

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Aplicación de taladros largos en la mina Coturcan -
Compañía Minera Lincuna**

Jelsin Edemilson Huanuqueño Borja

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2019

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Jesús Fernando Martínez Ildfonso

AGRADECIMIENTO

A los ingenieros de la Compañía Minera LINCUNA, quienes me brindaron todas las facilidades para la concretización de la presente tesis; así mismo a mi asesor Ing. Jesús Fernando Martínez Ildfonso, que contribuyeron en el enriquecimiento contextual con sus aportes y sugerencias precisas y objetivas.

También, deseo expresar mi sincero agradecimiento a todos los docentes, que han dejado enseñanza a favor de mi profesión, de la Facultad de Ingeniería de Minas, de la Universidad Continental y que han hecho en mí un profesional minero con principios y valores.

DEDICATORIA

A Dios, nuestro divino, quien con su sabiduría y presencia espiritual a lo largo de mi vida hizo que mis estudios fueran guiados por el mejor camino, por darme las fuerzas de lucha con constancia y perseverancia y hacer posible la finalización de esta investigación con mucha dedicación y satisfacción.

A mis padres: Imelda y Julio, por su entera confianza que depositaron en mí, para darme lo mejor en cada etapa de mi vida, gozar de mis triunfos y darme su apoyo incondicional para levantarme de las derrotas.

A mis hermanos, por estar siempre conmigo, por contagiarme sus alegrías y el aliento para seguir adelante en todo momento y por ver en mí el guía a seguir para sus vidas.

ÍNDICE

PORTADA.....	I
ASESOR.....	II
AGRADECIMIENTO.....	III
DEDICATORIA.....	IV
ÍNDICE.....	V
LISTA DE TABLAS.....	VII
LISTA DE FIGURAS.....	VIII
LISTA DE ANEXOS.....	IX
RESUMEN.....	X
ABSTRACT.....	XI
INTRODUCCIÓN.....	XII
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	13
1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	13
1.1.1. Formulación del problema.....	13
1.2. Objetivo.....	14
1.2.1. Objetivo general.....	14
1.2.2. Objetivo específico.....	14
1.3. Justificación e importancia.....	14
1.3.1. Justificación.....	14
1.3.2. Importancia.....	14
1.4. Hipótesis.....	15
1.4.1. Hipótesis general.....	15
1.4.2. Hipótesis específicos.....	15
1.5. Identificación de variables.....	16
1.5.1. Variable independiente.....	16
1.5.2. Variable dependiente.....	16
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	17
2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.....	17
2.2. Bases teóricas.....	18
2.2.1. Fundamentos teóricos.....	18
2.3. Definición de términos.....	19
2.4. Generalidades de La Compañía minera Lincuna – Mina Coturcan.....	20
2.4.1. Ubicación y accesos.....	20
2.4.2. Acceso.....	21
2.4.3. Geología – geomorfología.....	22
2.4.4. Geología regional.....	22
2.4.5. Geología estructural.....	24
2.4.6. Geología local.....	24
2.4.7. Contexto estructural.....	28
2.4.8. Geología económica.....	29
2.5. Descripción mineralógica de la Mina Coturcan.....	30
2.5.1. Mineralización.....	30
2.6. Geomecánica de la mina Lincuna.....	35
2.6.1. Mapeo geomecánico.....	35
2.6.2. Resistencia del macizo rocoso.....	37
2.6.3. Clasificación geomecánica.....	38
2.6.4. Discontinuidades en mina Lincuna - Coturcan.....	42
2.6.5. Sostenimiento de labores.....	46
2.7. Elección de un método de explotación.....	51
2.8. Método de explotación en mina Lincuna.....	51
2.8.1. Corte y relleno ascendente mecanizado.....	51
2.8.2. Explotación con taladros largos.....	53
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	55
3.1. MÉTODO, ALCANCE Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN.....	55

3.1.1.	Método de la investigación	55
3.1.2.	Alcance de la investigación	55
3.1.3.	Nivel de la investigación.....	55
3.2.	Diseño de la investigación	56
3.3.	Población y muestra	56
3.3.1.	Población.....	56
3.3.2.	Muestra.....	56
3.4.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	56
3.4.1.	Técnicas en la utilización de datos	56
3.4.2.	Instrumentos utilizados en la recolección de datos	56
CAPÍTULO IV RESULTADOS		57
4.1.	Influencia De La Aplicación Del Método De Taladros En La Producción De Mineral	57
4.1.1.	Evaluación Del Método Para La Aplicación en Coturcan.....	57
4.1.2.	Diseño e ingeniería en Coturcan	58
4.2.	Influencia de los equipos de perforación para el incremento de producción.....	65
4.2.1.	Perforación	65
4.2.2.	Acarreo y transporte de mineral	67
4.3.	Evaluación de reducción de costos aplicando el método de taladros largos.....	69
4.3.1.	Cálculo del costo de producción.....	70
4.3.2.	Análisis de rentabilidad del método de explotación de taladros largos	73
CONCLUSIONES.....		74
RECOMENDACIONES.....		76
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		77
ANEXOS		78

LISTA DE TABLAS

Tabla 1: Coordenadas geográficas de la ubicación de Lincuna.....	20
Tabla 2: Geología regional por periodos – Mina Coturcan.	23
Tabla 3: Profundidad de las estructuras.	31
Tabla 4: Altura de los bloques de mineral- bloques probados.	33
Tabla 5: Propiedades físicas - caja techo y piso	36
Tabla 6: Propiedades Físicas - Mineral	36
Tabla 7: Ensayo de carga puntual - caja techo y piso	37
Tabla 8: Ensayo de carga puntual mineral.....	37
Tabla 9: Clasificación De La Masa Rocosa	38
Tabla 10: Clasificación Geomecánica RMR 89.....	39
Tabla 11: Tabla Geomecánica- Compañía Minera Lincuna	48
Tabla 12: Tabla Geomecánica, con recomendación - Compañía Minera Lincuna	49
Tabla 13: Gráfico de auto soporte de labores según RMR - Compañía Minera Lincuna.....	49
Tabla 14: Cartilla Geomecánica estándar de Compañía Minera Lincuna	50
Tabla 15: Tabla Geomecánica A-2	50
Tabla 16: Parámetros para la aplicación de taladros largos.	58
Tabla 17: Parámetros que se consideran en el tajo.	59
Tabla 18: Detalle de etapa de voladura en los dos métodos.	63
Tabla 19: Características del equipo para la perforación.	65
Tabla 20: Características del equipo de acarreo.....	68
Tabla 21: Índices operacionales del ciclo de acarreo mina Lincuna.	68
Tabla 22: Diferencia de parámetros de los métodos corte y relleno y taladros largos.....	69
Tabla 23: Costos de mano de obra de los dos métodos.	70
Tabla 24: Costos de perforación de los dos métodos.	71
Tabla 25: Costos de voladura de los dos métodos.	71
Tabla 26: Costos de equipos de los dos métodos.....	72
Tabla 27: Comparación de costos de ambos métodos.....	72
Tabla 28: Rentabilidad del método de explotación.....	73

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación y acceso de la Compañía Minera Lincuna.	21
Figura 2: Esquema vista en planta vetas– Cia Minera Lincuna.	26
Figura 3: Columna estratigráfica Lincuna.	28
Figura 4: Afloramiento zona Coturcan.	29
Figura 5: Afloramiento de mineral en la quebrada Coturcan.	32
Figura 6: Sistemas De Discontinuidades Estructurales – Coturcan – Avances Lineales.....	42
Figura 7: Diagrama de roseta del compósito de la zona en estudio.	43
Figura 8: Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades.....	43
Figura 9: Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos.	44
Figura 10: Diagrama de roseta del compósito de la zona en estudio.	45
Figura 11: Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades de Coturcan - Tajeos.	45
Figura 12: Gráfico de Sostenimiento del Sistema Q.....	47
Figura 13: Distribución de niveles del tajo Coturcan.	58
Figura 14: Visión esquemática del ciclo de minado.....	60
Figura 15: Malla de perforación del slot.....	62
Figura 16: Malla de perforación de la veta.....	63
Figura 17: Carga explosiva del slot.	64
Figura 18: Carga explosiva en la veta.	64
Figura 19: Perforación con equipo jumbo DD-2710 mina Coturcan.....	66

LISTA DE ANEXOS

ANEXO 1: PETS DE CARGUÍO Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS - LINCUNA.	79
ANEXO 2. ZONA DE TALADROS LARGOS TAJO 1 MINA COTURCAN	80
ANEXO 3. COSTO DE OPERACIONES CON EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS.	81
ANEXO 4. COSTO DE OPERACIONES CON EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.	82
ANEXO 5. PROCESO DE PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS.	83
ANEXO 6. PROCESO DE CARGUIO DE LOS TALADROS PERFORADOS - TALADROS LARGOS..	84
ANEXO 7. AGENTES DE VOLADURA USADO EN LAS COLUMNAS EXPLOSIVAS.	85
ANEXO 8. EMULSION ENCARTUCHADA USADA COMO PRIMA EN LA COLUMNA EXPLOSIVA. ..	86

RESUMEN

El presente estudio enfoca la aplicación del método de Taladros largos en la mina COTURCAN de la Compañía minera LINCUNA en la zona Coturcan, para reducir el costo de minado de US\$ 12.76 metro cubico con el método de corte y relleno a US\$ 10.80 metro cubico con el método de taladros largos implementado así mismo se elevó la producción a 1300 TND. Para la implementación de este método se ha evaluado geomecánicamente la caja techo y la caja piso, como también el mineral, los resultados manifestaron que se debía aplicar taladros largos para la explotación del mineral con un bajo costo y alto rendimiento era conveniente tomar la decisión por su factibilidad en la preparación, alta recuperación del mineral y alto volumen de tonelaje de mineral explotado.

Las dimensiones del tajo son favorables así como las reservas de mineral, el valor del mineral la potencia minable, el buzamiento, entonces se inició con la preparación del tajo con el menor tiempo e iniciando con la reducción de costos, en las perforaciones se tuvo mucho cuidado con el diseño de las mallas de perforación, para ello se usó fórmulas matemáticas que nos sirvieron para el trabajo en campo, para ello se hizo el uso de la máquina perforadora Jumbo DD 2710, en el ciclo de voladura se usó el explosivo de 65 y 80 de 1 ½ x 12” como indicadores y anfo examen –P para la voladura en sí de la roca mineralizada.

Para la estimación de costos de las operaciones de la mina Lincuna – Coturcan se tomó en consideración los factores más relevantes como costo de mano de obra, costo de perforación, costo de explosivos y costos de los equipos usados, en este estudio se analizan y comparan diferentes variables económicas, estos valores dan como resultado su respectiva sustentación de la buena elección que tomo la empresa minera Lincuna para masificar su explotación de mineral.

ABSTRACT

The present study focuses on the application of the method of long drills in the COTURCAN mine of the LINCUNA mining company in the Coturcan area, to reduce the cost of mining from US \$ 12.76 cubic meter with the cut and fill method to US \$ 10.80 cubic meter with the method of long drills implemented likewise the production was raised to 1300 TND. For the implementation of this method the roof box and the floor box have been geometrically evaluated, as well as the mineral, the results shown that long drills will be applied for the exploitation of the ore with a low cost and high performance it was convenient to make the decision due to its feasibility in the preparation, high recovery of the mineral and high volume of ore tone exploited.

The dimensions of the pit are favorable as well as the mineral reserves, the value of the mineral the minable power, the dive, then it is modified with the preparation of the pit with the shortest time and starting with the reduction of costs, in the perforations there was a lot Be careful with the design of the drilling meshes, for this mathematical formulas that were used for the field work were used, for this the use of the Jumbo DD 2710 drilling machine was made, in the blasting cycle the explosive of 65 was used and 80 of 1½ x 12 "as indicators and anfo-P test for the actual blasting of the mineralized rock.

For the evaluation of the costs of the operations of the Lincuna - Coturcan mine, the most relevant factors such as labor cost, drilling cost, explosives cost and used equipment costs will be taken into account, this study analyzes and compares Different economic variables, these values result in their respective support of the good choice that the mining company Lincuna took to massify its exploitation of minerals.

INTRODUCCIÓN

En el capítulo I: Planteamiento de estudio, se desarrolla el plan y la formulación del problema a investigar, los objetivos que se quieren alcanzar, la demarcación y caracterización de la mina Coturcan de la Compañía minera Lincuna, la justificación e importancia del estudio y las hipótesis.

En toda operación minera la parte de la producción mineral en el procesamiento de la planta van influenciar fuertemente. La correcta planificación de las etapas de minado garantizar que los objetivos se cumplan a lo largo de toda la vida de la mina. Entonces un buen planeamiento en las etapas de minado enfocado en los métodos de minado masivo mediante el parámetro de la operación como: desarrollo y preparación de labores a largo plazo.

En el capítulo II: Marco teórico, se analizan los antecedentes de la investigación en artículos científicos, tesis y las bases teóricas que fundamenten el estudio y la definición de términos para que sea un estudio alcanzable buscando lograr lo implantado en la tesis.

En el capítulo III: Metodología, se desarrolla el método, tipo, nivel de investigación, el tipo de diseño que se aplica, la recolección de la muestra, las técnicas e instrumentos de la recolección de datos.

El tipo de investigación es aplicada, el nivel de la investigación que se desarrolla es de tipo explicativo, porque se busca conocer la relación que existe entre el método de explotación por taladros largos y el aumento de la productividad de la mina Coturcan.

Las técnicas utilizadas en la recolección de datos fue la observación directa, revisión de informes y estudios anteriores, estudios in situ y análisis de los reportes de productividad de la mina y la preparación de la zona a minar.

En el capítulo IV: Resultados y discusión, se desarrolla los resultados obtenidos durante el estudio, y se concluye con una discusión imparcial. Se presentará el análisis de la relación que existe entre el método de explotación por taladros largos y su influencia en la cuota diaria en tonelaje mina Coturcan desarrollado desde noviembre del 2018 a Julio del 2019.

EL AUTOR.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

La compañía minera Lincuna empresa minera peruana que desarrolla sus actividades en el departamento de Áncash, tiene previsto implementar la explotación de mineral con el método de taladros largos siendo este dónde demanda una constante evaluación de resultados, el siguiente trabajo de investigación es desarrollado en la unidad de Coturcan, donde la estructura del macizo rocoso y la dimensión de la veta permite la implementación del método mencionado, de esta manera se cumplirá el propósito de incrementar la explotación de mineral a 1300 TMD teniendo en cuenta recursos disponibles (mano de obra, equipo y materiales) utilización efectiva de recursos, ventilación, diseño de labores y la geomecánica de Coturcan, en la investigación se tendrá en cuenta el principio de reducción de costos en las operaciones, el incremento de la producción del mineral operando con equipos de perforación de taladros largos especializados para mecanizar y masificar la producción.

