

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALÚRGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA
EN LA CONSTRUCCIÓN DE GALERÍAS, U.M. ISLAY – CIA. MINERA VOLCAN
S.A.A. – CERRO DE PASCO**

PRESENTADO POR:

BACH. JHONATAN STARKY MONZÓN CÁCERES

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

ASESOR:

MGT. ODILÓN CONTRERAS ARANA

CUSCO – PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor Mgt. Ing. Odilón Contreras Arana quien aplica el software de detección de similitud al trabajo de investigación/tesis titulada: EVALUACION TECNICO ECONOMICA DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCION DE GALERIAS, U.M. ISLAY - CIA. MINERA VOLCAN S.A.A - CERRO DE PASCO

Presentado por: JHONATAN STARSKY MONZÓN CÁCERES DNI N° 46856397 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de Similitud en la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 08 %.

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

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

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

Cusco, 30 de Setiembre de 2025

[Firma]
Firma

Post firma Mgt. Ing. Odilón Contreras Arana

Nro. de DNI 23823356

ORCID del Asesor 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:505634099

JHONATAN STARKY MONZÓN CÁCERES

EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCIÓN DE GALERÍAS, U.M. ISLAY...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:505634099

Fecha de entrega

30 sep 2025, 8:36 a.m. GMT-5

Fecha de descarga

30 sep 2025, 9:13 a.m. GMT-5

Nombre del archivo

EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCIÓN DE....pdf

Tamaño del archivo

2.5 MB

129 páginas

34.198 palabras

202.156 caracteres

8% Similitud general

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

Filtrado desde el informe

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

Fuentes principales

- 8%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 0%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

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

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

DEDICATORIA

A mis padres, Elva y Enrique, por su permanente apoyo y compromiso con mi formación.

A mi hermano Harold, por su motivación y acompañamiento durante este proceso académico.

A mis amigos, por su colaboración y respaldo.

A Dios, por la salud y la fortaleza para alcanzar este objetivo.

A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, en especial a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, y al equipo docente y administrativo, por su orientación y contribución a mi desarrollo profesional.

AGRADECIMINETO

A Dios, por la vida, salud y fortaleza para culminar mis estudios; a mis padres, Elva y Enrique, por su amor, apoyo y sacrificio que han sido la base de mi formación; a mi hermano Harold, por su compañía y motivación constante; a mis amigos, por su aliento y amistad durante este proceso; y a la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, en especial a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, docentes y personal administrativo, por su dedicación y el valioso aporte a mi formación profesional.

INTRODUCCIÓN

El desarrollo de la presente investigación se estructura en cinco capítulos que permiten abordar de manera ordenada y sistemática los objetivos planteados. En ellos se analiza la problemática que afronta la Unidad Minera Islay respecto a los altos costos y deficiencias en las operaciones de perforación y voladura, identificando las principales causas que afectan la eficiencia técnica y económica de la construcción de galerías subterráneas. Asimismo, se revisan antecedentes nacionales e internacionales que aportan fundamentos teóricos y metodológicos, se describe con detalle el enfoque cuantitativo adoptado con apoyo de la metodología Six Sigma y del software Minitab, y se evalúan parámetros técnicos y económicos para proponer un rediseño de la malla de perforación que optimice el uso de explosivos, reduzca la variabilidad de los procesos y mejore la fragmentación de la roca. De este modo, la investigación busca no solo demostrar la viabilidad de aplicar mejoras técnicas en la operación minera, sino también generar un aporte práctico y replicable que contribuya a incrementar la productividad, la sostenibilidad y la competitividad del sector minero en contextos similares, lo cual detallaremos de la siguiente manera:

En el Capítulo I, se expone la problemática de investigación, resaltando las deficiencias en las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera Islay, así como los altos costos y las irregularidades en pisos y perfiles de galerías. Asimismo, se formulan los problemas, los objetivos de investigación, la justificación y la delimitación del estudio, estableciendo la necesidad de mejoras técnicas y metodológicas.

El Capítulo II presenta el marco teórico, donde se desarrollan los antecedentes internacionales y nacionales relacionados con la optimización de perforación y voladura, junto con las bases conceptuales sobre minería subterránea, geomecánica, parámetros de diseño y costos, que sustentan científicamente la propuesta de la investigación.

En el Capítulo III, se describe la metodología empleada, detallando el tipo y nivel de investigación, la población y muestra, así como las técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos. Se adopta un enfoque cuantitativo, aplicado y correlacional, con el soporte de la metodología Six Sigma y el uso de Minitab para la validación estadística.

El Capítulo IV aborda la evaluación y mejoramiento de las operaciones de perforación y voladura, considerando las condiciones geomecánicas, los parámetros técnicos y los costos asociados. En esta sección se plantean propuestas de mejora mediante un rediseño de la malla

de perforación y el uso más eficiente de explosivos, demostrando la reducción de costos y la optimización del proceso.

Finalmente, el Capítulo V contiene el análisis y la discusión de los resultados, en el que se contrastan los escenarios reales con los optimizados, evaluando los indicadores económicos y niveles Sigma, así como su relación con los antecedentes revisados. Se presentan también las conclusiones principales de la investigación y recomendaciones estratégicas orientadas a fortalecer la eficiencia y sostenibilidad de las operaciones mineras.

RESUMEN

La investigación evaluó la influencia del diseño y ejecución de galerías en la eficiencia técnica y económica de la perforación y voladura en la Unidad Minera Islay – Compañía Minera Volcan S.A.A., aplicando la metodología Six Sigma con apoyo de Minitab. Los objetivos específicos fueron: identificar deficiencias técnicas en la obtención de pisos y perfiles, analizar el impacto económico del deficiente control de calidad en costos de carguío y acarreo, y aplicar mejoras en parámetros de perforación y voladura para reducir variabilidad y aumentar productividad.

El estudio tuvo un enfoque cuantitativo, descriptivo, evaluativo y correlacional, con metodología aplicada basada en datos de campo, modelamiento técnico y validación estadística. Se compararon dos diseños: el inicial de 36 taladros y uno optimizado de 32 taladros, definido según el modelo EXSA. Con la optimización, el costo de perforación disminuyó de 66,88 USD/m a 61,01 USD/m y el de voladura de 64,28 USD/m a 53,11 USD/m. La reducción clave se dio en el consumo de explosivos, pasando de 290 a 244 cartuchos por disparo, lo que significó 20 unidades menos de Emulex 65%. El factor de potencia se redujo de 0,60 kg/TM a 0,48 kg/TM.

Se concluye que el rediseño de la malla, ajustado a condiciones geomecánicas y validado estadísticamente, mejoró la fragmentación, optimizó el uso de explosivos y redujo costos operativos, incrementando la eficiencia del ciclo de minado. La metodología Six Sigma se confirma como una herramienta eficaz para estandarizar procesos y optimizar el desempeño técnico-económico en minería subterránea.

Palabras Clave: Six Sigma, optimización de costos, eficiencia operativa, minería subterránea.

ABSTRACT

This research evaluated the influence of gallery design and execution on the technical and economic efficiency of drilling and blasting at the Islay Mining Unit – Company Minera Volcan S.A.A., applying the Six Sigma methodology with Minitab support. The specific objectives were: to identify technical deficiencies in achieving optimal floors and profiles, to analyze the economic impact of poor-quality control on loading and hauling costs, and to apply improvements in drilling and blasting parameters to reduce variability and increase productivity.

The study followed a quantitative, descriptive, evaluative, and correlational approach, using applied methodology based on field data, technical modeling, and statistical validation. Two designs were compared: the initial 36-drill-hole design and an optimized 32-drill-hole design defined using the EXSA drilling model. Optimization reduced drilling costs from 66.88 USD/m to 61.01 USD/m and blasting costs from 64.28 USD/m to 53.11 USD/m. The key reduction was in explosive consumption, decreasing from 290 to 244 cartridges per blast, saving 20 units of Emulex 65%. The powder factor dropped from 0.60 kg/t to 0.48 kg/t.

The study concludes that redesigning the drilling pattern, adjusted to geomechanically conditions and statistically validated, improved fragmentation, optimized explosive use, and reduced operating costs, thereby increasing overall mining cycle efficiency. The application of Six Sigma is confirmed as an effective tool for process standardization and for improving technical and economic performance in underground mining.

Keywords: Six Sigma, cost optimization, operational efficiency, underground mining.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMINETO	iii
INTRODUCCIÓN	iv
RESUMEN	vi
ABSTRACT.....	vii
CAPÍTULO I	1
PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	1
1.1 Planteamiento del problema	1
1.2 Formulación del problema	3
1.2.1 Problema general	3
1.2.2 Problemas específicos.....	3
1.3 Objetivos de la investigación	3
1.3.1 Objetivo general.....	3
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 Justificación y delimitación de la investigación.....	4
1.4.1 Justificación de la investigación	4
1.4.2 Delimitación de la investigación.....	5
1.5 Hipótesis.....	5
1.5.1 Hipótesis general.....	5
1.5.2 Hipótesis específicas	6
1.6 Variables e indicadores.....	6
1.6.1 Variable dependiente.....	6
1.6.2 Variables independientes.....	6
1.6.3 Matriz de variables.....	7
CAPÍTULO II	8
MARCO TEÓRICO.....	8

2.1	Antecedentes del problema	8
2.1.1	A nivel internacional	8
2.1.2	A nivel nacional	8
2.2	Bases teóricas	11
2.2.1	Labores subterráneas.....	11
2.2.2	Recurso mineral	17
2.2.3	Métodos de explotación subterránea.....	17
2.2.4	Geomecánica aplicada a las operaciones subterráneas	18
2.2.5	Galería.....	25
2.2.6	Parámetros de perforación y voladura	33
2.2.7	Costos de perforación y voladura	45
CAPÍTULO III.....		47
METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN		47
3.1	Tipo de Investigación	47
3.2	Nivel de la investigación	47
3.3	Población y muestra	48
3.3.1	Población.....	48
3.3.2	Muestra	48
3.4	Técnicas e instrumentos para la recolección de datos.....	48
3.4.1	Técnicas de recolección de datos.....	48
3.4.2	Instrumentos de recolección de datos	48
3.4.3	Procesamiento de datos.....	49
CAPÍTULO IV.....		50
EVALUACIÓN Y MEJORAMIENTO DE LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN GALERÍAS		50
4.1	Geomecánica en la Mina Volcan	50
4.1.1	Calidad de rocas en galerías.....	50

4.2	Diseño de construcción de galerías	51
4.2.1	Sección.....	51
4.2.2	Operaciones unitarias.....	52
4.3	Evaluación de los parámetros respecto a las operaciones unitarias de construcción de galerías en la U.M Islay	57
4.3.1	Evaluación de los parámetros en las etapas de perforación.	58
4.3.2	Evaluación de los parámetros en las etapas de voladura.	59
4.3.3	Evaluación Técnica de Perforación y Voladura	59
4.3.4	Aplicación de alternativas de mejora en la perforación de galerías.....	60
4.4	Propuesta de mejora en las operaciones de perforación y voladura en galería	67
4.4.1	Diseño basado en la metodología Six Sigma.....	67
4.4.2	Aplicación de alternativas de mejora en la voladura de galerías.	68
4.4.3	Resumen de los parámetros de las operaciones en la construcción de galerías en la U.M Islay	72
4.5	Propuestas de medidas y herramientas de control en las operaciones de perforación y voladura.....	74
4.6	Evaluación de los parámetros en las etapas de carguío y acarreo	74
CAPÍTULO V		76
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS		76
5.1	Esquema de perfil de rasante de la vía	76
5.1.1	Análisis de datos mediante Minitab.....	78
5.1.2	Nivel Sigma	79
5.1.3	Escenario real y de planeamiento	82
5.1.4	Resumen de costos.....	83
5.1.5	Índices económicos.....	83
5.1.6	Discusiones	84
CONCLUSIONES		88
Recomendaciones		90

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	91
ANEXOS	93
5.2 Aspectos Generales de la Unidad Minera	95
5.2.1 Generalidades.....	95

Índice de figuras

Figura 1. Labor de preparación.....	12
Figura 2. Labor de explotación	13
Figura 3. Método de explotación, cámaras y pilares	18
Figura 4. Modelo de explotación, tajeo por subniveles	18
Figura 5. Acceso a la galería principal.....	26
Figura 6. Método de explotación por subniveles	27
Figura 7. Labores de perforación.....	29
Figura 8. Diagrama de accesorios de perforación.....	29
Figura 9. Máquina perforadora Boomer S1D	32
Figura 10. Malla de perforación y secuencia de salida de retardos	37
Figura 11. Diseños de corte cilíndrico con taladros de alivio	40
Figura 12. Perforación con barra	41
Figura 13. Diseño previo de malla de perforación y sección de galería	52
Figura 14. Perforadora electrohidráulica BOOMER S1D	53
Figura 15. Explosivo Emulex	54
Figura 16. Diseño de malla anterior sin consideraciones geomecánicas	61
Figura 17. Nuevo diseño de malla de perforación.	65
Figura 18. Esquema de perfil de rasante de la vía	76
Figura 19. Nivel de referencia de rasante	77
Figura 20. Análisis de datos con Minitab.....	78
Figura 21. Mapa de ubicación de la unidad minera Islay	95
Figura 22. Columna estratigráfica regional	103

Índice de tablas

Tabla 1. Matriz de variables.....	7
Tabla 2. Clasificación de macizos rocosos.....	21
Tabla 3. Clasificación geomecánica.....	22
Tabla 4 Diagrama de accesorios de perforación	29
Tabla 5 Accesorios de voladura	31
Tabla 6. Cuadro de Desviación de Perforación con Barra	41
Tabla 7. Calidad de rocas	50
Tabla 8. Resumen de cuadro comparativo de costos en perforación y voladura tablas 11 y 15	57
Tabla 9. Evaluación Técnica de Perforación y Voladura	59
Tabla 10. Distribución previa de taladros	61
Tabla 11. Generación de costos de perforación previos con 36 taladros	62
Tabla 12. Datos de campo	63
Tabla 13. Coeficientes según tipo de roca.....	64
Tabla 14. Nueva distribución de taladros.....	64
Tabla 15. Costos mejorados de perforación con 32 taladros	65
Tabla 16. Evaluación económica del impacto de uso de cañas y pentacord en c.u/vol	70
Tabla 17. Consumo previo de voladura	70
Tabla 18. Consumo mejorado por voladura	71
Tabla 19. Comparación de voladura	73
Tabla 20. Comparación de perforación.....	73
Tabla 21. Datos obtenidos mediante análisis estadístico	77
Tabla 22. Nivel Sigma e índices de capacidad del proceso	79
Tabla 23. Conversión de Nivel Sigma y defectos por millón (DPMO)	81
Tabla 24. Escenario real y de planeamiento.....	82
Tabla 25. Resumen de costos esperados	83
Tabla 26. Resumen de escenarios	83
Tabla 27. Matriz de Consistencia.....	93
Tabla 28. Rutas de acceso	96
Tabla 29. Resumen de reservas Islay – junio 2019	112
Tabla 30. Resumen de reservas clases medido/indicado/inferido Islay – junio 2019.....	112

ÍNDICE DE ABREVIATURAS

U.M. :	Unidad Minera
RQD :	Rock Quality Designation – Designación de la Calidad de la Roca
RMR :	Rock Mass Rating – Clasificación del Macizo Rocosó
Q :	Índice de Barton (Rock Tunneling Quality Index)
PF :	Powder Factor – Factor de Carga o Factor de Polvo
FC :	Factor de Compatibilidad (Mach Factor)
KPI :	Key Performance Indicator – Indicador Clave de Desempeño
MTC :	Ministerio de Transportes y Comunicaciones
INEI :	Instituto Nacional de Estadística e Informática
DOE :	Design of Experiments – Diseño de Experimentos
ANOVA :	Analysis of Variance – Análisis de Varianza
LCL :	Lower Control Limit – Límite de Control Inferior
UCL :	Upper Control Limit – Límite de Control Superior
CL :	Central Line – Línea Central
DMAIC :	Define, Measure, Analyze, Improve, Control – Definir, Medir, Analizar, Mejorar y Controlar
IC :	Intervalo de Confianza
σ (Sigma) :	Nivel de calidad estadístico en Six Sigma

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1 Planteamiento del problema

Las empresas mineras peruanas en la actualidad afrontan de forma constante el desafío de incrementar la eficiencia de sus procesos operativos, con el propósito fundamental de reducir costos y sostener su competitividad en el mercado, donde la innovación y la mejora continua son claves para la supervivencia y el éxito sostenible. Este contexto impone la necesidad imperiosa de adoptar estrategias innovadoras y de incorporar tecnologías de vanguardia que faciliten la mejor gestión de recursos, el aumento significativo de la productividad y la garantía de sostenibilidad a largo plazo, asegurando de esta manera la viabilidad y el éxito perdurable de las operaciones mineras en un entorno globalizado y altamente competitivo. En este escenario, las actividades de perforación y voladura cobran una importancia crucial, al ser factores decisivos que inciden directamente en la eficiencia integral del ciclo de minado, determinando en gran medida la productividad y rentabilidad de las operaciones. Su correcta y precisa ejecución influye de manera directa en etapas cruciales como el carguío y el acarreo del material extraído, generando un impacto notable en el desempeño operativo y la eficiencia global de la unidad minera. Por lo que se ha detectado que una de las dificultades operativas más significativas proviene de la deficiente calidad de los pisos y de la irregularidad en el perfil de las galerías subterráneas. Estas problemáticas se atribuyen fundamentalmente a un diseño deficiente de la malla de perforación y a una ejecución imperfecta de las voladuras, factores que afectan de manera adversa la estabilidad estructural y la funcionalidad óptima de las vías de acceso, comprometiendo así la seguridad y la eficiencia en el desarrollo de las operaciones mineras.

Esta situación genera obstáculos operativos que comprometen la seguridad, ralentizan los procesos de carga y acarreo, y elevan los costos asociados, lo que subraya la necesidad

imperiosa de implementar mejoras técnicas que garanticen una mejor planificación y control en estas etapas fundamentales del ciclo minero. Esta situación genera demoras operativas, incrementa el desgaste de los equipos de carguío (scoop) y provoca un aumento considerable en los costos por tonelada transportada. El traslado del material, considerado a nivel mundial como una de las etapas más onerosas dentro del proceso productivo minero, se encuentra estrechamente condicionado por la calidad del frente de trabajo resultante de las voladuras, siendo este un factor determinante que incide directamente en la eficiencia y costos operativos de la faena minera. Cuando la fragmentación del mineral es adecuada y homogénea, se produce un efecto positivo y determinante en la eficiencia de las operaciones de acarreo, favoreciendo una reducción significativa de los costos asociados al traslado del material extraído.

Por el contrario, una fragmentación deficiente o irregular puede ocasionar dificultades operativas, aumento en el desgaste de los equipos y prolongación de los tiempos de ciclo, afectando directamente la rentabilidad y sostenibilidad de la operación minera. Así, la adecuada planificación y ejecución de las voladuras se convierten en elementos clave para mejorarla cadena productiva y garantizar un rendimiento óptimo en la etapa de transporte. Una superficie irregular o con exceso de sobre excavación limita la eficiencia de los equipos, produce tiempos muertos y deteriora prematuramente sus componentes. Además, el avance de las operaciones hacia zonas más profundas de la mina aumenta la exigencia sobre la coordinación de los equipos, la calidad del sostenimiento, y el control de parámetros operacionales. Por consiguiente, se vuelve indispensable instaurar un control meticuloso y constante sobre las actividades de perforación y voladura, integrando criterios técnicos especializados y herramientas de mejora continua, tales como la metodología Six Sigma. Esto permitirá la estandarización de los procesos, la reducción significativa de la variabilidad y la obtención de resultados cuantificables en términos de avance, tiempo y costos operativos.

Este contexto plantea la necesidad de evaluar y mejorar el diseño y ejecución de las galerías, garantizando perfiles adecuados, mejores condiciones de trabajo y una mayor eficiencia operativa en las actividades subsecuentes.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿De qué manera influye el diseño y la ejecución de galerías en la eficiencia técnica y económica de las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera Islay – Compañía Minera Volcan S.A.A.?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuáles son las principales deficiencias técnicas presentes en las operaciones de perforación y voladura que impiden obtener pisos adecuados y un perfil de rasante óptimo en las galerías de la U.M. Islay?
- ¿Cómo incide la falta de control de calidad en los pisos resultantes de perforación y voladura sobre los costos operativos de carguío y acarreo?
- ¿Qué impacto tiene la implementación de mejoras técnicas en perforación y voladura, validadas mediante análisis estadístico con Minitab bajo los principios de Six Sigma, en la eficiencia del ciclo de minado?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Evaluar la influencia del diseño y ejecución de galerías sobre la eficiencia técnica y económica de las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera Islay – Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.3.2 Objetivos específicos

- Identificar las deficiencias técnicas presentes en las operaciones de perforación y voladura que afectan la obtención de pisos adecuados y un perfil de rasante óptimo en las galerías de la U.M. Islay.
- Evaluar el impacto económico que tiene la falta de control de calidad en los pisos generados por perforación y voladura sobre los costos operativos de carguío y acarreo.
- Aplicar la metodología Six Sigma y el análisis estadístico con Minitab para proponer mejoras técnicas en los parámetros de perforación y voladura, orientadas a mejorarla eficiencia del ciclo de minado y reducir la variabilidad del proceso.

1.4 Justificación y delimitación de la investigación

1.4.1 Justificación de la investigación

La presente investigación se propone como objetivo principal brindar soluciones concretas y eficientes a uno de los desafíos más apremiantes en la minería subterránea: la ineficiencia en las operaciones de carguío y acarreo, de este modo se procura afinar estos procesos esenciales con el fin de incrementar la productividad y recortar los gastos de operación. Esta situación se genera habitualmente a partir de una ejecución poco meticulosa en las etapas iniciales de perforación y voladura, circunstancias que repercuten de manera adversa en cada eslabón de la faena minera y merman significativamente el rendimiento integral del proceso. Al abordar estas fallas desde su raíz, el estudio busca mejorar la coordinación y calidad de las labores preliminares, con el fin de mejorar el flujo operativo, reducir tiempos muertos y elevar la productividad general, asegurando así una mayor competitividad y sostenibilidad para la operación minera. Se ha identificado que, en la Unidad Minera Islay, los perfiles irregulares de galería y la baja calidad de los pisos impactan negativamente en la productividad, provocando un incremento en los tiempos operativos, desgaste prematuro de equipos y aumento de costos por tonelada transportada. En este marco, la presente investigación se enfoca en el análisis y mejora continua de los procesos de perforación y voladura, a través de un rediseño minucioso y estratégico de las mallas de perforación, acompañado por una gestión racional y eficaz de los explosivos utilizados, con el fin de maximizar la eficiencia operativa y garantizar resultados más seguros y sostenibles. Este enfoque busca no solo mejorar la precisión y control en la fragmentación, sino también elevar la calidad del frente de trabajo resultante, generando condiciones óptimas para las etapas posteriores de extracción y transporte. El objetivo fundamental radica en maximizar tanto la productividad como la eficiencia operativa, contribuyendo así a la sostenibilidad y rentabilidad del proyecto minero, al mismo tiempo que se garantizan estándares elevados de seguridad y manejo ambiental. Para ello, se implementan herramientas de análisis técnico-económico y metodologías de mejora continua, como Six Sigma, que permitirán evaluar objetivamente el rendimiento y proponer alternativas viables de mejora.

Además, la importancia del trabajo radica en que los resultados pueden ser replicables en otras operaciones mineras subterráneas con condiciones geomecánicas similares. Al fundamentar sus propuestas de mejora en datos concretos y verificables, así como en sólidos criterios de ingeniería, esta investigación se posiciona como un aporte significativo para la

optimización de la actividad minera. Las medidas planteadas no solo impulsan una disminución considerable de los gastos operativos, sino que también impulsan un aumento considerable en la eficiencia de los procesos, al tiempo que fomentan la sostenibilidad ambiental y económica de la operación minera a largo plazo. De este modo, el estudio no solo responde a necesidades inmediatas de productividad, sino que también sienta las bases para una gestión responsable y equilibrada de los recursos, alineada con los principios de minería moderna y sustentable.

1.4.2 Delimitación de la investigación

El presente estudio se circunscribe exclusivamente al ámbito de la minería subterránea y se enmarca en un alcance local, toda vez que las mediciones temporales y las observaciones detalladas se llevaron a cabo en la Unidad Minera Islay, perteneciente a la Compañía Minera Volcan S.A.A., ubicada en el distrito de Huayllay, región Pasco, Perú.

1.4.2.1 Delimitación temporal

La temporalidad de este estudio abarca desde mayo del 2023 hasta octubre del 2024, período en el cual se llevó a cabo la recopilación sistemática de datos de campo, acompañada de un análisis de los parámetros operativos y de la meticulosa validación de las propuestas de mejoramiento, consolidando así las bases para un avance sólido y sostenible.

1.4.2.2 Delimitación espacial

Este estudio se desarrolló en la prestigiosa Compañía Minera Volcan S.A.A., centrándose en la Unidad Minera Islay, ubicada en el distrito de Huayllay, provincia de Pasco, región Pasco.

1.5 Hipótesis

1.5.1 Hipótesis general

Si se mejora el diseño y ejecución de las galerías mediante la aplicación de la metodología Six Sigma y el análisis estadístico con Minitab, entonces se mejorará la eficiencia técnica y económica de las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera Islay – Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.5.2 Hipótesis específicas

- Si se identifican y corrigen las deficiencias técnicas en las operaciones de perforación y voladura, entonces se obtendrán pisos adecuados y perfiles de rasante que mejoren las condiciones operativas en las galerías de la U.M. Islay.
- Si se controla y mejora la calidad de los pisos generados por perforación y voladura, entonces se reducirá el impacto económico negativo sobre los costos de carguío y acarreo.
- Si se aplican mejoras técnicas en los parámetros de perforación y voladura, validadas mediante análisis estadístico en Minitab bajo el enfoque de Six Sigma, entonces se incrementará la eficiencia del ciclo de minado y se reducirá la variabilidad del proceso.

1.6 Variables e indicadores

1.6.1 Variable dependiente

Eficiencia de perforación, voladura

1.6.2 Variables independientes

- Geomecánica de las rocas
- Diseño de malla de perforación
- Diseño de voladura
- Mantenimiento de equipos
- Costo de perforación
- Costos de voladura

1.6.3 Matriz de variables

Tabla 1. Matriz de variables

Variables	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente: Diseño y ejecución de galerías	Diseño de malla de perforación	Número y disposición de taladros
	Diseño de voladura	Tipo de corte (arranque)
	Ejecución técnica (precisión, secuencia y avance)	Avance por disparo (m/disparo)
	Geomecánica de las rocas	Calidad de piso y contorno
Variable Dependientes: Mejora de la eficiencia técnica y económica		Avance mensual (m/mes)
		Reducción de costos unitarios (\$/m)
	Eficiencia técnica	Reducción de consumo de explosivo por disparo
	Eficiencia económica	Aumento de metros lineales por jornada
		Reducción de tiempo operativo por ciclo

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 A nivel internacional

Según Martínez, Luis y Gómez, Rafael (2021) [Tesis de Maestría, Universidad Politécnica de Madrid] “Optimización de mallas de perforación y voladura en minería subterránea mediante modelado y análisis estadístico”, el objetivo principal fue evaluar el impacto de rediseños de mallas de perforación sobre la eficiencia de avance, el consumo de explosivos y los costos operativos en labores de desarrollo subterráneo. El estudio se desarrolló en una mina polimetálica en México, utilizando datos de campo, modelado con software de diseño de voladuras y análisis estadístico para validar las mejoras propuestas. Los resultados mostraron que la reducción del número de taladros y la optimización de la secuencia de disparo disminuyeron el consumo de explosivos en un 15 %, incrementaron el avance por disparo en un 10 % y redujeron el costo unitario de perforación y voladura en un 12 %. Además, la fragmentación más homogénea permitió una mejora en las operaciones posteriores de carguío y acarreo. Se concluyó que la aplicación de un rediseño técnico basado en parámetros Geomecánicos y validado estadísticamente es una herramienta efectiva para mejorar la eficiencia global del ciclo de minado subterráneo. Este antecedente es relevante para la presente investigación, ya que aborda directamente la mejora de la perforación y voladura en minería subterránea, con un enfoque en la optimización técnica y económica de las operaciones, alineándose con los objetivos y el contexto del presente estudio.

2.1.2 A nivel nacional

Según, Moreano (2022), en su tesis titulada “Mejora en la gestión de los procesos de perforación y voladura para incrementar el cumplimiento de los programas de preparación y

desarrollo a cargo de la empresa IESA S.A. en la mina El Porvenir”, presentada en la Escuela de Posgrado de la Pontificia Universidad Católica del Perú, en la modalidad de Magíster en Regulación, Gestión y Economía Minera, el objetivo fue demostrar que una adecuada gestión de los procesos de perforación y voladura permite incrementar el cumplimiento del programa de avances. Para ello, el autor propuso la estandarización de mallas, el rediseño técnico validado mediante pruebas piloto, y la implementación de herramientas de comunicación interna orientadas a reforzar la disciplina operativa. Se concluye que no basta con contar con diseños técnicamente correctos, sino que es indispensable integrar una estrategia de gestión que involucre activamente a los operadores mediante una comunicación efectiva. Este enfoque integral permite optimizar el ciclo de minado desde la voladura, impactando directamente en procesos posteriores como el carguío y acarreo, los cuales dependen de la calidad del avance generado.

