



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN EL TAJEO MARIANA CON
EL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
CONVENCIONAL EN LA UNIDAD MINERA CALPA – AREQUIPA**

TESIS

PRESENTADA POR:

KEBYN BAYLON JIMENEZ PILCO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2024



KEBYN BAYLON JIMENEZ PILCO

INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN EL TAJEO MARIANA CON EL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONI...

 Universidad Nacional del Altiplano

Detalles del documento

Identificador de la entrega
trn:oid::8254:417602951

84 Páginas

Fecha de entrega
19 dic 2024, 2:14 p.m. GMT-5

14,481 Palabras

Fecha de descarga
19 dic 2024, 2:21 p.m. GMT-5

76,588 Caracteres

Nombre de archivo
3. KEBYN BAYLON JIMENEZ PILCO (1).docx

Tamaño de archivo
8.8 MB





19% Similitud general

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

Filtrado desde el informe

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

Fuentes principales

- 15% Fuentes de Internet
- 2% Publicaciones
- 13% 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.



Ing. David Velasquez Medina
DOCENTE F.I.M. UNA



Facultad de Ingeniería de Minas
DIRECCIÓN DE INVESTIGACIÓN
FIM - UNAP
Ing. Americo Arizaca Avalos
Director de la Unidad de Investigación
Facultad de Ingeniería de Minas





DEDICATORIA

Con mucho aprecio a mis distinguidos padres Baylon Jiménez Paye y Ana María Pilco Sucacahua, mi compañera de vida Raquel Pacori Zapana y mi adorable hija Marian Areli Jiménez Pacori por su y apoyo económico moral y anímico para concluir cada una de las etapas de mi vida estudiantil hasta lograr mi título profesional en el área de Ingeniería de Minas.

Kebyn Baylon Jiménez Pilco



AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Nacional del Altiplano Puno, Facultad y carrera Profesional de Ingeniería de Minas, mi alma mater, por brindarme la oportunidad de desarrollarme profesionalmente. Los conocimientos y enseñanzas recibidos de todos los docentes de esta prestigiosa institución han sido fundamentales para mi formación.

Quiero expresar mi más sincero agradecimiento a mi familia, cuyo apoyo incondicional ha sido fundamental durante todo el proceso de realización de esta tesis.

Quiero expresar mi más profundo agradecimiento a la empresa minera Calpa por el apoyo y colaboración brindados durante el desarrollo de esta tesis. También me gustaría reconocer el esfuerzo y la dedicación del equipo de Calpa.

Kebyn Baylon Jiménez Pilco



ÍNDICE GENERAL

| | Pág. |
|--|-----------|
| DEDICATORIA | |
| AGRADECIMIENTOS | |
| ÍNDICE DE TABLAS | |
| ÍNDICE DE FIGURAS | |
| ÍNDICE DE ANEXOS | |
| ACRÓNIMOS | |
| RESUMEN | 13 |
| ABSTRACT..... | 14 |
| CAPÍTULO I | |
| INTRODUCCIÓN | |
| 1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... | 15 |
| 1.2.1. Pregunta general..... | 15 |
| 1.2.2. Preguntas específicas | 16 |
| 1.3. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS | 16 |
| 1.3.1. Hipótesis general..... | 16 |
| 1.3.2. Hipótesis específicas | 16 |
| 1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION..... | 17 |
| 1.4.1. Objetivo general..... | 17 |
| 1.4.2. Objetivos específicos | 17 |
| CAPÍTULO II | |
| REVISIÓN DE LITERATURA | |
| 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN | 19 |
| 2.2. MARCO TEÓRICO | 24 |



| | |
|---|----|
| 2.2.1. Corte y relleno ascendente convencional..... | 24 |
| 2.2.2. Característica del método convencional | 25 |
| 2.2.3. Ventajas y desventajas del método convencional | 25 |
| 2.2.4. Condiciones para el diseño del método convencional | 26 |
| 2.2.5. Características generales del método de explotación..... | 27 |
| 2.2.6. Labores de desarrollo | 27 |
| 2.2.7. Labores de preparación | 27 |
| 2.2.8. Galerías de base | 29 |
| 2.2.9. Ore pass o echadero | 29 |
| 2.2.10. Ciclo de minado | 29 |

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

| | |
|---|-----------|
| 3.1. UBICACIÓN | 37 |
| 3.2. ACCESIBILIDAD | 37 |
| 3.3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN | 38 |
| 3.3.1 Tipo de investigación..... | 38 |
| 3.3.2. Enfoque de la investigación | 39 |
| 3.3.3. Diseño de investigación | 39 |
| 3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA..... | 40 |
| 3.4.1. Población..... | 40 |
| 3.4.2. Muestra..... | 40 |
| 3.5. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES | 40 |
| 3.6. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS..... | 42 |
| 3.6.1. Instrumentos de recolección de datos | 42 |
| 3.7. PROCESAMIENTO DE DATOS..... | 45 |



| | |
|--|----|
| 3.7.1. Técnicas para la evaluación de resultados | 45 |
|--|----|

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

| | |
|---|-----------|
| 4.1. EVALUACIÓN DEL CAMBIO DE LONGITUD DE PERFORACIÓN.... | 47 |
| 4.1.1 Parámetros de perforación | 47 |
| 4.1.2 Parámetros de voladura | 49 |
| 4.1.3 Producción del tajeo Mariana | 50 |
| 4.1.4 Parámetros de perforación propuesto..... | 51 |
| 4.1.5 Parámetros de voladura propuesto | 57 |
| 4.1.6 Producción del tajeo Mariana con cambio de longitud de perforación..... | 59 |
| 4.2. DETERMINACIÓN DE LA PRODUCCIÓN DE MINERAL..... | 60 |
| 4.2.1 Producción de mineral con barreno de 6 pies | 60 |
| 4.2.2 Producción de mineral con barreno de 8 pies | 63 |
| 4.2.3 Comparación de la producción de mineral | 65 |
| 4.3. DISCUSIÓN | 67 |
| V. CONCLUSIONES..... | 69 |
| VI. RECOMENDACIONES | 71 |
| VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... | 72 |
| ANEXOS..... | 76 |

ÁREA: Ingeniería de minas

TEMA: Análisis de costos mineros

FECHA DE SUSTENTACIÓN: viernes 20 de diciembre del 2024



ÍNDICE DE TABLAS

| | Pág. |
|--|-------------|
| Tabla 1 Coordenadas U.T.M. WGS84 de la concesión Minera Calpa | 37 |
| Tabla 2 Ruta de acceso a la Unidad Minera Calpa – Arequipa. | 38 |
| Tabla 3 Operacionalización de variables | 41 |
| Tabla 4 Parámetros considerados de perforación con barra de 6 pies | 49 |
| Tabla 5 Parámetros de voladura considerados en la perforación con barra de 6 pies | 50 |
| Tabla 6 Producción de un área minable de 10 m x 1,8 metros de barreno de 6 pies y un ala de 60 metros..... | 50 |
| Tabla 7 Estimación de la calidad de roca, JFS..... | 52 |
| Tabla 8 Presión de detonación de explosivos | 53 |
| Tabla 9 Resumen del cálculo de burden y espaciamiento | 54 |
| Tabla 10 Parámetros considerados para el diseño de la malla de perforación..... | 56 |
| Tabla 11 Consumo de aceros de perforación..... | 56 |
| Tabla 12 Parámetros de voladura propuesto | 57 |
| Tabla 13 Rendimiento de la voladura | 58 |
| Tabla 14 Cantidad de explosivos y accesorios para la voladura..... | 59 |
| Tabla 15 Producción del tajeo Mariana con cambio de longitud de perforación | 60 |
| Tabla 16 Comparación de los tipos de malla de perforación..... | 61 |
| Tabla 17 Producción de un ala y block existente con barreno de 6 pies..... | 63 |
| Tabla 18 Producción de un ala y block existente con barreno de 8 pies..... | 64 |
| Tabla 19 Comparación de producción por longitud de barreno | 65 |



ÍNDICE DE FIGURAS

| | Pág. |
|--|-------------|
| Figura 1 Método de explotación de corte y relleno convencional..... | 28 |
| Figura 2 Detalle del método de corte y relleno convencional | 28 |
| Figura 3 Periodo del tiempo de< experimentación con barrenos de 8 pies..... | 43 |
| Figura 4 Área de minado de 10 metros largo x 1,8 metros ancho | 48 |
| Figura 5 Malla de perforación con su burden y espaciamiento | 48 |
| Figura 6 Diseño de la malla de perforación nuevo propuesto | 56 |
| Figura 7 Forma geométrica del tajeo | 61 |
| Figura 8 Forma del método de corte y relleno ascendente convencional..... | 62 |
| Figura 9 Forma del método de corte y relleno ascendente convencional..... | 64 |
| Figura 10 Comparación de producción por longitud de barrenos | 66 |
| Figura 11 Ciclo de minado con un barrenos de 6 pies y 8 pies..... | 67 |



ÍNDICE DE ANEXOS

| | Pág. |
|---|-------------|
| ANEXO 1 Plano de ubicación política de la Mina Calpa | 76 |
| ANEXO 2 Coordenadas U.T.M. de la Concesión Minera Calpa..... | 77 |
| ANEXO 3 Geología Estructural Mina Calpa | 78 |
| ANEXO 4 Producción de mineral con longitud de barreno de 6 pies..... | 79 |
| ANEXO 5 Producción de mineral con longitud de barreno de 6 pies..... | 81 |



ACRÓNIMOS

| | |
|------------------|---------------------------------------|
| S.A.: | Sociedad Anónima |
| S.A.C.: | Sociedad Anónima Cerrada |
| U.T.M.: | <i>Universal Transversal Mercator</i> |
| msnm: | metros sobre el nivel del mar |
| Tn: | tonelada |
| kg: | kilógramo |
| km: | kilómetro |
| m: | metro |
| m ² : | metro cuadrado |
| m ³ : | metro cúbico |
| ton: | toneladas |
| Tal: | taladro |
| Pzas: | piezas |
| RMR: | clasificación del macizo rocoso |
| RQD: | índice de calidad de la roca |
| VoD: | velocidad de detonación |
| JFS: | estimación de la calidad de la roca |
| B: | burden |
| E: | espaciamiento |



RESUMEN

La Unidad Minera Calpa – Arequipa en el 2023 se realizó la investigación, donde se extrae el mineral aurífero con el método de corte y relleno ascendente convencional, al evaluar el sistema de explotación, se encontró problemas de baja producción de mineral en el tajeo Mariana, el objetivo fue incrementar la producción del mineral en el tajeo Mariana mediante el cambio de longitud de perforación con el método de corte y relleno ascendente convencional en la Unidad Minera Calpa – Arequipa, la metodología utilizada en la investigación fue de un enfoque cuantitativo de tipo descriptivo y el procedimiento para desarrollar el estudio de investigación, consistió en analizar el método convencional en lo referente a la longitud de perforación y voladura que influyen al momento de preparar el tajeo para su extracción de mineral. Se analizó cada parte de las actividades de perforación, el burden y espaciamiento, el tipo de malla de perforación y la longitud del barreno, la producción y las ventajas del sistema de minado, finalmente se llegó al siguiente resultado, que realizando un cambio en las longitudes de perforación de 6 pies a 8 pies la producción del mineral se incrementó de 379,51 tn/ala a 506,91 tn/ala, obteniendo una diferencia de 127.4 tn y se concluye que con el cambio de longitud de barreno de perforación se tiene un incremento de mineral de un 33,56 % además las guardias para explicar el block de mineral disminuyen de 48 a 36 guaridas con el barreno de 8 pies.

Palabras clave: convencional, incremento de producción, perforación, corte y relleno.



ABSTRACT

The Calpa – Arequipa Mining Unit in 2023, the investigation was carried out, extracts the gold ore with the conventional ascending cut and fill method, when evaluating the exploitation system, problems of low ore production were found in the Mariana pit, the objective Increase ore production in the Mariana pit by changing the drilling length in the conventional upward cut and fill method in the Calpa – Arequipa Mining Unit, the methodology used in the research was a quantitative and descriptive type and the procedure to develop the research study, consisted of analyzing the conventional method in relation to the length of drilling and blasting that influence when preparing the stope for mineral extraction. Each part of the drilling activities was analyzed, the burden and spacing, the type of drilling mesh and the length of the hole, the production and the advantages of the mining system, finally the following result was reached, that by making a change in the drilling lengths from 6 feet to 8 feet, the mineral production increased from 379.51 tn/ala to 506.91 tn/ala, obtaining a difference of 127.4 tn and it is concluded that with the Changing the length of the drilling the there is an increase in mining by 33.56%, in addition, the guards to explain the ore block decrease from 48 to 36 holes with the 8-foot hole.

Keywords: Conventional, production enhancement, drilling, cut and fill.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Unidad Minera Calpa, ubicada en Arequipa, explota un yacimiento de oro filoniano utilizando el método de corte y relleno ascendente convencional, el cual se basa en la extracción del mineral en niveles ascendentes mediante técnicas manuales y maquinaria tradicional. En el tajeo Mariana, la producción programada es de aproximadamente 430 toneladas por turno, sin embargo, una evaluación reciente del sistema de explotación ha revelado un problema significativo relacionado con la baja producción de mineral.

Ante este escenario, se plantea la necesidad de mejorar el proceso de perforación mediante la implementación de barrenos de 8 pies en lugar de 6 pies, lo que hace crucial determinar cómo esta modificación impacta en los parámetros de perforación y voladura, así como en la producción de mineral. La Unidad Minera Calpa enfrentará un incremento en los tiempos de extracción del yacimiento si no se optimizan estos procesos, lo que generaría pérdidas económicas significativas y afectaría su competitividad, reduciendo su capacidad para generar mayores ingresos en un periodo más corto.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Pregunta general

¿Cómo impacta el cambio de longitud de perforación en el método de corte y relleno ascendente convencional en la producción de mineral en el tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa – Arequipa?



1.2.2. Preguntas específicas

¿Cuál es el impacto del cambio de longitud de perforación en los parámetros técnicos de perforación y voladura dentro del método de corte y relleno ascendente convencional en el tajeo Mariana?

¿Cómo influye el cambio en la longitud de los barrenos de perforación, de 6 pies a 8 pies, en la producción de mineral en el tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa – Arequipa?

1.3. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

1.3.1. Hipótesis general

Con el cambio de longitud de perforación en el método de corte y relleno ascendente convencional se incrementa la producción del mineral en el tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa – Arequipa.

1.3.2. Hipótesis específicas

El cambio de la longitud de perforación tiene un impacto significativo en los parámetros técnicos de perforación y voladura, mejorando la eficiencia del método de corte y relleno ascendente convencional en el tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa – Arequipa.

El incremento de la longitud de barreno de 6 pies a 8 pies en el tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa – Arequipa genera un aumento en la producción de mineral.



1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.4.1. Objetivo general

Analizar el cambio de producción del mineral en el tajeo Mariana mediante el cambio de longitud de perforación en el método de corte y relleno ascendente convencional en la Unidad Minera Calpa – Arequipa.

1.4.2. Objetivos específicos

Evaluar el cambio de longitud de perforación en los parámetros técnicos de perforación y voladura dentro del método de corte y relleno ascendente convencional en el tajeo Mariana.