1.1.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

a. Problema general

¿Cómo influye la aplicación del método de taladros largos en la producción de mineral en la mina Coturcan -Compañía Minera Lincuna?

b. Problema específico

¿Cómo influye el trabajo de los equipos de perforación en el método de taladros largos para el incremento de producción del mineral en la mina Coturcan – Compañía minera Lincuna?

¿Cuál es el costo de operaciones con la aplicación de taladros largos en la mina Coturcan - Compañía minera Lincuna?

1.2. OBJETIVO

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

Aplicar el método de taladros largos evaluando los resultados en la masificación de mineral en la mina Coturcan -Compañía Minera Lincuna

1.2.2. OBJETIVO ESPECÍFICO

- a. Evaluar la influencia de los equipos de perforación de taladros largos en el incremento de la producción del mineral en la mina Coturcan – Compañía minera Lincuna
- b. Analizar la aplicación de taladros largos en el principio de reducción de costos en las operaciones de la mina Coturcan - Compañía minera Lincuna.

1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

1.3.1. JUSTIFICACIÓN

La implementación del método de explotación por taladros largos vetas angostas y cuerpos implica una fuerte inversión en la etapa de preparación completa ya que la mayor parte se realiza en el cuerpo mineralizado, por lo tanto la geometría del mineral debe ser bien definida y homogénea. La recopilación y evaluación de las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento y el uso de las herramientas en pruebas geofísicas permiten un dimensionamiento técnico adecuado de los tajos para el sustento y la aplicación del método de explotación y así determinar su incidencia en relación del proyecto si es viable o no, en relación a su eficiencia operativa y sobre todo a la seguridad que presenta el método.

1.3.2. IMPORTANCIA

La dificultades de involucrar la explotación de una mina demanda de una constante evaluación y resultados en su productividad y seguridad del trabajador, motivo por el cual un planeamiento estratégico del yacimiento es de vital importancia puesto que las

proyecciones que se realizan permiten a la toma de decisiones más adecuadas en momentos oportunos, ya que en el proceso de explotación del mineral no solo se requiere producción si no, también, gestión de seguridad, la importancia de este estudio analiza todos los puntos de planificación estratégica para el cumplimiento del objetivo tomando en cuenta los parámetros mencionados, incremento en la explotación, reducción de costo, trabajo efectivo de equipo y seguridad continua.

1.4. HIPÓTESIS

1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

- Cumplir detalladamente la evaluación de los resultados en la masificación de mineral, aplicando el método de taladros largos en la mina Coturcan -Compañía Minera Lincuna

1.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

- Determinar la influencia de los equipos de perforación de taladros largos en el incremento de la producción del mineral en la mina Coturcan – Compañía minera Lincuna
- Evaluar la aplicación de taladros largos en el principio de reducción de costos en las operaciones de la mina Coturcan - Compañía minera Lincuna.

1.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

1.5.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

Implementación del método de explotación de Taladros largos.

Indicadores:

- Producción mensual.
- Recuperación del block (%).
- Dilución (%).
- Valor del Block y del mineral.

1.5.2. VARIABLE DEPENDIENTE

Incremento de mineral con el método de explotación de taladros largos.

Indicadores:

- Costos de explotación (US\$/m³).
- Cumplimiento de la Producción (%).
- Rendimientos de Equipos (TM/Hr).
- Ancho de la zona a minar con leyes.
- Rentabilidad (toneladas/dólares/metro)

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

(6) en su tesis “Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza – Cia Minera Casapalca” tiene como objetivo, la aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir los costos de minado de 18.32 \$/TM a 12.6 \$/TM, elevando la producción de 7,000 TM/mes a 12,000 TM/mes. La explotación en la mina es con el método de corte y relleno ascendente; sin embargo, habiendo sido evaluado geomecánicamente las cajas, como también el mineral, se aplicó el método de explotación de bajo costo y alto rendimiento, estamos hablando del método de taladros largos el más conveniente, teniendo una facilidad en la preparación, alta recuperación del mineral y alto volumen de tonelaje de mineral explotado en un menor tiempo y menor costo en las operaciones.

(1) en su tesis “(Apaza Arivilca, 2013).” tiene como objetivo, la aplicación de taladros largos en las operaciones para la explotación por subniveles, donde se determinará el incrementar la producción a 4 000 Tn/mes, con un costo de minado a 2,533 \$/TM. Costo de voladura de 1,322 \$/Tn, costo de limpieza 1,713 \$/Tn, y un costo de relleno detrítico de 0,519 \$/Tn. Para la perforación en el método de taladros largos conto con los equipos electro hidráulico Jumbo Mini Raptor y un LHD de 3,5 yd³ para extraer el mineral de los tajeos hacia la planta concentradora. En su estudio confirmo que la aplicabilidad de este método permite trabajar zonas de mineral que con otro tipo de minado no serían económicos. El cual asociado a un control y/o evaluación constante de los parámetros de operación ayuda a reducir más aun los costos de minado.

(2) en su tesis “(Celis Caballero, 2016)” tiene como objetivo,

Reducir las desviaciones de perforación en las vetas de producción de mineral donde han presentado problemas con el exceso de bancos por una deficiente voladura, debido a las

grandes longitudes de perforación con los Equipos Simbas H1254 en la galería de producción los cuales han afectado al cumplimiento de la producción mensual, trimestral, anual y a los costos de operación.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

- (13) en su libro “Explotación subterránea-Métodos y Casos Prácticos” cita en uno de sus textos, La longitud adecuada, resultante de las pruebas varía hasta un máximo de 14 m, la misma que presenta una desviación del 1%, cantidad que permite ejercer un buen control de la perforación y carguío de taladros. Para longitudes mayores se ha observado que la desviación aumenta rápidamente y los resultados de la voladura no son eficientes, debido a que en el extremo de los taladros no se consigue la densidad de la carga conveniente.
- (3) Lima: MINSUR describe “que en las diversas etapas de un proceso para la obtención del mineral deben ser diseñadas e implementadas previo un estudio para su aplicación del método, donde promueven que se rediseñen los siguientes procesos: 1. Diseño de preparaciones. 2. Diseño de nuevos esquemas de carguío y perforación de taladros de producción. 3. Redefinición de los equipos de perforación. 4. Redefinición y dimensionamiento de los equipos de acarreo. 5. Implementación de nuevos controles operacionales. Este proceso de transición fue planificado para hacerlo de manera gradual, esta contempló una secuencia de minado de tal forma que el programa de producción contenía una mezcla de taladros largos en vetas angostas y en cuerpos, para luego lograr la implementación de manera general con el nuevo esquema”.
- (5) sostiene que “La creciente demanda de metales de todo tipo, así como el hecho de que los yacimientos próximos a la superficie, fáciles de explotar y ricos son cada vez más raros, conducen necesariamente a la explotación de yacimientos más pobres. La explotación de tales yacimientos no es sólo un problema técnico minero, sino también económico”, continúa refiriendo que, “la posibilidad de explotación de un yacimiento no es un concepto determinado, varía con las fluctuaciones de los precios de los metales y está influida por el desarrollo de la técnica minera. Especialmente en el extranjero, pero también entre nosotros, en Alemania, se ha desarrollado toda una serie de nuevos métodos de explotación minera durante las últimas décadas.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

- a. **Producción:** En términos mineros consiste en el aporte de mineral programado mensual que se debe abastecer de mina para ser tratado en planta.
- b. **Recuperación:** Cantidad de mineral recuperado por unidad de volumen o cantidad de mineral extraído expresamente en porcentaje.

Existe la siguiente relación:

$$KT = P \text{ tot.} \times (1-D) \times 100$$

P res.

Dónde: KT : Recuperación de reservas (%).

P tot. : Total de mineral extraído (TM).

P res. : Reservas de mineral (TM).

D : Dilución (%).

- c. **Dilución:** Es la disminución de la ley del mineral de un yacimiento por mezcla con las rocas de caja.

Existe la siguiente relación:

$$D = (a - p) \times 100$$

Dónde: D : Dilución (m).

 a : Ancho de minado (m).

 p : potencia de la veta, cuerpo, etc.

Costo de explotación: es valor de una actividad o proceso (\$ o S. /) por unidad de volumen o tonelada.

- d. **Rendimiento:** Es la proporción entre el producto o el resultado obtenido y los medios utilizados.
- e. **Seguridad:** En minería en el control de pérdidas accidentales.
- f. **PETS:** Son las abreviaturas de: Procedimiento escrito de trabajo seguro; esta se elabora para una determinada actividad y indica los pasos a seguir en un determinado trabajo con la finalidad de hacerlo eficientemente.
- g. **Factor de Utilización:** Llamada también utilización efectiva, es el porcentaje de utilización real durante las horas programadas.

$$FU = \text{HRT}$$

(HP- (Mtto. Prevet. +Correct. Prog. +Correct. No prog.)

- h. **Beneficio/Costo (B/C):** Es el cociente que mide la gestión de una operación minera, basada en las ganancias o utilidades que se obtienen entre los costos que participan.
- i. **Estándar:** Norma o patrón a seguir en un determinado trabajo.

2.4. GENERALIDADES DE LA COMPAÑÍA MINERA LINCUNA – MINA COTURCAN

2.4.1. UBICACIÓN Y ACCESOS

Está ubicado en el Distrito de Aija, Departamento de Ancash. La zona de estudio, tiene la siguiente ubicación:

Distritos	: Ticapampa y Aija
Provincias	: Recuay, Aija
Departamento	: Ancash

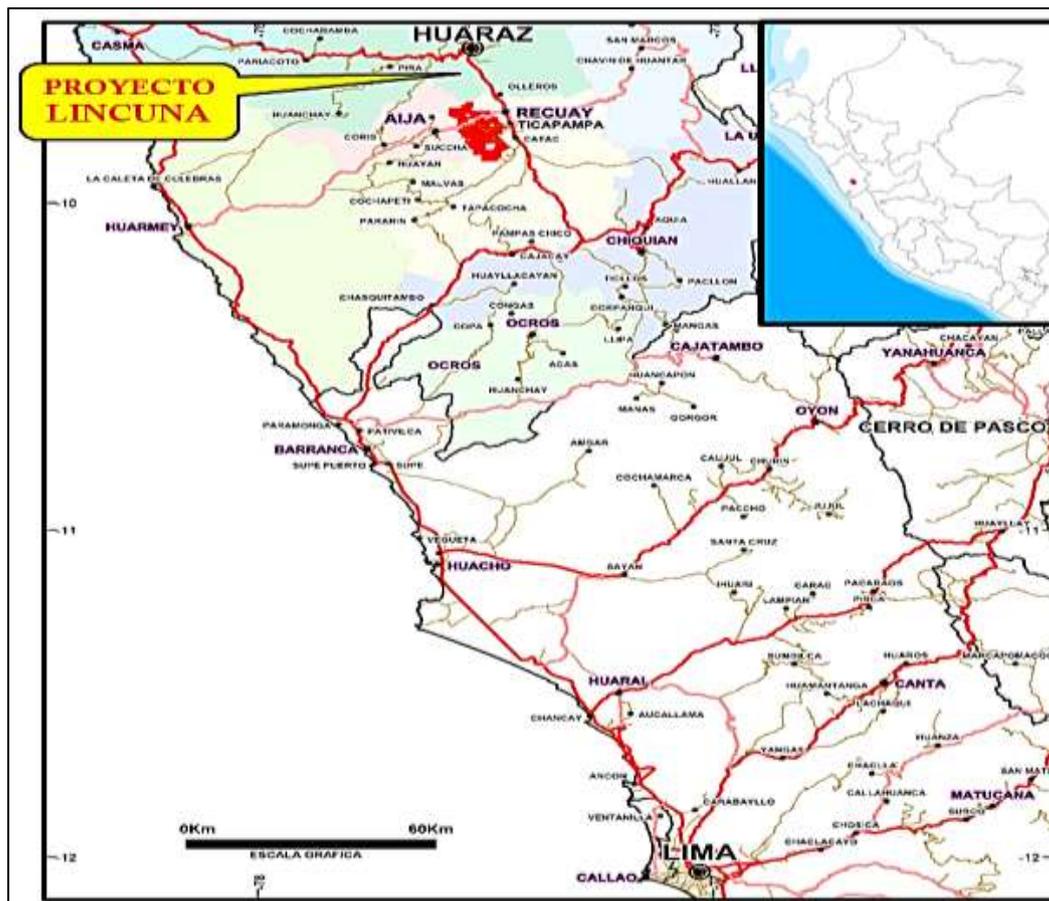
La compañía minera Lincuna está ubicada en las coordenadas siguientes:

Tabla 1: Coordenadas geográficas de la ubicación de Lincuna.

Coordenadas Geográficas		Coordenadas UTM	
Longitud Oeste	77° 33´	Este:	219565
Latitud Sur	90° 46´	Norte:	8919502
Altitud	4,160 m		

Fuente: elaboración propia del autor

Figura 1: Ubicación y acceso de la Compañía Minera Lincuna.



Fuente: Departamento de Geología –Lincuna.

2.4.2. ACCESO

La comunicación por las vías las siguientes:

Carretera

Lima-Ticapampa	375 Km	5 horas
Ticapampa-Lincuna	30 Km	1 hora

Huaraz, capital del departamento de Ancash, la mina se encuentra al noreste de Ticapampa. La carretera, que une Lima con Huaraz, es una pista asfaltada; mientras la que une Ticapampa con Lincuna es afirmada.

2.4.3. GEOLOGÍA – GEOMORFOLOGÍA

La geomorfología de esta región, corresponde al sector Occidental de la Cordillera de los Andes, del Perú, como resultado de la interacción de factores asociados a la “geodinámica interna y externa” entre ellos fundamentalmente “el vulcanismo asociado a la tectónica andina, la litología y la inter-acción de los agentes meteóricos”.

La unidad geomorfológica predominante en esta región es la “Cordillera de los Andes”, donde el agente geológico responsable del modelado actual es la acción de los glaciares. Esta unidad geomorfológica presenta una de las elevaciones más importante y alta dentro del territorio peruano alcanzando alturas hasta los 6768 (Huascarán) m.s.n.m.

