos y alcanzar elevados niveles de producción de mineral en sus operaciones. En consecuencia, las técnicas aplicadas en las distintas unidades mineras deben responder de manera adecuada a las exigencias de productividad.

La necesidad de incrementar la producción en las distintas labores de la Mina Cruz de Oro llevó a reconsiderar la disponibilidad y el aprovechamiento de los equipos jumbo y simba, además de evaluar la implementación de un método de explotación con mayor eficiencia.

En este contexto se evidencia una problemática operativa y económica asociada a la necesidad de aumentar la producción de mineral en los tajeos, reducir la dilución y minimizar los costos operativos directos. Los métodos de minado convencionales empleados anteriormente en la unidad, como el Corte y Relleno Ascendente, generaban costos elevados y ciclos intermitentes por la preparación, transporte y fraguado permanente del relleno, además de la elevada cantidad de pies perforados manualmente. Esta situación incrementaba las horas de uso de los equipos, el consumo de explosivos por tonelada y el riesgo de dilución por sobre-rotura de las cajas.

Por esta razón, surge la necesidad técnica de evaluar la transición hacia el método de explotación Sub Level Stoping con Taladros Largos. La propuesta se fundamenta en la elevada calidad geomecánica del macizo rocoso, con paredes y veta competentes, condición que permite prescindir del relleno sistemático como soporte inmediato. La aplicación del método busca mecanizar la perforación profunda, reducir el factor de potencia, optimizar la malla de voladura y eliminar los cuellos de botella asociados al relleno. Todo ello se traduce en una mejora considerable de la productividad, una reducción significativa de los costos operativos

(\$/t), ciclos mineros más seguros y eficientes, y una disminución efectiva de la dilución.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. PROBLEMA GENERAL

- ¿Cómo influyen los parámetros de perforación con taladros largos en el método de explotación Sub Level Stopping en el incremento de la producción en el tajo N°3 Nv 4530 en la Mina de Cruz de Oro - Puno?

1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿Cuál es la situación actual de los métodos de explotación que influirán en el incremento de la producción en el tajo N°3 Nv 4530 en la Mina Cruz de Oro - Puno?
- ¿Cuáles son los parámetros operativos de perforación que influirán en la producción con el método de explotación Sub Level Stopping en el tajo N°3 Nv 4530 en la Mina Cruz de Oro - Puno?
- ¿Cómo influye la aplicación de taladros largos en los costos operativos de perforación en el tajo N°3 Nv 4530 de la Mina Cruz de Oro - Puno?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

- Evaluar la influencia de los parámetros de perforación con taladros largos en el método de explotación Sub Level Stopping para el incremento de la producción en el tajo N°3 Nv 4530 en la Mina de Cruz de Oro - Puno.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Describir la situación actual de los métodos de explotación que influirán en el incremento de la producción en el tajo N°3 Nv 4530 en la Mina Cruz de Oro – Puno.

- Determinar los parámetros operativos de perforación que influirán en la producción con el método de explotación Sub Level Stopping en el tajo N°3 Nv 4530 en la Mina Cruz de Oro – Puno.
- Determinar la influencia de la aplicación de taladros largos en los costos operativos de perforación en el tajo N°3 Nv 4530 de la Mina Cruz de Oro - Puno.

1.4. JUSTIFICACIÓN

Desde una perspectiva técnico-económica, la investigación resulta relevante porque proporciona un análisis comparativo y riguroso de las alternativas para implementar el método de explotación Sub Level Stopping, considerando los parámetros de perforación con taladros largos orientados a mejorar la producción en una mina subterránea mecanizada.

1.4.1. JUSTIFICACIÓN TÉCNICA

Desde el punto de vista técnico, el estudio busca elevar la eficiencia y optimizar las labores de extracción en el tajo N°3 del nivel 4530 de la Mina Cruz de Oro. La justificación técnica se sustenta en consolidar la mejora del método de explotación Sublevel Stopping mediante taladros largos. Para ello, resulta esencial ajustar con precisión la malla de perforación, el burden, la profundidad de los taladros, el espaciamiento y la alineación de los disparos. Esta precisión geométrica limita la dilución por sobreexcavación y favorece una granulometría homogénea durante la voladura. Como resultado, se preserva el equilibrio estructural de los subniveles y se mantiene un ritmo de extracción constante, acorde con las características del macizo rocoso del área minera.

1.4.2. JUSTIFICACIÓN ECONÓMICA

La evaluación económica del estudio se orienta a determinar la reducción de los costos unitarios correspondientes a las etapas de perforación y voladura del tajo N°3 (Nivel 4530, Mina Cruz de Oro). En minería subterránea, la rentabilidad se encuentra directamente

relacionada con los costos operativos (OPEX). El empleo de taladros largos incrementa el tonelaje de roca fragmentada por metro perforado; en consecuencia, se optimiza el consumo de explosivos, aceros y energía. Este rendimiento reduce las horas improductivas y favorece el Valor Presente Neto (VPN) asociado al bloque minero.

1.4.3. JUSTIFICACIÓN METODOLÓGICA Y ACADÉMICA

Desde el enfoque metodológico, el trabajo establece un esquema para evaluar cómo los parámetros de campo influyen en el rendimiento del tajeo. Esto permite que residentes de mina y estudiantes de Ingeniería de Minas adapten procesos de optimización en yacimientos explotados mediante Sublevel Stopping. En el ámbito académico, el aporte se refleja en el uso de información de campo procesada dentro del contexto minero nacional, de modo que estos datos empíricos puedan emplearse como referencia técnica en futuras investigaciones orientadas a reducir los costos de explotación y controlar el rompimiento de la roca encajonante (overbreak).

1.5. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. DELIMITACIÓN ESPACIAL.

La delimitación espacial de la investigación comprende específicamente el tajo N°3 del nivel 4530, labor ubicada en la Mina Cruz de Oro y operada por la Compañía Minera Cori Puno. En consecuencia, la recopilación de información operativa y el análisis geomecánico se limitaron a esta labor minera.

1.5.2. DELIMITACIÓN TEMPORAL.

Respecto de la delimitación temporal, el estudio sustentó su análisis en la información correspondiente al mes de octubre de 2024.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO – CONCEPTUAL

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES

Muruaga Rojas (2016), en su estudio denominado “Selección de métodos de explotación para vetas angostas”, para optar al título de Ingeniero Civil de Minas en la Universidad de Chile, tuvo por objetivo estructurar el diseño de minas mediante una herramienta de análisis previo para vetas angostas que facilite a toma de decisiones técnicas en la fase inicial de proyectos mineros, enfocándose en operaciones de mediana escala. De esta forma, desarrolló una metodología para seleccionar el método de explotación en vetas angostas, integrando variables geotécnicas, el estado tensional in situ y características geométricas del yacimiento. Se evaluó la viabilidad del Sublevel Stoping y del Sublevel Caving frente a los métodos tradicionales por relleno, resultando altos costos operativos. El empleo del modelo de selección fue justificado a causa de la incertidumbre técnica entre ambas opciones, la herramienta determinó la elección según el rendimiento económico. Un descubrimiento significativo fue la capacidad de implementar el Sublevel Caving en vetas angostas, un resultado que contradice el criterio clásico de Nicholas, ya que este no toma en cuenta la variante longitudinal del método. Se concluye que el análisis comparativo entre métodos de explotación se sustenta en un análisis económico, que considera factores operativos como la dilución, recuperación, ritmo de producción, selectividad y masividad del cuerpo mineralizado; lo que determina la viabilidad financiera.

Castro & Pineda (2015), elaboraron el artículo intitulado “The role of gravity flow in the design and planning of large sublevel stopes” publicado en The Journal of The

Southern African Institute of Mining and Metallurgy, en Sudáfrica, tuvo por objetivo demostrar la influencia del flujo gravitatorio en el diseño y planificación de grandes rebajes de subnivel con y sin dilución vertical, basados en experimentos de laboratorio y la implementación de taladros de gran dimensión. Las conclusiones de esta investigación se utilizaron para desarrollar directrices para el diseño y la planificación de grandes minas SLS, que complementaron las consideraciones geotécnicas utilizadas en la actualidad. El método Sublevel Stopping (SLS) es un método antiguo en minería subterránea. Se sustenta en gran medida en el uso de metodologías de perforación y voladura para eliminar la roca, y la gravedad para transportar la roca rota a los puntos de extracción ubicados en la base del rebaje, con LHD para transportar el material desde los puntos de extracción. Las operaciones actuales de SLS se sustentan en la suposición de una geometría estable del rebaje. En consecuencia, el diseño del rebaje incluye la definición de la geometría según la forma del yacimiento y las restricciones geomecánicas para evitar la inestabilidad, que puede causar una dilución excesiva. En algunas circunstancias, la dilución podría entrar en el rebaje a causa de la inestabilidad geotécnica, especialmente cuando se emplean geometrías de rebajes grandes. Una revisión de las prácticas actuales de diseño y planificación para grandes operaciones de SLS indica que no se tiene en cuenta el flujo de material y la mezcla que se produce después de la voladura. El flujo de material podría tener un gran impacto en la mezcla del mineral cuando las leyes son heterogéneas en el rebaje (Castro & Pineda, 2015).

2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES

Esta investigación intitulada “Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la Compañía minera Volcán S.A.A.” desarrollado por Villalta C. (2018), en la Universidad Nacional del Altiplano, cuyo objetivo

central fue describir las características del yacimiento y cómo se comporta geomecánicamente el macizo para implementar el minado por taladros largos. Con metodología de nivel descriptivo-implementado con diseño no experimental de campo, se desarrolló en la veta Virginia, teniendo la muestra de cuatro familias en la roca filita excelsior entre los niveles 920 y 1020 (subnivel 308 – 2), el RMR corregido de 54, encajando en el tipo de roca III (calidad regular o media). De igual manera, el análisis en siete subniveles se registró un RMR de 47 para el techo y piso; mientras que la mena es 41. La geometría del depósito mineral resultó irregular con potencias de 2.85 m hasta 3.00 m, registrando el ancho de la veta con un valor de 3.02 m y el ancho de minado diseñado entre 3.08 a 4.00 m. Las labores se proyectaron con dirección de excavación de N42°E y buzamientos variables de 59°SE a 75°SE. Se estableció los valores de resistencia compresiva uniaxial (RCU). La filita silicificada arrojó 62.15 MPa y la filita cloritizada 61.41 MPa. La estimación con esclerómetro registró 72.06 MPa, superada por el cuerpo mineralizado que alcanzó 94.19 MPa. La implementación de taladros largos redujo de manera significativa el costo operativo respecto del corte y relleno ascendente. Como impacto directo en la Mina San Cristóbal, la productividad anual se elevó en 700 000 TM adicionales. Se concluye que el método de perforación larga es viable desde un punto de vista técnico, ya que la inclinación del cuerpo mineralizado y la calidad geomecánica media del macizo aseguran el control del ancho de explotación minera (Villalta Colca, 2018).

Quispe (2023), en su investigación denominada “Diseño de Taladros Largos para explotación de vetas angostas en unidad acumulación Parcoy 1 Consorcio Minero Horizonte S.A.”, elaborada en Huancayo, tuvo por objetivo describir cómo el diseño de perforadoras largas afecta la extracción de vetas estrechas en dicha unidad minera. Se fundamentó en el método científico, con un enfoque de tipo implementado, nivel

explicativo y un diseño cuasi experimental situada en los tajeos Tj 3341 y Tj 3229 en el Nivel 2100, tomándose como muestra representativa no probabilística el tajeo Tj 3229, donde se se estableció que la dimensión óptima de la malla de perforación en el tajeo evaluado corresponde a $1.00\text{ m} \times 0.90\text{ m}$ (dejando 0.30 m en los extremos de caja piso y caja techo para mitigar la sobrerotura), diseñándose el slot y 32 filas de taladros largos perforados de abajo hacia arriba con inclinaciones entre 82° y 88° . En conclusión, se verificó que el diseño y la implementación de los taladros largos optimizaron de manera considerable la extracción, al lograr 810 toneladas (un aumento del 23% respecto de lo previsto), por encima del programa de producción proyectado de 660 t.

Paitampoma (2022), en su investigación denominada “Aplicación de SLS- Taladros Largos para incrementar la producción de mina Huarón, Pan American Silver Compañía Minera S.A.” elaborada en la Universidad Nacional del Centro del Perú, que tuvo como objetivo establecer la factibilidad del método de minado por Sublevel Stopping - SLS con taladros largos, buscando elevar el volumen diario extraído de mineral. Se desarrolló con un alcance descriptivo de tipo implementada, diseño de causa-efecto y del método analítico-sintético. Se estableció que la técnica propuesta redujo el costo operativo unitario a 24.81 USD/t frente a los 29.96 USD/t del sistema por breasting, además de generar un ahorro significativo en mano de obra de 21 780 USD frente a los 29 940 USD requeridos convencionalmente, por esta razón un aumento de 3 600 a 4 500 toneladas diarias, Se concluye que el método SLS mediante taladros largos no solo asegura la estabilidad del macizo rocoso según sus condiciones geomecánicas, sino que consolida el aumento de la capacidad productiva diaria en un 25%.

Ayme Q. (2019) en su tesis intitulada “Implementación del método de explotación por taladros largos y su incidencia en costos operativos caso tj 11N Zona Pomarani, Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.”, elaborada en la Universidad Nacional de San Antonio

Abad del Cusco, tuvo por objetivo evaluar cuál era el sistema de minado óptimo para optimizar los volúmenes de extracción y reducir los gastos de operación en la labor TJ 11N. Adoptó un enfoque cuantitativo, de nivel correlacional causa-efecto. Entre las consideraciones finales, se estableció que, aunque la técnica de taladros largos apoyada en pilares continuos resulta funcional de manera inmediata, tiende a desestabilizar mecánicamente el macizo rocoso a un plazo mayor. De igual manera, el análisis expone que el esquema inicial presentaba un aprovechamiento limitado del yacimiento (70%), el cual consiguió incrementarse a un 90% tras integrar de manera sistemática soporte estructural adecuado y relleno de mina (tanto detrítico como cementado) una vez extraído el recurso.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. *MODELO GEOMECÁNICO*

El modelo geomecánico, según Bayron Jaro consiste en analizar las características mecánicas de la roca intacta, del macizo rocoso y de sus discontinuidades. Para las propiedades mecánicas de los macizos rocosos es necesario el análisis de los parámetros de resistencia y deformabilidad, con la finalidad de observar cómo los macizos reaccionan a procesos de desequilibrio a causa de la obra en construcción; esto supone utilizar criterios de rotura que sean pertinentes dependiendo de las particularidades del macizo rocoso.

2.2.2. *MECÁNICA DE ROCAS*

Brown indica que su desarrollo formal como disciplina dentro de los programas de ingeniería comenzó en 1960. Se la considera una disciplina interdisciplinaria que se aplica en ingeniería civil y de minas, geología, petrología y que tiene vínculos con proyectos relacionados con el transporte, la defensa e incluso el desarrollo energético. La mecánica de rocas investiga cómo se comportan las masas rocosas, con un enfoque particular en aquellas características significativas para la resistencia del material. Es necesario tener cuidado a la

hora de distinguir las propiedades que se obtienen mediante el estudio del macizo rocoso en el lugar (in situ) y aquellas obtienen mediante una muestra de mano.

2.2.3. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Los sistemas de clasificación del macizo rocoso sustituyen un enfoque para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la industria minera, metodologías como el índice GSI y la valoración del macizo rocoso (RMR) y índice de calidad minera (Q), son parámetros indispensables de entrada para el diseño estructural y análisis de programas de modelamiento numérico. Dichas clasificaciones pretenden, un único valor, para representar las propiedades de resistencia del macizo rocoso. No obstante, al tratarse de medios intrínsecamente discontinuos y fuertemente anisotrópicos, suele requerir la integración de más de un índice geomecánico. El uso sistemático de estas herramientas de categorización se consolidó sobre la base de los años setenta, permitiendo jerarquizar la calidad geotécnica del terreno en función de puntuaciones estandarizadas (ratings) para guiar la selección de sostenimiento y diseño de labores.

El diseño empírico dentro de la minería depende sustancialmente de los esquemas de caracterización geomecánica. Recientemente, esta tipificación del terreno no solo se aplica de manera aislada, sino que se integra en conjunto con herramientas numéricas y métodos analíticos.

El módulo de elasticidad y los parámetros constitutivos de Hoek y Brown, donde el factor s , que indica la resistencia remanente de la masa rocosa o cohesión, y el coeficiente mb , que mide el grado de entrase geotécnico y el roce entre bloques, son las propiedades mecánicas que emplean para relacionar los índices geomecánicos del macizo rocoso. La caracterización geotécnica del terreno, que es estricta y minuciosa, se ha vuelto fundamental en la ingeniería de excavaciones subterráneas porque estos datos son esenciales como

insumos de entrada para el modelamiento numérico avanzado.

Según Bieniawski (2021) en su obra clásica denominada “Engineering Rock Mass Classifications”, señaló que los esquemas de valoración geomecánica persiguen objetivos esenciales tanto conceptuales como operacionales. En primer lugar, se buscó agrupar las formaciones rocosas en clases con comportamiento mecánico semejante e identificar los parámetros clave que gobiernan su estabilidad. De igual manera, favorece la estandarización de un lenguaje técnico común entre especialistas y que transfieran los resultados de una ubicación a otra mediante la obtención de indicadores numéricos utilizados en el diseño estructural. Por último, para que esta herramienta resulte eficaz, el autor destaca que debe sustentarse en parámetros económicos y de rápida medición en campo, optimizando las campañas de exploración geotécnica y respaldando la toma de decisiones en el proyecto. En resumen, los esquemas de valoración geotécnica tienen como finalidad caracterizar la masa rocosa mediante una serie de parámetros específicos a los que se asigna un valor. Por esta razón, se determina un indicador cuantitativo que describe la calidad estructural del medio rocoso, facilitando decisiones operativas como la selección del método de excavación y el diseño del sistema de sostenimiento entre otros. Es una herramienta muy valiosa en la ingeniería subterráneas, debe de ser usada con cuidado para su correcta implementación, ya que exige experiencia y conocimientos técnicos por parte del evaluador. Además, estas metodologías no reemplazan a los análisis analíticos o numéricos detallados; no obstante, en proyectos mineros, siendo la herramienta estándar para el diseño de labores. De igual manera, estos sistemas son indispensables para delimitar la extensión de los dominios geomecánicos en una mina. El ingeniero debe determinar los valores representativos para los requerimientos de diseño y considerando el ámbito específico de implementación de cada matriz.

Seguidamente, se describen los sistemas de clasificación más empleados en contexto minero

peruano. El método de Corte y Relleno se justifica tradicionalmente en macizos de calidad regular a mala ($RMR < 40$), donde la roca requiere soporte activo e inmediato. No obstante, al registrarse un RMR de 54, la auto-portabilidad del macizo rocoso se incrementa de manera significativa. Esta condición de estabilidad geomecánica hace posible la apertura de cavidades de mayor envergadura sin colapso estructural, fundamentando la viabilidad técnica para la transición hacia el método Sublevel Stopping sin la necesidad de relleno sistemático.

2.2.3.1. RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION)

Este índice de Designación de la Calidad de la Roca (RQD), es un parámetro cuantitativo que mide el grado de fisuramiento en macizos rocosos mediante los testigos de perforación diamantina de un sondaje. Para que la estimación del RQD sea precisa en campo, se deben considerar las siguientes recomendaciones:

- El núcleo extraído debe presentar un diámetro igual o superior a 50 mm.
- Si el núcleo tiene roturas originadas por la manipulación del testigo o por el proceso de perforación (fracturas frescas) no se contemplan como discontinuidades naturales; deben colocarse nuevamente en su posición original y considerarlo como un único fragmento.
- Estos materiales que son conformados por rellenos pre consolidados obviamente son más débiles que la roca alrededor, deben ser descartados del conteo, aunque superen el umbral longitudinal de 10 cm.
- Esta longitud de segmentos individuales de núcleos se mide a lo largo del eje central del núcleo. Así evitando que sean paralelas a la perforación, no serán afectadas los valores de RQD.
- Se recomienda calcular el RQD para longitudes variables en vez intervalos fijos. En este contexto se pueden identificar capas individuales, áreas estructurales, zonas

vulnerables, etc.; lo que señalaría cualquier variabilidad inherente en el subsuelo y aportaría la localización más precisa y ancho de las zonas con un RQD de cero a bajo.

Según (Deere 1988) menciona que el RQD fue propuesto hace más de 30 años como un índice de calidad de roca para caracterizar la calidad de la roca usualmente basada solo en las descripciones geológicas y del porcentaje de núcleos de recuperación de los sondeos. Además, conceptualmente es un parámetro de recuperación, el cual solo incorpora las piezas sanas de los núcleos que tiene una longitud igual o mayor a 100 mm (4 pulgadas).

Este parámetro cuantitativo se ha adoptado de manera sistemática para mapear sectores de baja calidad estructural en el terreno, delimitando aquellas zonas que requieren evaluaciones detalladas durante las campañas de exploración. Para el cálculo del RQD, la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) recomienda la extracción de testigos mediante sondajes diamantinos con tubo testigo doble y un diámetro no inferior a la serie NX (54.7 mm). Respecto a la interpretación del índice, Deere (1968) estableció una categorización de la masa rocosa sustentada en el rango porcentual obtenido, la cual se sintetiza a continuación

TABLA 1: RQD – DEERE (1968)

RQD (%)	Calidad de Roca
< 25	Muy pobre
25 a 50	Pobre
50 a 75	Regular
75 a 90	Buena
90 a 100	Excelente

Nota: Adaptado de la Clasificación de la calidad del macizo rocoso según el índice *Rock Quality Designation* (RQD), Deere (1964).

A. GUÍA DE SOSTENIMIENTO.

Según Merritt (1972), indica los hallazgos de utilizar el índice RQD de manera aislada puede resultar poco representativo al momento de calcular los requerimientos de sostenimiento en excavaciones subterráneas en roca competente. Por eso, el autor correlacionó dichas necesidades con la luz o sección transversal de la labor. En la actualidad, esta métrica constituye un procedimiento estandarizado para describir en la caracterización de testigos de perforación diamantina, formando parte fundamental de los esquemas de valoración geomecánica de mayor difusión, tales como el RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton.

TABLA 2: GUIA DE SOSTENIMIENTO – MERRIT (1972)

Autor	No necesita sostenimiento o pernos localizados	Diseño de pernos	Marcos de acero
Deere 1970	RQD 50 A 75.	RQD 50 A 75. Espaciado de 1.5 a 1.8 m	RQD 50 a 70 , marcos ligeros , espaciado de 1.5 a 1.8 m alternativa de pernos
		RQD 25 A 50. Espaciado de 0.90 a 1.5 m	RQD 25 a 50 , marcos ligeros , espaciado de 0.90 a 1.5 m alternativa de pernos
			RQD 0 a 25 , marcos ligeros , espaciado de 0.60 a 0.90 m alternativa de pernos
Cecil 1970	RQD 82 A 100.	RQD 52 A 82. Alternativamente hormigón lanzado de 40 a 60 mm de espesor.	RQD 0 a 25 , marcos reforzados con hormigón lanzado.
Merritt 1972	RQD 72 A 100.	RQD 52 A 82. Espaciados de 1.20 a 1.80 m	RQD 0 A 23

Nota: Recopilación de recomendaciones de soporte basadas en el RQD, adaptado de Hoek y Brown (1980).

2.2.3.2. ROCK MASS RATING (RMR)

La categorización geomecánica mediante la escala cuantitativa de 0 a 100 puntos (donde los valores inferiores indican macizos muy deficientes y los superiores constituyen rocas de alta estabilidad) corresponde al sistema RMR ideado por Bieniawski (2021). Sus iteraciones de mayor empleo en proyectos geotécnicos (RMR76 y RMR89) sustentan su cálculo analizando de manera simultánea cuatro variables esenciales: la resistencia mecánica de la roca intacta, el índice RQD, el distanciamiento relativo entre fracturas y el grado de alteración o estado de las discontinuidades.

TABLA 3: TIPIFICACIÓN DE LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO

RMR	DESCRIPCIÓN	CLASE	TIPO MEDIO DE AUTO SOSTENIMIENTO	ÁNGULO DE FRICCIÓN DE MASA ROCOSA	COHESIÓN Kpa
0 - 20	Muy Pobre	V	30 min / 1 m de apertura	< 15°	< 100
21 - 40	Pobre	IV	10 horas / 205 m de apertura	15° - 25°	100 - 200
41 - 61	Regular	III	1 sem / 5 m de apertura	25° - 35°	200 - 300
61 - 80	Bueno	III	1 año / 10 m de apertura	35° - 45°	300 - 400

Nota: Adaptado de la clasificación geomecánica *Rock Mass Rating (RMR)* de Bieniawski (1989).

TABLA 4: CLASIFICACIÓN RMR89

TIPO DE ROCA	RANGO "RMR"	CLASIFICACIÓN "RMR"
I	81 - 100	Muy Buena
II	71 - 80	Buena A
	61 - 70	Buena B
III	51 - 60	Regular A
	41 - 50	Regular B
IV	31 - 40	Mala A
	21 - 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala
<i>Nota:</i> Según Romana (2000), la Clasificación "RMR89" adaptada de GLSA para fines del informe en CPSAC.		

Nota: Área de Geomecánica CoriPuno S.A.C.

2.2.3.3. INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI – GEOLOGICAL STRENGTH INDEX).

(Hoek et al., 1995; Hoek & Brown, 2019), indica que el índice GSI constituye un parámetro geotécnico cualitativo formulado para caracterizar macizos rocosos sobre la base de la observación de campo de dos atributos principales: la estructuración macroscópica del terreno y el estado de preservación de las paredes de las discontinuidades. Este índice se determina mediante la inspección visual en frentes de excavación, taludes y exposiciones rocosas, permitiendo cuantificar la degradación de la resistencia de la masa rocosa en función de sus características geológicas. Además, es la capacidad portante y la respuesta mecánica de un medio diaclasado dependen tanto por la competencia de los bloques de roca intacta como del libre movimiento rotación de estos bajo la influencia de los estados de esfuerzo actuantes, por lo que, está controlada por la morfología geométrica de las piezas de roca intacta y por el estado geotécnico de los planos de separación. En ese sentido, un macizo rocoso está compuesta por trozos angulares con planos de discontinuidad rugosos y sin alteraciones tendrá un macizo rocoso más resistente que uno formado por piezas redondeadas limitadas por material meteorizado y alterado.

TABLA 5: CARACTERÍSTICAS GSI – HOEK (1994)

Características del Macizo rocoso para estimar la resistencia a través del GSI Basándose en la apariencia de la roca escoja la categoría de considere que proporcione la mejor descripción de las condiciones medidas insitu no perturbadas	Superficie	Muy Buena (1)	Buena (2)	Regular (3)	Mala (4)	Muy Mala (5)
ESTRUCTURA Disminución de la Calidad de Superficie						
Masiva o intacta Especialmente de roca intacta o roca masiva insitu con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas	Disminución del entrelazamiento de las Piezas de Roca	90				
		80				
Fractura de Bloques Macizo rocoso no perturbado y muy bien entrelazado, consistiendo en bloques cúbicos formados por tres familias ortogonales de discontinuidades			70			
			60			
Muy Fracturada de Bloques Macizo rocoso entrelazado, parcialmente perturbado con bloques angulares polifacéticos formados por cuatro o más familias de discontinuidades				50		
				40		
Fracturada en bloques perturbada/agrietada Plegada y/o fallada con bloques angulares, formada por intersección de algunas familias de discontinuidades. Estratificación o esquistosidad persistente					30	
Desintegrada Pobrementemente entrelazada, considerablemente fragmentada con una combinación					20	
Cizalla/Laminada Carece de bucosidad, el espaciado es próximo debido a los débiles planos de esquistosidad o de cizalla.						10
						5

Nota: Adaptado de la clasificación geomecánica del Índice de Resistencia Geológica (GSI) propuesta originalmente por Hoek y Marinos (2000).

2.2.4. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO Y DISEÑO

2.2.4.1. SISTEMAS DE SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Un método de explotación subterránea o a cielo abierto se distingue por integrar distintas operaciones unitarias orientadas a recuperar de manera rentable los minerales (Hartman & Mutmanský, 2002). De esta forma, las metodologías de selección pretenden establecer

marcos de referencia para la toma de decisiones preliminares, sustentado en la geometría del cuerpo mineralizado, la distribución de leyes y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y las rocas encajonantes (Nicholas, 1981; Shahriar et al., 2007). En términos generales, el método óptimo es aquel que maximiza y asegura la mayor tasa de retorno financiero sobre el capital invertido minimizando la huella ecológica del sitio. Seguidamente, se describen los sistemas de selección de métodos de explotación de mayor implementación en la minería contemporánea.