Determinar la producción de mineral con una longitud de barrero de 6 pies y 8 pies en el tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa – Arequipa.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La necesidad de mejorar el proceso de extracción minera en la Unidad Minera Calpa, ubicada en Arequipa, surge con el objetivo de incrementar la productividad. Actualmente, el método de corte y relleno ascendente convencional utilizado en el tajeo Mariana presenta limitaciones significativas, principalmente causadas por la baja producción de mineral.

El cambio en la longitud de los barrenos, pasando de 6 pies a 8 pies, representa una posible solución a la baja eficiencia de la perforación, lo que podría tener un impacto directo y positivo sobre la producción mineral. La investigación busca demostrar si esta modificación en los parámetros de perforación y voladura mejora significativamente la eficiencia del proceso, incrementando la cantidad de mineral extraído en un menor tiempo, lo que se traduciría en mayores ingresos para la unidad minera.



Una mayor productividad minera permite a la Unidad Minera Calpa aprovechar de manera más efectiva sus recursos, reduciendo los costos operativos asociados con la explotación del yacimiento y mejorando el aprovechamiento del tiempo de extracción. Además, el aumento de la producción de mineral contribuiría a una mayor rentabilidad económica, un aspecto fundamental para la sostenibilidad de la operación minera en el largo plazo.

Representa un impacto relevante en la toma de decisiones operativas dentro de la unidad minera, ya que proporciona datos precisos sobre los efectos de las modificaciones en el proceso convencional de perforación.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Adauto y Huanuco (2022) el objetivo principal de la investigación fue mejorar el rendimiento de las labores de perforación y voladura en la Unidad Minera Apmnac-Pulpera, mediante el diseño de una nueva malla de perforación y voladura que mitigue deficiencias como la sobre rotura, inadecuada fragmentación y el paralelismo de los taladros. La metodología utilizada fue descriptiva y experimental, con recolección de datos operativos y análisis comparativo entre barras de perforación de 6 y 8 pies. Los resultados mostraron una reducción significativa en los costos de perforación y voladura, con un ahorro de S/ 52 841,00 por 150 metros lineales. Además, se incrementó el rendimiento de los metros perforados y se redujo el tiempo de ejecución. Las conclusiones resaltan que el cambio a la barra de 8 pies aumentó la utilidad en un 1,5 % y mejoró la estabilidad del macizo rocoso, logrando un avance más eficiente y rentable.

Aguilar (2024) la Unidad Minera Capitana, ubicada en Arequipa y operada por Compañía Minera Caravelí S.A.C., emplea el método convencional de Corte y Relleno Ascendente para extraer minerales. Se detectaron problemas en el tajo 1 020 relacionados con baja producción, altos costos y eficiencia limitada de los equipos. El análisis consideró inversiones en equipos, producción, ingresos, costos, ley de mineral y precios internacionales. Los indicadores de rentabilidad fueron VANE: S/. 89 388,81, TIRE: 4,69 % y B/C es 1,10. Se perforaron 50 taladros por turno con un promedio de 60 m. de longitud, distribuidos en 2 m. de ancho y 1,58 m. de altura, requiriendo 15 turnos para completar la perforación.



Beltran (2022) la investigación ha tenido como objetivo principal diseñar una malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en la mina MVP, Pataz, La Libertad. La metodología utilizada fue descriptiva y aplicada, enfocándose en la evaluación de las deficiencias en los procesos de perforación y voladura mediante un diagnóstico técnico, seguido del diseño de una nueva malla que integró parámetros geomecánicos, características del explosivo, técnicas de carguío y secuenciación. Los resultados obtenidos mostraron un ahorro de 109,63 soles por m, mejorando la eficiencia de las voladuras y reduciendo los costos operativos. Entre las conclusiones principales, se destacó que los disparos deficientes se debían principalmente a una mala simetría del disparo (40 %) y a una incorrecta secuencia de salida (20 %). La implementación de la nueva malla permitió un avance significativo en la optimización de los procesos de perforación y voladura, mejorando la eficiencia operativa y reduciendo costos. Se concluyó que la correcta integración de los parámetros técnicos y geomecánicos es clave para el éxito en la optimización de la productividad en la minería subterránea.

Fernandez (2024) el objetivo principal de la investigación fue evaluar los KPIs operativos de la perforación y voladura para determinar el rendimiento al usar barrenos de 6 pies y 8 pies en la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA). La metodología fue aplicada, con un nivel explicativo y un diseño descriptivo y correlacional, utilizando una muestra representativa de la RP (+) 1 0172-SE en la zona de Valeria II. Los resultados mostraron que, al usar barrenos de 6 pies, la eficiencia de perforación fue del 91,67 %, con un costo de voladura de 52,59 \$/disparo y costo de perforación de 350,32 \$/m. Al utilizar barrenos de 8 pies, la eficiencia fue igual, pero con un mayor volumen de disparo (12,54 m³) y un costo de perforación reducido a 310,82 \$/m. Las conclusiones indican que el uso de barrenos de 8 pies logró una reducción de



costos de 42,30 \$/m (10,92 %), mejorando el avance y reduciendo las deficiencias de voladura, lo que resultó en mejoras operativas significativas.

Huillca (2019) esta investigación se centra en la evaluación técnica y económica de la implementación de equipos de limpieza en el método de corte y relleno ascendente en la mina Agromin La Bonita – Bella Unión, Arequipa. El objetivo principal fue demostrar cómo la aplicación de winches modelo Joy S211 y palas neumáticas LM36 Atlas Copco incrementa la productividad y reduce los costos de minado. La metodología incluyó un análisis de estabilidad geomecánica, así como el estudio de la producción y los costos asociados al cambio de método. Los resultados obtenidos muestran un aumento en la producción de 1 800 tn/mes a 5 000 tn/mes y una disminución en los costos de producción de US\$ 25,96/tn a US\$ 16,94/tn. La eficiencia en las labores de limpieza y avance mejoró significativamente, reduciendo el tiempo de trabajo y aumentando la cantidad de material limpio por guardia. Como conclusión, se reafirma que la mecanización del proceso mejora la rentabilidad y eficiencia de la mina, sugiriendo la optimización de los tiempos operativos y el ajuste de los procedimientos de trabajo seguro.

Huaman (2024) la investigación tiene como objetivo principal de la investigación fue mejorar la producción de corte y relleno ascendente convencional mediante la aplicación del método de corte y relleno ascendente en la unidad minera Julcani. La metodología empleada incluyó un análisis comparativo entre ambos métodos, considerando aspectos técnicos y económicos. Los resultados mostraron que la producción mensual con el método es de 4 838,4 ton, mientras que con el método convencional es de 1 451,52 tn, representando una diferencia de 3 386,88 tn/mes. El costo de explotación se redujo de 30,4 \$/tn a 25,8 \$/tn con la mecanización. El VAN para el método fue de \$13 578 140,50, superior al del método convencional (\$11 551 630,99).



Las conclusiones indican que la capacitación del personal es esencial para la mejora en la productividad, y que la mecanización mediante el equipo LHD incrementa significativamente la productividad y rentabilidad en comparación con los métodos convencionales.

Incacutipa (2019) el estudio realizado para la explotación de la veta Farallón concluye que el método más adecuado es el corte y relleno ascendente convencional, descartando el uso del shrinkage convencional debido a las malas condiciones geomecánicas de la masa rocosa, clasificada como Clase IV. Este método, seleccionado tras un análisis técnico-económico, ofrece una mayor seguridad y rentabilidad, con una reducción significativa en los costos de preparación y en el costo de minado. El método de corte y relleno ascendente asegura una producción constante y eficiente, proyectada en 4500 tn para el 2020, garantizando la sostenibilidad económica del proyecto.

Lopez (2017) la investigación ha tenido como objetivo aumentar la productividad es clave para mejorar el bienestar social, ya que impulsa el crecimiento salarial y optimiza el retorno sobre el capital invertido. La voladura masiva con faneles es efectiva en tajeos con un RMR superior a 45, mejorando el ciclo en 51 guardias y alcanzando una productividad de 2,25 tn por tarea. Este método estabiliza el terreno con aberturas de hasta 4,5 m y optimiza procesos como ventilación y desatado de roca. La colaboración entre áreas mejora los procesos, reduce ciclos, baja costos y aumenta la productividad. Además, se ajustó la malla de perforación de 50 cm x 50 cm a 30 cm x 30 cm para mejorar la granulometría y evitar la pulverización del mineral. Se implementarán controles para evitar la sobre rotura y el levantamiento excesivo del terreno.

Peña y Cárdenas (2022) el presente estudio tuvo como objetivo principal mejorar la productividad mediante el cambio del barreno de 6 pies por uno de 8 pies y la



sustitución del sistema Carmex por el sistema fanel. La metodología utilizada fue descriptiva experimental, con la recolección de datos a través de instrumentos de medición y análisis documental, procesados en excel y autocad. Los resultados obtenidos mostraron un incremento en el avance lineal del 70 % al 90 %, mejorando la tonelada por disparo de 27,66 tn a 34,70 tn, y reduciendo los costos totales de perforación. Las conclusiones revelaron que el cambio de accesorios y diseño de perforación optimizó el avance horizontal, permitiendo un ahorro significativo y una mejora en la eficiencia de los disparos, con beneficios adicionales de S/. 307,12 por tramo de 60 metros lineales.

Pucuhuanca (2019) la investigación tiene como objetivo principal de la investigación fue optimizar el método de explotación Corte y Relleno Ascendente para incrementar la producción en la Unidad El Porvenir de la Compañía Minera Milpo S.A. La metodología utilizada fue de tipo aplicativo y diseño descriptivo, enfocado en la mejora de procesos operativos. Los resultados obtenidos mostraron una reducción del costo unitario total de mina en 1,51 US\$/tn, lo que representa una disminución del 7 % en comparación con los costos previos. La mayor reducción se dio en el sostenimiento de la mina (50,99 %), seguido por perforación (24,50 %), voladura (18,54 %) y limpieza-acarreo (5,96 %). En voladura, se optimizó la eficiencia de los disparos, reduciendo el factor de potencia de 0,48 kg/tn a 0,34 kg/tn y mejorando el avance de los disparos en 3,55 m en producción. Las conclusiones destacan que la optimización del ciclo de minado incrementó la eficiencia operativa, redujo costos y mejoró la rentabilidad de la unidad minera.



2.2. MARCO TEÓRICO

2.2.1. Corte y relleno ascendente convencional

Según Herrera y Gómez (2007) es un método de explotación ascendente en el que el mineral se extrae por franjas, ya sean horizontales o verticales, comenzando desde la base de un tajo y avanzando hacia arriba. Una vez que se ha extraído toda una franja, el espacio vacío se rellena con material estéril, lo que no solo proporciona un piso de trabajo seguro para los operarios, sino que también ayuda a mantener la estabilidad de las paredes del caserón y, en ciertos casos, del techo.

- Un ángulo de buzamiento pronunciado, superior a los 50 grados.
- La calidad físico-mecánica del mineral y la roca circundante es relativamente pobre (roca incompetente).
- La potencia del yacimiento es moderada.
- Los límites del yacimiento son regulares.

Las vetas se desarrollan horizontalmente en galerías organizadas por niveles con una separación de 40 metros entre sí, mientras que en sentido vertical están conectadas por chimeneas espaciadas a 30 metros, las cuales dividen la veta en bloques o tajeos que funcionan como unidades de explotación dentro del área preparada. Las chimeneas pueden extenderse hasta la superficie según las necesidades de mineralización o para facilitar procesos como el relleno y la ventilación. Los tajeos, delimitados por dos chimeneas extremas y un chute-camino central, tienen como suelo el relleno depositado a través de las chimeneas. Este relleno se apoya en un piso artificial de madera, conocido como camada, o sobre un puente de mineral que se deja preparado para este fin, dependiendo del



método de preparación empleado. El corte de los tajeos comienza desde las chimeneas, aprovechando la cara libre que estas ofrecen, y se realiza de manera horizontal a lo largo de toda la labor, ampliándose ligeramente en los extremos para conectar con las chimeneas, lo que permite optimizar tanto la ventilación como el flujo del relleno. Una vez extraído el mineral de la veta, este se deposita sobre el suelo del tajo y se transporta mediante los chutes intermedios, que están conectados a las chimeneas extremas, asegurando así un traslado eficiente del material (Llanque y Navarro, 1999).

2.2.2. Característica del método convencional

El método de corte y relleno se utiliza en yacimientos que tienen las siguientes características (Llanque y Navarro, 1999):

- Buzamiento, mayor a los 50° de inclinado
- Roca de caja generalmente mala (roca no competente)
- Potencia regular
- Los límites del cuerpo mineralizado regular.

2.2.3. Ventajas y desventajas del método convencional

a) Ventajas

- La recuperación del mineral es próxima al 100%.
- Es de alta selectividad, pudiendo trabajarse secciones de alta ley y dejar zonas de baja ley (Guevara, 2019).
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar una alta mecanización.
- Se adecuan a yacimientos con propiedades incompetentes.



b) Desventajas

- Los costos de explotación son elevados
- El rendimiento es bajo porque se paraliza la producción por causa del relleno.
- Se utilizan elevados costos de fortificación (Guevara, 2019).

2.2.4. Condiciones para el diseño del método convencional

Son aplicadas en yacimientos:

- Con buzamiento elevado.
- En diferentes depósitos y terrenos
- Con cajas de mediana competencia.
- Las cajas del mineral son generalmente irregulares.
- El mineral debe ser alta ley.
- Poseer el material para rellenar.

El estudio geotécnico determina el comportamiento de la resistencia de las cajas del yacimiento mineral. La explotación por corte y relleno constituye un método particularmente flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares (Guevara, 2019).

La tajeo ascendente rellena se ajusta a distancias entre niveles de 25-50 metros a más, el mineral pobre se deja como relleno. La resistencia del mineral en el techo puede ser verificada con la excavación de una cámara en el nivel mismo de la galería de base, en resumen, todo esto es muy favorable, por lo que es uno de los menos costosos que se conoce (Bustillo y Lopez, 2012).



2.2.5. Características generales del método de explotación

- a) Posibilidad de aplicabilidad: El sistema posee aplicaciones bastante amplias, en yacimientos donde las cajas no son competentes.
- b) Seguridad: El sistema tiene mayor seguridad en contra del desprendimiento de rocas del techo y paredes.
- c) Recuperación: Es muy buena evita la pérdida de mineral en el relleno.
- d) Dilución de la ley: Existe una pequeña dilución de la ley en el instante de cargar el resto del mineral arrancado que está en el contacto con el relleno.
- e) Rendimientos: Se considera muy satisfactorio (Bustillo y Lopez, 2012).

2.2.6. Labores de desarrollo

- Se prepara una galería en el nivel principal para el acarreo de mineral.
- Se construyen chimeneas y caminos a una distancia determinada según el diseño de extracción.
- El área del tajeo está de 5 a 10 metros sobre la galería de transporte.
- Las chimeneas para ventilación y trasladar el relleno se construyen del nivel inferior al nivel superior (Herrera y Gómez, 2007).