Las morfologías más resaltantes en el área de estudio corresponden a los depósitos de morrenas laterales asociados a antiguas lenguas glaciales y también la morfología típica de valle en “U” con afloramientos rocosos escarpados en los sectores altos, morfologías agrestes y superficies un tanto suavizadas en sectores más bajos. En general la zona de interés se caracteriza por presentar un típico modelado glaciar con valles de sección transversal en forma de “U”, tapizados por “Depósitos morrénicos, Fluvio–aluviales y Suelos residuales”.

2.4.4. GEOLOGÍA REGIONAL

La geología regional de este sector se define por la “Cordillera de los Andes”, que constituye una unidad definida “geográfica, geomorfológica y geológicamente”. En esta unidad se reconocen los Intrusivos Terciarios correspondientes a cuerpos porfirítica compuestos por dacitas y riódacitas. Además, se presenta el Grupo Calipuy, el cual se encuentra distribuido a lo largo de la “Cordillera Negra” conformando la parte más elevada, emplazado como una franja de rumbo “NW - SE”, con un ancho variable entre los “25 a 40 Kilómetros”. Existen afloramientos de mineral en éste Grupo en el extremo Sur de la “Cordillera Blanca y en la Cordillera de Huayhuash”, la potencia del Calipuy según escritos (INGEMMET) es aproximadamente 2000 metros y en algunos lugares hasta 3000 metros de estratos volcánicos variados, los cuales principalmente se constituyen de rocas piroclásticas gruesas de composición andesítica; también es necesario precisar que son abundantes las lavas andesíticas e ignimbritas dacíticas

Tabla 2: Geología regional por periodos – Mina Coturcan.

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITAESTRATIGRAFICA	ROCAS INTRUSIRAS
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Yacimientos fluvioglaciares Yacimientos glaciales Yacimientos Aluviales Yacimientos Coluviales Inconformidad angular	Granodiorita Tonalita Gabro tonalita Granodiorita
		TERCIARIO	Plioceno	
	Mioceno			
	Oligoceno			
	Eoceno			
Paleoceno				
MESOZOICO	CRETACEO	Superior	Formaciones Pariahuanca, Chulec y Pariatambo Grupo Goyllarisquizga Formaciones Farrat, Carhuaz y Santa Formación Chimú Formación Oyón	
		Inferior		
	Jurásico	Superior	Formación Chicama	

Fuente: Departamento de Geología –Lincuna.

Estratigrafía regional

La estratigrafía está compuesta por el grupo Calipuy, descansa con gran discordancia sobre todas las formaciones mesozoicas. Siendo la unidad más joven la “Formación Casapalca y la Formación Chicama la más antigua”. Se presume que el grupo Calipuy, fue emplazado después de los períodos de “plegamiento, erosión y levantamiento” que afectaron a las unidades anteriores y que culminaron con una amplia superficie de erosión.

Era y correlación

En el contexto regional, existen ocasionales depósitos sedimentarios dentro del grupo Calipuy los cuales fueron depositados en lagunas de agua fresca. Estratigráficamente es conocido que los depósitos del “grupo del Calipuy” descansan sobre una superficie de erosión bien desarrollada, en este contexto es presumible que pertenezca al Cenozoico. Ha sido demostrado que el grupo Calipuy, se extiende desde el “Eoceno al Mioceno” y que el plegamiento de los estratos subyacentes y el desarrollo de la superficie de erosión se llevó a cabo durante el “Paleoceno”.

2.4.5. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Dentro la Cordillera Negra se define tres tipos de estructuras: Fallas, Pliegues y estructuras circulares.

A. Fallas:

Divididas en dos sistemas.

- Sistema Andino de dirección NW-SE corresponden a fallas regionales que han controlados la evolución andina y la geodinámica de las cuencas del Mesozoico.
- Sistema de fallas de dirección NE_SW se encuentra entre los sistemas de fallas Huanllac - Churin y Huaraz-Recuay. Aparentemente se trata de fallas de cizalla originada por el movimiento transcurrente de las fallas de rumbo andino.

B. Estructuras Circulares: Están alineadas según una dirección NW-SE. Se encuentra principalmente entre el sistema de fallas Huaraz-Recuay y el sistema de fallas de Huanllac – Churin, las estructuras circulares presentan una elongación NE-SW y que se habrían emplazado a través de las fallas tensionales desarrolladas dentro una zona de cizalla transcurrete con movimiento dextral, hay dos estructuras principales Centro Volcánico Hércules y el Stock Collaracra.

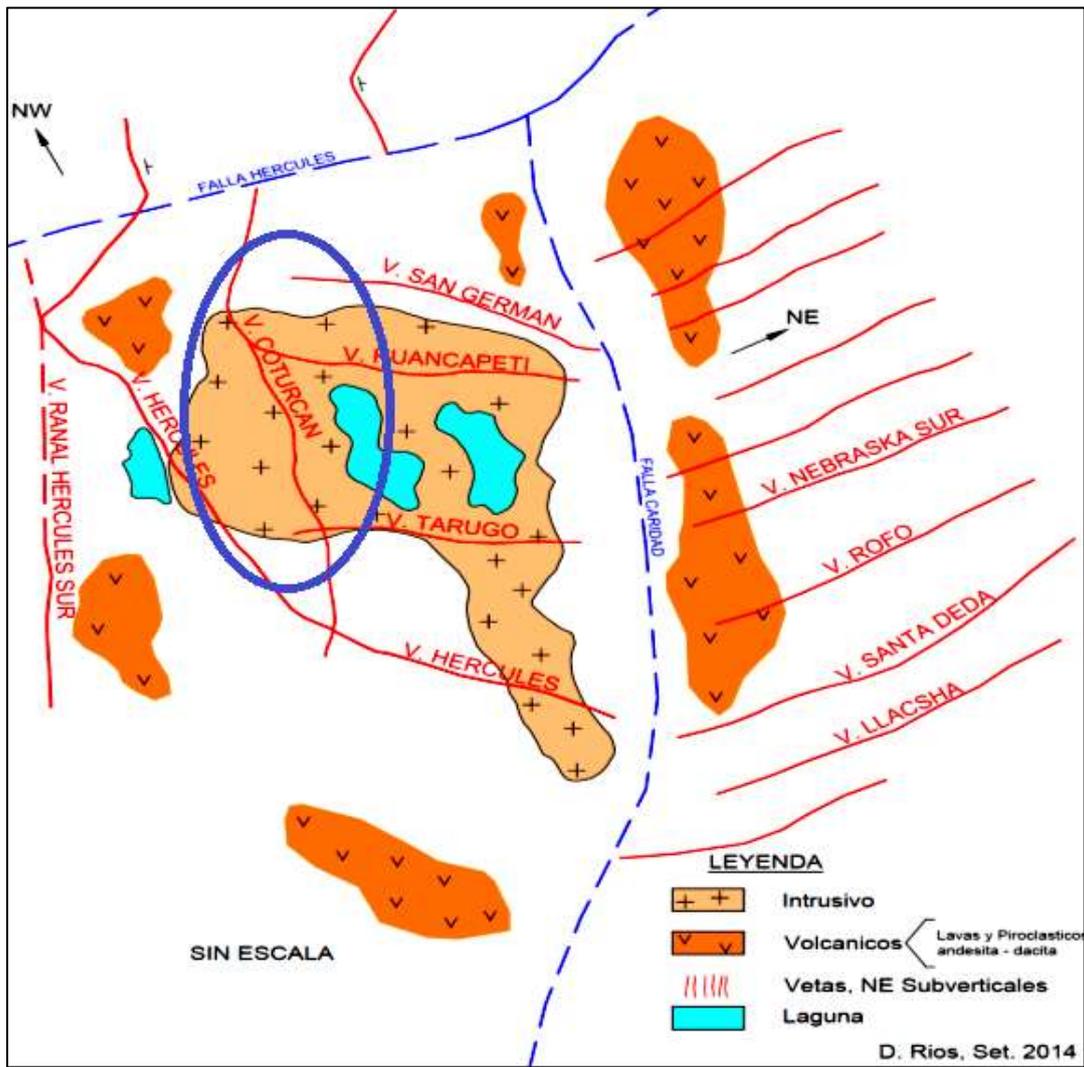
- **Centro Volcánico Hércules:** Está ubicado en el cerro Tarugo dentro de la estructura semicircular se emplazó el Pórfido Tarugo, alrededor de este centro volcánico se emplazaron otros pequeños stocks como la Dacita Hércules (comúnmente conocida como Tufo Hércules)
- **Stock Collaracra:** Está ubicada en el cerro del mismo nombre, el cuerpo principal está a ambos lados de la quebrada Ismopata, tiene una forma más o menos circular, de él salen numerosos diques y diques capas (sillar), que se extienden hacia Jinchis y Florida, este stock es porfirítico y de composición dacítica, está emplazado en los volcánicos Calipuy

2.4.6. GEOLOGÍA LOCAL

Los datos están cartografiados “litológico-estructural” correspondiente a los alrededores de la quebrada Hércules, donde principalmente se emplaza la mineralización de las estructuras “Hércules y Coturcan”, las cuales están asociadas a las fases mineralizantes de los volcánicos del grupo Calipuy de edad “Oligoceno-Mioceno (Paleógeno)”, típicamente representadas por “flujos lávicos” de composición andesítica y en menor

proporción flujos piroclásticas. También es necesario precisar en el área evaluada la ocurrencia de pequeñas apófisis de cuerpos porfiríticos de composición dacíticas (Descripción petrográfica macroscópica). La columna estratigráfica conceptual en el contexto local, está representada por las siguientes unidades litológicas. En la figura N° 2 se muestra la mineralización de veta Coturcan.

Figura 2: Esquema vista en planta vetas– Cia Minera Lincuna.



Fuente: departamento de geología Lincuna

A. Cenozoico

Andesita piroclástica: Corresponde a un flujo piroclástica de composición andesítica, el que presenta una textura porfirítica con abundante presencia de plagioclasas desarrolladas en una matriz microfanerítica de coloración gris violácea a verduzca. Las morfologías de los cristales de plagioclasas son mayormente sub-hedrales debido al fracturamiento de los mismos y heterométricos. El afloramiento se observa como una ventana, restringido al área de las lagunas al sur de la quebrada Hércules.

Volcánico Andesítico inferior: Corresponde a flujos lávicos de composición andesítica, con texturas mayormente afanítica a porfiríticos, de coloraciones verdesas a grisáceas. Las rocas están conformadas en su mayoría por cristales de plagioclasas

euhedrales. Presenta morfologías agrestes, con sectores escarpados, sin embargo, sus superficies de afloramiento tienden a ser algo redondeadas.

Volcánico Andesítico superior: Similar que la unidad anterior, corresponde a flujos lávicos andesíticos intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Estas rocas piroclásticas se caracterizan por presentar matriz de coloración violácea a grisácea, en muchos casos leucócrata, con clastos angulosos a sub redondeados andesíticos de texturas porfiríticas, además de clastos angulosos de tobas. Sus composiciones van de dacitas a andesitas.

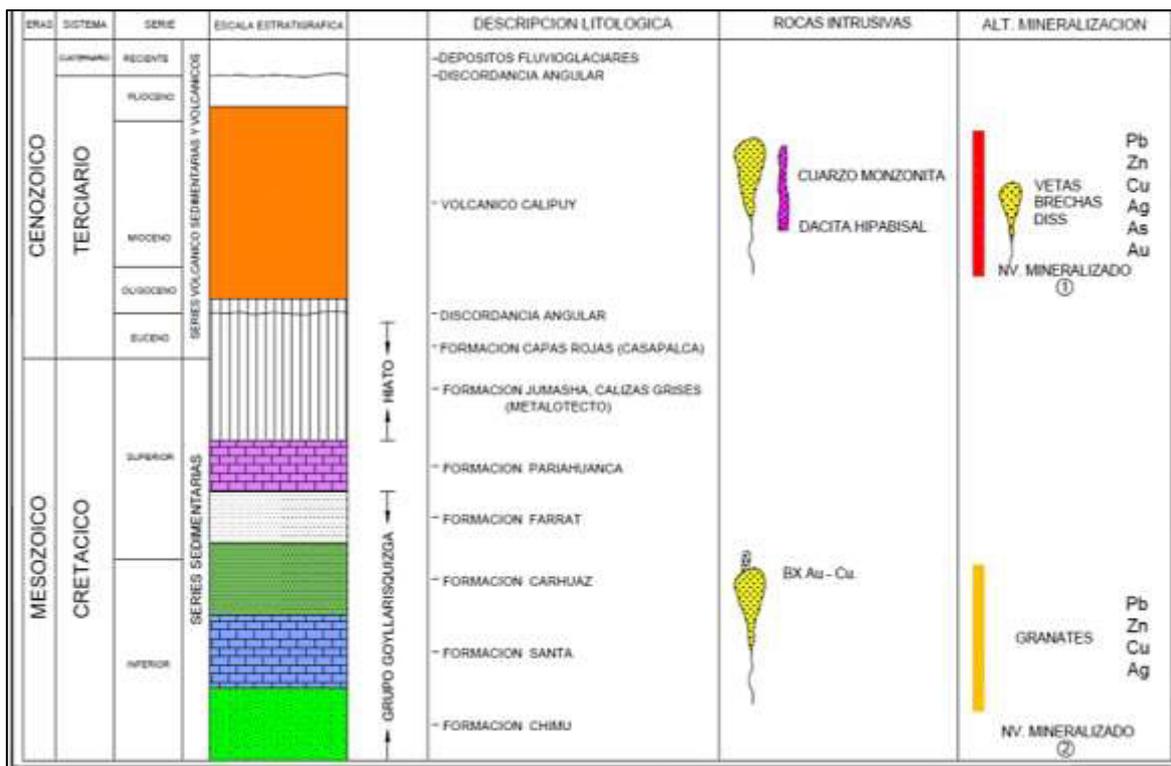
Pórfido dacítico: Pequeñas apófisis de cuerpos hipabisales de texturas porfiríticas han sido reconocidas afectando a la unidad volcánica andesítica inferior. Es posible que corresponda a un cuerpo dómico mayor, emplazado a una mayor profundidad. Aflora en el flanco izquierdo aguas abajo de la quebrada Hércules.

B. Holoceno

Q-glacial. - Depósitos morrénicos están presentes en todo el área, sobre las laderas y también sobre el mismo valle, dando la morfología de valle glacial en "U". Estos presentan granulometrías finas.

Q-aluvial. - Desarrollados sobre las quebradas, las que además están asociadas a drenaje de lagunas en algunos sectores, cubren poca área superficial.

Figura 3: Columna estratigráfica Lincuna.



Fuente: Departamento De Geología Lincuna.

