

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Optimización del disparo en el incremento de producción de  
mineral Sub Nivel 50 en la U.P Recuperada CIA. Buenaventura  
S.A.A.**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor:**

**Bach. Percy Paul MARCOS DAGA**

**Asesor:**

**Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA**

**Cerro de Pasco – Perú - 2024**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Optimización del disparo en el incremento de producción de  
mineral Sub Nivel 50 en la U.P Recuperada CIA. Buenaventura  
S.A.A.**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

Mg. Vicente César DAVILA CORDOVA  
PRESIDENTE

---

Mg. Wenceslao Julio LEDESMA VELITA  
MIEMBRO

---

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA  
MIEMBRO



**Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión**  
**Facultad de Ingeniería de Minas**  
**Unidad de Investigación**

---

**INFORME DE ORIGINALIDAD N°004-JUIFIM-2024**

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Presentado por:

**Bachiller:** Percy Paul, MARCOS DAGA

Escuela de Formación Profesional

**Ingeniería de Minas**

Tipo de trabajo:

**Tesis**

**OPTIMIZACIÓN DEL DISPARO EN EL INCREMENTO  
DE PRODUCCIÓN DE MINERAL SUB NIVEL 50 EN LA U.P  
RECUPERADA CIA. BUENAVENTURA S.A.A.**

**Asesor:**

Mg. Nelson, MONTALVO CARCUARICRA

Índice de Similitud: 11%

Calificativo

**APROBADO**

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 15 de enero 2024

.....  
**Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO**  
JEFE DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION DE LA FACULTAD  
DE INGENIERIA DE MINAS

## **DEDICATORIA**

A mis amados padres, Silverio y Margarita, esta tesis es fruto del amor, el apoyo y el sacrificio, gracias por ser mi guía e inspiración en cada etapa. A mis hermanos, pilares de mi vida. A Yeymy Ruby persona tan especial, que me inspiro en cada día. Les dedico este logro con todo mi amor y gratitud.

## **AGRADECIMIENTO**

En primer lugar, agradezco a mis padres que siempre me han brindado su apoyo incondicional para poder cumplir todos mis objetivos personales y académicos. Ellos son los que con su cariño me han impulsado siempre a perseguir mis metas y nunca abandonarlas frente a las adversidades. También son los que me han brindado el soporte material y económico para poder concentrarme en los estudios y nunca abandonarlos.

## RESÚMEN

Esta Investigación da una mirada detallada a Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. el sistema desarrollado, sus aspectos teóricos, procedimientos de trabajo y tareas. Esta investigación comenzó con la pregunta: ¿cómo optimizar la combustión para aumentar la producción de mineral por debajo del nivel. 50? ¿Restauración de la CIA en UEA Minas Buenaventura S.A.A.? ¿Optimizado? El objetivo es optimizar la combustión aumentando la producción de mineral por debajo del nivel 50 UEA Recuperada Cía. Minas Buenaventura S.A.A. han optimizado la recuperación de mineral en la mina Recuperada utilizando criterios de diseño de malla de perforación asumiendo las mismas condiciones geoeconómicas. En cuanto a los tipos de investigación utilizados, son descriptivos y evaluativos. La población de estudio incluyó todos los métodos de producción. Las muestras están ubicadas en el lecho Tajeo 50 de la falla Socorro y fueron seleccionadas deliberada e intencionalmente. La conclusión es que, bajo las mismas condiciones geoeconómicas, el método de minería de zanjas segmentadas tiene excelentes propiedades geométricas y geomecánicas que pueden optimizar las operaciones de minería y aumentar la recuperación de mineral.

**Palabras clave:** Optimización, Incremento de la producción de minerales.

## **ABSTRACT**

This Investigation takes a detailed look at Campania de Minas Buenaventura S.A.A. the developed system, its theoretical aspects, work procedures and tasks. This investigation began with the question: how to optimize combustion to increase ore production below grade. 50 Restoration of the CIA in UEA? Minas Buenaventura S.A.A. Optimized? The objective is to optimize combustion by increasing ore production below level 50 UEA Recuperada Cía. Minas Buenaventura S.A.A. have optimized ore recovery at the Recuperada mine using drill grid design criteria assuming the same geoeconomic conditions. Regarding the types of research used, they are descriptive and evaluative. The study population included all production methods. The samples are located in the Tajeo 50 bed of the Socorro fault and were deliberately and intentionally selected. The conclusion is that under the same geoeconomic conditions, the segmental trench mining method has excellent geometric and geomechanical properties that can optimize mining operations and increase ore recovery.

**Keywords:** Optimization, Increased mineral production.

## INTRODUCCIÓN

Mediante el tratamiento de diseño de la mina, la elección de diseño de mallas de perforación y el método de extracción se basa en estudios geoeconómicos para incrementar la producción de mineral, y la información se obtiene directamente de imágenes del área objetivo. Objetivos a través de una visión de futuro. La selección y comparación de métodos de perforación y voladura y métodos de extracción son muy importantes para evaluar las decisiones de diseño de minas. Los problemas incluyen la necesidad de analizar los minerales del Sub Nivel 50 y analizar la formación mineral de la capa inferior por la falla Socorro. En el Capítulo 1, el enunciado del problema examina el fundamento y la formulación del problema, el propósito de la investigación, la justificación, el alcance y las limitaciones. El Capítulo II presenta el marco teórico, los antecedentes de la investigación: el problema, la justificación y la definición de los conceptos básicos. El Capítulo III, Hipótesis y Metodología de la Investigación, describe las hipótesis, la identificación y clasificación de variables y el diseño del estudio. La Sección IV presenta, analiza y discute los resultados. Completa la tesis y proporciona conclusiones, recomendaciones, y una lista de referencias y un apéndice.

## ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESÚMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

## CAPÍTULO I

### PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1	Identificación y determinación del problema .....	1
1.2.	Delimitación de la investigación .....	2
1.2.1.	Delimitación Espacial.....	2
1.2.2.	Delimitación Temporal.....	3
1.2.3.	Delimitación temática.....	3
1.3.	Formulación del problema.....	4
1.3.1.	Problema general .....	4
1.3.2.	Problema específicos .....	4
1.4.	Formulación de objetivos .....	4
1.4.1.	Objetivo general .....	4
1.4.2.	Objetivos específicos.....	5
1.5.	Justificación de la investigación .....	5
1.5.1.	Importancia de la Investigación .....	5

1.6 Limitaciones de la investigación .....	5
--	---

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

2.1. Antecedentes de estudio .....	7
2.1.1. Antecedentes Internacional .....	7
2.1.2. A nivel nacional.....	9
2.2. Bases teóricas - científicas.....	10
2.2.1. Perforación de Rocas .....	10
2.3. Definición de términos básicos .....	15
2.4. Formulación de hipótesis.....	19
2.4.1. Hipótesis general .....	19
2.4.2. Hipótesis específicas .....	19
2.5. Identificación de variables.....	19
2.5.1. Variables para la hipótesis general.....	19
2.6. Definición operacional de variables e indicadores .....	19

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

3.1. Tipo de investigación .....	21
3.2. Nivel de investigación .....	21
3.3. Métodos de investigación .....	22
3.4. Diseño de investigación.....	22
3.5. Población y muestra .....	22

3.5.1. Población .....	22
3.5.2. Muestra.....	23
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos .....	23
3.6.1. Técnicas.....	23
3.6.2. Instrumentos .....	23
3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación.....	24
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	24
3.9. Tratamiento estadístico.....	24
3.10. Orientación ética filosófica y epistémica .....	24

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1. Descripción del trabajo de campo .....	26
4.1.1. Aspectos Generales de la Mina .....	26
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	39
4.2.1. Geomecánica .....	39
4.2.2. Selección del Método de Explotación .....	43
4.2.3. Cálculo de Reservas Minables y Valor de Mineral .....	46
4.2.4. Contrastación de la Hipótesis .....	50
4.3. Prueba de hipótesis .....	54
4.4. Discusión de resultados .....	54
4.4.1. Dimensionamiento del Tajeo.....	55
4.4.2. Dimensionamiento de los Componentes ligado al Minado.....	60

4.4.3. Descripción del Tajeo 35.....	63
4.4.4 Diseño de la Infraestructura de Tajeo 35.....	66
4.4.5 Detalle de la Infraestructura .....	67
4.4.6. Operaciones Unitarias .....	68
4.4.7. Voladura.....	75
4.4.8. Acarreo de Mineral.....	79
4.4.9. Servicios Auxiliares .....	80
4.4.10. Relleno del Tajo .....	81
4.4.11. Agua y Aire .....	82
4.4.12. Ventilación .....	83
4.4.13. Control de Calidad.....	84
4.4.14. Gestión de la Seguridad.....	85
4.4.15. Rentabilidad y Costos.....	86

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Operacionalización de Variable Independiente.....	19
Tabla 2: Operacionalización de Variable Dependiente .....	20
Tabla 3: Columna Estratifica Generalizada del Cuadrángulo de Huancavelica.....	38
Tabla 4: Propiedades de la roca, masa rocosa y relleno del Tajeo 35 .....	40
Tabla 5: Costos directos relativos según métodos de explotación. ....	44
Tabla 6: Selección del método de explotación. ....	45
Tabla 7: Porcentaje de recuperación de mineral.....	46
Tabla 8: Evaluación de la dilución según O'Hara.....	47
Tabla 9: Porcentaje de dilución según los métodos de explotación .....	47
Tabla 10: Porcentaje de dilución para diseño.....	48
Tabla 11: Cálculo de reservas y valor de mineral usando tajeo por subniveles con taladros largos .....	48
Tabla 12: Evaluación de reservas y valor de mineral utilizando Corte y relleno.....	49
Tabla 13: Radio de concentración metalúrgica .....	49
Tabla 14: Costo de operación con el método de tajeo por subniveles con taladros largos .....	50
Tabla 15: Costo de operación con el método de corte y relleno .....	51
Tabla 16: Margen de utilidad por cada método de minado .....	52
Tabla 17: Valor Presente Neto por método de minado .....	52
Tabla 18: Semejanza de la productividad según método de minado.....	53
Tabla 19: Eficiencia en la Unidad de Recuperada.....	53

Tabla 20: Cálculo de la ley mínima de corte .....	55
Tabla 21: Determinación de la longitud máxima de tajeo.....	60
Tabla 22: Fórmula para hallar la longitud máxima del tajeo.....	60
Tabla 23: Esfuerzos principales en pilares de 8 m de ancho entre las ventanas .....	61
Tabla 24: Factores de seguridad en pilares de 8 metros de ancho entre las ventanas ....	61
Tabla 25: Esfuerzos principales en pilares de 12 m de ancho entre las ventanas .....	62
Tabla 26: Factor de seguridad en pilares de 12 m de ancho entre las ventanas .....	62
Tabla 27: Sección longitudinal .....	64
Tabla 28: Sección longitudinal del Tajeo 35 .....	65
Tabla 29: Preparación de Tajeo 35 .....	66
Tabla 30: Características para la perforación del tajeo 35 .....	69
Tabla 31: Parámetros de control en etapa perforación tajeo 35 .....	69
Tabla 32: Determinación del Burden según el modelo matemático de Langefors.....	75
Tabla 33: Detalle de etapa de voladura en tajeo 35 .....	76
Tabla 34: Características del equipo de acarreo .....	79
Tabla 35: Índices operacionales del ciclo de acarreo de mineral .....	80
Tabla 36: Detalle del ciclo de transporte de mineral .....	81
Tabla 37: Características de las compresoras .....	83
Tabla 38: Requerimiento de aire según D.L. N° 055 .....	84
Tabla 39: Análisis Económico Tajeo 35 .....	87
Tabla 40: Matriz de consistencia.....	97

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación geográfica y accesos a UP Recuperada – Mina Teresita.....	2
Figura 2: Plano UTM unidad de producción Recuperada - Mina Teresita .....	3
Figura 3: Diseño de Investigación .....	22
Figura 4: Plano de ubicación y localización de mina teresita Recuperada.....	27
Figura 5: Mapa tectónico Estructural .....	29
Figura 6: Geología regional.....	32
Figura 7: Geología local Teresita .....	34
Figura 8: Principales esfuerzos en la Sección 12E del Proyecto Perforaciones extensas - Taladros largos- Excavación en Tajeo 35 .....	40
Figura 9: Índice de seguridad Sección 12E. Proyecto taladros largos Excavación 35, Veta R-95 .....	41
Figura 10: Esfuerzos principales Sección 16E. Proyecto de taladros largos, Excavación 35, Veta R-95.....	42
Figura 11: Factor de seguridad Sección 16E. Proyecto taladros largos – Tajeo 35 .....	43
Figura 12: Dimensionamiento Geomecánico I.....	56
Figura 13: Dimensionamiento Geomecánico II .....	56
Figura 14: Dimensiones del tajo, índice de calidad, factor de esfuerzo a la roca, factor de ajuste por orientación de las juntas y factor de ajuste gravitacional .....	57
Figura 15: Número de estabilidad .....	57
Figura 16: Radio hidráulico según el número de estabilidad .....	58

Figura 17: Radio hidráulico y número de estabilidad extendido de Mathews para tajos abiertos. Propuesta por Trueman.....	58
Figura 18: Contornos de isoprobabilidad para estabilidad de tajos abiertos. Según Trueman.....	59
Figura 19: Diagrama de estabilidad de Laubscher para determinar el radio hidráulico.	59
Figura 20: Distribución de taladros en el tajeo 35 (vista de planta).....	72
Figura 21: Burden según el modelo matemático de Pearse.....	74
Figura 22: Distribución de la carga explosiva en los taladros del tajeo N° 35.....	78
Figura 23: Base de datos, promedio de datos de tajeo .....	94
Figura 24: Prueba de T Student en el software Spss Statistics versión 25 .....	94
Figura 25: Etiqueta De Datos De 2020 – 2021 En El Software Spss Statistics Versión “25” .....	95
Figura 26: Cuadro T- Student.....	95
Figura 27: T- Student 2.....	96
Figura 28: SIG Buenaventura.....	98

## **CAPÍTULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

#### **1.1. Identificación y determinación del problema**

Dado que la competencia en el mercado libre de bienes y servicios es cada vez más intensa y las necesidades son mayores, la industria de los explosivos busca satisfacer las demandas de sus clientes con productos de mejor calidad a un precio más bajo. Por lo tanto, las mezclas explosivas comerciales han modificado su composición. En el caso de la matriz de emulsión, se ha agregado un ingrediente para crear una emulsión bombeable gasificada. Esta emulsión debe ser capaz de fragmentar el macizo rocoso de manera igual o mejor que la emulsión matriz, sin generar gases tóxicos y con costos reducidos por tonelada fragmentada, en cualquier condición en la que se encuentre.

Este estudio tiene como objetivo analizar y medir la mejora que representa la aplicación de la mezcla explosiva Quantex Sub bombeable y gasificada (EBG), para optimizar la perforación y voladura en la zona de profundización de la mina Teresita SUB NIVEL 50 en la U.P. RECUPERADA CIA BUENAVENTURA S.A.A. Además, se evaluarán los objetivos propuestos para el uso de la mezcla explosiva

Quantex Sub: mejorar la eficiencia de la voladura en la zona de profundización de la mina Teresita, optimizar los costos operativos, reducir la sobre rotura en las labores de profundización e incrementar la producción mineral.

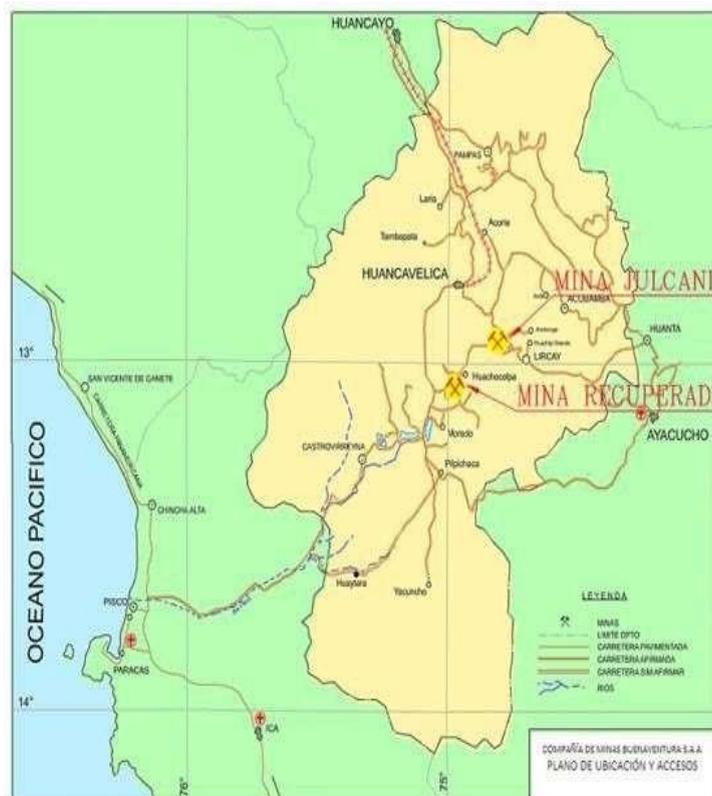
## 1.2. Delimitación de la investigación

### 1.2.1. Delimitación Espacial

La Mina Teresita, propiedad de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., ha sido recuperada con éxito. Desde el punto de vista geográfico, se encuentra situada en el flanco oriental de la Cordillera Occidental de los Andes, a altitudes que oscilan entre los 4 000 y 4 700 metros sobre el nivel del mar, con coordenadas UTM de E 501 000 y N 8 558 000.

En términos políticos, esta mina forma parte del distrito de Huachocolpa, en el departamento de Huancavelica, ubicándose a aproximadamente 95 km de dicho departamento. (*Ver figura 1*)

**Figura 1:** Ubicación geográfica y accesos a UP Recuperada – Mina Teresita

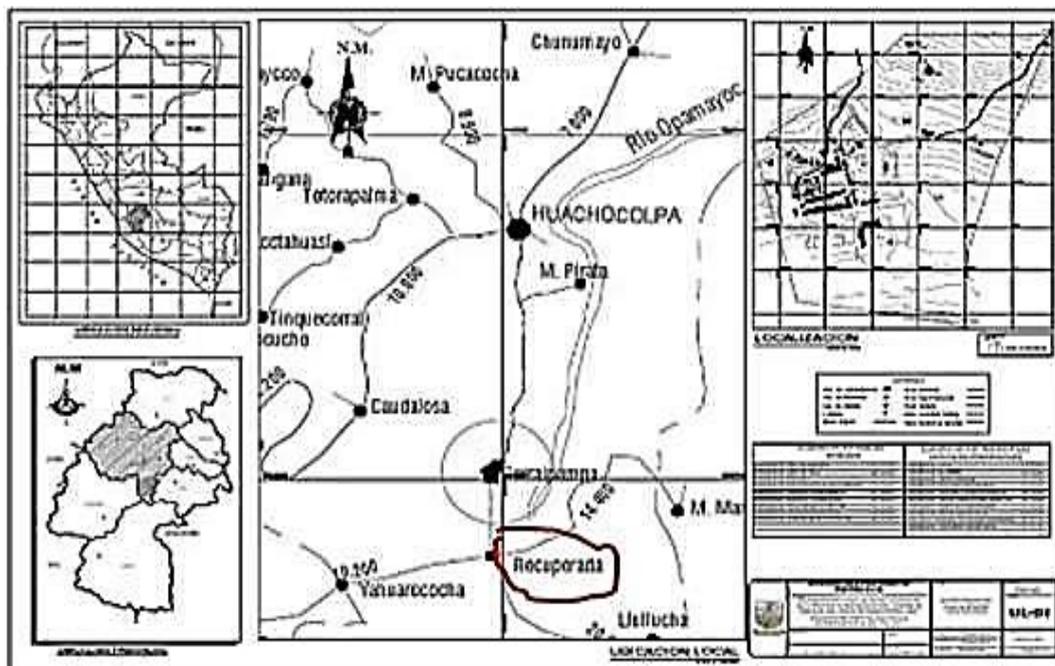


**Fuente:** Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

### a) Accesos

Se puede acceder a la zona de estudio desde la ciudad de Lima mediante dos rutas principales. La primera opción implica tomar la Panamericana Sur hasta Pisco, luego continuar por la carretera Los Libertadores hasta llegar a Huaytará. Desde el puente Rumichaca, se puede tomar un desvío que conduce a la mina por intermedio de una carretera afirmada, y desde allí, continuar al proyecto por una carretera carrozable. La segunda ruta de acceso consiste en tomar la Carretera Central hasta llegar a Huancayo, luego dirigirse a Huancavelica y finalmente llegar a Mina Recuperada, ubicada a casi 95 km de distancia.

*Figura 2: Plano UTM unidad de producción Recuperada - Mina Teresita*



*Fuente: Departamento de topografía unidad productiva Recuperada*

### 1.2.2. Delimitación Temporal

El estudio de la investigación se ejecuta en el periodo de marzo del 2021 hasta octubre del 2021.

### 1.2.3. Delimitación temática

El motivo del presente trabajo radica en demostrar que con Nuevos diseños

de Perforación y Voladura se puede optimizar el disparo y mejorar la producción de minerales.

### **1.3. Formulación del problema**

#### **1.3.1. Problema general**

La perforación y voladura en el Sub Nivel 50 UEA Recuperada de la CIA. BUENAVENTURA SAA está experimentando dificultades para aumentar la extracción del mineral, la práctica de detonación a través de excavación y explosión, razón por la cual se necesita una mejora en la optimización del disparo como actividad principal.

Por tanto:

¿Cómo optimizar el disparo bajo los criterios geoeconómicos en el incremento de producción de mineral sub Nivel 50 en la Mina Teresita U.P Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A?

#### **1.3.2. Problema específicos**

¿Son adecuados los factores geomecánicas del mineral para optimizar el disparo en el incremento de producción Mina Teresita Sub Nivel 50 U.P. Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A?

¿Se optimizará el disparo al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en el incremento de la mejora de producción Mina Teresita Sub Nivel 50 U.P. Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A?

### **1.4. Formulación de objetivos**

#### **1.4.1. Objetivo General**

Optimizar el disparo bajo los criterios geoeconómico en el incremento de producción Mina Teresita Sub Nivel 50 U.P Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A.

#### **1.4.2. Objetivos Específicos**

Determinar la aplicación de los criterios de perforación y voladura con los factores geomecánicas del mineral en el incremento de producción Mina Teresita Sub Nivel 50 U.P. Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A

Comprobar que se incrementara la producción de mineral al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos. en el incremento de la producción Mina Teresita Sub Nivel 50 U.P. Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A

#### **1.5. Justificación de la investigación**

La investigación actual resulta apropiada para el contexto actual, ya que contribuirá a aumentar la producción en esta mina. Además, es relevante en términos sociales, ya que beneficiará tanto a los trabajadores como a los empresarios mineros en términos económicos y sociales. Asimismo, se caracteriza por ser teórico-práctica, puesto que se manipulará la variable independiente y se medirá la variable dependiente para obtener resultados que fomenten y estimulen el aumento de la producción mineral.

##### **1.5.1. Importancia de la Investigación**

La magnitud de los resultados debe ser significativa ya que se busca mejorar el proceso de perforación y voladura en la mina Teresita subnivel 50 UP Recuperada. Estos avances son esenciales para mejorar la implementación y aplicación de métodos de explotación y aumentar la producción de mineral a través de estudios de la geología, geomecánica y economía de los yacimientos.

#### **1.6 Limitaciones de la investigación**

Las restricciones encontradas durante la investigación se debieron principalmente a la falta de datos detallados acerca de la tecnología Quantex. Esto se debe a que la empresa EXSA, responsable de su desarrollo, mantiene esta

información como confidencial. Además, se encontró otra limitación al tener que basar el estudio en la información proporcionada por la compañía en lugar de los resultados obtenidos directamente de cada voladura realizada.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes de estudio**

##### **2.1.1. Antecedentes Internacional**

**Luis y Martínez (2018)** desarrollaron una tesis titulada "Diseño del sistema de perforación y voladura en los bancos D, E y F en la mina de caliza El Tesoro, contrato de concesión ILI-16111 ubicada en la vereda Las Caleras del Municipio de Nobsa-Boyacá", Colombia. El propósito principal de la investigación fue organizar las actividades de perforación y detonación en los bancos de la mina mencionados. El objetivo era asegurar una extracción segura, eficiente y bien organizada.

La conclusión se basó en la identificación de los bancos presentes en la zona de estudio (D, E, F, G), así como en una porción de una secuencia de arcillolitas subyacente al banco D, que en conjunto constituyen el conjunto intermedio de la formación Belencito. No obstante, se destacó la falta de conocimiento sobre las formaciones tectónicas que inciden en la región de investigación, tales como fallas o pliegues.

