

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y

METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**CONSTRUCCIÓN E IMPLEMENTACIÓN DEL PIQUE INCLINADO 300
PARA MEJORAR LA PRODUCCIÓN EN LA VETA BUENOS AIRES,
MINERA LA SOLEDAD S.A.C. - AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Br. MANUEL ALBERTO ORMACHEA MAZA

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL

DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

Mgt. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

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 RAIMUNDO MOLINA DELGADO
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: CONSTRUCCIÓN E IMPLEMENTACIÓN
DEL PIQUE INCLINADO 300 PARA MEJORAR LA PRODUCCIÓN
EN LA VETA BUENOS AIRES, MINERA LA SOLEDAD S.A.C
- AREQUIPA

Presentado por: MANUEL ALBERTO ORMACHEA MAZA DNI N° 76209768;
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 04 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, 25 de Junio de 2026.....


Firma

Post firma Mst. Raimundo Molina Delgado

Nro. de DNI 23912083

ORCID del Asesor 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 272591602732976

MANUEL ALBERTO ORMACHEA MAZA

- CONSTRUCCION E IMPLEMENTACION DEL INCLINADO 300 VETA BUENOS AIRES v3.docx

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:602732926

Fecha de entrega

25 jun 2026, 8:27 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

25 jun 2026, 9:31 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

- CONSTRUCCION E IMPLEMENTACION DEL INCLINADO 300 VETA BUENOS AIRES v3.docx

Tamaño del archivo

15.3 MB

256 páginas

42.528 palabras

225.213 caracteres

10% Similitud general

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

Filtrado desde el informe

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

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 alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
1913 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

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

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

DEDICATORIA

A mi madre, Luz Marina, por su amor incondicional, esfuerzo y constante apoyo que me brindo en todo el tiempo de mi crecimiento ya sea profesional y personal.

A Emelly Anayka, mi hermana, por el ejemplo y la guía que es para mí, y a mis abuelos, Justina y Julio, quienes desde el cielo me acompañan y protegen.

A Phigaro, quien me acompañó desde el inicio de mi vida universitaria, siendo parte importante de este proceso.

A todos ellos, por ser la inspiración, el impulso que hace que yo siga adelante con mi crecimiento personal y profesional.

Manuel Alberto Ormachea Maza

AGRADECIMIENTO

Agradezco a DIOS, la Virgen del Carmen y a nuestra casa de estudio la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, por la formación académica que me presento a lo largo de los años.

Expreso mi sincero agradecimiento por brindarme todos los conocimientos necesarios que se requiere para el crecimiento profesional de todos los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.

Al Ing. Edgar Hugo Jesús Chipan, el cual es el Gerente de Operaciones de la Unidad Minera La Soledad S.A.C., agradecerle por su apoyo y las facilidades otorgadas para la ejecución del presente trabajo.

A mi asesor, Mgt. Raimundo Molina Delgado por los conocimientos y el apoyo brindado. Al Dr. Juan Francisco Melendez Nina y al Dr. Mauro Valdivia Jordan, dictaminantes del presente trabajo de investigación quienes con sus conocimientos que contribuyeran a la mejora con una buena calidad de investigación.

Manuel Alberto Ormachea Maza

RESUMEN

El presente estudio tiene como objetivo sustentar técnica y económicamente la construcción del Pique Inclinado 300 como alternativa de profundización y mejora del sistema de extracción en la Unidad Minera La Soledad, ubicada en el distrito de Andaray, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa. La investigación se fundamenta en criterios geomecánicos y de diseño de excavaciones subterráneas, considerando el sistema RMR propuesto por **Bieniawski** y los principios de eficiencia operativa en minería subterránea desarrollados por **Hustrulid y Bullock**.

Metodológicamente, se realizó el análisis geológico-geomecánico del macizo rocoso mediante mapeo, clasificación y evaluación de estabilidad, con el fin de establecer los requerimientos de sostenimiento para una labor permanente. A partir de estos resultados, se definió el diseño del pique inclinado con una inclinación de 30°, sección de 2.40 m × 2.10 m y longitud de 215 m, conectando los niveles 1365 y 1315. Asimismo, se desarrollaron los parámetros de perforación, voladura, ventilación y dimensionamiento del sistema de izaje bajo condiciones seguras de operación.

Los resultados evidencian que el proyecto permite incrementar la producción de 32 t/día a 50 t/día, mejorar la eficiencia operativa y valorizar reservas por 91,683.28 TMS, con una vida útil aproximada de seis años. La evaluación económica, considerando una tasa de descuento del 15%, muestra un VAN de US\$ 9,009,097.25 y una TIR de 131.50%. Se concluye que la implementación del Pique Inclinado 300 es técnica y económicamente viable.

Palabras clave: Indicadores económicos, Pique, Excavaciones subterráneas, Geomecánica.

ABSTRACT

The objective of this study is to technically and economically support the construction of the Inclined Shaft 300 as an alternative for deepening and improving the extraction system at La Soledad Mining Unit, located in the district of Andaray, province of Condesuyos, department of Arequipa. The research is based on geomechanical criteria and underground excavation design, considering the RMR system proposed by Bieniawski and the principles of operational efficiency in underground mining developed by Hustrulid and Bullock.

Methodologically, a geological-geomechanical analysis of the rock mass was carried out through mapping, classification, and stability assessment in order to establish the support requirements for a permanent excavation. Based on these results, the inclined shaft design was defined with an inclination of 30°, a section of 2.40 m × 2.10 m, and a length of 215 m, connecting levels 1365 and 1315. In addition, the drilling, blasting, ventilation, and hoisting system design parameters were developed under safe operating conditions.

The results show that the project allows production to increase from 32 t/day to 50 t/day, improves operational efficiency, and enables the valuation of 91,683.28 DMT of reserves, with an estimated useful life of approximately six years. The economic evaluation, considering a discount rate of 15%, shows an NPV of US\$ 9,009,097.25 and an IRR of 131.50%. It is concluded that the implementation of the Inclined Shaft 300 is technically and economically feasible.

Keywords: Economic indicators, Shaft, Underground excavations, Geomechanics.

ÍNDICE

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
ÍNDICE	vi
ÍNDICE DE TABLAS	xiii
ÍNDICE DE FIGURAS	xvi
CAPÍTULO 1: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Introducción	1
1.1. Planteamiento del problema	2
1.2. Formulación del problema	4
1.2.1. Problema General	4
1.2.2. Problemas Específicos	4
1.3. Justificación	5
1.3.1. Conveniencia	5
1.3.2. Relevancia social	5
1.3.3. Implicancias prácticas	6
1.3.4. Valor teórico	6
1.3.5. Utilidad metodológica	6
1.4. Objetivos	7

1.4.1.	Objetivo general	7
1.4.2.	Objetivos específicos.....	7
1.5.	Delimitación del estudio	7
1.5.1.	Delimitación espacial	8
1.5.2.	Delimitación temporal	8
CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO		9
2.1.	Antecedentes de estudio	9
2.1.1.	Antecedentes Internacionales	9
2.1.2.	Antecedentes Nacionales	10
2.2.	Base teórica	15
2.2.1.	Labores Mineras Subterráneas	15
2.2.2.	Labores de acceso en minería subterránea	16
2.2.3.	El Pique Inclinado en Minería	18
2.2.4.	Factores de Diseño y Construcción de Piques Inclizados	22
2.2.5.	Sistema de Izaje y Transporte	40
2.2.6.	Evaluación Operativa y Económica	46
2.3.	Marco Conceptual.....	51
2.4.	Hipótesis.....	55
2.4.1.	Hipótesis General	55
2.4.2.	Hipótesis Especifica	55
2.5.	Variables.....	55

2.5.1.	Identificación de Variables	55
2.5.2.	Operacionalización de variables	56
CAPÍTULO 3: METODOLOGIA		58
3.1.	Tipo de Investigación	58
3.2.	Nivel de Investigación	58
3.3.	Alcance de la Investigación	59
3.4.	Diseño de Investigación	60
3.5.	Población	61
3.6.	Muestra	61
3.7.	Unidad de Análisis	62
3.8.	Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	63
3.9.	Técnicas para el procesamiento de Datos	64
3.10.	Técnicas para el análisis de Datos	65
CAPÍTULO 4: CONSTRUCCIÓN E IMPLEMENTACION DEL PIQUE INCLINADO 300		67
4.1.	Ubicación del yacimiento	67
4.2.	Accesibilidad	69
4.3.	Climatología y Vegetación	69
4.3.1.	Clima	69
4.4.	Recursos Naturales	71
4.4.1.	Recursos hídricos	71
4.4.2.	Recursos eléctricos	71

4.5.	Geología del yacimiento.	72
4.5.1.	Unidades Geológicas	73
4.5.2.	Geología Estructural	74
4.5.3.	Geología Regional	74
4.5.4.	Geología Local	78
4.5.5.	Geología Económica	79
4.6.	Geomecánica del sistema de vetas	86
4.7.	Método de explotación	86
4.7.1.	Factores a considerar en el diseño	87
4.7.2.	Preparación del tajo	88
4.7.3.	Descripción del ciclo de minado en la explotación de tajos ..	91
4.8.	Construcción del Pique Inclinado 300 – NV 1365	97
4.8.1.	Planeamiento, diseño y construcción del Pique Inclinado 300 NV 1365.	97
4.8.2.	Evaluación geomecánica para la construcción del Pique Inclinado 300.	98
4.8.3.	Aspectos geológicos y geomecánicas.	99
4.8.4.	Aspectos técnicos.	99
4.8.5.	Determinación de los parámetros para el cálculo del RMR de Bieniawski (1989).	100
4.8.6.	Determinación de condición de discontinuidades.	104
4.8.7.	Cálculo de abertura máxima de labor.	106

4.8.8.	Cálculo de tiempo de auto soporte.	109
4.8.9.	Diseño de sostenimiento.	111
4.8.10.	Índice de resistencia geológica GSI (modificado).	113
4.9.	Labores previas	118
4.10.	Ubicación del inclinado	119
4.11.	Técnicas de construcción	126
4.12.	Planeamiento del ciclo de trabajo del pique inclinado 300 - NV 1365 y labores previas	127
4.12.1.	Perforación	128
4.12.2.	Voladura	138
4.12.3.	Ventilación	143
4.12.4.	Regado y desatado de rocas sueltas	147
4.12.5.	Limpieza	148
4.12.6.	Sistema de drenaje y bombeo	151
4.12.7.	Instalaciones.	151
4.12.8.	Mano de obra y equipos	154
4.13.	Selección del tipo de izaje	154
4.13.1.	Infraestructura para el sistema de izaje.	155
4.13.2.	Datos necesarios para el cálculo del ciclo de izaje.	158
4.13.3.	Diámetro y peso del cable de izaje.	160
4.13.4.	Cálculo de las dimensiones de la tambora del winche.	172
4.13.5.	Cálculo de la capacidad del motor del winche eléctrico.	176

4.13.6. Planeamiento de ejecución de todas las obras en la construcción.	188
4.14. Evaluación técnico–económica del estudio	191
4.14.1. Monto de inversión en la infraestructura.....	191
4.14.2. Cálculo del costo total de la infraestructura	210
4.14.3. Costos de inversión del pique inclinado 300.....	211
4.14.4. Costos de desarrollo y preparación de la mina.....	211
4.15. Costos de inversión (CAPEX).....	212
4.16. Costos de operación (OPEX).....	212
4.17. Valorización de reservas y vida de la mina.....	213
4.18. Evaluación económica (VAN y TIR).....	214
4.19. Incremento de producción	216
CAPÍTULO 5: RESULTADOS.....	220
5.1. Análisis de resultados técnicos.....	220
5.1.1. Evaluación geomecánica.....	220
5.1.2. Diseño.	220
5.1.3. Perforación y Voladura.	221
5.1.4. Ventilación.....	222
5.1.5. Sistema de Izaje.	222
5.2. Análisis de resultados económicos.....	223
5.3. Análisis de producción y reservas	224
5.4. <i>Discusión de expertos.</i>	225

CONCLUSIONES	228
RECOMENDACIONES	230
BIBLIOGRAFIA	231

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Comparación de sistemas de acceso para vetas angostas	20
Tabla 2 Impacto operativo de piques inclinados	21
Tabla 3 Coeficientes para determinar los valores de “dt” y “c”	38
Tabla 4 Fórmulas para determinar burden y espaciamiento	39
Tabla 5 Factor de carga con relación a la sección del túnel.....	39
Tabla 6 Operacionalización de variables.....	56
Tabla 7 Ejemplo de muestra de datos técnicos seleccionados	62
Tabla 8 Rutas de acceso a la mina La Soledad	69
Tabla 9 Reservas de Mineral de Au – Minera La Soledad	82
Tabla 10 Reservas de Mineral proyectada– Minera La Soledad	83
Tabla 11 Clasificación del macizo rocos en venta Buenos Aires - La Soledad	86
Tabla 12 Muestras tomadas para RQD	101
Tabla 13 Clasificación de calidad de macizo rocoso RQD	101
Tabla 14 Lecturas tomadas al Martillo de Smitt	102
Tabla 15 Correlación para el martillo de Smidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote (Miller, 1965).....	104
Tabla 16 Valoración del estado de las discontinuidades.....	105
Tabla 17 Clasificación Geomecánica de RMR	106
Tabla 18 GSI Estandarizado	115
Tabla 19 GSI Metodología de Aplicación	116
Tabla 20 Resumen de la evaluación Geomecánica	117
Tabla 21 Parámetros del pique inclinado 300	120
Tabla 22 Sección del pique inclinado 300	120

Tabla 23 Coeficiente para determinar los valores de “dt”	129
Tabla 24 Coeficiente para determinar el coeficiente de roca (c).	129
Tabla 25 Coeficiente para determinar el coeficiente de roca (c)	130
Tabla 26 Fórmulas para determinar burden y espaciamiento	131
Tabla 27 Parámetros de la Chimeneas	135
Tabla 28 Explosivos y accesorios de voladura utilizados	138
Tabla 29 Zonificación de explosivos según la calidad de roca	138
Tabla 30 Carga específica correlacionado al diámetro del taladro	139
Tabla 31 Factor de carga con relación a la sección del túnel	139
Tabla 32 Distribución de carga por taladro del inclinado	141
Tabla 33 Distribución de carga por taladro de la chimenea	142
Tabla 34 Requerimiento de caudal por persona según altitud	144
Tabla 35 Número de trabajadores en la profundización de mina	144
Tabla 36 Mano de obra primer turno	147
Tabla 37 Mano de obra por turno	154
Tabla 38 Relación de equipos que se tiene	154
Tabla 39 Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambre	161
Tabla 40 Características de cables de alambre para minería	168
Tabla 41 Parámetros técnicos del cable seleccionado para el sistema de izaje	169
Tabla 42 Diagrama de una tambora	173
Tabla 43 Resumen de las características de la tambora	176
Tabla 44 Fórmulas para calcular diagramas de carguío en izaje con winches de tambor cilíndrico para piques verticales o inclinados	178
Tabla 45 Fórmulas para componentes de fricción	179

Tabla 46 Descripciones y nomenclaturas.....	179
Tabla 47 Cálculo de los componentes del izaje	183
Tabla 48 Cálculo de las potencias por periodos.....	184
Tabla 49 Cálculo de potencias del sistema de izaje.....	184
Tabla 50 Valores de potencia en cada punto	185
Tabla 51 Características del winche eléctrico requerido	188
Tabla 52 Avance total de actividades.....	188
Tabla 53 Cronograma de ejecución del pique inclinado 300 Nv. 1365 ...	190
Tabla 54 Precio unitario de la ejecución del pique inclinado	192
Tabla 55 Precio unitario de la instalación de pernos helicoidales más malla electrosoldada	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 56 Precio unitario de la instalación de rieles.....	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 57 Resumen de precio unitario de chimenea doble, sección 1.20m x 2.40m	207
Tabla 58 Resumen de precio unitario del crucero y/o cortada, sección 2.40m x 2.40m	208
Tabla 59 Resumen de precio unitario de la construcción de tolva americana	209
Tabla 60 Resumen del costo total de la infraestructura – Inclinado 300 .	210
Tabla 61 Resumen de inversión del pique inclinado 300	211
Tabla 62 Inversión en desarrollo y preparación de la mina	211
Tabla 63 Inversión en la profundización de la zona 300	212
Tabla 64 Inversión del pique inclinado 300	212
Tabla 65 Reservas de Mineral de Au – Minera La Soledad	213

Tabla 66 Flujo de caja económico anual	214
Tabla 67 Indicadores de producción	218
Tabla 68 Distribución de personal de zona Buenos Aires	218
Tabla 69 Análisis de producción de la zona	219
Tabla 70 Resultados de la evaluación Geomecánica	220
Tabla 71 Resultados del diseño del pique inclinado	221
Tabla 72 Resultados del diseño del pique inclinado y labores previas ...	221
Tabla 73 Resultados del sistema de izaje	223
Tabla 74 Resultados de la evaluación económica	223
Tabla 75 Resultados del incremento de producción y reservas	224

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Pique inclinado 300 en la unidad minera La Soledad de Arequipa	19
Figura 2 Testigos de perforación diamantina	25
Figura 3 Valor de índice de RQD	25
Figura 4 Valor de índice de RMR.....	¡Error! Marcador no definido.
Figura 5 Testigos de perforación diamantina	28
Figura 6 Presencia de agua	30
Figura 7 Método de construcción en banqueo de un pique	32
Figura 8 Método de construcción en espiral de un pique.....	33
Figura 9 Método de construcción en sección completa de un pique	34
Figura 10 Método de corte quemado	35
Figura 11 Método de corte en “V”	35
Figura 12 Método de construcción en sección completa de un pique	37
Figura 13 Winche de izaje con una sola tambora	43

Figura 14 Cable de izaje	44
Figura 15 Estructura de un cable de acero	45
Figura 16 Plano General de Recursos y Reservas veta Buenos Aires – INCLINADO 300h.....	85
Figura 17 Diseño de preparación de tajos con chimenea central en h	90
Figura 17 Malla de perforación en Breasting de un tajo.....	92
Figura 19 Componentes de limpieza con winche de arrastre	94
Figura 20 Elementos de sostenimiento de un cuadro cojo	95
Figura 21 Sostenimiento a cuadro cojo, tajo 220	97
Figura 22 Curva de diseño de excavaciones (Wang, 2000)	108
Figura 23 Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR	110
Figura 24 Diseño de sostenimiento del sistema Q.....	112
Figura 25 Diseño de la sección del pique inclinado 300 (vista en planta).....	125
Figura 26 Diseño de la sección del pique inclinado 300 (vista en perfil).	126
Figura 26 Diseño de arranque	133
Figura 28 Diseño de malla de perforación Sección 8'x7'	134
Figura 29 Diseño de arranque	137
Figura 30 Diseño de malla de perforación sección 4'x 8'	137
Figura 31 Estándar de colocado de pernos helicoidales y malla electrosoldada	150
Figura 32 Diseño de la línea de cauville	152
Figura 33 Diseño de tolva	153
Figura 34 Componentes del winche de izaje	156
Figura 35 Tablero de manejo del winche de izaje.....	157
Figura 36 Diagrama de fuerzas que actúan en el inclinado	163

Figura 37 Masas y coeficientes inclinados de extracción de un tren con cable	164
Figura 38 Diagrama de potencias para un sistema no balanceado de extracción	178
Figura 39 Diagrama de potencias para el sistema de extracción	186

CAPÍTULO 1: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Introducción

La minería subterránea en el Perú, especialmente en regiones del sur como Arequipa, constituyendo una actividad principal para el desarrollo económica, caracterizada por la explotación de yacimientos vetiformes con condiciones geológicas complejas y desafíos operativos asociados a la profundización de labores. En este contexto, las operaciones de pequeña y mediana minería enfrentan limitaciones relacionadas con la eficiencia de sus sistemas de transporte, el incremento de costos operativos y mejorar la necesidad de la seguridad en el trabajo subterráneo.

En particular, la explotación de vetas con buzamientos pronunciados, como es el caso de la Unidad Minera La Soledad, exige el incremento de las soluciones técnicas que permitan optimizar el acceso a reservas profundas, reducir tiempos de acarreo y mejorar la productividad. En muchas de estas operaciones, los sistemas tradicionales de izaje vertical presentan limitaciones operativas que generan cuellos de botella, tiempos muertos y baja eficiencia en el transporte de mineral.

La Minera Aurífera La Soledad S.A.C. presentada como una empresa de una escala pequeña que opera en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Cuatro Horas, ubicada en el distrito de Andaray, provincia de Condesuyos, región Arequipa. Actualmente, la explotación se realiza mediante métodos convencionales en vetas angostas, utilizando labores como cruceros, chimeneas, tajos y galerías. Debido al buzamiento del yacimiento, que varía entre 70° y 80°, llegando a aplicar el relleno ascendente, con el sostenimiento de cuadros de madera y el relleno detrítico.

Sin embargo, en los últimos años, la operación ha enfrentado una disminución progresiva de reservas superficiales de alta ley, concentrándose actualmente en el sector Buenos Aires, el cual se encuentra en proceso de profundización. A pesar de contar con un sistema de extracción mediante balde skip, este presenta limitaciones en su ciclo operativo, generando ineficiencias que afectan con la continuidad de producción y el cumplir con los objetivos operativos.

Ante esta problemática, se presenta una necesidad de agregar o implementar una alternativa técnica el cual permita mejorar el acceso a niveles inferiores, optimizar el sistema de transporte y reducir los tiempos improductivos. En este sentido, la construcción del Pique Inclinado 300 se plantea como una solución viable, alineada con la geometría del yacimiento y orientada a incrementar la eficiencia operativa, para mejorar la condición de seguridad y garantizar la sostenibilidad de la producción en la veta Buenos Aires.

1.1. Planteamiento del problema

La Minera Aurífera LA SOLEDAD empresa de pequeña escala. Actualmente, el acceso a la veta Buenos Aires se manifiesta por galerías que presentan limitaciones en transporte y ventilación, generando retrasos en la producción y mayores costos operativos. Esto afecta la competitividad de la empresa, que opera en la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Cuatro Horas, ubicada en el distrito de Andaray, provincia de Condesuyos, región Arequipa, a 326 km de la ciudad y con altitudes que oscilan entre los 1.400 a 2.800 m.s.n.m.

La minería subterránea requiere infraestructura adecuada para garantizar la continuidad con la producción. En Minera La Soledad S.A.C., la veta Buenos Aires presenta dificultades con accesos el cual limita la explotación eficiente. El pique

inclinado 300 se plantea como solución técnica para la mejora de la conectividad, el cual reduce los costos y llegar a aumentar la producción.

Actualmente, la explotación se lleva a cabo mediante métodos convencionales, con labores orientadas esencialmente a las vetas, a través de chimeneas, tajos, galería y cruceros. Respecto al buzamiento del yacimiento, el cual se presenta entre 70° y 80°, con el método de corte y el relleno ascendentes. Llegando a realizar de manera sostenible bajo los cuadros de manera y el relleno con material detrítico. Se produce un promedio de 110 toneladas métricas por día. Las cajas encajonantes se consideran moderadamente competentes, y se extrae el mineral horizontalmente mediante la técnica del circado. Los bloques mineralizados tienen una longitud promedio de 30 metros y están delimitados por chimeneas de servicio. Esto permite controlar el ancho de minado con mayor facilidad y reduce las roturas en las cajas, en especial donde los hastiales están debilitados.

Sin embargo, en los últimos años, las reservas de mineral de alta ley han disminuido significativamente. Actualmente, la única zona con reservas de este tipo es el sector Buenos Aires, que se encuentra en proceso de profundización. Aunque en esta área ya existe un pique, el sistema de extracción mediante balde skip resulta ineficiente, ya que su ciclo operativo presenta limitaciones que impiden alcanzar los volúmenes de mineral y desmonte necesarios para sostener la producción.

De esta manera, se hace necesario construir un pique inclinado que permita acceder a nuevas reservas, aprovechando la infraestructura existente y minimizando los costos de inversión. Esto requiere diseñar y ejecutar perforaciones

hacia niveles inferiores, con el objetivo de aumentar las reservas y optimizar la eficiencia operativa.

Los sistemas de izaje están diseñados para reducir el esfuerzo humano, incrementar la productividad y agilizar el proceso de extracción, tanto en dirección vertical como inclinada. En este sentido, la implementación de un pique inclinado con carros U-35 surge como una alternativa técnica viable para elevar la producción de mineral en LA SOLEDAD. Este tipo de proyecto exigió un diseño adecuado, con avances bien planificados y medidas de control preventivo ante los riesgos que conllevan las labores subterráneas.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema General

- ¿Cómo influye la construcción e implementación del pique inclinado 300 en la mejora de la producción de la veta Buenos Aires en Minera La Soledad S.A.C., Arequipa, considerando aspectos técnicos, económicos y de seguridad?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Qué limitaciones presenta el actual sistema de acceso y transporte de mineral en la veta Buenos Aires que justifican la necesidad de un pique inclinado?
- ¿Cuál es el impacto esperado en la eficiencia operativa y reducción de costos al implementar el pique inclinado 300?
- ¿Qué riesgos técnicos y de seguridad deben evaluarse durante la construcción y puesta en marcha del pique inclinado 300?

1.3. Justificación

1.3.1. Conveniencia

La construcción del pique inclinado 300 permitirá optimizar el acceso a la veta Buenos Aires, reduciendo tiempos de acarreo, llegando a mejorar la seguridad de los trabajadores y el aumento en la eficiencia de la extracción del mineral. Por lo que se llevara un impacto en la productividad y sostenibilidad en la operación minera. El estudio realizado responde a una de las necesidades concreta de la Minería La Soledad S.A.C., relacionada con la baja eficiencia del sistema de izaje vertical en la veta Buenos Aires, el cual genera tiempos muertos y ciclos improductivos en el proceso de acarreo. Ante el agotamiento progresivo de las reservas superficiales, resulta necesario acceder a niveles más profundos del yacimiento, donde se han identificado recursos de alta ley. En este contexto, la construcción del Pique Inclinado 300 se plantea como una solución técnica viable que permite optimizar el transporte interno del mineral, reducir los tiempos de ciclo, mejorar la continuidad operativa y asegurar el incremento sostenido de la producción.

1.3.2. Relevancia social

La incorporación del Pique Inclinado 300 no solo impacta en la productividad, sino también en las condiciones laborales del personal. La mejora del sistema de transporte contribuye a disminuir el esfuerzo físico y mejorar la ergonomía de los trabajadores, reduciendo la exposición a riesgos asociados al acarreo manual o sistemas ineficientes. Además, ayuda a consolidar la cultura de seguridad en las operaciones, generando un entorno laboral más seguro, eficiente y acorde a las normas de seguridad minera.

1.3.3. Implicancias prácticas

Los hallazgos que se presentan en la investigación tienen aplicación directa en la operación minera, ya que el diseño e implementación del Pique Inclinado 300 permite optimizar el flujo de mineral desde niveles inferiores, eliminando cuellos de botella del sistema actual. Esto se traduce en una reducción de los costos operativos por tonelada extraída, optimizando la eficiencia del sistema de transporte y disminuyendo los tiempos de acarreo. Además, su diseño está en cumplimiento de lo dispuesto por el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (D.S. N.º 024-2016-EM y sus modificatorias), lo que garantiza su viabilidad técnica y normativa.

1.3.4. Valor teórico

La presente investigación brinda un aporte de conocimiento técnico en minería subterránea, específicamente en el diseño e implementación de infraestructura de acceso en vetas angostas con condiciones geomecánicas particulares. El estudio detalla el proceso de análisis, diseño y evaluación del Pique Inclinado 300, ofreciendo información clave para la optimización de los sistemas de transporte, la reducción de costos y el mejoramiento de la productividad. De este modo, contribuye al progreso de la ingeniería aplicada en operaciones de pequeña y mediana escala.

1.3.5. Utilidad metodológica

Desde el punto de vista metodológico, el estudio integra herramientas cuantitativas y cualitativas, incluyendo análisis de producción, tiempos de ciclo, costos operativos, entrevistas al personal y observación directa en campo. Este enfoque permite evaluar de manera integral el impacto del pique inclinado en la operación minera, constituyendo un modelo replicable para estudios similares

orientados a la mejora de procesos productivos. Asimismo, los resultados contribuyen a incrementar la competitividad de la unidad minera en el mercado, al optimizar sus indicadores operativos y económicos.

1.4. Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Evaluar la influencia de la construcción e implementación del Pique Inclinado 300 en la mejora de la producción de la veta Buenos Aires en Minera La Soledad S.A.C., Arequipa, considerando aspectos técnicos, económicos y de seguridad.

1.4.2. Objetivos específicos

- Identificar las limitaciones del sistema actual de acceso y transporte de mineral en la veta Buenos Aires, que justifican la necesidad de un pique inclinado.
- Analizar el diseño técnico del Pique Inclinado 300 como alternativa para optimizar el sistema de acarreo y reducir costos operativos.
- Evaluar los riesgos técnicos y de seguridad asociados a la construcción e implementación del Pique Inclinado 300.

1.5. Delimitación del estudio

La presente tesis se desarrolló dentro de un marco claramente definido en términos de ubicación geográfica y periodo de análisis. Esto permitió concentrar el estudio en una zona específica de interés técnico-operativo, utilizando información verificada y contextualizada dentro de un horizonte temporal concreto. La delimitación contribuyó a mantener la coherencia metodológica y a garantizar la validez de los resultados obtenidos.

1.5.1. Delimitación espacial

El estudio se llevó a cabo en la Unidad de Producción Chahuane de Minera La Soledad S.A.C., ubicada en el distrito de Andaray, provincia de Condesuyos, región Arequipa. Específicamente, el análisis se centró en la veta Buenos Aires, zona que presentó reservas de alta ley y desafíos técnicos asociados a la accesibilidad subterránea. Esta delimitación espacial permitió enfocar la investigación en una problemática real y tangible, directamente relacionada con las condiciones geológicas, operativas y estructurales del yacimiento.

1.5.2. Delimitación temporal

El estudio comprendido de un periodo de ejecución de doce meses, considerándose entre el mes de marzo del 2025 y febrero del 2026, incluyendo las etapas de análisis, diseño, ejecución y evaluación del Pique Inclinado 300. Asimismo, se utilizaron datos históricos de producción, costos de acarreo y registros de seguridad correspondientes a los últimos cinco años previos a la intervención, es decir, desde el año 2020 hasta el 2024. Esta delimitación temporal permitió establecer una línea base comparativa y evaluar con claridad los efectos operativos de la obra ejecutada.

CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

Según Hernández y Mendoza (2018, p. 28), para lograr definir una idea de investigación, es esencial revisar estudios y trabajos previos. En este contexto, se ha identificado a la infraestructura subterránea como un factor clave para optimizar la explotación minera, resaltando los piques inclinados como una alternativa eficiente para mejorar el acceso a las reservas profundas, disminuir los costos de transporte y elevar la seguridad operativa.

La presente investigación analiza la construcción del Pique Inclinado 300 desde tres enfoques principales: su diseño y planificación, su impacto en la recuperación de reservas y su viabilidad económica. Estudios previos han demostrado que una infraestructura subterránea adecuada no solo garantiza la continuación operativa, sino también optimizar la extracción del mineral, facilitando el acceso a reservas económicamente rentables. Además, la evaluación financiera de este tipo de proyectos permite determinar su sostenibilidad a través de indicadores económicos clave.

2.1.1. Antecedentes Internacionales

Borisov et al. (1976) explicaron que los piques inclinados permiten un transporte eficiente del mineral y los materiales, destacando los sistemas de extracción por jaulas y skips como elementos clave en la optimización de las operaciones subterráneas.

Por otro lado, **Hargraves y Martin** (1993) presentan una monografía sobre la minería del carbón en Australasia, en la que enfatizan que los piques inclinados resultan esenciales para acceder a niveles profundos, reducir costos logísticos y asegurar la continuidad del proceso extractivo en operaciones de largo plazo.

Asimismo, el *Council for Mining and Metallurgical Institutions* (1996) enfatizó el papel de la infraestructura subterránea como criterio esencial para la clasificación de recursos y reservas, subrayando que los piques inclinados constituyen como herramientas de estrategia en la planificación y la rentabilidad de los proyectos.

Más recientemente, Li y su equipo. (2023) desarrollaron simulaciones geotécnicas para estudiar la subsidencia en depósitos inclinados, concluyendo que el diseño adecuado de infraestructura subterránea, como piques o rampas, reduce significativamente los riesgos estructurales en cuerpos profundos.

En la misma línea, Wang y colaboradores (2023) utilizaron modelos espaciales para predecir deformaciones en minería subterránea, destacando la importancia de planificar con precisión la infraestructura de acceso para garantizar la seguridad y productividad.

Finalmente, Salmi, Phan y Sellers (2024) realizaron una revisión técnica de *ore passes* y piques inclinados, concluyendo que este tipo de accesos facilita la ventilación, mejora el manejo de materiales y aporta a la eficiencia de la operación minera en ambientes complejos.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

Grimaldo, F. (2006) evidenció que la implementación de piques inclinados mejora notablemente los sistemas de izaje en minería subterránea, al reducir los tiempos de acarreo y los costos asociados al transporte del mineral. Su estudio resaltó la viabilidad operativa de este tipo de infraestructura, sobre todo en minas con cuerpos mineralizados a mayores profundidades.

Llanque, J. y equipo (2008) analizaron la evolución tecnológica que se presenta en los sistemas de izaje aplicadas a la minería subterránea, destacando a los piques inclinados representan una mejora sustancial en términos de

accesibilidad y eficiencia operativa, al reducir los cuellos de botella en el transporte de mineral.

Posteriormente, **Melgar, P.** (2010) desarrolló un proyecto para la mina Teresita que contempló la construcción de piques inclinados como una solución técnica ante las limitaciones de acceso y transporte interno. Su estudio concluyó que esta infraestructura subterránea permitió mejorar notablemente la productividad y acelerar el ritmo de extracción, gracias a una mayor eficiencia en el acarreo y la movilización del mineral.

En la misma unidad minera, **Segama, M.** (2012) profundizó en los beneficios económicos de reemplazar el sistema de transporte mixto por un sistema de izaje mediante piques inclinados. Su evaluación determinó la existencia de una reducción del 35% en el precio por tonelada transportada, lo cual incrementó sustancialmente la rentabilidad del proyecto, evidenciando la superioridad técnica del sistema propuesto.

Asimismo, Quispe, A. (2013) propuso la incorporación del método de perforación *breasting* en vetas angostas, en reemplazo del sistema convencional, combinándolo con la utilización de piques inclinados para el transporte. Esta integración permitió optimizar los ciclos de minado, disminuir la dilución del mineral e incrementar la eficiencia global del proceso extractivo.

Por otro lado, **Arias, R.** (2013) diseñó un sistema de extracción para la Unidad Operativa San Braulio Uno, fundamentado la utilización de un pique inclinado. Este diseño permitió alcanzar niveles inferiores previamente inaccesibles, disminuyendo los costos operativos de transporte y facilitando el desarrollo de nuevas zonas mineralizadas.

En el mismo año, **Vela Castro** (2013), En la mina Casapalca se diseñó y construyó el pique inclinado 016 en la veta Oroya, probando que un diseño paralelo al buzamiento de la veta, con una planificación geomecánica adecuada y un sistema de izaje eficiente (winche de 350 HP y carros U-35) optimiza la extracción en profundización y asegura la rentabilidad del proyecto, respaldada por indicadores como el VAN y la TIR.

Del mismo modo, Medina, A. (2014), En la mina Calpa dejaron el acarreo manual y adoptaron un sistema mecanizado con winche de izaje en el pique inclinado, logrando así disminuir el esfuerzo físico, optimizar el tiempo del ciclo y aumentar en gran medida la producción diaria. Este cambio facilitó que se puedan mejorar los estándares de seguridad, eficiencia y productividad de la unidad minera.

Ese mismo año, Choquehuayta, S. (2014) En la Unidad Papagayo se realizó el diseño del pique Jimena, logrando reducir los tiempos de transporte de personal y materiales, mejorar la distribución de los servicios auxiliares y obtener una relación beneficio-costos favorable de 1.64 con un periodo de recuperación de 5.25 años, lo que consolidó la viabilidad técnica y económica del proyecto.

En esa misma línea, Mercado, A. (2015) analizó la profundización del Pique Inclinado 043 en la mina Casapalca, concluyendo que esta infraestructura permitió optimizar la recuperación de reservas profundas, mejorar el rendimiento operativo del sistema de izaje y reducir los costos por tonelada extraída mediante una mejor distribución de las labores de desarrollo.

Díaz, R. y Portal, W. (2018) diseñaron el sistema de extracción mediante pique inclinado para la unidad minera Los Pircos (Santa Cruz, Perú). Incluyó diseño

de sección, U-35, winche, planificación del ciclo de trabajo y evaluación económica procurando eficiencia operativa desde niveles superiores a inferiores.

En este mismo año; Barzola, R. (2018) diseñó un pique inclinado a 30° para profundizar la veta Julie 2 en Minera Poderosa, conectando los niveles 2660 y 2410 mediante izaje con winche. Utilizando el método de Long Wall, se planeó el sistema de izaje (incluye cálculo de potencia del winche y ciclo de trabajo), estaciones del pique, locomotoras y transporte interior. El propósito fue optimizar costos operativos, cronograma y construcción, mejorando la extracción desde niveles inferiores.

Tuero, J. (2019), en la unidad minera Cuatro Horas – MACDESA, diseñó e implementó el pique inclinado 90 (200 m de longitud, 40° de inclinación) con sistema de izaje U-35 y winche de 80 HP, logrando una producción estimada de 54 000 toneladas anuales, con una inversión de US\$ 218 028 y un aumento de productividad del 412 %.

En el mismo año, Velarde, P. (2019) desarrolló una evaluación técnico-económica para la implementación del pique inclinado 310 en la veta Cambio de la mina Las Bravas. Se ejecutaron estudios geomecánicas, dimensionamiento de sección y planificación del sistema de izaje (winche, estaciones, rieles). El proyecto requirió unos 225 días de construcción, con un coste estimado de US\$ 753.34/m, inversión total de US\$ 90 300, logrando un VAN de US\$ 2 241 078 y una TIR de 198.29 %, demostrando su viabilidad técnica-económica.

Del mismo modo, Velarde, C. (2019), en la veta Paola – Minera Yanaquihua S.A.C. (Arequipa), desarrolló el diseño y construcción del pique inclinado 223 para incrementar reservas minerales. Se evaluaron etapas operativas (bombeo, sostenimiento, ventilación, voladura y perforación) mediante análisis costo-

beneficio para optimizar procesos y reducir costos de operación, contribuyendo a prolongar la vida útil y eficiencia productiva de la mina.

Recientemente, Huaracha (2021), en la unidad minera San Juan de Arequipa (Century Mining Perú S.A.C.) se diseñó el pique inclinado Mercedes de 235 m de longitud, sección 2.40 m x 2.40 m, con una inclinación de 30° y se implementó un sistema de izaje con winche de 80 HP. El proyecto facilitó el acceso a niveles profundos y alcanzó una capacidad proyectada de 15 mil toneladas por año.

Seguidamente, Rengifo y Crisóstomo (2022) presentaron el diseño de un pique inclinado para una mina artesanal en el norte del país, conectando el nivel 60 con nivel 0, usando winche y estimando una construcción de 151 días. El análisis financiero mostró viabilidad: VAN $\approx$ US\$ 10 580, TIR $\approx$ 3 % y Payback $\approx$ 0.71 meses desde el inicio de uso.

Huashuayo, A. (2023) diseñó e implementó el pique inclinado 8706 en Minera Ores S.A.C. (Arequipa), conectando los niveles 516 y 466 mediante un winche de 60 HP. Comparado con un pique vertical tradicional (8700), el inclinado extrajo hasta 126 t por ciclo frente a 62 t, aumentando la producción diaria de 40 t a 50 t.

Los diferentes antecedentes los cuales fueron revidados en conjunto evidencio que la implementación de piques inclinados constituye una solución técnica eficaz para el desarrollo y profundización de labores subterráneas. Su aplicación ha demostrado mejorar significativamente la eficiencia operativa, reducir costos logísticos, facilitar el acceso a reservas profundas y optimizar los sistemas de izaje. Asimismo, se consolidan como una infraestructura estratégica para

garantizar la continuidad productiva, la recuperación sostenible de recursos y la rentabilidad integral de los proyectos mineros.

2.2. Base teórica

La base teórica sustenta los fundamentos técnicos del presente estudio, enfocándose en la viabilidad de implementar el Pique Inclinado 300 en la Veta Buenos Aires de Minera La Soledad S.A.C. Mediante la revisión de literatura especializada, se abordan aspectos clave como labores subterráneas, métodos de explotación, diseño de piques, geotecnia y análisis económico, los cuales permiten justificar esta solución como una estrategia eficiente para optimizar el acarreo, mejorando la productividad y reduciendo los costos operativos en la minería subterránea.

2.2.1. Labores Mineras Subterráneas

Estas labores comprenden las excavaciones necesarias para acceder, preparar y explotar yacimientos ubicados bajo la superficie. Se clasifican en labores de **desarrollo, preparación y explotación**, según la geometría del yacimiento y el método de minado (Hartman & Mutmanský, 2002). En el presente estudio, el pique inclinado 300 se considera una labor de desarrollo que permitirá el acceso eficiente a la veta Buenos Aires, facilitando el tránsito de personal, equipos, mineral y servicios, y contribuyendo a una operación más segura y rentable (Hustrulid & Bullock, 2001).

2.2.1.1. Clasificación general de labores subterráneas

a) Labores de desarrollo

Incluyen piques, rampas y chimeneas, y se ejecutan en roca estéril para conectar la superficie con el yacimiento y entre niveles internos.

También permiten instalar servicios como ventilación y transporte (De la Vergne, 2002). En este estudio, el pique inclinado 300 forma parte de esta categoría, al mejorar el acceso directo a la veta Buenos Aires.

b) Labores de preparación

Se desarrollan dentro del mineral para subdividir el yacimiento, reducir dilución y facilitar una extracción eficiente. También mejoran la seguridad estructural y el uso de equipos (Hustrulid & Bullock, 2001), siendo esenciales para una transición eficaz hacia la etapa de explotación.

c) Labores de explotación

Son las excavaciones destinadas a extraer el mineral, y su diseño varía según el método empleado (como cámaras y pilares, sublevel stoping, entre otros). Su adecuada ejecución garantiza productividad, estabilidad del macizo rocoso y condiciones seguras (Howard & Cameron, 2007) (Howard & Cameron, 2007). En la veta Buenos Aires, estas labores se verán optimizadas por la conectividad operativa que brindará el pique inclinado 300.

2.2.2. Labores de acceso en minería subterránea

En minería subterránea las labores de acceso son el primer paso operativo para habilitar el acceso al yacimiento. Estas excavaciones permiten un transporte eficaz del personal, de los equipos, de los materiales, de los servicios auxiliares y, en muchos casos, del mineral mismo. La selección del tipo de labor de acceso depende de factores técnicos, económicos y geológicos, tales como la profundidad del yacimiento, su

geometría, el método de explotación adoptado y las condiciones del macizo rocoso (Hartman & Mutmanský, 2002).

Por el contrario, la Minería La Soledad S.A.C., la construcción del pique inclinado 300 representa una labor estratégica de acceso que permite mejorar la conectividad hacia la veta Buenos Aires. Esta infraestructura busca optimizar el transporte interno, disminuir los tiempos de traslado y evaluar la eficiencia operativa en el desarrollo de labores subterráneas.

a) Rampas

Son excavaciones con pendiente moderada, generalmente entre 10 % y 15 %, diseñadas el cual permite que el tránsito de una maquinaria pesada y de vehículos del acarreo. Ofrecen gran flexibilidad operativa al facilitar el acceso progresivo entre niveles sin requerir sistemas de izaje. Sin embargo, en yacimientos profundos o con fuerte buzamiento, su extensión puede generar mayores costos de desarrollo (De la Vergne, 2002).

b) Chimeneas

Se trata de excavaciones verticales o con cierta inclinación, utilizadas para ventilación, drenaje o transporte gravitacional de material. Pueden construirse de forma ascendente (contra chimeneas) o descendente, y requieren condiciones geomecánicas favorables y sistemas de sostenimiento adecuados para su operación segura (De la Vergne, 2002).

c) Piques (verticales e inclinados)

Son accesos rectos, empleados principalmente para el izaje de mineral, traslado de personal y ventilación. Los piques verticales son comunes en minas profundas, mientras que los piques inclinados resultan más eficientes en vetas con fuerte buzamiento. Estos últimos, como el pique

inclinado 300 del presente estudio, se alinean con la geometría del yacimiento, lo que permite optimizar el acarreo, disminuir los costos de desarrollo y la mejora del rendimiento general del sistema de transporte subterráneo (Borísov, 1976).

2.2.3. El Pique Inclinado en Minería

Es parte de una infraestructura la cual utilizada constantemente en minerías subterráneas cuando se necesita acceder de forma eficiente a diferentes niveles de un yacimiento, especialmente si este presenta un buzamiento pronunciado. Su construcción llega a facilitar el transporte del mineral, del personal, los equipos y los materiales, haciendo más ágil y seguro el movimiento dentro de la mina.

A diferencia de los piques verticales o rampas, los piques inclinados permiten adaptarse mejor a la geometría natural del yacimiento, lo que ayuda a reducir las distancias de desarrollo y, con ello, los costos operativos. Además, su diseño permite incorporar sistemas de izaje para el acarreo del mineral, lo que mejora notablemente la eficiencia de todo el proceso minero (Gertsch & Bullock, 1998).

En este estudio, el pique inclinado 300 ha sido concebido como una solución concreta para mejorar el acceso y la productividad en la veta Buenos Aires, en Minera La Soledad S.A.C., aportando a una operación más ordenada, segura y eficiente.

Figura 1

Pique inclinado 300 en la unidad minera La Soledad de Arequipa



Fuente: Elaboración Propia.

2.2.3.1. Definición y características

a) Concepto de pique inclinado

Un pique inclinado es una excavación subterránea con ángulos entre 30° y 60° , diseñada para seguir la trayectoria del cuerpo mineralizado. Gertsch & Bullock (1998) enfatizan que su alineación con el buzamiento de la veta permite un transporte gravitacional eficiente, reduciendo el consumo energético y mejorando la productividad. En el contexto de Minera La Soledad S.A.C., esta característica sería determinante para optimizar el flujo de mineral desde niveles profundos.

b) Aplicabilidad en minería subterránea

En minería subterránea, los piques inclinados resultan especialmente ventajosos cuando se trata de yacimientos con buzamientos pronunciados o cuando se desea evitar el alto costo y complejidad de construcción de un

pique vertical profundo. Son útiles en etapas de desarrollo, preparación y explotación, permitiendo el acceso progresivo a cuerpos mineralizados profundos o dispersos. Su construcción se realiza generalmente desde el nivel superior hacia abajo (rampa descendente), favoreciendo el control geotécnico y la evacuación de agua por gravedad (Brady & Brown, 2006).

c) **Diferencias con otros accesos**

En comparación con las rampas, los piques inclinados presentan una pendiente más pronunciada y una longitud de desarrollo menor para alcanzar la misma profundidad, lo cual se traduce en menor tiempo de excavación. A diferencia de los piques verticales, no requieren de infraestructura compleja de izaje a gran escala, lo que reduce significativamente los costos iniciales. Además, frente a las chimeneas, su sección y trazado permiten el tránsito de maquinaria y el transporte continuo de mineral, lo que amplía su funcionalidad dentro del esquema operativo de la mina (Howard & Cameron, 2007).

La selección del tipo de acceso depende críticamente de la geometría del yacimiento (vease *tabla 1*); los piques inclinados ofrecen ventajas comparativas en vetas con buzamientos superiores a 45°, condiciones frecuentes en sistemas epitermales como el de la Veta Buenos Aires:

Tabla 1

Comparación de sistemas de acceso para vetas angostas

Tipos de acceso	Aplicación optima	Limitaciones principales
Rampas	Buzamientos <30°	Longitud excesiva en pendientes fuertes
Piques verticales	Yacimientos masivos profundos	Altos costos de infraestructura
Piques inclinados	Buzamientos >45°	Requiere control geotécnico riguroso

Fuente: Adaptado de Brady & Brown, 2006; Yumin, 2020.