Según Sahuinco (2019), en su tesis titulada “Diseño de perforación y voladura en minería convencional para minimizar los costos en el frente de labores de desarrollo Compañía Minera Yanaquihua S.A.C.”, presentada en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. El propósito fundamental de esta investigación radicó en impulsar una optimización profunda y sostenida de las labores de perforación y voladura, mediante un rediseño técnico meticuloso y pormenorizado de la malla de perforación aplicada en el estratégico frente minero conocido como Crucero 802. Con este enfoque, se buscó no solo afinar cada parámetro operativo, sino también fortalecer la eficiencia, la seguridad y la rentabilidad de las operaciones en dicho frente. Esta intervención se orientó a mejorar tanto la eficiencia como la precisión del proceso, procurando un avance más controlado y productivo dentro del ciclo operativo. Mediante un ajuste minucioso y pormenorizado de los parámetros de perforación, acompañado de una colocación estratégica y calculada de los taladros y de una dosificación rigurosamente precisa de los explosivos, se buscó erradicar cualquier desviación o falla que pudiera comprometer el proceso, garantizando así una fragmentación homogénea del macizo rocoso y elevando notablemente los estándares de seguridad durante la ejecución de las faenas. En consecuencia, esta mejora técnica representa un aporte significativo para la optimización global de la operación minera en dicho sector. La investigación tuvo su punto de partida en la identificación de diversas problemáticas que afectaban la eficiencia operativa, tales como tiros fallidos, uso excesivo de explosivos y una distribución inadecuada de los taladros durante las voladuras. Estos factores no solo comprometían la seguridad y el control de la fragmentación. Asimismo, provocaban un impacto perjudicial en la eficiencia operativa y elevaban los costos

vinculados, mermando significativamente el rendimiento general del proceso. Como fruto de la investigación, se concluyó que la adopción de un diseño técnico minuciosamente adaptado a las características geomecánicas particulares del yacimiento posibilitó una optimización notable y sustancial del proceso. Esta adecuación técnica se tradujo en un incremento notable del avance por disparo, una reducción sustancial de los costos operativos y una mejora considerable en la eficiencia global del ciclo de minado. De este modo, el enfoque metodológico adoptado evidenció ser una herramienta clave para potenciar el desempeño y la sostenibilidad del proyecto minero. Este tipo de enfoque resulta relevante para investigaciones como la presente, dado que el control técnico en la etapa de voladura condiciona directamente el desempeño posterior de operaciones como el carguío y acarreo, al influir en la fragmentación del material y la estabilidad del frente.

Paucar Soto, Jademier Wilson (2019) [Tesis de Pre-Grado, Universidad Nacional del Centro del Perú] “Eficiencia de equipos scoop en el carguío y transporte en la Unidad Minera Yauricocha de la Sociedad Minera Corona S.A.”. La presente investigación se centró primordialmente en la identificación y el análisis minucioso de los diversos factores que inciden de manera directa en la eficiencia operativa de los equipos scoop, cuya función resulta fundamental en las labores de carguío y transporte de mineral. En particular, se puso un énfasis especial en el sector conocido como cuerpo Catas, dada su relevancia estratégica en el proceso productivo. Esta investigación buscó no solo comprender las variables técnicas y operacionales que afectan el desempeño de dichos equipos, sino también establecer recomendaciones que permitan mejorar su utilización, mejorar la productividad y contribuir al desarrollo sostenible de la operación minera en esta área específica. Este enfoque permitió profundizar en las variables críticas que afectan el desempeño de estos equipos, con miras a mejorar su uso y mejorar la productividad general de la operación. Se emprendió un minucioso análisis con el propósito de evaluar la influencia directa que la eficiencia operativa ejerce sobre la disminución de los costos asociados a la extracción minera. Este estudio abarcó un examen detallado de diversas variables críticas, tales como el rendimiento efectivo de los equipos, la tasa de utilización neta, la gestión precisa de los tiempos operativos, los programas de mantenimiento mecánico y las condiciones particulares que caracterizan el entorno subterráneo de operación, buscando así establecer un marco integral que permita mejorarlos recursos y maximizar la productividad en el proceso extractivo. De igual manera, se planteó como objetivo detectar las causas subyacentes del bajo desempeño evidenciado, proponiendo a su vez soluciones técnicas y organizativas que permitan elevar la productividad y mejorar el desempeño de los equipos de

carguío. Se llegó a la conclusión de que la eficiencia operativa de los equipos scoop depende estrechamente de la disponibilidad mecánica de las unidades, la adecuada planificación de las actividades de mantenimiento, así como de la optimización precisa de los tiempos efectivos de operación. La confluencia de estos factores se revela como esencial para potenciar al máximo el rendimiento y la productividad en las operaciones mineras. Entre los elementos críticos identificados destaca la distancia de acarreo, la cual influye de manera decisiva en la eficiencia de las labores realizadas, la pendiente de las galerías, la humedad del mineral y la antigüedad de los equipos, los cuales impactan negativamente en el rendimiento y los costos. El estudio concluyó que, al implementar mejoras sustanciales en la eficiencia operativa de los equipos scoop, se logra no solo potenciar el desempeño de estos vitales recursos, sino también impactar de manera positiva y tangible en la productividad general de la unidad minera, generando beneficios económicos y operativos que contribuyen a la sostenibilidad y competitividad del proyecto, se logró una reducción de costos de extracción de hasta un 10 %, lo cual representa un impacto económico relevante para la empresa minera. Finalmente, se concluyó que una adecuada gestión técnica y operativa de los equipos de carguío puede representar una estrategia efectiva para enfrentar los desafíos económicos del sector minero, especialmente en contextos de baja en los precios internacionales de los metales.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Labores subterráneas

Las labores mineras subterráneas consisten en un conjunto de excavaciones diseñadas y ejecutadas con el propósito de acceder, acondicionar y extraer un cuerpo mineralizado ubicado a considerable profundidad bajo la superficie terrestre. Estas actividades se dividen generalmente en tres categorías principales, cada una desempeñando un papel específico dentro del ciclo productivo de la operación minera (López Jimeno, 2024, p. 15).

2.2.1.1 Labores de desarrollo

Son excavaciones destinadas a establecer la comunicación entre la superficie y el yacimiento. Incluyen rampas, socavones, piques verticales e inclinados, y galerías de acceso. Estas labores permiten el ingreso del personal, equipos y ventilación, y son esenciales para el diseño del sistema de explotación (López Jimeno, 2024, p. 16). En el contexto de esta investigación, la galería principal constituye una labor de desarrollo clave, ya que se analiza su construcción para mejorar las condiciones de avance, piso y perfil.

2.2.1.2 Labores de preparación

Tienen como finalidad delimitar los bloques que serán explotados. Incluyen chimeneas, subniveles, cruceros y accesos auxiliares. Estas labores están directamente relacionadas con el sostenimiento del macizo rocoso y el acondicionamiento de los sectores que serán objeto de voladuras posteriores (López Jimeno, 2024, p. 17).

Figura 1. Labor de preparación



Fuente: U.M. Islay

2.2.1.3 Labores de explotación

Corresponden a los espacios donde se realiza la extracción del mineral. Su diseño y ejecución deben garantizar la recuperación óptima del recurso, con un enfoque en la seguridad, estabilidad del terreno y eficiencia operativa. Las labores de explotación varían según el método aplicado (corte y relleno, subniveles, cámaras y pilares, entre otros) (López Jimeno, 2024, p. 18). En el contexto particular de la Unidad Minera Islay, la investigación llegó a la concluyente determinación de que, mediante la incorporación de mejoras significativas y bien fundamentadas en la eficiencia operativa de los equipos scoop, se logra no solo mejorar el rendimiento de estos elementos cruciales, sino también generar un efecto positivo y palpable en la productividad global de la unidad minera. Este avance repercute directamente en beneficios económicos sustanciales y en la mejora de los procesos operativos, fortaleciendo así la sostenibilidad y la competitividad a largo plazo del proyecto minero. En este sentido, las etapas delicadas de perforación y voladura adquieren un protagonismo decisivo, pues la calidad y exactitud en su desarrollo determinan no solo la conformación geométrica adecuada de las galerías, sino también la estabilidad y seguridad durante toda la operación minera. La atención

rigurosa a estos procesos garantiza una excavación eficiente, que optimiza recursos y minimiza riesgos asociados a deformaciones o daños estructurales, consolidándose, así como un pilar esencial e imprescindible para garantizar la eficacia operativa y la continuidad sostenible del desarrollo minero dentro de la unidad. La excelencia en estos procesos no solo garantiza la continuidad operativa, sino que también optimiza los recursos y minimiza riesgos inherentes a la explotación subterránea. Una galería que exhiba un perfil geométrico inadecuado o un piso irregular situaciones que suelen ser consecuencia directa de un diseño deficiente en la malla de perforación o de una voladura incorrectamente ejecutada puede dar lugar a una serie de complicaciones operativas significativas. Estas irregularidades no solo dificultan la circulación segura y eficiente de maquinaria y personal, sino que también pueden comprometer la estabilidad estructural del túnel, incrementando el riesgo de desprendimientos y afectando la integridad del sostenimiento. Además, un perfil mal conformado puede obstaculizar los procesos posteriores de ventilación, drenaje y transporte, impactando negativamente en la productividad y elevando los costos operativos. Por tal motivo, se vuelve absolutamente indispensable llevar a cabo un diseño minucioso y detallado de la malla de perforación, acompañado de una ejecución rigurosa y técnica de las voladuras, con el objetivo de garantizar perfiles óptimos que potencien tanto la funcionalidad como la seguridad de las excavaciones subterráneas. Tales deficiencias no solo provocan retrasos significativos en el avance de las labores, sino que también ocasionan sobrecostos considerables y aumentan el riesgo de daños materiales en los equipos de carguío, afectando así la productividad y la seguridad del proceso minero.

Figura 2. Labor de explotación



Fuente: Recopilado de (Gonzales, J. 2021)

- **Tajeo:** Espacio donde se realiza la extracción del mineral; el diseño y ubicación se ajustan para mejorarla recuperación de mineral. (Ministerio de Energía y Minas del Perú, 2018).
- **Relleno de vacíos:** Proceso de relleno de áreas extraídas con material inerte o sobrante para mantener la estabilidad estructural de la mina (Ministerio de Energía y Minas del Perú, 2018).
- **Chimeneas de acarreo:** Labores verticales o inclinadas usadas para el transporte de mineral desde zonas de extracción hacia los niveles de transporte (Ministerio de Energía y Minas del Perú, 2018).
- **Pozos de traspaso:** Puntos de descarga intermedia, permitiendo el acopio y posterior traslado de mineral o desmonte entre niveles (Ministerio de Energía y Minas del Perú, 2018).

Las labores de explotación representan un punto crítico en la operatividad de la mina, dado que su ejecución eficaz repercute en los niveles de productividad, costos de operación y seguridad. Es aquí donde se establecen las técnicas y prácticas más eficientes para la recuperación de mineral, alineadas con la planificación y el desarrollo previo (López Jimeno, 2024).

2.2.1.4 Planificación de labores mineras subterráneas

La planificación de las labores mineras subterráneas constituye un proceso integral y meticuloso que abarca el diseño, la evaluación y la organización sistemática de cada etapa indispensable para la extracción eficiente del mineral (López Jimeno, 2024, p. 25). Este proceso integral abarca mucho más que la simple evaluación de los recursos minerales disponibles y la elección de los métodos de explotación más adecuados. Incluye, además, un análisis minucioso y detallado de las condiciones geológicas específicas del yacimiento, tales como la litología, estructura, fracturamiento, alteración y distribución espacial del mineral. La

comprensión profunda de estas características geológicas es fundamental para diseñar estrategias de extracción que maximicen la eficiencia y rentabilidad, al tiempo que minimizan los riesgos operacionales y el impacto ambiental. De esta manera, la planificación se convierte en una herramienta multidisciplinaria que articula el conocimiento geotécnico, en el marco de una visión integral y responsable, resulta imprescindible atender de manera simultánea los aspectos mineros y ambientales, estableciendo un equilibrio armonioso que permita no solo garantizar el éxito contundente del proyecto, sino también asegurar su sostenibilidad a largo plazo, preservando los recursos naturales y fortaleciendo el compromiso con las comunidades y el entorno que lo rodea. Además, se asegura la aplicación estricta de protocolos de seguridad, lo que permite garantizar un desarrollo minero que sea a la vez eficiente, sostenible y seguro para todos los involucrados. Este proceso comienza con un análisis detallado del yacimiento, para determinar las secuencias y métodos de acceso y explotación más adecuados, asegurando una extracción eficiente y segura.

Este planeamiento abarca desde el desarrollo de vías de acceso, hasta la disposición de ventilación, manejo de aguas y sistemas de transporte de mineral y desmonte. Se consideran aspectos críticos, tales como:

- **Secuencia de avance y retroceso:** Se programa el orden en que se desarrollan las áreas de extracción, optimizando el flujo de trabajo y minimizando tiempos muertos.
- **Estabilidad estructural:** Se contempla la planificación y ejecución de un sistema de sostenimiento cuidadosamente diseñado y adaptado, destinado a brindar la máxima estabilidad y seguridad a las excavaciones subterráneas, asegurando así la integridad estructural y la protección continua durante todo el desarrollo minero, con el objetivo primordial de prevenir desplomes y garantizar la estabilidad estructural del macizo rocoso. Este sistema de sostenimiento resulta indispensable no solo para salvaguardar la integridad física de los trabajadores, sino también para mantener la continuidad operativa y la eficiencia de las labores mineras. La elección precisa y estratégica de las técnicas y materiales de sostenimiento, que pueden abarcar el uso de anclajes, pernos, mallas, concretos proyectados y estructuras metálicas se fundamenta en un análisis

exhaustivo y riguroso de las propiedades geomecánicas del terreno, así como en la evaluación detallada de las condiciones particulares del entorno, garantizando así una solución adaptada y efectiva para cada situación, asegurando una respuesta óptima frente a las tensiones y posibles deformaciones. Así, el sistema de sostenimiento constituye un componente esencial en la planificación de la seguridad y el control geotécnico en minas subterráneas.

- **Optimización de costos:** Se estudian los costos asociados a cada labor y se busca reducir gastos sin comprometer la seguridad ni la eficiencia operativa.
- **Control de ventilación:** Considerando la relevancia crítica que representa la adecuada circulación del aire en ambientes subterráneos, se proyecta la implementación de un sistema de ventilación técnicamente diseñado para garantizar condiciones seguras y saludables en todas las zonas operativas de la mina. Al mismo tiempo, busca asegurar un suministro constante de oxígeno fresco, manteniendo parámetros óptimos de temperatura. De esta manera, la ventilación subterránea se configura como un componente esencial no solo para el bienestar y la seguridad del personal, sino también para el funcionamiento eficiente y sostenible de las operaciones mineras, al prevenir riesgos asociados a atmósferas deficientes o explosivas y garantizar el cumplimiento de normativas técnicas y ambientales vigentes.
- **Plan de contingencia:** Documento preventivo que establece procedimientos, recursos y responsabilidades para responder ante posibles eventos adversos (inundaciones, derrumbes, incendios), con el objetivo de minimizar sus impactos y garantizar la continuidad operativa de la mina. Incluye medidas preventivas, protocolos de respuesta y acciones de recuperación posteriores. Se diferencia del plan de emergencia, el cual está enfocado exclusivamente en la atención inmediata y operativa de una situación de

riesgo inminente o en curso, como la evacuación o el rescate (Ministerio de Energía y Minas del Perú, 2018).

2.2.2 Recurso mineral

Se entiende por yacimiento a toda concentración natural de minerales que se presenta de forma localizada en una región específica de la corteza terrestre, y que posee un interés económico potencial. Esta manifestación mineralógica se delimita y caracteriza a través de exhaustivos estudios geológicos, geoquímicos y geofísicos, así como mediante campañas de muestreo, sondeos y modelamiento tridimensional. Dichos análisis permiten determinar con precisión sus fronteras espaciales, su tonelaje, es decir, la cantidad total de material mineralizado disponible, su ley o concentración metálica, así como sus propiedades físicas, químicas y estructurales. Este proceso de caracterización permite definir con precisión el potencial explotable del recurso mineral y orientar las estrategias de extracción de manera eficiente y sostenible. Estas evaluaciones permiten justificar con fundamentos sólidos la viabilidad de una explotación económica, asegurando que su desarrollo represente un beneficio probable y sustentable para la industria minera. (Servicio Geológico Mexicano, s. f.)

2.2.3 Métodos de explotación subterránea

Entre los diversos métodos de explotación minera, es posible identificar tres grandes categorías principales, cada una con características y aplicaciones específicas que responden a las diversas condiciones geológicas y operativas del yacimiento:

- a. Sostenimiento de los vacíos con macizos: Comprende los métodos de Cámaras y Pilares; Tajeo por subniveles; y Cráteres invertidos.
- b. Relleno o fortificación de los vacíos: Comprende los métodos de Corte y Relleno (Ascendente o Descendente); Almacenamiento Provisional; Entibación de Cuadros; y Tajeos Largos.
- c. Hundimiento controlado de los vacíos: Comprende los métodos de Hundimiento por Subniveles y Hundimiento por Bloques

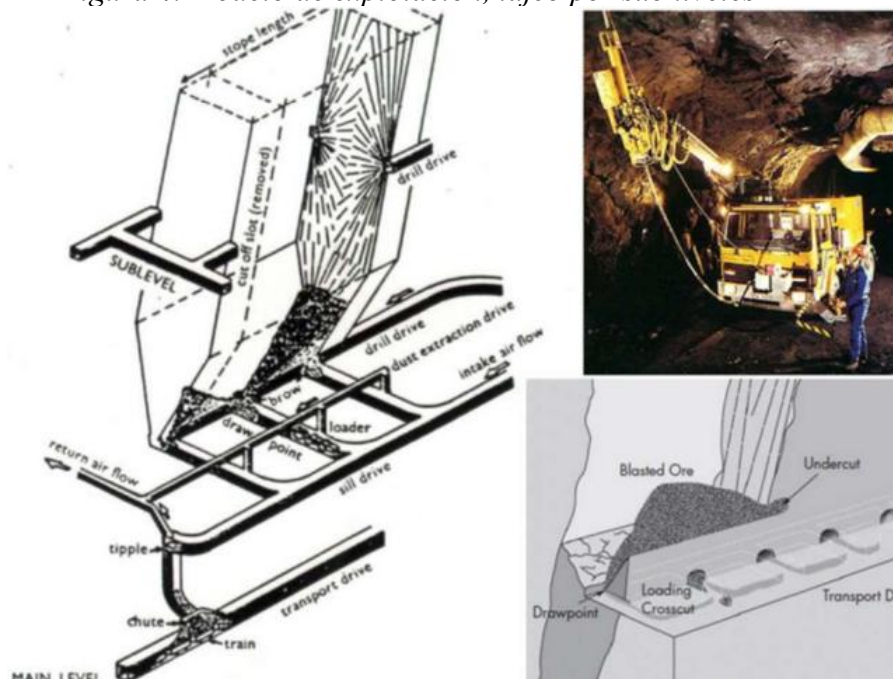
En el Perú, los métodos más utilizados incluyen: Cámaras y Pilares, Tajeo por Subniveles, Cráteres Invertidos, Corte y Relleno, así como Almacenamiento Provisional.

Figura 3. Método de explotación, cámaras y pilares



Fuente: Recopilado de Herrera J. (2019)

Figura 4. Modelo de explotación, tajeo por subniveles



Fuente: Recopilado de Herrera J. (2019)

Los métodos se identifican según el documento de introducción a la minería subterránea. (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía, 2020).

2.2.4 Geomecánica aplicada a las operaciones subterráneas

La caracterización geomecánica del macizo rocoso es fundamental para el diseño y ejecución segura de labores subterráneas. Este estudio se realizó a partir de observaciones de campo, ensayos de laboratorio y registros instrumentales, con el objetivo de determinar las propiedades estructurales y mecánicas que influyen en la estabilidad de las excavaciones y en

el diseño de sostenimiento. Para cada discontinuidad identificada en los afloramientos y frentes de trabajo se determinaron los siguientes parámetros:

- Rumbo y buzamiento.
- Espaciado entre planos.
- Continuidad de los planos de discontinuidad.
- Rugosidad de la superficie de la junta, evaluada a través del índice JRC (Joint Roughness Coefficient).
- Apertura de la junta.
- Espesor y tipo de relleno presente.
- Presencia y condiciones del agua.
- Resistencia a la compresión en las superficies de la junta, medida mediante el índice JCS (Jointwall Compressive Strength).

Adicionalmente, uno de los levantamientos de campo y estaciones geomecánicas ejecutadas durante la campaña de caracterización, se ha definido con precisión el rango característico del índice RMR (Rock Mass Rating) correspondiente. Esta delimitación no solo representa una valoración distintiva de las condiciones geotécnicas locales del macizo rocoso, sino que también constituye una base técnica fundamental para la interpretación del comportamiento estructural del terreno. La correcta identificación de estos rangos permite orientar con mayor certeza el diseño y dimensionamiento de obras subterráneas, asegurando que las soluciones de ingeniería propuestas respondan adecuadamente a las particularidades del entorno rocoso evaluado. La implementación de la catalogación de Bieniawski se basa en la asignación de un nivel de calidad a cada tipo de terreno, llamado RMR, que se define según:

- Resistencia a compresión simple de la roca intacta (UCS)
- Índice de calidad de la roca (Rock Quality Designation - RQD)
- Espaciamiento de discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades (rugosidad, relleno, apertura, alteración)
- Efecto del agua

Con el propósito de incorporar de manera sistemática la influencia de múltiples factores que afectan la estabilidad del macizo rocoso constituye un aspecto crucial en el desarrollo minero, ya que determina la seguridad y durabilidad de las excavaciones, influenciando directamente la planificación y ejecución de las labores subterráneas, se definen una serie de

parámetros técnicos específicos, a cada uno de los cuales se le asigna una valoración cuantitativa basada en criterios previamente establecidos. La suma ponderada de estas calificaciones, obtenidas a partir del análisis de campo y la interpretación geotécnica, da lugar al índice RMR (Rock Mass Rating). Este índice, cuya escala varía desde 0 (condiciones extremadamente desfavorables) hasta 100 (condiciones excelentes), constituye una representación numérica integral del comportamiento geomecánico del macizo rocoso. Así, el RMR permite no solo evaluar la calidad estructural y la estabilidad potencial del terreno, sino también fundamentar de forma objetiva la selección de estrategias de sostenimiento, métodos de excavación y medidas de control geotécnico en proyectos de ingeniería civil y minería subterránea.

- $RMR = 9 \ln Q + 44$
- $RQD = 115 - 3.3 * J_v$

Para: $J_v < 4,5$ $RQD = 100$

Donde:

$Q = Q$ de Barton

J_v = (Volumetric Joint Count) es el **conteo volumétrico de fracturas**

El valor del RQD (Rock Quality Designation) fue determinado mediante la observación directa de afloramientos rocosos, siguiendo los lineamientos metodológicos propuestos por ISRM para situaciones en las que no se cuenta con núcleos de perforación. Aunque esta metodología es indirecta, permite obtener una estimación fiable y representativa de la calidad del macizo rocoso en campo, siempre que se lleve a cabo con el rigor técnico adecuado y bajo la supervisión de expertos en geología. De manera complementaria, se procedió a ajustar el valor correspondiente al grado de meteorización de las rocas, también conforme a las recomendaciones establecidas por la ISRM, lo que asegura una interpretación coherente y estandarizada del estado de alteración de los materiales. Estas prácticas metodológicas garantizan que la caracterización geomecánica conserve un alto nivel de confiabilidad, incluso en contextos con limitaciones de datos de subsuelo, permitiendo así una adecuada evaluación del comportamiento esperado del macizo rocoso en futuras intervenciones. La aplicación de esta clasificación sigue los criterios establecidos por Bieniawski en su versión de 1989.

En función del RQD se clasifican en:

Tabla 2. Clasificación de macizos rocosos

Rock Quality Designation o RQD (Descripción)	Valor de RQD (Porcentaje %)	Clase
Roca Muy Buena	81 - 100	I
Roca Buena	61 - 80	II
Roca Media	41 - 60	III
Roca Mala	21 - 40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

Fuente: Unidad Minera Islay (2020)

2.2.4.1 Sistema de valorización de macizo rocoso

Existen diversos métodos para valoración del macizo rocoso, sin embargo, para efectos de estudio del presente proyecto utilizaremos el sistema de Bieniawski, también conocido como Sistema RMR y el sistema Q.

- a. Sistema SMR. - El sistema RMR ha ganado una amplia aceptación en el diseño de rampas, túneles, cámaras, los valores de los siguientes 5 parámetros:

1. Resistencia a la compresión simple de la roca.
2. RQD (Rock Quality Designation).
3. Espaciamiento de las discontinuidades.
4. Estado de las discontinuidades.
5. Presencia de agua.

$$RMR = UCS + RQD + J_s + J_c + J_w;$$

Donde:

UCS : Sistema a la compresión uniaxial

RQD : Índice de calidad de la roca

J_s : Separación entre juntas

J_c : Condición entre juntas

J_w : Presencia de agua

- b. Sistema Q. - El sistema Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros que definen el índice de Q y dado por la siguiente expresión:

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

Donde:

RQD : Índice de calidad de la roca.

Jn : Índice de diaclasas que indica la cuantía de la fracturación.

Jr : Índice de rugosidad.

Ja : Índice de alteración de juntas.

Jw : Coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF : Coeficiente de la influencia de estado tensional en el macizo rocoso.

2.2.4.2 Clasificación geomecánica de rocas

Tabla 3. Clasificación geomecánica

Marga Gris			
Color: Gris verdoso	Dimensiones: Limo arcillas con matriz calcárea, cn venillas de calcita	Textura: Estratificada de grano fino, equi granulares	Meteorización: Presenta intensa meteorización, alta decoloración de los planos de discontinuidad
Resistencia: Roca blanda a poco resistente, se raya con la una y fragmenta con la mano	Durabilidad: Roca de alto debilitamiento y desintegración por el agua	Porosidad: Altamente porosa	Densidad seca: 2.64gr/cm ³ Densidad húmeda: 2.67gr/cm ³
Marga Roja			
Color: Rojo grisáceo	Dimensiones: limo- arcilla calcáreo.	Textura: grano fino a hojuelas sub horizontales	Meteorización: no presenta meteorización.
Resistencia: medianamente resistente, se raya con la cuchilla.	Durabilidad: Roca de bajo debilitamiento al ser sumergida al agua.	Porosidad: Medianamente porosa	Densidad seca: 2.70 gr./cm ³ . Densidad húmeda: 2.73 gr./cm ³ .
Conglomerado			
Color: marrón grisáceo oscuro.	Dimensiones: Compuesta por fragmentos de cantos rodados, de distintas dimensiones en una matriz areno gravoso	Textura: Granular.	Meteorización: no presenta meteorización.
Resistencia: Poco resistente a muy resistente.	Durabilidad: No presenta debilitamiento al ser sumergida al agua.	Porosidad: Es muy porosa	Densidad seca: 2.65 gr./cm ³ . Densidad húmeda: 2.67 gr./cm ³ .
Arenisca			
Color: gris verdoso claro a gris rojizo claro	Dimensiones: Arenas de grano fino a medio en estratos concordantes con la marga.	Textura: Granular.	Meteorización: presenta ligera meteorización.

Resistencia: Es resistente a muy resistente.	Durabilidad: No presenta debilitamiento al ser sumergida al agua.	Porosidad: Es muy porosa	Densidad seca: 2.73 gr./cm ³ Densidad húmeda: .74 gr./cm ³ .
---	--	---------------------------------	---

Fuente: Recopilado de (Palomino, J, 2019)

La clasificación geomecánica es fundamental en la minería porque permite evaluar y asegurar la estabilidad de las formaciones rocosas en las operaciones subterráneas y a cielo abierto. Esta evaluación resulta esencial para asegurar tanto la estabilidad estructural como la seguridad integral en el diseño y construcción de galerías subterráneas, túneles y otras infraestructuras mineras, permitiendo a los ingenieros anticiparse a posibles fallos geotécnicos. Mediante el estudio de variables como la resistencia mecánica, el grado de fracturación y la durabilidad de los materiales rocosos, se pueden identificar con antelación zonas potencialmente inestables, reducir significativamente el riesgo de colapsos y mejorarlos métodos de excavación y sostenimiento.

Dentro de los sistemas de clasificación geotécnica más reconocidos y ampliamente utilizados, sobresale el Sistema RMR (Rock Mass Rating), concebido y desarrollado por Bieniawski. Esta metodología asigna una puntuación numérica, a partir de la evaluación sistemática de parámetros específicos. Cada uno de los parámetros considerados en el Sistema RMR es evaluado con precisión mediante criterios técnicos bien definidos, asignándosele una puntuación específica según sus características observadas en campo. La sumatoria de estos valores da origen al índice RMR, se trata de una métrica fundamental que se posiciona como una herramienta técnica indispensable para el diseño de sistemas de sostenimiento, así como para la planificación y ejecución de medidas de seguridad en proyectos subterráneos, tanto en el ámbito minero como en la ingeniería civil.

Este índice no solo permite clasificar el macizo rocoso dentro de una escala cualitativa que va desde “muy buena” hasta “muy mala”, sino que también suministra una peana objetiva para la adquisición de disposiciones críticas, como la selección del tipo y cantidad de sostenimiento necesario ya sea anclajes, cerchas, revestimientos u otros métodos. Además, orienta la elección del método de excavación y explotación más adecuado, ajustándolo a las condiciones geomecánicas específicas del terreno. De este modo, el RMR se consolida como una herramienta estratégica que contribuye significativamente a la seguridad, eficiencia y sostenibilidad de los proyectos subterráneos.

Otro de los sistemas de clasificación geomecánica de gran relevancia en el ámbito de la ingeniería de rocas es el Sistema Q, desarrollado por Barton y colaboradores. Este método, ampliamente reconocido por su robustez y aplicabilidad práctica, ofrecen una visión integral de su comportamiento mecánico. El índice Q incorpora elementos clave como el RQD (Rock Quality Designation), que mide la integridad del macizo, y el número de familias de discontinuidades, lo cual da cuenta de su grado de fragmentación. A estos se suman la presencia y presión del agua subterránea, un factor que puede debilitar sustancialmente la masa rocosa, y un coeficiente de reducción de esfuerzos, que permite incorporar el contexto tensional del entorno geológico. Este indicador es ampliamente reconocido y empleado en la ingeniería minera y civil para diseñar sistemas de soporte en túneles, permitiendo determinar con precisión el tipo y tamaño de sostenimiento necesario que garantice la estabilidad y seguridad de la excavación.