**Cruz (2018)** desarrolló una tesis denominada "Análisis del proceso de

perforación y voladura en la explotación de yeso en la Mina El Toro, Los Santos-Santander", en la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Con el propósito primordial de elevar la calidad de la extracción del mineral de yeso en la mina El Toro, este estudio se enfoca en examinar detenidamente la ejecución del proceso de perforación y voladura, asegurando la adhesión a estándares de calidad.

La conclusión de la investigación destaca la necesidad de considerar con atención la calidad del yeso a extraer en la mina, reconociendo la presencia de impurezas que impactan negativamente sus características. Estas impurezas, al interferir en el proceso de fabricación del cemento, subrayan la importancia de mantener un yeso con un alto porcentaje de sulfato de calcio. Esto resulta esencial para cumplir con los requisitos de la empresa Serrano Hermanos LTDA., ya que la empresa compradora, CEMEX S.A., establece sanciones y recompensas basadas en los porcentajes de SO<sub>3</sub>, siendo inferiores al 28 % y >35 %, respectivamente. La conclusión final se fundamenta en la evaluación de la calidad del yeso extraído en la mina mencionada y en el posible impacto de las impurezas en las propiedades del material y en la producción de cemento.

**Ramos (2018)** La investigación denominada "Análisis económico y beneficios cualitativos en la implementación de sistemas de gestión estratégica de perforación y tronadura" se desarrolló en Chile. Este estudio subraya la importancia de reducir los costos operativos asociados con las labores de perforación y voladura en la extracción de minerales, ya que estos procesos representan la asignación más significativa de presupuesto para la empresa minera. En conclusión, se logró implementar con éxito una tecnología dirigida a las tareas de perforación y voladura. Dicha tecnología facilita un control continuo en un tiempo mínimo de estas operaciones relacionadas con el proceso, al mismo tiempo que registra datos

fundamentales, como la secuencia del tiempo efectivo, información de perforación, los procesos continuos del operario y el rendimiento de los taladros largos y cortos en el proceso de perforación.

### **2.1.2. A nivel nacional**

**Chancasanampa (2019)** Llevó a cabo una investigación titulada "Optimización del diseño de perforación y voladura para mejorar la productividad de los tajeos en la Compañía Minera Great Panther Coricancha S.A.". El propósito principal de este fue que la investigación se centró en examinar de qué manera el diseño de las redes de perforación y voladura en la Compañía Minera Gran Panther afectaba el rendimiento operativo de sus áreas de extracción.

De acuerdo con las conclusiones obtenidas, se determinó que las dimensiones ideales para la carga y el espaciado en el tajo 068 son de 0,50 m x 0,50 m, basándose en un modelo matemático desarrollado por Konya. Este ajuste permite incrementar la producción de 400 Toneladas métricas a 484,6 Tm, al mismo tiempo que se reduce la cantidad de metros perforados de 1869,5 pies a 1033,5 pies y el consumo de explosivos de 353,6 kg a 177,6 kg.

**Condori (2018)** Llevó a cabo una investigación con el título "Diseño de perforación y voladura de precorte basado en las características del macizo rocoso para prevenir desprendimientos de bloques de la pared en el banco de producción en U.M. Tacaza - Ciemsa". El objetivo principal de este estudio fue realizar una caracterización geomecánica del macizo rocoso en el tajo central del banco de producción 4330S-43250S de la Unidad Minera Tacaza - CIEMSA.

Los resultados de los ensayos de laboratorio llevados a cabo revelaron un RCU (Resistencia Compresiva sin Confinamiento) de 66,41 MPa, un RQD (Índice de Calidad del Bloque) del 86 por ciento según la escala propuesta por Bieniawski

en 1989. Se identificó que la roca es de tipo andesita porfídica de alta eficacia, con un RMR (Índice de Resistencia de Roca) básico de 65. Además, los ensayos realizados por la carga explosiva con la prueba P en 13 taladros del banco de producción 4330S-4325S indicaron un consumo de explosivo de 31,16 kg por taladro de ANFO.

**Guillen (2017)** En su investigación denominada "Implementación de explotación por subniveles con taladros largos en la unidad minera Pallancata – Hochschild Mining", se propuso incrementar la producción diaria de 1.200 toneladas a 3.000 toneladas mediante la aplicación de la técnica minera conocida como "minería con subniveles - variante de perforación larga en la veta Pallancata Oeste". El estudio concluyó que después de implementar este método de extracción con subniveles, la veta Pallancata Oeste contribuye con el 80% de la producción total, equivalente a 2.400 toneladas/día. Como resultado de esta implementación, se logró un aumento en la producción total de mineral en la mina, alcanzando las 3.000 toneladas diarias, con un costo de producción minera de 28,5\$/tonelada.

## **2.2. Bases teóricas - científicas**

### **2.2.1. Perforación de Rocas**

La meta de la perforación es crear aberturas cilíndricas en la roca, marcando así la fase inicial en la preparación de la voladura. Estos orificios, llamados taladros, barrenos, hoyos o blast holes, se diseñan para alojar explosivos y los elementos de iniciación correspondientes.

La realización de la perforación se efectúa mediante la aplicación de principios mecánicos que combinan la percusión y la rotación. Estos principios generan efectos de golpe y fricción que provocan la fragmentación y trituración de la roca en una zona con un diámetro equivalente y hasta una profundidad

determinada por la longitud del terreno utilizado.

La eficacia en la perforación se mide por la penetración máxima obtenida al menor costo posible.

La dureza de la roca es un factor clave en la facilidad y velocidad de penetración, al igual que la abrasividad, que se refiere al desgaste de la broca y al diámetro final de los taladros cuando la broca se adelgaza. (brocas chupadas).

### **Perforación para una voladura eficiente**

Lograr una voladura eficaz implica que tanto la perforación como la elección del explosivo son igualmente cruciales, y por lo tanto, esta tarea debe llevarse a cabo con discernimiento y atención. Lamentablemente, la supervisión adecuada de la operación de perforación aún no se lleva a cabo de manera adecuada en muchas minas. Esto permite que se produzcan deficiencias en la calidad del trabajo, como taladros desviados, espaciados de manera irregular, o de longitud no uniforme, lo que resulta en pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

La calidad de los taladros que se van a perforar suele estar determinada por 4 condiciones fundamentales: el diámetro, la longitud, la rectitud y la estabilidad.

El tamaño del diámetro está condicionado por la naturaleza de la aplicación en la que se empleará el taladro; generalmente, se considera que el "diámetro más pequeño factible" es el más apropiado y económico de implementar.

La extensión del taladro tiene un impacto significativo en la selección de la capacidad del equipo perforador y, de manera inherente, en el progreso de la detonación (profundidad del taladro).

La alineación recta varía según el tipo de roca, el método de perforación y las características del equipo perforador. Es crucial que los taladros tengan la máxima rectitud y alineación para lograr una distribución apropiada del explosivo en la

mayoría de las perforaciones. El paralelismo entre los taladros es fundamental para la interacción efectiva de las cargas explosivas en toda la operación de voladura.

La estabilidad de los taladros es esencial, ya que deben permanecer abiertos hasta el momento de su utilización. En terrenos sueltos, existe la tendencia de que colapsen, por lo que puede ser necesario revestirlos internamente con tubos especiales (casing) para permitir su carga, o alternativamente, perforar otro taladro adyacente al que se haya obstruido.

Es esencial que los perforistas conozcan de manera integral la operación de su máquina, comprendiendo tanto sus capacidades como sus limitaciones, así como el mantenimiento básico que requiere. También deben tener una comprensión clara de los diseños de trazo o malla y el plan de perforación. Es crucial que entiendan plenamente el propósito o la finalidad de la voladura que van a llevar a cabo.

El diseño de una mina implica una variedad de aspectos y metas, entre los cuales se incluyen: optimizar la perforación y voladura para mejorar la eficiencia de los disparos, seleccionar el método de explotación, establecer las dimensiones geométricas de la mina, determinar el ritmo anual de producción y la ley de corte, así como planificar la secuencia de extracción, entre otros.

**Como antecedentes se tienen los siguientes estudios:**

La tesis sobre la "Aplicación de taladros largos en mina El Porvenir, Empresa Minera Milpo S.A." llega a la conclusión de que la implementación del método de explotación mediante taladros largos es óptima en función del tipo de depósito y la distribución de leyes presentes. En términos generales, la conclusión principal es:

Los yacimientos con geometría en forma de mantos y/o estratos mineralizados potentes o muy potentes suelen adoptar los principios de minado por taladros largos.

En su investigación titulada "Diseño de malla de perforación y voladura subterránea aplicando áreas de influencia", René Wilfredo Ojeda Mestas propone la ejecución de diseños óptimos sin la necesidad de llevar a cabo numerosas pruebas de campo. El autor basa su trabajo en la "Nueva Teoría para el cálculo de Burden".

Evidencia que la configuración de la red de perforación y voladura en operaciones subterráneas se realiza empleando un modelo matemático basado en áreas de influencia, utilizando la teoría innovadora para calcular la carga de roca.

$$B_n = \phi * (P_o D_t a l F_s * \sigma_r * RQD + 1) \quad B_i = B_n - D_i$$

Dónde:  $B_n$  = *Burden nominal* (m) ,  $B_i$  = *Burden ideal*  
 $D_i$ =*Desviación de perforación*  $S_n$ =*Espaciamiento nominal*  
(m)  $\phi$ =*Diámetro del taladro* (m)  $P_o D_t a l$ =*Presión de detonación en el taladro*(Kg/cm<sup>2</sup>)  $RQD$  = *Índice de calidad de la roca*  
 $\sigma_r$ = *Resistencia a la compresión* ( g/cm<sup>2</sup>)  $F_s$ = *Factor de seguridad*

tesis titulada "Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas", Víctor Ames Lara argumenta que la creciente preferencia por explosivos de alta energía requiere la implementación de nuevas técnicas para el diseño de mallas de perforación y voladura. En su investigación, introduce el concepto de utilización de la potencia relativa por volumen (RBS) como un enfoque novedoso para abordar esta necesidad.

Esta teoría se basa en la disparidad de energía entre diferentes explosivos cuando se comparan en igual volumen de taladro. Por lo tanto, al cambiar un explosivo en uso por otro con mayor energía en una mina operativa, es esencial considerar la diferencia en el contenido energético de cada explosivo.

Este enfoque sugiere que el factor de energía debería ser una herramienta habitual en lugar de utilizar el factor de carga o el factor de potencia, que actualmente

se emplean en todas las unidades mineras del país, a pesar de que el factor de energía ha sido una práctica común durante muchos años en naciones desarrolladas.

La aplicación de la potencia relativa por volumen (RBS) agiliza la adaptación inmediata de las dimensiones originales del burden y espaciamiento. Este enfoque, en consecuencia, optimiza la eficiencia al eliminar la necesidad de llevar a cabo procedimientos de prueba y error para incorporar las nuevas dimensiones en las actividades de perforación y voladura, resultando en ahorros significativos tanto en tiempo como en costos.

La tesis aborda la "Implementación de un nuevo método de explotación minero", donde se realiza un diagnóstico detallado de la situación actual, considerando factores geológicos y geomecánicos del yacimiento. Luego, se ejecuta la introducción y aplicación de un método novedoso de extracción. La tesis examina minuciosamente la concepción del plan de ejecución y extracción, incorporando una evaluación detallada de los peligros y debilidades a los que se expone la mina. Se elaboran criterios con la finalidad de ofrecer una dirección precisa para la realización.

La investigación sobre "Sistemas de explotación minera" de la Universidad de Río de la Plata, Buenos Aires, Argentina, es de carácter descriptivo. Sin embargo, la conclusión de la investigación nos proporciona en la descripción.

En cualquier reestructuración de sistemas de extracción minera, se destaca la importancia de los elementos geológicos y geomecánicos, ya sean los que están presentes en el momento actual o los que puedan surgir en el futuro.

La conclusión extraída de la investigación titulada "Optimización de Estándares Operativos en Minería para la Reducción de Costos mediante Mejoras en las Prácticas de Perforación y Voladura", realizada en la Pontificia Universidad Católica del Perú, es la siguiente:

La implementación de los criterios de desempeño ideales en las operaciones unitarias esenciales de la extracción, especialmente en perforación y voladura, garantiza la excelencia completa a lo largo de todo el proceso minero.

La consecución de este éxito se concreta a través de un sistema integral de seguimiento y evaluación de las operaciones, condensado en una vigilancia constante y una formación continuada en la aplicabilidad de criterios de rendimiento ideales.

La ejecución y el uso continuo de estos criterios operativos aseguran una operatividad más lucrativa. desde el punto de vista económico. Además, propician el orden y la estandarización de las operaciones, a la vez que refuerzan la seguridad en el entorno laboral.

La tesis Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea en la mina San Rafael, Perú; concluye con los siguientes hallazgos:

Se logró desarrollar planes para la configuración de redes de perforación y voladura subterránea destinados a las áreas operativas dentro de la mina San Rafael.

Las redes de perforación concebidas a través de esta metodología son destinadas de manera exclusiva para operaciones de corte dispuestas en paralelo.

Se consiguió utilizar el estudio granulométrico para anticipar la fragmentación y analizar la configuración de la red de perforación y voladura, evaluando de esta manera la idoneidad del diseño propuesto.

### **2.3. Definición de términos básicos**

- **Actividad minera.** consiste en la obtención de minerales y otros recursos naturales valiosos de la Tierra, implicando la identificación, exploración, extracción y procesamiento de depósitos minerales con el fin de obtener metales, minerales industriales y otros materiales beneficiosos.

- **Anfo.** Es una mezcla explosiva equilibrada en términos de su contenido de oxígeno,

compuesta por una proporción que oscila entre el 93.5% y el 94.5% de nitrato de amonio en forma de esferas, junto con un porcentaje que varía entre el 6.5% y el 5.5% de combustible líquido. Este componente puede consistir en petróleo residual o en una combinación de petróleo residual y aceite quemado. Este explosivo, de costos reducidos, está mayormente compuesto por un 94.3% de nitrato de amonio y un 5.7% de gas-oíl, lo que equivale a 3.7 litros de este último por cada 50 kg de nitrato de amonio.

- **Desmante.** Término empleado en la industria minera para describir rocas con variados tamaños.

- **Banco.** Se refiere a la sección de una mina, ya sea subterránea o a cielo abierto, destinada a llevar a cabo operaciones de excavación.

- **Burden.** La "Distancia más próxima al punto de liberación cuando un taladro explota, considerando que la liberación puede ser la cara original del banco o también una cara interna creada por una fila de taladros previamente detonados", según la descripción proporcionada por Konya. De manera más sencilla, se refiere a la separación entre un taladro cargado con explosivos y la superficie despejada de una malla de perforación. La magnitud del burden varía en función del diámetro del taladro, las propiedades de la roca y las especificaciones del explosivo empleado.

- **Taladro de alivio.** Facilita la reflexión de las ondas de compresión generadas durante la explosión, provocando fuerzas de tensión que contribuyen a la fragmentación de la roca.

- **Detonación.** La detonación implica la liberación rápida de energía en forma de ondas de choque y gases calientes a partir de un material explosivo. Este proceso es fundamental en la minería y la demolición controlada, donde se emplea para romper rocas o estructuras de manera planificada. Es crucial gestionar adecuadamente este

fenómeno para garantizar la seguridad en dichas aplicaciones.

- **Dinamita.** Se refiere a un explosivo susceptible al fulminante, cuyo principal medio para liberar energía es un compuesto sensibilizador. En la mayoría de las dinamitas, la nitroglicerina actúa como sensibilizador, y los nitratos se utilizan como aditivos portadores de oxígeno.

- **Emulsión explosiva.** se define como un explosivo líquido compuesto por la mezcla equilibrada y estable de dos fases: una acuosa que contiene nitrato de amonio y oxidantes, y otra oleosa con un combustible como el petróleo. Su uso predominante en sectores como la minería y la construcción se debe a su estabilidad y a las características de seguridad superiores en comparación con explosivos convencionales.

- **Explosivos.** Se trata de sustancias químicas que tienen la capacidad de descomponerse de manera extremadamente rápida, generando instantáneamente un gran volumen de gases a altas temperaturas y presiones, lo que provoca efectos destructivos.

- **Fulminante común.** Un fulminante común, también llamado fulminato, es un compuesto explosivo altamente sensitivo utilizado como iniciador en detonadores para generar explosiones controladas en contextos como la minería o la demolición. Destaca por su extrema reactividad ante el impacto, fricción o calor moderado.

- **Geomecánica.** Analiza la respuesta de las rocas y su interacción con estructuras subterráneas o superficiales. Su enfoque radica en comprender cómo las formaciones geológicas reaccionan ante fuerzas y presiones, siendo de gran importancia en sectores como la minería, la construcción de túneles y la extracción de recursos naturales.

- **Gestión de recursos humanos.** Identificación y análisis de las estrategias

implementadas por los líderes con el fin de alcanzar un desempeño destacado y asegurar una posición competitiva favorable para sus empresas.

- **Mecha lenta.** Es un dispositivo para explosiones que presenta capas de distintos materiales que recubren el canal por donde se distribuye la pólvora.

- **Mecha rápida.** Es un dispositivo adicional, un cordón, que incluye dos cables, uno de hierro y otro de cobre; uno de ellos se encuentra completamente envuelto a lo largo con un material pirotécnico especial, y ambos están recubiertos por una capa impermeable de plástico.

- **Peligro.** Todo aquello que tiene la capacidad de ocasionar perjuicio a individuos, equipos, procesos y al entorno.

- **Perforación en breasting.** La perforación en breasting se refiere a una estrategia de minería subterránea donde se realizan perforaciones para voladuras en la sección frontal de una mina, permitiendo una extracción eficaz de minerales.

- **Proceso de voladura.** Es un conjunto de actividades que abarca el transporte de explosivos y accesorios desde los polvorines hasta el sitio de detonación, las medidas preventivas antes de la carga, la inserción de explosivos en los taladros, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las precauciones de seguridad, la autorización y la iniciación del disparo.

- **Shotcrete.** Es una variante de hormigón (concreto) proyectado que se emplea principalmente con el propósito de brindar soporte a rocas y suelos. Se destaca como una de las tecnologías más versátiles en la fortificación de túneles y proyectos mineros.

## 2.4. Formulación de hipótesis

### 2.4.1. Hipótesis general

Con la aplicación de los criterios geoeconómicos se logrará considerablemente optimizar el disparo en el incremento de producción de mineral Sub Nivel 50 en la UEA Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A.A.

### 2.4.2. Hipótesis específicas

Mediante la aplicación de los criterios de perforación y voladura con los factores geomecánicos del mineral se optimizará el disparo en el incremento de producción Mina Teresita Sub Nivel 50 U.P. Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A

Se optimiza el disparo al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos. En el incremento de producción Mina Teresita Sub Nivel 50 U.P. Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A.

## 2.5. Identificación de variables

### 2.5.1. Variables para la hipótesis general

a) Variable Independiente

Optimización del disparo

b) Variable Dependiente

Incremento de producción

## 2.6. Definición operacional de variables e indicadores

*Tabla 1: Operacionalización de Variable Independiente*

<b>Variable</b>	<b>Dimensión</b>	<b>Indicadores</b>
Optimización del disparo	Factores geomecánicos	Resistencia de la roca

*Fuente: Elaboración propia*

**Tabla 2:** Operacionalización de Variable Dependiente

<b>Variable</b>	<b>Dimensión</b>	<b>Indicadores</b>
Incremento de producción	Criterios de perforación y voladura	Rendimiento por disparo
	Calidad	Tonelaje Rentabilidad Económica

*Fuente:* Elaboración propia

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Tipo de investigación**

- De acuerdo con la característica del objeto de investigación: **Formales en Ciencia.**
- De acuerdo con la naturaleza de los conocimientos previos: **de índole científica.**
- De acuerdo con la naturaleza de la pregunta formulada en el problema: **Teórica o aplicada.**
- De acuerdo con la modalidad de formulación de la hipótesis: **Causa-efecto y Pre-experimentales.**
- De acuerdo con la cantidad de variables: **Bivariada.**
- De acuerdo con la técnica de análisis de las variables: **Cuantitativas.**

#### **3.2. Nivel de investigación**

- De acuerdo con el entorno en el que se llevan a cabo: **De oficina.**
- En función del lugar donde se ejecutan: **Primarias.**
- Según la profundidad con la que se aborde el tema: **Estudios en Profundidad o Estudios Propiamente Dicho.**
- De acuerdo con la perspectiva utilitaria predominante: **Teorética o Especulativas.**

- De acuerdo con la duración de la aplicación de la variable: **Longitudinal o Diacrónica.**

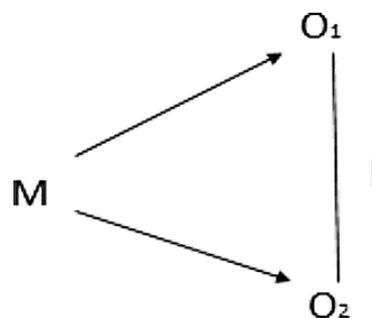
### 3.3. Métodos de investigación

La presente indagación se llevó a cabo mediante el empleo del Método Científico analítico, fundamentado en las particularidades propias del análisis de los datos obtenidos en las labores. El estudio de la investigación se realiza desde Marzo de 2022 hasta Octubre de 2022.

### 3.4. Diseño de investigación

El diseño de investigación es de carácter Pre Experimental.

*Figura 3: Diseño de Investigación*



*Fuente: Elaboración propia*

Donde:

O1	=	Medición previa a la implementación de la variable	Independiente.
M	=	Muestra.	
O2	=	Medición posterior a la aplicación de la variable	Independiente.
I	=	Aplicación de la Variable	Independiente.

### 3.5. Población y muestra

#### 3.5.1. Población

- Supervisión, Operadores y colaboradores Mina Teresita U.P.
- Recuperada Cia. de Minas Buenaventura S.A.

### 3.5.2. Muestra

En nuestra investigación, las muestras consistirán en las labores en el Subnivel Razante 50 y los accesos que han sido objeto de este estudio. La selección de la muestra es no probabilística y se basa en el criterio de los investigadores en el proceso de toma de decisiones.

R. Hernández Sampieri (2010), Metodología de la Investigación, 5ta edición:

“En las muestras no probabilísticas, la elección de los elementos no está determinada por la probabilidad, sino por factores asociados a las particularidades de la investigación. Este enfoque no sigue un procedimiento mecánico ni se sustenta en fórmulas de probabilidad.”

## 3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

### 3.6.1. Técnicas

La metodología de recopilación de datos se fundamenta en el análisis documental de la información proveniente de la Mina Teresita Sub Nivel razante 50. UP Recuperada, Cia. de Minas Buenaventura S.A, procesada en los periodos comprendidos entre 2021 y 2022.

### 3.6.2. Instrumentos

La herramienta empleada para recopilar datos ha sido **la Matriz de Análisis de Datos**, una actividad que implica el procesamiento estadístico meticuloso. - Documentación de datos, comentarios y resúmenes

- Formulario de preguntas (Cuestionario)
- Manual para analizar documentos
- Manual de Observaciones
- Métodos de procesamiento y evaluación de datos
- Documento de evaluación

- Evaluación; hallazgos del laboratorio

### **3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación**

Examinar fuentes bibliográficas relacionadas con el tema de investigación, como libros, revistas y tesis, entre otros.

Analizar las observaciones de colaboradores y participantes, respaldadas por fundamentos teóricos relacionados con el tema de investigación.

Comparación con otros resultados

Realizar investigaciones a personas tanto vinculadas como no vinculadas con la población y la muestra de la investigación.

### **3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos**

Recolección de datos, manuales, copias, planos de ubicación, localización de la zona, planos topográficos, geológica del yacimiento minero.

Procesos topográficos con Estación Total, AutoCAD.

### **3.9. Tratamiento estadístico**

En cuanto al análisis estadístico de los datos, proporciono a continuación información detallada sobre el conjunto de personas involucradas, los materiales utilizados y el respaldo financiero proporcionado por la compañía.

- 01 persona encargada de la investigación.

- 01 asesor

- Involucramiento del equipo de trabajo en la ubicación de la investigación, incluyendo funcionarios, Superintendente de Mina, jefe de Servicios Mina, jefes de Guardia y otros individuos que desempeñan roles en el ámbito de la investigación.

### **3.10. Orientación ética filosófica y epistémica**

La empresa minera Buenaventura, en su unidad de Producción Recuperada Huancavelica, ha reiniciado sus operaciones siguiendo los Protocolos de Relación

Comunitaria establecidos por la normativa de Participación Comunitaria (D.S N° 028-008-EM). Estos protocolos se basan en pautas generales consensuadas entre la comunidad y la empresa minera. Durante los talleres, se abordaron las inquietudes de los participantes respecto a aspectos laborales, ambientales, así como temas de apoyo y desarrollo local.