2.2.3.2. Ventajas operativas del pique inclinado

a) Reducción de tiempos de acarreo

La pendiente favorable del pique inclinado permite un transporte más directo y eficiente del mineral, disminuyendo considerablemente los tiempos de acarreo desde el frente hasta la superficie (Hustrulid & Bullock, 2001). Esto es especialmente beneficioso en vetas con fuerte buzamiento, como ocurre en la veta Buenos Aires.

b) Optimización de la logística interna

El diseño del pique facilita un mejor flujo de maquinaria y personal, permitiendo establecer rutas de tránsito más organizadas (Hartman & Mutmanský, 2002). En la operación de Minera La Soledad S.A.C., este tipo de acceso también posibilita la ubicación de estaciones de carga en zonas estratégicas, lo que contribuye a un ciclo de minado más continuo y eficiente.

c) Seguridad y sostenibilidad técnica

La inclinación controlada del pique favorece condiciones más seguras, especialmente en lo que respecta a ventilación y drenaje. Además, al requerir menos infraestructura compleja que un pique vertical, se reduce el riesgo operativo (De la Vergne, 2002). Su construcción progresiva también permite la evaluación constante de la estabilidad del macizo rocoso durante su avance (véase *tabla 2*).

Tabla 2
Impacto operativo de piques inclinados

Parámetro	Mejora promedio	Factor crítico
Tiempo de ciclo	15-25%	Distancia reducida
Costo operativo/ton	20-30%	Menor consumo de combustible
Seguridad estructural	40%	Angulo óptimo vs. inestabilidad

Fuente: *Hustrulid & Bullock, 2001; MINEM Perú, 2021.*

2.2.4. Factores de Diseño y Construcción de Piques Inclinados

Un adecuado diseño de un pique inclinado integra tres aspectos fundamentales: los parámetros geométricos, acordes con la geología local; un análisis geomecánico riguroso, mediante sistemas de clasificación como RMR de Bieniawski o el índice Q de Barton; y la definición de procedimientos constructivos compatibles con las condiciones hidrogeológicas del área.

Según Bieniawski (1989), la estabilidad a largo plazo de las excavaciones subterráneas depende en gran medida de la instalación oportuna del sostenimiento, especialmente en zonas donde el RMR es menor a 60, condición frecuente en macizos rocosos fracturados como los presentes en el área de estudio.

Para minimizar riesgos mediante la construcción y operación del pique inclinado, lo que es importante considerar los siguientes factores de diseño:

- Factores económicos, relacionados con los costos de excavación, sostenimiento y operación.
- Factores operacionales, vinculados a la producción, ventilación, transporte y seguridad.
- Factores geológicos, que incluyen litología, estructuras y condiciones hidrogeológicas.
- Estabilidad del pique inclinado, en función del comportamiento del macizo rocoso.
- Ubicación del pique inclinado, considerando accesibilidad y continuidad operacional.

- Profundización del pique inclinado, orientada al incremento de reservas y producción.

2.2.4.1. Parámetros técnicos de diseño

a) Ángulo de inclinación

El ángulo del pique inclinado suele oscilar entre 30° y 60°, dependiendo del buzamiento de la veta, la longitud del acceso y el sistema de transporte seleccionado. Una inclinación más pronunciada favorece un menor desarrollo lineal, pero exige equipos especializados y un mayor esfuerzo inicial de excavación. En cambio, ángulos menores requieren tramos más largos, pero permiten el uso de maquinaria convencional sobre neumáticos o rieles (De la Vergne, 2002).

b) Longitud y sección transversal

La longitud del pique está condicionada por la profundidad del cuerpo mineralizado y su ubicación en planta. El perfil transversal se define en función del sistema de transporte (locomotoras, winches, skips) y debe asegurar el libre tránsito del equipo, ventilación suficiente y espacio para instalaciones auxiliares. Secciones típicas pueden ser rectangulares, trapeciales o en herradura, con anchos que varían entre 3 y 5 metros y alturas entre 2.5 y 4 metros (Gertsch & Bullock, 1998).

c) Ubicación en el yacimiento

La localización del pique debe maximizar el acceso al mineral y minimizar el desarrollo de labores innecesarias. Se busca situarlo en zonas estables del macizo rocoso, cercanas al eje del yacimiento y con disponibilidad de espacio para estaciones, tolvas o plataformas. Una mala

ubicación puede incrementar los costos operativos, afectar la ventilación y dificultar el sostenimiento (Brady & Brown, 2006).

2.2.4.2. Consideraciones geomecánicas

a) Aspectos Geomecánicas

La estabilidad de las excavaciones en minería subterránea depende de varios factores, los cuales pueden agruparse en dos categorías: pre-minado y post-minado. Los factores pre-minados son aquellos asociados a las condiciones naturales del macizo rocoso, tales como sus características geológicas, propiedades mecánicas y estado de los esfuerzos in situ.

Los aspectos post-minados están asociados a los cambios generados por la excavación, incluyendo los esfuerzos inducidos, la geometría y orientación de las labores, los cuales varían conforme avanza la operación minera. Estas perturbaciones pueden provocar desplazamientos del macizo rocoso hacia los vacíos excavados, así como modificaciones en el estado de esfuerzos y deformaciones.

Se procede a un mapeo estructural para evaluar el comportamiento geomecánica del macizo rocoso, que permite identificar posibles cuñas inestables, cuyo tamaño y forma dependen de la geometría de la excavación y de la orientación de las discontinuidades. En este trabajo se emplean los sistemas de clasificación RMR de Bieniawski (1989) y su correlación con el índice Q de Barton y el GSI de Hoek y Marinos (2000), con base en los datos obtenidos en campo.

b) El RQD (Rock Quality Designation)

El RQD es un parámetro geomecánico utilizado para estimar el grado de fracturamiento y la calidad de un macizo rocoso a partir de los testigos obtenidos mediante perforación diamantina. Su determinación se basa en la relación existente entre la longitud acumulada de los fragmentos de testigo que superan los 10 cm y la longitud total del tramo perforado. Este indicador permite evaluar las condiciones estructurales de la roca y constituye una herramienta ampliamente empleada en estudios geomecánicos para el diseño y sostenimiento de excavaciones subterráneas. Su cálculo se realiza mediante la siguiente expresión:

Figura 2

Testigos de perforación diamantina



Fuente: Manual de Geomecánica, conociendo a la roca.

$$RQD = \frac{\sum Longitud \geq 10 \text{ cm}}{Longitud \text{ Total}} \times 100\%$$

Figura 3

Valor de índice de RQD

RQD %	Calidad del macizo rocoso
< 25	Roca muy mala
25 – 50	Roca mala
50 – 75	Roca regular
75 – 90	Roca Buena
90 – 100	Roca muy Buena

Fuente: Mecánica de rocas Stagg - Zienkiewicz.

c) El criterio RMR de Bieniawski (1989)

El macizo rocoso in situ puede ser evaluado y clasificado mediante la clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating) en distintas clases de calidad, agrupando los que presentan comportamientos similares. El sistema se aplica mucho en el diseño y construcción de túneles, excavaciones subterráneas, taludes y cimentaciones, y se basa en un índice de calidad RMR, al que se añaden factores de corrección según las condiciones del macizo.

El comportamiento del macizo rocoso está determinado por la interacción entre el material rocoso, las discontinuidades y las aguas subterráneas. Para poder evaluar adecuadamente se debe conocer el origen de la roca, su textura, estructura y mineralogía y las características geotécnicas de las discontinuidades tales como su orientación, espaciamiento, persistencia, rugosidad y tipo de relleno.

Bieniawski propuso que una clasificación geomecánica debe cumplir los siguientes objetivos:

- Agrupar macizos rocosos con comportamiento similar.
- Ofrecer una base de comprensión de las características del macizo rocoso.
- Fomentar la planificación y el diseño de las estructuras en roca sobre la base de los datos de campo.
- Establecer un lenguaje común para la comunicación entre profesionales vinculados a problemas geomecánicos.

Con base en estudios y experiencias prácticas, Bieniawski estableció que el índice RMR debe considerar cinco parámetros fundamentales, expresados mediante la siguiente relación:

$$RMR = RC + RQD + A + B + C$$

- RC: Valoración según la resistencia a la compresión simple de la roca, determinada mediante martillo Schmidt.
- RQD: Valoración de la calidad de la roca (Rock Quality Designation).
- A: Espaciamiento de las discontinuidades.
- B: Condición de las discontinuidades.
- C: Condición del agua subterránea.

Tabla 3
Valor de índice de RMR

RMR	Calidad del macizo rocoso	Clase
0 – 20	Roca muy mala	V
21 – 40	Roca mala	IV
41 – 60	Roca regular	III
61 – 80	Roca Buena	II
81 – 100	Roca muy Buena	I

Fuente: Bieniawski 1973.

d) La resistencia a la compresión de la roca intacta (RC).

La resistencia a la compresión de la roca intacta (RC) se puede determinar por ensayos indirectos en campo tales como los golpes de picota o el martillo de geólogo y el martillo de Schmidt. También este parámetro

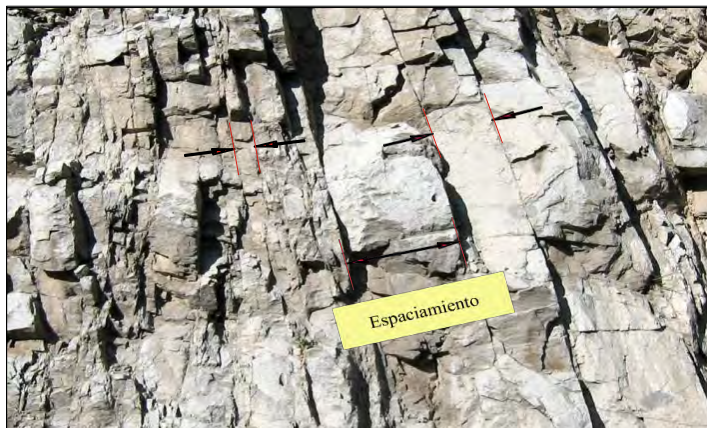
puede ser estudiado mediante pruebas de laboratorio, que dan valores de resistencia más exactos.

e) **El espaciamiento de las discontinuidades.**

Este parámetro representa la distancia media medida entre estructuras geológicas consecutivas, tales como diaclasas, fracturas o planos de estratificación presentes en el macizo rocoso. Su valoración permite determinar el nivel de fragmentación de la roca y constituye un criterio relevante para la clasificación geomecánica, ya que influye en la resistencia global del macizo y en el diseño de las labores subterráneas.

Figura 4

Espaciamiento entre las discontinuidades



Fuente: Manual de Geomecánica, Conociendo a la roca de Oscar Avilés.

f) **La condición de las discontinuidades.**

- **Persistencia:** es la extensión de una discontinuidad en el macizo rocoso, ya sea medida en su superficie o dentro de la excavación.
- **Apertura:** se refiere al espacio entre las paredes rocosas de una discontinuidad, indicando el grado de abertura que existe.

- **Rugosidad:** Se refiere al grado de rugosidad o irregularidad de la superficie de discontinuidad, lo que afecta a la resistencia al deslizamiento.
- **Relleno:** se hace referencia de los materiales brindado dentro de la discontinuidad, tales como arcillas, óxidos u otros minerales, que afectan su comportamiento mecánico.
- **Meteorización:** Es el proceso mediante el cual la superficie de la roca se modifica progresivamente por la acción de agentes atmosféricos, afectando sus propiedades físicas y mecánicas.
- **Alteración:** hace referencia a la producción por el movimiento de fluidos o gases magmáticos a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de falla, generando procesos de remplazos y relleno que modifican las condiciones geotécnicas de macizo rocoso.

g) **Presencia de agua**

El presentar agua subterránea no significa que influye en las rocas intactas o levemente fracturadas. Por ende, en macizos fracturados o estratificados, el agua adquiere mayor relevancia, ya que puede ejercer presión dentro de las fisuras, actuar como lubricante y, en algunos casos, arrastrar el material de un débil relleno de las discontinuidades, afectando la estabilidad de la excavación.

En macizos fuertemente fracturados, la presencia de agua acelera los procesos de aflojamiento del terreno, en especial bajo condiciones de altos esfuerzos, donde la degradación del macizo rocoso puede ocurrir de forma más rápida y severa.

Figura 5
Presencia de agua



Fuente: *Manual de Geomecánica, Conociendo a la roca.*

h) Q - Barton

En los macizos muy fracturados, la presencia de agua acelera los procesos de desprendimiento del terreno, sobre todo en condiciones de altos esfuerzos, donde la degradación del macizo rocoso puede ocurrir más rápidamente y de forma más severa.

- RQD (Rock Quality Designation).
- Jn: Número de familias de discontinuidades.
- Jr: Rugosidad de las discontinuidades.
- Ja: Grado de alteración de las discontinuidades.
- Jw: Condición de agua subterránea.
- SRF: Factor de reducción por esfuerzos (Stress Reduction Factor).

El índice Q se determina mediante la siguiente expresión:

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

El valor del índice Q varía desde 0.001, correspondiente a macizos de calidad excepcionalmente mala, hasta 1000, que representa macizos de calidad excepcionalmente buena. Una vez obtenido el valor de Q, el sistema permite definir el tipo de sostenimiento requerido, en función de la dimensión equivalente de la excavación.

2.2.4.3. Procedimiento constructivo

a) Perforación

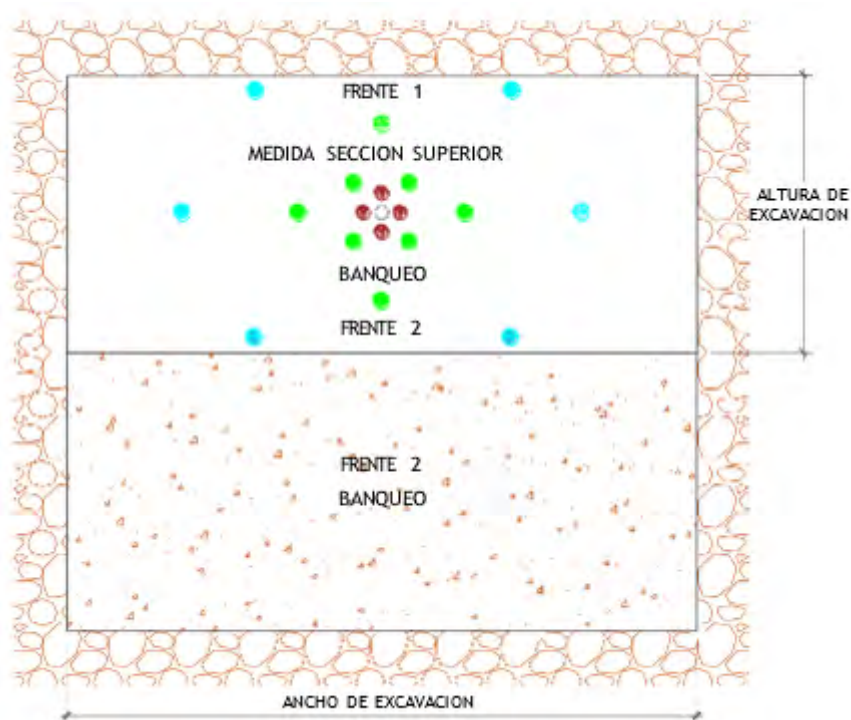
La perforación es la primera operación unitaria y tiene como fin abrir en la roca huecos cilíndricos llamados taladros, barrenos o hoyos, donde se alojará el explosivo y sus accesorios iniciadores (López Jimeno 2003, pág. 15).

i. Métodos de ejecución de piques

i.i. Método de Banqueo.

Aplicándola como método para los piques de sección rectangular o cuadrada. Consiste en ejecutar la perforación por avances, dividiendo el piso en dos niveles, de los cuales uno se mantiene permanentemente a una cota más elevada que el otro. Esta configuración permite generar una cara libre favorable para la voladura, además de facilitar el drenaje y el bombeo de agua en zonas donde existe una alta presencia de infiltraciones

Figura 6
Método de construcción en banqueo de un pique

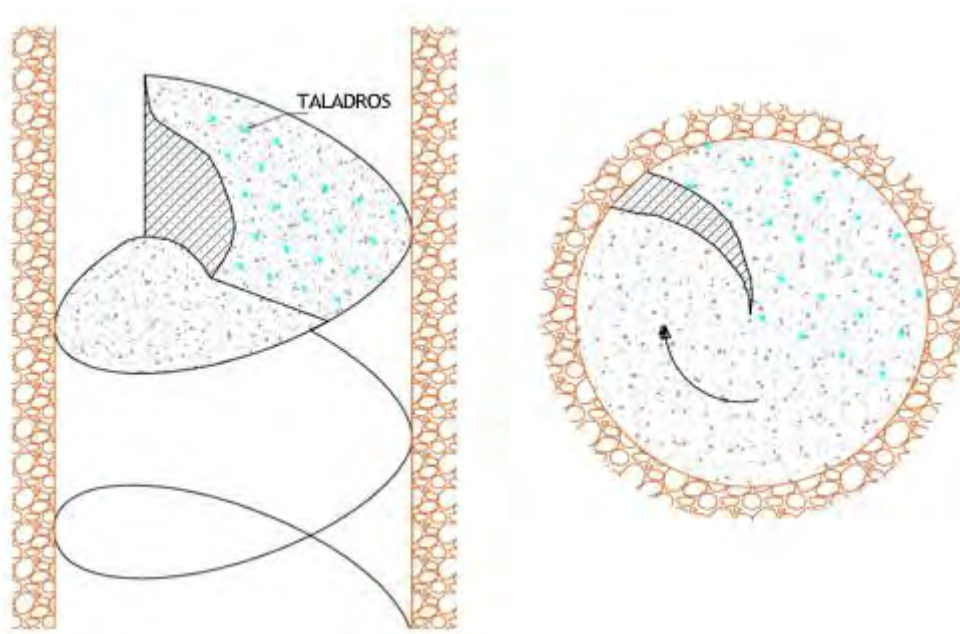


Fuente: López Jimeno (2003), *Manual de perforación y voladura de rocas*.

i.ii. Método de Espiral

Método que es ampliamente a realizar en excavaciones de un lugar circular. Se desarrolla mediante la conformación de un avance en forma de espiral sobre el piso del pique, permitiendo un descenso continuo y controlado. La altura del paso de la espiral está directamente relacionada con el diámetro de la sección y con las características geomecánicas del terreno, lo cual influye en la estabilidad del macizo rocoso y en la eficiencia del proceso de excavación.

Figura 7
Método de construcción en espiral de un pique



Fuente: López Jimeno (2003), *Manual de perforación y voladura de rocas*.

i.iii. Método de Sección completa

Método que se debe utilizar en excavaciones de una parte rectangular o circular y es similar al procedimiento empleado en túneles o galerías. Consiste en la excavación de la totalidad de la sección en cada avance, para lo cual es indispensable generar inicialmente una cara libre mediante cortes en “V” o cortes paralelos, apoyados por taladros de alivio. Este diseño de perforación permite un adecuado arranque del material y un control eficiente de la voladura (López Jimeno, 2003, pp. 325–327).

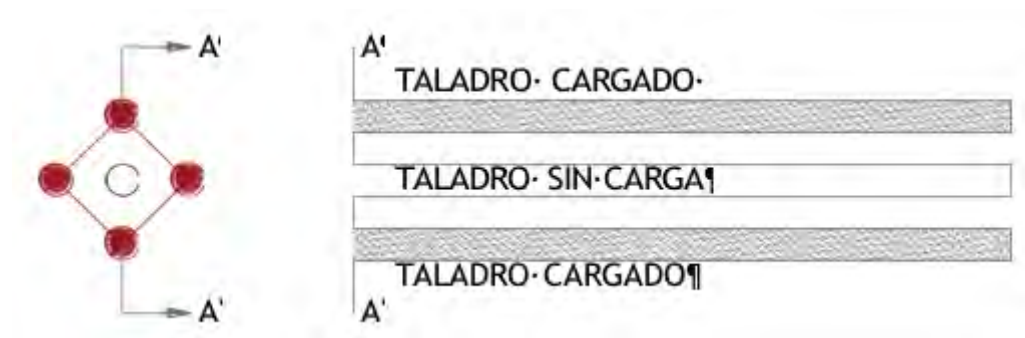
Figura 8*Método de construcción en sección completa de un pique**Fuente: López Jimeno (2003), Manual de perforación y voladura de rocas.*

ii. Métodos de Arranque

ii.i. Corte quemado (Burn Cut)

Este método se utiliza en excavaciones de sección rectangular o circular y es similar al procedimiento empleado en túneles o galerías. Consiste en la excavación de la totalidad de la sección en cada avance, para lo cual es indispensable generar inicialmente una cara libre mediante cortes en “V” o cortes paralelos, apoyados por taladros de alivio. Este diseño de perforación permite un adecuado arranque del material y un control eficiente de la voladura (López Jimeno, 2003, pp. 325–327).

Figura 9
Método de corte quemado



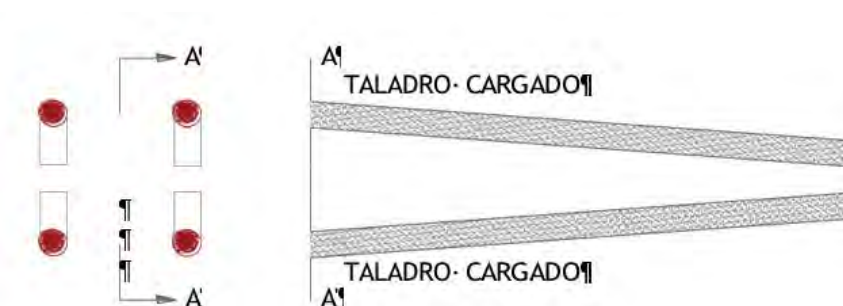
Fuente: EXSA "Manual práctico de voladura". (5ta Edición)

ii.i. Corte en "V" o cuña

El corte en "V" o cuña consiste en la perforación de dos o más taladros inclinados que tienden a converger en el fondo del frente de avance, los cuales son posteriormente cargados con explosivo. La inclinación de estos taladros suele variar entre 60° y 70° respecto a la superficie del frente.

Este tipo de corte avanza poco, siendo más efectivo en rocas suaves a medias, donde ayuda a crear una cara libre inicial adecuada para el desarrollo de la voladura.

Figura 10
Método de corte en "V"



Fuente: EXSA "Manual práctico de voladura". (5ta Edición)

a) Corte en pirámide

El corte en pirámide utilizada cuando se necesita una alta precisión en la perforación. Su aplicación en frentes horizontales resulta compleja, por lo que es más común en labores verticales o inclinadas. Este tipo de corte es adecuado para rocas duras y tenaces, y se emplea principalmente en la excavación de chimeneas y piques, donde se requiere un buen control del avance.

iii. Distribución y denominación de taladros

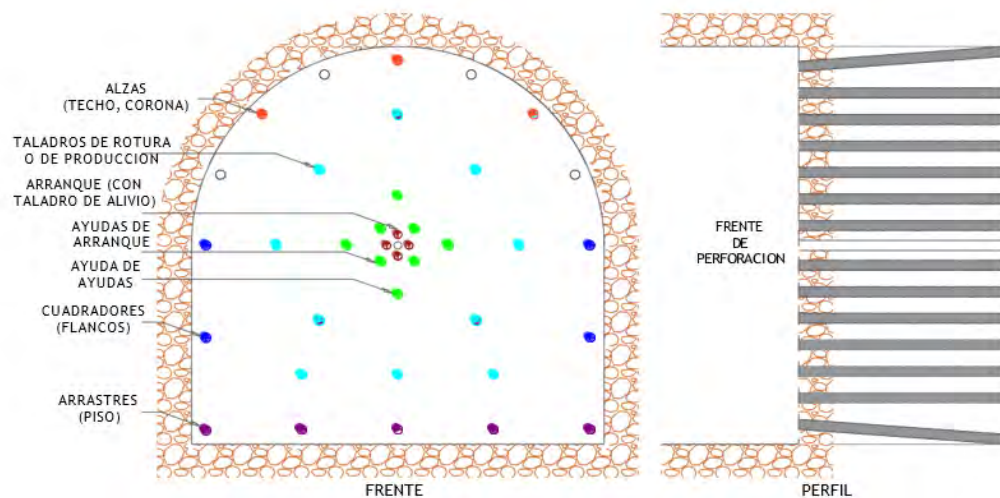
Los taladros se distribuyen en forma concéntrica, siendo los de corte o arranque los que ocupan la parte central del frente de voladura. A continuación, se detalla la nomenclatura de los taladros:

- Arranque: Son los taladros que se disparan primero, con el fin de crear la cavidad inicial o cara libre. Normalmente se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el taladro.
- Ayudas: Ayudas: Son los taladros que se disparan en segundo lugar, rodeando a los taladros de arranque y facilitando la ampliación de la cavidad inicial.
- Cuadradores: Son los taladros ubicados en los hastiales, responsables de conformar los flancos laterales del túnel o galería.
- Alzas o techos: Denominados también taladros de corona, conforman la bóveda o techo de la excavación.

- Arrastre: Son los taladros que se disparan al final de la secuencia de voladura y corresponden al piso del túnel o galería.

Figura 11

Método de construcción en sección completa de un pique



Fuente: López Jimeno (2003), *Manual de perforación y voladura de rocas*.

iv. Número de taladros

En un frente de voladura subterránea, el número de taladros se fija ateniéndose, fundamentalmente, al tipo de roca, al grado de confinamiento, al grado de fragmentación requerido, y a las condiciones operativas de perforación. Estos factores tienen influencia directa en la definición de la malla de perforación y, por ende, en el número total de taladros a emplear.

Asimismo, el tipo de explosivo y el método de iniciación utilizados pueden requerir ajustes en la malla, lo que puede incrementar o reducir el número de taladros calculados teóricamente.

(Fuente: EXSA, 2009, pp. 187–188).

Se puede calcular el número de taladros en forma más precisa con la siguiente relación:

$$N^{\circ} tal = \left(\frac{P}{dt} \right) + (c * s)$$

Donde:

P: Perímetro o circunferencia de la sección del túnel (m), que se determina con la siguiente formula = $4 \times \sqrt{A}$.

dt: Distancia entre los taladros de la circunferencia.

s: Sección del túnel en m².

c: Coeficiente de roca.

Tabla 4

Coeficientes para determinar los valores de “dt” y “c”

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Dura	0.50
Intermedia	0.60
Blanda o suave	0.70

Dureza de la roca	Coeficiente de roca (m)
Dura	2.00
Intermedia	1.50
Blanda o suave	1.00

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura.

v. Cálculo de burden y espaciamiento

Para definir el burden y el espaciamiento entre taladros, se emplea la regla práctica propuesta por EXSA, que permite establecer una malla de perforación adecuada en función de las condiciones geomecánicas y operativas del frente de voladura. Se hace el cálculo con la fórmula siguiente:

Tabla 5*Fórmulas para determinar burden y espaciamiento*

Sección del Corte	Valor del Burden	Valor del Espaciamiento
Primera	$B1 = 1.7 \times D2$	$E1 = B1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$E2 = 1.5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1.5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$E3 = 1.5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1.5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$E4 = 1.5 \times B4 \times \sqrt{2}$

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura. (5ta Edición)

Donde:

B = Burden (m)

E = Espaciamiento.

D2 = Diámetro del taladro de alivio.

vi. Determinación de cantidad y la distribución de carga.

La cantidad de carga explosiva se determina en función de la dureza de la roca y de las secciones de las diversas labores.

Por tanto, se calcula el consumo medio de explosivo, expresado en kilogramos por metro cúbico de roca volada, por cada metro de avance. Esta relación se presenta mediante la expresión siguiente:

$$Q_c = FC \times V$$

Donde:

Qc : Cantidad de carga explosiva por disparo.

FC : Factor de carga.

V : Volumen de material a mover por disparo.

Tabla 6*Factor de carga con relación a la sección del túnel*

Área del túnel en m ²	Kilos de explosivos estimados por m ³ de roca		
	Dura	Intermedia	Blanda o suave
De 1 a 5	3.00 - 2.50	2.20 - 1.80	1.50 - 1.00

De 5 a 10	2.50 - 2.00	1.80 - 1.40	1.00 - 0.80
De 10 a 20	2.00 - 1.70	1.40 - 1.00	0.80 - 0.50
De 20 a 40	1.70 - 1.40	1.00	0.50 - 0.40

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura. (5ta Edición)

Generalmente, la longitud de la columna explosiva corresponde entre la mitad y dos tercios de la longitud total del taladro, concentrándose la mayor parte de la carga en el fondo. Para asegurar una adecuada salida del arranque, se recomienda cargar los taladros de arranque entre 1.3 y 1.6 veces el promedio calculado, mientras que los taladros de ayuda se cargan aproximadamente 1.1 veces dicho promedio, reduciéndose de manera uniforme la carga en los demás taladros (Fuente: EXSA, 2009, p. 189).

2.2.5. Sistema de Izaje y Transporte

La selección de componentes de izaje debe responder a criterios normativos internacionales. Como establece la norma ISO 4308:2018, la profundidad del pique determina la potencia de winches y el factor de seguridad de cables, mientras que el volumen diario de mineral exige dimensionar adecuadamente skips y tolvas. Para operaciones como la analizada, este marco garantizaría la continuidad productiva. (Gertsch & Bullock, 1998; Hustrulid & Bullock, 2001).

2.2.5.1. Extracción por un pique en mina

La extracción por pique es un método mediante el cual el mineral y/o desmonte se iza a través de un pique, utilizando carros mineros o skips accionados por un winche eléctrico. La carga extraída es conducida hasta la

sección superior del pique, donde se descarga en una tolva de acumulación, destinada al almacenamiento temporal del mineral y/o desmonte.

2.2.5.2. Extracción por un pique en mina

Un sistema de izaje está conformado por un conjunto de equipos y mecanismos que permiten el transporte seguro de mineral, desmonte, equipos o personal. De acuerdo con Llanque (2008), los principales componentes son los siguientes:

- **Motor**, encargado de proporcionar la potencia necesaria para el izaje.
- **Tambora**, donde se enrolla el cable de izaje.
- **Cable**, elemento principal de tracción del sistema.
- **Jaula**, skips destinados al transporte de la carga.
- **Poleas**, que guían y direccionan el cable.
- **Sistema de seguridad (frenos)**, encargado de controlar y detener el movimiento.
- **Palancas o sistemas de control**, utilizados para la operación del equipo.
- **Estructura de desplazamiento o castillo**, que soporta y guía el sistema de izaje.

2.2.5.3. Parámetros considerados para el diseño del izaje

Para diseñar un sistema de izaje en una operación minera es necesario contar con información técnica y operativa que garantice la seguridad y eficiencia del sistema. Entre los principales parámetros a tener en cuenta se incluyen:

- Plano preliminar del sistema de izaje.
- Inclinação del pique o labor inclinada.
- Peso neto de la carga a izar.
- Peso de los skips, jaulas o carros mineros.
- Peso y dimensiones del cable de izaje.
- Dimensiones y peso efectivo de la tambora.
- Velocidad de izaje.
- Tiempos de carga y descarga.
- Períodos de aceleración y desaceleración.
- Profundidad del pique o inclinado.
- Número de niveles de producción.

Si bien muchos de estos parámetros son conocidos o definidos previamente, corresponde al ingeniero responsable evaluar su interacción y determinar la viabilidad del sistema de izaje, particularmente cuando se emplea un winche de tambora (Llanque, 2008).

2.2.5.4. Tipos de izaje

En la minería subterránea se emplean principalmente dos tipos de sistemas de izaje. El primero corresponde al izaje con winche de tambora, en el cual el cable se enrolla directamente sobre la tambora durante la operación. El segundo es el izaje por fricción, donde el cable se desplaza sobre una rueda de fricción a lo largo del recorrido de izaje.

La elección del sistema depende de las condiciones de operación, tales como la profundidad, la capacidad requerida y las características del pique o labor inclinada (Hartman & Britton, 1992).

2.2.5.5. Winche de izaje

El winche de izaje es un equipo mecánico que se usa en la mina para subir y bajar cargas, materiales, equipos y personal. Su operación debe cumplir estrictamente con los requisitos mínimos de seguridad, para garantizar un funcionamiento fiable y minimizar los riesgos durante las labores de izaje. Véase la figura N° 11.

Figura 12

Winche de izaje con una sola tambora



Fuente: *Elaboración Propia.*

✓ Cable de Izaje

Los cables de izaje pueden fabricarse principalmente de alambre de acero y, en algunos casos, de aluminio, según el tipo de sistema de izaje y las condiciones de operación. Su selección depende del equipo empleado, ya sea un sistema por enrollamiento en tambora o por fricción.

En ambos casos, el cable se dispone de forma ordenada para permitir el izaje seguro del skip, jaula o carros mineros, asegurando un desplazamiento controlado durante el ciclo de operación.

Figura 13
Cable de izaje



Fuente: Elaboración Propia.

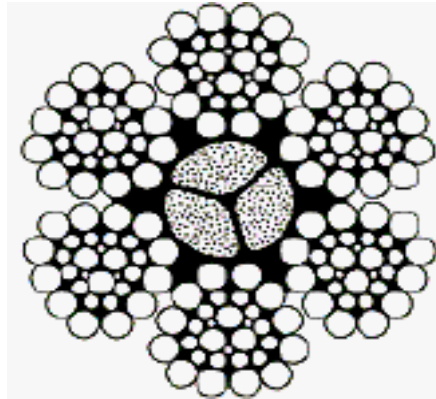
✓ **Tipos de Cable de Izaje**

- Regular: se refiere a que los alambres de torón se introducen de manera opuesta a la dirección de la torsión de los torones del cable.
- Lang: En los cables tipo Lang, los torones se tuercen en la dirección misma que los alambres (Lang derecho o Lang izquierdo).

Estructura de los cables de izaje

La estructura de un cable de izaje está compuesta principalmente por el núcleo o alma y los torones o cordones. A continuación, se muestra esta configuración en la imagen correspondiente.

Figura 14
Estructura de un cable de acero



Fuente: JSC equipos mineros

2.2.5.6. Criterios para la selección del sistema

a) Profundidad del pique

La profundidad total del pique, es un factor clave para la selección del sistema de izaje. En piques superiores a 300 metros, se recomienda utilizar skips con sistemas de contrapeso y cabinas guiadas para asegurar la estabilidad durante el ascenso o descenso. A mayor profundidad, se incrementan las exigencias sobre el cable de izaje, la capacidad del winche y la ventilación del pique, lo que obliga a un diseño robusto y personalizado (Hartman & Mutmansky, 2002).

b) Volumen de carga por turno

El sistema debe ser capaz de manejar el volumen previsto de mineral por turno sin generar cuellos de botella en la operación. Por ello, se realiza un análisis de capacidad, número de ciclos por hora y tiempo de carga y descarga, a fin de dimensionar adecuadamente los skips, el diámetro de los cables y la potencia del winche. Un diseño deficiente en este aspecto puede

reducir la eficiencia general del sistema y provocar sobrecostos operativos (Gertsch & Bullock, 1998).

c) Velocidad de operación y seguridad

La velocidad de operación influye directamente en la productividad, pero también en los niveles de vibración, desgaste mecánico y riesgos de accidente. Por ello, se debe alcanzar un equilibrio entre velocidad óptima y condiciones seguras de operación, incorporando frenos automáticos, sensores de carga, indicadores de posición y sistemas redundantes de emergencia. La normativa internacional exige protocolos de mantenimiento, inspección y certificación periódica de todos los componentes del sistema de izaje (Bieniawski, 1989; Hoek & Brown, 1980).

2.2.6. Evaluación Operativa y Económica

El objetivo de la evaluación económica de un proyecto es brindar una base cuantitativa para decidir sobre su viabilidad. Para ello, se analiza de manera integral el componente técnico, económico y financiero, incorporando además la evaluación del riesgo asociado a la inversión.

Diversos estudios señalan que los proyectos que incorporan piques inclinados suelen presentar mejores indicadores económicos en comparación con alternativas convencionales, Principalmente por la reducción de costos de desarrollo y la mayor productividad. En este sentido, Brady & Brown (2006) reportan que el VAN puede aumentar hasta en un 25% en profundidades medias debido a dicha sinergia, lo cual resulta especialmente importante para la sostenibilidad financiera de operaciones en vetas angostas (Gertsch & Bullock, 1998).

2.2.6.1. Efectos sobre la eficiencia minera

a) Mejora en el rendimiento por turno

La implementación de un pique inclinado reduce la distancia recorrida por el mineral y los equipos, permitiendo aumentar el número de ciclos por turno. Esta reducción en los tiempos muertos y en el esfuerzo logístico incrementa la productividad general del equipo de acarreo y del personal operativo. Según Howard y Cameron (2007), este tipo de accesos puede mejorar entre un 15 % y 25 % la eficiencia de transporte en minas subterráneas mecanizadas.

b) Disminución del tiempo de acarreo

Al aprovechar la inclinación natural del yacimiento, los piques inclinados permiten un acarreo más directo del mineral hacia las estaciones de izaje o puntos de transferencia. Esto reduce en forma importante el consumo de combustible, el desgaste de los equipos y el tiempo de transporte por tonelada extraída (Hartman & Mutmanský, 2002). En operaciones con mayor profundidad, este ahorro puede representar una ventaja competitiva relevante.

c) Integración con otras labores

El diseño de piques inclinados permite conectarlos estratégicamente con rampas, galerías de ventilación, estaciones de bombeo o zonas de explotación, consolidando un sistema de acceso integral. Esta integración favorece una operación más fluida y segura, al reducir interferencias y mejorar la circulación dentro de la mina (De la Vergne, 2002).

2.2.6.2. Tipos de costos y rentabilidad

a) Costos de operación (OPEX)

Los costos de operación (OPEX) corresponden a los gastos operativos necesarios para mantener en funcionamiento las actividades de la empresa, incluyendo el consumo de bienes, servicios y recursos empleados en el proceso productivo. En otras palabras, representan el costo asociado a la operación diaria de la unidad minera.

De manera general, los costos de operación se agrupan en:

- Costo mina
- Costo planta
- Costo de transporte

Gastos generales y administrativo.

b) Costos de inversión (CAPEX)

Los costos de inversión (CAPEX) corresponden a las inversiones en bienes de capital, es decir, aquellos desembolsos destinados a adquirir, mejorar o ampliar activos que generarán beneficios durante varios periodos. A diferencia de los gastos operativos, estos costos no se deducen íntegramente en el año en que se ejecutan, sino que se capitalizan y se deprecian a lo largo de la vida útil del activo.

En un proyecto minero, los costos de inversión suelen incluir:

- Avances de desarrollo
- Exploraciones

- Infraestructura
- Equipamiento minero.

c) Valor actual neto (VAN)

El Valor Actual Neto (VAN) es una herramienta que permite evaluar la rentabilidad de un proyecto e incluso comparar alternativas de inversión, ya que refleja en valor actual los beneficios futuros descontados menos la inversión inicial. Su cálculo se hace con la siguiente fórmula:

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+k)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+k)^1} + \frac{F_2}{(1+k)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+k)^n}$$

Donde:

- F_t : Flujos de dinero en cada periodo t.
- I_0 : Inversión realizada al momento inicial (t = 0). n: Número de periodos de tiempo.
- k : Tipo de descuento o tipo de interés exigido a la inversión.

La interpretación del resultado es la siguiente:

- Si $VAN < 0$, el proyecto generará pérdidas y, por tanto, debe rechazarse.
- Si $VAN = 0$, el proyecto no generará pérdidas ni beneficios; se encuentra en punto de equilibrio.
- Si $VAN > 0$, el proyecto generará beneficios a la tasa de descuento elegida y, por tanto, es aceptable.

d) Tasa Interna de Retorno (TIR)

La Tasa Interna de Retorno (TIR) constituye un indicador financiero utilizado para medir la rentabilidad esperada de una inversión. Se define como aquella tasa de descuento que iguala el Valor Actual Neto (VAN) a cero; es decir, representa el rendimiento porcentual con el cual los flujos de caja actualizados del proyecto compensan la inversión inicial realizada.

Este indicador permite analizar la viabilidad económica del proyecto, ya que facilita la comparación con otras alternativas de inversión o con la tasa mínima de rendimiento requerida. En ese sentido, un proyecto será considerado económicamente atractivo cuando la TIR sea superior al costo de oportunidad del capital o a la tasa de descuento establecida para la evaluación.

$$\begin{aligned}
 VAN &= -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1 + TIR)^t} \\
 &= -I_0 + \frac{F_1}{(1 + TIR)^1} + \frac{F_2}{(1 + TIR)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1 + TIR)^n}
 \end{aligned}$$

La TIR tiene dos condiciones para aprobar o rechazar la propuesta de inversión:

- Si la TIR es mayor o igual a la tasa de interés se acepta el proyecto.
- Si la TIR es menor que la tasa de interés, el proyecto debe ser rechazado.

a) Flujo de caja

El flujo de caja, también denominado flujo de efectivo o cash flow, es una herramienta financiera que permite registrar los ingresos y egresos monetarios generados por una empresa o proyecto durante un periodo determinado. Su análisis permite conocer la disponibilidad de efectivo, evaluar la capacidad para cumplir obligaciones financieras y determinar la sostenibilidad económica del proyecto a lo largo del tiempo.

En el contexto de la evaluación de proyectos, el flujo de caja constituye la base para calcular indicadores económicos como el Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR), debido a que refleja los beneficios y costos proyectados durante la vida útil de la inversión.

2.3. Marco Conceptual

En este marco conceptual se definen los principales términos técnicos empleados en la investigación, con el propósito de establecer un lenguaje claro y preciso que permita la comprensión de los principales elementos relacionados con la construcción e implementación del Pique Inclinado 300 y su impacto en la producción minera.

- **Pique inclinado**

Excavación subterránea desarrollada con una inclinación generalmente entre 30° y 60°, diseñada para facilitar el acceso a diferentes niveles del yacimiento, permitiendo el transporte de mineral, personal, equipos y materiales. Su diseño se adapta a la geometría del cuerpo mineralizado, optimizando los sistemas de acarreo y reduciendo los costos operativos.

- **Producción minera**

Hace referencia a la cantidad del mineral que se extrae en una operación minera durante un periodo asimilado, generalmente expresada en toneladas por día (t/día) o toneladas por mes (t/mes). Es uno de los principales indicadores de desempeño operativo en minería.

- **Sistema de izaje**

Conjunto de equipos e infraestructura utilizados para el transporte de mineral, desmonte, materiales y personal en labores subterráneas. Incluye componentes como winches, cables, rieles y carros mineros, los cuales permiten el desplazamiento eficiente del material a lo largo del pique inclinado.

- **Acarreo**

El transporte del mineral o desmonte desde el frente de explotación hasta los puntos de acopio, tolvas o superficie, es una de las etapas del ciclo de minado que más influye en la productividad y en los costos operativos.

- **Ciclo de minado**

Secuencia de operaciones unitarias que se realizan en la explotación minera, incluyendo perforación, voladura, ventilación, limpieza (acarreo) y sostenimiento. La optimización de este ciclo permite mejorar la eficiencia y aumentar la producción.

- **Eficiencia operativa**

La relación entre lo obtenido (producción) y lo utilizado (tiempo, mano de obra, equipos). Una mayor eficiencia operativa se traduce en reducir los tiempos muertos y aprovechar al máximo los recursos con los que se cuenta.

- **Macizo rocoso**

Roca intacta y conjunto de discontinuidades (fracturas, fallas, planos de debilidad) que conforman el medio en que se desarrollan las labores subterráneas. Su comportamiento geomecánico es fundamental para el diseño y la estabilidad de las excavaciones.

- **RMR (Rock Mass Rating)**

Bieniawski desarrolló un sistema de clasificación geomecánica para valorar la calidad del macizo rocoso mediante parámetros como la resistencia de la roca, RQD, espaciamiento y condiciones de las discontinuidades, además de la presencia de agua. Se usa para determinar el sostén requerido.

- **RQD (Rock Quality Designation)**

Índice que evalúa la calidad del macizo rocoso en función del porcentaje de testigos de perforación recuperados de diámetro mayor a 10 cm, respecto de la longitud total perforada. Permite estimar el grado de fracturación de la roca.

- **GSI (Índice de Resistencia Geológica)**

Es un sistema de evaluación geomecánica que permite estimar la calidad del macizo rocoso a partir de la observación de sus condiciones estructurales y superficiales. Este índice considera el grado de fracturamiento, la disposición de los bloques, la rugosidad, alteración y estado de las discontinuidades, permitiendo interpretar el comportamiento del macizo rocoso frente a una excavación subterránea.

- **Sostenimiento**

Conjunto de técnicas y elementos para garantizar la estabilidad de las excavaciones subterráneas como pernos de anclaje, mallas, shotcrete o cuadros de madera en función de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

- **Tiempo de ciclo**

Tiempo total requerido para completar un ciclo de operación minera, especialmente en el proceso de carguío y acarreo. Incluye tiempos de carga, transporte, descarga y retorno, siendo un indicador clave para evaluar la eficiencia del sistema de transporte.

- **Costos operativos**

Gastos inherentes a las actividades diarias de la explotación minera, como la mano de obra, el consumo de energía, los materiales, el mantenimiento y el transporte. Se expresan comúnmente en dólares por tonelada (\$/ton).

- **VAN (Valor Actual Neto)**

El Valor Presente Neto (VPN) es un índice económico que representa la diferencia entre ingresos y gastos futuros del proyecto, actualizados a una tasa de descuento. Un VAN positivo implica que el proyecto genera ganancias.

- **TIR (Tasa Interna de Retorno)**

La Tasa Interna de Retorno (TIR) es la tasa de descuento a la que se hace que el Valor Actual Neto (VAN) de un proyecto sea cero. Es la rentabilidad del proyecto, y sirve para valorar la viabilidad económica de una inversión.

2.4. Hipótesis

2.4.1. Hipótesis General

La construcción e implementación del Pique Inclinado 300 influye positivamente en la mejora de la producción de la veta Buenos Aires en Minera La Soledad S.A.C., al optimizar el sistema de transporte, reducir costos operativos y garantizar mejores condiciones de seguridad.

2.4.2. Hipótesis Específica

- El sistema actual de acceso y transporte de mineral en la veta Buenos Aires presenta limitaciones que afectan la eficiencia operativa y generan cuellos de botella en la producción.
- El diseño técnico del Pique Inclinado 300 constituye una alternativa viable para optimizar el acarreo de mineral y disminuir los costos de operación.
- La construcción e implementación del Pique Inclinado 300 mejora la seguridad y eficiencia del transporte de mineral, reduciendo tiempos de ciclo y aumentando la capacidad de producción en la veta Buenos Aires.

2.5. Variables

2.5.1. Identificación de Variables

- **Variable Independiente**

X1: Construcción e implementación del Pique Inclinado 300.

- **Variable Dependiente**

Y1: Producción en la veta Buenos Aires, medida en términos de volumen de mineral extraído por unidad de tiempo (toneladas por día).

2.5.2. Operacionalización de variables

Tabla 7

Operacionalización de variables

VARIABLE INDEPENDIENTE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIÓN	INDICADORES	UNIDAD
CONSTRUCCIÓN E IMPLEMENTACIÓN DEL PIQUE INCLINADO 300	Proceso técnico que involucra el diseño, ejecución e instalación de un pique inclinado con fines de optimizar el acceso y transporte en la veta Buenos Aires, Minera la Soledad.	Condiciones geomecánicas	Clasificación del macizo rocoso (RMR)	índice
		Condiciones geomecánicas	Índice Q de Barton	índice
		Diseño del pique	Sección del pique	m ²
		Diseño del pique	Longitud del pique	m
		Diseño del pique	Inclinación	°
		Proceso constructivo	Avance por disparo	m/disparo
		Proceso constructivo	Tiempo de ejecución	días
		Operación del sistema	Tiempo de acceso a la veta	min
		Operación del sistema	Velocidad del aire en ventilación	m/s
VARIABLE DEPENDIENTE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIÓN	INDICADORES	UNIDAD
		Producción	Producción diaria	ton/día

PRODUCCIÓN EN LA VETA BUENOS AIRES, MINERA LA SOLEDAD	Nivel de extracción alcanzado tras la mejora del acceso mediante el pique inclinado	Producción	Producción mensual	ton/mes
		Rendimiento operativo	Tiempo de ciclo de acarreo	min/ciclo
		Rendimiento operativo	Tiempo de transporte	min
		Costos operativos	Costo por tonelada	\$/ton

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO 3: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

El capítulo presentara con un gran detalle la metodología que se abarco como guía para la ejecución del trabajo de investigación que se presenta. El presente capítulo detalla la metodología que guiará la ejecución de la investigación, desde el diagnóstico inicial hasta la evaluación final del impacto del Pique Inclinado 300. Esta metodología está diseñada para asegurar la validez técnica del diseño y cuantificar de manera objetiva la mejora en los indicadores de producción y seguridad de la Veta Buenos Aires.

3.1. Tipo de Investigación

Aplicada: porque busca resolver un problema práctico y específico en la operación minera (mejorar la producción mediante un nuevo sistema de acceso y transporte).

Cuantitativa: ya que se evaluará el impacto en producción, costos y tiempos de acarreo con datos numéricos y medibles.

Descriptiva y explicativa:

Descriptiva, porque se analizarán las condiciones actuales del sistema de transporte y producción.

Explicativa, porque se pretende demostrar la relación causa-efecto entre la construcción del pique inclinado y la mejora en la producción, eficiencia y seguridad.