❖ SISTEMA DE NICHOLAS

El enfoque cuantitativo desarrollado por Nicholas (1981) escoge, conforme a un ranking numérico, los métodos de explotación factibles, primero se debe establecer la geometría del cuerpo mineralizado y distribución de leyes empleando los datos de la tabla que aparece a continuación. Después, se define las características geotécnicas de la roca intacta y del macizo rocoso.

TABLA 6: SISTEMA DE NICHOLAS -VR1

Sistema de Nicholas		
Resistencia de la Sustancia Rocosa (resistencia uniaxial/presión de sobrecarga)		
Débil (W)	< 8	
Moderada (M)	8 – 15	
Fuerte (S)	> 15	
Frecuencia de Fracturas	No. de fracturas/m	% RQD
Muy Cercanas (VC)	> 16	0 – 20
Cercanas (C)	10 – 16	20 – 40
Separadas (W)	3 – 10	40 – 70
Muy separadas (VW)	< 3	70 – 100
Resistencia al Corte de la Fractura		
Débil (W)	Junta limpia con superficie lisa o rellena con material con resistencia menor a la resistencia de la sustancia rocosa	
Moderada (M)	Junta limpia con superficie rugosa	
Fuerte (S)	Junta rellena con material igual o más resistente que la resistencia de la sustancia rocosa	

Nota: Parámetros de caracterización geotécnica del mineral y las cajas según la metodología numérica del Sistema de Nicholas. Adaptado de Nicholas (1981).

En la tabla 6, expone la matriz de caracterización geomecánica del Sistema de Nicholas, empleada para clasificar numéricamente el mineral y sus cajas (techo y piso) en función de tres variables críticas: la resistencia de la sustancia rocosa (débil, moderada o fuerte según la presión litostática), la frecuencia de fracturas (asociada al número de discontinuidades por metro y al porcentaje de RQD) y la resistencia al corte de las juntas (según su rugosidad y relleno). En esta investigación, el cuadro actúa como el filtro cuantitativo inicial que parametriza el comportamiento mecánico del entorno del Tajo N°3, aportando los datos de entrada requeridos para validar matemáticamente que las condiciones geomecánicas del nivel 4530 son aptas para el soporte de caserones abiertos mediante el método Sublevel Stopping.

TABLA 7: SISTEMA DE NICHOLAS – VR2

Sistema de Nicholas	
Forma general / Ancho	
Equidimensional (M)	Todas las dimensiones son del mismo orden de magnitud.
Platy-tabular (P/T)	Dos dimensiones son muchas veces mayores que el espesor, el cual no suele superar los 100 m.
Irregular (I)	Las dimensiones varían en distancias cortas.
Espesor del mineral	
Estrecho (N)	< 10 m
Intermedio (I)	10–30 m
Grueso (T)	30–100 m
Muy grueso (VT)	>100 m
Buzamiento	
Plano (F)	< 20°
Intermedio (I)	20°–55°
Empinado (S)	> 55°
Distribución de leyes	
Uniforme (U)	La ley en cualquier punto del depósito no varía significativamente de la ley media para dicho depósito.
Gradacional (G)	Los valores de ley tienen características zonales y las leyes cambian gradualmente de uno a otro.
Ley errática (EG)	Los valores cambian radicalmente en distancias cortas y no exhiben ningún patrón discernible en sus cambios.

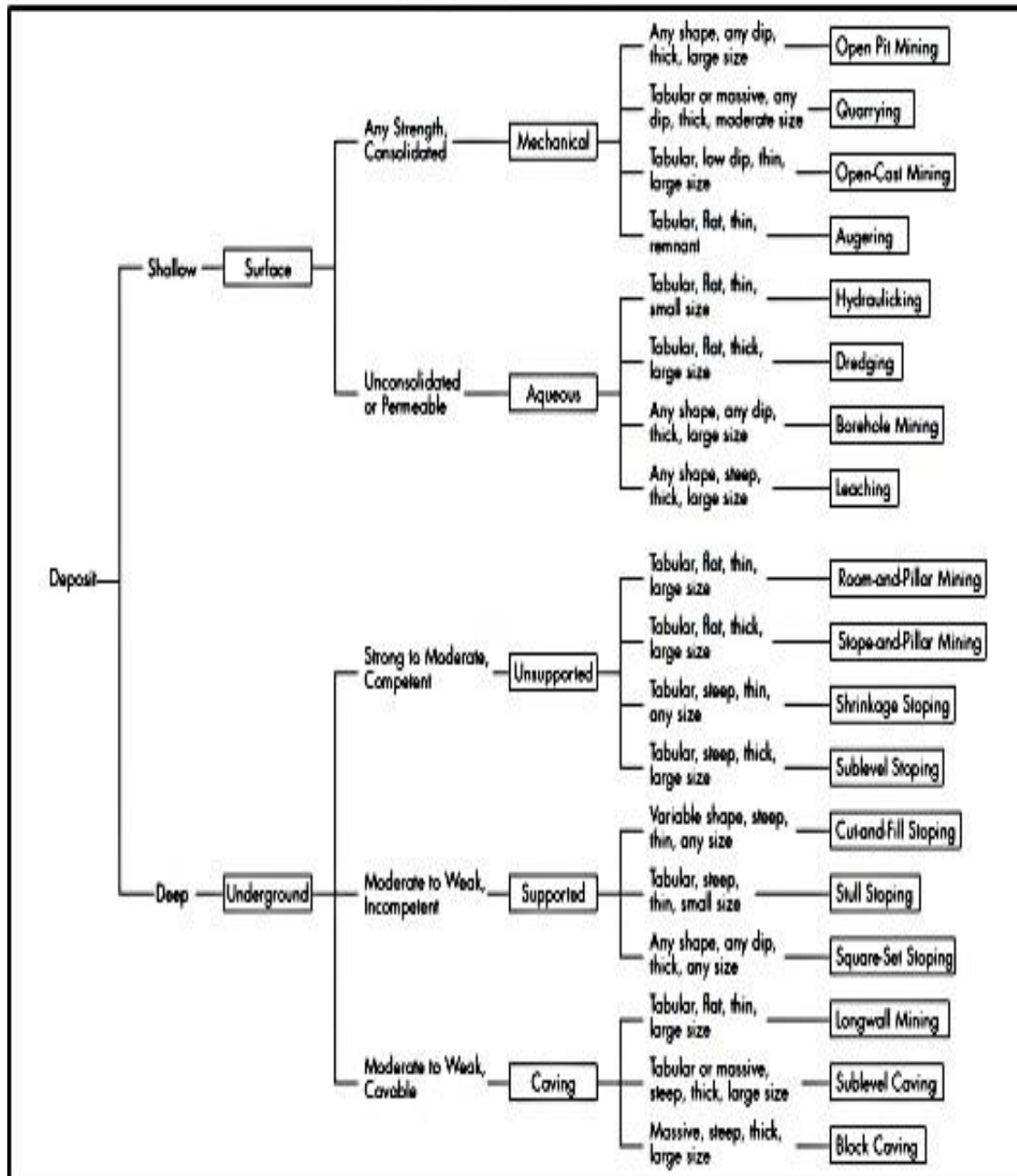
Nota: Parámetros de caracterización geométrica y de distribución de leyes del yacimiento según el Sistema de Nicholas (1981).

En la tabla 7, expone la segunda componente del Sistema de Nicholas (1981), la cual clasifica de manera cualitativa y cuantitativa las propiedades geométricas y la distribución de leyes del cuerpo mineralizado mediante cuatro criterios: la forma general (General shape/width), el espesor del mineral (Ore thickness), el buzamiento o inclinación (Plunge) y la distribución de la ley (Grade distribution). En el marco de esta investigación, la interpretación de esta tabla hace posible parametrizar las características espaciales y económicas del Tajo N°3 en el nivel 4530 (tales como una geometría preferencialmente tabular, potencias moderadas a anchas y buzamientos pronunciados), aportando las variables de diseño indispensables que el algoritmo de Nicholas procesa numéricamente para validar al método Sublevel Stopping como la alternativa óptima para la explotación eficiente del sector.

❖ SISTEMA DE HARTMAN

Hartman (1987), planteó una metodología de selección cualitativa sustentada en diagramas de flujo lógicos, dirigida a identificar el método de explotación idóneo según la configuración geométrica del yacimiento y el comportamiento mecánico del macizo rocoso. Esta propuesta evoluciona a partir del trabajo previo de Boshkov y Wright al integrar dentro del abanico de análisis las opciones de minado a cielo abierto.

GRÁFICA 1: SISTEMA DE HARTMAN

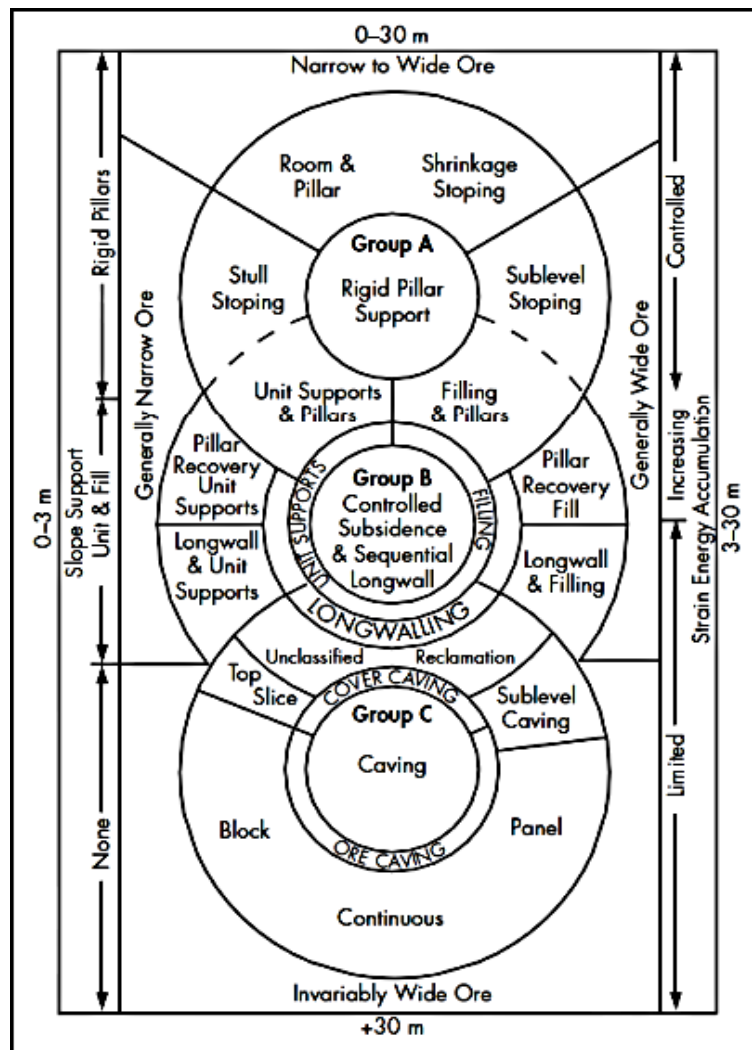


Nota: Adaptado de Hartman y Mutmanský (2002). Sistema de Hartman como base para un algoritmo que selección de métodos subterráneos y superficiales de minería.

❖ SISTEMA DE MORRISON

Morrison (1976), definió una tipología de selección para labores subterráneas organizada en tres grupos operacionales: (a) soporte por pilares rígidos, (b) subsidencia inducida o controlada y (c) métodos por hundimiento. El modelo discrimina la aplicabilidad de cada alternativa examinando la geometría espacial del cuerpo mineral (potencia), tipo de soporte y el potencial de acumulación de energía elástica en las rocas encajonantes.

GRÁFICA 2: SISTEMA DE MORRISON



Nota: Clasificación geomecánica y operativa de los métodos de minado subterráneo (Grupos A, B y C). Adaptado de Brady y Brown (1985).

❖ SISTEMA DE BOSHKOV Y WRIGHT

Boshkov y Wright (1973), plantearon un esquema de decisión cualitativo diseñado exclusivamente para operaciones subterráneo. Su criterio de selección evalúa la interacción entre los parámetros geométricos del yacimiento (espesor e inclinación) y la capacidad portante del macizo rocoso para determinar el método de minado idóneo.

TABLA 8: SISTEMA DE BOSHKOV Y WRIGHT

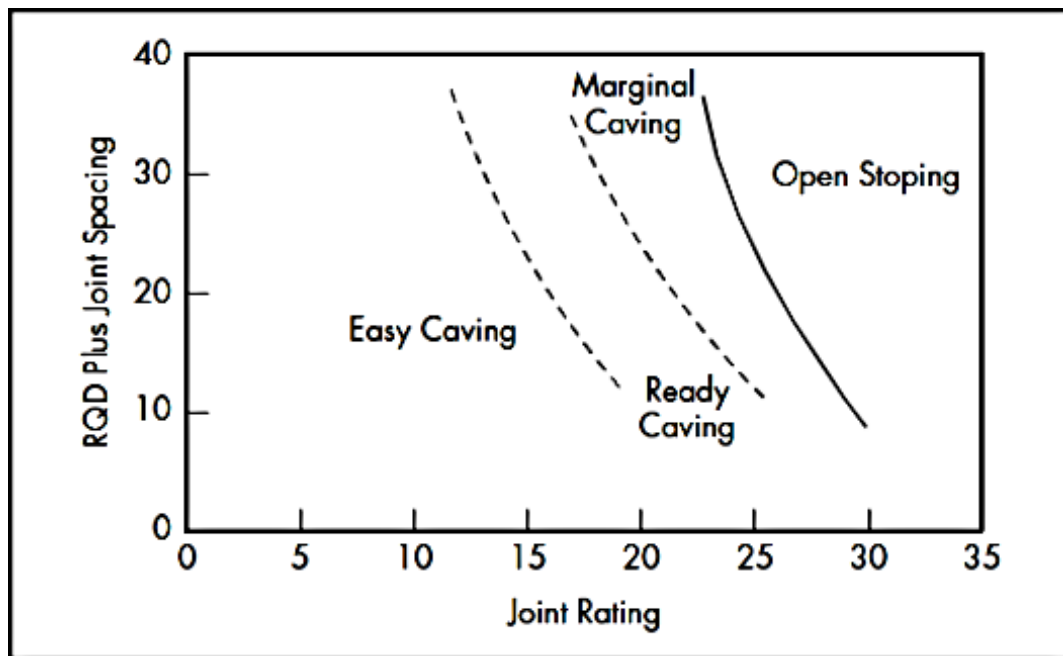
Sistema de Boshkov y Wright				
Type of ore Body	Dip	Strength of ore	Strength of Walls	Commonly Applied Methods of Mining
Thin beds	Flat	Strong or weak	Strong	Open stopes with casual pillars
				Room-and-pillar
				Longwall
Thick beds	Flat	Weak or strong	Weak	Longwall
		Strong or weak	Strong	Open stopes with casual pillars
				Room-and-pillar
		Weak or strong	Weak	Top slicing
Very thick beds	NA	Strong or weak	Strong	Sublevel caving
		Weak or strong	Strong	Underground glory hole
		NA	NA	Same as for "Masses" below
Very narrow veins	Steep	Strong or weak	Strong or weak	Resuing
Narrow veins (widths up to economic length of stull)	Flat	NA	NA	Same as for thin beds
	Steep	Strong	Strong	Open stopes
				Shrinkage stopes
				Cut-and-fill stopes
				Cut-and-fill stopes
				Square-set stopes
		Weak	Strong	Open underhand stopes
				Square-set stopes
			Weak	Top slicing
Wide veins	Flat	NA	NA	Square-set stopes
	Steep	Strong	Strong	Same as for thick beds or masses
				Open underhand stopes
				Underground plory bale
				Shrinkage stopes
				Sublevel stoping
				Cut-and-fill stopes
				Combined methods
			Weak	Cut-and-fill stopes
				Top slicing
				Sublevel caving
				Square-set stopes
				Combined methods
		Weak	Strong	Open underhand stopes
				Undergroorhand stopes
				Top slicing
				Sublevel caving
Masses	NA	Strong	Strong	Square-set stopes
				Combined methods
				Underground glory hole
				Shrinkage stopes
				Sublevel stoping
	NA	Weak	Weak or strong	Cut-and-fl ktopes
				Combined methods
				Top slicing
				Block caving
				Square-set stopes
				Combined methods

Nota: Clasificación para la selección de métodos de explotación subterránea según el Sistema de Boshkov y Wright (1973).

❖ SISTEMA DE LAUBSCHER

El enfoque propuesto por Laubscher (1981), determinó la factibilidad de los sistemas de minado subterráneo sustentado en la caracterización geomecánica del terreno, incorporando el impacto del minado sobre la resistencia del macizo rocoso. Este esquema está dirigido hacia operaciones de gran escala principalmente el hundimiento por bloques (Block Caving) y el tajeo por cámaras abiertas (Open Stopping), resaltando en la hundibilidad. El sistema evalúa fundamentalmente la intensidad del fracturamiento estructural y el estado geomecánico de las discontinuidades.

GRÁFICA 3: ESQUEMA LAUBSCHER



Nota: Gráfico empírico de predictibilidad de hundimiento (*caving*) frente a caserones abiertos (*open stopping*). Adaptado de Laubscher (1981).

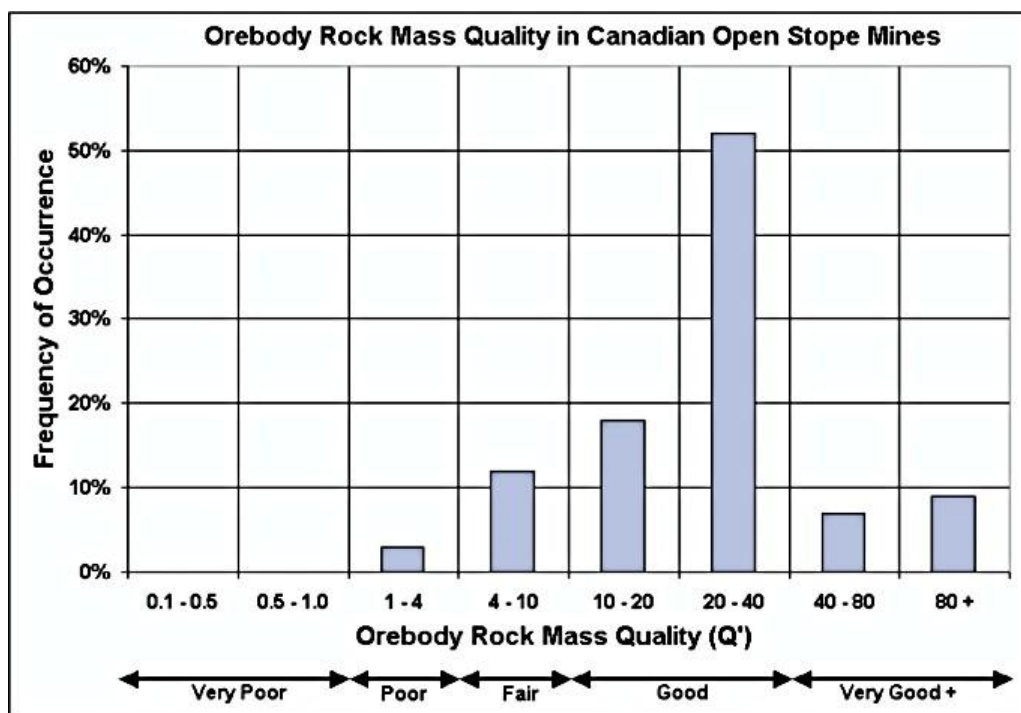
2.2.4.2. PARÁMETROS DE DISEÑO EN VETAS ANGOSTAS

Este enfoque de Nicholas no es idóneo para evaluar los métodos de Sublevel Stoping y Sublevel Caving en vetas angostas, se requiere diseñar un modelo de selección adaptado en la variante Longitudinal Sublevel Caving, que facilite un análisis comparativo riguroso entre ambas alternativas. del análisis de las metodologías previas se infiere que la calidad del macizo rocoso actúa como el indicador primario en la toma de decisiones. Por este motivo, antes de establecer la formulación del algoritmo de selección, es necesario definir las condiciones de calidad del macizo rocoso requeridas para la explotación segura en vetas angostas de dichos métodos de minado (Díaz Huamani, 2020).

2.2.4.3. CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO EN SUBLEVEL STOPING

Según el estudio de Potvin (2010) efectuado en 34 minas subterráneas canadienses explotadas mediante con tajeo por subniveles (Sublevel Stoping), observaron que la calidad de la roca mineralizada presentaba condiciones favorables de buena a muy buena ($Q' > 10$) en el 85% de los casos. Por el contrario, la calidad de la roca para la pared colgante fue deficiente siendo pobre a muy pobre ($Q' < 4$) en la mitad de las minas evaluadas.

GRÁFICA 4: FRECUENCIA VS RMR



Nota: Distribución de frecuencias de la calidad del macizo rocoso (Q') en el cuerpo mineralizado de minas canadienses explotadas por caserones abiertos. Adaptado de Potvin (1988).

En el gráfico 4, se muestra un histograma de frecuencia de ocurrencia que recopila datos históricos sobre la calidad geomecánica del macizo rocoso (Q' modificado de Barton) en el cuerpo mineralizado de minas subterráneas operadas mediante caserones abiertos (Open Stopes). Se observa un comportamiento estadístico donde más del 50% de los casos analizados se concentran en un rango de Q' de 20 a 40 (calificación de Buena), y la gran mayoría se sitúa entre valores de 10 y 80+ (Buena a Muy Buena). En el contexto de esta investigación, este gráfico sirve como un sustento empírico de referencia mundial para justificar que el método Sublevel Stopping (caserones abiertos) requiere intrínsecamente de un macizo rocoso competente y autosoportable para asegurar la estabilidad de las paredes del tajeo; lo que valida la necesidad de caracterizar con precisión el índice geomecánico en

el Nivel 4530 de la Mina Cruz de Oro para asegurar que se halla dentro de estos estándares óptimos de operación

2.2.5. MÉTODOS DE MINADO SUBTERRÁNEO

Estos métodos de minado subterráneo se seleccionan en función de la geometría del yacimiento, la calidad mecánica de la roca caja y de la veta (evaluada con índices como RQD, RMR o GSI), y el valor económico del mineral.

Estas técnicas de explotación son el método global que nos brindará la oportunidad de excavar y extraer un cuerpo mineralizado con mayor eficacia desde una perspectiva económica y técnica.

❖ CLASIFICACIÓN DE MÉTODOS DE MINADO

Estos métodos de explotación subterránea se diferencian por el modo en que manejan la cavidad que deja la extracción de mineral. No obstante, en la práctica, la explotación necesita modificar y combinar los métodos que se muestran a continuación, ya que es poco frecuente que los depósitos se adapten con precisión a las propiedades ideales de los métodos.

2.2.5.1. MINADO POR CÁMARAS Y PILARES

El método de cámaras y pilares, se sustenta en la excavación de caserones separados con pilares rocosos de sostenimiento del techo. La recuperación de los pilares se efectúa de manera parcial o total; cuando su recuperación es total involucra el hundimiento planificado del techo que puede realizarse en conjunto con la explotación o durante la fase de cierre de la vida del yacimiento (Castro & Pineda, 2015).

❖ CAMPO DE APLICACIÓN DEL MÉTODO (ROOM AND PILLAR)

Este método de explotación ha experimentado un notable avance operacional a causa de sus reducidos costos de explotación y a su capacidad para ejecutar una explotación moderadamente selectiva. Esta metodología es más óptima para aquellos que muestran un ángulo de manto bajo, aunque también es aplicable en yacimientos con buzamientos críticos entre 30° y 40°, donde el mineral se ve impedido por la gravedad y requiere asistencia mecánica para su evacuación (Olivera Agama, 2022).

A. VENTAJAS

- El método favorece el aislamiento de zonas más pobres que pueden no explotarse sin que tenga un impacto significativo en la aplicabilidad del método.
- En yacimientos importantes puede alcanzar un alto nivel de un alto grado de mecanización, reduciendo los costos operativos del minado.
- En yacimientos con afloramiento, la preparación de frentes se ejecuta prioritariamente sobre mineral; en estructuras profundas, el volumen de excavación en roca estéril se minimiza de manera considerable.
- Favorece la extracción simultánea e independiente de estructuras mineralizadas contiguas separadas por franjas de desmonte o estéril.

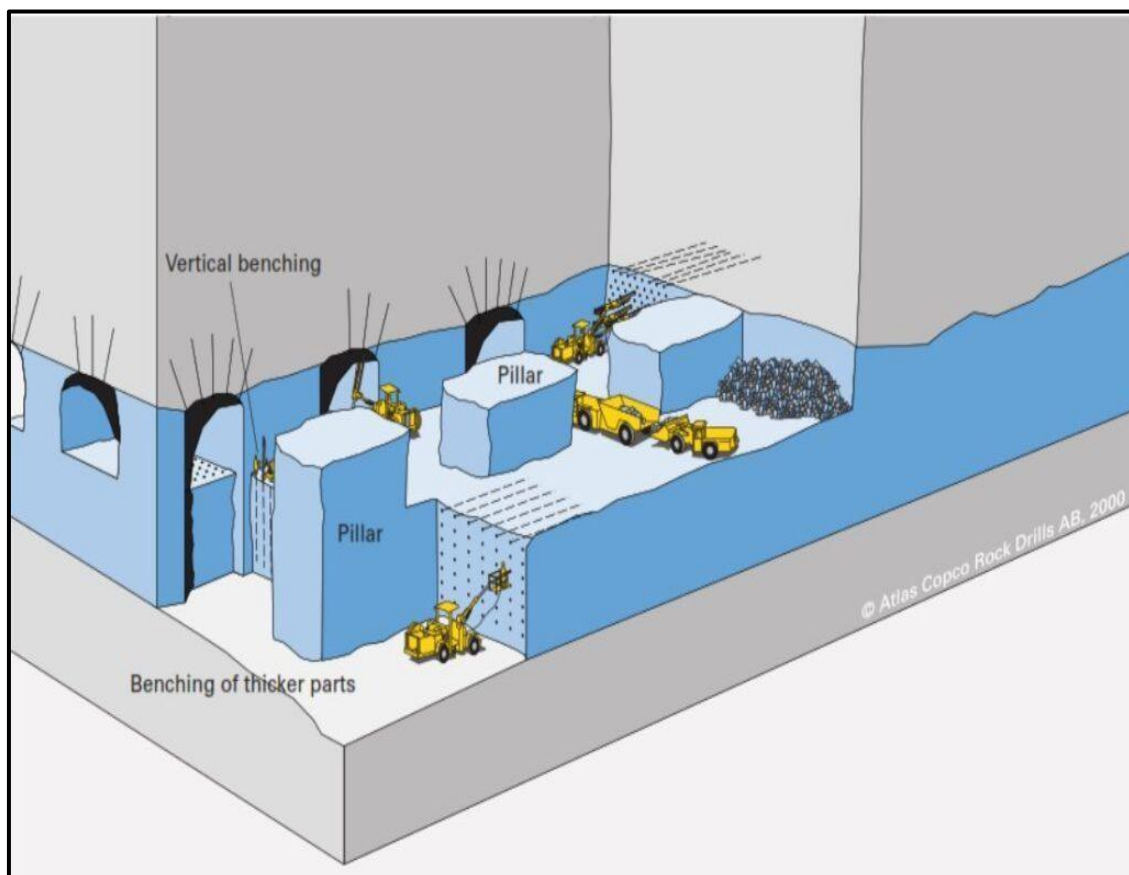
B. DESVENTAJAS

- Esta franja de buzamientos intermedios dificulta el escurrimiento natural del material en los caserones, de inclinación cercana a 45°, afectando especialmente en vetas angostas.
- Esta explotación podría ser afectada si el yacimiento tiene discontinuidades o fluctuaciones en la morfología del cuerpo mineralizado, en términos de potencia

como de corrida, esto afecta el diseño estandarizado de perforación y reduce el rendimiento de la maquinaria de carguío y acarreo (LHD).