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

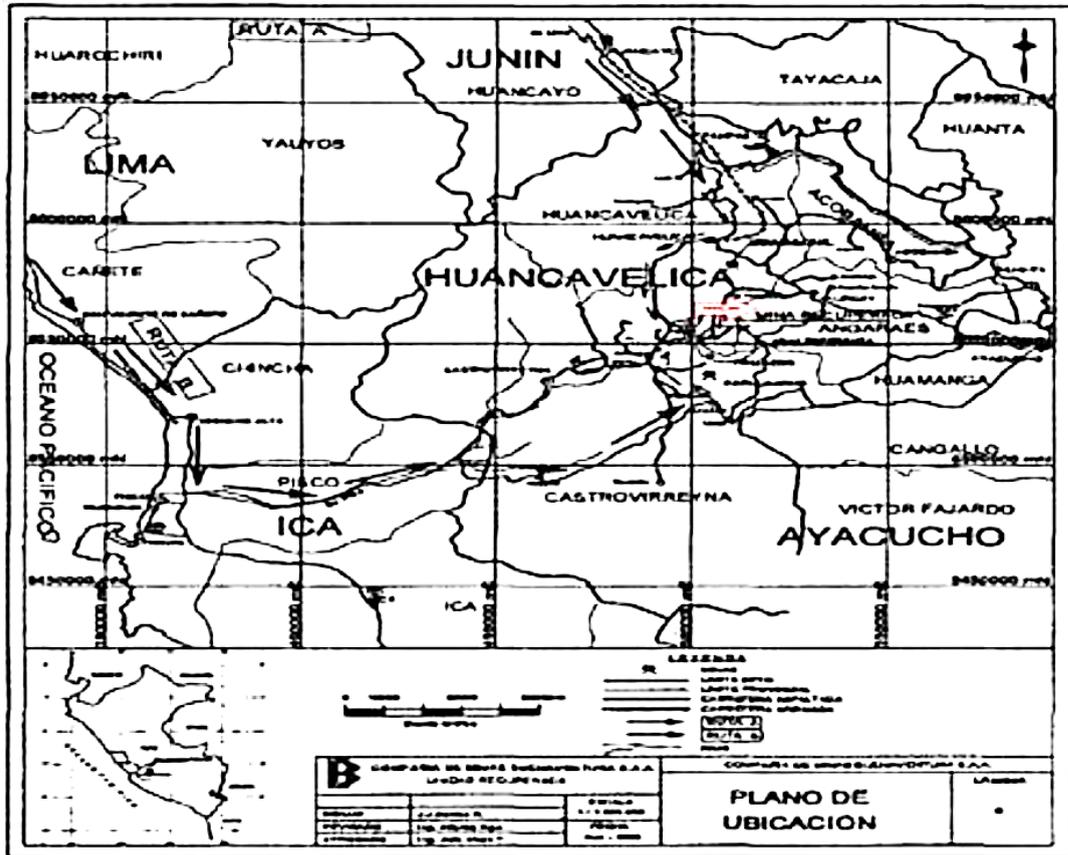
#### **4.1. Descripción del trabajo de campo**

##### **4.1.1. Aspectos Generales de la Mina**

###### a) Ubicación y Accesibilidad.

La Mina Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. se sitúa geográficamente en el flanco oriental de la Cordillera Occidental de los Andes, con altitudes que oscilan entre los 4,000 y 4,800 metros sobre el nivel del mar; sus coordenadas UTM son E 501,000 y N 8,558,000. Desde una perspectiva política, forma parte del distrito de Huachocolpa, en la provincia y departamento de Huancavelica, ubicándose a aproximadamente 95 km.

Figura 4: Plano de ubicación y localización de mina teresita Recuperada



Fuente: Área de Geología – UP Recuperada

b) Historia

La extracción de recursos minerales representa la actividad más significativa en términos de generación de ingresos para el país. A lo largo de la historia, este sector ha aportado en promedio alrededor del 50% de las divisas totales obtenidas por las exportaciones nacionales.

La Compañía de Minas Buenaventura S.A.A se destaca como una de las principales empresas mineras privadas del país y ha desempeñado un papel crucial en el desarrollo del departamento de Huancavelica desde la década del 50.

La unidad de producción Recuperada, al igual que las demás unidades de producción, desempeña un papel esencial en los resultados de la empresa y tiene una influencia socioeconómica significativa en las comunidades cercanas a los departamentos de Lima, Junín, Huancavelica, Ayacucho, entre otros.

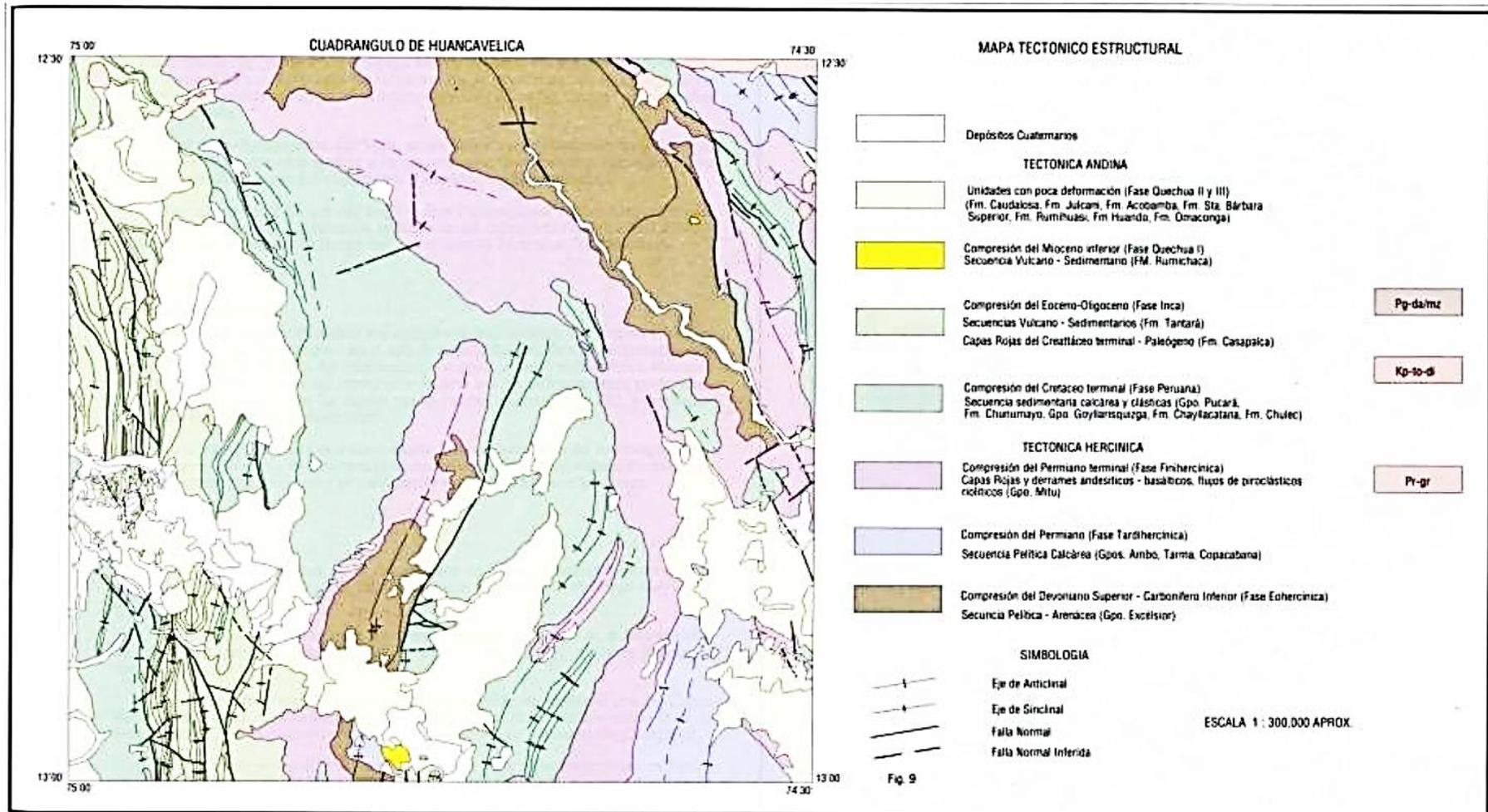
Al realizar un análisis técnico más detenido de las operaciones en la Unidad Recuperada, se hace evidente la urgente necesidad de encontrar reservas inmediatas. Este paso es crucial para la transición del estado actual de exploración y desarrollo a una operación minera plenamente establecida, con una producción constante de mineral capaz de cubrir los costos operativos y los gastos financieros.

La viabilidad del proyecto de Reactivación de la Mina Teresita en la Unidad Recuperada es clara, y su implementación se percibe como una necesidad inaplazable. Esto no solo busca recuperar los niveles de producción, sino también aumentar las reservas minerales, garantizando así la continuidad de esta operación y su contribución a nivel social en la región, además de seguir siendo una fuente significativa de ingresos para el país.

#### c) Geología Estructural

En el proceso evolutivo de los Andes, se han registrado fases comprensivas y distensivas relacionadas con el movimiento de la placa oceánica bajo la placa continental. Estas fases han dejado su huella en varios detalles estructurales de la región de Recuperada, afectando especialmente a las rocas sedimentarias. La comprensión de estos aspectos estructurales resulta de gran importancia.

Figura 5: Mapa tectónico Estructural



Fuente: Ingemmet

#### d) Geología Regional

Los recursos naturales, ya sean metálicos o no metálicos, que se encuentran en la Región de Huancavelica están intrínsecamente vinculados a las características geológicas de la zona. La comprensión y la interpretación de esta geología sirven como base fundamental para llevar a cabo la exploración de nuevos depósitos, expandir las reservas ya existentes e identificar el potencial económico de la región.

La inicial exploración del conocimiento geológico de la región se centra en los aspectos fisiográficos y geográficos, abordados específicamente en el capítulo de Geomorfología. En este segmento, se caracterizan varias unidades que están intrínsecamente vinculadas con la evolución geológica de las cuencas sedimentarias, los procesos tectónicos, la actividad magmática y los fenómenos erosivos.

En el apartado dedicado a la Estratigrafía, se ofrece un análisis minucioso de las diferentes capas sedimentarias y formaciones volcánicas que han ocupado el área de la región. Se realiza una descripción detallada de los grupos o estratos depositados durante las eras Paleozoica, Mesozoica y Cenozoica, resaltando sus variaciones tanto en dimensiones verticales como horizontales.

En la sección correspondiente a la Tectónica, se examina el impacto de los movimientos corticales, ya sean de origen orogénico o epirogénico, tanto en la era Hercínica como andina.

Estos no solo participaron en los procesos de sedimentación, sino que también dieron lugar al plegamiento de las formaciones rocosas y al surgimiento de las cordilleras.

El capítulo de Magmatismo ofrece una revisión de la actividad ígnea, tanto volcánica como intrusiva, que ha tenido lugar en ambas cordilleras desde el Paleozoico hasta la actualidad. Se destaca la naturaleza alcalina o peralcalina del

magma.

En el apartado dedicado a la Metalogenia, se procura entender y explicar la presencia de metales, tanto metálicos como no metálicos, considerando su relación con la estratigrafía, la tectónica y el magmatismo. Se realiza una descripción detallada de las características distintivas de los depósitos, así como de las similitudes y divergencias que presentan en comparación con otras áreas del país.

La recopilación de los depósitos minerales metálicos y no metálicos, junto con la descripción detallada de estos, se aborda en un capítulo aparte, dada su importancia dentro del alcance de este trabajo. Asimismo, algunos de los proyectos más destacados y actuales se tratan en una sección especial debido a su relevancia para el futuro de la actividad minera en el departamento de Huancavelica.

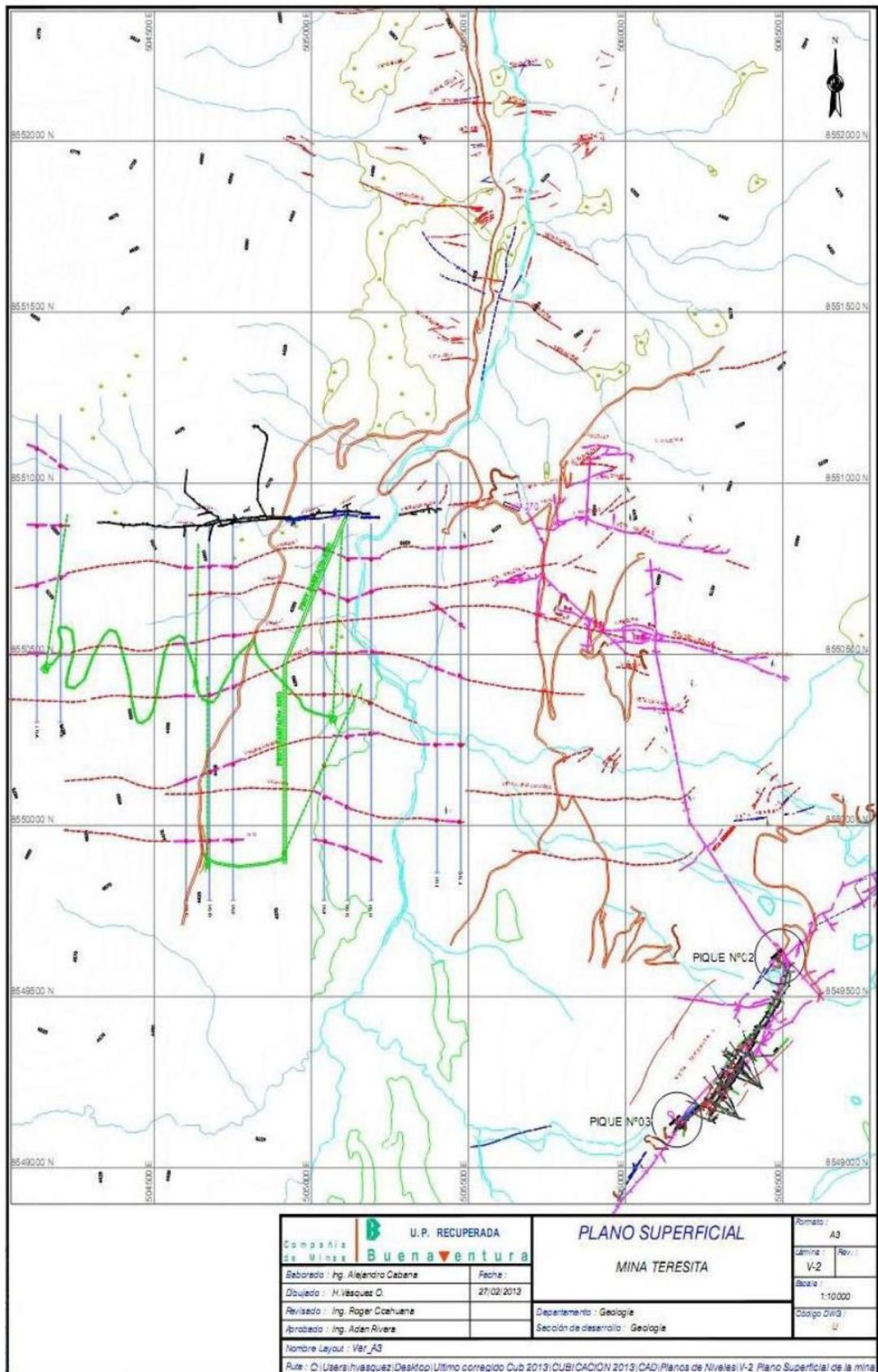


que presentan diversas características, todas ellas influenciadas por una veta principal denominada Veta

Esta veta principal se ha detectado de manera intermitente en la superficie y se extiende aproximadamente 4.0 km

Bajo el nivel 200, se identifica un lazo sigmoide de considerable importancia que establece conexión con la veta ramal 95. La composición mineralógica predominante en esta zona se caracteriza principalmente por la presencia de galena, blenda rubia y calcopirita, distribuida en una matriz de cuarzo, con menores proporciones de baritina y calcita. Se observa una alteración hidrotermal intensa, evidenciándose procesos de agilización, sericitización, caolinización y propilitización-cloritización que se alejan de la veta en las cajas. En la superficie, los volcánicos exhiben una marcada alteración argílica, con notorias anomalías de color.

**Figura 7: Geología local Teresita**



**Fuente: Geología Local Teresita**

#### f) Estratigrafía

En Huancavelica, se localizan formaciones estratigráficas del Paleozoico, Mesozoico y Cenozoico, tanto en la Cordillera Occidental como en la Cordillera Oriental. La información se deriva del Plano Geológico de la Región Huancavelica (escala 1:500,000) y los Estudios de los Recursos Naturales de las Franjas del Ingemmet. También se consideran descripciones geológicas de cuadrángulos como Huachocolpa, Huancavelica, Pampas, Santiago de Chocorvos, Paras, Castrovirreyna y Conaica, realizadas a escala 1:100,000 por geólogos del Ingemmet. Se incorporan contribuciones de geólogos destacados como Megard, F.; Noble, D.; McKee, E., con énfasis en dataciones radiométricas de rocas volcánicas terciarias.

#### g) Precambriano

En la región norte y noreste del departamento de Huancavelica, particularmente en la hoja de Pampas, se evidencia la existencia de un grupo de rocas metamórficas que comprenden esquistos sericíticos, cloritosos, talcosos, gneis y anfibolitas. Estas formaciones comparten características con las rocas precámbricas presentes en el macizo Huaytapallana.

#### h) Paleozoico

Grupo Excelsior. Engloba lutitas gris oscuro finamente estratificadas y areniscas, presentes en extensas franjas de varios kilómetros de longitud y con un ancho que varía entre 5 y 20 kilómetros. Estas formaciones exhiben notables similitudes y son comparables con la Serie Excelsior detallada por McLaughlin (1925) en la región central de Perú. Estas rocas están fuertemente deformadas, conformando pliegues sinclinales y anticlinales con una orientación predominantemente noroeste. En cuanto a su edad, se estima, basándose en la fauna hallada en áreas cercanas, que corresponde al Paleozoico inferior hasta el Devoniano

inferior.

i) Grupo Ambo

Consiste en una sucesión de conglomerados y areniscas que se superpone a la secuencia de turbiditas perteneciente al Grupo Excelsior. Esta unidad se asocia con formaciones similares en la región que se extiende desde Tarma hasta Huánuco, y se le atribuye una edad correspondiente al Carbonífero inferior. Su presencia es evidente a lo largo del curso del río Opamayo, en la zona de Huachocolpa, manifestándose en forma de elevaciones moderadas al sur de la mina Julcani, según el informe de Morche et al. (1996).

j) Grupos Tarma y Copacabana Indiferenciados

Se trata de una sucesión estratigráfica que se encuentra por debajo del Grupo Mitu y de las formaciones volcánicas del Neógeno, y por encima de la secuencia continental representada por el Grupo Ambo. Esta unidad está conformada por estratos delgados de lutitas, areniscas y calizas, con capas que varían entre medianas y delgadas. Las lutitas, de tonalidad negruzca, exhiben restos carbonosos, mientras que las de tonalidad gris azulada presentan bancos nodulosos calcáreos, según el informe de Morche et al. (1996). En términos temporales, su antigüedad abarca desde el Carbonífero hasta el Permiano inferior.

k) Grupo Mitu

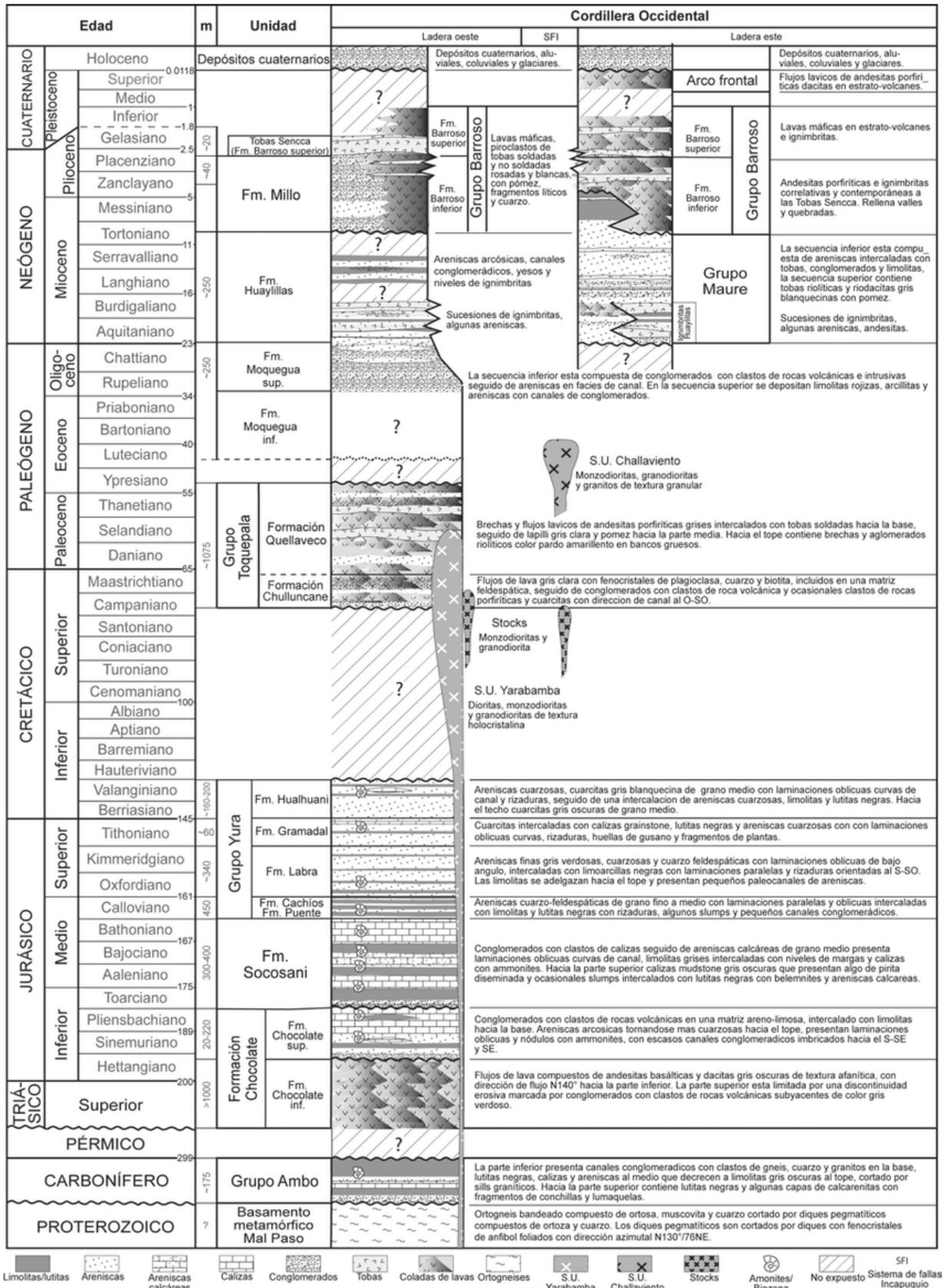
Es reconocido en gran medida en la Cordillera Oriental, y su denominación se origina a partir del análisis geológico realizado por Mc Laughlin (1924) en Cerro de Pasco, específicamente en la localidad de Mitu. Este grupo geológico está compuesto principalmente por secuencias de conglomerados, areniscas y lutitas, conocidas como Capas Rojas, así como por un vulcanismo alcalino que se presenta en una zona de hundimiento cortical. Se observa que este Grupo se superpone de manera erosiva,

en discordancia, a las rocas metamórficas y plegadas del Grupo Excelsior y del Paleozoico superior (Ambo, Tarma, Copacabana), y está recubierto por las calizas del Grupo Pucará. Su antigüedad se estima en el Permiano superior.

1) Mesozoico: Grupo Pucará

Se trata de una secuencia extensiva de rocas calcáreas en la Cordillera Occidental de los Andes, investigada y documentada por varios estudiosos como Megard (1968), Westermann et al (1980) y Rosas (1994), con especial atención en las zonas de Pasco y Junín. Comprende tres formaciones: Chambará, Aramachay y Condorsinga, alcanzando un espesor total de 1,600 metros.

**Tabla 3: Columna Estratifica Generalizada del Cuadrángulo de Huancavelica**



Fuente: Ingemmet

## **4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados**

### **4.2.1. Geomecánica**

Arreglo Estructural de la Masa Rocosa Se establece que entre los Nvs. 040 Sub Nivel 50, predomina el siguiente arreglo estructural:

En la caja techo, prevalece un conjunto de interrupciones estructurales con dirección N 61° E y ángulo de inclinación de 79° NW, vinculado a otro tipo de falla que no es la falla Socorro. En esta ocasión, este conjunto predominante tiene un ángulo de inclinación opuesto al ángulo de inclinación del yacimiento mineral, lo cual representa una situación poco favorable para la seguridad de la caja techo.