2.2.7. Labores de preparación

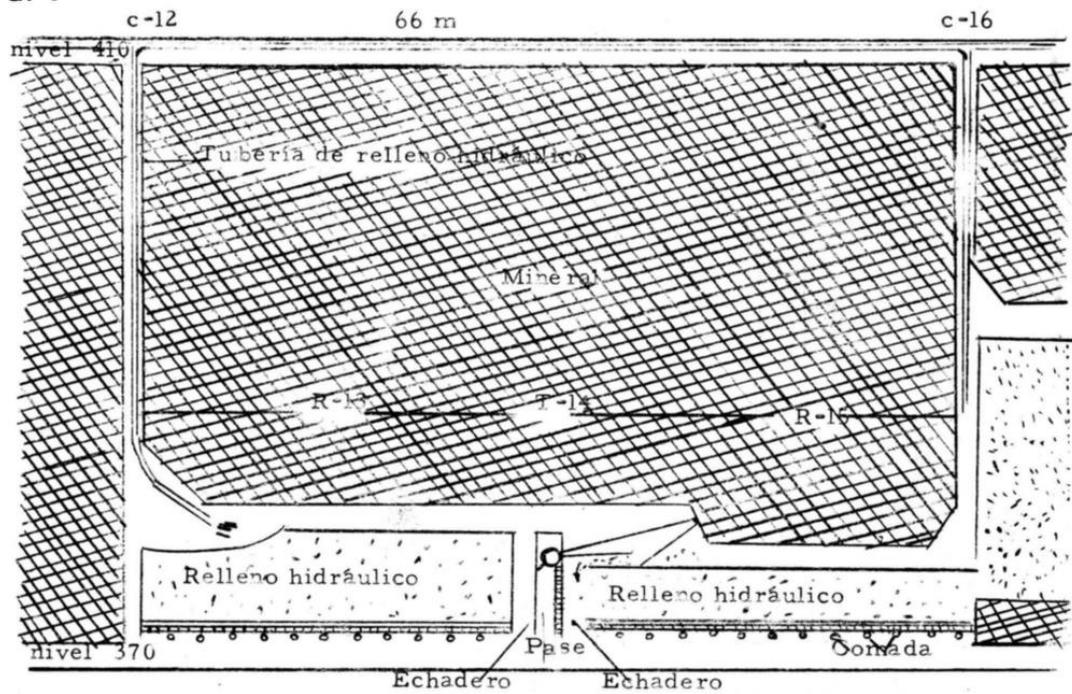
Se preparan teniendo en consideración los objetivos siguientes.

- a) La mejor ejecución de estos trabajos son las condiciones de éxito para la explotación del yacimiento.

- b) Los costos de trabajos son de mayor incidencia en los costos totales (Herrera y Gómez, 2007).

Figura 1

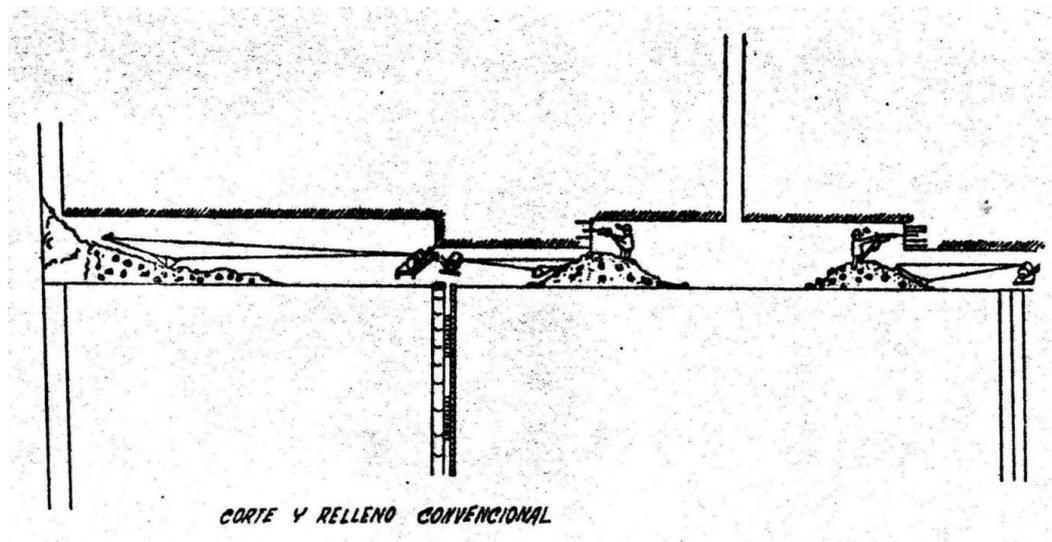
Método de explotación de corte y relleno convencional



Nota: (Coronado, 1982; Freyre, 1963)

Figura 2

Detalle del método de corte y relleno convencional



Nota: (Coronado, 1982; Freyre, 1963)



2.2.8. Galerías de base

La galería de base es única y sigue a la veta de la zona mineralizada en otros casos se ubica fuera de veta y en la caja piso del nivel principal de extracción (Herrera y Gómez, 2007).

Para la disposición del trazado de la galería base son:

- a) Una galería sobre la veta.
- b) Una galería paralela fuera de la veta y su corte.
- c) Una paralela y un auxiliar en el mineral.

Para potencias mayores a 7 metros la galería de base debe ser doble, las dos galerías se conectan entre ellas por cortes; y juega un rol importante que son:

- a) Transporte del mineral.
- b) Drenar el agua del relleno hidráulico.
- c) Camino para personal, colocación de la tubería de agua y aire comprimido.
- d) Ventilación y otros (Llanque y Navarro, 1999).

2.2.9. Ore pass o echadero

Su construcción es compleja en vetas con mayor potencia. El carguío es manual para bajo volumen del mineral. Luego el tajeo se eleva varios metros el atascamiento o el mal funcionamiento de la tolva, retrasa la explotación del mineral (Llanque y Navarro, 1999).

2.2.10. Ciclo de minado

a) Perforación

La perforación manual se realiza con equipos ligeros accionados por las manos del perforador. Se utiliza para pequeñas explotaciones donde no es posible utilizar otras máquinas por su tamaño o cuyo uso no está justificado



económicamente (Pernia Llera et al., 2003); así mismo (Camac, 2019) define la perforación es una acción que se realizan empleando equipos manuales o mecánicos, con una distribución geométrica sobre el macizo rocoso, con el fin de realizar una actividad en forma circular, estos se denominan taladros para poner en su interior una masa de explosivos, que al realizar el proceso de detonación fracturara el macizo rocoso en distintos tamaños o tamaños deseados.

Para la perforación de labores horizontales y del del tajeo se utiliza la perforadoras tipo jack leg y stoper. La perforadora jack leg se utiliza para la perforación de labores horizontales y tiene un dispositivo de empuje que permite inclinar a la máquina hasta un ángulo de mayor inclinación (Camac, 2019)

Stoper: esta máquina está diseñada para realizar la perforación vertical en chimeneas cumple una función muy importante. Se utilizan dos sistemas diferentes de perforación, siendo el principal la perforación vertical o inclinada hacia el techo. Esta operación se realiza con máquina perforadora tipo jack-leg y stoper, que hace un promedio de 55 taladros por día, utilizando los barrenos de 5 pies de longitud (Camac, 2019).

b) Voladura

Por voladura se entiende la disposición de un conjunto de orificios en los que se insertan y disparan explosivos específicos en una secuencia específica para lograr los resultados deseados de fragmentación y desplazamiento sin afectar sus elementos extraños (Bernaola et al., 2013); Así mismo (EXSA, 2019) explica que la operación se realiza con la finalidad de fragmentar el macizo rocoso para la recuperación del mineral valioso o económico para lo cual se utiliza una malla de perforación y se carga con explosivos los taladros perforados para su posterior fragmentación de la masa rocosa a previa iniciación del encendido. Como



explosivos se utilizan dinamitas, emulnor y emulsiones y como accesorios de voladura se utilizan carmex, fanel, mecha lenta, guía de seguridad, cordón detonante, fulminantes, conectores (ISEE, 2008).

La voladura en el tajeo Mariana crea un techo escabroso dificultando el control del techo y es peligroso para el maestro perforista.

c) Limpieza y acarreo

Estas operaciones se realizan con la finalidad de limpiar el frente de la labor para facilitar el avance de las labores subterráneas. Primeramente, se realiza la operación de limpieza con equipos adecuados y posteriormente se realiza el acarreo del mineral hasta la cámara de carguío y posterior transporte hacia la planta de beneficio o concentración de mineral. La forma del tajeo determina la limpieza que comprende dos operaciones limpieza y acarreo. Se realizan con los siguientes equipos (Estudiosmineros, 2017).

- Con carro minero: Para lo cual se instala una vía de riel, y luego se carga el mineral a la tolva del carro minero y llevar el convoy hasta el echadero más cercano. La utilización de una pala mecánica sobre la vía mejora la velocidad del sistema de carguío.
- Rastrillaje: Para esta operación se utilizan los winches de hasta de 13 HP el mismo que depende del volumen del mineral producido. Los equipos de 3 tamboras se utilizan en tajeos de mayor dimensión y para dimensiones de 2- 5 metros se utilizan equipos de 2 tamboras.
- Evacuación por gravedad: Los minerales aprovechan la gravedad y resbalan. Por consecuencia de la pendiente dada al tajeo hacia el echadero,



este método es muy simple y bastante empleada en minas pequeñas (Tatiya, 2005).

d) Relleno

El material de relleno está constituido por material estéril, que procede de las labores de preparación y se distribuye sobre la superficie de los caserones. El material de relleno también son relaves producto de la planta de tratamiento del concentrado de mineral (Osinergmin, 2017).

Según su procedencia puede ser lo siguiente (Osinergmin, 2017):

- Canteras especiales: Se obtiene en la superficie, en canteras. De todas maneras, aquellas canteras de arenas o de material dendrítico se obtiene a un costo muy reducido.
- Estériles de plantas de preconcentración: Se utilizan cuando la planta está cerca de la mina.
- Relleno Hidráulico: El relleno está constituida por material de grano fino, suspendida en una pulpa mezclada con agua, que se decanta en el caserón.
- Abastecimiento del relleno: Teniendo en cuenta la cantidad de material a trasladar, que representa un buen porcentaje del costo total de explotación. Considerando el transporte del relleno se distingue dos tipos: relleno seco y relleno húmedo.
- Relleno seco: Se traslada de forma similar que el mineral, es decir, se utiliza el mismo equipo requerido para el transporte de mineral. De esta forma, el relleno llega a los caserones por la galería superior y se vacía en las buitras (Ore Pass).
- Rellenos hidráulicos o húmedos: Es un caso especial en que la pulpa es transportada por gravedad a través de una red de cañerías con varios terminales



que se introducen en los caserones desde la galería superior por una chimenea o bien por hoyos de sondajes entubados (Osinermin, 2017).

Se utilizan en la minería subterránea dos tipos de relleno: Relleno convencional e hidráulico.

a) Relleno convencional

Se utilizan las gravas de superficie y son de mayor costo, por la necesidad de mano de obra, maquinaria, energía y construcción de labores (Ramírez et al., 2009). Después de extraer todo el mineral del tajeo, se desmontan los chutes y se cubren los huecos entre los puentes de mineral. Para prevenir el colapso de las cajas, es necesario rellenar los espacios vacíos con material estéril traído desde la superficie. Para ello, se utiliza un sistema de galerías y chimeneas que transportan el desmonte desde los conos de escombros. En la superficie, este material es trasladado mediante rastras operadas por winches de aire o eléctricas, que lo dirigen hacia los echaderos, conocidos como glory-holes (Lizárraga, 1955).

El relleno, proviene de:

- a) Material estéril de las labores de desarrollo. Es en promedio un 40 %.
- b) Depósitos naturales de las gravas de superficie en un 60 %.

b) Relleno hidráulico

Es una mezcla de relave cicloneado con agua y la pulpa se transporta a través de tuberías que se accionan por bombas o por gravedad a las labores. Actualmente, a pesar de los buenos resultados obtenidos en esta fase de la explotación, seguimos experimentando con el objetivo de reducir costos y lograr un soporte eficiente. La arena utilizada para el relleno proviene de una cantera natural y se tamiza a un tamaño máximo de 1/2 pulgada para evitar que fragmentos más



grandes obstruyan las tuberías de conducción. Hasta ahora, no se han empleado los relaves de la concentradora debido a su finura excesiva y baja permeabilidad. El cemento utilizado es Portland y su transporte se realiza mediante instalaciones especiales, el cemento es transferido utilizando aire comprimido a baja presión (aproximadamente 40 libras) y se mantiene completamente seco durante el proceso. Además, se utiliza malla de hierro, para reforzar las estructuras. Una vez que se completa la limpieza de la sección explotada, se colocan troncos redondos de madera con un diámetro de 6 a 8 pulgadas y una longitud de 10 pies 4 pulgadas. Estos troncos cuentan con rebajes laterales de 4 pulgadas que permiten su ensamblaje, formando una viga continua que sirve como elemento de sostenimiento estructural (Candia, 1972).

- El relave se logra en manera gratuita.
- Es muy eficiente, económico y veloz.
- La adición del cemento en la capa superior reduce la mezcla del mineral con el relleno.
- Es flexible en las técnicas mineras y permite transformar el método de menor eficiencia al método de mayor eficiencia.
- Permite realizar un planeamiento más preciso (Candia, 1972).

2.3. DEFINICIONES CONCEPTUALES

a) Explotación minera

Son operaciones que se realizan para la extracción de un yacimiento mineral, siguiendo el plan de minado y en algunos casos se desarrollan sin el plan (Estudiosmineros, 2017).



b) Volumen de producción.

En una explotación minera, se refiere a la extracción del mineral, que puede ser en $m^3/\text{día}$, m^3/mes , $m^3/\text{año}$ (Herrera, 2020).

c) Toneladas de mineral

Se refiere a la producción del mineral, considerando la densidad, y se expresa en $Tm/\text{día}$, Tm/mes y $Tm/\text{año}$ (Llanque & Navarro, 1999).

d) Corte y relleno ascendente convencional

Es un método de explotación minera que generalmente utiliza equipos convencionales como Jack leg (Llanque & Navarro, 1999).

e) Relleno

Es el material que se utiliza para rellenar el tajeo y continuar la explotación minera, que puede ser relleno detrítico o hidráulico u otro (Lizárraga, 1955).

f) Relleno detrítico

Es el que consiste en utilizar como relleno el mineral estéril de baja ley, el mismo que sirve de plataforma para continuar la explotación minera (Candia, 1972).

g) Método de explotación

Es la forma de extraer un yacimiento mineral, utilizando diferentes labores mineras subterráneas que son diseñados según las características de ocurrencia del yacimiento mineral. Para explotar o extraer un yacimiento mineral subterráneo existen varios métodos de explotación (Bustillo & Lopez, 2012).

h) Macizo rocoso



Es el conjunto de sustancias minerales que contiene diferentes tipos de discontinuidades tales como diaclasas, juntas, estratos fallas y otros rasgos estructurales (Ramírez et al., 2009).

i) Explosivos

Son composiciones químicas que son de alta energía y al ser activados por un iniciador tienen alta velocidad de detonación, lo cual ocasiona la fragmentación del macizo rocoso, en el mercado comercial existen diversos tipos de explosivos (ISEE, 2008).