2.4.7. CONTEXTO ESTRUCTURAL

Los sistemas principales de vetas presentan dirección “NW -SE”, los que estarían asociados a una tectónica inicial. La tectónica posterior ha desarrollado en el sector dos sistemas principales de fallas:

- La principal que tiene una orientación “NE-SW” que corresponde a la quebrada principal “Quebrada Hércules” de movimiento de rumbo sinextral.
- Posteriormente al sistema principal (Quebrada Hércules) se desarrolló el sistema con dirección “NW”.
- El primer sistema está asociado a un intenso diaclasamiento vertical presente en toda la zona de estudio de dirección “E-NE”. El otro sistema de diaclasamiento de menor desarrollo y de pendiente vertical corresponde a dirección “W - NW”. Por otro lado, la marcada “pseudo-estratificación de bajo ángulo” desarrolla superficies de debilidad en toda la zona.

Alteración

La alteración que se presenta en las estructuras mineralizadas en dirección transversal y longitudinal al rumbo de las estructuras se limita a la ocurrencia de la mineralización manifestando marcada silificación propilitización oxidación y ligera argelización. Las rocas de caja están compuestas principalmente por lavas andesíticas andesíticas pertenecientes al grupo Calipuy, que se encuentran afectadas por fracturamiento con rellenos de óxidos de hierro, venillas de “cuarzo y calcita”. La mayor parte de los afloramientos revisados se componen de roca fresca y algunas meteorizadas, ya que la alteración es restringida cerca de las vetas. También se ha encontrado alteración hidrotermal, rango neumatolítico cerca a la Antena (turmalina).

2.4.8. GEOLOGÍA ECONÓMICA

Los depósitos minerales en Lincuna son de origen hidrotermal del tipo de vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas en rocas volcánicas e intrusivas. Las principales: plata – plomo – zinc – cobre, con galena argentífera, esfalerita, calcopirita, tetraedrita, etc.

En ganga de cuarzo, sílice, pirita, arsenopirita, calcita.

Hay dos sistemas principales de afloramientos en vetas:

- a. **Sistema Hércules.** - Rumbo N 30° W, buzamiento 45° NE, longitudes de 1 a 4 km; vetas: Hércules, Coturcan, Santa Deda.

Figura 4: Afloramiento zona Coturcan.



Fuente: Departamento de Geología Lincuna

- b. **Sistema Tarugo.** - Rumbo promedio N 30°- 35° E, buzamiento 80° NW – SW con longitudes de 500 a 20000mts Vetas: Tarugo, Huancapeti, Carpa, Wilson, Tucto, Collaracra, Florida

2.5. DESCRIPCIÓN MINERALÓGICA DE LA MINA COTURCAN

2.5.1. MINERALIZACIÓN

La mineralización es discontinua y errática; hay dos tipos:

a. Mineralización en vetas

Los clavos de mineral están restringidos a vetas individuales, algunas veces en formas de columnas como en (Manto 2). Y en las vetas del sistema Hércules, los clavos de mineral tienen anchos que no sobrepasan los 2.50m, con longitudes entre 40m y 200m, separados por zonas estériles. Hay más de un clavo de mineral, pero también hay uno solo conocido como en Florida, Jesús, Wilson.

Cuerpos de mineral

Estos se han formado por la proximidad de dos vetas, como aquellos entre las vetas (Hércules A) y (Manto 2) o por la presencia de un ramal de vetas como (Manto 2A), por la unión de dos vetas principales como (Hércules A y Manto 2) en su extremo sur, por la intersección con una falla como en Huancapeti y Hércules.

Estas estructuras tienen una mineralización concentrada en la veta respectiva y diseminación entre ellas generalmente de menor ley, pero en promedio son económica y fuentes de gran tonelaje. Los cuerpos formados por la proximidad de la veta (Hércules A y Manto 2) en el nivel 6 llegan hasta el nivel 5 y por debajo unos 50m; tienen la forma de troncos de pirámides con anchos variables entre 4m a 20m, y longitudes de 50m a 200m aquellos cuerpos en vetas individuales de los niveles altos tiene anchos de 3m a 5m, están asociados casi invariablemente a la mineralización de las vetas. Los cuerpos controlados por las fallas son los más persistentes y más anchos hasta de 30m, en el frontón 2 sur.

Controles de mineralización

Controles Litológicos. - Las vetas Collaracra, Huancapeti, Tarugo, Hurán, Jinchis, mineralizan bien cuando están en el pórfido. En el volcánico Hércules los clavos de mineral son más anchos como puede observarse en las vetas Manto 2, Manto 1, Hércules B.

Controles Estructurales. - Los contactos de la Dacita Hércules con los Volcánicos Hércules o el Pórfido Tarugo son favorables para la mineralización de las vetas Hércules A y Coturcan. Las fallas transversales son favorables como la Falla Hércules en la mina del mismo nombre, la falla (veta) Tarugo con la veta Coturcan, la veta Huancapeti con la falla Infiernillo. Uniones, ramales, proximidad de veta son favorables como en las vetas Hércules. Las uniones verticales son limitadas por la profundización de la estructura.

Control Mineralógico. - No hay mucha influencia. Arsenopirita y turmalina son favorables en Hércules y Coturcan, en Huancapeti y Collaracra la presencia de arsenopirita.

Cambios litológicos en profundidad

Las rocas sedimentarias Cretáceas habrán de encontrarse por debajo de la unidad minera principalmente al norte y al oeste, probablemente en la cota 3600. En la zona central la actividad ígnea es mayor, las rocas sedimentarias pueden estar ausentes. El Pórfido Collaracra tiene una extensión reducida en profundidad.

El nivel más profundo con mineralización conocida es el 3850 en Collaracra y el 4010 en el Frontón 4 de Hércules (debajo del nivel 6 principal). Los siguientes datos permitirán calcular teóricamente el límite probable de la mineralización en profundidad.

Tabla 3: Profundidad de las estructuras.

	longitud mínima	longitud máxima	relación	profundidad mínima	profundidad máxima
afloramiento de veta	3000 m	4000 m	1/3	1000 m	1333 m
mineral nivel 6	1000 m	1250 m	1/3	333 m	417 m
desnivel superficie nivel 6				180 m	300 m

Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna

Se puede considerar que el fondo de la mineralización esté entre 180 m. y 300 m. Por debajo del nivel 6, es decir entre las cotas 3880 y 3760. Si se tiene en cuenta que la mineralización puede extenderse todavía 500m al norte y otros 500 m. al sur, la profundidad calculada o estimada es más conservadora todavía.

Las reservas de mineral, probadas y probables han sido calculadas hasta la cota 4010, 50 m. por debajo del nivel 6. La mineralización persiste en el frontón 3, cota 4020, debajo de este frontón hay 130 m para llegar al límite calculado en profundidad. Es poco probable que en una profundidad de 130m se agote la mineralización, teniendo en cuenta la longitud de la mineralización y el tipo de ella.

b. Mineral potencial

Las propiedades de Minera Lincuna están en un distrito minero relativamente sin explotar con muchas posibilidades para encontrar mineral tanto en la veta más trabajada que es Collaracra como en Hércules en los extremos norte y sur de la actual zona de trabajo, Coturcan y en el resto de las otras vetas, que tienen muy pocos trabajos en relación con la longitud de los afloramientos y la profundidad a la que han sido trabajadas.

El mineral potencial ha sido calculado teniendo en cuenta la relación entre las áreas explotadas y de reservas de mineral con respecto al área total y la frecuencia de número de clavos de mineral encontrados.

Figura 5: Afloramiento de mineral en la quebrada Coturcan.



Fuente: Departamento De Geología Lincuna.

Ancho mínimo de minado y leyes de minado

Para todos los bloques con potencias inferiores a 2.00m, se considera un factor de dilución del 10%, se considera un ancho mínimo de minado o tajeado de 1.50m para las vetas (Hércules A y Coturcan) 1.20m para otras vetas. En el caso de las leyes de ensayos son castigadas por un factor proveniente de dividir la potencia de ensayos entre el ancho de minado, es decir por el factor de dilución.

Algunos bloques de mineral en la veta Hércules A no han sido diluidos ni sus leyes castigadas por las siguientes razones:

- Se cubica como veta, la preparación muestra que es un cuerpo de mineral, se gana en ancho (tonelaje) y también en ley.
- En los cuerpos de mineral, generalmente no se explota la parte pegada al techo, por problemas de sostenimiento. Con esto se reduce el ancho de la mineralización y se evita introducir la dilución.
- En los cuerpos limitados por las (vetas Manto 2 y Hércules A), la explotación está limitada por estos planos; se dejan pilares mineralizados, que reducen el tonelaje, compensando el tonelaje adicional por dilución.
- Hay muchos castigos por leyes altas, durante la explotación generalmente aumentan las leyes debido a la erraticidad de la mineralización. Por este motivo se evita en lo posible castigar las leyes de ensayos por errores de muestreo o de ensayos, principalmente en los cuerpos. Las leyes de producción de los bloques de mineral lo confirman.

Altura de bloques

Los datos sobre altura se refieren a un plano vertical, para efectos de cálculos son modificados sobre el plano de veta o reducidos a este plano según sea conveniente dado por el área de planeamiento y de topografía.

Tabla 4: Altura de los bloques de mineral- bloques probados.

Veta	Longitud mineralización	Altura
	20m – 100m	35m
Hércules A	100m -500m	50m
	Más de 500m	65m
Manto 2	Menos de 20m	12m

	20m – 50m	14m
	50m – 100m	20m
	Más de 100m	28m
	Menos de 20m	10m
Coturcan	20m – 100m	25m
	100m – 300m	50m
	Más de 300m	60m

Fuente: Departamento de Geología Lincuna

Clasificación de los bloques

- **Por accesibilidad**

Fácilmente minable o cuya extracción es económica a corto plazo.

- **Eventualmente accesible**

Mineral que satisface las condiciones económicas anteriores, pero que será minada después de muchos años o al final de la vida de la mina: pilares, puentes en piques, en regiones inundadas o por debajo de instalaciones de superficies que serán desmontadas. Esta categoría comprende los bloques de recuperación.

- **Inaccesible**

Son antieconómicos para explotarlos (zonas inaccesibles). No forman parte de las Reservas de Mineral.

- **Por certeza geológica**

Probado: Mineral delimitado por una o más labores en donde prácticamente no hay riesgo de discontinuidad.

Probable: Adyacente al block probado, su continuidad está garantizada por factores geológicos.

- **Por valores**

Mena: Mineral que cubre todos los gastos, es mayor que la ley mínima de explotación. Están pintados de color rojo.

Marginal: Mineral que cubre gran parte de los gastos indirectos. Están pintados de color naranja.

Sub marginal: mineral que no cubre los gastos indirectos. Los bloques submarginales no tendrán bloques probables. Están pintados de color celeste y no forman parte de las reservas de mineral.

Informativo: Block referencial donde ha habido laboreo minero con muestreos antiguos. Indican zonas prospectivas o bloques de mineral que debieran de haber sido eliminados, pero con posibilidades de encontrar mineral cuando se hagan trabajos adicionales. Serán pintados de color verde y serán diferenciados por una letra (A, B, C, D, etc.).

2.6. GEOMECÁNICA DE LA MINA LINCUNA

Se ha desarrollado para realizar la evaluación de las condiciones geomecánicas en la mina Hércules, Coturcan y Caridad, con el fin de seleccionar y dimensionar el método de minado que permita una explotación segura y óptima del mineral.

En la elaboración de la investigación se realizó un estudio geomecánico recopilando información básica para el análisis de estabilidad. (Datos geológicos, estructurales y parámetros geomecánicos) así tener referencia para la operación minera, referentes al diseño de minado y del sostenimiento de las labores mineras.

2.6.1. MAPEO GEOMECÁNICO

Para la planificación y selección de un método óptimo para la explotación y estabilidad de las excavaciones subterráneas. El proceso de mapeo geomecánico se valora las condiciones naturales (geología, geometría e hidrogeología) del yacimiento y sus entornos físicos. Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos según la clasificación geomecánica de Bieniawski o RMR (rock mass rating).

- a. Tipo de roca,
- b. Tipo de sistema de discontinuidad,
- c. Orientación,
- d. Espaciado,
- e. Persistencia,
- f. Apertura,
- g. Rugosidad,
- h. Tipo de relleno,

- i. Espesor del relleno,
- j. Intemperización y
- k. Presencia de agua.

Tabla 5: Propiedades físicas - caja techo y piso

Además, se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento, tomando en cuenta las densidades Para cada dominio estructural de la mina, así observamos en la tabla siguiente.

Mina	Descripción	Densidad Seca (gr/cm3)	Densidad Saturada (gr/cm3)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
Hércules	Caja Piso	3.26	3.27	0.96	0.29
	Caja Techo	2.80	2.80	0.68	0.24
Coturcan	Caja Techo	2.73	2.74	1.21	0.44
	Caja Piso	2.73	2.73	0.26	0.09
Caridad	Caja Techo	2.73	2.73	0.16	0.06
	Caja Piso	2.71	2.71	0.78	0.29

Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna

Tabla 6: Propiedades Físicas - Mineral

Mina	Densidad Seca (gr/cm3)	Densidad Saturada (gr/cm3)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
Coturcan	2.71	2.78	7.83	2.92
	2.78	2.78	0.17	0.06
	2.66	2.72	6.45	2.43
	2.74	2.76	2.57	0.94
Caridad	2.85	2.89	3.65	1.29
	2.96	2.98	1.88	0.64
Hércules	2.78	2.79	0.16	0.06
	2.47	2.55	8.14	3.30
	2.92	2.93	1.15	0.39

Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna.

Tabla 7: Ensayo de carga puntual - caja techo y piso

Mina	Descripción	Is (50) Mpa
Caridad	Caja Techo	14.32
	Caja Piso	10.47
Coturcan	Caja Techo	11.90
	Caja Piso	13.31
Hércules	Caja Piso	13.85
	Caja Techo	6.59

Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna

Tabla 8: Ensayo de carga puntual mineral

Mina	Is (50) Mpa
	4.99
Coturcan	6.45
	2.61
	7.65
Caridad	5.71
	14.24
Hércules	6.81
	8.42
	5.15

Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna

2.6.2. RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO

La característica del macizo rocoso en la mina Lincuna compone la fase inicial de nuestro estudio geomecánico e implica un detalle de las características propias que intervienen en el comportamiento geomecánico frente a procesos de minado.

La caracterización de macizos rocosos se basó en las observaciones y descripciones tomadas en mina

2.6.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

El objetivo de las clasificaciones geomecánicas es proporcionar un índice numérico que nos indica la calidad del macizo rocoso, dividir una formación rocosa en grupos de semejante comportamiento e identificar los parámetros más significativos que influyen en el comportamiento de la masa rocosa.

