

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



TESIS

**“APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA CON TALADROS
LARGOS EN VETAS ANGOSTAS EN EL TJ-370, ZONA ESPERANZA EN
LA CIA. MINERA ALPAYANA – LIMA”**

PRESENTADO POR:

Br. JHOEL CHALLCO SALLO

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

ASESOR:

Ing. MÁXIMO VÍCTOR MAYTA LINO

CUSCO – PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor MAXIMO VICTOR MAYTA LINO
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: APLICACIÓN DE VOLADURA
CONTROLADA CON TALADROS LARGOS EN VETAS
ANGOSTAS EN EL TJ-370, ZONA ESPERANZA EN LA CIA.
MINERA ALPAYANA - LIMA

Presentado por: SHOEL CHALLCO SALLO DNI N° 47887704 ;
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 02 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 7 %.

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

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

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

Cusco, 31 de AGOSTO de 2026


Firma

Post firma MAXIMO VICTOR MAYTA LINO

Nro. de DNI 23956885

ORCID del Asesor 0000-0002-9935-5754

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:618881528

JHOEL CHALLCO SALLO

“APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS EN EL TJ-370, ZONA ESPERAN...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:618881528

Fecha de entrega

31 ago 2026, 11:09 a.m. GMT-5

Fecha de descarga

31 ago 2026, 11:28 a.m. GMT-5

Nombre del archivo

“APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS EN EL T....pdf

Tamaño del archivo

4.8 MB

144 páginas

23.739 palabras

144.695 caracteres

7% 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 9 palabras)

Exclusiones

- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 5%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 6%  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 mi querida familia, y amigos,
Por estar conmigo en este camino
y en los que me falta aún por explorar.*

AGRADECIMIENTOS

Agradezco de todo corazón a Dios y a mi familia, cuyo apoyo y respaldo constante han sido el pilar fundamental al largo de toda mi formación personal y profesional. Mi reconocimiento a los docentes y asesores que guiaron el desarrollo de esta investigación, por sus valiosas observaciones, dedicación y por transmitir el criterio técnico necesario para conectar este proyecto.

Finalmente, extendiendo mi gratitud a los compañeros y amigos que formaron parte de esta etapa, por el intercambio constante de ideas, el trabajo en equipo y respaldo en el camino.

INTRODUCCIÓN

La minería subterránea constituye una de las actividades más importantes para el desarrollo económico del Perú, debido a su aporte en la generación de empleo, divisas e inversión. En los últimos años, el crecimiento de la demanda de minerales ha impulsado a las empresas mineras a implementar tecnologías y métodos de explotación que permitan incrementar la productividad, optimizar los recursos y mejorar la seguridad de las operaciones. En este contexto, la perforación y voladura representan procesos fundamentales dentro del ciclo de minado, ya que influyen directamente en la eficiencia de la explotación y en el aprovechamiento del recurso mineral.

Entre los métodos de explotación utilizados en minería subterránea, los taladros largos (Sublevel Stopping) constituyen una alternativa ampliamente empleada en yacimientos con condiciones geológicas favorables, debido a su elevada productividad y a la posibilidad de mecanizar las operaciones. Para mejorar el desempeño de este método, las empresas mineras aplican técnicas de voladura controlada, las cuales buscan controlar la propagación de las fracturas, preservar la estabilidad del macizo rocoso y optimizar los resultados de la voladura mediante un adecuado diseño de perforación y distribución de la energía explosiva.

En este contexto, la presente investigación, titulada "Aplicación de voladura controlada con taladros largos en vetas angostas en el TJ-370, Zona Esperanza en la Cía. Minera Alpayana - Lima", tiene como finalidad evaluar la aplicación de la voladura controlada con taladros largos mediante el empleo de cargas desacopladas y un adecuado diseño de perforación, con el propósito de reducir la sobrerotura de las cajas, disminuir la dilución operativa y optimizar los costos de explotación en vetas angostas. Para ello, se analizan los parámetros de perforación y

voladura, la distribución de la energía explosiva y los principales indicadores operativos obtenidos durante la ejecución del estudio.

El desarrollo de esta se ha estructurado en cuatro capítulos que desarrollan el proceso de investigación para asegurar su rigor académico.

El Capítulo I (Planteamiento del Problema) detalla las generalidades del ámbito de estudio, la descripción de la realidad problemática en el tajo TJ-370, la formulación de las interrogantes, los objetivos generales y específicos, y la respectiva justificación técnica y económica.

El Capítulo II (Marco Teórico) expone los antecedentes investigativos nacionales e internacionales, las bases teóricas de la fragmentación de rocas aplicadas a vetas delgadas y la definición del sistema de hipótesis y variables.

El Capítulo III (Metodología) delimita el tipo y diseño de la investigación, la población, la muestra y las técnicas operativas de recolección de datos en campo.

El Capítulo IV (Análisis de Resultados) presenta el análisis e interpretación de los resultados obtenidos a partir de la aplicación de la voladura controlada con taladros largos, evaluando su influencia en la reducción de la sobrerotura de las cajas, la disminución de la dilución operativa y la reduciendo de los costos de minado. Asimismo, se desarrolla la discusión de los resultados y las conclusiones de la investigación.

RESUMEN

La presente investigación se desarrolló en el tajo TJ-370 de la Zona Esperanza de la Compañía Minera Alpayana S.A., con el objetivo de determinar la influencia de la aplicación de voladura controlada con taladros largos en la disminución del índice de dilución operativa, reducción de la sobrerotura de las cajas y la reducción de los costos de explotación en vetas angostas. La investigación fue de tipo aplicada, con enfoque cuantitativo y diseño cuasi experimental. Para la recolección de datos se utilizaron registros operativos, observaciones de campo y documentación técnica proporcionada por las áreas de mina, geología, geomecánica y costos. Los resultados evidenciaron que la aplicación de la voladura controlada con cargas desacopladas en taladros largos permitió disminuir significativamente el índice de dilución operativa, mejorar el control del contorno de excavación y reducir la sobrerotura de las cajas. Asimismo, la menor incorporación de material estéril contribuyó a reducir los costos asociados al proceso de limpieza y acarreo por lo tanto mejoro el tiempo en el ciclo de minado. Se concluye que la aplicación de la voladura controlada en taladros largos de vetas angostas constituye una alternativa técnica eficaz para reducir el índice de dilución operativa mejorando la eficiencia del proceso de explotación minera.

Palabras clave: Voladura controlada, Taladros largos, Cargas desacopladas, Dilución operativa.

ABSTRACT

This research was conducted at stope TJ-370 in the Esperanza Zone of Compañía Minera Alpayana S.A., with the objective of determining the impact of controlled long-hole blasting on reducing the operational dilution index, minimizing wall overbreak, and lowering extraction costs in narrow veins. The study was applied research, utilizing a quantitative approach and a quasi-experimental design. Data collection involved the use of operational records, field observations, and technical documentation provided by the mine, geology, geomechanics, and cost departments. The results demonstrated that the application of controlled blasting using decoupled charges in long holes significantly reduced the operational dilution index, improved excavation profile control, and decreased wall overbreak. Furthermore, the reduced inclusion of waste rock helped lower costs associated with mucking and hauling, thereby improving the mining cycle time. It is concluded that the application of controlled long-hole blasting in narrow veins represents an effective technical alternative for reducing the operational dilution index and enhancing the efficiency of the mining extraction process.

Keywords: Controlled blasting, Long-hole drilling, Decoupled charges, Operational dilution.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INTRODUCCIÓN	iv
RESUMEN	vi
ABSTRACT.....	vii
ÍNDICE	viii
ÍNDICE DE TABLAS	xiv
ÍNDICE DE IMÁGENES	xv
CAPÍTULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Descripción 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	4
1.3.1. Objetivo General	4
1.3.2. Objetivos Especifico	4
1.4. Justificación e importancia de la investigación.....	4
1.4.1. Justificación del estudio	4

1.4.2.	Alcance del estudio	5
1.4.3.	Importancia del estudio	6
1.5.	Delimitación de la investigación	6
1.5.1.	Delimitación Espacial	6
1.5.2.	Delimitación Temporal	6
1.5.3.	Delimitación Operativa	7
CAPÍTULO II		8
MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL		8
2.1.	Antecedentes de la investigación	8
2.1.1.	Antecedentes internacionales	8
2.1.2.	Antecedentes nacionales	9
2.1.3.	Antecedentes locales	11
2.2.	Bases teóricas o científicas	13
2.2.1.	Voladura en minería subterránea	13
2.2.2.	Tipos de voladura	14
2.2.2.1.	Por la longitud del taladro.	14
2.2.2.2.	Según diseño	15
2.2.3.	Explosivos y clasificación	16
2.2.4.	Sistema de iniciación y accesorios de voladura	19
2.2.4.1.	Accesorios de voladura	20
2.2.4.2.	Detonadores eléctricos	23
2.2.4.3.	Detonadores no eléctricos (FANEL)	24

2.2.4.4.	Detonadores electrónicos.....	25
2.2.5.	Voladura controlada	26
2.2.5.1.	Voladura controlada de Recorte (Smooth Blasting / Amortiguada):	27
2.2.5.2.	Voladura controlada con Cargas Desacopladas:	28
2.2.5.3.	Voladura de Precorte (Pre-splitting):	29
2.2.5.4.	Voladura controlada mediante perforación en Línea (Line Drilling):	29
2.2.5.5.	Voladura controlada mediante uso de taladros de alivio.	30
2.2.6.	Dilución.....	31
2.2.7.	Tipos de dilución.....	33
2.2.7.1.	Dilución planificada	34
2.2.7.2.	Dilución no planificada	34
2.2.8.	Dilución en vetas angostas.....	35
2.2.9.	Consecuencias de la dilución	35
2.2.9.1.	Dilución planeada, real y aparente	36
2.2.10.	Factores que influyen en la dilución	37
2.2.10.1.	Sobrerotura por voladura	38
2.2.11.	Control de la dilución mediante perforación y voladura.....	39
2.2.12.	Métodos de explotación subterránea en Vetangosta	39
2.2.12.1.	Métodos por Almacenamiento Provisional (Shrinkage Stopping)	40
2.2.12.2.	Método de Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping)	40
2.2.12.3.	Método Sublevel Stopping	41
2.2.12.4.	Vertical Crater Retreat (VCR)	54
2.2.13.	Perforación con taladros largos	54

2.2.13.1.	Equipo de perforación de taladros largos	55
2.2.13.2.	Diseño de la perforación de taladros de producción.....	56
2.2.13.3.	Perforación de taladros de alivio.	57
2.2.13.4.	Geometría y aplicación de taladros rimados.....	57
2.2.13.5.	Configuración y diseño de la malla de perforación.	58
2.2.13.6.	Fenómeno y control de la desviación de taladros.....	58
2.2.13.7.	Influencia de material estéril en los rendimientos de equipos de carguío (scoops)	59
2.3.	Definición de términos básicos	60
2.3.1.	Malla de Perforación.....	60
2.3.2.	Caja Techo.....	60
2.3.3.	Caja Piso	60
2.3.4.	Burden.....	60
2.3.5.	Espaciamiento.	60
2.3.6.	Sobrerotura (Overbreak)	61
2.3.7.	Factor de Carga	61
2.3.8.	Slot	61
2.3.9.	VCR	61
2.4.	Hipótesis y variables	61
2.4.1.	Hipótesis General.....	61
2.4.2.	Hipótesis Específicos	62
2.5.	Variables de estudio.....	62
2.5.1.	Identificación de Variables.....	62

2.5.2. Cuadro de Operacionalización de Variables	62
CAPÍTULO III.....	64
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN.....	64
3.1. Nivel y tipo de investigación.....	64
3.1.1. Tipo de investigación	64
3.1.2. Nivel de investigación.....	64
3.2. Población y muestra de la investigación	64
3.2.1. Población.....	64
3.2.2. Muestra	65
3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	65
3.3.1. Técnica de recolección de datos	65
3.3.2. Instrumentos.....	65
3.3.3. Procesamiento de Datos	65
3.3.3.1. Análisis de datos	65
3.4. Caracterización de la operación actual TJ 370 zona esperanza.....	66
3.4.1. Ubicación del tajo	66
3.4.2. Caracterización del diseño de perforación y voladura.	68
3.4.3. Diagnóstico de la condición inicial de la operación	72
3.5. Evaluación técnica del diseño de perforación y voladura	77
3.5.1. Cálculo de burden espaciamento según modelos matemáticos	77
3.5.2. Cálculo de áreas de influencia	78
3.5.3. Simulación con JK Simblast	82

CAPÍTULO IV.....	87
ANALISIS Y DISCUSION	87
4.1. Análisis.....	87
4.1.1. Resultados con voladura controlada.	87
4.1.2. Análisis comparativo de costos.....	93
4.2. Discusión.....	96
4.2.1. Primera discusión.....	96
4.2.2. Segunda discusión.....	97
4.2.3. Tercera discusión	98
CONCLUSIONES	100
RECOMENDACIONES.....	102
ANEXOS	106
ANEXO 1.....	107
ANEXO 2.....	1

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	<i>Operacionalización de variables.</i>	63
Tabla 2	Parámetros de perforación y voladura.....	72
Tabla 3	<i>Parámetros de la sección y perforación.</i>	75
Tabla 4	<i>Tonelaje de material proyectado vs material extraído</i>	76
Tabla 5	<i>Dilución generada por disparo.</i>	77
Tabla 6	Parámetros para simulación con cargas acopladas	82
Tabla 7	Parámetros de las secciones a aplicar voladura controlada.....	87
Tabla 8	<i>Toneladas extraídos/disparo</i>	91
Tabla 9	Dilución con voladura controlada.	92
Tabla 10	Parámetros de carguío con Anfo (Voladura Controlada).....	93
Tabla 11	Costo de limpieza	94
Tabla 12	Costo en ciclo de minado \$/ton y \$/m.....	95
Tabla 13	Costo en ciclo de minado \$/disp.	96
Tabla 14	Tramo hacia unidad minera Alpayana - bus	108
Tabla 15	Tramo hacia unidad minera Alpayana - Vuelo	108
Tabla 16	Ubicación de Compañía Minera Alpayana.....	109

ÍNDICE DE IMÁGENES

Imagen 1	Anfo Superfam Dos.....	18
Imagen 2	Emulnor.....	19
Imagen 3	Carmex.....	22
Imagen 4	Cordón detonante.....	23
Imagen 5	Fanel (detonador no eléctrico)	25
Imagen 6	<i>Sistemas de iniciación de voladura</i>	26
Imagen 7	Resultado de Voladura de Recorte.....	27
Imagen 8	Taladros con cargas desacopladas	28
Imagen 9	Voladura controlada de Precorte.....	29
Imagen 10	Vista en planta de perforación en line Drilling	30
Imagen 11	Taladros de alivio en contorno de galería.....	31
Imagen 12	Dilución en taladros largos.....	32
Imagen 13	Tipos de dilución.....	33
Imagen 14	Método de corte y relleno	41
Imagen 15	Infraestructura general para el método Sublevel Stopping.....	42
Imagen 16	Método de explotación Sublevel Stopping.....	45
Imagen 17	Etapas de modelamiento del cuerpo mineralizado	46
Imagen 18	Perforación de taladros positivos - nivel inferior.....	47
Imagen 19	Voladura de taladros positivos	48
Imagen 20	Perforación de taladros negativos y positivos.....	49
Imagen 21	Voladura de taladros negativos.....	50
Imagen 22	Limpieza de mineral.....	51

Imagen 23	Relleno del tajo vacío.....	52
Imagen 24	Voladura de taladros positivos del nivel intermedio	53
Imagen 25	Métodos de explotación por VCR.....	54
Imagen 26	Equipo simba M7 C	56
Imagen 27	<i>Plano de ubicación del TJ-370 y vista en planta de las secciones de perforación y voladura.</i>	<i>67</i>
Imagen 28	<i>Malla de perforación para taladros en VCR y Slot (vista en planta)</i>	<i>69</i>
Imagen 29	<i>Vista en sección de malla de perforación y voladura en VCR.....</i>	<i>70</i>
Imagen 30	Sección longitudinal del tajo TJ 370.....	71
Imagen 31	Malla de perforación por secciones.....	73
Imagen 32	Vista en planta de los taladros de la sección 180 al 183.	74
Imagen 33	Área de influencia del taladro	80
Imagen 34	Taladro con carga acoplada	82
Imagen 35	Área de influencia de la voladura con JK Simblast.	83
Imagen 36	Taladro con cargas desacopladas con emulsión	84
Imagen 37	<i>Carguío de taladros aplicando voladura controlada.....</i>	<i>84</i>
Imagen 38	Distribución de energía con voladura controlada con emulsión, vista en sección.	85
Imagen 39	<i>Distribución de energía con voladura controlada con emulsión, vista en planta.</i>	<i>86</i>
Imagen 40	Cargas desacopladas con Emulnor de 5000 1 1/2x12.....	88
Imagen 41	<i>Resultados de voladura controlada en taladros en negativo.</i>	<i>89</i>
Imagen 42	<i>Resultados de voladura controlada en Slot.</i>	<i>90</i>
Imagen 43	Formación Casapalca	113
Imagen 44	Columna estratigráfica de Casapalca- Ahora Alparyana.....	115

Imagen 45	Perforación de taladros largos en positivo	119
Imagen 46	Generación de chimenea Slot (Cara libre)	120
Imagen 47	Taladros positivos cargados	121
Imagen 48	Taladros negativos cargados.....	122
Imagen 49	Carguio de taladros positivos.....	123
Imagen 50	Equipo Scoop de 4.1 yd ³ realizando limpieza de tajo TJ-370	124
Imagen 51	Sostenimiento con Split set.	125

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

La minería subterránea en vetas angostas representa uno de los mayores desafíos operacionales dentro de la explotación minera, debido a que las labores de perforación y voladura requieren un adecuado control de la fragmentación y estabilidad del macizo rocoso para evitar pérdidas de mineral y altos niveles de dilución. En este tipo de explotación, la aplicación inadecuada de los parámetros de perforación y voladura puede generar sobrerotura en las cajas de la veta, afectando directamente la recuperación del mineral y la rentabilidad de la operación minera.

En la CIA Minera Alpayana, dedicada a la explotación de minerales polimetálicos como plomo, plata, cobre y zinc, se desarrollan operaciones mineras en cuerpos y vetas dentro de las unidades Yauliyacu e Iscaycruz, las cuales comprenden zonas alta, intermedia y baja, siendo esta última la de mayor producción. Actualmente, en la Zona Esperanza se viene implementando la explotación de vetas angostas mediante el método de perforación y voladura con taladros largos, utilizando una secuencia operativa que

combina perforación y voladura en slot positivo y tramos VCR negativo con disparos por etapas.

En el TJ-370 de la Zona Esperanza, las labores de explotación se realizan utilizando taladros largos de aproximadamente 10 metros de longitud, tanto para slot como para VCR, empleando brocas de 64 mm de diámetro. Sin embargo, durante el proceso de voladura se presenta una elevada dilución operativa, alcanzando aproximadamente el 35%, situación que viene afectando significativamente la eficiencia del minado en vetas angostas.

La principal problemática identificada en el TJ-370 es la sobrerotura generada durante las voladuras, debido principalmente a las condiciones geomecánicas de la caja techo y caja piso, las cuales presentan características de menor competencia rocosa, favoreciendo el desprendimiento de material estéril hacia la labor minera. Asimismo, se presume que la distribución y diseño de los taladros de perforación no permiten un adecuado control de la energía explosiva liberada durante la detonación, ocasionando roturas fuera de los límites de la veta y generando un incremento considerable de dilución.

Como consecuencia de esta problemática, se produce el ingreso excesivo de desmonte junto con el mineral roto, reduciendo la ley del mineral enviado a planta y afectando directamente la recuperación metalúrgica. Del mismo modo, el incremento del volumen de material extraído genera mayores costos operativos en las actividades de carguío, acarreo y procesamiento, debido al aumento en el número de viajes para el transporte del material diluido. Esta situación impacta negativamente en la productividad y rentabilidad de la operación minera.

Los programas de explotación en vetas angostas son tan importantes como los programas de producción, debido a que, si no se realiza un adecuado control en las operaciones de perforación y voladura, se incrementarán los niveles de dilución y pérdida de mineral, afectando directamente la recuperación metalúrgica y la rentabilidad de la operación minera.

Frente a esta problemática, la presente investigación propone la aplicación de voladura controlada con taladros largos en vetas angostas en el TJ-370, Zona Esperanza de la Cía. Minera Alpayana, con la finalidad de reducir la sobrerotura de las cajas, disminuir el índice de dilución operativa y reducir los costos del proceso de explotación.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema General

¿Cuál es la influencia de la voladura controlada con taladros largos en la reducción del índice de dilución operativa en la explotación de vetas angostas en el TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana?

1.2.2. Problemas Específicos

- a) ¿Cómo influye la aplicación de voladura controlada con taladros largos en la reducción de la sobrerotura de las cajas en vetas angostas en el TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana?
- b) ¿Cómo influye el desacoplamiento de carga explosiva en la reducción del daño fuera de los límites de la veta en el TJ-370?
- c) ¿Cómo influye la aplicación de voladura controlada con taladros largos en la reducción de los costos operativos del proceso de explotación de vetas angostas en el TJ-370, Zona Esperanza de la Cía. Minera Alpayana?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo General

Determinar de qué manera influye la voladura controlada con taladros largos en la reducción del índice de dilución operativa en la explotación de vetas angostas en el TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana.

1.3.2. Objetivos Especifico

- a) Evaluar la influencia de la aplicación de la voladura controlada con taladros largos en la reducción de la sobrerotura de las cajas en vetas angostas en el TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana.
- b) Determinar la influencia del desacoplamiento de la carga explosiva en la reducción del daño fuera de los límites de la veta en el TJ-370 Zona Esperanza de la Cia Minera Alpayana.
- c) Determinar la influencia de la aplicación de la voladura controlada con taladros largos en la reducción de los costos operativos del proceso de explotación de vetas angostas en el TJ-370 Zona Esperanza de la Cia Minera Alpayana.

1.4. Justificación e importancia de la investigación

1.4.1. Justificación del estudio

La presente investigación se justifica debido a la problemática de dilución operativa existente en el TJ-370 de la Zona Esperanza de la CIA Minera Alpayana, donde durante las operaciones de explotación con taladros largos se viene generando sobrerotura en la caja techo y caja piso, ocasionando el ingreso de material estéril junto al mineral roto. Esta situación ha generado índices de dilución aproximados muy altos, afectando directamente en los costos operativos y la recuperación metalúrgica.

Desde el punto de vista técnico, el estudio permitirá evaluar la aplicación de voladura controlada con taladros largos en vetas angostas, mediante un adecuado diseño de carguío de los taladros, con la finalidad de controlar la energía liberada durante la detonación y minimizar la sobrerotura del macizo rocoso. Asimismo, permitirá mejorar el control del contorno de excavación y reducir la rotura fuera de los límites de la veta.

Desde el punto de vista económico, la investigación busca reducir el ingreso de material estéril durante el proceso de explotación, disminuyendo los costos operativos relacionados con el carguío, acarreo y procesamiento del material diluido. Asimismo, la reducción de la dilución contribuirá a mejorar el aprovechamiento del mineral extraído y a disminuir los costos asociados al proceso de explotación.

La investigación también posee justificación operativa, debido a que los resultados obtenidos podrán servir como referencia para mejorar los parámetros de perforación y voladura en labores similares de explotación de vetas angostas mediante taladros largos dentro de la CIA Minera Alpayana y en otras operaciones mineras con características geomecánicas semejantes.

Finalmente, el estudio tiene relevancia académica porque permitirá generar información técnica relacionada con la aplicación de voladura controlada en minería subterránea, contribuyendo al desarrollo de conocimientos sobre el control de sobrerotura y reducción de dilución en explotaciones de vetas angostas.

1.4.2. Alcance del estudio

La presente investigación se desarrollará en el TJ-370 de la Zona Esperanza de la Cía. Minera Alpayana - Lima, en labores de explotación de vetas angostas mediante voladura controlada con taladros largos, orientada a reducir la sobrerotura de las cajas y disminuir el índice de dilución operativa.

1.4.3. Importancia del estudio

La presente investigación es importante porque propone la aplicación de voladura controlada con taladros largos como una alternativa técnica para reducir la dilución durante la explotación de vetas angostas. La reducción de la dilución contribuye a mejorar el aprovechamiento del mineral y disminuir los costos asociados al manejo y procesamiento del material estéril.

Asimismo, los resultados de esta investigación proporcionarán criterios técnicos para el diseño de mallas de perforación y la aplicación de voladura controlada en operaciones de minería subterránea con condiciones geológicas similares al TJ-370 de la Zona Esperanza de la Cía. Minera Alpayana. De igual manera, el estudio servirá como referencia para futuras investigaciones orientadas a la aplicación y evaluación de procesos de perforación y voladura en explotaciones de vetas angostas.

1.5. Delimitación de la investigación

1.5.1. Delimitación Espacial

La presente investigación se desarrolla en la Zona Esperanza de la Cía. Minera Alpayana S.A., ubicada en el flanco oeste de la cordillera Occidental de los Andes, a 4200 m s. n. m., en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. La unidad de observación corresponde al TJ-370.

1.5.2. Delimitación Temporal

La presente investigación comprende el periodo de enero de 2025 a junio de 2026, durante el cual se desarrolló el estudio en el TJ-370 de la Zona Esperanza de la Cía. Minera Alpayana.

1.5.3. Delimitación Operativa

El presente trabajo de investigación se limita al análisis y aplicación de voladura controlada en taladros largos durante la explotación en el TJ-370 de la Zona Esperanza de la Cía. Minera Alpayana, evaluando su influencia sobre la reducción de la sobrerotura y del índice de dilución operativa.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL

2.1. Antecedentes de la investigación

2.1.1. *Antecedentes internacionales*

- a) Clark (1998) en su tesis de maestría titulada “Minimizing Dilution in Open Stope Mining with a Focus on Stope Design and Narrow Vein Longhole Blasting”, desarrollada en la University of British Columbia (Canadá).

El autor tuvo como objetivo mejorar la comprensión de los factores que controlan la dilución en la minería por tajos abiertos y desarrollar criterios de diseño para minimizar la dilución mediante la optimización del diseño del tajo y de los patrones de voladura con taladros largos en vetas angostas. La investigación se sustentó en el análisis de información recopilada durante tres años en seis operaciones mineras subterráneas de Canadá, empleando mediciones obtenidas mediante el sistema Cavity Monitoring System (CMS), modelamiento numérico y evaluación de diferentes patrones de perforación y voladura. Como resultado, el autor desarrolló un método empírico para estimar la dilución no planificada a partir de la sobrerotura de las cajas del tajo, demostrando que la sobrerotura inducida por la voladura constituye uno de los principales factores que incrementan la dilución en vetas angostas. Asimismo, determinó que la

selección adecuada de los patrones de voladura con taladros largos permite disminuir el daño al macizo rocoso, reducir la dilución, optimizar la fragmentación y generar ahorros en los costos de perforación, voladura y explotación. Finalmente, concluyó que el diseño del tajo y la calidad de la perforación y voladura deben evaluarse de manera integrada, debido a que una adecuada distribución de la energía explosiva y un correcto diseño de los patrones de perforación son determinantes para controlar la sobrerotura y minimizar la dilución operativa en la explotación de vetas angostas.