La clasificación geomecánica trasciende su función como herramienta de seguridad, pues también desempeña un papel crucial en el ámbito económico. Una caracterización detallada y meticulosa del macizo rocoso permite afinar el diseño de las excavaciones subterráneas, lo que no solo incrementa la estabilidad estructural del macizo, sino que además promueve un aprovechamiento más eficiente y racional de los recursos disponibles. Al prevenir la aplicación superflua de sistemas de sostenimiento o refuerzos sobredimensionados, se consigue una disminución considerable de los costos operativos asociados, optimizando así la relación entre inversión y rendimiento en los proyectos de ingeniería geotécnica. Este enfoque no solo asegura la estabilidad estructural del entorno minero, sino que también potencia de manera significativa la eficiencia operativa y la rentabilidad global de la explotación. En aquellos casos donde el macizo rocoso exhibe condiciones de inestabilidad o presenta una clasificación geomecánica baja, resulta indispensable la implementación de sistemas de sostenimiento complementarios que refuercen la seguridad y permitan mantener la continuidad del trabajo sin contratiempos, como pernos, mallas, o incluso hormigón proyectado, lo que incrementa los costos. Sin embargo, esta inversión es esencial para mantener la seguridad en las operaciones y evitar accidentes que podrían paralizar las actividades y afectar la rentabilidad del proyecto. Además, la clasificación geomecánica es una herramienta de pronóstico. Al caracterizar las propiedades de la roca y predecir cómo se comportará bajo ciertas condiciones de carga y perforación, los ingenieros pueden planificar y ajustar los parámetros de operación, como la velocidad de avance en túneles, los tamaños de explosión y los tiempos de ciclo. Esto

ayuda a reducir el desgaste de los equipos y a minimizar el riesgo de fracturas inesperadas que podrían comprometer la estabilidad de las estructuras excavadas.

2.2.5 Galería

2.2.5.1 Parámetros de diseño

El diseño de las galerías en la Unidad Minera Islay se ajusta a criterios específicos que consideran tanto la estabilidad geomecánica del terreno como los requisitos operativos necesarios para un funcionamiento seguro y eficiente. Cada uno de los parámetros de diseño ha sido cuidadosamente evaluado con el fin de maximizar la seguridad estructural y mejorarla reducción de los costos operativos, adaptándose al tipo de roca y a las condiciones de la mina. Las galerías en la U.M. Las galerías de la Unidad Minera Islay presentan dimensiones variables que oscilan habitualmente entre los 3.5 y 4.5 metros tanto en altura como en ancho. Estas medidas son meticulosamente calibradas y adaptadas conforme a la calidad y las particulares características geomecánicas del macizo rocoso, con el firme propósito de asegurar la estabilidad estructural y la seguridad óptima durante el desarrollo de las operaciones mineras. Esta cuidadosa adecuación permite no solo preservar la integridad del terreno, sino también mejorarla eficiencia y continuidad de las labores subterráneas. Esta variabilidad responde a la imperiosa necesidad de asegurar una ventilación adecuada dentro de las galerías, elemento vital para mantener condiciones atmosféricas seguras y saludables para el personal. Además, busca facilitar el tránsito fluido y seguro tanto de los trabajadores como de la maquinaria involucrada, garantizando un desplazamiento sin obstáculos ni riesgos. Asimismo, se destina un espacio óptimo que favorece y potencia el desarrollo eficiente de las complejas y delicadas operaciones de perforación y voladura, asegurando que cada etapa del proceso se realice con precisión y bajo condiciones ideales. Las dimensiones adoptadas emergen de un riguroso y minucioso análisis geomecánico, el cual permite que el diseño se adapte con exactitud a las características particulares y a las condiciones específicas de cada zona de perforación. Este enfoque personalizado garantiza no solo un desempeño óptimo en las labores mineras, sino también la máxima seguridad estructural, asegurando la estabilidad y la eficiencia en cada etapa del proceso.

Figura 5. Acceso a la galería principal



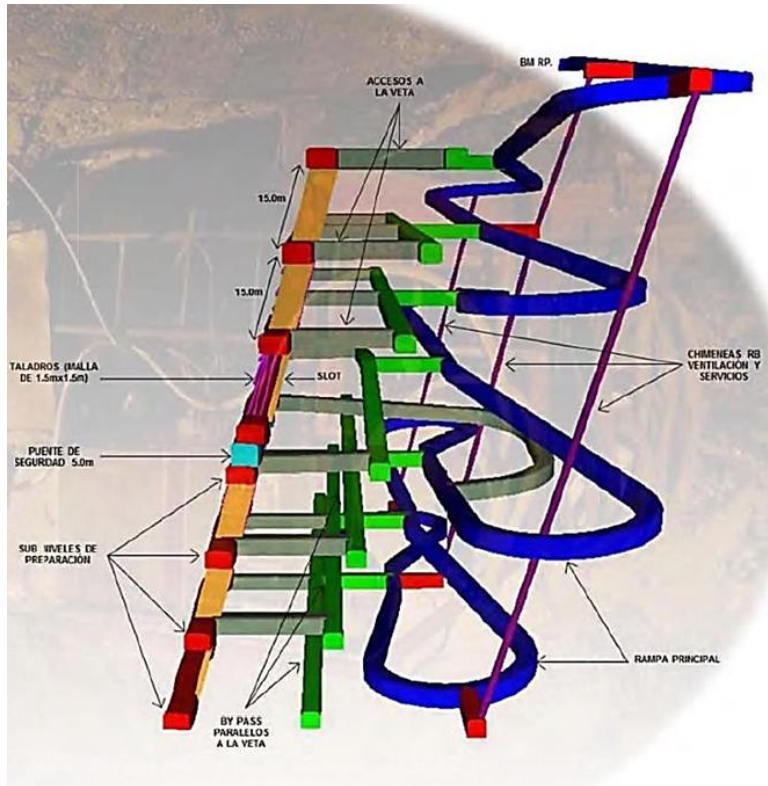
Fuente: Elaboración propia en la Unidad Minera Islay

En la perforación, se utilizan barrenos con diámetros que van de 48 a 51 milímetros para labores de avance, y hasta 102 milímetros para tiros de producción o procesos de rimado. Estos tamaños han sido cuidadosamente diseñados para mejorar al máximo la fragmentación del macizo rocoso, asegurando que el material se divida de manera eficiente y controlada. Al mismo tiempo, esta configuración permite minimizar el consumo de explosivos, promoviendo un uso responsable y económico de los recursos, lo que contribuye tanto a la reducción de costos operativos como a la mitigación del impacto ambiental asociado a las actividades de voladura. La longitud efectiva de perforación de cada barreno se ajusta según la resistencia del macizo, permitiendo un avance de aproximadamente 3.5 metros por disparo, lo cual optimiza la cantidad de material removido en cada ciclo.

Para garantizar una fragmentación precisa, el diseño de voladura se basa en una malla de perforación que incluye taladros de arranque, auxiliares, de arrastre y de contorno, distribuidos estratégicamente para generar una cara libre interna en la galería. Este diseño asegura una voladura controlada, minimizando la sobre excavación y preservando el contorno final de la labor. Se utilizan variantes de explosivos Emulex, con niveles energéticos del 80%, 65% y 45%, combinados con ANFO en los taladros de producción y de contorno superior, optimizando la eficiencia en la ruptura de la roca. Los parámetros mencionados son esenciales para lograr un avance efectivo en la construcción de galerías subterráneas. Mediante la adecuada selección de dimensiones, la disposición optimizada de los taladros y el uso eficiente

de explosivos, el diseño de las galerías en la U.M. Islay garantiza la estabilidad estructural y el control de la fragmentación, factores clave para mantener la seguridad y rentabilidad del proyecto minero.

Figura 6. Método de explotación por subniveles



Fuente: Unidad Minera Islay, 2020

La figura representa visualmente el diseño estructural y funcional de las galerías subterráneas en la Unidad Minera Islay. En esta imagen, se observa un esquema detallado de la disposición espacial de los accesos principales, subniveles, y chimeneas de ventilación, esenciales para la circulación de aire y evacuación de gases generados tras las detonaciones. Cada sección dentro de la mina ha sido cuidadosamente organizada y planificada con el objetivo de facilitar un acceso rápido y seguro a los bloques de mineral. Esta disposición estratégica no solo garantiza la continuidad ininterrumpida de las operaciones mineras, sino que también maximiza la eficiencia en el transporte del material extraído, permitiendo que este sea trasladado de manera óptima hacia la superficie. De esta forma, se logra un equilibrio ideal entre productividad, seguridad y manejo eficiente de recursos, asegurando que cada fase del proceso extractivo se desarrolle con la mayor fluidez posible.

El modelo muestra la rampa principal de acceso con una pendiente de -13%, diseñada para conectar las áreas de trabajo en los subniveles con el nivel de superficie. Esta rampa tiene

dimensiones de 4.5 x 4.5 metros y conecta varios accesos secundarios con gradientes específicos de -15% y +15%. Estas variaciones en gradiente permiten que cada subnivel se separe por 8.5 metros de altura, optimizando el aprovechamiento del espacio y la estabilidad estructural de los bloques de extracción de mineral. Asimismo, desde los accesos secundarios, se despliegan chimeneas denominadas Raise Borer, con diámetros de 2.1 metros para ventilación y de 1.8 metros para los servicios y echaderos de material. Estas chimeneas cumplen una doble función: evacuar los gases después de cada detonación y mantener un flujo constante de aire fresco para proteger las rutas de tránsito del personal. Este diseño de ventilación asegura condiciones de trabajo seguras y estables, lo cual es crucial en minas subterráneas.

Por otra parte, el modelo ilustra el flujo de transporte del mineral. Utilizando scoops diésel de 6.0 yardas cúbicas de capacidad, el mineral es cargado en los puntos de despacho y luego transportado por volquetes de 25 m³ hasta el pique principal, donde se inicia el traslado hacia la superficie. Este esquema de extracción y transporte está diseñado para minimizar la pérdida de tiempo operativo, optimizando la logística de extracción en un entorno seguro y controlado.

2.2.5.2 Operaciones unitarias

a) Perforación

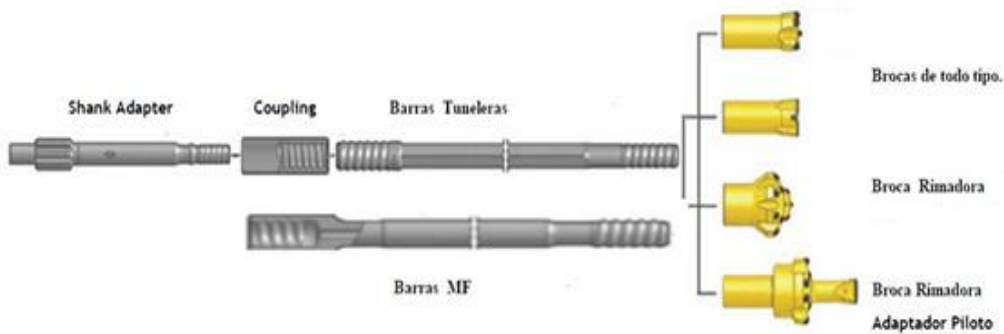
La perforación en la U.M. Islay se realiza utilizando equipos de perforación específicos para operaciones subterráneas. Se destaca la utilización de equipos de perforación tanto neumáticos como hidráulicos, seleccionados cuidadosamente en función de las características específicas del macizo rocoso y la profundidad requerida en cada trabajo. La labor de perforación se erige como un paso fundamental en la preparación meticulosa de las voladuras, diseñada estratégicamente para maximizar la eficiencia operativa y, al mismo tiempo, minimizar la aparición de fracturas indeseadas que puedan comprometer la estabilidad y seguridad del macizo rocoso. Esta combinación de tecnología y precisión técnica garantiza que las operaciones se realicen con el más alto estándar de calidad y control.

Figura 7. Labores de perforación



Fuente: Elaboración propia en la unidad minera Islay

Figura 8. Diagrama de accesorios de perforación



Fuente: Recopilado de (Gonzales, 2021)

Tabla 4 Diagrama de accesorios de perforación

Componente	Función	Especificaciones
Shank Adapter	Conectar el ensamblaje de perforación al cabezal	Acero aleado T45 o superior Rosca estándar API/BS

		Transmite energía y torque
Coupling	Unir barras y permitir el paso de fluidos	Torque máximo 35–40 kNm Canal hidráulico interno para lodos/aire
Barras Tunneleras	Avance modular en galerías subterráneas	Longitud 1.2–2 m Recubrimiento endurecido para resistir abrasión
Barras MF	Rigidez y resistencia para diámetros mayores	Diámetro mayor exterior Alta sección resistente a compresión y pandeo
Brocas de todo tipo	Fragmentación según dureza del macizo	Tricónicas, de rodillos o diamante Diámetros 51–102 mm (2"–4")
Broca Rimadora	Agrandar el orificio tras pilotaje	Cortadores de carburo en cabeza Control de diámetro final
Adaptador Piloto	Centrar y acoplar la broca rimadora a las barras MF	Alivio de cargas laterales Garantiza la circularidad del orificio

Fuente: Técnicas de perforación en minería subterránea. (Pérez, J., 2023)

b) Voladura

La voladura es un proceso fundamental en la excavación subterránea, cuyo objetivo es fragmentar el macizo rocoso de forma controlada para facilitar su extracción y manipulación. En esta investigación se empleó voladura secuencial, la cual consiste en detonar los taladros siguiendo un orden predeterminado que permite dirigir la rotura hacia zonas específicas y minimizar las vibraciones transmitidas al macizo y a las estructuras circundantes. Los

explosivos utilizados fueron ANFO (mezcla de nitrato de amonio y fuel oil) y emulsiones, seleccionados en función de la dureza de la roca y las condiciones de ventilación y humedad de la labor. Para optimizar el control del proceso se utilizaron detonadores con retardos electrónicos, que permiten establecer intervalos de milisegundos entre disparos, evitando sobre excavaciones y mejorando la estabilidad del frente. La correcta elección de la carga explosiva, la secuencia de encendido y la disposición de los taladros son factores determinantes para lograr una fragmentación adecuada, reducir el consumo de explosivos y garantizar la seguridad de las operaciones.

Tabla 5 Accesorios de voladura

	Emulex 80% 1 3/8 x 12" Densidad 1.14±5% g/cm³ Energía de 4,180 Kj/Kg Presión de detonación de 89 Kbar
	Emulex 65% 1 1/4 x 12" Densidad 1.12±5% g/cm³ Energía de 3,385 Kj/Kg Presión de detonación de 87Kbar
	Emulex 45% 1 1/4 x 12" Densidad 1.12±0.03% g/cm³ Energía de 3,150 Kj/Kg Presión de detonación de 87Kbar



Exsanel de 4.2m

Esopo 10 Mm Resistencia al impacto 2kg
a 1m (no detona) Velocidad de onda de
choque 1,900 mm

Fuente: Recopilado de las fichas técnicas de explosivos Emulex -Emuline – EXSA S.A

2.2.5.3 Máquinas perforadoras

Figura 9. Máquina perforadora Boomer S1D



Fuente: Recopilado de catálogos de productos de Rentacore S.A.C

La perforadora Boomer S1D es un equipo versátil y compacto, ideal para operaciones en minería subterránea y construcción de túneles en espacios reducidos. Fabricada por Epiroc, esta máquina se caracteriza por su diseño simplificado y eficiente, con un brazo único que facilita perforaciones precisas en áreas de difícil acceso. Además, el Boomer S1D está diseñado para mejorar el rendimiento en entornos exigentes, contando con un sistema hidráulico avanzado que le otorga un control preciso en cada perforación, lo cual contribuye a la productividad y reduce el desgaste de sus componentes. El equipo integra un sistema de perforación con alta capacidad de alcance y movimiento, adaptándose fácilmente a una variedad de aplicaciones subterráneas. Su robusto sistema de posicionamiento permite realizar

agujeros en ángulos exactos, lo que mejora la eficiencia en las operaciones. A su vez, el Boomer S1D es compatible con diferentes tipos de perforadoras hidráulicas, lo que le permite ajustarse a las necesidades específicas de cada proyecto. En cuanto a su motorización, está equipado con un motor diésel eficiente y de bajas emisiones, que se complementa con una transmisión que facilita maniobras en terrenos irregulares.

Otro de sus atributos notables es la cabina, la cual está diseñada para ofrecer una protección y comodidad óptimas al operador, brindando una excelente visibilidad y un control intuitivo de los sistemas de perforación. Su ergonomía se suma a la seguridad, integrando tecnología avanzada para minimizar la exposición a vibraciones y ruido, protegiendo la salud y bienestar del operador en el largo plazo. La Boomer S1D también cuenta con un sistema de automatización que facilita el ajuste de parámetros de perforación, mejorando la precisión y velocidad del trabajo. Este innovador modelo se distingue notablemente por su sobresaliente eficiencia energética, lograda gracias a la incorporación de tecnologías avanzadas que optimizan de manera precisa el consumo de combustible. Esta optimización no solo permite un funcionamiento más económico y sostenible, sino que también contribuye significativamente a la reducción del impacto ambiental, reafirmando así el compromiso con prácticas responsables y amigables con el ecosistema. Además, el mantenimiento es simple y accesible, con puntos de servicio estratégicamente ubicados, lo cual minimiza el tiempo de inactividad. En resumen, el Boomer S1D es una solución confiable y adaptable para proyectos de minería y túneles que requieren precisión, seguridad y sostenibilidad en cada perforación.

2.2.6 Parámetros de perforación y voladura

2.2.6.1 Diseño de malla de perforación

El diseño de la malla de perforación implementado en la Unidad Minera Islay responde a un planteamiento técnico altamente especializado, sustentado en una sección transversal estandarizada cuya geometría ha sido minuciosamente optimizada para las exigencias del entorno subterráneo. Con un ancho de 3.2 metros y una altura de 3.8 metros, esta configuración no es producto del azar, sino el resultado de una rigurosa evaluación ingenieril orientada a maximizar simultáneamente la eficiencia en el avance de las labores y la calidad de fragmentación del macizo rocoso, premisa esencial para mantener niveles superiores de seguridad operativa y continuidad productiva. El patrón de voladura adoptado, caracterizado por disponer de una única cara libre, contempla una disposición estratégica de los taladros,

cuya distribución ha sido cuidadosamente estudiada para ejercer un dominio técnico preciso sobre el desarrollo de la voladura y el comportamiento geomecánico del terreno. Esta disposición no solo obedece a principios geométricos, sino también a criterios de disipación controlada de energía, garantizando así una fragmentación uniforme y una estabilidad estructural post-voladura. Para ello, se recurre al uso de taladros paralelos con corte cilíndrico, acompañados de taladros de alivio cuya función es facilitar la liberación gradual de tensiones internas acumuladas en el macizo, mitigando de este modo los riesgos de propagación de fracturas indeseadas o inestabilidad en el frente de avance. La precisión de este diseño se ve reforzada mediante la aplicación de la metodología Holmberg-Olofsson, un modelo de referencia ampliamente validado en el ámbito de la ingeniería de voladuras, el cual permite mejorar tanto la ubicación como la carga explosiva de cada taladro, generando un efecto sinérgico entre eficiencia operativa, control de vibraciones y preservación del entorno inmediato.

Esta aproximación no solo representa un avance en términos de técnica aplicada, sino que además constituye un estándar de buenas prácticas en la explotación subterránea moderna, al conjugar de manera armónica el conocimiento geomecánico, la ingeniería de explosivos y la planificación minera de alto nivel. El resultado es un proceso de excavación más seguro, sostenible y rentable, que responde a las crecientes exigencias de la industria minera contemporánea y a los principios de eficiencia y sostenibilidad que deben regir toda actividad extractiva responsable. En el modelo optimizado se alcanzó una disminución notable en la cantidad total de taladros, reduciéndolos de 36 a 32, sin que ello afectara la efectividad ni la eficiencia del proceso, manteniendo así altos estándares operativos y resultados consistentes. La distribución de los taladros se organizó meticulosamente en categorías específicas: arranque, ayuda, arrastre, corona y cuadradores. La longitud promedio de los taladros alcanzó los 3.5 metros, permitiendo un avance por disparo que superó los 3.3 metros. Además, se ajustaron cuidadosamente tanto la densidad lineal de carga como el espaciamiento entre taladros, con el fin de mejorar la fragmentación y minimizar la sobre excavación, optimizando así la calidad y efectividad de la voladura.

2.2.6.1.1 Esquema de voladuras con una sola cara libre

Este método de voladura se caracteriza por la carencia inicial de caras libres que permitan la libre salida de los gases y fragmentos, exceptuando únicamente la superficie que conforma el propio frente de perforación. La esencia de esta técnica radica en la creación

estratégica de una segunda cara libre, la cual se genera mediante la detonación controlada de los taladros de arranque. A partir de este punto inicial, el resto de los taladros se disponen de manera concéntrica y ordenada, orientándose hacia esa nueva cara libre creada, lo que facilita una fragmentación controlada y eficiente del macizo rocoso, optimizando la progresión de la excavación y garantizando la estabilidad del frente de trabajo. Asimismo, los taladros de contorno cumplen la función crucial de definir con precisión la geometría final de la excavación, asegurando que la labor se ejecute conforme a los parámetros diseñados y con un control óptimo de la fragmentación.

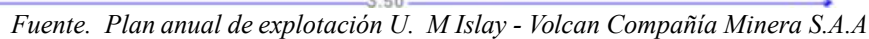
Los taladros que se realizan en los frentes de excavación se clasifican y distinguen según las zonas específicas en las que se ejecutan. Esta zonificación permite adaptar las técnicas de perforación y carga a las características particulares de cada sector, optimizando así la eficiencia del proceso y garantizando un control preciso sobre la fragmentación y estabilidad del macizo rocoso en cada área de trabajo, estos taladros son:

- a. Arranque: Estos taladros se perforan cuidadosamente, orientándose estratégicamente hacia el centro de la labor minera, posicionándose, así como los primeros en ser detonados durante el proceso de voladura. Su ubicación y secuencia de activación son fundamentales para iniciar la fragmentación controlada del macizo rocoso, facilitando un avance progresivo y seguro en la excavación. Al detonar primero, estos taladros generan la energía inicial necesaria para abrir el frente de trabajo, asegurando que las etapas subsecuentes del proceso se desarrollen de manera eficiente y bajo un control riguroso. Su función principal radica en la generación de la segunda cara libre, fundamental para facilitar la fragmentación del macizo rocoso. Para esta tarea, habitualmente se emplean brocas de dos diámetros diferentes, seleccionadas cuidadosamente para mejorarla eficacia y precisión de la detonación.
- b. Ayuda de arranque: Estos taladros se realizan respetando una disposición geométrica cuidadosamente diseñada, que replica el patrón empleado en los taladros de arranque. Esta configuración meticulosa permite asegurar una distribución equilibrada y eficiente de los esfuerzos durante la detonación, favoreciendo un avance controlado y uniforme en la excavación. Al mantener una similitud en el diseño geométrico, se optimizan tanto la fragmentación del macizo rocoso como la estabilidad del frente, garantizando que cada disparo contribuya eficazmente al progreso seguro y ordenado de la labor minera.

Su función principal es ampliar y reforzar la segunda cara libre, contribuyendo así a una fragmentación más eficiente y controlada del macizo rocoso durante la voladura.

- c. Arrastre: Al pie del frente minero, donde la roca aún conserva el hálito profundo de eras pasadas y el polvo centellea a la luz mortecina de las lámparas, se ubican los taladros destinados a sellar el umbral inferior de la labor: auténticos centinelas pétreos que aguardan, con una precisión casi ritual, ser los últimos en recibir la orden de detonación. Su presencia, asentada con meticulosa exactitud, marca el límite fronterizo entre la estructura inquebrantable del macizo y el espacio que habrá de ceder ante la fuerza controlada del explosivo; de este modo, al delimitar con una finura extraordinaria el piso de la galería, garantizan que la carga se distribuya armónicamente, evitando tanto la sobre excavación inesperada como el colapso prematuro de la bóveda. Tan pronto el último detonador emite su breve rugido, estos taladros, cual custodios silenciosos, facilitan el vertido preciso del explosivo en cada cavidad, permitiendo que el estallido subsiguiente reacomode la roca según el diseño trazado por manos expertas. Una vez concluida la secuencia, su ubicación estratégica promueve que el personal de campo aborde la limpieza del frente con diligencia y seguridad, pues conocen que, detrás de cada centímetro despejado, la simetría de la excavación se sostiene gracias a la contención eficaz que estos orificios proporcionaron. Así, al mejorar el lanzamiento de la voladura y al balizar con claridad el límite inferior, los taladros de fondo se erigen como artífices invisibles de la continuidad y de la integridad operativa, salvaguardando tanto el avance ininterrumpido de la faena como la vida de quienes, con respeto reverencial, exploran los secretos alojados bajo la tierra.
- d. Cuadradores: Estos taladros se ejecutan con el propósito de definir y delimitar las paredes laterales de la excavación, desempeñando un papel crucial en el control preciso del ancho de la sección de la galería. Su correcta ubicación garantiza la estabilidad estructural y la conformidad con los parámetros de diseño establecidos.
- e. Corona: Los taladros son perforados con una orientación precisa dirigida hacia el techo de la labor minera, desempeñando un papel fundamental en el control de la altura de la sección excavada. Esta técnica no solo garantiza la estabilidad estructural necesaria, sino que también contribuye a delinear y moldear la forma arqueada tan característica de las galerías subterráneas. De esta manera, se logra una configuración óptima que facilita tanto la seguridad como la funcionalidad del espacio, adaptándose a las exigencias geomecánicas del macizo rocoso y asegurando la integridad de la obra a lo

Figura 10. Malla de perforación y secuencia de salida de retardos



La cantidad necesaria de taladros para llevar a cabo la detonación efectiva en un frente de trabajo está condicionada por una compleja interacción de múltiples variables. Entre estas, destacan las propiedades físico-mecánicas intrínsecas del macizo rocoso, que determinan su resistencia y comportamiento ante las cargas explosivas. Asimismo, las características específicas de los explosivos empleados juegan un papel fundamental, ya que su energía, velocidad de detonación y sensibilidad influyen directamente en la fragmentación lograda. A esto se suman los diámetros meticulosamente seleccionados de los taladros, diseñados para adaptarse a las exigencias técnicas de la excavación, así como la configuración exacta de la sección transversal de la labor minera. En conjunto, estos factores conforman un entramado de variables esenciales que impactan de manera decisiva en la eficiencia, seguridad y control del proceso de voladura, garantizando resultados óptimos en la fragmentación y estabilidad del

macizo rocoso. Cada uno de estos elementos es evaluado minuciosamente para garantizar que la operación se desarrolle bajo parámetros óptimos, asegurando tanto la seguridad como la productividad del proyecto. De manera empírica, esta cantidad puede determinarse mediante la aplicación de una fórmula específica, que integra dichos parámetros para asegurar una voladura eficiente y controlada:

$$N^{\circ} \text{ Taladros} = 10\sqrt{A \times H}$$

Donde:

A = Ancho de la sección.

H = Altura de la sección.

2.2.6.1.3 Longitud de taladros

En minería subterránea la longitud varía según cuanto se requiere perforar y del área de la sección en frente, de tal forma que:

$$L_{tal} = L_b \times E_p$$

Donde:

Donde:

L_{tal} = Longitud de taladro

L_b = Longitud de Barreno

E_p = Eficiencia de perforación, donde:

$$E_p = \frac{\text{Longitud real perforada útil}}{\text{Longitud total de barreno perforado}} \times 100$$

2.2.6.2 Corte o arranque

El diseño específico de los taladros iniciales, denominados taladros de arranque, ha sido cuidadosamente desarrollado con el propósito de crear la segunda cara libre dentro del proceso minero, facilitando así un avance controlado y eficiente en la ejecución de la labor. Esta segunda cara sirve como base sobre la cual se perforan de manera concéntrica los taladros subsecuentes. Según las dimensiones particulares de la excavación, la sección generada por los

taladros de arranque suele abarcar un área que oscila, de manera habitual, entre 1 y 2 metros cuadrados, garantizando así un espacio adecuado para el avance controlado y seguro del frente de trabajo. La ubicación precisa de estos taladros iniciales se determina considerando cuidadosamente las condiciones particulares del terreno, garantizando así la eficacia y seguridad del proceso de voladura.

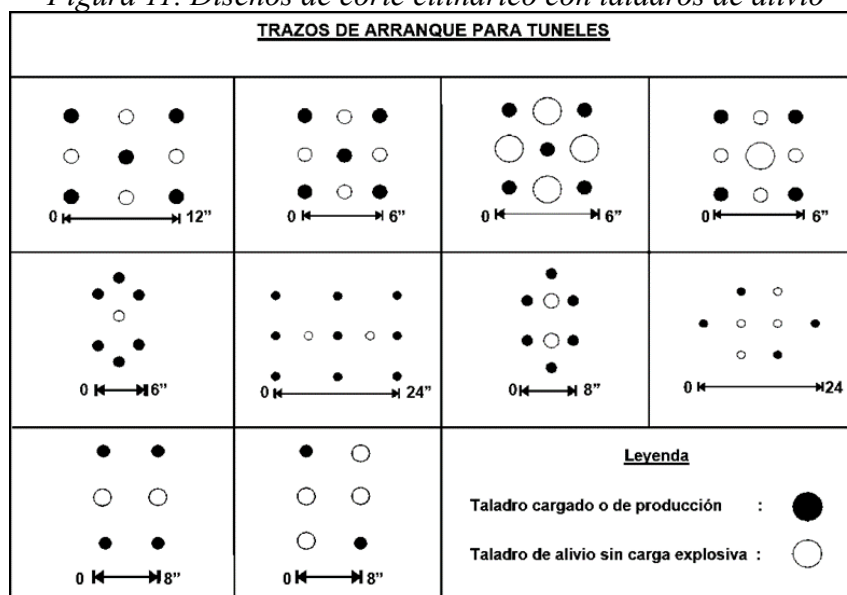
a. Corte quemado

Se llevan a cabo perforaciones cuidadosamente planificadas, empleando taladros de diámetro homogéneo, estratégicamente ubicados a distancias cortas y precisas entre sí, con el propósito de mejorar el proceso de voladura. En este esquema, ciertos taladros son meticulosamente cargados con explosivos, mientras que otros son intencionadamente dejados vacíos, desempeñando la función crítica de caras libres. Estas caras libres facilitan la propagación controlada y eficiente de la detonación, garantizando una fragmentación óptima del macizo rocoso y contribuyendo decisivamente a la estabilidad estructural del frente de trabajo. Este tipo de configuración en los taladros de arranque tiende a generar avances moderados, que usualmente no superan los 2.50 metros por disparo, manteniendo un control preciso sobre la fragmentación y estabilidad del frente de trabajo.

b. Corte cilíndrico con taladros de alivio

Se realizan perforaciones empleando taladros de diámetro uniforme, distribuidos en una proximidad estrecha. Mientras ciertos taladros son meticulosamente cargados con explosivos, otros se dejan intencionadamente vacíos, actuando como caras libres que permiten una detonación controlada y eficaz de los taladros cargados. Esta particular disposición en los taladros de arranque suele generar avances contenidos, que rara vez superan los 2.50 metros por disparo, garantizando un manejo preciso de la fragmentación y la estabilidad del frente de trabajo.