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN

La unidad minera Calpa – Arequipa, se encuentra ubicada en la Cordillera Occidental de Los Andes y políticamente está situado dentro de la jurisdicción de:

- Distrito : Atico
- Provincia : Caravelí
- Departamento : Arequipa

El yacimiento mineral se encuentra entre una altura de 2 260 a 2 700 m.s.n.m. Dentro de las coordenadas U.T.M. del sistema WGS 84

Tabla 1

Coordenadas U.T.M. WGS84 de la concesión Minera Calpa

| N° | Norte | Este |
|----|-----------|---------|
| 1 | 8 253 886 | 657 709 |
| 2 | 8 248 959 | 656 876 |
| 3 | 8 249 292 | 654 905 |
| 4 | 8 254 220 | 655 738 |

Nota: GEOCATMIN

3.2. ACCESIBILIDAD

El asiento minero está localizado en el distrito de Atico, provincia de Caravelí, dentro del departamento de Arequipa. Para llegar, se parte del poblado de Atico, situado en la Panamericana Sur, y se recorre 40 kilómetros de carretera asfaltada hacia el este, seguidos por 15 kilómetros de vía de trocha carrozable. Sin embargo, esta última se ve afectada durante la temporada de lluvias debido a la acumulación de agua en la quebrada del río Atico, lo que puede interrumpir el acceso, siguiendo el itinerario que se muestra en la Tabla 2.

Tabla 2*Ruta de acceso a la Unidad Minera Calpa – Arequipa.*

| Ruta | Distancia (km) | Tipo de vía | Tiempo (horas) |
|----------------------------|---------------------------|---------------------|---------------------------|
| Arequipa – Atico | 306 | Carretera asfaltada | 6 |
| Atico – Desvío Caravelí | 57 | Carretera asfaltada | 1 |
| Desvío Caravelí–Mina Calpa | 22 | Carretera afirmada | 45 |
| Total | 385 | | 7 h 45 min |

Nota: Departamento de Ingeniería, Mina Calpa (2019).

3.3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.3.1. Tipo de investigación

El desarrollo del trabajo de investigación es de tipo descriptivo - transeccional, el estudio se refiere al incremento de la producción del mineral en el Tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa.

Para cumplir con el primer objetivo, se inicia definiendo los parámetros técnicos esenciales relacionados con la perforación y voladura, como el diámetro de perforación, la distribución de las perforaciones, el tipo de explosivo utilizado y la estabilidad del terreno. Luego, se recopilan datos previos al cambio en la longitud de perforación, considerando registros históricos y mediciones en el tajeo Mariana. Posteriormente, se implementa la nueva longitud de perforación en una sección seleccionada del tajeo, asegurándose de mantener condiciones similares a las anteriores para garantizar la comparabilidad de los resultados. A continuación, se realiza el monitoreo y la medición de los parámetros técnicos después de aplicar el



cambio, evaluando aspectos como la eficiencia de perforación, el rendimiento de la voladura y la calidad del material fragmentado.

En cuanto al segundo objetivo específico, se define inicialmente un indicador clave para medir la producción de mineral, como el volumen extraído en toneladas. Se recopilan datos sobre la producción antes de la modificación en la longitud de perforación para establecer una línea base de comparación. Después de implementar el cambio, se monitorea el nivel de producción durante un periodo de tiempo definido, registrando los datos en intervalos regulares. Con esta información, se realiza un análisis comparativo que evalúa si la implementación de la nueva longitud de perforación influye significativamente en la cantidad de mineral producido.

3.3.2. Enfoque de la investigación

La investigación fue de un enfoque cuantitativo, es decir los datos recopilados fueron datos numéricos que son cuantificables, se utilizó mediciones y en función a estos datos se realizó un análisis estadístico para la obtención de los resultados del trabajo de investigación. Para Hernández & Mendoza (2018), una investigación cuantitativa es un tipo de investigación que se caracteriza por la recolección y análisis de datos numéricos.

3.3.3. Diseño de investigación

El diseño, fue experimental, porque se manipuló la variable independiente para incrementar la producción del mineral. Al respecto, (Hernández et al., 2014) define que el diseño experimental se realiza manipulando deliberadamente las variables independientes.



3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. Población

La población en la investigación está constituida por todos los ciclos de perforación y voladura realizados en el tajeo Mariana donde se obtiene una producción de la Unidad Minera Calpa bajo el método de corte y relleno ascendente convencional. Según Hernández *et al.* (2014), indica que la población o universo es un conjunto de todos los casos que concuerdan con determinadas especificaciones.

3.4.2. Muestra

La muestra estará compuesta por los ciclos de perforación y voladura seleccionados del tajeo Mariana, que cumplen con condiciones técnicas similares antes y después del cambio en la longitud de perforación. El tajeo Mariana de un block de 1.80 m de ancho x 60 m de altura y 60 m de longitud, desarrollado en roca semidura de una densidad promedio de 2.51 t/m³ de la Unidad Minera Calpa – Arequipa. Hernández *et al.* (2014), define que la muestra es, en esencia un subgrupo de la población, es decir es un subconjunto de elementos que pertenecen a ese conjunto definido que es la población.

El tipo de muestro es no probabilístico por conveniencia ya que se escoge al tajeo Mariana para representarlo como tajeo piloto y probar el cambio de longitud de perforación de 6 pies a 8 pies.

3.5. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

3.5.1. Variable independiente

Cambio de la longitud de los barrenos de perforación de 6 pies a 8 pies en el método de corte y relleno ascendente convencional aplicado en el tajeo Mariana.

3.5.2. Variable dependiente

Incremento de producción del mineral en el tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa – Arequipa.

Tabla 3

Operacionalización de variables

| Variable | Categoría | Subcategoría | Indicadores | Escala de medición |
|---|---------------------------|---------------------------|---|--------------------|
| Variable Independiente: Cambio de la longitud de los barrenos de perforación de 6 pies a 8 pies en el método de corte y relleno ascendente convencional aplicado en el tajeo Mariana. | Diseño de labores | Longitud de barrenos | Longitud promedio de barrenos (6 pies y 8 pies) | Metros |
| | | Ángulo de inclinación | Ángulo de perforación por ciclo | Grados |
| | Parámetros de perforación | Distancia entre barrenos | Burden | Metros |
| | | Distancia entre filas | Espaciamiento | Metros |
| | | Cantidad de perforaciones | Número total de taladros | Unidades |
| | Parámetros de voladura | Explosivos utilizados | Cantidad de explosivos | Kilogramos |
| | | Factores técnicos | Factor de carga (kg/m ³) y factor de potencia (kg/tn) | Kilogramos |
| | Diseño de la malla | Dimensiones de la malla | Burden y espaciamiento de la malla | Metros |
| | | Configuración | Forma de la malla rectangular o rombo | |



| Variable dependiente | | | Volumen de material extraído | Volumen total extraído (m³) | Metros cúbicos (m³) |
|--|--------|-----------------------|-------------------------------------|---|---------------------------------------|
| Incremento de producción mineral en el tajeo Mariana de la Unidad Minera Calpa – Arequipa. | de del | Producción de mineral | | | |
| | | | Toneladas extraídas | Producción por 10 metros (tn) | Toneladas (tn) |

3.6. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Las técnicas utilizadas para la recolección de datos fueron la inspección y la observación in situ en el campo.

3.6.1. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para el estudio de investigación fueron los reportes diarios de operación para su verificación.

- Se recopiló datos como longitud de barrenos, burden, espaciamiento y número de perforaciones realizadas.
- Se registra el consumo de explosivos, factores técnicos (como factor de potencia y carga), y configuración de la malla.
- Instrumento: Registro manual o digital a través de los reportes de los operadores.
- Indicadores clave como toneladas extraídas, producción por ciclo, y volumen de material fragmentado.
- Instrumento: Reportes del área de control de producción de la mina.
- Medirá dimensiones de la malla (burden y espaciamiento) y ángulo de inclinación de los barrenos.

- Instrumento: Cintas métricas, brújulas mineras, y niveles de precisión.
- Con respecto al periodo de tiempo del experimento es por todas las guardias que se requiere para probar el cambio de la longitud de perforación.

Figura 3

Periodo del tiempo de experimentación con barreno de 8 pies

| Ciclo de minado | Guardia 1 | Guardia 2 | Guardia 3 | Guardia 4 | Guardia 5 | Guardia 6 | Guardia 7 |
|-----------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|
| Perforación | ■ | ■ | | | | | |
| Voladura | | ■ | | | | | |
| Desate | | | ■ | | | | |
| Limpieza | | | ■ | ■ | | | |
| Sostenimiento | | | | | ■ | | |
| Relleno | | | | | | ■ | ■ |

De acuerdo a la figura 3 el tiempo del experimento fue en el proceso de minado de perforación ya que es donde se denota el uso de barreno de 8 pies y los siguientes procesos del ciclo de minado son parte para volver a iniciar el proceso de perforación

Este tiempo de experimentación ha sido en total de 36 guardias equivalente a 18 días que son requeridos para explotar todo el block de mineral.

Materiales adicionales utilizados en la investigación

Equipos:

- **Jackleg:** Para perforación de barrenos de 6 y 8 pies con un diámetro de 41 mm.
- **Martillo Smith:** Para evaluar propiedades geomecánicas, como la resistencia compresiva uniaxial del mineral.



- **Cintas métricas:** Para medir las dimensiones del burden y espaciamiento en campo.

Insumos:

- Explosivos:
 - Emulnor 3000 y Emulnor 1000: Utilizados para las voladuras, con diferentes densidades y velocidades de detonación. Cartuchos explosivos: E-3000 1'x16" (0.24 kg) y E-1000 1'x16" (0.23 kg).
- Cordón detonante 5P: Para conexión y sincronización.
- Carmex de 7 pies: Como parte de los accesorios de voladura.
- Mecha rápida Z-18.
- Detonadores no eléctricos.
- Aceros de perforación: Barras de 8 pies y brocas de 41 mm.

Instrumentos:

- Formatos de registro en campo: Para documentar longitud de barrenos, burden, espaciamiento, y número de perforaciones realizadas.
- Registro manual: Para registrar el consumo de explosivos, configuración de la malla y parámetros técnicos.
- Reportes del área de control de producción: Para evaluar indicadores clave como toneladas extraídas y volumen fragmentado.
- Microsoft excel: Para en análisis de todos los datos obtenidos de mina.



3.7. PROCESAMIENTO DE DATOS

Para el procesamiento de datos se consideró lo siguiente:

El tratamiento consiste en modificar la longitud de los barrenos de perforación de 6 pies (1,83 m) a 8 pies (2,44 m) en el tajeo Mariana. Este cambio afecta directamente los parámetros técnicos como el volumen roto, la densidad de perforación y la cantidad de explosivos utilizados.

Se emplea una malla rectangular con un burden de 0,5 m y un espaciamiento de 0,6 m, diseñada para mejorar el uso de los barrenos y reducir el número total de perforaciones necesarias por ciclo.

Con el cambio a barrenos de 8 pies, se incrementa la cantidad de explosivos necesarios para garantizar una fragmentación adecuada. Este ajuste asegura un equilibrio entre productividad y seguridad, manteniendo un factor de potencia de 1,43 kg/tn y un factor de carga de 3,59 kg/m³.

3.7.1. Técnicas para la evaluación de resultados

Se realizó observación insitu para verificar la producción que se tuvo en el tajeo Mariana, posteriormente se analizó los reportes de la producción del tajeo, los datos obtenidos se llevaron al Excel para su análisis.

1. Análisis descriptivo:

- Se utiliza para resumir las características principales de los datos recolectados (por ejemplo, promedio de longitud de barrenos y tonelaje producido)
- Herramientas: Software estadístico como Excel.

2. Análisis comparativo:



- Comparará los resultados antes y después del cambio de longitud de perforación.
- Técnicas: Prueba de diferencia de medias (t-student) para evaluar cambios significativos en la producción y eficiencia.
- Se Evalúa la relación entre la longitud de perforación y la producción de mineral mediante gráficos estadísticos.

3. Evaluación de indicadores técnicos:

- Comparará indicadores como el factor de carga, el factor de potencia y el rendimiento por ciclo para determinar la eficiencia del cambio en la longitud de perforación.

4. Validación de resultados:

- Los datos se validan mediante la comparación con registros históricos de producción y parámetros técnicos estándar.

Este enfoque asegura un análisis integral de los datos para evaluar el impacto del cambio de longitud de perforación en la producción del mineral.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. EVALUACIÓN DEL CAMBIO DE LONGITUD DE PERFORACIÓN

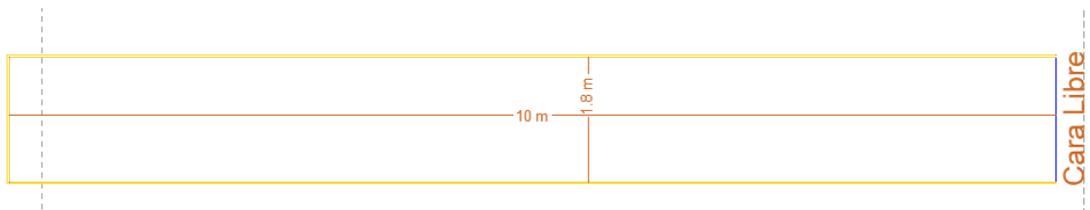
Para realizar un incremento en la producción en el tajeo Mariana es necesario revisar el proceso de perforación y voladura del ciclo de minado del método de explotación de corte y relleno ascendente convencional. En este contexto, se analizó el impacto del cambio de longitud de perforación de 6 pies a 8 pies, lo cual permitió un aumento significativo en la producción y una mejora en la eficiencia del ciclo de minado. Este cambio optimizó los parámetros de perforación y voladura, reduciendo el número de perforaciones necesarias por ciclo y mejorando la fragmentación del material, lo que resultó en un proceso más productivo y sostenible.

4.1.1. Parámetros de perforación

Actualmente lo que se tiene en la Unidad Minera Calpa es una malla de perforación siguiendo el método de explotación corte y relleno ascendente tipo realce esto sin considerar las condiciones geomecánicas determinadas en cada ciclo de minado. Ya que la forma empírica que lo manejan hacía suponer a los trabajadores y supervisores que no era un parámetro importante en la determinación en los parámetros de perforación. Por consiguiente, se tenía una malla de perforación estandarizada por lo que solo se aplicaba solo eso, la figura 4 es el área de minado aproximado existente.

Figura 4

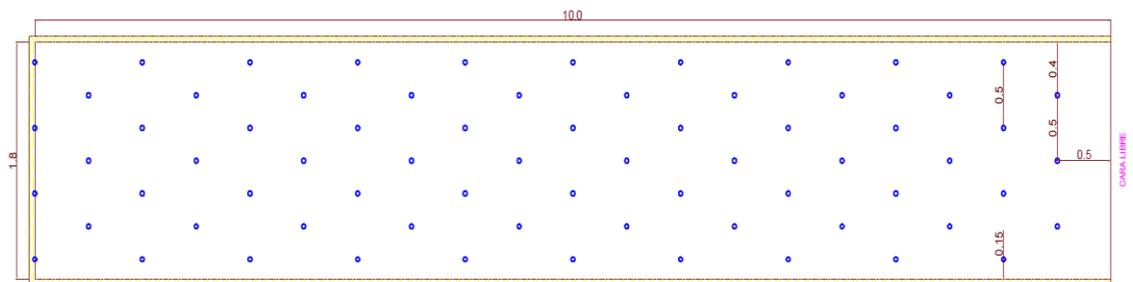
Área de minado de 10 metros largo x 1,8 metros ancho



Sobre esta área de minado se ha estado trabajando con parámetros de perforación teniendo una en cuenta que es una roca regular. De acuerdo a las condiciones encontradas se tiene la siguiente malla de perforación.