- En el caso de mantos de gran espesor, la perforación mecanizada muestra complicaciones como problemas de movilidad al utilizar el equipo pesado para perforar. La dilución del mineral extraído en casos de techos de baja calidad geomecánica es un problema muy primordial ya que generan sobreexcavación y dilución, pudiendo invalidar la viabilidad del método.

FIGURA 1: ROOM AND PILLAR



Nota: Esquema isométrico de las variantes operativas del método de explotación por Cámaras y Pilares (*Room and Pillar*). Adaptado de Atlas Copco Rock Drills AB (2005).

En la figura 1, se ilustra el método de cámaras y pilares (Room and Pillar), destacando el arranque de mineral en depósitos de gran potencia mediante dos variantes: perforación vertical y horizontal por bancos. En esta investigación, el gráfico se emplea como contraste técnico para justificar la desestimación de este método en el Tajo N°3 de la Mina Cruz de Oro. A diferencia del Sublevel Stopping con taladros largos (diseñado para optimizar la recuperación en estructuras empinadas y competentes), el sistema de cámaras y pilares está limitado a cuerpos horizontales y exige dejar pilares permanentes de roca, lo que incrementaría las pérdidas de mineral y reduciría la eficiencia global del proyecto en el nivel 4530.

2.2.5.2. MINADO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

La técnica de minado por subniveles con perforación profunda, también llamada Sublevel Stopping, emplea principios de la voladura a tajo abierto en el contexto subterráneo. Este proceso comienza con la perforación en abanico o en paralelo (en dirección ascendente o descendente) abarcando el tramo comprendido entre dos subniveles. Una vez ejecutado el disparo, el mineral fragmentado desciende por gravedad hacia la cota inferior para su posterior acarreo, (Alzamora García, 2021). Cuando se trabaja en cuerpos mineralizados de gran potencia, la extracción suele dividirse en múltiples caserones; para prevenir el colapso del techo y asegurar la estabilidad de la labor, se diseñan pilares de mineral in situ. La evaluación geotécnica de la recuperación de estos pilares estructurales se efectúa al concluir la explotación del tajeo, minimizando así la exposición del personal a zonas de riesgo. Dentro de este método destacan dos variantes de perforación profunda:

- I. Método taladros largos en paralelo.
- II. Método taladros largos en abanico.

I. MÉTODO TALADROS LARGOS EN PARALELO

Como una variante con alto grado de mecanización del sistema Sublevel Stopping, el minado por taladros largos paralelos es adecuado para yacimientos con buzamientos empinados (de geometría vertical o subvertical), donde la matriz mineralizada y las paredes rocosas muestran condiciones geomecánicas óptimas (valores altos de RMR o GSI). Según indica Olivera Agama (2022), la viabilidad económica de llevar a cabo perforaciones desde subniveles en mantos con gran espesor, se requiere de un arreglo de perforación paralela asistido por barras de extensión adaptadas a la potencia del cuerpo mineralizado.

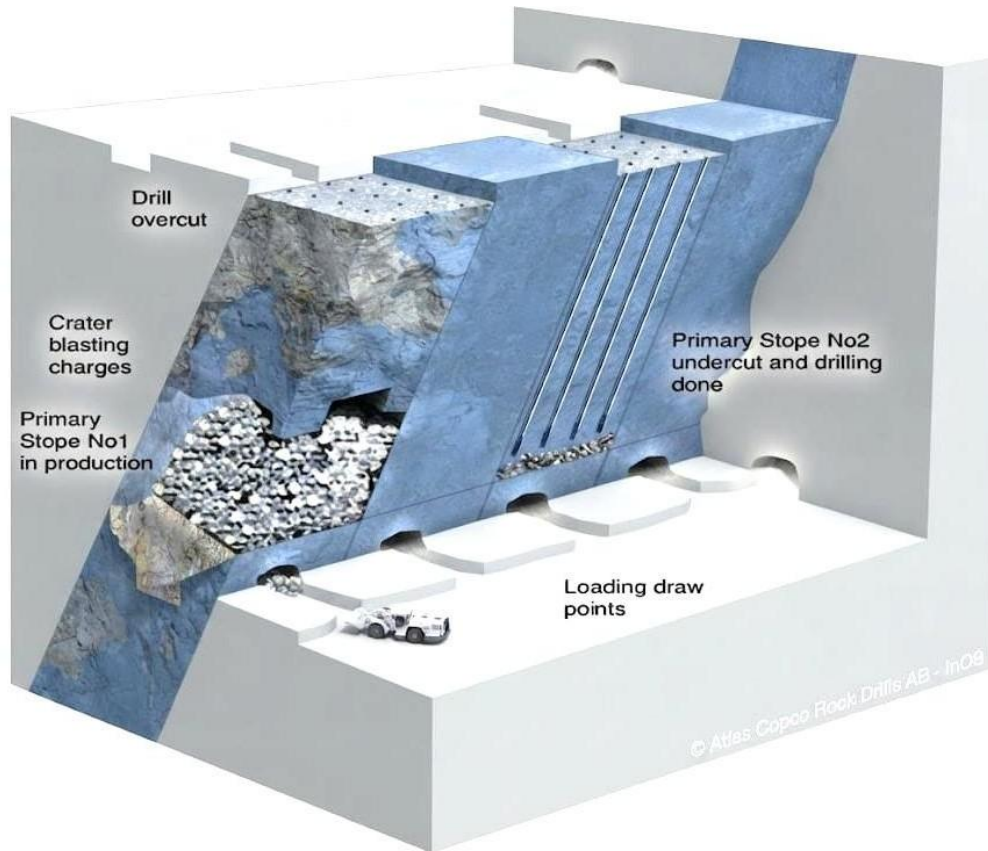
A. VENTAJAS DE ESTE MÉTODO

Entre los principales beneficios del método de taladros largos en paralelo destaca el alcance de un alto volumen de producción acompañado de un grado de fragmentación óptimo. De igual manera, al tratarse de una metodología íntegramente mecanizada, se elimina la necesidad de utilizar madera adicional, lo que optimiza las condiciones de seguridad operativa y la eficiencia en los circuitos de ventilación.

B. DESVENTAJAS DEL MÉTODO

Este método muestra limitaciones operativas y económicas relevantes. Su implementación exige un alto consumo de capital inicial y un periodo prolongado para la ejecución de las labores de desarrollo y preparación. Por otra parte, destaca su reducida selectividad, una limitación que complica de manera considerable el aislamiento del mineral frente al estéril cuando se trabaja en yacimientos de geometría irregular.

FIGURA 2: SUBLEVEL STOPING



Nota: Esquema isométrico del método de minado por sondeos de gran diámetro y cargas esféricas (VCR - *Vertical Crater Retreat*). Adaptado de Atlas Copco Rock Drills AB (2005).

En la Figura 2, se ilustra el mecanismo de extracción de mineral en un cuerpo inclinado mediante una división en tres zonas operativas clave. En el nivel superior (Drill overcut), la maquinaria ejecuta la perforación descendente de taladros de gran diámetro. En la sección intermedia se desarrolla la voladura secuencial de cargas esféricas (Crater blasting charges), cuya función es fragmentar la roca en capas horizontales con una progresión ascendente. Por último, en la base (Loading draw points), el mineral fragmentado es extraído de manera segura mediante un cargador de bajo perfil (LHD). Esta representación es fundamental en el presente estudio para establecer una comparación técnica con el método Sublevel Stopping proyectado para el Tajo N° 3 de la Mina Cruz de

Oro. En contraste con la técnica VCR, que arranca la masa rocosa de abajo hacia arriba basándose en el principio de voladura por cráteres, el Sublevel Stopping la corta mediante abanicos frontales de taladros largos. Esta distinción constituye una base para establecer la estrategia de perforación y fragmentación más adecuada en el nivel 4530.

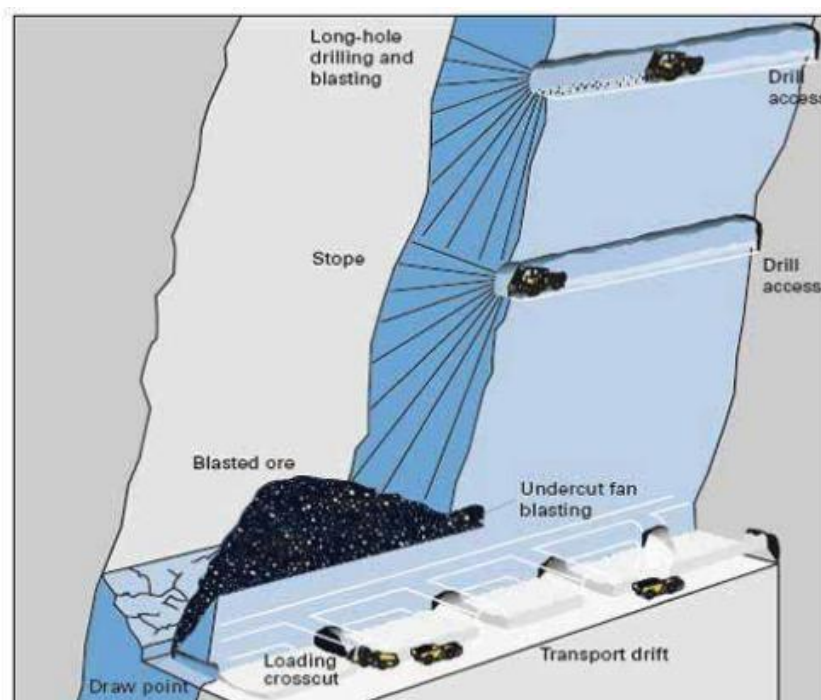
II. MÉTODO DE TALADROS LARGOS EN ABANICO.

El método de taladros largos en abanico (también conocido como Radial Drilling) es otra variante fundamental del sistema Sublevel Stopping. Se adapta principalmente cuando el cuerpo mineralizado es irregular, la estabilidad de la excavación depende del macizo rocoso, requiriendo que la roca y las cajas tengan propiedades geomecánicas de buena a excelente calidad para conservar la viabilidad del caserón abierto de manera segura.

Constituye una técnica de perforación y voladura en minería subterránea para cuerpos mineralizados diseminados, donde se ejecutan series de taladros (largos y con diferentes ángulos) desde galerías (subniveles) conformando un patrón radial o "abanico" con la finalidad de fragmentar grandes volúmenes de roca, permitiendo una excavación eficiente y la extracción de material a gran escala, optimizando el uso de explosivos según el área de influencia de cada barreno y las características geomecánicas de la roca.

Esta perforación profunda en disposición radial o en abanico se proyecta desde los subniveles de preparación inferior y superior en dirección a los hastiales pendientes de ensanche, ajustando la longitud de los taladros a los contornos de minado estipulados por el área de planeamiento. Además, la voladura secundaria se minimiza los costos por plasteo mediante un control riguroso en el alineamiento de la perforación y la distribución del agente explosivo; esto se complementa con voladura amortiguada en los bordes de la cámara para prevenir la presencia de roca suspendida en la corona y los hastiales (Huanuqueño Borja, 2019).

FIGURA 3: TALADROS EN ABANICO



Nota: Hustrulid W. Bullock R. (2001).

2.2.6. PARÁMETROS ECONÓMICOS Y OPERATIVOS DEL MINADO

2.2.6.1. LA LEY DE CORTE O CUT OFF (LC).

Para entender la ley de corte o cut-off, según el autor Alzamora García (2021), constituye la valoración económica del contenido metálico equilibra de manera exacta la estructura de costos operacionales de producción, generando rentabilidad nula o cero ganancia. De esta forma, cualquier bloque mineralizado cuya ley supera el límite se clasifica como recurso económicamente extraíble al generar utilidades, mientras que las que están por debajo constituyen pérdidas financieras netas, retrayendo su minado.

Este esquema de planeamiento operativo, la estimación de reservas, y la clasificación del material fragmentado tras la voladura dependen directamente de la ley de corte. En consecuencia, el material arrancado hacia su destino operativo final es dirigida por este indicador que condiciona la viabilidad financiera de nuevos proyectos dentro de la

industria minera (Justo Damas & Saldaña Ramos, 2018).

$$Cut\ off = \frac{(costo\ total\ por\ m^3)}{Precio\ del\ metal\ x\ Ley\ de\ cabeza} \times 100$$

2.2.6.2. EFECTO SOPORTE.

Este diseño y la planificación en mina se establecen en el modelo de bloques como representación tridimensional del yacimiento. Dado que cada bloque abarca un volumen con variabilidad interna de leyes donde solo se asigna un valor medio, es habitual que bloques catalogados como económicamente explotables contengan cierta proporción de roca estéril, o viceversa. Un menor tamaño de celda en el modelo favorece la selectividad del minado y optimiza la recuperación metalúrgica; no obstante, esta precisión eleva los costos operativos al exigir mallas de perforación más ajustadas y el empleo de equipos de carguío de menor capacidad con rendimientos más bajos. (Huanuqueño Borja, 2019).

2.2.6.3. SELECTIVIDAD MINERA

La efectividad en la discriminación del mineral con respecto del estéril establece el grado de selectividad de un proyecto extractivo. Según Justo Damas y Saldaña Ramos (2018), este procedimiento está sujeto a la interacción de tres variables fundamentales que se detallan en los siguientes apartados.

2.2.6.4. DILUCIÓN MINERA.

Es definida comúnmente como la contaminación del mineral con estéril, mediante el cual terminas gastando energía en procesar un material que no tiene el valor económico previsto, o bien se arroja el mineral hacia los botaderos. La consecuencia es la caída de la ley. De esta forma, la calidad del recurso es disminuida, este fenómeno es asociado al nivel de selectividad del equipo de carguío para definir el contacto estéril/mineral. En realidad, la dilución no significa solamente bajar la ley del mineral, sino que está vinculado al aumento en los costos, dado que el transporte de una tonelada de estéril hacia la planta es más costoso que el de mineral (Justo Damas & Saldaña Ramos, 2018).

$$D(\%) = \frac{K}{W^{0.5} \cdot \sin \varnothing}$$

Donde:

K: Constante de O'Hara

W: Potencia o ancho de Veta

Ø: Buzamiento o inclinación

❖ DILUCIÓN OPERACIONAL.

En las operaciones mineras a cielo abierto, la dilución operativa constituye la incorporación no deseada de roca estéril al flujo de mineral extraído que no pudo discriminarse durante el carguío. Este fenómeno se origina principalmente por limitaciones en la selección libre de los bloques y por el trazado de los polígonos de minado establecidos durante la planificación de corto plazo. Dichas desviaciones provocan dos tipos de consecuencias: por un lado, la inclusión de lastre incrementa el tonelaje total procesado en planta, reduciendo la ley media esperada; por otro lado, puede generarse una disminución del tonelaje enviado con un alza imprevista en la ley media (concepto conocido como dilución "negativa" o pérdida de mineral). Este parámetro es influenciado por la

caracterización de la morfología de la interfaz entre la roca encajante y el mineral; de esta forma la favorece la separación del estéril cuando los límites del yacimiento resultan bien definidos y regulares (Justo Damas & Saldaña Ramos, 2018).

❖ **CONTROL DE DILUCIÓN Y LEYES**

El control de la dilución a escala global, es considerado un reto operativo primordial en las operaciones mineras, por lo que la atención de especialistas como ingenieros y geólogos hacia la maximización del margen económico y el freno de los costos. La estructura de costos es afectada drásticamente por la entrada del estéril dado que el acarreo y el desmante es considerado un costo superior que el flujo mineral. En consecuencia, la identificación de los focos de contaminación es abordada continuamente mediante múltiples investigaciones dedicadas a diseñar metodologías para mitigar el empobrecimiento del recurso. En yacimientos subterráneos análogos a la mina Bismark, en la literatura técnica establece que una tasa de dilución cercana al 10% constituye el estándar de referencia mundial (Cosme Fuster & de la Cruz Rixe, 2023).

2.2.6.5. COSTOS DE OPERACIÓN

Estos costos de Operación u OPEX minero (Operating Expenditure) es entendido como el desembolso económico recurrente invertido en la extracción del mineral, su procesamiento en la planta concentradora y comercialización del producto final al mercado. Esta variable financiera es la suma de los costos directos e indirectos generados durante el proceso de minado y tratamiento asociadas a la producción.

❖ COSTO DIRECTO

El costo directo de producción está conformado por el consumo consolidado del personal operativo, materiales e insumo, y las horas maquina empleadas en cada fase del proceso. conservando una vinculación de manera proporcional al volumen extraído. En minería, estos egresos son directamente atribuidos al arranque, a la extracción y procesamiento del mineral, como remuneraciones a operadores, energía, combustible, reactivos químicos, desgaste de activos y transporte. Sobre la base de esto, la identificación del costo unitario de metal es determinado a largo plazo según la etapa operativa (exploración, desarrollo y explotación), el cual es importante su control para la rentabilidad (Castro & Pineda, 2015).reactivos químicos,

❖ COSTO INDIRECTO

Los costos indirectos son los gastos conformados por el conjunto de erogaciones técnicas y administrativas indispensables para el adecuado soporte de la actividad operativa. Esta clasificación abarca los recursos asignados a personal, materiales y equipamiento que no actúan directamente en el flujo de extracción o procesamiento, reflejándose dentro de la estructura de costos como una proporción porcentual correspondiente a los gastos generales de operación.

Los costos indirectos en minería constituyen aquellos gastos que, aunque son imprescindibles para el funcionamiento general de la operación, no pueden asociarse directamente a la extracción de una tonelada específica de mineral. Estos costos comprenden una serie de elementos que proporcionan soporte fundamental a las actividades productivas principales, como la perforación o la voladura.

- Servicios auxiliares: Comprenden el suministro de electricidad y agua requeridos para el desarrollo de las tareas mineras.

- Personal administrativo y de supervisión: Corresponde a los salarios y gastos del personal responsable de la gestión, supervisión y coordinación de las operaciones.
- Mantenimiento de equipos: Se refiere a los costes para conservar en óptimas condiciones la maquinaria y los equipos utilizados, asegurando su disponibilidad y eficiencia.
- Depreciación de maquinaria: Considera la pérdida de valor de los equipos y maquinaria a lo largo del tiempo a causa de su uso y desgaste.
- Alquileres: Comprende los pagos por el uso de instalaciones, maquinaria o terrenos requeridos para la operación minera.
- Seguros: Incluye la contratación de pólizas para proteger los activos y las operaciones ante posibles riesgos.
- Impuestos y regalías: Son las obligaciones fiscales y pagos que la empresa debe efectuar al Estado o a los propietarios de los recursos.

En conjunto, estos gastos hacen posible que las actividades productivas directas puedan llevarse a cabo de manera eficiente y segura, ayudando a la correcta gestión y sostenibilidad de la operación minera en su totalidad (Díaz Huamani, 2020).

No obstante, al evaluar la estructura de costos de la mina, se evidencia que el método de corte y relleno impone un costo operacional (OPEX) alto debido al consumo de cemento, transporte de detritos y los tiempos muertos por el curado y fraguado del relleno. La migración a Sublevel Stopping optimiza la estructura de costos directos al eliminar la etapa de relleno, mecanizar la perforación profunda mediante taladros largos y concentrar la producción mediante voladuras de mayor tonelaje por disparo, disminuyendo de forma sensible el costo por tonelada (\$/t) extraída.

2.2.7. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

2.2.7.1. MINERIA SUBTERRÁNEA

Hustrulid (2001) define la minería subterránea como el conjunto de métodos y técnicas de ingeniería orientados a extraer eficientemente los minerales de yacimientos ubicados bajo la superficie, considerando la estabilidad del macizo rocoso, la ventilación, el sostenimiento y la seguridad.

2.2.7.2. TALADROS LARGOS

Estos taladros largos son perforaciones realizadas entre subniveles, diseñadas para permitir la voladura de grandes caserones, facilitando una alta productividad y mecanización en minería subterránea (Hustrulid, 2001).

2.2.7.3. MALLA EN ABANICO

La perforación en abanico es como una técnica clave en métodos de explotación por subniveles, donde los taladros largos se orientan en diferentes ángulos para optimizar la recuperación del mineral y hacer más eficiencia de la voladura (Hustrulid, 2001).

2.2.7.4. CONTROL DE DILUCION

Indica que controlar la dilución es un aspecto importante del diseño minero que depende del método de explotación, la geometría o forma del yacimiento, la precisión de la perforación y voladura, y el adecuado control de los límites mineral–estéril (Hustrulid, 2001).

2.2.7.5. MACIZO ROCOSO

Definen el macizo rocoso considerando la interacción entre la roca intacta y sus discontinuidades, lo que es esencial para evaluar la resistencia y estabilidad de excavaciones (Hoek & Brown, 1980).

2.2.7.6. DILUCIÓN MINERAL

La dilución se define como la mezcla no deseada de material estéril con el mineral durante la extracción, destacándose que su control resulta crítico para la rentabilidad (Hustrulid, 2001).

2.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

2.3.1. HIPÓTESIS GENERAL

- La evaluación de parámetros de perforación con taladros largos influye en el incremento de la producción de mineral en el tajo N°3 N 4530 en la Mina Cruz de Oro- Puno.

2.3.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- El conocer la situación actual de los métodos de explotación utilizado en el tajo N°3 Nv 4530 en la Mina Cruz de Oro, permite identificar mejoras en la producción de mineral extraída de dicha labor.
- Los parámetros de perforación de taladros largos son los idóneos para incrementar la producción de mineral en el tajo N°3 N 4530 en la Mina Cruz de Oro- Puno.
- La aplicación de taladros largos permite una reducción en los costos operativos para la producción de mineral en el tajo N°3 Nv 4530 en la Mina Cruz de Oro - Puno.

2.4. VARIABLES E INDICADORES

2.4.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

X: Evaluación de parámetros de perforación con taladros largos.

2.4.2. VARIABLE DEPENDIENTE

Y: Incremento de la producción de mineral.

2.5. OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES

TABLA 9: OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES
INDEPENDIENTE		
Evaluación de parámetros de perforación con taladros largos	Diseño de la malla	• Diseño de perforación (m)
	Longitud del taladro	• Metros perforados por taladro (m)
	Diámetro del taladro	• Diámetro del taladro (mm)
	Angulo de inclinación	• Grados de inclinación del taladro (°)
DEPENDIENTES		
Incremento de la producción de mineral	Producción (Ton)	• Leyes (gr/tm) • Volumen de producción (t) • Ratios de perforación (m)
	Costos Operativos	• Dólares/Tonelada (\$/t)

Nota: Elaboración Propia.

CAPÍTULO III

3. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El estudio de investigación fue estructurado mediante un enfoque cuantitativo según la tipología propuesta por Hernández-Sampieri et al. (2014), donde, en vista de que el método de la implementación de taladros largos en la unidad minera subterránea se fundamentó en la recolección y procesamiento estadístico de los valores numéricos.

Por su naturaleza y alcance, la investigación corresponde a la categoría básica, según Hernández-Sampieri et al. (2014), debido a que busca ampliar el acervo de información especializada y estructurar un documento de referencia que oriente futuras investigaciones en el área.

3.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El alcance del estudio comprendió tres niveles de profundidad analítica:

Correlacional: Dirigido a determinar cómo se relacionan las variables analizadas en el contexto operacional evaluado (Hernández-Sampieri et al., 2014).

Descriptivo: Orientado a recopilar y sistematizar datos primarios para reconocer la situación actual del objeto de estudio y examinar el comportamiento de los sujetos u operaciones involucradas (Ñaupas Paitan, 2018).

Explicativo: Orientado a establecer relaciones de causa-efecto y los factores subyacentes que originan los fenómenos técnicos investigados (Hernández-Sampieri et al., 2014).

3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Esta investigación tuvo como diseño no experimental y transeccional (transversal), dado que la información empírica se recolectó en un punto del tiempo para analizar la condición del fenómeno en su entorno natural (Hernández-Sampieri et al., 2014).

3.4. POBLACIÓN

Esta población del estudio de investigación estuvo conformada por la totalidad de labores de producción en la Unidad Minera Cruz de Oro de la Compañía Minera Coripuno.

3.5. MUESTRA

La muestra de la investigación se focalizó en las labores de extracción de manera específica al Tajo N.º 3, situado en el Nivel 4530 de la unidad minera Cruz de Oro, correspondiente ente a la Compañía Minera Coripuno S.A.

3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE CAPTURA DE INFORMACIÓN

3.6.1. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Con la intención de obtener la información requerida para el estudio, se utilizaron tres técnicas fundamentales de recolección de datos: en primer lugar, la revisión documental, orientada al examen de planos, reportes operativos y registros históricos; en segundo lugar, la observación directa, para el seguimiento in situ de las labores en el tajo; y finalmente, el levantamiento de información de campo, enfocado en la toma de parámetros métricos durante la ejecución de los trabajos.

3.6.2. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Según las técnicas seleccionadas, el levantamiento de datos fue operacionalizado mediante tres instrumentos específicos: en primer lugar, la ficha de registro documental fue destinada a la sistematización de reportes, planos y archivos técnicos; en segundo lugar, se usó la guía de observación, para el registro ordenado de las actividades operativas en el tajo.

Finalmente, se empleó el diario de campo para registrar incidencias y eventos relevantes observados durante las jornadas de trabajo.

3.7. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS

El procesamiento, evaluación e interpretación de la información recopilada fueron direccionados en la determinación de los parámetros operativos mediante herramientas informáticas como el modelado de datos y el cálculo se ejecutaron en Microsoft Excel mediante el desarrollo de Macros (VBA); la representación espacial de las labores y las estructuras geológicas fue elaborada en AutoCAD. Finalmente, la programación, secuencia y control de los tiempos operativos se efectuaron mediante Microsoft Project.

3.8. CASO DE LA MINA CRUZ DE ORO – COMPAÑÍA MINERA CORIPUNO

El estudio de investigación fue evaluado rigurosamente en una serie de procedimientos técnicos y metodológicos orientados a la evaluación empírica de los parámetros operacionales de perforación con taladros largos y su efecto en la eficiencia del método de explotación implementado en el tajo N°3 del nivel 4530 de la Unidad Minera Cruz de Oro, operada por la Compañía Minera Coripuno. En este apartado se constituye el desarrollo de los trabajos en campo, gabinete y procesamiento de datos, realizados con un enfoque cuantitativo y el diseño es no experimental.

Este diagnóstico inicial comenzó mediante registros documentales y observaciones directas en las labores de producción. Se midieron indicadores importantes fueron los metros perforados, el consumo específico de explosivo (kg/m), los tiempos de ciclo de minado, y dilución promedio medida en porcentaje de material estéril asociado al mineral útil. La muestra fue delimitada espacialmente al tajo N°3, dentro del dominio geomecánico del nivel 4530, realizadas en el mes de octubre de 2024, donde el análisis fue de corte transversal.

El procedimiento consideró igualmente una revisión detallada de los diseños de malla utilizados en campañas previas, donde se evaluaron el burden y spacing, inclinación de los taladros (promedio de 85°), y longitud efectiva. Todo esto sirvió para establecer la línea base para contrastar con nuevas propuestas en campo. Los valores obtenidos fueron organizados en Microsoft Excel, complementadas con macros para calcular los ratios de perforación (m/t) y la productividad mensual (t/turno por equipo). Por lo que hizo posible detectar desviaciones más recurrentes y establecieron patrones técnicos que relacionan los parámetros operativos con los resultados productivos o rendimiento final.

Se aplicaron a la par guías de observación y entrevistas dirigidas a operadores y supervisores de perforación, lo que hizo posible contrastar los datos cuantitativos con aspectos operativos, como la facilidad de posicionar el equipo, la precisión en el marcado de los tiros y los tiempos muertos por traslado de maquinaria. Este aporte ayudó a la mejor comprensión operativa del proceso, identificando no solo indicadores medibles, sino también los cuellos de botella en la logística y operación.

Por último, se efectuó el modelado técnico de las labores en AutoCAD, lo que posibilitó comparar la geometría de los taladros ejecutados frente al macizo rocoso y verificando la coherencia entre el diseño teórico con la ejecución en su labor. En conjunto, este capítulo no solo resume la secuencia de actividades realizadas, sino que deja ver el rigor técnico con el que se desarrolló esta investigación, estableciendo las bases sólidas para la discusión de resultados y la evaluación del impacto operativo de la implementación de taladros largos en vetas angostas con geometrías complejas.