3.2. Nivel de Investigación

Nivel descriptivo: por ende, se llega a analizar y caracterizar las diferentes condiciones que el sistema de transporte y se produce en la veta de Buenos Aires.

Nivel explicativo: porque se pretende demostrar la relación causa-efecto entre la construcción del pique inclinado y la mejora en la producción, eficiencia y seguridad.

Nivel aplicado: dado que la investigación tiene como objetivo el resolver un problema práctico y específico en la operación de la minería, produciendo un impacto directo en la producción y la seguridad.

El presente trabajo de investigación se encuentra en un nivel descriptivo-explicativo y aplicado, por lo tanto, no sólo describe la situación, sino que explica los efectos de la solución propuesta y utiliza el conocimiento técnico para resolver un problema real.

3.3. Alcance de la Investigación

Espacial: circunscrito a la veta Buenos Aires de Minera La Soledad S.A.C., ubicada en Arequipa.

Temporal: limitado al periodo de diseño, construcción e implementación inicial del Pique Inclinado 300 y la evaluación de sus primeros resultados operativos.

Temático: centrándose en analizar el sistema de transporte de la minería, eficiencia operativa, los costos de acarreo y las condiciones de seguridad vinculadas al nuevo pique.

Operativo: incluye realizar un diagnóstico de cómo se encuentra en la actualidad la situación, diseño técnico del pique inclinado, implementación y evaluación de impacto en producción y seguridad.

Exclusiones: no se abordarán aspectos macroeconómicos de la empresa ni impactos ambientales a gran escala, salvo aquellos directamente relacionados con la operación del pique inclinado.

3.4. Diseño de Investigación

No experimental – transeccional: por lo que no se llega a manipular las variables en un contexto controlado, sino que se observa y analiza el impacto de la implementación en un contexto real.

Descriptivo-explicativo: describe la situación actual y explica la relación causa–efecto entre la construcción del pique inclinado y la mejora en la producción.

Estudio de caso: aplicado a una unidad minera específica (veta Buenos Aires), lo que permite un análisis profundo y contextualizado.

La notación se expresa de la siguiente manera:

$$G1 - (X) O1 \rightarrow O2$$

Donde:

- a. **G1 (Grupo de Estudio):** La Veta Buenos Aires, el área donde se realiza el proyecto y se evalúan los datos.
- b. **X (Variable Independiente):** La **Construcción e Implementación del Pique Inclinado 300**.
- c. **O1 (Medición Inicial):** La medición de los indicadores de producción, costos y tiempos de acarreo **antes** de la implementación del pique (Línea Base Histórica).
- d. **O2 (Medición Final):** La medición de los mismos indicadores **después** de que el Pique Inclinado 300 ha entrado en operación.

Este diseño permite **comparar** los resultados O2 con O1 para determinar la magnitud del cambio causado por la intervención experimental X.

3.5. Población.

En cuanto a la población, se ha determinado al conjunto total de elementos o unidades de análisis que forman parte del fenómeno a estudiar.

En este caso, puede definirse como:

Todos los procesos, equipos y trabajadores involucrados en el sistema de transporte y producción de la veta Buenos Aires en Minera La Soledad S.A.C.

Incluye: registros de productividad, tiempos de acarreo, costos operativos, reportes de seguridad y personal técnico que participa en la operación.

La inclusión de estos elementos como población se justifica debido a que la investigación tiene un enfoque aplicativo ya que se dirige a la orientación de evaluar el impacto que produce el sistema de transporte de la producción minera. En este sentido, no solo se consideran personas, sino también los procesos y datos operativos que permiten medir el comportamiento productivo de la unidad minera. Estos componentes representan el universo total de análisis sobre el cual se evalúa la influencia de la implementación del Pique Inclinado 300 en la mejora de la producción; por ello se considera **Población** a todos los procesos, equipos y trabajadores vinculados al sistema de transporte y producción en la veta Buenos Aires.

3.6. Muestra

La muestra es una parte representativa de la población que se selecciona para el análisis.

Dado que en minería muchas veces la población es relativamente pequeña y accesible, se puede plantear:

Muestra documental: registros de producción y transporte en un periodo definido (ej. últimos 12 meses).

Muestra de equipos: unidades de acarreo y transporte directamente relacionadas con la veta Buenos Aires.

Muestra de personal: ingenieros, supervisores y operarios vinculados al diseño, construcción e implementación del pique inclinado.

Por consiguiente, **Muestra** está representado por registros operativos, equipos y personal seleccionados de manera intencional o censal, dependiendo del tamaño real de la población; ya que la población es **pequeña (ej. <100 elementos)** → se consideró análisis de datos POR CONVENIENCIA el cual recomienda un **censo completo** (analizar todos los datos y actores).

Tabla 8

Ejemplo de muestra de datos técnicos seleccionados

Indicador técnico	Periodo de análisis	Fuente de datos	Observaciones
Producción mensual (t)	6 meses	Reportes de mina	Datos históricos
Costos de acarreo (USD/t)	6 meses	Reporte de costos	Incluye costos directos
Accidentes en acarreo (Nº)	6 meses	Reportes de seguridad	Relacionados a manipulación
Consumo de explosivos (kg/m)	6 meses	Reportes de operaciones	Promedio por disparo

Fuente: *Elaboración Propia*

3.7. Unidad de Análisis

En cuanto al análisis de la unidad del trabajo de investigación se encuentra en la veta Buenos Aires de la Unidad Minera La Soledad S.A.C., con énfasis en el pique inclinado 300 proyectado.

Se analiza tanto el diseño y construcción del pique, como los impactos que este genera en la productividad y en la seguridad.

La elección de esta unidad de análisis se justifica porque:

- a. La veta Buenos Aires representa un componente estratégico para la producción de la empresa.
- b. En ella se concentra el mayor potencial de explotación a corto y mediano plazo.
- c. El problema de ineficiencia en el acarreo se manifiesta principalmente en esta veta, lo que convierte al pique inclinado en una solución prioritaria.

3.8. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

Con el fin de llevar a cabo esta investigación se emplearon técnicas e instrumentos de recolección de datos elaborados para obtener información confiable, verificable y que estuviera directamente relacionada con la variable dependiente (producción minera). Se integraron datos cuantitativos (producción, tiempos, costos) y cualitativos (condiciones operativas y percepciones del personal), con el fin de evaluar el impacto de la implementación del Pique Inclinado 300.

- a) Observación directa:** Se aplicó en las labores subterráneas de la veta Buenos Aires, permitiendo identificar las condiciones reales de operación, tales como distancias de acarreo, disposición de labores, flujo de mineral y limitaciones del sistema de transporte existente.
- b) Cronometraje de ciclos de carguío y acarreo:** Se realizó la medición directa de los tiempos de ciclo en las operaciones de carguío y transporte de mineral, registrando tiempos de carga, traslado y descarga. Esta técnica permitió cuantificar la eficiencia del sistema de acarreo antes de la implementación del pique inclinado.

- c) Entrevistas semiestructuradas:** Se aplicaron a personal operativo y técnico (ingenieros, jefes de guardia, operadores), con el fin de identificar problemas operativos, limitaciones del sistema actual y percepciones sobre la implementación del nuevo sistema de transporte.
- d) Revisión documental y análisis de registros técnicos:** Se analizaron reportes internos de producción, costos operativos y registros técnicos históricos, con la finalidad de obtener información cuantitativa para el análisis comparativo.

Instrumentos de recolección

Se emplearon los siguientes instrumentos para la ejecución de las técnicas descritas:

- Cronometraje de ciclos de carguío y acarreo.
- Fichas de control de producción.
- Entrevistas a operadores y supervisores.
- Observación directa en campo.

3.9. Técnicas para el procesamiento de Datos

El análisis y el procesamiento de los datos se realizó mediante un análisis descriptivo, que permitió organizar, gestionar e interpretar los datos obtenidos en el transcurso del desarrollo de la investigación. Este enfoque facilitó el control y evaluación de los procesos, a partir de datos provenientes de observaciones de campo, mediciones, inspecciones técnicas, informes y registros operativos.

El procesamiento de datos se desarrolló en dos etapas principales: trabajo de campo y trabajo de gabinete, las cuales se complementan entre sí.

Trabajo de campo

Se usaron los siguientes instrumentos para aplicar las técnicas descritas:

- Inspección del lugar de estudio y registro de observaciones relevantes.
- Mapeo geológico y geomecánica de las labores.
- Realización de pruebas de resistencia a la compresión simple.
- Seguimiento continuo durante la ejecución del pique inclinado 300.

Trabajo de gabinete

Comprendió el análisis y procesamiento de la información recopilada en campo, así como el desarrollo de los cálculos y diseños necesarios para la investigación, entre ellos:

- Revisión y recopilación de teorías y métodos de evaluación de proyectos.
- Cálculo de parámetros geomecánicas.
- Diseño del pique inclinado y del sistema de extracción.
- Cálculo del sistema de izaje.
- Estimación detallada de los costos de ejecución e inversión.
- Análisis e interpretación de los resultados obtenidos.

3.10. Técnicas para el análisis de Datos

Para el análisis de los datos obtenidos por medio de la observación directa y la medición de la muestra se utilizará la estadística descriptiva, que permitirá organizar, sistematizar e interpretar la información recopilada.

Esta forma de proceder facilitará la obtención de resultados técnicos confiables que permitan sustentar el diseño y la construcción del pique inclinado 300, así como la evaluación de sus condiciones geológicas, geomecánicas y operativas.

CAPÍTULO 4: CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE INCLINADO 300

4.1. Ubicación del yacimiento

La Unidad Minera La Soledad se localiza en la jurisdicción del distrito de Andaray, perteneciente a la provincia de Condesuyos, en la región Arequipa. Geográficamente, el área de estudio se encuentra dentro del sector occidental de la cordillera andina del sur del Perú, formando parte de una zona con importante actividad minera. Su emplazamiento se sitúa hacia el noroeste de la ciudad de Arequipa(Plano N°1), constituyendo un yacimiento estratégicamente ubicado para el desarrollo de operaciones de explotación subterránea.

La ubicación del proyecto se encuentra definida mediante coordenadas UTM, las cuales permiten su adecuada identificación y referencia cartográfica dentro del ámbito de estudio.

COORDENADAS:

✓ Coordenadas Geográficas

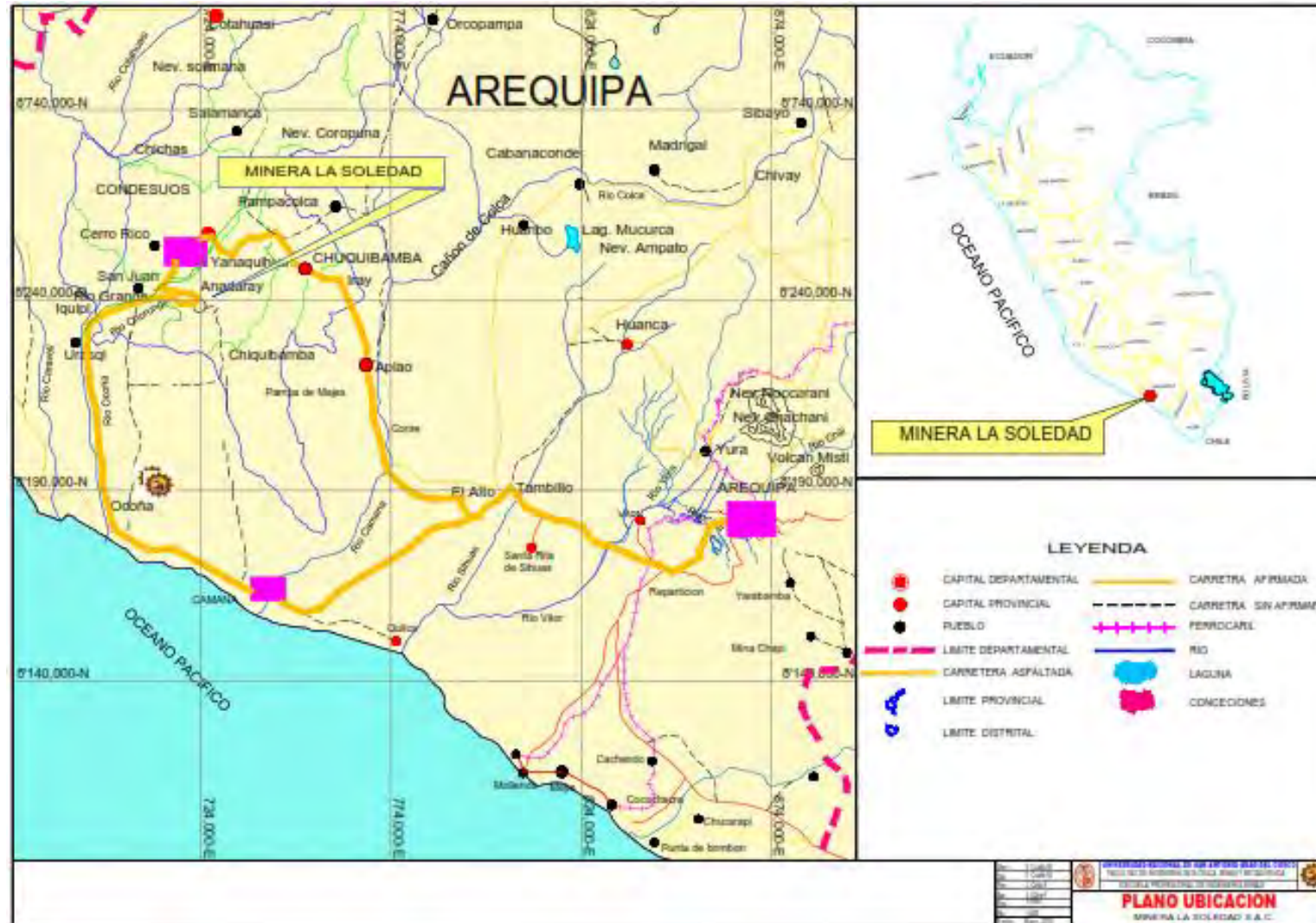
- Latitud : 15° 48' 30" S
- Longitud : 73° 53' 30" W

✓ Coordenadas UTM

- Coordenada Norte : 8'241,017.95
- Coordenada Este : 709,038.50
- Datum: PSAD 56, Zona 18, Banda L

Plano 1

Ubicación de CIA Minera La Soledad S.A.C



Fuente: Departamento de Geología – Minera La Soledad.

4.2. Accesibilidad

El acceso a la Unidad Minera Chahuane se realiza principalmente por vía terrestre desde la ciudad de Arequipa. El recorrido comprende el tránsito por la carretera Panamericana Sur en dirección a la provincia de Camaná y posteriormente hacia el sector de Ocoña. Desde este punto, se continúa mediante una vía afirmada que conduce hasta las instalaciones de la operación minera. La distancia total estimada entre la ciudad de Arequipa y la unidad minera es de aproximadamente 330 km.

Existen dos rutas principales de acceso a la unidad minera, las cuales se describen a continuación:

Tabla 9
Rutas de acceso a la mina La Soledad

Ruta	Itinerario	Distancia	Duración
Ruta 1	Arequipa – Aplao – Chuquibamba – Alpacay – Chahuane	310 km	6 h
Ruta 2	Arequipa – Camaná – Ocoña – San Juan de Chorunga – Chahuane	326 km	6.3 h

Fuente: *Elaboración Propia*

Ambas rutas permiten el acceso vehicular a la unidad minera, siendo utilizadas según las condiciones climáticas y el estado de las vías.

4.3. Climatología y Vegetación

4.3.1. Clima

El clima de la zona de estudio es semicálido y perárido, característico del clima subtropical costanero. Sus principales variables climáticas se describen a continuación:

a) Temperatura:

La temperatura presenta variaciones moderadas a lo largo del año, registrándose:

- Temperatura máxima: 25 °C
- Temperatura mínima: 6 °C

a) Precipitación:

En cuanto a la precipitación en el área son escasas y solo se concentran en determinados tiempos o periodos del año, siendo así los siguientes valores:

- Precipitación anual promedio: 24 mm
- Precipitación anual mínima: 3.6 mm

b) Humedad relativa:

La humedad relativa promedio mensual es de 75 %.

c) Evaporación:

La evaporación muestra valores elevados, propios de zonas áridas, con los siguientes registros:

- Evaporación mensual máxima: 141.4 mm
- Evaporación mensual mínima: 107.9 mm
- Evaporación promedio mensual: 123.2 mm

4.4. Recursos Naturales

4.4.1. Recursos hídricos

Los recursos hídricos constituyen una de las principales limitantes del área de estudio debido a que la disponibilidad de agua superficial no es permanente. El río Chorunga tiene caudal temporal, fundamentalmente de los meses de enero a marzo, por el aporte de las quebradas Agua Blanca y Chalhuane.

Los acuíferos existentes en la microcuenca de la quebrada Chorunga se encuentran a profundidades que varían entre 10 y 20 metros, y su origen está asociado a los procesos de infiltración y saturación del lecho del valle durante la época de lluvias. El caudal subterráneo estimado es del orden de 30 L/s, el cual es aprovechado para el abastecimiento del campamento y para uso industrial en la operación minera.

4.4.2. Recursos eléctricos

El suministro de energía eléctrica en la Unidad Minera La Soledad – Arequipa es proporcionado por la empresa SEAL, complementado con generación propia mediante grupos electrógenos. El requerimiento total de energía eléctrica es de aproximadamente 2.0 MW (2 000 kW).

La capacidad de generación instalada es de 2.25 MW, la cual se encuentra actualmente cubierta mediante la operación de dos grupos electrógenos Kato, provistos por Energía Peruana. La distribución del consumo eléctrico se realiza de la siguiente manera: 900 kW para mina, 600 kW para planta, 120 kW para acopio y 100 kW para campamento, alcanzando un consumo promedio total de 2 000 kW, acorde con la demanda operativa de la unidad.

4.5. Geología del yacimiento.

La empresa se dedica a la extracción de oro a partir de un depósito mesotérmico y filoniano, conformado por un sistema de vetas subparalelas con buzamiento casi vertical.

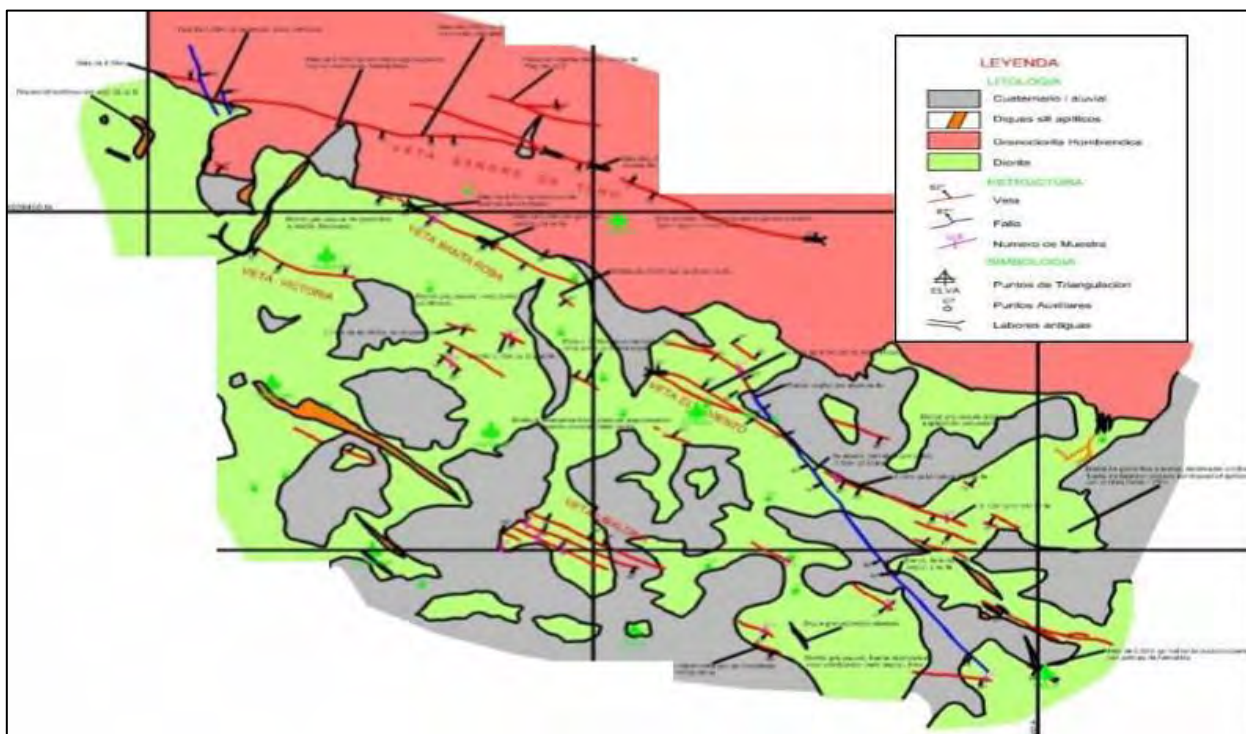
La explotación del yacimiento se realiza por un método convencional de corte y relleno ascendente con relleno detrítico. Esta técnica permite un adecuado control de la estabilidad de las labores y mejora la recuperación del mineral.

Desde el punto de vista geológico, el yacimiento presenta vetas tipo rosario, lo que imposibilita establecer con certeza la continuidad lateral y vertical de la mineralización en algunos sectores. Por tal motivo, es necesario un trabajo ingenieril continuo, tanto en el área de mina como en el planeamiento, a fin de optimizar la exploración, el desarrollo y la explotación del yacimiento.

El Plano N° 02 muestra el plano geológico de la Cía. Minera Chalhuane S.A.C., donde se representan las principales estructuras mineralizadas y unidades litológicas presentes en el área de estudio.

Plano 2

Plano Geológico de CIA Minera La Soledad S.A.C



Fuente: Departamento de Geología – Minera La Soledad.

4.5.1. Unidades Geológicas

En la presente región de estudio se llega a reconocer tres enormes unidades geológicas, las cuales se describen a continuación:

- Rocas sedimentarias del Cretáceo, constituidas principalmente por secuencias clásticas y carbonatadas.
- Rocas intrusivas del Cretáceo–Terciario, representadas por cuerpos plutónicos asociados al Batolito de la Costa.
- Rocas volcánicas del Terciario, correspondientes a eventos volcánicos posteriores, que cubren parcialmente a las unidades más antiguas.

El marco estructural y litológico del yacimiento está controlado por estas unidades geológicas, influyendo directamente en la distribución de la mineralización y el comportamiento geomecánica del macizo rocoso.

4.5.2. Geología Estructural

Se llega a identificar en el área de estudio dos principales sistemas de fracturamiento el cual controla la disposición estructural y la mineralización de yacimiento.

El primero corresponde con fallas regionales que se presentan o grandes lineamientos, con rumbos predominantes N30° W y una tendencia general E–W, las cuales forman parte del sistema estructural regional.

El segundo sistema está conformado por un fracturamiento de menor escala, que actuó como receptáculo de la mineralización aurífera. Estas estructuras presentan rumbos que varían entre N55° W y E–W, con buzamientos entre 64° y 85° hacia el norte. Se caracterizan por ser vetas angostas, algunas de las cuales alcanzan longitudes de hasta 2 km.

Adicionalmente, se identifican fracturas con rumbo NE, las cuales son de corta extensión y presentan escaso relleno mineral, por lo que su importancia económica es limitada.

4.5.3. Geología Regional

El depósito La Soledad se localiza dentro de la franja aurífera Nazca-Ocoña, una de las más importantes en el sur del Perú, la cual contiene diversas minas y proyectos auríferos que se distinguen por vetas estrechas con alto contenido de oro. Principalmente se encuentran en rocas del Batolito de la Costa, aunque en algunas

zonas se encuentran encajonados por unidades precambrianas y paleozoicas metamorfizadas.

La mineralización es de tipo mesotermal, con vetas que se extienden a profundidades superiores a un kilómetro, lo que evidencia un importante potencial vertical. Si bien muchos de estos yacimientos presentan producciones individuales relativamente moderadas, algunos depósitos como La Soledad han superado el millón de onzas de oro, mientras que otros, como Torrecillas, muestran un potencial comparable.

Las mineralizaciones filonianas de oro emplazadas en rocas antiguas, principalmente precambrianas, han adquirido mayor interés a partir del reconocimiento de nuevos controles geológicos, destacando la presencia de zonas de cizalla (shear zones) que actúan como trampas estructurales para la mineralización. En este contexto, el distrito aurífero Andaray–Caravelí se considera aún poco explorado, especialmente bajo estos nuevos criterios exploratorios.

Las investigaciones geológicas desarrolladas en el ámbito del Macizo Metamórfico de Arequipa han permitido reconocer la existencia de unidades ígneas de composición básica, así como evidencias de materiales de origen volcánico que experimentaron procesos de metamorfismo a lo largo de su evolución geológica. Asimismo, se han identificado zonas estructurales de deformación que controlan la distribución de las mineralizaciones auríferas, las cuales presentan una orientación predominante este-oeste (E-W), asociada a los principales lineamientos tectónicos de carácter regional.

En relación con los arcos magmáticos asociados a la subducción, se evidencian procesos de removilización del contenido mineral en rocas plutónicas y la presencia de vulcanismo terciario, particularmente en el Grupo Tacaza, responsable de importantes anomalías auríferas en calderas volcánicas del Terciario medio. En este contexto, pueden mencionarse como ejemplos representativos a las minas Orcopampa, Arcata, Caylloma, Sucuytambo y Shila, donde el oro es la mena principal.

Como síntesis, el proyecto de Chalhuane que se presenta se contextualiza emplazado en un distrito aurífero de un gran reconocimiento muy importante, donde la calidad, continuidad y contenido metálico de sus vetas confirman su alto potencial económico.

Plano 3

Plano Geológico Regional – Minera La Soledad S.A.C.



Fuente: Departamento de Geología – Minera La Soledad.

4.5.4. Geología Local

Los depósitos de Minera La Soledad – Chalhuane se encuentran dentro de la franja aurífera Nazca-Ocoña que cuenta con diversas minas y proyectos que se caracterizan por vetas angostas con alto contenido de oro. Estos depósitos se encuentran principalmente incrustados en unidades rocosas del Batolito de la Costa y corresponden a mineralizaciones de naturaleza epitermal, asociadas a una compleja historia geológica que incluye actividad ígnea, tectónica e hidrotermal.

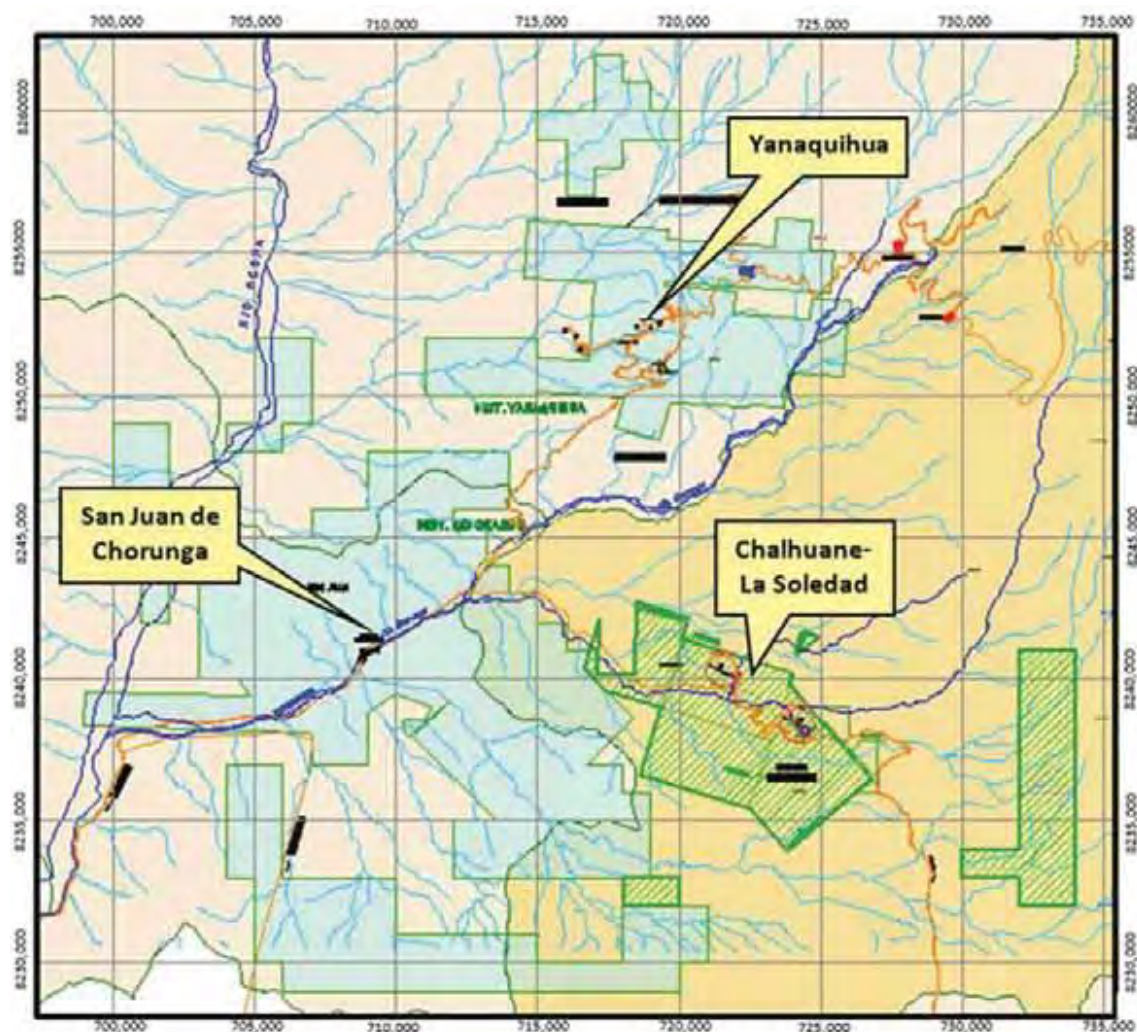
En el área de estudio se encuentran principalmente rocas ígneas intrusivas, como dioritas, monzonitas y granodioritas, que han sufrido la intrusión de diques aplíticos y lamprófidos. Las vetas mineralizadas corresponden a rellenos de fracturas y fallas con rumbos predominantes entre N60° y 70° W y muestran al menos dos etapas de mineralización, siendo el principal cuarzo $\pm$ pirita.

Asimismo, se observa un desarrollo significativo de alteración hidrotermal en las rocas encajonantes, lo cual confirma la influencia de fluidos mineralizantes durante la evolución del yacimiento.

La zona de Chalhuane se encuentra principalmente hospedada en granodioritas, dioritas porfíricas y rocas metamorfizadas. La mineralización no se concentra en un solo clavo, sino que se distribuye a lo largo de la estructura principal, acompañada por lazos sigmoides que, en determinados tramos, convergen con dicha estructura, generando un incremento en el potencial y la ley del mineral.

Plano 4

Plano Geológico Local – Minera La Soledad S.A.C.



Fuente: Departamento de Geología – Minera La Soledad.

4.5.5. Geología Económica

En la unidad minera La Soledad se reconocen numerosas vetas auríferas, entre las que destacan El Viento, Sangre de Toro y Buenos Aires, las cuales han tenido importancia económica y han sido explotadas en años anteriores.

Estas vetas constituyen los principales cuerpos mineralizados de la unidad y representan la base para el desarrollo histórico y el potencial económico del yacimiento.

4.5.5.1. Control de la mineralización

La mineralización aurífera del yacimiento de La Soledad llega a estar controlado por diferentes factores geológicos, destacando así los siguientes:

a) Control de alteración

La alteración argílica, asociada a la presencia de hematita $\pm$ limonita, constituye un importante indicador de mineralización aurífera. Esta alteración se caracteriza por una coloración marrón claro a rojiza, persistente en las rocas encajonantes. Asimismo, la silicificación y una cloritización moderada, que se manifiesta por tonalidades verdosas, evidencian la proximidad de canales de circulación hidrotermal vinculados a la mineralización.

b) Control mineralógico

En La Soledad, como en otros depósitos de la franja Nazca-Ocoña, el oro está asociado principalmente a una mineralización diseminada de Cu-Au, aunque también se encuentra en vetas auríferas de diversos espesores y características.

c) Control estructural

Desde el punto de vista estructural, la mineralización se encuentra controlada por un fracturamiento de menor escala que actuó como receptáculo de las vetas auríferas. Estas estructuras presentan rumbos comprendidos entre N55° W y E-W,

con buzamientos de 64° a 85° hacia el norte, siendo generalmente vetas angostas, algunas de las cuales alcanzan longitudes de hasta 2 km. En contraste, las fracturas con rumbo NE son de menor extensión y presentan escaso relleno mineral, por lo que su importancia económica es limitada.

4.5.5.2. Control de la mineralización

Los cuerpos mineralizados de origen hidrotermal suelen emplazarse en rocas que han experimentado procesos de alteración hidrotermal durante la formación de las menas. Estos cuerpos se encuentran generalmente rodeados por aureolas de mineralización diseminada, cuya intensidad disminuye progresivamente hacia la periferia. Debido a esta característica, los yacimientos hidrotermales no presentan límites bien definidos, siendo su delimitación establecida principalmente a partir de los resultados de muestreo y del contenido mínimo de elementos valiosos considerado como mena.

En la presente área de estudio se llega a observar una alteración hidrotermal leve, que afecta principalmente a las rocas granodioríticas, acompañada de una fuerte oxidación hematítica. La veta Buenos Aires, emplazada en granodiorita, evidencia dos etapas de mineralización, siendo la última la que concentra los valores más importantes de oro.

4.5.5.3. Reserva de Mineral

Otras vetas del yacimiento, como El Viento y Sangre de toro, presentan clavos mineralizados con longitudes y profundidades que varían entre 80 y 150 metros, los cuales se encuentran aún en etapa de exploración. Estas estructuras representan un

potencial adicional de recursos, sujeto a su confirmación mediante trabajos de exploración y evaluación geológica detallada.

Tabla 10
Reservas de Mineral de Au – Minera La Soledad

U.E.A.	VETA	TMSDIL	Prom de Pot. Veta	Prom de LeyAu g/t
CHALHUANE	EL VIENTO	8,668.8	0.6	53.8
CHALHUANE	EL VIENTO 2	792.5	0.7	59.4
CHALHUANE	EL VIENTO PISO	1,940.7	0.4	38.6
CHALHUANE	ELISA	335.0	0.5	53.7
CHALHUANE	KARLA	282.0	0.3	18.5
CHALHUANE	SANGRE DE TORO	11,871.4	0.7	35.0
CHALHUANE	SANGRE DE TORO 1 PISO	3,626.7	0.5	40.1
CHALHUANE	SANTA ROSA	1,998.7	0.7	41.0
CHALHUANE	UBALDINA	62.2	0.4	45.9
CHALHUANE	YUDITH	776.1	0.5	39.6
Total CHALHUANE		30,354.0	0.6	42.8
LA SOLEDAD	BARBARA	165.66	1.1	30.7
LA SOLEDAD	BUENOS AIRES	20,352.12	1.4	22.2
LA SOLEDAD	ESPAÑOLA	4,094.27	0.7	32.6
LA SOLEDAD	PICAFLOR	501.96	0.7	25.5
Total LA SOLEDAD		25,114.00	1.2	23.9
Total general		47,985.4	0.8	33.4

Fuente: Área de Planeamiento y Costos – Minera La Soledad

4.5.5.4. Ley de corte (Cut-off)

Esta ley llega a corresponder a la concentración mínima de algún elemento valiosos por lo que se debe presentar un yacimiento para su explotación resulte económicamente viable, permitiendo cubrir los costos asociados a la extracción, tratamiento y comercialización del mineral.

En la unidad minera, la ley de corte establecida es de 7 g/t de oro; sin embargo, para la zona de estudio, correspondiente al pique inclinado 300, se considera una ley

de corte de 10 g/t, en función de las condiciones geológicas, operativas y económicas específicas del área.

4.5.5.5. Reservas proyectadas de mineral

Con la ejecución del pique inclinado 300 se proyecta la incorporación de reservas probadas y probables de mineral, las cuales se encuentran distribuidas en el sistema de veta Buenos Aires, específicamente en los sectores Norte y Split Norte. El desarrollo de este pique permitirá mejorar el acceso a los bloques mineralizados, optimizar el control geológico y lograr una continuidad segura de la explotación de manera profunda.

En cuanto a las reservas proyectadas han sido estimadas considerando la información geológica disponible, los trabajos de exploración realizados y las condiciones económicas definidas para la zona de estudio asociada al pique inclinado 300. El detalle correspondiente se presenta en el cuadro respectivo, donde se consignan las toneladas y leyes de mineral estimadas para cada bloque.

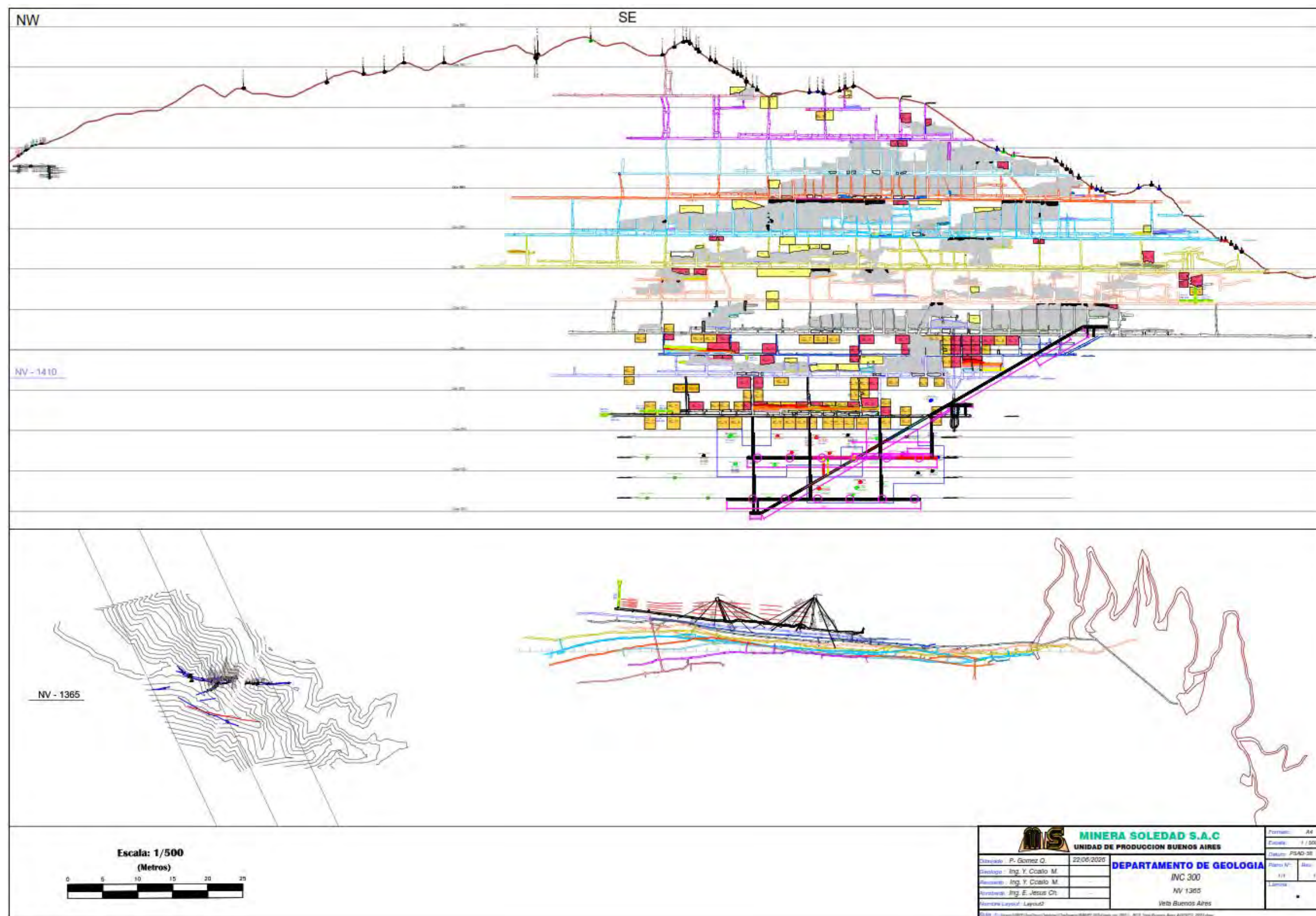
Tabla 11
Reservas de Mineral proyectada– Minera La Soledad

U.E.A.	VETA	TMSDIL	Prom de Pot. Veta	Prom de LeyAu g/t
CHALHUANE	EL VIENTO	8,851.2	0.63	44.7
CHALHUANE	EL VIENTO 2	1,342.8	0.83	25.0
CHALHUANE	EL VIENTO PISO	2,632.2	0.39	40.2
CHALHUANE	ELISA	369.5	0.46	44.1
CHALHUANE	KARLA	408.4	0.36	16.5
CHALHUANE	SANGRE DE TORO	272.0	0.74	33.2
CHALHUANE	SANGRE DE TORO 1 PISO	12,277.9	0.80	22.6
CHALHUANE	SANTA ROSA	3,499.9	0.53	34.6
CHALHUANE	UBALDINA	2,167.7	0.65	40.3
CHALHUANE	YUDITH	103.2	0.32	42.7
Total CHALHUANE		1,185.3	0.55	43.5
LA SOLEDAD	BARBARA	116.3	6.30	29.5
LA SOLEDAD	BUENOS AIRES	14,288.3	8.11	21.3

LA SOLEDAD	ESPAÑOLA	2,874.4	4.31	31.3
LA SOLEDAD	PICAFLORES	352.4	4.06	24.5
Total LA SOLEDAD		17,631.4	7.44	23.0
Total general		47,985.4	4.51	33.3

Fuente: Área de Planeamiento y Costos – Minera La Soledad

Figura 15
Plano General de Recursos y Reservas veta Buenos Aires – INCLINADO 300h



Fuente: Departamento de Geología – Minera La Soledad.

4.6. Geomecánica del sistema de vetas

En el área de influencia del pique inclinado 300, correspondiente al sistema de vetas Buenos Aires, los principales tipos de rocas que se encuentran en la zona son la granodiorita y la tonalita, las cuales conforman la unidad Incahuasi del Batolito de la Costa. Estas litologías conforman el macizo rocoso que limita las labores de desarrollo y explotación asociadas al pique inclinado 300.

La evaluación geomecánica del macizo rocoso se realizó considerando las condiciones estructurales y litológicas de las vetas presentes, lo que permitió la clasificación de la calidad del macizo mediante el sistema RMR. Los resultados de esta clasificación se muestran en la tabla N° 12, en donde se puede observar que el macizo rocoso presenta calidades que van desde mala a regular. Estas condiciones son fundamentales para el diseño del sostenimiento y para asegurar la estabilidad en las labores que se realicen en el pique inclinado 300.

Tabla 12

Clasificación del macizo rocoso en venta Buenos Aires - La Soledad

LITOLOGÍA	RMR	RMR PROMEDIO	CALIDAD
Mineral	26-57	42	Regular B
Falsa caja granodiorita	25-37	30	Mala B
Falsa caja dique	20-35	25	Mala B
Intrusivo	49-58	54	Regular B
Dique	30-45	35	Mala A

Fuente: Área de Geomecánica – Minera La Soledad

4.7. Método de explotación

La elección del método de explotación se ha realizado teniendo en cuenta las características geomecánicas del yacimiento y el buzamiento predominante de las

vetas, que oscila entre los 70° y los 80°. Estas condiciones son típicas de los métodos de explotación subterránea en vetas angostas.

En el área de influencia del pique inclinado 300, perteneciente al sistema de vetas en análisis de la unidad minera La Soledad, localizada en Arequipa, se explotará mediante el método de Corte y Relleno Ascendente. Dicho método se escogió por su adecuación a las características geométricas y condiciones geotécnicas del yacimiento. Se ha escogido este método por su idoneidad a las características geométricas y a las condiciones geotécnicas del yacimiento.

Este método permite un control más eficaz de la estabilidad del macizo rocoso y una mejor recuperación del mineral, utilizando relleno detrítico procedente de las labores de desarrollo y profundización relacionadas con el pique inclinado 300. De esta manera se garantiza la continuidad operativa y se mejora la seguridad en las tareas.

4.7.1. Factores a considerar en el diseño

Para la elaboración de los diseños presentados en este estudio, relacionados con el pique inclinado 300 de la Unidad Minera La Soledad, se tomaron en cuenta los siguientes factores clave:

- Estabilidad de las labores, en función de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.
- Dimensiones de los equipos de carguío, principalmente palas neumáticas empleadas en las labores subterráneas.
- Capacidad de producción, acorde con los objetivos operativos establecidos.

- Capacidad de izaje, carguío y transporte, considerando la eficiencia del sistema implementado mediante el pique inclinado 300.
- Cantidad de labores de desarrollo, necesarias para lograr validar la continuidad del minado.
- Condiciones de seguridad, priorizando la integridad del personal y la operación.

4.7.2. Preparación del tajo

La preparación de los tajos en el área de influencia del pique inclinado 300, en la Unidad Minera La Soledad, considera tajos con una longitud aproximada de 60 m y una altura variable entre 40 y 50 m. El diseño contempla la ejecución de una chimenea central de compartimiento simple, ubicada en la parte central del block, la cual se desarrollará en forma de chimenea en “H”, destinada a funcionar como echadero o buzón de mineral, así como para servicios auxiliares.

Adicionalmente, se proyecta la construcción de dos chimeneas laterales, cuya finalidad es proporcionar accesos permanentes durante toda la secuencia de cortes, permitiendo una explotación continua y segura del tajo.:

La preparación del tajo comprende las siguientes etapas:

- Construcción de un By Pass paralelo a la veta, a una distancia aproximada de 10 a 15 m.
- Intersección del By Pass con la veta mediante un crucero, destinado a la construcción de los caminos y/o buzones.
- La construcción de los caminos laterales y el conducto central del tajo.

- Se debe preparar el sub nivel en la base del tajo, dejando un puente de seguridad de 3 m.
- Ejecución de la chimenea central de compartimiento simple hasta una altura de 20 m.
- Desarrollo de la chimenea en “H”, ubicada a 7 m de la chimenea central, hasta los 20 m de altura.
- Elaborar un sub nivel para la conexión de la chimenea central del tajo.
- Culminación de la chimenea central.
- El aplicado del diseño del método de explotación se presenta en la Figura N° 26, donde se ilustran las labores de preparación y la disposición de las chimeneas y subniveles.

El diseño del método de explotación aplicado se presenta en la Figura N° 26, donde se ilustran las labores de preparación y la disposición de las chimeneas y subniveles.

4.7.3. Descripción del ciclo de minado en la explotación de tajos

En el área de influencia del pique inclinado 300 de la Unidad Minera La Soledad, el ciclo de extracción en la explotación de tajos se organiza en dos sectores operativos en el tajo, permitiendo una explotación eficiente, continua y segura.

La explotación se inicia a partir del subnivel previamente preparado, desde donde se procede al arranque del mineral mediante operaciones de perforación y voladura. Los cortes se ejecutan en forma horizontal, comenzando desde la zona central del tajo y avanzando progresivamente hacia uno de los extremos, garantizando así un adecuado control del frente de trabajo y de la estabilidad del macizo rocoso.

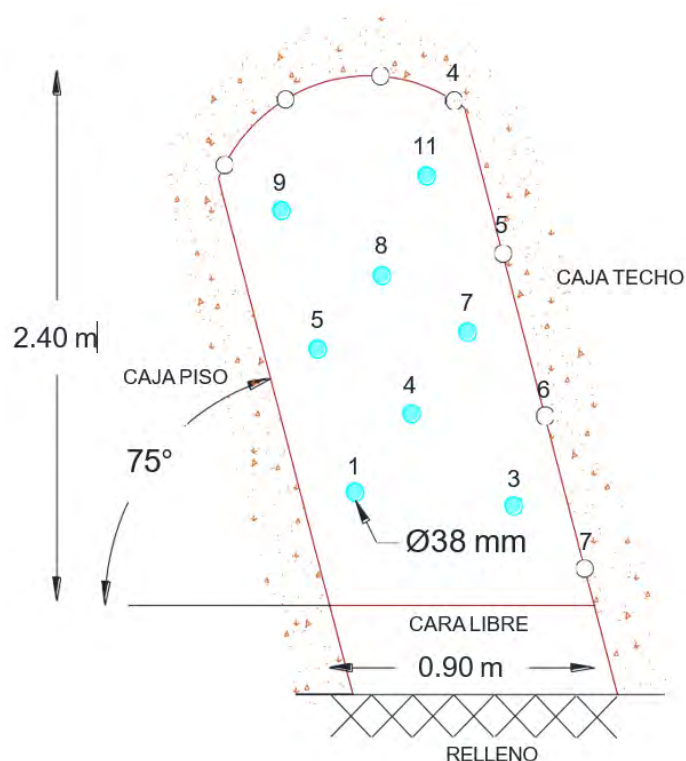
Por consiguiente, se detalla la secuencia operativa correspondiente al ciclo de minado.