Figura 11. Diseños de corte cilíndrico con taladros de alivio



Fuente: Manual técnico de EXSA SA, 2019

En esta metodología de voladura, se ejecutan perforaciones empleando taladros de igual diámetro, dispuestos a distancias cortas entre sí. En este esquema de diseño, algunos taladros son cuidadosamente cargados con explosivos, mientras que otros se dejan intencionadamente vacíos, desempeñando la función estratégica de superficies de alivio. Esta disposición facilita una propagación más eficiente de la onda expansiva generada por la detonación, optimizando así el control de la fragmentación y reduciendo esfuerzos innecesarios en el macizo rocoso. Esta técnica, empleada habitualmente en los taladros de arranque, se caracteriza por controlar el avance por disparo, manteniéndolo generalmente por debajo de los 2.50 metros. De este modo, se logra un manejo preciso de la fragmentación del macizo rocoso, al mismo tiempo que se asegura la estabilidad y seguridad del frente de excavación.

2.2.6.3 Desviación de taladros

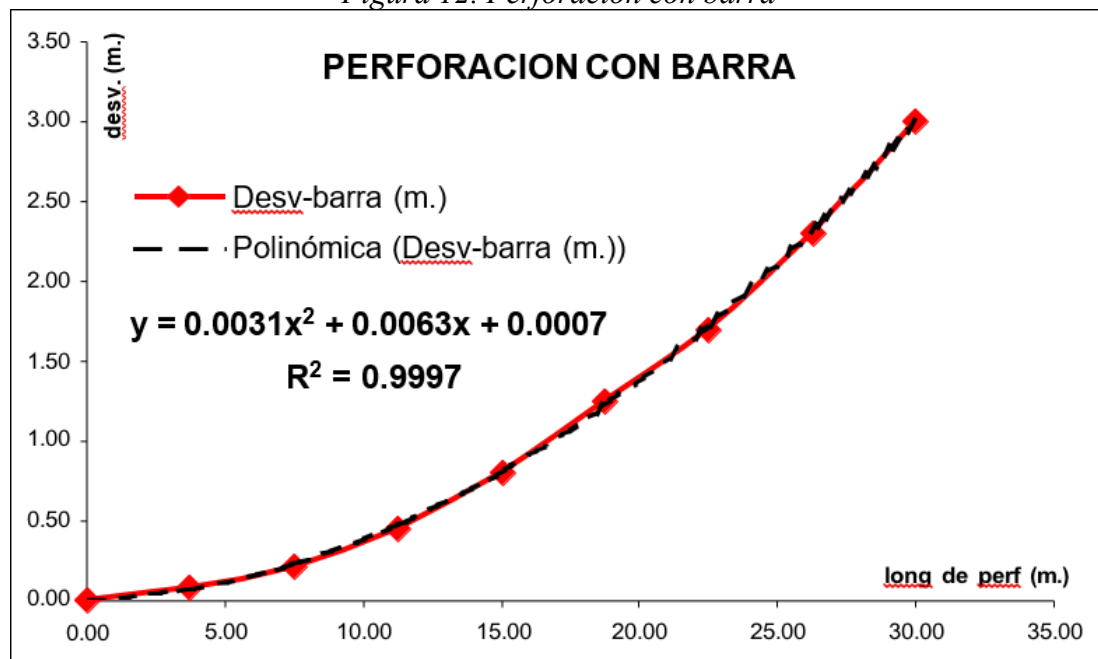
Se refiere a la irregularidad en la orientación inicial de la ejecución al comienzo de perforar. Esta irregularidad puede originarse por diversas causas, entre las que sobresalen las propiedades intrínsecas del macizo rocoso, la destreza y experiencia del equipo operativo, la influencia del agua presente, así como otros factores que afectan directamente la respuesta del terreno durante las actividades mineras. A mayor longitud de perforación, se observará una desviación del taladro.

Tabla 6. Cuadro de Desviación de Perforación con Barra

L Perf (m)	Desv-Barra (m.)
0	0
3.75	0.08
7.5	0.21
11.25	0.45
15	0.8
18.75	1.25
22.5	1.7
26.25	2.3
30	3

Nota. Elaboración propia en base a (Ojeda, 2020)

Figura 12. Perforación con barra



Fuente: Recopilado de (Ojeda, 2020)

En conclusión, la ecuación que se muestra se representara de la siguiente forma:

$$Desv_{barra} = 0.0031 \times long_{perf}^2 + 0.0063 \times long_{perf} + 0.007$$

Donde:

$Desv_{barra}$ = Desviación de perforación con barra

$long_{perf}$ = Longitud de perforación

El gráfico presentado permite analizar cómo varía la desviación acumulada en una perforación a medida que se incrementa la longitud perforada mediante el uso de una barra de perforación, se trata de un elemento fundamental en la minería y en la edificación de túneles subterráneos, ámbitos donde la exactitud y precisión resultan imprescindibles para garantizar la seguridad y el éxito operativo.

En el eje horizontal (X), se observa la longitud de perforación expresada en metros, que representa la profundidad progresiva de la perforación desde 0 hasta aproximadamente 30 metros. Conforme se avanza hacia la derecha en este eje, se incrementa la distancia perforada, indicando mayores profundidades en el proceso. En el eje vertical (Y) se representa la desviación acumulada, medida también en metros. Este valor refleja cuánto se aleja la perforación de su trayectoria ideal a medida que la profundidad aumenta. Un valor cercano a cero indicaría una perforación prácticamente recta y sin desviaciones; sin embargo, en la práctica, es común que las perforaciones experimenten desvíos debido a varios factores, tales como irregularidades en el terreno y la precisión del equipo.

Cada punto rojo, simbolizado mediante un diamante, refleja los datos obtenidos de desviación acumulada en diferentes longitudes de perforación. Se aprecia que, a medida que la perforación se profundiza, la desviación aumenta de manera progresiva y no lineal. Este incremento de la desviación sugiere que, conforme se perfora más profundamente, la precisión de la perforación disminuye, un fenómeno que podría atribuirse a factores mecánicos y geológicos, tales como la resistencia variable del material perforado y la flexión de la barra debido a su longitud y peso.

El gráfico incluye una línea de ajuste polinómico de segundo grado, representada por una curva negra discontinua, que sigue de cerca los puntos de datos observados. Esta línea permite modelar matemáticamente la relación entre la longitud de perforación y la desviación acumulada. El coeficiente de determinación, representado como $R^2=0.9997$, es un indicador del nivel de ajuste de la ecuación a los datos experimentales. Un valor tan cercano a 1 sugiere que la línea de ajuste polinómico explica casi por completo la variación en los datos

observados, indicando una relación sólida entre la longitud de perforación y la desviación. Esto implica que la ecuación puede ser empleada con alta confiabilidad para predecir la desviación acumulada en función de la profundidad, lo cual es fundamental en contextos donde se requiere precisión, como en túneles y perforaciones de larga extensión.

2.2.6.4 Explosivos

Los explosivos utilizados en minería subterránea son compuestos de alta inestabilidad química, cuya estructura molecular está diseñada para reaccionar violentamente ante estímulos específicos, desencadenando una transformación energética de gran magnitud. Al activarse, liberan una cantidad masiva de energía contenida en sus enlaces químicos, la cual se convierte instantáneamente en una poderosa onda de choque que se propaga a través del macizo rocoso, fracturándolo con eficiencia. Este fenómeno, conocido como explosión, constituye el principio fundamental del proceso de voladura. La intensidad y velocidad con que se desarrolla esta reacción permiten clasificar los explosivos en diferentes tipos, cada uno con implicancias técnicas distintas: desde aquellos de baja velocidad, que ejercen una acción más controlada y prolongada sobre la roca, hasta los de alta velocidad, que generan impactos más abruptos y contundentes. Esta categorización no solo responde a criterios químicos, sino que incide directamente en la estrategia de diseño de la malla de perforación, en la seguridad de la operación y en la calidad de la fragmentación obtenida. En consecuencia, la adecuada selección y aplicación del explosivo, considerando las condiciones geomecánicas del yacimiento y los objetivos operativos, se convierte en un factor clave para maximizar la eficiencia del arranque de roca, reducir costos y garantizar una operación sostenible y segura.

2.2.6.5 Diseño de carga

El diseño de carga implementado en la Unidad Minera Islay responde a un enfoque técnico-metodológico profundamente estudiado y cuidadosamente ejecutado, que tiene como eje central un esquema de voladura con una única cara libre, una técnica de alta eficacia, ampliamente reconocida en los trabajos de preparación y avance de galerías subterráneas. Este método no solo representa una solución práctica frente a las limitaciones de espacio y geometría propias de los entornos subterráneos, sino que también constituye un arte en sí mismo, donde cada taladro cumple una función específica dentro de un patrón sinérgico y meticulosamente calculado. La secuencia se inicia con la ejecución de los taladros de arranque, cuya misión es generar una segunda cara libre que permita liberar tensiones internas en el

macizo rocoso, facilitando así la propagación ordenada de la onda de choque. A esta fase le siguen los taladros de ayuda, arrastre, cuadradores y coronación, distribuidos con precisión quirúrgica según un patrón geométrico previamente definido, diseñado no solo para maximizar la eficiencia de fragmentación, sino también para preservar la integridad de la sección excavada. Esta estrategia de voladura actúa como un verdadero arquitecto del subsuelo, moldeando el perfil de la labor con una combinación ideal de energía controlada y geometría aplicada, lo cual garantiza un avance sostenido, seguro y alineado con los objetivos técnicos del proyecto. El resultado es una excavación precisa, uniforme y con mínimos niveles de sobre excavación, traducándose en una mejora significativa tanto en la estabilidad estructural como en la economía operativa de la mina.

El diseño de carga se calcula mediante la ecuación:

$$L_{co} = L_t - (L_c + T)$$

Donde:

L_{co} = Longitud de carga de columna (m)

L_t = Longitud de taladro (m)

L_c = Carga de fondo (m)

T = Taco (m)

Por su parte, la carga de columna (Q_c) se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$D_{lineal} = D_e \times (\phi_{tal})^2 \times 0.507$$

Donde:

D_{lineal} = Densidad lineal de explosivo (kg/m)

D_e = Densidad del explosivo (gr/cm³)

ϕ_{tal} = Diámetro del taladro en pulgadas

Entonces la densidad es:

$$D_{lineal} = 0.8 \text{ gr/cc} \times (3.5 \text{ pulg})^2 \times 0.507$$

Luego, hallamos la cantidad de carga de columna (Q_c):

$$Q_c = D_{lineal} \times L_{co}$$

2.2.6.6 Fallas en voladura

Las deficiencias técnicas durante el proceso de voladura, tales como errores en el delineamiento del contorno mineralizado o desviaciones angulares en la orientación de los taladros, pueden desencadenar una serie de consecuencias negativas que trascienden lo meramente operativo. Estas irregularidades no solo afectan la calidad de la fragmentación del macizo rocoso, elemento crucial para el rendimiento de las fases subsiguientes, sino que también comprometen de manera directa la seguridad en la ejecución y la eficiencia global del proceso extractivo. En estudios realizados, se ha constatado que desviaciones superiores al 3% en la trayectoria de los taladros generan la necesidad imperativa de recalibrar cuidadosamente las cargas explosivas, a fin de evitar fenómenos de sobre excavación que puedan deteriorar la geometría de las labores, incrementar los costos operativos y poner en riesgo la estabilidad estructural de la excavación. Por tanto, mantener una rigurosa precisión en la perforación y un control técnico exhaustivo durante la voladura se erige como un pilar fundamental para garantizar una operación minera eficiente, segura y sostenible.

2.2.7 Costos de perforación y voladura

Antes de la implementación de mejoras técnico-operativas en la Unidad Minera Islay, el costo de perforación era de 66,88 USD por metro lineal. Tras la optimización de los procesos, este valor se redujo a 61,04 USD por metro. Esta disminución se logró mediante:

- Mantenimiento preventivo y correctivo de los equipos de perforación.
- Selección adecuada de insumos en función de las condiciones del macizo rocoso.
- Optimización de la programación de actividades y del uso del personal.

En cuanto a los costos de operación de la maquinaria de perforación, estos se redujeron de 1 672 a 1 418 USD por metro lineal. Estas mejoras reflejan un incremento en la eficiencia operativa, con un impacto directo en la reducción de costos y en la sostenibilidad de las operaciones mineras.

El costo de perforación (C_p) se calculó mediante la fórmula:

$$C_v = C_e + E_{xs} + C_m + C_d$$

Donde:

C_v = Costo de voladura

C_e = Costo de explosivos emulex

E_{xs} = Costo de Exsanel

C_m = Costo de Carmex

C_d = Costo de Cordón detonante

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo de Investigación

Este estudio se desarrolló bajo un enfoque metodológico mixto, combinando investigación básica y aplicada. La fase básica consistió en el análisis de las variables que intervienen en los procesos de perforación y voladura, con el objetivo de comprender su comportamiento e interacciones, estableciendo así la base teórica necesaria para las aplicaciones posteriores. La fase aplicada utilizó los resultados obtenidos para optimizar las operaciones, buscando mejorar la eficiencia, seguridad y efectividad de las actividades mineras subterráneas. Este enfoque permitió generar conocimientos técnicos y, al mismo tiempo, proponer soluciones prácticas orientadas a la mejora continua de los procesos.

3.2 Nivel de la investigación

La presente investigación se distingue por su carácter eminentemente descriptivo, evaluativo y correlacional, pues arranca con una observación minuciosa y un análisis pormenorizado de cada elemento específico, establecidos mediante rigurosos ensayos de campo, lo que permite fundamentar sólidamente la interpretación de los resultados y las relaciones existentes entre las variables estudiadas. A partir de estos datos iniciales, se generan nuevas condiciones que permiten el análisis profundo de un caso particular mediante la aplicación de técnicas de predicción por simulación, sustentadas en teorías consolidadas y evidencia empírica. Los hallazgos alcanzados no solo brindan una visión integral y profunda del fenómeno investigado, sino que a su vez abren la posibilidad de trasladar y ajustar estos conocimientos a otras unidades mineras, favoreciendo así la mejora continua y fomentando procesos innovadores en la industria minera en general.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

La población de estudio está conformada por todas las galerías en operación y desarrollo de la Unidad Minera Islay – Compañía Minera Volcan S.A.A., que presentan condiciones geomecánicas y operativas comparables a las del manto Anita, incluyendo diferentes niveles y secciones de avance.

3.3.2 Muestra

La muestra se seleccionó de forma no probabilística y corresponde específicamente a las labores de construcción de galerías ubicadas en el nivel Nv – 370 del manto Anita. En este sector se realizaron las mediciones de campo, registro de parámetros operativos y análisis técnico-económico que sustentan la presente investigación.

3.4 Técnicas e instrumentos para la recolección de datos

3.4.1 Técnicas de recolección de datos

La presente investigación empleó las siguientes técnicas:

1. Documental. – Que comprende:
 - Revisión de informes técnicos y reportes operacionales de la Unidad Minera Islay.
 - Consulta de literatura especializada, manuales y tesis relacionadas.
 - Análisis de cuadros estadísticos de perforación, voladura y costos unitarios.
 - Recopilación de información durante visitas técnicas al frente de trabajo.
2. Entrevistas no estructuradas a personal técnico operativo.
3. Observación

3.4.2 Instrumentos de recolección de datos

Los principales instrumentos que se emplearán en la investigación son:

- a. Ficha documental
- b. Guías de entrevista no estructurada

- c. Observación de campo, videos y fotografías.

3.4.3 Procesamiento de datos

Se utilizaron programas informáticos como hojas de cálculo (Excel), AutoCAD, Minitab y el paquete Microsoft Office (Word y PowerPoint) para procesar, analizar y presentar la información obtenida en la investigación.

CAPÍTULO IV

EVALUACIÓN Y MEJORAMIENTO DE LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN GALERÍAS

4.1 Geomecánica en la Mina Volcan

4.1.1 Calidad de rocas en galerías

Tabla 7. Calidad de rocas

Tipo de roca	Rango Q	Rango RMR	Calidad según RMR
IIIA	2.18-5.92	51-60	Regular A
IIIB	0.72-1.95	41-50	Regular B
IVA	0.24-0.64	31-40	Mala A

Nota. Estudio geométrico Volcán Compañía Minera U.M Islay.

La tabla mostrada organiza de manera precisa y meticulosa los distintos tipos de roca, basándose en dos indicadores fundamentales: el índice Q y el índice RMR, herramientas ampliamente reconocidas para medir la calidad y la estabilidad del macizo rocoso. Estos índices permiten evaluar con exactitud las condiciones del terreno, siendo cruciales para la planificación segura y eficiente de las excavaciones subterráneas.

En la columna denominada "Calidad según RMR", se identifican varias categorías específicas de rocas, etiquetadas como "IIIA", "IIIB" y "IVA". Estas clasificaciones reflejan subtipos definidos por sus propiedades geomecánicas particulares, lo que facilita una comprensión profunda del comportamiento del macizo rocoso bajo distintas condiciones. Así, esta tabla no solo proporciona un diagnóstico riguroso del terreno, sino que también constituye una base esencial para diseñar sistemas de sostenimiento que garanticen la estabilidad y seguridad de las labores mineras. La tabla sugiere que las rocas tipo IIIA son las de mejor

calidad entre las opciones listadas, aunque todavía en un rango moderado, mientras que las rocas tipo IVA presentan una calidad significativamente inferior, lo que podría implicar mayores desafíos en términos de estabilidad y sostenimiento estructural.

4.2 Diseño de construcción de galerías

4.2.1 Sección

En la Unidad Minera Islay, el diseño inicial de la sección transversal de las galerías se elaboró principalmente en función de requerimientos operativos, considerando el tránsito de equipos mineros (scoops, jumbos, volquetes), la instalación de sistemas de ventilación y sostenimiento, así como el cumplimiento básico de la normativa vigente (D.S. N.º 024-2016-EM). En esta etapa no se incorporaron de forma explícita parámetros Geomecánicos, y el diseño estaba asociado a una malla de perforación de 36 taladros. Posteriormente, como parte del proceso de evaluación y optimización, se incorporó el análisis geomecánico mediante la clasificación RMR (Rock Mass Rating) y, en sectores específicos, la metodología Q de Barton. Este análisis permitió ajustar las dimensiones de la sección de acuerdo con la resistencia y estabilidad del macizo rocoso, manteniendo los estándares de seguridad y operatividad requeridos. La sección final adoptada se definió a partir del cruce de la información geotécnica, las necesidades operativas y la normativa vigente, asegurando su funcionalidad técnica y económica.

4.2.2 Operaciones unitarias

a. Equipos de perforación y accesorios

52

de apoyo. Complementan este conjunto once taladros específicamente destinados a la producción y cinco más que cumplen la función de coronación, todos integrando un sistema coordinado para mejorarla perforación y asegurar un rendimiento máximo en cada etapa del proceso. El N° de taladros en el diseño optimizado será de 32 taladros en total, siendo: 3 de arranque, 4 hastiales, 4 arrastres, 4 alivios, 4 ayudas y 4 coronas respectivamente, y 9 taladros de producción. El costo de perforación previo fue de 66.87 \$/m (Tabla 11). Los costos optimizados de perforación son de 61.04 \$/m (Tabla 15).

Figura 14. Perforadora electrohidráulica BOOMER S1D



Fuente: Recopilado de catálogos de productos de Rentacore S.A.C

b. Tiempo de avance y disparo

El tiempo total de perforación para un frente en la galería Esmeralda 360 NW es de 1 hora, 27 minutos y 24 segundos, lo que representa un tiempo promedio de perforación por taladro de aproximadamente 2 minutos y 43 segundos (Tabla 19). Se perforan un total de 32 taladros en cada disparo, lo que optimiza tanto el tiempo de perforación como la eficiencia en el uso del equipo. Según el modelo de Exsa el N° de taladros óptimo es:

$n = \frac{P}{d_t} + S \times K_s$; donde están definidos S y P como: $S = b \times h$ y $P = 4\sqrt{S}$. De forma que, el número final de taladros es 32.

n : Cantidad óptima de taladros.

P : Perímetro de galería (equivalente a 14.96m)

d_t : Constante

K_s : Constante

b : Base de galería (equivalente a 3.50m)

h : Altura de galería (equivalente a 4m)

S : Sección de galería (equivalente a 14m²)

Nota: La distribución de evidencia en la tabla 14.

c. Costo de perforación

El costo total de perforación en la Unidad Minera Islay mostró una mejora significativa tras la implementación de optimizaciones: pasó de 66.87 US\$/m antes de la mejora (Tabla 11) a 61.04 US\$/m después de ella (Tabla 15). Esta disminución se atribuye a una mejor gestión y optimización en el uso del equipo de perforación, los materiales y la mano de obra, lo que permitió un proceso más eficiente y económico.

4.2.2.2 Voladura

a. Explosivo y accesorios utilizados en galería

En la U.M. Islay, se utilizan principalmente explosivos del tipo Emulex en diferentes concentraciones, según las necesidades específicas del frente de trabajo. Emulex 80% se emplea en los taladros de cebo y arranque, debido a su alta energía de detonación, mientras que Emulex 65% y 45% se utilizan en los taladros de producción y coronación. Estos explosivos se combinan con ANFO para mejorarla eficiencia de la voladura en rocas de dureza media.

Figura 15. Explosivo Emulex



Fuente: Fichas técnicas de explosivo de Emulex – Emuline.

El explosivo Emulex se emplea ampliamente en operaciones mineras, particularmente en galerías subterráneas, debido a su alta eficacia y adaptabilidad a diferentes condiciones de trabajo. En la Unidad Minera Islay, se opta por una variedad de tipos de Emulex cuidadosamente escogidos según las particularidades y exigencias propias de cada operación minera, garantizando así una adaptación precisa a las condiciones geomecánicas y operativas de cada frente de trabajo. Por ejemplo, el Emulex con una concentración del 80% se utiliza especialmente en los taladros de cebo y arranque, aprovechando su alto poder de detonación, lo cual es crucial para fracturar rocas en zonas de mayor resistencia inicial. Por otro lado, versiones de Emulex al 65% y 45% son aplicadas en taladros de producción y coronación, respectivamente, optimizando el uso de material explosivo en zonas de menor dureza.

Los distintos tipos de emulsiones Emulex suelen emplearse en combinación con ANFO (Nitrato de Amonio y Fuel Oil), con el fin de potenciar la eficacia del proceso de voladura, particularmente en macizos rocosos de dureza media, donde esta sinergia mejora la fragmentación y optimiza el rendimiento operativo. Esta combinación permite que el proceso de fragmentación sea más efectivo, proporcionando una buena relación entre el avance obtenido y el consumo de explosivos, lo que también implica una reducción en los costos operativos al minimizar el uso de materiales de voladura en situaciones de baja resistencia.

b. Diseño de carga y consumo de explosivos

En la Unidad Minera Islay, el esquema de carga implementado responde a una estrategia de voladura con una única cara libre inicial. En esta configuración, se realizan perforaciones iniciales mediante taladros de arranque que tienen como objetivo la creación de una segunda cara libre, favoreciendo así un avance de la voladura más controlado y eficiente, lo que contribuye a mejorar el proceso minero. Seguidamente, se integran de manera ordenada taladros auxiliares destinados al arranque, arrastre, cuadrado y coronación, distribuidos siguiendo un patrón geométrico cuidadosamente diseñado. Esta disposición busca delinear con precisión la forma y dimensiones finales de la excavación, garantizando una operación eficiente y ajustada a los más altos estándares técnicos y de seguridad. Este enfoque asegura un control preciso sobre la fragmentación y minimiza el riesgo de sobre excavación

En la voladura optimizada llevada a cabo en la galería Esmeralda 360 NW, se documentó un consumo total de explosivos que alcanzó los 55.81 kilogramos por disparo, tal como se especifica en la Tabla 14. Este registro refleja el balance logrado entre eficiencia en la

fragmentación y control en el uso de insumos explosivos. Este consumo refleja una dosificación meticulosamente ajustada, diseñada en armonía con las características particulares del macizo rocoso y los objetivos específicos de fragmentación establecidos para esta tarea, asegurando de esta manera un desempeño eficiente, preciso y controlado durante todo el proceso de voladura. Este valor fue ajustado según el tipo de roca y la geometría de los taladros, utilizando principalmente Emulex 80%, 65% y 45% en distintas proporciones. La optimización en la dosificación de la carga explosiva se centró en disminuir el consumo específico por metro lineal, logrando así un factor de carga de 1.52 kilogramos por metro cúbico y un factor de potencia equivalente a 0.60 kilogramos por tonelada métrica, tal como se evidencia en el análisis posterior a la Tabla 16. Estos ajustes reflejan un manejo más eficiente y controlado del explosivo, contribuyendo significativamente a la mejora operativa y económica del proceso de voladura.

El diseño de carga se calcula según la siguiente ecuación:

$$L_{co} = L_t - (L_c + T)$$

Donde:

L_{co} = Longitud de carga de columna (m)

L_t = Longitud de taladro (m)

L_c = Carga de fondo (m)

T = Taco (m)

Por su parte, la carga de columna (Q_c) se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$D_{lineal} = D_e \times (\phi_{tal})^2 \times 0.507$$

Donde:

D_{lineal} = Densidad lineal de explosivo (kg/m)

D_e = Densidad del explosivo (gr/cm³)

ϕ_{tal} = Diámetro del taladro en pulgadas

Entonces la densidad es:

$$D_{lineal} = 0.8 \text{ gr/cc} \times (3.5 \text{ pulg})^2 \times 0.507$$

Luego, hallamos la cantidad de carga de columna (Q_c):

$$Q_c = D_{lineal} \times L_{co}$$

c. Costo de voladura

Antes de implementar las mejoras en la Unidad Minera Islay, el costo asociado a las labores de voladura ascendía a 64.28 dólares estadounidenses por metro (véase Tabla 18). Sin embargo, tras mejorar el diseño de la malla de perforación y ajustar meticulosamente tanto el tipo como la cantidad de explosivos empleados, este costo se redujo notablemente a 53.11 dólares por metro (según Tabla 18), reflejando una disminución significativa de 11.17 dólares por metro, que destaca la eficiencia y rentabilidad alcanzadas con estas mejoras técnicas. Esta reducción se atribuye a la menor cantidad de explosivo utilizado y a la eficiencia del nuevo diseño de la voladura.

En la tabla que se presenta a continuación, se expone un cuadro comparativo que resume la evaluación económica de los costos asociados a los procesos de perforación y voladura, ofreciendo una visión clara y precisa de las variaciones y mejoras alcanzadas.

Tabla 8. Resumen de cuadro comparativo de costos en perforación y voladura tablas 11 y 15

Concepto	Costo antes (\$/m)	Costo después (\$/m)	Reducción
Costo de perforación	66.88	61.01	5,87
Costos de voladura	64.28	53.11	11.17
Total (\$/m)	131.16	114.12	17.04

Fuente: Datos obtenidos de las tablas 11 y 15.

4.3 Evaluación de los parámetros respecto a las operaciones unitarias de construcción de galerías en la U.M Islay

En la Unidad Minera Islay se realizó un estudio de los parámetros esenciales que impactan de manera directa en la eficiencia de las operaciones específicas relacionadas con la construcción de galerías, buscando mejorar cada etapa para garantizar un desempeño sobresaliente en el desarrollo subterráneo. Esta investigación abarcó de manera integral las fases de perforación, voladura, carguío y acarreo, con la finalidad de identificar oportunidades valiosas para la mejora continua y diseñar estrategias de optimización adaptadas a cada etapa. Todo ello considerando minuciosamente tanto las condiciones geotécnicas particulares del macizo rocoso como las demandas operativas específicas que plantea el yacimiento. Para la perforación, se utilizaron taladros con diámetros de 48mm y 51mm, y el rimado se realizó con brocas de mayor diámetro para tener de aumento total a 102mm, asegurando una perforación precisa y efectiva. Los parámetros de voladura fueron ajustados con precisión, tomando como

referencia las características geomecánicas particulares del macizo rocoso. Gracias a esta cuidadosa calibración, se logró una optimización destacada en el avance por cada disparo, acompañada de una mejora sustancial en la calidad de la fragmentación del material, lo que a su vez contribuyó de manera determinante a elevar la eficiencia integral de todo el ciclo operativo minero. En cuanto al carguío y acarreo, se utilizó equipo pesado de bajo perfil, como Scooptram de 4.5 yd³ y 6.0 yd³, garantizando una operación eficiente en las galerías con secciones de 3.50 m x 4.00 m. Dichos parámetros fueron meticulosamente establecidos con el propósito de maximizar la productividad y mejorarlos recursos, logrando así una reducción significativa en los costos operativos. Al mismo tiempo, se garantizó la estabilidad estructural y la seguridad integral de las labores desarrolladas en el entorno subterráneo.

4.3.1 Evaluación de los parámetros en las etapas de perforación.

En el transcurso de las operaciones de perforación en la Unidad Minera Islay, se emplean barras de acero de 12 pies de longitud, las cuales se ensamblan con brocas cuyo diámetro oscila entre 48 mm y 51 mm, ajustándose cuidadosamente a las exigencias técnicas que presenta el terreno para asegurar una labor precisa y eficiente. Para las operaciones de rimado, se emplean brocas de mayor calibre particularmente de 102 pulgadas, lo cual permite perfilar con alta precisión el frente de trabajo y mejorarlas condiciones para una voladura eficiente y controlada. Las labores de perforación comprenden galerías, cruceros, cortadas, subniveles y chimeneas, siguiendo un diseño específico de malla para asegurar un avance eficiente. Entre los parámetros fundamentales que determinan la eficiencia del diseño de voladura se encuentran el diámetro de los taladros, la longitud efectiva de perforación y la distancia entre taladros. Estos componentes son meticulosamente adaptados según las características geomecánicas del macizo rocoso, buscando potenciar al máximo el rendimiento operativo y reducir de manera significativa los costos vinculados al proceso de perforación y voladura.

Los costos asociados a la perforación, inicialmente calculados con un uso de 36 taladros, alcanzaban los 66.88 dólares por metro; sin embargo, tras la reducción a 32 taladros, se consiguió disminuir este costo a 61.04 dólares por metro. Paralelamente, el tiempo requerido para la perforación experimentó una notable mejora, reduciéndose de 1 hora, 39 minutos y 41 segundos a 1 hora, 27 minutos y 24 segundos, evidenciando así un avance significativo en la eficiencia operativa (véase tabla 16). El costo mayor se genera mediante el uso del Taladro SID

que genera un egreso de 46.08\$ por disparo (Tabla 12). La reducción de 36 a 32 taladros se realizó según el análisis del modelo de Exsa mencionado.