Tabla 9: Clasificación De La Masa Rocosa

Tipo de roca	Rango de RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II A	7	18	Buena A
II B	1-70	6.61 – 17.97	Buena B
III A	51-60	2.18 – 5.92	Regular A
III B	41-50	0.72 – 1.95	Regular B
IV A	31-40	0.24 – 0.64	Mala A
IV B	21-30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna

En la tabla mostrada se tienen en cuenta los parámetros del macizo rocoso que fue dado con el estudio del RMR (Rock Mass Rating – Valoración de la masa rocosa) de Bieniawski (1989). En este se consideró lo siguiente:

- Resistencia del material intacto que se obtiene mediante ensayo de carga puntual o compresión simple.
- RQD (Priest & Hudson (1986), registro lineal de discontinuidades
- Espaciado de las discontinuidades, hace referencia a la longitud entre discontinuidades dentro de la zona a estudio

Condición de las discontinuidades, que incluye:

- (1) Longitud de la discontinuidad
- (2) Abertura
- (3) Rugosidad

(4) Relleno

(5) Alteración

Presencia de agua subterránea

A cada uno de los parámetros anteriores se le asigna un valor, el RMR se obtiene como la suma de todos ellos.

$$\text{RMR} = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)$$

Uno de los parámetros importantes para considerar la resistencia del macizo rocoso es el índice RQD, su valor fue determinado mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal utilizando la siguiente fórmula.

$$100e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$$

Esta fórmula da como resultado cuando al finalizar el levantamiento litológico estructural en el área o zona predeterminada de la operación minera.

Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Considerando la información de la calidad de la masa rocosa, se han establecido promedios de calidad tanto para el cuerpo mineralizado y en las cajas, los cuales han conducido a realizar una zonificación geomecánica.

La zonificación geomecánica está dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares donde la litología, la alteración, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma son consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la delimitación de los dominios estructurales.

Tabla 10: Clasificación Geomecánica RMR 89

Mina	Estructura - Roca Encajonante		Clasificación de la Masa Rocosa	
	Litología	Dominio	Rango RMR	Calidad según RMR
Hércules	Lavas-tufos volcánicos	Caja Techo	61-70	Buena II B
			51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
			31-40	Mala IV A
	Mineral	51-60	Regular III A	

			41-50	Regular III B
	Brecha mineralizada		31-40	Mala IV A
			21-30	Mala IV B
				Muy Mala V
			61-70	Buena II B
	Lavas-tufos volcánicos	Caja Piso	51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
			31-40	Mala IV A
	Falla	Falla Piso		Muy Mala V
			61-70	Buena II B
	Lavas-tufos volcánicos	Caja Techo	51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
			31-40	Mala IV A
			61-70	Buena II B
Coturcan	Brecha mineralizada	Mineral	51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
			61-70	Buena II B
	Lavas-tufos volcánicos	Caja Piso	51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
	Falla	Falla		Muy Mala V
			61-70	Buena II B
	Lavas-tufos volcánicos		51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
		Caja Techo	31-40	Mala IV A
			61-70	Buena II B
	Intrusivo		51-60	Regular III A
Caridad			41-50	Regular III B
			51-60	Regular III A
	Brecha mineralizada	Mineral	41-50	Regular III B
			31-40	Mala IV A
			21-30	Mala IV B
		Caja Piso	61-70	Buena II B

		51-60	Regular III A
	Lavas-tufos volcánicos	41-50	Regular III B
		31-40	Mala IV A
		61-70	Buena II B
	Intrusivo	51-60	Regular III A
		41-50	Regular III B

Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna

De la tabla mostrada, se tiene la presencia de tres dominios lito-estructurales (caja piso, estructura mineralizada, caja techo) en cada una en las Minas “Hércules, Coturcan y Caridad”. También se aprecia que los dominios lito-estructurales exponen variados rangos de calidad de masa rocosa, los cuales se definen como “Dominios geomecánicos” caracterizados por presentar una valoración - RMR. Entonces describimos la zona de estudio Coturcan.

Zona Coturcan

Caja techo: En la caja techo se presentan calidades de roca desde Buena IIB a Regular IIIB, siendo predominante las calidades de roca Regular IIIA y ocasionalmente IVA roca Mala, por la presencia de fallas.

Es necesario precisar que la calidad de masa rocosa en los dominios “caja piso y caja techo” mejora conforme distan del contacto con la estructura mineralizada incrementándose los parámetros de resistencia, disminuyendo el grado de fracturamiento y la alteración.

Mineral: En el mineral se presentan calidades de roca desde Buena IIB a Regular IIIB, siendo predominante las calidades de roca Regular IIIA.

Caja piso: En la caja piso se presentan calidades de roca desde Buena IIB a IIIB, siendo predominante las calidades de roca Regular IIIA y puntualmente roca Mala IV por la presencia de fallas.

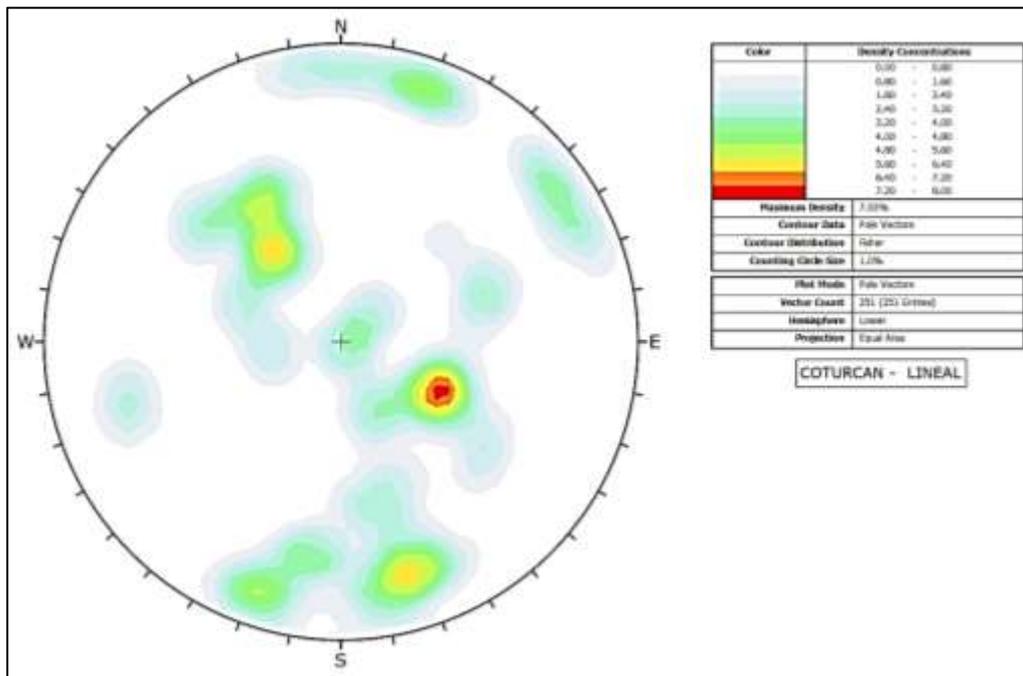
Es necesario precisar que la calidad de masa rocosa en los dominios “caja piso y caja techo” disminuye los parámetros de resistencia, ya que aumenta el grado de fracturamiento por la presencia de pseudo estratos subhorizontales, específicamente en la zona baja.

2.6.4. DISCONTINUIDADES EN MINA LINCUNA - COTURCAN

Se analizará los diferentes tipos de discontinuidades registradas en el área de estudio: a) diaclasas, b) fallas, c) fallas de contacto, d) fallas vetas, e) pseudo estratos o juntas de estratificación, f) vetillas. Los mismos que son procesados, obteniendo los diagramas estereográficos de dispersión de polos, contornos y círculos máximos y el diagrama de roseta.

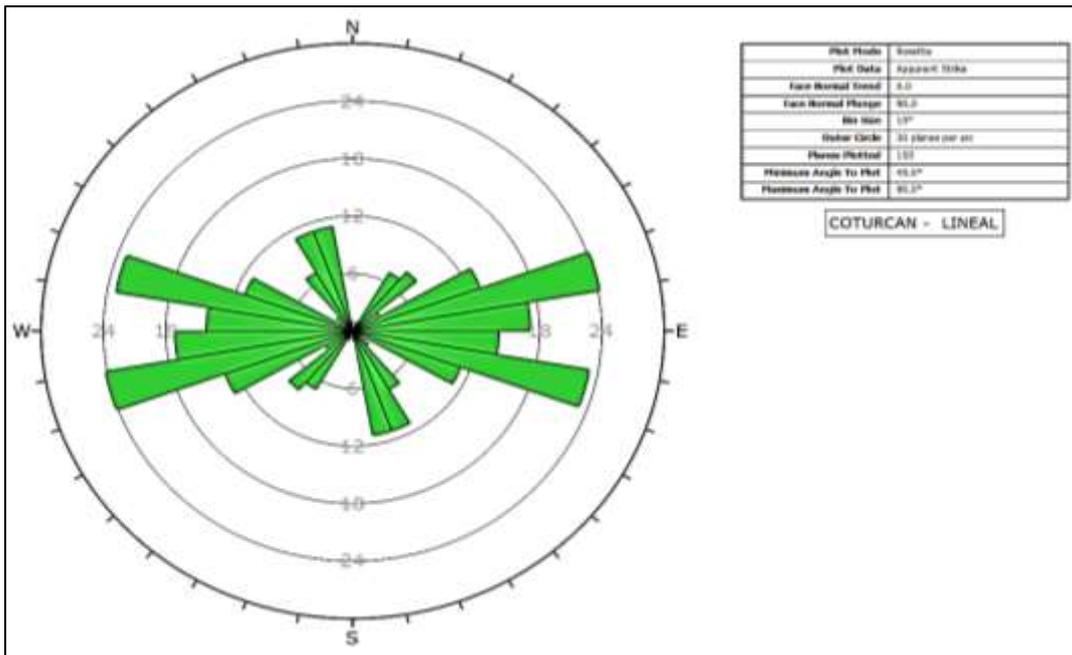
Análisis estereográfico de la zona de Coturcan (Avances lineales y tajeos).

Figura 6: Sistemas De Discontinuidades Estructurales – Coturcan – Avances Lineales



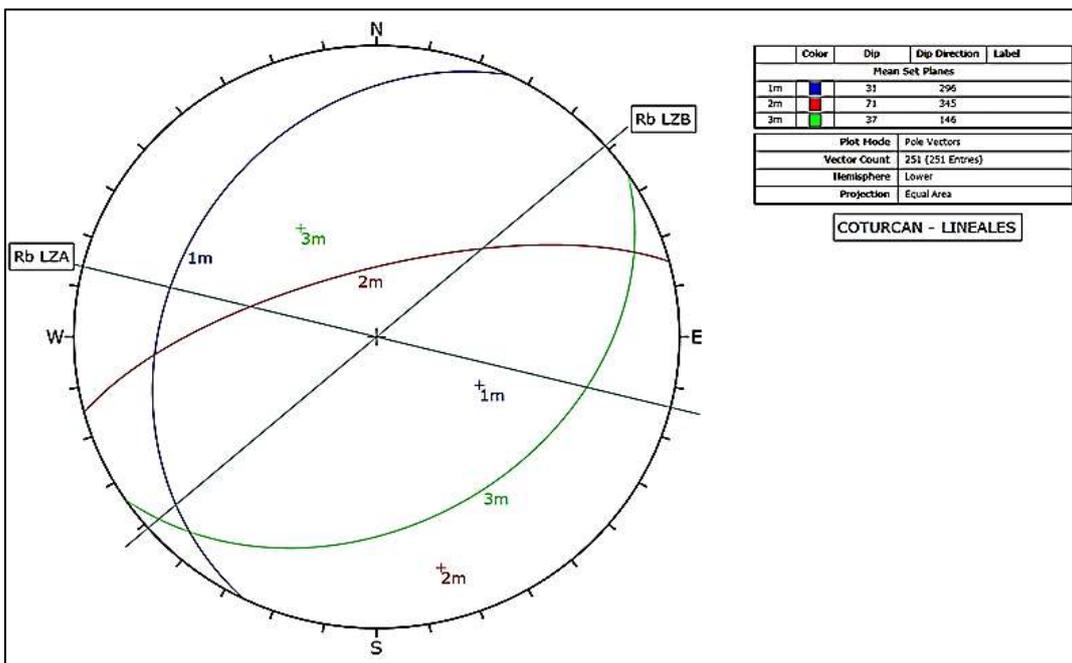
Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna

Figura 7: Diagrama de roseta del compósito de la zona en estudio.



Fuente: Departamento de Geomecánica Lincuna

Figura 8: Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades.



Fuente: Departamento de Geomecánico - Lincuna

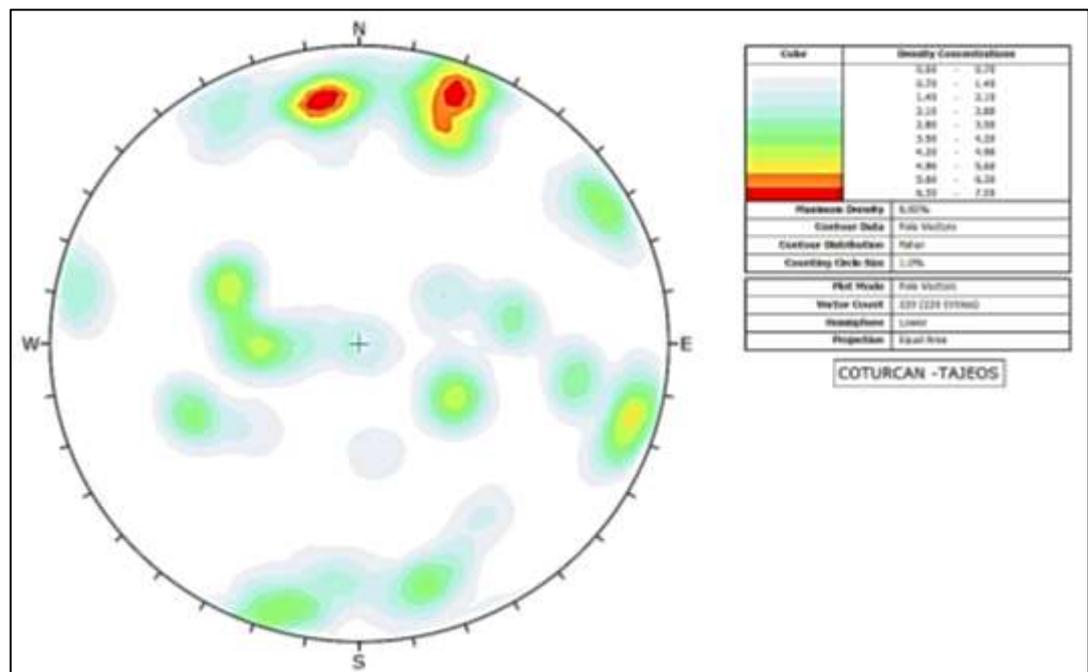
De las figuras mostradas, se tiene que en la zona en estudio (Mina Coturcan y su entorno de avances lineales) existe la presencia de tres sistemas de discontinuidades estructurales, uno principal y dos secundarios los cuales son:

- Sistema 1: 31/296... (N26°E/ 31°NW).
- Sistema 2: 71/345.... (N75°E/ 71°NW).
- Sistema 3: 37/146.... (N56°E/ 37°SE).