2.1.2. Antecedentes nacionales

- a) Antonio (2023) en la tesis titulada “Nueva propuesta de carguío de taladros con carga desacoplada en labores de producción con taladros largos en Compañía Minera Volcan – Unidad San Cristóbal”, para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión,

El autor tuvo como objetivo proponer un nuevo esquema de carguío de taladros mediante cargas desacopladas para mejorar el proceso de perforación y voladura en las labores de producción con taladros largos de la Unidad Minera San Cristóbal. La investigación fue de tipo aplicada, de nivel descriptivo correlacional y con diseño no experimental, desarrollándose mediante el monitoreo de labores de producción en diferentes tajos, donde se evaluó el comportamiento del factor de potencia, la velocidad de detonación, el radio de influencia del explosivo y el daño ocasionado al macizo rocoso por el empleo de cargas desacopladas. Los resultados evidenciaron que la aplicación de este esquema de carguío permitió controlar de mejor manera la liberación de energía del explosivo, reduciendo el daño en la roca remanente y mejorando el comportamiento de la voladura respecto al carguío convencional. El autor concluyó que la utilización de cargas desacopladas constituye una alternativa técnicamente viable para optimizar la voladura en

labores de producción con taladros largos, al favorecer un mejor control del macizo rocoso y reducir la afectación de las cajas durante el proceso de explotación.

- b) Palma (2023) “*Optimización de la malla de perforación en taladros largos, para mejorar la producción de mineral en vetas angostas - U.M. Pallancata*” para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa - Arequipa.

En esta investigación se evaluó la reingeniería y el rediseño geométrico de las mallas de perforación y voladura, teniendo como objetivo optimizar la malla de perforación en taladros largos para mejorar la producción de mineral, mitigar la sobre-rotura y controlar la dilución operativa en las estructuras filonianas de secciones reducidas de la Unidad Minera Pallancata. Las conclusiones más relevantes de la investigación fueron que al implementar la optimización de la malla de perforación (ajustando el Burden a 0.70 m y el Espaciamiento a 0.80 m para taladros de producción), se obtuvo como resultado que el índice de sobre-rotura (overbreak) en los hastiales de las vetas angostas disminuyó significativamente de un 24.35% a un 11.20%, permitiendo simultáneamente elevar la eficiencia de la producción minera y estabilizar las cajas del tajo mediante un mejor control de la energía del explosivo.

- c) (Reymundo, 2022) “*Mejoramiento de perforación y voladura para reducir sobrerotura con taladros largos en vetas angostas en unidad minera Yauliyacu – 2022* para optar el grado de maestría en Gestión Minera en la Universidad Nacional del Centro del Perú - Lima.

En esta investigación se evaluó mejoramiento de la perforación y voladura con taladros largos en vetas angostas, con el objetivo de reducir de la sobrerotura en la Unidad Minera Yauliyacu. Las conclusiones de la investigación fueron que al implementar el mejoramiento de perforación y voladura se obtuvo como resultado que los indicadores de sobrerotura barajaron de un 37% a un 13% y las desviaciones de taladros disminuyeron de un 0.8% a un 0.5%.

- d) Grandez (2016) “*Control de dilución en vetas angostas: caso Mina San Rafael*”, para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de Ingeniería - Lima.

En esta investigación se desarrolló una metodología de trabajo orientada al control de la dilución durante la explotación de vetas angostas mediante el método Sublevel Stopping con taladros largos, teniendo como objetivo mejorar los procesos de perforación y voladura a través de la aplicación de controles de calidad y el rediseño de la malla de perforación. Las conclusiones más relevantes de la investigación fueron que la principal causa de la dilución corresponde a la sobrerotura generada por la voladura; asimismo, al implementar un nuevo diseño de perforación y voladura que incluyó dos taladros de alivio por sección, junto con controles de calidad en la perforación, la dilución se redujo de 23,68 % a 15,43 %, mientras que la recuperación del mineral se incrementó de 80,94 % a 89,81 %, evidenciando una mejora en el desempeño técnico y económico de la operación minera.

2.1.3. Antecedentes locales

- a) Lavado (2020) “*Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos para el minado de veta Esperanza en Alpayana S.A.- 2020*” para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú - Huancayo.

En esta investigación se evaluó el diseño y reajuste de la malla de perforación y voladura con taladros largos en la estructura filoniana, teniendo como objetivo determinar los parámetros operativos óptimos que permitan disminuir la dilución de mineral y reducir los costos de producción en la veta Esperanza de la unidad minera Alpayana S.A. Las conclusiones más relevantes de la investigación fueron que al implementar el nuevo diseño de malla (estableciendo un Burden de 0.80 m y un Espaciamiento de 0.90 m), se obtuvo como resultado que el índice de dilución operativa en la labor disminuyó drásticamente de un 28.43% inicial a un 12.65% final;

asimismo, esta optimización geométrica redujo de manera directa el costo total de explotación del tajo de 44.02 USD/TM a 38.64 USD/TM, demostrando que el control de la energía previene el fracturamiento y desprendimiento de las cajas.

- b) Coca & Fernández (2024) en la tesis titulada “Aplicación de voladura controlada para la reducción de la sobrerotura y disminución de costos en labores de preparación en Minera Alpayana S.A. – Unidad Americana”, para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de Ingeniería.

El autor tuvo como objetivo aplicar la voladura controlada en labores de preparación para reducir la sobrerotura y disminuir los costos de sostenimiento y acarreo en la Unidad Americana de Minera Alpayana. La investigación fue de tipo aplicada, con diseño preexperimental, en la que se compararon los resultados obtenidos antes y después de la implementación de la propuesta de voladura controlada. Los resultados evidenciaron que el porcentaje de sobrerotura se redujo de 17,78 % a 4,12 %, lo que permitió disminuir significativamente la sobreexcavación de las labores. Asimismo, la reducción de la sobrerotura contribuyó a disminuir los costos asociados al sostenimiento y al acarreo del material, mejorando la eficiencia operativa del proceso de excavación. Los autores concluyeron que la aplicación de voladura controlada constituye una alternativa eficaz para controlar la estabilidad del macizo rocoso, reducir la sobrerotura y optimizar los costos operativos en labores de preparación minera.

2.2. Bases teóricas o científicas

2.2.1. Voladura en minería subterránea

La voladura es una de las operaciones unitarias más importantes en la minería, ya que permite fragmentar el macizo rocoso mediante el empleo de explosivos, facilitando la extracción del mineral y el avance de las labores mineras. Este proceso consiste en liberar de forma controlada la energía química contenida en un explosivo, transformándola en energía mecánica capaz de vencer la resistencia de la roca y producir su fracturamiento. La eficiencia de la voladura depende de un adecuado diseño de perforación, la correcta selección de explosivos y una secuencia de iniciación que permita aprovechar al máximo la energía liberada durante la detonación.

De acuerdo con Jimeno et al (2003), la voladura constituye el conjunto de operaciones destinadas a fragmentar un macizo rocoso mediante la utilización de explosivos, buscando obtener un tamaño de fragmentación adecuado para facilitar las operaciones posteriores de carguío, transporte y procesamiento del mineral. Asimismo, los autores indican que una voladura eficiente debe controlar la distribución de la energía explosiva, minimizar el daño al macizo remanente y garantizar condiciones seguras para las labores mineras.

Desde el punto de vista físico, la fragmentación de la roca se produce como consecuencia de la interacción entre la onda de choque generada por la detonación y la expansión de los gases de explosión. Inicialmente, la onda de choque transmite elevadas presiones al macizo rocoso, provocando la formación de microfracturas alrededor del taladro. Posteriormente, los gases de detonación penetran en dichas fracturas, favoreciendo su propagación y ocasionando el desplazamiento y la separación de los bloques de roca. La combinación de ambos fenómenos

determina la calidad de la fragmentación obtenida y el comportamiento del macizo rocoso después de la voladura.

En minería subterránea, la voladura requiere un diseño más cuidadoso que en minería superficial debido a las restricciones geométricas de las excavaciones y a la necesidad de preservar la estabilidad de las cajas y del techo de las labores. Un diseño inadecuado puede generar efectos indeseables como sobrerotura (overbreak), subrotura (underbreak), vibraciones excesivas, proyección de roca y una mayor incorporación de material estéril al mineral, incrementando la dilución y los costos de operación.

Por ello, la tendencia actual en minería subterránea está orientada hacia el desarrollo de técnicas de voladura controlada, cuyo objetivo principal es dirigir la energía explosiva únicamente hacia el volumen de roca que se desea fragmentar, reduciendo el daño inducido en el macizo remanente y mejorando la estabilidad de las excavaciones. Estas técnicas resultan especialmente importantes en la explotación de vetas angostas mediante taladros largos, donde el control de la sobrerotura influye directamente en la reducción de la dilución del mineral.

2.2.2. Tipos de voladura

La voladura puede clasificarse de acuerdo con el objetivo de la excavación, el método de explotación y el grado de control requerido sobre el macizo rocoso. En minería, la selección del tipo de voladura depende de factores como la geometría del yacimiento, las propiedades geomecánicas de la roca, el método de explotación y las condiciones de seguridad de la operación. Una adecuada selección permite optimizar la fragmentación del mineral, minimizar el daño al macizo rocoso y reducir los costos operativos (Bernaola Alonso et al., 2013).

2.2.2.1. Por la longitud del taladro.

- a) Voladura con taladros cortos

Se aplica generalmente cuando la longitud del taladro es menor o igual 14 pies (4 metros), y el diámetro de broca a utilizar es 43mm.

b) Voladura con taladros largos

Se aplica generalmente cuando la longitud del taladro es mayor a 14 pies (4 metros),

2.2.2.2. Según diseño

c) Voladura de producción

Es la voladura destinada a fragmentar el mayor volumen posible de roca mineralizada para facilitar las operaciones de carguío y transporte. Se caracteriza por emplear mallas de perforación diseñadas para obtener una fragmentación uniforme y un adecuado desplazamiento del material. Este tipo de voladura es el más utilizado en minería superficial y subterránea, incluyendo el método de explotación mediante taladros largos.

d) Voladura de desarrollo

Se utiliza para la excavación de galerías, rampas, cruceros, chimeneas y demás labores de preparación minera. Su principal objetivo es generar el avance de la excavación respetando las dimensiones de diseño y garantizando la estabilidad de las paredes y el techo de la labor.

e) Voladura de destroza o banqueo

Consiste en la fragmentación de grandes volúmenes de roca mediante bancos o cámaras de explotación. Es común en minería a cielo abierto y en algunos métodos de explotación subterránea masiva, donde se busca maximizar la producción con un adecuado control de la fragmentación.

f) Voladura secundaria

Se aplica cuando existen bloques sobredimensionados que no pueden ser manipulados por los equipos de carguío o trituración. Su finalidad es reducir el tamaño de estos bloques para facilitar su manejo y procesamiento.

g) Voladura controlada

Es una técnica especializada que busca limitar el daño ocasionado al macizo rocoso remanente mediante el control de la energía explosiva. Se emplea principalmente para preservar la estabilidad de las excavaciones, reducir la sobrerotura y mantener el perfil de diseño de la labor. Para ello se utilizan técnicas como el precorte, smooth blasting, cushion blasting y, en determinadas aplicaciones, la incorporación de taladros de alivio.

En explotaciones de vetas angostas mediante taladros largos, la voladura controlada adquiere especial importancia debido a que permite disminuir la incorporación de material estéril, mejorar la estabilidad de las cajas y reducir la dilución del mineral, aspectos que constituyen el eje central de la presente investigación.

2.2.3. Explosivos y clasificación

Los explosivos son sustancias capaces de liberar grandes cantidades de energía en un tiempo muy corto mediante un proceso de detonación. En minería, su selección depende de las características geológicas del macizo rocoso, el diámetro de perforación, las condiciones de humedad, el método de explotación y el tipo de voladura que se desea ejecutar. Una adecuada elección del explosivo permite mejorar la fragmentación, optimizar el consumo de energía y reducir los efectos no deseados de la voladura (Bernaola et al., 2013).

Los explosivos utilizados con mayor frecuencia en minería son:

a) Anfo

El ANFO es uno de los explosivos industriales más empleados en minería debido a su bajo costo, facilidad de fabricación y buen desempeño en voladuras de producción. Está constituido por una mezcla de aproximadamente 94,5 % de nitrato de amonio y 5,5 % de combustible (fuel oil), proporción que permite alcanzar un balance de oxígeno cercano al ideal para obtener una reacción eficiente y minimizar la generación de gases tóxicos.

Su principal ventaja radica en su elevado rendimiento económico, razón por la cual es ampliamente utilizado en explotaciones a cielo abierto y en minería subterránea cuando los taladros permanecen completamente secos. Sin embargo, presenta una importante limitación relacionada con su baja resistencia al agua, ya que el nitrato de amonio es altamente soluble y pierde rápidamente sus propiedades explosivas cuando entra en contacto con humedad o agua acumulada en los taladros. Por este motivo, su utilización se restringe generalmente a perforaciones secas o protegidas mediante sistemas especiales de encapsulado.

Imagen 1

Anfo Superfam Dos.



Nota. Agente explosivo granular compuesto con Nitrato de Amonio en prills grado ANFO.

Fuente: Famesa

b) Emulsiones explosivas

Las emulsiones explosivas son actualmente uno de los explosivos más utilizados en minería subterránea debido a su alta energía, excelente resistencia al agua y mayor seguridad durante su manipulación. Están constituidas por una fase oxidante y una fase combustible estabilizadas mediante agentes emulsificantes, formando una pasta homogénea que puede suministrarse encartuchada o a granel mediante equipos de bombeo especializados.

Entre sus principales ventajas destacan su elevada velocidad de detonación, comprendida aproximadamente entre 4 500 y 5 500 m/s, su baja sensibilidad al impacto y a la fricción, y su capacidad para mantener sus propiedades incluso en condiciones de humedad. Estas

características hacen que las emulsiones sean especialmente adecuadas para labores subterráneas donde existen filtraciones de agua y donde se requiere un mayor control de la energía explosiva.

Imagen 2

Emulnor.



Nota. Es una emulsión explosiva encartuchada, se usa según el tipo de roca. Fuente: Famesa.

c) Hidrogel

Los hidrogeles son explosivos acuosos elaborados a partir de soluciones concentradas de nitrato de amonio mezcladas con agentes gelificantes y sensibilizantes. Se caracterizan por presentar una elevada estabilidad química y una buena resistencia a la humedad, aunque actualmente su utilización ha disminuido debido al desarrollo de emulsiones explosivas de mayor rendimiento.

2.2.4. Sistema de iniciación y accesorios de voladura

La iniciación de una carga explosiva constituye una etapa fundamental dentro del proceso de voladura, ya que determina la forma en que la energía liberada por los explosivos se

distribuye en el macizo rocoso. Un sistema de iniciación adecuadamente diseñado permite controlar el orden de detonación de los taladros, favoreciendo la generación progresiva de caras libres, mejorando la fragmentación del mineral y reduciendo efectos no deseados como la sobrerotura, las vibraciones y la proyección de roca. Por ello, el diseño de la secuencia de iniciación representa uno de los aspectos más importantes para alcanzar una voladura eficiente y segura, especialmente en explotaciones subterráneas mediante taladros largos (Olofsson, 1990).

Con el avance de la tecnología, los sistemas de iniciación han evolucionado desde métodos convencionales basados en mechas de seguridad y detonadores eléctricos hacia sistemas no eléctricos y electrónicos de alta precisión. Esta evolución ha permitido incrementar la confiabilidad del disparo, minimizar las fallas de iniciación y controlar con mayor exactitud los tiempos de retardo entre los taladros, contribuyendo a optimizar la fragmentación del macizo rocoso y preservar la estabilidad geomecánica de las excavaciones (Nobel, 2016).

En operaciones de minería subterránea desarrolladas mediante el método de taladros largos, el sistema de iniciación adquiere especial importancia debido a que el éxito de la voladura depende de la adecuada secuencia de salida del anillo de producción. La correcta sincronización de los tiempos de detonación favorece la creación de caras libres sucesivas, mejora el desplazamiento del material fragmentado y reduce la transferencia innecesaria de energía hacia las cajas del yacimiento, disminuyendo el riesgo de sobrerotura y la incorporación de material estéril al mineral extraído.

2.2.4.1. Accesorios de voladura

Los accesorios de voladura son componentes diseñados para complementar el funcionamiento del sistema de iniciación, permitiendo transmitir la energía desde el detonador hasta la carga explosiva principal de manera segura y eficiente. Estos elementos garantizan la

continuidad de la detonación y contribuyen a que la secuencia de disparo se desarrolle conforme al diseño establecido. Entre los accesorios más utilizados en minería se encuentran los boosters, el cordón detonante, los conectores superficiales y los tubos de choque empleados en los sistemas no eléctricos (ENAEX S.A., 2020),

La selección de los accesorios depende del tipo de explosivo empleado, el método de explotación, las condiciones geológicas y el diseño de la voladura. Una instalación incorrecta o la utilización de accesorios incompatibles puede ocasionar fallas de iniciación, detonaciones incompletas o pérdidas de energía que afectan directamente la fragmentación y el rendimiento de la operación.

a) Booster

El booster, también denominado iniciador o multiplicador, es un explosivo de alta potencia utilizado para asegurar la iniciación completa de explosivos secundarios que presentan menor sensibilidad al detonador, como el ANFO y determinadas emulsiones explosivas. Su función consiste en amplificar la energía liberada por el detonador, generando una onda de detonación suficientemente intensa para iniciar la columna explosiva de manera uniforme (Olofsson, 1990).

Generalmente, los boosters están elaborados a base de pentolita u otros explosivos de elevada velocidad de detonación, presentando diferentes configuraciones y pesos según el diámetro del taladro y el tipo de explosivo utilizado. En minería subterránea, su empleo es indispensable cuando se utilizan explosivos a granel o cargas desacopladas, debido a que garantizan una iniciación confiable y reducen la posibilidad de fallas durante el disparo.

b) Carmex

Está compuesta de un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para mecha rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida.

Imagen 3

Carmex.



Nota. Detonador ensamblado con fulminante N° 8. Fuente: Famesa

c) Cordón detonante Pentacord

El cordón detonante es un accesorio flexible conformado por un núcleo de pentrita protegido mediante varias capas de materiales plásticos o textiles que le proporcionan resistencia mecánica y protección frente a la humedad. Su principal función consiste en transmitir la detonación a alta velocidad entre diferentes cargas explosivas, permitiendo sincronizar la iniciación de varios taladros dentro de una misma voladura (Olofsson, 1990).

Dependiendo de la cantidad de explosivo contenida en su núcleo, el cordón detonante puede emplearse como medio de transmisión de la detonación o como carga explosiva auxiliar

en determinados diseños de voladura. En minería subterránea continúa siendo ampliamente utilizado para conectar boosters y conformar líneas troncales de iniciación.

Imagen 4

Cordón detonante.



Nota. Cordon detonante Pentacord con núcleo de pentrita. Fuente: (Austin Powder Chile, s.f.)

2.2.4.2. Detonadores eléctricos

Los detonadores eléctricos fueron durante muchos años el principal sistema de iniciación empleado en minería. Su funcionamiento se basa en el calentamiento de un puente resistivo mediante el paso de corriente eléctrica, lo que provoca la ignición de una carga primaria y posteriormente la detonación de la carga base.

Aunque estos sistemas ofrecen una elevada confiabilidad cuando son correctamente instalados, presentan limitaciones relacionadas con la susceptibilidad a corrientes parásitas, electricidad estática e interferencias electromagnéticas. Debido a ello, su utilización en minería

subterránea ha disminuido considerablemente, siendo reemplazados por sistemas no eléctricos y electrónicos de mayor seguridad (Konya & Walter, 2018).

2.2.4.3. Detonadores no eléctricos (FANEL)

Los detonadores no eléctricos constituyen actualmente el sistema de iniciación predominante en minería subterránea. Su funcionamiento se basa en la propagación de una señal de baja energía a través de un tubo de choque, eliminando la necesidad de emplear corriente eléctrica durante el disparo. Esta característica incrementa significativamente la seguridad operacional al reducir el riesgo de iniciaciones accidentales por descargas eléctricas o interferencias electromagnéticas (ENAEX S.A., 2020).

En el Perú, uno de los sistemas más difundidos corresponde al FANEL, desarrollado por Famesa Explosivo. Este sistema dispone de una amplia gama de retardos superficiales e internos que permiten diseñar secuencias de iniciación adaptadas a diferentes métodos de explotación minera. Su aplicación en operaciones de taladros largos facilita la generación ordenada de caras libres, mejora la fragmentación y contribuye al control de la sobrerotura.

Imagen 5

Fanel (detonador no eléctrico)



Nota. Accesorio de voladura con periodo de tiempo que se usa para detonar la emulsión. Fuente:

Famesa

2.2.4.4. Detonadores electrónicos

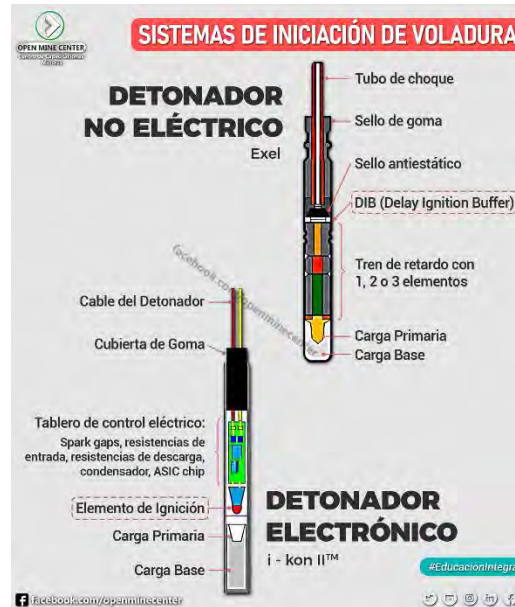
Los detonadores electrónicos representan la tecnología más avanzada en sistemas de iniciación. Incorporan un microprocesador programable que permite asignar tiempos de detonación individuales con una precisión del orden de milisegundos, logrando un control muy superior al de los sistemas convencionales.

Su utilización permite optimizar la distribución de la energía explosiva, mejorar la fragmentación, reducir las vibraciones y minimizar el daño inducido al macizo.

rocoso. Debido a estas ventajas, los detonadores electrónicos son ampliamente utilizados en operaciones donde se requiere un elevado nivel de precisión, aunque su mayor costo limita su aplicación en algunas explotaciones mineras (Nobel, 2016).

Imagen 6

Sistemas de iniciación de voladura.



Nota. Taladro cargado con espaciadores inertes de madera, actuando como cargas desacopladas

Fuente: (Open Mine Center, s.f.)

2.2.5. Voladura controlada

La voladura controlada se define como el conjunto de técnicas de diseño y ejecución de disparos cuyo objetivo principal es limitar los efectos de la fragmentación y el agrietamiento del macizo rocoso estrictamente dentro de los límites geométricos de la excavación proyectada (Bernaola et al, 2013)

En la minería subterránea por métodos de taladros largos (longhole stoping) aplicados a vetas angostas, esta técnica cobra una relevancia crítica. Su propósito fundamental es mitigar la sobreexcavación o overbreak en los hastiales (cajas techo y piso), reduciendo el ingreso de material estéril al ciclo de transporte y optimizando el control de la dilución operativa (Melgar, 2022). A diferencia de la voladura de producción convencional, la voladura controlada busca

canalizar la energía de los gases para generar un plano de fractura bidimensional continuo entre taladros contiguos antes de que el cuerpo principal de la roca se desplace.

En la ingeniería de minas subterránea se reconocen principalmente las siguientes variantes técnicas de contorno, diferenciadas por su secuencia de iniciación y acoplamiento de carga (Bernaola et al., 2013).

2.2.5.1. Voladura controlada de Recorte (Smooth Blasting / Amortiguada):

Es la técnica más empleada en la minería de taladros largos en subniveles. Consiste en detonar la fila de taladros periféricos (en el contorno de la veta) en la fase final de la secuencia de disparo, inmediatamente después de que el núcleo de la voladura principal (core) ya ha creado el espacio libre. Esto genera un efecto de "rasurado" en las cajas, preservando la competencia geomecánica de la roca remanente.

Imagen 7

Resultado de Voladura de Recorte.



(a)



(b)

Nota. en las paredes se muestra los medio taladros impresos en la roca. Fuente: El manual técnico sobre Drilling and Blasting as a Tunnel Excavation Method.

2.2.5.2. Voladura controlada con Cargas Desacopladas:

Esta variante técnica es crucial en vetas angostas explotadas con taladros largos. No depende necesariamente de una secuencia de salida separada, sino de la manipulación de la densidad y el diámetro de la carga dentro de los taladros periféricos o de producción adyacentes a las cajas. Al dejar un espacio de aire intencional entre el explosivo y la pared de la roca, se reduce la presión de detonación inicial, evitando la pulverización de los hastiales frágiles y permitiendo que solo la presión de los gases expanda las fracturas de forma controlada.

Imagen 8

Taladros con cargas desacopladas



Nota. Taladro cargado con espaciadores inertes de madera, actuando como cargas desacopladas

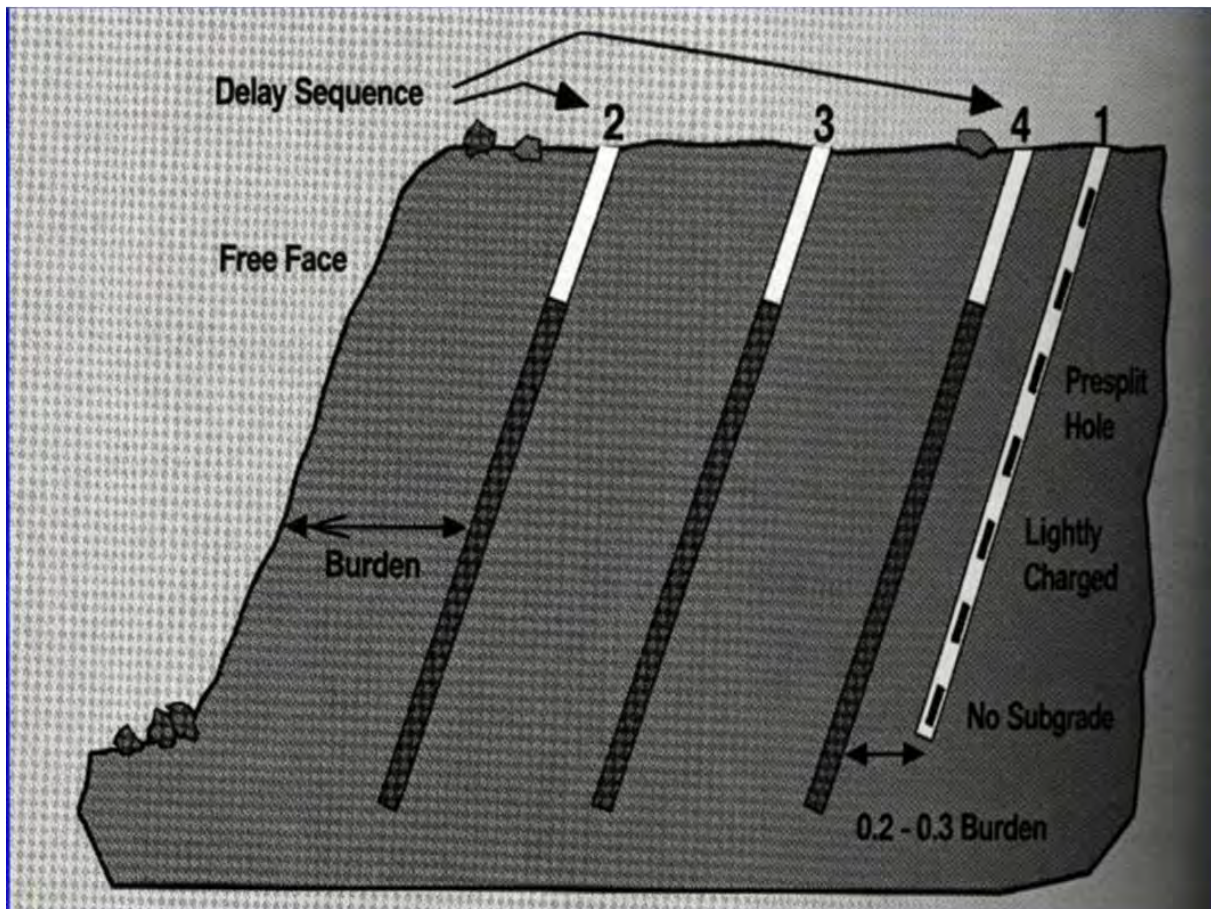
Fuente: Página web.