En la formación rocosa, se manifiesta un grupo de interrupciones estructurales que se orientan en dirección N 46° E y tienen una inclinación de 68° hacia el SE, estando vinculadas con la falla Socorro y la estructura mineralizada. Debido a que este conjunto principal de interrupciones transcurre de manera paralela a la estructura mineralizada, se presentan condiciones desfavorables de estabilidad en cualquier dirección de avance, ya sea de SW a NE o de NE a SW.

La caja piso exhibe dos conjuntos de fallas estructurales con direcciones distintas: N 52° E – 70° SE y N 54° E – 71° NW. A pesar de su presencia, no poseen relevancia significativa en términos de estabilidad del terreno.

#### **Influencia de los Esfuerzos en la Masa Rocosa**

Los resultados del análisis de tensiones en las secciones se muestran en la tabla 08 y en las imágenes 02, 03, 04 y 05. Estas representaciones visuales ilustran claramente cómo los esfuerzos podrían afectar la rampa 626. En un momento determinado del progreso de la extracción, cuando la excavación entre los Niveles 060 y 120 esté abierta y vacía, habrá tensiones más elevadas en los límites de la rampa, lo que obligará a emplear un sólido soporte para esta excavación.

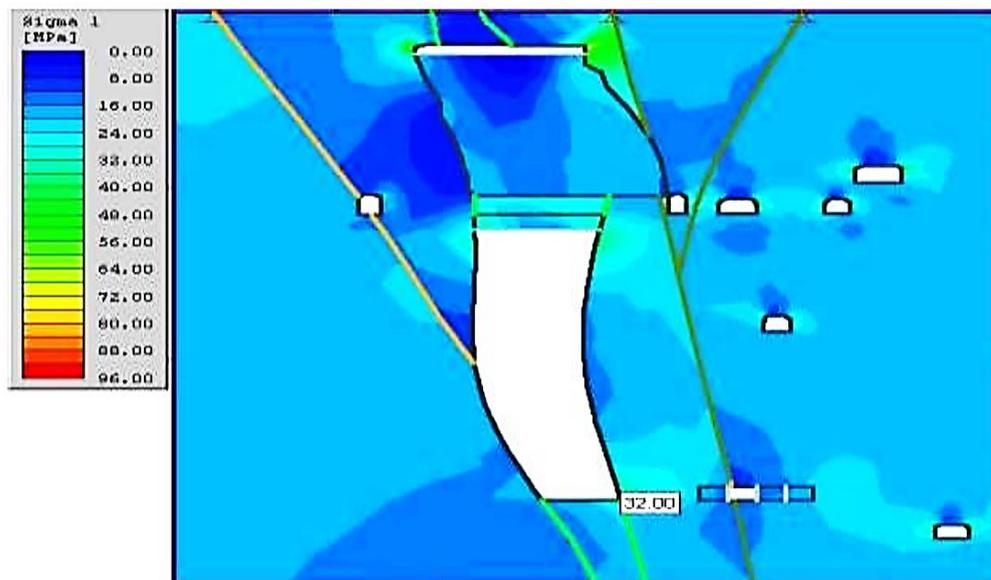
El estudio llevado a cabo, igualmente evidenció que los trabajos no tendrán un impacto adverso en las tareas de preparación (bypass y ventanas) situadas en la parte superior del recinto. Se ha calculado que la carga vertical máxima aplicada en esta zona será de alrededor de 33 MPa y la carga horizontal máxima aplicada será de 9 MPa.

**Tabla 4:** *Propiedades de la roca, masa rocosa y relleno del Tajeo 35*

Propiedad	Mineral	Cajas	Relleno
RMR de Bieniawski 1989	48	54	-
Resistencia compresiva r.i. - MPa	90	110	-
Constante "m" r.i.	12	10	-
Módulo de deformación m.r. - Mpa	8,900	12,600	100
Relación de Poisson m.r.	0.25	0.25	-
Constante "m" m.r.	1.8734	1.9342	-
Constante "s" m.r.	0.00309	0.006029	-
Angulo de fricción "phi"	-	-	32°

*Fuente: Propia del autor*

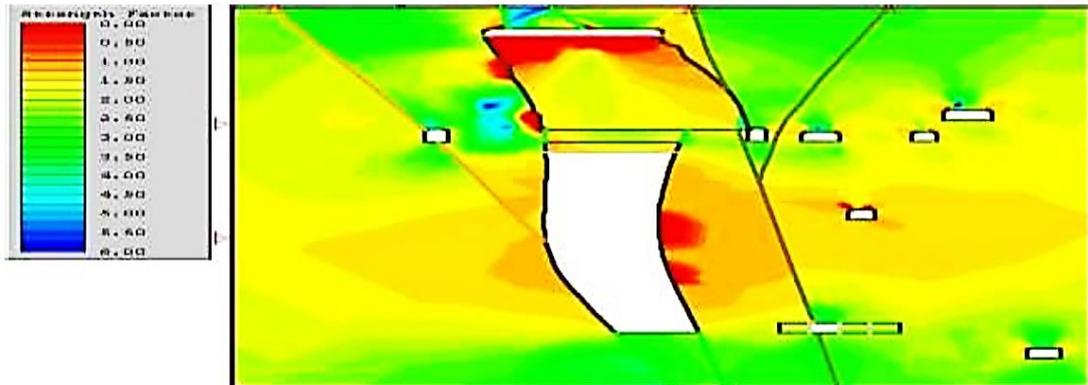
**Figura 8:** *Principales esfuerzos en la Sección 12E del Proyecto Perforaciones extensas - Taladros largos- Excavación en Tajeo 35*



*Fuente: Propia del autor*

En la Figura N° 09 Se observa que a medida que las actividades se acercan al frente de perforación tajeo 35, habrá una mayor concentración de esfuerzos, lo que resultará en un aumento de los valores del esfuerzo principal máximo (hasta 32 Mpa o más). Esto es evidente en los niveles superiores e inferiores del frente del tajeo.

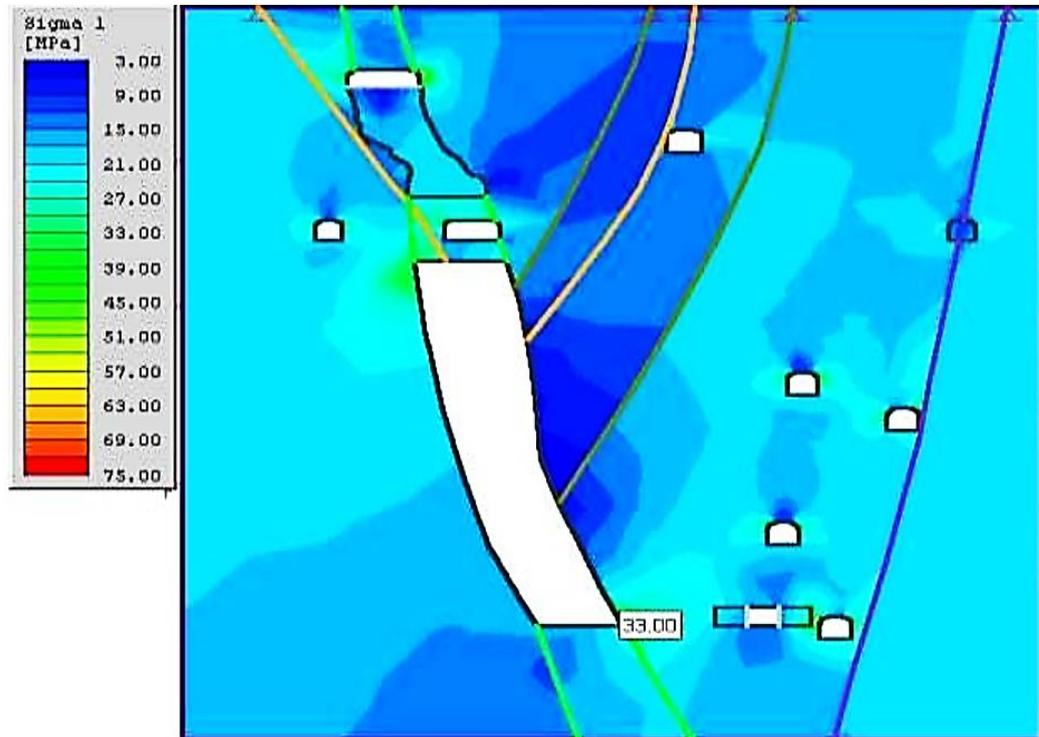
**Figura 9:** Índice de seguridad Sección 12E. Proyecto taladros largos  
Excavación 35, Veta R-95



**Fuente:** Propia del autor

La extensión excesiva de la perforación producida por los taladros 55 largos expone una zona significativa al techo de la excavación. Debido al buzamiento semi-vertical y la presencia de la falla Socorro, que se encuentra paralela al cuerpo mineralizado, se generan valores de factor de seguridad inferiores a la unidad (considerados inseguros).

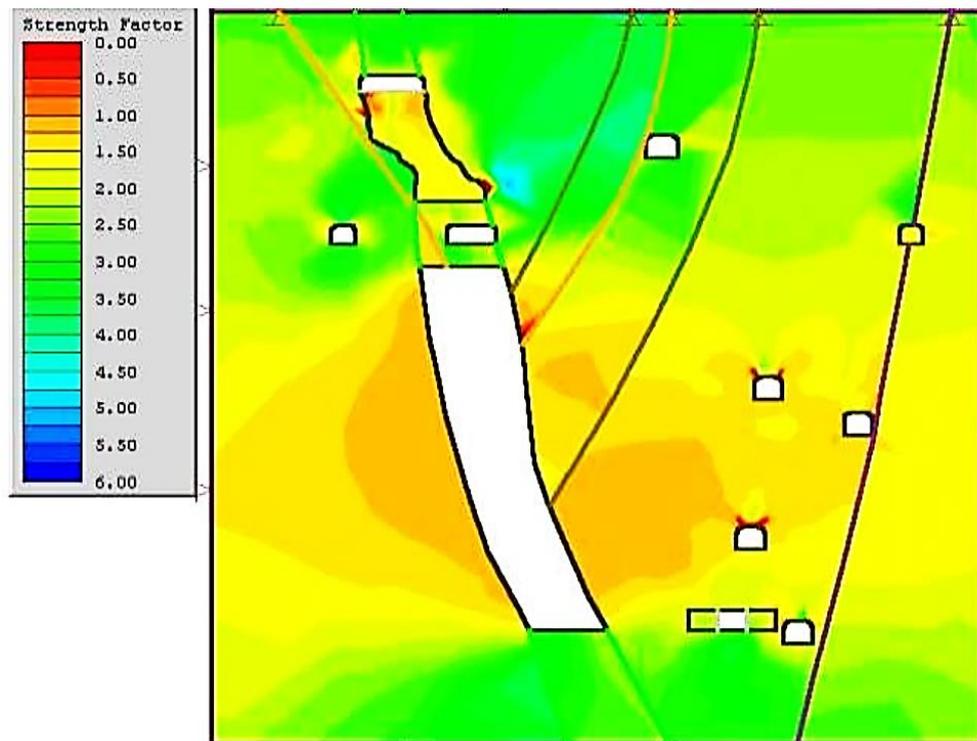
**Figura 10:** Esfuerzos principales Sección 16E. Proyecto de taladros largos  
Excavación 35, Veta R-95



*Fuente:* Propia del autor

De la misma manera que en la sección 12E, Se puede ver que como el trabajo se realiza cerca del tajeo 35, habrá un esfuerzo muy fuerte, por lo tanto, aumentará el valor de la mayor presión (alrededor de 33 MPa), lo cual se puede ver. en la parte inferior (obras colindantes (cambios, ventanas, etc.) y en la parte del nivel superior (puente de comunicación inferior).

**Figura 11:** Factor de seguridad Sección 16E. Proyecto taladros largos – Tajeo 35



*Fuente: Propia del autor*

La perforación excesiva causada por la perforación a largo plazo expone un área importante de la caja del techo, que, debido a su inmersión, y más, debido a la presencia de un sistema de fallas perpendiculares más allá de esta caja del techo de un cuerpo mineralizado.

#### **4.2.2. Selección del Método de Explotación**

Evaluación Para identificar dos posibles métodos de perforación subterránea, primero analizaremos los costos asociados con los métodos de perforación subterránea y luego elegiremos un método basado en la geometría de la veta y las condiciones geomecánicas.

La Tabla 09, que compara los costos directos de los métodos de excavación subterránea, indicó que la excavación mecanizada y el retroceso son un 246,15 % más costosos que el uso del tajeo subnivel (4,5 frente a 1,3)

En la Tabla 10 para elegir el método a utilizar según Nicholas, se ve que los

métodos que podemos utilizar según el método de depósito son subnivel con taladros largos, corte y relleno.

Se evaluará el margen de beneficio obtenido utilizando tajeo de subnivel con taladros largos, corte y relleno. El método de minería más rentable para el proyecto será el que se utilice.

**Tabla 5:** *Costos directos relativos según métodos de explotación.*

<b>Comparación de costos directos relativos según métodos de minado subterráneo</b>	
<b>Costo de Minado Subterráneo</b>	<b>COSTO RELATIVO</b>
Hundimiento por bloques	1
Cámaras y pilares	1.2
Tajeo por subniveles	1.3
Hundimiento por subniveles	1.5
Tajeo por hundimiento vertical	4.3
Corte y relleno mecanizado	4.5
Tajeo por acumulación (Shrinkage)	6.7
Corte y relleno convencional	9.7

*Fuente: Propia del Autor*

*Tabla 6: Selección del método de explotación.*

TIPO DE YACIMIENTO	PENDIENTE	RESISTENCIA		METODO APLICABLE
		MINERAL	CAJAS	
Tabular estrecho	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
Tabular potente	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras y pilares ocasionales
		Débil	Débiles	Rebanadas hundidas
Tabular muy potente	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras abiertas
Filones muy estrechos	Vertical	Fuerte	Fuertes	Como en masas
		Débil	Débiles	Cámaras de almacén
				Rebanada rellena
Filón estrecho	Echada			Explotación entibada
Potencia superior a la entibación económica	Vertical	Fuerte	Fuertes	Como en tabulares estrechos
				Cámara vacía
				Cámaras Almacén
				Rebanada rellena
			Débiles	Rebanada rellena
				Mallas cúbicas
		Débil	Fuertes	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
			Débiles	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
	Echada			Como en tabulares potentes o masas
Filón ancho	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras Vacías
				Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanada rellena
			Débiles	Niveles hundidos
				Mallas cúbicas
			Fuertes	Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanadas rellenas
Masas		Débil	Débiles	Niveles hundidos
			Fuertes	Bloques hundidos
				Mallas cúbicas
				Métodos mixtos.

*Fuente: Propia del Autor*

#### 4.2.3. Cálculo de Reservas Minables y Valor de Mineral

Para estimar el valor del mineral, en una primera fase, se realizará el cálculo del índice de recuperación. Tal como se indica en la tabla adjunta, en el método de corte y relleno, se alcanza una tasa promedio de recuperación del 85% de las reservas geológicas; mientras que, en las labores de perforación con taladros largos en niveles inferiores, la recuperación es del 80% de las reservas, considerando pilares restantes hacia la parte superior y columnas intermedias para estabilizar los tajeos y las áreas de influencia de estas operaciones.

*Tabla 7: Porcentaje de recuperación de mineral*

METODO DE EXPLOTACION	FACTOR DE RECUPERACION MINERA	
	INTERVALO	MEDIO
TALADROS LARGOS	60-100	80
CORTE Y RELLENO	70-100	85
ALMACENAMIENTO PROVISIONAL	75-100	90
CAMARAS Y PILARES	50-75	60

*Fuente: Propia del Autor*

Para evaluar el valor del mineral, en la etapa inicial, se procederá a calcular la tasa de recuperación. Según lo señalado en la tabla adjunta, mediante el método de corte y relleno, se consigue un promedio de recuperación del 85% de las reservas geológicas.

**Tabla 8: Evaluación de la dilución según O'Hara**

<b>DILUCION DISEÑO (según O'Hara)</b>		
<b>Dilucion = <math>k/((w)^{1.2} * \text{sen } a)</math></b>	<b>Taladros Largos</b>	<b>Corte y relleno</b>
<b>k : constante</b>	55	25
<b>w : potencia de veta (metros)</b>	6	6
<b>a : buzamiento veta</b>	68	68
<b>Dilución diseño</b>	<b>24.21%</b>	<b>11.00%</b>

*Fuente: Área de Geología*

Con el objetivo de mejorar la precisión de los cálculos de diseño y basándonos en datos disponibles de otras minas y tajos dentro de la unidad Uchuchacua, se tomarán en cuenta las siguientes relaciones de dilución. Como se aprecia en la Tabla 9, en condiciones promedio para los pozos largos, se registra una dilución promedio de hasta el 30%, mientras que en el método de corte y relleno en la mina Recuperada, la dilución promedio es del 15%.

**Tabla 9: Porcentaje de dilución según los métodos de explotación**

<b>METODO DE EXPLOTACION</b>	<b>FACTOR DE DILUCION</b>		
	<b>CONDICIONES DEL TERRENO</b>		
	<b>EXCELENTES</b>	<b>MEDIAS</b>	<b>MALAS</b>
<b>TALADROS LARGOS</b>	<b>1.20</b>	<b>1.30</b>	<b>N.D</b>
<b>CORTE Y RELLENO</b>	<b>1.05</b>	<b>1.10</b>	<b>1.15</b>
<b>ALMACENAMIENTO PROVISIONAL</b>	<b>1.10</b>	<b>1.15</b>	<b>1.25</b>
<b>CAMARAS Y PILARES</b>	<b>1.05</b>	<b>1.10</b>	<b>1.20</b>

*Fuente: Propia del Autor*

A efectos de diseños, utilizaremos la información proporcionada en la Tabla 10 para evadir errores en la toma de decisiones.

**Tabla 10: Porcentaje de dilución para diseño**

En condiciones medias		
y yacimientos irregularidades	Taladros Largos	Corte y relleno
	30%	15%

*Fuente: Propia del Autor*

Siguiendo con la elección del método de explotación, procederemos a calcular las reservas minerales según cada método de minado. En la Tabla N° 11, se presenta el cálculo correspondiente al método de tajeo por subniveles utilizando taladros largos.

**Tabla 11: Cálculo de reservas y valor de mineral usando tajeo por subniveles con taladros largos**

RESERVAS DEL TAJO 35					
RESERVAS MINERAL SEGÚN TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS	TCS	Oz Ag	%Pb	%Zn	Valor Mineral US \$/TCS)
	258,755	19.30	0.90	1.10	71.72
	269,105	14.85	0.69	0.85	55.17
	Recuperación por el método de minado 80%				
		Ag	Pb	Zn	
Recuperación metalúrgica		74%	90%	68%	
Porcentaje pagable		70%	60%	60%	
Precio metal		7.0 US\$/Oz	1,000 US\$/TMS	1,400 US\$/TMS	

*Fuente: Propia del Autor*

La tabla proporciona un desglose del cálculo de las reservas minerales para la aplicación del método de corte y relleno.

**Tabla 12: Evaluación de reservas y valor de mineral utilizando Corte y relleno**

RESERVAS DEL TAJO 35					
RESERVAS MINERALES SEGÚN TAJO CON CORTE Y RELLENO	TCS	Oz Ag	%Pb	%Zn	Valor Mineral US \$/TCS
	258,755.0	19.30	0.90	1.10	71.72
	252,933.0	16.78	0.78	0.96	62.36
Recuperación por el método de minado 85%					
		Ag	Pb	Zn	
Recuperación metalúrgica		74%	90%	68%	
Porcentaje pagable		70%	60%	60%	
Precio metal		7.0 US\$/Oz	1,000 US\$/TMS	1,400 US\$/TMS	

*Fuente: Propia del Autor*

Esta evaluación muestra que los costos de extracción usando el método de corte y relleno son \$7,196 por tonelada más altos que cuando se usan niveles más pequeños. Hay dos formas de calcular el valor del mineral: Determinar el precio pagado por el concentrado y dividirlo entre R.C.M. En Recuperada contamos con dos tipos de concentrados de plomo, plata y zinc con el siguiente radio metalúrgico como se muestra en la tabla 13.

**Tabla 13: Radio de concentración metalúrgica**

R.C.M.	
CONCENTRADOS	R.C.M.
Pb-Ag	26.61
Zinc	49.01

*Fuente: Propia del Autor*

En la unidad de volumen de cubicación de reserva de mineral, tenemos la misma cantidad que la Plata, que es: (Cubicación 2018).

$$1 \text{ Oz Ag} = 1\% \text{ Pb}$$

1 Oz Ag = 1% Zn

1 Oz Ag = 3.367 U.S S/Oz Ag

#### 4.2.4. Contrastación de la Hipótesis

Cálculo del Margen de Utilidad y Valor Presente Neto

En esta fase, realizaremos la evaluación de los gastos asociados a cada técnica minera y determinaremos la rentabilidad correspondiente a cada método de explotación. En la Tabla 18, se presenta el desglose de los costos operativos, utilizando el procedimiento descrito para subniveles con taladros extensos. Para llevar a cabo este análisis, se utilizó una perforadora Jumbo electrohidráulica con una longitud de perforación de 13.0 metros, un scoop diesel controlado de forma remota con una capacidad de 3.5 yardas cúbicas y una producción diaria de 500 toneladas cortas. Se incorporó un 25% adicional para contingencias potenciales.

**Tabla 14:** Costo de operación con el método de tajeo por subniveles con taladros largos

<b>Costo de operación con taladros largos</b>	
Costo preparación	0.70
Perforación	0.60
Voladura	0.37
Sostenimiento	0.00
Transporte	1.39
<b>Costo de explotación</b>	<b>3.06</b>
<b>Costo explotación +25%</b>	<b>3.82</b>
Costo de procesamiento	6.10
Costo de energía	2.80
Costos administrativos	9.00
<b>Costo total</b>	<b>21.72</b>

*Fuente: Propia del Autor*

Un plan de trabajo resumido se puede encontrar en el anexo No. 02, mostrando

el trabajo preparatorio requerido, La evaluación de la preparación y desarrollo del tajeo 35 se llevó a cabo, considerando tanto el tiempo necesario como el costo asociado, tal como se detalla en el Anexo No. 03. para determinar los costos operativos en el proceso de corte y relleno. Se presenta un resumen del análisis en la Tabla 19, el cual contempla el empleo de 3 taladros Jack Leg y una altura de corte de 2,40 metros. Siguiendo la información detallada en la Tabla No. 15, se utiliza una longitud de excavación de 8 pies, una excavadora eléctrica de 3.5 yardas cúbicas, con una producción diaria de 250 toneladas cortas. Este enfoque se basa en la metodología de corte y relleno., que es el de mayor costo operativo. Debe hacerse con unconjunto dividido y malla alrededor de todo el hoyo. Además, se realiza el relleno desde la cabecera de la profundización de la rampa 626 a razón de 200 metros mensuales con una sección transversal de 3,5 x. Un espacio de 3,5 m permite llenar 2450 m<sup>3</sup> por mes.

**Tabla 15:** Costo de operación con el método de corte y relleno

<b>Costo de operación con corte y relleno</b>	
Costo preparación	0.49
Perforación + voladura	3.60
Sostenimiento	7.58
Transporte	1.39
<b>Costo de operación mina</b>	<b>13.06</b>
<b>Costo opera mina +20%</b>	<b>15.68</b>
Costo de procesamiento	6.10
Costo de energía	2.80
Costos administrativos	9.00
<b>Costo total</b>	<b>33.58</b>

*Fuente: Propia del Autor*

Así, según los costos operativos identificados para ambos métodos de explotación, se calcula el margen de utilidad. Los resultados se presentan en la Tabla 16.

**Tabla 16: Margen de utilidad por cada método de minado**

<b>MARGEN UTILIDAD POR TCS</b>	
<b>TALADROS LARGOS</b>	<b>US \$/TCS</b>
Costo Operativo	21.72
Valor Mineral	55.17
<b>MARGEN UTILIDAD</b>	<b>33.45</b>
<b>CORTE Y RELLENO</b>	<b>US \$/TCS</b>
Costo Operativo	33.58
Valor Mineral	62.38
<b>MARGEN UTILIDAD</b>	<b>28.78</b>

*Fuente: Propia del Autor*

Así, el rendimiento del método de subniveles con taladros largos se traduce en un beneficio de USD 4,67 por tonelada corta sobre el método de corte y relleno. Al culminar nuestra revisión, llevamos a cabo una evaluación del valor presente neto de cada enfoque, con el objetivo final de determinar la selección más apropiada. En la Tabla 17, se resume el VPN para cada enfoque, revelando un rendimiento superior de más de \$2,050,260 al utilizar el tajeo 35 mediante el método ascendente de corte y relleno con material detrítico.