Figura 5

Malla de perforación con su burden y espaciamento



La Figura 5 muestra una malla de perforación tipo rombo, que organiza los barrenos en una disposición geométrica pensada para el proceso de voladura. El burden, o distancia perpendicular entre filas consecutivas de barrenos, tiene un valor de 0.5 metros, lo que permite que las ondas explosivas se propaguen de forma uniforme. El espaciamento, que es la distancia horizontal entre barrenos en la misma fila, es de 0.6 metros, lo cual asegura una cobertura adecuada para la fragmentación de la roca. La configuración romboidal distribuye la energía explosiva de manera que se logran fragmentos de roca manejables y transportables, reduciendo el uso de explosivos. Se reporta una eficiencia de perforación del 90%, lo que indica que la mayoría de los barrenos realizados fueron efectivos en el proceso.

Tabla 4

Parámetros considerados de perforación con barra de 6 pies

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-------------------------------------|-----------------|-----------------|
| Ancho de Minado promedio | 1.79 | m. |
| Longitud de Minado promedio | 10.00 | m. |
| Burden | 0.5 | m. |
| Espaciamiento | 0.5 | m. |
| Cantidad de taladros | 70 | tal. |
| Long. del taladro efectiva promedio | 1.79 | m. |

La tabla 4 menciona los principales parámetros considerados en la perforación donde se ha tenido un total de 70 taladros en el área a minar cada taladro tiene una inclinación de 75 °.

4.1.2. Parámetros de voladura

Los parámetros de voladura que se usan están en la tabla 5 son para una roca regular que se ha mantenido usando de forma estandarizada en muchas guardias sin poder revisar si ha existido un cambio en el terreno por el comportamiento geomecánica. La tabla 5 muestra los parámetros de voladura utilizados en perforaciones con barrenos de 6 pies en un tajeo convencional. Se detalla el uso de cartuchos explosivos E-3 000 y E-1 000, con un total de 280 cartuchos que suman 65,73 kg de explosivo. Cada taladro requiere 0,94 kg de explosivo, logrando un factor de potencia de 0,89 kg/tonelada y un factor de carga de 2,22 kg/m³. Se considera una eficiencia de voladura de 90 %.

Tabla 5*Parámetros de voladura considerados en la perforación con barra de 6 pies*

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|---|-----------------|---------------------|
| Cartucho x taladro (E – 3 000 1' x 16") | 1,00 | Pzas |
| Cartucho x taladro (E – 1 000 1' x 16") | 3,00 | Pzas |
| Total cartuchos explosivos | 280,00 | Pzas |
| Peso / cartucho (E – 3 000 1' x 16") | 0,24 | Kg |
| Peso / cartucho (E – 1 000 1' x 16") | 0,23 | Kg |
| Kg explosivo / taladro | 0,94 | kg /Tal |
| Kg explosivo total | 65,73 | kg |
| Factor de potencia | 0,89 | kg/tn |
| Factor de carga | 2,22 | kg / m ³ |
| Factor de avance | 39,94 | kg/m |

4.1.3. Producción del tajeo Mariana

De acuerdo a las consideraciones de perforación y voladura se obtiene una producción de acuerdo a la siguiente tabla, ver más detalle en el anexo 4, se considera una eficiencia de perforación de 90 % y eficiencia de voladura de 90 %.

Tabla 6*Producción de un área minable de 10 m x 1,8 metros de barreno de 6 pies y un ala de 60 metros.*

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|---|-----------------|--------------------|
| Volumen promedio por cada 10 metros | 25,04 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/ m ³ |
| Tonelaje roto promedio por cada 10 metros | 62,86 | tn |
| Volumen total por ala | 150,26 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/ m ³ |
| Tonelaje roto total por ala | 377,16 | tn |

La tabla 6 muestra los resultados de la producción en un área minable de 10 m x 1,8 m, utilizando barrenos de 6 pies, dentro de un ala de 60 metros. El volumen promedio por cada 10 metros es de 25,04 m³, mientras que el peso



específico del mineral es de 2,51 t/m³, lo que resulta en un tonelaje roto promedio por cada 10 metros de 62,86 toneladas. Para el ala completa, el volumen total alcanza 150,26 m³, con un tonelaje roto total de 377,16 toneladas. Estos datos reflejan la capacidad productiva del tajeo bajo las condiciones especificadas y proporcionan una base para evaluar el impacto de posibles modificaciones en los parámetros de perforación.

4.1.4. Parámetros de perforación propuesto

Teniendo el enfoque de mejora continua se ha realizado una revisión de los parámetros de perforación y voladura considerando el aspecto de geomecánica y una malla rectangular a fin mejorar el ciclo de minado.

4.1.4.1. Determinación del burden y espaciamiento

Se determina el burden y espaciamiento; teniendo en cuenta como parámetros principales, la presión de detonación del explosivo, la resistencia tensiva dinámica de la roca (función de la resistencia compresiva uniaxial del mineral) y el diámetro de perforación.

Para lo cual se aplica la teoría de Pearse

$$B = \frac{K * D}{1\ 000} * \sqrt{\frac{P}{Std}}$$

B = Burden

K = Constante que depende de la carga explosiva y de la roca. Varía entre (0,7 – 0,10).

D = Diámetro de taladro (mm)

P = Presión de detonación de la carga explosiva (kg/cm²)



Std= Resistencia dinámica de la roca (kg/cm²)

A. determinación de la constante "k" en función de la calidad de la roca.

$$K = 1,96 - 0,27 \ln(JSF * RQD)$$

RQD = Índice de calidad de la roca

JFS= Estimación de la calidad de roca

Tabla 7

Estimación de la calidad de roca, JFS

| Estimación de la calidad de roca | JFS |
|---|------------|
| Fuerte | 1,0 |
| Media | 0,9 |
| Débil | 0,8 |
| Muy débil | 0,7 |

Entonces se determina de forma analítica la constante k, de acuerdo a la tabla siguiente se determina el RQD:

$$RQD = 100 * e^{-0,1\lambda} * (0,1\lambda + 1)$$

Donde:

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de discontinuidades}}$$

De acuerdo a la técnica de la observación se ha determinado lo siguiente para el cálculo del RQD:

$$RQD = 100 * e^{-0,1*9,01} * (0,1 * 9,01 + 1)$$

$$RQD = 74$$

$$K = 1,96 - 027 \ln(0,9 * 74)$$

$$K = 0,8337$$

4.1.4.2. Determinación del esfuerzo tensivo dinámico del mineral

$$Sc = 1,4 * UCS$$

$$Std = 4,5 * St$$

$$St = 8\% * Sc$$

Std = Resistencia a la tracción estática

St = Resistencia a la tracción dinámica

Sc = Resistencia compresiva uniaxial del mineral

De acuerdo al uso del martillo Smith se ha determinado la resistencia uniaxial del mineral EN 84 MPa, ver detalle en el anexo 01.

$$Std = 0,08 * 856,548 \frac{Kg}{cm^2} * 4,5$$

$$Std = 431,70 \frac{Kg}{cm^2}$$

4.1.4.3. Calculo de presión de detonación de explosivos

Estos datos son obtenidos de las especificaciones técnicas del explosivo en este caso de la marca FAMESA, su emulnor de 3 000 y 1 000, ver detalle para mayor precisión.

Tabla 8

Presión de detonación de explosivos

| Explosivo | Densidad | Velocidad de detonación | Presión de detonación | Presión de detonación |
|---------------|------------------------|-------------------------|-----------------------|---------------------------------|
| Emulnor 3 000 | 1,14 g/cm ³ | 5 700 m/s | 93 kbar | 94 kg/cm ² 833,61 |
| Emulnor 1 000 | 1,13 g/cm ³ | 5 800 m/s | 95 kbar | 96 kg/cm ² 873,04 |

La Tabla 8 detalla los parámetros clave relacionados con la presión de detonación de explosivos utilizados, mostrando las características

específicas de los productos Emulnor 3000 y Emulnor 1000. Estos explosivos tienen densidades similares lo que indica su capacidad para ocupar un volumen determinado en los barrenos. La velocidad de detonación es ligeramente mayor en el Emulnor 1000 en comparación con el Emulnor 3000.

4.1.4.4. Calculo de burden y espaciamiento

Entonces de acuerdo a los datos presentados se determinó el burden y espaciamiento para un taladro de 41 mm que se perfora con una maquina Jackleg, en la tabla siguiente se muestra el cálculo del burden y espaciamiento.

Tabla 9

Resumen del cálculo de burden y espaciamiento

| Equipo perforación | Explosivo | Calidad de roca (RQD) | Diámetro (mm) | Presión detonación kg/cm^2 | K | B (m) | E (m) |
|--------------------|---------------|-----------------------|---------------|-------------------------------------|------------|-------|-------|
| Jackleg | Emulnor 3 000 | 74 | 41 | 94 833,61 | 0,82 63 | 0,5 | 0,6 |
| Jackleg | Emulnor 1 000 | 74 | 41 | 96 873,04 | 0,82 63 | 0,5 | 0,6 |

La Tabla 9 resume el cálculo del burden (B) y espaciamiento (E) utilizando explosivos Emulnor 3000 y Emulnor 1000 en perforaciones realizadas con equipo Jackleg. Ambos explosivos se utilizan en condiciones similares, con una calidad de roca de 74, un diámetro de barreno de 41 mm, y presiones de detonación ligeramente mayores para Emulnor 1000 . El burden y el espaciamiento permanecen constantes en 0.5 m y 0.6 m, respectivamente, optimizando el diseño para una fragmentación eficiente. Esto muestra la consistencia del diseño técnico independiente del explosivo seleccionado.



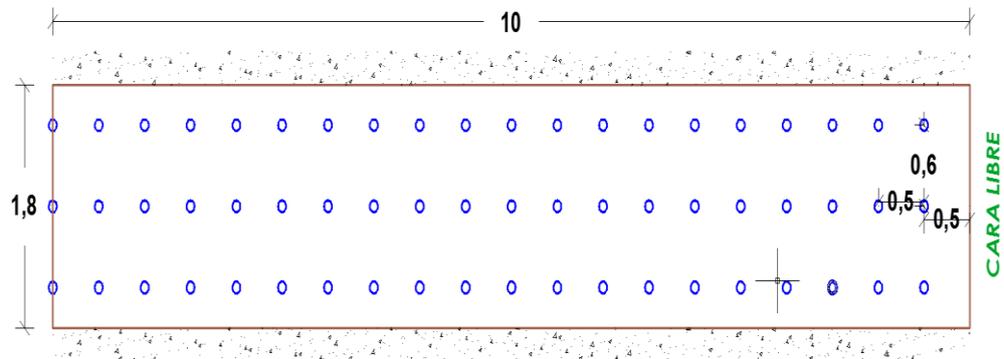
En base a este parámetro de perforación vamos a diseñar una nueva malla de perforación, pero esta vez tipo rectángulo.

4.1.4.5. Diseño de la malla de perforación

El diseño de la malla de perforación presentado corresponde a un tajeo con un ancho de minado de 1,80 m y una longitud de 10,00 m, realizado para garantizar una fragmentación uniforme y un uso eficiente de explosivos. La disposición incluye 60 taladros de 41 mm de diámetro, con una longitud total de 2,44 m por taladro, de los cuales el 90 % se considera efectivo, logrando una longitud útil de perforación de 2,19 m. El burden de 0,50 m y el espaciamiento de 0,60 m han sido seleccionados mediante la teoría de Pearse para equilibrar la energía de la voladura y evitar problemas como sobre fragmentación o fallas en el arranque del material. Este diseño evidencia un enfoque técnico basado en parámetros clave que aseguran un buen control del macizo rocoso además de su aprovechamiento, mejorando el avance por disparo y reduciendo los costos operativos asociados al uso de perforación y explosivos. La configuración es eficiente tanto desde el punto de vista económico como operativo, con un énfasis en la seguridad y la estabilidad del frente de trabajo.

Figura 6

Diseño de la malla de perforación nuevo propuesto



Esta malla de perforación es tipo rectangular a fin reducir el número de taladros que se tenía sobredimensionado en la malla existente, el ángulo de inclinación del taladro es de 75 grados.

Tabla 10

Parámetros considerados para el diseño de la malla de perforación

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|---|----------|----------|
| Ancho de minado promedio | 1,79 | m |
| Longitud de minado promedio | 10,00 | m |
| Numero de taladros de diámetro de 41 mm | 60,00 | tal |
| Longitud del taladro | 8,00 | pies |
| Longitud del taladro | 2,44 | m |
| Eficiencia de perforación | 90 | % |
| Longitud del taladro promedio efectivo | 2,36 | m |
| Burden | 0,50 | m |
| Espaciamiento | 0,60 | m |

Los aceros de perforación se muestran en la tabla siguiente:

Tabla 11

Consumo de aceros de perforación

| Aceros | Valores | Unidades |
|-----------------|---------|----------|
| Barras (8 pies) | 109,728 | m/tn |
| Brocas (41 mm) | 109,728 | m/tn |

El consumo de 109,728 m/tn para barras y brocas refleja un diseño bien ajustado al material perforado, optimizando el uso de insumos, además la vida útil de la barra es de 218 metros.

4.1.5. Parámetros de voladura propuesto

El diseño propuesto para la voladura subterránea combina parámetros técnicos que buscan maximizar la eficiencia en la fragmentación del material, optimizando el uso de explosivos y garantizando la seguridad operativa. La longitud de los taladros cargados y su disposición en una malla de perforación de 10 m x 1,8 m, con espaciamentos de 0,5 m a 0,6 m entre taladros, aseguran una distribución uniforme de energía. Esta configuración facilita un adecuado alivio hacia la cara libre, lo que minimiza problemas como el sobre rompimiento y el retorno de vibraciones.

Tabla 12

Parámetros de voladura propuesto

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|---|----------|----------|
| Longitud del taladro cargado | 1,89 | m |
| Cartucho x taladro (E – 3 000 1 1/4" x 12") | 1,00 | pzas |
| Cartucho x taladro (E – 1 000 1 1/4" x 12") | 6,00 | pzas |
| Total, cartuchos explosivos | 420,00 | pzas |
| Peso / cartucho (E – 3 000 1 1/4" x 12") | 0,27 | kg |
| Peso / cartucho (E – 1 000 1 1/4" x 12") | 0,25 | kg |
| Kg explosivo / taladro | 1,77 | kg/tal |
| Kg explosivo total | 106,30 | kg |

El uso de cartuchos explosivos E-3 000 y E-1 000 permite una carga precisa, logrando 1,77 kg de explosivo por taladro y un total de 106,30 kg para toda la voladura. La inclusión de 420 cartuchos demuestra un diseño pensado para

distribuir de manera controlada la energía, mejorando la fragmentación y reduciendo el consumo específico de explosivo.