2.2.5.3. Voladura de Precorte (Pre-splitting):

En esta modalidad, la línea de taladros de contorno se detona de forma simultánea o instantánea antes de que se inicien los taladros de producción del núcleo. El objetivo es consolidar una grieta artificial continua que actúe como una pantalla reflectora, impidiendo que las ondas de choque del disparo principal se propaguen hacia las rocas de las cajas.

Imagen 9

Voladura controlada de Precorte



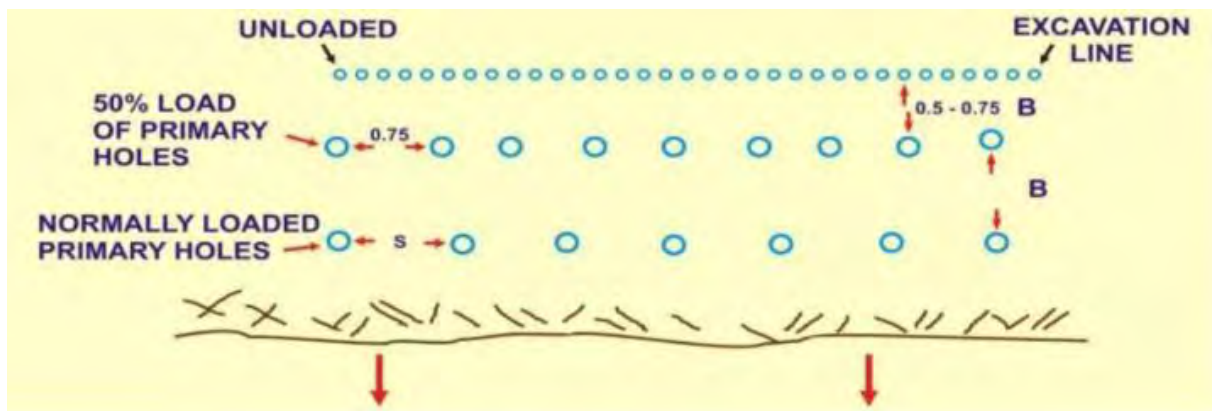
Nota. Imagen de voladura de precorte con la secuencia de salida. Fuente: sitio web.

2.2.5.4. Voladura controlada mediante perforación en Línea (Line Drilling):

Consiste en perforar una fila de taladros contiguos con un espaciamiento muy reducido que se dejan sin cargar (taladros vacíos). Actúan como planos de debilidad natural que guían la fractura provocada por la voladura adyacente. Su uso es limitado debido a los altos costos de perforación en taladros largos.

Imagen 10

Vista en planta de perforación en line Drilling



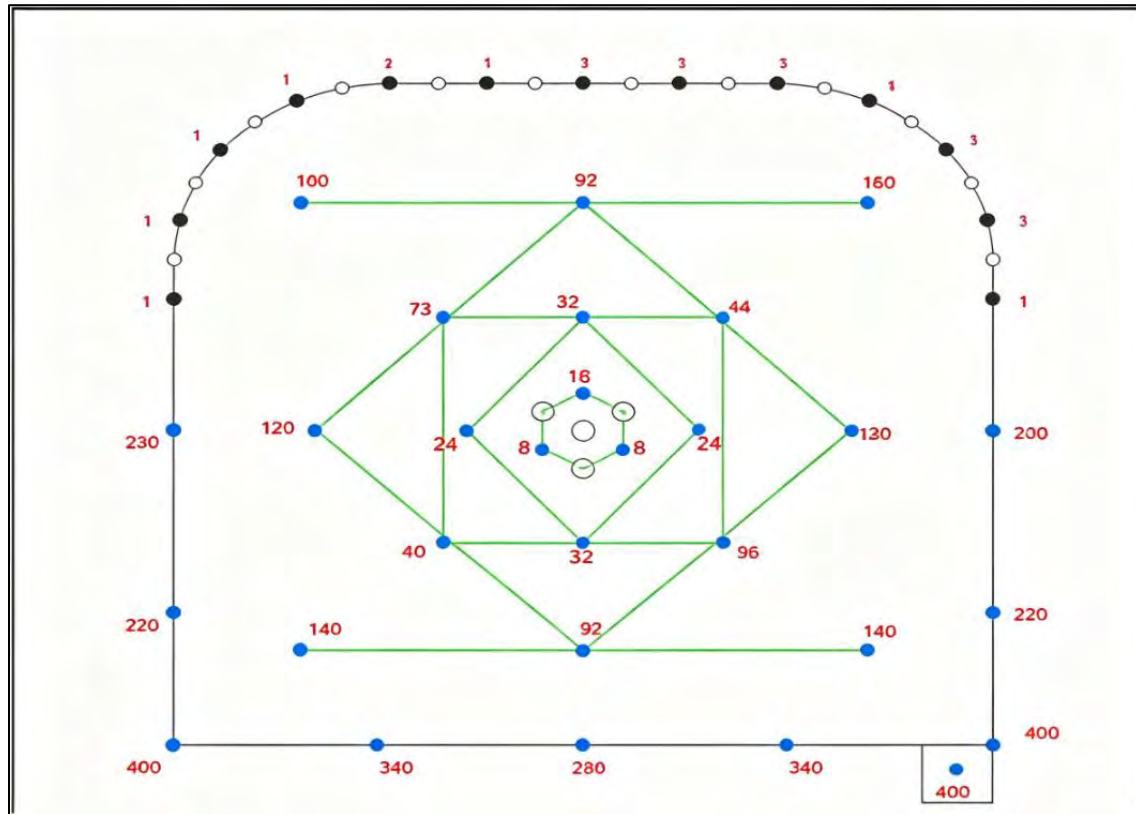
Fuente: sitio web.

2.2.5.5. Voladura controlada mediante uso de taladros de alivio.

La voladura controlada con taladros de alivio es una técnica utilizada para mejorar el comportamiento de la fragmentación y controlar la propagación de las ondas de esfuerzo durante la detonación. Consiste en perforar uno o más taladros sin carga explosiva, denominados taladros de alivio, los cuales generan una superficie libre adicional hacia donde se dirige la energía liberada por la explosión. Esta condición favorece la fracturación del macizo rocoso en la dirección prevista, disminuyendo la presión ejercida sobre las cajas del tajo y reduciendo la sobrerotura. Su aplicación es frecuente en excavaciones subterráneas, chimeneas, galerías y labores donde se requiere controlar el contorno de la excavación y minimizar la dilución del mineral.

Imagen 11

Taladros de alivio en contorno de galería.



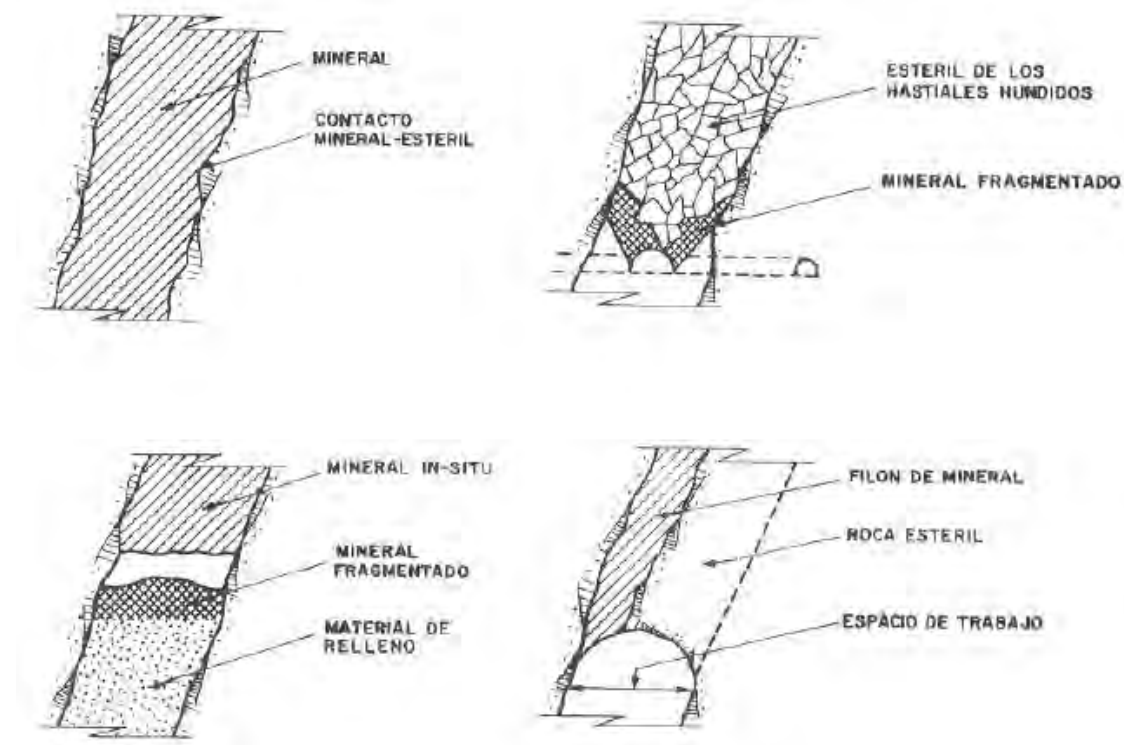
Nota. Taladros de alivio en malla de perforación. Fuente Manual de Perforación y Voladura – CMH.

2.2.6. Dilución

La dilución en minería subterránea se define como la incorporación de material no económico, como roca estéril o material con una ley inferior al límite de explotación (cut-off), dentro del mineral extraído durante las actividades de minado. Este fenómeno provoca una disminución de la ley del mineral producido y afecta directamente la eficiencia económica de la operación minera.

Imagen 12

Dilución en taladros largos



Nota. Dilución. Fuente: Bustillo & López (1997).

Diakit  (1998) se ala que la diluci n representa uno de los principales problemas asociados a los m todos de explotaci n subterr nea, debido a que la presencia de material est ril dentro del mineral genera una reducci n del valor del producto obtenido. El autor relaciona este fen meno con factores como las caracter sticas del cuerpo mineralizado, las condiciones geomec nicas y las pr cticas operativas empleadas durante la extracci n.

Asimismo, Pakalnis et al. (1995) indican que la diluci n tiene un impacto econ mico significativo en las operaciones mineras, debido a que el incremento de material sin valor econ mico genera mayores requerimientos de transporte, procesamiento y tratamiento, reduciendo la rentabilidad del proyecto minero.

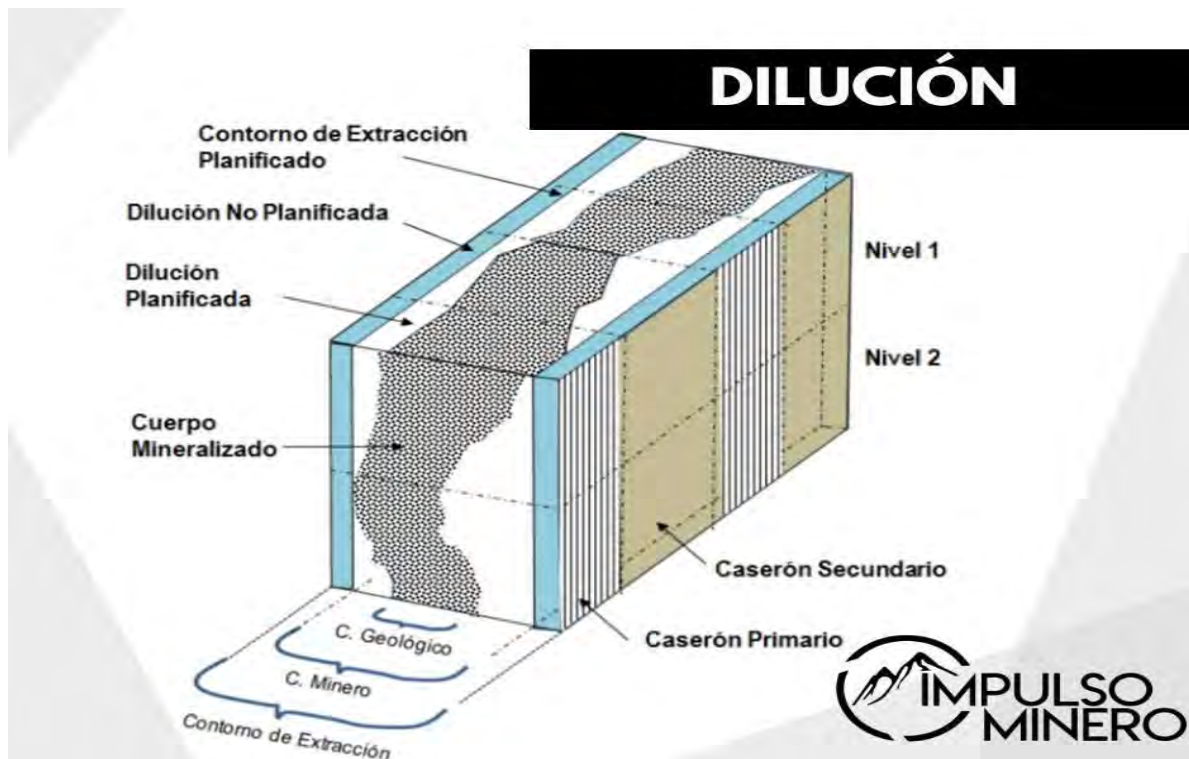
Por lo tanto, la dilución constituye un parámetro fundamental para evaluar la eficiencia del proceso de explotación, ya que su control permite mejorar la recuperación del mineral, reducir costos operativos y optimizar el aprovechamiento del recurso mineral

2.2.7. Tipos de dilución

La dilución en minería subterránea puede clasificarse de acuerdo con su origen y el momento en que es considerada dentro del proceso de planificación minera. De manera general, se distinguen dos tipos principales: la dilución planificada y la dilución no planificada, las cuales presentan diferentes causas y efectos sobre la operación minera.

Imagen 13

Tipos de dilución



Nota. La imagen muestra los dos tipos de dilución que se encuentra en un cuerpo mineralizado o veta. Fuente: Sitio web.

2.2.7.1. Dilución planificada

La dilución planificada, también denominada dilución primaria o dilución intencional, corresponde al material estéril o de baja ley que se considera inevitable durante el diseño del método de explotación. Este tipo de dilución está asociado al ancho de minado requerido para garantizar condiciones seguras y operativas durante la extracción del mineral, por lo que es incorporado en la estimación de reservas, en la planificación de la producción y en la evaluación económica del proyecto minero.

Su magnitud depende de factores como la geometría del yacimiento, el método de explotación seleccionado, el ancho mínimo de minado y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

2.2.7.2. Dilución no planificada

La dilución no planificada, también conocida como dilución secundaria, corresponde al material estéril que ingresa al mineral extraído debido a eventos no previstos durante la etapa de planificación. Este tipo de dilución es consecuencia de factores operativos, geológicos o geomecánicas que ocasionan una extracción mayor a la diseñada.

Entre las principales causas de la dilución no planificada se encuentran la sobrerotura producida por la voladura, la desviación de los taladros, la inestabilidad del macizo rocoso, los desprendimientos de las cajas, las irregularidades de la estructura mineralizada y los errores en la ejecución de la perforación. Debido a que este tipo de dilución incrementa el volumen de material sin valor económico que debe ser transportado y procesado, genera un aumento de los costos operativos y una disminución de la rentabilidad de la explotación minera.

En consecuencia, el control de la dilución no planificada constituye uno de los principales objetivos de las operaciones mineras que explotan vetas angostas, ya que su reducción contribuye a mejorar la recuperación del mineral y la eficiencia del proceso de explotación.

2.2.8. Dilución en vetas angostas

Las vetas angostas son depósitos minerales de reducido espesor que requieren una alta precisión en las operaciones de perforación, voladura y extracción. Debido a su geometría, pequeñas desviaciones durante el minado pueden generar la incorporación de material estéril al mineral, incrementando la dilución y disminuyendo la selectividad de la explotación.

Según (Stewart, 2005), la aplicación de métodos de explotación con taladros largos ha permitido incrementar la productividad en vetas angostas; sin embargo, también puede aumentar la dilución cuando el diseño de perforación y voladura no es el adecuado. Entre los principales factores que contribuyen a este fenómeno se encuentran la desviación de los taladros, el incremento del diámetro de perforación y la sobrerotura generada por la voladura.

Asimismo, (Stewart, 2005) indica que la dilución en vetas angostas puede originarse por la inestabilidad geomecánica del macizo rocoso o por la sobrerotura inducida durante la voladura. En consecuencia, el control de estos factores resulta fundamental para reducir la incorporación de material estéril y optimizar la recuperación del mineral.

$$\text{Dilución total} = \frac{\text{Ancho promedio referencial del tajo} - \text{ancho de veta}}{\text{Ancho promedio referencial del tajo.}}$$

2.2.9. Consecuencias de la dilución

La dilución constituye uno de los principales factores que afectan la eficiencia de las operaciones mineras, ya que no solo disminuye la ley del mineral extraído, sino que también incrementa los costos operativos asociados al proceso de explotación. La incorporación de

material estéril obliga a cargar, acarrear, transportar y procesar un mayor volumen de roca que no aporta valor económico, reduciendo la productividad de la operación.

Asimismo, un mayor nivel de dilución ocasiona un incremento en los costos de carguío, acarreo, izaje o transporte, chancado, molienda y procesamiento del mineral, además de generar un mayor desgaste de equipos, mayor consumo de combustible, explosivos y energía. Del mismo modo, puede disminuir la recuperación metalúrgica al alimentar a la planta con un mineral de menor ley, afectando la eficiencia del proceso de beneficio.

Por estas razones, el control de la dilución representa un aspecto fundamental en la minería subterránea, ya que permite optimizar la recuperación del mineral, mejorar el aprovechamiento de los recursos y reducir los costos asociados a las operaciones de extracción y procesamiento.

2.2.9.1. Dilución planeada, real y aparente

La dilución puede evaluarse mediante diferentes indicadores que permiten comparar las condiciones previstas durante la planificación con los resultados obtenidos en la explotación minera. Entre los principales indicadores utilizados se encuentran la dilución planeada, la dilución real y la dilución aparente, los cuales permiten evaluar la eficiencia del proceso de minado y establecer medidas para el control de la dilución.

a) Dilución planeada

La dilución planeada corresponde al volumen o tonelaje de material estéril considerado durante el diseño del método de explotación. Este tipo de dilución es previsto en la planificación minera debido al ancho de minado, la geometría del yacimiento y las condiciones operativas, por lo que forma parte de la estimación de reservas y de la evaluación de la ley del mineral.

$$\text{Dilución planeada} = (\text{Toneladas planeadas} - \text{Toneladas geológicas}) / \text{Toneladas geológicas}$$

b) Dilución real

La dilución real representa el volumen o tonelaje de material estéril que efectivamente se incorpora al mineral durante la explotación. Su magnitud depende de las condiciones reales de perforación, voladura, estabilidad del macizo rocoso y de la ejecución de las operaciones mineras.

$$\text{Dilución real} = (\text{Toneladas reales} - \text{Toneladas geológicas}) / \text{Toneladas geológicas}$$

c) Dilución aparente

La dilución aparente expresa la diferencia entre el material realmente extraído y el material que fue planificado para la explotación. Este indicador permite evaluar el desempeño operativo del proceso de minado, identificando el material adicional extraído respecto a lo programado.

$$\text{Dilución aparente} = (\text{Toneladas reales} - \text{Toneladas planeadas}) / \text{Toneladas planeadas}$$

El análisis conjunto de estos indicadores permite identificar desviaciones entre la planificación y la ejecución de las operaciones, facilitando la implementación de acciones orientadas a reducir la dilución y optimizar la recuperación del mineral.

2.2.10. Factores que influyen en la dilución

La dilución en minería subterránea es el resultado de diversos factores que intervienen durante las etapas de planificación y explotación del yacimiento. Su magnitud depende de las características geológicas, las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y de las prácticas operativas empleadas durante la perforación, voladura y extracción del mineral.

Entre los principales factores que influyen en la dilución se encuentran:

- Factores geológicos: comprenden la geometría del cuerpo mineralizado, las variaciones en el espesor de la veta, la presencia de fallas, diaclasas y contactos irregulares entre el mineral y la roca estéril.
- Factores geomecánicas: están relacionados con la calidad y estabilidad del macizo rocoso, la resistencia de las cajas y el tiempo de autosoporte de las excavaciones, condiciones que pueden favorecer desprendimientos e incrementar la dilución.
- Factores operativos: incluyen el diseño de la malla de perforación, la desviación de los taladros, el factor de carga, la distribución del explosivo y la ejecución de la voladura. Un control inadecuado de estos parámetros puede generar sobrerotura y aumentar el ingreso de material estéril al mineral explotado.

El conocimiento y control de estos factores permiten reducir la dilución, mejorar la recuperación del mineral y optimizar la eficiencia de las operaciones mineras.

2.2.10.1. Sobrerotura por voladura

La sobrerotura por voladura es la fracturación del macizo rocoso más allá de los límites de excavación previamente diseñados, como consecuencia de la energía liberada durante la detonación de los explosivos. Este fenómeno constituye una de las principales causas de la dilución no planificada en la minería subterránea, especialmente en la explotación de vetas angostas, donde la precisión de la excavación es determinante para la recuperación del mineral.

Entre los principales factores que originan la sobrerotura se encuentran el exceso de energía explosiva, el acoplamiento completo del explosivo, un diseño inadecuado de la malla de perforación, la desviación de los taladros y la baja precisión en la ejecución de la perforación. Estas condiciones favorecen la propagación de fracturas fuera del contorno previsto de la excavación.

Como consecuencia, la sobrerotura incrementa el ancho excavado, provoca el ingreso de material estéril al mineral extraído y aumenta los niveles de dilución, afectando la recuperación del mineral y elevando los costos de explotación y procesamiento (Stewart, 2005)

2.2.11. Control de la dilución mediante perforación y voladura

El control de la dilución en minería subterránea depende, en gran medida, de un adecuado diseño y ejecución de las operaciones de perforación y voladura. Una correcta distribución de los taladros, el uso apropiado de explosivos y una adecuada secuencia de iniciación permiten limitar la sobrerotura del macizo rocoso y mantener la excavación dentro de los límites de diseño.

La voladura controlada comprende un conjunto de técnicas orientadas a reducir el daño ocasionado por la detonación sobre la roca remanente, controlando la liberación de energía y mejorando la calidad del contorno de la excavación. Entre estas técnicas se encuentran el diseño adecuado de la malla de perforación, la optimización del factor de carga, el control del acoplamiento del explosivo y la correcta secuencia de iniciación.

Asimismo, el empleo de taladros de alivio constituye una alternativa para favorecer la liberación de esfuerzos y dirigir la fragmentación hacia las zonas previamente definidas, contribuyendo a disminuir la sobrerotura y, en consecuencia, reducir la incorporación de material estéril al mineral extraído. Estas prácticas permiten mejorar la recuperación del mineral y optimizar la eficiencia de las operaciones de explotación.

2.2.12. Métodos de explotación subterránea en Vetas Angosta

El minado de vetas angostas (estructuras con potencias menores a 2.0 metros) representa uno de los mayores desafíos en la ingeniería de minas debido a la estrecha relación entre la geometría del yacimiento y la estabilidad de las rocas encajonantes (caja techo y caja piso).

Existen diferentes métodos de explotación en vetas angostas:

2.2.12.1. Métodos por Almacenamiento Provisional (Shrinkage Stopping)

Es un método tradicional de soporte natural donde el mineral fracturado se deja dentro del tajo para que sirva como plataforma de trabajo para el siguiente corte y para dar soporte provisional a las cajas (techo y piso).

- Mecánica de rocas: Requiere cajas de calidad regular a competente ($RMR > 50$) para evitar que se desprendan cuando se vacíe el tajo.
- Operación: Se extrae solo el 30% al 40% del volumen del mineral roto en cada disparo (debido al factor de esponjamiento) y el resto se queda almacenado hasta llegar al tope del tajo.
- Desventaja: Es un método puramente convencional, intensivo en mano de obra, de baja productividad y amarra el capital en mineral acumulado.

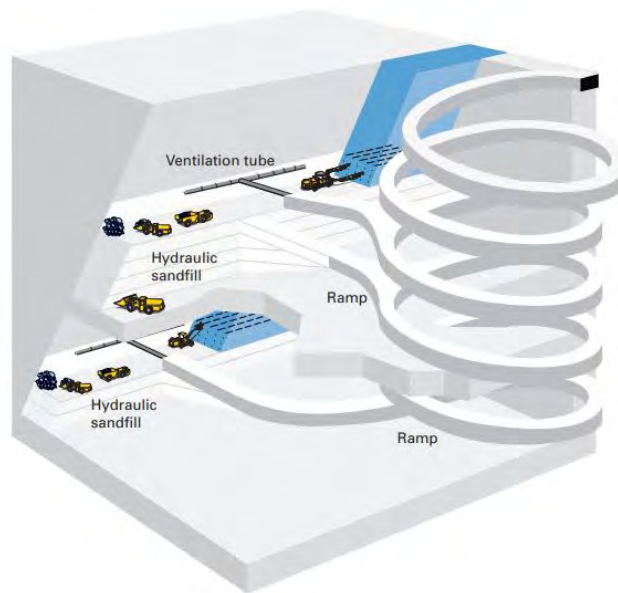
2.2.12.2. Método de Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping)

El mineral se arranca por rebanadas horizontales o inclinadas ascendentes y, tras la limpieza de cada corte, el vacío remanente se rellena inmediatamente con material estéril (relleno detrítico) o relave (relleno hidráulico o cementado).

- Mecánica de rocas: Se aplica en vetas donde las cajas son de calidad mala a regular ($RMR < 45$). El relleno actúa como un soporte activo y permanente que frena las deformaciones del macizo rocoso.
- Variante selectiva: Consiste en disparar primero el mineral de la veta angosta de forma limpia, limpiarlo, y luego disparar una de las cajas estériles para generar espacio operativo, dejando ese desmonte en el piso como relleno
- Desventaja: Aunque controla muy bien la dilución, sus ciclos operativos son lentos y los costos por tonelada son elevados.