**Tabla 17: Valor Presente Neto por método de minado**

<b>VALOR PRESENTE NETO SEGUN METODO DE MINADO</b>	
	<b>U.S. \$</b>
<b>TALADROS LARGOS</b>	<b>7'967,277</b>
<b>CORTE Y RELLENO</b>	<b>5'917,017</b>
<b>MARGEN UTILIDAD</b>	<b>2'050,260</b>

*Fuente: Propia del Autor*

Esta disparidad se origina debido a una mayor tasa de producción diaria, superando los 250 TCS/día, al emplear tajeos por subniveles con taladros largos utilizando corte y relleno. Este método presenta un desarrollo más rápido y un tiempo

de recuperación acelerado. Además, se destaca por su mayor seguridad, ya que el personal no se expone directamente a riesgos.

**Tabla 18:** Semejanza de la productividad según método de minado

METODO DE MINADO	PRODUCTIVIDAD t – h/ g	
	Normal	Alta
Cámaras y pilares	30-50	50-70
Hundimiento por subniveles	20-40	40-50
Hundimiento por bloques	15-40	40-50
Tajeo por subniveles	15-30	30-40
Corte y relleno	10-20	30-40
Almacenamiento provisional	5-10	10-15
Estibación por cuadros	1-3	---

*Fuente: Propia del Autor*

La Tabla N° 19 proporciona una comparación de la eficacia en la explotación de tajeos, evaluando el método de tajeo por subniveles con taladros largos frente al enfoque de Corte y relleno. Se observa que la productividad (toneladas por hombre-guardia) es más baja en condiciones habituales cuando se utiliza Corte y relleno en contraste con el método de tajeo por subniveles con taladros largos.

**Tabla 19:** Eficiencia en la Unidad de Recuperada

	PRODUCTIVIDAD TCS/(h-g)	
	Tajeo por subniveles	Corte y relleno
TCS/DIA	500.00	250.00
TAREAS/DIA	12.50	17.50
TCS/(h-g)	40.00	14.29

*Fuente: Propia del Autor*

En la Tabla N° 19, se detalla la productividad estimada para la explotación del tajeo 35 mediante los métodos de tajeo por subniveles con taladros largos y corte y relleno. En virtud de esta evaluación, se decide adoptar el método de tajeo por subniveles con taladros largos para llevar a cabo la explotación del tajeo 35

### **4.3. Prueba de hipótesis**

Hipótesis General.

H1 = Con la aplicación de los criterios de perforación y voladura se logrará considerablemente optimizar el disparo en el incremento de la mejora de producción Mina Teresita U.P Recuperada sub nivel 50 Cia. de Minas Buenaventura S.A

Ho = Con la aplicación de los criterios de perforación y voladura no se logrará considerablemente optimizar el disparo en el incremento de la mejora de producción Mina Teresita U.P Recuperada sub nivel 50 Cia. de Minas Buenaventura S.A

### **4.4. Discusión de resultados**

Ley Mínima de Corte

Nuestros costos operativos actualmente son de \$35/TCS, incluida la depreciación. Una vez que se determinen el método de extracción y los costos operativos del proyecto, determine la ley de corte mínima para el proyecto. La ley de corte mínima se establecerá considerando la ley de plata (Ag) que posea un valor económico suficiente para cubrir los costos operativos del proyecto. Este valor se calculará teniendo en cuenta la recuperación metalúrgica en la planta, el porcentaje de pago del contrato del concentrado y el precio del metal en el mercado. Se utilizará la ley de equivalencia entre Pb y Zn para determinar este valor. En la Tabla 20, se presentan las simulaciones empleadas para calcular las leyes de corte. Se ha notado que una ley de 6,4508 oz AgEq/TCS resulta en un valor mineral de USD 21,72/TCS, lo cual cubre los costos operativos. Por lo tanto, se beneficiará el mineral con una ley de 6.4508 oz Ag/TCS.

*Tabla 20: Cálculo de la ley mínima de corte*

LEY DE PLATA EQUIVALENTE	VALOR DE MINERAL (US \$/TCS)	LEY DE CORTE Oz Ag/TCS
6	20.20	64.508
7	23.57	21,72 US \$/TCS
8	26.94	
9	30.30	
10	33.67	10.395
11	37.04	35 US \$/TCS
12	40.40	
13	43.77	
14	47.14	
15	50.51	
16	53.87	
17	57.24	
18	60.61	
19	63.97	
20	67.34	

*Fuente: Propia del Autor*

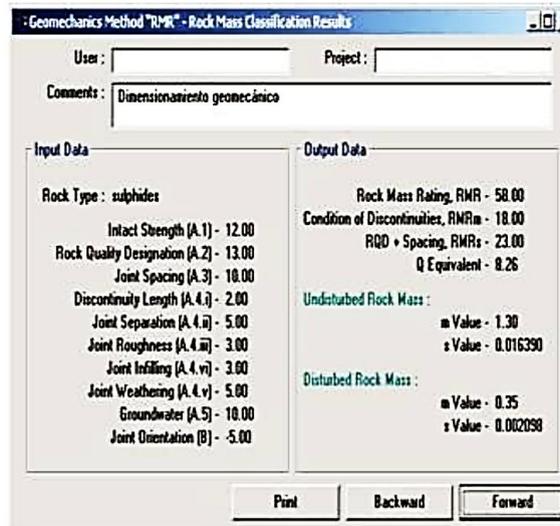
#### 4.4.1. Dimensionamiento del Tajeo

El diseño del tajeo 35 se realiza mediante la aplicación del método de gráfico de estabilidad, una herramienta esencial para asegurar la solidez estructural de la excavación. En este contexto, se estima que el número de estabilidad N' alcanza aproximadamente 44, evidenciando la robustez intrínseca del diseño. Asimismo, se realiza el cálculo del factor de forma o radio hidráulico S, obteniendo un valor cercano a 12,5, lo que contribuye significativamente a la evaluación exhaustiva de la eficiencia y seguridad del tajeo desde una perspectiva hidráulica. Estos parámetros desempeñan un papel fundamental en la garantía de un entorno de trabajo estable y óptimo en el tajeo 35. Con estos valores, se proyecta que la excavación en seco puede alcanzar dimensiones de aproximadamente 55 m de altura por 45 m de longitud. En este escenario, se recomienda considerar la preservación de un pilar estabilizador o, en caso de no ser factible, emplear relleno para garantizar la estabilidad del tajo.

Según estas cifras, el factor de forma o radio hidráulico S es del orden de 15,

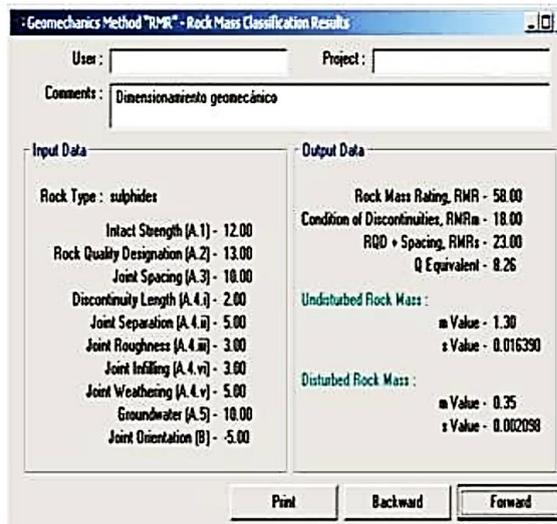
considerando un valor MRMR de 50 (Laubscher 1994) (equivalente a un Bieniawski RMR de .50 a 60) y un número de estabilidad N` de 44. Este valor se ve así: Valores recomendados para la construcción del Tajo 35. El uso de un valor de S = 15 da una altura total del tajo de 53 m (60 m - 7 m de puente) y una longitud alcanzable del foso vacío de unos 65 m. Los pilares estables de inmersión se dejan para el tajo o se rellenan. Este relleno es parcial para mantener un radio hidráulico de menos de 15° y, por lo tanto, es una condición razonable de estabilidad del tajo.

*Figura 12: Dimensionamiento Geomecánico I*



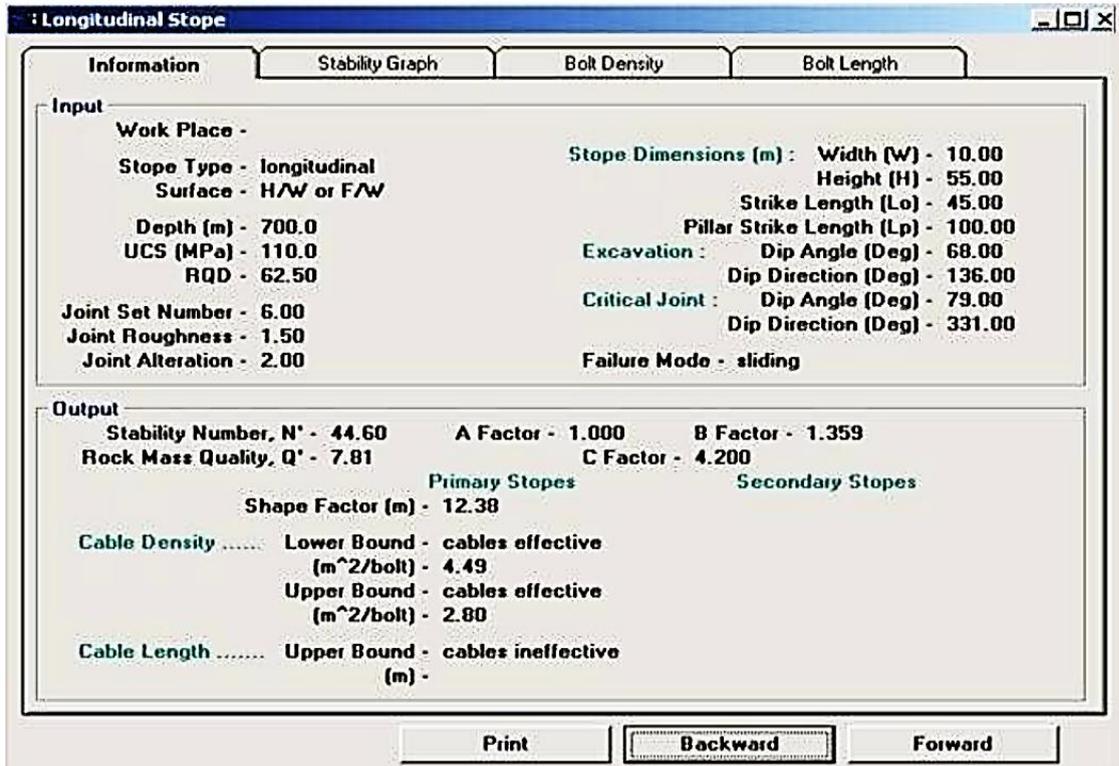
*Fuente: Propia del Autor*

*Figura 13: Dimensionamiento Geomecánico II*



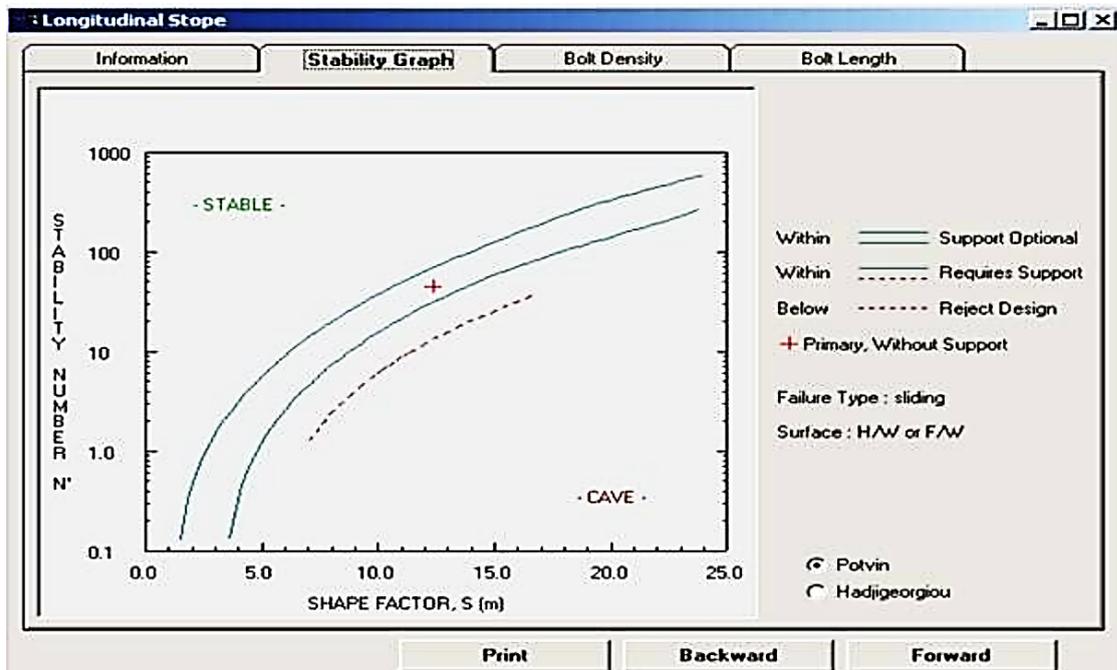
*Fuente: Propia del Autor*

Figura 14: Dimensiones del tajo, índice de calidad, factor de esfuerzo a la roca, factor de ajuste por orientación de las juntas y factor de ajuste gravitacional



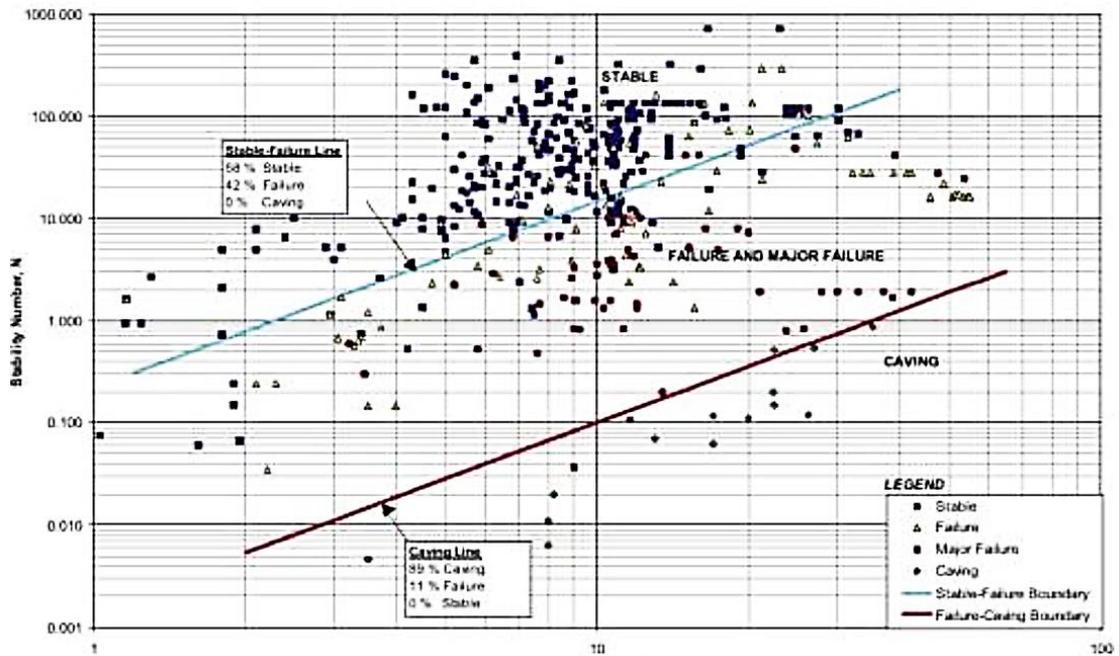
Fuente: Propia del Autor

Figura 15: Número de estabilidad



Fuente: Propia del Autor

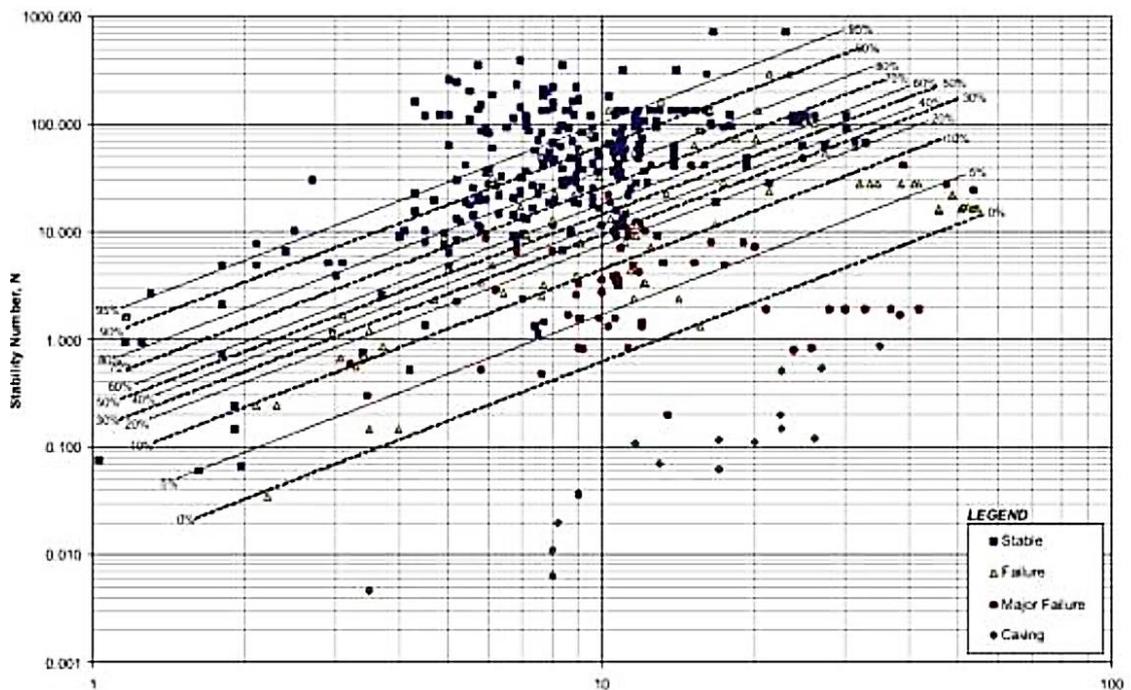
Figura 16: Radio hidráulico según el número de estabilidad



Fuente: Propia del Autor

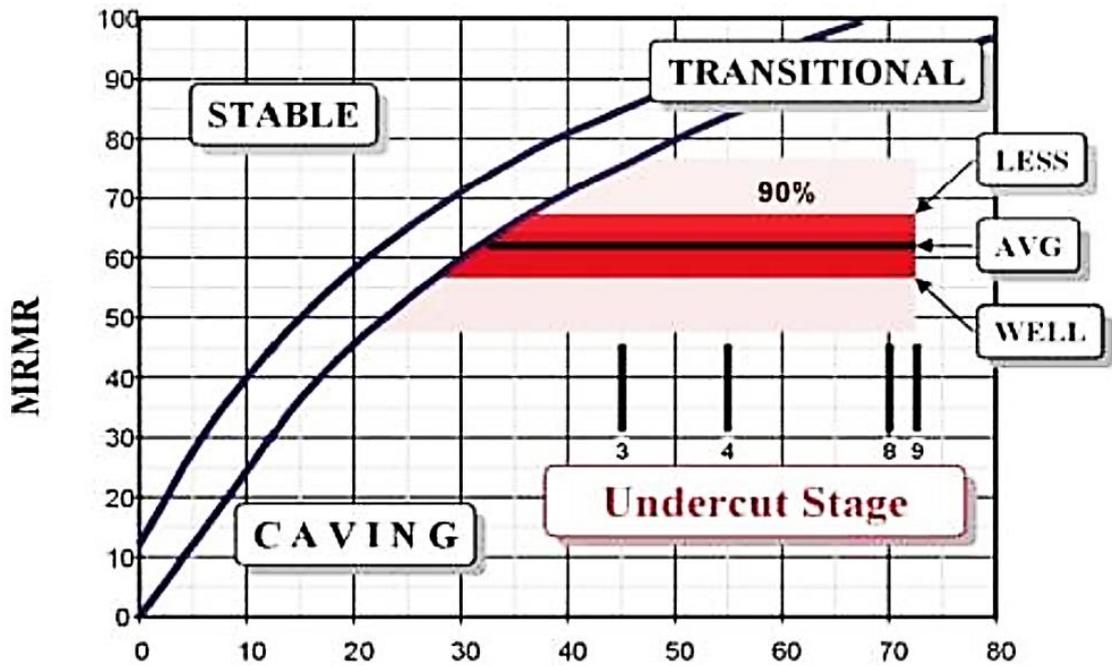
Figura 17: Radio hidráulico y número de estabilidad extendido de Mathews para tajos abiertos.

Propuesta por Trueman



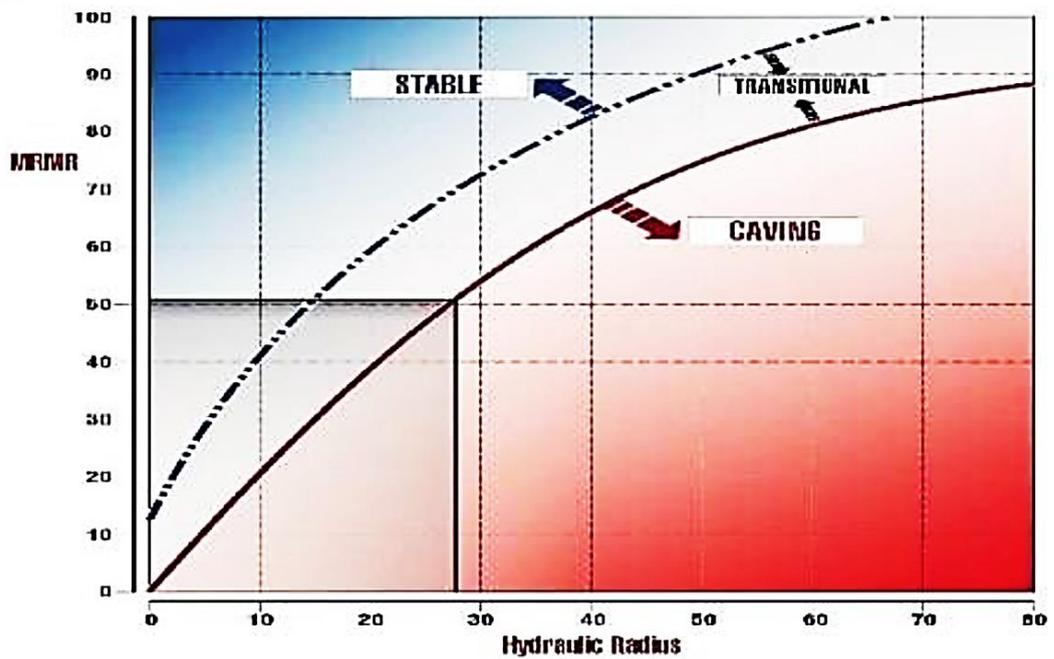
Fuente: Propia del Autor

Figura 18: Contornos de isoprobabilidad para estabilidad de tajos abiertos. Según Trueman



Fuente: Propia del autor

Figura 19: Diagrama de estabilidad de Laubscher para determinar el radio hidráulico



Fuente: Propia del Autor

**Tabla 21: Determinación de la longitud máxima de tajeo**

<b>METODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD</b>		
<b><math>N = Q \times A \times B \times C</math></b>		
N	Numero de estabilidad modificado	<b>44.60</b>
Q	Índice de calidad tunelera modificado	<b>7.81</b>
A	factor de esfuerzo en la roca	<b>1.00</b>
B	factor de ajuste por orientación de las juntas	<b>1.36</b>
C	Factor de ajuste gravitacional	<b>4.20</b>

*Fuente: Propia del Autor*

**Tabla 22: Fórmula para hallar la longitud máxima del tajeo**

<b>METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD</b>		
<b><math>S = (l \times h) / 2 \times (l + h)</math></b>		
S	radio hidráulico	<b>15</b>
l	longitud de tajeo ( a determinar )	<b>65</b>
h	altura de tajeo (constante)	<b>53</b>

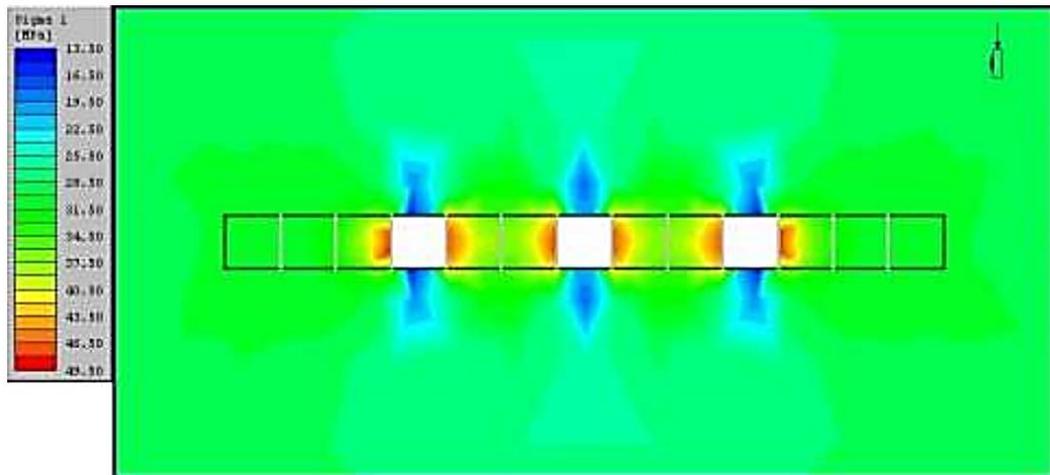
*Fuente: Propia del Autor*

#### **4.4.2. Dimensionamiento de los Componentes ligado al Minado**

De acuerdo con los hallazgos derivados del análisis de esfuerzos, se determinarán las dimensiones de los distintos elementos relacionados con el novedoso método de extracción de minerales serán:

- La distancia recomendada para el bypass será de 15 metros.
- Se sugiere un espaciamiento mínimo de 10 a 12 metros entre las ventanas.
- Se recomienda dejar un puente mínimo de 7 metros de altura debajo del nivel 120, conforme a lo contemplado en el prediseño.