4.3.2 Evaluación de los parámetros en las etapas de voladura.

En la Unidad Minera Islay, la voladura alcanza niveles óptimos gracias al empleo de explosivos especializados, tales como las emulsiones encartuchadas Emulex en concentraciones del 80%, 65% y 45%, cuidadosamente seleccionadas para adaptarse a las propiedades geomecánicas del macizo rocoso. El diseño de la malla de voladura se basa estratégicamente en la creación de una segunda cara libre, lograda mediante la perforación inicial de taladros de arranque, lo que permite un control más preciso y efectivo de la fragmentación del material. Seguidamente, se distribuyen de manera meticulosa y estratégica los taladros de ayuda de arranque, arrastre, cuadradores y coronación, buscando ejercer un control minucioso sobre la fragmentación del macizo rocoso. Esta cuidadosa disposición permite definir con gran precisión la geometría final de la excavación minera, asegurando así un avance ordenado y eficiente en las labores subterráneas. Dentro del proceso de optimización operativa, se consideraron parámetros críticos como el diámetro de los taladros, la longitud efectiva de perforación y la carga explosiva por metro lineal. Estos parámetros fueron calibrados teniendo en cuenta las particularidades geomecánicas del terreno, con la finalidad de mejorar al máximo la fragmentación del macizo rocoso, reducir al mínimo la sobre excavación y potenciar el desempeño integral de todo el ciclo operativo: El volumen roto previo fue de 43.4m³ según el análisis posterior a la tabla 15 mientras que el volumen roto posterior a la optimización es de 45.5m³ según el análisis posterior a la tabla 17.

4.3.3 Evaluación Técnica de Perforación y Voladura

Tabla 9. Evaluación Técnica de Perforación y Voladura

Parámetro	Antes de optimización	Después de optimización
Avance por disparo (m)	2.90	3.35
Número de Taladros	36	32
Consumo Total de Explosivos	290 cartuchos	244 cartuchos

Factor de carga (Kg/m)	0.6	0.48
% Sobre Rotura	>10%	<10%
% Sobre Dilución	>6%	<6%

Fuente: Elaboración propia

Se observó una reducción significativa en la sobre excavación y una mejora en la eficiencia del disparo. Además, se logró un mejor perfil de galería, disminuyendo daños a los hastiales y piso.

4.3.4 Aplicación de alternativas de mejora en la perforación de galerías.

En la Unidad Minera Islay se llevó a cabo una profunda reingeniería en el proceso de perforación de galerías, orientada a maximizar la eficiencia operativa y mejorarlos costos asociados a esta etapa crítica del ciclo minero. Uno de los cambios más trascendentales fue la transformación integral del diseño de la malla de perforación, que anteriormente adolecía de una articulación adecuada con las características geomecánicas del macizo rocoso. Esta falta de correspondencia técnica generaba una distribución ineficiente de los taladros, limitando la efectividad del proceso de voladura, elevando innecesariamente los costos operativos y afectando la calidad de la fragmentación.

Con la implementación del nuevo diseño, meticulosamente adaptado a las condiciones del terreno, se logró una reducción estratégica del número de taladros, pasando de 36 a 32, sin comprometer los objetivos técnicos de la operación. Este ajuste no solo representó una racionalización significativa en el uso de recursos, sino que también contribuyó a una fragmentación más uniforme y controlada del material, reduciendo sustancialmente el consumo de explosivos y mejorando la estabilidad de las excavaciones.

El impacto de esta optimización se tradujo en una operación más ágil, eficiente y económicamente sustentable, marcando un hito en la evolución técnica de la unidad minera y sentando las bases para una gestión más consciente, precisa y en armonía con los principios de sostenibilidad y responsabilidad ambiental. Lo que permitió un avance más efectivo ya que se redujo el costo en la perforación pasando de 66.87 \$/m (tabla 11) a 61.04 \$/m (Tabla 15). Así mismo, los metros perforados fueron:

$$MP_{previo} = n^{o}tal \times Long = 36 \times 3.66mts = 131.76mts$$

Donde:

MP : Metros perforados (mts)

$n^{\circ}tal$: Número de taladros (tal)

$Long$: Longitud por taladro (mts/tal)

$$MP_{\text{óptimo}} = n^{\circ}tal \times Long = 32 \times 3.66\text{mts} = 117.12\text{mts}$$

Figura 16. Diseño de malla anterior sin consideraciones geomecánicas

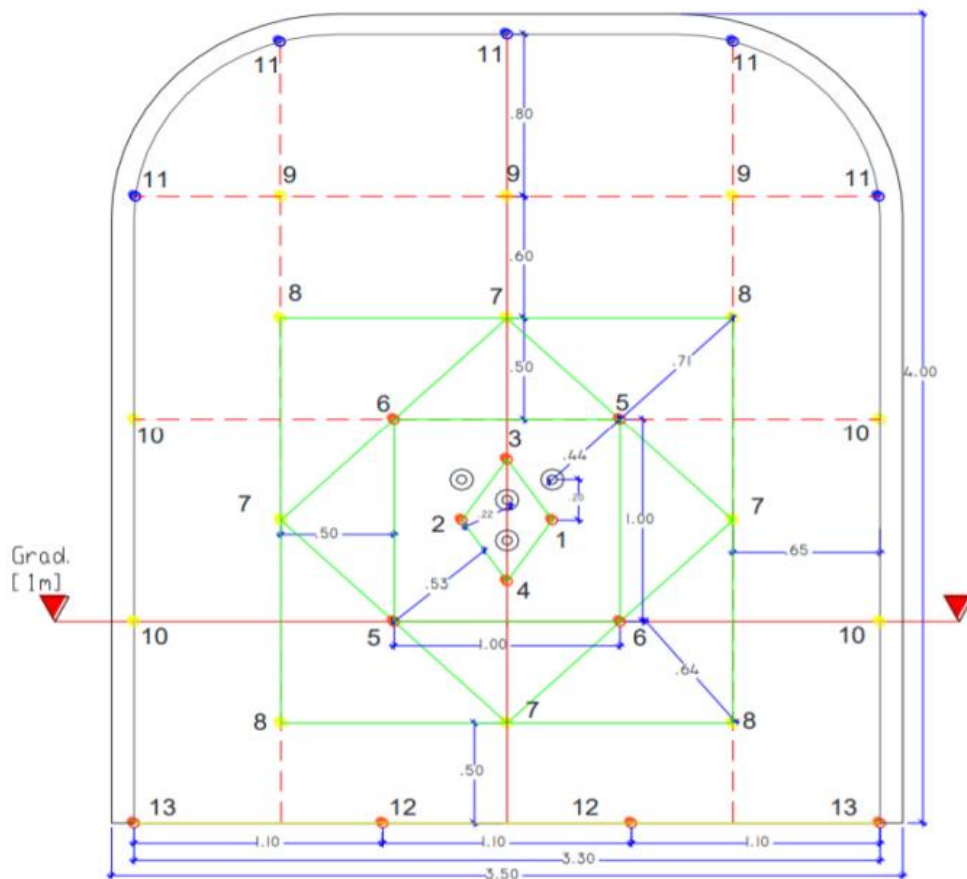


Tabla 10. Distribución previa de taladros

Función	Cantidad de taladros
Arranque	4
Hastiales	4
Arrastre	4
Alivio	4

1° ayuda	4
Taladro de producción	11
Corona	5
Total	36

Fuente: Elaboración propia en base a Minera Islay.

Antes de implementar la propuesta de optimización, el diseño contemplaba un total de 36 taladros, los cuales demandaban un tiempo de perforación por frente de aproximadamente 1 hora y 39 minutos con 41 segundos. Cada taladro presentaba una longitud de perforación promedio de 3.66 metros, alcanzando una longitud total perforada de 132 metros en conjunto. Los costos generados se presentan a continuación.

Tabla 11. Generación de costos de perforación previos con 36 taladros

Detalle	Costo \$	Vida útil Pies/perforados	\$ x pie	Pies perforados	\$ por disparo
Taladro S1D	245500	2,000,000	0.12	432	51.84
Implementos de seguridad					2.61
Barra de 12 pies	506	15000	0.034	432	14.69
Broca de 102 mm	422	3300	0.128	48	6.14
Broca de 51mm	95	3000	0.032	384	12.29
Total de costos de accesorios					87.54
Mano de obra directa	Cantidad	Jornal en S/	Costo \$ x disparo		
Ayudante	1	60		17.96	
Capataz de mina	1	70		20.96	
Perforista	1	70		20.96	
Bodeguero	1	50		14.97	
Leyes sociales	60%			44.91	
Total de costo mano de obra				119.76	

Total de costo de perforación/m	66.88
--	--------------

Fuente: Elaboración propia según Unidad Minera Islay

- Longitud perforada por disparo

$$\text{Número de taladros} \times \text{Longitud por taladro} = 36 \times 3.66 = 131.76 \text{ m}$$

Costo unitario por metro perforado:

$$\frac{87.54 \text{ USD}}{131.76 \text{ m}} = 0.6645 \frac{\text{USD}}{\text{m}}$$

Costo por cada 100 metros:

$$0.6645 \frac{\text{USD}}{\text{m}} \times 100 = 66.45 \frac{\text{USD}}{100\text{m}}$$

Se llevó a cabo un proceso de estandarización del diseño de la nueva malla de perforación, cuidadosamente adaptada a las particularidades geológicas y geomecánicas presentes en la Unidad Minera. Esta adecuación técnica permitió mejorarla precisión y eficacia de las operaciones de perforación, asegurando una mejor respuesta del macizo rocoso ante las cargas explosivas y mejorando la uniformidad en la fragmentación.

Tabla 12. Datos de campo

Características	Valor
Longitud del barrenos de perforación	12 pies (3.66m)
Diámetro de los taladros de producción	51mm
Densidad de roca	2.5
Diámetro de taladros de alivio	102mm
Sección de la galería	3.5mx4.00m

Fuente: Elaboración Propia

Según el modelo de Exsa el N° de taladros óptimo es: $n = \frac{P}{d_t} + S \times K_s$; donde están definidos

S y P como: $S = b \times h$ y $P = 4\sqrt{S}$.

Donde:

n : Cantidad óptima de taladros.

P : Perímetro de galería (equivalente a 14.96m)

d_t : Constante

K_s : Constante

b : Base de galería (equivalente a 3.50m)

h : Altura de galería (equivalente a 4m)

S: Sección de galería (equivalente a 14m²)

Tabla 13. Coeficientes según tipo de roca

Tipo de roca	Ks	Dt
Dura	02	0.5
Semidura	1.5	0.6
Blanda	1	0.7

Fuente: Unidad Minera Islay

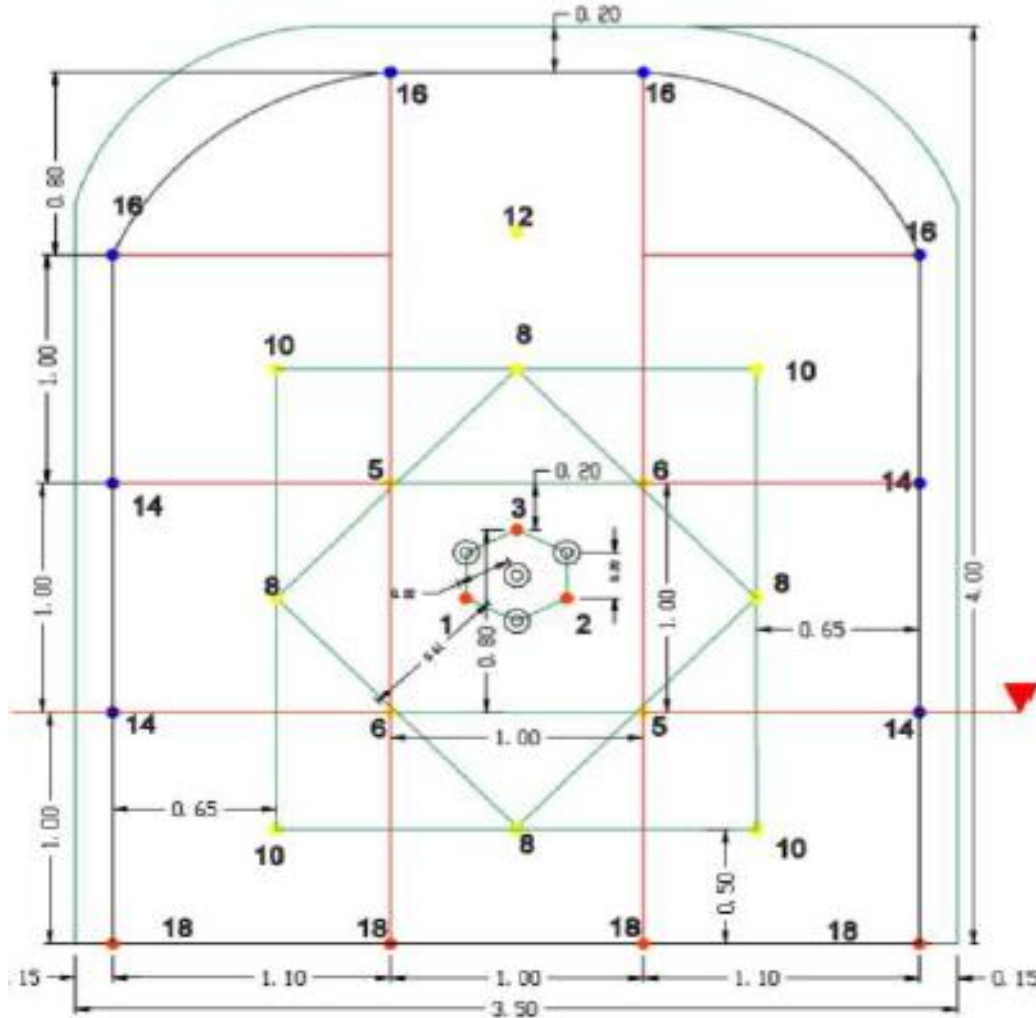
Tabla 14. Nueva distribución de taladros

Función	Cantidad de taladros
Arranque	3
Hastiales	4
Arrastre	4
Alivio	4
1° ayuda	4
Taladro de producción	9
Corona	4
Total	32

Fuente: Elaboración propia en base a Minera Islay

Se actualizó la distribución contando con 32 taladros, la cantidad de taladros de producción es de 9.

Figura 17. Nuevo diseño de malla de perforación.



Fuente: Unidad Minera Islay

Mediante la utilización coordinada de un total de 32 taladros, se consiguió disminuir el tiempo requerido para la perforación en cada frente, alcanzando una duración de apenas 1 hora, 27 minutos y 24 segundos. Cada taladro ejecutó una perforación con una longitud promedio de 3.66 metros, sumando en conjunto un total perforado de 117 metros. Este desempeño refleja un avance significativo en la eficiencia y precisión de los trabajos mineros. Esta optimización evidenció una mejora significativa en la eficiencia operativa respecto al diseño previo. El tiempo de perforación / taladro es de dos minutos con 43 segundos. Los costos generados se presentan a continuación.

Tabla 15. Costos mejorados de perforación con 32 taladros

Detalle	Costo \$	Vida útil	\$ x pie	Pies perforados	\$ por disparo
Taladro S1D	245500	2,000,000	0.12	384	46.08

Implementos de seguridad					2.61
Barra cónica	506	15000	0.034	384	13.06
Broca de 102 mm	422	3300	0.128	48	6.14
Broca de 51mm	95	3000	0.032	336	10.75
Total, costo de accesorios					78.64
Mano de obra directa	Cantidad	Jornal en S/	Costo \$ x disparo		
Ayudante	1	60	17.96		
Capataz de mina	1	70	20.96		
Perforista	1	70	20.96		
Bodeguero	1	50	14.97		
Leyes sociales	60%		44.91		
Total, costo mano de obra			119.76		
Total, costo de perforación/m			61.04 \$/m		

Fuente: Unidad Minera Islay

En la Tabla 15 se presentan los costos mejorados de perforación tras la implementación de las medidas propuestas. El costo total por disparo asciende a 198.40 USD, compuesto por 119.76 USD correspondientes a mano de obra directa y leyes sociales, y 78.64 USD correspondientes a equipos, accesorios y consumibles (taladro, barras, brocas e implementos de seguridad). Este valor se divide entre el avance neto por disparo de 3.25 m, obteniéndose un costo unitario de 61.04 USD/m. La reducción respecto al valor previo (66.87 USD/m) implica un ahorro del 8.7 %, atribuible a la optimización en el uso de insumos y a un mayor rendimiento operativo. Si bien los costos asociados al personal de ingeniería están contemplados dentro de la estructura global de costos de la unidad minera, en el presente análisis de costos unitarios de perforación no se incluyen de manera desagregada. Esto se debe a que constituyen costos fijos, los cuales permanecen constantes independientemente del volumen de avance logrado. Por ello, su exclusión en el cálculo específico no altera la comparación técnica y económica realizada entre el escenario previo y el escenario optimizado, permitiendo enfocar el análisis en los costos variables directamente vinculados a la actividad de perforación.

4.4 Propuesta de mejora en las operaciones de perforación y voladura en galería

4.4.1 Diseño basado en la metodología Six Sigma

La metodología Six Sigma se sustenta en dos pilares fundamentales: por un lado, el enfoque DMAIC que abarca las etapas de Definir, Medir, Analizar, Mejorar y Controlar, destinado a perfeccionar y mejorar procesos ya existentes; y por otro, el enfoque DMADV que comprende Definir, Medir, Analizar, Diseñar y Verificar, orientado a la creación y desarrollo de nuevos procesos o productos. Ambos marcos de trabajo ofrecen una estructura rigurosa y sistemática para alcanzar la excelencia operacional mediante la mejora continua y la innovación. Ambos enfoques metodológicos convergen en un propósito común: reducir al máximo la variabilidad inherente a los procesos, promover una cultura arraigada en la mejora constante y lograr resultados medibles que impacten positivamente tanto en la calidad del producto como en la eficiencia operativa. Esta sinergia impulsa una transformación profunda que fortalece la competitividad y la sustentabilidad de las organizaciones. El enfoque DMAIC es ampliamente utilizado en la mejora continua, ya que proporciona un marco claro para abordar problemas en los procesos actuales.

Definir (Define): En esta fase, se identifican los problemas críticos del proceso y se definen los objetivos del proyecto de mejora. Es crucial comprender el impacto del problema en el cliente y en la organización, estableciendo metas claras para la mejora.

Medir (Measure): Se recopilan datos relevantes sobre el proceso actual para establecer una línea base. En esta etapa, se utilizan herramientas estadísticas para cuantificar el rendimiento del proceso y detectar la variabilidad.

Analizar (Analyze): Los datos recopilados se analizan para identificar las causas raíz de los defectos o problemas. El análisis de la causa raíz es esencial para determinar los factores que contribuyen a la variabilidad del proceso.

Mejorar (Improve): Se implementan soluciones basadas en los resultados del análisis. Estas soluciones están diseñadas para mitigar o eliminar las causas raíz, mejorando el rendimiento del proceso. Se suelen utilizar técnicas como el diseño de experimentos (DOE) para probar y validar las mejoras.

Controlar (Control): Una vez implementadas las mejoras, se establecen controles para mantener los cambios a largo plazo. Esta fase incluye la creación de procedimientos

estandarizados y la implementación de sistemas de monitoreo continuo para asegurar que el proceso siga funcionando de manera optimizada.

4.4.2 Aplicación de alternativas de mejora en la voladura de galerías.

En la Unidad Minera Islay se llevaron a cabo mejoras sustanciales en el diseño de la malla de voladura, con el propósito de elevar de manera notable tanto la eficiencia operativa como la efectividad en los procesos de avance. Estas optimizaciones han facilitado una ejecución más precisa, controlada y armoniosa de las labores mineras, impulsando así un desarrollo más sólido y exitoso en las operaciones subterráneas. Estas modificaciones técnicas permitieron mejorarla distribución y secuenciación de los taladros, favoreciendo un avance más controlado y una fragmentación adecuada del macizo rocoso. Una de las tácticas fundamentales consistió en disminuir la cantidad de taladros perforados y cargados, logrando así no solo una menor utilización de explosivos, sino también un mayor dominio en la fragmentación del mineral. El diseño optimizado incluyó la utilización de explosivos Emulex en distintas concentraciones (80%, 65%, y 45%), se procedió a ajustar cuidadosamente la cantidad de explosivo empleada, adaptándola a las propiedades específicas del macizo rocoso. Paralelamente, se incorporaron técnicas avanzadas de voladura controlada, que contemplaron el uso estratégico de cañas y pentacord, con el fin de minimizar el impacto y los daños en las coronas de las galerías. Estas acciones contribuyeron significativamente a mejorar la estabilidad estructural posterior a la voladura y a reducir la sobre-excavación, optimizando así la eficiencia operativa y la seguridad del frente de trabajo. Estos avances no solo fortalecieron la seguridad durante las labores mineras, sino que también contribuyeron a una notable disminución de los costos asociados a los procesos de voladura.

Ejemplo. Análisis comparativo de costos de voladura con incorporación de cañas y pentacord

Datos:

- Reducción de cartuchos por disparo:

$$N_{red} = 46 \frac{\text{cartuchos}}{\text{disparo}}$$

- Avance neto por disparo:

$$Avance = 3.25 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}$$

- Costo de voladura actual (después):

$$C_{vol_antes/m} = 53.11 \frac{USD}{mts}$$

Fórmulas por usar:

1. $Ahorro_{expl} = N_{red} \times P_{cart}(\frac{USD}{disparo})$
2. $Cañad_caña = n_{cañas} \times P_{caña}(\frac{USD}{disparo})$
3. $Cañad_pent = L_{pent} \times P_{pent}(\frac{USD}{disparo})$
4. $Cañad = Cañad_caña + Cañad_pent(\frac{USD}{disparo})$
5. $Ahorro_{neto_disp} = Ahorro_{expl} - Cañad(\frac{USD}{disparo})$
6. $Ahorro_{neto_m} = \frac{Ahorro_{neto_disp}}{Avance}(\frac{USD}{m})$
7. $C_{vol_nuevo/m} = C_{vol_antes/m} - Ahorro_{neto_m}(\frac{USD}{m})$

Donde:

P_{cart} : Precio de cartucho de explosivo (USD/unidad)

N_{red} : Número de cartuchos reducidos por disparo (unidades)

$n_{cañas}$: Número de cañas utilizadas por disparo (unidades)

$P_{caña}$: Precio unitario de caña (USD/unidad)

L_{pent} : Longitud total de pentacord utilizada por disparo (m)

P_{pent} : Precio unitario de pentacord (USD/m)

$C_{vol_antes/m}$: Costo unitario de voladura antes de la mejora (USD/m)

$C_{vol_nuevo/m}$: Costo unitario de voladura después de la mejora (USD/m)

$Avance$: Avance neto por disparo (m)

$Ahorro_{expl}$: Ahorro por reducción de explosivos (USD/disparo)

$Cañad_caña$: Costo adicional por cañas (USD/disparo)

$Cañad_pent$: Costo adicional por pentacord (USD/disparo)

$Cañad$: Costo adicional total por cañas y pentacord (USD/disparo)

Suposiciones:

Se presentan valores de referencia para los insumos; estos deben reemplazarse por los precios reales de la operación minera para obtener los resultados definitivos:

- Precio cartucho (P_{cart}): 0.40 / 0.80 / 1.20 USD (escenarios bajo/medio/alto)
- Cañas por disparo ($n_{cañas}$): 4 / 6 / 8
- Precio caña ($P_{caña}$): 0.15 USD/unidad
- Metros pentacord/disparo (L_{pent}): 20 / 30 / 40 m
- Precio pentacord (P_{pent}): 0.12 USD/m
- $C_{vol_antes/m}$ = 53.11 USD/m (costo actual de tu Tabla 8, columna 'después')
- Avance por disparo: 3.25 m

Tabla 16. Evaluación económica del impacto de uso de cañas y pentacord en c.u/vol

Escenario	P_cart (USD)	Ahorro_expl (USD/dispar)	Can~ad (USD/dispar)	Ahorro_neto_disp (USD/dispar)	Ahorro_neto_m (USD/m)	C_vol_nuevo/m (USD/m)	% reducción
Conservador	0.40	18.40	3.00	15.40	4.74	48.37	8.9%
Medio	0.80	36.80	4.50	32.30	9.94	43.17	18.7%
Alto	1.20	55.20	6.00	49.20	15.14	37.97	28.5%

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la Unidad Minera Islay (2024).

Se calculó el ahorro en explosivos por disparo (reducción de 290 a 244 cartuchos → $N_{red}=46$) y se confrontó con el costo adicional por el uso de cañas y pentacord. El ahorro neto por disparo se obtiene restando el costo adicional al ahorro en cartuchos; al dividir ese ahorro neto por el avance por disparo (3.25 m) se obtiene el ahorro neto en \$/m. En un análisis de sensibilidad escenarios conservador/medio/alto y usando rangos de precios plausibles, el ahorro neto varía entre 4.74 USD/m y 15.14 USD/m, lo que reduce el costo de voladura desde 53.11 USD/m a un rango aproximado 48.37–37.97 USD/m.

Tabla 17. Consumo previo de voladura

Descripción	Nº de cartucho	Nº de taladros	Total de cartuchos	Tipo de explosivo Emulex	Peso unitario en Kg	Peso total del cart. En kg
T. de producción	8	11	80	65%	0.223	17.84
Arrastre	8	4	32	65%	.223	7.14
Corona	7	5	28	45%	.195	5.46
1º ayuda	8	4	32	65%	.223	7.14
Arranque	10	4	40	80%	.265	10.6
Cebo	1	36	36	80%	.265	9.54
Alivio	4	0		0	0	0

Hastiales	7	4	42	45%	.195	8.19
Total	53		290			65.91

Fuente: Unidad Minera Islay

El consumo total modificado es de 65.91 Kg de explosivo. Los valores de volumen, tonelaje y factores de carga y potencia se presentan a continuación:

1. Volumen roto: $V = b \times h \times L_p$

Donde:

b : Ancho de galería (m)

h : Altura de galería (m)

L_p : Longitud de perforación (m)

V : 43.4m³

2. Tonelaje roto: $TM = V \times d_r$

V : Volumen roto = 43.4m³

d_r : Densidad de roca = 2.5

TM : 109 TM

3. Factor de potencia: $Fp = \frac{Kg-explosivo}{Tonelajeroto} = \frac{95.91Kg}{109TM} = 0.60Kg/TM$

4. Factor de carga: $Fc = \frac{Kg-explosivo}{Volumen roto} = \frac{65.91Kg}{43.4m^3} = 1.52 kg/m^3$

Tabla 18. Consumo mejorado por voladura

Descripción	N° de cartucho	N° de taladros	Total de cartuchos	Tipo de explosivo Emulex	Peso unitario en Kg	Peso total del cart. En kg
Taladros de producción	8	9	64	65%	.223	14.27
Arrastre	7	4	28	65%	.223	6.24
Corona	6	4	24	45%	.195	4.68
1° ayuda	8	4	32	65%	.223	7.14
Arranque	9	4	36	80%	.265	9.54
Cebo	1	32	32	80%	.265	8.48
Alivio	0	4		0	0	0
Hastiales	7	4	28	45%	.195	5.46
Total	46		244			55.81

Fuente: Unidad Minera Islay

El consumo total previo es de 55.81 Kg de explosivo. Los valores de volumen, tonelaje y factores de carga y potencia se presentan a continuación:

1. Volumen roto: $V = b \times h \times L_p$

Donde:

b : Ancho de galería (m)

h : Altura de galería (m)

L_p : Longitud de perforación (m)

$$V = 3.5 \text{ m} \times 4 \text{ m} \times 3.5 \text{ m} = 45.5 \text{ m}^3$$

2. Tonelaje roto: $TM = V \times d_r$

V : Volumen roto = 45.5m³

d_r : Densidad de roca = 2.5

TM : 114 TM

3. Factor de potencia: $Fp = \frac{Kg\text{-explosivo}}{Tonelajeroto} = \frac{55.81Kg}{114TM} = 0.48Kg/TM$

4. Factor de carga: $Fc = \frac{Kg\text{-explosivo}}{Volumen\text{ roto}} = \frac{55.81Kg}{45.5m^3} = 1.23 \text{ kg/m}^3$

4.4.3 Resumen de los parámetros de las operaciones en la construcción de galerías en la U.M Islay

En la Unidad Minera Islay, las actividades relacionadas con la construcción de galerías se desarrollan bajo un riguroso marco de parámetros técnicos cuidadosamente establecidos, con el propósito de asegurar tanto la máxima eficiencia en las operaciones como la integridad y seguridad del personal involucrado en las labores subterráneas. Este enfoque meticuloso permite mejorarlos procesos constructivos y minimizar riesgos inherentes a la minería subterránea. Las dimensiones típicas de las secciones transversales de las galerías fluctúan entre 3.5 y 4.5 metros, adaptándose conforme a las particularidades geomecánicas propias del macizo rocoso en cada área específica. Esta variabilidad responde a la necesidad de asegurar la estabilidad estructural y la funcionalidad óptima de los espacios subterráneos, ajustándose cuidadosamente a las condiciones del terreno. En cuanto a la perforación, se emplean taladros con diámetros que van desde 48 mm hasta 51 mm para los procesos de producción, mientras que para las labores de rimado se utilizan taladros de mayor calibre, alcanzando diámetros de hasta 102 mm. Esta selección responde a la necesidad de adaptar las herramientas a las condiciones y objetivos operativos, garantizando así una ejecución óptima y segura. El rendimiento de avance se estima en un 90%, logrando un avance por disparo de 3.5 metros. La

carga explosiva se ajusta a 20.5 kg por metro de galería, optimizando tanto la fragmentación del material como el uso de explosivos.

Tabla 19. Comparación de voladura

Insumo	Unidad	Precio \$	Cantidad por disparo previa	Cantidad por disparo optimizada	\$ por metro previa	\$ por metro optimizada
Emulex 45%	Cartucho	.36	70	52	8.13	5.76
Emulex 65%	Cartucho	.43	144	124	19.97	16.4
Emulex 80%	Cartucho	.51	76	68	12.5	10.67
Exsanel	Cebo	2.13	32	28	21.98	18.35
Carmex	Unidad	.52	02	02	.34	1.6
Cordon detonante	Metro	.26	20	20	1.68	0.32
Costo \$/m previo		64.28		Costo \$/m mejorado		53.11

Fuente: Unidad Minera Islay

Se observa una reducción notable en la voladura de la empresa optimizada con 32 taladros y menor uso de cartuchos.