3.8.1. DIAGNÓSTICO DE LA SITUACIÓN ACTUAL DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

La optimización de cualquier proceso técnico en operaciones subterráneas requiere una comprensión detallada del contexto operativo de origen. En esta sección, se muestra el diagnóstico integral de las condiciones actuales del método de explotación que se está aplicando en el tajo N°3, nivel 4530 de la Unidad Minera Cruz de Oro. Este análisis tiene como fin identificar las principales características técnicas geológicas y operativas de la labor en estudio, con la finalidad de formar un punto de comparación minucioso frente a los resultados obtenidos tras la implementación de los taladros largos. Se tuvieron en cuenta aspectos fundamentales como la geometría del tajo, la calidad del macizo rocoso, la selectividad minera y la eficiencia en la recuperación de mineral. También se recogen antecedentes de los métodos usados anteriormente, sus implicancias operativas y limitaciones técnicas detectadas en campo. El diagnóstico se sustentó con evidencias registradas en fichas técnicas, planos de avance, bitácoras operativas y entrevistas a personal técnico, lo que hace posible generar una fotografía completa del estado inicial del proceso productivo.

El análisis fue iniciado con la evaluación del método de explotación, considerado un aspecto central para comprender el contexto productivo de la mina. En el tajo N°3 del nivel 4530, se hizo indispensable elaborar un diagnóstico integral para determinar el rendimiento de la operación, las características del macizo rocoso y las limitaciones que venían afectando la eficiencia del minado. De esta forma, la información recopilada sirvió como punto de partida para fundamentar la posterior optimización en los parámetros de voladura y perforación.

Este diagnóstico inicial de la labor constituyó el punto de partida para cualquier propuesta de optimización en la mina. Para el tajo N°3 del nivel 4530 en la Unidad Minera Cruz de Oro, se desarrolló una evaluación minuciosa de los parámetros técnicos, geológicos y operativos. En este tajeo se tiene una veta con buzamiento medio de 60° a 70° SE y una potencia que varía entre 2.8 y 3.2 m. Por su parte, la litología del macizo rocoso está dominada por filitas cloritizadas y silificadas con un índice RMR de 47 a 54, clasificando a la roca en una calidad de competencia media a baja.

Históricamente, la extracción en la mina se desarrolló mediante realce ascendente y corte y relleno, métodos seleccionados por su capacidad para controlar la dilución, aunque con limitaciones marcadas de productividad. Bajo estos esquemas convencionales, la producción mensual se mantenía entre 2,500 y 2,700 toneladas, con una dilución promedio de 15% a 20%, situación que reducía la ley de cabeza y la recuperación en planta. El diagnóstico efectuado permitió evidenciar ineficiencias asociadas a la geometría irregular de la veta, las condiciones geomecánicas del macizo y el bajo nivel de mecanización. Por estas razones, se impulsó la migración hacia una alternativa más eficiente y segura, como los taladros largos.

3.8.2. CARACTERÍSTICAS DEL TAJO N°3 NV 4530

Para encarar el rediseño del método, se consideró indispensable la evaluación geotécnica y espacial del tajeo. La caracterización de la litología, el comportamiento estructural y la geometría del mineral dio pie a una selección más precisa de las mallas y cargas de explosivo. Sobre la base de ello, este apartado aborda el contexto físico del tajo N°3 durante la campaña evaluada, a fin de sustentar las modificaciones en el sistema de explotación.

Dentro del esquema productivo de la mina Cruz de Oro, la labor del tajo N°3 (nivel

4530) fue catalogada como un punto clave para la extracción. La mineralización allí presente muestra variaciones continuas, con buzamientos de (60° – 70° SE) y anchos de veta entre

2.8 y 3.2 metros. Desde la perspectiva geotécnica, la roca está constituida por filitas con alteración clorítica y silícea, con un RMR estimado entre 47 y 54 (calidad media a baja). La geometría del yacimiento y el fracturamiento diagonal generaron problemas recurrentes de dilución e inestabilidad en las cajas. Asimismo, la infraestructura de desarrollo dispone de galerías para el ingreso de maquinaria, aunque la falta de uniformidad espacial afecta el diseño geométrico de la perforación. Estas condiciones físicas y estructurales condicionaron las decisiones técnicas adoptadas en periodos anteriores.

Este tajo se distingue por tener un diseño geométrico complejo, con presencia de fracturas diagonales y geometría irregular en varios tramos. Aunque cuenta con accesos mecanizados mediante galerías horizontales, estas irregularidades han generado dificultades en la uniformidad de la malla de perforación y problemas para el sostenimiento, agravando el riesgo de dilución y reduciendo la recuperación efectiva del mineral.

TABLA 10: CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL TAJO N°3

Parámetro	Valor
Niveles	4530 – 4515
Potencia de veta	2.8 – 3.2 m
Buzamiento	60° – 70° SE
RMR del macizo rocoso	47 – 54 (media a baja)
Tipo litológico	Filitas cloritizadas/silificadas

Acceso	Galerías mecanizadas
--------	----------------------

Nota: Elaboración Propia.

El Tajo N°3 muestra condiciones operativas desafiantes a causa de su buzamiento alto (60°–70°) y a la geometría variable de la veta, factores que limitan la uniformidad de la malla de perforación. El macizo rocoso de competencia media (RMR entre 47 y 54) impone condiciones que justifican la implementación de sistemas de perforación más controlados y eficientes, con una adecuada adaptabilidad al entorno estructural del yacimiento.

3.8.3. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PREVIAMENTE APLICADOS

Desde la perspectiva geotécnica, la roca está conformada por filitas con alteración clorítica y silíceas, estimándose un RMR entre 47 y 54 (calidad media a baja). La forma del yacimiento y el fracturamiento diagonal ocasionaron problemas recurrentes de dilución y estabilidad en las cajas. Por su parte, la infraestructura de desarrollo cuenta con galerías para el ingreso de maquinaria; sin embargo, la falta de uniformidad espacial afecta el diseño geométrico de la perforación. Estas condiciones físicas y estructurales condicionaron las decisiones técnicas adoptadas en los periodos previos.

Antes de plantear la alternativa de perforación por taladros largos, la extracción en el tajo N°3 fue elaborada mediante técnicas tradicionales de corte y relleno y realce ascendente. Dichos métodos fueron seleccionados a fin de controlar la estabilidad del tajeo y mitigar la dilución, aunque se mostraron diversas limitaciones operativas. Si bien el corte y relleno aportó buena selectividad, el proceso fue encarecido por los requerimientos de relleno cementado, a la par que los ciclos de minado se volvieron prolongados. En cuanto al realce, aunque se alcanzaron mejoras en los tiempos de avance, se generó un mayor grado de exposición en frentes inestables, elevando el riesgo operativo. En ambos casos, el rendimiento se conservó limitado (alrededor de 2,500 – 2,700 t/mes) y una dilución operativa fluctuó entre el 15% al 20%, perjudicando la ley de cabeza en la planta

concentradora. Esta situación justificó la evaluación de un método con mayor nivel de mecanización y rendimiento técnico.

Principalmente se aplicaron dos métodos: realce ascendente y corte y relleno. El primero proporcionó buenos resultados en selectividad, pero implicó altos costos por el uso de relleno cementado y un ciclo de minado prolongado. El segundo optimizó el avance operativo, pero conllevó una exposición elevada a zonas inestables. Ambos mostraron limitaciones importantes en productividad y seguridad, motivando la evaluación de métodos más mecanizados y eficientes como el de taladros largos.

Los métodos aplicados con anterioridad ofrecieron buenos niveles de seguridad y control, pero no fueron óptimos desde una perspectiva de eficiencia y costos. El corte y relleno y el realce ascendente implicaron altos consumos de insumos, ciclos largos de minado y una productividad promedio inferior a 3,000 toneladas/mes, lo que evidencia la necesidad de adoptar un método más adecuado a las condiciones del yacimiento, como los taladros largos.

3.8.4. LIMITACIONES TÉCNICAS OBSERVADAS EN CAMPO

Las limitaciones técnicas observadas durante las operaciones constituyen evidencias empíricas de los puntos críticos del proceso minero. Identificarlas y analizarlas en detalle hace posible formular estrategias de mejora y evitar que se repliquen en futuras aplicaciones. Este apartado recopila los principales problemas detectados durante las fases de perforación, sostenimiento, ventilación y extracción del mineral en el Tajo N°3.

Esta caracterización operativa y los monitoreos de campo sacaron a la luz diversos cuellos de botella en el método vigente. En primer término, el avance de perforación mostró discontinuidades causadas por falencias en el sostenimiento inicial y la irregularidad espacial del tajo. De igual modo, se evidenciaron desviaciones en la alineación de los

taladros, ineficiencias en la fragmentación a causa de la mala distribución del explosivo y paradas no programadas durante el posicionamiento de la maquinaria. Por su parte, la ventilación en los niveles inferiores se tornó deficiente, afectando la continuidad de la guardia. De igual manera, la baja selectividad en los bordes del mineral elevó el porcentaje de dilución. Dichas limitaciones operacionales justificaron el replanteamiento del diseño mediante criterios técnicos rigurosos y herramientas de perforación mecanizada.

Se detectaron varias deficiencias técnicas durante el proceso de operación:

- Esta falta de regularidad en el avance de perforación fue ocasionada principalmente por las deficiencias en el sostenimiento primario y por las constantes variaciones en la geometría de la labor..
- Desviaciones en los taladros: generando voladuras ineficientes.
- Problemas de ventilación: especialmente en zonas profundas.
- Tiempos muertos: por reubicación de equipos y falta de logística sincronizada.
- Recuperación deficiente en contactos mineral-estéril: por baja selectividad.

Ineficiencias de campo asociadas al desvío de los tiros, desprendimientos en zonas sin soporte geotécnico y cuellos de botella en la ventilación mermaron el rendimiento general de la guardia, aumentando la exposición al peligro. En consecuencia, fue respaldada la necesidad de migrar hacia un sistema mecanizado con perforación y voladura controlada, permitiendo estandarizar los patrones operativos y asegurar condiciones de trabajo más seguras y eficientes.

3.9. RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN TÉCNICA DE PERFORACIÓN

La obtención de datos técnicos confiables fue asumida como un requerimiento clave para la optimización del ciclo de minado. A través del monitoreo en las labores subterráneas, la información registrada en la perforación facilitó la verificación de las

hipótesis, el ajuste de las mallas y la sustentación de las mejoras en el tajeo. Por este motivo, a continuación, se detalla la metodología implementada en el levantamiento y ordenamiento de la información operativa recopilada en el tajo N°3.

La sustentación técnica del nuevo diseño requirió del levantamiento metódico de los registros de perforación. Dicha etapa hizo posible establecer la referencia inicial de trabajo y contrastar en el tajeo el comportamiento de la roca ante la voladura. El seguimiento consideró el monitoreo completo del ciclo, partiendo del diseño de las mallas hasta el estado final del frente tras la detonación. La captación de datos se apoyó tanto en software especializado (AutoCAD y hojas de cálculo con macros) como en formatos de campo (fichas y guías de supervisión). Este cruce de información aseguró la consistencia del muestreo y la validez de los resultados obtenidos.

El levantamiento técnico de datos fue ejecutado con la finalidad de verificar la viabilidad técnica del minado con taladros largos. La recopilación de las variables de perforación se apoyó en formatos estandarizados de supervisión, hojas de control, entrevistas y software especializados (AutoCAD, Excel, macros personalizadas) para asegurar exactitud en el registro y análisis.

El levantamiento técnico se ejecutó de manera sistemática y rigurosa, se utilizó herramientas digitales a la par de formatos estandarizados de campo. Mediante la información recopilada, fue posible identificar patrones de ineficiencia en la distribución de los taladros y la dosificación del explosivo, consolidando así la base técnica requerida para reestructurar el diseño y la ejecución de la malla de perforación.

3.9.1. PARÁMETROS OPERATIVOS REGISTRADOS

Estos parámetros operativos de perforación constituyen el núcleo de todo diseño técnico en minería. La evaluación de estas cifras sirvió para medir el rendimiento de la

operación y estimar parámetros fundamentales como el consumo específico de explosivo, el avance por disparo y el grado de fragmentación. Por este motivo, se detallan a continuación se examinan los valores tomados en la mina para verificar si se alcanzaron las metas proyectadas en el planeamiento.

La caracterización de los parámetros operativos abarcó los índices clave de la perforación mecanizada. Se monitoreó un avance de promedio de 180 m/turno por equipo, empleando brocas T45 de 64 mm y broca rimadora T38 de 128 mm, con longitudes efectivas de perforación en el rango de 8 a 15 m, y el consumo específico de explosivo de 0.35 – 0.50 kg/m, conservando una malla inicial con burden de 1.0 m y espaciamiento de 0.9 m. Además, se consignaron los tiempos de maniobra del equipo, el rendimiento de rotura (t/m) y la granulometría resultante en la voladura. La información recopilada fue estructurada en cuadros y gráficos de correlación, facilitando la validación técnica entre los parámetros teóricos y el comportamiento de campo.

TABLA 11: PARÁMETROS OPERATIVOS REGISTRADOS

Parámetro	Valor
Broca utilizada	T45 de 64 mm
Longitud efectiva de taladro	8 – 15 m
Burden	1.0 m
Spacing	0.9 m
Consumo específico de explosivo	0.35 – 0.50 kg/m
Metros perforados por turno	180 m/turno
Tasa de rotura	5.83 ton/m (estimado)

Nota: Elaboración Propia.

La información fue organizada en diagramas de dispersión a fin de identificar la correlación entre los parámetros de diseño y los resultados de campo, permitiendo optimizar las mallas y prever inconvenientes en la operación. La dispersión observada en las mediciones se evidencia que los valores obtenidos reflejan una variabilidad en la falta de estandarización con un burden de 1.0 a 1.2 m y espaciamiento de 0.9 a 1.0 m, se evidenció una tasa de rotura promedio de 5.83 t/m, lo que genera un potencial de mejora. En consecuencia, el ajustar variables permitirá aumentar la eficiencia por turno y reducir sobrecostos causados por exceso de perforación o disparos deficientes.

Se estableció una tasa de rotura de 5.83 t/m, calculada como el cociente entre las toneladas arrancadas y los metros perforados, utilizada como indicador operativo de eficiencia de perforación. Considerando un avance diario de 180 m/turno, el tonelaje estimado por guardia alcanzó 1,049.40 toneladas por turno efectivo de perforación, resultado de multiplicar $180 \text{ m} \times 5.83 \text{ t/m}$. Al contrastar este indicador con la producción mensual promedio de 3,017 toneladas, se estimó una necesidad de 517.50 m perforados por mes, lo que constituye 2.88 turnos, es decir, alrededor de 3 guardias de perforación mensual. En consecuencia, el valor de 5.83 ton/m resulta coherente como parámetro operativo para el control de la producción con taladros largos.

3.9.2. HERRAMIENTAS E INSTRUMENTOS TÉCNICOS UTILIZADOS

La precisión en la perforación en gran medida depende por la rigurosidad de los equipos e instrumentos de medición utilizados en el tajeo. Con la finalidad de respaldar el rediseño operacional, la toma de información se ejecutó apoyándose en herramientas que garantizaron la precisión y sistematización de los parámetros. La instrumentación de campo incluyó el uso de cintas métricas trazables, clinómetros para el control de inclinación, calibradores de carga, manómetros de presión neumática y guiado láser para la verificación del paralelismo y rumbo de los taladros. En gabinete, se utilizaron software de

procesamiento como Microsoft Excel (para el análisis estadístico y de tendencias), AutoCAD (para modelado y validación del diseño espacial), y macros personalizadas que permitieron automatizar cálculos repetitivos. Estos instrumentos fueron clave para asegurar una toma de decisiones informada y técnicamente sustentada.

Para las mediciones se emplearon instrumentos de precisión, entre ellos:

- Cintas métricas calibradas
- Clinómetros
- Sensores de alineación láser
- Manómetros y calibradores de carga

Y herramientas digitales:

- AutoCAD: modelado 2D/3D
- Excel: análisis estadístico
- Macros de cálculo: automatización de ratios de perforación y avance

Estas herramientas resultaron esenciales para establecer una línea base técnica sólida. El uso de herramientas modernas como clinómetros, sensores láser y software CAD ha permitido optimizar la precisión en el levantamiento técnico. Esto constituye una ventaja competitiva al momento de modelar escenarios de perforación eficientes, mejorando la capacidad predictiva del comportamiento de la roca y del diseño del patrón de voladura.

FIGURA 4: EQUIPO MECANIZADO DE PERFORACIÓN TIPO SIMBA EN OPERACIÓN DENTRO DEL TAJO N°3 – NV 4530.



Nota: Elaboración propia

Esta figura 4, se observa el equipo de perforación utilizado para ejecutar taladros largos en el proceso de explotación subterránea mediante el método Sub Level Stopping. El uso de maquinaria mecanizada hizo posible optimizar la precisión de los taladros, optimizar tiempos operativos y reducir la exposición del personal a zonas inestables.

Durante la etapa de evaluación operativa se revisaron registros técnicos vinculados al desgaste de herramientas de perforación, especialmente en condiciones similares a las del tajo N°3. El informe técnico de julio de 2019 de la Unidad Cruz de Oro reportó roturas de barras, doblado de shanks nuevos y rendimientos limitados de componentes como brocas (350 m), barras (450 m) y tubos TAC (650 m). Estas evidencias, presentadas en la figura,

muestran la necesidad de mejorar el control de presión de los equipos Simba S7D y asegurar la trazabilidad de la calidad de los aceros utilizados.

Esta información se consideró en el diseño de los protocolos de perforación de esta tesis, al incluir inspecciones previas, calibración de equipos y seguimiento del desgaste de brocas.

FIGURA 5: REPORTE DE FALLAS DE SHANKS Y RENDIMIENTO DE BARRAS EN TJ 03



Nota: Perforación de taladros radiales en TJ 03 – Simba S7D-

Dentro de la figura 5, se muestra el registro fotográfico de la perforación mecanizada de taladros largos en interior mina con asistencia técnica de Epiroc. El panel izquierdo evidencia la sección vertical de un caserón (stope) explotado por Sublevel Stopping, identificando la galería superior de perforación (recuadro superior) y la base de acumulación del mineral fragmentado (recuadro inferior). Los paneles derechos detallan el posicionamiento de la viga del jumbo Simba y la supervisión en campo de los parámetros

operativos del equipo. En esta investigación, la imagen sirve como evidencia empírica para validar que el control de calidad en la perforación radial es el factor crítico para mitigar la desviación de los taladros, optimizar la fragmentación del macizo rocoso y asegurar la estabilidad de las cajas en el Tajo N°3 de la Mina Cruz de Oro.

FIGURA 6: ROTURA DE ROSCA DE 5 BARRAS



Nota: Cori Puno – Informe Técnico octubre 2024.

En la figura 6, expone un análisis de fallas en los aceros de perforación utilizados en interior mina. El panel izquierdo muestra un lote de cinco barras de extensión que muestran una rotura sistemática a la altura de la rosca (zona de acople), mientras que el panel derecho detalla una sección transversal del plano de falla macroscópica en el acero, caracterizada por un corte transversal limpio con signos de fatiga prematura y concentración de esfuerzos mecánicos. Dentro de la evaluación técnica realizada, se contempla un factor crítico para el rendimiento operativo de la labor en el nivel 4530. Los hallazgos confirman que la falta de alineación en los tiros y la alta resistencia de la roca terminan generando deformaciones por flexo-torsión en el acero de perforación. El análisis de estas fracturas en las barras, sirvió de sustento para el reajuste operacional de las presiones de rotación, avance y golpeo en el jumbo Simba, reduciéndose los tiempos perdidos por recuperación de varillaje y

resguardando la viabilidad económica del minado por subniveles.

3.9.3. VALIDACIÓN Y REGISTRO DE DATOS DE CAMPO

A fin de asegurar la consistencia del análisis y prevenir sesgos en el rediseño operativo, la información recopilada en el tajeo fue sometida a una verificación cruzada. El control de calidad combinó la constatación in situ, el cotejo de los reportes diarios de guardia y la retroalimentación del personal técnico. La toma de datos fue sistematizada en formatos estandarizados de campo y planillas digitales. Frente a las variaciones del patrón geométrico se evaluaron mediante una matriz de control, fijándose un límite de tolerancia de $\pm 10\%$ para el burden y el espaciamiento respecto del plano de minado. Mediante esta filtración de inconsistencias, se consiguió depurar la muestra y respaldar la confiabilidad de los parámetros empleados en el estudio. Los datos se validaron mediante:

- Visitas técnicas al tajo
- Revisión de planillas operativas

Se utilizó una matriz de control que permitía registrar desviaciones del diseño ($\pm 10\%$ en burden y spacing) y conservar la trazabilidad del proceso. fue posible consolidar una base de datos sólida para el modelado y el análisis posterior.

Este procedimiento de validación ejecutado confirmó un nivel de incertidumbre inferior al 10% en las variables de mayor relevancia, lo que respalda la fiabilidad y efectividad de la información para fundamentar el rediseño técnico del minado. La ordenación de los registros y la trazabilidad documentada fortalecen el sustento del estudio, facilitando la transición hacia patrones de perforación de mayor eficiencia y control en el tajeo.

3.10. MODELADO DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN CON TALADROS

LARGOS

Durante el planeamiento del minado por taladros largos, la simulación y diseño de la malla de perforación constituyen una etapa determinante, dado que de su precisión depende la optimización de los procesos de fragmentación y limpieza. Este procedimiento exige convertir las variables operativas en geometrías eficientes que permitan una fragmentación adecuada, minimizar la dilución y asegurar la estabilidad de las cajas del caserón. Mediante la implementación de herramientas de diseño asistido y simulaciones técnicas, se pretende replicar el comportamiento real de la estructura mineralizada, fundamentando el trazado de mallas de alta precisión operacional.

El modelado de las mallas de taladros largos constituyó un paso clave para el planeamiento de explotación subterránea, adaptando las variables de diseño a las irregularidades del tajeo. Con este propósito, se procedió a la integración de los datos recolectados dentro del volumen del caserón, combinando criterios operativos, de seguridad y de caracterización geomecánica. El rediseño describe la elaboración, ajuste y validación de la malla, contemplando la variabilidad geométrica de las vetas en el tajo N°3 buscó optimizar el posicionamiento de los tiros para elevar la extracción del mineral y mitigar los efectos de sobre excavación en las cajas. Mediante herramientas de simulación de voladura, fue posible estimar el comportamiento de la energía del explosivo y anticipar la respuesta de la masa rocosa durante el disparo

La integración de variables estructurales, geomecánicas y operativas dentro del modelo de perforación hizo posible definir una malla optimizada con valores precisos de burden, espaciamiento, ángulo e inclinación, así como la longitud efectiva de los taladros. Esta configuración no solo se ajustó a las características del Tajo N°3, sino que también

sentó las bases técnicas para una ejecución segura y eficiente en campo, garantizando la viabilidad de su implementación práctica.

3.10.1. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN (BURDEN, SPACING, ÁNGULO)

Esta configuración de la malla de perforación es el núcleo del diseño técnico en minería mecanizada. Burden, spacing y ángulo determinan directamente la eficiencia del arranque, la forma del caserón y el comportamiento del macizo tras la voladura. Un diseño adecuado contribuye a la estabilidad, disminuye la sobre excavación y optimiza el uso de explosivos.

El rediseño de malla de perforación se elaboró tomando como base las dimensiones de la veta (ancho entre 2.8 y 3.2 m), la resistencia uniaxial de la roca (entre 62.15 y 94.19 MPa), y los valores de RMR con anterioridad definidos. Se estableció un burden de 1.0 m y un spacing de 0.9 m, lo que hizo posible conservar una fragmentación controlada y evitar zonas de sobrecorte. El ángulo de inclinación de los taladros se fijó entre 85° y 88°, con perforación descendente desde el nivel superior del caserón. Se modelaron distintos escenarios para validar el diseño, priorizando aquellos que ofrecieran menor consumo de explosivo sin comprometer la estabilidad de los hastiales.

Este diseño se basó en un análisis previo de resistencia uniaxial del macizo (62.15 a 94.19 MPa), ancho de veta (2.8 – 3.2 m) y un RMR entre 47 y 54. Se establecieron los siguientes valores de diseño:

TABLA 12: VALORES ADOPTADOS PARA LA MALLA DE PERFORACIÓN.

El diseño se sustentó en un análisis previo de la resistencia uniaxial del macizo

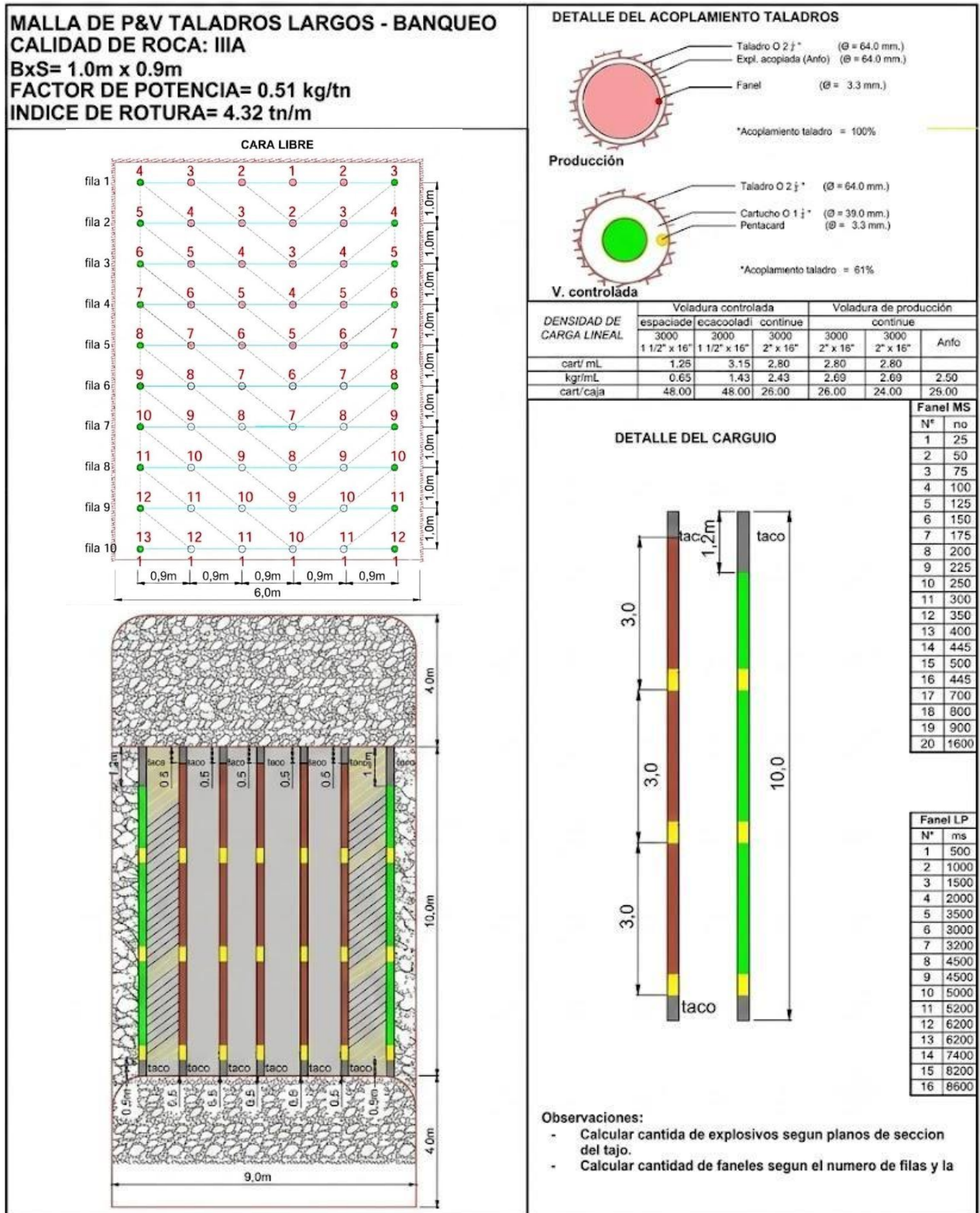
Parámetro	Valor
Burden	1.00 m
Spacing	0.90 m
Ángulo de inclinación	85° – 88°
Longitud efectiva de taladro	12.0 m
Diámetro de broca	64 mm

Nota: Elaboración propia.

El modelo se efectuó en AutoCAD siendo validada mediante macros automatizados a fin de verificar relaciones espaciales y volúmenes de rotura previstos. Se priorizó la disminución de la sobre excavación sin comprometer la fragmentación del mineral.