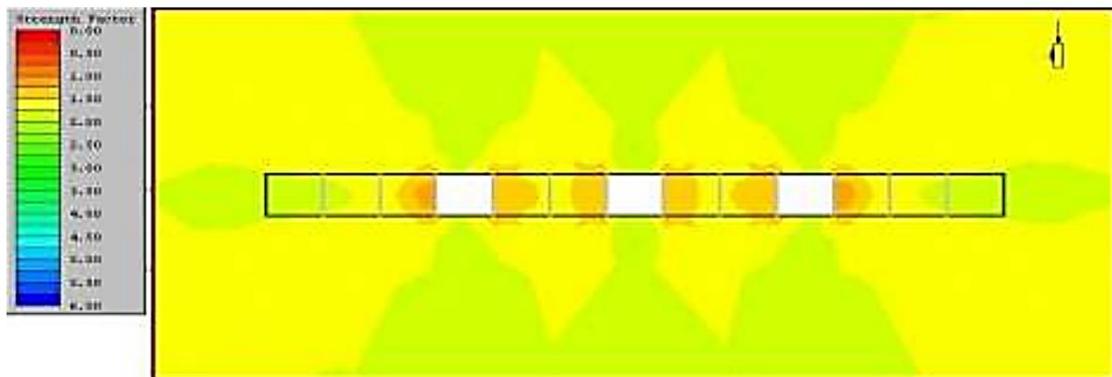
**Tabla 23:** Esfuerzos principales en pilares de 8 m de ancho entre las ventanas



**Fuente:** Propia del Autor

La concentración máxima de esfuerzos, alrededor de 48 MPa, se observa en los pilares debido a la densidad de las labores y la corta distancia entre ellas. En menor medida, también se registra en la parte superior o corona del tajeo. Es importante tener en cuenta que esta simulación se realiza únicamente para el primer corte, ya que la relación de tensión varía con el tiempo y las condiciones cambian a medida que avanza la excavación.

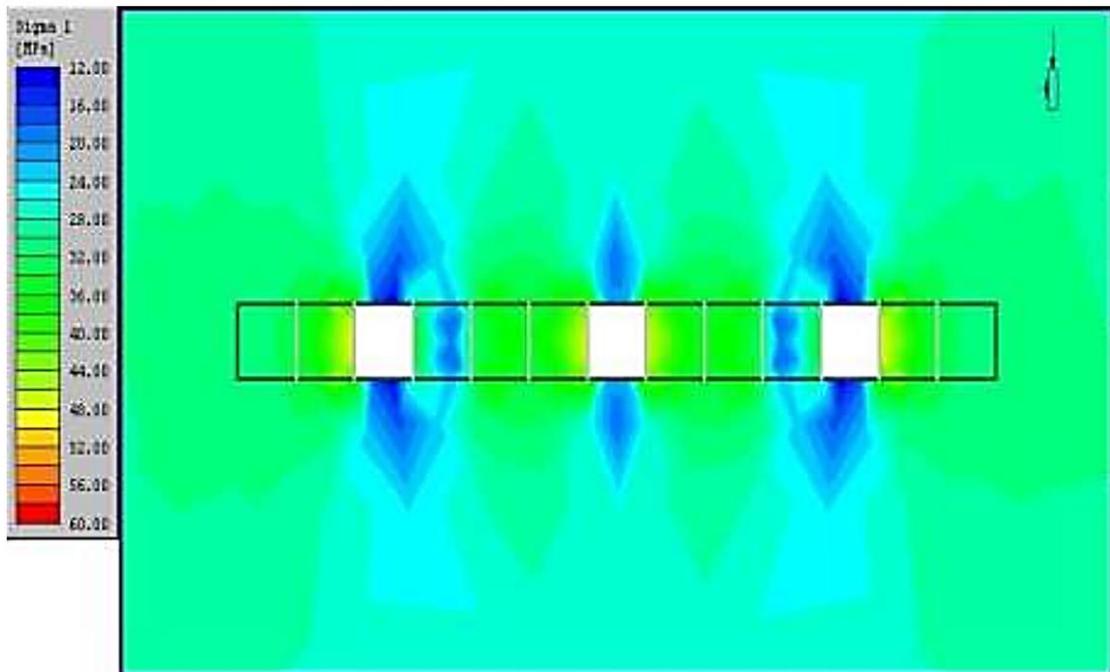
**Tabla 24:** Factores de seguridad en pilares de 8 metros de ancho entre las ventanas



**Fuente:** Propia del Autor

Relacionar la corta distancia del pantalán (8 metros) con un factor de seguridad muestra que se produce una condición inestable con un factor de seguridad igual a 1, relacionado principalmente con los principales esfuerzos que se producen actualmente en los pilares.

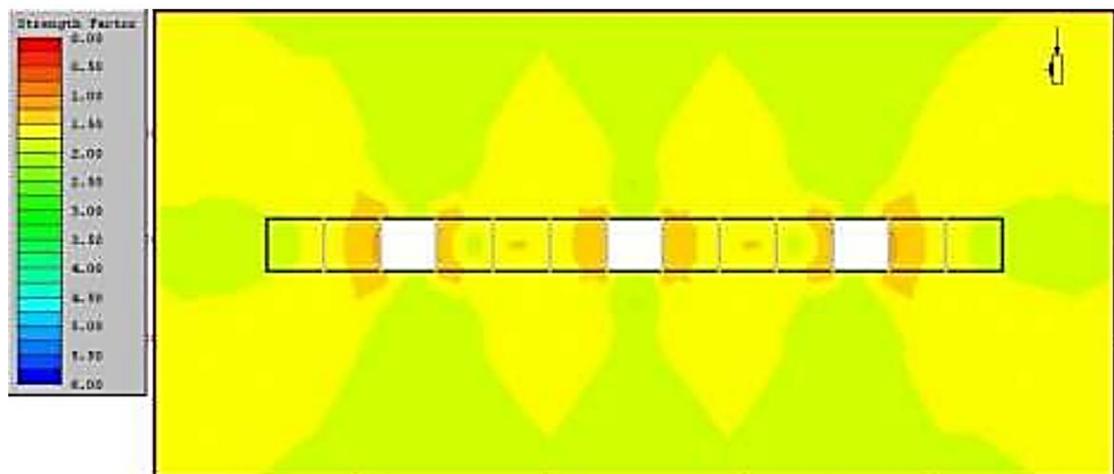
**Tabla 25:** Esfuerzos principales en pilares de 12 m de ancho entre las ventanas



*Fuente:* Propia del Autor

Aumentar la distancia entre los pilares a 12 metros resultará en una distribución más equitativa de los esfuerzos en el macizo rocoso. Esto implicará que los valores de los esfuerzos mayores no serán tan significativos como en el caso de una separación de 8 metros entre los pilares.

**Tabla 26:** Factor de seguridad en pilares de 12 m de ancho entre las ventanas



*Fuente:* Propia del Autor

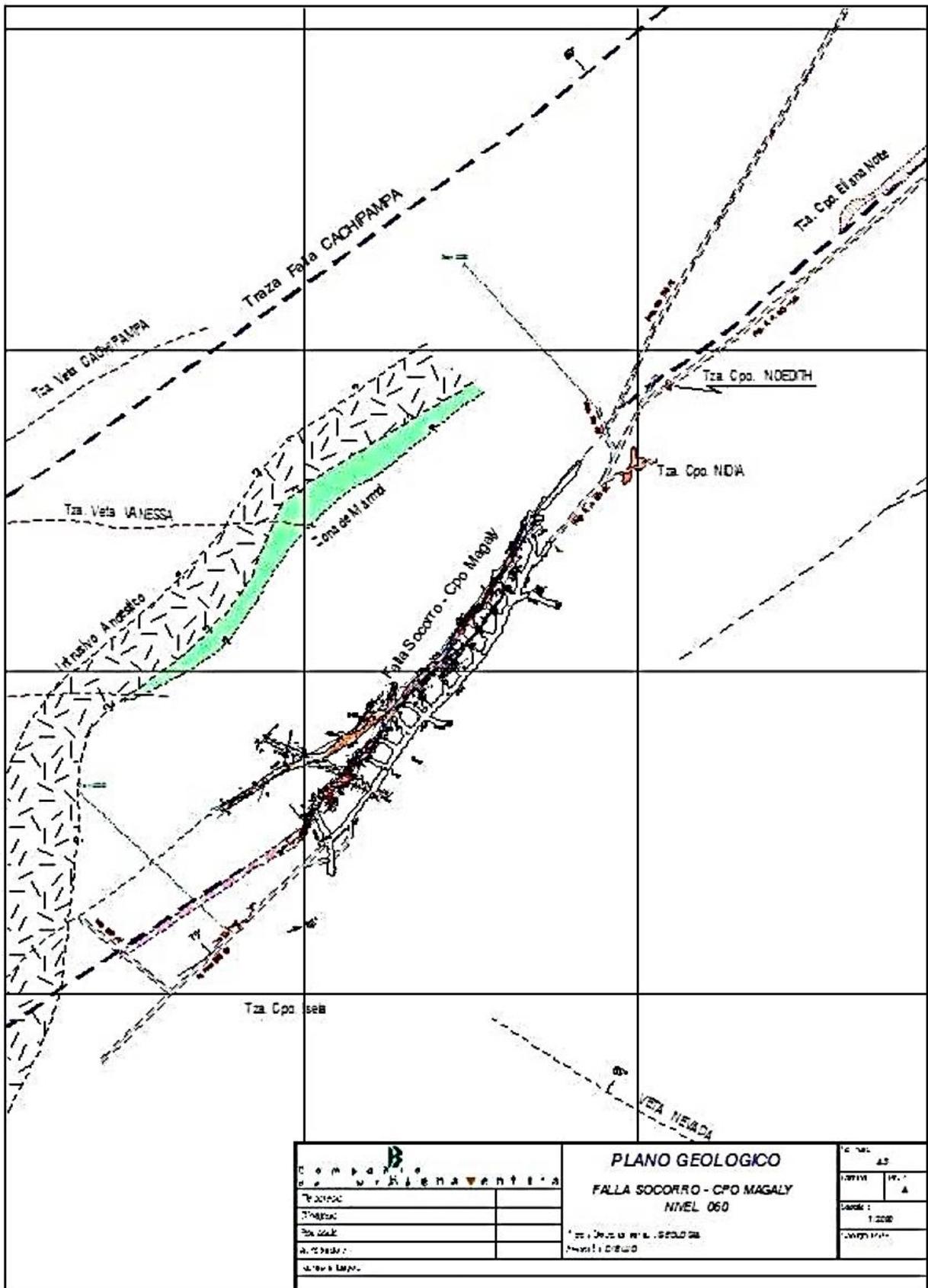
Comparando con el gráfico anterior, queda evidente que los esfuerzos sobre los pilares disminuyen significativamente al aumentar la distancia entre ellos, lo que

resultará en un factor de seguridad mayor (valores superiores a 1).

#### **4.4.3. Descripción del Tajeo 35**

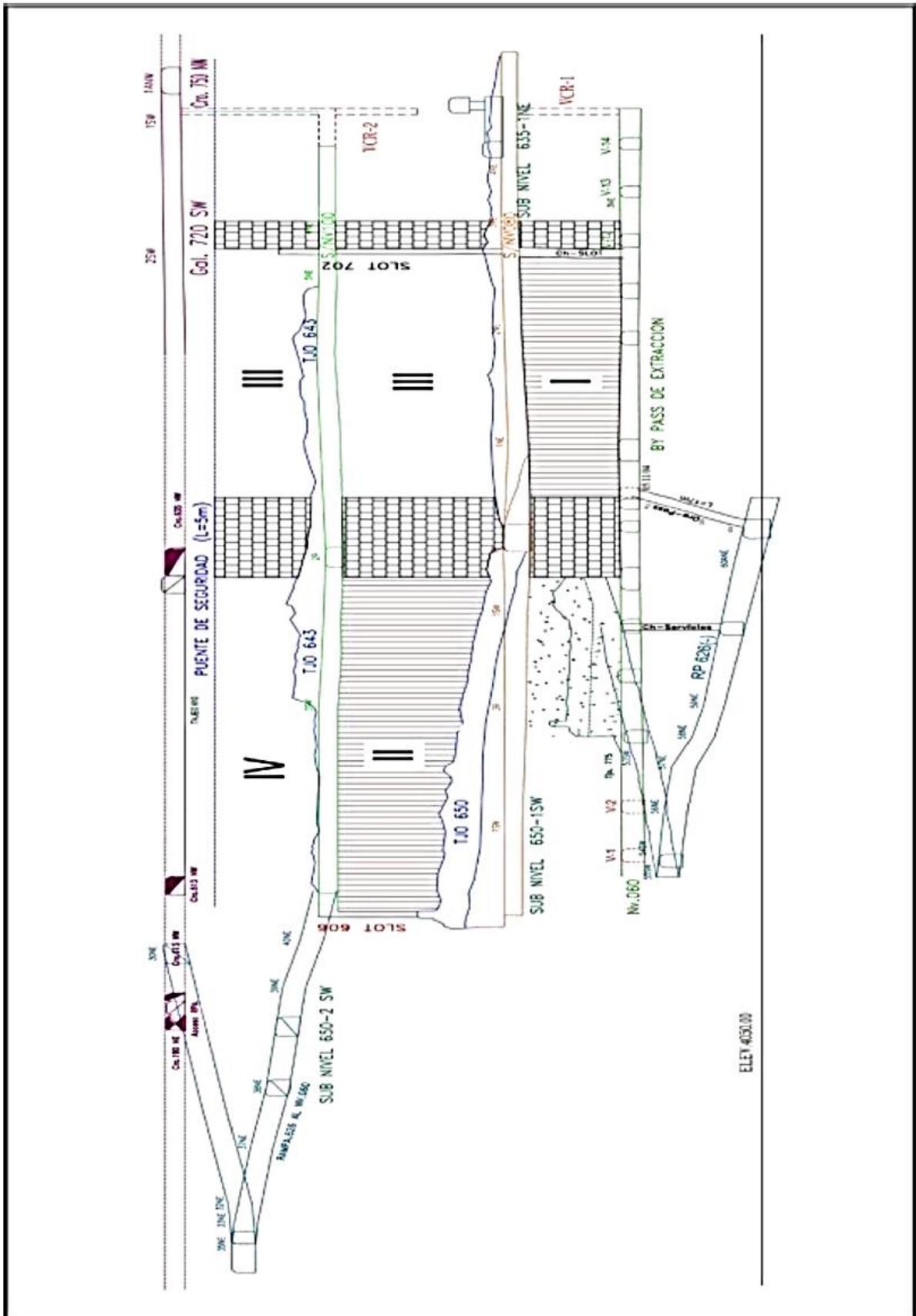
El tajeo 35 está ubicada entre los niveles 060 y 120 de la Mina teresita. La exploración comenzó en el tajo 35 en el nivel 050 se identificó la falla Socorro de aproximadamente 200 m de longitud. La figura 27 muestra una sección longitudinal de la infraestructura del puntal 35. Esto muestra galerías y subniveles 050, 080 y 100.

Tabla 27: Sección longitudinal



Fuente: Compañía de minas Buenaventura

Tabla 28: Sección longitudinal del Tajeo 35



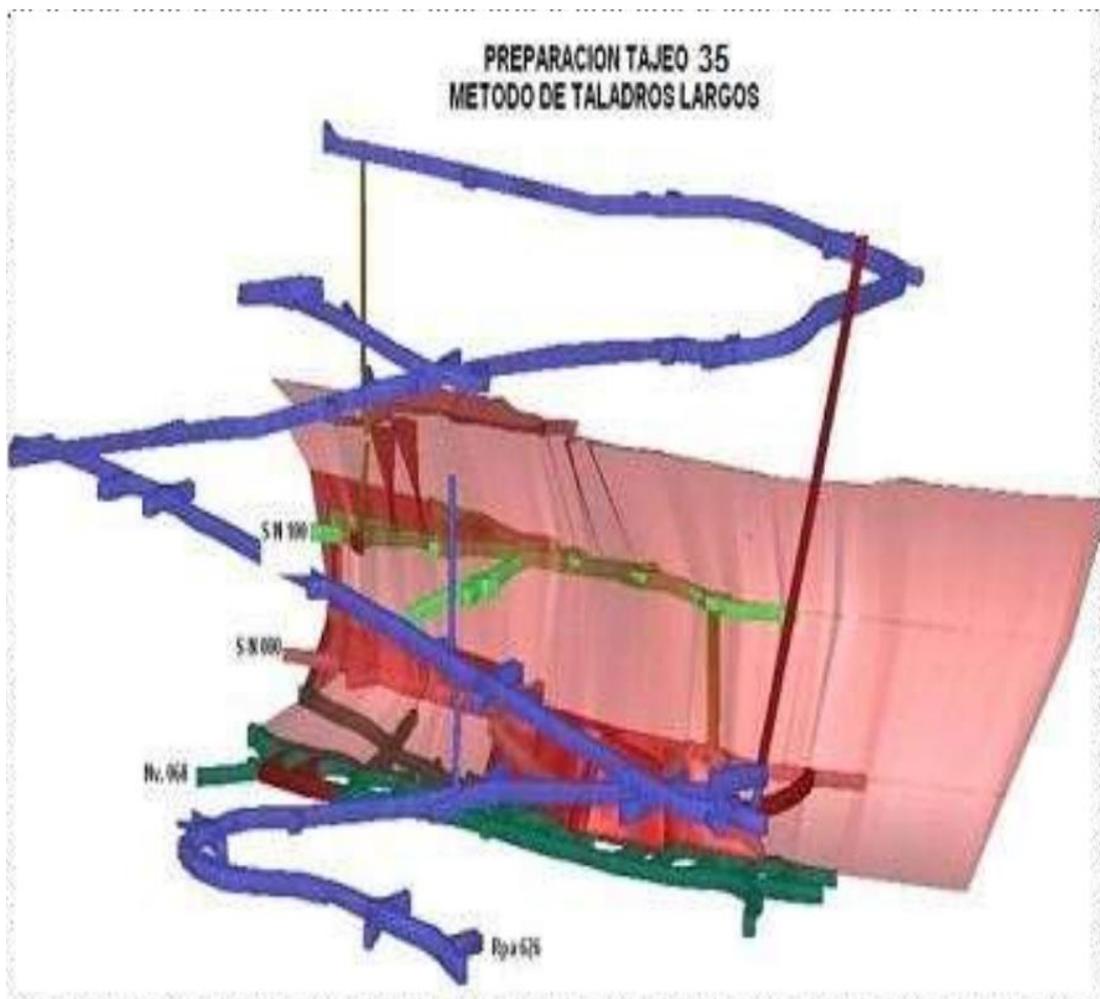
Fuente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A

#### 4.4.4 Diseño de la Infraestructura de Tajeo 35

Para definir el orden de formación de los depósitos de mineral, primero creamos un modelo de cuerpo mineralizado basado en información geológica y topográfica, utilizando el "modelado 3D" de GEMCOM como herramienta auxiliar.

Contabilizamos la información preliminar obtenida (perforación, nivel) y actualizamos el modelo con información obtenida a través del desarrollo de subniveles y chimeneas de preparación, así como chimeneas adicionales. Funciona y también simula la etapa de explotación.

*Tabla 29: Preparación de Tajeo 35*



*Fuente: Cía. de Minas Buenaventura*

#### **4.4.5 Detalle de la Infraestructura**

##### By pass y ventanas

Se estableció una vía alternativa en el nivel base 060, corriendo en paralelo a la falla Socorro, después de haber delimitado exhaustivamente toda la estructura mineralizada. La separación inicial entre la Falla y el desvío fue de 12 metros, aunque se considera más adecuado que sea de 15 metros. La construcción de este desvío tiene como objetivo facilitar las exploraciones tanto en la dirección noreste como en la suroeste de la falla, al tiempo que proporciona un acceso eficiente para el personal y los equipos. A pesar de que actualmente las aberturas de las ventanas tienen una separación de 8 metros, se prefiere que esta distancia sea de 12 metros entre cada ventana.

##### Subniveles

La finalidad de estos subniveles consiste en investigar la veta en altitud y facilitar la perforación de los taladros largos. En el nivel 080, se estableció el subnivel 1 a una distancia de 13 metros respecto al nivel base, con acceso a través de un brazo positivo. Este primer subnivel permitió el desarrollo de la veta, brindándonos una mayor certeza acerca de estas estructuras en altitud, además de permitirnos alcanzar los equipos necesarios para la perforación de los taladros largos. En el nivel 100, se ubicó el subnivel 2 a una altura de 25 metros por encima del primer subnivel, también con acceso mediante un brazo positivo.

##### Echadero de Mineral

El área de descarga comenzará desde el Nivel 040 y se extenderá hasta el Nivel 060, situándose en el centro del bloque mineral con el propósito de optimizar el proceso de limpieza del mineral. La capacidad del área de descarga está alineada con la capacidad de carga del scoop, el ciclo de transporte de mineral con camiones de

bajo perfil y la producción por turno en la cantera.

#### Chimenea de servicios y ventilación

Situada en la esquina noreste del tajeo, esta área está destinada a proporcionar una ventilación adecuada a la zona de explotación.

#### Chimenea Slot

La abertura principal o área despejada se establecerá en ambas extremidades, tanto en la dirección noreste como en la suroeste del tajeo, marcando el punto de partida de la etapa de explotación. La secuencia de perforación se llevará a cabo desde el nivel 060 hasta el 080, seguido por el rango del nivel 080 al 100 y, finalmente, del nivel 100 al nivel 120. Se sugiere la introducción de conductos de salida con VCR como medida para mejorar y perfeccionar el proceso en su totalidad.

### **4.4.6. Operaciones Unitarias**

#### Perforación

Para comenzar el proceso de perforación de los taladros de producción, es fundamental tener en cuenta los siguientes aspectos:

- Dimensión de fragmentación necesaria
- Características de perforación y estructura geológica del lecho rocoso
- Dimensión del agujero y extensión del agujero
- Dirección y separación entre perforaciones
- Inclinación o desviación durante el proceso de perforación

Estos factores influyen en la elección de la máquina perforadora y En la planificación de la disposición de perforación de los taladros largos, es esencial vigilar el grado de desviación de los taladros, asegurándose de que no supere un límite máximo del 2%. Además, se deben gestionar las irregularidades en la perforación, incluyendo la ejecución de taladros fuera del diseño, desviaciones en la

dirección de los taladros y la longitud de los taladros que sea inferior a la especificada. La mineralización exhibe una dureza moderada, y se proyecta que el 80% del mineral fracturado tenga un tamaño inferior a 7 pulgadas.

**Tabla 30: Características para la perforación del tajeo 35**

<b>PERFORACION TAJEO 35</b>	
Equipo	Jumbo Mercury
Longitud de Perforación	13 m
Diámetro taladro	64 mm
Dirección perforación	Vertical y en abanico
Subniveles de perforación	Gal. 775, S/N-1, S/N-2
<b>Espaciamiento malla</b>	<b>1.5 m</b>
<b>Burden malla</b>	<b>2.0 m</b>
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
Longitud de perforación	13.00 m
Desviación taladros	2 %
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilidad Efectiva	75%
Estado Jumbo	Buen estado.

*Fuente: Elaboración propia*

En esta etapa del proceso, se tomarán en cuenta las variables de control enumeradas en la tabla número 31.