4.7.3.1. Perforación y voladura

La perforación se ejecuta en forma horizontal, utilizando perforadoras tipo Jack Leg. El proceso se desarrolla tomando como cara libre el subnivel previamente preparado, lo que permite un arranque eficiente del material. La fragmentación de la roca se realiza mediante voladuras controladas, utilizando explosivos de tipo emulsión, adecuados a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en el área de explotación vinculada al pique inclinado 300.

Esta operación es una de las etapas clave del ciclo de extracción, puesto que afecta directamente la calidad de la fragmentación, la eficiencia en la limpieza y la seguridad de las labores en la Unidad Minera La Soledad.

Figura 17
Malla de perforación en Breasting de un tajo



Fuente: *Elaboración Propia.*

4.7.3.2. Ventilación, regado y desatado de roca

Es necesario ventilar las labores de producción, después de la voladura, para evacuar los gases generados y restablecer condiciones de trabajo seguras, para ello se utilizan ventiladores centrífugos de 10 HP de potencia, asignados a cada tajo, garantizando un flujo de aire adecuado. Para esto se usan ventiladores centrífugos de 10 HP de potencia por tajo, lo que garantiza un adecuado flujo de aire.

Una vez mitigados los gases producto de la voladura, se procede al regado del frente de trabajo para el control del polvo, seguido del desatado manual minucioso de roca suelta, actividad fundamental para prevenir desprendimientos y garantizar la

seguridad del personal durante las operaciones en el área asociada al pique inclinado 300, en la Unidad Minera La Soledad.

4.7.3.3. Limpieza

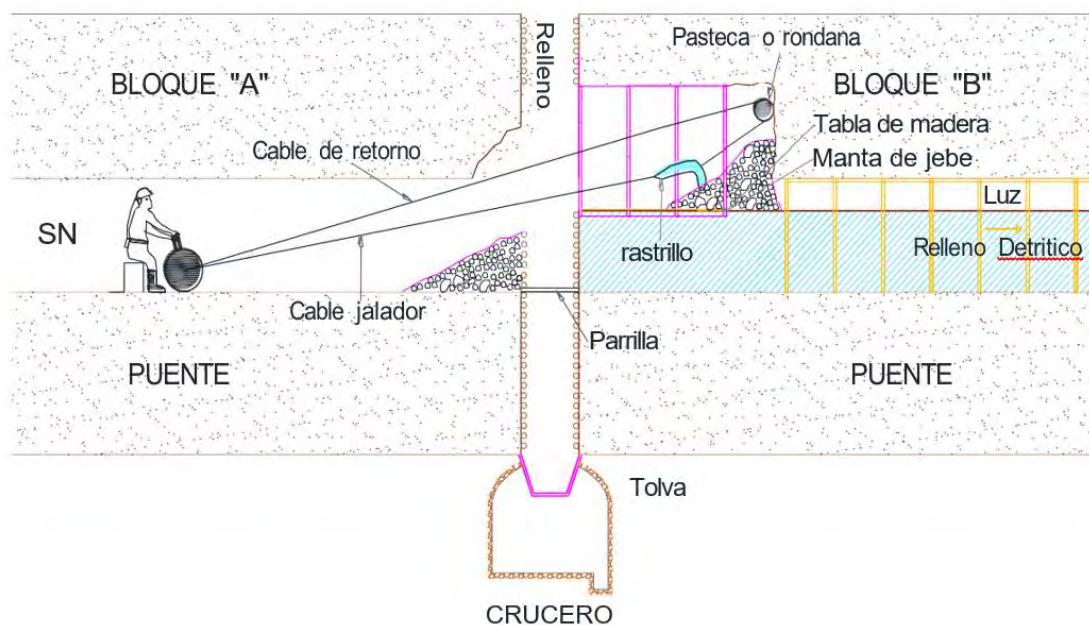
La limpieza del mineral se realiza mediante winches de arrastre, empleándose principalmente winches JOY de 15 HP y 18 HP, los cuales se encuentran instalados sobre plataformas y operan con energía eléctrica. Estos equipos se ubican en el ala opuesta al frente de corte, a una distancia aproximada de 5 m de la chimenea central, la cual funciona como echadero de mineral.

El sistema de arrastre permite trasladar el mineral fragmentado hacia la chimenea central, utilizando los siguientes componentes operativos:

- Pastecas o rondanas de 6" u 8" de diámetro.
- Cable jalador de 1/2" de diámetro, con una longitud aproximada de 40 m.
- Cable de retorno de 3/8" de diámetro, con una longitud aproximada de 70 m.
- Rastrillo o lampón, con anchos de 20" o 24".

Posteriormente, el mineral almacenado en los buzones o tolvas de madera, es cargado en carros mineros U-35, los cuales son transportados por locomotora a batería hacia los echaderos principales, integrándose al sistema de transporte vinculado al pique inclinado 300 de la Unidad Minera La Soledad.

Figura 18
Componentes de limpieza con winche de arrastre



Fuente: *Elaboración Propia.*

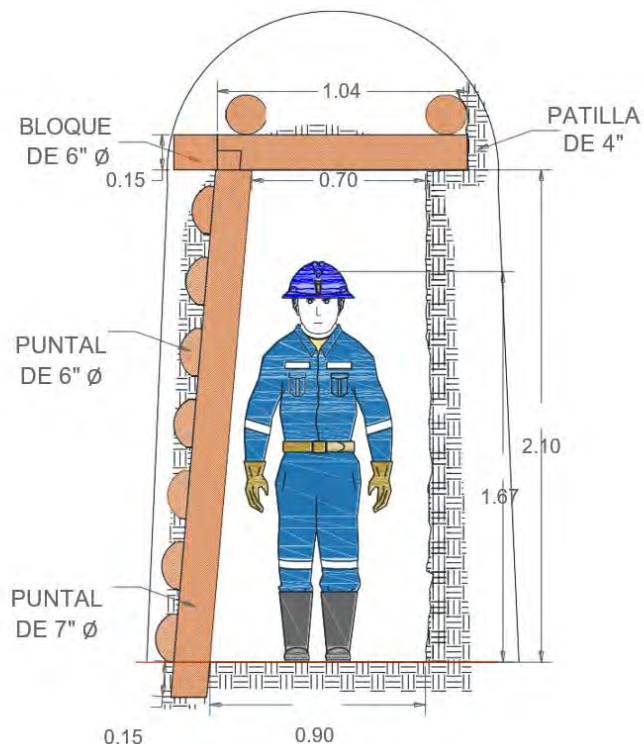
4.7.3.4. Sostenimiento

El sostenimiento se ejecuta mediante cuadros cojos, instalados con un espaciamiento aproximado de 1.2 m, debido a que en el sector se presenta roca tipo IV, donde los esfuerzos de compresión se concentran principalmente en la caja techo. En estas condiciones, el uso de cuadros cojos permite controlar las deformaciones y mantener la estabilidad de la labor durante la explotación, dentro del área asociada al pique inclinado 300 en la Unidad Minera La Soledad.

Los principales elementos que conforman el cuadro cojo son:

- Sombrero: rollizo de 7" × 1.25 m.
- Poste: rollizo de 7" × 3.0 m.
- Enrejado: rajados de 6" × 1.50 m.

Figura 19
Elementos de sostenimiento de un cuadro cojo



Fuente: *Elaboración Propia.*

4.7.3.5. Relleno

Una vez concluido el corte en un ala del tajo, se procede al relleno, previa ejecución de los servicios complementarios necesarios. El relleno se realiza con material detrítico en la cantidad requerida hasta alcanzar el nivel de diseño, dejando una cara libre aproximada de 0.60 m. Sobre esta superficie se extiende la manta a lo largo del ala del tajo y, posteriormente, se colocan las tablas, con la finalidad de acondicionar la plataforma de trabajo e iniciar el siguiente corte de manera segura y continua, en el marco de la explotación vinculada al pique inclinado 300 en la Unidad Minera La Soledad.

4.7.3.6. Servicios complementarios

Concluido el corte, se desarrollan una serie de servicios complementarios necesarios para acondicionar el tajo y seguir con la continuidad de manera segura de la explotación. Entre las actividades principales se consideran las siguientes:

- Levantamiento del camino: ejecución de 4 vueltas de cribing e instalación de escaleras y descansos en el ala ya explotada.
- Levantamiento del echadero: ejecución de 4 vueltas de cribing en la chimenea central que funciona como echadero.
- Inicio del relleno detrítico en el ala del corte concluido.
- Traslado del winche de arrastre hacia el ala opuesta, donde se iniciará el siguiente corte.
- Levantamiento del camino en el ala a explotar, con 2 vueltas de cribing.
- Continuación del relleno detrítico en el ala donde se ejecutará el nuevo corte.
- Desencribado e instalación del sostenimiento mediante un cuadro cojo y sus elementos, para asegurar la chimenea central de servicios.
- Inicio del siguiente corte del tajo.

Estas actividades permiten mantener condiciones seguras de trabajo y validar la continuidad del cielo de minado en el área vinculada al pique inclinado 300 de la Unidad Minera La Soledad.

Figura 20

Sostenimiento a cuadro cojo, tajo 220



Fuente: Elaboración Propia.

4.8. Construcción del Pique Inclinado 300 – NV 1365

4.8.1. Planeamiento, diseño y construcción del Pique Inclinado 300 NV 1365.

Es fundamental tener en cuenta, de forma integral, todos los factores que influyen en la explotación del mineral, para un eficiente planeamiento de la extracción. De ellos, los más importantes son la evaluación de reservas, el ritmo de producción, la ley de corte, la capacidad de tratamiento de la planta, la disponibilidad de equipos y

mano de obra y los costos operativos, de extracción, de tratamiento y gastos generales.

La correcta interacción de estos elementos asegura el cumplimiento de las metas establecidas en las labores de exploración, desarrollo, preparación y producción, facilitando el logro de los objetivos técnicos y económicos del plan de extracción.

Para el caso particular del pique inclinado 300 – Nivel 1365, la planeación y ejecución del mismo, está dirigida a la necesidad de profundizar las operaciones, con el objetivo de aumentar las reservas y la producción de mineral en la zona. Este proceso necesita un conocimiento profundo de las características geotécnicas y estructurales del macizo rocoso, que son la base esencial para el diseño y la construcción segura de la infraestructura subterránea.

4.8.2. Evaluación geomecánica para la construcción del Pique Inclinado 300.

Para garantizar un diseño de sostenimiento adecuado, resulta fundamental definir con precisión las condiciones geomecánicas de las cajas encajonantes que conforman el macizo rocoso.

Para tal cuantía debe conocerse plenamente la geología en su ámbito inmediato, saberse la morfología de la zona mineralizada, características estructurales del terreno y las condiciones hidrogeológicas que han de tenerse en cuenta, en general actuales.

La geomecánica permite conocer cómo se comportará el macizo durante la excavación del pique, mediante la determinación de los parámetros de resistencia, de

fracturamiento y de estabilidad que servirán de base para elegir el tipo y disposición del sostenimiento. Por esta manera, se minimizan los riesgos asociados a desprendimientos o deformaciones, asegurando una construcción eficiente y segura.

4.8.3. Aspectos geológicos y geomecánicas.

En la zona de Buenos Aires de la Unidad Minera La Soledad (Arequipa), predominan las rocas granodioríticas y tonalíticas que forman parte de la Unidad Incahuasi del Batolito de la Costa. Estas rocas encajonantes presentan alteraciones hidrotermales en los contactos con las vetas y diques andesíticos subvolcánicos. Estas rocas encajonantes muestran alteraciones hidrotermales en los contactos con las vetas y diques andesíticos subvolcánicos.

La mineralización es de origen hidrotermal, constituida por vetas de relleno en fracturas de los sistemas estructurales NW-SE y E-W, localizadas en el intrusivo granodiorítico-tonalítico. Desde el punto de vista geomecánica, el macizo rocoso presenta una competencia media a alta y un fracturamiento moderado, lo cual favorece la construcción del pique inclinado 300, posibilitando la aplicación de sostenimiento estándar en los sectores alterados.

4.8.4. Aspectos técnicos.

Para el análisis de estabilidad y el diseño del soporte del macizo rocoso en la construcción del pique inclinado 300, se tuvieron en cuenta los siguientes aspectos técnicos clave.:

- Recolección de datos y clasificación geomecánica de macizo rocoso mediante el criterio Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rcoso – 1989).

- Realizar la clasificación geomecánica mediante el índice Q de Barton y el GSI de Hoek & Brown, por lo que facilitara el diseño de soporte adecuado a instalar.
- Diseño del soporte utilizando SPM y de la tabla GSI.

La caracterización geomecánica del macizo rocoso se realizó mediante el método de celdas de detalle, permitiendo recopilar información relevante para la evaluación de las condiciones de estabilidad de la excavación. Durante el trabajo de campo se registraron características litológicas y estructurales, considerando aspectos como la orientación y distribución de las discontinuidades, su espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, grado de alteración e influencia del agua subterránea. La información obtenida sirvió de base para la clasificación geomecánica y el posterior diseño de las medidas de sostenimiento requeridas.

4.8.5. Determinación de los parámetros para el cálculo del RMR de Bieniawski (1989).

4.8.5.1. Índice de la calidad de la roca (RQD).

El índice RQD o Rock Quality Designation es la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigos mayores de 10 cm y la longitud total del tramo evaluado. Este parámetro permite evaluar el grado de fracturamiento del macizo rocoso, y constituye uno de los componentes fundamentales del sistema de clasificación RMR propuesto por Bieniawski (1989). En el Cuadro N°. 13 se presentan los datos obtenidos del campo de testigo de 3 m de longitud, con los cuales se determinará el RQD. En el Cuadro N°. 13 se presentan los datos obtenidos del campo de testigo de 3 m de longitud, con los cuales se determinará el RQD.

$$RQD = \frac{\sum Longitud \geq 10 \text{ cm}}{Longitud \text{ Total}} \times 100\%$$

Tabla 13*Muestras tomadas para RQD*

N° Muestra	Medida (cm)
01	17.80
02	14.33
03	22.13
04	13.76
05	16.59
06	16.59
07	21.14
08	15.03
09	23.16
Suma	160.53

Fuente: Elaboración propia

Reemplazando, se tiene.

$$RQD = \frac{160.53}{300} \times 100\% = 53.51\% \approx 54\%$$

Tabla 14*Clasificación de calidad de macizo rocoso RQD*

RQD %	Calidad del macizo rocoso
< 25	Roca muy mala
25 – 50	Roca mala
50 – 75	Roca regular
75 – 90	Roca Buena
90 – 100	Roca muy Buena

Fuente: Mecánica de rocas Stagg – Zienkiewicz

Reemplazando el resultado en el cuadro N° 14, se obtiene un RQD de 54% y la calidad de macizo rocoso es de tipo: **Regular**

4.8.5.2. Determinación de resistencia a la compresión simple

Para determinar la resistencia a la compresión simple (UCS) se realizó la prueba de martillo de Schmidt tipo L, aplicando los golpes perpendiculares a la superficie de la roca, para obtener lecturas representativas. Este método permite relacionar los valores de rebote obtenidos en campo con la resistencia a compresión del material rocoso, y ofrece una estimación fiable sin necesidad de extraer muestras cilíndricas.

El material ensayado corresponde a una granodiorita con un peso específico promedio de 26.58 kN/m³. En el Cuadro N°15 se presentan los valores de rebote registrados en la superficie de la roca durante las mediciones, los cuales sirvieron como base para la estimación de la resistencia a compresión simple del macizo en la zona de construcción del pique inclinado 300.

Tabla 15
Lecturas tomadas al Martillo de Smitt

Lectura	Medida
Lectura 01	54.00
Lectura 02	60.00
Lectura 03	50.00
Lectura 04	52.00
Lectura 05	53.00
Lectura 06	58.00
Lectura 07	61.00
Lectura 08	60.00
Lectura 09	55.00
Lectura 10	52.00
Lectura 11	58.00
Lectura 12	51.00
Lectura 13	55.00
Lectura 14	54.00
Lectura 15	53.00
Lectura 16	56.00
Lectura 17	51.00

Lectura 18	52.00
Lectura 19	53.00
Lectura 20	53.00
Promedio	54.55

Fuente: *Elaboración propia*

A todas las lecturas obtenidas en los ensayos se debe aplicar el factor de corrección (FC), el cual se calcula de la siguiente manera:

$$FC = \frac{\text{Valor de calibracion del martillo de prueba}}{\text{Promedio de los diez impactos sobre el martillo}} = 1.05$$

El promedio de las 20 mediciones es de 57.28, y la desviación estándar de las muestras es de 3.35. En base a estos valores, se calcula un rango de medidas que se introduce en la tabla adjunta para determinar el valor de rebote corregido. A partir de estos valores, se calcula un rango de medidas que se transfiere a la tabla adjunta para determinar el valor de rebote corregido.

$$\text{Límite inferior} = 57.28 - 3.35 = 53.93$$

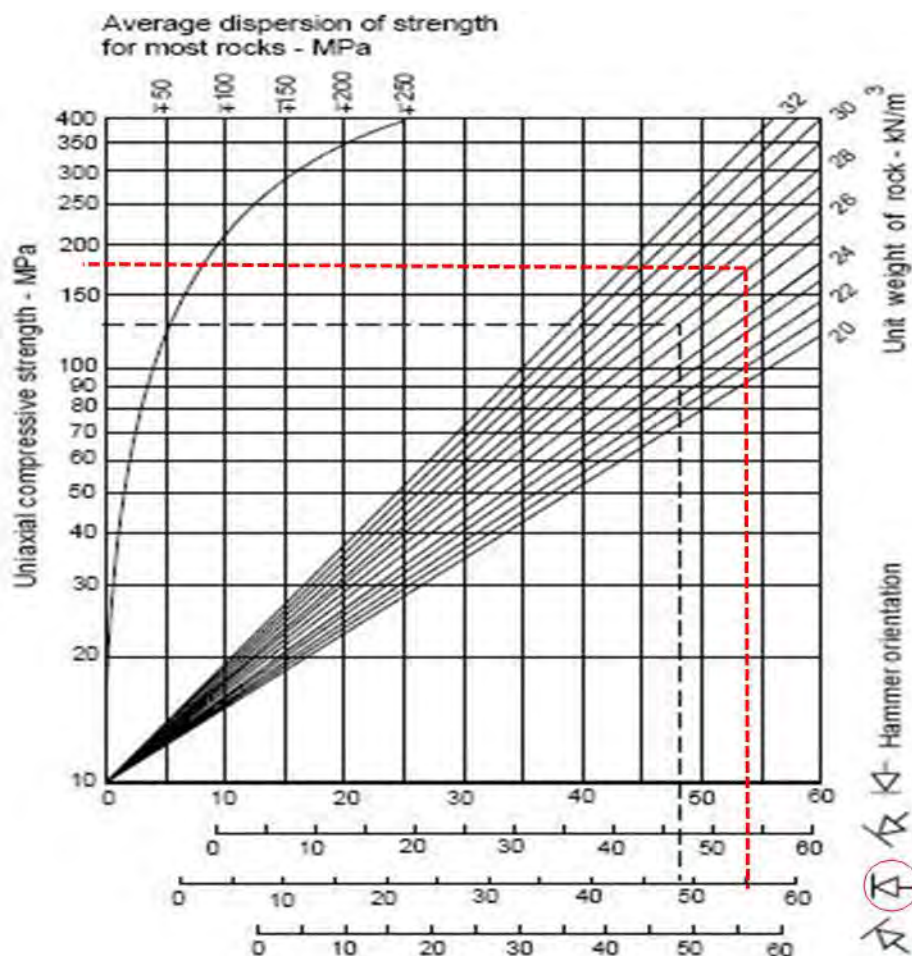
$$\text{Límite superior} = 57.28 + 3.35 = 60.62$$

Por lo tanto, se consideran los valores que se encuentran dentro del rango [53.93; 60.62], descartando los valores fuera de este rango. Por lo tanto, el nuevo promedio es de 56.18.

Conociendo la densidad de la roca granodiorita (26.58 kN/m³) y el valor obtenido según ISRM, así como la orientación del martillo de Schmidt (horizontal), se ubica en el gráfico de correlación de Miller lo que permite obtener valores estimativos de la resistencia a compresión simple (RCS) para el material ensayado.

Tabla 16

Correlación para el martillo de Smidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote (Miller, 1965)



Fuente: Geomecánica de rocas

Entonces, para $RL = 56.18$ (ISRM) se obtiene un valor RCS de **180 MPa**

4.8.6. Determinación de condición de discontinuidades.

La evaluación de las condiciones de las discontinuidades es importante para la clasificación geomecánica del macizo rocoso, ya que tiene una influencia directa en el comportamiento estructural y la estabilidad durante la excavación del pique inclinado 300.

Durante el mapeo geomecánica se registraron los principales parámetros de las discontinuidades como espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, tipo y espesor del relleno, grado de alteración y presencia de agua.

Estos factores permiten establecer una valoración integral de la calidad estructural del macizo, conforme a los criterios propuestos por Bieniawski (1989) para el sistema RMR.

Las observaciones de campo indicaron que las discontinuidades presentan espaciamientos moderados, con rugosidad media y relleno delgado compuesto por material arcilloso y óxidos de hierro, lo que sugiere una condición estructural regular a buena.

En función de estos resultados, se asignó la puntuación correspondiente según las tablas del método RMR, la cual se muestra en la tabla N°17.

Tabla 17
Valoración del estado de las discontinuidades

PARÁMETRO		VALORACIÓN				
4	Persistencia (longitud de la discontinuidad)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
		6	4	2	1	0
	Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
		6	5	3	1	0
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
		6	5	3	1	0
	Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando
			< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	Alteración	Inalterado	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto

Fuente: Geomecánica de rocas de Bienawski.

Donde:

- Resistencia de la roca intacta (180 MPa) : 12

- RQD (48 %) : 13
- Espaciamiento de discontinuidades : 8
- Condición de las discontinuidades : 20
- Agua Subterránea : 7

Reemplazando: $RMR = 12 + 13 + 8 + 20 + 7 = 60$.

Tabla 18

Clasificación Geomecánica de RMR

RMR	Calidad del macizo rocoso	Clase
0 – 20	Roca muy mala	V
21 – 40	Roca mala	IV
41 – 60	Roca regular	III
61 – 80	Roca Buena	II
81 – 100	Roca muy Buena	I

Fuente: RMR Bieniawski 1989.

Reemplazando el resultado en cuadro N° 19, se obtiene la calidad de macizo rocoso de tipo: **Roca Regular**.

4.8.7. Cálculo de abertura máxima de labor.

Para establecer la abertura máxima estable del pique inclinado 300, se empleó el método gráfico de estabilidad propuesto por Barton (1974), que permite correlacionar la calidad del macizo rocoso con las condiciones de uso y sostenimiento de la excavación.

En este método se considera la influencia del índice de calidad Q' y el factor de razón de sostenimiento de la excavación (ESR), el cual varía según el tipo de trabajo y las condiciones de seguridad que se requieran.

La expresión empleada para calcular el ancho máximo (Span) de la excavación se demuestra en lo siguiente:

$$\text{Ancho máximo} = 2 \times (\text{ESR}) \times (Q')$$

Donde:

- ESR : Excavation Support Ratio.
- Q' : Índice Q de Barton corregido.

Teniendo en cuenta que la profundidad máxima aplicable al macizo granodiorítico es de 800 m, se adopta un factor de esfuerzos = 0.5 (según criterios de Barton) para reflejar la condición de esfuerzos elevados en la zona. Además, para labores permanentes se emplea un ESR = 1.6. En la práctica esto se traduce en aplicar el factor de esfuerzos como corrección sobre el índice Q (obteniéndose un Q corregido, Q''), y luego emplear la expresión de Barton para el ancho máximo:

$$\text{Ancho máximo} = 2 \times (\text{ESR}) \times Q'^{0.4}$$

Tomando $Q' = 5.9$ (valor preliminar) y aplicando el factor de esfuerzos 0.5:

$$Q'' = Q' \times 0.5 = 5.9 \times 0.5 = \mathbf{2.95}$$

Por tanto, el ancho máximo teórico admisible bajo las condiciones asumidas es de aproximadamente 4.9 m. Sin embargo, por criterios operativos y de seguridad (variaciones locales en la alteración y la presencia de discontinuidades), se recomienda mantener la sección de diseño en 2.5×2.5 m.

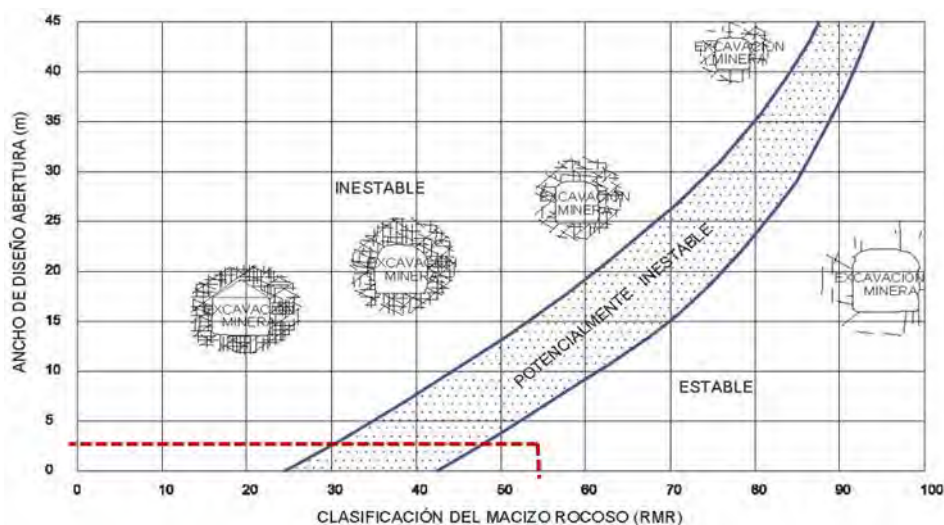
De acuerdo con los criterios propuestos por Wang (2000) para el diseño de excavaciones subterráneas —que consideran el tipo de roca, la categoría de la labor (tajo, temporal o permanente) y los parámetros geomecánicos obtenidos—, el pique inclinado 300 se ubica dentro de la zona de estabilidad.

Esta condición confirma que las dimensiones proyectadas y el sistema de sostenimiento seleccionado son adecuados para garantizar la seguridad y el comportamiento estructural del macizo.

La clasificación correspondiente se presenta en la figura N°22:

Figura 21

Curva de diseño de excavaciones (Wang, 2000)



Fuente: Span Design (Wang - 2000).

Por ende, se proyecta la abertura sobre el pique inclinado 300 puede considerarse estable sin sostenimiento, ya que el ancho calculado no generará problemas de inestabilidad según el modelo de diseño propuesto por Wang (2000).

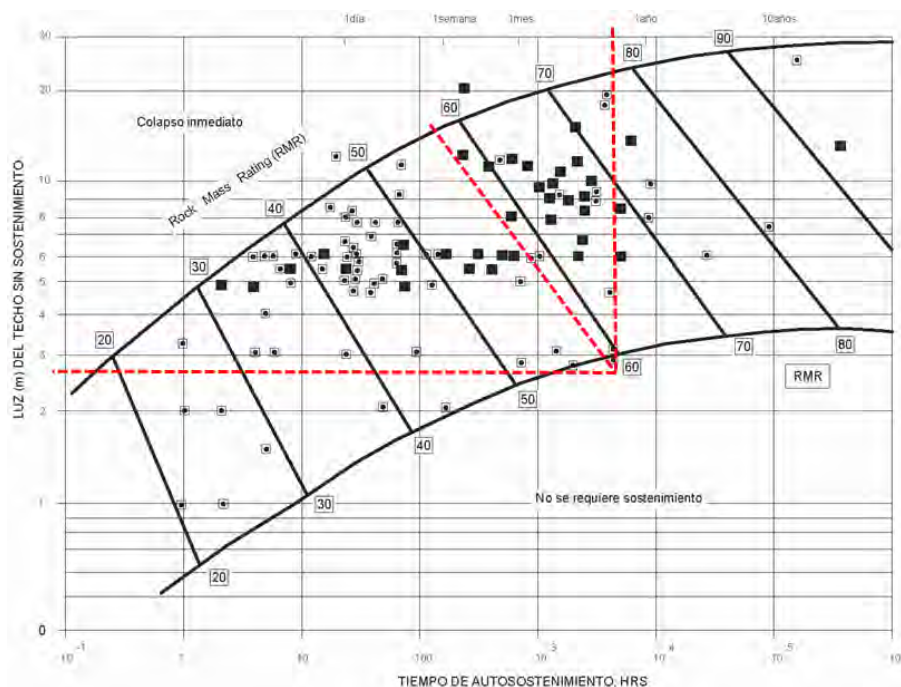
No obstante, para garantizar un factor de seguridad adecuado y mantener un margen adicional frente a posibles variaciones locales del macizo, se recomienda ejecutar la excavación con una sección máxima de 2.50 m × 2.50 m, lo que asegura la estabilidad global del terreno y el cumplimiento de las condiciones de seguridad operacional.

4.8.8. Cálculo de tiempo de auto soporte.

De acuerdo con el estándar de sostenimiento establecido en la unidad minera, toda labor subterránea debe ser completamente sostenida hasta el tope antes de continuar con su avance, siguiendo el principio operativo de 'labor disparada, labor sostenida'.

El periodo de autosoporte representa el intervalo estimado entre la detonación del frente y el momento en que la roca comienza a relajarse. A partir de ese punto, la efectividad del sostenimiento disminuye progresivamente, por lo que su instalación debe realizarse dentro del tiempo óptimo de estabilidad natural del macizo.

Para estimar el tiempo de autosoporte se empleará el ábaco de Barton, el cual ha sido validado por el Norwegian Geotechnical Institute (NGI), en el cual se ingresará el valor de RMR determinado para el macizo rocoso del pique inclinado 300, tal como se muestra en la tabla N°21.

Figura 22*Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR***Fuente:** OSINERGMIN Geomecánica.

Finalmente, se deduce del cuadro anterior que una labor permanente de 2.40 m de ancho, excavada en roca tipo III, tiene un tiempo de auto soporte estimado en unos 7 meses, antes de que comience a relajarse el macizo.

Es importante considerar que factores operativos, como una voladura inadecuada o sobre excavación, pueden reducir significativamente este tiempo de estabilidad, al generar micro fisuras y pérdida de confinamiento en las paredes de la labor.

Por ello, resulta esencial aplicar técnicas de voladura controlada y ejecutar el sostenimiento dentro del tiempo recomendado, asegurando la estabilidad estructural del pique inclinado 300.

Si no es posible realizar el sostenimiento a tiempo, antes de instalarlo se debe hacer un re-desatado, para evitar que se apoye sobre un terreno ya relajado.

4.8.9. Diseño de sostenimiento.

Para el diseño del sistema de sostenimiento mediante el ábaco SPM (Support Pressure Method), se requiere determinar primero la dimensión equivalente (De), que relaciona la geometría de la excavación con las condiciones del macizo rocoso.

Esta se calcula mediante la siguiente expresión:

$$De = \frac{\text{Abertura o altura (m)}}{ESR}$$

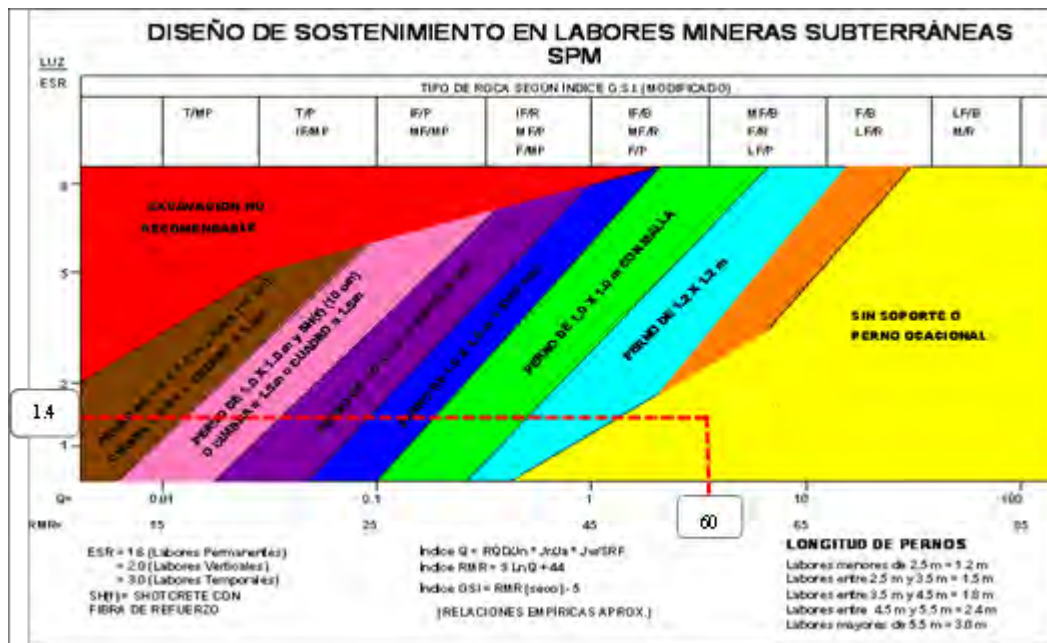
Donde:

- De : Dimensión equivalente.
- ESR : Excavation Support Ratio (1.6 para labores permanentes).

El valor de obtenido se usará en el ábaco SPM, junto con el valor del índice Q del macizo rocoso, para determinar el tipo y la cantidad de sostenimiento necesaria para el pique inclinado 300.

Para el diseño de soporte del pique inclinado 300, con sección de 2.10 m x 2.40 m, tenemos lo siguiente:

$$De = \frac{2.25}{1.6} = 1.4$$

Figura 23*Diseño de sostenimiento del sistema Q.***Fuente:** SPM.

Del análisis realizado con el ábaco SPM (Tabla N°22), se determina que el diseño de sostenimiento para el pique inclinado 300 con sección de 2.1 m × 2.4 m, se encuentra dentro del rango que va desde un sostenimiento puntual u ocasional, utilizando pernos helicoidales de 5 a 6 pies de longitud, hasta un sostenimiento sistemático, que emplea pernos helicoidales o Split Set (5 a 6 pies), complementados con malla electrosoldada o malla eslabonada.

Para el análisis operativo diario y una evaluación práctica del sostenimiento requerido, puede aplicarse la tabla GSI, la cual permite definir el tipo de soporte más adecuado de acuerdo con las condiciones geomecánicas observadas durante el avance.

4.8.10. Índice de resistencia geológica GSI (modificado).

GSI (Índice de Resistencia Geológica) Esta clasificación geomecánica de renglón es cualitativa y fue propuesta por Hoek y Brown (@Hoek y Brown) es útil para estimar la calidad del macizo rocoso en función de dos parámetros clave:

- Condiciones estructurales: vinculadas a la cantidad de fracturas por metro cuadrado o al valor de RQD.
- Condiciones superficiales: relacionadas con la resistencia de la roca intacta y el estado de las discontinuidades.

Para la determinación del valor de GSI, se aplica un procedimiento de evaluación directa sobre la superficie excavada y previamente limpiada. Se selecciona una sección de 1.0 m × 1.0 m, en la cual se realiza lo siguiente:

Identificación y conteo del número de fracturas o discontinuidades presentes por metro cuadrado.

Análisis de la apertura de las grietas:

Si las discontinuidades están cerradas o ligeramente abiertas, se evalúa su condición de rotura por medio de golpes de picota o pruebas de indentación. Si están moderadamente abiertas o muy abiertas, se estudia el estado de las paredes y el tipo de relleno, que determinan su resistencia y comportamiento estructural.

Los resultados obtenidos se presentan en Figura N.º 24, donde se resume la caracterización geotécnica del macizo rocoso. En la parte izquierda se muestran las características estructurales, expresadas mediante el número de fracturas por metro

cuadrado; en la parte superior derecha se describen las condiciones superficiales de resistencia, evaluadas mediante el ensayo con picota; y en la parte inferior derecha se indican los valores de caracterización geotécnica, determinados en función del grado de fracturamiento y la resistencia del material.

Tabla 19
GSI Estandarizado

		SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO Y RMR					
LABORES DE AVANCE SECCIÓN 2.10x2.20 mts.		INTERSECCION DE LABORES		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)			
 SIN SOPORTE	 SIN SOPORTE	 SS 4' OCASIONAL TC: 2 MESES	 SS SIST 5' 1.2x1.2m TC: 1 MES	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS Y CERRADAS (RC 100 A 200 MPa) (SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE PICOTA) REGULAR (RESISTENTE, LEVE. ALTERADAS) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (RC 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON 1 O 2 GOLPES DE PICOTA) POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES USAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (RC 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (RC <25MPa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)			
 SS SIST 4', e:1.0x1.0m TC: 1 SEMANA	 SS SIST 5' 0.9x0.9m +MALLA TC: 4 DIAS	 SS SIST DE 4', e:0.8x0.8m+MALLA TC: 1 DIA	 CUADRO DE MADERA, e:1.2m O SS SIST DE 5' 0.9x0.9m+ SH 2" TC: INMEDIATO				
 PUNTA EN LINEA, e:1.0m O CUADRO DE MADERA, e:1.2m TC: INMEDIATO	 CUADRO DE MADERA, e:1m O SS SIST DE 5' 0.9x0.9m+ SH 3" TC: INMEDIATO						
 CUBRA METÁLICA, e:1m TC: INMEDIATO	 CUBRA e:1m TC: INMEDIATO						
ESTRUCTURA		LEYENDA SS=SPLIT SET, SIST=SISTEMATICO SH=SHOTCRETE. e=ESPACIAMIENTO TC=TIEMPO DE COLOCACION DE SOSTENIMIENTO					
 LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) Espc. 0.6 a 2m. (2 A 5 FRACT. POR METRO)		LF					
 FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 -75) Espc. 0.2 a 0.6m. (6 A 12 FRACT. POR METRO)		F					
 MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) esp. 0.06 a 0.2m. (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)		MF					
 INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) esp. 0.06 a 0m. (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)		IF					
 TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMAMENTE FRACTURADA CON MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)		T					
				20 15 10 5			

Fuente: Área de Geomecánica Minera La Soledad SAC.

Tabla 20
GSI Metodología de Aplicación

GSI				
METODOLOGIA DE APLICACION				
PARA LABORES SUBTERRANEAS DE 1.8 HASTA 4 MTS DE ABERTURA				
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA				
RMR	TIPO ROCA	CARACTERISTICAS		TIPO DE SOSTENIMIENTO
		L. PERMANENTE	L. TEMPORAL	
>81	I	F/B	F/R-MF/B	No requiere de sostenimiento; ocasionalmente puntales en tajos.
61-80	II	F/R-MF/B	F/P-MF/R-F/B	L. P: Puntos puntuales en donde requiere. L. F: Puntos en tajos donde requiere.
41-60	III	F/P-MF/R-F/B	MF/R-F/B	L. P: Pernos Sistemáticos a 1.8 x 1.2 mts c/u, ocasionalmente malla electrosoldada. L. F: P. Split Set y/o puntales en tajos.
21-40	IV	MF/P-F/B	MF/MP-F/P	L. P: Pernos Sistemáticos a 1.7x1.2 mts + malla electrosoldada, y/o cuadros de madera diámetro 8". L. F: P. Split Set o puntales en tajos a 1.2x1.5 mts c/u y/o Cuadros de Madera 1.2x1.5.
<20	V	MF/MP-F/P-F/MP	IF/MP-T/P-T/MP	L. P: Cimbras a (1.0 x 1.5 mts) o Cuadros de madera 0.5 x 1.5 mts, enrobado y topado. Avance con marchantes. L. F: perforación horizontal y armado de cuadro completo (0.60 x 1.8mts) como MAXIMO.
1.-Para utilizar la tabla se determina in-situ lo siguiente: a.-Parametros de ESTRUCTURA, N° de fracturas por m2 definidas con el flexometro. b.-Parametros de CONDICIONES,segun la resistencia de la roca definida por el N° de golpes de picota y la facilidad de la rayada con la navaja e indentacion de la punta de la picota.El area evaluado con el GSI debe lavarse previamente para la facil visualizacion de las fracturas, ademas de observar el relleno de discontinuidades , presencia de agua , orientacion de discontinuidades que debiliten el macizo rocoso. 2.-La roca que no requiera soporte de acuerdo a la tabla (F/B),pero que presentan fracturamiento vertical y horizontal o subparalelas al eje de la labor, requeriran un enpernado sistematico en las paredes en los tramos que sean afectados por esos sistemas. 3.- En las intersecciones de labores , el GSI MF/B en una zona de interseccion debe pasar a un MF/R para su sostenimiento. 4.- En el caso de tener un intenso goteo o flujo de agua , el sostenimiento determinado sufrira una modificacion al inmediato superior, si por ejemplo : Un macizo rocoso con refuerzo III en condiciones secas o humedas , bajo un goteo o flujo de agua intenso se reforzara con IV. 5.- El termino Perno indica la utilizacion de Pernos Helicoidales para labores permanentes (ByPass,CX,Rp,Oficinas,Talleres), y Split Set para labores temporales(Tajeos , Accesos a tajeos , subniveles). 6.- La instalacion de malla electrosoldada debe ser de gradiente a gradiente (1 mt) de las seccion instalada tanto en labores de avance como en tajeos. Durante la instalacion deben asegurarse estas al techo con el uso de gatas o puntales o ganchos y luego asegurar de acuerdo al estandar. 7.- Para el tratamiento de Cuñas , se debe tener en cuenta las dimensiones que estas tienen vs la capacidad portante y longitud de pernos con que se piensa sujetar dichas cuñas . De no ser posible controlar la cuña colocar cuadros o cimbras. 8.- Control de terreno con el desate de rocas. 9.-Es necesario entender que la optimizacion de sostenimiento es "Colocar Sostenimiento adecuada en el lugar adecuado", siendo el sostenimiento parte del ciclo de minado.				
1.-Bloques tabulares o tajos liberados en la caja techo, en donde se presentan las "falsas cajas".  2.-Cuñas biplanares liberadas por las intersecciones de diaclasas en rocas fracturadas, las cuales pueden caer o deslizarse debido a las cargas gravitacionales.  4.-Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad. La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma paralela a la excavación, las mismas que presentan inestabilidad.  5.-Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad. La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma perpendicular a la excavación, las mismas que presentan buena estabilidad. 				

Fuente: Área de Geomecánica Minera La Soledad SAC.

A continuación, se presenta un cuadro resumiendo la evaluación geomecánica del terreno donde se hará la excavación del pique inclinado 300, consolidando los principales parámetros obtenidos de los análisis realizados en campo y laboratorio.

Tabla 21

Resumen de la evaluación Geomecánica

Evaluación Geomecánica	
Litología	Granodiorita
Cobertura	215 m. (entre niveles 1410 y 1365)
Grado de alteración (A)	A3 Roca moderadamente alterada
Grado de resistencia (R)	Roca regular (= 180 Mpa)
Tipo de roca	Roca intermedia
Grado de fracturamiento	Fracturada
RQD	54%
RMR (clase / valor)	Clase III, Valor 60
GSI	55
Índice de Bartón (Q)	5.92
Abertura máxima	4.92 m. - Estable
Tiempo de auto sostenimiento	7 meses
Diseño de sostenimiento	Pernos helicoidales (5pies/6pies) o Split Set (5pies/6pies) en complemento c/s malla electrosoldada

Fuente: *Elaboración propia*

Como antesala del inicio de la ejecución del pique de inclinación 300, se deben realizar una serie de trabajos previos indispensables para garantizar la correcta implementación del proyecto.

Entre estos se incluyen la construcción de cruceros, la cámara de izaje del pique, los echaderos de mineral y desmonte, además de otras labores complementarias que se detallan a continuación.

4.9. Labores previas

Esta etapa tiene como objetivo establecer las condiciones previas a la construcción del pique inclinado 300, a fin de evitar imprevistos tanto en la ejecución como en la fase operativa subsiguiente.

Antes del inicio de la excavación principal, se deben desarrollar trabajos preliminares de infraestructura minera, que comprenden la construcción del crucero, la ejecución de chimeneas, y los desquiches correspondientes para la cámara del winche de izaje, entre otras labores complementarias.

A continuación, se detallan las principales actividades contempladas (ver Plano N°01 para mayor referencia):

- Crucero 300 – Nivel 1365: se construirá con una sección de 2.40 m × 2.40 m y una longitud de 25 metros, esta labor funcionara como acceso principal para iniciar la excavación del pique inclinado 300, además de albergar el desquinche para la cámara del winche de izaje, el cual facilitara el sostenimiento y transporte del material durante la fase de desarrollo Este trabajo servirá como vía de acceso principal para iniciar la excavación del pique inclinado 300, y además albergará el desquinche para la cámara del winche de izaje, el cual facilitará el sostenimiento y el transporte del material durante la fase de desarrollo.
- Desquiches en el crucero 300N para cámara de izaje: se ejecutarán desquiches en el crucero 300N, destinados a la cámara del sistema de izaje, con una sección de 5.00 m × 5.00 m y una longitud de 25.0 m.

- También se hará el desquinche del piso para la base del winche y la construcción del pozo a tierra de 1.20 m x 1.20 m de sección y 3.0 m de profundidad.
- Crucero 300N – Nivel 1365: contará con una sección de 2.10 m × 2.40 m y una longitud de 25.0 m, desde donde se iniciará la excavación de dos chimeneas dobles (pockets de mineral y desmonte) que conectarán con el nivel 1365.
- Chimeneas de doble compartimiento – Niveles 1405 a 1365: se construirán dos chimeneas con sección de 1.20 m × 2.40 m y altura de 11.0 m cada una, destinadas a funcionar como pockets de mineral y desmonte. Estas estarán provistas de tolvas tipo americana, garantizando una descarga eficiente hacia los echaderos inferiores.
- Base del winche de izaje: se ejecutará la base de concreto armado para la instalación del winche principal, considerando las cargas de operación y la alineación con el eje del pique inclinado 300.
- Instalación del winche: una vez concluida la base y las labores auxiliares, se procederá a la instalación del winche de izaje, elemento fundamental para las maniobras de extracción de material durante el avance del pique.

4.10. Ubicación del inclinado

El diseño del pique inclinado 300 se establece en función del contorno geométrico de la excavación, considerando los parámetros geotécnicos, estructurales

y operativos necesarios para acceder a los bloques de reserva y optimizar la productividad del yacimiento.

El pique se proyecta con una inclinación de 30° respecto a la horizontal y una longitud total de 231 metros, desarrollado íntegramente sobre material estéril.

Dichos parámetros garantizan la continuidad operacional, un manejo eficiente del mineral y del desmonte, así como la seguridad estructural del macizo rocoso a lo largo de toda la extensión del desarrollo.

El diseño también contempla una sección en forma de bóveda, con dimensiones de 2,40 m de base y 2,10 m de altura, optimizando la distribución de los esfuerzos en el contorno de la excavación y reduciendo los riesgos de inestabilidad local.