Tabla 13

Rendimiento de la voladura

| Rendimientos | Cantidad | Unidades |
|--------------------------|-----------------|--------------------|
| Factor de potencia | 1,43 | kg/tn |
| Factor de carga | 3,59 | kg/m ³ |
| Factor de carga lineal | 1,32 | kg/m |
| Tonelada/ taladro volado | 1,24 | tn/tal |
| Tonelada/metro volado | 0,75 | tn/m |
| Tonelada/metro perforado | 0,68 | tn/m |
| Toneladas/m ² | 4,13 | tn/ m ² |

La tabla 13 refleja un diseño de voladura eficiente y balanceado para roca de resistencia media, con un factor de potencia de 1,43 kg/tn y un factor de carga de 3,59 kg/m³, lo que sugiere una buena fragmentación sin excesos de explosivo. Los valores de tonelada/taladro (1,24 tn/tal.) y tn/m volado (0,75 tn/m) indican un rendimiento aceptable en términos de productividad, mientras que la relación tonelada/metro perforado (0,68 tn/m) sugiere que la malla de perforación podría ajustarse para optimizar aún más los resultados. El rendimiento por área (4,13 tn/m²) es adecuado para garantizar la efectividad del arranque del material.

Los tipos de explosivos y la cantidad requeridos para la voladura se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 14*Cantidad de explosivos y accesorios para la voladura*

| Explosivos | Cantidad | Unidades |
|------------------------------|-----------------|-----------------|
| Emulnor 3 000 1 1/4 x 12" | 16,3043 | kg |
| Emulnor 1 000 1 1/4 x 12" | 90 | kg |
| Carmex 7 pies. | 2 | pza |
| Mecha rápida Z-18 | 0,5 | m |
| Cordón detonante 5P (amarre) | 33 | m |
| Detonador no eléctrico | 60 | pza |

La tabla anterior detalla los insumos explosivos y accesorios necesarios para la voladura, destacando el uso de emulsiones de alta densidad (Emulnor 3 000 y 1 000) que garantizan una energía uniforme para una fragmentación eficiente, complementados con detonadores no eléctricos y cordón detonante para asegurar un encendido sincronizado y seguro en el diseño de la malla.

4.1.6. Producción del tajeo Mariana con cambio de longitud de perforación

La tabla 15 presenta los resultados de la producción de un área minable, considerando barrenos de 8 pies. El volumen promedio por cada 10 metros es de 33.09 m³, lo que indica una mayor eficiencia en comparación con diseños anteriores. Con un peso específico del mineral de 2.51 t/m³, el tonelaje roto promedio por cada 10 metros es de 83.07 toneladas (tn), lo que muestra un incremento significativo en la capacidad de producción. Para el ala completa, el volumen total es de 198.56 m³, generando un tonelaje roto total de 498.39 tn. Este incremento en la producción puede atribuirse a mejoras en los parámetros de perforación y voladura, como la optimización del diseño de la malla y la utilización de longitudes de barreno más eficientes, asegurando un balance adecuado entre fragmentación y costos operativos. Estos resultados reflejan un

proceso eficiente y técnicamente ajustado a las condiciones del tajeo, para ver mayor detalle ver anexo 5.

Tabla 15

Producción del tajeo Mariana con cambio de longitud de perforación

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|---|-----------------|--------------------|
| Volumen promedio por cada 10 metros | 33,09 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/ m ³ |
| Tonelaje roto promedio por cada 10 metros | 83,07 | tn |
| Volumen total por ala | 198,56 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/ m ³ |
| Tonelaje roto total por ala | 498,39 | tn |

4.2. DETERMINACIÓN PRODUCCIÓN DE MINERAL

El cálculo de la producción por el área donde se mino es 1.8 metros de ancho y 10 metros de largo, teniendo dos casos.

4.2.1. Producción de mineral con barreno de 6 pies

Inicialmente en la Unidad Minera Calpa en su tajeo Marina se ha estado trabajando sin un control diario del comportamiento geomecánica del macizo rocoso, ya que no se realizaba el mapeo geomecánica a fin de estimar la calidad del macizo rocoso.

Es por eso que con la frecuencia de ciclos de minado se había estandarizado entre trabajadores y supervisores realizar la malla de perforación de la figura 5.

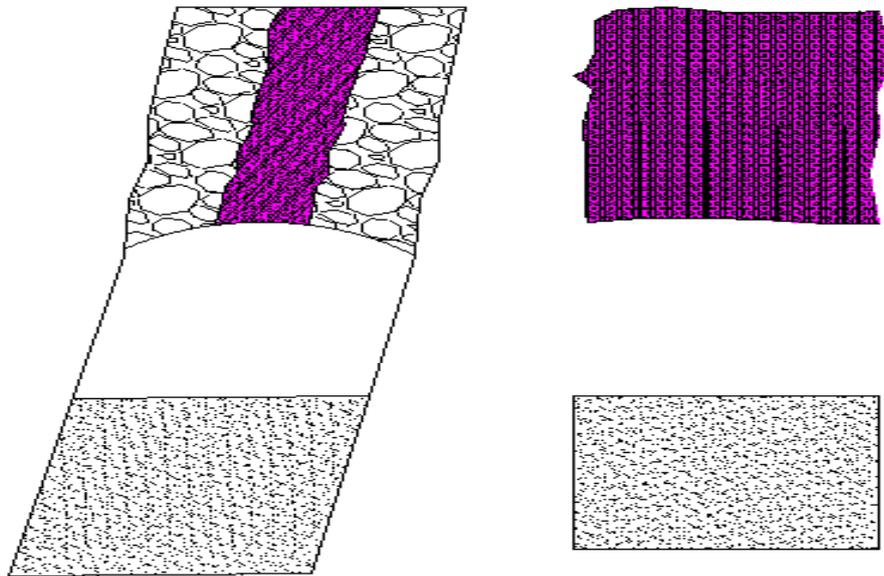
Tabla 16

Comparación de los tipos de malla de perforación

| Malla de perforación | Burden | Espaciamiento |
|----------------------|--------|---------------|
| Tipo rombo | 0,5 | 0,5 |
| Tipo rectangular | 0,5 | 0,6 |

Figura 7

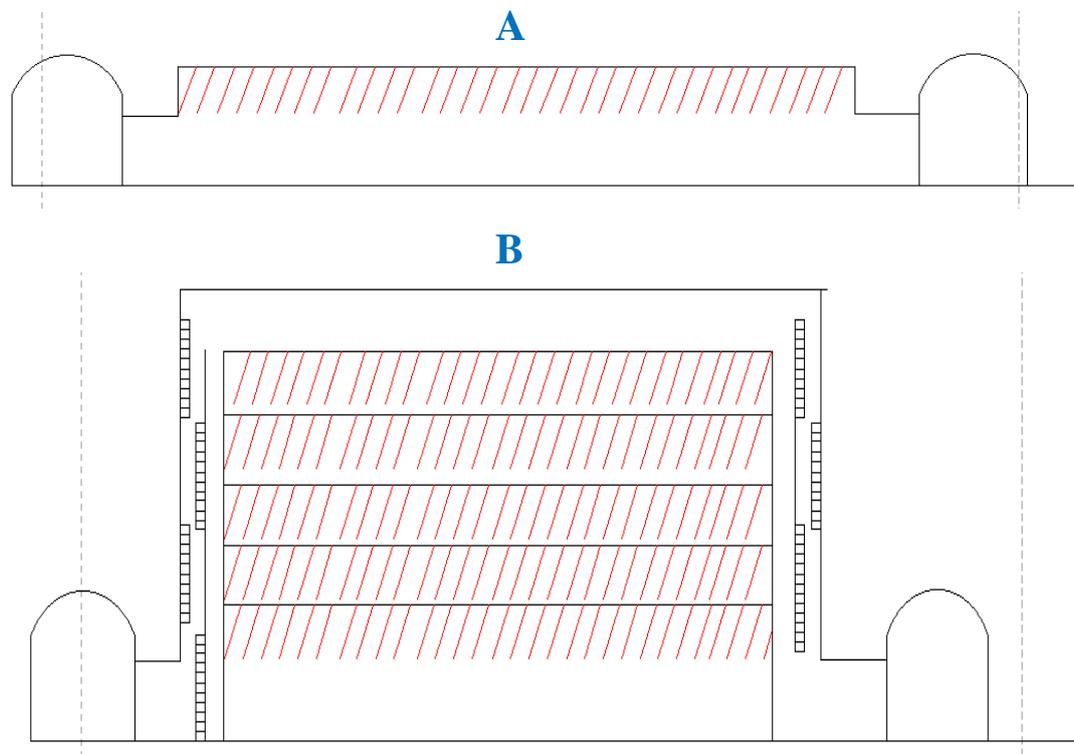
Forma geométrica del tajeo



La figura 7 muestra como es aproximadamente el tajeo Mariana donde se realiza el ciclo de minado mediante el método de minado de corte y relleno ascendente tipo realce. Entonces cada ala cuenta con un total de 60 metros donde se extiende la veta angosta.

Figura 8

Forma del método de corte y relleno ascendente convencional



En la figura 8.A se muestra una rebana del ala completa del tajeo Mariana, esta ala tiene una longitud de 60 metros donde se realiza la perforación tipo realce de 6 pies. Esta malla de perforación ha sido determinada hace más de un año y no se ha actualizado debido a la falta del control geomecánica. En la figura 8.B muestra la cantidad de 5 rebanadas o subniveles que se ha desarrollado en el tajeo Mariana. Donde se tiene una producción total. El block de la figura 8.B tiene dimensiones de 12,5 metros de alto por 60 metros de largo.

La tabla 17 muestra la producción de un ala y block utilizando barrenos de 6 pies, con un volumen roto de $151,20 \text{ m}^3$ y un peso específico del mineral de $2,51 \text{ t/m}^3$, lo que resulta en 379,51 toneladas rotas por ala. Con 8 subniveles o rebanadas, la producción total del block alcanza 3 036,1 toneladas. Los parámetros de perforación incluyen un burden de 0,50 m y un espaciamento de 0,60 m, garantizando una fragmentación eficiente en el ciclo de minado.

Tabla 17*Producción de un ala y block existente con barreno de 6 pies*

| Producción del block | Cantidad | Unidades |
|----------------------------------|-----------------|-------------------|
| Largo del ala | 60,00 | m |
| Ancho del ala promedio | 1,80 | m |
| Altura de minado promedio | 1,40 | m |
| Longitud del taladro | 6,00 | pies |
| Volumen roto | 151,20 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Toneladas rotas | 379,512 | tn |
| Numero de subniveles o rebanadas | 8,00 | |
| Producción total del block | 3 036,1 | ton |
| Burden | 0,50 | m |
| Espaciamiento | 0,60 | m |

4.2.2. Producción de mineral con barreno de 8 pies

Después de revisar los parámetros de perforación donde se ha tenido énfasis en cada parámetro parcial se ha determinado que para obtener una mejora continua. Es enfocarse en utilizar una clasificación geomecánica en este caso de Bieniawski de 1 989 a fin de determinar la calidad de la roca y obtener analíticamente el burden y espaciamiento mediante la teoría de Pearse, siendo estos parámetros muy importantes para determinar un área de minado y profundidad.

La tabla 18 presenta la producción de un ala y block utilizando barrenos de 8 pies, donde el volumen roto incrementa a 201.96 m³, generando 506.91 toneladas rotas por ala, un aumento significativo en comparación con barrenos de menor longitud. Con 6 subniveles o rebanadas, la producción total del block alcanza 3,041.99 toneladas, manteniendo los mismos parámetros de burden (0.50 m) y espaciamiento (0.60 m). Este cambio en la longitud de perforación evidencia una mejora en la eficiencia del ciclo de minado y mayor productividad.

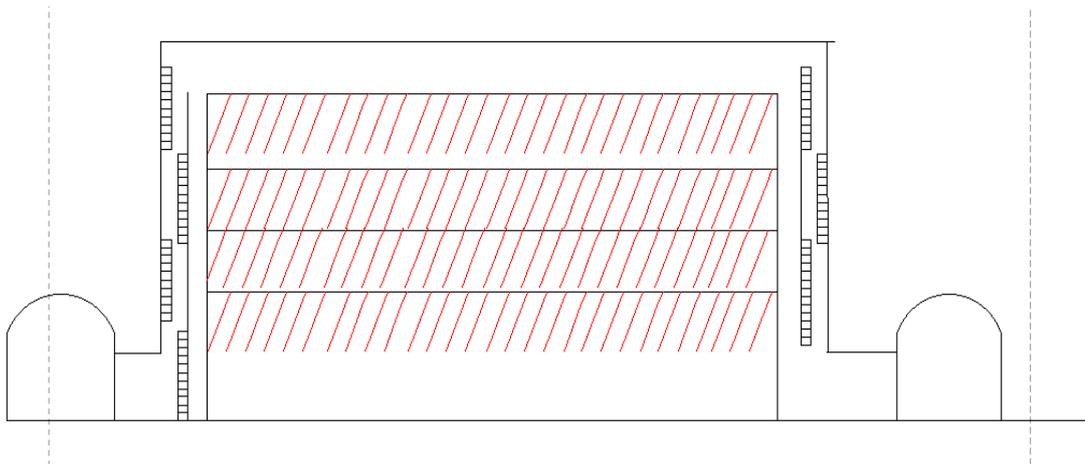
Tabla 18

Producción de un ala y block existente con barreno de 8 pies

| Producción del block | Cantidad | Unidades |
|----------------------------------|-----------------|-------------------|
| Largo del ala | 60,00 | m |
| Ancho del ala promedio | 1,80 | m |
| Altura de minado promedio | 1,87 | m |
| Longitud del taladro | 8,00 | pies |
| Volumen roto | 201,96 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Toneladas rotas | 506,91 | tn |
| Numero de subniveles o rebanadas | 6,00 | |
| Producción total del block | 3 041,99 | tn |
| Burden | 0,50 | m |
| Espaciamiento | 0,60 | m |

Figura 9

Forma del método de corte y relleno ascendente convencional



La figura 9 muestra por el cambio del barreno de perforación de 6 pies a 8 pies se tiene que las rebanadas o subniveles se han reducido en 1 ala siendo para esta ocasión 4. En la tabla 17 se muestra los detalles y cómo influye el cambio de los parámetros de perforación.

El cambio de barreno de 6 a 8 pies, reflejado en la longitud del taladro, mejora la extracción de mineral al aumentar la profundidad perforada, lo que incrementa el volumen roto a 263,347 m³ y permite mayor recuperación de mineral (3 305,01 tn por bloque). Este ajuste reduce la densidad de perforación al



mantener un espaciamiento y burden de 0,6 m y 0,5 m, respectivamente, mejorando la eficiencia operativa al minimizar costos por metro perforado y manteniendo la estabilidad del método de corte y relleno ascendente. Este diseño equilibra productividad y seguridad, aprovechando la mayor capacidad de carga explosiva de los barrenos largos.

4.2.3. Comparación de la producción de mineral con barrenos de 6 a 8 pies

Como se ha cambiado la longitud del barreno de perforación de 6 a 8 pies se ha incrementado la producción de mineral por ala y por rebanada, en la figura siguiente se observa el cambio y se evidencia el incremento de la producción.