**Tabla 31: Parámetros de control en etapa perforación tajeo 35**

<b>PERFORACION TAJEO 35</b>	
Equipo	Jumbo Mercury
Longitud de Perforación	13 m
Diámetro taladro	64 mm
Dirección perforación	Vertical y en abanico
Subniveles de perforación	Gal. 775, S/N-1, S/N-2
<b>Espaciamiento malla</b>	<b>1.5 m</b>
<b>Burden malla</b>	<b>2.0 m</b>
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
Longitud de perforación	13.00 m
Desviación taladros	2 %
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilidad Efectiva	75%
Estado Jumbo	Buen estado.

*Fuente: Propia del Autor*

La proporción entre las toneladas perforadas y las toneladas transportadas diariamente se mantiene en el rango eficiente de operación. Actualmente, se lleva a cabo la perforación de 16 taladros al día, equivalentes a 2,433.6 toneladas diarias, y la velocidad de extracción es de 500 toneladas al día. Se ha planificado un ciclo de trabajo de 28 días para la operación continua del equipo, con 2 días destinados a labores de mantenimiento y reparaciones.

El costo de perforación asciende a 0.60 dólares estadounidenses por tonelada corta seca (TCS), incluyendo el pago del equipo a razón de 72.5 dólares estadounidenses por hora, así como los costos de las brocas, barras, shank y la grasa utilizada.

En la representación gráfica se aprecia la perforación realizada en los subniveles, donde se ha llevado a cabo la perforación tanto en sentido ascendente como descendente

#### **Parámetros de diseño**

- Altura para la perforación: 4.50 metros
- Geometría de la malla: Rectangular
- Diámetro de perforación: 2 1/2''
- Buden promedio (m): .50 metros
- Tipo de perforación: Roto-percusión

#### **Equipo de perforación**

Jumbo tamrock modelo Mercury.

Las especificaciones técnicas son:

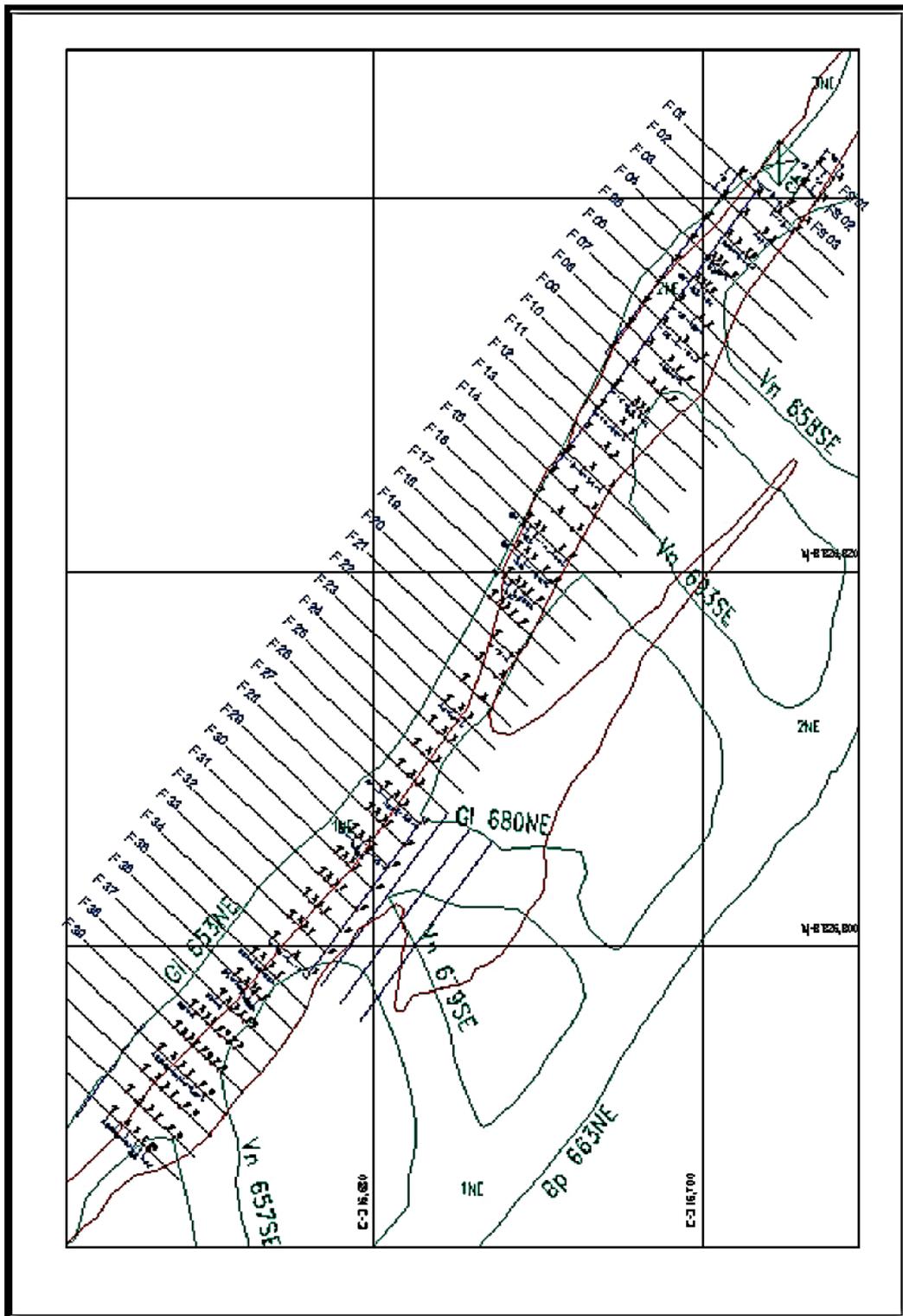
- Modelo: HL-500
- Frecuencia de impactos: 57 - 59 Hz
- Presión de percusión: 175 – 210 bares

- Poder de impacto: 15 – 19 Kw
- Peso: 135 kg

#### Sonda o columna de perforación

En el proceso de perforación de los taladros largos, se empleó la siguiente selección de aceros. Las tasas medias de eficiencia de perforación para estos aceros se muestran a continuación:

Figura 20: Distribución de taladros en el tajeo 35 (vista de planta)



Fuente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

Se examina la disposición de los taladros largos tanto en una sección transversal como en una vista de planta. Durante la ejecución de la perforación en el yacimiento mineralizado, se realizaron los taladros de producción en una dirección

ascendente. Aquellos taladros orientados hacia el núcleo del yacimiento mineralizado se perforaron con un ángulo de  $0^\circ$  en el clinómetro, mientras que los taladros en la periferia del yacimiento mineralizado fueron perforados siguiendo la inclinación del cuerpo para asegurar una recuperación óptima del mineral.

Las extensiones de los taladros en cada uno de los subniveles presentan variabilidad, siendo perforados hasta llegar a la caja con el fin de gestionar y controlar la dilución en el proceso de perforación. En este punto, resulta apropiado llevar a cabo perforaciones con sondajes para obtener información más detallada y garantizar una perforación eficiente y económica.

Para obtener una adecuada perforación se tiene en cuenta los siguientes puntos:

Adecuada preparación de las zonas destinadas a la perforación y señalización correspondiente.

Determinación de ubicaciones de perforación junto con sus correspondientes alturas y orientaciones, llevada a cabo por el Departamento de Topografía para garantizar la precisión del control de la perforación).

Exacta inclinación, de los taladros.

Desempeño de las longitudes de perforación prescritas.

Identificación del taladro después de la perforación.

Todos estos elementos deben ser verificados mediante un formulario de control de perforación, en el cual se documentan los detalles de los taladros, la longitud perforada, especificando tanto la longitud de mineral como la de material estéril, además de las posibles fallas, fracturas y fisuras. También se registra la inclinación angular y el número de barras que se deben perforar.

La disposición de los taladros ha sido establecida siguiendo el modelo

matemático desarrollado por Pearse y Langefors, eligiendo el valor máximo de burden entre ambos resultados. Las tablas N° 29 y 30 ofrecen una descripción detallada de cómo se determina el burden y el espaciamiento.

La configuración de la malla de perforación podría ser adaptada según la evaluación de la fragmentación y dilución del mineral derivadas de la detonación de las dos primeras filas de taladros.

*Figura 21: Burden según el modelo matemático de Pearse*

**Diseño de la malla de perforación y voladura para taladro**

**Largos**

**Tajeo 35**

**Diseño de malla de perforación:**

**Modelo matemático de pearse**

**Burden**

**Parámetros geomecánicas**

**Parámetros de perforación**

**Características de explosivo**

<b>RQD</b>	<b>Índice de calidad de la roca</b>
<b>JSF</b>	<b>Factor de reducción de esfuerzos</b>
<b>ERQD</b>	<b>RQD x JSF</b>
<b>K</b>	<b>1.96-0.27 in ERQD</b>
<b>PD</b>	<b>Presión de detonación del explosivo RD</b>
	<b>Resistencia dinámica de la roca</b>
<b>D</b>	<b>Diámetro del taladro (Pulgadas)</b>
<b>Burden=(K x (diámetro de taladro)/12) x (PD/RD)<sup>1/2</sup></b>	
<b>RQD</b>	<b>75</b>
<b>JSF</b>	<b>0.5</b>
<b>ERQD</b>	<b>37.5</b>
<b>K</b>	<b>0.981</b>
<b>PD</b>	<b>3800 Mp</b>
<b>RD</b>	<b>86 Mp</b>
<b>D</b>	<b>2.5 pulg</b>
<b>B</b>	<b>1.359 m</b>

*Fuente: Propia del autor*

**Tabla 32: Determinación del Burden según el modelo matemático de Langefors.**

**Diseño de la malla de perforación y voladura para taladros largos**  
**Diseño de Malla de Perforación :**

**MODELO MATEMATICO DE LANGEFORS**

---

**B máx.  $D/33 \times ((dc \times PRP)/(c \times f \times E/B))^{1/2}$**

---

**B máx.** Burden máximo en m.  
**D** Diámetro del taladro, en mm.  
**c** Constante de roca

**Dureza de la roca Constante de la roca**  
 Intermedia 0.3 + 0.75  
 Dura 0.4 + 0.75

**f** Factor de fijación

**Dureza de la roca Constante de la roca**  
 Vertical 1.00  
 Inclinado, 3:1 0.90  
 Inclinado, 2:1 0.85

**E/B** Relación entre el espaciamiento y el burden.  
**dc** Densidad de carga, en g/cm<sup>3</sup>.  
**PRP** Potencia relativa en paso del explosivo.  
**L** Longitud del taladro  
**D** Diámetro del taladro

---

**B práctico  $B_{max} - (2 \times D) - (0.02 \times L)$**

**B<sub>max</sub>** 1.845 m

---

**D** 84 mm c 1.05 f 1  
**E/B** 1  
**dc** 0.95 gr./cm<sup>3</sup>  
**PRP** 1  
**L** 13 m  
**D** 0.0835 m

---

**B<sub>p</sub>** 1.48 m

**E** (1 a 1.40) x B  
**B** Burden(m)  
**E** Espaciamiento (m)

---

**E** 2.0 m  
**B** 1.5 m

---

*Fuente: Elaboración propia*

#### 4.4.7. Voladura

La elección de los explosivos adecuados para el proceso de voladura está vinculada a:

- La naturaleza de la fragmentación del mineral deseada.
- El tamaño del diámetro del taladro de perforación. 91
- Las dimensiones de burden y espaciamiento de la malla de perforación
- Las características geológicas actuales
- La resistencia o dureza del mineral.

La fragmentación, el tamaño del diámetro de los taladros y la disposición de

la malla de perforación fueron establecidos durante la fase anterior de perforación. No se observan filtraciones significativas de agua en la zona de trabajo. Además, la roca presenta una dureza considerable (resistencia a la compresión de 86 MPa) y no hay indicios de cavidades naturales o fallas pronunciadas que puedan complicar la etapa de carga de los taladros. En la tabla N° 33 se detalla el reporte de la etapa de voladura.

**Tabla 33: Detalle de etapa de voladura en tajeo 35**

<b>VOLADURA TAJO 35</b>	
<b>Equipo</b>	<b>Cargador neumático de anfo (JET-ANOL)</b>
<b>Carga por Taladro</b>	<b>1 Booster pentolita 1/3 libra 33.094 kg de ANFO</b>
<b>Factor de carga</b>	<b>0.24 Kg/TCS</b>
<b>Control salidas taladros</b>	<b>Retardos Fanel de 25 ms de 20 m</b>
<b>Fragmentación mineral (P80)</b>	<b>17.8 mm</b>
<b>Costo de Voladura ( US \$ / TCS</b>	<b>0.374</b>

*Fuente: Propia del Autor*

El cuadro refleja que el gasto asociado a la voladura es de 0.374 dólares estadounidenses por tonelada corta seca (TCS), desglosándose en 0.21 dólares por TCS para los explosivos y accesorios, y 0.164 dólares por TCS para la mano de obra necesaria para detonar 8 taladros en un turno, con la participación de 4 personas que incluyen tanto al personal encargado de suministrar los explosivos y accesorios como a los que cargan los taladros.

Para cargar los taladros, se emplea una cargadora JET-ANOL que introduce neumáticamente el ANFO mediante una manguera rígida y antiestática, llegando hasta la parte inferior del taladro. Esto se realiza con el propósito de mejorar la contención del ANFO y, de esta manera, optimizar al máximo la potencia y la energía del explosivo.

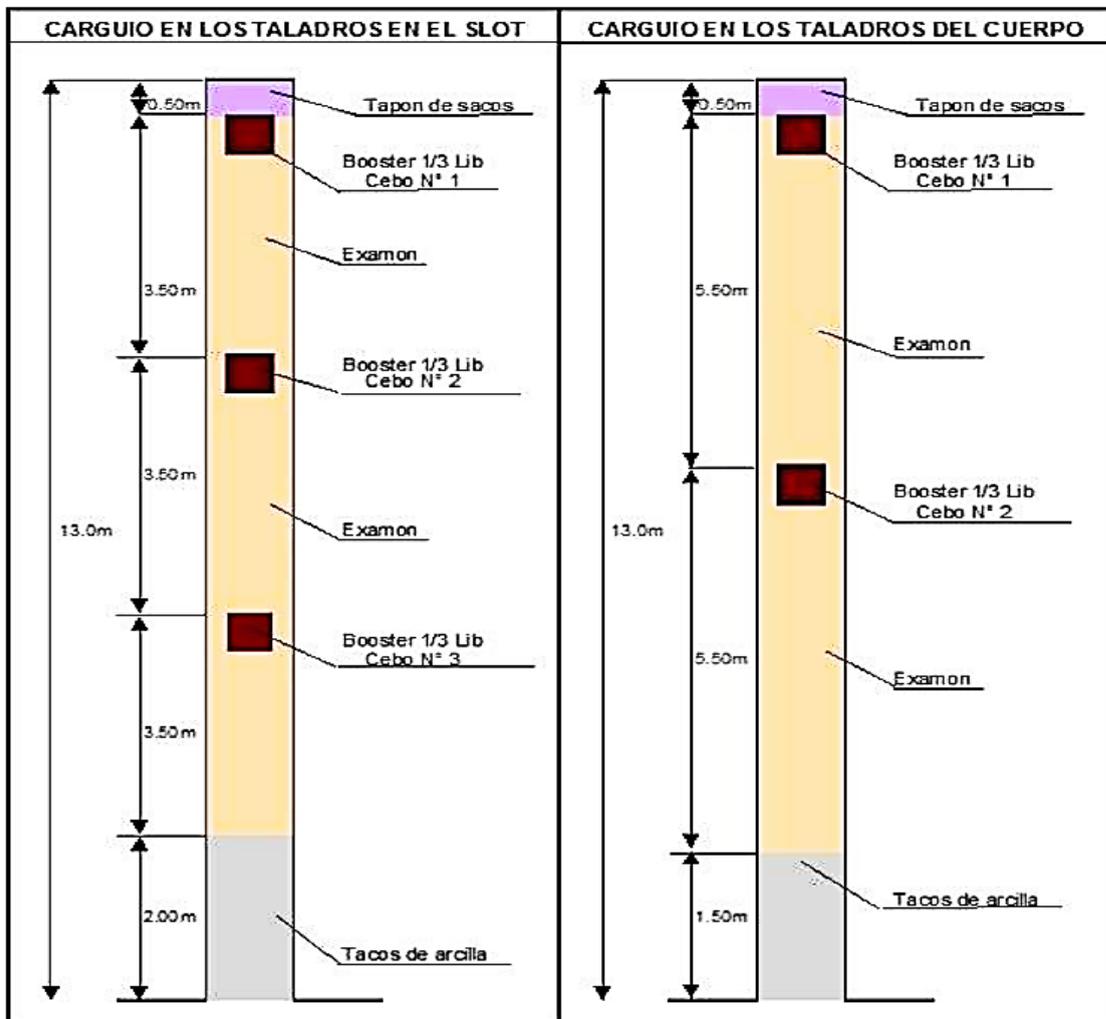
## **Explosivos y elementos complementarios empleados en el proceso de carga.**

- Anfo
- Booster 1/3 libra
- Fulminante no eléctrico MS de 20 m (De diferentes retardos)
- Cordón Detonante (3P)
- Guia de seguridad (Carmex)
- Mecha rápida

### **Carguío**

La carga se realiza recubriendo los taladros que han tenido comunicación con un saco de yute, el cual previene la liberación de la energía del explosivo. Luego, se introduce el iniciador, un potenciador de 1/3 lb, ya sea por la parte superior o inferior. El taladro se carga con ANFO a una presión de 65 PSI, asegurando su confinamiento. Una vez que se alcanza la longitud requerida de ANFO en el taladro, se coloca un segundo iniciador siguiendo los mismos procedimientos detallados en los gráficos de carga, dejando un espacio sin cargar que se completa con un taco de arcilla de 1.50 m a 2.0 m. Se realizan pruebas adicionales para perfeccionar la eficiencia de la carga mediante la determinación de la cantidad adecuada de iniciadores y carga, utilizando equipos que detectan las ondas de detonación de cada taladro, lo que permite un uso más eficaz de los explosivos y sus accesorios.

*Figura 22: Distribución de la carga explosiva en los taladros del tajeo N° 35*



*Fuente: Propia del Autor*

La fragmentación obtenida después del disparo es de:

- 35% de 0 a 5 cm.
- 40% de 5 a 10 cm.
- 10% de 10 a 20 cm
- 15% mayor de 20 cm

#### 4.4.8. Acarreo de Mineral

El transporte del mineral se llevará a cabo a través del nivel 060, desde la ventana 1 hasta la ventana 13, hasta llegar al echadero principal ubicado en el centro del tajeo.

*Tabla 34: Características del equipo de acarreo*

<b>SCOOPTRAM DE 3.5 yd<sup>3</sup></b>		
<b>Motor</b>	<b>Diesel</b>	
<b>Cap. Cuchara</b>	3.5	Yd <sup>3</sup>
<b>E sponjamiento mineral</b>	63.62%	
<b>1 yd<sup>3</sup></b>	0.765	m <sup>3</sup>
<b>Densidad mineral</b>	3.00	TCS/m <sup>3</sup>
<b>Factor llenado cuchara</b>	85%	
<b>Capacidad por cuchara</b>	4.17	TCS

*Fuente: Propia del Autor*

En la tabla se muestra que, con un índice de llenado del 85%, un scoop de 3.5 yardas cúbicas tiene una capacidad promedio de 4.17 toneladas cortas secas (TCS) por carga.

En la tabla N° 33 se detallan los indicadores operativos que se analizarán durante la operación del tajeo. El equipo se encuentra en condiciones mecánicas y eléctricas óptimas. Se ha llevado a cabo una revisión minuciosa de las condiciones electrónicas del sistema de control remoto y se ha proporcionado formación al personal para su correcto manejo.

El ciclo promedio por cada cucharada es de 3 minutos. Para alcanzar una producción de 250 toneladas por guardia, se requieren 3.0 horas de trabajo del scoop en este tajeo, lo que equivale a 60 cucharadas de mineral. Esto resulta en un rendimiento de 83.4 TCS por hora, indicando que el equipo tiene la capacidad para llevar a cabo la extracción de mineral y realizar otras tareas de limpieza de manera

eficiente.

**Tabla 35:** Índices operacionales del ciclo de acarreo de mineral

INDICES DE EFICIENCIA	
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilización efectiva	75%
INDICES	DE
PRODUCTIVIDAD	
Ciclo de acarreo (min.)	3
Capacidad de acarreo (TCS/hora)	83.4
INDICES DE CONTROL	
Producción por guardia (TCS/guardia)	250
Horas trabajadas	3
Nº cucharas/guardia	60

*Fuente: Propia del Autor*

#### 4.4.9. Servicios Auxiliares

Transporte De Mineral El transporte del mineral se realizará utilizando camiones de bajo perfil desde la zona de carga ubicada en el nivel 040 hasta el Nivel 180, donde está ubicada la estación principal del pique (Master Shaft).

Como se evidencia en el cuadro N° 34, el ciclo de transporte del mineral demora 30 minutos, dado que los camiones de bajo perfil deben desplazarse alrededor de 1.5 kilómetros para llevar a cabo la conducción del mineral.

**Tabla 36:** Detalle del ciclo de transporte de mineral

TRANSPORTE MINERAL TAJEO 35	
Toneladas diarias	500
Toneladas guardia	250
Camión de bajo perfil	18 TCS Viaje
No viajes guardia	13.89
Tiempo por viaje	30 minutos
Costo del camión	50 US \$ hora
Camiones MT – 2000	3
Tiempo necesario con 1 solo camión	6.94 horas
Costo por guardia	347.22 US \$
Costo transporte	1.39 \$ TCS

**Fuente:** Propia del Autor

La duración total necesaria para lograr las 250 toneladas cortas secas (TCS) por turno asciende a 6.94 horas con un solo camión, equivalente a 13.89 viajes, o 2.31 horas al aprovechar los tres camiones. Esta situación permite emplear los camiones no solo para el transporte de desechos de la excavación, sino también para facilitar la extracción de mineral de otras áreas de trabajo en simultáneo.

#### **4.4.10. Relleno del Tajo**

Las grandes aberturas originadas por la explotación de subniveles generalmente demandan la aplicación de un programa de relleno. Este relleno puede comprender roca suelta, arena, tierra, relleno de roca con cemento, relleno hidráulico con cemento, así como materiales arcillosos de alta densidad o relleno aluvial.

El proceso de relleno posibilita la futura recuperación de los pilares de estabilización o soporte. Esta recuperación de pilares facilita la extracción de hasta un 90% del mineral. Además, el relleno contribuye a minimizar la posibilidad de hundimientos o subsidencias, permitiendo la redistribución de esfuerzos generados durante el ciclo de minería. Esto, a su vez, reduce al mínimo las probabilidades de explosiones o estallidos de roca. La utilización exitosa del relleno se ha demostrado como una estrategia eficaz para la eliminación o recuperación de pilares intermedios

entre los frentes de trabajo. Este relleno incluye una cantidad adecuada de material cementante para formar una estructura independiente y autoportante. Aunque en ocasiones el relleno con cemento no resulta ser la opción más económica, en situaciones en las que la recuperación de pilares no es práctica, se opta por el relleno como medida para controlar los movimientos en la superficie (Matikainen, 1981).

Es esencial que las extensas aperturas resultantes de la detonación de un yacimiento con taladros largos sean sujetas a algún tipo de relleno. Además, se logra recuperar un 90% de los pilares minerales en estas zonas.

El empleo de relleno tiene como perspectiva posibilitar la recuperación de los pilares de soporte en el futuro. Además, contribuye a reducir la probabilidad de inestabilidad en las excavaciones y facilita la redistribución de tensiones generadas durante el proceso de explotación.

Para el tajeo 35, se llevará a cabo inicialmente el relleno desde la Falla Socorro con el propósito de recuperar los pilares de buzamiento estabilizadores que tienen una potencia promedio de 6 a 8 metros, dejando intervalos de 65 metros, será rellenada desde el nivel 100 mediante el uso de material obtenido durante las operaciones de exploración y desarrollo. Este proceso se llevará a cabo a través de subniveles intermedios, así como mediante ventanas y chimeneas conectadas desde la Rampa 760.

Además, se llevará a cabo el relleno utilizando el material estéril generado por las operaciones de profundización de la Rampa 626. Estas actividades producen aproximadamente 2450 metros cúbicos de estéril al mes, con un avance mensual de 200 metros y una sección de 3.5 x 3.5 metros.

#### **4.4.11. Agua y Aire**

Es fundamental que las infraestructuras de servicios, tales como las de agua

y aire, estén estratégicamente ubicadas en las áreas de preparación y explotación, manteniéndolas en condiciones óptimas para asegurar un rendimiento eficiente de los equipos.

La Tabla N° 35 presenta información detallada sobre las compresoras actualmente en uso en la unidad, incluyendo sus respectivos flujos. Estas 5 compresoras son plenamente capaces de satisfacer las demandas diarias de aire comprimido, tanto en términos de caudal como de presión, para todas las operaciones mineras.