Tabla 22

Parámetros del pique inclinado 300

Parámetros	Cantidad	Unidad
Ángulo de inclinación	30	grados (°)
Longitud total	215	m

Fuente: *Elaboración propia*

La sección considerada será:

Tabla 23

Sección del pique inclinado 300

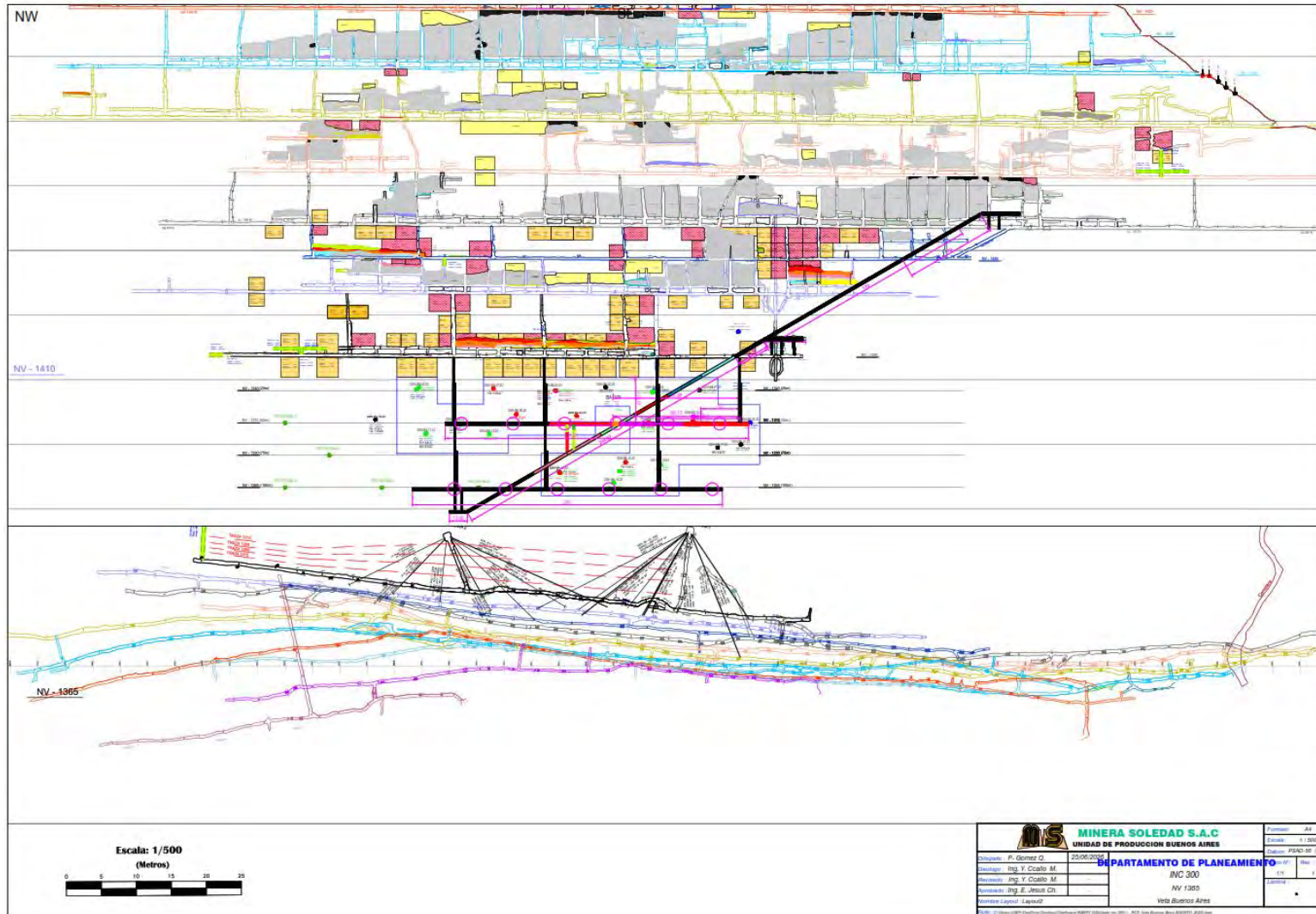
Parámetros	Cantidad		Unidad
	Ancho	Altura	
Sección	2.40	2.10	m
	8	7	pies

Fuente: *Elaboración propia*

En los planos N° 05 se muestra el diseño del pique inclinado 300

Plano 5

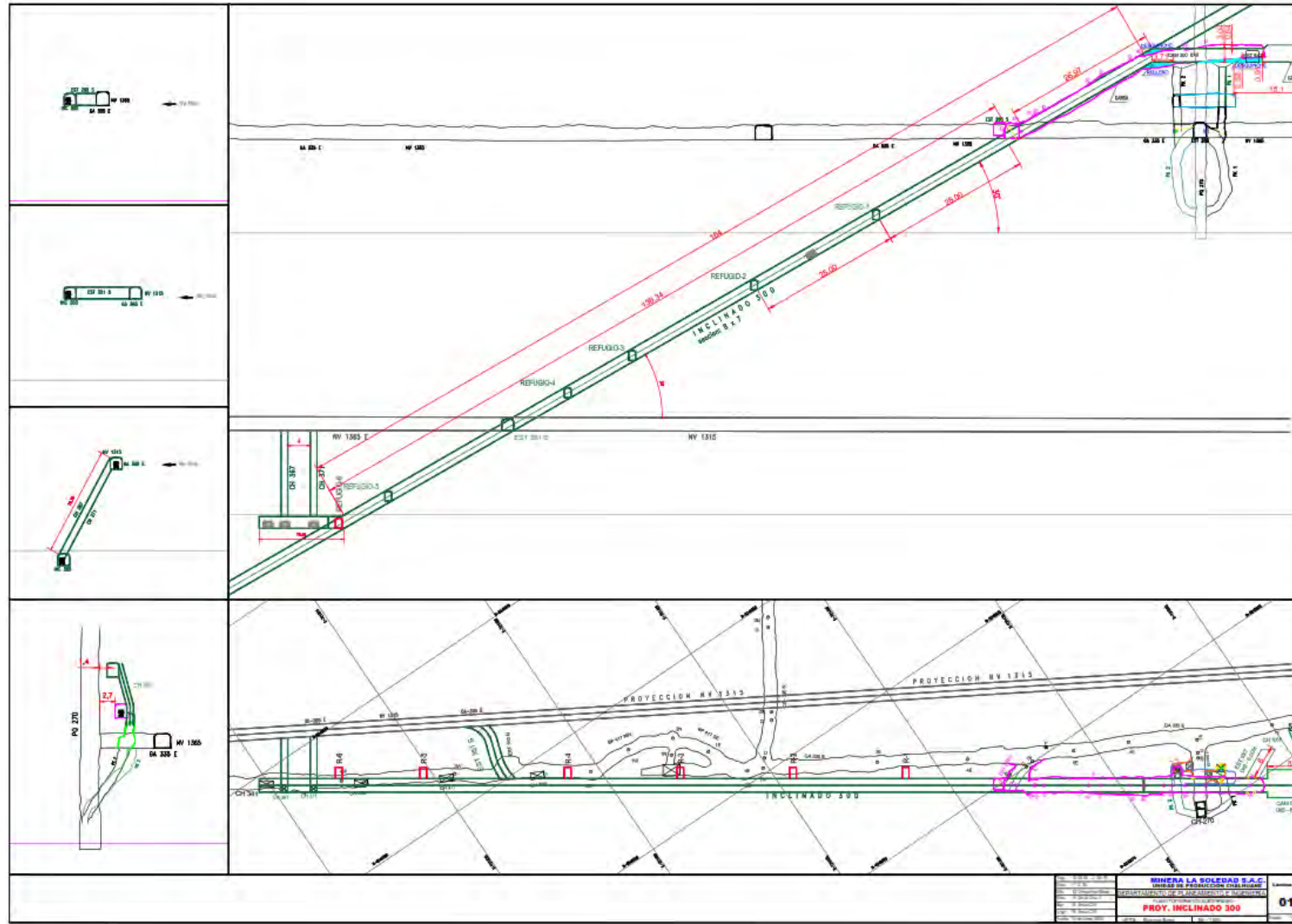
Plano topográfico Veta Buenos Aires Inclinado 300 - Nv 1365



Fuente: Departamento de Planeamiento – Minera La Soledad.

Plano 6

Diseño del pique inclinado 300 - Nv 1365 (Vista en planta / perfil)



Fuente: Departamento de Planeamiento – Minera La Soledad.

Para la construcción del pique inclinado 300, se ha considerado una sección tipo bóveda, con dimensiones geométricas de excavación de base 2.40 m y altura 2.10 m.

Esta configuración permite optimizar la estabilidad del contorno excavado, reduciendo la concentración de esfuerzos en los hastiales y garantizando un comportamiento estructural uniforme durante su desarrollo.

El sistema de sostenimiento principal está constituido por pernos helicoidales instalados sistemáticamente, de 1.80 m de longitud y 22 mm de diámetro mínimo, complementados con malla metálica electrosoldada galvanizada de celdas de 4" × 4" y calibre N° 8 (4.2 mm).

Este esquema de soporte asegura la estabilidad del macizo rocoso frente a posibles desprendimientos localizados y proporciona un entorno seguro para la operación de avance.

Los diseños de la sección del pique inclinado 300 se muestran en las Figuras N° 19, 20 y 21, donde se detallan las dimensiones, el tipo de sostenimiento aplicado y la disposición geométrica del contorno excavado.

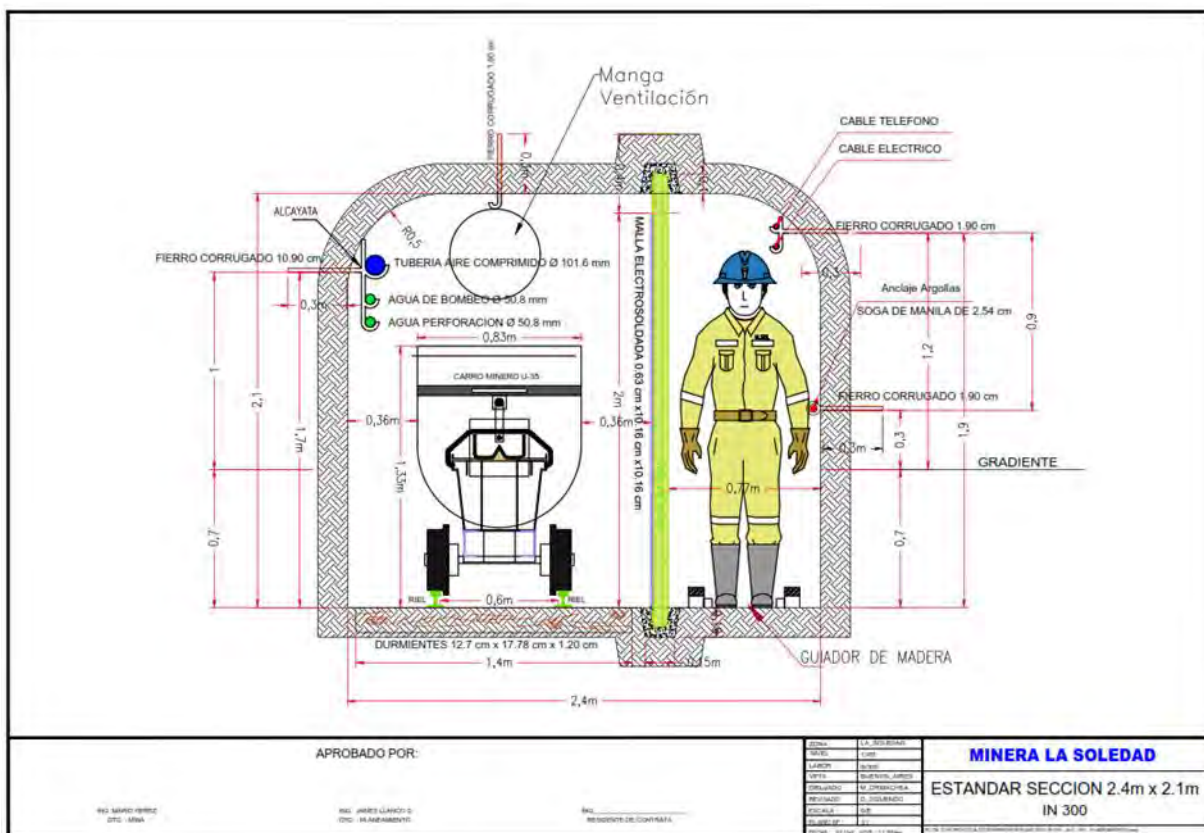
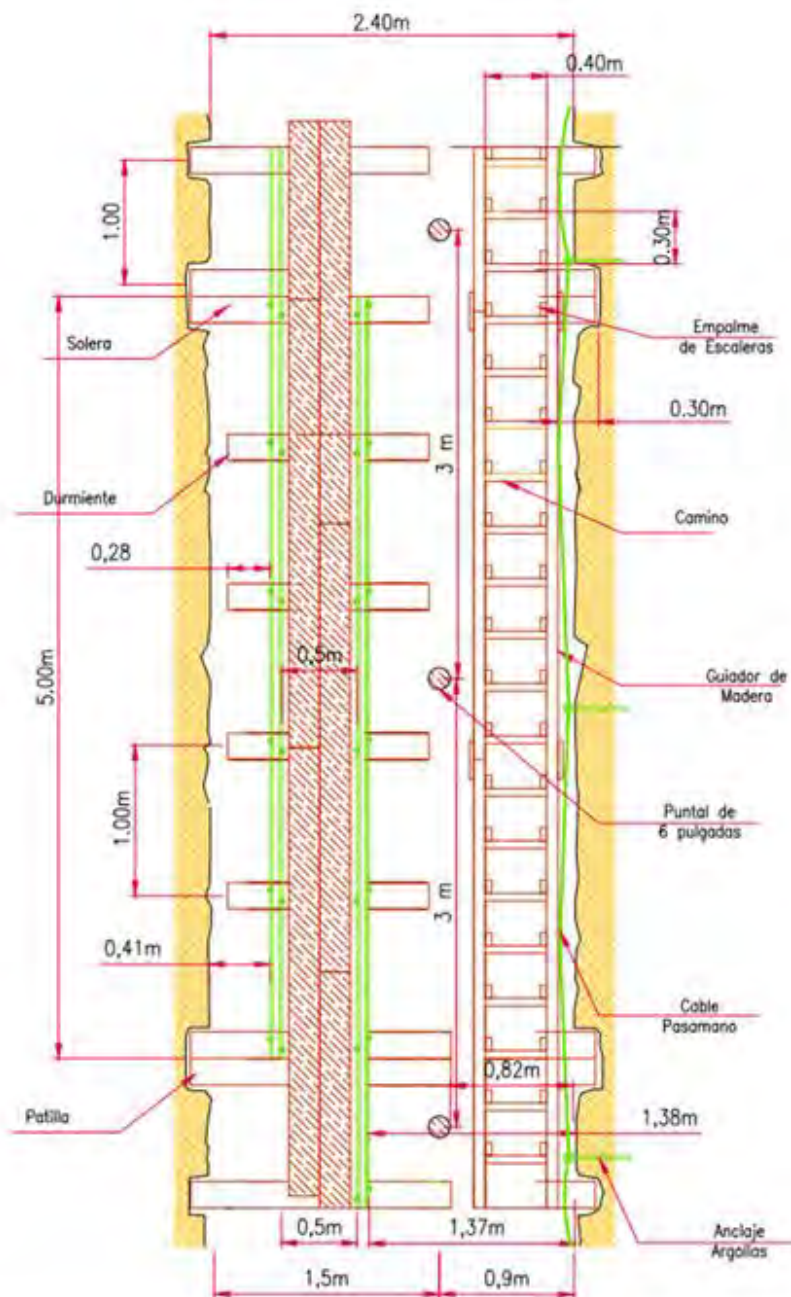
Figura 24*Diseño de la sección del pique inclinado 300 (vista frontal)***Fuente:** *Elaboración Propia.*

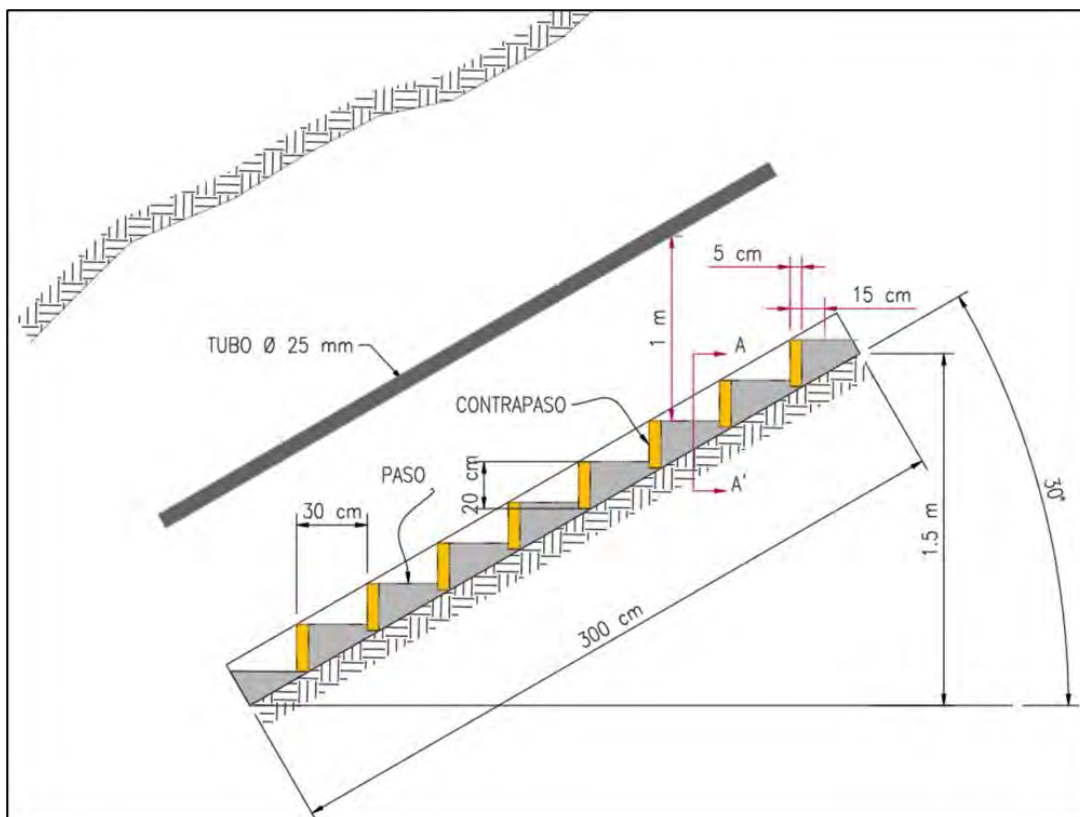
Figura 25*Diseño de la sección del pique inclinado 300 (vista en planta)***INSTALACION DE RIELES:**

- Durmientes de madera de 7" x 5" x 4'.
- Durmientes espaciados a 1,00 m medido de eje a eje.
- Trocha de 60 cm.
- Riel de 30 lb/yd.
- A cada 5 m se colocará solera de caja a caja, empotrados en sus extremos con patilla de 15 cm hasta 30 cm. dependiendo de la dureza de la roca.

CAMINO:

- La escalera estará provisto de dos tablas laterales espaciados 40 cm, el paso es de 30 cm, el paso estará relleno con material (arena).
- El empalme entre escaleras irá asegurada con tablas de 2" x 8" x 1'.
- Pernos con argolla anclado en el lado del camino y a una altura de 1 m y espaciado cada 3 m.

Fuente: *Elaboración Propia.*

Figura 26*Diseño de la sección del pique inclinado 300 (vista en perfil)**Fuente: Elaboración Propia.*

4.11. Técnicas de construcción

Para la construcción de las infraestructuras requeridas en el desarrollo del pique inclinado 300, resulta de importancia seleccionar el método constructivo más conveniente, tomando en cuenta las condiciones geomecánicas del macizo y los requerimientos operativos del proyecto.

Los primeros métodos de construcción empleados en labores subterráneas de este tipo son los siguientes:

- Método de banqueo
- Método de espiral

- Método de sección completa

Para el pique inclinado 300, específicamente, se ha elegido el método de sección completa, que permite realizar la excavación de toda la sección proyectada en un solo ciclo de avance.

Este procedimiento favorece un mayor control del contorno, reduce la exposición del macizo a la relajación y optimiza los tiempos de desarrollo, manteniendo un equilibrio adecuado entre seguridad, productividad y calidad del sostenimiento.

4.12. Planeamiento del ciclo de trabajo del pique inclinado 300 - NV 1365 y labores previas

El pique inclinado 300, ubicado en el nivel 1365, presenta las características geométricas y operativas detalladas en los apartados anteriores (ver tablas N° 25 y 26). Su desarrollo se ha planificado bajo un esquema secuencial que garantice la seguridad del personal, la eficiencia del avance y las metas de producción y de desarrollo establecidas con un cumplimiento exhaustivo.

Para el inicio de la excavación, se llevará a cabo la instalación del winche de izaje en la estación designada, junto con todos sus accesorios y componentes de soporte (poleas, guías, cables y sistemas de control).

Una vez culminada esta fase preparatoria, se procederá con la ejecución del pique inclinado 300, cuyo ciclo de trabajo comprende las siguientes etapas principales.

4.12.1. Perforación

La perforación constituye la primera operación unitaria del ciclo de trabajo y una de las etapas más determinantes para la calidad y eficiencia del avance del pique inclinado 300.

En el frente de excavación, las actividades se inician con el marcado de la dirección de avance, la gradiente, el contorno de la sección y la malla de perforación. Estas labores se realizan bajo la supervisión directa del capataz y/o del ingeniero responsable de la zona, con el fin de asegurar el cumplimiento del diseño establecido y las condiciones de seguridad operacional.

Luego se efectúan los taladros con perforadoras tipo Jackleg, realizando perforaciones inclinadas de 6 pies de longitud (iniciando con 4 pies durante las primeras etapas de avance), para lo cual se utilizan brocas de 36 mm y 38 mm de diámetro, según la malla de perforación indicada en las Figuras N° 22 y 23. En ese sentido, se utilizan brocas de 36 mm y 38 mm de diámetro, según la malla de perforación mostrada en las Figuras N° 22 y 23.

La secuencia comienza con la perforación de los taladros de arranque, una etapa crucial para garantizar una voladura eficiente y controlada. En la mayoría de los casos se utilizará un corte de tipo quemado, ajustando el diseño a la competencia del macizo rocoso y manteniendo un control estricto sobre el paralelismo y la profundidad de los taladros.

En la zona de corona, se perforarán taladros de precorte cada 0.47 m con el fin de definir el contorno superior de la sección, evitar la sobre rotura, minimizar el daño en las cajas contiguas y garantizar una sección parecida para el pique Inclinado 300.

- **Número de Taladros.**

Conforme al método práctico según EXSA, el cálculo del número de taladros estará guiado por la siguiente expresión matemática:

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (c * s)$$

Donde:

P: Perímetro de la sección del túnel (m), se determina con la siguiente formula

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

dt: Distancia entre los taladros de la circunferencia. s: Área del túnel en m².

c: Coeficiente de roca.

Tabla 24

Coeficiente para determinar los valores de “dt”.

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Dura	0.50
Intermedia	0.60
Blanda o suave	0.70

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura. (5ta Edición)”

Tabla 25

Coeficiente para determinar el coeficiente de roca (c).

Dureza de la roca	Coeficiente de roca (m)
Dura	2.00
Intermedia	1.50
Blanda o suave	1.00

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura (5ta Edición)”

- **Cálculo de número de taladros para pique inclinado 300.**

Para el cálculo del número de taladros en la excavación del pique inclinado 300, se considerarán los parámetros previamente establecidos en el diseño de perforación.

Con esta información se determinará el número total de perforaciones por disparo, garantizando un avance eficiente y una adecuada fragmentación del macizo rocoso.

Los valores utilizados se presentan en el Tabla N° 30:

Tabla 26

Coeficiente para determinar el coeficiente de roca (c)

Parámetros Generales del Pique Inclinado 300	
Ancho de labor	2.40 m
Altura de labor	2.10 m
Longitud de inclinado	215 m
Tipo de roca	Buena
Longitud de perforación	6 pies
Eficiencia de perforación	95%
Eficiencia de voladura	92%
Esponjamiento	40%
Sobrerotura	15%
Peso específico del desmonte	2.31 Tn/m ³
Explosivo	Emulnor 1000 y 3000

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura”

Donde:

o **Sección de la labor (S):**

$$S = (2.40 \text{ m} \times 2.10 \text{ m}) = 5.04 \text{ m}^2$$

o **Volumen de material a mover por disparo (V):**

$$V = \text{Área} \times \text{longitud barreno} \times \text{Eff. Perforación.}$$

$$V = 5.04 \text{ m}^2 \times 0.95 \times 6 \times 0.3048 \text{ m} = 8.76 \text{ m}^3$$

Volumen de material roto (V1):

$$V1 = V \times \text{Eff. voladura}$$

$$V1 = 8.76 \times 0.92 = 8.06 \text{ m}^3$$

o **Cálculo de Tonelaje:**

$$\text{Ton} = \text{Volumen} \times \text{Pe}$$

$$\text{Ton} = 8.06 \text{ m}^3 \times 2.31 \text{ Tn/m}^3 = 18.61 \text{ Tn/disp.}$$

o Perímetro de la labor:

$$P = 4 \times \sqrt{5.04} = 8.98 \text{ m.}$$

Según la evaluación geomecánica, el macizo rocoso corresponde a roca tipo III (competente) con un RMR de 60.

Los valores utilizados para el cálculo se tomaron de las Tablas N° 28 y 29.

$$dt = 0.50; c = 2.00; s = 5.04 \text{ m}^2$$

Por lo tanto, reemplazando en la fórmula:

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left(\frac{8.98}{0.50} \right) + (2.00 * 5.04)$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 19.20 + 11.52 = 29 \text{ taladros/frente.}$$

Para tener mayor facilidad en la limpieza de desmonte, tendido de solera y durmientes para la instalación de la línea de cauville por parte del personal, se le adicionará 3 taladros cargados.

Por lo tanto, el número de taladros por frente del pique inclinado será:

$$N^{\circ} \text{ tal} = \mathbf{33 \text{ taladros/frente.}}$$

- Cálculo del Burden y Espaciamiento.**

Se utiliza la fórmula de la regla práctica EXSA para averiguarse cuántas secciones (burden y spaciamiento):

Tabla 27

Fórmulas para determinar burden y spaciamiento

Sección del Corte	Valor del Burden	Valor del Espaciamiento
Primera	$B1 = 1.7 \times D2$	$E1 = B1 \times \sqrt{2}$

Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$E2 = 1.5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1.5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$E3 = 1.5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1.5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$E4 = 1.5 \times B4 \times \sqrt{2}$

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura. (5ta Edición)”

Donde:

B = Burden (m)

E = Espaciamiento.

D2 = Diámetro del taladro de alivio.

El diámetro del taladro de alivio (D) es igual a 41 mm. Reemplazando en las fórmulas se tiene:

o **1° Burden.**

$$B1 = 1.7 \times D = 1.7 \times 0.41 \text{ cm} = 6.97 \text{ cm} \approx 7 \text{ cm}$$

o **1° Espaciamiento.**

$$S1 = B1 (\sqrt{2}) = 7 \times 1.41 = 9.90 \text{ cm} \approx 10 \text{ cm}$$

o **2° Burden.**

$$B2 = B1 (\sqrt{2}) = 7 \times 1.41 = 9.90 \text{ cm} \approx 10 \text{ cm}$$

o **2° Espaciamiento.**

$$S2 = 1.5 B2 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 10 \times 1.41 = 21.21 \text{ cm} \approx 22 \text{ cm}$$

o **3° Burden.**

$$B3 = 1.5 B2 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 10 \times 1.41 = 21.21 \text{ cm} \approx 22 \text{ cm}$$

o **3° Espaciamiento.**

$$S3 = 1.5 B3 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 22 \times 1.41 = 46.67 \text{ cm} \approx 47 \text{ cm}$$

o **4° Burden.**

$$B4 = 1.5 B3 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 22 \times 1.41 = 46.67 \text{ cm} \approx 47 \text{ cm}.$$

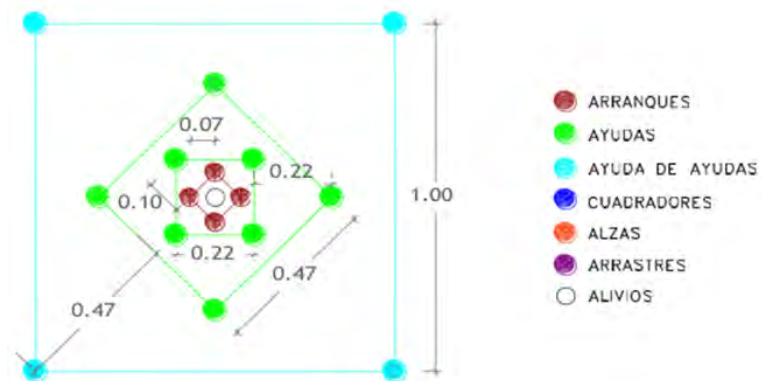
o **4° Espaciamiento.**

$$S_4 = 1.5 B_4 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 47 \times 1.41 = 99.70 \text{ cm} \approx 100 \text{ cm}.$$

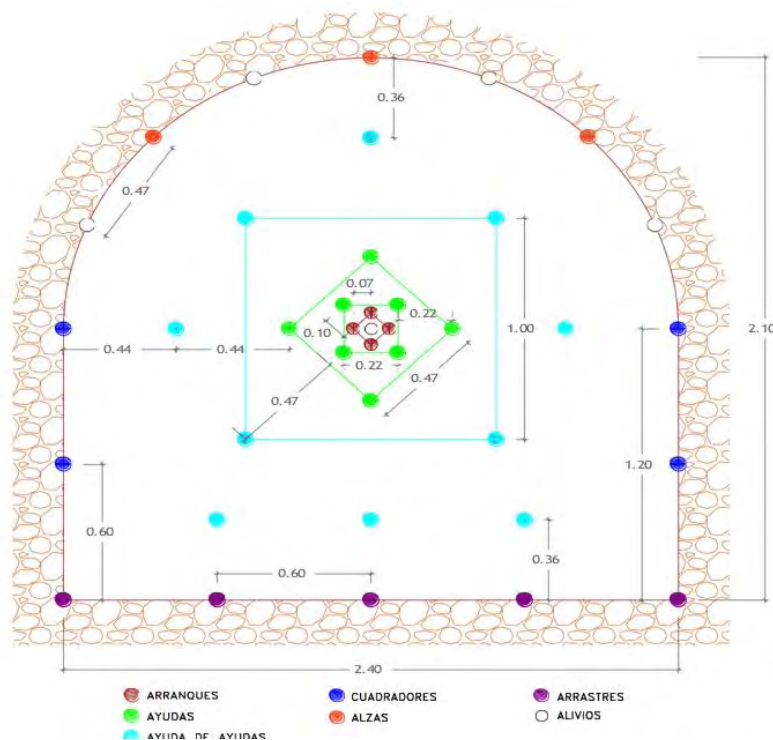
Con los datos resultantes de los cálculos, diseñaremos la malla de perforación del pique inclinado 300. Vea las Figuras N° 22 y 23.

Figura 27

Diseño de arranque



Fuente: *Elaboración Propia.*

Figura 28*Diseño de malla de perforación Sección 8'x7'*

Fuente: *Elaboración Propia.*

- **Cálculo de número de taladros para los Cruceros y Cortadas.**

Para determinar la cantidad de taladros en los cruceros y cortadas a realizar, se utilizarán los mismos parámetros establecidos para el pique inclinado 300 (ver Tabla N° 29).

En consecuencia, el número de taladros por frente será el mismo que el del pique inclinado, obteniéndose:

$$N^{\circ} \text{ taladros} = 33 \text{ taladros / frente}$$

Del mismo modo, se aplicará el mismo diseño de malla de perforación previsto para el pique inclinado, tal como se muestra en las Figuras N° 22 y 23:

- **Cálculo de número de taladros para las Chimeneas.**

Para el dimensionamiento de la malla de perforación de la chimenea, se consideraron las características geométricas de la labor, las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y los parámetros operativos de perforación y voladura que se muestran en la Tabla 27:

Tabla 28***Parámetros de la Chimeneas***

Parámetros Generales del Pique Inclinado 300	
Ancho de labor	2.40 m
Altura de labor	2.10 m
Longitud de inclinado	215 m
Tipo de roca	Buena
Longitud de perforación	6 pies
Eficiencia de perforación	95%
Eficiencia de voladura	92%
Esponjamiento	40%
Sobrerotura	15%
Peso específico del desmonte	2.31 Tn/m ³
Explosivo	Emulnor 1000 y 3000

Fuente: Elaboración Propia

- **Cálculos previos para reemplazar en las fórmulas se tiene:**

- o **Sección de la labor (S):**

$$S = (1.20 \text{ m} \times 2.40 \text{ m}) = 2.88 \text{ m}^2$$

- o **Volumen de material a mover por disparo (V):**

$$V = \text{Área} \times \text{longitud barreno} \times \text{Eff. Perforación.}$$

$$V = 2.88 \text{ m}^2 \times 0.95 \times 4 \times 0.3048 \text{ m} = 3.34 \text{ m}^3$$

- o **Volumen de material roto (V1):**

$$V1 = V \times \text{Eff. voladura}$$

$$V1 = 3.34 \times 0.95 = 3.07 \text{ m}^3$$

- o **Cálculo de Tonelaje: Ton = Volumen x Pe**

$$\text{Ton} = 3.07 \text{ m}^3 \times 2.31 \text{ Tn/m}^3 = 7.09 \text{ Tn/disp.}$$

- o **Perímetro de la labor:**

$$P = 4 \times \sqrt{2.88} = 6.79 \text{ m}$$

Los siguientes valores se obtuvieron de las tablas N° 27 y 18. $dt = 0.50$; $c = 2.00$; $s = 2.88 \text{ m}^2$.

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left(\frac{6.79}{0.50} \right) + (2.00 \times 2.88)$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 13.58 + 5.76 = 19.34 \approx 20 \text{ taladros por frente.}$$

Por seguridad, para asegurar el disparo se le adicionará 2 taladros cargados.

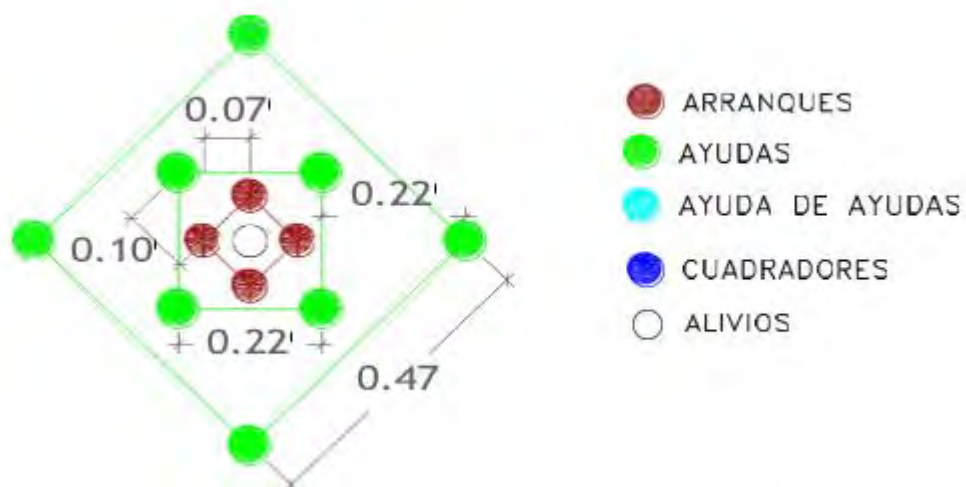
Por lo tanto:

$$N^{\circ} \text{ tal} = 22 \text{ taladros por frente.}$$

Para el cálculo de burden y espaciamiento, utilizaremos los mismos datos obtenidos anteriormente, puesto que se utilizará el mismo diámetro de broca.

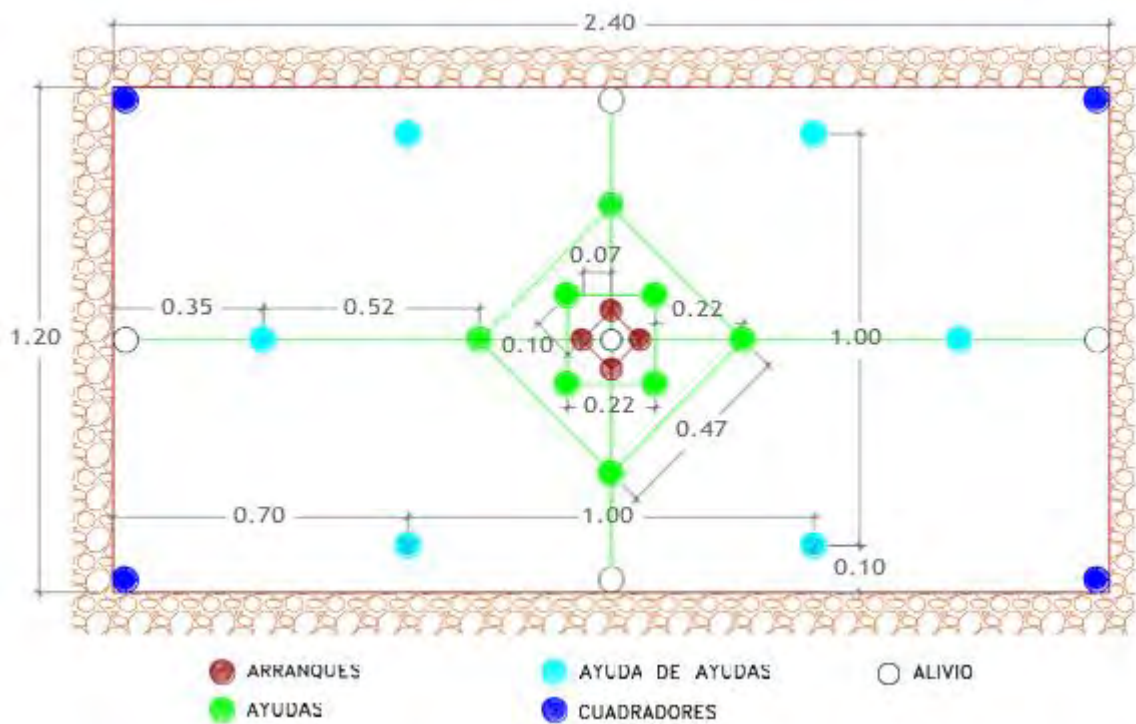
Con los datos que surjan de estos cálculos, diseñaremos la malla de perforación de las chimeneas de servicio. Véase las figuras N° 24 y 25.

Figura 29
Diseño de arranque



Fuente: Elaboración Propia.

Figura 30
Diseño de malla de perforación sección 4'x 8'



Fuente: Elaboración Propia.

4.12.2. Voladura

Para el carguío de los taladros destinados a la voladura, se emplearán emulsiones encartuchadas de 1000 y 3000, seleccionadas según la profundidad y función de cada taladro dentro del diseño de disparo.

Se realizará el encendido de la voladura con Carmex de 7' y 8' complementado con Ignitedcord o mecha rápida Z-18 para una adecuada secuencia y seguro encendido del conjunto.

Las características técnicas de los explosivos y accesorios a utilizar se presentan en el Tabla N° 33.

Tabla 29
Explosivos y accesorios de voladura utilizados

Explosivos y Accesorios	Cantidad por caja	Kilos por caja	Peso por cartucho (Kg)
Emulnor 1000 1" x 12"	150	25.00	0.167
Emulnor 3000 1" x 12"	144	25.00	0.174
Carmex 2.10 m (7')	300	16.10	
Carmex 2.40 m (8')	300	18.30	-
Mecha rápida m (Z-18)	1500	10.35	-

Fuente: Famesa explosivos

Tabla 30
Zonificación de explosivos según la calidad de roca

Tipo de Roca	Tipo de explosive
Muy suave	Emulnor 500
Suave a intermedia	Emulnor 1000
Intermedia a dura	Emulnor 3000
Muy dura	Emulnor 5000

Fuente: Famesa explosivos

La conexión o amarre de la voladura se realizará siguiendo la línea troncal hacia la línea descendente, para garantizar un encendido progresivo que permita generar una cara libre adecuada.

Esto garantiza una voladura eficiente, con buena fragmentación del macizo y una facilitación de las labores de limpieza posteriores al disparo.

A continuación, se expone la metodología utilizada para determinar la cantidad de carga, de acuerdo al procedimiento establecido para el diseño de la voladura del pique inclinado 300.

- **Determinación de cantidad de carga**

Se identifican los siguientes casos para el cálculo y la distribución de la carga de voladura, según las secciones de las distintas labores y la dureza del macizo rocoso:

Tabla 31

Carga específica correlacionado al diámetro del taladro

Diámetro de taladro (mm)	Carga específica (kg/m ³)
30	1.10
40	1.30
50	1.50

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura. (5ta Edición)”

En el caso del proyecto corresponde al área sombreada.

Tabla 32

Factor de carga con relación a la sección del túnel

Área del túnel en m ²	Kilos de explosivos estimados por m ³ de roca		
	Dura	Intermedia	Blanda o suave
De 1 a 5	3.00 - 2.50	2.20 - 1.80	1.50 - 1.00
De 5 a 10	2.50 - 2.00		
1.80 - 1.40	1.00 - 0.80		
De 10 a 20	2.00 - 1.70	1.40 - 1.00	0.80 - 0.50

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura. (5ta Edición)”

o **Determinación del factor de carga para el pique inclinado 300.**

De acuerdo con los valores de la tabla N° 38, el área del pique inclinado es de 5.04 m² y la sección prevista está en la segunda fila. Por ello, se toma como factor de carga por interpolación (FC) 2,43 kg/m³, lo que da lugar a un consumo estimado por disparo de:

$$Q_c = FC \times V$$

Donde:

Qc: Cantidad de carga explosiva por disparo. FC: Factor de carga = 2.43 kg/m³.

V: Volumen de material a mover por disparo = 8.76 m³ Reemplazando en la formula se tiene:

$$Q_c = 2.45 \text{ kg/m}^3 \times 8.76 \text{ m}^3 / \text{disp.} = 21.46 \text{ kg/disp.}$$

Carga por taladro (Qc/tal):

$$Q_c / \text{tal} = 21.46 \text{ kg/disp.} / 33 \text{ tal/disp.} = 0.65 \text{ kg/tal.}$$

Numero de cartuchos por disparo:

Donde: Peso de cartucho de Emulnor 3000 (Pe) = 0.17 kg.

$$N^\circ \text{ cartuchos/disp} = 21.46 \text{ kg/disp} / 0.17 \text{ kg/cart} = 126.24 \approx 127 \text{ cart/disp.}$$

Factor de carga corregido y por metro de avance será:

$$\text{Factor de Carga} = 21.46 \text{ kg/disp} / 8.76 \text{ m}^3 / \text{disp} = 2.45 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Factor de Carga} = 21.46 \text{ kg/disp} / 1.60 \text{ m/disp} = 13.41 \text{ kg/ml}$$

o **Determinación de la distribución de la carga por taladro para el pique inclinado 300.**

La longitud de la columna explosiva generalmente es de $\frac{1}{2}$ a $\frac{2}{3}$ de la longitud total del taladro, concentrándose la carga en el fondo para lograr una rotura efectiva.

En el caso del pique inclinado 300, este rango corresponde aproximadamente a 0.87 a 1.16 metros de carga en cada taladro.

Para asegurar el arranque se recomienda aumentar la carga en los taladros de corte entre 1,3 y 1,6 veces el valor medio calculado.

Los taladros de ayuda deben cargarse con un factor de 1.1, mientras que en el resto se debe distribuir la carga de manera equilibrada, reduciéndola gradualmente para mejorar la fragmentación y controlar las vibraciones.

La distribución final se realizará de la siguiente manera:

Dónde:

La carga por taladro (Q_c/tal) = 0.65 kg/tal.

Distribución de carga en Arranque y Ayudas.

Arranque = $0.65 \text{ kg/tal} \times 1.30 = 0.85 \text{ kg/tal} \approx 5 \text{ cartuchos/tal}$. Ayudas = $0.65 \text{ kg/tal} \times 1.10 = 0.72 \text{ kg/tal} \approx 5 \text{ cartuchos/tal}$.

A continuación, se muestra detalladamente la distribución de carga por taladro.

Tabla 33

Distribución de carga por taladro del inclinado

Descripción	N° Tal.	Cart./Tal.	Tipo 1000	Tipo 3000	Cantidad	Kg.
Alivio	5	0.0				0.00
Arranque	4	5.0	0	20	20.00	3.40
Ayuda	8	5.0	0	40	40.00	6.80
Ayuda de ayudas	10	4.0	10	30	40.00	6.67
Cuadradores	4	4.0	4	12	16.00	2.72
Alza	3	3.0	6	3	9.00	1.53
Arrastre	5	4.0	0	20	20.00	3.40
Total	39		20	125	145	24.52
Pedido:	E1000	20	Und	Cámex: 34 Und		
	E3000	125	Und	Mecha Ráp: 8 M.		

Fuente: Elaboración propia.

o **Determinación de la distribución de la carga por taladro para las Chimeneas.**

Siguiendo los mismos criterios aplicados en el cálculo del pique inclinado 300, la distribución de carga para las chimeneas seguirá el mismo esquema de ajuste según el tipo de taladro, asegurando una fragmentación adecuada y un avance eficiente.

La carga se asignará de la siguiente manera:

Dónde:

La carga por taladro (Q_c/tal) = 0.42 kg/tal.

Distribución de carga en Arranque y Ayudas.

Arranque = $0.42\text{kg/tal} \times 1.30 = 0.546 \text{ kg/tal} \approx 3 \text{ cartuchos/tal}$. Ayudas = $0.42\text{kg/tal} \times 1.10 = 0.462 \text{ kg/tal} \approx 3 \text{ cartuchos/tal}$.

A continuación, se detalla la distribución de carga por taladro.

Tabla 34

Distribución de carga por taladro de la chimenea

Descripción	N° Tal.	Cart. /Tal.	Tipo 1000	Tipo 3000	Cantidad	Kg.
Alivio	5	0.0				0.00
Arranque	4	3.0	0	12	12.00	2.04
Ayuda	4	3.0	0	12	12.00	2.04
Ayuda de ayudas	6	2.5	6	9	15.00	2.55
Cuadradores	8	2.0	8	8	16.00	2.72
Total	27		14	41	55	9.35
Pedido:	E1000	14	Und	Cámex: 22 Und		
	E3000	41	Und	Mecha Ráp: 10 m.		

Fuente: Elaboración propia.

4.12.3. Ventilación

Para asegurar condiciones de trabajo seguras y confortables es esencial una adecuada ventilación, que mantenga los niveles de oxígeno requeridos, reduzca la concentración de gases nocivos y disipe el calor producido por las operaciones de perforación, voladura y limpieza.

El requerimiento de aire debe calcularse conforme a lo establecido en el Decreto Supremo N.° 024-2016-EM y su modificatoria N.° 023-2017-EM, Subtítulo VII – Ventilación, Artículo 252, inciso d.

De acuerdo con esta normativa, el cálculo del caudal mínimo de aire debe considerar los siguientes criterios.

$$Q_{To} = Q_{T1} + Q_{Fu}$$

Dónde:

QTo: Caudal total para la operación.

QT1: La sumatoria de caudal requerido.

QFu: 15% del QT1

Para determinar el requerimiento de aire, es necesario calcular los siguientes componentes:

Caudal requerido por el número de trabajadores.

Caudal requerido por temperatura en las labores de trabajo.

Caudal requerido por fugas.

Caudal requerido por consumo de explosivo.

- **Caudal requerido por el número de trabajadores**

El requerimiento de aire para el personal es variable según la altitud y número de trabajadores presentes en la labor según D.S. 023-2017-EM:

$$Q_{Tr} = F \times N \text{ (m}^3\text{/min)}$$

Dónde:

QTr: Caudal necesario de aire por número de personal (m³/ min).

F: Caudal mínimo por persona de acuerdo a la escala del artículo 247 del D.S. 023.

N: Número de trabajadores considerando la mayor guardia.

Se debe considerar para “F” la altitud que se encuentra la mina, como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 35

Requerimiento de caudal por persona según altitud

ALTITUD	Q (m ³ /min)
De 0.00 msnm. a 1500 msnm.	3.00
De 1501 msnm. a 3000 msnm.	4.20
De 3001 msnm. a 4000 msnm.	5.10
Mayor a 4001 msnm.	6.00

Fuente: Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería D.S. 023-2017-EM.

Tabla 36

Número de trabajadores en la profundización de mina

Ocupación	Labor	Guardia	
		Día	Noche
Operación	Pique inclinado 300	4	4
Servicios		2	2
Operación	Frente (Cx, Ch)	2	2
Servicios		1	1
Supervisión Contrata		2	2
Supervisión Cía.		2	1

Topografía	2	0
Geología	1	0
Mantenimiento	2	0
Total, de personal	18	12

Fuente: *Elaboración propia.*

Dónde:

$F = 4.2 \text{ m}^3/\text{min}$ (la mina se encuentra a 1360 m.s.n.m.).

$N = 18$ trabajadores (se considera la guardia con mayor personal).

Remplazando los datos en la fórmula se tiene:

$$Q_{Tr} = 4.2 \times 18 = 75.6 \text{ m}^3/\text{min} = 2,670 \text{ CFM}$$

- **Caudal requerido por consumo de explosivo**

El requerimiento de Caudal requerido por consumo de explosivos acuerdo al anexo 38 del DS 023 -2017- EM:

$$Q_{EX} = A \times V \times N \text{ (m}^3/\text{min)}$$

Donde:

Q_{EX} : Caudal de aire requerido por consumo de explosivo detonado (m^3/min).

A : Sección promedio de labores = 5.76 m^2 .

V : Velocidad de aire mínima exigida, cuando se emplea explosivo tipo emulsión es de $25 \text{ m}/\text{min}$ de acuerdo al D.S. 023-17, artículo 255.

N : Número de niveles en voladura = 2 niveles.