Estamos considerando la posición espacial de los proyectos lineales de la zona alta (LZA=Labores zona alta) con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades presentes en la zona de estudio no se tipifica a ninguno de los tres sistemas como “Sistema Dominante” por no existir una condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para dichas labores.

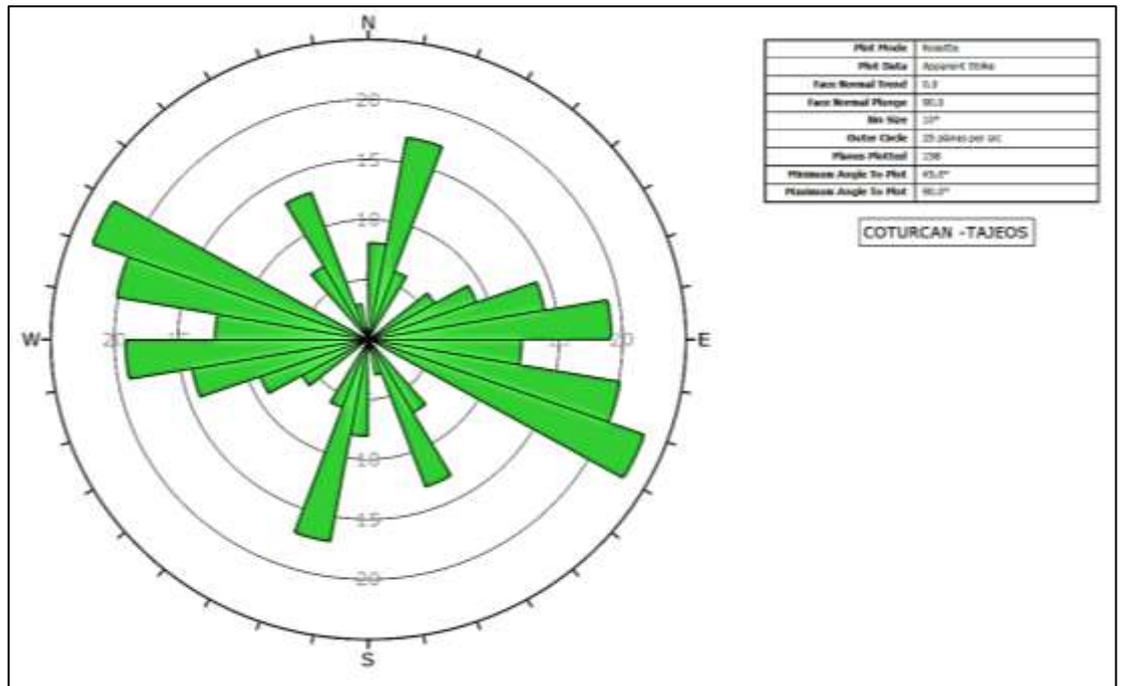
Considerando la posición espacial de los proyectos lineales de la zona baja/profundización (LZB) con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades presentes en la zona de estudio se tipifica al “Sistema 1 y 3” como “Sistema Dominante” por ser la condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para dichas labores.

Figura 9: Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos.



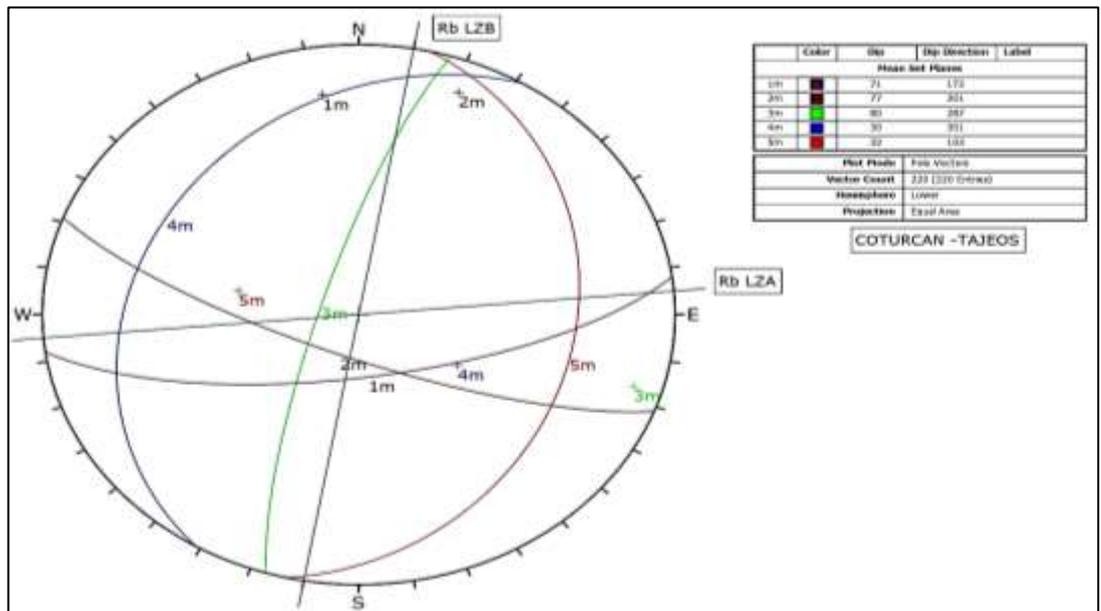
Fuente: Departamento de Geomecánico - Lincuna

Figura 10: Diagrama de roseta del compósito de la zona en estudio.



Fuente: Departamento de Geomecánico – Lincuna

Figura 11: Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades de Coturcan - Tajeos.



Fuente: Departamento de Geomecánico - Lincuna

De las figuras mostradas se resume que en la zona en estudio (Mina Coturcan y su entorno en labores de producción) existe la presencia de cinco sistemas de discontinuidades estructurales, dos principales y tres secundarios los cuales son:

- Sistema 1: 71/172.... (N82°E/ 71°SE).
- Sistema 2: 77/201.... (N21°W/ 77°SW).
- Sistema 3: 80/287.... (N17°E/ 80°NW).
- Sistema 4: 30/301.... (N31°E/ 30°SE).
- Sistema 5: 32/103.... (N13°E/ 32°SW).

Considerando la posición espacial de los proyectos lineales de la zona alta, veta Tarugo (LZA=Labores zona alta) con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades presentes en la zona de estudio se tipifica al sistema 1 como “Sistema Dominante” por existir una condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para dichas labores.

2.6.5. SOSTENIMIENTO DE LABORES

El sostenimiento en las labores tiene la finalidad de asegurar, controlar y mantener la estabilidad de éstas, a fin de proporcionar condiciones seguras de trabajo y brindar acceso a las labores de interior mina. Demos tener en cuenta lo siguiente:

- Las características del macizo rocoso.
- La influencia de esfuerzos naturales e inducidos.
- La dirección de la excavación con relación los rasgos estructurales.
- La forma y las dimensiones de la excavación.
- La deformabilidad del macizo rocoso y de los elementos de sostenimiento a fin de que el diseño asegure la vida de servicio esperada de la excavación.

En la evaluación de sostenimiento hemos considerado el Sistema Q para el diseño de sostenimiento en Cía. Minera Lincuna.

labores de explotación, especificando las dimensiones de los elementos de sostenimiento, según sea el carácter temporal o permanente de las excavaciones.

El diseño del sostenimiento sea el caso de labores “permanentes y/o temporales”, se muestran en la tabla geomecánica que se muestran a continuación.

Tiempo de autosostenimiento

El tiempo de autosostenimiento se refiere a la fase durante el cual la roca podrá mantenerse estable sin sostenimiento después de haberse excavado.

El sistema RMR propuesto por Bieniawski en 1984 presenta un ábaco, que correlaciona la abertura o ancho de la excavación (Span) con el tiempo de autosostenimiento (stand-up time). Según este ábaco, en una excavación con un RMR típico en la zona de:

Según este ábaco, se hace un análisis del tiempo de autosoporte por tipo de roca

Tabla 11: Tabla Geomecánica- Compañía Minera Lincuna

TABLA GEOMECAICA RMR							TIPO DE SOSTENIMIENTO		
RIESGO DE ESTABILIDAD	CODIGO DE COLORES	CATEGORIA	DESCRIPCION CLASE DE ROCA SEGUN RMR	VALUACION SEGUN RMR	GSI	GRADO DE ESTABILIDAD	AVANCES (PREPARACIONES Y EXPLORACION Y DESARROLLO)		EXPLOTACION (TAJEOS)
							TEMPORALES <= 1 año	PERMANENTES > 1 año	
RIESGO BAJO	II A	BUENA A	71 - 80	LFR, F/B	ESTABLE	Perno de fricción ocasional o puntual	Perno helicoidal ocasional o puntual	Perno de fricción ocasional o puntual	
	II B	BUENA B	61 - 70	F/R		Perno de fricción espaciados a 1,75m x 1,75m en forma de rombo	Perno helicoidal espaciados a 1,75m x 1,75m en forma de rombo	Perno de fricción espaciados a 1,75m x 1,75m en forma de rombo	
RIESGO MEDIO	III A	REGULAR A	51 - 60	F/P, M/R	MED. ESTABLE A MED. INESTABLE	Perno de fricción espaciados a 1,50m x 1,50m en forma de rombo	Perno helicoidal espaciados a 1,50m x 1,50m en forma de rombo	Perno de fricción espaciados a 1,50m x 1,50m en forma de rombo	
	III B	REGULAR B	41 - 50	PF/P, IF/R		Perno de fricción espaciados a 1,50m x 0,85m en forma de rombo mas malla electrosoldada	Perno helicoidal espaciados a 1,50m x 0,85m en forma de rombo mas malla electrosoldada	Perno de fricción espaciados a 1,50m x 0,85m en forma de rombo mas malla electrosoldada	
RIESGO ALTO	IV A	POBRE A	31 - 40	MF/MP, IF/P	INESTABLE	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,50m x 1,50m en forma de rombo	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,50m x 1,50m en forma de rombo	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,50m x 1,50m en forma de rombo	
	IV B	POBRE B	21 - 30	IF/FP		Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,25m x 1,25m en forma de rombo	Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,00m x 1,00m en forma de rombo	Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,25m x 1,25m en forma de rombo	
	V	MUY POBRE	< 20	T/HP	MUY INESTABLE	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,0m x 1,0m en forma de rombo y/o cintas de perfil H tipo 6W20	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,0m x 1,0m en forma de rombo y/o cintas de perfil H tipo 6W20	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,0m x 1,0m en forma de rombo	

IMPORTANTE: Cualquier modificación o combinación del sostenimiento se realiza bajo evaluación y recomendación del Área de Geomecánica.

NOTA: En zonas de intersecciones aplicar estándar de sostenimiento en intersecciones.

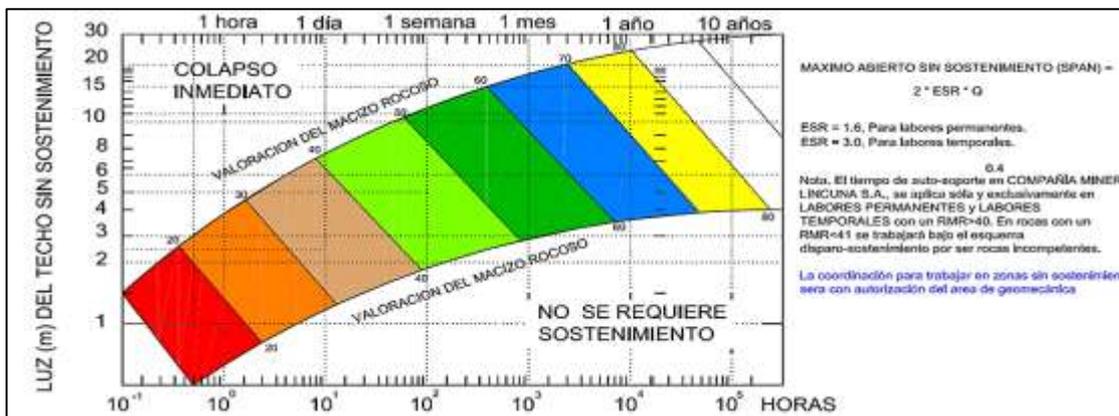
Fuente: Departamento de geomecánica – Lincuna

Tabla 12: Tabla Geomecánica, con recomendación - Compañía Minera Lincuna

CODIGO DE COLORES	CATEGORIA	DESCRIPCIÓN CLASE DE ROCA	VALUACIÓN SEGÚN RMR	GSI	GRADO DE ESTABILIDAD	ABIERTO MAXIMO SIN SOSTENIMIENTO LABOR PERMANENTE (m)	TIEMPO DE AUTOSOPORTE (DIAS) LABOR PERMANENTE	ABIERTO MAXIMO SIN SOSTENIMIENTO LABOR TEMPORAL (m)	TIEMPO DE AUTOSOPORTE (DIAS) LABOR TEMPORAL
Yellow	II A	BUENA A	71 - 80	LF/R, F/B	ESTABLE	9.0	250	16.0	200.0
Blue	II B	BUENA B	61 - 70	F/R		6.0	50	10.0	25.0
Green	III A	REGULAR A	51 - 60	F/P, MF/R	MED. ESTABLE A MED. INESTABLE	4.0	8	6.8	6.0
Light Green	III B	REGULAR B	41 - 50	MF/P, IF/R		4.0	1	4.0	1
Brown	IV A	POBRE A	31 - 40	MF/MP, IF/P	INESTABLE	---	INMEDIATO	---	INMEDIATO
Orange	IV B	POBRE B	21 - 30	IF/MP		---	INMEDIATO	---	INMEDIATO
Red	V	MUY POBRE A	<20	T/MP	MUY INESTABLE	---	INMEDIATO	---	INMEDIATO