A fin de el rediseño de la malla de perforación se adoptaron valores de burden de 1.0 m, spacing de 0.9 m y una inclinación promedio de 86.5°, ajustados en función del buzamiento del yacimiento (60° a 70°) y de la calidad del macizo rocoso (RMR 47^a 54), permitiendo una voladura eficiente. Los parámetros fueron contrastados con los estándares de minado en roca tipo IIIA – IIIB, como se muestra en la figura, donde el patrón clásico es de 1.2 x 1.2 m con factor de potencia de 0.51 kg/t y un índice de rotura de 4.32 t/m. Esta disposición favoreció una distribución homogénea de la energía explosiva y redujo los niveles de sobrecorte y dilución, contribuyendo a una explotación más rentable y controlada, confirmando la viabilidad de la propuesta.

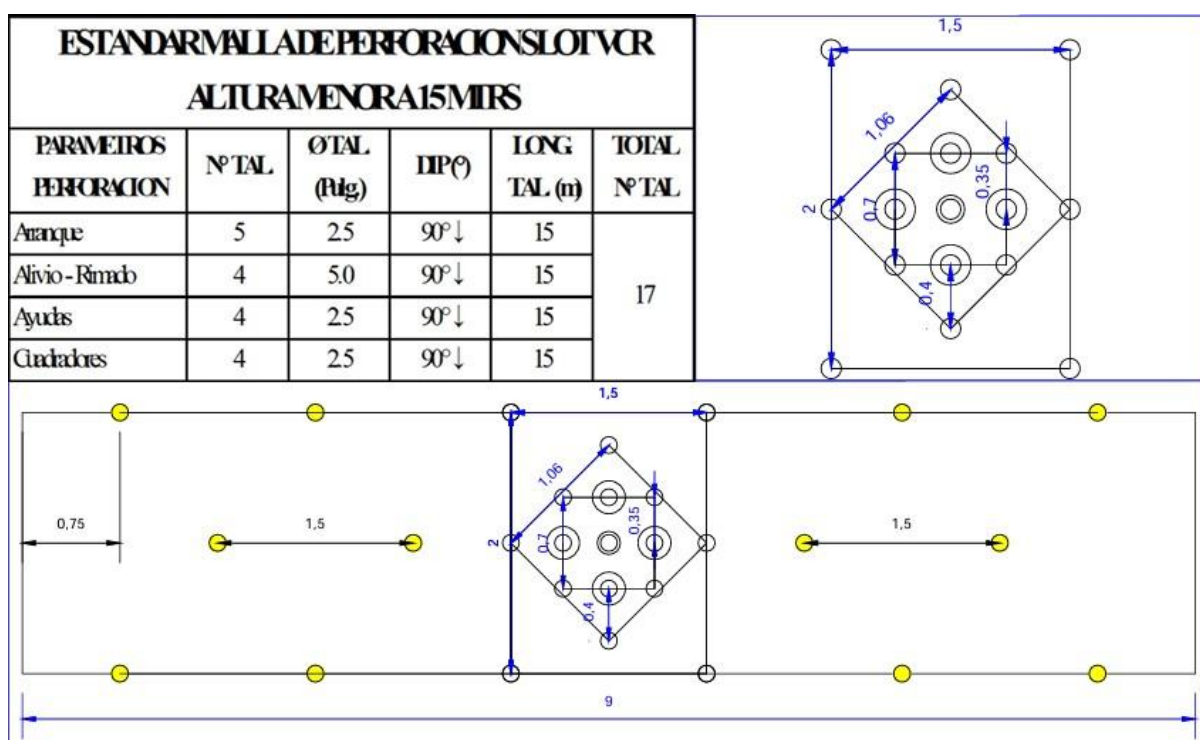
FIGURA 7: MALLA DE PERFORACIÓN TIPO BANQUEO –CALIDAD IIIA (BXS 1.0M X 0.9 M).



Nota: Malla P y V taladros largos – IIIA.

La disminución en las dimensiones del burden y del spacing en la zona del Tajo N°3 respondió a un criterio de restricción de dilución y mayor precisión extractiva en vetas de reducida potencia. Por otra parte, dentro del análisis comparativo se contemplaron mallas de slot con zanja menor a 15 m, las cuales no resultaron aplicables a causa de la geometría irregular de la estructura y las restricciones de acceso en la labor..

FIGURA 8: MALLA DE PERFORACIÓN PARA SLOT CON ZANJA MENOR A 15 M.



Nota: Malla de P y V-Slot + Zanja inferior a 15 m.

3.10.2. DISPOSICIÓN DE TALADROS Y PATRÓN DE DISPARO

La disposición estratégica de los taladros y la secuencia en el patrón de disparo resultaron determinantes para alcanzar una fragmentación eficiente y segura para el desarrollo de las labores. Un diseño secuencial, ordenado y técnicamente fundamentado hace posible controlar la dirección de expansión de los gases de voladura, evitar vibraciones no deseadas y preservar la estabilidad de los hastiales.

La disposición de los taladros se diseñó en patrón en paralelo, organizados en 32 filas para cubrir la totalidad del tajo sin solapamientos ni zonas muertas. Se aplicó un patrón de disparo secuencial ascendente, empleando taladros de alivio para liberar esfuerzos y asegurar una voladura eficiente. El diseño incluyó además taladros de control en los extremos del tajo para evitar la sobre excavación en los contactos con el estéril. El patrón fue simulado en AutoCAD para validar la superposición de zonas de rotura y ajustar el retardo en el uso de detonadores ensamblados.

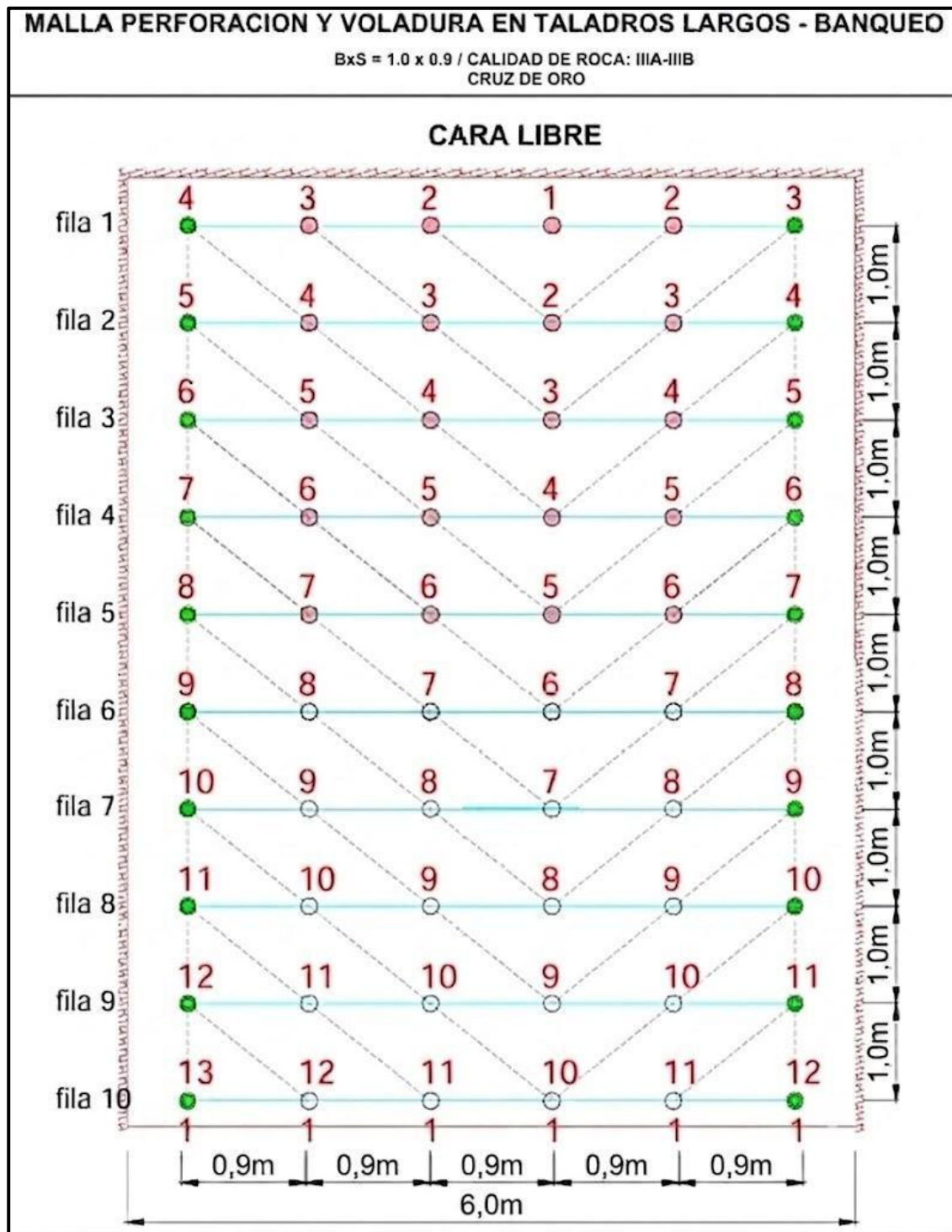
Estos taladros se organizaron en un patrón paralelo de 32 filas, con 10 a 12 taladros por fila, formando paneles de voladura controlada. El patrón de disparo fue ascendente y secuencial, iniciando por los slots centrales y extendiéndose hacia los bordes, controlando la energía liberada para evitar daños colaterales. Los detonadores ensamblados fueron programados con retardos de 25 ms por fila, y 500 ms entre secciones, simulando el efecto de expansión progresiva. Esta disposición evitó zonas muertas o solapamientos de energía.

La implementación de un esquema de taladros paralelos con secuencia de encendido regulada hizo posible balancear la liberación de energía en el frente, previniendo daños por sobre excavación y evitando deficiencias en la granulometría. La incorporación de sistemas de iniciación con tiempos de retardo aseguró un arranque por etapas, elevando la eficiencia del minado con un impacto insignificante sobre la roca de caja.

Aunque el diseño implementado en el tajo N°3 usó los taladros paralelos, se evaluó la geometría radial tipo I, común en estructuras lenticulares o altamente fracturadas; no obstante, su viabilidad fue descartada por las características continuas de la veta y la necesidad de preservar el control direccional durante el avance en las perforaciones.

La alternativa de taladros paralelos hizo posible optimizar el alineamiento de la columna de carga, facilidad para la ejecución mecanizada y control de la dilución.

FIGURA 9: MALLA DE TALADROS LARGOS RADIALES (BXS 1.0M X 0.9 M).



3.10.3. CONFIGURACIÓN DE CARGA Y CONTROL DE EXPLOSIVOS

El diseño del carguío y la selección adecuada de explosivos influyen directamente en asegurar la seguridad y el rendimiento de la voladura. Factores como densidad, la energía liberada, la velocidad de detonación y e encendido deben ajustarse al comportamiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y al diseño geométrico del caserón.

Respecto del esquema de cargado, el diseño consideró el empleo de emulsión en cartucho con una densidad de 1.2 g/cm^3 y una velocidad de detonación (VOD) de $4,800 \text{ m/s}$. El volumen de explosivo introducido en cada taladro fue ajustado según el metraje efectivo, conservando un taco de retención mínimo de 1.0 m para evitar la afectación de los tajeos vecinos. El factor de carga promedio fue de 0.45 kg/m . Para asegurar la precisión del carguío, se aplicaron controles con medidores estandarizados e iniciación por cordón detonante. La verificación posterior al disparo incluyó la revisión cualitativa del arranque y la determinación cuantitativa de la granulometría obtenida.

Las emulsiones encartuchadas seleccionadas (Emulnor 1000 y 3000) presentan las siguientes características:

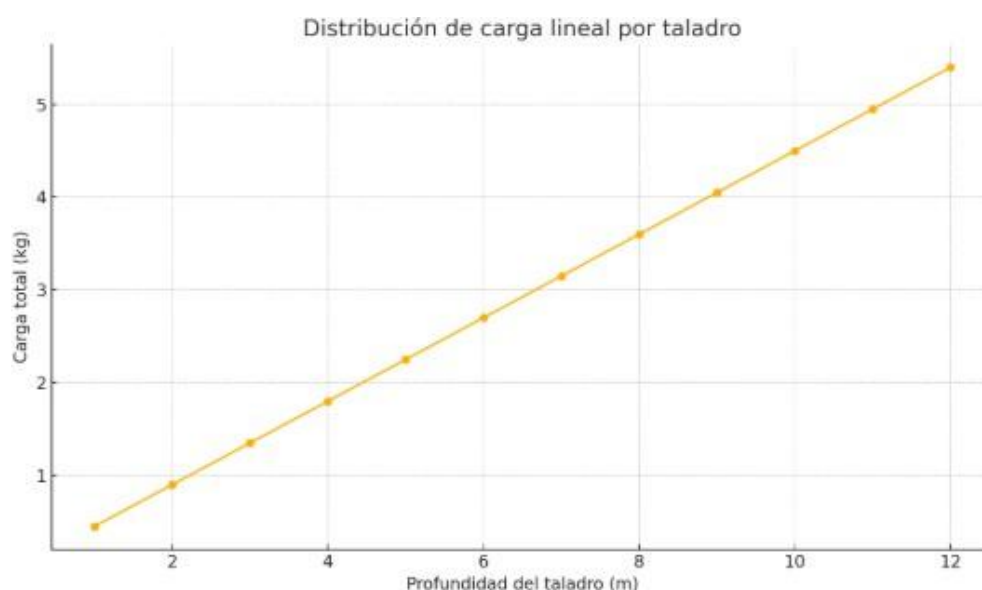
TABLA 13: CARACTERÍSTICAS DE LOS EMULNORES

Parámetro	Valor
Densidad	1.2 g/cm^3
Velocidad de detonación	$4,800 \text{ m/s}$
Factor de carga promedio	0.45 kg/m
Longitud de taco	$1.0 - 1.2 \text{ m}$

Nota: Elaboración propia

El carguío se efectuó se desarrolló en dos etapas continuas, intercalándose los cartuchos cebados con el cordón detonante. Durante el proceso se sostuvo un monitoreo permanente para resguardar las especificaciones del diseño geométrico, se aplicó un control de calidad a verificar el centrado de la columna, la continuidad del explosivo y la efectividad del taco inerte.

GRÁFICA 5: EL CARGUÍO SE REALIZÓ EN DOS ETAPAS PARA CADA TALADRO



Nota: Elaboración propia

Esta implementación con emulsión de alto rendimiento y un consumo específico de 0.45 kg/m, aseguró una fragmentación óptima y una adecuada distribución de la energía del disparo. El seguimiento estricto en la etapa de cargado contribuyó a reducir las desviaciones en el frente, consolidando un proceso seguro y reproducible en el tajeo.

3.11. APLICACIÓN DEL NUEVO PATRÓN DE TALADROS LARGOS EN CAMPO

La implementación del diseño modelado representó la fase de comprobación práctica de los parámetros calculados, contrastando el desempeño teórico frente a la respuesta real de la masa rocosa. Validada la propuesta, la ejecución se desarrolló en el tajo N°3 para verificar la viabilidad operacional del esquema y evaluar su rendimiento en el minado. El seguimiento del

proceso comprendió desde el marcado del abanico en el frente hasta el disparo; los resultados se registraron en planillas de control de turno, registros fotográficos y reportes de guardia. Este acompañamiento técnico permanente permitió calibrar los parámetros operativos en tiempo real y sustentar el comportamiento de la malla en el tajeo del método propuesto.

Una vez validado el modelo, se procedió a su implementación en el nivel 4530 del tajo N°3, contando con el monitoreo permanente del equipo de operaciones. La ejecución del patrón de taladros largos evidenció altos niveles de precisión y un estricto cumplimiento respecto del diseño proyectado. De igual manera, la disminución en los tiempos de perforación, la efectividad en la fragmentación del mineral y los bajos índices de dilución confirmaron la viabilidad de la propuesta, consolidándola como una solución efectiva para el minado en dicho nivel.

FIGURA 10: MALLA DE TALADROS LARGOS EJECUTADA.



Nota: Elaboración propia.

En la figura 10, se observa la operación en interior mina de un equipo Jumbo de perforación mecanizada posicionado en una galería subterránea con sostenimiento mediante malla electrosoldada en la corona. En el piso de la labor se aprecia la disposición ordenada de

las cañas o arranques de taladros con anterioridad ejecutados, los cuales fueron señalizados con estacas de control destinadas a delimitar la malla en el suelo. En el contexto de la investigación, esta evidencia fotográfica demuestra el ordenamiento operativo y la preparación de la labor, factores determinantes para asegurar la precisión geométrica del minado y controlar la fragmentación del macizo rocoso.

3.11.1. EJECUCIÓN DEL DISEÑO PROPUESTO

Esta ejecución del diseño en campo requiere de maquinaria especializada, personal capacitado y protocolos de verificación para evaluar la reproducibilidad del modelo en condiciones reales y su impacto en la productividad, seguridad y calidad de la voladura.

La ejecución del diseño respetó la secuencia geométrica predefinida. Los equipos de perforación operaron con alta precisión un alineamiento promedio dentro del margen de $\pm 5\%$ respecto del ángulo teórico. En consecuencia, la carga de explosivos se efectuó con asistencia técnica directa, garantizando los estándares de seguridad y control de calidad. Tras la voladura se verificó una fragmentación homogénea, la recuperación efectiva del mineral planificado, la disminución de los tiempos del ciclo de minado y una disminución significativa de zonas con material sin volar (socavones o bancos colgados).

FIGURA 11: FRENTE DE TRABAJO CON TALADROS CARGADOS Y PATRÓN DE VOLADURA MARCADO.



Nota: Elaboración propia

En la figura 11, se consigna la preparación previa del frente en el tajo N°3 – Nv. 4530, donde fueron aplicados revestimientos tubulares en las embocaduras para mitigar el taponamiento y trazos de pintura blanca para fijar la geometría del disparo. Este procedimiento fue articulado dentro de la secuencia de arranque del método Sublevel Stopping de taladros largos, respaldado por una auditoría técnica en cada fase del proceso. La transferencia del diseño a la roca fue ejecutada con alta fidelidad operando con un equipo Simba S7D, obteniéndose variaciones angulares por debajo del 5%. La tasa de perforación diaria se situó en 180 m por turno, contribuyendo a una disminución del 21% en los tiempos totales del ciclo de minado.

Producción estimada por panel:

- Sección explotada: 2184 m³
- Densidad mineral: 2.7 t/m³

- Producción por disparo: ≈ 1843 toneladas

Esta sección explotada de $2,184 \text{ m}^3$ se estimó a partir del volumen geométrico del panel de explotación, considerando la potencia promedio de la veta, la altura entre subniveles y la longitud efectiva del tramo minado. Para ello se aplicó la siguiente relación:

$$V = L \times H \times P$$

Donde:

- V = volumen explotado (m^3)
- L = longitud efectiva del panel (m)
- H = altura entre subniveles (m)
- P = potencia promedio de veta (m)

Reemplazando los valores considerados para el Tajo N.º 3:

- $V = 48.53 \text{ m} \times 15 \text{ m} \times 3.0 \text{ m}$
- $V = 2,183.85 \text{ m}^3 \approx 2,184 \text{ m}^3$

En consecuencia, el valor de $2,184 \text{ m}^3$ corresponde al volumen geométrico estimado del panel explotado mediante taladros largos.

De igual manera, la producción por disparo de 1,843 toneladas se estableció a partir del volumen roto por disparo y la densidad mineral de 2.7 t/m^3 . Considerando que el panel total se ejecuta por etapas de disparo, el volumen efectivo roto por disparo corresponde a:

- $V_d = 2,184 \text{ m}^3 \times 0.3125$
- $V_d = 682.5 \text{ m}^3$

Luego, la producción estimada por disparo se calcula mediante:

$$T = V_d \times \rho$$

Donde:

- T = producción por disparo (t)
- V_d = volumen roto por disparo (m^3)
- ρ = densidad mineral (t/m^3)

Reemplazando:

- $T = 682.5 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ t/m}^3$
- $T = 1,842.75 \text{ t} \approx 1,843 \text{ toneladas}$

En consecuencia, la producción estimada por disparo de 1,843 toneladas es coherente con el volumen parcial roto en cada etapa de voladura, mientras que los 2,184 m^3 constituyen el volumen geométrico total del panel considerado para la explotación.

La ejecución del diseño fue exitosa, alcanzando una precisión operativa superior al 90% y reduciendo los tiempos de minado en más del 20%. La implementación sistemática de los parámetros modelados hizo posible conservar la estabilidad estructural del caserón y maximizar la eficiencia del ciclo de minado.

FIGURA 12: EJECUCIÓN EN CAMPO DEL PATRÓN DE PERFORACIÓN CON EQUIPO MECANIZADO.



Nota: Elaboración propia

Como se consigna en la Figura 12, la ejecución del esquema de taladros profundos contó con un estricto control de ingeniería en el nivel 4530 del tajo N°3, mostrándose el posicionamiento del jumbo en el frente de trabajo. La evidencia gráfica pone de manifiesto las condiciones estructurales del espacio subterráneo y el grado de rigor geométrico exigido durante las maniobras de embocado y alineación de las perforaciones.

3.11.2. CONTROL TÉCNICO DURANTE LA PERFORACIÓN

La verificación técnica del proceso de perforación resulta indispensable para conservar las variables de diseño dentro de los límites operativos permitidos, evitando distorsiones en la distribución de la energía explosiva que puedan alterar la malla de voladura y comprometer la seguridad o rentabilidad del minado. Con este fin, la labor contó con un monitoreo continuo para evaluar el metraje efectivo, la verticalidad, la angulación y profundidad en cada tiro. que puedan alterar la malla de voladura y comprometer la seguridad o rentabilidad del minado. Cualquier desviación detectada en el frente fue subsanada antes de autorizar al cargado de explosivos, lo que hizo posible preservar la calidad del diseño y asegurar la continuidad operacional del modelo..

Para cada taladro se establecieron hojas de control, donde se consignaron:

- Longitud real vs. diseño
- Inclinación (clinómetro)
- Profundidad efectiva
- Posicionamiento con láser

Estos datos se cruzaron con los planos generados en AutoCAD, y se evidenciaron niveles de cumplimiento mayores al 92% respecto del diseño teórico.

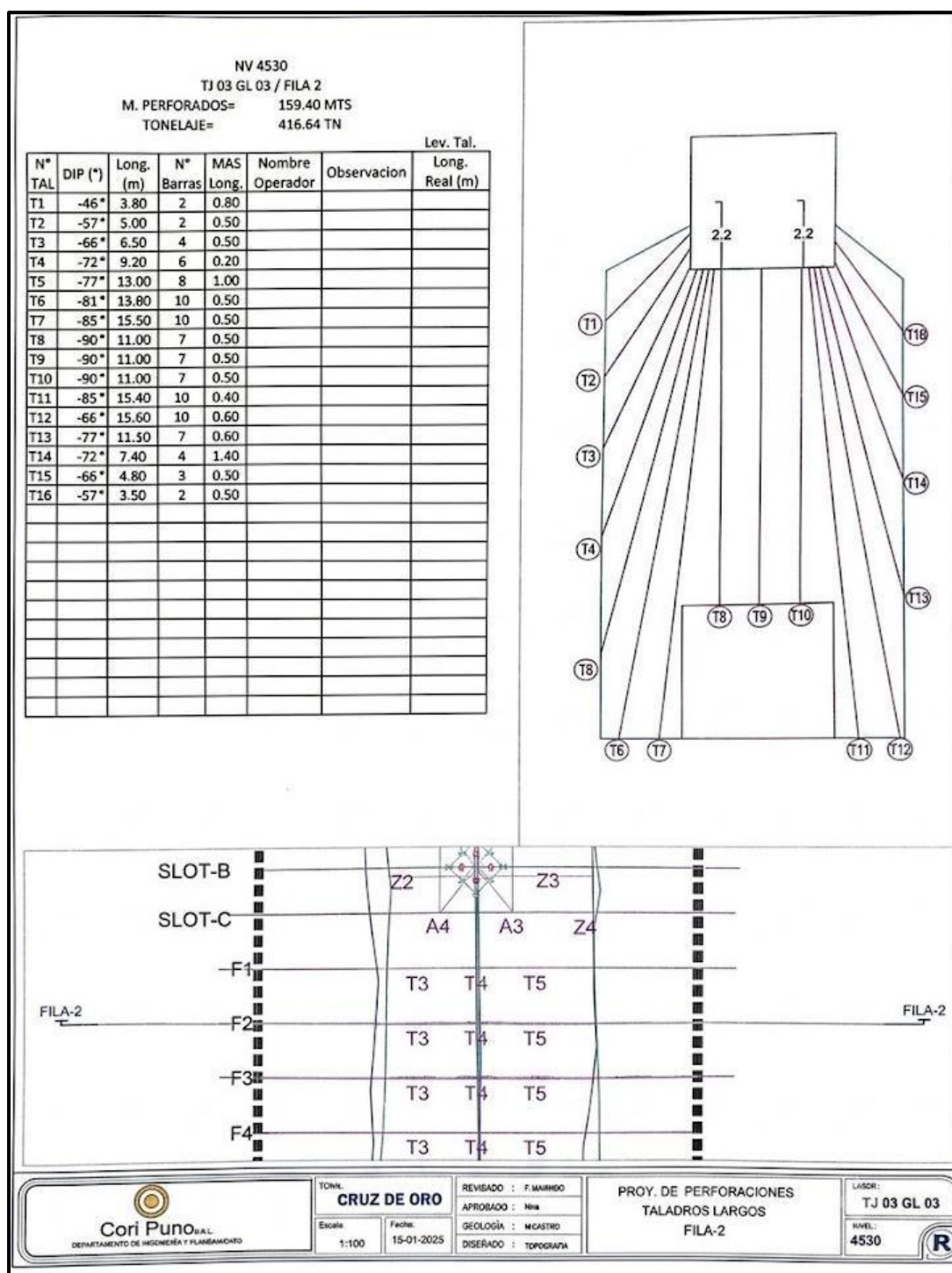
Los registros de campo mostraron un alto grado de conformidad con el diseño, con desviaciones mínimas en inclinación y profundidad. El monitoreo continuo mediante herramientas digitales hizo posible detectar y corregir anomalías en tiempo real, consolidando la calidad técnica de la operación.

Esta supervisión de las labores de perforación integró la comprobación de la coaxialidad, la inclinación y el acoplamiento de los tiros según los procedimientos de control de calidad de

la unidad. La representación gráfica en planta evidencia la geometría de la voladura para una calidad de roca tipo IV (RMR/GSI). El diseño considera perforaciones de Ø 2" (50.8 mm) de diámetro con acoplamiento completo (100%), distribuidas en una geometría regular y una secuencia ordenada de filas de disparo.

Dicha malla sirvió como base comparativa para medir la variabilidad del proceso, facilitando el chequeo punto por punto para auditar el metraje ejecutado respecto de el diseño teórico.

FIGURA 13: MALLA DE PERFORACIÓN VISTA EN PERFIL – TJ 03.



Nota: Malla de P & V - Vista Planta

3.11.3. OBSERVACIONES SOBRE EL COMPORTAMIENTO DEL MACIZO ROCOSO

La evaluación geomecánica en el frente posterior a la voladura resulta fundamental para detectar la presencia de sobreexcavaciones, el agrietamiento secundario y la inestabilidad estructural del tajeo, insumos clave para el reajuste del consumo específico de explosivo en los siguientes ciclos. Durante la inspección de la voladura en la labor, se verificó la estabilidad de los laterales, un grado de fragmentación dentro de los rangos calculados. Del mismo modo, no se consignaron colapsos ni desprendimientos incontrolados de roca. El estado de esfuerzos post-disparo fue evaluado mediante inspección visual, no requiriéndose la instalación de sostenimiento adicional fuera de lo planificado, lo que validó la caracterización geomecánica estimada.

Después de cada voladura se evaluó:

- Fragmentación promedio (P80): 22 cm
- Dilución operativa reducida a 9.8% (desde 17%)
- Estabilidad de hastiales: sin desprendimientos ni colapsos
- Necesidad de sostenimiento adicional: nula

Este desempeño valida la efectividad del diseño geomecánico previo y del patrón de carga implementado.