Entonces:

$$A = 5.04 \text{ m}^2.$$

$V = 25 \text{ m}/\text{min}$ (cuando se emplea explosivo tipo emulsión de acuerdo al D.S. 023- 17, artículo 255).

$N = 2$ niveles. Reemplazando, se tiene:

$$Q_{Ex} = 5.04 \text{ m}^2 \times 25 \text{ m/min} \times 2 = 252.5 \text{ m}^3/\text{min} = 8,917 \text{ CFM}.$$

- **Caudal requerido por temperatura en las labores de trabajo**

El requerimiento de caudal requerido por temperatura en las labores de trabajo de acuerdo al anexo 38 del DS 023-2017-EM:

$$Q_{Te} = V_m \times A \times N \text{ (m}^3/\text{min)}$$

Donde:

Q_{Te} : Caudal por temperatura (m^3/min). V_m : Velocidad mínima del aire (m/min).

A : Área de la labor promedio (m^2).

N : Número de niveles con temperatura mayor a 23°C .

Entonces:

$$V_m = 30 \text{ m}^3/\text{min}.$$

$$A = 5.04 \text{ m}^2.$$

$$N = 2 \text{ niveles de calor}.$$

Reemplazando en la formula, se tiene:

$$Q_{Te} = 30 \text{ m}^3/\text{min} \times 5.04 \text{ m}^2 \times 2 = 302.40 \approx 10,679 \text{ CFM}.$$

El caudal requerido para los equipos y el consumo de madera serán cero, ya que no se utilizarán equipos a diésel ni madera para el sostenimiento en la construcción del pique inclinado 300 y las labores complementarias.

Por lo tanto, la cantidad de aire requerida será proporcional a los caudales de aire vitales y complementarios. El caudal vital es la suma de los caudales de aire por persona y por temperatura en el lugar de trabajo de 12,096 CFM, mientras que el caudal complementario es la dilución por explosivos de 10,170 CFM.

Con estos datos, se determinará el requerimiento de caudal de aire para la ejecución del proyecto. Vea la Tabla N° 41:

Tabla 37
Mano de obra primer turno

Caudales	m ³ /min	CFM
Caudal vital ($Q_{Tr} + Q_{Te}$)	378.00	11,852.00
Caudal complementario (Q_{Ex})	252.50	8,917.00
Caudal prevalente (Q_{T1})	378.00	11,852.00
Caudal por fuga (Q_{Fu}) = 15% del (Q_{T1})	56.70	2,002.34
Caudal total requerido (Q_{To})	435	13,854

Fuente: *Elaboración propia*

Tomando el resultado mayor que es de 11,852 CFM, y sumándole un 15% por fugas, se llega a un total de 13,854 CFM de aire requerido para la ejecución del pique inclinado 300 y las labores previas. De allí se desprende que el caudal de aire necesario para la ejecución del pique inclinado 300 y las labores previas es de 13,854 CFM.

4.12.4. Regado y desatado de rocas sueltas

Una vez ejecutada la voladura, se procede al regado del frente y de la pila de material para controlar la generación de polvo y facilitar las labores posteriores.

Posteriormente, se realiza el desatado manual de rocas sueltas, ya que después de la voladura suelen quedar paredes inestables con riesgo de caída.

El desatado se ejecuta empleando barretillas de 6, 8 y 10 pies, trabajando siempre en posición de cazador y siguiendo estrictamente el Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro (PETS), así como las normas de seguridad vigentes.

Esta actividad es fundamental para garantizar condiciones seguras antes de continuar con las operaciones del ciclo de minado.

4.12.5. Limpieza

Los resultados de la evaluación geomecánica realizada en este estudio, indican que el sostenimiento del pique inclinado 300 y labores asociadas, será mediante la instalación de pernos helicoidales de 6 pies de largo y 22 mm de diámetro, complementados con malla electrosoldada galvanizada de 4" de celdas, calibre N° 8 (4.2 mm), en rollos de 2 m x 25 m.

Este esquema de soporte se adopta debido a que se trata de una labor permanente, donde la estabilidad estructural y la durabilidad del sostenimiento son esenciales para garantizar operaciones seguras y continuas.

La distribución del sostenimiento se realizará considerando lo siguiente:

- ✓ En el pique inclinado 300, en los cruceros y en las cortadas con sección de 2,1 m x 2,4 m los pernos se colocarán en disposición 4 x 3, alternando las filas. La primera fila tendrá cuatro pernos distribuidos a lo largo de toda la sección, la segunda fila tres, y así sucesivamente, logrando una malla de sostenimiento equivalente a 1,2 m x 1,7 m. En la primera fila se colocarán cuatro pernos a lo largo de toda la sección, en la segunda fila tres y así sucesivamente, consiguiendo una malla de sostenimiento de 1,2 m x 1,7 m.
- ✓ La malla electrosoldada se desenrollará con la punta hacia el piso, a fin de prevenir accidentes y se cortará la longitud necesaria con cizalla, limpiando las puntas sobresalientes. Posteriormente, se corta la longitud requerida con cizalla, se le quitan las puntas sobrantes y así se logra un acabado limpio y seguro.
- ✓ Una vez cortada, la malla se presentará sobre el contorno de la sección,

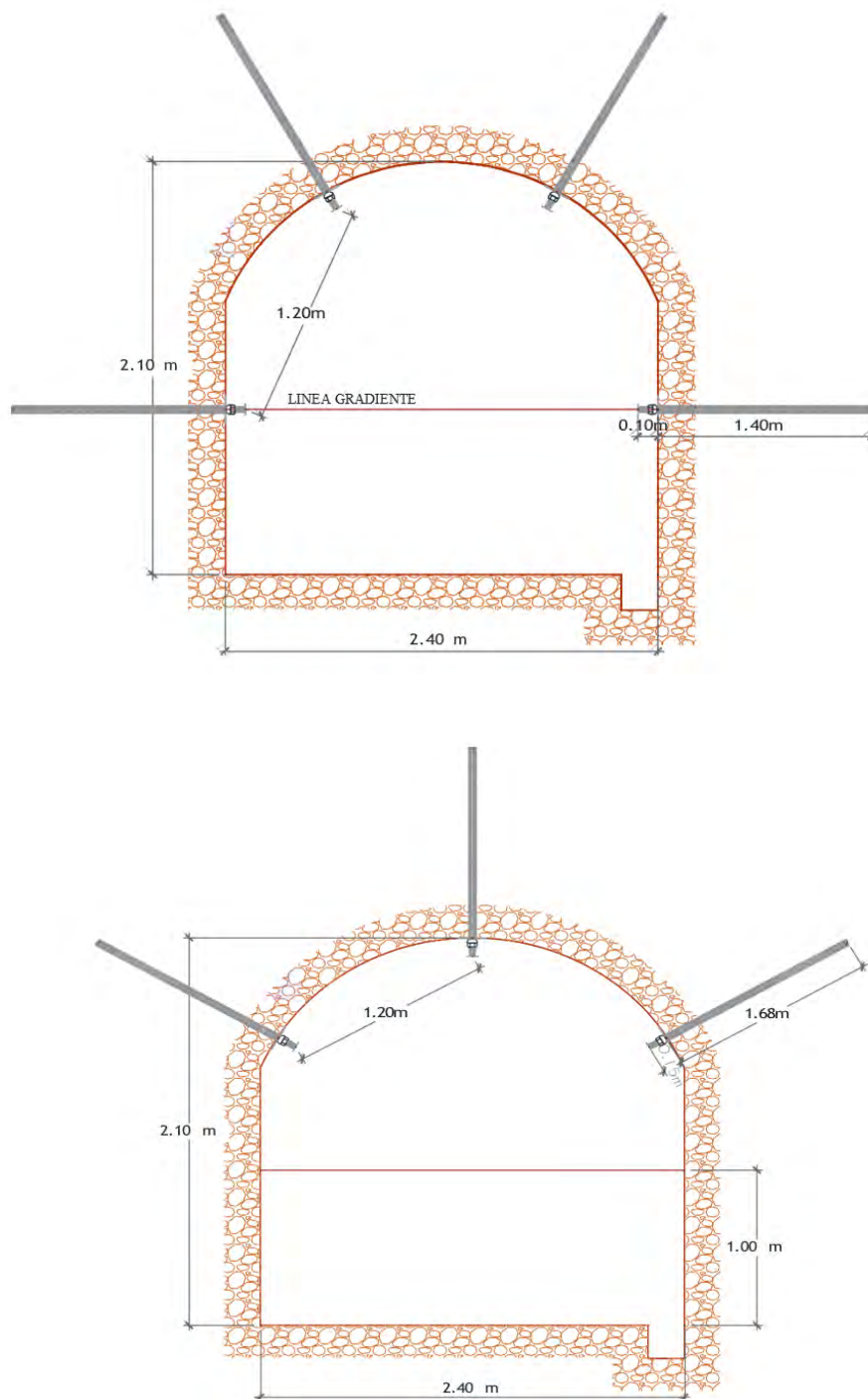
ajustándola con tensionadores hasta obtener un asiento uniforme contra la roca.

- ✓ Para la instalación de cada perno helicoidal se empleará una dosificación estándar de dos cartuchos de resina y cuatro de cemento, garantizando su correcta fijación y capacidad de carga.
- ✓ Los pernos se colocarán de manera sistemática y radial, buscando lograr la mayor perpendicularidad posible respecto a la superficie del macizo rocoso.
- ✓ El traslape entre paños de malla será de 30 cm (equivalente a tres cocadas), mientras que los pernos deberán sobresalir entre 10 y 15 cm para permitir su ajuste final.
- ✓ La malla electrosoldada deberá cubrir completamente la corona, extendiéndose desde la línea de gradiente en ambos hastiales para asegurar un confinamiento integral del perímetro excavado.

En la figura siguiente, se muestra la disposición general de los pernos helicoidales y la malla electrosoldada en la sección del pique inclinado 300:

Figura 31

Estándar de colocado de pernos helicoidales y malla electrosoldada



Fuente: Departamento de Planeamiento – Minera La Soledad.

4.12.6. Sistema de drenaje y bombeo

El sistema de drenaje y bombeo de la zona Buenos Aires se encuentra distribuido estratégicamente en los distintos niveles operativos: 1365, 1410, 1470 y 1510, donde cada uno cuenta con su respectiva estación de bombeo, sumando un total de 4 estaciones.

Se usará una bomba sumergida de 25 HP para la construcción del pique inclinado 300, la cual se instalará con una línea de conducción de tubería HDPE de 2" de diámetro, por donde se conducirán las aguas que se generen durante las actividades de perforación, limpieza y demás trabajos del ciclo de minado.

Este sistema permite mantener el frente de trabajo en condiciones operativas seguras, evitando acumulación de agua y garantizando la continuidad de las labores.

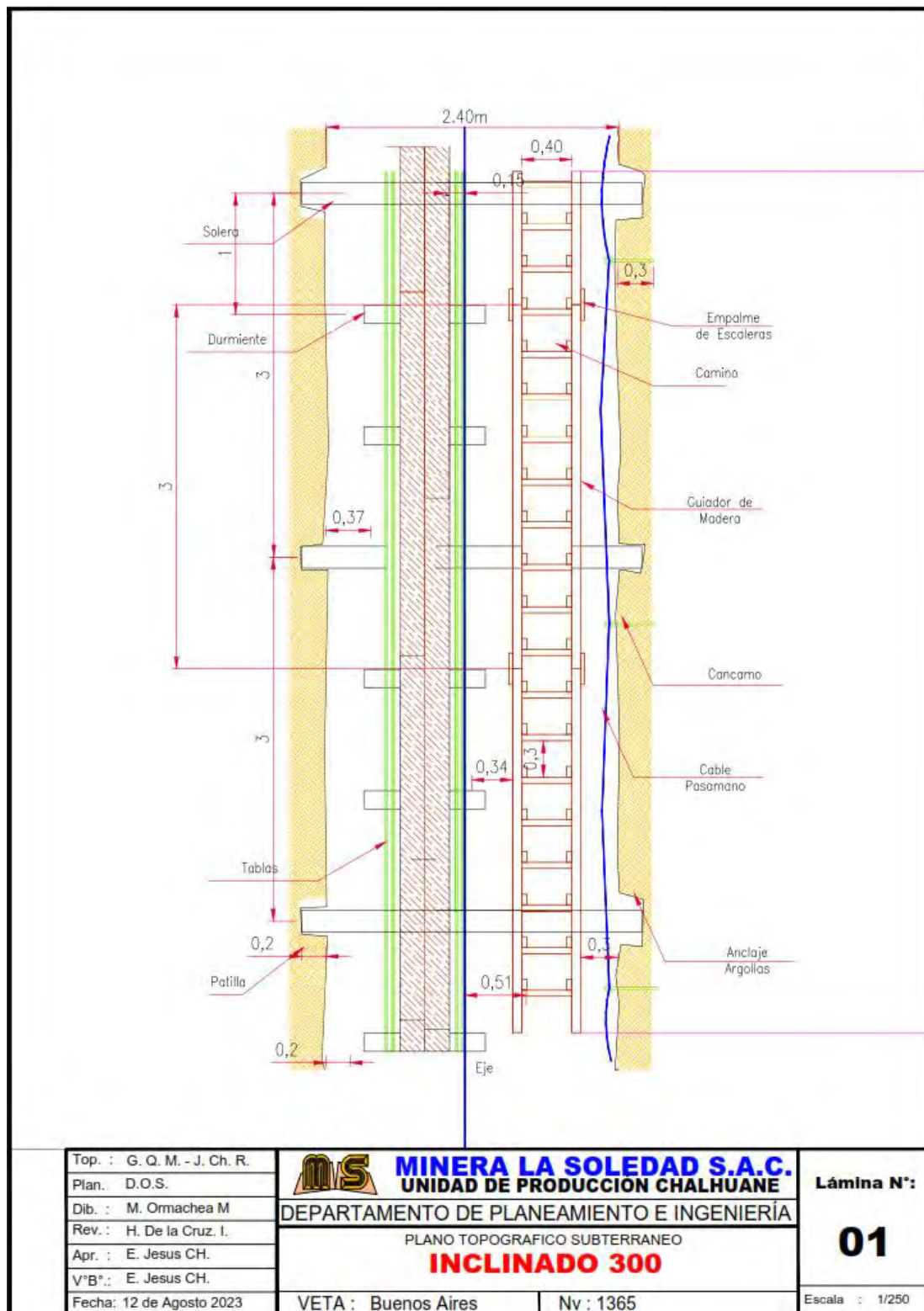
4.12.7. Instalaciones

Una vez culminada la limpieza del frente y cuando la distancia de avance lo requiera, se procede a la etapa de instalaciones, las cuales deben ejecutarse conforme al diseño establecido en el presente estudio. Estas instalaciones son indispensables para garantizar la continuidad y seguridad en la profundización del pique inclinado 300.

Entre las principales actividades se considera.:

- ✓ Instalación de la línea de cauville. Ver figuras N° 20 y 27.

Figura 32
Diseño de la línea de cauville



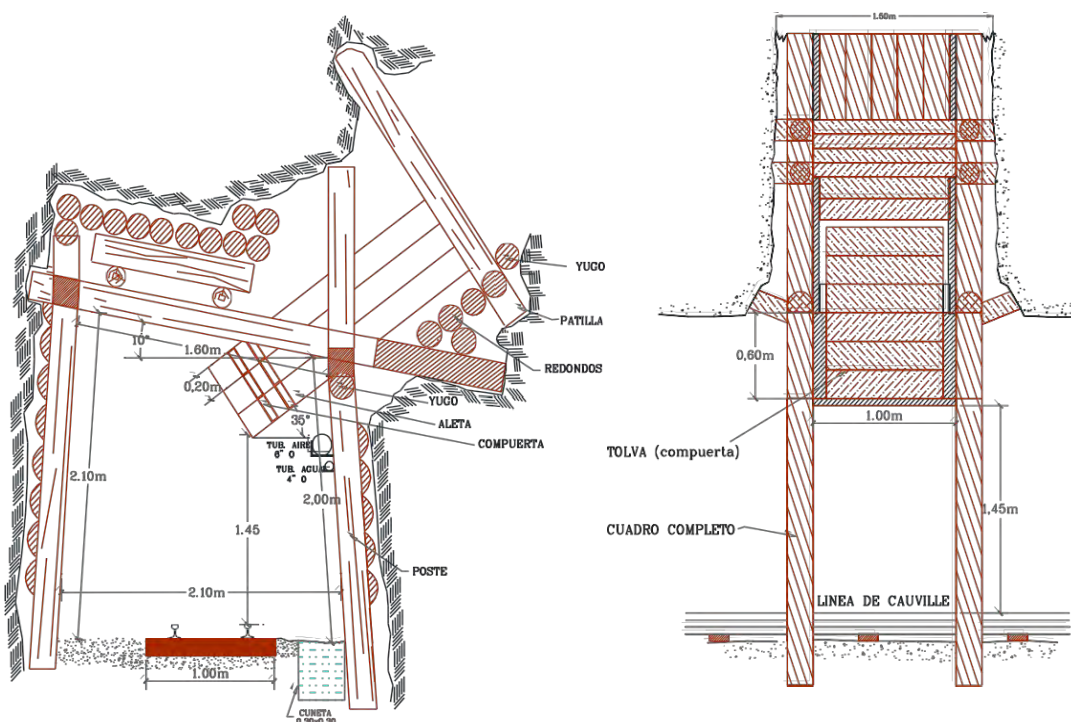
Fuente: Departamento de Planeamiento – Minera La Soledad.

- ✓ Colocación de las longarinas de apoyo, sobre las cuales se montará la línea de cauville, conforme a lo indicado en la Figura N.º 19.
- ✓ Instalación de las tuberías de aire y agua necesarias para las operaciones de perforación.
- ✓ Extensión de la manga de ventilación.

En el caso de las labores previas, las instalaciones se ejecutarán de manera similar a las del pique inclinado 300, con la excepción de la línea de cauville, ya que en estas labores no es necesario instalar solera.

Asimismo, una vez finalizada la construcción de las chimeneas, se procederá a la instalación de las tolvas americanas, siguiendo el estándar establecido para la unidad minera (Figura N.º 28).

Figura 33
Diseño de tolva



Fuente: Departamento de Planeamiento – Minera La Soledad.

4.12.8. *Mano de obra y equipos*

- **Mano de Obra:** La cantidad de personal asignado por turno (día y noche) para la construcción del pique inclinado 300 y la ejecución de las labores previas se ha definido en función de los requerimientos operativos y de seguridad del proyecto. La distribución del personal por turno se detalla en la tabla 37:

Tabla 38

Mano de obra por turno

Ocupación	Cantidad por guardia	
	Día	Noche
Maestro perforista	1	1
Ayudante perforista	2	2
Ayudantes (lamperos)	2	2
Winchero	1	1
Bombero	1	1
Total, de personal	7	7

Fuente: *Elaboración propia*

- **Equipos:** Para la construcción del pique inclinado 300 y las labores previas, se dispondrá de los equipos necesarios para llevar a cabo las actividades del ciclo de trabajo.

Tabla 39

Relación de equipos que se tiene

Equipos	Cantidad
Winche eléctrico	1
Perforadora Jack Leg	2
Carro minero U-35	6
Electrobomba sumergible 15 KW	1
Ventilador axial	1

Fuente: *Elaboración propia*

4.13. Selección del tipo de izaje

Para efectos del presente estudio, se adopta el criterio propuesto por Novitsky Jr., quien establece que las labores con inclinaciones entre 20° y 70° se consideran

inclinados, mientras que aquellas con valores superiores deben analizarse como pozos verticales.

Dado que el pique inclinado 300 presenta una inclinación de 30°, su operación de izaje se evalúa bajo la condición de pique inclinado, lo que permite aplicar de manera adecuada los criterios de cálculo correspondientes.

4.13.1. *Infraestructura para el sistema de izaje.*

- **Inclinado**

El inclinado corresponde a labores desarrolladas con pendientes comprendidas entre 20° y 70°, cuya función principal es la comunicación entre niveles, permitiendo el transporte de mineral, desmonte, personal y equipos.

En este rango de inclinación, el sistema de izaje se diseña considerando las condiciones operativas y de seguridad propias de labores inclinadas.

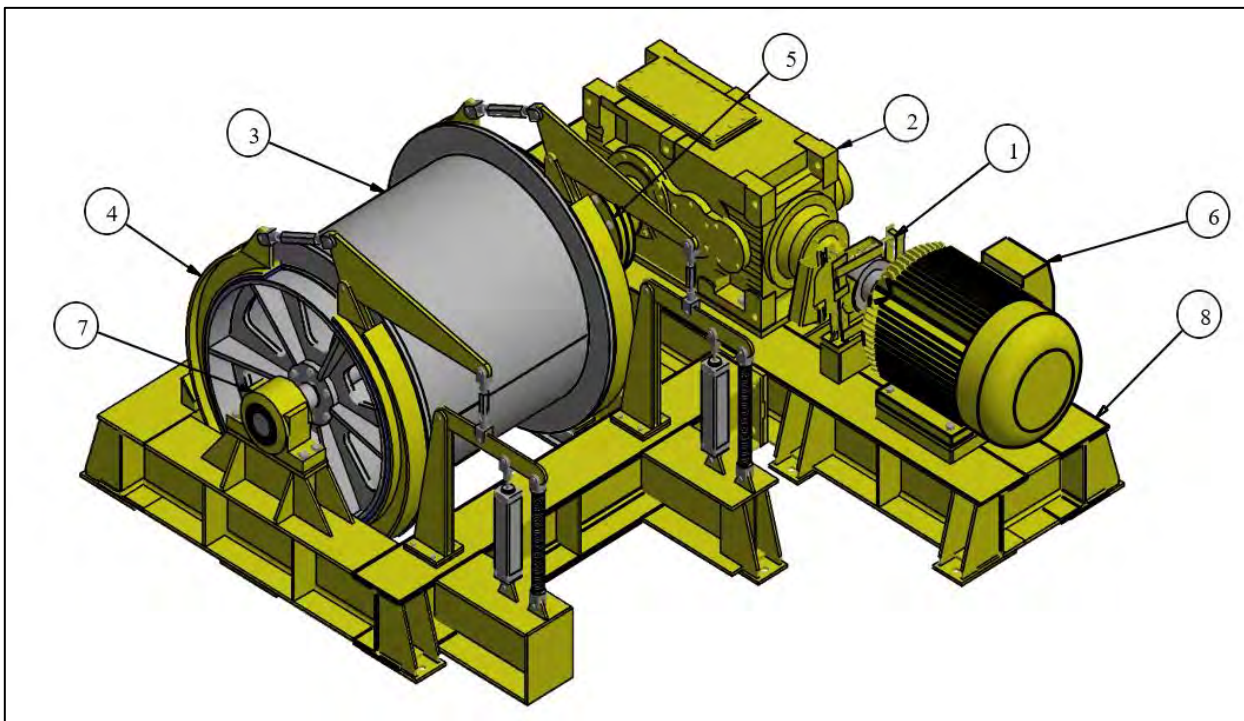
- **Winche de izaje**

El winche de izaje es el equipo mecánico empleado para elevar y descender cargas, materiales, equipos y personal dentro del pique inclinado 300. Su operación debe ajustarse rigurosamente a los requisitos de seguridad establecidos por la normativa minera vigente. Su operación debe cumplir estrictamente los requisitos de seguridad establecidos por la normativa minera vigente.

Los principales componentes del winche de izaje son:

- ✓ Motor.
- ✓ Tambora.
- ✓ Cable.

Figura 34
Componentes del winche de izaje

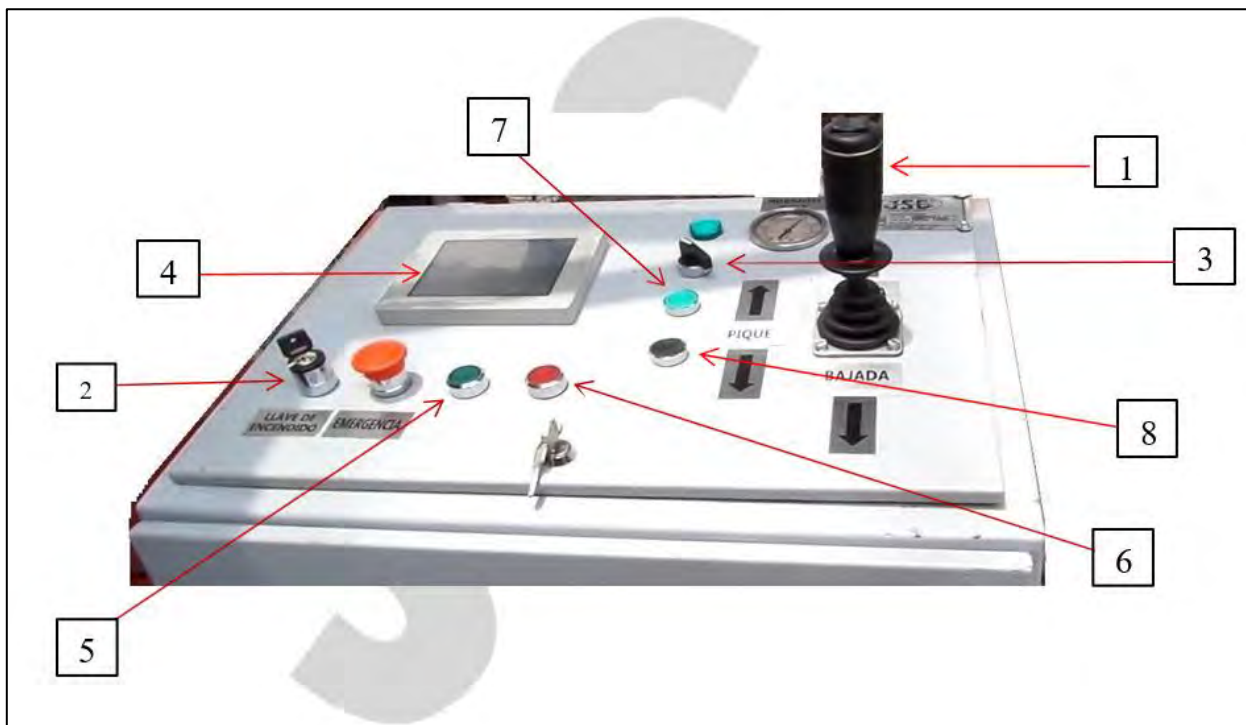


Nº	CODIGO	DESCRIPCION	Nº	CODIGO	DESCRIPCION
1	AM	MOTOR	5	E	ACOPLE RT
2	BC	CAJA REDUCTORA	6	F	FRENO MR
3	CT	TAMBOR	7	CT	CHUMACERA
4	DF	FRENO CON PISTONES	8	B	BASE

Fuente: JSC equipos mineros.

- ✓ Jaula, skips o carros mineros.
- ✓ Poleas.
- ✓ Sistema de seguridad (frenos).
- ✓ Palancas de control.

Figura 35
Tablero de manejo del winche de izaje



Nº	DESCRIPCION	Nº	DESCRIPCION
1	Joystick: Para subir o bajar el recorrido de cable	5	Botón de encendido
2	Llave de encendido	6	Botón de stop
3	Selector 1-0-2 (Joystick-neutro-pique)	7	Pique subido
4	Pantalla de indicación	8	Pique bajado
		9	Pedal hombre muerto

Fuente: JSC equipos mineros.

- **Bolsillos o Pockets**

Los bolsillos o pockets son estructuras destinadas al almacenamiento temporal de mineral y desmonte dentro de la mina. Su función principal es regular el flujo de material hacia el sistema de izaje, permitiendo una operación continua y ordenada.

La capacidad y dimensiones de los bolsillos se determinan en función de la producción proyectada de la mina, así como de las condiciones operativas y de seguridad del sistema de transporte.

4.13.2. Datos necesarios para el cálculo del ciclo de izaje.

- **Cálculo del peso y tipo de material por viaje**

Para efectuar el pique inclinado 300, se usarán vagones mineros tipo U-35, de capacidad nominal de 35 pies³ (1 m³), los que trabajarán un promedio de 5 horas efectivas por turno.

Con la puesta en operación de los niveles 1365 y 1315, se trabajará con dos carros mineros, con el objetivo de optimizar el ciclo de izaje y cumplir con la producción mensual proyectada de 1,250 TM, equivalentes a 50 TMH por día, considerando 25 días de operación al mes.

Adicionalmente, se contempla la evacuación de desmonte, estimada en 150 TMH diarios, proveniente de dos frentes de sección completa, dos frentes de subnivel y dos chimeneas, lo cual será incorporado en el dimensionamiento del sistema de izaje.

Sobre la base de estos parámetros, se desarrollan los cálculos correspondientes al ciclo de izaje.

- **Capacidad de carga**

Los carros mineros tipo U-35 utilizados para el acarreo de mineral presentan una capacidad teórica de 1.00 m³. Para determinar su capacidad efectiva de carga, se considera el peso específico del material y el factor de llenado correspondiente. El cálculo se realiza mediante la siguiente expresión:

$$C = \frac{V_c \times p \times f_c}{(1 + e)}$$

Donde:

C: Capacidad de carga (ton).

V_c: Volumen del carro minero U35 (m³).

P: Densidad de carga (ton/m³). he: Esponjamiento (%).

f_c: Factor de carguío (%).

Con los siguientes datos se reemplaza en la fórmula, considerando una humedad en ambos sucesos de 2%.

$$\rho_{\text{mineral}} = 2.75 \text{ ton/m}^3 + 0,02 \times 2.75 \text{ ton/m}^3 = 2.81 \text{ ton/m}^3$$

$$\rho_{\text{desmonte}} = 2.45 \text{ ton/m}^3 + 0,02 \times 2.45 \text{ ton/m}^3 = 2.50 \text{ ton/m}^3$$

Teniendo el factor de carguío en un carro minero de: f_c = 80% y un esponjamiento

(e) que varía para mineral y desmonte de: e = 40% (para mineral) y 45% (para desmonte).

Entonces, reemplazando los valores en la ecuación anteriormente presentada:

Para mineral.

$$C = \frac{1 \text{ m}^3 \times 2.81 \text{ ton/m}^3 \times 0.80}{(1 + 0.40)} = 1.61 \text{ ton/ vagon}$$

Para desmonte.

$$C = \frac{1 \text{ m}^3 \times 2.50 \text{ ton/m}^3 \times 0.80}{(1 + 0.45)} = 1.38 \text{ ton/ vagon}$$

Por lo tanto, si se va a izar 2 carros por viaje, el peso del material por viaje es el siguiente:

Para mineral:

$$= 2 \text{ vagones min. /viaje} \times 1.61 \text{ ton/vagones} = 3.22 \text{ ton/viaje}$$

Para desmonte:

$$= 2 \text{ vagones des. /viaje} \times 1.38 \text{ ton/vagones} = 2.76 \text{ ton/viaje}$$

- **Peso del carro minero y número de carros mineros izados por viaje**

El peso del carro minero U-35 en vacío es de 700 kg o 0.70 toneladas. Así, los dos carros mineros tienen un peso total de 1,400 kg, o 1.40 toneladas.

4.13.3. *Diámetro y peso del cable de izaje.*

Los cables de alambre que se utilizan habitualmente para el acarreo en las operaciones de izaje minero son del tipo round strand y flattened strand. Ambos están conformados por seis torones dispuestos helicoidalmente alrededor de un núcleo de fibra, configuración que proporciona flexibilidad, resistencia mecánica y adecuado comportamiento frente a esfuerzos dinámicos propios del izaje en labores inclinadas.

La masa y la fuerza de los cables de alambre dependen principalmente de la cantidad de acero en su sección transversal, que es proporcional al cuadrado del diámetro del cable. Sin embargo, ambos parámetros se ven influenciados por el diseño constructivo del cable, razón por la cual se introduce una constante de corrección asociada a su configuración.

La masa lineal del cable puede expresarse mediante la relación:

$$m = k \cdot d^2$$

Donde m representa la masa del cable expresada en kg/m, d corresponde al diámetro del cable en cm y k es una constante definida según el tipo y diseño del cable. El valor obtenido mediante esta expresión será posteriormente contrastado con las tablas técnicas proporcionadas por los fabricantes, a fin de verificar la selección del cable de izaje.

El acero empleado comúnmente en cables de izaje presenta una resistencia a la rotura aproximada de 1570 MN/m^2 , equivalente a 160 kg/mm^2 . A partir de esta resistencia, la fuerza de rotura del cable puede determinarse mediante la siguiente expresión:

$$S = K \cdot d^2$$

Donde S es la fuerza de rotura en kN y K es una constante que depende tanto del diseño del cable como de la resistencia del alambre.

Los valores de las constantes k y K para diferentes tipos de cable se presentan en la Tabla N° 44, para que se pueda evaluar y comparar las opciones más adecuadas para el sistema de izaje del pique inclinado 300.

Tabla 40
Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambre

Tipos de cables	k	K
Round Strand	0.36	52
Round Strand con alambre en el núcleo	0.40	56
Flattened Strand	0.41	55
Flattened Strand con alambre en el núcleo	0.45	58
Lockedoil	0.56	85

Fuente: Catálogo Wire & Rope Strand de A. Noble & Son LTD.

- **Factor de seguridad del cable de izaje**

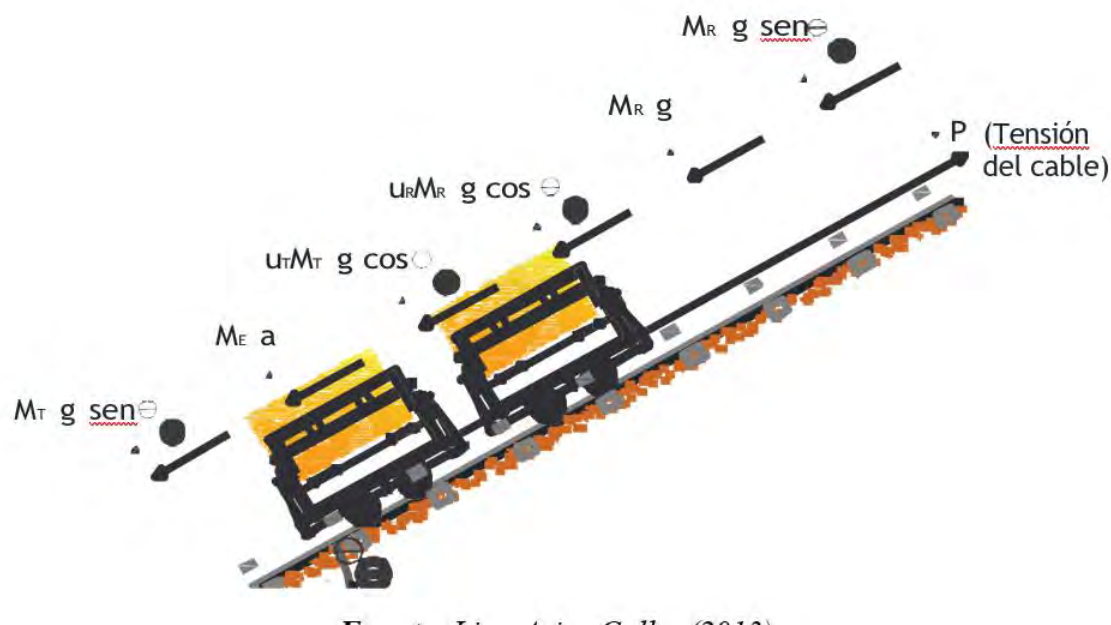
Se define como factor de seguridad del cable de izaje, la relación entre la fuerza de rotura del cable y la carga máxima de trabajo durante la operación y es un criterio fundamental para garantizar la seguridad del sistema.

En la Figura N.º 31 se representa el esquema de un tren de carros mineros que asciende por un pique inclinado con ángulo de pendiente θ y aceleración a , impulsado mediante un cable de acero. En el sistema, la masa del tren se identifica como M_T , la masa correspondiente a las ruedas como M_W y la masa total del cable como M_R .

Las fuerzas que intervienen en el movimiento están asociadas al peso del sistema, la inclinación de la labor, la aceleración del tren y las resistencias al desplazamiento. El análisis de estas fuerzas permite determinar la tensión máxima que actúa sobre el cable de izaje y, posteriormente, calcular el factor de seguridad correspondiente.

$$\text{Masa total equivalente del tren} = M_E = M_T + M_W \frac{k^2}{r^2}$$

Además, μ_T es coeficiente de fricción de las ruedas y μ_R es coeficiente de fricción del cable.

Figura 36*Diagrama de fuerzas que actúan en el inclinado***Fuente:** Lino Arias Calla, (2013).

Para facilitar el análisis es conveniente expresar todas las fuerzas actuantes como coeficientes multiplicados por el peso correspondiente. El peso base se considera como el peso del tren de carros, $M_T \cdot g$, y se aplica a todos los coeficientes que corresponden al movimiento del sistema.

De este modo, la relación entre la fuerza de aceleración y el peso del tren se expresa como:

$$M_T \cdot g \cdot A = M_E \cdot a$$

donde A es el coeficiente de aceleración, definido por:

$$A = \frac{M_E \cdot a}{M_T \cdot g}$$

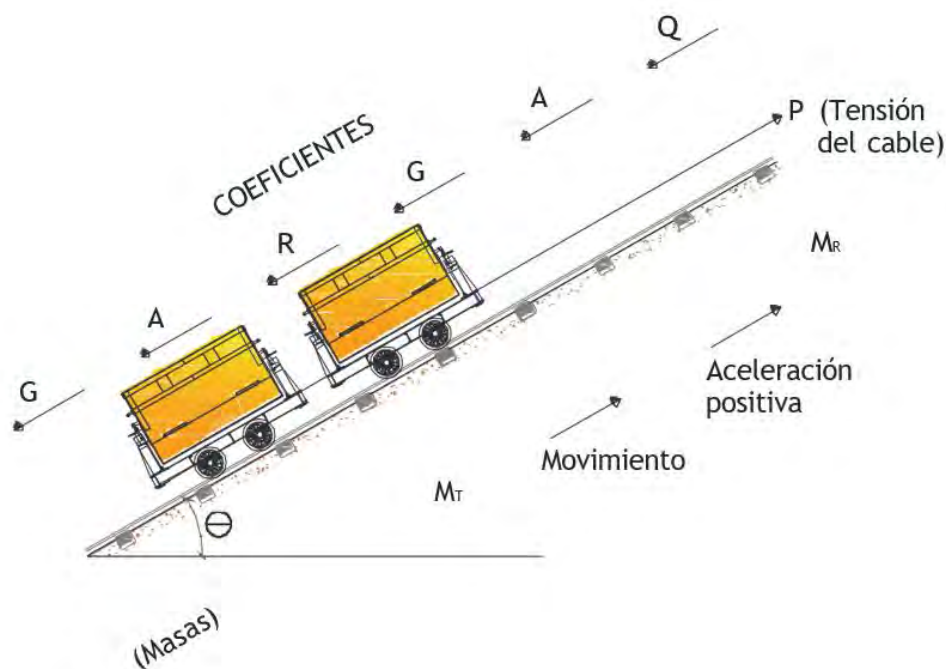
Asimismo, se define el coeficiente de gradiente como $\text{sen} \theta = G$, el coeficiente de resistencia del tren como $R = \mu \cdot T$, y el coeficiente de fricción del cable como $Q = \mu \cdot R$.

Para las pendientes usuales en labores inclinadas, el valor de $\cos \theta$ puede considerarse aproximadamente igual a 1.

En la Figura N° 32 muestra el esquema que sería del tren de carros con los coeficientes y masas asociadas empleadas en el análisis del sistema de izaje.

Figura 37

Masas y coeficientes inclinados de extracción de un tren con cable



Fuente: Lino Arias Calla, (2013).

De acuerdo con la Figura N.º 37, las resistencias R y Q actúan en sentido contrario al desplazamiento del tren, debido a que representan las fuerzas que se oponen al movimiento. Asimismo, el término A se manifiesta en dirección opuesta al sentido de la aceleración. Por otro lado, el componente G actúa de manera permanente en la dirección de la gradiente, influyendo directamente en el comportamiento dinámico del sistema durante el ascenso o descenso del tren de carros mineros.

En función de lo anterior, la tensión del cable de izaje se determina mediante la siguiente expresión:

$$P = M_T \times g \times (G + A + R) + M_R \times g \times (G + A + Q) \dots \dots \dots (1)$$

Donde:

M_T : Masa del tren.

M_R : Masa total del cable. g: Gravedad.

G: Coeficiente de gravedad. A: Coeficiente de aceleración.

R: Coeficiente de resistencia del tren. Q: Coeficiente de fricción del cable.

Para evaluar las condiciones más exigentes de operación del sistema de izaje, es necesario estimar los esfuerzos máximos que pueden desarrollarse en el cable durante el movimiento del convoy. Aunque la aceleración constituye una variable que influye directamente en la tensión generada, su valor real durante la etapa de arranque resulta difícil de determinar con precisión. Por esta razón, en el diseño se adopta un criterio conservador basado en la aplicación de un factor de seguridad igual a 5, permitiendo considerar adecuadamente los efectos producidos durante el inicio del movimiento. Bajo estas consideraciones, la expresión de cálculo puede simplificarse de la siguiente manera:

$$\text{Fuerza de ruptura de la cuerda} = S = 5 M g (A + G) \quad (2)$$

Donde: $M = M_T + M_R$, para el presente análisis se considera que la influencia de los coeficientes R y Q es reducida respecto de las variables principales que intervienen en la determinación de los esfuerzos del sistema, por lo que su efecto se considera despreciable para fines de cálculo. Bajo este criterio se adopta un valor de

$A = 0.125$, permitiendo desarrollar una evaluación conservadora de las condiciones de operación del cable de izaje.

Asimismo, la selección del factor de seguridad se realizó de acuerdo con las disposiciones establecidas en la normativa peruana vigente para operaciones mineras subterráneas. Dicha normativa exige que los cables de izaje mantengan una adecuada relación entre su resistencia de rotura y las cargas aplicadas durante la operación, garantizando condiciones seguras de funcionamiento. En concordancia con este requisito, en el presente estudio se emplea un factor de seguridad de 5 para el dimensionamiento del sistema.

- **Cálculo del cable óptimo y su peso**

La selección del cable óptimo se hará en base a la condición más desfavorable de operación, que corresponde al izaje de mineral, debido a que presenta la mayor carga por viaje, equivalente a 3.22 toneladas.

Para este análisis se emplearán las relaciones entre la masa, la fuerza y el diámetro del cable, utilizando las constantes indicadas en el Cuadro N° 46. Se considera un cable del tipo flattened strand, de diámetro d (cm), para el cual se establecen las siguientes expresiones:

$$Masa = 0.41 d^2 (Kg/m)$$

$$Fuerza = 55d^2 (KN)$$

Entonces, al reemplazar los valores en la Ecuación N° 1, se obtiene un cálculo más preciso. Adicionalmente, se incorpora el factor de seguridad de 5, conforme a lo establecido para cables de izaje en minería, tal como se muestra en la siguiente expresión:

$$S = 5[M_T \times g (G + A + R) + M_R \times g (G + A + Q)]$$

Dónde:

Peso del mineral = 3.22 ton/viaje.

Tara del vagón = 1400 kg = 1.40 ton/viaje.

$M_T = 3.22 \text{ ton} + 1.40 \text{ ton} = 4.62 \text{ ton}.$

$M_R = 235 \text{ m} \times 0.41 \text{ d}^2 \times 1 \text{ ton}/1000 \text{ kg} = 0.096 \text{ d}^2 \text{ ton}.$

Donde se asume que: $A = 0.125$ y como $G = \sin(30^\circ) = 0.50$, $R = 0.01$, $Q = 0.10$

Entonces reemplazando los datos, se tiene:

$$55d^2 = 5 \times 9.81 [4.62 \times (0.50 + 0.125 + 0.01) + 0.096 d^2 \times (0.50 + 0.125 + 0.01)]$$

$$55d^2 = 49.05 (2.93 + 0.06 d^2)$$

$$52.06d^2 = 143.72$$

$$d^2 = 2.76$$

$$d = 1.66 \text{ cm} = 16.6 \text{ mm} \approx 18 \text{ mm}.$$

Según los diámetros comerciales habituales de los cables tipo flattened strand o triangular strand, el valor calculado más cercano corresponde a un diámetro de 18 mm, por lo que se elige este diámetro para el sistema de izaje.

El valor de M_R , según la formula, para la longitud total de 215m de este cable es:

$$M_R = 0.096 d^2 \text{ ton} = 0.096 (1.80 \text{ cm})^2 = 311.04 \text{ kg}.$$

Entonces la masa del cable de izaje es:

$$\text{Masa} = 0.41 d^2 (\text{Kg/m}) = 0.41(1.80)^2 = 1.32 \text{ kg/m}$$

La fuerza de ruptura de cable es:

$$\text{Fuerza} = 55d^2 (\text{KN}) = 55(1.80)^2 = 178.20 \text{ N}$$

Por lo tanto, la tensión máxima que se ejercerá sobre el cable es: **178.20 N**.

El resultado obtenido debe contrastarse con el catálogo de un fabricante, a fin de asegurar su correcta aplicación en un proyecto real, para lo cual se efectuará la corroboración utilizando el catálogo de fabricación de cables de alambre de una empresa australiana, cuyos datos se presentan en la Tabla N° 40. Para tal fin, se hará la corroboración con el catálogo de fabricación de cables de alambre de una empresa australiana, cuyos datos se exponen en la Tabla N° 40.

Tabla 41

Características de cables de alambre para minería

Diámetro nominal (mm)	Masa aproximada 6 x 19 a 6 x 25 (Kg/100m)	Fuerza de rotura mínima (KN)
16	105	164
18	132	206
20	164	255
22	200	312
24	237	369
26	276	432

Fuente: Catálogo Wire & Rope Strand de A. Noble Son LTD.

Según el cálculo, el diámetro nominal del cable obtenido es de 18 mm. A continuación, se verá si los resultados calculados coinciden con los datos del catálogo. A continuación, se comprobará si los resultados calculados coinciden con los datos del catálogo:

El valor obtenido para la masa del cable es de 1.32 kg/m, coincidiendo con el catálogo. Sin embargo, el valor calculado para la fuerza de ruptura del cable es de 178.20 kN, lo que es menor que el valor del catálogo (206 kN). Aun así, este valor supera en 27.8 kN a la fuerza requerida por el sistema de extracción. En conclusión, elegiremos un cable que tenga las siguientes características:

Tabla 42*Parámetros técnicos del cable seleccionado para el sistema de izaje*

Características del cable de izaje	
Tipo	Flattened – Triangular Strand (de torones perfilados – triangulares)
Distribución de alambres	6 x 23 (6 x 10 / 12 / Δ)
Diámetro	18 mm
Fuerza mínima de ruptura	206 KN

Fuente: *Elaboración propia con base en catálogo de cables ANIXTER JORVEX*

- **Máximo tonelaje por hora, turno y N° de horas efectivas de izaje por turno**

Para la instalación del sistema de extracción, se tiene que incluir los siguientes parámetros para determinar la capacidad horaria de la instalación:

Producción anual (A) = 1,250.00ton/mes x 12meses = 15,000.00 ton.

Profundidad del pozo (H) = 235.00 m.

Entonces, la producción por hora de un pique para la extracción de carga (mineral y desmonte) se determina con la fórmula siguiente:

$$Qh = \frac{c (A + a)}{d \times t}$$

Donde:

A: Cantidad anual de mineral extraído por el pique inclinado (ton) =15,000.00

a: Cantidad anual de material estéril extraído por el pique (ton) = 45,000.00

d: Número de días trabajados por año = 300

t: Número de horas efectivas de trabajo de izaje por día = 10

c: Coeficiente de irregularidad de la producción = 1.15 para extracción con carros mineros.

Reemplazando los datos en la fórmula, se tiene:

$$Qh = \frac{1.15 (15000 + 45000)}{300 \times 10} = 23.00 \text{ ton / hr}$$

o **Máximo tonelaje por turno**

Para estimar la capacidad máxima de transporte por turno, se consideró el régimen operativo de la unidad minera, el cual contempla dos jornadas diarias de 12 horas. Del total del tiempo disponible, se determinó que las actividades de izaje de mineral y desmonte disponen de aproximadamente 5 horas efectivas por turno:

$$\text{Máx. ton/turno} = 23.00 \text{ ton/hr} \times 5 \text{ hr} = 115.00 \text{ ton/turno}$$

o **Número de horas efectivas de izaje por turno**

Para el sistema de extracción, se considera una operación de izaje de mineral y desmonte durante 5 horas efectivas por turno de trabajo. Este tiempo corresponde al periodo disponible para el transporte continuo de material, descontando actividades complementarias como maniobras, inspecciones, coordinación operativa, cambios de guardia y posibles demoras propias de la operación subterránea.

o **Número de turnos por día**

Para la programación de las operaciones de transporte se consideró un esquema de trabajo compuesto por dos jornadas diarias de 12 horas. Dentro de cada jornada, se estimó una disponibilidad efectiva de cinco horas destinadas a las actividades de izaje de mineral y desmonte, considerando los tiempos asociados a maniobras operativas, inspecciones y otras actividades complementarias.

o **Máximo número de viajes por hora en el nivel superior y la velocidad del cable.**

El número máximo de viajes por hora requeridos en el nivel superior es:

✓ Para mineral:

$$N^{\circ} \text{ max de viajes/hr} = 23 \text{ ton/hr} \times 1 \frac{\text{viaje}}{2} \text{ cm} \times 1 \frac{\text{cm}}{1.61} \text{ ton} = 7.14 \text{ viajes/hr}$$

N° máx. de viajes/hr $\approx$ **8 viajes/hr**

Por lo tanto, se demorará por viaje 0.13 horas ó 7.50 minutos.