Tabla 20. Comparación de perforación

Proceso	Costo de perforación \$/m	Taladros perforados	Tiempo de perforación frente
Previo	66.88	36	1 hora con 39 minutos y 41 segundos
Optimizado	61.04	32	1 hora con 27 minutos y 24 segundos

Fuente: Elaboración propia

Se observa una reducción en costos y tiempo utilizado para la perforación con el proceso optimizado con 32 taladros

4.5 Propuestas de medidas y herramientas de control en las operaciones de perforación y voladura

En la Unidad Minera Islay, se ha propuesto la implementación de una variedad de estrategias y herramientas de control cuidadosamente diseñadas para mejorarlas operaciones de perforación. Este enfoque busca no solo elevar los niveles de eficiencia, sino también reducir de manera significativa los costos vinculados, promoviendo así una gestión más inteligente y rentable de los recursos mineros. Entre las recomendaciones más destacadas figura la implementación de un monitoreo continuo del comportamiento del macizo rocoso durante las labores de perforación, empleando dispositivos especializados que permitan registrar en tiempo real cualquier desviación o anomalía, facilitando así una respuesta ágil y precisa para mantener la estabilidad y seguridad del proceso. Este enfoque permite ajustar los parámetros de perforación de manera oportuna, evitando sobre excavaciones y mejorando la precisión de las perforaciones.

Otra iniciativa fundamental propuesta consiste en la capacitación permanente del personal operativo en técnicas avanzadas de perforación, asegurando así un manejo experto y eficiente de los equipos. Esta formación continua contribuye significativamente a minimizar el desgaste prematuro de las herramientas, prolongando su vida útil y mejorando la productividad general de las labores. Además, se sugiere implementar un sistema de retroalimentación donde los operadores reporten las condiciones del terreno y el rendimiento de los equipos, lo que permitió se realizar ajustes rápidos y mejorar la eficiencia general del proceso.

4.6 Evaluación de los parámetros en las etapas de carguío y acarreo

En la Unidad Minera Islay, la evaluación de las labores de carguío y acarreo se enfoca con especial dedicación en maximizar el rendimiento de la maquinaria, así como en perfeccionar la eficiencia de cada operación. Este enfoque estratégico busca no solo potenciar la productividad, sino también garantizar un uso inteligente y sostenible de los recursos técnicos disponibles, consolidando así un proceso operativo más ágil y efectivo. El proceso de carguío se realiza utilizando un equipo Scootrap Caterpillar modelo R1600H, dotado con una pala cuya capacidad alcanza las seis yardas cúbicas, lo que permite una manipulación eficiente del mineral y contribuye al flujo continuo dentro del ciclo productivo. Esta maquinaria cumple una función esencial en la manipulación de grandes volúmenes de material, asegurando la continuidad fluida y la máxima eficiencia del ciclo operativo durante las tareas de extracción

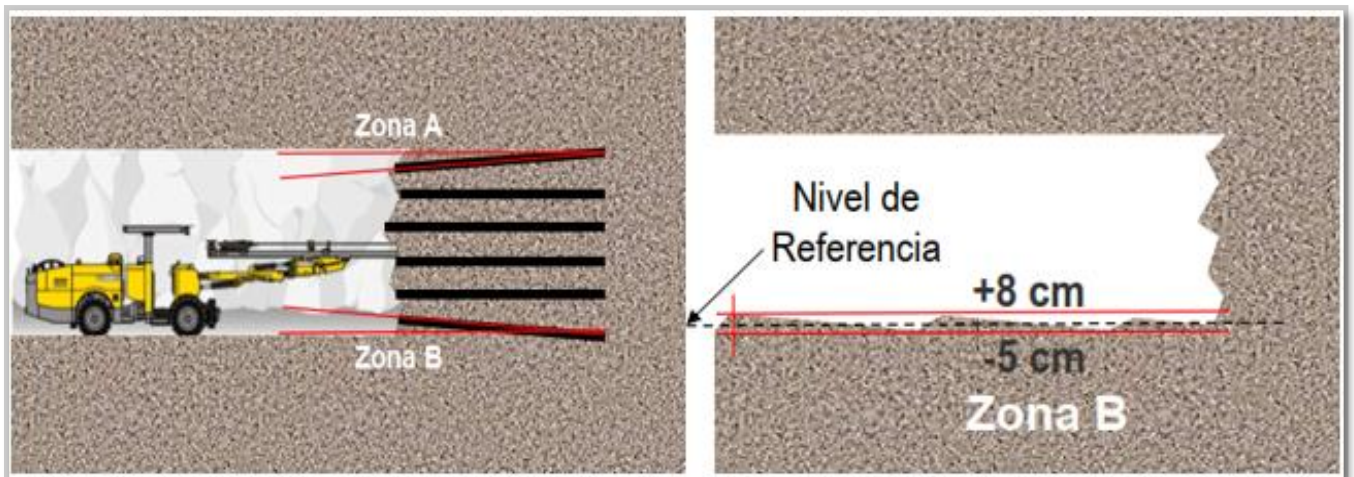
y transporte. Su desempeño robusto y confiable se convierte en un pilar indispensable para mantener el ritmo productivo y la efectividad en cada etapa del proceso minero. Se han implementado mejoras en los parámetros operativos, se consiguió una disminución notable en los costos asociados al acarreo, los cuales se redujeron desde un valor inicial de 645USD/m³ a 490 USD/m³, lo que representa una disminución de 155 USD/m³. Los avances logrados descansan en la implementación de un control riguroso sobre los tiempos asignados a cada operación, junto con la optimización del uso de los equipos disponibles. Estos factores, combinados de manera eficaz, han sido determinantes para impulsar un notable aumento en la eficiencia global del proceso de transporte de mineral dentro de la mina, consolidando así una operación más ágil, ordenada y productiva.

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 Esquema de perfil de rasante de la vía

Figura 18. Esquema de perfil de rasante de la vía



Fuente: Elaboración propia

La figura 18 ilustra de manera detallada el esquema del perfil de rasante que corresponde a la vía de acceso principal en la galería, proporcionando una visualización clara y precisa de las pendientes y desniveles presentes en este tramo clave para las operaciones mineras. Este perfil adquiere una importancia esencial para valorar con precisión la calidad del avance en la excavación subterránea, ya que proporciona una representación gráfica nítida y detallada de las irregularidades y deformaciones presentes en la superficie del piso. Estas alteraciones, originadas directamente por las actividades de perforación y voladura desarrolladas en la zona, permiten un análisis visual que facilita la identificación de posibles desviaciones y la toma de decisiones oportunas para mantener la integridad y eficiencia del frente de trabajo. La rasante ideal busca una superficie continua y uniforme que facilite las labores de carguío y acarreo, evitando esfuerzos adicionales en el desplazamiento de equipos.

Durante el análisis se detectaron desviaciones relevantes en relación con el nivel de referencia establecido, situación que impone la realización de una evaluación estadística rigurosa para evaluar la capacidad real del proceso y para justificar la implementación de una estandarización en los parámetros operativos en terreno.

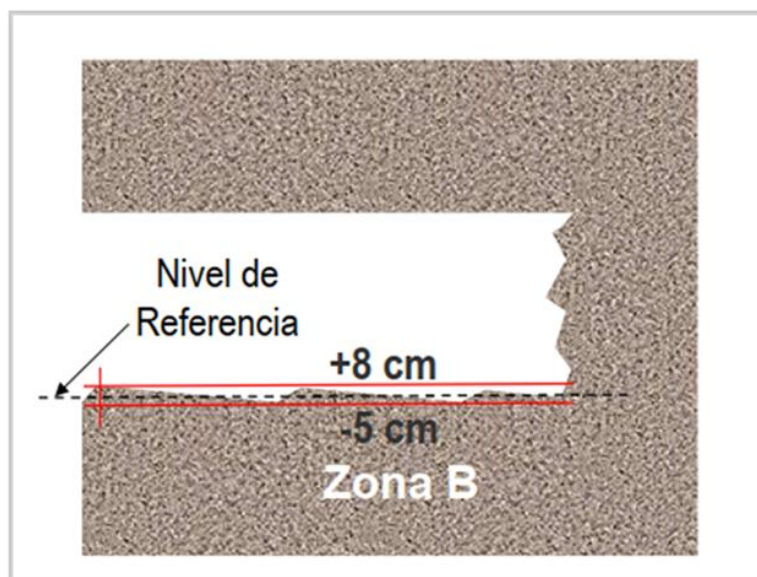
Tabla 21. Datos obtenidos mediante análisis estadístico

PROFUNDIDAD ADECUADA (VALLES Y CRESTAS) (cm)	-5	5	7	11	12	12	6	3	5	-3	2	12	-5	13	15
OPERADOR DE JUMBO	A	A	A	B	B	B	B	A	A	A	A	B	B	B	B

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 20 presenta los valores obtenidos mediante el análisis estadístico aplicado con el software Minitab, relacionados al nivel Sigma y a los índices de capacidad del proceso en las operaciones de perforación y voladura. Estos indicadores permiten evaluar el grado de variabilidad del proceso respecto a los límites de especificación establecidos. Un nivel Sigma elevado implica un proceso más estable y controlado, con menor cantidad de errores o desviaciones respecto a los resultados esperados.

Figura 19. Nivel de referencia de rasante

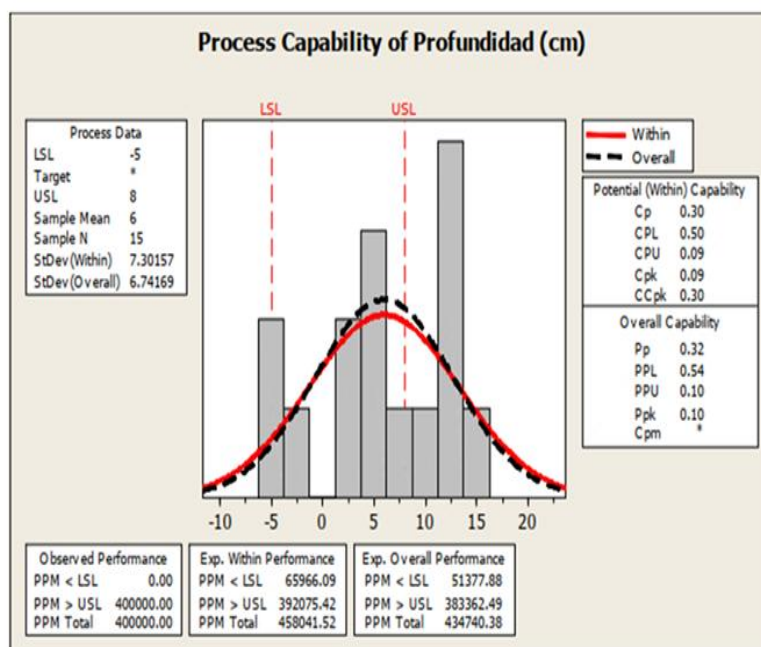


Fuente: Elaboración propia

La Figura 19 representa el nivel de referencia de la rasante obtenida en la labor minera, comparando visualmente la uniformidad del fondo de la galería tras las voladuras. Esta referencia permite analizar el grado de sobre excavación o sub excavación respecto a una línea base ideal, definida según los parámetros técnicos de avance. Cada punto en el gráfico refleja una medición puntual de profundidad, permitiendo identificar si el disparo generó un valle (profundidad mayor a la esperada) o una cresta (profundidad menor). Este análisis cobra una relevancia primordial al permitir valorar tanto la efectividad del diseño de la malla de perforación aplicado como la precisión y habilidad operativa exhibida por el personal en terreno. A través de esta evaluación detallada, se pueden identificar fortalezas y áreas de mejora que contribuyen a perfeccionar continuamente los procesos y garantizar resultados óptimos en cada fase de la operación minera. Comprender estos aspectos permite identificar áreas de mejora y mejorar el rendimiento global del proceso minero.

5.1.1 Análisis de datos mediante Minitab

Figura 20. Análisis de datos con Minitab



Cp = 0.3, nos indica que solo el 30% del proceso está dentro de $\pm 3\sigma$.

CPU = 0.09, nos dice que a la derecha de la media del proceso se encuentra el límite mas débil o que menos se cumple.

Fuente: Elaboración propia

El resultado de la capacidad del proceso de profundidad muestra que la medida promedio de la muestra realizada es de 6 cm, lo cual se encuentra en el rango entre el límite inferior aceptable (-5cm) y el límite superior aceptable (8cm), sin embargo, el promedio encuentra muy cercano a la medida máxima aceptable. La desviación estándar dentro del

proceso es de 7.30157 y la global de 6.74169, estos valores son altos considerando que el promedio se encuentra cercano al límite superior.

En cuanto a el rendimiento observado, no se ve ninguna unidad por debajo del límite inferior aceptable, sin embargo, existe un total de 400000 PPM mayores al límite superior (8cm). En cuanto al rendimiento de corto plazo o dentro del proceso esperado, se estima un total de 65966.09 casos en los que se presenten datos por debajo del límite inferior aceptable y 458041.52 casos por encima del límite superior. En cuanto al rendimiento de largo plazo o global, se estima 51377.88 casos en los que PPM es menor al límite inferior y 434740.38 en los que se supera el límite superior aceptable. En total, un 434740.38 de defectos.

Considerando la capacidad potencial, $C_p=0.3$ indica que, según los datos analizados, el proceso no es capaz de producir resultados dentro de las especificaciones esperadas. El valor $C_{pL}=0.5$ muestra un mejor rendimiento del proceso considerando únicamente el límite inferior, mientras que el $C_{pU}=0.09$ indica que existe una alta ineficiencia en el control sobre el límite superior.

La significativa variabilidad observada entre los distintos operadores indica claramente la urgencia de establecer y reforzar procedimientos estandarizados, con el objetivo de alcanzar una mayor homogeneidad en las labores de perforación. Esta uniformidad resulta esencial para prevenir que se sobrepasen de manera recurrente los límites superiores aceptables, garantizando así la calidad y seguridad del proceso operativo.

5.1.2 Nivel Sigma

Tabla 22. Nivel Sigma e índices de capacidad del proceso

Descripción	Z	% Prob. No falla	% Prob Falla	Nivel Sigma
Z_{LSL}	-1.661	4.8%		
Z_{USL}	0.302	61.9%		
$Z_{USL} - Z_{LSL}$		57%	43%	0.8
M	6 cm	C_p	0.327	
S	6.62 cm	C_{pk}	0.101	
LSL	-5 cm	C_{pkLSL}	0.554	
USL	8 cm	C_{pkUSL}	.101	

Fuente: Evaluación mediante programa Minitab

Donde:

- Z_{LSL} (Z- Lower Specification Limit): Es el valor Z correspondiente al límite de especificación inferior (LSL). Representa la cantidad de desviaciones estándar que hay entre la media del proceso y el límite inferior.
- Z_{USL} (Z- Upper Specification Limit): Es el valor Z del límite de especificación superior (USL). Este valor muestra la cantidad de desviaciones estándar entre la media y el límite superior.
- $Z_{USL} - Z_{LSL}$: Este cálculo muestra la diferencia entre el valor Z del límite superior y el límite inferior.
- % Prob. No falla: Es el porcentaje de probabilidad de que el proceso se mantenga dentro de los límites de especificación, evitando fallos.
- % Prob. Falla: Indica el porcentaje de probabilidad de que el proceso falle o se encuentre fuera de los límites especificados.
- Nivel Sigma: Este valor representa la capacidad del proceso en términos de Sigma, o cuán eficiente es el proceso para cumplir con los requisitos de especificación.
- $\bar{m}$ (media del proceso): En este caso, el valor de 6 cm. representa el valor promedio de la medición en el proceso.
- C_p (Índice de capacidad del proceso): C_p mide la capacidad del proceso en función de la variabilidad total sin tener en cuenta la posición de la media.
- C_{pk} (Índice de capacidad del proceso corregido): C_{pk} considera tanto la variabilidad del proceso como la posición de la media en relación con los límites de especificación.
- LSL (Lower Specification Limit): Es el límite de especificación inferior, -5 cm en este caso, que establece el valor mínimo aceptable en el proceso.
- C_{pkLSL} (Índice de capacidad del proceso en relación con el límite inferior): Este valor mide qué tan bien el proceso cumple con el límite inferior de especificación.
- USL (Upper Specification Limit): Es el límite de especificación superior, 8 cm en este caso, que establece el valor máximo aceptable.
- C_{pkUSL} (Índice de capacidad del proceso en relación con el límite superior): Indica qué tan bien se ajusta el proceso al límite superior de especificación.

- s (desviación estándar del proceso): Según las mediciones de valles y crestas, se observa inconsistencias en la operación del equipo, la probabilidad de no alcanzar el límite inferior aceptable es solo de 4.8%, sin embargo, la probabilidad de superar el límite superior es del 61.9%. El nivel sigma =0.8 (43%) muestra la probabilidad alto de defectos, por lo que se demuestra la necesidad de mejoras en la estandarización del uso de las maquinarias.

Aunque el valor promedio de valles y crestas es de 6cm, la desviación estándar es de 6.62, demostrando una alta variabilidad en los datos, lo que explica el porcentaje alto de probabilidad de fallas y del nivel sigma. Los índices de capacidad muestran valores bajos principalmente con relación al límite superior ($C_{pk}=0.101$), resaltando lo mencionado sobre la probabilidad de falla.

Tabla 23. Conversión de Nivel Sigma y defectos por millón (DPMO)

Nivel sigma	Valor Z (aprox)	% de error	Defectos por millón (DPMO / PPM)
6.0	4.5	0.00034%	3.4
5.0	3.5	0.23%	233
4.5	3.0	0.0668%	668
4.0	2.6	0.13%	1350
3.5	2.2	0.62%	6210
3.0	1.8	2.70%	27000
2.5	1.5	6.68%	66800
2.0	1.2	13.4%	134000
1.5	0.9	20.7%	307000
1.0	0.6	30.8%	308000
0.8	~0.30	43.4%	434000
0.5	~0.10	46.7%	467000

0.0	0.0	50%	500000
-----	-----	-----	--------

Fuente: Elaboración propia adaptada de Six Sigma Institute (2020) y datos estándar Z-Sigma conversión.

5.1.3 Escenario real y de planeamiento

Tabla 24. Escenario real y de planeamiento

Descripción	Escenario real				Escenario según planeamiento			Variación
	Distancia m	Velocidad km/hr	Velocidad m/s	Tiempo s	Velocidad km/hr	Velocidad m/s	Tiempo s	
ACARREO	100	7	1.9	51.4	15	4.2	24	27.4
MANIOBRA				20			20	
DESCARGA				5			5	
RETORNO	100	9	2.5	40	17	4.7	21.2	18.8
CARGUÍO				15				
TIEMPO DE CICLO				131.4			85.2	46.3
VBUCKET				3			3	
PRODUCCIÓN m3/hr @100%				82.2			126.8	-44.6 m3/hr
EFIC. PLANEAMIENTO				80%			80%	
EFIC. PROCESO				83%			83%	
DISP. MECÁNICA				85%			85%	
EFIC. TOTAL				56%			56%	
PRODUCCIÓN (m3/hr) @EFIC.				46%			72%	-25.2 m3/hr

Fuente: Evaluación mediante programa Minitab

En cuanto a la diferencia de tiempos y producción reales contrastado con lo planificado, la diferencia del ciclo es en total de 46.3 y la diferencia de producción es de 44.6 m³/hr menos de lo planificado, así mismo, la eficiencia es de 25.2 m³/hr menos de lo planificado. Estas ineficiencias impiden el logro de los objetivos por lo cual es necesario conocer las causas para mejorar el rendimiento.

Cálculo de producción perdida:

$$\text{Producción real} = \frac{m^3}{131.4s} \times 3600 = 46.4 \text{ m}^3/\text{hr}$$

$$\text{Producción planificada} = \frac{m^3}{85.2s} \times 3600 = 71.6 \text{ m}^3/\text{hr}$$

$$\text{Diferencia: } 25.2 \frac{\text{m}^3}{\text{hr}_{\text{perdido}}} \approx 35\% \text{ de pérdida}$$

5.1.4 Resumen de costos

Tabla 25. Resumen de costos esperados

Descripción	Costo de Producción en Vida Útil del equipo \$	Probabilidad de Ocurrencia (%)	Costo de Producción en Vida Útil \$
ESCENARIO REAL	1,811,166	43%	778,224
ESCENARIO TEÓRICO	1,173,784	57%	669,431
TOTAL, ESPERADO			1,447,655
		Variación	363,511

Fuente: Evaluación mediante programa Minitab

El costo de producción real es de \$1,811,166, mientras que el costo teórico en una situación optimizada es de \$1,173,784, se espera una reducción de \$637,382 de costo reducido debido a las variaciones en la producción.

5.1.5 Índices económicos

En la tabla que se exhibe a continuación, se condensan de forma clara y precisa los parámetros optimizados durante los procesos de perforación y voladura llevados a cabo en galería, poniendo de relieve las notables mejoras logradas tras la implementación del diseño perfeccionado. Este resumen esquemático facilita la comprensión integral de los avances técnicos alcanzados y su impacto directo en la eficiencia operativa. Este resumen facilita la comprensión integral de los avances técnicos implementados y su impacto en la operación minera.

Tabla 26. Resumen de escenarios

Descripción	Producción m3/hr	O&O \$/hr	Productividad m3/\$	Producción Esperada en Vida Útil del equipo m3	Costo de producción en Vida Útil del equipo \$
ESCENARIO REAL	46.4	80.0	0.58	1,050,000	1,811,166
ESCENARIO TEÓRICO	71.6	80.0	0.89	1,050,000	1,173,784
15,000 Hrs x 70 m3/hr		1,050,000.00			

Fuente: Evaluación mediante programa Minitab

En el escenario actual, se observa una producción de 46.4 m3/hr mientras que en un escenario optimizado se esperaría una producción promedio de 71.6 m3/hr. El costo de

operación y mantenimiento no varía puesto que estos factores no se ven influenciados por las mejoras propuestas. En cuanto a la productividad en m³/\$ se espera un incremento de 0.31 que representaría la mayor eficiencia en el proceso.

5.1.6 Discusiones

Los datos obtenidos a lo largo de esta investigación evidencian una mejora sustancial tanto en la eficiencia operativa como en la rentabilidad de los procesos de perforación y voladura en la Unidad Minera Islay, resultado directo de la adopción e implementación de un diseño optimizado basado en la rigurosa metodología Six Sigma. Este enfoque sistemático ha permitido elevar los estándares de calidad y precisión, consolidando un avance significativo en la gestión y desempeño de las operaciones mineras. Este enfoque estructurado y riguroso ha permitido alcanzar niveles superiores de desempeño, consolidando un avance significativo en la gestión y control de estas actividades cruciales para la minería. Uno de los aspectos más relevantes fue la reducción en el número de taladros por disparo, pasando de 36 a 32, lo que permitió disminuir el costo de perforación de 66.88 USD/m a 61.01 USD/m. Este hallazgo se alinea perfectamente con la hipótesis formulada, que sostiene que un diseño meticulosamente planificado de las galerías tendrá un impacto decisivo en la optimización del rendimiento operativo, además de contribuir de manera significativa a la disminución de los costos asociados. De esta forma, se confirma la importancia de una planificación estructural eficiente como pilar fundamental para el éxito y la rentabilidad del proyecto minero.

De igual manera, en la etapa de voladura, el diseño optimizado permitió reducir los costos de 64.28 USD/m a 53.11 USD/m, una disminución considerable atribuida principalmente a la reducción del consumo de explosivos. En particular, se observó una optimización en el uso del explosivo Emulex 65%, lo que evidencia una mejora en el control de la energía aplicada por disparo y una mejor distribución del explosivo dentro de los taladros.

El nivel Sigma alcanzado tras la implementación del nuevo diseño sugiere una estandarización efectiva de los procesos, lo cual no solo se traduce en mejores rendimientos, sino también en una mayor predictibilidad y control del proceso minero. Esto es clave para operaciones subterráneas, donde las condiciones de geomecánica variable representan un desafío constante.

Resulta crucial resaltar que los avances técnicos logrados no solo se reflejan en una disminución significativa de los costos directos vinculados a las actividades de perforación y

voladura, sino que también desencadenan impactos favorables en otras fases esenciales del proceso minero, como las operaciones de carguío y acarreo. Este efecto multiplicador evidencia cómo la optimización en una etapa puede potenciar la eficiencia y sostenibilidad de todo el ciclo productivo, elevando el rendimiento general de la mina. Esta sinergia contribuye a mejorarla eficiencia global del sistema, potenciando la productividad y favoreciendo una gestión integral más eficiente y sostenible. La obtención de pisos de mejor calidad y una rasante más uniforme reduce el desgaste de los equipos, mejora la eficiencia del ciclo de minado y permite una mejor planificación operativa.

En relación con el trabajo de Martínez y Gómez (2021), desarrollado en una mina polimetálica subterránea en México, se demostró que el rediseño de mallas de perforación, basado en parámetros Geomecánicos y validado estadísticamente, puede generar mejoras significativas en el avance por disparo, reducir el consumo de explosivos y disminuir los costos unitarios de perforación y voladura. Estos hallazgos guardan estrecha relación con los resultados obtenidos en la presente investigación, donde la optimización de la malla permitió pasar de 36 a 32 taladros, reduciendo el factor de potencia de 0,60 kg/TM a 0,48 kg/TM, con un impacto positivo en los costos y en la eficiencia global del ciclo de minado. Al igual que en el estudio de Martínez y Gómez, los resultados de esta tesis confirman que la eficiencia integral de las operaciones subterráneas depende de la correcta aplicación y control de los parámetros técnicos en perforación y voladura. En ambos casos, se evidencia que la mejora técnica del diseño solo se consolida cuando existe un control riguroso de la variabilidad operativa en campo, lo que garantiza avances más homogéneos, fragmentación adecuada y reducción de costos. Por tanto, la presente investigación reafirma que la combinación de un diseño optimizado y la gestión operacional disciplinada constituye un pilar fundamental para alcanzar procesos eficientes, seguros y económicamente sostenibles en minería subterránea. Este aspecto también fue abordado por Moreano (2022), quien identificó que la ingeniería de voladura pierde efectividad si no está acompañada de disciplina operativa y estrategias de comunicación que aseguren su cumplimiento. A diferencia del enfoque cualitativo adoptado por Moreano, en esta tesis se aplicó un análisis cuantitativo mediante el software Minitab, lo cual permitió validar estadísticamente las mejoras logradas tras la implementación del rediseño, con indicadores como Cpk, nivel Sigma y pruebas de Hipótesis. Este enfoque permitió comprobar que el rediseño técnico no solo reduce costos, sino que mejora la precisión del disparo y el control de sobre excavación, siempre que exista alineación entre diseño e implementación.

Sobre el estudio de Sahuinco (2019), en la Compañía Minera Yanaquihua, evidenció que la aplicación de rediseños técnicos en perforación y voladura adaptados a las condiciones geomecánicas permitió mejorar el perfil de excavación, reducir la sobre excavación y mejorarlos costos operativos. Aunque su metodología fue más empírica, sus conclusiones coinciden con esta tesis al confirmar que una malla mal adaptada genera desviaciones técnicas que afectan el ciclo completo de minado. A diferencia de su enfoque, esta investigación utilizó herramientas estadísticas como Minitab y Six Sigma para validar la mejora del proceso, lo que permitió estandarizar resultados, elevar la capacidad del proceso y reducir la variabilidad operativa. En conjunto, estos dos estudios robustecen la importancia crucial de emprender un rediseño técnico meticuloso de las mallas de perforación y voladura, sustentado en la aplicación de simulaciones minuciosas, pruebas piloto exhaustivas y un análisis estadístico riguroso. Este enfoque integral no solo permite mejorarla precisión y efectividad de los procesos, sino que también impulsa una mejora significativa en la seguridad y eficiencia operativa dentro del ámbito minero. Este enfoque integral no solo garantiza que los resultados obtenidos sean reproducibles con consistencia, sino que además asegura su sostenibilidad a largo plazo, promoviendo mejoras continuas en los procesos mineros y una optimización constante de los recursos utilizados.

Finalmente, el estudio llevado a cabo por Paucar Soto, Jademier Wilson (2019) en la Unidad Minera Yauricocha se enfocó de manera particular en analizar el desempeño y la eficiencia operativa de los equipos scoop durante las fases de carguío y transporte. Esta investigación aportó valiosos conocimientos técnicos orientados a mejorar el uso de estos equipos fundamentales en la cadena de producción subterránea, con miras a mejorar la productividad y reducir los tiempos de operación. El análisis subrayó que múltiples factores, entre los cuales destacan la disponibilidad mecánica de los equipos, una planificación eficiente del mantenimiento y el estado óptimo del frente de trabajo, ejercen una influencia determinante sobre los costos vinculados a las labores de extracción minera. Estos elementos, al integrarse de manera armoniosa, se convierten en pilares fundamentales para la reducción de gastos operativos y la maximización de la rentabilidad en las actividades mineras. Estos hallazgos subrayan la necesidad de una gestión integral para mejorar recursos y maximizar la productividad. Si bien el enfoque principal de su estudio estuvo dirigido a los equipos scoop, los hallazgos de dicha investigación coinciden plenamente con los planteamientos de esta tesis, destacando que la calidad del frente de trabajo, resultado de una correcta ejecución en los procesos de perforación y voladura, es un factor crucial que incide directamente en el

rendimiento y la eficiencia de todo el ciclo de minado. Esta correlación subraya la importancia de mantener altos estándares en estas etapas para mejorarlos resultados operativos. En ambos estudios se concluye que es fundamental mejorar la calidad del diseño de voladura y aplicar metodologías de mejora continua (como en este caso, Six Sigma), para estandarizar resultados, minimizar desviaciones y mejorar la eficiencia global del proceso.

En resumen, los hallazgos de la presente investigación se alinean con los antecedentes revisados, y permiten afirmar que una adecuada planificación técnica y operativa de las etapas de perforación y voladura no solo mejora los rendimientos y reduce los costos unitarios, sino que también crea condiciones favorables para el desarrollo eficiente de todo el ciclo de minado subterráneo. La aplicación de herramientas como Six Sigma, el análisis de parámetros técnicos y la optimización del uso de explosivos son estrategias viables y replicables para otras unidades mineras con condiciones similares.