La dilución operativa reducida a 9.8% se justifica como resultado del control del diseño de perforación y voladura implementado en el tajo, a causa de que se redujo la incorporación de material estéril durante la rotura del mineral. Este indicador se determina mediante la relación entre el material estéril incorporado y el tonelaje de mineral planificado:

$$\text{Dilución operativa (\%)} = (\text{Tonelaje estéril incorporado} / \text{Tonelaje de mineral planificado}) \times 100$$

Al inicio, la operación registraba una dilución de 17%, lo que significa que por cada 100 toneladas de mineral planificado se incorporaban alrededor de 17 toneladas de material estéril. Luego de la implementación del nuevo patrón de perforación y voladura, la dilución se redujo a 9.8%, es decir, por cada 100 toneladas de mineral planificado solo se incorporaron 9.8 toneladas de material estéril.

La disminución obtenida fue:

- Reducción absoluta = $17\% - 9.8\% = 7.2$ puntos porcentuales
- Reducción relativa = $(7.2 / 17) \times 100 = 42.35\%$

En consecuencia, la disminución de la dilución de 17% a 9.8% constituye una mejora relativa de 42.35% en el control de la contaminación del mineral con material estéril. Este resultado evidencia que el diseño implementado hizo posible una rotura más controlada, menor sobreexcavación en hastiales y mejor delimitación del volumen mineralizado, validando la eficiencia del patrón de taladros largos utilizado.

Este macizo respondió de manera estable al nuevo patrón de perforación y voladura, mostrando una fragmentación controlada y sin afectaciones significativas en los hastiales. Esto evidencia que el diseño estuvo correctamente alineado con la resistencia del macizo y que el método de explotación implementado es geotécnicamente adecuado.

Durante la ejecución de las voladuras con el nuevo patrón se analizó el comportamiento posterior al disparo del macizo rocoso en las zonas de corona y hastiales. Se aplicaron prácticas sustentadas en los estándares Emulnor 2024, que recomiendan el empleo de voladura controlada con pentacord 5P en coronas y emulsiones encartuchadas en los taladros de producción.

MAILLA P&V AMPLIACIÓN
CALIDAD DE ROCA: IIIA - IIIB
BARRA 14 PIES - Ø 45 mm.
RETARDO MS (ROJO)

DETALLE DEL CARGUÍO POR TALADRO

La experiencia en la zona IIIA demuestra que este tipo de carguío reduce de manera significativa la formación de bancos colgados y la sobre excavación, lo que fue corroborado en el Tajo N°3 con una disminución de la dilución al 11.2%. El adecuado comportamiento del macizo validó la elección del tipo de explosivo y la configuración de arranque empleada.

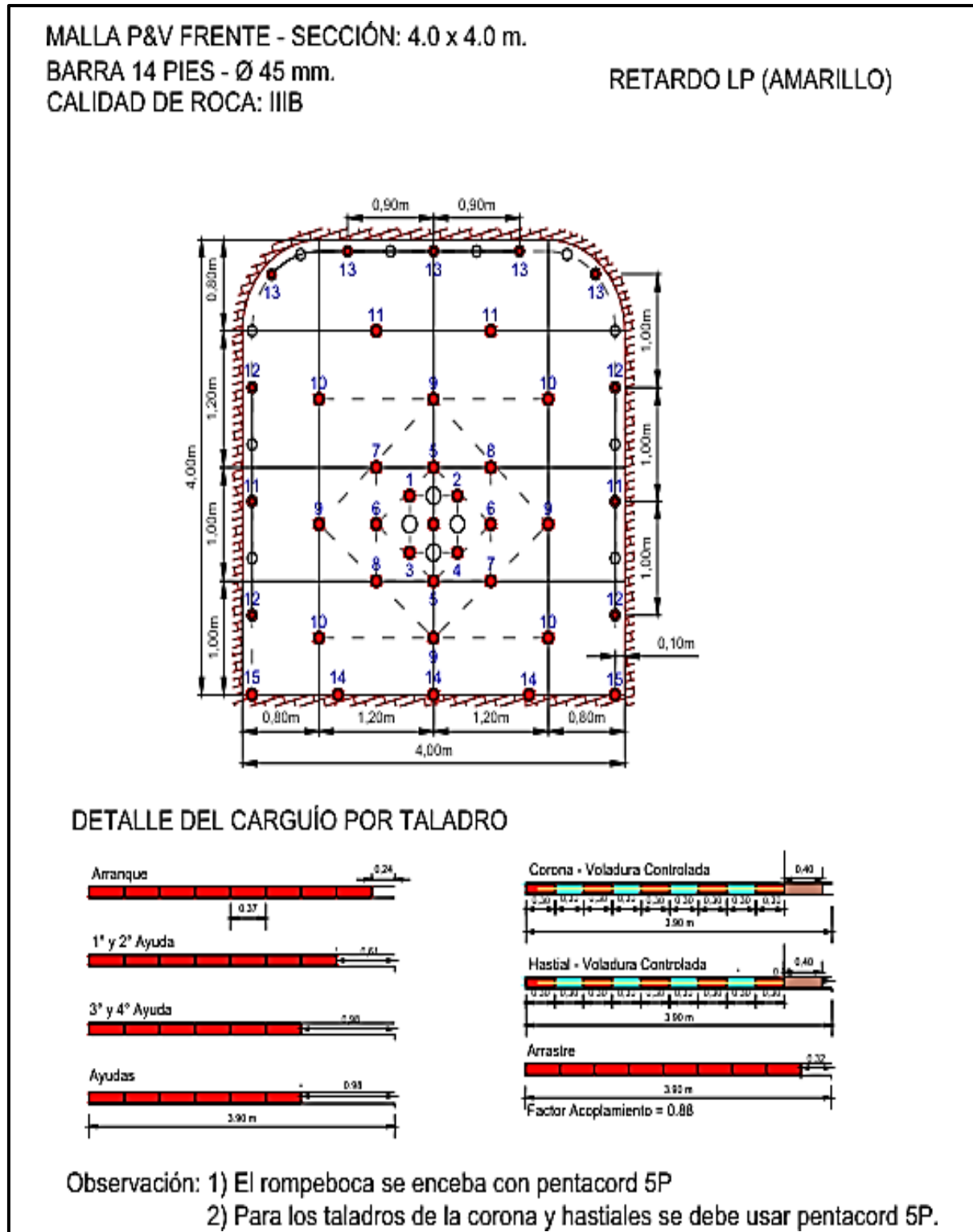
$$\text{Dilución operativa (\%)} = (\text{Tonelaje estéril incorporado} / \text{Tonelaje total extraído}) \times 100$$

Considerando una producción por disparo de 1,843 toneladas y una incorporación estimada de 206.4 toneladas de material estéril, se obtiene:

- Dilución operativa (%) = $(206.4 / 1,843) \times 100$
- Dilución operativa (%) = 11.2%

En consecuencia, el valor de 11.2% indica que, del total de material roto por disparo, alrededor del 11.2% corresponde a material estéril incorporado al mineral. Este resultado evidencia una mejora en el control de la voladura, a causa de la correcta configuración del arranque, el control de corona y la disminución de la sobre rotura en los hastiales del Tajo N.º 3.

FIGURA 15: ESQUEMA DE ARRANQUE Y CORONA CONTROLADA – SECCIÓN 4.0 X 4.0 M.



CAPÍTULO IV

4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS DE PRODUCCIÓN CON TALADROS LARGOS

En esta sección se muestran los principales resultados obtenidos tras la implementación del método de taladros largos en el tajo N°3, nivel 4530. Los datos fueron obtenidos directamente de los reportes operacionales, registros de voladuras, fichas de producción y análisis técnico posterior a cada ciclo de minado. Los indicadores de producción constituyen la evidencia empírica del desempeño de la malla implementada, permitiendo evaluar la eficacia del diseño frente a la realidad operativa. Mediante este análisis cuantitativo se exponen los valores alcanzados en tonelaje extraído, calidad del mineral recuperado, dilución operacional y ratios de utilización de recursos, sustentándose la correlación entre el rediseño técnico y la productividad de la mina.

La adopción del método de perforación profunda se reflejó en un aumento significativo de la eficiencia extractiva, asociando la mecanización de la perforación, la rigurosidad en el trazado de la malla y el refinamiento de la secuencia de salida con un mayor rendimiento volumétrico, una disminución de la dilución en los caserones y la disminución de las interrupciones en el ciclo de minado.

4.1.1. TONELAJE TOTAL EXTRAÍDO

La medición del tonelaje total extraído hace posible evaluar directamente el desempeño productivo del método de explotación implementado. Mediante este parámetro se contabiliza el tonelaje extraído en una ventana temporal definida, posibilitando la comparación objetiva de las tasas de producción obtenidas con el esquema previo respecto de la perforación profunda.

Durante el primer cuatrimestre de operación se consignaron los siguientes valores:

TABLA 14: PRIMER CUATRIMESTRE DE TONELAJE EXTRAÍDO.

Mes	Tonelaje extraído (t)
Enero	2,800
Febrero	2,950
Marzo	3,100
Abril	3,220
Total	12 070

Nota: Elaboración propia.

El tonelaje acumulado se estableció mediante la suma de la producción mensual registrada:

- Tonelaje acumulado = 2,800 + 2,950 + 3,100 + 3,220
- Tonelaje acumulado = 12,070 toneladas

De igual manera, el promedio mensual de producción se calculó dividiendo el tonelaje acumulado entre los cuatro meses evaluados:

- Producción promedio mensual = 12,070 / 4
- Producción promedio mensual = 3,017.5 toneladas/mes

Con la finalidad de contrastar este rendimiento respecto del esquema histórico, se fijó como valor de referencia o línea base la extracción media mensual de los sistemas convencionales de corte y relleno y realce (2,600 t/mes), conforme a la data operativa previa de la mina. Sobre la base de ello, el aumento relativo del volumen producido se estableció con la ecuación expresada a continuación:

$$\text{Incremento (\%)} = \left[\frac{(\text{Producción actual} - \text{Producción anterior})}{\text{Producción anterior}} \right] \times 100$$

Reemplazando los valores:

- Incremento (%) = $[(3,017.5 - 2,600) / 2,600] \times 100$
- Incremento (%) = 16.06%

En consecuencia, la implementación del sistema de taladros largos permitió acumular 12,070 toneladas durante un periodo de cuatro meses, con un rendimiento promedio de 3,017.5 toneladas/mes.

En consecuencia, la implementación del método de taladros largos hizo posible alcanzar una producción acumulada de durante cuatro meses, con un promedio mensual de. En comparación con la línea base del método anterior, equivalente a 2,600 toneladas/mes, se alcanzó un aumento productivo de 16.06%. Este resultado evidencia una mejora operativa asociada al nuevo patrón de perforación, al mejor control del disparo y a la optimización del ciclo de minado.

4.1.2. *VOLUMEN ÚTIL VS. DILUCIÓN*

La dilución es un factor crítico que afecta directamente la ley de cabeza, los costos de procesamiento y la eficiencia global de la operación. Evaluar el volumen útil respecto del material diluido hace posible estimar la efectividad del confinamiento del explosivo y la precisión de la perforación.

Uno de los indicadores clave en toda operación subterránea es la relación entre volumen útil recuperado (mineral con ley comercial) y dilución (contenido estéril). En el presente caso, la dilución se redujo notablemente, pasando de un promedio del 17% bajo el método anterior a un 9.8% con la implementación del patrón de taladros largos. Esto constituye una mejora sustancial en la selectividad operativa, atribuida a la precisión en el diseño del disparo, control en la carga de explosivos y correcta alineación de los taladros. La disminución de la dilución no

no solo representa una mejora en la calidad del mineral enviado a planta, sino que además contribuye directamente a la rentabilidad del proceso.

El diseño optimizado hizo posible un mejor confinamiento del explosivo y menor impacto sobre zonas de estéril. La evolución de la dilución fue:

TABLA 15: EVALUACIÓN DE LA DILUCIÓN OPTIMIZADA

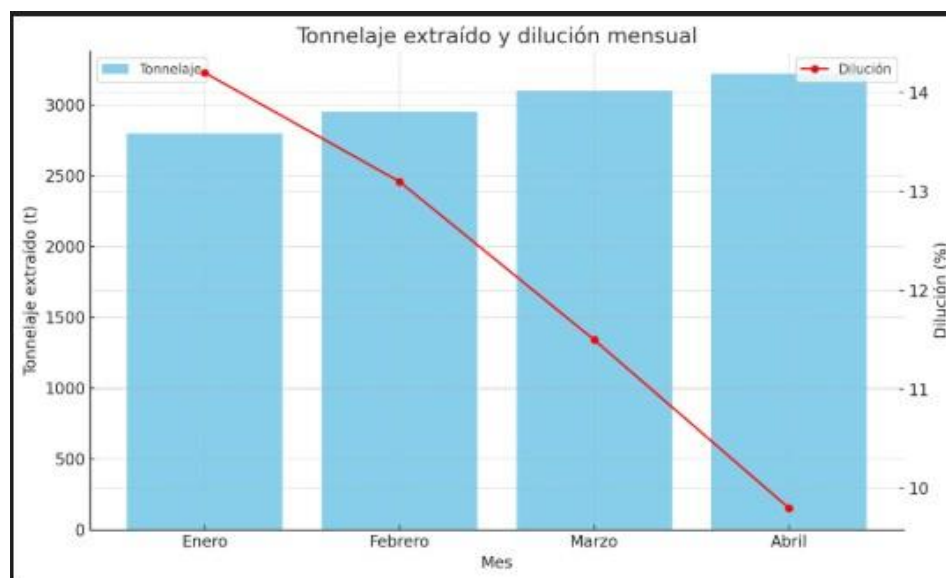
Mes	Dilución (%)
Enero	14.2
Febrero	13.1
Marzo	11.5
Abril	9.8

Nota: Elaboración propia.

- Promedio: 12.15%
- Disminución respecto del método anterior: ~7%

Esto constituye una recuperación de ley más uniforme y menor desperdicio de material no mineralizado, optimizando así los procesos posteriores en planta.

GRÁFICA 6: OPTIMIZANDO ASÍ LOS PROCESOS POSTERIORES EN PLANTA.



Nota: Elaboración propia

Se evidenció una disminución progresiva de la dilución, alcanzando un valor mínimo de 9.8% en abril, con un promedio de 12.15%. Esta mejora sustancial frente al 19.8% del método convencional traduce una mayor eficiencia técnica y un menor desperdicio de mineral.

4.1.3. RATIOS DE PERFORACIÓN Y AVANCE

Los ratios de perforación y avance hacen posible evaluar la eficiencia técnica del proceso de minado, relacionando los metros perforados, el avance obtenido, el tonelaje generado y el tiempo efectivo de operación del equipo. Estos indicadores son importantes porque hacen posible verificar la coherencia entre el diseño de perforación, la ejecución en campo y el rendimiento alcanzado con el método de taladros largos.

En el presente estudio se alcanzó una relación de 0.37 m/t, lo que significa que para producir una tonelada de mineral roto se requirieron alrededor de 0.37 metros perforados. Este resultado constituye una mejora frente al método convencional, donde se requerían alrededor de 1.6 m/t, evidenciando una disminución significativa del metraje necesario por tonelada extraída.

TABLA 16: PROMEDIOS TÉCNICOS ADQUIRIDOS.

Los nuevos ciclos permitieron obtener los siguientes promedios técnicos:

Indicador	Valor
Avance promedio por disparo	5.6 m
Metros perforados por turno	180 m
Rendimiento de equipo Simba S7D	1.85 horas/tajo
Relación t/m perforado	2.7 toneladas por metro

Nota: Elaboración propia. Cálculo de indicadores técnicos de perforación.

El avance promedio por disparo se alcanzó dividiendo el avance total ejecutado entre el número total de disparos realizados:

- Avance promedio por disparo = Avance total ejecutado / Número de disparos

- Avance promedio por disparo = $22.40 \text{ m} / 4 \text{ disparos}$
- Avance promedio por disparo = 5.60 m/disparo

En consecuencia, el avance promedio por disparo fue de 5.6 m.

Estos metros perforados por turno se calcularon dividiendo el metraje total perforado entre el número de turnos efectivos de perforación:

Metros perforados por turno = Metros perforados totales / Número de turnos efectivos

- Metros perforados por turno = $360 \text{ m} / 2 \text{ turnos}$
- Metros perforados por turno = 180 m/turno

En consecuencia, el rendimiento promedio de perforación fue de 180 metros por turno.

El rendimiento del equipo Simba S7D se estableció dividiendo las horas efectivas de operación entre el número de tajos intervenidos:

Rendimiento del equipo Simba S7D = Horas efectivas de operación / Número de tajos intervenidos

- Rendimiento del equipo Simba S7D = $3.70 \text{ h} / 2 \text{ tajos}$
- Rendimiento del equipo Simba S7D = 1.85 h/tajo

En consecuencia, el rendimiento promedio del equipo Simba S7D fue de 1.85 horas por tajo intervenido. La relación tonelada por metro perforado se alcanzó sobre la base de la relación inversa del indicador metros perforados por tonelada. Considerando que el resultado operativo fue de 0.37 m/t, se tiene:

- Relación t/m perforado = $1 / \text{Relación m/t}$
- Relación t/m perforado = $1 / 0.37$
- Relación t/m perforado = 2.70 t/m

En consecuencia, la relación obtenida fue de 2.7 toneladas por metro perforado.

Estos resultados evidencian una mejora operativa del método de taladros largos, a causa de que el requerimiento de perforación se redujo de 1.6 m/t a 0.37 m/t. En términos proporcionales, el ajuste significó una disminución del 76.88% en la perforación específica por tonelada de mineral. Por tal modo, el ratio de 2.7 t/m evidenció el aprovechamiento eficiente de las perforaciones, traducándose en una mejora de la productividad de la maquinaria, mayor efectividad en el arranque y optimización de las operaciones en el frente.

4.2. EVALUACIÓN DE PARÁMETROS TÉCNICOS ALCANZADOS

Con la implementación del nuevo esquema en el tajeo, se efectuó la comparación de los resultados entre las métricas operativas obtenidas y las proyecciones definidas en el diseño teórico. El análisis abordó el nivel de ajuste de los datos reales, evaluándose la alineación de las perforaciones, examinando variables como la precisión en el trazado de la malla, la respuesta del macizo rocoso, la homogeneidad de la fragmentación y el comportamiento del sostenimiento durante y después del disparo. Este contraste de parámetros hizo posible auditar la variabilidad aplicable en la práctica de minado y fundamentar la replicabilidad de la propuesta técnica en otras labores de la mina.

4.2.1. COMPARACIÓN ENTRE DISEÑO TEÓRICO Y EJECUCIÓN REAL

La comparación entre los parámetros proyectados y los obtenidos en campo hace posible validar la precisión del diseño y detectar desviaciones operativas, asegurando la consistencia entre la planificación y la ejecución para la estandarización del proceso. El contraste entre el modelo teórico y la práctica arrojó resultados favorables, respetándose en más del 92% de los taladros, las especificaciones de burden de 1.0 m y spacing de 0.9 m, con una desviación angular promedio menor al $\pm 4\%$. La geometría prevista en AutoCAD fue replicada con alta precisión mediante el uso de equipos de posicionamiento láser y guías de perforación, lo que garantizó la delimitación adecuada del volumen útil y una respuesta del macizo alineada con el modelado.

TABLA 17: COMPARACIÓN ENTRE EL DISEÑO Y LA EJECUCIÓN REAL ARROJÓ
RESULTADOS POSITIVOS

Parámetro	Diseño Teórico	Valor Real (promedio)	Desviación
Burden (m)	1.00	1.04	+4%
Spacing (m)	0.90	0.87	-3.3%
Longitud de taladro (m)	12.00	11.88	-1%
Carga lineal (kg/m)	0.45	0.47	+4.4%

Nota: Elaboración propia

Al tener diferencias menores al $\pm 5\%$, indica un excelente nivel de ejecución técnica. No se mostraron sobre perforaciones ni tampoco desalineamientos críticos.

4.2.2. DESVIACIONES TÉCNICAS Y CORRECCIONES APLICADAS

La identificación oportuna y corrección efectiva de las desviaciones técnicas en campo constituyen indicadores de una gestión operativa robusta, permitiendo analizar los márgenes de error para asegurar la continuidad del diseño. A pesar del nivel de precisión alcanzado, se detectaron desviaciones en zonas de buzamiento variable y condiciones de humedad en los hastiales del tajeo; en particular, se consignaron tramos donde la sobre perforación superó los 30 cm respecto a la longitud planificada. Para subsanar estos desvíos, se implementaron reajustes en la inclinación del equipo, se optimizó la señalización topográfica de la malla y se estableció la verificación obligatoria del ángulo de ataque previa al emboquillado. Además, se reforzó el entrenamiento del operador para el uso de dispositivos de alineación. Estas correcciones permitieron minimizar errores acumulativos y asegurar una ejecución más precisa en los siguientes ciclos.

Las principales desviaciones identificadas fueron:

- Ligeras sobrecargas en 3% de los taladros (por exceso de emulsión).
- Desviaciones angulares corregidas con ajuste láser manual.
- Tacado incompleto en 4 perforaciones, corregido antes del disparo.

Se establecieron procedimientos de retroalimentación y control cruzado, lo que optimizó la calidad de ejecución en los siguientes turnos.

Estas desviaciones detectadas fueron puntuales y controladas, sin impacto significativo en la producción. Las acciones correctivas aplicadas como el uso de alineadores láser y control de taco reforzaron la precisión del proceso y establecieron buenas prácticas para futuras voladuras.

4.2.3. *COMPORTAMIENTO DEL SOSTENIMIENTO DURANTE LA VOLADURA*

Este desempeño del sistema de fortificación frente a los efectos de la voladura constituye un indicador clave para medir la estabilidad del tajeo y la efectividad del soporte en la roca. El monitoreo permanente de este comportamiento hace posible validar el rendimiento del sostenimiento en la labor o sustentar las modificaciones técnicas necesarias en el diseño de fortificación para los siguientes frentes.

La inspección del soporte primario en el frente se ejecutó antes y después del disparo para medir la atenuación del impacto dinámico sobre los elementos de fortificación. El macizo mostró una respuesta estructural favorable, manteniéndose la integridad de las paredes sin caídas de roca no planificadas gracias al empleo de pernos de fricción Split Set de 1.5 m en conjunto con malla galvanizada en zonas de alta perturbación. Al no registrarse eventos de riesgo por fallas geomecánicas, se validó la convergencia entre el diseño de la malla y las características físicas del terreno, asegurando las condiciones de seguridad operativa en el caserón. Se tiene el siguiente análisis durante la implementación del nuevo método:

- No se reportaron colapsos en caserones o galerías adyacentes.
- El sostenimiento temporal tipo split-set con malla electrosoldada conservó integridad estructural.
- Estas zonas críticas estuvieron monitoreadas con convergenciómetros, sin exceder el umbral de 25 mm de deformación.

Estos resultados confirman que el diseño de sostenimiento resultó técnicamente adecuado para el esquema de voladura implementado, no habiéndose requerido el empleo de refuerzos adicionales tras el disparo. La ausencia de colapsos o desprendimientos relevantes de roca, en conjunto con el registro de deformaciones por debajo de los umbrales críticos de convergencia, evidencia que la fortificación temporal cumplió con la capacidad portante proyectada, garantizando la estabilidad geomecánica del tajeo.

4.3. ANÁLISIS DE IMPACTO EN COSTOS OPERATIVOS

Con la finalidad de sustentar la viabilidad económica del proyecto, la disminución del gasto operacional se constituyó como un eje prioritario en conjunto con el mantenimiento de los estándares de seguridad y rendimiento. La presente evaluación aborda la estructura de costos asociada al esquema de perforación profunda, analizándose el costo unitario por tonelada, los ahorros generados en reactivos de voladura e insumos operacionales, así como el margen de eficiencia frente al sistema tradicional. El sustento numérico proviene de los registros contables internos, las hojas de costo por proceso y la validación técnica de la jefatura de área.

La implementación del método de perforación con taladros largos demostró ventajas técnicas, una disminución directa en los costos operativos; además no solo en la disminución del costo unitario, sino también en un aprovechamiento más eficiente de los insumos y la maquinaria en el frente..

4.3.1. COSTO UNITARIO DE PERFORACION Y VOLADURA POR TONELADA

El planeamiento y desarrollo del arranque con taladros largos requiere la consideración conjunta de las variables geomecánicas y los parámetros operacionales del tajeo. Entre los factores críticos se destacaron el comportamiento de las estructuras del terreno, la distribución de fragmentación objetivo, el calibre y la longitud de las perforaciones, la configuración de la malla, el diseño del esquema de salida y los márgenes admisibles de desvío angular. El diagnóstico consolidado de estas exigencias hizo posible fundamentar la elección adecuada de la perforadora electrohidráulica según las necesidades reales del frente.

TABLA 18: CARACTERIZACIÓN PARA LA PERFORACIÓN DEL TJ N°3 (EQUIPO SIMBA S7D)

Parámetro Operacional	Unidad de Medida / Especificación	Valor / Descripción
Equipo de Perforación	-	SIMBA S7D
Estado del Equipo	-	NUEVO
Longitud de Perforación	m	10
Diámetro Taladro Producción	mm	64
Diámetro de Rimado	mm	128
Dirección de Perforación	-	Vertical
Subniveles de Perforación	-	Nv. 4530 a Nv. 4515
Desviación Máxima de Taladros	%	3%
Disponibilidad Mecánica (\$DM\$)	%	85%
Utilización Efectiva (\$UE\$)	%	90%

Nota: Elaboración propia.

La evolución del costo unitario constituye la métrica financiera principal para auditar la competitividad del esquema de minado. Mediante la perforación profunda, el gasto directo en el arranque descendió de \$ 9.45/t a \$ 7.20/t frente al método de realce, lo que significó un ahorro proporcional del 23.8%. La mejora económica estuvo fundamentada en el menor requerimiento de metros perforados por masa de mineral, el acortamiento de los tiempos del ciclo y la prescripción del rellenado simultáneo en caserones estratégicos. A esto se sumó un menor indicador de explosivo por tonelada extraída, permitiendo ajustar el factor de potencia

sin afectar la calidad de la fragmentación.

TABLA 19: EL COSTO DIRECTO POR TONELADA PERFORADA Y VOLADA

Método aplicado	Costo total (USD/t)
Taladros largos	14.10
Corte y relleno	19.30

Nota: Elaboración propia.

Ahorro promedio: 5.20 USD/t → 26.9% de disminución de costos operativos.

El costo unitario de minado disminuyó desde 19.30 USD/t hasta 14.10 USD/t, lo que representó una mejora del margen económico de 26.9%. Este resultado ratificó la rentabilidad técnica y la factibilidad operativa del esquema de perforación profunda, sustentando su proyección a una escala mayor dentro de la unidad.

4.3.2. AHORRO EN INSUMOS Y EFICIENCIA DE EQUIPOS

Esta evaluación de la efectividad en la labor abarcó tanto las métricas de producción como la optimización del consumo de insumos críticos como explosivos, tales como agentes de voladura, aceros, energía y mano de obra directa medida en horas-hombre.

Este uso eficiente del explosivo, el control de la sobreperforación y la maximización de la jornada efectiva permitieron alcanzar un ahorro mensual aproximado de US\$ 6,800, considerando el costo de insumos y mantenimiento mecánico. El equipo principal es el jumbo de perforación, que operó con una eficiencia de más del 88% del tiempo disponible, mientras que los equipos de ventilación, carguío y transporte tuvieron menos interferencias gracias a la secuenciación optimizada. Estos factores fortalecieron la eficiencia del proceso productivo generando una mejora en el rendimiento del sistema de producción total.

- Explosivos utilizados: -18% en la cantidad de explosivo requerido debido al reajuste del factor de carga y taco eficiente.
- Consumo de acero de perforación: -12.5% por mayor rendimiento de brocas T45.
- Horas-hombre: -15% por turno, debido a menor intervención manual.

Además, la perforadora Simba S7D registró una operación continua sin paradas imprevistas, elevando el índice de disponibilidad mecánica en un 8%. Dicha metodología posibilitó contraer la demanda de agentes de voladura en un 18% y de aceros de perforación en un 12.5%, lo que, sumado al mayor aprovechamiento de la flota mecánica, consolidó el aumento de la productividad operacional.

4.3.3. COMPARACIÓN CON MÉTODO ANTERIOR (REALCE, CORTE Y RELLENO)

Esta evaluación comparativa entre la perforación de taladros largos y el método convencional de realce respaldó la viabilidad técnica y económica del cambio operativo. Durante la evaluación, se midieron indicadores críticos de rendimiento, incluyendo el costo por tonelada extraída (US\$ /t), la producción mensual acumulada, el porcentaje de dilución, la dotación de personal por turno y los tiempos del ciclo de extracción.