Imagen 14

Método de corte y relleno



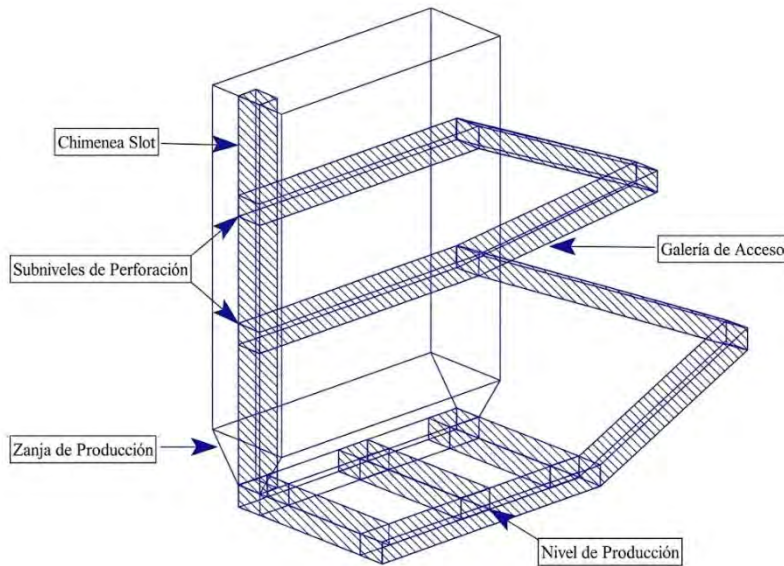
Nota. La imagen muestra la aplicación del método de explotación por corte y relleno de tipo hidráulico. Fuente: Atlas Copco (2007).

2.2.12.3. Método Sublevel Stoping

El método de explotación mediante taladros largos, conocido como Sublevel Stoping, es un método de minería subterránea empleado para la extracción de cuerpos mineralizados de geometría tabular o subvertical. Consiste en perforar taladros de gran longitud desde subniveles previamente desarrollados para posteriormente ejecutar la voladura del mineral, permitiendo que el material fragmentado se desplace por gravedad hacia los puntos de extracción ubicados en el nivel inferior. Este método constituye una adaptación de los principios de la voladura de bancos utilizados en minería superficial a las condiciones propias de la minería subterránea, permitiendo una explotación mecanizada, segura y de alta productividad.

Imagen 15

Infraestructura general para el método Sublevel Stopping.



Nota. Adaptado de Diseño de Minas Subterráneas: Método Sublevel Stopping, por E. Rubio, 2004, Universidad de Chile.

a) Características del método Sublevel Stopping

Las principales características de este método de explotación son las siguientes:

- Explotación mediante subniveles de perforación.
- Perforación de taladros largos de producción.
- Voladura del mineral por paneles o secciones.
- Descarga del mineral por gravedad hacia los puntos de extracción.
- Alto grado de mecanización durante las operaciones de perforación, carguío y transporte.
- Elevada productividad y recuperación del mineral cuando el diseño de perforación y voladura es adecuado.

b) Condiciones de aplicación

Para la aplicación eficiente del método Sublevel Stopping, el yacimiento debe reunir determinadas condiciones geológicas, geométricas y geomecánicas, entre las cuales destacan:

- Geometría del yacimiento: cuerpos mineralizados de forma tabular, continua y con contactos relativamente definidos.
- Buzamiento: superior a 50° , favoreciendo el flujo gravitacional del mineral fragmentado.
- Potencia del yacimiento: suficiente para permitir la perforación de taladros largos y la conformación de caserones.
- Calidad geomecánica: tanto el mineral como las rocas encajonantes deben presentar una competencia adecuada para mantener la estabilidad de los caserones y reducir la dilución.
- Continuidad del cuerpo mineralizado: que permita desarrollar paneles de explotación de manera eficiente.
- Condiciones operacionales: disponibilidad de equipos de perforación para taladros largos y sistemas mecanizados de carguío y transporte.

c) Parámetros considerados en el diseño del método.

El diseño del método de explotación mediante taladros largos considera diversos parámetros que influyen directamente en la eficiencia del proceso de minado, entre los cuales se encuentran:

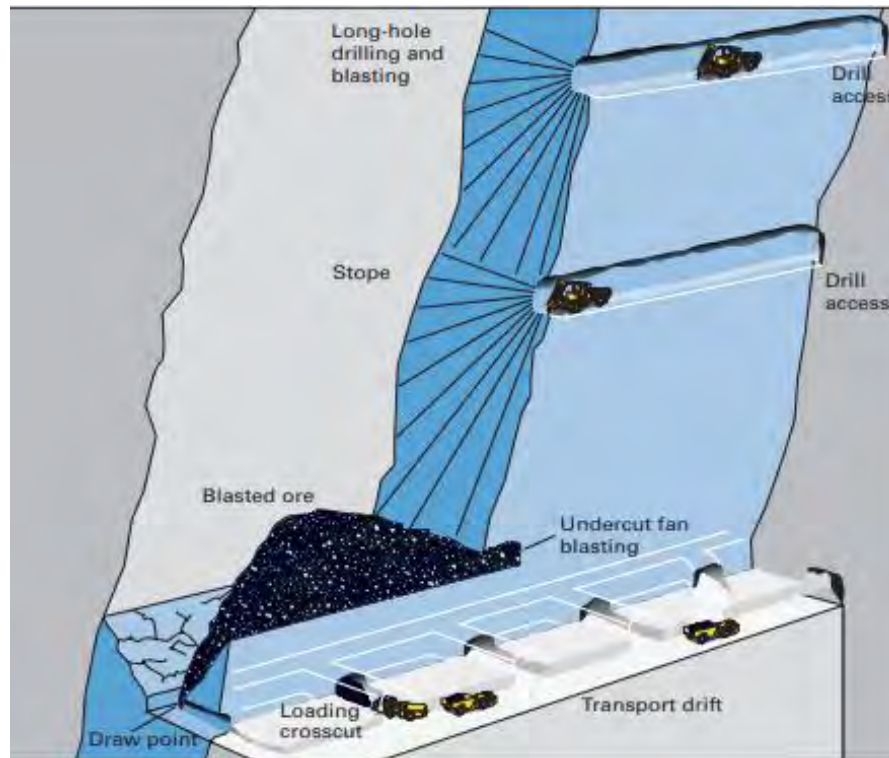
- Geometría del cuerpo mineralizado.
- Dimensiones de los caserones.
- Ubicación y dimensiones de los pilares.
- Calidad del macizo rocoso.

- Diseño de la malla de perforación.
- Burden y espaciamiento.
- Longitud y diámetro de los taladros.
- Secuencia de iniciación de la voladura.
- Distribución de las cargas explosivas.

La correcta evaluación de estos parámetros permite obtener una fragmentación uniforme, controlar la sobrerotura, minimizar la dilución y mejorar la recuperación del mineral. En ese contexto, el diseño de la perforación y la incorporación de técnicas de voladura controlada, como el empleo de taladros de alivio, constituyen alternativas para optimizar el proceso de explotación en vetas angostas mediante taladros largos.

Imagen 16

Método de explotación Sublevel Stopping.



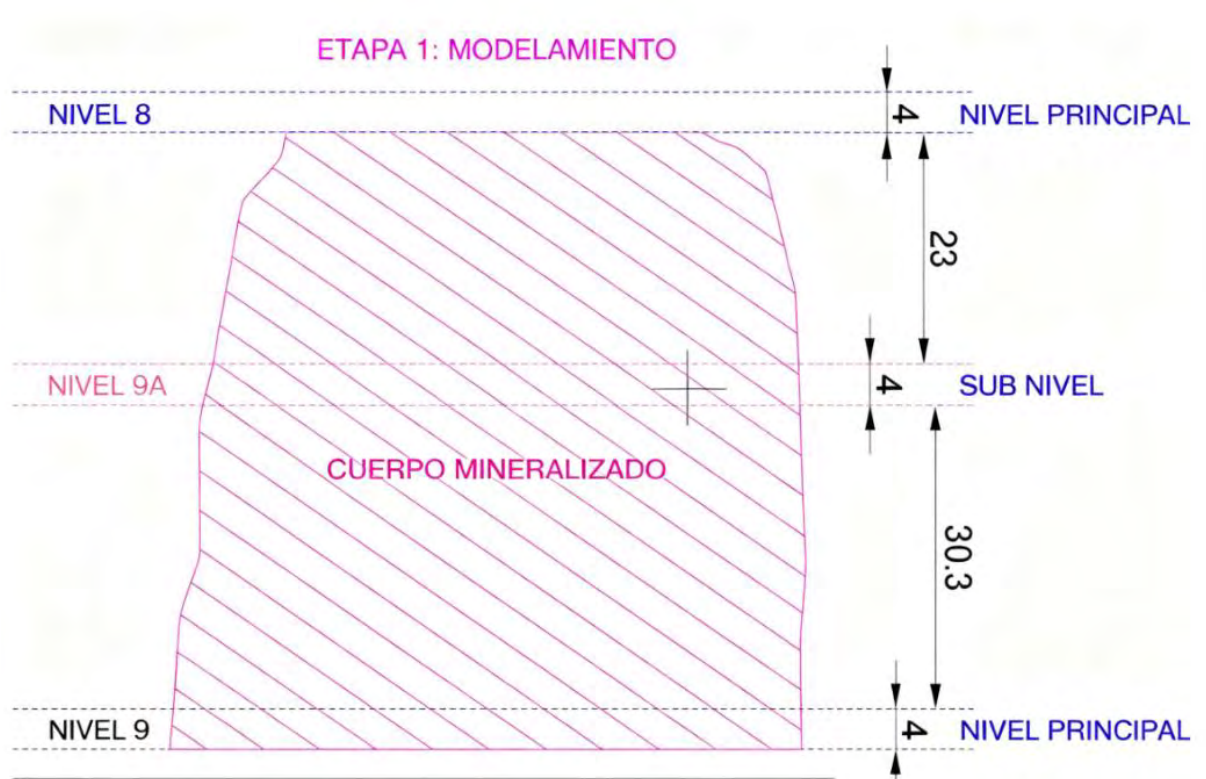
Nota: la imagen muestra perforación con taladros largos en abanico. Fuente: Atlas Copco (2007).

Secuencia de minado con metodo de explotacion sublevel stoping

La primera etapa consiste en la definición geométrica y delimitación del cuerpo mineralizado, mediante la identificación de los límites entre los niveles de operación. Se establecen las alturas de trabajo, los márgenes de seguridad y la extensión del bloque a explotar, como base para el diseño de todas las actividades posteriores del método de taladros largos.

Imagen 17

Etapa de modelamiento del cuerpo mineralizado

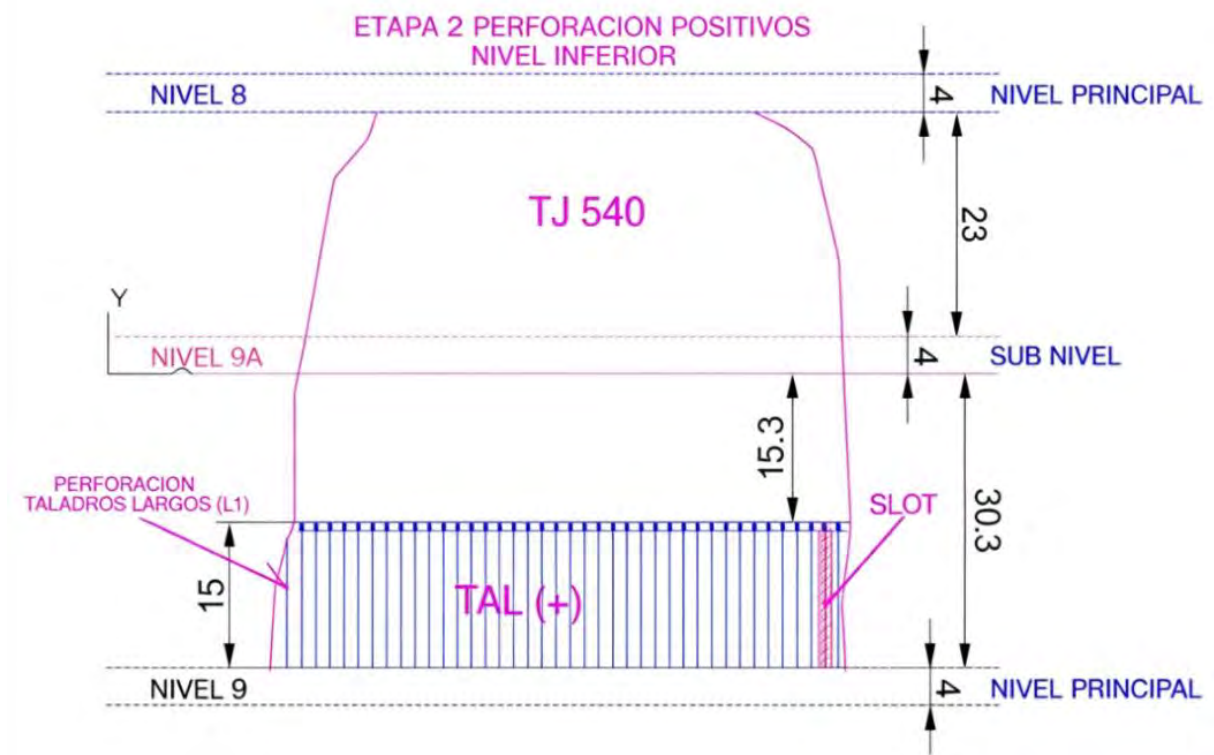


Nota. Delimitación geométrica del cuerpo mineralizado entre Niveles 8, 9A y 9. Fuente: Área de Planeamiento, CIA Minera Casapalca.

Una vez definido el bloque, se procede a la perforación de taladros largos dirigidos hacia abajo (denominados positivos), desde el Nivel 8 hasta el corte inicial o slot. Se define la longitud y separación de los taladros para asegurar una fragmentación uniforme del mineral.

Imagen 18

Perforación de taladros positivos - nivel inferior



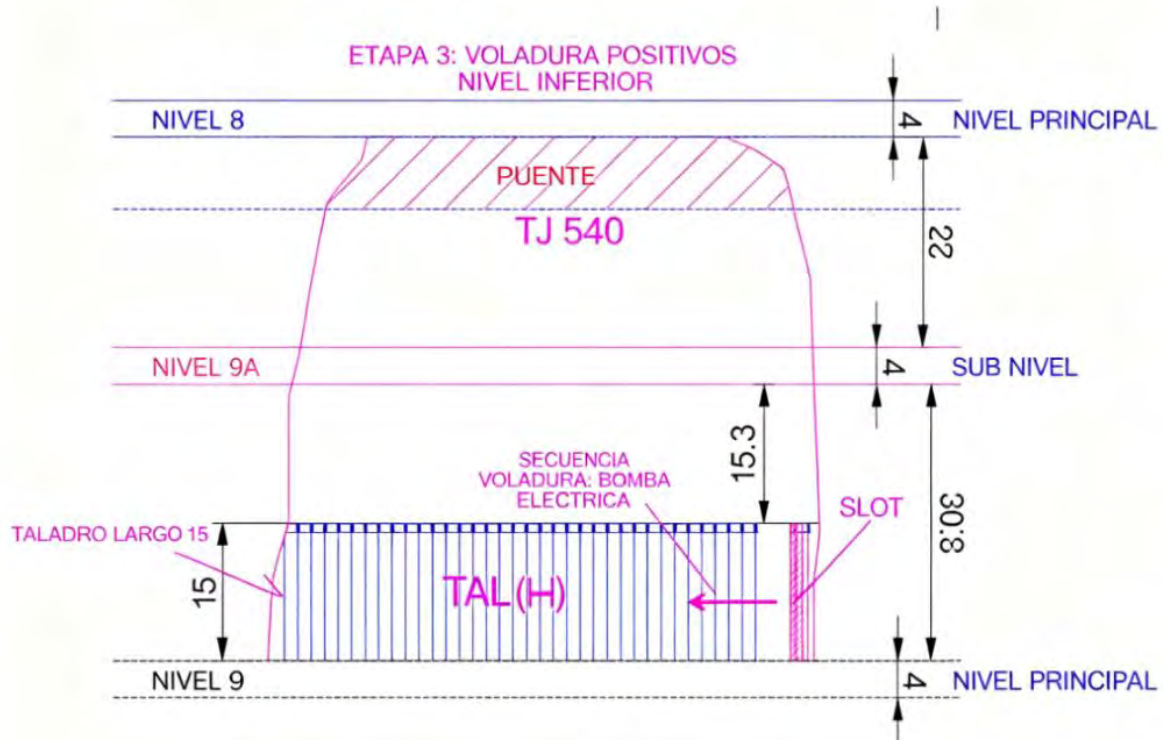
Nota. Esta ilustración muestra la perforación de taladros largos positivos desde el Nivel 8.

Tomado de Área de Planeamiento, CIA Minera Casapalca.

Con los taladros perforados y cargados, se ejecuta la voladura primaria en secuencia de retirada, aprovechando el slot como espacio libre para la expansión del material. El mineral fragmentado queda depositado en la base del bloque, manteniéndose el puente superior intacto.

Imagen 19

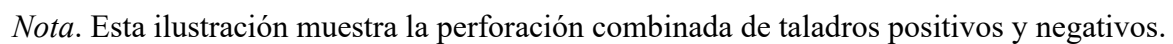
Voladura de taladros positivos



Nota. Esta ilustración muestra la voladura primaria de taladros positivos en el nivel inferior.

Tomado de Área de Planeamiento, CIA Minera Casapalca.

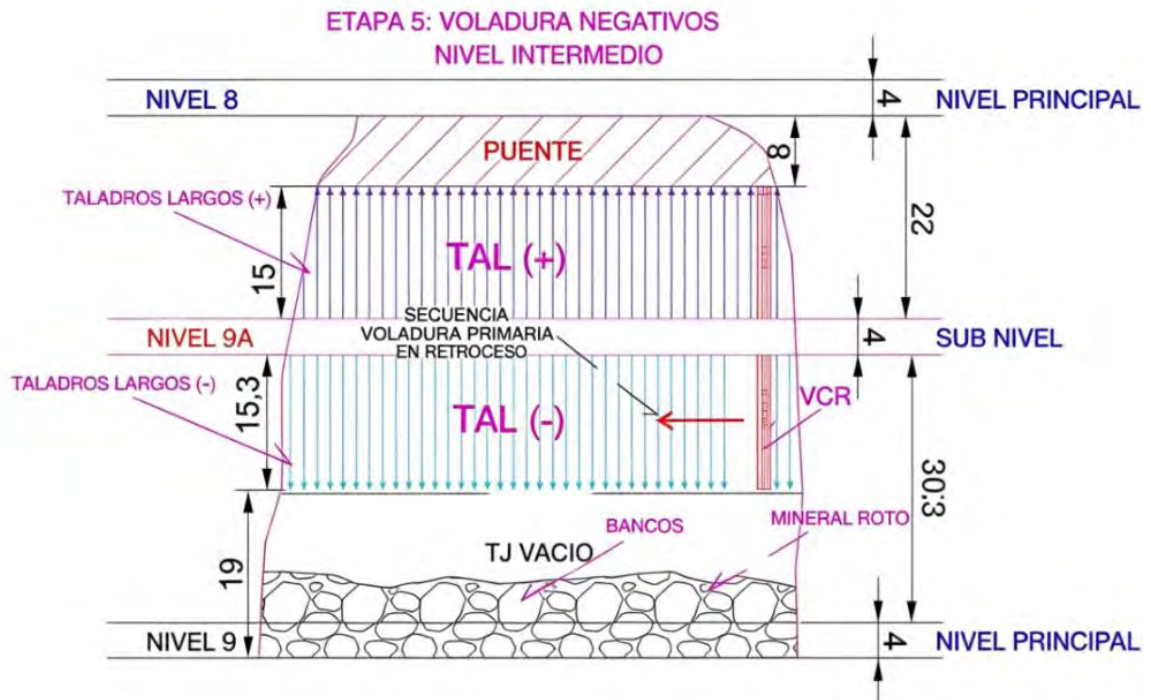
Perforación de taladros negativos y positivos.



Finalizada la voladura del bloque intermedio, se extrae la totalidad del mineral roto mediante equipos de carga y transporte. Esta actividad deja el tajo completamente vacío, permitiendo verificar su geometría y preparar el espacio para el relleno.

Imagen 21

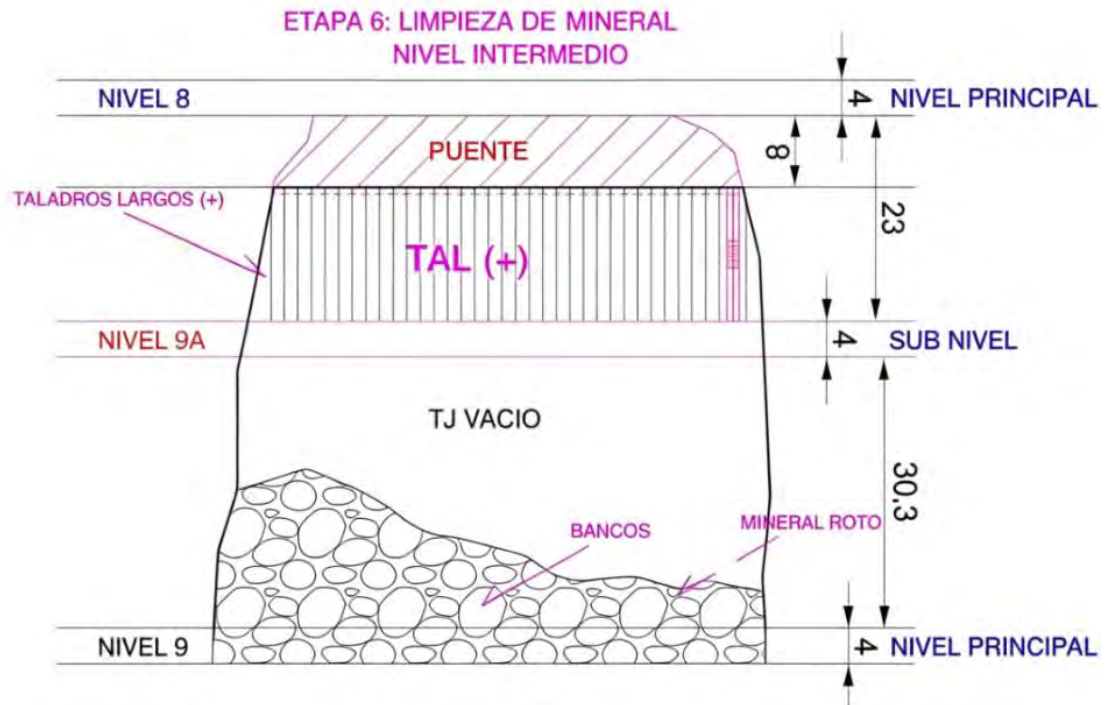
Voladura de taladros negativos.



Nota. Esta ilustración muestra la voladura secuencial de taladros negativos en el nivel intermedio. Tomado de Área de Planeamiento, CIA Minera Casapalca.

Imagen 22

Limpieza de mineral

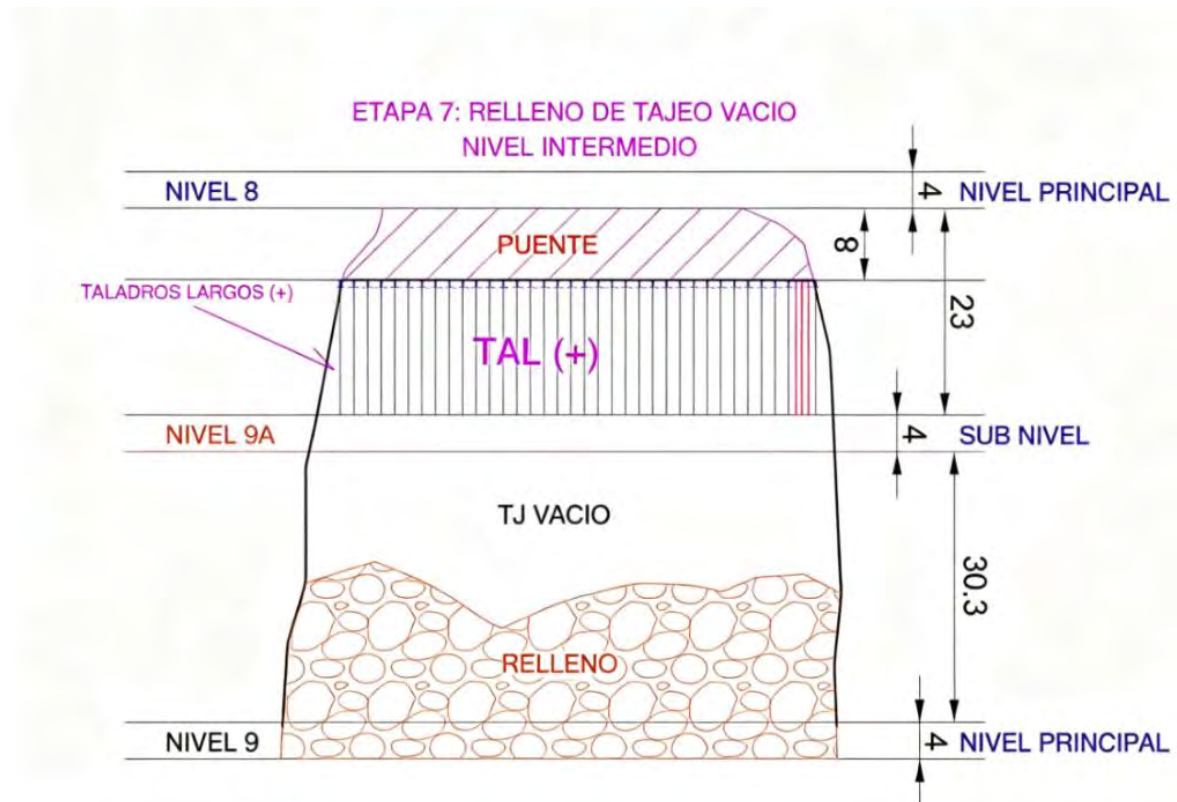


Nota. Esta ilustración muestra la extracción total del mineral roto y el tajo vacío. Tomado de Área de Planeamiento, CIA Minera Casapalca.

Para garantizar la estabilidad de las labores adyacentes y permitir continuar el minado en bloques vecinos, se llena el espacio vacío con material de relleno. El puente superior se mantiene como soporte temporal hasta finalizar todo el ciclo.

Imagen 23

Relleno del tajo vacío.



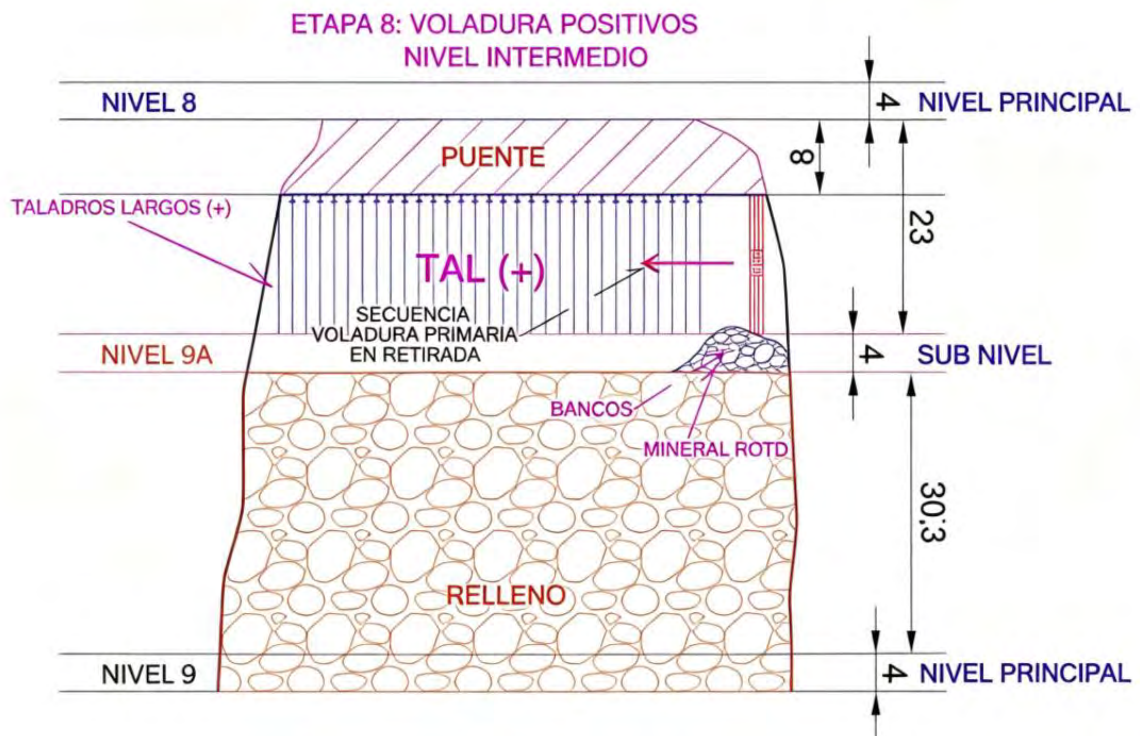
Nota. Esta ilustración muestra el relleno del tajo para garantizar la estabilidad del macizo rocoso.