Fuente: Departamento de geomecánica – Lincuna

Tabla 13: Gráfico de auto soporte de labores según RMR - Compañía Minera Lincuna



Fuente: Departamento de geomecánica – Lincuna

Tabla 14: Cartilla Geomecánica estándar de Compañía Minera Lincuna

TABLA GEOMECAICA RMR					TIPO DE SOSTENIMIENTO			
RIESGO DE ESTABILIDAD	CODIGO DE RIESGO	CATEGORIA	DESCRIPCION VALUACION CLASE DE RIESGO SEGUN RMR	RIS	GRADO DE ESTABILIDAD	AVANCES (PREPARACIONES Y EXPANSIONES Y DESARROLLO) TEMPORALES <= 1 año	PERMANENTES >= 1 año	EXPLOTACION (TAJOS)
RIESGO BAJO	II A	BUENA A	71 - 80	LF/0	ESTABLE	Perno de fijación ocasional a puntal	Perno helicoidal ocasional a puntal	Perno de fijación ocasional o puntal
	II B	BUENA B	61 - 70	F/0		Perno de fijación espaciada a 1,75m x 1,75m en forma de rosca	Perno helicoidal espaciado a 1,75m x 1,75m en forma de rosca	Perno de fijación espaciado a 1,75m x 1,75m en forma de rosca
RIESGO MEDIO	III A	REGULAR A	51 - 60	F/P	PREC-ESTABLE A PRED-INSTABLE	Perno de fijación espaciada a 1,50m x 1,50m en forma de rosca	Perno helicoidal espaciado a 1,50m x 1,50m en forma de rosca	Perno de fijación espaciado a 1,50m x 1,50m en forma de rosca
	III B	REGULAR B	41 - 50	F/P/IF		Perno de fijación espaciada a 1,50m x 0,8m en forma de rosca mas malla electrolitada	Perno helicoidal espaciado a 1,50m x 0,8m en forma de rosca mas malla electrolitada	Perno de fijación espaciado a 1,50m x 0,8m en forma de rosca mas malla electrolitada
RIESGO ALTO	IV A	POBRE A	31 - 40	F/P/IF/MP	INESTABLE	Sección de 2" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,50m x 1,50m en forma de rosca	Sección de 2" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,50m x 1,50m en forma de rosca	Sección de 2" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,50m x 1,50m en forma de rosca
	IV B	POBRE B	21 - 30	F/P/IF/MP		Sección de 3" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,00m x 1,00m en forma de rosca	Sección de 3" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,00m x 1,00m en forma de rosca	Sección de 3" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,00m x 1,00m en forma de rosca
	V	MUY POBRE	= 20	F/MP	MUY INESTABLE	Sección de 4" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,00m x 1,00m en forma de rosca y/o sistema de perfil H tipo RW20	Sección de 4" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,00m x 1,00m en forma de rosca y/o sistema de perfil H tipo RW20	Sección de 4" con fibra mas perno expansivo espaciado a 1,00m x 1,00m en forma de rosca

IMPORTANTE: Cualquier modificación o combinación del sostenimiento se requiere bajo evaluación y recomendación del Área de Geomecánica.

METODOLOGIA DE APLICACION = TABLA OSI

APLICACION SIN CONSIDERAR FACTORES INFLUYENTES
Para aplicar la Tabla se deben lavar los huesos, el techo y el frente de la labor y determinar los 2 parámetros del INDICE OSI:

- Condición de Estructura, se determina contando el número de fracturas por metro lineal.
- Condición Superficial, se determina mediante golpes de prueba o barretilla.

CORRECCION CONSIDERANDO FACTORES INFLUYENTES
Los factores influyentes condicionan un mayor reforzamiento del área evaluada, por lo tanto deberá "castigarse" con un menor INDICE OSI e instalarse el siguiente tipo de sostenimiento considerando una sola corrección para CULMINANCIA de:

- Esfuerzos in situ, por profundidades mayores a 500 m.
- Esfuerzos inducidos, por labores especiales, andes al.
- Esfuerzos inducidos, por Labor Antiguo, Puentes-Puentes.
- Presencia de agua de filtración como goteras o fujos.
- Presencia de Fajas, zonas de corte o áreas perforadas.
- Falla de sostenimiento o sostenimiento no oportuno.
- Orientación de las fracturas.

FACTORES INFLUYENTES

SIN FACTORES INFLUYENTES: **MP/R**

CON FACTORES INFLUYENTES: **FALLO DE AGUA, RELAJAMIENTOS DE ROCA, VOLADURA DEFICIENTE, PRESENCIA DE FALLAS, ZONAS DE INTERSECCIONES**

TIPO DE SOSTENIMIENTO

SOSTENIMIENTO ACTIVO (Trabaja conjuntamente después de instalación en la roca):
 - PERNO HELICOIDAL (2" x 1,50m x 1,50m)
 - PERNO SPLIT SET (2" x 1,50m x 1,50m)
 - PERNO HYDRAPACK (2" x 1,50m x 1,50m)

SOSTENIMIENTO PASIVO (Trabaja después de que la roca se acomoda al sostenimiento):
 - CIERRA METALICA DE CUBIERTA DE 26 YERBAS
 - WOOD PAKE (2" x 1,50m x 1,50m)

ORIENTACION DE LOS PERNOS (Frente a la roca se debe instalar en perfil)

CONDICION DE ESTRUCTURA

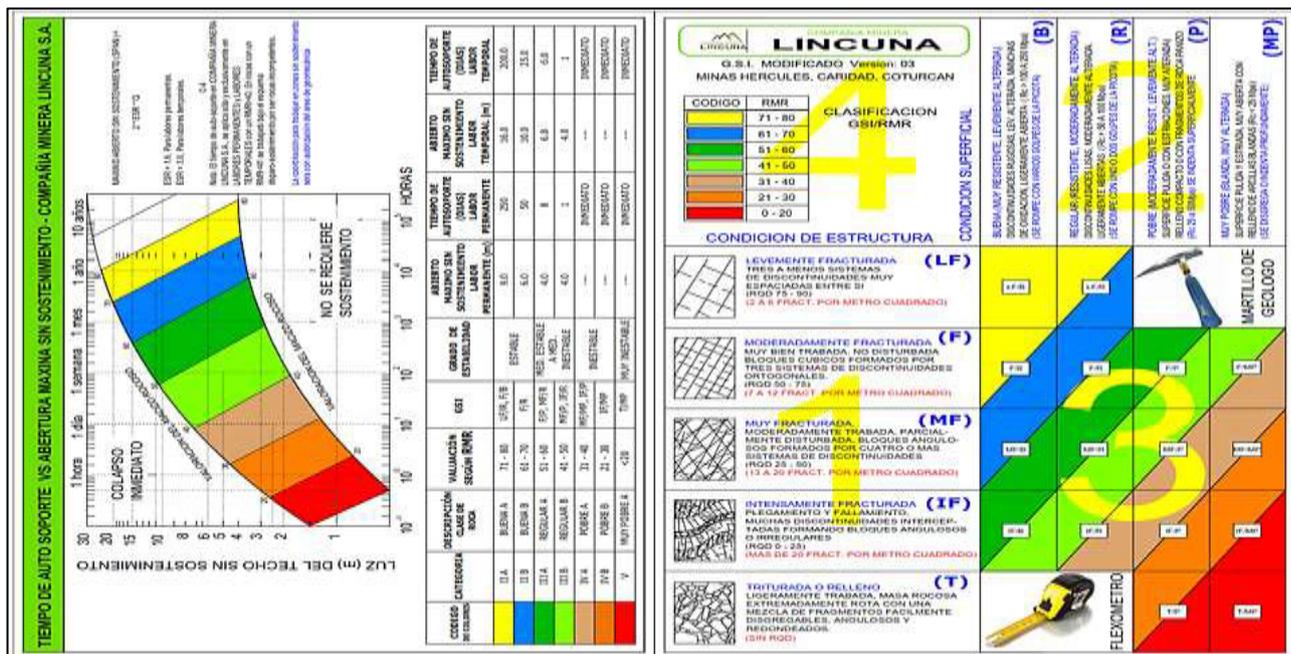
CONDICION SUPERFICIAL

MARTILLO DE GEOLOGO

FLEXOMETRO

Fuente: Departamento de geomecánica – Lincuna

Tabla 15: Tabla Geomecánica A-2



Fuente: Departamento De Geomecánica Lincuna

2.7. ELECCIÓN DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Según estudios mineros del Perú S.A.C. (2011) el método de explotación a considerarse debe ser el más económico y eficiente, para ello se debe considerar criterios básicos como:

- Forma, tamaño y posición especial del cuerpo mineralizado.
- Contenido y distribución de los valores metálicos.
- Propiedades físicas y químicas del mineral de las rocas encajonantes.
- Factores económicos factibles de equipos de perforación y transporte.

Según Carlos López Jimeno, considera que los factores que influyen en la selección de un método de explotación son:

- Geología.
- Geometría del yacimiento y distribución de leyes.
- Características geomecánicas del estéril y del mineral.
- Procedimiento numérico de selección.

Factores que también considera (ritmo de producción, disponibilidad de mano de obra especializada, las limitaciones ambientales, la hidrología y otros aspectos de índole económico)

2.8. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN EN MINA LINCUNA

2.8.1. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

En este método el mineral se arranca en rebanadas sucesivas horizontales o inclinadas trabajando en sentido ascendente desde la galería de base. Sin embargo, el mineral se saca a medida que se arranca y el hueco que se produce al sacar el mineral se rellena con estériles siguiendo el frente a una distancia mayor o menor según los casos, o bien, sólo se empieza el relleno cuando se completa el arranque de una rebanada. Este ciclo repetido de perforación, voladura, carga y relleno es lo característico del método.

En minas pequeñas el relleno puede proceder de los estériles producidos por el arranque de la cámara o por las labores preparatorias generales de la mina y, en caso necesario, de labores especiales realizadas con este fin. En trabajos mineros de más importancia el relleno se compone arena, grava o estéril.

Los mismos equipos de perforación pueden emplearse con el corte y relleno y en los subniveles. El corte y relleno es el método de explotación más flexible de todos, ya que puede aplicarse a casi todo tipo de estructuras mineralizadas.

Relleno

Evita los hundimientos de grandes proporciones al iniciar explotaciones debajo de pisos ya arrancados. El corte y relleno se emplea en áreas de mineral irregulares pero muy ricos en sus leyes, también son empleados con ramificaciones que penetran en el macizo rocoso que lo encaja. En estos casos será preciso franquear la roca del hastial para conseguir las secciones. Estas rebanadas con relleno se llaman algunas veces mecanizadas, cuando se utilizan en ellas cargadores L.H.D. (que cargan, transportan y descargan).

Dimensiones y operaciones

La altura media de rebanada es de 3 m – 4 m. los bloques grandes se taquean a medida que se presentan. Donde el trabajo empieza con la perforación y voladura, seguida de la carga de modo que los jumbos seguidos de las cargadoras, no queden encerrados por el montón de mineral arrancado; el relleno se coloca según las necesidades a medida que avanza el arranque. Si la resistencia de mineral y hastiales lo permite, se puede arrancar toda la rebanada y rellenarse de una sola vez.

Relleno hidráulico

Se baja por la cámara y se distribuye con tuberías. La bajada puede hacerse por gravedad a través de agujeros de sondeo.

Las arenas del relleno se tratan para que el tamaño menor de 10 micras no llegue al 10 por ciento, de modo que pueda drenarse el agua en la cámara con facilidad y así resulta una superficie firme sobre la que pueden trabajar los mineros y emplear la maquinaria casi inmediatamente. El drenaje se hace por decantación y filtrado. Para ello se colocan en el relleno de cada cámara varios tubos perforados de drenaje y filtrado a través de los cuales escurre el agua. Además, los accesos a la cámara se cierran a medida que sube el nivel del relleno, con cierres porosos, para que el agua pueda escurrir.

Con objeto de facilitar los macizos entre cámaras, se ha ensayado el consolidar el relleno agregándole del 6 al 10 por ciento de cemento para que fragüe y alcance resistencias a la compresión de 0.7 a 1.0 MPa. Para evitar las pérdidas y dilución del mineral por relleno, se puede lanzar una capa de cemento y arena de pocos centímetros sobre la superficie de relleno. Pero siempre penetran en él algunos trozos de mineral que habrá que recuperar, pudiendo aceptar un 5 por ciento de pérdida de mineral en el relleno. Las rebanadas rellenas son un buen método para ser empleado en la recuperación de pilares.

La mayoría de las operaciones se han mecanizado casi totalmente, con lo que este método ha llegado a sustituir a otros hasta ahora muy utilizados.

Ventaja

La chimenea es que la preparación de la explotación es barata y rápida, y se puede empezar a producir muy pronto.

Alta selectividad.

Buena recuperación del mineral.

La facilidad de aplicación y las condiciones de seguridad alcanzadas cuando los macizos rocosos de los hastiales no son competentes.

Desventaja

El inconveniente de que es difícil sacar piezas grandes por chimenea, ya que las unidades grandes del equipo, como cargadoras y jumbos, quedan encerradas en la cámara, tampoco pueden variarse estos equipos de una cámara a otra.

El coste del material de relleno.

El tamaño limitado de las voladuras y las interrupciones en la producción que son necesarias para distribuir el material de relleno dentro de las cámaras.

2.8.2. EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS

Dividir el cuerpo mineralizado en sectores para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros largos paralelos y radiales, posteriormente quedando vacío el tajeo después de la explotación.

Características

La explotación por subniveles (Sub level Stoping), con taladros largos es un método de minado de alta producción aplicable a cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad, este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral.

Los cuerpos de mineral deben tener formas y dimensiones regulares, porque el método no es selectivo. El uso eficiente de voladura en gran escala hace de la explotación por subniveles uno de los métodos de más bajos costos de la minería subterránea. La perforación de los taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos.

Ventajas

- a.** El método de explotación por subniveles es muy manejable con la mecanización, y por lo tanto los tajeos son de alta eficiencia, llegando a 110 toneladas/hombre-guardia en grandes tajeos.
- b.** El método tiene un moderado a muy alto ritmo de producción, con tajeos individuales que producen encima de 25,000 ton/mes.
- c.** El método es seguro y aparte del manejo de los subniveles son fáciles para ventilar, particularmente donde las voladuras semanales o diarias son realizadas.
- d.** La recuperación de mineral puede ser alta, superior al 90 % cuando es posible la buena recuperación de pilar. La dilución es generalmente baja y puede estar debajo del 20 % para la mayoría de las operaciones.
- e.** Los tajos pueden ser perforados mucho más adelante que los taladros sean disparados y volados dependiendo que el equipo esté disponible.
- f.** En grandes operaciones las voladuras pueden ser realizadas una vez a la semana, con equipos de voladura eficientes y personal altamente entrenados, así mejorando la eficiencia de la voladura.