CONCLUSIONES

Primera: La mejora en el diseño y construcción de galerías generó una diferencia notable en los costos y rendimientos de la U.M. Islay, el costo previo en voladura fue de 64.28 \$/m, el costo optimizado es de 53.11 \$/m con una reducción de cartuchos Emulex tanto de 45%, 65% y 80%. El factor de Carga = 1.23kg/m³. Se estableció un factor de potencia equivalente a 0.48 kilogramos por tonelada métrica (Kg/TM), un valor que refleja la cantidad de energía requerida para el proceso específico, sirviendo como un indicador clave para evaluar la eficiencia energética y el rendimiento operativo dentro del sistema minero. Asimismo, el costo inicial asociado a las operaciones de perforación fue de 66.88 dólares por metro lineal, mientras que, tras la implementación del rediseño de la malla reduciendo el número de taladros de 36 a 32, se logró mejorardicho costo a 61.04 dólares por metro, evidenciando una mejora económica significativa sin comprometer la calidad operativa.

Segunda: En cuanto a los inconvenientes técnicos, se observa una alta variabilidad en el uso de las maquinarias por los operadores, la probabilidad de superar el límite superior aceptable es del 61.9%, considerando el nivel sigma de 0.8 y la probabilidad de falla total del 43%. El indicador Cpk confirma la alta tendencia de fallas principalmente en sobrepasar el límite superior aceptable, llegando a observarse valores de valles y crestas de hasta 15 cm.

Tercera: Considerando la evaluación económica realizada en la cual se presenta una reducción potencial del costo de producción de \$637,382.00 se confirma la factibilidad económica de la implementación de un plan orientado a la mejora en el uso de las maquinarias a través de la estandarización de los resultados de valles y crestas. La adecuación del plan tiene el potencial de incrementar la producción de 46.4 m³/hr a 71.6 m³/hr. Así mismo, se detaca una reducción de costos de 11.17 \$/m en los procesos de voladura y de 5.87 \$/m en los procesos de perforación.

Cuarta: Los progresos alcanzados en las técnicas de perforación y voladura dieron lugar a una notable disminución en el tiempo requerido para culminar las labores en el frente de excavación. Esta optimización operativa no solo agilizó los ritmos de avance, sino que también reflejó un salto cualitativo en la eficiencia y productividad de los procesos mineros, consolidando así una mejora sustancial en la dinámica de desarrollo subterráneo. El tiempo de ejecución experimentó una reducción considerable, descendiendo de 1 hora, 39 minutos y 41 segundos a apenas 1 hora, 27 minutos y 24 segundos. Esta mejora evidencia un avance

significativo en la eficiencia operativa, lo que no solo agiliza las tareas en el interior de la mina, sino que también contribuye a la optimización integral de los ciclos productivos, fortaleciendo la competitividad y sostenibilidad de las operaciones mineras. Esta optimización fue posible gracias a la implementación de un número óptimo de 32 taladros, lo que permitió agilizar las operaciones sin comprometer la calidad del avance ni la estabilidad del frente. En cuanto a la voladura, se observa una reducción de 7 cartuchos en el proceso optimizado.

RECOMENDACIONES

Primera: A la gerencia de operaciones y recursos humanos se le recomienda desarrollar y realizar evaluaciones de desempeño conforme a un manual de operación estandarizado que asegure el uso adecuado de las prácticas en el uso de las maquinarias de perforación, con lo cual, se espera reducir la alta variabilidad en las medidas de valles y crestas generadas por la maquinaria.

Segunda: Al departamento de control de calidad se le recomienda considerar la instalación de software y sensores de monitoreo en las maquinarias procurando reducir la frecuencia de ocasiones en las que se supere el límite superior aceptable en el uso de las maquinarias, mejorando el nivel sigma y reduciendo los costos de producción.

Tercera: A la gerencia de producción y planificación se le recomienda ajustar los horarios de operación de las maquinarias procurando maximizar el uso eficiente de las mismas, así como implementar un programa de incentivos que estimule la eficiencia y reduzca la variabilidad en el uso de las maquinarias.

Cuarta: Se recomienda al equipo responsable del control operativo la puesta en marcha de un programa riguroso y detallado de mantenimiento preventivo, cuyo objetivo principal sea garantizar la operatividad continua y sin interrupciones de los equipos destinados a perforación y voladura. Esta iniciativa busca mejorar el rendimiento de la maquinaria, minimizar riesgos de fallas inesperadas y asegurar la eficiencia en las labores mineras, contribuyendo así al cumplimiento de los objetivos productivos de manera segura y sostenida. Esta estrategia no solo optimiza el rendimiento operativo, sino que también contribuye significativamente a extender la vida útil de la maquinaria, reduciendo fallas imprevistas y costos asociados a paradas no programadas. Esto no solo disminuye los tiempos de inactividad, sino que también reduce costos a largo plazo, manteniendo los equipos en óptimas condiciones.

Quinta: Fortalecer de manera prioritaria las competencias técnicas, la disciplina operativa y la responsabilidad del personal encargado de la perforación y voladura, mediante programas de formación continua y evaluaciones periódicas de desempeño. La experiencia demuestra que el factor humano es decisivo para garantizar la máxima eficiencia y preservar la integridad de los equipos, ya que una operación correcta, precisa y consciente no solo optimiza el rendimiento, sino que prolonga la vida útil de la maquinaria y reduce de forma significativa los costos derivados de fallas o uso inadecuado.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aquino, S. (2019). Diseño y construcción de la rampa 440, para explorar e incrementar las reservas minables y su posterior extracción en CIA minera MACDESA SAC. Tesis de grado. Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa
- Caicedo, N. (2024). *Propuesta de mejoramiento del sistema de producción de la empresa Induecon S.A.S con herramientas de Lean Six Sigma* [Tesis de grado, Universidad Autónoma de Occidente]. <https://red.uao.edu.co/entities/publication/8924efac-a361-4c1f-9d99-08370ee9f1e8>
- Ccapa, A. (2019). *Reducción de costos de producción mediante la evaluación de las operaciones unitarias en la minera Islay de la empresa Chungar S.A.C.-Cerro de Pasco* [Tesis de grado]. Universidad Nacional del Altiplano.
- Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía (2020). *Introducción a la minería subterránea*. Genliber.
- Exsa S.A (2020): *Manual práctico de voladura*. Livmin
- Ministerio de Energía y Minas del Perú. (2018). *Glosario de términos mineros*.
- Gonzales, J. (2021). *Diseño de malla de perforación y voladura para incrementar la eficiencia en labores de avance en la unidad minera Islay-Cía Mineara Chungar-2021* [Tesis de grado]. Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Herrera, J. (2019). *Introducción a la Minería Subterránea*. Girmi_UPM. <https://oa.upm.es/62723/>
- Laboratorio de innovación en Tecnologías Mineras, *Introducción a la minería subterránea* Vol. IV Madrid 2020
- López, A. (2024). *Cartografía y explotación geológica superficial para la actualización del plan de trabajos y obras del título minero gi2-101 y soporte en labores de explotación subterránea del yacimiento aurífero explotado por la mina El Gran Porvenir del Libano s.a.* [Tesis de grado, Universidad de Caldas]. <https://repositorio.ucaldas.edu.co/entities/publication/dde86c6e-48b7-45e6-bb06-d8af6f0f6ee6>
- López Jimeno, Carlos (2003): “Manual de Perforación y Voladura de Rocas” Madrid – España.
- Miquel Estruch Serra, Ana Tapia Gómez - Topografía subterránea para minería y obra

- Monago, A. (2018). *Gestión del tiempo de transporte de mineral para reducir costos en la mina Islay-Unidad Operativa Chingar de Volcan Compañía Minera S.A.A.* [Tesis de grado]. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Ojeda, M. (2020). *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*. RWO Mestas.
- Servicio Geológico Mexicano. (s. f.). *Yacimiento mineral. Recuperado de Servicio Geológico Mexicano*.
- Sistemas de Clasificación para la Caracterización del Macizo Rocosó. Ing. Yolanda Aceneth Jiménez Fuentes Universidad Gran Colombia 2012
- Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía (2004) “Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea” Perú.
- Víctor Raúl Berrospi Eusebio Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. minera Volcan S.A.A. Tesis de grado.
- Volcan Compañía Minera S.A.A. (2024). *Volcan Somos uno de los mayores productores de zinc, plomo y plata*. Volcan. <https://www.volcan.com.pe/nosotros/>
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2014). *Metodología de la investigación* (6.^a ed.). McGraw-Hill.

ANEXOS

Tabla 27. Matriz de Consistencia

Evaluación Técnico - Económico de la Perforación y Voladura en la Construcción de Galerías U.M. Islay – CIA. Minera Volcan S.A.A. – Cerro de Pasco					
PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	METODOLOGIA	POBLACIÓN	VARIABLE
1.- Problema General	1.-Objetivo General	1.- Hipótesis General	El estudio es descriptivo, evaluativo y correlacional, ya que parte de los aspectos establecidos mediante pruebas llevarán a nuevas condiciones y al análisis de un nuevo caso, mediante la predicción por simulación, por medio de teorías y pruebas realizadas en campo; cuyos resultados al final podrán ser aplicados en otras unidades mineras.	La población para la presente investigación estará constituida en la galería principal del Nv – 370 del manto Anita en la UM Islay Compañía Minera Volcan S.A.A.	Variables Independientes
¿De qué manera influye el diseño y la ejecución de galerías en la eficiencia técnica y económica de las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera Islay – Compañía Minera Volcan S.A.A., y cómo puede la aplicación de una metodología de mejora continua como Six Sigma, a través del análisis estadístico con Minitab, contribuir a la optimización del ciclo de minado?	Evaluar la influencia del diseño y ejecución de galerías sobre la eficiencia técnica y económica de las operaciones de perforación y voladura implementando herramientas de Six Sigma con el apoyo del software Minitab, con el fin de mejorar el ciclo de minado y reducir la variabilidad del proceso.	Si se mejora el diseño y ejecución de las galerías mediante la aplicación de la metodología Six Sigma y el análisis estadístico con Minitab, entonces se mejorará la eficiencia técnica y económica de las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera Islay – Compañía Minera Volcan S.A.A.			• Diseño y ejecución de galerías Dimensiones Diseño de malla de perforación. Diseño de voladura Ejecución técnica (precisión, secuencia y avance) Geomecánica de las rocas
Problemas Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Especificas	Tipo de Investigación	Muestra	Variables Dependientes

¿Cuáles son las principales deficiencias técnicas presentes en las operaciones de perforación y voladura que impiden obtener pisos adecuados y un perfil de rasante óptimo en las galerías de la U.M. Islay?	Identificar las deficiencias técnicas presentes en las operaciones de perforación y voladura que afectan la obtención de pisos adecuados y un perfil de rasante óptimo en las galerías de la U.M. Islay.	Si se identifican y corrigen las deficiencias técnicas en las operaciones de perforación y voladura, entonces se obtendrán pisos adecuados y perfiles de rasante que mejoren las condiciones operativas en las galerías de la U.M. Islay.	El tipo de investigación es básica y aplicada, puesto que todas las variables tienen condición cuyos datos servirán para mejorarlas operaciones de perforación y voladura.	La muestra, se ha determinado mediante el procedimiento no probabilístico, está dado por la construcción de las galerías en el Nv – 370 Manto Anita de la U.M. Islay	• Mejora de la eficiencia técnica y económica Dimensiones Eficiencia técnica Eficiencia económica
¿Cómo incide la falta de control de calidad en los pisos resultantes de perforación y voladura sobre los costos operativos de carguío y acarreo?	Evaluar el impacto económico que tiene la falta de control de calidad en los pisos generados por perforación y voladura sobre los costos operativos de carguío y acarreo.	Si se controla y mejora la calidad de los pisos generados por perforación y voladura, entonces se reducirá el impacto económico negativo sobre los costos de carguío y acarreo.			
¿Qué impacto tiene la implementación de mejoras técnicas en perforación y voladura, validadas mediante análisis estadístico con Minitab bajo los principios de Six Sigma, en la eficiencia del ciclo de minado?	Aplicar la metodología Six Sigma y el análisis estadístico con Minitab para proponer mejoras técnicas en los parámetros de perforación y voladura, orientadas a mejorarla eficiencia del ciclo de minado y reducir la variabilidad.	Si se aplican mejoras técnicas en los parámetros de perforación y voladura, validadas mediante análisis estadístico en Minitab bajo el enfoque de Six Sigma, entonces se incrementará la eficiencia del ciclo de minado y se reducirá la variabilidad del proceso			

5.2 Aspectos Generales de la Unidad Minera

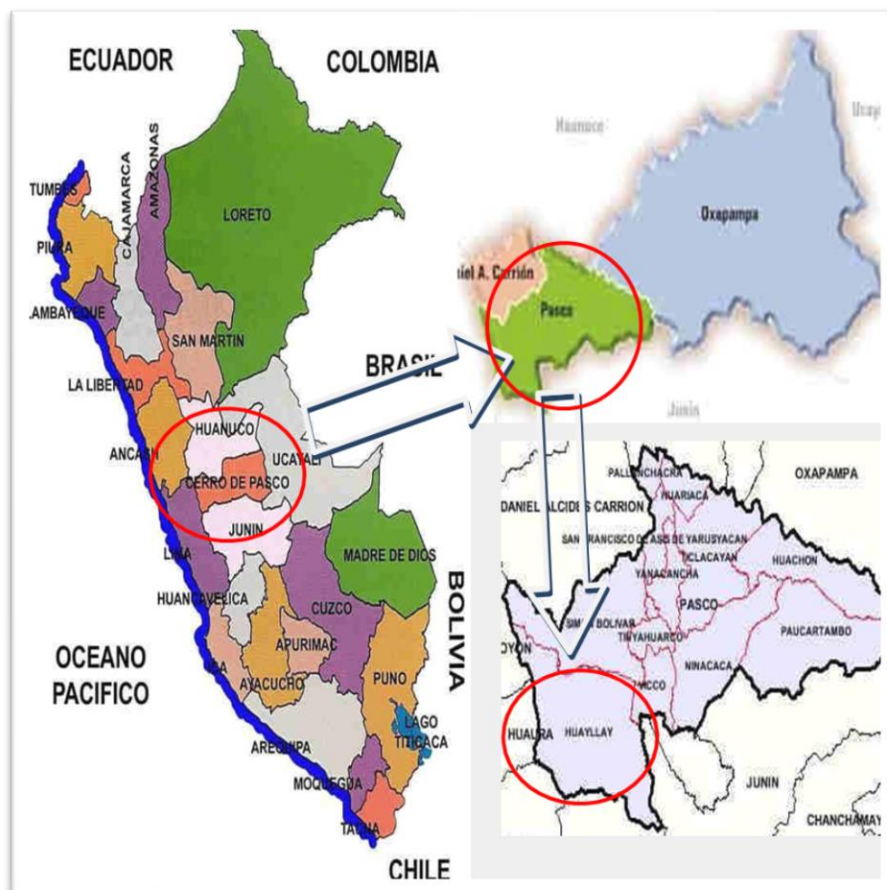
5.2.1 Generalidades

5.2.1.1 Ubicación

La Unidad Minera Islay está situada en la zona central del Perú, dentro del distrito de Huayllay, que forma parte de la provincia y departamento de Pasco. Esta instalación minera se encuentra situada a una altitud cercana a los 4,600 m.s.n.m, y dista aproximadamente 5.3 kilómetros en línea recta hacia el noroeste desde la Mina Animón. Su localización precisa queda determinada por coordenadas geográficas específicas, que permiten identificar con exactitud su posición dentro del contexto regional:

- Norte: 8°42,877.88
- Este: 76°339,946.71

Figura 21. Mapa de ubicación de la unidad minera Islay



Fuente: (Estudio Geomecánicos detallado U.M. Islay)

5.3.1.2 Acceso

La conexión entre la ciudad de Lima y el área de operaciones mineras se realiza a través de tres rutas principales. La primera se desarrolla a lo largo de un valle de origen glaciar, siguiendo el curso de ríos y combinando tramos asfaltados con deterioro por la exposición a variaciones climáticas y sectores en corte sobre laderas rocosas. Este acceso soporta un flujo constante de transporte pesado, especialmente camiones con maquinaria y equipos, así como vehículos livianos para traslado de insumos y personal. La segunda ruta inicia en la confluencia de quebradas y humedales altoandinos, ascendiendo mediante curvas cerradas y pendientes pronunciadas que reducen la velocidad operativa, por lo que se emplea con mayor frecuencia para el transporte de carga pesada a menor ritmo. Incluye zonas de descanso y puntos de control debido a las condiciones de altura y clima. La tercera ruta aprovecha antiguos trazos de senderos de arrieros, actualmente mejorados con afirmado y puentes colgantes para el cruce de ríos de caudal medio. Aunque presenta pendientes considerables, ofrece un balance entre tiempo de viaje y seguridad, siendo utilizada para transporte mixto de personal y carga. Estas tres vías convergen en nodos logísticos próximos a la zona de operaciones, lo que permite la distribución continua y eficiente de suministros, maquinaria y personal, garantizando la continuidad de las actividades mineras y reduciendo riesgos de interrupción por factores geográficos o climáticos.

Tabla 28. Rutas de acceso

Ruta de acceso	Distancia	Tiempo
Lima-Oroya-C. de Pasco-Animón	304 Km	7h
Lima-Huaral-Animón	225Km	6h
Lima-Canta-Animón	219Km	6h

Fuente: Volcán Compañía Minera S.A

El acceso desde la Mina Animón se realiza a través de un vehículo adaptado para cruzar el cuerpo de agua, que transita por Huarón y continúa hacia el anexo de Huaychao, para finalmente llegar a la Mina Islay. Este recorrido tiene una duración aproximada de 35 minutos, permitiendo una conexión eficiente y directa entre estos puntos estratégicos dentro del área minera.

5.2.1.2 Clima

Para realizar una caracterización climática precisa y representativa de la región, se consideran fundamentalmente dos variables clave: la temperatura y la precipitación. Estos elementos constituyen los pilares básicos del análisis climático, ya que permiten comprender

con mayor profundidad la dinámica atmosférica del entorno, sus patrones estacionales y su influencia sobre los procesos naturales y las actividades humanas desarrolladas en esta zona del altiplano andino. En las altitudes extremas de Cerro de Pasco y Ondores, enclavadas entre los 4,000 y 4,500 metros sobre el nivel del mar, predomina un clima rigurosamente frío, marcado por temperaturas persistentemente bajas y un ambiente que tiende hacia la aridez. Esta combinación de condiciones genera un entorno austero y desafiante, propio de las regiones altoandinas, donde la atmósfera enrarecida y la escasa humedad definen el carácter climático dominante. Estas condiciones climáticas particulares influyen de manera decisiva en los procesos naturales y antrópicos que se desarrollan en estas alturas, configurando un entorno de contrastes y desafíos para la actividad humana y ambiental. Esta condición climática se ve influenciada por las precipitaciones pluviales y ocasionales nevadas que se registran en las cordilleras Occidental y Oriental que rodean la región.

Según la información recopilada por el SENAMHI en el año 2017, los registros climáticos referentes a la temperatura y a las precipitaciones pueden resumirse de la siguiente forma, ofreciendo una visión clara y precisa del comportamiento meteorológico característico de la región durante ese período:

- Temperatura Promedio Máxima Anual 2017 es: 11.20 °C
- Temperatura Promedio Mínima Anual 2017 es: 1°C
- Temperatura Promedio Anual es: 5.88 °

5.2.1.3 Recursos

La región altiplánica correspondiente a Cerro de Pasco y Ondores, situada entre los 4 000 y 4 500 m s. n. m., presenta un clima caracterizado por temperaturas bajas durante la mayor parte del año y oscilaciones térmicas diarias significativas. Las mañanas registran temperaturas mínimas cercanas o inferiores a 0 °C, mientras que durante las horas centrales del día, bajo condiciones de cielo despejado, se pueden alcanzar valores ligeramente superiores a 10 °C. La humedad relativa es generalmente baja, con una marcada sequedad atmosférica atribuida a la altitud. En cuanto a las precipitaciones, el régimen es estacional e irregular. Se presentan lluvias de corta duración y distribución intermitente, junto con nevadas esporádicas en los meses de mayor intensidad pluvial. El patrón pluviométrico está condicionado por la orografía, con la Cordillera Occidental y la Cordillera Oriental actuando como barreras naturales que influyen en la cantidad y distribución de la humedad. Los periodos secos predominan sobre los húmedos, aunque la fusión de nieve estacional y las lluvias irregulares mantienen el

abastecimiento de arroyos, bofedales y pequeños cuerpos de agua. Estas condiciones climáticas inciden directamente en la vegetación, que se compone principalmente de especies adaptadas a bajas temperaturas y baja disponibilidad hídrica, como musgos, gramíneas y herbáceas de porte bajo. Asimismo, el régimen hídrico resultante de la fusión de nieve y la precipitación pluvial desempeña un papel relevante en los procesos geológicos superficiales, contribuyendo a la erosión y modelado del relieve. En conjunto, el clima de la zona define un entorno de alta montaña con marcada estacionalidad, condiciones extremas y una dinámica ambiental que influye en los ecosistemas y en las actividades productivas.

5.2.1.4 Breve historia de la mina

En el transcurso del año 1913, el señor Mateo Galjuf realizó un hallazgo significativo al identificar un notable afloramiento de mineral oxidado en la margen oriental de la laguna Naticocha. Esta manifestación geológica constituía la prolongación natural de la reconocida Veta Restauradora, perteneciente a la Compañía Minera Huarón, cuya proyección se extendía hacia el oeste, ocultándose bajo la superficie serena del espejo de agua que caracteriza a esta emblemática laguna andina. Este hallazgo aportó información valiosa sobre la continuidad y extensión del yacimiento, evidenciando la complejidad estructural y el potencial mineralógico de la zona. Al constatar que esta franja de terreno carecía de derechos mineros formalmente registrados, el señor Galjuf tomó la iniciativa de presentar la denuncia correspondiente y efectuar la toma de posesión del área. En ese mismo año, decidió asignar a la nueva concesión el nombre de ‘Montenegro’, marcando así el inicio formal de la explotación y el desarrollo minero en esa zona, que con el tiempo se convertiría en un punto clave dentro del contexto regional.

En torno al año 1936, el señor Mateo Galjuf llevó a cabo un reconocimiento minero extendiéndose unos 50 metros hacia el este, situado en la cota de 4,610 metros sobre el nivel del mar, en un afloramiento previamente identificado al que denominó ‘Veta Principal’. No obstante, entre 1939 y 1947 se desencadenaron conflictos limítrofes con la concesión denominada ‘Restauradora’, propiedad de la Compañía Minera Huarón. En este lapso, se documentaron actividades de extracción realizadas sin la debida autorización por parte de la empresa involucrada, que habría extraído aproximadamente 50,000 toneladas métricas secas (T.M.S.) de mineral mediante la técnica denominada glory hole. Estas operaciones se llevaron a cabo entre los niveles 400 y 605, en un área de aproximadamente 50 metros localizada al oeste del límite de la concesión conocida como ‘Restauradora’, evidenciando una intervención

significativa en esta zona específica del yacimiento. Esta situación generó un prolongado proceso legal y administrativo, desarrollado entre 1947 y 1956, orientado a resolver la controversia originada por la explotación irregular de los recursos minerales.

Desde 1960 comenzó la construcción del pique Montenegro, cuyo avance progresivo permitió alcanzar en 1966 la profundidad correspondiente al Nivel 420. Tras alcanzar este importante avance, se incrementaron de manera significativa las labores de desarrollo en la Veta Principal, enfocándose con especial atención en los niveles 575, 540, 500 y 465. Esta intensificación reflejó un compromiso decidido por mejorarla explotación, profundizando en las zonas de mayor potencial para garantizar la continuidad y eficiencia de las operaciones mineras. Este periodo de trabajo minucioso y enfocado se mantuvo activo hasta 1970, marcando una etapa crucial en la exploración y explotación del yacimiento que sentó las bases para posteriores avances operativos. Entre esa fecha y el año 1982, las actividades mineras se desarrollaron con una distribución aproximada del 30% en la zona de propiedad de Montenegro, mientras que el restante 70% se llevó a cabo en áreas arrendadas a las empresas Huarón y Centromin. Este periodo se distinguió por un vigoroso proceso de expansión y diversificación en las operaciones mineras, que posibilitó no solo ampliar el alcance de la explotación sino también maximizar el aprovechamiento de los recursos minerales distribuidos en diversos sectores. De esta manera, se consolidó una etapa dinámica y decisiva en la evolución histórica de la minería regional, marcando un antes y un después en la gestión y desarrollo de sus riquezas subterráneas.

Antes del lamentable suceso natural que tuvo lugar el 23 de abril de 1998, la mina mantenía una producción diaria estable, alcanzando un promedio cercano a las 400 toneladas métricas de mineral extraído. Este volumen constante reflejaba la capacidad operativa y el nivel de eficiencia que caracterizaba las labores mineras en ese periodo, evidenciando un ritmo sostenido de explotación que contribuía significativamente a la actividad económica regional. Cabe destacar que, durante la segunda mitad del año 1997, se efectuó una adquisición estratégica que involucró múltiples concesiones mineras, las cuales habían sido anteriormente propiedad de Centromín. Esta operación marcó un hito significativo, consolidando la expansión y fortalecimiento de la presencia empresarial en la región minera, abriendo nuevas oportunidades para la exploración y explotación de recursos valiosos. Entre ellas destacan las concesiones designadas como C.P.H. 18, 19, 58 y Ranita, las cuales fueron incorporadas con el objetivo de fortalecer el portafolio de explotación y consolidar la presencia operativa en la

región. Esta operación representó un paso significativo para ampliar el alcance de las actividades mineras y mejorarla gestión de los recursos disponibles. Estas incorporaciones permitieron expandir significativamente la capacidad operativa y los recursos disponibles en la zona. Posteriormente, en septiembre del año 2000, se concretó la compra de concesiones adicionales pertenecientes a la Compañía Minera Huarón, lo cual fue decisivo para fortalecer el potencial productivo y prolongar la vida útil de la unidad minera Animón, asegurando así su continuidad y desarrollo a largo plazo.

En el transcurso del año 2000, la Compañía Minera Volcan realizó la adquisición estratégica de dos importantes entidades del sector minero: La Empresa Administradora Chungar S.A.C., junto con la Empresa Explotadora de Vinchos Ltda. S.A.C., se erigen como los legítimos propietarios y operadores de las emblemáticas minas Animón y Vinchos, respectivamente. Ambas compañías llevan adelante la gestión y explotación de estos yacimientos históricos, custodios de un legado minero que ha marcado profundamente la evolución económica y social de la región. Estas dos empresas han conservado de manera constante la propiedad y administración de estos significativos yacimientos, los cuales son ampliamente reconocidos por su importancia estratégica y su papel fundamental en el impulso del desarrollo minero regional. Así, se consolidan como protagonistas indispensables en la explotación y gestión de los recursos minerales que enriquecen estas zonas, contribuyendo de forma decisiva al progreso económico y social del territorio. Esta operación permitió a Volcan ampliar su portafolio de activos mineros, consolidando su presencia en la región y fortaleciendo su capacidad productiva mediante la incorporación de estos valiosos yacimientos.

En la actualidad, la mayoría del capital accionario de la empresa Volcán se encuentra bajo la propiedad mayoritaria de Glencore, una multinacional de alcance global reconocida por su liderazgo en el sector de recursos naturales. Esta participación accionaria estratégica ha fortalecido la capacidad operativa y financiera de Volcán, permitiéndole consolidar su posición en el mercado minero y potenciar sus proyectos de desarrollo a largo plazo (Volcan Compañía Minera S.A.A., 2024).

5.2.1.5 Geomorfología

La mina se ubica en la cordillera andina central, a una altitud aproximada de 4 600 m s. n. m., en un entorno caracterizado por un relieve de tipo meseta originado principalmente por procesos glaciares. El paisaje presenta pendientes regulares, picos y lomas suavizadas, modeladas por la acción combinada de glaciares, precipitaciones y escorrentía superficial. La

geomorfología predominante exhibe un marcado modelado fluvio-glacial y fluvio-pluvial, evidenciado en la presencia de terrazas horizontales formadas por corrientes de deshielo y lluvias estacionales. Estas terrazas se concentran principalmente en las zonas norte y oeste del área de estudio. Asimismo, se observan depresiones y dolinas, así como extensas áreas lacustres que reflejan la influencia prolongada de procesos erosivos y deposicionales. En el sector sur y este, la Laguna Shegue constituye la zona de menor altitud y actúa como cuenca receptora natural. Su origen y morfología están asociados a la dinámica glacial y a la acumulación de aguas por precipitación y escorrentía. En sus proximidades y a lo largo de los cursos de agua, se identifican depósitos morrénicos producto de glaciaciones pasadas, así como depósitos cuaternarios de tipo eluvial, deluvial y coluvial. Los depósitos coluviales se localizan principalmente al pie de las elevaciones. Sobre estos depósitos se desarrollan bofedales distribuidos en distintos puntos del yacimiento, los cuales cumplen un rol importante en la regulación hidrológica y en el mantenimiento de la biodiversidad local. La interacción de procesos tectónicos, glaciares, fluviales y climáticos ha generado una topografía heterogénea y dinámica, en constante transformación, que condiciona tanto el medio físico como la planificación de las operaciones mineras.

5.2.1.6 Geología

El área de la Unidad Minera Islay está conformada principalmente por dos conjuntos litológicos: la Formación Casapalca y el Complejo Volcánico Calipuy. La Formación Casapalca, de edad Cretácico Superior a Terciario Inferior, se originó como consecuencia del levantamiento andino asociado a las fases iniciales de la Orogenia Andina. Está compuesta por depósitos molásicos de origen continental, formados en cuencas lacustres vinculadas a ambientes tectónicamente activos. Presenta tonalidades que van del rojo intenso al verdoso y violáceo, con horizontes de conglomerados en sus secciones media e inferior. En la parte superior se encuentran calizas de grano fino, de color oscuro a beige, dispuestas en lentes y capas horizontales intercaladas con margas y areniscas, evidenciando variaciones en las condiciones de depósito. El Complejo Volcánico Calipuy, de edad Terciario Medio, está conformado por productos efusivos lávicos y materiales piroclásticos, incluyendo tobas, ignimbritas y depósitos aglomerádicos. Su composición varía desde andesitas hasta dacitas y riolitas, con texturas afaníticas y porfíricas, y colores que van del gris verdoso al violáceo y marrón. Se identifican depósitos aglomerádicos con clastos sedimentarios parcialmente asimilados, lo que indica interacción entre procesos magmáticos y sedimentarios. Dentro de esta unidad se encuentran ignimbritas del Pleistoceno, depositadas sobre la superficie de la

Puna moldeada durante el Plioceno. Un evento geológico relevante en la zona fue la glaciación pleistocénica, que generó una fuerte erosión y modeló el relieve, dando origen a múltiples cuerpos de agua (lagos y lagunas) que forman parte de la morfología actual del área.