Tomado de Área de Planeamiento, CIA Minera Casapalca.

Como paso final del ciclo en este bloque, se vuela el último tramo de taladros positivos, apoyándose sobre el relleno ya consolidado. Con esta actividad se completa la extracción del cuerpo mineralizado delimitado entre los Niveles 8 y 9.

Imagen 24

Voladura de taladros positivos del nivel intermedio

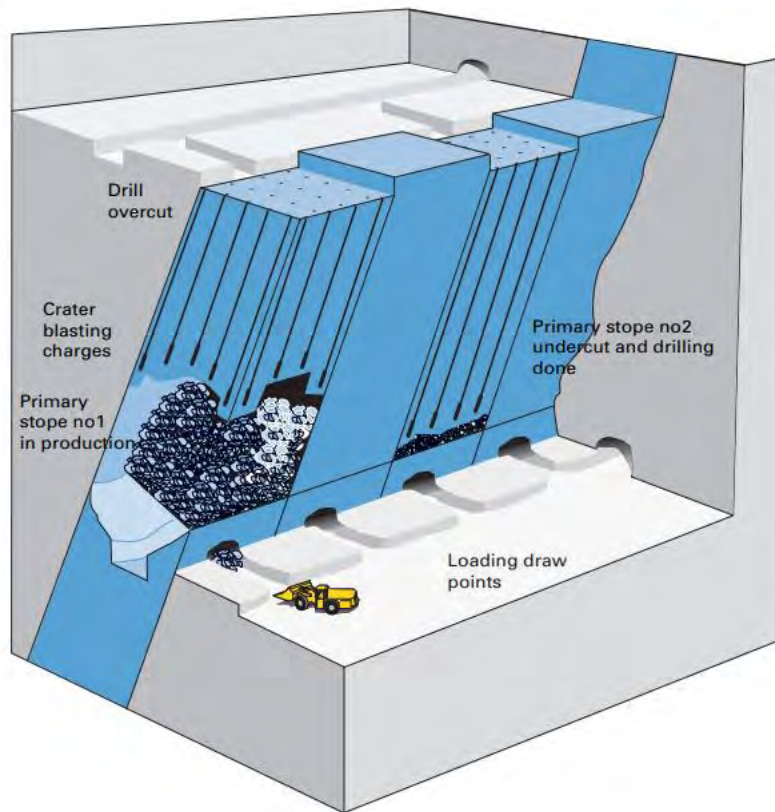


Nota. Esta ilustración muestra la voladura final sobre el relleno consolidado. Tomado de Área de Planeamiento, CIA Minera Casapalca.

2.2.12.4. Vertical Crater Retreat (VCR)

Imagen 25

Métodos de explotación por VCR



Nota. el VCR son perforaciones en negativa, se usa como cara libre para continuar con la perforación y voladura de las secciones con taladros largos. Fuente: Atlas Copco (2007).

2.2.13. Perforación con taladros largos

La técnica de perforación mediante taladros largos consiste en la ejecución de taladros cilíndricos con longitudes que oscilan críticamente entre los 10 y 15 metros en estructuras filonianas de potencia reducida (vetas angostas). Operativamente, este procedimiento se realiza mediante jumbos electrohidráulicos automatizados (como el equipo Simba) que emplean una sarta de perforación compuesta por barras cilíndricas acoplables en serie (barras de extensión), lo

que garantiza la transmisión eficiente de la energía de percusión y rotación a profundidad. La principal ventaja de esta metodología radica en la alta densidad de metros perforados por guardia y en la capacidad de independizar el ciclo de perforación respecto al de voladura. Esto permite la preparación y perforación completa del bloque de minado de forma continua, optimizando el rendimiento de los equipos antes de iniciar la secuencia de detonación en retirada. Sin embargo, el minado de secciones estrechas impone una tolerancia geométrica restrictiva. Durante la operación, suelen presentarse desviaciones de emboquillado, angulares (de alineamiento) y por flexión de la sarta debido a la anisotropía y discontinuidades estructurales del macizo rocoso. En vetas angostas, un desvío angular mínimo (menor al 2%) provoca que el taladro intercepte los hastiales o cajas (techo y piso) estériles. Al cargar y detonar un taladro desviado, la onda de choque genera una sobre-rotura (overbreak) masiva que eleva el índice de dilución operativa. Asimismo, altera las distancias de diseño del Burden y Espaciamiento, distorsionando la distribución de la energía del explosivo, lo que produce una deficiente fragmentación del mineral y el colapso dinámico de los taladros adyacentes aún no disparados.

2.2.13.1. Equipo de perforación de taladros largos

Las perforaciones se realizan con equipos simba.

Imagen 26

Equipo simba M7 C



Nota. La imagen muestra equipo de perforación de producción simba M7 C. Fuente: Atlas Copco (2007).

2.2.13.2. Diseño de la perforación de taladros de producción.

El diseño geométrico de la malla de perforación de producción en el método de taladros largos está gobernado por la determinación analítica del Burden (B) y el Espaciamiento (E). El Burden se define como la distancia perpendicular medida desde el eje de la columna explosiva hacia la cara libre artificial o sumidero de energía más cercano, representando la línea de menor resistencia que debe vencer la onda de choque. Por su parte, el Espaciamiento constituye la distancia lateral entre taladros pertenecientes a una misma fila o anillo de disparo. En la

explotación de vetas angostas, estas mallas se configuran geométricamente de forma paralela (abanicos rectos) o radial (ring drilling).

Para calcular matemáticamente el Burden óptimo, se utiliza el Modelo Científico de Ash (1963), el cual indexa las propiedades del explosivo y de la roca mediante un coeficiente empírico de proporcionalidad (K_B). Su formulación general está dada por:

2.2.13.3. Perforación de taladros de alivio.

Un taladro de alivio es una perforación geométrica que permanece completamente vacía (sin carga explosiva) dentro de la malla de disparo. Su función mecánica es actuar como una cara libre artificial a escala milimétrica.

Cuando los taladros de producción colindantes detonan, la onda de choque compresiva viaja a través del macizo rocoso. Al interceptar el espacio vacío del taladro de alivio, se produce un cambio brusco de impedancia, lo que refleja la onda compresiva y la transforma en una onda de tracción. Debido a que la roca presenta una baja resistencia a la tracción (aproximadamente el 10% de su resistencia a la compresión), el mineral se fractura y se corta de forma limpia hacia el taladro vacío, evitando que la energía remanente dañe la roca estéril de los hastiales.

2.2.13.4. Geometría y aplicación de taladros rimados.

Los taladros rimados son perforaciones de alivio cuyo diámetro original ha sido ampliado mediante el uso de una broca escariadora (reamer). El incremento del diámetro del taladro vacío expande el volumen disponible para el desplazamiento de la roca fracturada. Para determinar el efecto de alivio al agrupar o ampliar estas perforaciones, se emplea matemáticamente la ecuación del Diámetro Equivalente.

$$D_{eq} = D \times \sqrt{N}$$

Donde D representa el diámetro nominal del taladro y N es el número de taladros de adyacentes. En las mallas de contorno adyacentes a los hastiales del TJ-370, la distribución de estos taladros rimados genera un plano de debilidad que detiene la propagación de grietas hacia la roca encajonante.

2.2.13.5. Configuración y diseño de la malla de perforación.

La malla de perforación y voladura se refiere a la distribución de los taladros que serán cargados con explosivos, el cual se ha tomado en cuenta la distribución del burden y del espaciamiento.

Los trazos o malla de voladura es el trazo de los taladros cargados con una secuencia de salida para garantizar una buena rotura mejorando la fragmentación del macizo rocoso.

2.2.13.6. Fenómeno y control de la desviación de taladros.

La desviación de los taladros es la pérdida de linealidad de la perforación respecto al diseño original de ingeniería, y se clasifica en tres factores:

Error de alineamiento: Falla en el posicionamiento y el ángulo de la viga del Jumbo por parte del operador antes de iniciar la perforación.

Desviación de trayectoria: Alteración del rumbo de la broca causada por las condiciones geológicas (fallas, diaclasas o cambios drásticos de dureza).

Desviación por flexión: Curvatura del varillaje debido a una excesiva presión de empuje del equipo.

En taladros largos de 12 metros, una desviación del 2% desplaza la punta del taladro 25 centímetros fuera del eje. Si la desviación ocurre hacia el estéril, fractura las cajas generando una sobreexcavación masiva; si ocurre hacia el interior, genera lomos de mineral atrapado. Este

fenómeno se mitiga mediante el uso de tubos guía de mayor rigidez y un control riguroso de los parámetros de perforación.

2.2.13.7. Influencia de material estéril en los rendimientos de equipos de carguío (scoops)

La presencia de material estéril o desmonte procedente del desprendimiento de los hastiales ejerce una influencia marcadamente negativa en los rendimientos operativos y la eficiencia mecánica de los equipos de carguío de bajo perfil (scooptrams) en el tajo TJ-370. Desde una perspectiva cinemática y de carga, el mineral económico de la veta Esperanza y el desmonte de las cajas poseen características geomecánicas, densidades in situ y perfiles de fragmentación marcadamente disímiles. Cuando la onda de choque incontrolada de una voladura convencional fractura y arrastra las cajas hacia la cámara vacía, el material estéril suele romperse en forma de grandes bloques o lajas debido a los planos de foliación de las rocas encajonantes. Este fenómeno altera drásticamente el factor de llenado del cucharón (bucket fill factor) del scoop, puesto que la granulometría heterogénea y la presencia de sobretamaños (boulders) impiden una penetración fluida enchufando la carga, generando espacios vacíos dentro de la tolva del equipo y reduciendo su capacidad nominal real de acarreo.

A nivel operativo, el acarreo de este volumen excedente de material infértil incrementa de manera lineal el número de ciclos de carguío y transporte necesarios para limpiar el tajo, saturando las galerías de acceso y los sistemas de echaderos (ore passes). Esto se traduce en una caída crítica de la productividad medida en toneladas métricas movilizadas por guardia y un aumento exponencial en el consumo de combustible, desgaste de neumáticos (pestañas y bandas de rodamiento) y fatiga estructural de los sistemas hidráulicos del scoop. Asimismo, al requerirse más tiempo de exposición del equipo en el punto de extracción para remover el desmonte que contamina el mineral, se incrementan los costos de mantenimiento preventivo y correctivo por

hora de operación, impactando directamente en la línea de base financiera de la Unidad Alpayana.

2.3. Definición de términos básicos

2.3.1. *Malla de Perforación*

Configuración geométrica y distribución espacial de los taladros de producción y contorno en una labor minera. Está definida principalmente por los parámetros de burden y espaciamiento, los cuales determinan la distribución de la energía explosiva durante la voladura y ejercen influencia sobre la fragmentación, la sobrerotura y la dilución.

2.3.2. *Caja Techo*

Bloque o pared de roca estéril encajonante que se encuentra ubicada físicamente por encima de la estructura mineralizada o veta, siguiendo la inclinación de su buzamiento

2.3.3. *Caja Piso*

Bloque o pared de roca estéril encajonante que se encuentra ubicada físicamente por debajo de la estructura mineralizada o veta. Es la base sobre la cual se asienta el cuerpo mineralizado

2.3.4. *Burden*

Parámetro geométrico fundamental de una malla de voladura que define la distancia mínima en línea recta desde un taladro cargado hacia la cara libre más cercana disponible. Gobierna el nivel de confinamiento inicial de la carga explosiva

2.3.5. *Espaciamiento.*

Distancia geométrica medida en sentido paralelo a la cara libre que existe entre dos taladros contiguos pertenecientes a una misma fila de disparo

2.3.6. *Sobrerotura (Overbreak)*

Excavación o rotura involuntaria de roca estéril que excede los límites geométricos teóricos del diseño del tajo. En vetas angostas, representa el desprendimiento físico de la caja techo o caja piso hacia la zona de minado

2.3.7. *Factor de Carga*

Indicador de consumo energético que mide la cantidad de masa de explosivo utilizada por cada unidad de roca rota, expresado comúnmente en kilogramos de explosivo por tonelada métrica de mineral (Kg/TM)

2.3.8. *Slot*

Excavación o corte inicial vertical de dimensiones reducidas que se realiza en un extremo del tajo. Su propósito fundamental es romper la continuidad de la roca para generar la primera gran cara libre artificial indispensable para que los abanicos de taladros largos puedan expandirse volumétricamente.

2.3.9. *VCR*

Consiste en la perforación vertical de taladros de gran diámetro para realizar voladuras descendentes por rebanadas horizontales sucesivas, aprovechando la gravedad para la caída del mineral.

2.4. Hipótesis y variables

2.4.1. *Hipótesis General*

La aplicación de voladura controlada con taladros largos influye de manera directa y significativa en la reducción del índice de dilución operativa en la explotación de vetas angostas en el TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana.

2.4.2. Hipótesis Específicos

- a) La aplicación de voladura controlada con taladros largos disminuye la sobrerotura de las cajas, en las vetas angostas en el TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana.
- b) El desacoplamiento de la carga explosiva influye de manera directa y significativa en la reducción del daño y la sobrerotura fuera de los límites de la veta en el TJ-370 Zona Esperanza de la Cia Minera Alpayana.
- c) La aplicación de la voladura controlada con taladros largos influye favorablemente en la reducción de los costos operativos de carguío y acarreo en el proceso de explotación en el TJ-370 Zona Esperanza de la Cia Minera Alpayana.

2.5. Variables de estudio

2.5.1. Identificación de Variables

VI: Voladura controlada con taladros largos.

VD: Índice de dilución operativa.

2.5.2. Cuadro de Operacionalización de Variables

Tabla 1

Operacionalización de variables.

Variables	Dimensión	Indicadores	Instrumento de medición	
Variables Independientes (VI): Voladura controlada con taladros largos				
Voladura controlada	Malla de perforación	Relación Espaciamiento/Burden	Plano de diseño de malla de perforación, Modelos matemáticos	
		Longitud de Perforación	Cantidad de barras	
		Porcentaje de desvío	Sistema ARI del Simba S7D	
		Diámetro de taladro mm.	Especificaciones técnicas de la broca	
	Control de carga explosiva	Diámetro de cartucho de emulsión mm.	Vernier / Ficha técnica del fabricante del explosivo	
		Ratio de Desacoplamiento (d _e /d _t)	Ficha de diseño de carga	
		Factor de potencia	Ficha de diseño de carga	
		Tipo de explosivo por taladro	Ficha técnica del fabricante del explosivo / Diseño de carga	
Variable Dependiente (VD): Índice de Dilución Operativa				
Dilución Operativa	Control de sobrerotura	Porcentaje de Sobrerotura	Levantamiento topográfico	
		Ancho de minado real frente a ancho de veta	Levantamiento topográfico e historial de tajos.	
		Área de influencia	Inspección visual de taladros	
	Eficiencia Operativa		Software JK Simblast	
		Tiempo de ciclo del Equipo	Reporte de Equipo	
		Factor de Perforación	Registro de control de tiempos	
		Porcentaje de Dilución Operativa	Relación taladros perforados y Toneladas rotas	
		Costos operativos	Costo de Carguío y Transporte (USD/TN)	Reporte geológico
			Costo de minado	Reporte mensual de costos de mina

Nota. Tabla de operacionalización de variables. Elaboración propia

CAPÍTULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Nivel y tipo de investigación

3.1.1. Tipo de investigación

La presente investigación es de tipo aplicada, debido a que busca resolver un problema operativo real y específico en la Unidad Minera Alpayana (Zona Esperanza). Para ello, se implementará un diseño de voladura controlada con taladros largos con el objetivo directo de reducir el índice de dilución operativa en el tajo TJ-370.

3.1.2. Nivel de investigación

El presente trabajo de investigación es de nivel explicativo - propositivo porque estudia la relación entre las variables y demostrar el efecto entre ellos.

3.2. Población y muestra de la investigación

3.2.1. Población

La población de estudio estará conformada por todas las labores de explotación de vetas angostas mediante el método de minado por taladros largos (Longhole Stopping) programadas y ejecutadas en la Zona Esperanza de la Compañía Minera Alpayana – Lima.

3.2.2. *Muestra*

La muestra es de tipo no probabilística por conveniencia y estará constituida específicamente por los disparos ejecutados en el tajo TJ-370 de la Zona Esperanza de la Cía. Minera Alpayana, donde se presenta la problemática de dilución operativa de manera crítica y se aplicará el diseño de voladura controlada con cargas desacopladas.

Se evaluarán de manera sistemática los parámetros geométricos de perforación, el comportamiento de la sobrerotura y los niveles de dilución resultantes en las operaciones de este tajo.

3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.3.1. *Técnica de recolección de datos*

Las técnicas para utilizar para este caso serán:

- Documental
- Entrevista
- Observaciones

3.3.2. *Instrumentos*

- Ficha documental
- Guía de entrevista
- Guía de observación

3.3.3. *Procesamiento de Datos*

Los datos obtenidos se procesarán mediante el uso mediciones de tiempo en campo, ecuaciones matemáticas e introducción de datos al computador activándose programas informáticos tales como; AUTOCAD 3D, Microsoft Office.

3.3.3.1. Análisis de datos

- Revisar y analizar la información obtenida en campo.
- Analizar e interpretar los datos y salida, obteniendo durante la simulación del Software
- Condiciones actuales.
- Analizar e interpretar los resultados encontrados con la incorporación de los nuevos
- Estándares para la optimización de la perforación de taladros largos en el tajo 370.
- Analizar alternativas seleccionadas.

3.4. Caracterización de la operación actual TJ 370 zona esperanza

3.4.1. Ubicación del tajo

El área de estudio corresponde al tajo TJ-370, ubicado en la Zona Esperanza de la Compañía Minera Alpayana, específicamente en la Galería 330 NE, Nivel 20. En este sector se explotan vetas angostas mediante el método de Long Hole Stopping (taladros largos), utilizando el equipo de perforación Simba S7D, el cual permite ejecutar perforaciones de producción con elevada precisión y continuidad entre niveles.

La geometría del yacimiento está conformada por vetas angostas con un ancho promedio de 1,81 m, condición que exige un adecuado control de las operaciones de perforación y voladura para minimizar la sobrerotura del contorno y reducir la incorporación de material estéril durante el proceso de explotación.

Imagen 27

Plano de ubicación del TJ-370 y vista en planta de las secciones de perforación y voladura.



Nota. Plano de ubicación del tajo TJ-370, ubicado en el Nivel 20 de la Zona Esperanza, donde se muestra la distribución de las secciones de perforación y la malla de diseño utilizada durante la explotación. Fuente: Área de Planeamiento de Compañía Minera Alpayana.

La explotación del TJ-370 se desarrolla mediante perforación por secciones independientes, utilizando taladros largos positivos y negativos de acuerdo con la secuencia operativa del método de explotación. Los taladros positivos presentan una longitud aproximada de 7 m, mientras que los taladros negativos alcanzan longitudes comprendidas entre 13 m., dependiendo de la ubicación de la sección y de la geometría del cuerpo mineralizado. En ambos casos, la perforación se ejecuta aprovechando la cara libre previamente existente, con una distancia vertical aproximada de 22 m entre el nivel de perforación y el subnivel.

Cada sección de perforación está conformada, en la mayoría de los casos, por tres taladros de producción. No obstante, el número de taladros varía de acuerdo con el ancho de la veta; en sectores donde la potencia mineralizada disminuye se perforan dos taladros, mientras que en zonas donde la veta presenta mayor espesor se llegan a perforar hasta cuatro taladros, con la finalidad de garantizar una adecuada cobertura del mineral y mantener el control geométrico de la excavación.

Las perforaciones de producción se realizan con brocas de 64 mm (2½"), mientras que los taladros rimados se ejecutan con brocas de 127 mm (5"). El diseño de perforación considera un burden de 1,00 m entre secciones y un espaciamiento variable entre 0,70 y 0,80 m, valores definidos por el área de planeamiento de la operación de acuerdo con las características geométricas de la veta y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

El sistema convencional de carguío utiliza ANFO Superfam Dos como explosivo principal y cartuchos de emulsión Emulnor 5000 de 1½" × 8" como cebo iniciador. Este esquema de carguío corresponde a la condición operativa empleada antes de la implementación de la propuesta de investigación y constituye la línea base para el análisis comparativo desarrollado en los apartados siguientes.

3.4.2. Caracterización del diseño de perforación y voladura.

La explotación del TJ-370 mediante el método Long Hole Stopping comprende tres etapas principales: (i) generación de la cara libre mediante la construcción del Slot, (ii) desarrollo del VCR para ampliar la cavidad inicial y (iii) explotación del mineral mediante voladuras sucesivas por secciones. En esta sección se describe la configuración del diseño de perforación y voladura utilizada como condición inicial de la operación antes de la implementación de la propuesta de investigación.

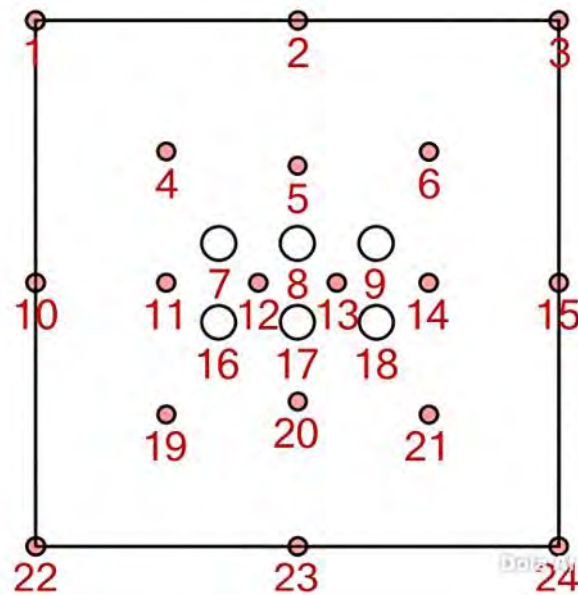
Malla de perforación de taladros en Slot y VCR

La construcción del Slot mediante taladros positivos constituye la etapa inicial del método Long Hole Stopping, ya que proporciona la cara libre necesaria para que las voladuras posteriores puedan fragmentar el mineral hacia un espacio vacío. Posteriormente se desarrolla el VCR mediante taladros negativos distribuidos de acuerdo con la geometría del tajo, permitiendo ampliar progresivamente la cavidad inicial y establecer las condiciones necesarias para las voladuras de producción.

La malla se compone de 24 taladros: 6 de rimados (127 mm) y 18 cargados (64 mm).

Imagen 28

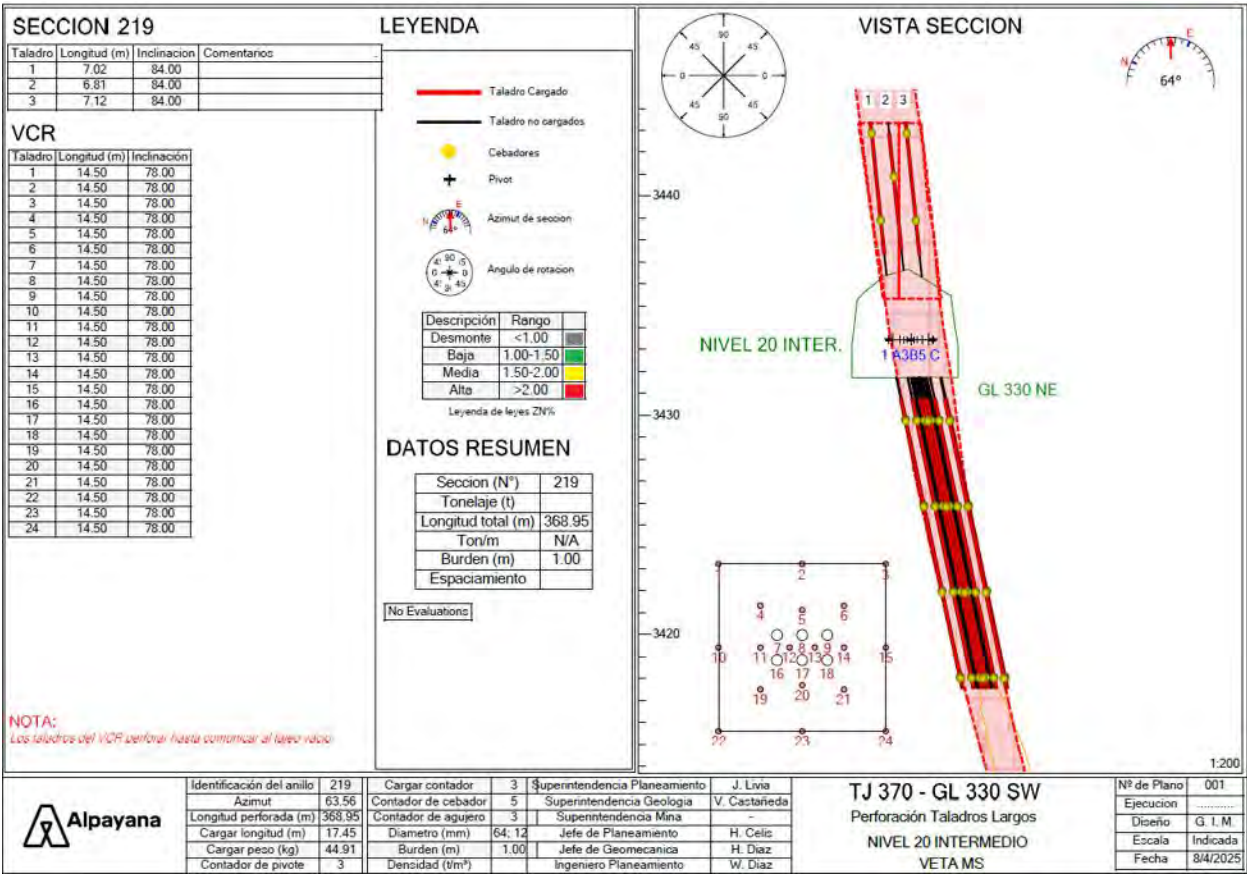
Malla de perforación para taladros en VCR y Slot (vista en planta)



Nota. Plano de malla de perforación para taladros en VCR y Slot. Fuente: Área de planeamiento de Alpayana

Imagen 29

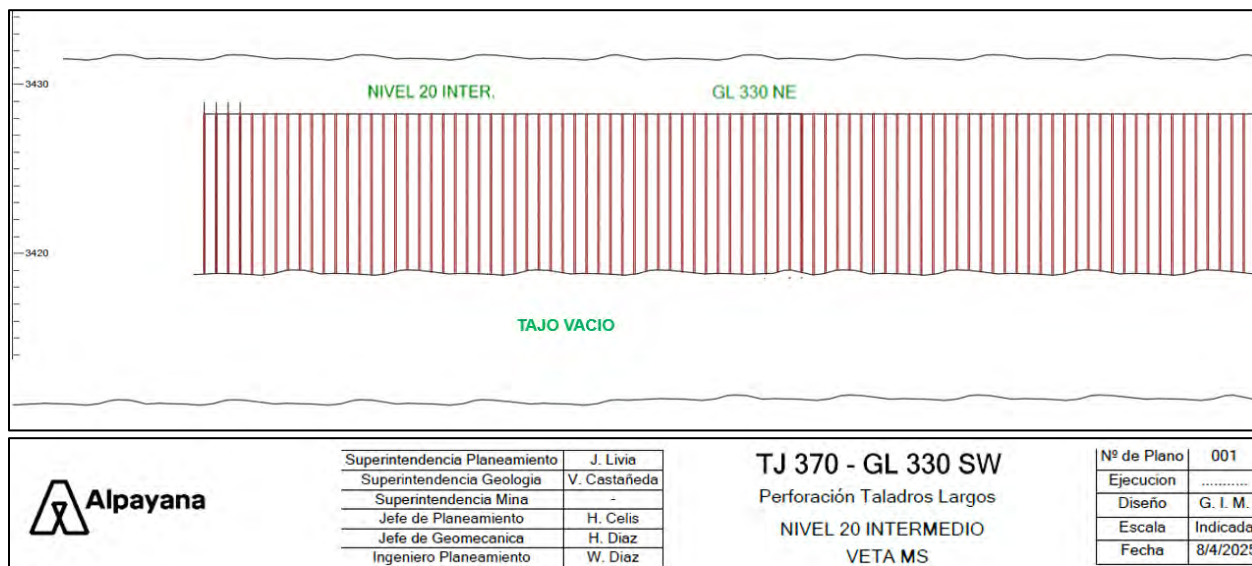
Vista en sección de malla de perforación y voladura en VCR



Nota. Plano con vista en sección de malla de perforación con especificaciones de carguío con el propósito de generar cara libre de las secciones siguientes. Fuente: Área de planeamiento de Alpayana.