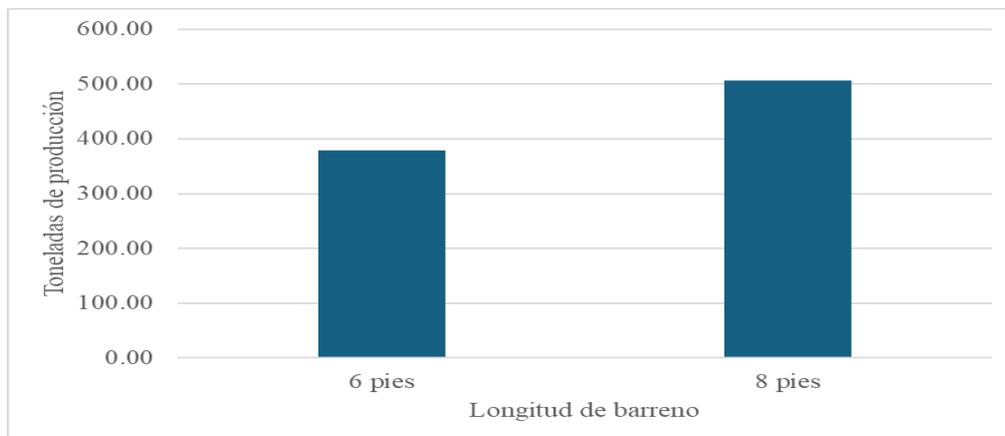
Tabla 19

Comparación de producción por longitud de barreno

| Barreno | Volumen | Toneladas |
|----------------|----------------|------------------|
| 6 pies | 151,20 | 379,51 |
| 8 pies | 201,96 | 506,91 |

Figura 10

Comparación de producción



En la tabla 18 y la figura 10 se evidencia el incremento de la producción por el cambio de barreno de 6 pies a 8 pies, donde se tiene un incremento de 143,66 toneladas rotas de mineral haciendo un mismo ciclo de minado.

El ciclo de minado, como se muestra en la figura 11, comienza con la perforación del ala en tramos de 10 metros para avanzar progresivamente. Este ciclo tiene una duración de 7 guardias. Con barrenos de 6 pies, el ciclo debe repetirse 6 veces para completar un ala, lo que resulta en un total de 48 guardias para minar todo el block. Por otro lado, al utilizar barrenos de 8 pies, la secuencia del ciclo de minado se mantiene con 7 guardias por tramo de 10 metros y 6 ciclos para minar un ala completa, pero la diferencia radica en el tiempo total requerido para el block, que se reduce a 36 guardias. Esta reducción se debe al incremento en la longitud de perforación, lo cual permite una mayor altura de minado y, en consecuencia, una mayor producción en menos tiempo.

Figura 11

Ciclo de minado con un barreno de 6 pies y 8 pies.

| Ciclo de minado | Guardia 1 | Guardia 2 | Guardia 3 | Guardia 4 | Guardia 5 | Guardia 6 | Guardia 7 |
|-----------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|
| Perforación | ■ | ■ | | | | | |
| Voladura | | ■ | | | | | |
| Desate | | | ■ | | | | |
| Limpieza | | | ■ | ■ | | | |
| Sostenimiento | | | | | ■ | | |
| Relleno | | | | | | ■ | ■ |

4.3. DISCUSIÓN

Los resultados obtenidos en el tajeo Mariana reflejan que el incremento de la longitud de perforación de 6 pies a 8 pies permitió una mejora significativa en los parámetros técnicos. En términos de la malla de perforación, el diseño geométrico tipo rombo con un burden de 0,5 m y un espaciamiento de 0,6 m mantuvo su efectividad incluso con la longitud incrementada, logrando un equilibrio entre la fragmentación del material y el consumo de recursos.

González et al. (2020) evaluaron cómo los cambios en la longitud de los barrenos influyen en los parámetros técnicos de perforación y voladura, destacando que un incremento en la longitud permite optimizar el diseño de la malla y reducir la densidad de perforación, lo cual se traduce en un menor consumo de explosivos y una mayor eficiencia operativa. Además, al reducir el número de perforaciones necesarias por ciclo, el uso de explosivos disminuyó, como lo muestra el cambio en el factor de potencia, que pasó de 0,89 kg/tn con barrenos de 6 pies a 1,43 kg/tn con barrenos de 8 pies, logrando una mayor eficiencia energética. Estos resultados confirman lo mencionado por González et al. (2020), ya que la optimización del diseño de perforación contribuyó directamente a mejorar la productividad y reducir los costos operativos.

López (2017) demuestra cómo la mejora en la malla de perforación, con un ajuste de 50 x 50 a 30 x 30, contribuyó a la optimización de la granulometría y la reducción de



la pulverización del mineral en tajeos con un RMR superior a 45. Este ajuste permitió una mejora en la productividad y la estabilidad del terreno. En el caso del tajeo Mariana, la propuesta de optimización de la malla de perforación y el ajuste de parámetros de voladura podrían tener efectos similares, mejorando la fragmentación del material y minimizando el desperdicio de explosivos. Además, el enfoque de López sobre la colaboración entre áreas para reducir costos y mejorar la productividad es pertinente, ya que en la Unidad Minera Calpa, el análisis y la actualización de los parámetros de perforación y voladura permitirían una mejor coordinación de los procesos de minado, lo que optimizaría el ciclo de producción y reduciría los costos operativos.

Ramírez et al. (2018) analizaron la relación entre la longitud de los barrenos y la producción minera, observando que el aumento de la profundidad perforada incrementa el volumen de material fragmentado y la recuperación de mineral por ciclo, reduciendo el número de rebanadas necesarias para extraer el mineral en el block completo. Los resultados obtenidos en el tajeo Mariana confirman que la producción de mineral aumenta considerablemente con el uso de barrenos de 8 pies. En comparación con los barrenos de 6 pies, el volumen roto promedio por cada 10 metros pasó de 25,04 m³ a 33,09 m³, y el tonelaje roto promedio por cada 10 metros aumentó de 62,86 tn a 83,07 tn. Este incremento se reflejó en la producción total del block, que subió de 3 036,1 toneladas con barrenos de 6 pies a 3 041,99 toneladas con barrenos de 8 pies. Asimismo, el tiempo total requerido para completar un block se redujo de 48 guardias a 36 guardias, lo cual demuestra una mayor eficiencia operativa. Estos hallazgos son consistentes con los de Ramírez et al. (2018), ya que el incremento en la longitud de los barrenos no solo aumenta la producción, sino que también optimiza el ciclo de minado al reducir el número de subniveles necesarios y el tiempo total de operación.



V. CONCLUSIONES

- El incremento de la longitud de perforación de 6 pies a 8 pies en el tajeo Mariana, dentro del método de corte y relleno ascendente convencional, logró un aumento significativo en la producción de mineral. Este cambio permitió un mayor volumen de material roto por cada ciclo, incrementando la productividad por ala de 377,16 toneladas a 498,39 toneladas, lo que representa un incremento del 32,1%.
- El cambio en la longitud de los barrenos mejoró los parámetros de perforación y voladura, reduciendo el número de taladros necesarios por área y mejorando la eficiencia operativa. Para la longitud de barreno de 8 pies, el burden y el espaciamiento se mantuvieron constantes en 0,5 m y 0,6 m, respectivamente, lo que permitió una adecuada distribución de energía explosiva. Además, se observó un incremento en el factor de potencia, que pasó de 0,89 kg/tn con barrenos de 6 pies a 1,43 kg/tn con barrenos de 8 pies, indicando un uso más eficiente del explosivo. El diseño de malla rectangular propuesto para los barrenos de 8 pies redujo la densidad de perforación y mejoró la fragmentación del material, garantizando un proceso más seguro y productivo.
- La producción de mineral aumentó significativamente al implementar barrenos de 8 pies. El volumen roto promedio por cada 10 metros incrementó de 25,04 m³ a 33,09 m³, mientras que el tonelaje roto promedio aumentó de 62,86 tn a 83,07 tn. Para un ala completa, la producción total pasó de 377,16 toneladas con barrenos de 6 pies a 498,39 toneladas con barrenos de 8 pies, reflejando un incremento de 143,66 toneladas. Este cambio también redujo el número de guardias requeridas para completar un block de 48 a 36 guardias, lo que representa una mejora en la eficiencia del ciclo de minado. Estos resultados evidencian que la mayor longitud



de los barrenos contribuye directamente al incremento en la capacidad de producción y la optimización del tiempo operativo.



VI. RECOMENDACIONES

- Continuar monitoreando las condiciones geomecánicas y ajustar los parámetros según sea necesario, asegurando la sostenibilidad del incremento en producción.
- Es fundamental que la Unidad Minera Calpa continúe realizando estudios geomecánicos periódicos para garantizar que los parámetros de perforación y voladura se mantengan optimizados conforme varían las condiciones del macizo rocoso. Es importante seguir un programa de mapeo geomecánico detallado y frecuente para mejorar la predicción de los comportamientos del terreno.
- Mantener el uso de barrenos de 8 pies, pero evaluar su impacto en costos y fragmentación para asegurar eficiencia y rentabilidad a largo plazo.



VIII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Adauto, R., & Huanuco, A. (2022). Optimización de los parámetros de perforación y voladura, para disminuir el costo de avance de los frentes de preparación, Unidad Minera Apmiac Pulpera [Universidad Continental]. https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/12700/2/IV_FIN_110_TE_Aduto_Huanuco_2022.pdf
- Aguilar, M. P. (2024). Optimización del método de explotación corte y relleno ascendente para incrementar la producción en la Compañía Minera Cobre Nazca Unidad Santa—Ana [Universidad Nacional Del Altiplano]. Universidad Nacional Del Altiplano
- Beltran, S. (2022). Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en una mina subterránea en Pataz La Libertad 2020 [Universidad Privada del Norte]. <https://hdl.handle.net/11537/32643>
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería (P. Edición, Ed.). <https://doi.org/10.20868/upm.book.21848>
- Bustillo, M., & Lopez, C. (2012). Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras (R). Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. https://www.sancristoballibros.com/libro/manual-de-evaluacion-y-diseno-de-explotaciones-mineras_17237
- Camac, A. (2019). Perforación, tecnología de explosivos y voladura de rocas. Biblioteca Nacional del Perú.
- Candia. (1972). El método de corte y relleno descendente en la mina Yauricocha. Instituto de Ingenieros de Minas del Peru, 31. <https://www.onemine.org/documents/el-mtodo-de-corte-y-relleno-descendente-en-la-mina-yauricocha>



- Coronado, E. P. (1982). Mecanización del corte y relleno en Atacocha. OneMine. <https://www.onemine.org/documents/mecanizaci-n-del-corte-y-relleno-en-atacocha>
- Estudiosmineros. (2017). Manual de Minería (1.^a ed.). Estudios mineros del Perú S.A.C. https://www.iestpoyon.edu.pe/web/documentos/Manual_de_Mineria.pdf
- EXSA. (2019). Manual práctico de voladura EXSA S.A. En Seguridad Minera (Quinta edi).
- Fernandez, J. (2024). Evaluación de los KPIs operativos de la perforación y voladura al usar barrenos de 6' y 8' con fines de mejora, en la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. [Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/4528/1/T026_70942417_T.pdf
- Freyre, A. (1963). Explotación de la veta Shiusha de la Cie. Des Mines de Huarón. OneMine. <https://www.onemine.org/documents/explotaci-n-de-la-veta-shiusha-de-la-cie-des-mines-de-huar-n>
- Guevara, J. (2019). Ventajas económicas del método de corte relleno ascendente semi—Mecanizado, sobre el método long wal, C.I.A. Minera Poderosa. Universidad Nacional de Trujillo.
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, M. del P. (2014). Metodología de la Investigación (Sexta edic).
- Herrera, J. (2020). Introducción a la Minería Subterránea. Vol. IV: Métodos de explotación de interior. Universidad Politécnica de Madrid. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. <https://doi.org/10.20868/UPM.book.62726>
- Herrera, J., & Gómez, J. (2007a). Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. <https://doi.org/10.20868/upm.book.21841>



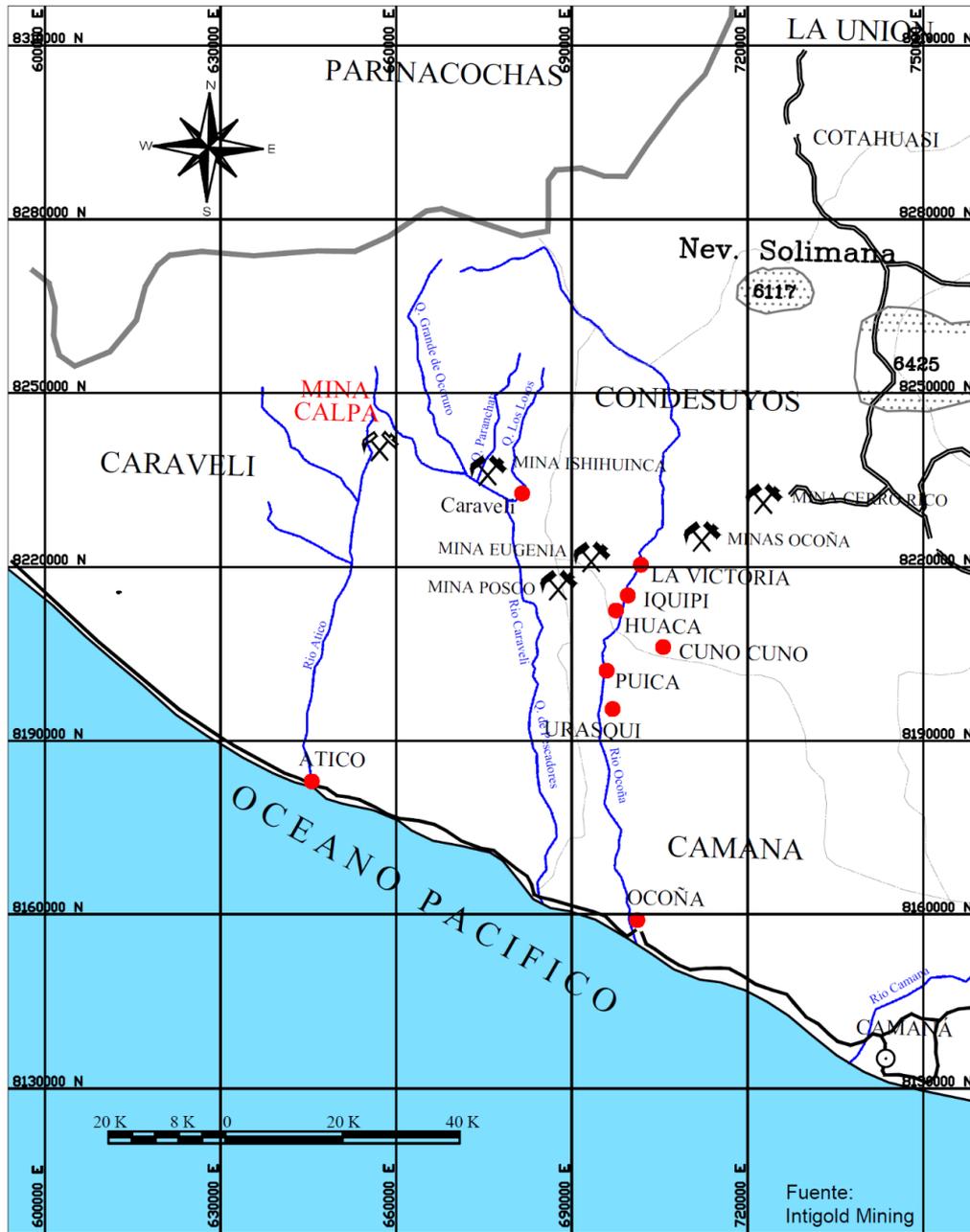
- Herrera, J., & Gómez, J. P. (2007b). Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas. Universidad Politécnica de Madrid. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. <https://doi.org/10.20868/UPM.book.21841>
- Huaman, G. (2024). Mejoramiento del método de explotación de corte y relleno ascendente para incrementar la producción en Mina Julcani de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. [Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/4800/1/T026_46841798_T.pdf
- Huillca, Y. (2019). Incremento de producción en tajos con el método corte y relleno ascendente aplicando equipos de rastrillaje y mejora de los avances con palas neumáticas en labores de desarrollo de la mina Agromin La Bonita – Bella Unión – Arequipa – 2017” [Universidad Nacional Micaela Bastidas De Apurímac]. https://repositorio.unamba.edu.pe/bitstream/handle/UNAMBA/735/T_0445.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Incacutipa, Y. (2019). Cambio de método de minado a corte y relleno ascendente convencional de la veta Farallón en mina SMRL Las Bravas n°2 de Ica [Universidad Nacional Del Altiplano]. https://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/12373/Incacutipa_Mamani_Yhony_Wilson.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- ISEE. (2008). Manual del especialista en voladura (17.^a ed.). International Society of Explosives Engineers. <http://www.isee.org>
- Lizárraga, L. (1955). Reducción y Corte-relleno en Casapalca. Instituto de Ingenieros de Minas del Peru, 25. <https://www.onemine.org/documents/reducci-n-y-corte-relleno-en-casapalca>
- Llanque, O., & Navarro, V. (1999). Explotacion subterranea: Métodos y casos prácticos (1.^a ed.). Universidad Nacional del Altiplano.