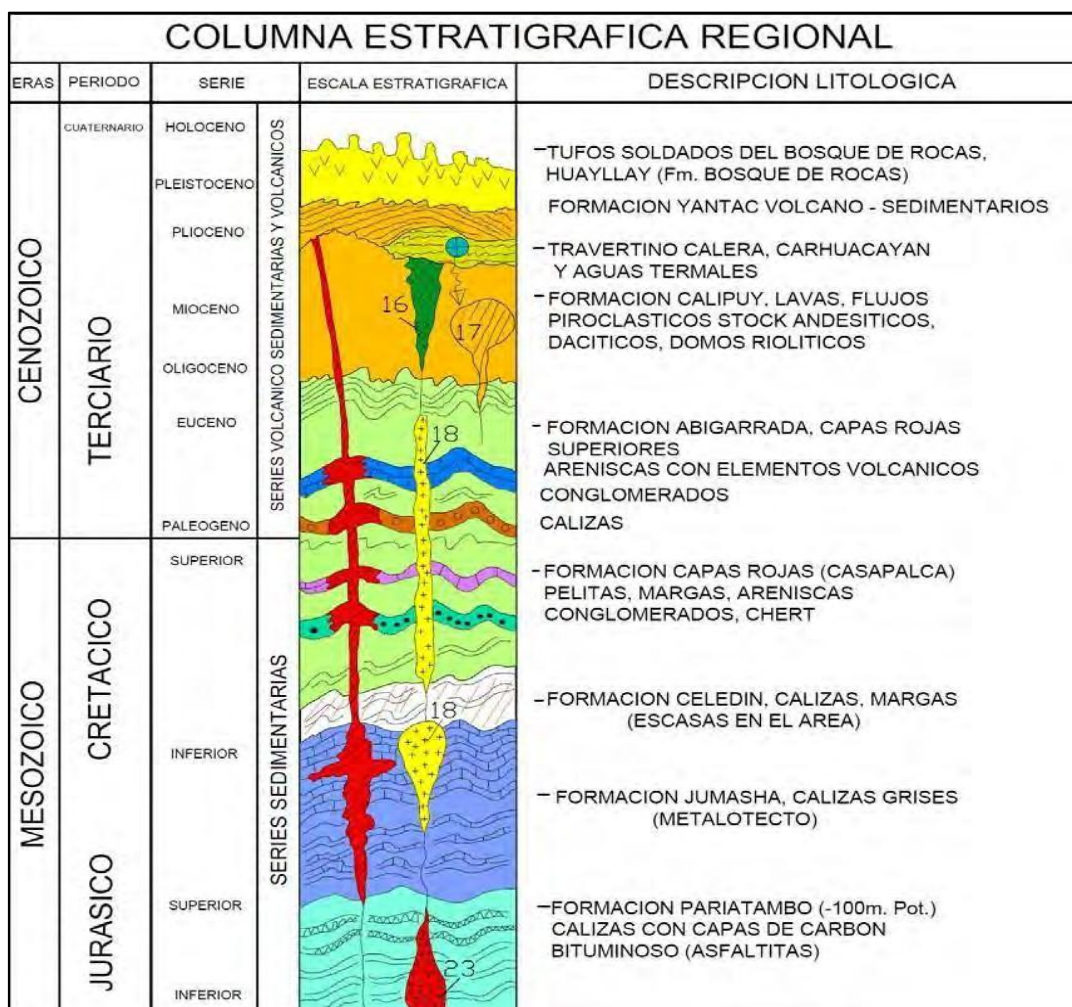
5.2.1.7 Estratigrafía

La secuencia estratigráfica de la Unidad Minera Islay está conformada por formaciones del Cretácico Medio–Superior y del Cretácico Superior–Terciario Inferior, con relevancia especial en la Formación Jumasha y el Grupo Casapalca. La Formación Jumasha (Cretácico Medio–Superior) está compuesta principalmente por calizas grises de origen marino, depositadas en ambientes de plataforma somera. Estas rocas, compactas y homogéneas, actúan como metalotectos, hospedando mineralizaciones de importancia económica. En esta unidad se ubican prospectos relevantes como el depósito Carhuacayan, con mineralización de plomo (Pb), zinc (Zn), cobre (Cu) y plata (Ag), así como el prospecto Carhuacayan Pórfido, con cobre (Cu) y oro (Au). Los minerales predominantes son esfalerita y galena, acompañados por sulfosales de plata, y en menor proporción luzonita y pirargirita. También se registran yacimientos tipo skarn, generados por procesos hidrotermales en zonas de contacto entre intrusivos y calizas. El Grupo Casapalca (Cretácico Superior–Terciario Inferior) se encuentra estratigráficamente sobre la Formación Jumasha. Está compuesto por margas, areniscas rojizas, conglomerados y niveles intercalados de caliza, conocidos como “Capas Rojas”. En este grupo se emplazan minas como Islay, Animón, Alpamarca y Huarón. Las Capas Rojas constituyen un registro sedimentario que evidencia la evolución tectónica y deposicional de la región, con influencia directa en la concentración de cuerpos mineralizados. Adicionalmente, se han identificado prospectos asociados al Complejo Volcánico Calipuy, en niveles más profundos, que podrían presentar mineralización vinculada a las Capas Rojas, lo que indica un potencial geológico favorable para la exploración minera en estas unidades.

La columna estratigráfica se configura como una representación ordenada y sistemática de la secuencia de formaciones geológicas que afloran en la región, organizando las unidades más recientes en la parte superior mientras que las más antiguas descansan en la base. Este arreglo vertical no solo refleja la cronología deposicional, sino que también revela la evolución histórica y los procesos geológicos que han moldeado el territorio a lo largo del tiempo. Esta disposición cronológica no solo proporciona una visión clara del registro geológico, sino que también permite reconstruir con mayor precisión la evolución tectónica, sedimentaria y paleogeográfica del área a lo largo del tiempo. Así, cada estrato se convierte en una página del

pasado terrestre, facilitando la interpretación de los procesos geológicos que han moldeado el territorio. Este tipo de gráfico permite observar la disposición y el tipo de rocas que caracterizan cada época, proporcionando una visión detallada de los procesos sedimentarios y volcánicos que moldearon el terreno a lo largo del tiempo. En la sección superior, correspondiente al periodo más reciente, se encuentran formaciones como los tufos soldados del bosque de rocas de Huayllay y la formación Yantac, caracterizados principalmente por material volcánico y sedimentario. Estas capas se depositaron en un entorno de actividad volcánica reciente, evidenciado por los depósitos de tufos y otras rocas sedimentarias asociadas.

Figura 22. Columna estratigráfica regional



Fuente. Volcan Compañía Minera S.A.A

Hacia niveles ligeramente más profundos, aparece el travertino de Calera y Carhuacayán, asociado a fuentes termales. Esta formación es un indicativo de la actividad hidrotermal que ocurrió durante el Plioceno, donde los minerales disueltos en aguas subterráneas se depositaron en forma de travertino. Más abajo, la formación Calipuy se caracteriza por rocas volcánicas como lavas, flujos piroclásticos, y domos riolíticos, indicando

un periodo de intensa actividad volcánica. A medida que se desciende, se observa la formación Abigarrada, compuesta por capas rojas superiores y areniscas con elementos volcánicos, además de conglomerados y calizas. Esta formación sugiere un ambiente de sedimentación donde se mezclaron materiales volcánicos con otros de origen sedimentario.

Dentro de los niveles estratigráficos asignados al Paleógeno, se reconoce la presencia de materiales pertenecientes a la Formación Casapalca, una unidad geológica caracterizada por una variedad litológica que incluye pelitas, margas, areniscas, conglomerados y chert. Esta diversidad de rocas sugiere un ambiente de sedimentación mixto, en el que confluyeron influencias marinas y continentales. Tal configuración deposicional revela un escenario geodinámico activo, donde corrientes, oleajes y aportes fluviales coexistieron, esta dinámica geológica dio lugar a una secuencia de depósitos con propiedades físicas y químicas marcadamente contrastantes, los cuales relatan, capa a capa, la compleja interacción entre el medio marino y el terrestre a lo largo de aquel periodo geológico. En niveles inferiores aflora la Formación Celedín, caracterizada principalmente por la presencia de calizas compactas, acompañadas por delgadas intercalaciones de margas, aunque estas últimas se presentan de forma limitada en esta región específica. Descendiendo aún más, en las unidades correspondientes al Mesozoico, se halla la formación Jumasha, caracterizada por calizas grises, también conocidas como metalotecto, que representan una importante acumulación de sedimentos marinos en ese periodo. Finalmente, en las capas más profundas y antiguas, correspondientes al Jurásico, se encuentra la formación Pariatambo, constituida por calizas con capas de carbón bituminoso, conocidas como asfaltitas, que indican un ambiente de deposición de sedimentos orgánicos en condiciones de bajo oxígeno.

Este perfil litológico es una herramienta valiosa para los geólogos, ya que permite comprender la historia geológica de la región y los procesos ambientales que contribuyeron a la formación de cada capa, desde el volcanismo reciente hasta los ambientes marinos del Mesozoico. La columna estratigráfica no solo evidencia la transición entre distintos tipos litológicos, sino que también revela variaciones en las condiciones ambientales bajo las cuales se formaron dichos estratos. A través de su análisis es posible interpretar episodios significativos del pasado geológico, como fases eruptivas de origen volcánico, pulsos de actividad hidrotermal o fluctuaciones en el nivel del mar. Cada una de estas dinámicas dejó una huella en la manera en que se depositaron las unidades geológicas, ofreciendo así una narrativa detallada de los procesos que modelaron el entorno en distintas épocas.

5.2.1.8 Geología estructural

La seguridad en las excavaciones subterráneas está profundamente influenciada por una serie de elementos físicos del terreno, entre los cuales resalta la disposición estructural del macizo rocoso. En este sentido, aspectos como la orientación y geometría de los planos de estratificación juegan un papel fundamental, al igual que la presencia de estructuras geológicas mayores, como fallas, pliegues y diversas discontinuidades. Cada una de estas características define la estabilidad del entorno subterráneo, condicionando no solo los modos de deformación y colapso, sino también la elección de métodos de sostenimiento y excavación que garanticen la integridad de la operación minera. Estos elementos controlan de manera decisiva el comportamiento mecánico del terreno, ya que la disposición espacial y la interconexión de los planos de discontinuidad y fracturas definen los modos potenciales de inestabilidad. Además, influyen directamente en los patrones de circulación del agua subterránea y en la respuesta integral del macizo rocoso frente a las cargas inducidas por las actividades extractivas, delineando así el grado de seguridad y eficiencia operativa que puede alcanzarse en las labores mineras. Estos factores determinan la estabilidad del terreno y son fundamentales para diseñar sistemas de sostenimiento adecuados y prevenir riesgos durante las labores mineras.

La estabilidad de las zonas de explotación minera está fuertemente condicionada por la presencia de planos de discontinuidad, cuya influencia se rige por múltiples parámetros geomecánicos. Entre ellos, destaca en primer lugar la orientación de dichos planos, factor crucial que determina las direcciones preferenciales hacia las cuales pueden producirse deslizamientos, desprendimientos o colapsos estructurales dentro del macizo rocoso; asimismo, el número de familias de fracturación presentes, ya que cuanto mayor sea la variedad de planos, más compleja será la respuesta del macizo; la distancia que media entre cada uno de estos planos, puesto que una mayor separación tiende a aumentar la cohesión de la roca, mientras que discontinuidades muy próximas debilitan la estructura; y, finalmente, las propiedades mecánicas e hidrogeológicas de dichos planos desde su resistencia al corte hasta su permeabilidad que determinan cómo reaccionará el macizo ante las tensiones y la presencia de agua. La convergencia de todos estos factores configura un entramado geotécnico complejo que guía la toma de decisiones en cuanto al diseño e implementación de sistemas de sostenimiento. En este contexto, cada variable estructural y mecánica del terreno influye directamente en la selección de las técnicas de excavación más adecuadas, buscando siempre garantizar operaciones subterráneas seguras, estables y altamente eficientes. Estos elementos influyen de forma determinante en el comportamiento del macizo rocoso, ya que condicionan

su deformación, resistencia y estabilidad frente a las tensiones generadas por las labores subterráneas. A su vez, imponen la necesidad ineludible de diseñar sistemas de sostenimiento técnicamente óptimos, capaces de preservar la integridad estructural del entorno y asegurar una operación minera continua, segura y eficiente en condiciones geomecánicas muchas veces desafiantes. Mediante un entendimiento profundo de estas variables, es posible proyectar refuerzos y anclajes precisos, seleccionar materiales apropiados y diseñar patrones de sostenimiento que minimicen el riesgo de desprendimientos y maximicen la productividad en las excavaciones bajo tierra.

Las características variables y las cualidades intrínsecas de las discontinuidades ejercen un papel determinante en la configuración y comportamiento del macizo rocoso. La heterogeneidad en la orientación, apertura y textura de estas fracturas modula aspectos como la resistencia, la permeabilidad y la deformabilidad del conjunto, delineando la manera en que la masa rocosa reacciona a esfuerzos geológicos y a las actividades de explotación minera. Por ello, durante las fases microtectónicas, estos elementos son considerados los más relevantes para la estabilidad del macizo. Adicionalmente, elementos tales como la rugosidad presente en las superficies de falla, la continuidad y el espaciamiento de las discontinuidades, la alteración que afecta las cajas de falla y las características propias del material de relleno son determinantes para establecer tanto el comportamiento mecánico como la cohesión estructural del macizo rocoso. Estos factores, en conjunto, regulan la forma en que las tensiones se distribuyen y disipan, condicionando la estabilidad y la respuesta del sistema ante esfuerzos externos.

Las evidencias de actividad tectónica se hacen notar en las unidades volcánicas localizadas al oeste de la prominente veta principal D, conocida como Veta Islay. En esta zona, se despliega un intrincado entramado de fracturas que siguen orientaciones comprendidas entre N 40° E y N 60° E, mostrando buzamientos abruptos y de marcada inclinación, lo que sugiere una dinámica estructural intensa que ha contribuido a la configuración geológica del sector. Estas estructuras tectónicas denotan un episodio deformacional intenso que ha afectado significativamente la continuidad de los estratos volcánicos, configurando un marco geológico dinámico y complejo. La falla principal aflora visiblemente a una altitud cercana a los 4,300 metros sobre el nivel del mar, donde su traza se revela con claridad en el relieve antes de desdibujarse de manera paulatina al entrar en contacto con las formaciones más jóvenes del Cuaternario, difuminándose en un tránsito geológico que marca el paso del pasado estructural

profundo hacia los depósitos más recientes del paisaje andino. En el yacimiento, las fracturas asociadas a este sistema estructural se extienden a lo largo de vastas zonas, las cuales muestran una silicificación muy pronunciada, que se manifiesta mediante vetas y venillas de cuarzo fuertemente impregnadas. Estos sectores de alteración silícea son acompañados por indicios palpables de mineralización, evidenciados en parches de sulfuros y depósitos de óxidos, confirmando la íntima relación entre las fallas y la génesis de los cuerpos metálicos.

Las fracturas que atraviesan los depósitos sedimentarios, tanto en las superficies expuestas como en las galerías subterráneas, revelan un entramado complejo y altamente deformador que desarticula y reconfigura las capas sedimentarias originales, generando una arquitectura geológica sumamente heterogénea. Estas fallas han registrado movimientos tanto anteriores como posteriores al proceso de mineralización. Particularmente, el fallamiento pre-mineral es de gran importancia, ya que diversas vetas se emplazan a lo largo de los espacios generados por estas fallas, actuando como estructuras controladoras de la mineralización.

A partir de la correlación establecida mediante los sondeos, se ha logrado reconocer la presencia de una o dos fracturas de ángulo pronunciado, con buzamiento inverso, que se extienden a lo largo de prácticamente todas las capas sedimentarias. Estas discontinuidades tectónicas, al interceptar las diferentes sucesiones de estratos, revelan un control estructural significativo sobre la arquitectura geológica, pues su orientación y cinemática modifican la continuidad y el espesor de las unidades sedimentarias, aportando complejidad al modelo del yacimiento. Esta falla es posterior a la mineralización, ya que impacta directamente las vetas presentes en el yacimiento.

5.2.1.9 Geología local

La Mina Islay se ubica en el corazón del complejo metalogénico de Huarón, extendiéndose sobre un basamento sedimentario que se caracteriza por albergar depósitos superficiales con una marcada naturaleza volcánico-sedimentaria. Este entorno geológico híbrido no solo enmarca su contexto estructural, sino que también refleja una historia tectónica y magmática que ha favorecido la formación y concentración de valiosos recursos minerales. En este escenario, las rocas y materiales provenientes de antiguas erupciones volcánicas se mezclan con sedimentos depositados en lagos y ríos primigenios, creando un ambiente geológico de gran complejidad y riqueza mineralógica. En este ambiente predominan las rocas clásticas y volcánico-clásticas, las cuales se presentan en estratos subhorizontales compuestos

principalmente por margas y tobas dacíticas. La región ha experimentado una intensa transformación, evidenciada por variados grados de alteración hidrotermal.

Los siguientes sistemas de mineralización conforman el Complejo Metalogénico Huarón: los sistemas Huarón, Animón e Islay. De estos, el Sistema Islay ejerce una influencia significativa sobre la Mina Islay, razón por la cual se presenta un análisis detallado del mismo a continuación. El Sistema Islay está caracterizado por un conjunto de vetas y cuerpos mineralizados ubicados principalmente en las Capas Rojas del Grupo Casapalca, dentro de un ambiente geológico complejo que combina rocas sedimentarias y volcánicas alteradas hidrotermalmente. La mineralización se presenta en forma de vetas de origen epitermal, configuraciones geológicas donde confluyen valiosos metales como la plata, el plomo, el zinc y el cobre, dando lugar a cuerpos mineralizados de notable riqueza, originados bajo condiciones hidrotermales que concentraron estos elementos en estructuras fisuradas del subsuelo. Estas se presentan acompañadas por una asociación mineral característica, en la que la galena y la esfalerita ostentan un papel protagónico, junto con cristales de pirita y diversos sulfuros secundarios. Juntos, estos minerales revelan la huella de procesos hidrotermales de notable intensidad, en los que soluciones interconectadas ascendieron desde profundidades relativamente bajas, depositando las fases metálicas conforme experimentaban cambios de temperatura, presión y composición química a lo largo de su recorrido. Además, la disposición estructural del sistema está fuertemente controlada por fallas y fracturas, las cuales actúan como vías de circulación de fluidos mineralizantes. La disposición y acumulación de los minerales de interés económico en el yacimiento está profundamente influenciada por el control estructural impuesto por las formaciones geológicas, en estrecha interacción con las propiedades fisicoquímicas del macizo rocoso. Esta interacción dinámica define con precisión los patrones de distribución mineral, guiando su concentración en zonas estratégicamente favorecidas por la geodinámica del entorno. Estos factores interrelacionados actúan como guías que conducen los fluidos mineralizantes hacia zonas preferenciales, definiendo así los focos de mayor tenor metálico que resultan aptos para la explotación comercial. La interacción entre la geología regional, la tectónica local y las condiciones hidrotermales ha dado lugar a un sistema mineralizado de alta importancia económica y estratégica para la región, cuya explotación ha requerido un enfoque integrado de ingeniería, geología y minería para maximizar su desarrollo y sostenibilidad.

Sistema Islay.- El conjunto mineralizado de Islay se encuadra dentro de la tipología de yacimiento epitermal, manifestando una génesis vinculada a fluidos hidrotermales de baja a moderada temperatura. Sus rasgos reflejan precipitación de minerales en zonas someras, donde la actividad geoquímica dio origen a vetas y mantos característicos, propios de este estilo de depósito, en el cual el mineral guía predominante es la calcita, la cual actúa como horizonte estructural y mineralizador dentro del depósito. La morfología del sistema se caracteriza por presentar una forma general de un gran cimoide, que es una estructura geológica tipo domo o cima, que controla la disposición y concentración de las vetas mineralizadas. Dentro del conjunto hidrotermal emergen diversas estructuras mineralizadas de notable relevancia, entre las cuales sobresalen la Veta Islay epicentro de la actividad extractiva, la Veta Islay Piso con sus atributos complementarios en profundidad, la Veta Lizeth destacada por sus vetas subparalelas, la Veta Sur que extiende el sistema hacia latitudes más meridionales y, finalmente, el Manto Anita cuya disposición mantiforme aporta un valioso aporte zonal a la mineralización general. Cada una de estas vetas posee características específicas en cuanto a su extensión, geometría, grado de mineralización y composición, siendo los principales focos de explotación en el yacimiento. Estas estructuras representan zonas de mayor permeabilidad y fracturación, donde los fluidos hidrotermales ascendentes depositaron los minerales metálicos valiosos. La interacción de la calcita como horizonte mineralizador junto con estas vetas forma el núcleo productivo del sistema Islay, constituyendo un objetivo clave para la exploración y explotación minera.

Veta Islay.↯- La estructura mineralizada del sistema Islay se manifiesta como un relleno de fractura de génesis abierta, cuyas cavidades se hallan casi por completo colmadas por una rica asociación de minerales. En este entorno se dispone la esfalerita, que aporta su carácter distintivo de sulfuro de zinc; la galena argentífera, en la que la plata se encuentra íntimamente ligada a la matriz de plomo; la rodocrosita, que añade su tonalidad rosada característica; y las fases carbonáticas de calcita y dolomita, que forman el cemento de la roca. A estas se suma el cuarzo, con su textura translúcida y cristalina, junto a la rodonita, que exhibe matices rojizos y rosáceos. Esta combinación mineralógica revela un proceso de precipitación hidrotermal que, al penetrar en la fractura, generó una selladura prácticamente completa, dando lugar a un ensamble de minerales intercrecidos que define la esencia misma del sistema Islay. La traza principal de la veta se dispuso inicialmente fluctuando entre los rumbos N 35° W y N 55° W, mientras que su buzamiento predominante alcanza unos 75° dirigiéndose al suroeste (SW). No obstante, esta dirección no es monótona: a lo largo de su extensión se detectan suaves

curvaturas que modifican la inclinación en ciertos tramos, otorgándole un carácter sinuoso y dinámico. Tras el episodio de mineralización, la estructura fue sometida a esfuerzos tectónicos que generaron fallamientos menores; se observan desplazamientos normales y movimientos sinestrales que se extienden con rumbo aproximado a N 35° W, revelando una historia geológica compleja y jerarquizada. En cuanto a la ganga valiosa, la veta se distingue por albergar predominantemente plata, alojada en vetas de galena argentífera, lo cual le confiere un elevado interés geoeconómico dentro de todo el sistema hidrotermal. La textura predominante es la de brechamiento y craquelamiento, manifestada en bandas subverticales con una notable propagación de sulfuros.

La orientación predominante de la veta se sitúa entre los rumbos N 35° W y N 55° W, exhibiendo un buzamiento marcado de aproximadamente 75° en dirección suroeste (SW). Sin embargo, esta trayectoria no es perfectamente lineal: a lo largo de su recorrido aparecen ligeras flexiones que alternan el ángulo de inclinación de un sector a otro, evidenciando una geometría sinuosa. Adicionalmente, la estructura mineralizada ha sido afectada por esfuerzos tectónicos posteriores a su formación, lo que se manifiesta en fallas menores con movimientos normales y desplazamientos sinestrales, los cuales siguen un rumbo cercano a N 35° W. En cuanto a la composición de la mineralización principal, esta se caracteriza por una fuerte predominancia de plata, la cual se halla principalmente alojada en vetas de galena argentífera, otorgándole un atractivo geoeconómico notable dentro del sistema hidrotermal. Asimismo, se observa la presencia de esfalerita incrustada delicadamente en microvenillas que atraviesan la roca, además de hallarse en finas y discretas concentraciones al interior de la calcita. También se presenta dispersa de manera sutil entre los tonos rosados característicos de la rodocrosita, aportando así una compleja y rica mineralogía al conjunto. Los minerales acompañantes de esta mineralización comprenden variedades como la rodocrosita, la calcita, la dolomita, la pirita, la rodonita, el cuarzo y diminutas cantidades de óxidos, que configuran un ensamblaje de ganga representativo de un sistema hidrotermal complejo. Desde la perspectiva geoeconómica, la Veta Islay se erige como la más sobresaliente dentro de este conjunto mineralizado. Su traza se extiende a lo largo de aproximadamente 450 metros, de los cuales cerca de 250 metros muestran un tenor y continuidad adecuados para su explotación comercial. La veta presenta un espesor promedio de aproximadamente 1,50 metros, aunque en ciertos sectores su anchura se amplía hasta los 10 metros. A través de perforaciones diamantinas se ha podido constatar la continuidad de la mineralización en profundidad, encontrándose indicios de yacimiento a lo largo de un perfil que alcanza los 160 metros.

Veta Islay Piso. - La configuración estructural de este cuerpo mineralizado ostenta rasgos análogos a los observados en la Veta Islay, compartiendo patrones geométricos y genéticos que reflejan una misma génesis hidrotermal, ya que constituye la continuidad más significativa de ésta tras una bifurcación menor. Está compuesta por un relleno que ocupa completamente una fractura abierta, conformado principalmente por carbonatos. En esta área se observa una notable variedad de texturas mineralógicas, entre las que destacan la textura brechada, la crustiforme, los bandeamientos rítmicos y la textura masiva, evidenciando una compleja evolución hidrotermal en el proceso de mineralización.

La orientación estructural de la veta presenta un rumbo que varía entre los S 15° y S 41° E, mientras que su inclinación o buzamiento muestra una marcada pendiente que oscila entre los 65° y 75°, dirigida predominantemente hacia el suroeste (SW), lo que refleja una geometría favorable para su explotación subterránea. Actualmente, se han identificado aproximadamente 450 metros como recurso mineral, de los cuales 350 metros han sido confirmados como reservas en dos niveles diferentes. En las inmediaciones de la veta Islay se identifican diversas estructuras geológicas de relevancia, entre las cuales sobresalen las vetas denominadas Shegue, Ramal 1, Ramal 2 y Ramal 3, las cuales forman parte del mismo sistema mineralizado y aportan al potencial económico del yacimiento, además de brechas hidrotermales que aún requieren una evaluación geológica y estructural más detallada para determinar su potencial económico. La composición litológica del área minera se conforma principalmente por:

- Rocas volcánicas
- Lavas andesíticas
- Rocas intrusivas

5.2.1.10 Tipo de yacimiento

El depósito mineral presente en la Unidad Minera Islay corresponde a un sistema de tipo epitermal, caracterizado por la formación de minerales a partir de soluciones hidrotermales poco profundas y de baja a moderada temperatura, caracterizado por la presencia de vetas y mantos mineralizados, principalmente compuestos por minerales de alta ley como la plata, plomo, zinc y cobre. Las estructuras vetiformes (vetas) están asociadas a fracturas que se han rellenado con minerales debido a la actividad hidrotermal, lo que ha resultado en cuerpos mineralizados de geometría compleja. Las vetas en este yacimiento tienen una inclinación pronunciada y son el principal objetivo de explotación debido a su riqueza mineralógica.

5.2.1.11 Mineralogía

La mineralogía del yacimiento Islay está dominada por galena argentífera, esfalerita, calcopirita, pirita y cuarzo. Estos minerales se encuentran distribuidos en las vetas y mantos, con variaciones en la concentración dependiendo de la profundidad y la proximidad a las estructuras principales de falla. Además, se han identificado minerales accesorios como rodocrosita y calcita, que son comunes en depósitos de tipo epitermal.

5.2.1.12 Geología económica

Las actividades de exploración y reconocimiento en el prospecto se vienen realizando desde hace varios años. De acuerdo con los cálculos estimados, se dispone de un total de 905,955 toneladas de mineral almacenado, clasificadas entre reservas probadas y probables. En la actualidad, las actividades productivas se orientan hacia la obtención de concentrados ricos en plata y cobre (Ag-Cu), plata y plomo (Ag-Pb), así como zinc (Zn). El recurso mineral extraído se encuentra predominantemente en estructuras geológicas del tipo vetiforme y mantiforme. Hasta la fecha, se han logrado identificar un total de quince cuerpos mineralizados compuestos por vetas y mantos, los cuales se ubican principalmente dentro del perímetro señalado en el contorno rojo del plano geológico.

Criterio en las Cubicaciones: La estimación del recurso se realizó aplicando el método Cut-Off, estableciendo un umbral económico de 36.15 dólares por tonelada métrica (TM). La categorización del recurso se definió en función del nivel de certeza alcanzado en la evaluación de su ocurrencia mineralógica. Asimismo, se consideró que la eliminación de material por debajo de este umbral es económicamente viable a corto y mediano plazo. A continuación, se detallará la cuantía y características de uno de los depósitos mineralizados localizados en la Unidad Minera Islay.

Tabla 29. Resumen de reservas Islay – junio 2019

Clase	TMS DIL.	P.E	A.Veta	A.Minado	% Dil.	% Cu	% Pb	% Zn	Oz Ag	\$ VPT
Probado	333,721	2.74	7.52	7.73	16.01%	0.06	0.87	2.40	7.01	106.54
Probable	572.234	2.71	5.02	5.06	20.71%	0.05	0.79	1.91	7.22	104.24
Total TMS	905,955	2.72	5.94	6.38	18.98%	0.06	0.82	2.09	7.14	105.09

Fuente: Volcan Compañía Minera S.A.A

Tabla 30. Resumen de reservas clases medido/indicado/inferido Islay – junio 2019

Clase	TMS	P.E	A.Veta	% Cu	% Pb	%Zn	Oz Ag
Medido	222,236	2.61	4.29	0.03	0.45	0.87	3.32
Indicado	888,682	2.64	5.47	0.02	0.31	0.78	3.08
Inferido	3,677,816	2.71	6.96	0.04	0.66	1.41	5.23
Total TMS	4,782,735	2.7	6.56	0.04	0.59	1.27	4.74

Fuente: Volcan Compañía Minera S.