Imagen 30

Sección longitudinal del tajo TJ 370



Fuente: Área de planeamiento de Alpayana.

Luego de obtener la cara libre, se continua con la perforación y voladura por secciones. Criterios de Diseño de la Malla de Perforación en Vetas Angostas con la que se viene trabajando. En la Zona Esperanza, el comportamiento geológico de las vetas angostas se caracteriza por una variabilidad métrica en su potencia (ancho de minado), fluctuando en un rango de 1.50 m a 2.50 m. Dicha fluctuación impide la implementación de una geometría de perforación estandarizada o rígida.

En consecuencia, la densidad y distribución de los taladros por sección se adaptan dinámicamente en función al ancho del cuerpo mineralizado, clasificándose bajo los siguientes parámetros operacionales:

Secciones con potencia menor o igual a 2.00 m: Se diseña una configuración de dos (2) taladros por sección, manteniendo un rango de espaciamiento (e) de 0.80 m a 1.00 m y un burden (B) nominal de 1.00 m.

Secciones con potencia mayor a 2.00 m: Se amplía la malla a tres (3) taladros por sección, conservando un rango de espaciamiento (e) entre taladro de 0.80 m a 1.00 m.

Los parámetros operativos considerados durante la investigación se presentan a continuación:

Tabla 2

Parámetros de perforación y voladura

Parámetro	Valor / Especificación
Método de explotación	Sublevel Stopping (Taladros largos)
Burden	1,00 m
Espaciamiento	0,80–1,00 m (según ancho de veta)
Diámetro del taladro	64 mm
Longitud promedio del taladro	12,50 m
Longitud promedio cargado	11,50 m
Longitud del taco	1,00 m
Explosivo de fondo	Emulnor 5000
Explosivo de columna	ANFO Superfam Dos
Material del taco	Arcilla
Sistema de iniciación	Detonador no eléctrico (Fanel)
Retardo entre taladros	25 ms entre taladros
Equipo de perforación	Simba S7D
Inclinación de los taladros	75° - 80°

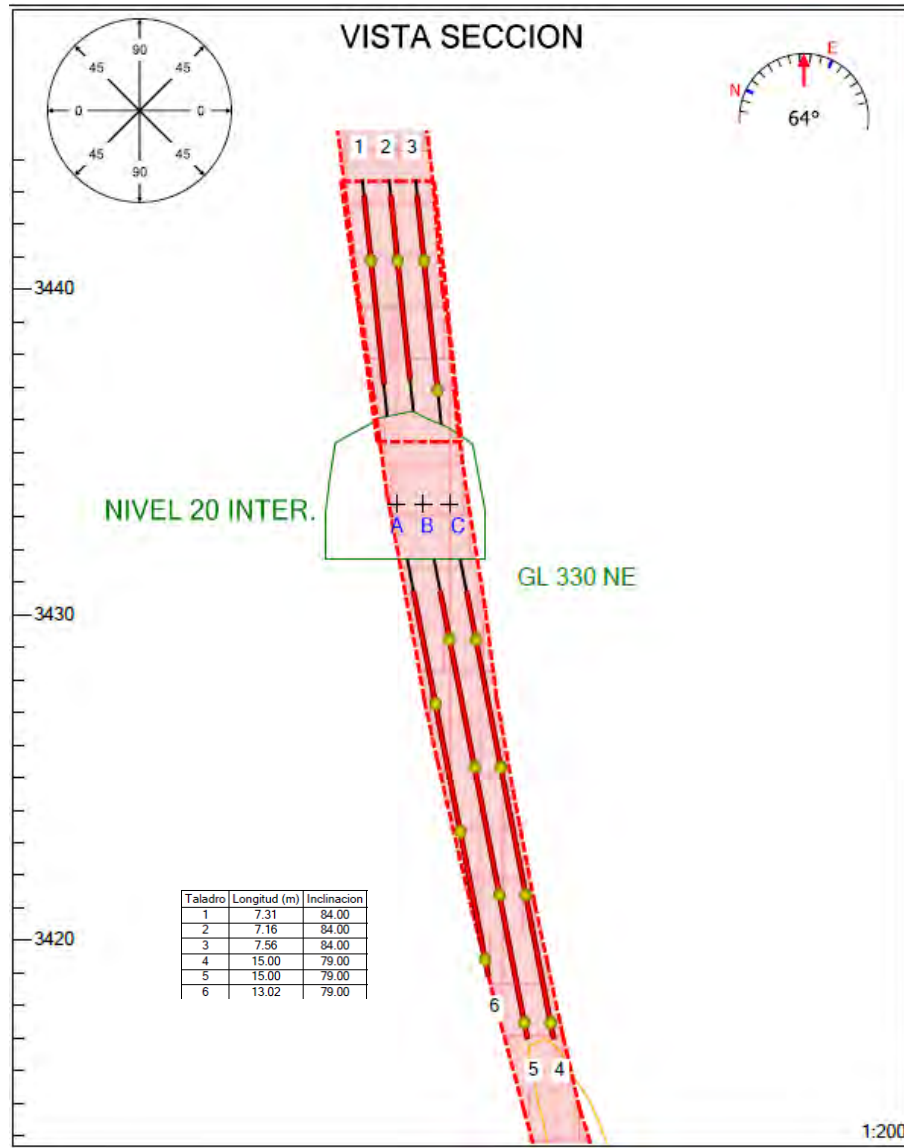
Nota. Tabla de contenido de los parámetros de perforación y voladura en taladros negativos de la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Área de productividad CIA minera Alpayana.

3.4.3. Diagnóstico de la condición inicial de la operación

Con el propósito de establecer la condición operativa inicial del TJ-370, se evaluaron cinco disparos de producción correspondientes a veinte secciones comprendidas entre las secciones 180 y 199. Debido a la geometría del a la veta, al no tener una malla estandarizada, el área de planeamiento envió el diseño de malla de perforación y voladura como se muestra en la imagen 30.

Imagen 31

Malla de perforación por secciones

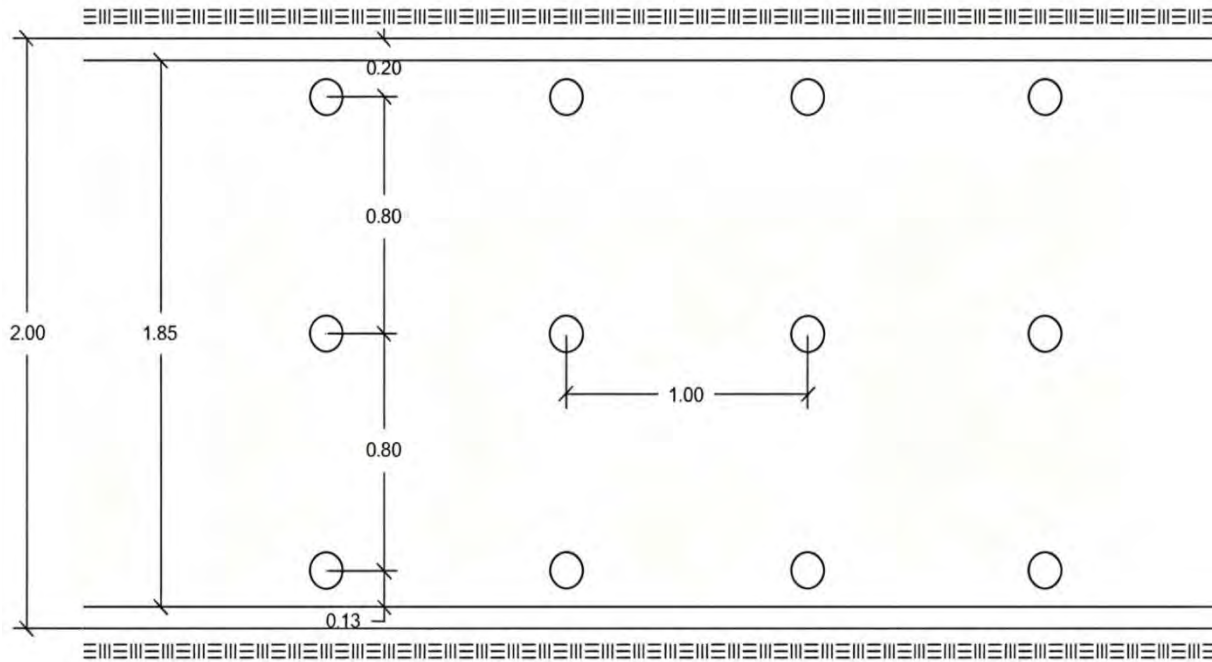


Nota. Malla de perforación de la sección 188 en vetas angostas. Fuente: Área de planeamiento de Alpayana.

Esta malla de la sección, se evidencia que los taladros están muy cerca tanto a la caja techo como a caja piso, esto como resultado de una voladura genera sobrerotura. Si plasmamos esta malla en vista en planta como se muestra en la imagen 31.

Imagen 32

Vista en planta de los taladros de la sección 180 al 183.



Nota. Vista en planta de las secciones entregadas por el área de planeamiento para identificar mejor el burden y espaciamiento. Fuente: diseño propio.

Los taladros de los extremos de la veta de encuentran a aproximadamente a 20 cm de la caja techo y caja piso. El ancho de veta es de 1.85 m. y el ancho de minado se considera 2.00 m.

En cada disparo se registraron los principales parámetros de perforación y voladura, cuyos principales parámetros geométricos y de perforación se presentan en la Tabla 3.

Tabla 3*Parámetros de la sección y perforación.*

Secciones/disparo	N° secciones	N° Taladros	Burden (m.)	Ancho de veta (m.)	Ancho de minado (m.)	Ancho real de minado (m.)	Longitud de perforación (m.)
Sección 180 al 183	4.00	12.00	1.00	1.80	2.00	2.50	13.00
Sección 184 al 187	4.00	12.00	1.00	1.75	2.00	2.45	12.96
Sección 188 al 191	4.00	12.00	1.00	1.85	2.00	2.45	12.05
Sección 192 al 195	4.00	12.00	1.00	1.85	2.00	2.60	12.51
Sección 196 al 199	4.00	12.00	1.00	1.85	2.00	2.45	12.09
Promedio			1.00	1.82	2.00	2.49	12.52

Nota. Tabla de contenido de los parámetros con longitud promedio de perforación por disparo y la sobrerotura en las secciones de la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Área de productividad CIA minera Alpayana.

El área de Planeamiento estableció un ancho de minado de diseño de 2.00 m, considerado adecuado para la explotación de la veta. Sin embargo, las mediciones realizadas después de cada disparo evidenciaron un ancho real promedio de 2.49 m, alcanzando un valor máximo de 2.60 m en las secciones comprendidas entre la 192 y la 195. Estos resultados muestran que la excavación excedió el contorno de diseño, evidenciando la presencia de sobrerotura e incrementando la incorporación de material estéril durante la explotación.

La diferencia entre el ancho de diseño (2.00 m) y el ancho real promedio (2.49 m) representa una sobreexcavación promedio de 0.49 m, condición que favorece la incorporación de material estéril al proceso de explotación y constituye una de las principales causas del incremento del índice de dilución observado en la operación.

Como consecuencia de la sobrerotura, el análisis de los registros de producción permitió determinar un índice promedio de dilución de 26.9 %, correspondiente a la condición inicial de la operación antes de la implementación de la propuesta de investigación. Este comportamiento ocasionó un incremento del tonelaje total extraído respecto al tonelaje proyectado por el área de Planeamiento, debido a la incorporación de material estéril durante el proceso de explotación.

Tabla 4

Tonelaje de material proyectado vs material extraído

Secciones/disparo	Toneladas de material económico	Toneladas de material proyectado	Toneladas de material extraído
Sección 180 al 183	290.16	322.40	403.00
Sección 184 al 187	281.23	321.41	393.72
Sección 188 al 191	276.47	298.89	366.14
Sección 192 al 195	286.98	310.25	403.32
Sección 196 al 199	277.34	299.83	367.29
Promedio	282.44	310.56	386.70

Nota. Tabla de contenido de las toneladas extraídas con material estéril por cada disparo en las secciones del 180 al 199 de la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Área de productividad CIA minera Alpayana.

La Tabla 4 evidencia que el tonelaje promedio extraído fue de 386.70 t por disparo, mientras que el tonelaje proyectado fue de 310.56 t. La diferencia observada corresponde principalmente al material estéril incorporado durante la sobrerotura de las cajas del tajo, situación que incrementó el índice de dilución de la operación.

$$Dilucion (\%) = \frac{\text{Tonelaje de material no económico}}{\text{Tonelaje total extraído}} \times 100$$

Dilución por secciones

Al tener 76.14 toneladas de desmonte por disparo, genera una alta dilución en promedio de 26.9%, tal como se muestra en la tabla:

Tabla 5

Dilución generada por disparo.

Secciones/disparo	Dilución
Sección 180 al 183	28.0%
Sección 184 al 187	28.6%
Sección 188 al 191	24.5%
Sección 192 al 195	28.8%
Sección 196 al 199	24.5%
Promedio	26.9%

Nota. Tabla de contenido de la dilución real en las secciones de la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Área de productividad CIA minera Alpayana.

Los resultados obtenidos muestran que la operación presentaba una condición inicial caracterizada por elevados niveles de sobrerotura y un índice promedio de dilución de 26.9 %, valor superior al esperado para la explotación de vetas angostas mediante taladros largos. Esta condición constituye la línea base sobre la cual se implementó la propuesta de aplicación de cargas desacopladas desarrollada en la presente investigación.

3.5. Evaluación técnica del diseño de perforación y voladura

3.5.1. Cálculo de burden espaciado según modelos matemáticos

Modelo de Langefors

Cálculo del Burden Máximo Teórico ($B_{\max}$)

$$B_{\max} = \frac{\phi}{33} \cdot \sqrt{\frac{\rho_e \cdot RWS}{c \cdot f \cdot (S/B)}}$$

$$B_{\max} = \frac{64}{33} \cdot \sqrt{\frac{0.80 \cdot 1.00}{1.05 \cdot 1.00 \cdot 1.2}}$$

$$B_{\max} = 1.55 \text{ m.}$$

Cálculo del Burden Práctico de Diseño (B_p)

$$B_p = B_{\max} - 2\phi - 0.02L$$

$$B_p = 1.55 - 2(0.064) - 0.02(13.00)$$

$$B_p = 1.16 \text{ m.} \approx \mathbf{1.2 \text{ m.}}$$

Criterio de Konya

$$B = 3.15 \cdot D \cdot \left(\frac{\rho_e}{\rho_r}\right)^{1/3}$$

$$B = 3.15 \cdot 2.5 \cdot \left(\frac{0.90}{3.10}\right)^{1/3}$$

$$B = 5.2145 \text{ ft} \approx 1.59 \text{ m.}$$

3.5.2. *Cálculo de áreas de influencia*

Modelo matemático de área de influencia

Para el Anfo Superfam dos.

Cálculo de burden nominal

$$B_n = \phi \cdot \left(\frac{P_o D_{tal} + \frac{Q}{V} - (\gamma \cdot H)}{F_s \cdot \sigma_r \cdot RQD} + 1 \right)$$

Cálculo de presión detonación del explosivo

$$PoD = 0.25 \times 10^{-5} \times 0.85 \times (3300)^2$$

$$PoD = 23.14 \text{ Kbar} \approx 23597.60$$

$$B_n = 0.0635 \cdot \left(\frac{23597.6 - (0.0031 \cdot 1400)}{1.5 \cdot 1000 \cdot 0.75} + 1 \right)$$

$$B_n = 1.37 \text{ m.}$$

Cálculo de burden Ideal “Bi”

$$B_i = 1.37 - 2 \cdot 0.0635 - 12 \cdot (0.02)$$

$$B_i = 1.00 \text{ m.}$$

Cálculo de espaciamiento

$$B_i = S_i = 1.00 \text{ m.}$$

Cálculo de radio de influencia

$$e = \frac{P_o \cdot D_{tal} \cdot \phi}{2 \cdot \sigma_r \cdot RQD}$$

$$e = \frac{23597.6 \cdot 0.0635}{2 \cdot 1000 \cdot 0.75}$$

$$e = 1.00 \text{ m}$$

Área de influencia por taladro

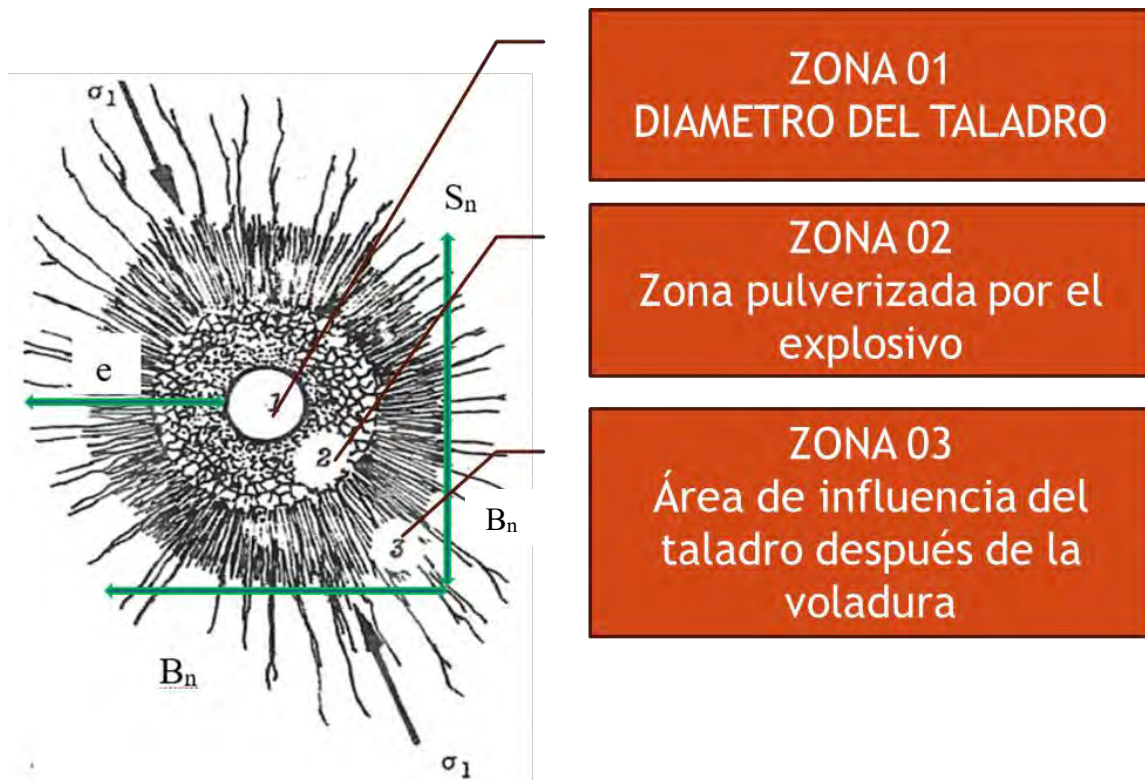
$$A_i = \frac{\pi \cdot ((2 \cdot e + \phi)^2 - \phi^2)}{2}$$

$$A_i = \frac{\pi \cdot ((2 \cdot (1.00) + 0.0635)^2 - 0.0635^2)}{2}$$

$$A_i = 3.34 \text{ m}^2$$

Imagen 33

Área de influencia del taladro



Nota. Imagen muestra el área de influencia de los taladros que se viene aplicando durante la voladura en la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Área de productividad CIA minera Alpayana.

Cálculo de taco mínimo

$$T_{\min} = \frac{P_o \cdot D_{tal} \cdot \phi}{2 \cdot F_s \cdot \sigma_r \cdot RQD}$$

$$T_{\min} = \frac{26335.29 \cdot 0.0635}{2 \cdot 1.5 \cdot 1000 \cdot 0.75}$$

$$T_{\min} = 0.75 \text{ m.}$$

Cálculo de factor de carga

$$F_c = \frac{\phi_e^2 \cdot L_e \cdot N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 \cdot L_{tal}}$$

$$F_c = \frac{0.0381^2 \cdot 0.2032 \cdot 55}{0.0635^2 \cdot 12}$$

$$F_c = 0.34$$

3.5.3. Simulación con JK Simblast

Tabla 6

Parámetros para simulación con cargas acopladas

Parámetro	Valor / Especificación
Tipo de carga	Acoplada
Longitud del taladro	12.50 m
Longitud cargada	11.50 m
Longitud del taco	1.00 m
Explosivo de columna	ANFO Superfam Dos
Consumo de ANFO	2.85 kg/m
Carga total de ANFO por taladro	31.92 kg/taladro
Explosivo de fondo (cebo)	Emulnor de 5000 1½ x 12
Cantidad de Emulnor	3 unidades/taladro
Sistema de iniciación	Detonador no eléctrico (Fanel)
Longitud del Fanel	18 m.
Cantidad de Fanel	3 unidades/taladro
Expresión de cálculo	$Q = 2.85 \text{ kg/m} \times 11.5 \text{ m} = 32.78 \text{ kg/taladro}$

Nota. Tabla de parámetros de perforación y voladura que se viene desarrollando según el área de planeamiento en la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Área de productividad CIA minera Alpayana.

Imagen 34

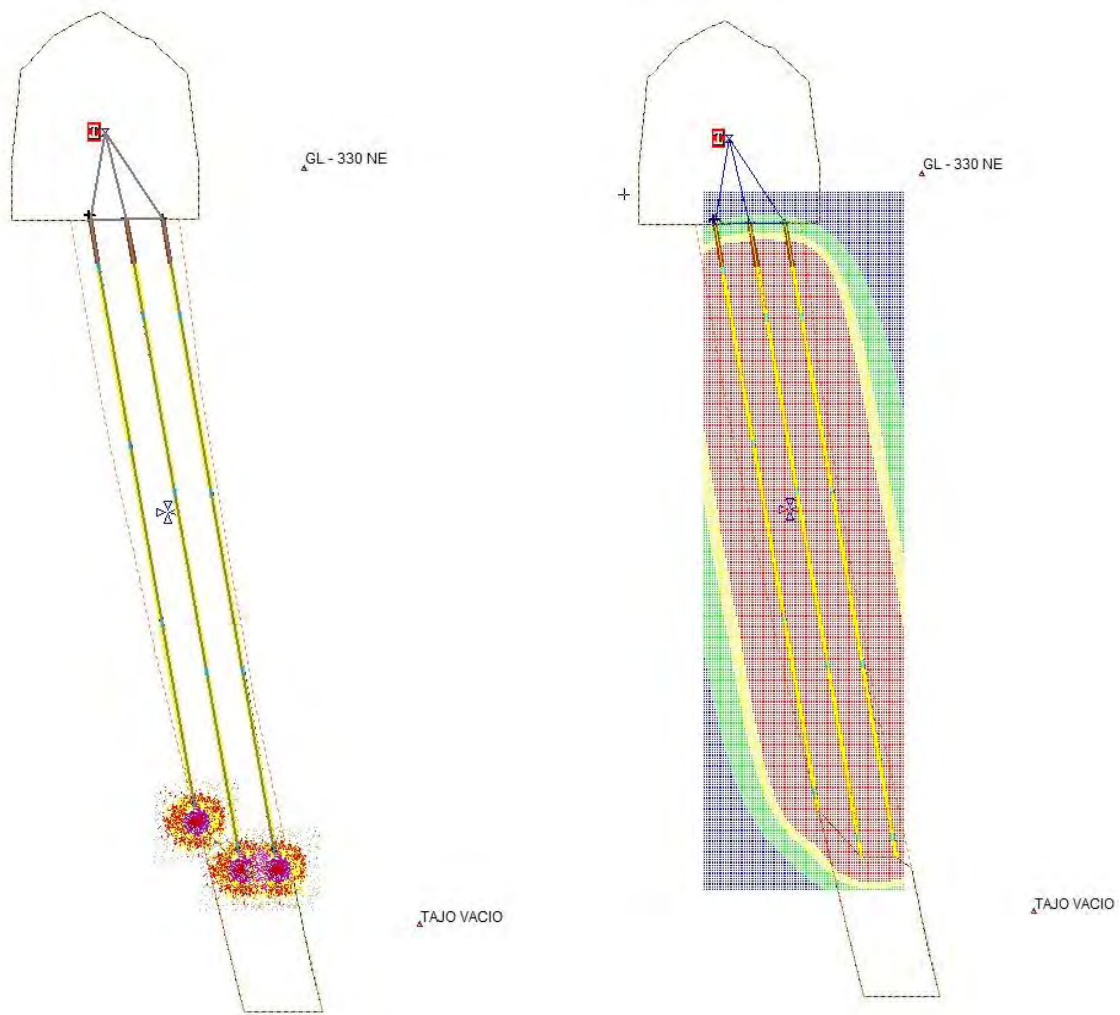
Taladro con carga acoplada



Fuente: Elaboración propia

Imagen 35

Área de influencia de la voladura con JK Simblast.



Nota. Imagen del área que influye la voladura de (03) taladros en la sección 221 de la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Propio.