- Lopez, Y. B. (2017). Optimización del método de explotación corte y relleno ascendente para incrementar la producción en la Compañía Minera Cobre Nazca Unidad Santa—Ana [Universidad Nacional Del Centro Del Perú]. <https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/3171/Lopez%20Arancibia.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (1.^a ed.). Osinergmin. https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf
- Peña, E., & Cárdenas, R. (2022). Incremento de avance en las labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la unidad minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.-2018 [Universidad Nacional Micaela Bastidas De Apurímac]. https://repositorio.unamba.edu.pe/bitstream/handle/UNAMBA/1216/T_014.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Pernia Llera, J. M., Ortiz de Urbina, F. P., Lopez Jimeno, C., & Lopes Jimeno, E. (2003). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. En Ingeopress.
- Pucuhuanca, G. (2019). Optimización del método de explotación corte y relleno ascendente por la Empresa Minera INCIMMET en la Unidad El Porvenir—2018. http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/2311/1/T026_46057001_T.pdf
- Ramírez, L., de la Cuadra, L., Lain, R., & Grijalbo, E. (2009). Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea (1.^a ed.). Instituto Geológico y Minero de España.
- Tatiya, R. R. (2005). Transporte – transporte y elevación. En Excavaciones superficiales y subterráneas (1.^a ed., p. 36). Prensa CRC.

ANEXOS

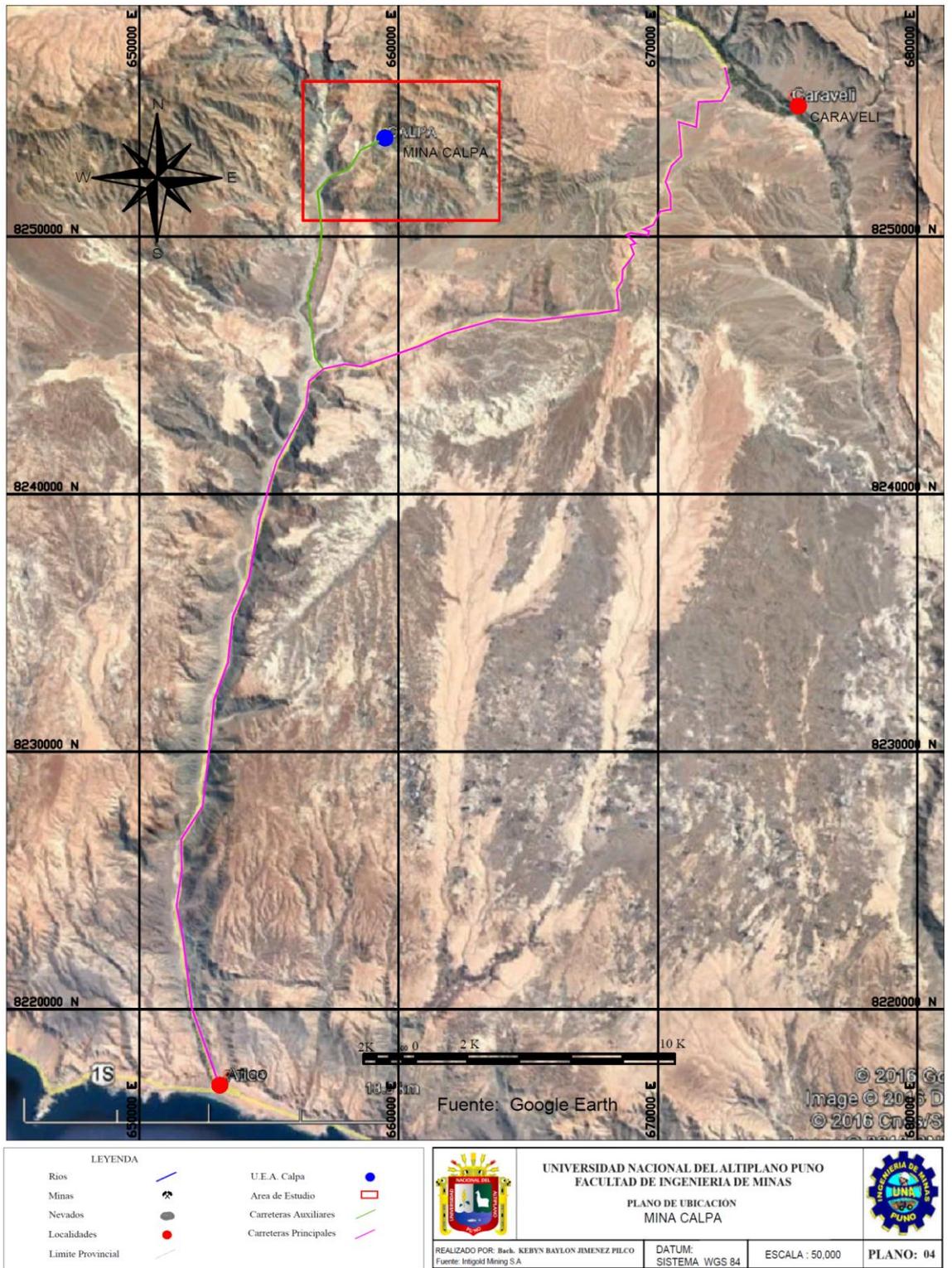
ANEXO 1. Plano de ubicación política de la Mina Calpa



| | | | |
|---|--|-----------------|-----------|
| | UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS | | |
| | PLANO DE UBICACION MINA CALPA | | |
| REALIZADO POR: Bash. KEBYN BAYLON JIMENEZ PILCO Fuente: Intigold Mining S.A. | DATUM: SISTEMA WGS 84 | ESCALA : 50,000 | PLANO: 04 |

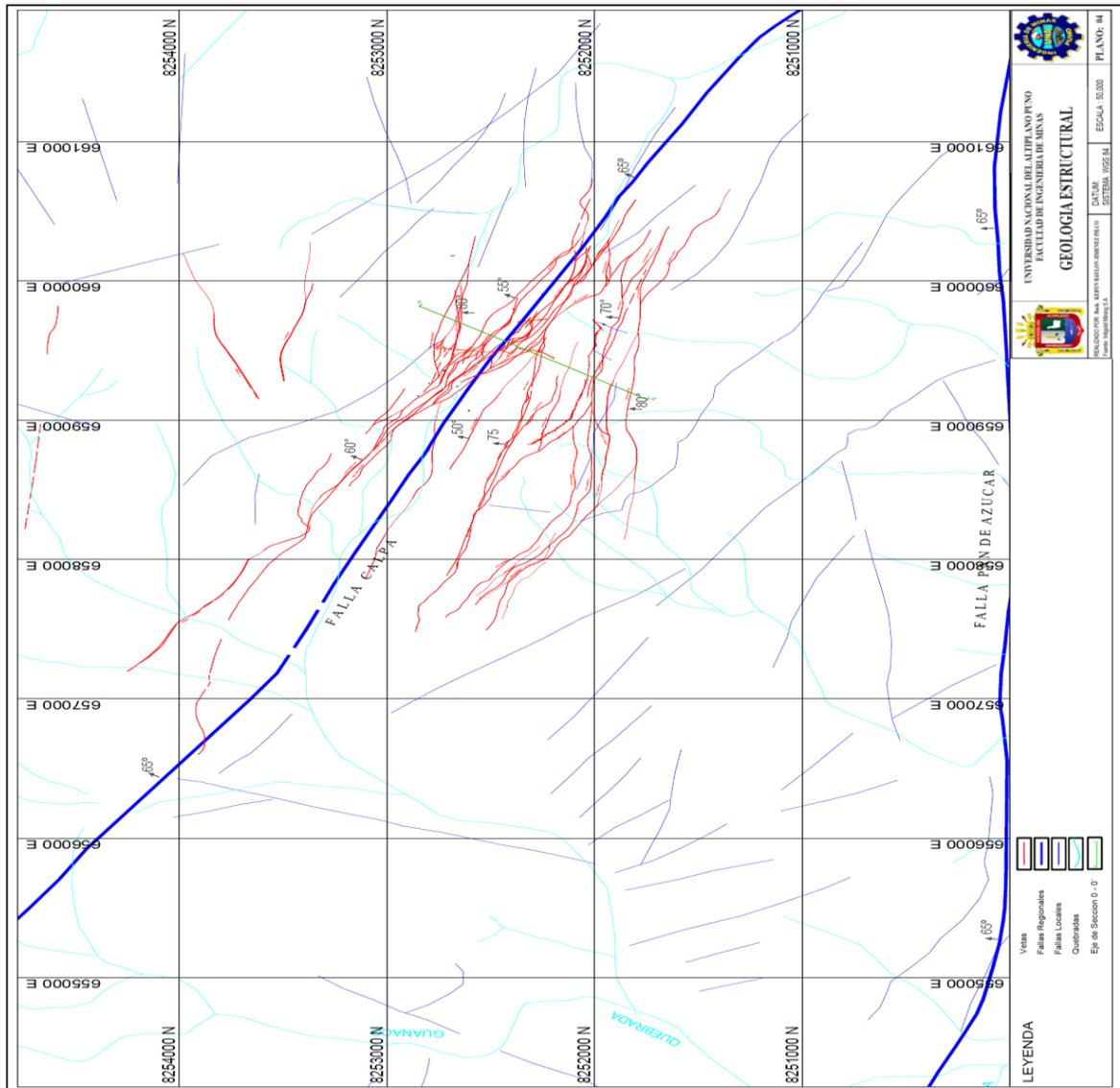


ANEXO 2. Coordenadas U.T.M. de la Concesión Minera Calpa





ANEXO 3. Geología Estructural Mina Calpa





ANEXO 4. Producción de mineral con longitud de barreno de 6 pies

| 10 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,8 | m. |
| Longitud de Minado | 10 | m. |
| Burden | 0,5 | m. |
| Espaciamiento | 0,5 | m. |
| Cantidad de taladros | 70 | Tal. |
| Long. del taladro efectiva | 1,83 | m. |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|----------|
| Volumen | 25,77 | m3 |
| Peso específico del mineral | 2,51 | Ton/m3 |
| Tonelaje roto | 64,69 | Tn |

| 20 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,75 | m |
| Longitud de Minado | 9,5 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | Tal. |
| Long. del taladro efectiva | 1,8 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|----------|
| Volumen | 23,41 | m3 |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m3 |
| Tonelaje roto | 58,77 | tn |

| 30 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,8 | m |
| Longitud de Minado | 11 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | tal |
| Long. del taladro efectiva | 1,83 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|----------|
| Volumen | 28,35 | m3 |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m3 |
| Tonelaje roto | 71,16 | tn |



| 40 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,78 | m |
| Longitud de Minado | 10,5 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | tal |
| Long. del taladro efectiva | 1,75 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|-------------------|
| Volumen | 25,59 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Tonelaje roto | 64,23 | tn |

| 50 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,8 | m |
| Longitud de Minado | 10 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | Tal. |
| Long. del taladro efectiva | 1,7 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|-------------------|
| Volumen | 23,94 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | Tn/m ³ |
| Tonelaje roto | 60,09 | Tn |

| 60 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,8 | m. |
| Longitud de Minado | 9 | m. |
| Burden | 0,5 | m. |
| Espaciamiento | 0,5 | m. |
| Cantidad de taladros | 70 | Tal. |
| Long. del taladro efectiva | 1,83 | m. |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|--------------------|
| Volumen | 23,20 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | Ton/m ³ |
| Tonelaje roto | 58,22 | Tn |



ANEXO 5. Producción de mineral con longitud de barreno de 8 pies

| 10 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,8 | m |
| Longitud de Minado | 10 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | tal |
| Long. del taladro efectiva | 2,4 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|-------------------|
| Volumen | 33,80 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Tonela jeroto | 84,84 | tn |

| 20 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,8 | m |
| Longitud de Minado | 9,5 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | tal |
| Long. del taladro efectiva | 2,35 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|-------------------|
| Volumen | 31,44 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Tonelaje roto | 78,92 | tn |

| 30 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,75 | m |
| Longitud de Minado | 11 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | tal |
| Long. del taladro efectiva | 2,4 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|-------------------|
| Volumen | 36,15 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Tonelaje roto | 90,73 | tn |



| 40 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,84 | m |
| Longitud de Minado | 10,5 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | tal |
| Long. del taladro efectiva | 2,37 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|-------------------|
| Volumen | 35,82 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Tonelaje roto | 89,92 | tn |

| 50 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,8 | m |
| Longitud de Minado | 10 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | tal |
| Long. del taladro efectiva | 2,3 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|-------------------|
| Volumen | 32,39 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Tonelaje roto | 81,30 | tn |

| 60 metros de 60 metros | | |
|-----------------------------------|----------|----------|
| Parámetros | Cantidad | Unidades |
| Ancho de Minado | 1,75 | m |
| Longitud de Minado | 9 | m |
| Burden | 0,5 | m |
| Espaciamiento | 0,5 | m |
| Cantidad de taladros | 70 | tal |
| Long. del taladro efectiva | 2,35 | m |
| Angulo de inclinacion del taladro | 75 | ° |

| Parámetros | Cantidad | Unidades |
|-----------------------------|----------|-------------------|
| Volumen | 28,96 | m ³ |
| Peso específico del mineral | 2,51 | tn/m ³ |
| Tonelaje roto | 72,69 | tn |



AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo Kebyn Baylon Jimenez Pilco
identificado con DNI 72 49 5343 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería de Minas

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:

"Incremento de Producción en el Tajo Marianca con el sistema de corte y Relleno Ascendente Convencional en la Unidad Minera Calpa - Arequipa"

para la obtención de Grado, Título Profesional o Segunda Especialidad.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 12 de Diciembre del 2024

FIRMA (obligatoria)



Huella



DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Kebyn Baylon Jimenez Pilco
identificado con DNI 72495343 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
Ingeniería de Minas

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:
" Incremento de Producción en el Tajo Mariana con el
Sistema de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Unidad
Minera Calpa - Arequipa "

Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 12 de Diciembre del 2024


FIRMA (obligatoria)



Huella