✓ Para desmonte:

$$N^{\circ} \text{ max de viajes/hr} = 23 \text{ ton/hr} \times 1 \frac{\text{viaje}}{2} \text{ cm} \times 1 \frac{\text{cm}}{1.38} \text{ ton} = 8.33 \text{ viajes/hr}$$

N° máx. de viajes/hr $\approx$ **9 viajes/hr**

Como resultado del cálculo anterior, se obtiene una capacidad aproximada de 9 viajes por hora para el transporte de desmonte. Considerando dicha frecuencia de operación, el tiempo correspondiente a cada ciclo de transporte es de 0.11 horas, equivalente a 6.67 minutos por viaje.

Para el dimensionamiento de la velocidad de operación del cable se adoptó la condición más desfavorable del sistema, correspondiente al transporte de desmonte. Asimismo, se descontó el tiempo destinado a las maniobras de carga y descarga de los carros mineros en ambos extremos del recorrido. Estas actividades representan aproximadamente 45 segundos por estación, acumulando un tiempo total de 1.50 minutos por ciclo.

En consecuencia, el tiempo efectivo disponible para el desplazamiento del convoy a lo largo del pique inclinado resulta de restar el tiempo de maniobra al tiempo total del ciclo, obteniéndose un valor de 5.17 minutos.

Entonces: 6.67 minutos – 1.5 minutos = 5.17 min.

Por lo tanto, cada viaje en el pique inclinado de ida y vuelta, es decir, bajar con carros vacíos y subir con carros llenos, debe tardar 5.17 minutos, por lo tanto, la distancia total “L” es de 470m.

Con los datos obtenidos, se calcula la velocidad de cuerda

$$\text{Velocidad de la cuerda} = \frac{L}{\text{tiempo empleado x viaje}} = \frac{470m}{5.17min} = \frac{90.91m}{min} = \frac{1.52m}{Sec}$$

4.13.4. Cálculo de las dimensiones de la tambora del winche.

- **Cálculo del Diámetro de la Tambora (D).**

Para el dimensionamiento de la tambora se consideraron los criterios técnicos establecidos en la normativa peruana aplicable a los sistemas de izaje minero. De acuerdo con dichas disposiciones, cuando se emplean cables de diámetro inferior a 25.4 mm, la relación entre el diámetro de la tambora y el diámetro del cable debe garantizar condiciones adecuadas de operación y seguridad.

En el presente proyecto, el sistema de izaje del Pique Inclinado 300 utiliza un cable de acero de 18 mm de diámetro; por tal motivo, el diseño de la tambora fue desarrollado respetando la relación mínima exigida por la normativa vigente. Asimismo, se seleccionó una configuración de tambora simple debido a que el winche proyectado dispone de un único tambor, característica que simplifica la operación y el dimensionamiento del sistema.

Adicionalmente, para el diseño se verificó que la capacidad de enrollamiento de la tambora cumpla con las restricciones operativas establecidas para los sistemas de

izaje, garantizando que el número de capas de cable se mantenga dentro de los límites permitidos por la reglamentación minera (D.S. N.° 023-2017-EM, Art. 277).

$$\frac{\text{Diametro cable}}{\text{Diametro tambor}} = \frac{1}{48}$$

$$\frac{18 \text{ mm}}{\text{Diametro tambor}} = \frac{1}{48}$$

$$\text{Diametro tambor} = 864 \text{ mm} = 86.4 \text{ cm} \cong 34 \text{ pulg}$$

- **Ancho de la Tambora (B).**

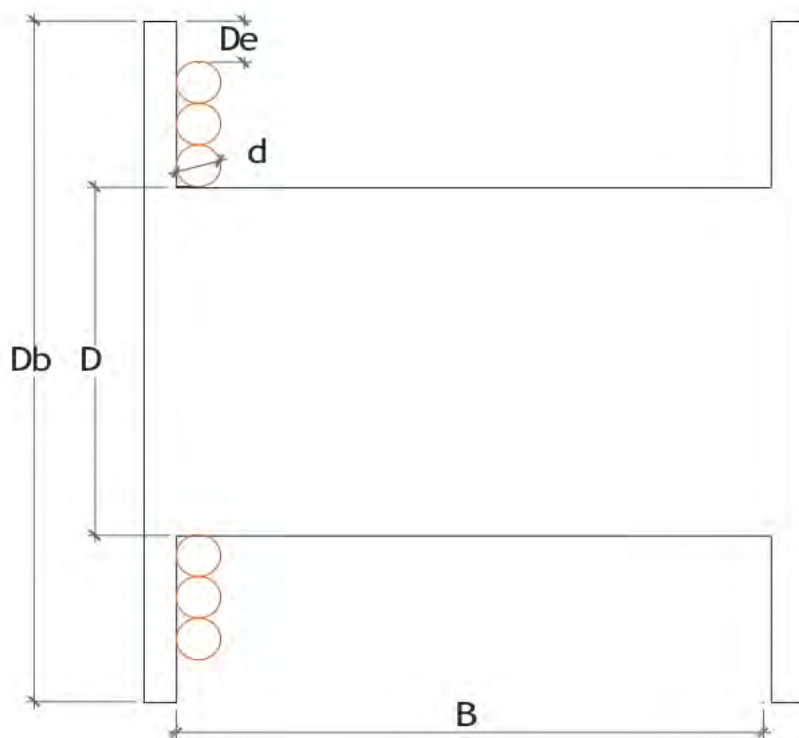
Utilizamos el siguiente gráfico para calcular el ancho de la tambora.

En el caso del sistema de izaje asociado al pique inclinado 300 de la Unidad

Minera

Tabla 43

Diagrama de una tambora



Fuente: JCS equipos mineros.

- Longitud de cable en una vuelta, capa media.

$$L1 = \pi \times \left(D + \frac{Db - D}{2} \right)$$

- Numero de capas.

$$N^{\circ} = \frac{Db - D}{2d}$$

- Numero de vueltas que se tiene.

$$N^{\circ} = \frac{B}{d}$$

- Longitud total almacenada será.

$$Lt = \pi \times \left(D + \frac{Db - D}{2} \right) \times \frac{Db - D}{2d} \times \frac{B}{d}$$

$$Lt = \frac{B}{1273.2 d^2} \times (Db^2 - D^2)$$

Dónde:

- Lt: Longitud de cable (m).
- B: ancho de la tambora (mm).
- d: Diámetro del cable (mm).
- Db: Diámetro de brida (mm).
- D: Diámetro de tambora (mm).

Despejando el ancho de la tambora B, se tiene:

$$B = \frac{1273.2 \times d^2 \times Lt}{(Db^2 - D^2)}$$

Se sabe que la cantidad de capas de enrollamiento para el izaje deben de tener solamente 3 capas, por lo tanto, se determinará el diámetro de la brida Db será:

$$Db = D + 2 \times 3 \times d$$

$$Db = 0.864m + 2 \times 3 \times 0.018m = 0.972 m$$

A continuación, se determina la longitud total de cable requerida para el sistema de izaje del pique inclinado 300 (Unidad Minera La Soledad), considerando tanto el recorrido útil como la distancia adicional hasta el tambor:

- Longitud (profundidad) considerada del pique inclinado 300: 235 m
- Distancia del punto de volteo al centro de la tambora: 30 m

Por lo tanto, la longitud total de cable (Lt) es:

$$Lt = 215 m + 30 m = 245 m$$

Con este valor, se calcula el ancho de la tambora (B) mediante:

$$B = \frac{21273.2 (18 mm)^2 (245 m)}{((972)^2 - (864)^2) mm} = 447.28 mm \approx 0.447 m$$

En el siguiente cuadro, el resumen de las características de la tambora. Ver tabla N°

47.

Tabla 44*Resumen de las características de la tambora*

Característica de la tambora	Medida (m)
Diámetro de la Tambora (D)	0.86
Diámetro de Brida (Db)	0.97
Ancho de la Tambora (B)	0.45

Fuente: *Elaboración propia.***4.13.5. Cálculo de la capacidad del motor del winche eléctrico.**

Para determinar la capacidad requerida del motor del sistema de izaje asociado al pique inclinado 300 de la Unidad Minera La Soledad se toma como referencia el diagrama de potencia para sistemas de extracción balanceados y no balanceados propuesto por Novitzky en el libro Transporte y extracción en minas a cielo abierto. Este enfoque permite estimar la potencia necesaria para asegurar un izaje eficiente, considerando las condiciones reales del ciclo de operación.

- **Diagrama de izaje para winches de tambor cilíndrico.**

El diagrama de potencia para izaje con winche de tambor cilíndrico muestra la potencia requerida (kW) durante el ciclo completo de izaje, en función de las etapas operativas y las variaciones de carga. El ciclo se divide en cuatro tiempos de trabajo, los cuales se describen a continuación:

- **Aceleración:** etapa inicial en la que el sistema incrementa la velocidad desde reposo hasta la velocidad de izaje establecida.
- **Velocidad constante:** fase en la que el izaje se realiza a régimen, manteniendo una velocidad uniforme.
- **Desaceleración:** etapa previa a la detención, donde se reduce la

velocidad para lograr una parada controlada.

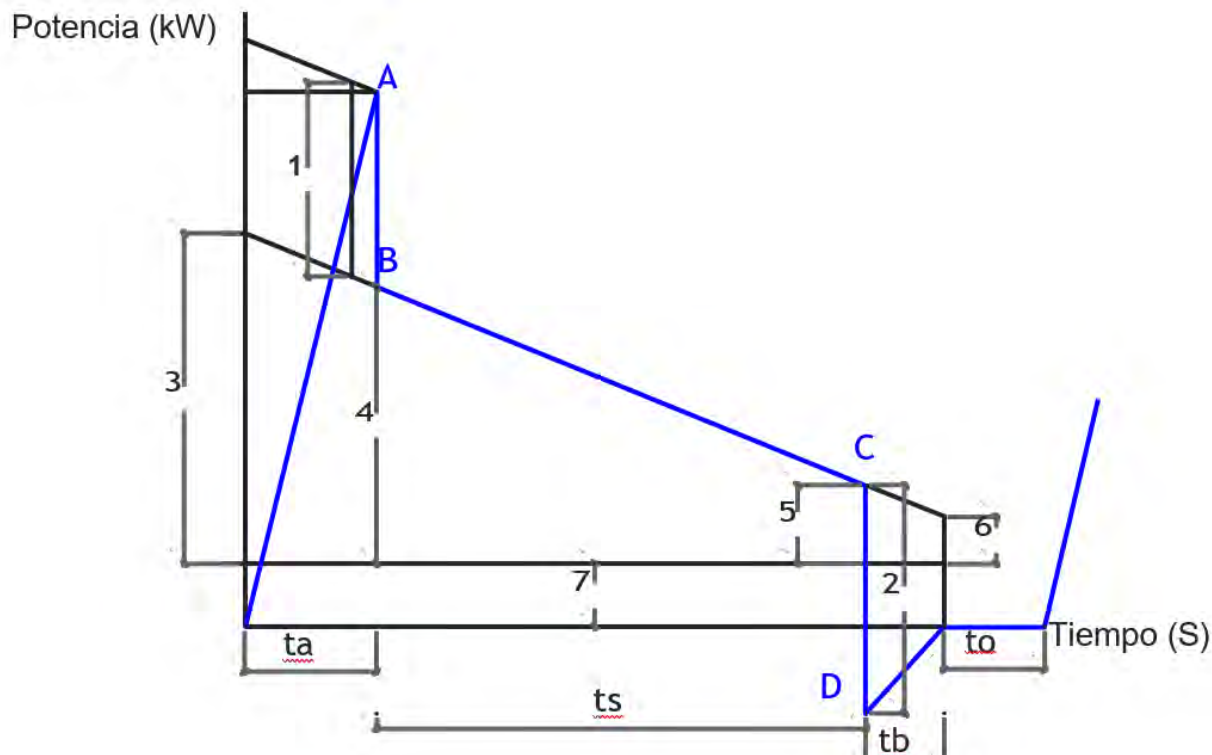
- **Carga y descarga** (tiempos muertos): comprende el tiempo destinado a las maniobras de enganche, carga, descarga y preparación del siguiente viaje.

En el diagrama se identifican cuatro puntos principales, denominados A, B, C y D, los cuales representan los valores de potencia requerida para el sistema de izaje durante los diferentes periodos del ciclo de trabajo. Para su determinación, se calcula previamente la potencia consumida por el winche, expresada en kW, considerando las condiciones operativas de cada etapa del ciclo de izaje.

Posteriormente, estos valores se relacionan mediante las expresiones de cálculo correspondientes, con el propósito de obtener las potencias resultantes del sistema. Los puntos A, B, C y D se muestran en la Figura N.º 38.

Figura 38

Diagrama de potencias para un sistema no balanceado de extracción



Fuente: *Transporte y extracción en minas a cielo abierto*, Novitzky, 1965.

A continuación, se muestra las fórmulas para calcular los diagramas de izaje en

el cuadro N° 48.

Tabla 45

Fórmulas para el cálculo del diagrama de carguío en sistemas de izaje con winches de tambor cilíndrico para piques verticales o inclinados

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado
Potencia de aceleración máxima	(1)	$+ \frac{W'x v^2}{32.2 \times 102 \times t_a}$
Potencia de desaceleración máxima	(2)	$- \frac{W'x v^2}{32.2 \times 102 \times t_b}$
Potencia en el comienzo de aceleración equivalente	(3)	$+ \frac{(W + W_r + W_s) v \operatorname{sen} \alpha}{102}$
Potencia en la velocidad máxima en el final de la aceleración	(4)	$+ \frac{(W + W_r + W_s - W_a) v \operatorname{sen} \alpha}{102}$
Potencia en la velocidad máxima al principio de la desaceleración	(5)	$+ \frac{(W + W_r + W_b) v \operatorname{sen} \alpha}{102}$

Potencia al final de la desaceleración equivalente	(6)	$+ \frac{(W + W_s) v \operatorname{sen} \alpha}{102}$
Potencia por fricción para pique inclinados	(7)	$+ 7a + 7b + 7c$

Fuente: *Transporte y extracción en minas a cielo abierto, Novitzky, 1965.*

Los valores 7a, 7b y 7c del periodo (7), se pueden determinar con las fórmulas que se muestran a continuación.

Tabla 46

Fórmulas para componentes de fricción

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado
Potencia de Fricción mecánica	7a	$\left(\frac{W + W_s + 0.5 W_r}{102} v x \operatorname{sen} \alpha + 7b + 7c \right) x \left(\frac{1 - E}{E} \right)$
Potencia de Fricción de rodamiento	7b	$+ \frac{(W + W_s) v x 0.02 \cos \alpha}{102}$
Potencia de Fricción de cable	7c	$+ \frac{W_r x 0.10 x v x \cos \alpha}{102}$

Fuente: *Transporte y extracción en minas a cielo abierto, Novitzky, 1965.*

Para calcular las potencias requeridas en el sistema de izaje, es necesario definir previamente las variables que intervienen en las ecuaciones de carguío. Estas variables consideran la masa del material, los carros mineros, el cable de izaje, las partes móviles del sistema, los tiempos del ciclo operativo, la trayectoria de desplazamiento y la inclinación de la labor. La descripción de cada variable se presenta en la Tabla 47.

Tabla 47

Descripciones y nomenclaturas

Descripción	Nomenclatura	Unidad
Masa del material a manipular	W	kg
Masa de los vagones (carros mineros)	Ws	kg
Masa del cable = L x peso lineal del cable	Wr	kg

Masa del cable enrollado durante la aceleración = $0.5 \times V_{ta} \times \text{peso lineal del cable}$	W_a	kg
Masa del cable enrollado durante la desaceleración = $0.5 \times V_{tb} \times \text{peso lineal del cable}$	W_b	kg
Peso total del cable = W_r + masa del cable enrollado + masa entre tambor y vagón	W_{ro}	kg
Masa equivalente de las partes en movimiento (para operaciones balanceadas y no balanceadas), reducido al radio del tambor, incluyendo engranajes, tambores con embragues, poleas, pero no la armadura del motor	W_o	kg
Masa total del Sistema = $W + W_s + W_{ro} + W_o$	W'	kg
Velocidad máxima del cable	V	m/s
Tiempo de un viaje en un solo sentido, excluyendo paradas	T	s
Tiempo de aceleración	T_a	s
Tiempo de desaceleración	T_b	s
Tiempo de velocidad máxima	T_s	s
Tiempo de descanso	T_o	s
Trayectoria total de los vagones	L	m
Ángulo de inclinación respecto a la horizontal	A	grados
Eficiencia del mecanismo	E	

Fuente: Arias Calla, 2013.

De acuerdo con el cuadro anterior, Peele calcula la eficiencia del mecanismo de la siguiente manera

$$E = \frac{0.90 W}{W + kW''}$$

Donde:

$k = 0.05$ para piques inclinados y verticales

$W'' = (W + W_s + 0.5W_r) \sin \alpha + (W + W_s) 0.02 \cos \alpha + 0.10 W_r \cos \alpha$ (para sistemas no balanceados).

Fricción de carro o cojinete: Para condiciones medias de operación, se adopta un criterio conservador de fricción equivalente al 2% de la masa a izar. En este caso, la fricción del carro se determina considerando la componente normal del peso respecto al plano inclinado, mediante la siguiente expresión:

Fricción del carro = masa a izar x 0.02 cos α .

Masa equivalente de las piezas en movimiento (Wo): Para determinar la masa equivalente de las piezas en movimiento, reducida al radio del tambor, se emplea la relación propuesta por Federov, la cual permite considerar el efecto de los elementos mecánicos que intervienen en el sistema de izaje:

$$Pt = (132 + 75B) \times Dt^2$$

Donde:

B = Ancho del tambor (m).

Dt = Diámetro del tambor (m).

Conforme al procedimiento del diagrama de izaje, calculamos los valores A, B, C y D. Para ello se aplican las siguientes fórmulas:

$$Potencia\ en\ A = (1) + (7) + \frac{(4) + 2 \times 3}{3}$$

$$Potencia\ en\ B = (4) + (7)$$

$$Potencia\ en\ C = (5) + (7)$$

$$Potencia\ en\ B = (2) + (7) + \frac{(5) + 2 \times (6)}{3}$$

- o El término (2) presenta siempre signo negativo, mientras que el término (7) resulta siempre positivo, debido al sentido en que actúan dentro del sistema de izaje durante el ciclo de operación.
- o Los resultados obtenidos en los cálculos pueden verificarse mediante los siguientes criterios:
 - La relación entre el trabajo neto efectuado durante el proceso de izaje y el trabajo útil asociado a la producción del ciclo debe

corresponder a la eficiencia mecánica del sistema. Esta relación permite evaluar el aprovechamiento de la energía entregada por el winche durante la operación de extracción.

- Las potencias asociadas a las etapas de aceleración y desaceleración deben resultar iguales, considerando condiciones similares de operación.

- **Diagrama de izaje para winches de tambor cilíndrico.**

Primer paso: se llega a asignar y a calcular los valores de los componentes del izaje.

En esta etapa se definen y calculan los parámetros básicos del sistema (carga, peso de los elementos de transporte, longitud de cable, gradiente del inclinado, velocidad de izaje y tiempos del ciclo), los cuales serán utilizados posteriormente para determinar las potencias parciales y las potencias resultantes en los puntos A, B, C y D, correspondientes al diagrama de potencia del winche aplicado al pique inclinado 300 de la Unidad Minera La Soledad.

Tabla 48
Cálculo de los componentes del izaje

Nomenclatura	Descripción	Cálculo	Valor	Unidad
W	Masa del material a manipular	$1.61 \text{ t} \times 2 \times 1000 \text{ kg/t}$	3,220.00	kg
Ws	Masa de los vagones o carros mineros	$700 \text{ kg} \times 2$	1,400.00	kg
Wr	Masa del cable	$215 \text{ m} \times 1.32 \text{ kg/m}$	283.8	kg
Wa	Masa del cable enrollado durante la aceleración	$0.50 \times 1.45 \text{ m/s} \times 7 \text{ s} \times 1.32 \text{ kg/m}$	6.71	kg
Wb	Masa del cable enrollado durante la desaceleración	$0.50 \times 1.45 \text{ m/s} \times 7 \text{ s} \times 1.32 \text{ kg/m}$	6.71	kg
Wro	Masa total del cable considerado en el sistema	$283.80 \text{ kg} + (30 \text{ m} \times 1.32 \text{ kg/m})$	323.4	kg
Wo	Masa equivalente de las partes en movimiento	$(132 + 75 \times 0.551) \times 0.864^2$	129.39	kg
W'	Masa total del sistema de izaje	$3220 + 1400 + 323.40 + 129.39$	5,072.79	kg
V	Velocidad máxima del cable	$215 / [155.10 - 0.50 \times (7 + 7)]$	1.45	m/s
T	Tiempo de viaje en un solo sentido, sin considerar paradas	$(215 / 1.45) + 0.50 \times (7 + 7)$	155.1	s
Ta	Tiempo de aceleración	—	7	s
Tb	Tiempo de desaceleración	—	7	s
Ts	Tiempo a velocidad máxima	$155.10 - (7 + 7)$	141.1	s
To	Tiempo de descanso	—	45	s
L	Trayectoria total	—	215	m
α	Ángulo de inclinación respecto a la horizontal	—	30	grados
E	Eficiencia del mecanismo	—	0.87	—

Fuente: *Elaboración propia.*

Segundo paso: se calcula las potencias por los tiempos o periodos

En esta etapa se determinan las potencias parciales requeridas por el winche durante cada una de las fases del ciclo de izaje. El objetivo es obtener la potencia asociada a cada periodo de trabajo, para luego construir el diagrama y calcular las potencias resultantes en los puntos A, B, C y D.

Tabla 49
Cálculo de las potencias por periodos

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado	Valor
Potencia de aceleración máxima	(1)	$+ (W' \times v^2) / (32.2 \times 102 \times t_a)$	0.47
Potencia de desaceleración máxima	(2)	$- (W' \times v^2) / (32.2 \times 102 \times t_b)$	-0.47
Potencia al inicio de la aceleración equivalente	(3)	$((W + W_r + W_s) \times v \times \sin \alpha) / 102$	34.90
Potencia a velocidad máxima al final de la aceleración	(4)	$((W + W_r + W_s - W_a) \times v \times \sin \alpha) / 102$	34.85
Potencia a velocidad máxima al inicio de la desaceleración	(5)	$((W + W_s + W_b) \times v \times \sin \alpha) / 102$	32.92
Potencia al final de la desaceleración equivalente	(6)	$((W + W_s) \times v \times \sin \alpha) / 102$	32.88
Potencia promedio por fricción para piques inclinados	(7)	$7a + 7b + 7c$	6.77

Fuente: *Elaboración propia.*

Tabla 50
Cálculo de potencias del sistema de izaje

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado	Valor
Potencia de fricción mecánica	7a	$[((W + W_s + 0.5W_r) \times v \times \sin \alpha) / 102 + 7b + 7c] \times ((1 - E) / E)$	5.29
Potencia de fricción de rodamiento	7b	$((W + W_s) \times v \times 0.02 \times \cos \alpha) / 102$	1.14
Potencia de fricción del cable	7c	$(W_r \times 0.10 \times v \times \cos \alpha) / 102$	0.35

Fuente: *Elaboración propia.*

Tercer paso: calcular los valores finales de la potencia con cada punto del diagrama izaje.

Una vez obtenidas las potencias por periodos del ciclo de izaje, se procede a determinar los valores finales de potencia que se representan en el diagrama. Estos

valores corresponden a los puntos característicos A, B, C y D, los cuales resumen el comportamiento del sistema durante el ciclo completo.

Tabla 51

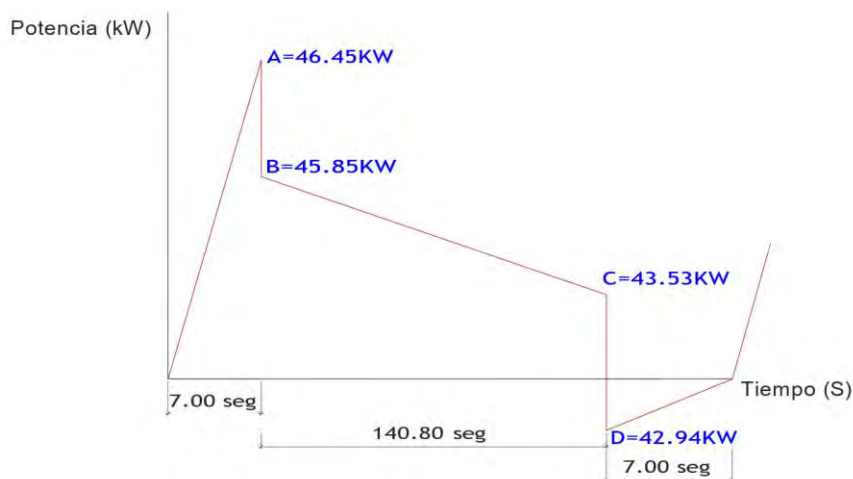
Valores de potencia en cada punto

Punto	Fórmulas	Valor (kW)	Tiempo (s)
Potencia en A	$(4) + 2 \times (3)$ $= (1) + (7) + 3$	46.45	7.00
Potencia en B	$= (4) + (7)$	45.85	7.00
Potencia en C	$= (5) + (7)$	43.53	140.80
Potencia en D	$(5) + 2 \times (6)$ $= (2) + (7) + 3$	42.94	140.80

Fuente: *Elaboración propia.*

Por último, los indicadores o valores finales de potencia determinados para los puntos A, B, C y D se representan en el diagrama de izaje, con el fin de visualizar el comportamiento del sistema a lo largo del ciclo y verificar que la potencia requerida se mantenga dentro de los márgenes operativos del equipo.

Esta representación permite identificar la potencia máxima demandada, la potencia en régimen y la variación durante las etapas de aceleración y desaceleración, lo cual resulta fundamental para sustentar la selección del motor del winche eléctrico aplicado al pique inclinado 300 de la Unidad Minera La Soledad.

Figura 39*Diagrama de potencias para el sistema de extracción***Fuente:** *Transporte y extracción en minas a cielo abierto, Novitzky, 1965.*

- **Capacidad del motor del winche eléctrico.**

En esta etapa se determina la potencia requerida para el motor del winche eléctrico, con la finalidad de garantizar que el equipo opere de manera segura, continua y sin restricciones durante el ciclo de izaje del Pique Inclinado 300 en la Unidad Minera La Soledad.

La potencia del motor se calcula a partir del valor eficaz o RMS (Root Mean Square) del ciclo de trabajo. Este valor corresponde a la raíz cuadrada del promedio de los cuadrados de las potencias desarrolladas durante un ciclo completo de operación. Su aplicación es necesaria debido a que el motor no trabaja bajo una demanda constante, sino que presenta variaciones de potencia durante las etapas de aceleración, velocidad constante, desaceleración y tiempos de maniobra.

Para el caso de winches accionados con motores de corriente alterna, se utiliza la siguiente expresión:

$$RMS^2 = \frac{A^2 \times t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} \times t_s + D^2 \times t_b}{\frac{t_a}{2} + t_s + \frac{t_b}{2} + \frac{t_0}{4}}$$

Cambiando los valores de A, B, C y D obtenidos, nos resultara lo siguiente:

$$RMS(kW) = \sqrt{\frac{46.45^2 \times 7 + \frac{45.85^2 + 43.53^2 + 4585 \times 43.53}{3} \times 140.8 + 42.94^2 \times 7}{\frac{7}{2} + 140.8 + \frac{7}{2} + \frac{45}{4}}}$$

$$RMS(kW) = 44.10 \text{ Kw}$$

Por lo tanto, a partir del valor **RMS** del ciclo de trabajo se determina **la potencia máxima** que se requiere para acelerar el rotor del motor en un tiempo de 1 segundo. Para los winches que funcionan con corriente alterna, se **añaden otros 25%** de potencia RMS más que la indicada, para cubrir los picos de demanda y asegurar un funcionamiento estable del equipo.

En consecuencia:

$$P_{max} = 44.10 \text{ kW} \times 1.25 = 55.12 \text{ kW}$$

Para fines de selección comercial y disponibilidad de equipos, el valor se redondea a 60 kW, correspondiente a una potencia estándar de winches disponibles en el mercado.

Finalmente, las características del winche eléctrico requerido para el sistema de izaje del pique inclinado 300 en la Unidad Minera La Soledad se resumen en el tabla N° 55.

Tabla 52*Características del winche eléctrico requerido*

Característica del winche eléctrico	
Peso total a izar	5.09 ton
Capacidad de enrollamiento (velocidad de la cuerda)	1.59 m/seg
Potencia requerida	60kW (80HP)
Diámetro mínimo de tambor	86.40 cm
Sistema del motor	Trifásico

Fuente: *Elaboración propia.***4.13.6. Planeamiento de ejecución de todas las obras en la construcción.**

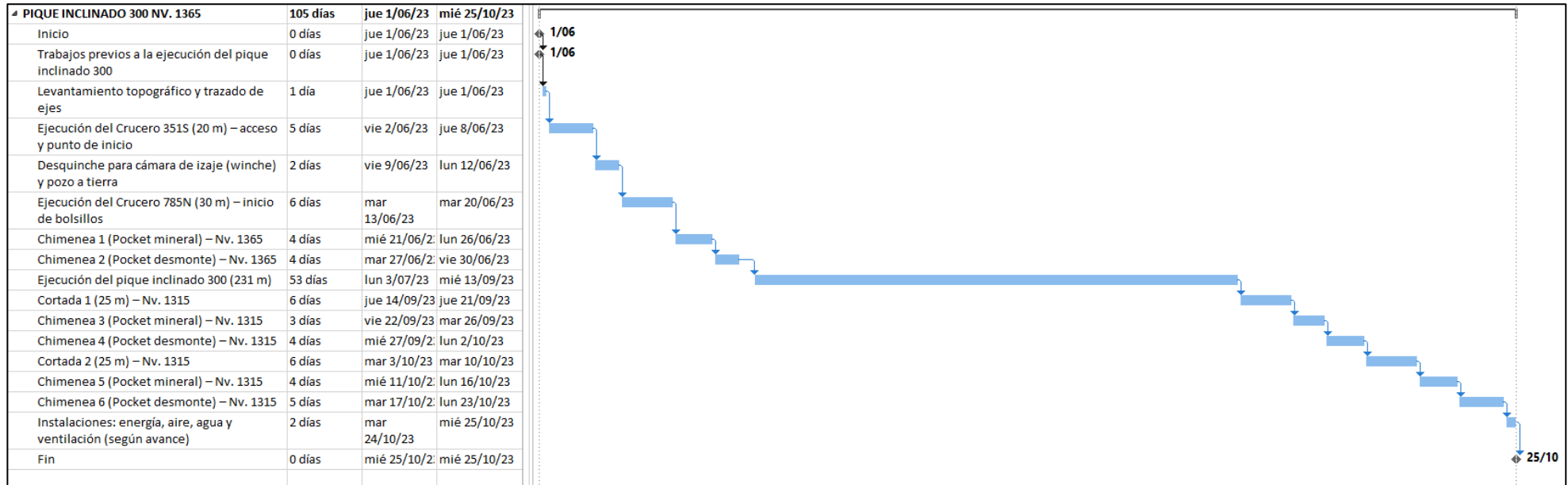
El planeamiento propuesto para la ejecución e instalación del Pique Inclinado 300 en la Unidad Minera La Soledad se desarrolló a partir de los resultados obtenidos en los cálculos técnicos previos, principalmente los relacionados con perforación y voladura. Para la programación de actividades se consideró un esquema operativo de dos disparos por día, lo que permite estimar el avance diario y determinar la duración requerida para cada labor programada. Los resultados de esta planificación se resumen en el cuadro siguiente.

Tabla 53*Avance total de actividades*

Labor	Sección (m2)	Nivel	Avance total (m)	Avance/di sp. (m)	Nº días
Inclinado 300	2.40 x 2.10	1315 - 1365	210.00	1.60	75.00
Crucero 351S	2.40 x 2.40	1365	20.00	1.60	7.00
Cámara de Izaje (Desquinche)	5.00 x 5.00	1365	5.00	-	2.00
Crucero 785N	2.40 x 2.40	1365	30.00	1.60	10.00
Chimenea 1 (Pocket Min.)	1.20 x 2.40	1365	11.00	1.10	5.00
Chimenea 2 (Pocket Des.)	1.20 x 2.40	1365	11.00	1.10	5.00
Cortada 1	2.40 x 2.40	1315	25.00	1.60	8.00
Chimenea 3 (Pocket Min.)	1.20 x 2.40	1315	10.00	1.10	5.00
Chimenea 4 (Pocket Des.)	1.20 x 2.40	1315	13.00	1.10	6.00
Cortada 2	2.40 x 2.40	1315	25.00	1.60	8.00
Chimenea 5 (Pocket Min.)	1.20 x 2.40	1315	10.00	1.10	5.00
Chimenea 6 (Pocket Des.)	1.20 x 2.40	1315	13.00	1.10	6.00

Fuente: *Elaboración propia*

Se ejecutan de forma sucesiva el pique inclinado 300 (Nv. 1365) y las labores previas, priorizando la habilitación de accesos, la instalación de infraestructura de izaje y la construcción de los pockets, con el fin de asegurar continuidad operativa y condiciones seguras durante todo el avance.

Tabla 54*Cronograma de ejecución del pique inclinado 300 Nv. 1365***Fuente:** *Elaboración propia*

4.14. Evaluación técnico–económica del estudio

La evaluación técnico–económica de la profundización de la mina mediante la construcción del Pique Inclinado 300 en la Unidad Minera La Soledad tiene como finalidad determinar la viabilidad de la inversión propuesta, considerando sus principales ventajas, limitaciones y efectos sobre la operación.

El análisis comprende la estimación de los costos de ejecución, inversión e implementación, así como la evaluación de los beneficios operativos y económicos esperados. De esta manera, se busca sustentar la toma de decisiones y comparar la alternativa planteada frente a otros escenarios de desarrollo, extracción y continuidad productiva.

4.14.1. *Monto de inversión en la infraestructura*

4.14.1.1. Costo de ejecución para el pique inclinado 300 – Nv. 1365

Datos:

- Ancho de labor: 2.40 m
- Altura de labor: 2.10 m
- Sección de labor: 5.04 m²
- Sobre rotura: 15 %
- Número de disparos por día: 2 disparos
- Densidad del material: 2.31 Tn/m³

Eficiencia de avances:

- Longitud de barra de extensión: 6 pies
- Eficiencia de perforación: 95 %

- Longitud de perforación: 1.74 m
- Eficiencia de avance: 92 %
- Longitud efectiva de perforación: 1.60 m

1. MANO DE OBRA:

Tabla 55

Costo de mano de obra directa por disparo

Obreros	Horas	Tareas	Jornal S/	Costo S/ por disparo	Costo S//m
Perforista palero	8	1	60	60	—
Ayudante perforista	8	1	55	55	—
Winchero	8	1	60	60	—
Ayudante winchero	8	1	55	55	—
Limpieza de servicio	16	2	50	100	—
Compresorista / ayudante mecánico	8	0.1	60	6	—
Subtotal	48	6		336	
Leyes sociales		101.81%		342.08	
Total obreros				678.08	650.17

Fuente: Elaboración propia

Tabla 56

Costo de mano de obra indirecta por disparo

Supervisión	Tareas	Incidencia	Jornal S/	Costo S/ por disparo	Costo S//m
Residente	1	10.00%	233.33	23.33	—
Ingeniero de guardia	1	0.1	183.33	18.33	—
Asistente del jefe de guardia	1	0.1	116.67	11.67	—
Ingeniero de seguridad	1	0.05	200	10	—
Inspector de seguridad	1	0.05	100	5	—
Mecánico / lamparero	1	0.05	83.33	4.17	—
Capataz	1	0.1	93.33	9.33	—
Administrador	1	0.05	100	5	—
Asistente administrativo	1	0.05	73.33	3.67	—
Asistenta social	1	5.00%	83.33	4.17	—
Subtotal	10			94.67	
Leyes sociales		65.29%		61.81	
Total supervisión				156.48	150.04

Fuente: Elaboración propia

2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD:

Tabla 57

Costo de implementos de Seguridad

Descripción	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por disparo	Costo S//m
Protector	Pza.	6	49.7	320	0.93	—
Guantes de cuero	Par	6	11.5	20	3.45	—
Guantes de jebe neopreno	Par	6	16.95	25	4.07	—
Correas portalámparas	Pza.	6	11.72	350	0.2	—
Lentes de seguridad de malla	Pza.	6	21.85	90	1.46	—
Botas de jebe	Par	6	55.1	120	2.76	—
Mameluco, camisa y pantalón	Pza.	6	57.2	120	2.86	—
Respiradores 3M	Pza.	6	71	120	3.55	—
Filtro de respirador 3M	Par	6	25.08	20	7.52	—
Tapón de oídos	Par	6	4.36	115	0.23	—
Pantalón de jebe	Pza.	6	33.9	85	2.39	—
Saco de jebe	Pza.	6	33.9	85	2.39	—
Sujetador de casco / carrilera	Pza.	6	3.62	90	0.24	—
Tafílete de protector	Pza.	6	10.28	120	0.51	—
Lámpara de batería con cargador	Pza.	6	219.62	500	2.64	—
Total implementos de seguridad					35.2	33.75

Fuente: Elaboración propia

3. MATERIALES DE PERFORACION:

Tabla 58

Costo de barrenos por disparo

Barrenos	Cantidad	Precio S/	Vida útil	p.p.	Costo S/ por disparo	Costo S//m
Barra cónica de 6 pies	1	317.52	1200	160	42.34	—

Broca de 38 mm	1	79.5	400	160	31.8	—
Total barrenos					74.14	71.09

Fuente: Elaboración propia

Tabla 59

Costo de mangueras y accesorios por disparo

Mangueras y accesorios	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por disparo	Costo S//m
Manguera de 1/2"	m	30	4.75	110	1.3	—
Manguera de 1"	m	30	9.5	90	3.17	—
Aceite de perforación	gal	0.34	40.7	1	13.91	—
Total mangueras y accesorios					18.37	17.61

Fuente: Elaboración propia

4. HERRAMIENTAS:

Tabla 60

Costo de herramientas por disparo

Materiales	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por disparo	Costo S//m
Lampas	Pza.	1	33.8	35	0.97	—
Picos	Pza.	1	30.02	70	0.43	—
Llave Stillson de 24"	Pza.	1	77.32	150	0.52	—
Llave francesa de 16"	Pza.	1	58.1	150	0.39	—
Sacabarrenos	Pza.	1	38.54	150	0.26	—
Alambre de amarre N.º 16	kg	0.25	5.68	1	1.42	—
Alambre de amarre N.º 18	kg	0.1	5.68	1	0.57	—
Barretillas	Pza.	2	63	100	1.26	—
Cucharilla	Pza.	1	11.15	180	0.06	—
Punzón de cobre	Pza.	1	10.35	180	0.06	—
Soplete para barrido de taladros	Pza.	1	52	180	0.29	—
Guiadores para perforación	Pza.	5	3.3	45	0.37	—
Atacador de madera	Pza.	1	8.1	45	0.18	—
Flexómetro de 5 m	Pza.	1	8.7	45	0.19	—
Cachimba artesanal de 10 a 6	Pza.	1	25.2	180	0.14	—
Cachimba artesanal de 12 a 6	Pza.	1	32.6	180	0.18	—

Pata de cabra artesanal	Pza.	1	45.81	300	0.15	—
Santiago para rieles	Pza.	1	1324	1800	0.74	—
Gamarilla de agua	Pza.	1	120	180	0.67	—
Arco de sierra	Pza.	1	17	150	0.11	—
Hoja de sierra	Pza.	1	5	12	0.42	—
Balón de gas de 10 kg	Pza.	1	42	45	0.93	—
Alicate	Pza.	1	15	150	0.1	—
Pintura	Pza.	0.02	21	1	0.42	—
Total herramientas					10.81	10.37

Fuente: Elaboración propia

5. EXPLOSIVOS:

Tabla 61

Costo de explosivos y accesorios por disparo

Descripción	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por disparo	Costo S//m
Explosivos	kg	23.63	6.3	1	148.94	—
Carmex Z-18	Pza.	33	1.77	1	58.26	—
Mecha rápida	m	8	1.35	1	10.82	—
Total explosivos y accesorios					218.03	136.27

Fuente: Elaboración propia

6. MAQUINA PERFORADORA:

Tabla 62

Costo de equipo de perforación por disparo

Descripción	P.U. S/	Repuestos	Vida útil	Costo S/ por pie perforado	Pies perforados	Costo S//m
Máquina perforadora	14,616.00	80%	90,000.00	0.29	160	—
Pala Eimco 12-B	—	—	—	—	—	—
Total máquina perforadora				0.29	160	44.85

Fuente: Elaboración propia

7. ENERGÍA Y AIRE COMPRIMIDO:

Tabla 63

Costo de energía eléctrica y aire comprimido por disparo

Descripción	Hrs./disp.	Incidencia	kW·h	Costo S/ por hora	Costo S/ por disparo	Costo S//m
-------------	------------	------------	------	----------------------	----------------------------	---------------

Winche de izaje de 70 HP	6	70%	52.5	16.8	70.56	—
Compresora eléctrica de 325 CFM	6	70%	—	26.4	110.88	—
Ventilador de 20,000 CFM	8	40%	26.25	8.4	26.88	—
Electrobomba sumergible de 9 kW	2	70%	7.5	2.4	3.36	—
Compresora y otros equipos	12	60%	100	32	230.4	—
Total energía eléctrica y aire comprimido					442.08	423.89

Fuente: Elaboración propia

8. ALIMENTACION, MOVILIDAD Y VARIOS:

Tabla 64

Costo de alimentación, movilidad y servicios varios por disparo

Descripción	Cantidad	Incidencia	Precio S/	Costo S/ por disparo	Costo S//m
Comedor del personal	6	70%	25	105	—
Comedor de supervisión	10	10%	25	25	—
Movilidad del personal	1	10%	180	18	—
Movilidad de supervisión	1	15%	150	22.5	—
Combustible para movilidad	12.00 gal	10%	12	14.4	—
Abastecimiento de agua para perforación	2.00 m ³	75%	5	7.5	—
Total alimentación, movilidad y servicios varios				192.4	184.48

Fuente: Elaboración propia

9. RESUMEN: COSTO INCLINADO 300

Tabla 65

Resumen del costo por metro lineal

Descripción	Porcentaje	Costo S//m
Subtotal de costos directos e indirectos	—	1,779.17
Utilidad	10%	121.9
Imprevistos	0%	0
Costo por metro lineal		1,901.08

Fuente: Elaboración propia

Por consiguiente, el costo total estimado para la ejecución del Pique Inclinado 300 se determina en función de la longitud de la labor y el costo unitario por metro lineal. El resultado se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 66
Costo total de ejecución del Pique Inclinado 300

Descripción	Cantidad	Unidad	Precio unitario	Unidad	Costo total
Pique Inclinado 300, sección 8' x 7'	215	m	1,901.08	S//m	S/ 408,732.23
Pique Inclinado 300, sección 8' x 7'	215	m	576.08	US\$/m	US\$ 123,857.20

Fuente: *Elaboración propia*

4.14.1.2. Costo de instalación de pernos helicoidales más malla electrosoldada

El rendimiento considerado para la instalación de sostenimiento es de 21 pernos helicoidales más 3 paños de malla electrosoldada por guardia. Con base en este rendimiento, se determina el precio unitario correspondiente a la mano de obra directa y al personal de supervisión.

1. MANO DE OBRA:

Tabla 67
Costo de mano de obra directa

Obreros	Horas	Tareas	Jornal S/	Costo S/ por guardia	Costo por pi
Perforista	8	1	60	60	
Ayudante perforista	8	1	55	55	
Compresorista / ayudante mecánico	8	0.1	60	6	
Subtotal	24	2.1		121	
Leyes sociales		0.00%		0	
Total obreros				121	!

Fuente: Elaboración propia

Tabla 68

Costo de mano de obra indirecta

Supervisión	Tareas	Incidencia	Jornal S/	Costo S/ por guardia	Costo por pi
Residente	1	5.00%	233.33	11.67	
Ingeniero de guardia	1	5.00%	183.33	9.17	
Asistente del jefe de guardia	1	5.00%	116.67	5.83	
Ingeniero de seguridad	1	3.00%	200	6	
Inspector de seguridad	1	3.00%	100	3	
Mecánico / lamparero	1	3.00%	83.33	2.5	
Capataz	1	5.00%	93.33	4.67	
Administrador	1	3.00%	100	3	
Asistente administrativo	1	3.00%	73.33	2.2	
Asistenta social	1	3.00%	83.33	2.5	
Subtotal	10			50.53	
Leyes sociales		65.29%		32.99	
Total supervisión				83.53	

Fuente: Elaboración propia

2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD:

Tabla 69

Implementos de Seguridad

Descripción	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por guardia	Costo S/ por pieza
Protector	Pza.	2	49.7	320	0.31	—
Guantes de cuero	Par	2	11.5	20	1.15	—
Guantes de jebe neopreno	Par	2	16.95	25	1.36	—
Correas portalámparas	Pza.	2	11.72	350	0.07	—
Lentes de seguridad de malla	Pza.	2	21.85	90	0.49	—
Botas de jebe	Par	2	55.1	120	0.92	—
Mameluco, camisa y pantalón	Pza.	2	57.2	120	0.95	—
Respiradores 3M	Pza.	2	71	120	1.18	—
Filtro de respirador 3M	Par	2	25.08	20	2.51	—
Tapón de oídos	Par	2	4.36	115	0.08	—
Pantalón de jebe	Pza.	2	33.9	85	0.8	—

Saco de jebe	Pza.	2	33.9	85	0.8	—
Sujetador de casco / carrilera	Pza.	2	3.62	90	0.08	—
Tafilete de protector	Pza.	2	10.28	120	0.17	—
Lámpara de batería KLM con cargador	Pza.	2	219.62	500	0.88	—
Total implementos de seguridad					11.73	0.56

Fuente: Elaboración propia

3. MATERIALES DE PERORACION:

Tabla 70

Costo de Barrenos para instalación de pernos más malla

Barrenos	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Pies perforados	Costo S/ por guardia	Costo S/ por pieza
Barra cónica de 5 pies	1	98.18	1,200.00	126	10.31	—
Broca de 38 mm	1	27.52	400	126	8.67	—
Total barrenos					18.98	0.9

Fuente: Elaboración propia

Tabla 71

Costo de Barrenos para instalación de pernos más malla

Mangueras y accesorios	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por guardia	Costo S/ por pieza
Manguera de 1/2"	m	30	4.75	150	0.95	—
Manguera de 1"	m	30	9.5	120	2.38	—
Aceite de perforación	gal	0.15	40.7	1	6.11	—
Total mangueras y accesorios					9.43	0.45

Fuente: Elaboración propia

4. HERRAMIENTAS:

Tabla 72

Costo de herramientas para instalación de pernos más malla

Materiales	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por guardia	Costo S/ por pieza
Lampas	Pza.	1	33.8	35	0.97	—
Picos	Pza.	1	30.02	70	0.43	—

Llave Stillson de 24"	Pza.	1	77.32	150	0.52	—
Llave francesa de 16"	Pza.	1	58.1	150	0.39	—
Sacabarrenos	Pza.	1	38.54	150	0.26	—
Alambre de amarre N.º 16	kg	0.25	5.68	1	1.42	—
Alambre de amarre N.º 18	kg	0.1	5.68	1	0.57	—
Barretillas	Pza.	2	63	100	1.26	—
Punzón de cobre	Pza.	1	10.35	180	0.06	—
Flexómetro de 5 m	Pza.	1	8.7	45	0.19	—
Adaptador para <i>split set</i> completo	Pza.	1	380.1	150	2.53	—
Gamarilla de agua	Pza.	1	120	180	0.67	—
Arco de sierra	Pza.	1	17	150	0.11	—
Hoja de sierra	Pza.	1	5	12	0.42	—
Balón de gas de 10 kg	Pza.	1	42	45	0.93	—
Alicate	Pza.	1	15	150	0.1	—
Pintura	Pza.	0.02	21	1	0.42	—
Total herramientas					11.24	0.54

Fuente: Elaboración propia

5. MAQUINA PERFORADORA:

Tabla 73

Costo de maquina perforadora para instalación de pernos más malla

Descripción	P.U. S/	Repuestos	Vida útil	Costo S/ por pie perforado	Pies perforados	Costo S/ por pieza
Máquina perforadora	14,616.00	100.00%	90,000.00	0.32	126	—
Total máquina perforadora				0.32	40.92	1.95

Fuente: Elaboración propia

6. MATERIALES:

Tabla 74

Costo de elementos de sostenimiento para instalación de pernos más malla

Descripción	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por guardia	Costo S/ por pieza
Perno helicoidal de 6 pies	Pza.	1	30.26	1	30.26	30.26
Cartucho de resina	Pza.	2	1.93	1	3.86	3.86
Cartucho de cemento	Pza.	4	0.74	1	2.98	2.98
Malla electrosoldada	m ²	1.67	21.25	1	35.49	35.49

Total elementos mecánicos	72.59	72.59
----------------------------------	--------------	--------------

Fuente: Elaboración propia

7. ENERGÍA Y AIRE COMPRIMIDO:

Tabla 75

Costo de energía para instalación de pernos más malla

Descripción	Hrs./guardia	Incidencia	kW·h	Costo S/ por hora	Costo S/ por guardia	Costo S/ por pieza
Winche de izaje de 70 HP	6	15%	52.5	16.8	15.12	—
Compresora eléctrica de 325 CFM	6	30%	—	26.4	47.52	—
Ventilador de 20,000 CFM	8	30%	26.25	8.4	20.16	—
Electrobomba sumergible de 9 kW	2	30%	7.5	2.4	1.44	—
Compresora y otros equipos	12	20%	100	32	76.8	—
Total energía eléctrica y aire comprimido					161.04	7.67

Fuente: Elaboración propia

Tabla 76

Resumen del costo por perno helicoidal instalado

Descripción	Porcentaje	Costo S/ por perno
Subtotal de costos directos e indirectos	—	107.84
Utilidad e imprevistos	10%	2.76
Costo por perno helicoidal		110.6

Fuente: Elaboración propia

Por lo tanto, el costo total del sostenimiento mediante pernos helicoidales y malla electrosoldada para la ejecución del Pique Inclinado 300 se determina en función de la cantidad de pernos requeridos y el precio unitario calculado, tal como se presenta en la siguiente tabla 77:

Tabla 77*Costo total de sostenimiento con pernos helicoidales y malla electrosoldada*

Descripción	Cantidad	Unidad	Precio unitario	Unidad	Costo total
Sostenimiento del Pique Inclinado 300	918.75	pernos	110.6	S//und	S/ 101,613.75
Sostenimiento del Pique Inclinado 300	918.75	pernos	33.52	US\$/und	US\$ 30,796.50

Fuente: *Elaboración propia***4.14.1.3. Costo de instalación de rieles**

Para la instalación de rieles en el Pique Inclinado 300, se considera un rendimiento de 9 metros por guardia, equivalente aproximadamente a 1.50 colleras por guardia. Este rendimiento será utilizado como base para determinar el precio unitario de instalación, considerando la mano de obra, supervisión, herramientas, materiales, equipos y demás costos asociados a la actividad.