Representación de voladura controlada con cargas desacopladas (emulsión)

Imagen 36

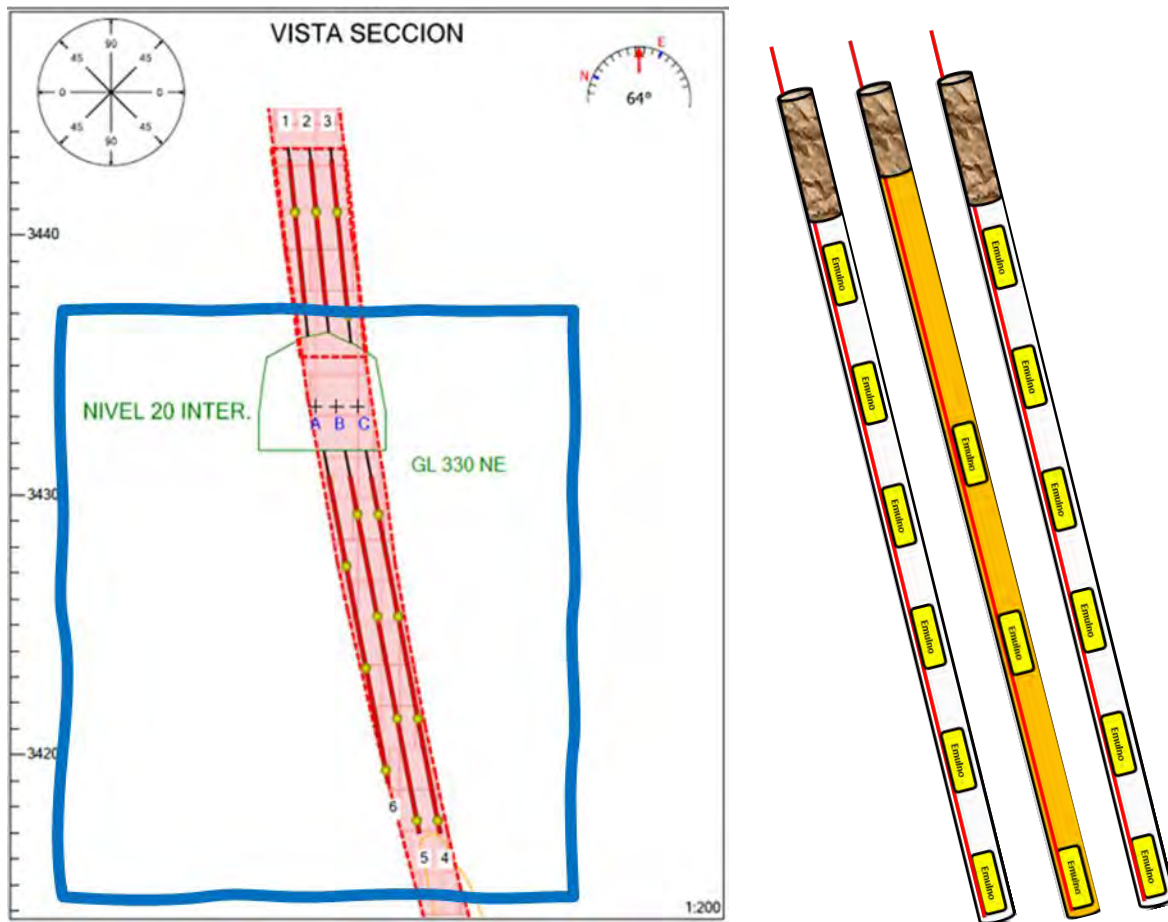
Taladro con cargas desacopladas con emulsión



Fuente: propio

Imagen 37

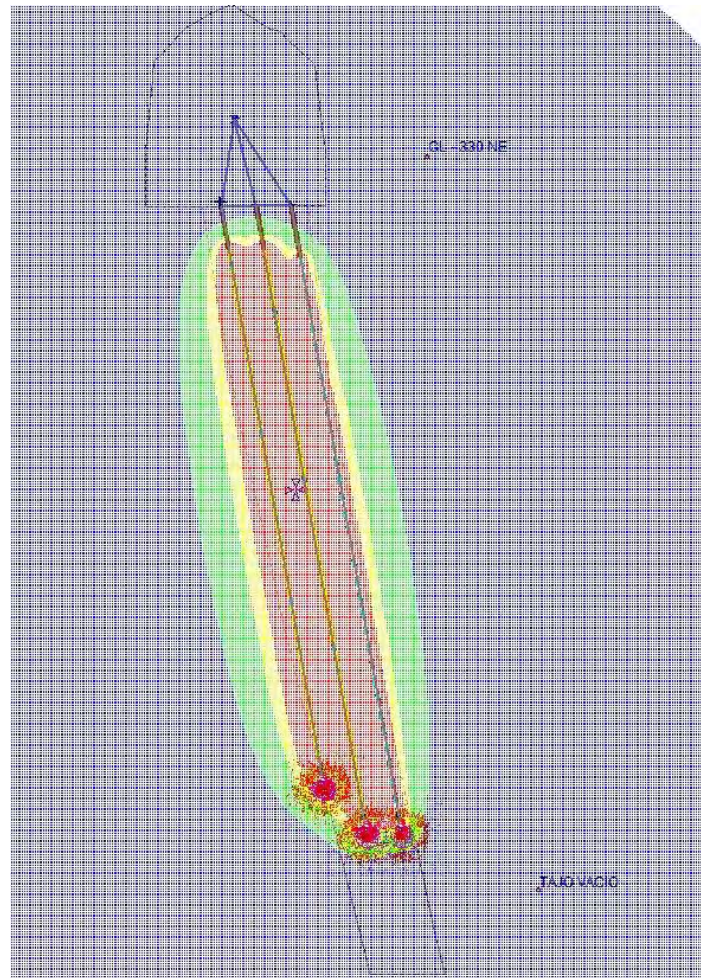
Carguío de taladros aplicando voladura controlada



Nota. Imagen de la sección 200 y carguío de por sección con cargas desacopladas en caja techo y caja piso GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Propio.

Imagen 38

Distribución de energía con voladura controlada con emulsión, vista en sección.

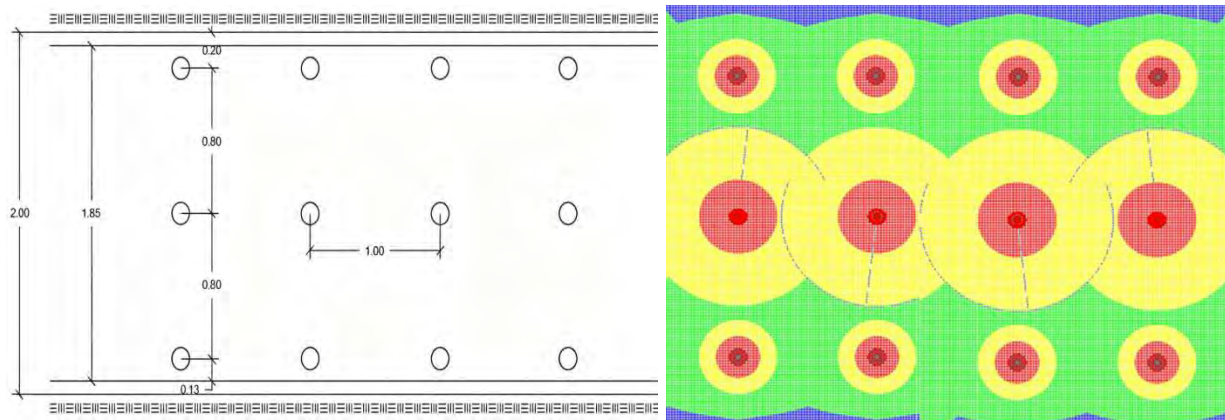


Nota. Imagen del área que influye la voladura controlada de (03) taladros en la sección 200 de la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Propio.

Representación de voladura controlada con cargas desacopladas (emulsión)

Imagen 39

Distribución de energía con voladura controlada con emulsión, vista en planta.



Nota. Imagen de la malla de perforación y el área que influye la voladura controlada de (04) secciones vistas en planta de la GL-330 del NV.20 en el TJ-370. Fuente: Propio.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSION

4.1. Análisis

4.1.1. Resultados con voladura controlada.

La voladura controlada con cargas desacopladas se aplicó en las secciones del 200 al 223, el estudio en campo se realizó en 6 disparos obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 7

Parámetros de las secciones a aplicar voladura controlada

Seccion de Disparo	Numero de Secciones	Burden (m)	Ancho Veta (m)	Ancho Minado (m)	Ancho Minado Real (m)
SECCION 200 AL 203	4.00	1.00	1.75	2.00	2.10
SECCION 204 AL 207	4.00	1.00	1.70	2.00	2.00
SECCION 208 AL 211	4.00	1.00	1.85	2.00	2.16
SECCION 212 AL 215	4.00	1.00	1.75	2.00	2.00
SECCION 216 AL 219	4.00	1.00	1.85	2.00	2.04
SECCION 220 AL 223	4.00	1.00	1.85	2.00	2.02
PROMEDIO	4.00	1.00	1.79	2.00	2.05

Nota. Estos parámetros corresponden a las secciones que continúan a partir del 200 al 223, se aplicaron voladura controlada. Fuente: área de productividad de la CIA Minera Alpayana.

Al aplicar cargas desacopladas con emulsión (Emulnor de 5000), con un espaciado de 20 cm entre emulsiones, amarrados en media caña y con fanel en los taladros cercanos a la caja piso y caja techo, por seguridad se coloca también pentacord la misma distancia del taladro en contacto con las emulsiones, para evitar tiros cortados.

Imagen 40

Cargas desacopladas con Emulnor de 5000 1 1/2x12



Nota. La voladura controlada se realizó aplicando voladura amortiguada con cargas desacopladas, el carguío se hizo en media caña con una distancia de 20cm entre emulsiones (Emulnor de 5000 1 1/2X12). Fuente: fotografía.

Como resultado de la voladura en taladros negativos de las secciones 200 al 223, se evidenció que los resultados de un ancho del tajo de 2.05 m., mejorando el control de las cajas techo y piso, tal como se muestra en la imagen 39.

Imagen 41

Resultados de voladura controlada en taladros en negativo.



Nota. Resultado de voladura controlada con taladros negativos, tajo TJ-370, GL-330 del NV.20 como ancho de minado real 2.05m., en los resultados fotográficos no existe sobrerotura. Fuente: Fotografía propia.

La imagen muestra el tajo perfilado sin sobrerotura, a continuación, otro resultado de voladura de taladros en positivo donde el ancho del tajo es de 2.05 m. medidos con distanciómetro por el área de productividad de Alpayana tal como se muestra en la imagen 40.

Imagen 42

Resultados de voladura controlada en Slot.



Nota. Resultado de voladura controlada en taladros positivos, tajo TJ-370, GL-330 del NV.20 como ancho de minado real 2.05m., en el registro fotográfico no existe sobrerotura. Fuente: Fotografía.

En resumen, se tiene los resultados de los disparos que comprenden las secciones del 200 al 223 del tajo TJ 370, ver tabla 8.

Tabla 8*Toneladas extraídos/disparo*

Secciones/disparo	Toneladas de material económico	Toneladas de material proyectado	Toneladas de material extraído
Sección 200 al 203	271.90	310.74	326.28
Sección 204 al 207	280.36	329.84	329.84
Sección 208 al 211	314.28	339.76	366.94
Sección 212 al 215	304.89	348.44	348.44
Sección 216 al 219	322.31	355.41	355.41
Sección 220 al 223	322.31	351.92	351.92
Promedio	302.67	337.61	346.47

Nota. Luego de aplicar voladura controlada, se obtuvo los siguientes resultados en cuanto al material extraído de los 6 disparos. Fuente: área de productividad de la CIA Minera Alpayana.

En comparación con los datos obtenidos antes de aplicar voladura controlada, se obtuvo en promedio de 76.14 toneladas de material estéril por encima de lo programado, al aplicar voladura controlada los resultados arrojan 8.86 toneladas de material estéril que están por encima lo que el área de planeamiento había programado. Se logro reducir 67.28 toneladas de material estéril debido a la sobrerotura en las cajas techo y caja piso.

Cálculo de dilución después de aplicar voladura controlada.

La dilución se calcula a partir de la formula

$$Dilucion (\%) = \frac{\text{Tonelaje de material no económico}}{\text{Tonelaje total extraído}} \times 100$$

Se hizo el cálculo de dilución para para los 6 disparos, con 24 secciones, se obtuvo dilución en promedio de 12.7%, los resultados por disparo se muestran en la tabla 9.

Tabla 9*Dilución con voladura controlada.*

Seccion de Disparo	Mineral Economico (ton)	Mineral Proyectado (ton)	Mineral Ejecutado (ton)	Dilucion
SECCION 200 AL 203	271.90	310.74	326.28	16.7%
SECCION 204 AL 207	280.36	329.84	329.84	15.0%
SECCION 208 AL 211	314.28	339.76	366.94	14.4%
SECCION 212 AL 215	304.89	348.44	348.44	12.5%
SECCION 216 AL 219	322.31	348.44	355.41	9.3%
SECCION 220 AL 223	322.31	348.44	351.92	8.4%
PROMEDIO	302.67	337.61	346.47	12.7%

Nota. Luego de aplicar voladura controlada, se obtuvo los siguientes resultados en cuanto a la dilución. Fuente: área de productividad de la CIA Minera Alpayana.

Mediante la aplicación de áreas de influencia se pudo identificar el problema del exceso de sobrerotura y aplicar un control en el carguío de explosivos en la malla de perforación diseñada por el área de planeamiento de Alpayana. Con el cálculo de áreas de influencia y el apoyo de la simulación de JK Simblast, se define a continuación los siguientes parámetros de carguío con Anfo en taladros de caja techo y caja piso, tanto para talador de producción y taladros de chimenea conocidos como Slot y VCR, los que generan la carga libre.

Tabla 10*Parámetros de carguío con Anfo (Voladura Controlada)*

Carguío Slot/VCR	Carguío Filas Tal Producción	Carguío Filas Tal Caja Piso	Carguío Filas Tal Caja Techo
Anfo Superfam Dos cartuflex 2" Emulnor 5000 1 ½" x 12"	Anfo Superfam Dos cartuflex 2" Emulnor 5000 1 ½" x 12"	Emulnor 5000 1 ½" x 12"	Emulnor 5000 1 ½" x 12"

Nota. Parámetros establecidos para el carguío de taladros largos con Anfo y mantener control de la dilución.

4.1.2. Análisis comparativo de costos

El control estricto del contorno modifico favorablemente las condiciones físicas del material disparado, impactando de forma directa en los indicadores operativos del equipo de limpieza (Scooptram 4.2 yd3). Los resultados muestran las siguientes variaciones en el ciclo de acarreo:

- Rendimiento Operativo del Scoop: Se mantuvo constante y estandarizado en 65.41 ton/hr para ambas etapas de evaluación, garantizando la homogeneidad de la comparación mecánica.
- Horas de Limpieza por Disparo: Se redujeron de 5.91 horas a 5.30 horas, marcando una disminución neta de -0.61 horas de horas maquina por disparo.
- Costo de Limpieza por Disparo: Paso de \$561.61 a \$503.21, generando un beneficio directo de -\$58.40 por cada disparo ejecutado.

Tabla 11*Costo de limpieza*

LIMPIEZA	Unidad	ANTES	DESPUES	VARIACION
COSTO SCOOP 4.2 YD3	\$/hr	\$ 95.00	\$ 95.00	\$ -
RENDIMIENTO SCOOP 4.2 YD3	ton/hr	65.41	65.41	0
TONELAJE POR DISPARO	ton	386.68	346.47	-40.21
HORAS LIMPIEZA	hr	5.91	5.30	-0.61
COSTO LIMPIEZA POR DISPARO	\$/Dis	\$ 561.61	\$ 503.21	\$ -58.40
COSTO LIMPIEZA	\$/ton	\$ 1.45	\$ 1.45	\$ -

Fuente: Datos de área de productividad de Alpayana.

Esta optimización del tiempo de limpieza responde directamente a que el tonelaje ejecutado promedio por disparo se redujo de 386.68 toneladas a 346.47 toneladas (una variación de -40.21 toneladas por disparo). Es fundamental destacar que esta reducción no implica menor producción de finas, sino la eliminación física de desmonte estéril innecesario originado por la sobrerotura el cual disminuyo de 24.5% a 2.7%.

Al no tener que cargar ni acarrear esas 40.21 toneladas de desmonte, el tajo se libera más rápido, acelerando el ciclo integral de minado y minimizando el desgaste prematuro de neumáticos y sistemas hidráulicos del scoop.

4.4.3. Análisis Comparativo de Costo del Ciclo de Minado

La reconfiguración del patrón de carguío con cargas desacopladas en lo taladros de contorno por sección genero un impacto económico contundente en la matriz de costos operativos de producción, distribuyéndose las variaciones unitarias de la siguiente manera:

- Costo de Voladura: Se redujo de \$1.05/ton a \$1.00/ton, consolidando un ahorro neto de - \$0.05/ton. Esto responde a la optimización en el factor de potencia, el cual disminuyo de 1.08 kg/ton a 0.67 kg/ton.

- Costo de Limpieza: Se mantuvo optimizado y estable en \$1.45/ton para ambas etapas, pero generando una limpieza más rápida en comparación al primer escenario.

Al extrapolar estos ahorros operativos directos e integrarlos a la estructura de costos globales de la Unidad Minera Alpayana (donde se absorben e indexan partidas complementarias como sostenimiento, ventilación, servicios auxiliares e indirectos), el balance económico general del TJ 370 muestra un comportamiento financiero optimo.

Tabla 12

Costo en ciclo de minado \$/ton y \$/m.

RESUMEN	Unidad	ANTES	DESPUES	VARIACION	
Costo Mano de Obra	\$/ton	0.84	0.84	-	
Costo Ventilación	\$/ton	1.5	1.5	-	
Costo Perforación	V	22	22	-	
Costo Sostenimiento	\$/ton	6	6	-	
Costo Servicios Auxiliares	\$/ton	0.8	0.8	-	
Costo Voladura	\$/ton	1.05	1	-	0.05
Costo Limpieza	\$/ton	1.45	1.45	-	
Costos Indirectos	\$/ton	2	2	-	
Costo Ciclo Minado	\$/ton	35.64	35.59	-	0.05

Fuente: Datos de área de productividad de Alpayana.

Tabla 13

Costo en ciclo de minado \$/disp.

RESUMEN	Unidad	ANTES	DESPUES	VARIACION
Costo Mano de Obra	\$/disp	324.81	291.03	- 33.78
Costo Ventilación	\$/disp	580.02	519.71	- 60.31
Costo Perforación	\$/disp	3247.2	3247.2	-
Costo Sostenimiento	\$/disp	2320.08	2078.82	- 241.26
Costo Servicios Auxiliares	\$/disp	309.34	277.18	- 32.16
Costo Voladura	\$/disp	406.01	346.47	- 59.54
Costo Limpieza	\$/disp	561.61	503.21	- 58.31
Costos Indirectos	\$/disp	773.36	692.94	- 80.42
Costo Total Ciclo Minado	\$/disp	5274.32	4708.53	- 565.78

Fuente: Datos de área de productividad de Alpayana.

La implementación de la voladura controlada con cargas desacopladas alternos genero un ahorro final consolidado de \$58.90 por disparo. Multiplicando este beneficio unitario por el tonelaje total cubicado para el bloque económico en la Zona Esperanza, la investigación demuestra que el proyecto no solo soluciona un desafío geomecánica critico de control de cajas, sino que eleva de forma inmediata los márgenes de utilidad de la Compañía Minera Alpayana, garantizando la viabilidad y sostenibilidad financiera del método de taladros largos en vetas estrechas.

4.2. Discusión

4.2.1. Primera discusión

Los resultados obtenidos demuestran que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos influyó favorablemente en la reducción de la sobrerotura durante la explotación del tajo TJ-370. El ancho promedio de minado disminuyó de 2.49 m a aproximadamente 2.05 m, acercándose al ancho de diseño de 2.00 m, lo que evidencia un mejor control del contorno de excavación y una menor afectación de las cajas techo y piso.

Estos resultados se sustentan en el diseño de perforación y carga desarrollado en el Capítulo III, el cual fue evaluado mediante simulación con JKSimBlast para verificar una distribución más uniforme de la energía de detonación y mejorar el comportamiento de la voladura.

Los hallazgos coinciden con Clark (1998), quien sostiene que un adecuado diseño de perforación y una correcta distribución de la energía permiten reducir la sobrerotura en vetas angostas. Asimismo, concuerdan con Palma (2023), quien obtuvo una disminución de la sobrerotura al modificar el diseño de perforación, y con Reymundo (2022), quien reportó mejoras mediante la aplicación de voladuras con taladros largos. En conjunto, estos antecedentes respaldan que un diseño técnico de voladura constituye un factor determinante para controlar la sobrerotura.

En consecuencia, se acepta la primera hipótesis específica, al comprobar que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos contribuye a reducir la sobrerotura durante la explotación del tajo TJ-370.

4.2.2. Segunda discusión

Los resultados evidencian que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos permitió reducir el índice de dilución operativa del tajo TJ-370, pasando de un promedio de 26.9 % antes de la implementación de la propuesta a 12.70 % después de su aplicación. Esta disminución refleja una explotación más selectiva, al reducir la incorporación de roca estéril junto con el mineral.

La reducción de la dilución es consecuencia del mejor control del contorno del tajo, ya que la menor sobrerotura limitó la mezcla de material estéril con el mineral explotado, incrementando la eficiencia del proceso de extracción.

Estos resultados concuerdan con Clark (1998), quien señala que el control de la sobrerotura es un factor clave para disminuir la dilución en vetas angostas. Asimismo, son consistentes con Grández (2016), quien concluyó que la mejora del diseño de perforación y voladura permitió reducir la dilución del mineral, y con Palma (2023), quien también reportó una disminución de la dilución como resultado de un mejor control del proceso de voladura. Estos antecedentes respaldan los resultados obtenidos en la presente investigación.

En consecuencia, se acepta la segunda hipótesis específica, al demostrarse que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos influye favorablemente en la reducción del índice de dilución operativa.

4.2.3. Tercera discusión

Los resultados obtenidos demuestran que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos contribuyó a reducir los costos operativos de la explotación del tajo TJ-370. La disminución de la sobrerotura y de la dilución operativa permitió reducir el volumen de material estéril movilizado, generando una disminución del costo unitario de explotación.

Este comportamiento evidencia que la propuesta no solo produjo mejoras técnicas en el proceso de voladura, sino también beneficios económicos, al optimizar las actividades de carguío, acarreo y procesamiento mediante una explotación más selectiva del mineral.

Los resultados son consistentes con Coca y Fernández (2024), quienes concluyeron que un adecuado diseño de perforación y voladura mejora la eficiencia del proceso de explotación y reduce los costos operativos. Asimismo, guardan relación con Lavado (2020), quien señala que la reducción de la dilución incrementa el aprovechamiento del mineral y disminuye los costos asociados al manejo de material estéril. Estos antecedentes respaldan los beneficios económicos obtenidos con la propuesta aplicada.

En consecuencia, se acepta la tercera hipótesis específica, al comprobarse que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos influye favorablemente en la reducción de los costos operativos durante la explotación del tajo TJ-370.

CONCLUSIONES

- 1 Se determinó que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos permitió reducir el índice de dilución operativa durante la explotación del tajo TJ-370, disminuyendo de un promedio de 26.9 % antes de la implementación de la propuesta a 12.7 % después de su aplicación. Esta reducción fue consecuencia del mejor control de la sobrerotura y del contorno de excavación, lo que limitó la incorporación de material estéril al mineral explotado. En consecuencia, se obtuvo una explotación más selectiva, mejorando el aprovechamiento del recurso mineral y contribuyendo a una mayor eficiencia del proceso de minado
- 2 Se determinó que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos permitió reducir la sobrerotura durante la explotación del tajo TJ-370 de la Zona Esperanza de la Compañía Minera Alpayana. La implementación del diseño de perforación y voladura propuesto redujo el ancho promedio de minado de 2.49 m a 2.05 m, acercándolo al ancho de diseño de 2.00 m. Esta mejora evidencia un mayor control del contorno de excavación y una menor afectación de las cajas techo y piso, contribuyendo a preservar la estabilidad del macizo rocoso e incrementar la selectividad del proceso de explotación.
- 3 La aplicación del desacoplamiento de la carga explosiva en los taladros de contorno demostró ser efectiva para mitigar el daño y la sobrerotura fuera de los límites geométricos de la veta en el tajo TJ-370. Al amortiguar la onda de choque, se redujo el factor de potencia de 1.08 Kg. /Ton a 0.67 Kg. /Ton, lo que permitió controlar la energía liberada hacia la caja techo y caja piso, preservando la estabilidad del macizo rocoso y delimitando de manera precisa el perfil de excavación proyectado.

- 4 Se determinó que la aplicación de la voladura controlada con taladros largos constituye una alternativa técnicamente viable para la explotación de vetas angostas en el tajo TJ-370 de la Zona Esperanza de la Compañía Minera Alpayana. Los resultados obtenidos demuestran que la metodología desarrollada mejora las condiciones de explotación mediante un adecuado diseño de carguío de explosivo, por lo que puede ser aplicada como referencia en tajos con características geológicas y geomecánicas similares, contribuyendo a incrementar la eficiencia técnica y económica del proceso de explotación.

RECOMENDACIONES

- 1 Se recomienda implementar y estandarizar el diseño de voladura controlada con taladros largos propuesto para la explotación del tajo TJ-370 de la Zona Esperanza de la Compañía Minera Alpayana, aplicando los parámetros de perforación y carga establecidos en la presente investigación y considerando las condiciones geológicas y geomecánicas de la veta, con la finalidad de mantener un adecuado control del contorno de excavación y preservar la estabilidad de las cajas techo y piso.
- 2 Se recomienda realizar un monitoreo y control permanente del índice de dilución operativa durante la explotación del tajo, verificando periódicamente el cumplimiento de los parámetros del diseño de perforación y voladura, con el propósito de mantener una explotación selectiva del mineral y reducir la incorporación de material estéril.
- 3 Estandarizar en el estándar operacional de minado del tajo TJ-370 el diseño de carga desacoplada para los taladros de contorno, asegurando el mantenimiento del factor de potencia optimizado en 0.67 kg/t. Asimismo, se debe capacitar de forma continua al personal de perforación y voladura en el correcto ensamble y distribución del explosivo desacoplado, realizando controles periódicos mediante escaneo 3D (CMS) para verificar que la sobrerotura fuera de la veta se mantenga en los niveles mínimos alcanzados.
- 4 Se recomienda evaluar la aplicación del diseño de voladura controlada con taladros largos en otros tajos de vetas angostas de la Compañía Minera Alpayana que presenten características geológicas y geomecánicas similares al TJ-370 de la Zona Esperanza, realizando las adecuaciones que correspondan a las condiciones particulares de cada labor, con la finalidad de ampliar el alcance de la metodología propuesta y contribuir a una explotación más eficiente.

BIBLIOGRAFÍA

- Antonio Moran, B. W. (2023). *Nueva propuesta de carguío de taladros con carga desacoplada en labores de producción taladros largos en compañía minera Volcan – Unidad San Cristóbal*. Tesis para optar el grado de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Cerro de Pasco, Perú
- Atlas Copco. (2007). *Mining Methods in Underground Mining* (2da Edición ed.). Estocolmo: Atlas Copco Rock Drills AB.
- Austin Powder Chile. (s.f.). *Cordón detonante*. Recuperado el 04 de Julio de 2026, de Austin Powder Chile: <https://austinpowder.com/chile/products/cordon-detonante/>
- Bernaola, et al (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Cesar Roca, J., & Fernandez Ccanto, Y. E. (2023). *Aplicación de voladura controlada para la reducción de la sobrerotura y disminución de costos en labores de preparación en Minera Alpayana S.A. – Unidad Americana*. Tesis para optar el grado de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Huacavelica. Huancavelica, Perú.
- Choque Choccelahua, J. C. (s.f.). *Modelo Matemático de Langefors para optimizar el diseño de mallas de perforación y voladura de taladros largos – Unidad Yauliyacu*. Tesis para optar el grado de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo, Perú.