**Tabla 37: Características de las compresoras**

<b>CARACTERÍSTICAS DE COMPRESORAS</b>	
<b>3 Ingersoll Rand XLE</b>	
Presión Servicio	90-100 psi
Caudal (Pies <sup>3</sup> /min)	2500 cfm /cada una
<b>1 Sullair TS-32</b>	
Presión Servicio	115-125 psi
Caudal (Pies <sup>3</sup> /min)	3500 cfm
<b>1 Sullair 24-KT</b>	
Presión servicio	115-125 psi
Caudal (Pies <sup>3</sup> /min)	3000 cfm

*Fuente: Propia del Autor*

La red de tuberías de aire inicia desde la estación de compresoras con un diámetro de 10", luego reduce su tamaño a 6" y, finalmente, se conecta a las operaciones con un diámetro de 4". Por otro lado, el abastecimiento de agua se dirige a las labores mediante una tubería con un diámetro de 2".

#### **4.4.12. Ventilación**

La ventilación garantizará la seguridad y un entorno adecuado para que los trabajadores puedan llevar a cabo sus tareas de la manera más eficiente, cumpliendo con todas las condiciones necesarias.

**Tabla 38: Requerimiento de aire según D.L. N° 055**

VENTILACION TAJEO 35			
REQUERIMIENTO AIRE			Caudal (m <sup>3</sup> /min)
Personal	6	6	36.00
Equipos (scoop)	personas/guardia	m <sup>3</sup> /persona/min	
Equipos (jumbo)	182 HP	3 m <sup>3</sup> /HP/min	546.00
Equipos (camión de bajo perfil)	53 HP	3 m <sup>3</sup> /HP/min	159.00
	197.5 HP	3 m <sup>3</sup> /HP/min	592.50
<b>TOTAL (m<sup>3</sup>/min)</b>			<b>1,333.50</b>
<b>TOTAL (CFM)</b>			<b>47,092.11</b>

*Fuente: Propia del Autor*

Según se presenta en la tabla N° 35, se ha tenido en cuenta el requisito de aire para el tajeo 35, considerando la presencia de 6 trabajadores por guardia, 1 scoop de 3.5 yardas cúbicas, 1 Jumbo mercurio y 1 camión de bajo perfil, lo que suma un total de 47,092.11 CFM. Este tajeo está siendo ventilado por el ventilador principal, el cual tiene una capacidad de 100,000 CFM y ventila la mina Socorro. Sin embargo, en la monitorización realizada en este tajeo, se registró un caudal de 52,460 CFM, por lo que no se encuentra en uso.

#### **4.4.13. Control de Calidad**

La vigilancia de la calidad del mineral, en todas las etapas desde la exploración hasta la explotación, es esencial para asegurar que se cumplan los estándares requeridos antes de suministrarlo a la planta concentradora. Además, el monitoreo de la calidad del mineral fragmentado es un proceso crucial para mejorar diversos parámetros operativos, tales como la perforación (espaciamiento, carga, diámetro de taladro, desviación), la voladura (factor de potencia, sobreexplotación de cajas) y el control geomecánico (estabilidad y caída de la roca encajonante). Con la finalidad de:

Proporcionar información a la operación con el fin de gestionar la dilución mineral: se realizará un muestreo del mineral fragmentado y Se llevará a cabo un análisis de su ley para proporcionar orientación a los operadores respecto al

rendimiento de las operaciones unitarias o la disposición geométrica de la veta.

Coordinar los recursos de minerales identificados: cotejar la ley de explotación con la ley del bloque de mineral y verificar la exactitud de la cubicación suministrada por el departamento de Geología.

Contar con un registro de la ley de producción minera.

Comparar la ley de producción diaria con la ley de cabeza destinada a la Planta Concentradora marca el inicio del control. Este proceso inicia con la vigilancia detallada de los desechos provenientes de la perforación. La data recopilada se empleará para analizar la variación y distribución de la ley de plata a lo largo de la veta, o para identificar áreas de desmonte o "caballos" en el bloque de mineral. El asistente de perforista, con respaldo del personal de Control de Calidad, estará a cargo de llevar a cabo esta tarea. El análisis constante de estos residuos o lodos se llevará a cabo en el laboratorio. Esta información resultará crucial para anticipar áreas con contenido mineral de alta ley, baja ley o desmonte después de la detonación.

#### **4.4.14. Gestión de la Seguridad**

El método de tajeo por subniveles es altamente seguro debido a su diseño. Por lo general, los trabajadores mineros operan únicamente debajo de la roca acondicionada, la cual se asegura mediante pernos, cables y soportes artificiales. No es necesario que los mineros trabajen sobre el mineral roto. Además, el método está planificado de manera que el área de extracción se retire de las zonas sin soporte o ya explotadas.

La introducción de equipos mecanizados también ha aportado beneficios significativos en términos de seguridad. En zonas donde la roca no es segura o no se sostiene por sí misma, las unidades LHD pueden ser manejadas de forma remota.

Los equipos de perforación modernos permiten a los operadores controlar el equipo de manera remota desde una posición segura.

El tajeo por subniveles, al ser una combinación de métodos de minería, requiere grandes volúmenes de detonaciones para mantener niveles de productividad adecuados. La presencia de flujos de aire significativos, múltiples accesos, y un sistema de piques y chimeneas contribuyen a establecer un eficiente sistema de ventilación que mantiene el aire en condiciones óptimas para el trabajo.

Este método, que utiliza taladros largos, es altamente seguro gracias a su diseño. Normalmente, los trabajadores mineros no están directamente expuestos o en contacto directo con la roca, ya que realizan tareas como desatarla, asegurarla con sistemas como el "split set" y mallas, colocar "Word Packs" o realizar perforaciones, carga, detonación o limpieza.

En el tajeo 35, se ejecutarán los subniveles seguidos por el sostenimiento de las coronas y hastiales. Luego, el personal de topografía y los técnicos de perforación marcarán la malla. Posteriormente, ingresan el operador del Jumbo, su ayudante y finalmente el cargador de taladros junto con su ayudante. Durante la etapa de producción, el equipo de acarreo de mineral se opera de manera remota.

La gestión de la seguridad en el tajeo por subniveles con taladros largos es efectiva al reducir el tiempo y la cantidad de personal y equipos expuestos a condiciones inseguras, disminuyendo así la probabilidad de accidentes en comparación con otros métodos.

#### **4.4.15. Rentabilidad y Costos**

El método de tajeo por subniveles es principalmente reconocido por su alta producción y bajos costos, y a menudo es elegido como el método subterráneo principal cuando la explotación superficial de un depósito ya no resulta

económicamente viable (Edberg, 1981). La clave para minimizar los costos radica en la mecanización. El uso de máquinas de alta capacidad, en la medida que el cuerpo de mineral lo permita, ofrece condiciones ideales en cuanto a capacidad de producción y dimensiones de las aberturas. La utilización de máquinas de perforación DTH de gran diámetro puede disminuir el número total de labores de desarrollo en comparación con las perforaciones de taladros largos de diámetros más pequeños, que están limitadas por restricciones de precisión y desviación para longitudes de taladro menores de 90 pies (30 m).

**Tabla 39: Análisis Económico Tajeo 35**

ANALISIS ECONOMICO TAJEO 35	
COSTO DE PREPARACION	0.70
COSTO DE EXPLOTACION	2.36
COSTO DE MINA (25% IMPREVISTOS)	3.82
COSTO DE PROCESAMIENTO	6.10
COSTO DE ENERGIA	2.80
COSTOS ADMINISTRATIVOS	9.00
	21.72
<b>INVERSION (US \$)</b>	<b>186,970</b>
<b>VALOR DEL MINERAL (US\$/TCS)</b>	<b>55.16</b>
<b>VALOR PRESENTE NETO (US \$)</b>	<b>7,965,277</b>
<b>PERIODO DE EXPLOTACION (MESES)</b>	<b>17</b>

*Fuente: Propia del Autor*

El método de tajeo por subniveles se destaca como una técnica de explotación con elevada productividad y costos reducidos. La tabla N° 37 proporciona una síntesis de los costos del proyecto.

La factibilidad económica de este proyecto se cimienta no solo en la reducción significativa de los costos operativos, sino también en la considerable producción diaria y en el acortamiento substancial del período de explotación. El umbral de rentabilidad para la extracción del mineral se fija en un valor mínimo de 21.72 US\$/TCS. Dado que nuestro valor de mineral se sitúa en 55.16 US\$/TCS, superando los costos operativos, se genera un margen de utilidad neta por TCS de 33.44

US\$/TCS. La tabla N° 37 pormenoriza los costos operativos en sus diversas actividades. Es imperativo resaltar que, a pesar de que el costo de preparación del tajeo supera al del método de corte y relleno (0.69 US \$/TCS en comparación con 0.49 US \$/TCS), la rentabilidad es mayor gracias a la reducción del tiempo de explotación.

## CONCLUSIONES

1. Al emplear la técnica de explotación de tajeo por subniveles con taladros largos y seguir el método de corte y relleno, se logra optimizar la detonación y aumentar la extracción de mineral. Esto se debe a que el método permite alcanzar un mayor volumen de producción mensual y acorta significativamente el periodo de explotación.
2. La implementación del procedimiento de extracción mediante subniveles con taladros largos en la mina Recuperada, especialmente en el tajeo 35 de la Veta R-95, resultará en un incremento sustancial de la producción de mineral. Esta decisión se basa en criterios geoeconómicos y se respalda en las características geométricas y geomecánicas favorables del mencionado tajeo.<sup>7</sup>

## **RECOMENDACIONES**

1. En toda empresa, el trabajo del talento debe ser evaluado periódicamente, esto es para prevenir accidentes, incidentes e incidentes adversos, asegurar un buen ambiente laboral, incentivar la motivación laboral de los trabajadores y así mejorar la productividad del mineral
2. Es crucial llevar a cabo una supervisión puntual de los aspectos geológicos y geomecánicos. Asimismo, la precisión topográfica al inicio y al final del pozo debe ser confirmada previamente mediante un polígono cerrado. Cada taladro perforado debe ser verificado de inmediato para evaluar su desviación, y en caso de que esta se encuentre fuera del rango permitido, se deben ejecutar taladros adicionales, descartando aquellos que presenten desviaciones.
3. Es necesario llevar a cabo evaluaciones geomecánicas sistemáticas de los tajeos utilizados en el método de explotación. El propósito de estas evaluaciones es reducir al mínimo el daño causado por los efectos de la voladura, con el objetivo de optimizar el proceso de detonación y obtener beneficios económicos.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Bateman, Alan. Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico. Madrid, España: Ed. Omega, 1959.
2. Bernaola J., “Sistemas de Perforación. Fundamentos y campo de aplicación”.
3. Cátedra de Laboreo. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Universidad Politécnica de Madrid. 2004
4. Bustillos, M & López, C. Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras. Madrid, España: Entorno Gráfico S. L., 1999.
5. Carras Pallette, C. Geología de Minas. Madrid, España: Ed. Omega, 2002.
6. Crawford, J. T. Underground mine planning and design. AIME. USA. 1991.
7. D’ Lessio, P. Explotación de Yacimientos Minerales. Madrid, España: ETS Minas, 2002.
8. Del Río Thomas, F. Comercialización de Minerales. Lima, Perú: Ed. Lirio 2005.
9. Delgado Peña, R. Los Minerales y la Economía Peruana. Lima, Perú: Ed. Retama, 2006.
10. Flowers Reds, O. Métodos de Explotación de Minerales. Madrid, España: Ed. Entorno Gráfico S. L, 2005.
11. Entorno Gráfico S. L, 2005.
12. Hamrin, H. Choosing and underground mining method. Underground mining methods handbook. AIME. USA. 1982.
13. Hartman & Other. Mining Handbook SME. Denver Colorado USA, 2004.
14. Hernández Sampieri Roberto, Fernández Carlos y Baptista Pilar.
15. Metodología de la Investigación. México: Editorial Mc Graw Hill, Cuarta Edición, 2006
16. Herrera, Aura. Criterios de validez de instrumentos en la investigación científica. Lima: Ed. Nuevo Perú, 1998.

17. Hustruid, W. Kuchta, M. Open Pit Mine Planning and Design. Rotterdam.
18. Brookfield. Netherlands: A.D. Brakeman, 1995.
19. López Jimeno, C. Manual de Perforación y Voladura. ITGE. Ministerio de Industria y Energía de España. Madrid. España, 1991.
20. López Jimeno, C. La modelización de los yacimientos y la clasificación de recursos. Canteras y Explotaciones, octubre. 1993

## **ANEXOS**

# ANEXO 1: Instrumentos de recolección de datos

Figura 23: Base de datos, promedio de datos de tajeo

	InicioVolumen	InicioCaudal	InicioVolumenCO2	InicioMuestraCaudalCO2	InicioVolumenCarbonoCO2	InicioVolumenCO2	InicioCaudalCO2
1	1133.7214345899996	19.150000000000002	13.030000000000001	1850	63.500000000000004	1191.0928750000000	27.4
2	1019.7207850000000	19.460000000000000	13.029999999999999	1820	58.500000000000000	1059.0842499999996	27
3	849.4732250000000	19.460000000000000	13.030000000000001	1850	62.000000000000000	1059.0842499999996	20
4	845.7125345899996	19.710000000000002	12.680000000000000	1840	61.046666666666668	1068.0775750000000	19
5	815.9682999999996	19.360000000000000	12.730000000000000	1830	61.543333333333338	1018.2783000000000	19
6	811.7658499999996	19.390000000000000	12.530000000000000	1830	61.613333333333348	1042.2618250000000	19
7	843.4243150000000	19.160000000000000	12.230000000000000	1850	63.256666666666670	1047.9000000000000	19
8	813.5832999999996	19.110000000000000	12.030000000000000	1850	63.160000000000000	1013.7524999999996	19
9	853.5652999999996	19.270000000000000	12.030000000000000	1870	63.613333333333344	1013.7524999999996	19
10	845.7125345899996	19.260000000000000	12.530000000000000	1830	63.530000000000015	1047.1722500000000	19
11	883.2685345899996	19.260000000000000	12.129999999999999	1830	63.170000000000011	1047.1722500000000	19
12	832.5682345899996	19.190000000000000	12.330000000000000	1830	63.946666666666670	1047.1722500000000	19
13	881.2529250000000	19.310000000000000	11.829999999999999	1800	67.746666666666668	1047.1722500000000	19
14	848.3316200000000	19.360000000000000	12.030000000000000	1840	64.263333333333358	1023.5036999999996	19
15	818.0871000000000	19.480000000000000	11.879999999999999	1830	67.213333333333354	1024.1026000000000	19
16	857.6584999999996	19.360000000000000	11.879999999999999	1830	67.379999999999995	1017.0628750000000	19
17	863.6811545899996	19.360000000000000	11.530000000000000	1850	67.030000000000000	1023.8581250000000	19
18	823.5435999999996	19.350000000000000	12.429999999999999	1850	68.483333333333354	1063.6281000000000	19

Fuente: Elaboración propia

Fuente: Elaboración propia

Figura 24: Prueba de T Student en el software Spss Statistics versión 25

**Estadísticas de muestras emparejadas**

	Medio	N	Desviación estándar	Medio de error estándar
Par 1: Final Caudal (litros)	838.1921653	19	120.3620924	29.47755618
Par 1: Final gases perfluorocarbonos (%)	56.40823333	18	7.438473110	1.753264628

**Correlaciones de muestras emparejadas**

	N	Correlación	Sig.
Par 1: Final Caudal (litros) & Final gases perfluorocarbonos (%)	18	.572	.000

**Prueba de muestras emparejadas**

Diferencia entre muestras

	Medio	Desviación estándar	Medio de error estándar	95% de intervalo de confianza de la diferencia inferior	Superior	t	df	Sig. (bilateral)
Par 1: Final Caudal (litros) & Final gases perfluorocarbonos (%)	681.7946217	124.3384752	29.33792657	81% de 561.4553	943.8185883	30.058	17	.000

Fuente: Elaboración propia

Fuente: Elaboración propia

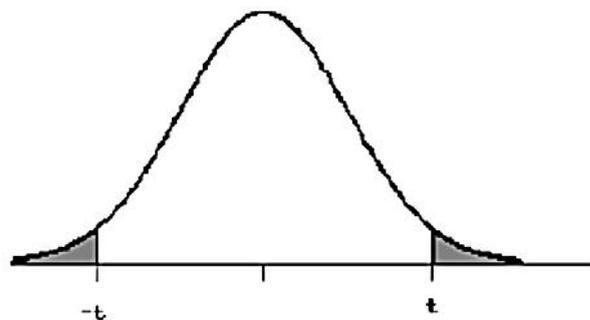
Figura 25: Etiqueta De Datos De 2020 – 2021 En El Software Spss Statistics Versión 25

	Nombre	Tipo	Ancho	Decimales	Etiqueta	Valores	Posición	Columnas	Alineación	Medida	Fila
1	Ubicación	Cadena	8	0		Ninguna	Ninguno	3	Equilibrada	Normal	Entrada
2	InicialVelocid	Númerica	18	15	Inicial Velocida	Ninguna	Ninguno	16	Derecha	Escala	Entrada
3	InicialCaudal	Númerica	18	14	Inicial Caudal (	Ninguna	Ninguno	14	Derecha	Escala	Entrada
4	InicialCargen	Númerica	18	15	Inicial cargen	Ninguna	Ninguno	16	Derecha	Escala	Entrada
5	InicialManos	Númerica	18	15	Inicial Manos	Ninguna	Ninguno	16	Derecha	Escala	Entrada
6	InicialDerech	Númerica	4	0	Inicial Derecha d	Ninguna	Ninguno	12	Derecha	Escala	Entrada
7	Inicialgases	Númerica	18	15	Inicial gases pe	Ninguna	Ninguno	16	Derecha	Escala	Entrada
8	FinalVelocid	Númerica	18	15	Final Velocida	Ninguna	Ninguno	16	Derecha	Escala	Entrada
9	FinalCaudal	Númerica	18	14	Final Caudal (m	Ninguna	Ninguno	14	Derecha	Escala	Entrada
10	FinalCargen	Númerica	18	15	Final cargen (	Ninguna	Ninguno	12	Derecha	Escala	Entrada
11	FinalManos	Númerica	17	15	Final Manos	Ninguna	Ninguno	12	Derecha	Escala	Entrada
12	FinalDerecha	Númerica	18	14	Final Derecha de	Ninguna	Ninguno	14	Derecha	Escala	Entrada
13	Finalgases	Númerica	18	15	Final gases pe	Ninguna	Ninguno	16	Derecha	Escala	Entrada
14											
15											
16											
17											
18											
19											
20											
21											
22											
23											
24											
25											

Fuente: Elaboración propia

Figura 26: Cuadro T- Student

**Cuadro T- Student**



- (a) El área de las dos colas está sombreada en la figura.
- (b) Si  $H_A$  es direccional, las cabeceras de las columnas deben ser divididas por 2 cuando se acota el P-valor.

Fuente: Elaboración propia

Figura 27: T- Student 2

gl	ÁREA DE DOS COLAS						
	0,20	0,10	0,05	0,02	0,01	0,001	0,0001
1	3,078	6,314	12,706	31,821	63,657	636,619	6366,198
2	1,886	2,920	4,303	6,695	9,925	31,598	99,992
3	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	12,924	28,000
4	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	8,610	15,544
5	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	6,869	11,178
6	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,959	9,082
7	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	5,408	7,885
8	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	5,041	7,120
9	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,781	6,594
10	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,587	6,211
11	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,437	5,921
12	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	4,318	5,694
13	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	4,221	5,513
14	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	4,140	5,363
15	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	4,073	5,239
16	1,337	1,746	2,119	2,583	2,921	4,018	5,134
17	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,965	5,044
18	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,922	4,966
19	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,883	4,897
20	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,850	4,837
21	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,819	4,784
22	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,792	4,736
23	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,767	4,693
24	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,745	4,654
25	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,725	4,619
26	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,707	4,587
27	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,690	4,558
28	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,674	4,530
29	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,659	4,506
30	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,646	4,482
40	1,303	1,684	2,021	2,423	2,704	3,551	4,321
60	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	3,460	4,169
100	1,290	1,660	1,984	2,364	2,626	3,390	4,053
140	1,288	1,656	1,977	2,353	2,611	3,361	4,006
∞	1,282	1,645	1,960	2,326	2,576	3,291	3,891

Fuente: Elaboración propia

**ANEXO 2: Matriz De Consistencia**

**Tabla 40: Matriz de consistencia**

OPTIMIZACIÓN DEL DISPARO EN EL INCREMENTO DE PRODUCCIÓN DE MINERAL SUB NIVEL 50 EN LA U.E.A. RECUPERADA CIA. BUENAVENTURA S.A.A.					
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO	DIMENSIÓN
General	General	General	Independiente		
¿Cómo optimizar el disparo bajo los criterios geoeconómicos en el incremento de producción de mineral sub Nivel 50 Mina Teresita U.P Recuperada Cía. de Buenaventura S.A?	Optimizar el disparo bajo los criterios geoeconómicos en el incremento de producción Mina Teresita U.P Recuperada Cía. de Minas Buenaventura S.A.	Con la aplicación de los criterios geoeconómicos se logrará considerablemente optimizar el disparo en el incremento de producción Mina Teresita U.P Recuperada Cía. de Minas Buenaventura S.A.	Optimización del disparo	Tipo de investigación De acuerdo con la técnica de análisis de las variables: Cuantitativa  Nivel de investigación Nivel correlacional  Métodos de investigación La presente indagación se llevó a cabo mediante el empleo del Método Científico analítico.	Factores Geomecánicos  Criterios de perforación y voladura  Calidad
Específicos	Específicos	Específicas	Dependiente		INDICADORES
a) Son adecuados los factores geomecánicos del mineral para optimizar el disparo en el incremento de producción Mina Teresita U.P. Recuperada Cía. de Minas Buenaventura S.A.	a) Determinar la aplicación de los criterios de perforación y voladura con los factores geomecánicos del mineral en el incremento de producción Mina Teresita U.P. Recuperada Cía. De Minas Buenaventura S.A.	a) Mediante la aplicación de los criterios de perforación y voladura con los factores geomecánicos del mineral se optimizará el disparo en el incremento de producción Mina Teresita U.P. Recuperada Cía. de Minas Buenaventura S.A.	Incremento de Producción		Resistencia de la roca
b) Se optimizará el disparo al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos, en el incremento de la mejora de producción Mina Teresita U.P. Recuperada Cía. de Minas Buenaventura S.A	b) Comprobar que se incrementara la producción de mineral al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos. en el incremento de la producción Mina Teresita U.P. Recuperada Cía. de Minas Buenaventura S.A.	b) Se optimiza el disparo al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos. En el incremento de producción Mina Teresita U.P. Recuperada Cía. de Minas Buenaventura S.A.			

## ANEXO 3: Sistema Integrado Buenaventura

*Figura 28: SIG Buenaventura*

	<b>SISTEMA INTEGRADO BUENAVENTURA</b>  <b>MANUAL SIB</b> <b>M-COR-SIB-01.01</b>	<b>CORPORATIVO</b>	
		Versión 01	Pág. 7 de 12

### 5.2 POLÍTICA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL, MEDIO AMBIENTE, CALIDAD Y RELACIONES COMUNITARIAS





### POLITICA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL, MEDIO AMBIENTE, CALIDAD Y RELACIONES COMUNITARIAS

Somos una empresa minero metalúrgica productora de minerales y metales.

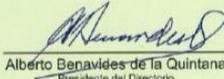
La persona humana es el eje central de la empresa.

Nuestras actividades se rigen por la práctica de los siguientes valores: integridad, laboriosidad, honestidad, lealtad, respeto y transparencia.

Nuestros actos se fundamentan en los siguientes compromisos:

- Alcanzar nuestros objetivos y metas de seguridad y salud ocupacional, medio ambiente, calidad y relaciones comunitarias, en concordancia con la Visión y Misión de la empresa.
- Cumplir la legislación aplicable, requisitos y compromisos asumidos por la empresa relacionados con la seguridad y salud ocupacional, además de los aspectos de calidad, los ambientales y sociales.
- Prevenir las lesiones y enfermedades de nuestros colaboradores y visitantes, así como los impactos ambientales y sociales adversos que pudieran ser generados por nuestras actividades y productos.
- Desarrollar un proceso permanente de mejora continua del Sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional, medio ambiente, calidad y relaciones comunitarias.
- Trabajar respetando las costumbres locales, promoviendo la identidad y el desarrollo sostenible de nuestro entorno local.
- Utilizar las mejores prácticas y tecnologías económicamente factibles para asegurar la calidad de nuestras actividades, procesos y productos.

Lima 3 de Junio del 2008

  
Alberto Benavides de la Quintana  
Presidente del Directorio

*Fuente: Seguridad Buenaventura*