1. MANO DE OBRA**Tabla 78***Costo de mano de obra directa*

Obreros	Horas	Tareas	Jornal S/	Costo S/ por guardia	Costo S/ por metro
Maestro carrilano	8	1	60	60	—
Ayudante carrilano	8	1	55	55	—
Peón	8	1	50	50	—
Subtotal	24	3		165	
Leyes sociales		101.81%		167.99	
Total obreros				332.99	37

Fuente: *Elaboración propia*

Tabla 79
Costo de mano de obra indirecta

Supervisión	Tareas	Incidencia	Jornal S/	Costo S/ por guardia	Costo S/ por metro
Residente	1	5.00%	233.33	11.67	—
Ingeniero de guardia	1	5.00%	183.33	9.17	—
Asistente del jefe de guardia	1	5.00%	116.67	5.83	—
Ingeniero de seguridad	1	3.00%	200	6	—
Inspector de seguridad	1	3.00%	100	3	—
Mecánico / lamparero	1	3.00%	83.33	2.5	—
Capataz	1	5.00%	93.33	4.67	—
Administrador	1	3.00%	100	3	—
Asistente administrativo	1	3.00%	73.33	2.2	—
Asistenta social	1	3.00%	83.33	2.5	—
Subtotal	10			50.53	
Leyes sociales		65.29%		32.99	
Total supervisión				83.53	9.28

Fuente: Elaboración propia

2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD:

Tabla 80
Costo de implementos de seguridad

Descripción	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por guardia	Costo S/ por metro
Protector	Pza.	3	49.7	320	0.47	—
Guantes de cuero	Par	3	11.5	20	1.73	—
Correas portalámparas	Pza.	3	11.72	350	0.1	—
Lentes de seguridad de malla	Pza.	3	21.85	90	0.73	—
Botas de jebe	Par	3	55.1	120	1.38	—
Mameluco, camisa y pantalón	Pza.	3	57.2	120	1.43	—
Respiradores 3M	Pza.	3	71	120	1.78	—
Filtro de respirador 3M	Par	3	25.08	20	3.76	—

Tapón de oídos	Par	3	4.36	115	0.11	—
Pantalón de jebe	Pza.	3	33.9	85	1.2	—
Saco de jebe	Pza.	3	33.9	85	1.2	—
Sujetador de casco / carrilera	Pza.	3	3.62	90	0.12	—
Tafílete de protector	Pza.	3	10.28	120	0.26	—
Lámpara de batería KLM con cargador	Pza.	3	219.62	500	1.32	—
Arnés tipo paracaídas	Pza.	3	172.3	180	2.87	—
Línea de vida	Pza.	3	61.2	180	1.02	—
Total implementos de seguridad					19.46	2.16

Fuente: Elaboración propia

3. HERRAMIENTAS:

Tabla 81
Costo de herramientas

Materiales	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por guardia	Costo S/ por metro
Lampas	Pza.	1	33.8	35	0.97	—
Picos	Pza.	1	30.02	70	0.43	—
Barretillas	Pza.	2	63	100	1.26	—
Corvina de 36"	Pza.	1	285.3	150	1.9	—
Azuela	Pza.	1	32	150	0.21	—
Comba de 8 lb	Pza.	1	56.85	120	0.47	—
Puntas ahusadas	Pza.	1	13.54	15	0.9	—
Formón	Pza.	1	1.93	50	0.04	—
Flexómetro de 5 m	Pza.	1	8.7	45	0.19	—
Cachimba artesanal de 10 a 6	Pza.	1	25.2	180	0.14	—
Cachimba artesanal de 12 a 6	Pza.	1	32.6	180	0.18	—
Pata de cabra artesanal	Pza.	1	45.81	300	0.15	—
Santiago para rieles	Pza.	1	1,324.00	1,800.00	0.74	—
Total herramientas					7.59	0.84

Fuente: Elaboración propia

4. MATERIALES:

Tabla 82
Costo de materiales

Materiales	Unidad	Cantidad	Precio S/	Vida útil	Costo S/ por tramo	Costo S/ por metro
Rieles de 30 lb	Unidad	2	280.96	1	561.93	93.66
Eclisas	Pza.	4	5.49	1	21.97	3.66
Durmientes	Pza.	8	15.58	1	124.6	20.77
Pernos y tuercas	Pza.	8	1.95	1	15.6	2.6
Clavos rieleros	Pza.	32	0.5	1	16	2.67
Total materiales					740.1	123.35

Fuente: Elaboración propia

5. ENERGÍA:

Tabla 83
Costo de energía

Descripción	Hrs./guardia	Incidencia	kW·h	Costo S/ por hora	Costo S/ por guardia	Costo S/ por metro
Winche de izaje de 70 HP	6	15%	52.5	16.8	15.12	—
Ventilador de 20,000 CFM	8	30%	26.25	8.4	20.16	—
Otros equipos	12	20%	100	32	76.8	—
Total energía eléctrica					112.08	12.45

Fuente: Elaboración propia

6. ALIMENTACION, MOVILIDAD Y VARIOS:

Tabla 84
Costo de alimentación, movilidad y varios

Descripción	Cantidad	Incidencia	Precio S/	Costo S/ por guardia	Costo S/ por metro
Comedor del personal	3	100%	25	75	—
Comedor de supervisión	10	10%	25	25	—
Movilidad del personal	1	10%	180	18	—
Movilidad de supervisión	1	15%	150	22.5	—
Combustible para movilidad	12.00 gal	10%	12	14.4	—

Total alimentación, movilidad y servicios varios	154.9	17.21
---	--------------	--------------

Fuente: Elaboración propia

Tabla 85

Resumen del costo de instalación de rieles

Descripción	Porcentaje	Costo S//m
Subtotal de costos directos e indirectos	—	199.31
Utilidad	10%	7.2
Costo por instalación de rieles rectos		206.51

Fuente: Elaboración propia

Por lo tanto, el costo total de instalación de rieles en el Pique Inclinado 300 se determina en función de la longitud total de la labor y el precio unitario por metro lineal, tal como se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 86

Costo total de instalación de rieles en el Pique Inclinado 300

Descripción	Cantidad	Unidad	Precio unitario	Unidad	Costo total
Instalación de rieles en el Pique Inclinado 300	215	m	206.51	S//m	S/ 44,399.65
Instalación de rieles en el Pique Inclinado 300	215	m	62.58	US\$/m	US\$ 13,454.70

Fuente: Elaboración propia

4.14.1.4. Costo de ejecución de las chimeneas dobles

Rendimiento : 9 metros /Gda. $\approx$ 1.50 colleras.

Datos:

Ancho de labor	:	1.2 m
Altura de labor	:	2.4 m
Sección de labor	:	2.88 m ² .

Sobre rotura	:	15%
Número de Disparos por día	:	2 disparos
Densidad del material	:	2.5 Tn/m ³

Eficiencia de avances:

Longitud de barra de extensión	:	4 pies
Eficiencia de perforación	:	95%
Longitud de perforación	:	1.16 m
Eficiencia de avance	:	95 %
Longitud efectiva de perforación	:	1.10 m

Tabla 87

Resumen de los precios para una chimenea doble, sección 1.20m x 2.40m

Descripción	Costo S//m
Total mano de obra directa + costos fijos y gastos generales	299.36
Total mano de obra de supervisión + costos fijos y gastos generales	108.46
Total materiales de perforación	71.59
Total implementos de seguridad	16.91
Total herramientas y otros materiales	12.03
Total explosivos y accesorios	131.08
Total equipo de perforación	35.89
Total energía y aire comprimido	424.09
Total alimentación, movilidad y varios	143.8
Subtotal de costos directos e indirectos	1,243.22

Utilidad	68.8
Imprevistos	0
Costo por metro lineal	1,312.02

Fuente: Elaboración propia

En consiguiente, el precio de la ejecución de todas las chimeneas de doble comportamiento es:

Descripción	Cantidad	Und	PU	Und	Costo Total
Chimeneas dobles, sección 4' x 8'	68.00	M	1312.02	S/./m	S/.89,217.67
			397.58	\$/m	\$ 27,035.66

4.14.1.5. Costos de construcción de cruceros y cortadas

El precio unitario para la construcción de cruceros y cortadas se ha determinado considerando labores con sección 2.40 m × 2.40 m, aplicables a los trabajos auxiliares requeridos para la ejecución y operación del pique inclinado 300, tales como accesos, cortadas de conexión y labores complementarias (incluyendo refugios, cuando corresponda).

Tabla 88

Resumen de precio unitario del crucero y/o cortada, sección 2.40m x 2.40m

Total Mano de obra directa + Costos fijos y GG	358.07
Total Mano de obra supervisión + Costos fijos y GG	178.37
Total materiales perforación	70.08
Total implementos de seguridad	17.43
Total herramientas y otros materiales	8.03
Total Explosivos y Accesorios	136.27
Total equipo de perforación	93.01
Total energía y aire comprimido	423.89
Total alimentación, movilidad y varios	143.80
SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS E INDIRECTOS	1428.95
Utilidad	10% 86.88
Imprevistos	0% 0.00
COSTO POR METRO LINEAL	1515.83

Fuente: Elaboración propia.

Por ende, el precio de la ejecución de los Cruceros, Cortadas y Refugios de seguridad es:

Descripción	Cantidad	Und	PU	Und	Costo Total
Cruceros y Cortadas sección 8' x 8'	108.40	M	1515.83	S/./m	S/.164,315.90
			459.34	\$/m	\$ 49,792.70

4.14.1.6. Costo de construcción de tolvas americanas

La construcción de tolvas americanas es una actividad complementaria indispensable para la operación del sistema de extracción, ya que permite el almacenamiento temporal y la transferencia controlada de mineral y desmonte hacia los bolsillos (pockets) asociados al pique inclinado 300.

Tabla 89

Resumen de precio unitario de la construcción de tolva americana

Total Mano de obra directa + Costos fijos y GG		749.37
Total Mano de obra supervisión + Costos fijos y GG		83.53
Total implementos de seguridad		10.38
Total herramientas		7.55
Total materiales (madera)		313.05
Total energía y aire comprimido		35.28
Total alimentación, movilidad y varios		143.80
Total armado de dos cuadros completos		622.54
SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS E INDIRECTOS		1965.50
Utilidad	10%	161.72
Imprevistos	0%	0.00
COSTO POR TOLVA AMERICANA		2127.22

Fuente: *Elaboración propia.*

En consiguiente, el precio de la construcción de tolvas americanas que servirán como pocket del mineral y desmonte es:

Descripción	Cantidad	Und	PU	Und	Costo Total
Construcción de tolvas americanas	6.00	Und	2127.22	S/./und	S/.12,763.31
			644.61	\$/und	\$ 3,867.67

4.14.2. Cálculo del costo total de la infraestructura

A continuación, se muestra el consolidado de los costos de infraestructura, obtenido por la suma de los precios unitarios de las actividades necesarias para la ejecución del pique inclinado 300 y sus labores asociadas. Los precios unitarios se expresan en \$/m para labores lineales, \$/m³ para desquinces y \$/und para partidas por unidad (sostenimiento, tolvas, instalaciones, etc.).

Tabla 90

Resumen del costo total de la infraestructura – Inclinado 300

Descripción		Cantidad	Und	PU	\$/Und	Costo Total S/.
CX 351S Nv 1365 Sección 8' x 8'	Avance	20.00	m	459.34	\$/m	9186.84
	Sostenimiento	86.35	pernos	33.52	\$/und	2894.17
Cámara de izaje (Sección 12' x 12')	Desquinche	36.00	m3	22.84	\$/m3	822.23
	Sostenimiento	36.76	pernos	33.52	\$/und	1232.19
CX 785N Nv 1365 Sección 8' x 8'	Avance	30.00	m	459.34	\$/m	13780.27
	Sostenimiento	127.53	pernos	33.52	\$/und	4274.22
02 Bolsillos Nv 480 Sección 4'x8'	Avance	22.00	m	397.58	\$/m	8746.83
	Sostenimiento	66.00	puntal	42.47	\$/und	2803.16
Inclinado 300 sección 8' x 7'	Avance	215.00	m	576.08	\$/m	123857.20
	Sostenimiento	888.96	pernos	33.52	\$/und	29797.94
Refugios de Seguridad sección 5' x 6' x 4'	Avance	8.40	m	459.34	\$/m	3858.47
	Sostenimiento	38.59	pernos	33.52	\$/und	1293.31
02 Cortadas Nv 430 y 380 sección 8' x 8'	Avance	50.00	m	459.34	\$/m	22967.11
	Sostenimiento	209.88	pernos	33.52	\$/und	7034.33
04 Bolsillos Nv 430 y 380 sección 4'x8'	Avance	46.00	m	397.58	\$/m	18288.83
	Sostenimiento	138.00	puntal	42.47	\$/und	5861.15
Instalación de rieles (Cámara, Inc, Cx, Cort.)		315.00	m	62.58	\$/m coll.	19712.70
Construcción de Tolvas		6.00	unid.	644.61	\$/und	3867.67
Armado de plataforma para winche		1.00	unid.	3030.30	\$/und	3030.30
Tableado del camino		78.33	unid.	48.56	\$/und	3804.25
Tuberías de aire y agua		700.00	m	3.00	\$/m	2100.00
Manga de ventilación de 18" (60 m. c/u)		4.00	unid.	180.00	\$/und	720.00
Cable electrico para bombeo y ventilador		500.00	m	0.80	\$/m	400.00
SUB TOTAL						306,054.07
Contingencias		5.00%				9,181.62
TOTAL USD \$						315,235.69

Fuente: *Elaboración propia.*

4.14.3. Costos de inversión del pique inclinado 300

Como se determinó en el Cuadro N° 64, al costo total de infraestructura del pique inclinado 300 se adicionan los costos de equipos y materiales principales requeridos para lograr la ejecución y puesta en operación.

Tabla 91

Resumen de inversión del pique inclinado 300

DESCRIPCIÓN	COSTO \$
Costo Total de la Infraestructura	304,849.82
Ventilador axial 10,000 CFM	10,000.00
Winche eléctrico 150 kw incluye accesorios	35,000.00
Tablero eléctrico 50	1,200.00
Carros mineros U-35 (06 und)	9,000.00
Cable de 3/4"	3,220.00
Electrobomba sumergible 18 kW	8,000.00
Total	371,269.82

Fuente: Elaboración propia.

4.14.4. Costos de desarrollo y preparación de la mina

Tabla 92

Inversión en desarrollo y preparación de la mina

Descripción		Cantidad	Und	PU	\$/Und	Costo Total S/.
By Pass, sección 7' x 7'	Avance	890.00	M	383.34	\$/m	341170.76
	Sostenimiento	3668.71	pernos	33.52	\$/und	122958.82
Crucero, sección 7' x 7'	Avance	560.00	M	383.34	\$/m	214669.24
	Sostenimiento	2309.88	pernos	33.52	\$/und	77417.05
Chimenea simple de sección 4' x 4'	Avance	990.00	M	343.25	\$/m	339816.17
	Sostenimiento	3300.00	pisos	59.16	\$/piso	195222.03
Sub Nivel de sección 3' x 7'	Avance	804.00	M	223.50	\$/m	179694.00
	Sostenimiento	670.00	cuadros	96.28	\$/und	64508.65
Chimenea doble de sección 4' x 8'	Avance	100.00	M	397.58	\$/m	39758.32
	Sostenimiento	333.33	pisos	89.58	\$/piso	29859.55
Instalación de rieles (By Pass, Crucero)		1450.00	M	51.64	\$/m coll.	74872.73
Instalación de cambio (By Pass, Crucero)		28.00	und	100.96	\$/und	2826.91
Construcción de Tolvas		14.00	und	539.28	\$/und	7549.92
Locomotora de 3 ton eléctricas a batería		2.00	und	25000.00	\$/und	50000.00

Ventilador axial 20,000 CFM	2.00	und	10000.00	\$/und	20000.00
Carros mineros U-35	12.00	und	1500.00	\$/und	18000.00
Tuberías de aire y agua	1200.00	M	3.00	\$/m	3600.00
Manga de ventilación de 18" (60 m. c/u)	20.00	und	180.00	\$/und	3600.00
Cable eléctrico	1200.00	M	0.80	\$/m	960.00
SUB TOTAL					1,786,484.14
Contingencias	5.00%				89,324.21
TOTAL USD \$					1,875,808.35

Fuente: Elaboración propia.

4.15. Costos de inversión (CAPEX)

Tabla 93

Inversión en la profundización de la zona 300

COSTOS DE INVERSIÓN (CAPEX)	
DESCRIPCIÓN	COSTO \$
Sistema de extracción (Inclinado)	371,269.82
Preparación mina (Niveles 380 y 430)	1,875,808.35
Total	2,247,078.2

Fuente: Elaboración propia.

4.16. Costos de operación (OPEX)

Los costos operativos (OPEX) relacionados con la profundización de la mina a través de la construcción del pique inclinado 300 comprenden los costos directos de extracción, el tratamiento en planta, el transporte, así como los costos fijos vinculados a la operación. A continuación, se presenta un resumen del costo total unitario por tonelada de mineral tratado.

Tabla 94

Inversión del pique inclinado 300

COSTOS DE OPERACIÓN (OPEX)	
CONCEPTO	COSTO (\$/TM)
Costo mina	530.00
Costo planta	60.00
Costo transporte	5.00

Costos fijos	123.81
Total	718.81

Fuente: *Elaboración propia*

4.17. Valorización de reservas y vida de la mina

La construcción del pique inclinado 300 facilitará el acceso y la explotación eficiente de las reservas ubicadas por debajo del nivel actualmente operativo en la Unidad Minera La Soledad, mejorando la continuidad del minado y manteniendo el ritmo de producción proyectado. En este contexto, la valorización de reservas y la estimación de la vida de la mina se basan en las reservas disponibles en profundidad, la ley de corte establecida y la capacidad de producción considerada para el proyecto, lo que se detalla en el siguiente punto.

Tabla 95

Reservas de Mineral de Au – Minera La Soledad

U.E.A.	VETA	TMSDIL	Prom de Pot. Veta	Prom de LeyAu g/t
LA SOLEDAD	BARBARA	604.76	1.1	29.5
LA SOLEDAD	BUENOS AIRES	74,299.16	1.4	21.3
LA SOLEDAD	ESPAÑOLA	14,946.88	0.7	31.3
LA SOLEDAD	PICAFLORES	1,832.48	0.7	24.5
Total general		91,683.28	1.2	23.0

Fuente: *Área de Planeamiento y Costos – Minera La Soledad*

El tonelaje total a extraer proyectado para la veta Buenos Aires asciende a 91,683.28 TMS. Considerando un ritmo de producción de 50 TMS/día, equivalente a 1,250.00 TMS/mes, se procede a estimar el contenido metálico en onzas finas de oro, aplicando la siguiente expresión:

$$\text{Oz Au finas} = \text{TMS} \times \text{Ley} \times \text{R.M.} / \text{Fc}$$

Donde:

✓ TMS: Toneladas métricas de mineral = 91,683.28 (ver tabla N° 67)

- ✓ Ley: 22.97 Gr/TMS
- ✓ R.M.: Recuperación metalúrgica = 90%
- ✓ Fc: factor de conversión = 31.1035 gr/onoz.
- ✓ Precio de la Onz de Au = 2,390 \$/Onz.

$$Oz\ Au\ finas = 60,937.47$$

$$Valorización\ de\ reservas = 145'640,541.72$$

$$Vida\ de\ la\ mina = \frac{91,683.28\ TMS}{1250 \frac{TMS}{mes} \times 12 \frac{mes}{año}}$$

$$Vida\ de\ la\ mina = 6.11 \simeq 6\ años$$

4.18. Evaluación económica (VAN y TIR)

El objetivo de la construcción del pique inclinado 300, con una inclinación de 30°, es aumentar las reservas accesibles y mejorar el ritmo de producción en el área de estudio de la Unidad Minera La Soledad. Para respaldar la decisión de inversión se hace una evaluación económica con los indicadores Valor Actual Neto (VAN) y Tasa Interna de Retorno (TIR), considerando los siguientes supuestos:

- ✓ Monto total de inversión (CAPEX): US\$ 2,247,078.2
- ✓ Horizonte del proyecto: 6 años
- ✓ Tasa de descuento anual: 15%

Con estos criterios, se obtiene el siguiente flujo de caja económico anual:

Tabla 96
Flujo de caja económico anual

PERIODO (AÑO)	0	1	2	3	4	5	6
Inversión (CAPEX)	2,257,464						
Ingresos							

- Ventas concentrado de Au		15,234,809	15,234,809	15,234,809	15,234,809	15,234,809	15,234,809
Egresos							
- Costos de operación (OPEX)		10,985,813	10,985,813	10,985,813	10,985,813	10,985,813	10,985,813
Utilidad Operativa		4,248,996	4,248,996	4,248,996	4,248,996	4,248,996	4,248,996
- Impuesto a la renta (30%)		1,274,699	1,274,699	1,274,699	1,274,699	1,274,699	1,274,699
Flujo de Caja		2,974,297	2,974,297	2,974,297	2,974,297	2,974,297	2,974,297

Fuente: Elaboración propia.

Luego Tenemos que el VAN es:

$$VAN = VP_{Beneficios} - VP_{Costos}$$

$$VAN = \sum Flujo\ de\ efectivo \left[\frac{F}{i = 15\%} \rightarrow \frac{P}{n = 6} \right] - Inversion$$

$$\begin{aligned}
 VAN = & \left[2,974,296.98 \times \frac{1}{(1 + 0.15)} \right] + \left[2,974,296.98 \times \frac{1}{(1 + 0.15)^2} \right] \\
 & + \left[2,974,296.98 \times \frac{1}{(1 + 0.15)^3} \right] + \left[2,974,296.98 \times \frac{1}{(1 + 0.15)^4} \right] \\
 & + \left[2,974,296.98 \times \frac{1}{(1 + 0.15)^5} \right] + \left[2,974,296.98 \times \frac{1}{(1 + 0.15)^6} \right] \\
 & - 2,247,078.2
 \end{aligned}$$

$$VAN = 9'009,097.25$$

Como el **VAN es positivo**, el proyecto **genera valor** y la inversión se encuentra económicamente justificada a una tasa de descuento del 15%.

Calculando de TIR.

Se tiene:

$$TIR = VP_{Beneficios} - VP_{Costos} = 0$$

$$TIR = \sum_{t=1}^6 \frac{2,974,296.98}{(1 + x)^t} - 2,247,078.20$$

$$TIR \approx 131.5\%$$

Por tanteo se obtiene una **TIR de 131.50%**, porcentaje que supera ampliamente la tasa de descuento considerada (**15%**), indicándose que el **proyecto es económicamente viable**.

Estos indicadores económicos (**VAN = US\$ 9,009,097.25 y TIR = 131.50%**) demuestran que la construcción del pique inclinado 300 generará beneficios económicos relevantes para la Unidad Minera La Soledad, al permitir acceder a mayores reservas y sostener el nivel de producción proyectado.

4.19. Incremento de producción

Un factor importante que limita el cumplimiento de las metas de producción, es el poco número de tajos en operación, ya que actualmente solo se cuenta con cinco (5) tajos en producción. Es por ello que, se plantea la profundización de la mina mediante la construcción del pique inclinado 300, el cual permitirá habilitar nuevos bloques de mineral, aumentar los números de frentes disponibles y elevar el nivel de producción de la operación. En esta situación, se plantea profundizar la mina construyendo el pique inclinado 300 que permitirá habilitar nuevos bloques de mineral, aumentar el número de frentes disponibles y elevar el nivel de producción de la operación.

El programa de producción se define a corto plazo (día a día y mes a mes), y se consolida en un plan anual de operaciones. Para su elaboración se consideran, principalmente, los siguientes factores:

- **Reservas de mineral accesibles**, en función del desarrollo y preparación ejecutados.

- **Capacidad de producción**, determinada por la disponibilidad de frentes, equipos y personal.
- **Capacidad de tratamiento**, asociada al rendimiento y limitaciones de planta.

Reservas de mineral accesibles

Con la construcción del pique inclinado 300 se incrementan las reservas de mineral accesibles en la zona de estudio, al habilitar nuevos bloques de explotación entre los niveles 1365 y 1315. En conjunto, las reservas proyectadas alcanzan un tonelaje total de 91,683.28 TMS, con una ley diluida promedio de 22.97 g/t Au (ver tabla N° 67).

La capacidad de tratamiento.

El beneficio que presenta la planta por lo que cuenta con la capacidad de tratamiento de 300 t/día. Por su parte, la producción actual de mina alcanza como mínimo 181 t/día y el aporte por acopio es de 120 t/día. En conjunto, se dispone de 301 t/día, lo que permite cubrir la demanda de planta.

No obstante, para mantener de forma sostenible este nivel de alimentación y evitar caídas por variaciones operativas (disponibilidad de tajos, equipos, ventilación o eventos geomecánicos), resulta necesario asegurar reservas accesibles y continuidad de frentes, lo cual se fortalece con la construcción del pique inclinado 300.

Capacidad de producción

En la zona de estudio se produce en la actualidad 32 t/día, que representa 800 t/mes, con una dotación de 70 trabajadores por zona y un régimen de trabajo de 25 días/mes. A continuación, se muestra el cuadro con el programa de producción total y

por zonas de la unidad minera y el análisis de los indicadores de producción de la zona Buenos Aires.

Tabla 97
Indicadores de producción

Descripción	Valor
1. Número total de personal en la zona	70 personas/día
2. Personal requerido por tajo	2 personas/gd
3. Número de tajos en la zona	5 tajos
4. Número de cortes por mes	0.50 cortes/mes
5. Rotura programada por mes en la zona	800.00 Tm/mes
6. Ley programada en la zona	20.00 Gr/Tm
7. Rendimiento del personal	0.46 Tm/Hr-gd

Fuente: *Elaboración propia.*

Con la finalidad de mejorar el rendimiento manteniendo el mismo número de personal disponible (70 trabajadores/día), se plantea una redistribución que permita operar con 7 tajos en lugar de 5, incrementando la disponibilidad de frentes y la continuidad de explotación (ver tabla N° 72).

Tabla 98
Distribución de personal de zona Buenos Aires

Ocupación	Guardía	
	Día	Noche
Producción (7 tajos)	14	14
Wincheros Nv. 1	2	2
Wincheros Nv. 480 - Pique inclinado	2	2
Balderos Nv. 480	2	2
Motoristas Nv. 1	2	2

Motoristas Nv. 520	2	2
Motoristas Nv. 480	2	2
Rehabilitación	4	4
Supervisión	2	2
Logístico	1	1
Personal de retén	2	2
Total de personal	35	35

Fuente: *Elaboración propia.*

Esta redistribución permite sustentar el incremento de 5 a 7 tajos, lo que representa un aumento de frentes del orden de 40% y, principalmente, un incremento del rendimiento del personal.

Tabla 99

Análisis de producción de la zona

Producción de mineral			
Mineral	TM/Día	TM/Mes	TM/Hr-Gd
Producción Actual	32.00	800.00	0.46
Nueva producción	50.00	1250.00	0.71

Fuente: *Elaboración propia.*

En consecuencia, demostrando un análisis donde es factible elevar la producción hasta 50 t/día, lo que significa un incremento de 18 t/día respecto a la condición actual, siempre que se asegure la continuidad de frentes y accesos, objetivo que se fortalece con la implementación del pique inclinado 300.

CAPÍTULO 5: RESULTADOS

5.1. Análisis de resultados técnicos.

5.1.1. Evaluación geomecánica

Las evaluaciones geomecánicas constituyen un insumo fundamental para establecer las condiciones de diseño de la sección y determinar el soporte necesario para la construcción del pique inclinado 300. A partir del mapeo y la clasificación del macizo rocoso, se obtuvieron los resultados que se presentan a continuación. A partir del mapeo y la clasificación del macizo rocoso, se arribaron a los resultados que se presentan a continuación (ver tabla N° 74).

Tabla 100

Resultados de la evaluación Geomecánica

Evaluación Geomecánica	
Litología	Granodiorita
Cobertura	215 m. (entre niveles 1365 y 1315)
Grado de alteración	Roca moderadamente alterada
Tipo de roca	Roca regular
Grado de fracturamiento	Muy fracturada
RQD	48%
RMR (clase / valor)	Clase III, Valor 55
Indice Q de Bartón	3.39
Resistencia a compresión simple	180 Mpa
Abertura máxima	5.43 m. - Estable
Tiempo de auto sostenimiento	4 meses
Diseño de sostenimiento	Pernos helicoidales de 6 pies con malla electrosoldada

Fuente: *Elaboración propia.*

5.1.2. Diseño.

El diseño del pique inclinado 300 fue realizado en base a los criterios geomecánicos y operativos, considerando la seguridad, el funcionamiento del

transporte y la estabilidad del macizo rocoso. El pique se proyecta en zona de estéril y de manera paralela a la estructura mineralizada, manteniendo una separación operativa que permite trabajar con seguridad y minimizar interferencias.

El pique inclinado 300 conecta los niveles 1365 y 1315, con una inclinación de 30° y una longitud total de 215 m.

Tabla 101

Resultados del diseño del pique inclinado

Sección	2.40 x 2.10	m ²
Ángulo de inclinación	30	grados (°)
Longitud total	215	m

Fuente: *Elaboración propia.*

5.1.3. Perforación y Voladura.

Los parámetros de perforación y voladura definidos para el pique inclinado 300 y trabajos relacionados, están orientados a lograr avances uniformes, una buena fragmentación y un adecuado control de contorno, acordes con la calidad del macizo rocoso evaluado. En la tabla N° 74 se muestra un resumen de los principales parámetros.

Tabla 102

Resultados del diseño del pique inclinado y labores previas

Parámetros de perforación y voladura			
Labores	Pique inclinado 300	Cruceros y cortadas	Chimeneas
Tipo de roca	Granodiorita	Granodiorita	Granodiorita
Número de taladros	33	33	22
Longitud de barreno	6 pies	6 pies	4 pies
Eficiencia de perforación	95%	95%	95%
Eficiencia de voladura	92%	92%	95%
Avance por disparo	1.60 m.	1.60 m.	1.10 m.
Carga/taladro	0.72 Kg/tal.	0.72 Kg/tal.	0.42 Kg/tal.

Factor de carga	2.66 Kg/m ³	2.66 Kg/m ³	2.92 Kg/m ³
-----------------	------------------------	------------------------	------------------------

Fuente: *Elaboración propia.*

5.1.4. Ventilación.

La ventilación constituye un aspecto crítico debido a que el pique inclinado 300 es una labor confinada. Se implementará ventilación forzada con ventilación auxiliar por manga, con el objetivo de asegurar condiciones adecuadas de trabajo, evacuando los gases de voladura y manteniendo una corriente continua de aire fresco. Desde el punto de vista operativo, se prevé el empleo de equipos con la capacidad necesaria para cubrir el caudal requerido durante el avance del pique inclinado y las labores previas. En lo operativo, se contempla el uso de equipos con la capacidad necesaria para cubrir el caudal requerido durante el avance del pique inclinado y las labores previas.

5.1.5. Sistema de Izaje.

El sistema de izaje fue dimensionado en la respuesta de la producción proyectada y mantener condiciones seguras de operación. En consecuencia, se definieron las características principales del winche y del cable, así como los parámetros de tambora requeridos. Considerando la corrección de longitud del pique inclinado 300 a 215 m, la longitud total de cable de trabajo se estima como:

- Longitud del pique inclinado: 215 m
- Distancia del punto de volteo al centro del tambor: 30 m
- Longitud total de cable (Lt): 245 m

Con ello, el ancho de tambora se ajusta proporcionalmente, obteniéndose un valor aproximado de 0.51 m.

Tabla 103

Resultados del sistema de izaje

Característica del sistema de izaje	
Peso total a izar	5.09 ton
Capacidad de enrollamiento (velocidad de la cuerda)	1.59 m/seg
Diámetro de cable	18 mm
Diámetro de la Tambor (D)	0.86 m
Diámetro de Brida (Db)	0.97 m
Ancho de la tambor (B)	0.51 m
Potencia requerida	60 kW (80 HP)
Sistema del motor	Trifásico

Fuente: *Elaboración propia.*

5.2. Análisis de resultados económicos

La evaluación económica del pique inclinado 300 se realizó mediante los indicadores VAN y TIR, empleando una tasa de descuento anual de 15% y un horizonte de 6 años, conforme al flujo de caja elaborado para el proyecto.

Tabla 104

Resultados de la evaluación económica

Evaluación económica	
Tasa de interes (anual)	15%
VAN	\$ 9,009,097.25
TIR	131.50%

Fuente: *Elaboración propia.*

En consecuencia, al obtenerse un VAN positivo, el proyecto resulta económicamente aceptable. Asimismo, la TIR (131.50%) es ampliamente superior a la tasa de descuento considerada (15%), confirmándose que la economía del proyecto demuestra una viabilidad.

5.3. Análisis de producción y reservas

El pique inclinado 300 implementa a la mejora de la continuidad operativa y lograr evaluar la producción en la zona de estudio, principalmente al permitir una mejor logística de extracción y habilitar el acceso a reservas proyectadas en profundidad. Bajo este enfoque, se plantea el incremento de frentes productivos, manteniendo el mismo número de personal por zona.

En términos de producción, se considera el incremento de 32 t/d a 50 t/d, con el correspondiente aumento del rendimiento.

Tabla 105

Resultados del incremento de producción y reservas

Producción de mineral			
Mineral	TM/Día	TM/Mes	TM/Hr-Gd
Producción Actual	32.00	800.00	0.46
Nueva producción	50.00	1250.00	0.71

Reservas de mineral de la zona Buenos Aires			
Vetas Buenos Aires	Total TMS	Pot. dil. (m)	Ley (Gr/TMS)
Reserva Actual	25,114.00	0.78	23.92
Nueva reserve	91,683.28	0.89	22.97

Fuente: *Elaboración propia.*

Respecto a reservas, el tonelaje total proyectado asociado a la Unidad Minera La Soledad asciende a 91,683.28 TMS, con ley promedio reportada en los registros de planeamiento. Estas reservas sustentan una vida de mina aproximada de 6 años, considerando una producción de 1,250 TMS/mes.

5.4. Discusión de expertos.

Se ha organizar los argumentos desde diferentes perspectivas técnicas y estratégicas; el sustento para esta discusión es muy amplio, por lo que se seleccionará uno.

1. Perspectiva Técnica – Ingeniería de Minas

El sistema actual de transporte presenta cuellos de botella que limitan la eficiencia

El pique inclinado 300 ofrece una ruta más directa y segura para el acarreo de mineral.

Esperando que le logre una reducción de que sea significativa en los periodos de tiempo del ciclo y el incremento de la capacidad de transporte.

2. Perspectiva Económica

- La implementación del pique inclinado reduce los costos operativos por tonelada al optimizar el acarreo.
- Se proyecta un incremento en la rentabilidad de la veta Buenos Aires gracias a la mayor producción.
- La inversión inicial se justifica por el retorno económico esperado en el mediano plazo

3. Perspectiva de Seguridad y Salud Ocupacional

El nuevo pique disminuye la exposición de los trabajadores a riesgos asociados con rutas más largas y complejas.

- Mejora la ventilación y evacuación en caso de emergencias.
- Aporta al logro de estándares de seguridad minera.

4. Perspectiva de Gestión y Operación

El proyecto fortalece la planificación estratégica de la mina, alineando producción con demanda.

Permite una mejor integración de procesos entre extracción, transporte y procesamiento.

Genera un modelo replicable para otras vetas de la empresa.

Antes del panel se recomienda:

Realizar un **análisis costo-beneficio detallado** antes de la ejecución.

Implementar un **plan de gestión de riesgos** durante la construcción y operación.

Establecer un **sistema de monitoreo continuo** de producción y seguridad post-implementación.

Documentar la experiencia como **caso de estudio** para futuras expansiones.

Panelistas:

Borisov (1976)

Hargraves y Martin (1993)

Salmi, Phan y S (2024)

Grimaldo F. (2006)

Llanque J (2008)

Este sustento nos permitirá conducir una discusión académica o técnica con expertos, mostrando un enfoque integral (técnico, económico, de seguridad y de gestión), y se llega a un final siguiente:

El pique inclinado 300 es una solución técnica viable y necesaria para superar las limitaciones actuales.

Su implementación impactará positivamente en la redacción y producción de los precios.

Mejora las condiciones de la salud y la seguridad ocupacional.

Representa un avance estratégico para la sostenibilidad de la operación minera.

CONCLUSIONES

1. Objetivo Específico 1 – Limitaciones del sistema actual

Se identificó que el sistema previo de acceso y transporte presentaba restricciones significativas para llegar de 32 a 50 Tn/día en capacidad y seguridad, lo que justificaba plenamente la necesidad de un nuevo pique inclinado como alternativa de mejora.

2. Objetivo Específico 2 – Diseño técnico y costos

En relación al objetivo específico 2, se diseñó el Pique Inclinado 300 con una sección de 2.40 m × 2.10 m, inclinación de 30° y longitud de 215 m, considerando las diferentes condiciones geomecánicas del macizo rocoso (RMR = 55, Clase III), lo que garantiza la estabilidad de la labor mediante el uso de sostenimiento con pernos helicoidales y malla electrosoldada, el análisis del diseño técnico del Pique Inclinado 300 evidenció, una reducción sustancial en tiempos de acarreo y costos de operación, validando su viabilidad como alternativa eficiente frente al sistema tradicional.

3. Objetivo Específico 3 – Riesgos técnicos y de seguridad

La evaluación de riesgos mostró que, aunque existen desafíos constructivos y operativos para incrementar la producción en 36%, están relacionados con la estabilidad geomecánica, ventilación y condiciones de trabajo en espacios confinados; sin embargo, mediante la aplicación de sostenimiento adecuado, ventilación controlada y monitoreo continuo, estos riesgos pueden ser mitigados, mejorando

significativamente las condiciones de seguridad operativa la implementación del pique contribuye a disminuir la exposición del personal a condiciones inseguras, consolidando un entorno laboral más seguro.

4. Respecto al Objetivo General

La construcción e implementación del Pique Inclinado 300 con un winche de 60KW con cable de 18 mm, ha demostrado ser una solución integral que mejora la producción de la veta Buenos Aires, al optimizar el acarreo de mineral se tiene un VAN de US\$ 9,009,097.25 y un TIR de 131.50%, con ello reducir los costos operativos y fortalecer la seguridad, confirmando la hipótesis de su influencia positiva en los aspectos técnicos, económicos y de seguridad.

RECOMENDACIONES

1. **Objetivo Específico 1 – Limitaciones del sistema actual;** Se recomienda a la Gerencia de Operaciones documentar y difundir las mejoras logradas con el nuevo sistema de transporte, de modo que sirvan como referencia para futuras decisiones de infraestructura en otras vetas de la unidad minera.
2. **Objetivo Específico 2 – Diseño técnico y costos,** Se recomienda a la Gerencia General complementar el diseño del pique con mejoras en ventilación, sostenimiento y drenaje, garantizando condiciones óptimas de operación y prolongando la vida útil de la infraestructura.
3. **Objetivo Específico 3 – Riesgos técnicos y de seguridad,** Se recomienda a la Gerencia de Operaciones, fortalecer los programas de capacitación y seguridad para el personal, asegurando un manejo eficiente del pique y la reducción continua de riesgos asociados a su operación
4. **Para el Objetivo General;** Se recomienda a la Gerencia General, Implementar un sistema de monitoreo integral que permita evaluar periódicamente el impacto del Pique Inclinado 300 en producción, costos y seguridad, asegurando la sostenibilidad de los beneficios obtenidos.

BIBLIOGRAFIA

- Arias, L. (2013).** *Planeamiento y diseño del sistema de extracción, proyecto de profundización de la U.O. San Braulio.* Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Barton, N. (2002).** *Some new Q-value applications to tunnels and slopes.* Oslo: International Society for Rock Mechanics.
- Barzola, R. (2018).** *Influencia del diseño del pique inclinado en 30° en la profundización Veta Julie 2 en la CIA. Minera Poderosa S.A.* Huancayo: Universidad Continental.
- Bieniawski, Z. (1989).** *Engineering rock mass classifications.* Nueva York: John Wiley & Sons.
- Borisov, S. K. (1976).** *Labores mineras.* Moscú: Mir.
- Brady, B., & Brown, E. (2006).** *Rock Mechanics: For Underground Mining.* Países Bajos: Springer.
- Choquehuayta, S. (2014).** *Ingeniería básica del proyecto de transporte de personal y materiales mediante el pique Jimena para mejorar la productividad de las operaciones en Cía. Minera Poderosa.* Arequipa: Universidad Nacional San Agustín de Arequipa.

- Coaquira, J. (2020).** *Diseño y construcción de la rampa 8600 y análisis técnico-económico para la continuidad de las operaciones en Mina San Vicente – Cia. SIMSA.* Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Council for Mining and Metallurgical Institutions. (1996).** *Classification of mineral resources and estimation guidelines.* Londres: International Mining Journal.
- De la Vergne, J. (2002).** *Hard Rock Miner's Handbook.* Edmonton: Stantec Consulting.
- Del Pino, D. (1998).** *Profundización del Pique 801 Mina Mercedes S. A.* Puno: Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano.
- Díaz, R., & Portal, W. (2018).** *Diseño del sistema de extracción mediante un pique inclinado del proyecto de profundización 073 en la unidad minera Los Pircos – Santa Cruz – Perú .* Lima: Universidad Privada del Norte.
- Fernández, H. (2017).** *Implementación de un sistema de izaje en el Pique Inclinado 90 para mejorar la extracción de mineral en Mina MACDESA.* Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Gertsch, R., & Bullock, R. (1998).** *Techniques in underground mining.* Littlelton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Grimaldo, F. (2006).** *Optimización del izaje de mineral en minería subterránea. .* Lima: Sociedad Nacional de Minería.
- Hargraves, A. J., & Martin, C. H. (1993).** *Mining practices in Australasia: Underground mining systems and transport methods.* Australia: Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

- Hartman, H., & Mutmansky, J. (2002).** *Introductory mining engineering*. New Jersey: John Wiley & Sons.
- Hernandez, R., & Mendoza, P. (2018).** *Metodología de la Investigación. Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta*. Ciudad de México: Mc Graw Hill Education.
- Hoek, E., & Brown, E. (1980).** *Underground excavations in rock*. Londres: Institution of Mining and Metallurgy.
- Howard, P., & Cameron, M. (2007).** *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Huaracha, R. (2021).** *Construcción del Pique Inclinado Mercedes – NV 480 para mejorar la producción en la Unidad Minera San Juan de Arequipa*. Cusco: Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco.
- Huashayo, A. (2023).** *Diseño e implementación del pique inclinado 8706 para optimizar la extracción en Minera Ores S.A.C.* Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001).** *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Li, G., et al. (2023).** Ground subsidence mechanism of a filling mine with a steeply inclined ore body. *Journal of Mountain Science*, 2358-2369.

- Llanque, J. M. (2008).** *Evolución de los sistemas de izaje en minería subterránea: Tendencias y nuevos desarrollos.* Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Medina, A. (2014).** *Sistema de Extraccion de Mineral del Pique 718 con Winche de Izaje e incremento de produccion en la Mina Calpa - Arequipa.* Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Melgar, P. (2010).** *Construcción de pique, Mina Teresa, CIA Minas Recuperada S.A.* Huamanga: Universidad San Cristobal de Huamanga.
- Mercado, H. (2015).** *Estudio técnico-económico para la profundización mediante el Pique Inclinado 043 en Mina Casapalca.* . Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Palmstrom, A. (1982).** *The RQD index: A measure of the degree of jointing or fracture in rock masses.* Noruega: Norwegian Geotechnical Institute.
- Quispe, A. (2013).** *Optimización de Minado usando breasting en la Unidad Minera Orión.* Huamanga: Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga.
- Quispe, J. (2014).** *Diseño y construcción de la rampa negativa 5360 para la explotación de la veta Alexia, Cía. Minera Ares – Unidad Arcata E.E IESA S.A.* Arequipa: Universidad Nacional San Agustín de Arequipa.
- Rengifo, R., & Crisóstomo, D. (2022).** *Propuesta de planeamiento y diseño de un pique inclinado como sistema de extracción de una mina convencional al norte del Perú.* Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.

- Roberto, C., & Medina, P. (2014).** *Evaluación del sistema de izaje en piques inclinados en Mina Calpa – Arequipa*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Salmi, E. F., et al. . (2024).** A review on the geotechnical design and optimisation of ultra-long ore passes for deep mass mining. *Environmental Earth Sciences*, 83.
- Segama, R. (2012).** *Proyecto de Construcción de Pique en La Mina Teresita CIA. Minas Recuperada S.A.* Huamanga: Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.
- Tipe, V. (2004).** *Implementación de chimeneas usando el método VCR en la Compañía Consorcio Minero Horizonte*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Tuero, J. (2019).** *Diseño de pique inclinado y planeamiento del sistema de extracción para incrementar la producción de mineral en la Unidad Minera Cuatro Horas – MACDESA S.A.* Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Vela, M. (2013).** *Profundización de la mina Casapalca mediante el diseño y construcción del pique inclinado 016, zona Veta Oroya – niveles 14 al 18.* Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Velarde, C. (2019).** *Construcción del pique inclinado 223 para el incremento de reservas minerales en la veta Paola, Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.* Cusco: Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco.
- Velarde, P. (2019).** *Perfil técnico económico del diseño y construcción del pique inclinado 310, niveles 1820 al 1700, para la explotación de reservas veta*

Cambio – Mina Las Bravas. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.

Wang, J., et al. (2023). Refined subsidence monitoring and dynamic prediction in narrow and long mining areas based on InSAR and probabilistic integral method . *Scientific Reports*, 13.