- Clark, L. M. (1998). *Minimizing Dilution in Open Stope Mining with a Focus on Stope Design and Narrow Vein Longhole Blasting*. Thesis submitted for the degree of Mining Engineer. The University of British Columbia, Vancouver, Colombia.
- Diakité, O. (1998). *Ore dilution in sublevel stoping*. Tesis de maestría, McGW Univenity, Montreal. Montreal, Canadá.
- ENAE S.A. (2020). *Manual de productos y servicios para minería*. ENAE S.A.
- Grandez Llanca, S. F. (2016). *Control de dilución en vetas angostas: caso mina San Rafael*. Tesis para optar el grado de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Ingenieria. Lima, Perú.
- Jimeno, et al (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid: Entorno Gráfico.
- Lozano, P. (2019). Incremento de capacidad de ventilación en zonas de Cuerpos en Cía. Minera Casapalca S.A. Tesis para optar el grado de -Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Centro del Perú. Lima, Perú.
- Melgar, J. (2022). *Optimización de la perforación y voladura para minimizar la sobrerotura en operaciones subterráneas*. Tesis para optar el grado de Ingeniero de Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga. Ayacucho, Perú.
- Nobel, D. (2016). *Blasting Guide*. Dyno Nobel Inc.
- Olofsson, S. O. (1990). *Applied Explosives Technology for Construction and Mining*. Applex.
- Open Mine Center. (s.f.). *Sistemas de iniciación de voladura*. Obtenido de Facebook: <https://www.facebook.com/openminecenter/posts/la-principal-caracter%C3%ADstica-del-detonador-no-el%C3%A9ctrico-es-que-contiene-una-mezcla/204572841274033/>

- Pakalnis, R., Poulin, R., & Hadjigeorgiou, J. (1995). Quantifying the cost of dilution in underground mines. *Mining Engineering*, 47, 1136-1141.
- Reymundo Soto, R. R. (2022). *Mejoramiento de perforación y voladura para reducir sobrerotura con taladros largos en vetas angostas en unidad minera Yauliyacu - 2022*. Tesis de Maestria. Universidad Nacional del Centro del Perú. Lima, Perú.
- Stewart, P. C. (2005). *Minimising dilution in narrow vein mines*. Doctoral dissertation, The University of Queensland. Brisbane, Australia

ANEXOS

ANEXO 1

INFORMACIÓN DE LA MINA ALPAYANA

1. Ámbito de estudio

1.1. Ubicación

La unidad de producción de Compañía Minera Alpayana S.A. se encuentra ubicada políticamente en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima.

Altitudinalmente, las operaciones se desarrollan en una cota que oscila entre los 4,450 y 5,350 m.s.n.m. Geográficamente, el área de estudio se emplaza en la zona central del flanco oeste de la Cordillera Occidental de los Andes. El perímetro operativo e institucional queda delimitado por las siguientes coordenadas UTM de la Carta Nacional:

- Límite Norte: N: 8 712 000 m; E: 366 000 m
- Límite Sur: N: 8 704 000 m; E: 366 000 m

Accesibilidad

El acceso a la unidad minera desde la capital se realiza a través de la Carretera Central, consolidando una ruta pavimentada y afirmada. El itinerario y la distribución física del tendido vial se detallan a continuación:

Tabla 14*Tramo hacia unidad minera Alpayana - bus*

Tramo / Ruta	Tipo de Vía	Distancia / Tiempo
Cusco - Lima	Carretera Central (Asfaltada)	1108 km / 19 horas 50 min.
Lima - Chosica - San Mateo - Chicla - Casapalca (Km 115)	Carretera Central (Asfaltada)	115 km / 3 horas 20 minutos
Desvío Km 115 - Quebrada El Carmen - Unidad Alpayana	Trocha Carrozable (Afirmada)	8 km / 15 minutos

Nota. Tramo desde Cusco hasta la unidad minera Alpayana, medio de transporte bus Cusco – Lima. Elaboración Propia 2026

Tabla 15*Tramo hacia unidad minera Alpayana - Vuelo*

Tramo / Ruta	Tipo de Vía	Distancia / Tiempo
Cusco - Lima	Aereo	570 km / 1 horas 25 min.
Lima - Chosica - San Mateo - Chicla - Casapalca (Km 115)	Carretera Central (Asfaltada)	115 km / 3 horas 20 minutos
Desvío Km 115 - Quebrada El Carmen - Unidad Alpayana	Trocha Carrozable (Afirmada)	8 km / 15 minutos

Nota. Tramo desde Cusco hasta la unidad minera Alpayana, medio de transporte vuelo Cusco – Lima. Elaboración Propia 2026

Tabla 16

Ubicación de Compañía Minera Alpayana



Nota. Esta ilustración representa la ubicación geográfica de la Cia Minera Alpayana. Fuente: Google Maps.

1.1.1 Características fisiográficas.

1.1.2 Relieve

El ámbito de estudio se localiza en la Cordillera Occidental de los Andes Centrales, dentro del distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. El relieve es predominantemente montañoso y accidentado, caracterizado por fuertes pendientes, laderas escarpadas, quebradas profundas y estrechos valles interandinos producto de la intensa erosión fluvial y glacial. Estas condiciones geomorfológicas son propias de las zonas altoandinas y condicionan el desarrollo de las operaciones mineras, la construcción de infraestructura y la accesibilidad hacia las labores subterráneas.

Topografía

La topografía presenta un marcado desnivel altitudinal, con elevaciones que en el área de operaciones oscilan aproximadamente entre 4 450 y 5 350 m s.n.m., generando superficies irregulares con pendientes pronunciadas y escasas áreas planas. Estas características topográficas favorecen el desarrollo de sistemas de drenaje natural y requieren un adecuado diseño de accesos, plataformas y obras de estabilidad para garantizar la seguridad de las operaciones mineras.

Hidrografía

El área de estudio forma parte de la cuenca alta del río Rímac, uno de los principales sistemas hidrográficos de la región Lima. El drenaje superficial está conformado por el cauce principal del río Rímac y diversas quebradas estacionales que transportan escorrentía durante la temporada de

lluvias. Estas quebradas desempeñan un papel importante en la dinámica hidrológica local y en el diseño de las obras de drenaje y manejo de aguas dentro de la unidad minera.

Clima

El clima corresponde al de la región altoandina o puna, caracterizado por dos estaciones bien definidas. Durante la temporada de lluvias (enero a marzo) se presentan precipitaciones intensas, granizadas y nevadas ocasionales, mientras que en la temporada seca (abril a diciembre) predominan condiciones de escasa precipitación, baja humedad relativa y elevada radiación solar. Las temperaturas diurnas alcanzan aproximadamente 10 °C, mientras que durante la noche pueden descender hasta valores cercanos o inferiores a 0 °C, especialmente entre los meses de junio y agosto, cuando ocurren las heladas más intensas. Estas condiciones climáticas influyen directamente en la planificación y ejecución de las actividades mineras.

Cobertura vegetal

La cobertura vegetal corresponde a ecosistemas de puna altoandina, donde predominan pajonales, matorrales de baja altura y vegetación adaptada a bajas temperaturas, elevada radiación solar y limitada disponibilidad de agua. Entre las especies más representativas se encuentran gramíneas altoandinas, chilca (*Baccharis* sp.) y mutuy (*Cassia hookeriana*), las cuales conforman la vegetación típica de las zonas altoandinas donde se desarrollan las operaciones de la Unidad Minera Alpayana.

2. RECURSOS

2.1. Geología Regional

El distrito minero se emplaza sobre una secuencia estratigráfica compleja que abarca rocas sedimentarias y volcánicas cuyas edades cronológicas se extienden desde el Cretáceo Inferior hasta el Terciario. Las unidades litoestratigráficas identificadas de la base al techo son:

- a) Formación Goyllarisquizga: Representa el basamento litológico más antiguo del área.

Está constituida por cuarcitas blancas de grano fino con intercalaciones delgadas de lutitas y mantos locales de carbón. Sus afloramientos se observan de forma restringida en la quebrada Huayamay (Carbonyacu), próximos a la boca del Túnel Graton.

- b) Formación Machay: Sobreyace en concordancia a la formación Goyllarisquizga. Está compuesta por calizas grises claras (conocidas localmente como Calizas Jumasha) y aflora en las inmediaciones del área del Túnel Graton.

- c) Formación Casapalca: La formación Casapalca comprende rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en tres miembros que son de abajo hacia arriba: a) Capas Rojas, constituida por una potente serie de areniscas y lutitas de grano fino de color rojo. Las capas rojas están intruidas localmente por la “Andesita veintiuno” y el “Pórfido Victoria”. b) Volcánicos Amigdaloides, que es un delgado derrame de andesitas basálticas y c) Miembro Carmen, una serie de areniscas, lutitas y conglomerados lenticular Miembro Carmen de manera que estas variaciones en profundidad representan en verdad variaciones laterales, muy explicables, por cierto, debido a la naturaleza continental de deposición.

Imagen 43

Formación Casapalca



Nota: Anticlinales de la formación Casapalca. Fuente: sitio web SEG STUDENT CHAPTER UNMSM.

- Miembro Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando en conjunto coloraciones rojizas debido a las diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.
- Carmen: Sobreyace concordantemente a las Capas Rojas, se encuentra una serie de paquetes de conglomerados intercalados con capas de areniscas, lutitas, con una potencia que varía de 80 a 100 mts. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno arcillas y cemento calcáreo. con clastos de diámetro mayor de 6 cm y promedio de 4 cm.
- d) Formación Carlos Francisco: Secuencia netamente volcánica subdividida en tres miembros: el Volcánico Tablachaca (conglomerados de cuarcita y tufos), el Pórfido

Carlos Francisco (andesitas porfiríticas con fenocristales de plagioclasas) y el Tufo Yauliyacu (asociación de tufos y andesitas).

- e) Formación Bellavista: Sucesión de tufos volcánicos interestratificados con calizas grises.

En los niveles inferiores de la mina, esta unidad destaca por la presencia de lentes de anhidrita bandeada con lutitas.

- f) Formación Río Blanco: Secuencia de tufos finos bien estratificados que descansan concordantemente sobre la Formación Bellavista, representando una de las manifestaciones volcánicas más jóvenes de la región.

Rocas Intrusivas:

Manifestaciones hipabisales jóvenes que intruyen a las secuencias preexistentes en forma de diques y stocks. Destacan el Pórfido Taruca, la Andesita Veintiuno, el Pórfido Victoria y el Pórfido Diorítico del Monte Meiggs.

Imagen 44

Columna estratigráfica de Casapalca- Ahora Alpayana.

 COLUMNA ESTRATIGRAFICA DE LA UNIDAD COMPAÑIA MINERA CASAPALCA S.A.						
ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD ESTRATIGRAFICA	COLUMNA	LITOLOGIA	YACIMIENTOS
CENOZOICO	Cuaternario	Reciente Pleistoceno		Q	Depósitos aluviales, coluviales, fluvio-glaciares y glaciares	
		Medio	Formación Rio Blanco		Tobas, lapillis de color rojizo, intercaladas con brechas tobáceas, flujos riolíticos, algunas capas de caliza en la base. +500 m.	Veta Alejandro, Veta Rey.
	Terciario	Inferior	Formación Bellavista		Capas delgadas de caliza de color gris, algunas intercalaciones de caliza gris oscura con nódulos de sílice, lutitas y tufos. 200 - 900 m.	Veta Alejandro, Veta Juanita, Veta Victoria, Mantos Lichicocha, Veta Rey
			Miembro Yauliyacu		Tobas rojizas 100 - 400 m.	
			Formación Carlos Francisco		Flujos andesíticos masivo y brechas volcánicas de textura porfírica, generalmente color gris oscuro a verde. 500 - 1,300 m.	Vetas: Oroya, Oroya Piso, Ximena, Ximena Piso, Mariana, Mercedes, San Antonio, Reynaldo, Rey, Juanita, Carolina, Americana, Escondida Cuerpos: Carolina; Chisay, Carla
			Miembro Tablachaca		Tobas y brechas volcánicas, aglomerados, conglomerados y roca porfírica efusiva. 100 - 400 m.	
			Miembro El Carmen		Conglomerados y capas de caliza intercalados con areniscas y lutitas. 100 - 300 m.	Cuerpos: Sorpresa, Vivian, Patricia, Patty, Carmen, Carmencita, Escondida, Gloria Vetas: Ximena y Mariana
			Formación Casapalca		Areniscas y lutitas calcáreas color rojiza + 2,000 m.	Cuerpos: Mery, Anita, Mery O, Sofia, Sorpresa, Emilia, Emilia Norte, Micaela, Esperanza, Esperanza Norte, Esperanza Diseminado, Esperanza Piso, Esperanza Techo, Casapalca, Alfa, Esperanza Piso, Conjunto Ms, Chiara, Chiara 2da, Chiara Diseminado, Potosí, Rico, Riqueza Vetas: Esperanza, Esperanza Piso, Esperanza Piso 2, Chiara, Mariana, Mariana Piso, Escondida, O, O4, Q
	MESOZOICO	Cretáceo	Superior			

Nota. Este cuadro corresponde a la historia estratigráfica de en la Cia minera ex - Casapalca, ahora Alpayana. Fuente: Compañía Minera Casapalca S.A

2.2. Geología Local

En los flancos este y oeste de la operación minera aflora la secuencia plegada de la Formación Casapalca. El control litológico de la mineralización económica se concentra en dos de sus miembros:

- a) Capas Rojas Casapalca (Miembro Inferior): Compuesto por areniscas y limolitas rojizas.

En esta unidad, las estructuras mineralizadas tienden a formar lazos sigmoides estrechos y fracturas delgadas con relleno mineral.

- b) Conglomerado Carmen (Miembro Superior): Constituido por areniscas arcillosas silicificadas de coloración rojiza (con zonas blanqueadas por alteración hidrotermal) y horizontes de conglomerados lenticulares. Los clastos son redondeados y de composición cuarcítica (Formación Goyllarisquiza), calcárea (Formación Jumasha) y chert. Este miembro representa el principal receptor económico del tajo TJ-370, ya que las vetas tienden a formar cuerpos mineralizados de gran potencia al rellenar y reemplazar la matriz del conglomerado.

Hacia el techo y la zona central, afloran los volcánicos andesíticos de la Formación Carlos Francisco y los intrusivos porfiríticos dioríticos a granodioríticos (Pórfidos Taruca y Victoria), los cuales alojan vetas con ensanchamientos y ramales mineralizados de consideración. Asimismo, los afloramientos de caliza gris de la Formación Bellavista en la zona sur se fracturan de forma favorable para albergar mineralización económica.

2.3. Geología Estructural

El almacén estructural de la mina es el resultado directo de las fases de deformación de la Tectónica Andina. El patrón estructural regional mantiene un rumbo preferencial N 10° a 30° W, controlando la orientación de los ejes de los pliegues (anticlinales y sinclinales locales) y fallas longitudinales principales como la Falla Americana.

Un segundo sistema de fallas transversales de movimiento dextral, con rumbos entre N 50° E y N 75° W, corta y desplaza a la secuencia litológica. Las estructuras mineralizadas principales se emplazan en el sistema Noreste, donde la interacción de las estructuras Esperanza-Mariana-Mercedes (Norte) y Oroya (Sur) genera un macro-lazo sigmoide de 4 km de longitud. La formación de 'Cuerpos' de alta ley se asocia directamente a las inflexiones y vecindades de estas fracturas de rumbo.

2.4. Geología Económica

La mineralización es de carácter hidrotermal y se clasifica principalmente como vetas del tipo mesotermal (relleno de fracturas) y cuerpos de reemplazamiento metasomático. Las estructuras tabulares presentan potencias que varían entre los 0.20 m y 2.50 m, registrando ensanchamientos considerables ('cuerpos') al interceptar horizontes de conglomerados o areniscas calcáreas. Las principales estructuras del distrito son:

- a) Estructura Esperanza-Mariana-Mercedes: Veta tabular con una corrida longitudinal mayor a los 3,000 metros. Mantiene un rumbo promedio N 40° E - N 80° E con variaciones locales. En los niveles inferiores (como el Nv. 10 a 3,930 m.s.n.m.), la mineralización se presenta en vetillas irregulares con potencias de 0.30 a 0.50 m, compuestas por ensambles de tetraedrita (plata), esfalerita (zinc) y galena (plomo), con

gangas de cuarzo y carbonatos manganíferos (rodocrosita y calcita) con texturas bandeadas.

- b) Sistema de Vetas Oroya: Estructura de gran relevancia operativa que aflora discontinuamente en superficie con rumbos de N 55° E a N 75° E. El sistema integra las vetas Oroya, Oroya Piso y Oroya Techo, alojadas en los porfiados andesíticos de la Formación Carlos Francisco. La mineralización se distribuye en bandas de 0.4 a 1.5 m con texturas en escarpela y brechas, con un alto contenido de sulfuros (tetraedrita, esfalerita, galena y pirita diseminada) y ganga de rodocrosita.
- c) Estructuras Menores y Cuerpos: Incluye las vetas Don Reynaldo y Juanita (en fase de exploración/explotación menor). Los Cuerpos se dividen en venillas de tensión asociadas a las vetas madre y zonas de reemplazamiento metasomático donde la esfalerita y galena sustituyen de forma selectiva la matriz calcárea de los conglomerados Carmen o areniscas calcáreas.

3. Descripción del método de explotación

El método de explotación aplicado en cuerpos y en vetas es Sublevel Stoping, perforaciones con taladros largos, en la zona de cuerpos se realizan perforaciones de hasta 22 m. y en vetas angostas se realiza perforaciones de hasta 16 m.

Este método se caracteriza por dejar cámaras vacías después de concluida la extracción del mineral, se caracteriza por su alta productividad puesto que las labores de preparación se efectúan dentro del yacimiento, para ello para prevenir la caída de las paredes el cuerpo es seccionado en dos a más tajos, La perforación de los taladros largos empieza desde los subniveles en forma radial o en forma paralela, después de la voladura el mineral cae a la zona

vacía y es recuperado desde los Draw Points para luego ser transportado a los echaderos principales.

El minado con taladros radiales empieza a partir de la zona preparado en la parte inferior del tajo, donde la perforación de los taladros largos desde el subnivel con taladros dispuestos radialmente a lo largo del perímetro de la sección transversal de la galería.

3.1.1. Perforación

La perforación en vetas angostas es por lo general en forma paralela con taladros ascendentes espaciados con distancias de 0.80 m a 1,00 m con longitudes de hasta 14 m efectuadas desde las ventanas de una sección de 3,5 m x 3,5 m. El diámetro de los taladros es de 2 ½”, este diámetro favorece el carguío de los explosivos. Es aceptable con este diámetro de taladro, puesto que los taladros deben permanecer limpios y sin desprendimiento de los mismos interiormente, para poder cargarlos. El diseño de los anillos de perforación se efectúa teniendo en cuenta el área expuesta del block de una altura de 20 m y un ancho de 2 m.

Imagen 45

Perforación de taladros largos en positivo



Nota. Perforación de slot. Fuente Fotografía.

3.1.2. Apertura de la Cara Libre o Slot

Generación del espacio de expansión: Antes de realizar el disparo masivo del bloque de mineral, es indispensable aperturar una cara libre o chimenea de arranque (slot) en uno de los extremos del tajeo.

Ejecución: En la Zona Esperanza, este espacio inicial se genera mediante la combinación de taladros de alivio de gran diámetro o mediante el uso de equipos de perforación de chimeneas (raise boring), permitiendo que la roca fragmentada en los disparos posteriores tenga hacia dónde expandirse.

Imagen 46

Generación de chimenea Slot (Cara libre)



Fuente Fotografía.

3.1.3. Voladura

Para la voladura se utiliza el ANFO, como iniciador Emulnor, y retardos de 25 milisegundos.

Imagen 47

Taladros positivos cargados



Fuente: Fotografía.

Imagen 48

Taladros negativos cargados.



Fuente: Fotografía.

3.1.4. Carguío

Se realiza la colocación del agente explosivo y los accesorios de iniciación en los taladros perforados del bloque.

Se establece una secuencia de retardos planificada para que los taladros salgan en orden progresivo hacia la cara libre del *slot*, fragmentando el mineral y proyectándolo hacia el nivel inferior de recojo.

Imagen 49

Carguio de taladros positivos.



Fuente: Fotografía.

3.1.5. Acarreo y transporte

Una vez concluida la ventilación de la labor, el mineral fragmentado cae por gravedad hacia la galería o zanja de extracción inferior.

La extracción del mineral derribado se ejecuta mediante cargadores de bajo perfil (LHD). En tajeos abiertos de vetas angostas, estos equipos operan habitualmente con sistema teledirigido (*tele-remote*) para garantizar la seguridad del operador fuera de la zona no sostenida

Imagen 50

Equipo Scoop de 4.1 yd³ realizando limpieza de tajo TJ-370



Fuente: Fotografía.

3.1.6. Sostenimiento

El sostenimiento de labores se realiza inmediatamente después del disparo y el scaling, aplicando pernos de fricción (split set) de 1.8 a 2.4 m según diseño, malla electrosoldada y shotcrete vía húmeda de 50 a 100 mm con fibra para controlar caídas de roca y preservar la estabilidad. En intersecciones, cámaras y zonas debilitadas se refuerza con pernos de cable de 4 a 6 m y shotcrete de mayor espesor, incorporando drenes (weep holes) cuando existe presencia de agua. La liberación del frente se efectúa tras verificar espesores, realizar pull tests por muestreo y registrar el patrón ejecutado.

Imagen 51

Sostenimiento con Split set.



Fuente: Fotografía.

3.1.7. Ventilación

Esta mina está compuesta por tres zonas: Oroya (13%), Esperanza (8%), y cuerpos (79%) del volumen total de movimiento de mineral y desmonte. Actualmente la mina requiere un volumen de aire de 1 015 113 CFM, contando con un volumen de ingreso de solamente 535 433 CFM y una salida de 569 543 CFM, que representa una cobertura de solamente del 53% de la cobertura total.

3.1.8. Producción mina

La Compañía Minera Casapalca, actualmente denominada Alpayana S.A., corresponde a una operación minera subterránea polimetálica La operación comprende las zonas Cuerpos,

Esperanza y La Oroya, en las cuales se desarrollan actividades de explotación de minerales polimetálicos mediante diferentes métodos de minado. De acuerdo con Lozano Soto (2019), la operación registra una producción de aproximadamente 5 000 toneladas por día (TMD), correspondiendo el 79 % de la producción a la zona Cuerpos, el 8 % a la zona Esperanza y el 13 % a la zona La Oroya. Esta distribución evidencia la importancia de la zona Esperanza dentro del esquema productivo de la operación, particularmente para la explotación de vetas mediante métodos de minería subterránea.

3.1.9. Ley de mineral.

La mineralización de la operación Alpayana–Casapalca presenta características polimetálicas, con presencia principalmente de plata (Ag), plomo (Pb), cobre (Cu) y zinc (Zn). La operación presenta leyes de cabeza de aproximadamente 6,22 oz/tc de Ag, 1,73 % de Pb, 0,35 % de Cu y 2,32 % de Zn. Estas leyes corresponden a la información reportada para la operación durante el periodo de estudio de dicha investigación.

3.1.10. Planta concentradora

La planta concentradora asociada a la Unidad Minera Casapalca contaba con una capacidad aprobada de tratamiento de 4 200 TMD. Posteriormente, mediante la Primera Modificación del Estudio de Impacto Ambiental, se aprobó la ampliación de su capacidad hasta 5 250 TMD, mediante el reemplazo y adición de equipos, con la finalidad de incrementar la capacidad de procesamiento de mineral. Esta ampliación fue evaluada por SENACE.

ANEXO 2

MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMA DE INVESTIGACION	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	METODOLOGIA	POBLACION Y MUESTRA
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLES INDEPENDIENTES	DIMENSIONES INDEPENDIENTES	INDICADORES INDEPENDIENTES	TIPO	POBLACION
¿Cuál es la influencia de la voladura controlada con taladros largos en la reducción del índice de dilución operativa en la explotación de vetas angostas del tajeo TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana?	Determinar de qué manera influye la voladura controlada con taladros largos en la reducción del índice de dilución operativa en la explotación de vetas angostas en el tajeo TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana.	La aplicación de voladura controlada con taladros largos influye de manera directa y significativa en la reducción del índice de dilución operativa en la explotación de vetas angostas del TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana	Voladura controlada	Malla de Perforacion	Relacion Espaciamiento/Burden	Aplicada: Busca transformar la realidad operativa	Todos los tajeos programados para el minado mediante el metodo de Long Hole Stopping de la Zona Esperanza en la Unidad Minera Alpayana
					Longitud de perforacion		
					Diametro de taladro (mm)		
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICAS		Control de carga explosiva	Diametro de cartucho de emulsion (mm)	NIVEL	MUESTRA
¿Cómo influye la aplicación de voladura controlada con taladros largos en la reducción de la sobrerotura de las cajas en vetas angostas del tajeo TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana?	Evaluar la influencia de la aplicación de la voladura controlada con taladros largos en la reducción de la sobrerotura de las cajas en vetas angostas del TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana.	La aplicación de voladura controlada con taladros largos disminuye la sobrerotura de las cajas, en las vetas angostas del TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana. vetas angostas del TJ-370 Zona Esperanza – Cia Minera Alpayana.			Ratio de desacoplamiento		
					Factor de potencia		
					Tipo de explosivo por taladro		
			VARIABLES DEPENDIENTE	DIMENSIONES DEPENDIENTES	INDICADORES DEPENDIENTES	DISEÑO	
¿Cómo influye el desacoplamiento de carga explosiva en la reducción del daño fuera de los límites de la veta en el TJ-370?	Determinar la influencia del desacoplamiento de la carga explosiva en la reducción del daño fuera de los límites de la veta en el TJ-370 Zona Esperanza de la Cia Minera Alpayana.	El desacoplamiento de la carga explosiva influye de manera directa y significativa en la reducción del daño y la sobrerotura fuera de los límites de la veta en el TJ-370 Zona Esperanza de la Cia Minera Alpayana.	Dilucion Operativa	Control de sobrerotura	Porcentaje de Sobrerotura	Cuasi Experimental: Pre-prueba/Post-prueba con una solo grupo. O1->X->O2	TECNICAS
					Ancho de minado real frente a ancho de veta		
					Area de Influencia		
				Eficiencia Operativa	Tiempo de ciclo de equipo	METODO	INSTRUMENTOS
¿Cómo influye la aplicación de voladura controlada con taladros largos en la reducción de los costos operativos del proceso de explotación de vetas angostas del TJ-370, Zona Esperanza de la Cia. Minera Alpayana?	Determinar la influencia de la aplicación de la voladura controlada con taladros largos en la reducción de los costos operativos del proceso de explotación de vetas angostas en el TJ-370 Zona Esperanza de la Cia Minera Alpayana.	La aplicación de la voladura controlada con taladros largos influye favorablemente en la reducción de los costos operativos de carguío y acarreo en el proceso de explotación del TJ-370 Zona Esperanza de la Cia Minera Alpayana.			Factor de perforacion		
					Porcentaje de dilucion operativa		
					Costo de carguío y transporte		
				Costos Operativos	Costo de minado	Hipotetico-deductivo	Levantamiento topografico Reporte de control de perforacion Reporte de Voladura Reporte de dilucion por parte de Geologia Resultados de simulación por JKSImBlast.