En el método de taladros largos, el costo unitario fue de 14.10 USD/t, valor determinado sobre la base de la relación entre el costo directo mensual estimado y el tonelaje mensual promedio producido. Considerando una producción mensual promedio de 3,017.5 t/mes, el costo directo mensual equivalente fue de alrededor de 42,546.75 USD, por lo que:

- Costo unitario = Costo directo mensual / Tonelaje mensual promedio
- Costo unitario = 42,546.75 USD / 3,017.5 t
- Costo unitario = 14.10 USD/t

En la situación del método de corte, relleno y realce, el costo unitario fue de 19.30 USD/t, correspondiente al costo histórico asociado al método convencional. Este valor se explica por el mayor requerimiento de mano de obra, sostenimiento, relleno, limpieza parcial y mayor duración del ciclo operativo. Considerando una producción mensual promedio de 2,600 t/mes, el costo directo mensual equivalente fue de alrededor de 50,180.00 USD, por lo que:

- Costo unitario = $50,180.00 \text{ USD} / 2,600 \text{ t}$
- Costo unitario = 19.30 USD/t

Respecto del tonelaje mensual promedio, el método de taladros largos alcanzó 3,017.5 t/mes, valor obtenido sobre la base de la producción acumulada durante los cuatro meses evaluados. La producción total registrada fue de 12,070 toneladas, por lo que:

- Tonelaje mensual promedio = $12,070 \text{ t} / 4 \text{ meses}$
- Tonelaje mensual promedio = 3,017.5 t/mes

A fin de el sistema convencional de corte y relleno y realce, se tomó como referencia una tasa de extracción media de 2,600 t/mes, la cual refleja el comportamiento histórico previo a la transición hacia la perforación profunda. Dicho volumen sintetiza el rendimiento nominal del método tradicional bajo parámetros operativos comparables.

El factor de dilución medio para el método de taladros largos se estableció en 12.15%, valor resultante de la consolidación de los registros mensuales durante el periodo de prueba. Al procesar las tasas de dilución obtenidas en el primer cuatrimestre (enero–abril), se resumen los siguientes datos:

- Dilución promedio = $(14.5\% + 13.2\% + 11.1\% + 9.8\%) / 4$
- Dilución promedio = 48.6% / 4
- Dilución promedio = 12.15%

Este resultado refleja un mejor control del contorno de voladura y una menor incorporación de material estéril al mineral. En comparación, el método de realce, corte y relleno mostró una dilución promedio histórica de 19.8%, a causa de la mayor exposición de las cajas, mayor manipulación del mineral y mayor probabilidad de sobre rotura durante el ciclo de explotación.

El personal requerido por turno también mostró una diferencia importante. Con taladros largos se requirió una cuadrilla promedio de 4 trabajadores por turno, a causa de la mecanización de la perforación y a la disminución de actividades manuales dentro del tajo. En cambio, el método de realce, corte y relleno requirió alrededor de 6 trabajadores por turno, a causa de la necesidad de ejecutar actividades adicionales de sostenimiento, limpieza, preparación y relleno.

Finalmente, el tiempo de ciclo de minado fue de 3.5 días para el método de taladros largos, considerando las actividades de perforación, carguío de explosivos, voladura, ventilación, limpieza y extracción del mineral roto. En el método de realce, corte y relleno, el ciclo promedio fue de 5.5 días, a causa de que incluía actividades adicionales de sostenimiento, relleno y preparación progresiva de la labor.

TABLA 20: COMPARANDO CON EL MÉTODO ANTERIOR (CORTE Y RELLENO)

Indicador	Taladros Largos	Corte y Relleno	Mejora (%)
Costo por tonelada (USD)	14.10	19.30	-26.9%
Tonelaje mensual promedio	3,017	2,600	+16.1%
Dilución promedio	12.15%	19.8%	-38.6%
Personal requerido por turno	4	6	-33.3%
Tiempo de ciclo de minado (días)	3.5	5.5	-36.4%

Nota: Elaboración propia

Estos resultados respaldan la selección técnica del método de taladros largos como la alternativa más conveniente para esta unidad minera, tanto por eficiencia como por economía operativa.

La evaluación comparativa mostró que la perforación profunda superó al esquema de corte y relleno en todos los frentes auditados. El nuevo método redujo el costo por tonelada, aumentó el volumen de producción, optimizó la selectividad del tajeo y redujo la dotación de personal necesaria por guardia. La síntesis de estos datos confirmó el acierto del cambio metodológico en la mina.

4.4. DISCUSIÓN

Comparación por objetivo/indicador 1: Aumento de producción, tonelaje y ritmo de minado.

- Al examinar la evolución productiva en el nivel 4530 del Tajo N° 3, la implementación del sistema de taladros largos alcanzó una extracción total de 12,070 toneladas durante el primer cuatrimestre. Este volumen mensual conservó un aumento creciente iniciando con 2,800 t en octubre, 2,950 t en noviembre, 3,100 t en diciembre y culminando con

3,220 t en enero. Este aumento progresivo refleja el proceso de curva de aprendizaje, el ajuste de los ciclos de minado y la mejora continua de las operaciones de perforación y voladura en la labor.

- Producción acumulada = $2,800 + 2,950 + 3,100 + 3,220$
- Producción acumulada = 12,070 t
- Sobre la base de este acumulado, el tonelaje mensual promedio se estableció dividiendo la producción total entre los cuatro meses evaluados:
- Tonelaje mensual promedio = $12,070 \text{ t} / 4 \text{ meses}$
- Tonelaje mensual promedio = 3,017.5 t/mes
- En consecuencia, el método de taladros largos alcanzó una producción mensual promedio de 3,017.5 t/mes, equivalente alrededor de a 3,017 t/mes para fines comparativos. Respecto de el método anterior de realce, corte y relleno, se consideró una línea base de 2,600 t/mes, correspondiente al rendimiento histórico promedio antes de la implementación del nuevo método. La mejora productiva se calculó mediante:
- Incremento (%) = $[(3,017.5 - 2,600) / 2,600] \times 100$
- Incremento (%) = $16.06\% \approx 16.1\%$
- En consecuencia, el aumento de producción mensual fue de 16.1% respecto del método convencional. Este resultado es coherente con la tendencia creciente observada durante el periodo evaluado, donde la producción pasó de 2,800 t en enero a 3,220 t en abril, lo que evidencia una mejora progresiva asociada a la madurez operativa del sistema, la adaptación del equipo técnico y la estandarización del patrón de perforación y voladura.
- Respecto de los antecedentes, este comportamiento coincide con estudios nacionales sobre taladros largos, donde el aumento de producción se atribuye al mayor volumen

roto por disparo, el recorte de tareas secundarias y la mayor disponibilidad de la flota mecanizada. Estos datos son coherentes con lo documentado por Paitampoma (2022), quien incrementó la extracción de 3,600 t/día a 4,500 t/día en Mina Huarón mediante taladros largos; por su parte, Quispe (2023) reportó 810 toneladas extraídas frente a 660 toneladas programadas. Aunque existen diferencias en la escala operativa, los resultados de la presente investigación ratifican que la perforación profunda superó la productividad de los métodos convencionales.

- En consecuencia, para el Tajo N.º 3, el aumento de producción se sustentó con el indicador mensual promedio de 3,017.5 t/mes a comparación 2,600 t/mes, se alcanzó una mejora de 16.1%. La diferencia reportada de 702 a 1,272 t/día se excluyó de la evaluación, pues la información recopilada no precisó los turnos efectivos ni los disparos ejecutados para validar dicho rendimiento.

Comparación por objetivo/indicador 2: Reducción de dilución y mejora del volumen útil

- Este análisis del método por taladros largos ubicó a la dilución operativa como un parámetro clave de control de calidad, al medir la incorporación involuntaria de estéril a la veta durante el arranque, acarreo y extracción. La media de 12.15% registrada en el cuatrimestre (con base en los datos de enero a abril) reflejó un control adecuado del contorno de la labor, lo que redujo la sobre-excavación y protegió la ley de cabeza del mineral.

$$\text{Dilución promedio} = (14.5\% + 13.2\% + 11.1\% + 9.8\%) / 4$$

$$\text{Dilución promedio} = 48.6\% / 4$$

$$\text{Dilución promedio} = 12.15\%$$

- Este resultado evidencia una disminución progresiva de la dilución, porque el indicador disminuyó desde 14.5% en enero hasta 9.8% en abril, por lo que se ve una mejora en el

control del contorno de voladura, disminución en la sobre rotura en cajas y mejor ajuste entre el diseño de perforación y la geometría real de la veta.

- Para el método convencional de realce, corte y relleno, se consideró una dilución promedio histórica de 19.8%, asociada a una mayor exposición de cajas, mayor manipulación del mineral, mayor intervención manual y mayor probabilidad de incorporación de material estéril durante el ciclo de minado. La disminución relativa de la dilución se calculó mediante:

$$\text{Disminución de dilución (\%)} = [(12.15 - 19.8) / 19.8] \times$$

$$100 \text{ Disminución de dilución (\%)} = -38.64\% \approx -38.6\%$$

- En consecuencia, el método de taladros largos hizo posible reducir la dilución promedio en 38.6% respecto del método anterior. Este resultado es coherente con los antecedentes de Castro y Pineda (2015), quienes indican que en Sublevel Stopping el control de la geometría del tajeo y la estabilidad del macizo rocoso son determinantes para evitar el ingreso de material estéril. De igual manera, Quispe (2023) resalta que una malla ajustada en vetas angostas contribuye a reducir la sobrerotura y optimizar la selectividad del minado.
- En consecuencia, la disminución de la dilución de 19.8% a 12.15% constituye una mejora técnica importante, a causa de que hace posible obtener mayor volumen útil de mineral, reducir el tonelaje estéril enviado a planta y optimizar la eficiencia económica del proceso de explotación.

Comparación por objetivo/indicador 3: Desempeño técnico del diseño, malla precisión, estabilidad geomecánica

- El diseño implementado en el Tajo N.º 3 consideró parámetros de perforación adecuados para una veta angosta bajo el método de taladros largos. La malla utilizada estuvo definida por un burden de 1.00 m, spacing de 0.90 m, ángulos de perforación entre 85° y 88°, longitud efectiva aproximada de 12 m y broca T45 de 64 mm. Estos parámetros permitieron controlar la distribución de energía del explosivo, limitar la sobrerotura y optimizar la fragmentación del mineral.
- La relación burden–spacing se justifica por la necesidad de conservar un espaciamiento cerrado en vetas angostas, evitando que la energía de voladura se disperse fuera del cuerpo mineralizado. La malla de 1.00 m × 0.90 m resulta coherente con antecedentes como Quispe (2023), quien reporta parámetros similares para el diseño de taladros largos en vetas angostas, con la finalidad de controlar la sobrerotura y optimizar el cumplimiento del programa de producción.
- En la fase de la ejecución, se reportó desviaciones menores al 5% en profundidad e inclinación. Para una longitud efectiva de taladro de 12 m, una desviación máxima del 5% constituye una variación aproximada de:

$$\text{Desviación máxima} = 12 \text{ m} \times 0.05$$

$$\text{Desviación máxima} = 0.60 \text{ m}$$

- Estos resultados confirmaron que las desviaciones de perforación se mantuvieron dentro de los márgenes admisibles para el diseño ejecutado. Asimismo, la inclinación angular de 85° a 88° aseguró una geometría prácticamente vertical, lo cual favoreció una rotura limpia del mineral y evitó la sobreexcavación de las paredes del tajeo.

- El comportamiento geomecánico de la labor mostró estabilidad, registrándose una convergencia menor a los 25 mm, caídas de roca por debajo del 2.5% y la ausencia de colapsos estructurales. Esta respuesta del macizo validó la compatibilidad del nuevo esquema de minado con las condiciones de la roca durante el periodo observado. No obstante, en alineación con lo señalado por Ayme (2019), el método exige monitoreo geomecánico permanente a causa de la reconfiguración del campo de esfuerzos con el tiempo.
- Este desempeño del diseño se sustentó en la coherencia de la malla, la escasa desviación de la perforación, la estabilidad del macizo y el control de la dilución. Dichos indicadores confirmaron la factibilidad del minado por taladros largos en frentes con geometría definida, continuidad en la veta y una roca encajonante de resistencia media.

Comparación por objetivo/indicador 4: Reducción de costos operativos y eficiencia de insumos

- La evaluación económica del método por taladros largos requirió distinguir dos variables: el costo de perforación y voladura, y el costo unitario de minado en comparación con el esquema previo. En la investigación, el gasto directo en perforación y voladura disminuyó de 10.20 USD/t a 7.20 USD/t. Esta reducción se calcula mediante:

$$\text{Reducción del costo de perforación y voladura (\%)} = [(7.20 - 10.20) / 10.20] \times 100$$

$$\text{Reducción del costo de perforación y voladura (\%)} = -29.41\%$$

- Como resultado, el costo específico de perforación y voladura disminuyó un 29.4%, sustentado en la mayor eficiencia de los metros perforados, la disminución relativa en el consumo de explosivos y el aumento del tonelaje fragmentado por cada voladura. Este valor corrige la disminución con anterioridad consignada como -23.8%, ya que el cálculo

correcto entre 10.20 USD/t y 7.20 USD/t corresponde a -29.4%.

- Esta comparación económica entre ambas metodologías confirmó la ventaja del sistema por taladros largos, el cual registró un costo unitario de 14.10 USD/t superando los 19.30 USD/t del sistema tradicional de realce. Este ahorro directo de 5.20 USD/t en la estructura de costos directos demostró que la mecanización y el rendimiento por disparo compensaron la inversión en infraestructura y equipos de perforación profunda. El costo de 14.10 USD/t obedeció a un gasto operativo mensual de 42,546.75 USD para una extracción promedio de 3,017.5 t/mes:

$$\text{Costo unitario} = 42,546.75 \text{ USD} / 3,017.5 \text{ t}$$

$$\text{Costo unitario} = 14.10 \text{ USD/t.}$$

- A fin de el método de realce, corte y relleno, el costo unitario de 19.30 USD/t se sustenta considerando un costo directo mensual aproximado de 50,180.00 USD y una producción promedio de 2,600 t/mes:

$$\text{Costo unitario} = 50,180.00 \text{ USD} / 2,600 \text{ t}$$

$$\text{Costo unitario} = 19.30 \text{ USD/t}$$

- La disminución comparativa del costo integral se calculó mediante:

$$\text{Disminución del costo integral (\%)} = [(14.10 - 19.30) / 19.30] \times$$

$$100 \text{ Disminución del costo integral (\%)} = -26.94\% \approx -26.9\%$$

- Estas evaluaciones mostraron que la perforación profunda recortó tanto el costo específico de voladura como el costo global de la operación en comparación con el sistema tradicional. La mejora en el desempeño financiero derivó del acortamiento de los tiempos del ciclo, la optimización de la mano de obra por turno, el menor requerimiento de relleno y el incremento del tonelaje extraído.
- El consumo de insumos también reflejó una mejora operacional, contrayéndose un 18%

en explosivos y un 12.5% en los requerimientos de perforación. Estos indicadores se interpretan como reducciones relativas respecto del consumo base del método anterior y se calculan mediante la fórmula general:

$$\text{Reducción de consumo (\%)} = \left[\frac{(\text{Consumo anterior} - \text{Consumo actual})}{\text{Consumo anterior}} \right] \times 100$$

- Los resultados económicos guardaron coherencia con los antecedentes de Paitampoma (2022), donde se consignaron costos unitarios inferiores en taladros largos frente a los métodos convencionales, y de Villalta (2018), cuyos hallazgos asociaron la perforación profunda con mayor productividad y menores gastos operativos. Por su parte, Muruaga (2016) sostuvo que la selección del método de minado requiere evaluar conjuntamente la tasa de extracción, la dilución geomecánica, la recuperación metalúrgica, la selectividad de la veta y la estructura de costos. En este trabajo, el balance de dichos factores ratificó la viabilidad operativa y financiera de los taladros largos sobre el sistema tradicional.
- En resumen, la implementación de taladros largos demostró mayor eficiencia económica al reducir el gasto de perforación y voladura de 10.20 USD/t a 7.20 USD/t, a la vez que recortó el costo unitario total de explotación de 19.30 USD/t a 14.10 USD/t. Esta mejora se complementa con una mayor producción mensual, menor dilución, menor tiempo de ciclo y menor requerimiento de personal por turno.

CONCLUSIONES

PRIMERA: El estudio demostró que la implementación del método de explotación mediante taladros largos en el Tajo N.º 3 – Nivel 4530 incrementó la producción mensual frente al método convencional de realce, corte y relleno. Durante el periodo evaluado se alcanzó una producción acumulada de 12,070 toneladas en cuatro meses, equivalente a un promedio mensual de 3,017.5 t/mes. Al contrastarse con la línea base del método anterior, estimada en 2,600 t/mes, se estableció un incremento productivo de 16.1%. Esta mejora se vincula con la optimización del diseño de perforación, una mejor disposición de los taladros, la reducción del ciclo operativo y el mayor volumen roto por disparo.

SEGUNDA: Se comprobó una mejora en la calidad del mineral extraído a partir de la reducción de la dilución promedio. Con el método convencional se registraba una dilución promedio de 19.8%, mientras que con la aplicación del método de taladros largos se obtuvo un promedio de 12.15%, calculado a partir de los valores mensuales registrados durante el periodo de evaluación. Esta disminución evidencia un mejor control del contorno de voladura, menor sobre-rotura en las cajas y menor incorporación de material estéril al mineral extraído. En abril, la dilución alcanzó su valor más bajo al situarse en 9.8%. Este resultado reflejó la curva de aprendizaje y el ajuste progresivo en la aplicación del esquema operativo.

TERCERA: La comparación entre el diseño teórico y la ejecución real confirmó que la perforación respondió adecuadamente a las exigencias del terreno. El patrón aplicado conservó un burden de 1.00 m, un espaciamiento de 0.90 m y una inclinación de perforación entre 85° y 88°, manteniendo variaciones de profundidad y ángulo inferiores al 5%. Esta precisión optimizó la distribución de la energía del disparo, controló la sobre-rotura y preservó la estabilidad de la masa rocosa. Asimismo, durante la ejecución no se registraron colapsos relevantes, lo que valida la compatibilidad entre el diseño de perforación, la configuración de

carga y las condiciones geomecánicas del Tajo N.º 3.

CUARTA: Desde la perspectiva económica, el método por taladros largos redujo el costo de perforación y disparo de US\$ 10.20/t a US\$ 7.20/t, lo que representó un ahorro de 29.4%. Esta disminución se explica por el mayor volumen de roca arrancado por cada metro perforado y el menor consumo de materiales. Para una producción mensual de 3,017.5 toneladas, la reducción de US\$ 3.00/t equivale a un ahorro aproximado de US\$ 9,052.50 mensuales en perforación y voladura. En consecuencia, los resultados económicos confirmaron la ventaja del nuevo sistema frente al método tradicional de corte y relleno.

RECOMENDACIONES

PRIMERA: Se recomienda formalizar la implementación del método de taladros largos en labores con condiciones geomecánicas similares dentro de la unidad minera Cruz de Oro, principalmente en sectores donde el RMR sea mayor a 50 y exista una geometría continua de la veta, debido a que estas condiciones favorecen la estabilidad posterior a la voladura y la recuperación del mineral.

SEGUNDA: Es fundamental fortalecer la capacitación continua del personal técnico y operativo en el empleo de diseños de malla optimizados, la correcta alineación de los taladros, el control del paralelismo y el uso eficiente de explosivos, con el propósito de asegurar la replicabilidad de los resultados alcanzados y minimizar futuras desviaciones.

TERCERA: Se recomienda implementar un sistema de monitoreo continuo del macizo rocoso después de los disparos, empleando instrumentos geotécnicos y cámaras en los tajeos. Esta medida debe orientarse a evaluar la estabilidad de las labores y verificar el desempeño del soporte instalado, contribuyendo a mejorar las condiciones de trabajo y reducir los riesgos en las áreas críticas.

CUARTA: Se recomienda formalizar las experiencias obtenidas mediante la recopilación de las buenas prácticas del estudio en un procedimiento operativo estándar de la empresa. La guía debe integrar los principales parámetros de operación (burden, distanciamiento, inclinación de taladros y carga explosiva), de modo que constituya una referencia clara para futuras labores en subniveles.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alzamora García, D. A. (2021). *Optimización de Perforación y Voladura con Taladros Largos en tajos de producción. Zona Magistral Centro . Empresa minera Trevali Perú SAC. Unidad Minera Santander . Region Lima*. Tesis de Pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Facultad de Ingeniería de Minas, Cerro de Pasco.
- Bieniawski, Z. T. (25 de octubre de 2021). *Engineering Rock Mass Classifications A Complete Manual For Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering 1989*. Obtenido de Scribd: <https://es.scribd.com/document/534988566/Z-T-Bieniawski-Engineering-Rock-Mass-Classifications-a-Complete-Manual-for-Engineers-and-Geologists-in-Mining-Civil-And-Petroleum-Engineering-1989>
- Castro, R., & Pineda, M. (2015). The role of gravity flow in the design and planning of large sublevel stopes. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 115. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/133650>
- Cosme Fuster, R. C., & de la Cruz Rixe, J. A. (2023). *"Mejoramiento y control del ciclo de perforación y voladura, patra incrementar la producción del método de minado con taladros largos, Unidad Minera Americana"*. Tesis de Pregrado, Universidad de Ciencias Aplicadas, Escuela de Ingeniería de Minas, Huancayo.
- Díaz Huamani, W. R. (2020). *Trade off entre el método de tajeo por subniveles y el corte y relleno ascendente para minar la Veta Thalia de una mina subterránea*. Pontificia Universidad Católica del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas, Lima.
- Hartman, L., & Mutmansky, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering*.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). *Metodología de la Investigación* (Sexta ed.). Ciudad de Mexico, México: Mc Graw Hull Education.

- Hoek , E., & Brown, E. (1980). Practical Estimates of Rock Mass Strength. Obtenido de <https://www.rocscience.com/assets/resources/learning/hoek/1997-Practical-Estimates-of-Rock-Mass-Strength.pdf>
- Huanuqueño Borja, J. E. (2019). *Aplicación de Taladros Largos en la mina Coturcan - Compañía Minera Lincuna*. Tesis de pregrado, Universidad Continental, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Huancayo.
- Hustrulid, W. (2001). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*, Hustrulid.
- Justo Damas, K. H., & Saldaña Ramos, M. I. (2018). *"Análisis técnico económico de la veta bomboncito para determinar el método óptimo de minado en la U.E.A. Heraldos Negros, CIA minera san valentín S.A."*. Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Huancavelica, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Lircay.
- Merritt, A. H. (1972). Geologic predictions for underground excavations. *I*, págs. 115-135. Society of Mining Engineers.
- Muruaga Rojas, S. I. (2016). *Selección de métodos de explotación para vetas angostas*. Tesis de pregrado, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Santiago de Chile.
- Ñaupas Paitan, H. (2018). *Metodología de la investigación cuantitativa. cualitativa y redacción de tesis*.
- Olivera Agama, J. (2022). Minado Mecanizado en Vetangostas.
- Sánchez Ponce, P. C. (2018). *Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación por taladros largos en la Unidad Minera Untuca Cori Puno S.A.* Universidad Nacional del Altiplano, Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Puno.

Villalta Colca, R. S. (2018). *Aplicación del método de explotación por taladros largos en Veta Virginia de la unidad San Cristobal de la Compañía Minera Volcan S.A.A.* Tesis de Pregrado, Universidad Nacional del Altiplano, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Puno.

ANEXOS

ANEXO 1: UBICACIÓN GEOGRÁFICA

La ubicación geográfica del estudio de investigación y evaluación, se localiza en la Unidad Minera Cori Puno, específicamente en el sector conocido como Chucacara Lasuna, con altitud promedio de 4 700 m.s.n.m. Geográficamente, esta mina aurífero se sitúa en la vertiente occidental de la Cordillera Oriental de los Andes, en el territorio de la comunidad de Untuca, dentro del distrito de Quiaca, provincia de Sandia y departamento de Puno. Su georreferenciación en el sistema UTM (Zona 19 Sur) corresponde a las coordenadas Este: 457 520 m, Norte: 8 387 200 m.

ANEXO 2: ACCESIBILIDAD

Para acceder al emplazamiento minero desde Lima, la red de transporte abarca tramos aéreos y terrestres con escala en la ciudad de Juliaca, Puno. El recorrido más eficiente de mayor transitabilidad, flujo comercial y facilidad de acceso se detalla en el siguiente cuadro de accesibilidad:

TABLA 21: ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MINERA

ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA	TIPO DE CARRETERA	TIEMPO DE VIAJE
Puno	Juliaca	45	Asfaltada	50 minutos
Juliaca	Huatasani	70	Asfaltada	75 minutos
Huatasani	Putina	20	Asfaltada	22 minutos
Putina	Quilcapuncu	15	Asfaltada	17 minutos
Quilcapuncu	Pampilla	39	Asfaltada	45 minutos
Pampilla	Ananea	10	Trocha	12 minutos
Ananea	Untuca	45	Afirmada	55 minutos
Untuca	Mina Cori Puno	06	Trocha	7 minutos
Distancia total Puno-Mina Cori Puno = 250 Kilómetros				
Tiempo aproximado de viaje = 4 horas 43 minutos				

Nota: Elaboración Propia

ANEXO 3: RECURSOS NATURALES

La topografía de la unidad minera destaca por su modelado abrupto y accidentado, en el que predomina una matriz litológica de pizarras. Sobre esta formación metamórfica descansan depósitos cuaternarios de grava de menor envergadura, originados por la dinámica de deglaciación. Asimismo, la superficie muestra una notable acumulación de depósitos de ladera y fragmentos rocosos de pizarra producto de la degradación morfodinámica del entorno.

ANEXO 3.1: CLIMA.

El clima de la zona presentó condiciones muy frías y secas, características de la región Janca o Cordillera. Durante el año se identificaron tres etapas climáticas: un periodo de heladas de mayo a julio, una época de vientos intensos de agosto a octubre y un ciclo de nevadas entre noviembre y abril. La temperatura media anual se situó en 8°C, con valores máximos que alcanzaron los 20°C y mínimas de hasta -27°C.

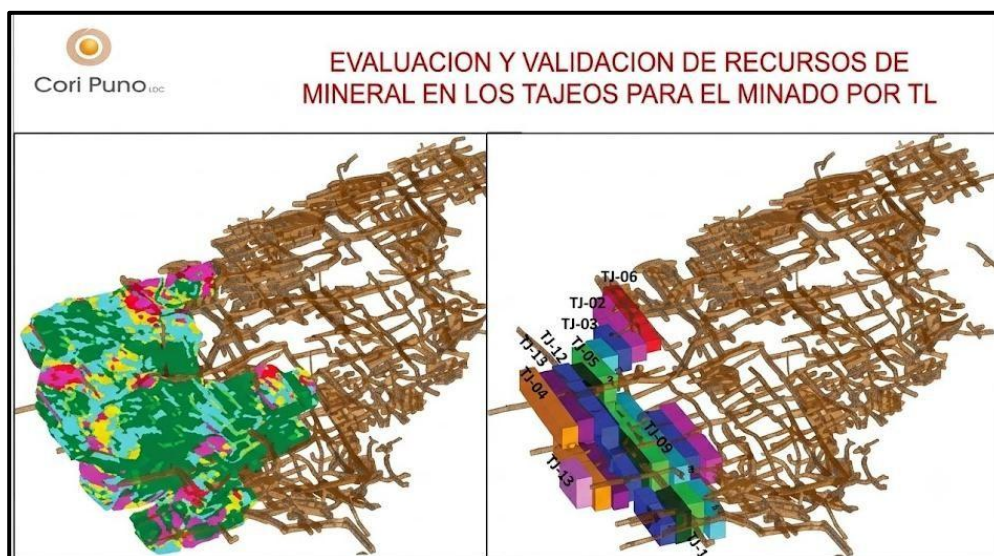
ANEXO 3.2: SISMICIDAD.

Para evaluar la estabilidad dinámica de los taludes, se utilizó como base el Estudio de Peligro Sísmico de ZER Geosystem Perú (2011). Las evaluaciones determinísticas y probabilísticas de dicho trabajo establecieron una aceleración máxima basada en 50 años de vida útil, un 10% de probabilidad de excedencia y un periodo de retorno de 475 años, definiendo una aceleración efectiva de diseño de 0,24g.

ANEXO 3.3: RECURSOS MINERALES.

El diseño del plan de minado se estructuró a partir de los modelos de bloques correspondientes a cada dominio de la mina. La caracterización de los recursos mineros constituye el insumo fundamental para orientar la planificación estratégica y establecer una secuencia de extracción técnicamente sustentable. En la figura s ilustró la ubicación y delimitación del recurso mineralizado evaluado para el minado en los tajeos del Sector Cruz de Oro.

FIGURA 16: RECURSOS DEL SECTOR CRUZ DE ORO



Nota: Área de Planeamiento Mina.

La evaluación de recursos por caserón empleó una ley límite de 1.8 gr/t Au, lo que permitió validar un total de 406,332 toneladas de mineral con una ley media de 2.76 gr/t Au. Este tonelaje integraron las reservas en sus niveles medido, indicado e inferido para el depósito

ANEXO 4: GEOLOGÍA

ANEXO 4.1: GEOLOGÍA REGIONAL

La geología regional de la zona comprendió estratos paleozoicos pertenecientes a los periodos Ordovícico y Devónico. La columna estratigráfica integró el Grupo San José con sus Formaciones Iparo y Purumpata, seguido en secuencia por las Formaciones Sandia y Ananea. La columna estratigráfica está predominantemente configurada por litologías sedimentarias y metamórficas, sobre las cuales yacen los depósitos cuaternarios de origen fluvio-glacial y fluvial se encuentran ubicados por encima de estas formaciones rocosas.

ANEXO 4.2: GEOLOGÍA LOCAL

La geología local de acceso Pomarani y Santa Rosa, a la par de los Tajos Cerro La Torre y Pulluncunuyoc, se emplazan en la Formación Sandia. La secuencia litológica está constituida por una alternancia de pizarras y filitas de tonalidad negra con laminación milimétrica a centimétrica, caracterizadas por un brillo lustroso sobre los planos de foliación/estratificación debido a la recrystalización de muscovita y clorita. Estas unidades pelíticas se intercalan con horizontes de cuarcitas grises a blanquecinas de grano fino a medio. Estructuralmente, la estratificación exhibe un rumbo (azimut) de N100° - 155°E y un manto sub horizontal con buzamiento de 7° - 22°SW, evidenciando deformación por fallamiento tectónico (Aquepucho, 2019).

Los depósitos coluviales del área de estudio se localizaron en los sectores de Cerro La Torre, Llactapata, Lomada, Gallocunca y Pomarani, como producto del intemperismo de la roca base y su posterior desplazamiento por gravedad o viento. Del mismo modo, en las proximidades de la laguna Ananea yacían materiales fluvioglaciares de origen morrénico, caracterizados por fragmentos subangulosos de pizarras, filitas, cuarcitas y vetillas de cuarzo en matriz arcillo-arenosa. La secuencia cuaternaria concluyó con depósitos aluviales de espesor diverso distribuidos en las quebradas Ananea, Azoquine, Umalanta y el río Choquechambi, constituidos por gravas, arenas, limos y arcillas.

ANEXO 4.3: GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

La evolución geológica regional obedeció a la alternancia de eventos tectónicos compresivos y extensivos que modelaron el terreno a lo largo del tiempo. Desde el ciclo Hercínico hasta el Andino, las rocas sufrieron etapas continuas de deformación que produjeron pliegues, franjas de cizalla intensa y sistemas de fracturas (Sánchez Ponce, 2018). Estas zonas de cizallamiento crearon vías de debilidad estructural por donde circularon los fluidos hidrotermales, lo que permitió el emplazamiento de las vetas auríferas en La Torre,

Llactapata, Gallocunca, La Lomada, Pomarani, Pulluncunuyoc, San Miguel, Cruz de Oro, Esperanza y Mylagros (Sánchez Ponce, 2018).

En el primer corredor mineralizado fue Cerro La Torre, ubicado en Pulluncunuyoc, La deformación del sector Cerro La Torre en Pulluncunuyoc respondió al control de las fallas San Miguel y Gallocunca, ambas de carácter inverso y bajo ángulo con reactivación normal, registrando un espesor cercano a 80 m e inclinaciones de 30°-50° E. Las fracturas sigmoidales del dominio se rellenaron paulatinamente: se inició con feldespatos, se continuó con cuarzo blanco-hialino y concluyó con una fase de pirita diseminada junto a cuarzo lechoso y gris. Este rasgo tectónico fijó el límite de la mineralización hacia el oeste y en la zona profunda.

Hacia el Este, se mostró el afloramiento de las fallas normales Constanza (dirección E-W/88° S) () y Pomarani (N255°E/82°SE), acompañadas por estructuras inversas de alto ángulo como Bertha (N250° E/88° – 85° NW) y Santos (N 260° E / 85 SE). Dicha red estructural presentó intercepciones por cizallas tensionales (N – S / 40° - 85° E) que ocasionaron pequeños desligamientos. Asimismo, la reactivación post-mineralización derivó en un fallamiento en bloques, donde algunos mantos mineralizados truncan abruptamente contra planos de falla, registrando saltos verticales de hasta 15.0 m (Sánchez Ponce, 2018).

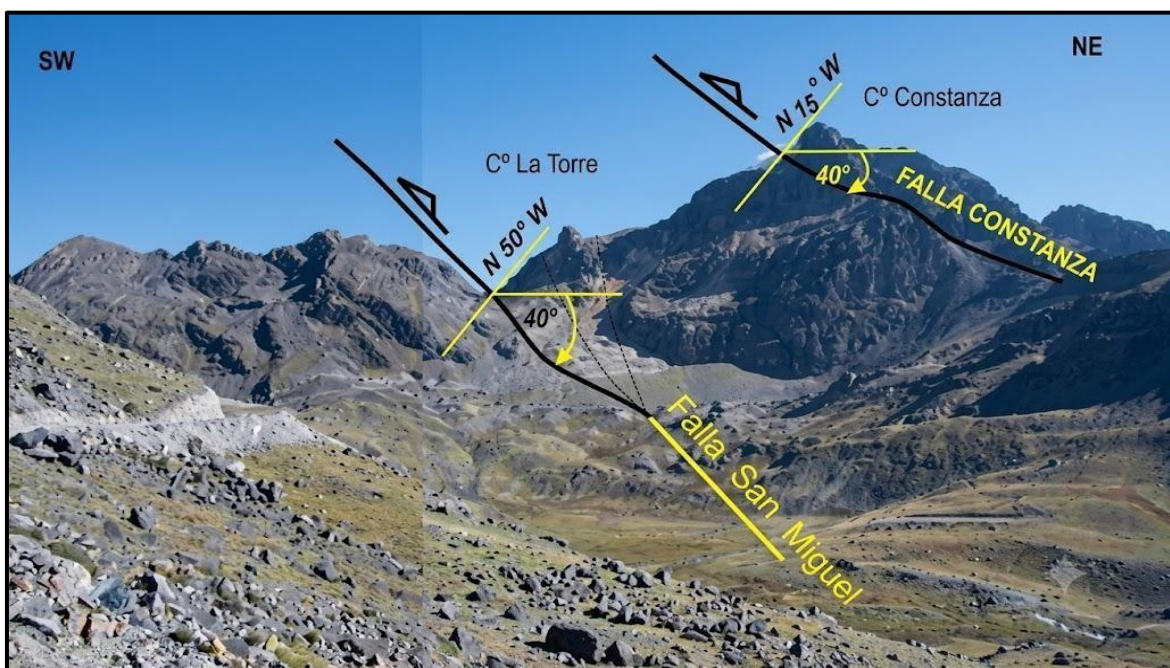
Entre la falla San Miguel y los sistemas orientales se identifica un dominio intensamente fracturado con una densidad media de 9 fallas por cada 20 m lineales. Se trata de fallas inversas de alto ángulo (N320° - 340°E / 75-88°NE) con desplazamientos verticales de 0.03 a 0.10 m, cuyo acomodo generó fracturamiento perpendicular de carácter tensional relleno por feldespatos, cuarzo lechoso-hialino y sulfuros (Sánchez Ponce, 2018).

En síntesis, el control estructural se enmarca en un sistema de repeticiones estratigráficas y cabalgamientos de la Formación Sandia predominantemente al SW, junto con un sistema de fallas normales al NE. Entre las fallas inversas principales destacan:

Falla San Miguel: Estructura inversa con orientación promedio N50°W / 40°NE y una componente de desplazamiento de rumbo dextral. Muestra deformación asociada a repliegues locales y vetillas de extensión compuestas por cuarzo y feldespato potásico (Qz-Fk). Esta estructura intersecta el flanco norte y normal del pliegue volcado San Miguel, interpretándose como una vía de canalización y removilización para metales preciosos y base, impulsada por fluidos e hidrotermalismo de la tectónica hercínica.

Falla Constanza: Estructura inversa orientada a N15°W / 40°NE (sin evidencia de movimiento de rumbo por indeterminación cinemática en estrías). Exhibe un espesor reconocido de 3 m en el Cerro Constanza con indicadores sigmoidales de acortamiento. Forma parte del sistema de fallas inversas paralelas al eje San Miguel asociadas al control de la mineralización, prolongándose al SE hacia el pico Señal Ananea para acoplarse con los sistemas Cochapata y San Miguel.

FIGURA 17: GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

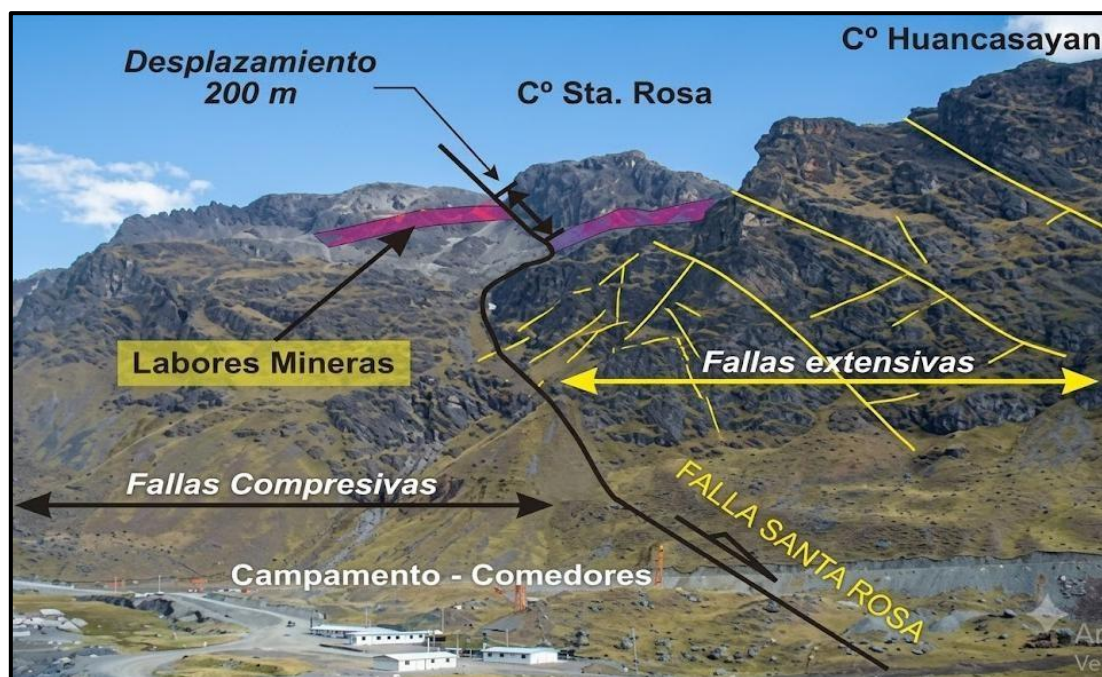


Nota: Informe Geológico (CPSAC 2014)

Falla Cochapata: Estructura de carácter inverso con orientación promedio N 80° W / 60° NE y cinemática dextral. Aflora hacia el SW del sistema San Miguel, exhibiendo un comportamiento geomecánico análogo a esta. Se emplaza en las proximidades del frente de deformación máxima del dominio La Rinconada – Ananea, afectando directamente a las unidades litológicas de la Formación Sandia.

Falla Santa Rosa: Estructura normal con dirección N 20° W / 50° NE y componente sinistral. Corresponde a un régimen extensivo y gravitacional posterior a la fase compresiva Hercínica. Este evento derivó en el colapso de los niveles mineralizados mediante fallas sintéticas con buzamiento al NE, registrando rechazos o desplazamientos medios de 100 m.

FIGURA 18: FALLAS ESTRUCTURALES



Nota: Informe Geológico (CPSAC 2014)

ANEXO 5: GEOLOGÍA ECONÓMICA

El depósito se consolidó como una de las mineralizaciones auríferas más emblemáticas de la Cordillera Oriental en el sur del Perú. El sistema exhibió estructuras de tipo estratiforme, stockwork y diseminaciones dentro de estratos del Paleozoico Inferior. La geometría del yacimiento abarcó vetas y mantos formados por la circulación de soluciones hidrotermales en sistemas de microfracturas, las cuales depositaron compuestos de oro y sulfuros. El metal precioso se presentó ligado a sulfuros de hierro, encontrándose en forma de oro libre en la matriz y contenido en vetas de cuarzo gris ahumado, además de registrarse presencia de calaverita. La paragénesis metálica está integrada principalmente por:

- Pirrotita: Aflora de forma diseminada, en lenticulas, motas y acompañando a los mantos de cuarzo gris.
- Pirita: Presenta hábito cúbico habitual en vetas, mantos y nódulos de cuarzo lechoso.
- Arsenopirita y Estibina: Aparecen asociadas a sulfuros de Fe, Ag, Cu y Sb, emplazándose en diseminaciones o estructuras lenticulares de cuarzo gris sobre filitas.
- Calcopirita y Sulfuros Secundarios: Mena principal de cobre de génesis hidrotermal, presente en proporciones menores asociada a pirrotita, pirita, galena y esfalerita (blenda).

La zona de supergénesis muestra una oxidación débil de los sulfuros primaverales, representada por ensambles discretos de hematita, limonita y jarosita. En el sector Pomarani, la densidad de vetas, lentes y microvenillas de cuarzo lechoso-gris-feldespatos cerca de las zonas de falla constituye una guía exploratoria clave, mientras que los sulfuros diseminados en la secuencia de pizarras y cuarcitas confirman la continuidad lateral y en profundidad del cuerpo mineralizado.

ANEXO 6: PROCESOS OPERATIVOS DE MINERA CRUZ DE ORO

La Planta Concentradora Untuca operó con una capacidad nominal de 1,900 t/día, cuenta con adaptación de sus equipos e instalaciones y maquinarias optimizadas. La instalación procesó mineral aurífero integrado por pirita, pirrotita y limonitas, fijando la ley límite (*Cut-Off*) en 2.5 gr/t Au. Para la separación del metal, la planta aplicó fases de trituración y molienda, continuando con métodos gravimétricos y de flotación. El producto obtenido pasó por filtrado hasta registrar 12.5%, de humedad, al tiempo que la pulpa de relave fluyó por gravedad hacia la cancha de relaves, garantizando un circuito cerrado que recirculó el 100% del agua de proceso.

ANEXO 7: EVIDENCIAS FOTOGRÁFICAS

FIGURA 19: PLANO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN DEL TJ N°3

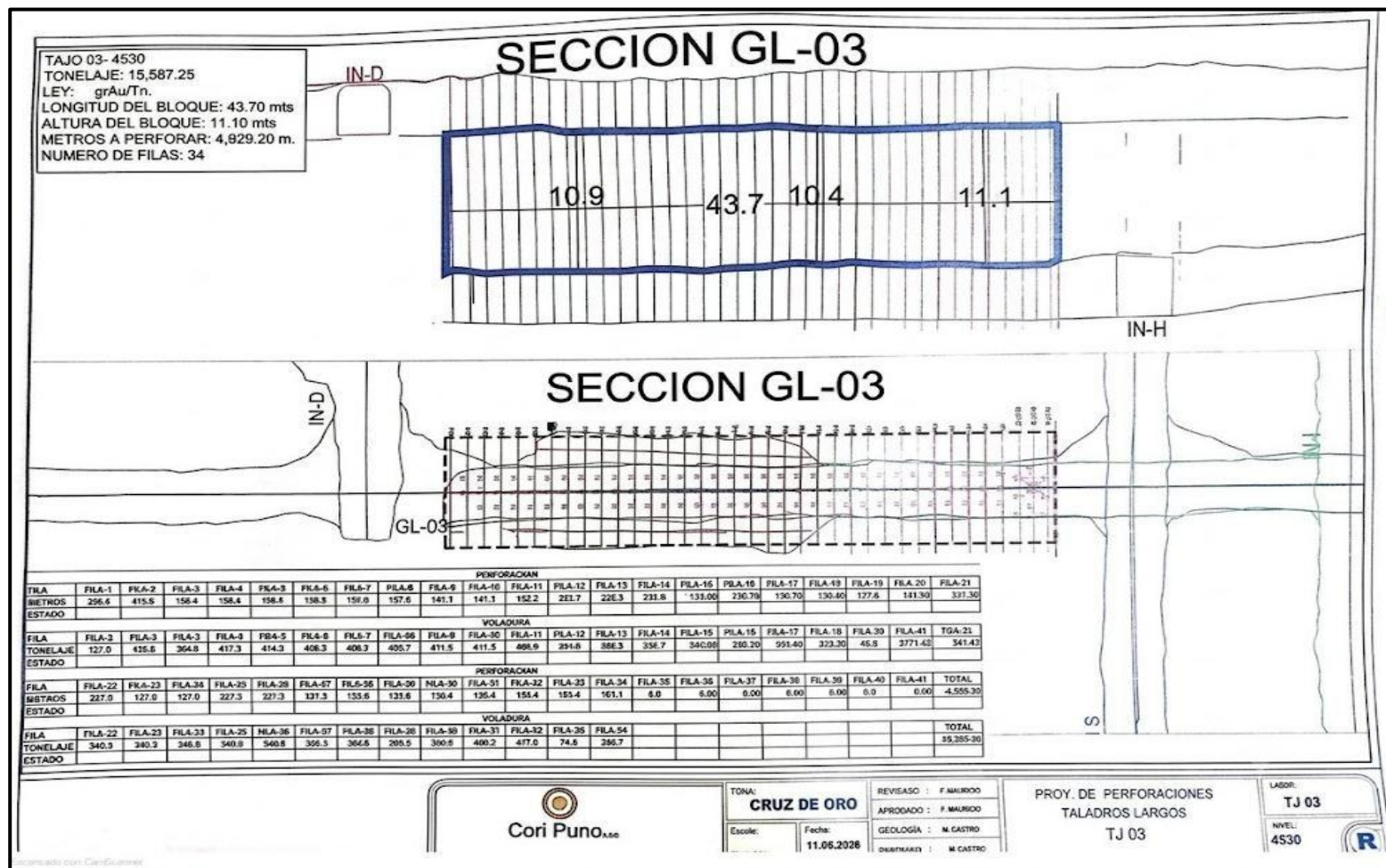
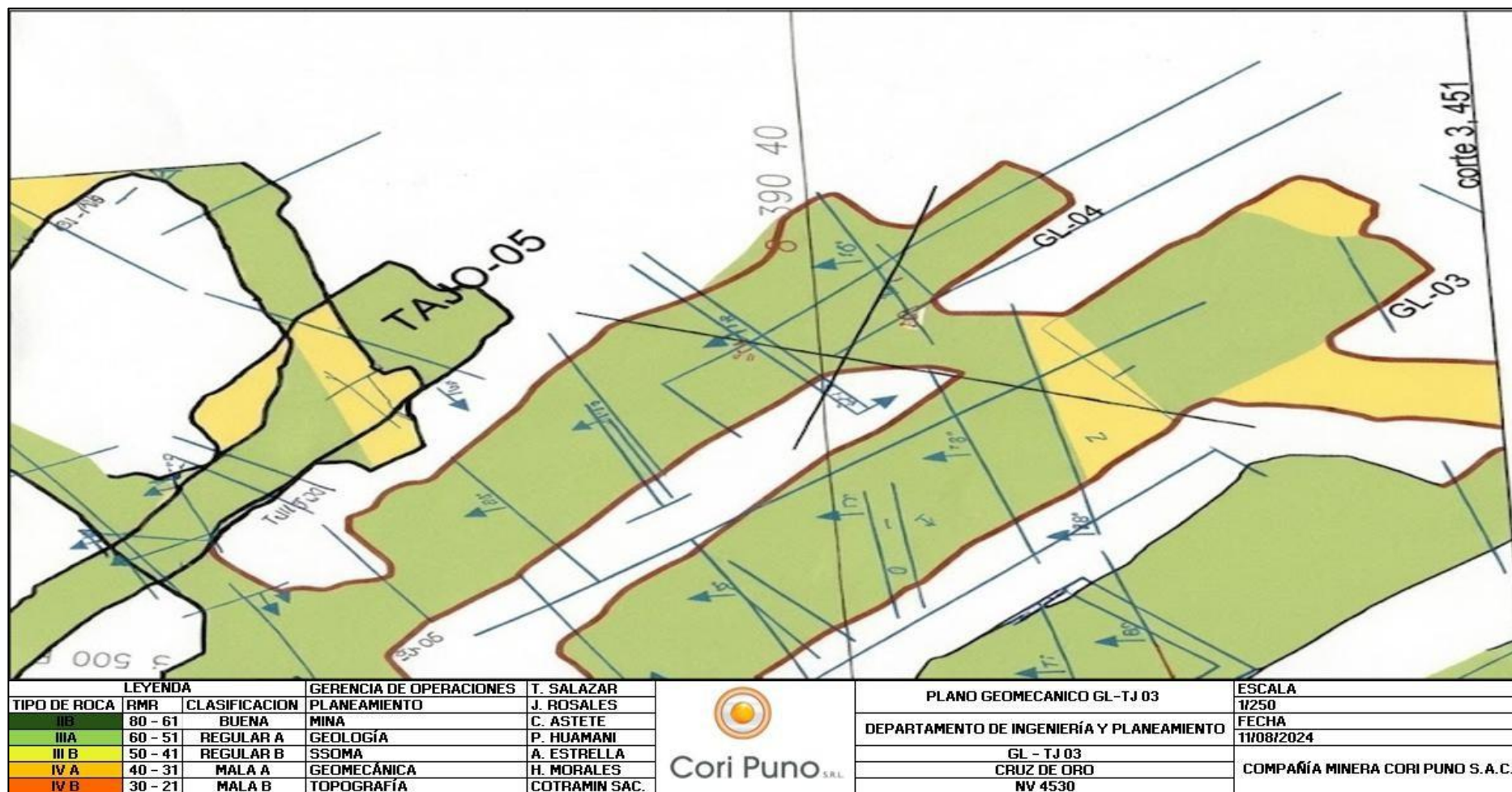


FIGURA 20: PLANO GEOMECANICO DEL TAJO N°3 NV 4530 -4515



Nota: Área de Geomecánica Cori Puno S.A.C.

ANEXO 8: CARTILLA GEOMECHANICA GSI

FIGURA 21: CARTILLA GEOMECHANICA GSI



Nota: Área de Geomecánica Cori Puno S.A.C.

FIGURA 22: CARTILLA GEOMECANICA GSI - PARTE 2

ESTÁNDAR DE SOSTENIMIENTO - CORI PUNO SRL		
TIPO DE ROCA	LABOR TEMPORAL	LABOR PERMANENTE
	SECCIÓN 4.0-4.5 x 4.00 m.	SECCIÓN 7.0-9.0 x 4.0 m.
	PERNO SPLIT SET DE 7 PIES PUNTUALES	PERNO SPLIT SET DE 8 PIES ESPACIADOS A 1 80 X 1 80m
	PERNO SPLIT SET DE 7 PIES ESPACIADOS A 1 80 X 1 80m	PERNO SPLIT SET DE 8 PIES ESPACIADOS A 1 80 X 1 80m
	PERNO SPLIT SET DE 7 PIES ESPACIADOS A 1 80 X 1 80m, INTERMEDADO EN CORONA, SEGÚN INDICACION GEOMECÁNICA SE INSTALARÁ MALLA ELECTROSOLDADA DE 3"x3" EN CORONA	PERNO SPLIT SET DE 8 PIES ESPACIADOS A 1 80 X 1 80m, INTERMEDADO EN CORONA, SEGÚN INDICACION GEOMECÁNICA SE INSTALARÁ MALLA ELECTROSOLDADA DE 3"x3" EN CORONA O HASTA GRADIENTE
	PERNO SPLITSET DE 7 PIES ESPACIADOS A 1 80 X 1 80m + MALLA ELECTROSOLDADA DE 3"x3" DE GRADIENTE A GRADIENTE	PERNO SPLIT SET DE 8 PIES ESPACIADOS A 1 80 X 1 80m + MALLA ELECTROSOLDADA DE 3"x3" DE GRADIENTE A GRADIENTE, SEGÚN INDICACION GEOMECÁNICA SE PODRÁ REFORZAR CON PERNOS SWELLEX 7 PIES, INTERMEDADO
	PERNO SWELLEX DE 7 PIES ESPACIADOS 1 8X1 8m + DOBLE MALLA ELECTROSOLDADA 3"x3" DE GRADIENTE A GRADIENTE	N/A
	INSTALACION DE CABLES METÁLICOS TIPO HI O MI, ESPACIADAS DESDE 1 00 M A 1 50M. O PERNOS SWELLEX ESPACIADOS A 1 0 X 1 0 M + DOBLE MALLA ELECTROSOLDADA DE GRADIENTE A GRADIENTE	N/A
	INSTALACION DE CABLES METÁLICOS TIPO HI ESPACIADAS DESDE 0 75 M A 1 00M	N/A

FACTORES INFLUYENTES	SIN FACTORES INFLUY.	LABOR PERMANENTE: Rampas, Cámaras de Carguo, Pozos de Bombo, Bodegas.
- Presencia de agua. - Alteración. - Intersección de labores. - Labores cercanas. - Presencia de fallas. - Sobrerotura por voladura, etc.	CON FACTORES INFLUY.	LABOR TEMPORAL: Galenas, Inclinaos, Tajos, Cruceos

NOTAS:

- Cualquier cambio o combinación del sostenimiento presente en esta cartilla se realizará en coordinación con el departamento de geomecánica.
- El sostenimiento en interacciones se realizará de acuerdo al estándar y evaluación geomecánica

CONDICIONES ESTRUCTURALES		CONDICIONES SUPERFICIALES			
 Fracturada (F) ESTRATOS GRUESOS O ESTRATOS DELGADOS FORMADOS POR 2 O 3 FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES (9 A 12 FRACTURAS/M)	 MUY FRACTURADA (MF) ESTRATOS GRUESOS CON ESTRATOS FINOS INTERCALADOS, 3 O 4 FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES (ROD: 25 - 50) (12 A 20 FRACTURAS/M)	 INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) ESTRATOS FINOS CON MUCHAS FRACTURAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS E IRREGULARES (ROD: < 25) (MAS 20 FRACTURAS/M)	 TRITURADA (T) TECTONICAMENTE INTENSAMENTE PLEGADA CON ESTRUCTURAS ROTAS Y FRACTURADAS DENTRO DE ELLA (SIN ROD)		
 BUENA (B) RUGOSA ESCALONADA, FRESCA	 MUY RUGOSA, LEVEMENTE ALTERRADA (R) CON VARIOS GOLPES DE PICOTA/BAHARELLA	 REGULAR (R) RUGOSA Y LEVEMENTE RETORNOZADA	 RUGOSA, MODERADAMENTE ALTERRADA Y ABRIETA (A) (SE ROMPE CON 2-3 GOLPES DE PICOTA O BAHARELLA)	 POBRE (P) LISA MODERADAMENTE RETORNOZADA	 LISA, MUY ALTERRADA Y ABRIETA (A) (SE ROMPE CON 2-3 GOLPES DE PICOTA O BAHARELLA)
 MUY POCOS (MP) MUY LISA, CON RELLENO ARCILLOSO	 MUY LISA Y ABRIETA CON RELLENO DE ARCILLA (SE DISLOCA Y SE IDENTIFICA PROFUNDAMENTE)				

Nota: Área de Geomecánica Cori Puno S.A.C.