Desventajas

- a.** El método requiere una alta inversión de capital, requiriendo una cantidad grande de labores de desarrollo antes de que la producción pueda comenzar.
- b.** El método no es selectivo y requiere que la mayor parte del cuerpo sea mineral. Las variaciones en la caja piso o en la caja techo son difíciles de arreglar.
- c.** El método llega a ser muy ineficiente en bajas pendientes donde se puede esperar que la dilución aumente.
- d.** Los humos de las voladuras secundarias pueden dirigirse dentro de los tajeos cuando se hace una excesiva voladura secundaria.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. MÉTODO, ALCANCE Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. MÉTODO DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación se desarrollará utilizando el método científico como método general y el método descriptivo como método específico.

3.1.2. ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN

El trabajo es de tipo de investigación aplicada ya que utiliza los conocimientos de trabajos ya realizados y comprobados, método de taladros largos en el aumento de producción en el tonelaje por día, buscando obtener mayor producción a menores costos, teniendo como objetivo la sinergia del método de taladros largos con el método de explotación actual en la mina subterránea.

3.1.3. NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN

El trabajo es de tipo de investigación aplicada ya que utiliza los conocimientos de trabajos ya realizados y comprobados, método de taladros largos en el aumento de producción en el tonelaje por día, buscando obtener mayor producción a menores costos, teniendo como objetivo la sinergia del método de taladros largos con el método de explotación actual en la mina subterránea.

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

El diseño de investigación es descriptivo porque se dedica a recolectar, ordenar, analizar y presentar un conjunto de datos, con el fin de describir apropiadamente las características de un estudio y las actividades del sistema de implementación del método de explotación de taladros largos en ciclo de minado en la mina Coturcan.

El diseño de investigación consistió en realizar acopio de data y trabajos de modelado con las áreas de planeamiento y geología para sacar adelante la adecuación de este método en el yacimiento.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

El estudio se realizará en la Mina Coturcan de la Compañía Minera Lincuna S.A. Donde se realizará la evaluación de la producción y productividad del método de Taladros Largos.

3.3.1. POBLACIÓN

La mina Coturcan de la Compañía Minera Lincuna S.A.

3.3.2. MUESTRA

El tajo 1 de la zona de tarugo de la mina Coturcan de la Compañía Minera Lincuna S.A.

3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.4.1. TÉCNICAS EN LA UTILIZACIÓN DE DATOS

Para la recolección de datos se emplea las técnicas de observación, siendo una técnica cualitativa más aplicada en las investigaciones científicas y precisas en el marco de la educación universitaria siendo como prioridad el aumento de información y formación de futuras promociones de la escuela de ingeniería de minas.

3.4.2. INSTRUMENTOS UTILIZADOS EN LA RECOLECCIÓN DE DATOS

Se utilizó la tabla de registros de datos como instrumentos para la lección de datos de campo.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

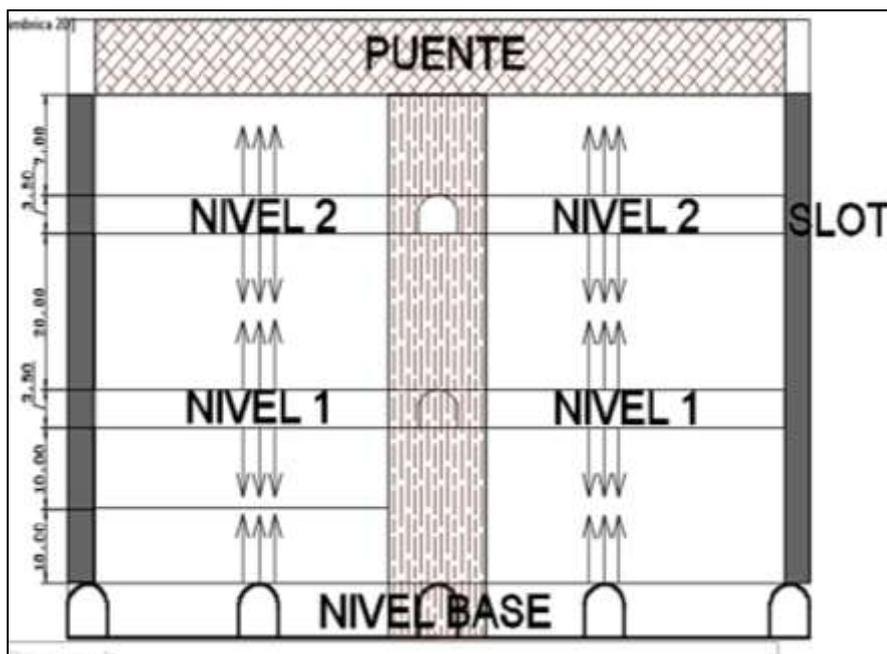
4.1. INFLUENCIA DE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO DE TALADROS EN LA PRODUCCIÓN DE MINERAL

4.1.1. EVALUACIÓN DEL MÉTODO PARA LA APLICACIÓN EN COTURCAN

Se debe considerar la geomecánica para la aplicación del método de taladros largos, dentro de las consideraciones tomamos en cuenta lo siguiente:

- a. Se debe considerar el RMR de los hastiales mayor o igual a 50 principalmente en la caja techo.
- b. Las rocas que componen los hastiales deben presentar una resistencia a la compresión uniaxial superior a 100 Mpa. Y un RQD que fluctúa entre 50% y 75%.
- c. Las juntas deben presentar un espaciamiento regular a una apertura de (0.1 – 1mm) con ligeras alteraciones en los planos de fractura, de igual manera la filtración de agua no debe afectar al terreno.
- d. Para la aplicación se maneja en promedio de 50 metros de altura de nivel a nivel, considerando que se debe dejar puentes de un espesor mínimo de 5 metros lo que ayudara a distribuir los esfuerzos y ayuda a la estabilidad de la labor.

Figura 13: Distribución de niveles del tajo Coturcan.



Fuente: elaboración propia del autor.

4.1.2. DISEÑO E INGENIERÍA EN COTURCAN

Es de mucha importancia que la labor destinada a la perforación y explotación con el método de taladros largos debe reunir diversas condiciones geomecánicas y de ingeniería para aplicar el minado, para este se tomara las consideraciones expuestas en el cuadro siguiente.

Tabla 16: Parámetros para la aplicación de taladros largos.

DESCRIPCIÓN	DATOS
Ancho De Minado	2.0 m
Longitud De Tajo-veta	200 m
Altura De Tajo	50 m
Densidad De Mineral	3.2 ton/m ³

Fuente: propia del autor

Tabla 17: Parámetros que se consideran en el tajo.

CONSIDERACIONES EN LA EVALUACION DE COTURCAN		
GEOLOGIA	RESERVAS	cuantificar
	LEYES	cuantificar
	VALOR MINERAL	76.05 \$/M3
	POTENCIA MINABLE	1.20 a 2.50mt
	PRESENCIA DE AGUA	húmedo
GEOME- CANICA	BUZAMIENTO	85° NE
	RMR	Regular IIIA ≥ 50
	FACTOR DE SEGURIDAD	≥ 1
	RADIO HIDRAULICO	≥ 0.99 m
INGENIERIA	COSTO OPERACIÓN/1300tnd	\$ 8704.8
	CAP/PERF/EQUIPO	9139.2 mt-perf.mes
	MINERAL ROTO	14,512 ton /mes

Fuente: Elaboración propia del autor

La implementación del método en otras minas considera la perforación de 12 mt. a 15 mt. Los que tuvieron fuertes problemas de desviaciones actualmente la propuesta es de 10 mt. De perforación tanto positivo y negativo, se está considerando el buzamiento de las vetas ya que tiene 85° una inclinación favorable para el desplazamiento del mineral dentro del tajo.

En Coturcan existe una regular continuidad de mineralización lo cual hace factible la aplicación de este método de explotación. En algunos tramos del tajo existen planos de falla que esta regularmente fracturado por lo que en la etapa de preparación se les identifico de tal forma que esos tramos queden sin pilares. La potencia de mineral en el tajo para este método es de 1.20 mt. a 2.5 mt. la sección de los niveles de perforación tanto para el desplazamiento del scooptram de limpieza y como para el equipo de perforación es de 2.5 mt. x 3.0 mt.

Los slots utilizados como cara libre son preparados con taladros largos en una sección de 2.0 mt. x 2.0 mt. Estas chimeneas están ubicadas en los extremos del tajo de tal forma que la explotación se realiza en retirada y en rebanadas verticales.

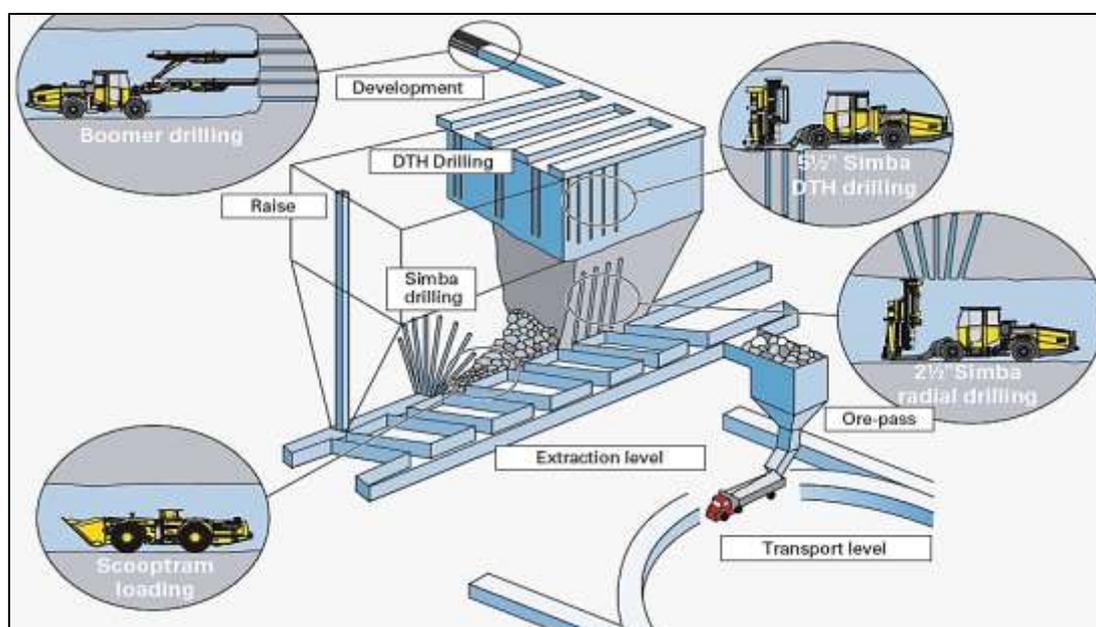
Para el diseño de la malla de perforación se toma en cuenta la solidez de las rocas encajonantes tomando en consideración los aspectos estructurales como: fallas, geodas, planos actualizados y equipo disponible.

Ciclo de minado

Para la aplicación, optimización y buenos resultados para este método se debe tener en cuenta, los recursos humanos y el buen aprovechamiento del uso de los equipos sin ninguna interrupción significativas en cada una de las etapas del minado desde la Preparación, Perforación, Voladura, Limpieza Extracción y Relleno.

Debe de cumplirse estas condiciones que se han dado para métodos de minado masivo, en cuerpos y vetas anchas donde es posible aplicar taladros largos, pero pocas veces se han dado en vetas angostas lo cual en esta oportunidad nos abre nuevas posibilidades de mecanización para este tipo de yacimiento.

Figura 14: Visión esquemática del ciclo de minado.



Fuente: Atlas Copco (2007).

Preparación

Para que el ratio de preparación se debe reducir lo necesario en la medición de metraje en las preparaciones afectando directamente en el menor tiempo de preparación y la reducción de costos por tanto si en la evaluación preliminar se observa que las condiciones del terreno permiten la perforación negativa sin problemas relevantes en cuanto a trancamiento de barras y desviaciones significativas se preparara los niveles de perforación para taladros positivos y negativos con un nivel de control intermedio.

Es prescindible conservar los pilares y puentes recomendados por Geomecánica y Seguridad especialmente el de las intersecciones de la galería principal con las ventanas de extracción esto facilitara el trabajo con los scooptram a control remoto.

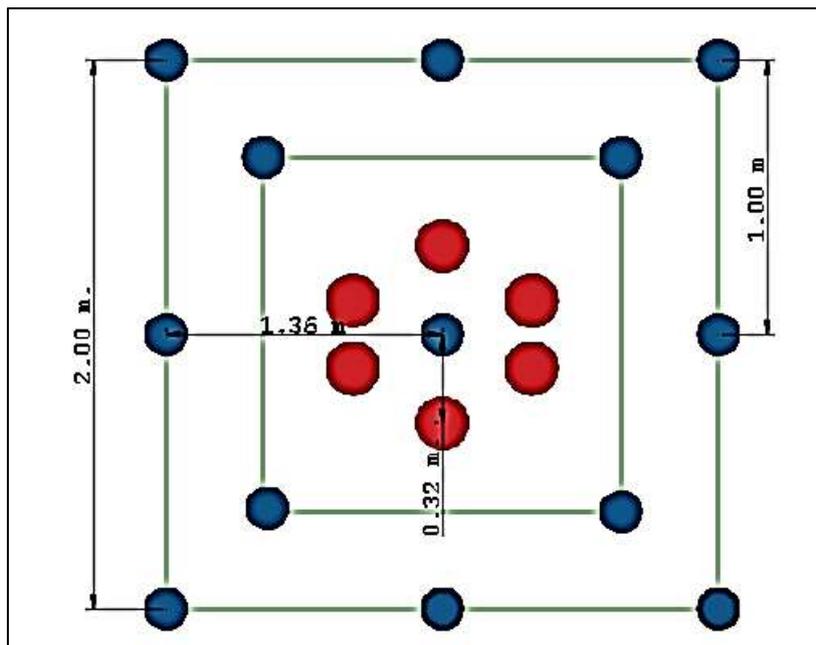
Perforación

En el nivel de perforación se reúne las condiciones necesarias para una buena perforación como: sección de acuerdo a la altura del equipo, El techo y piso lo más horizontal posibles y limpio, se trabajará con los indicadores de perforación como son; el abastecimiento de aire, agua, energía eléctrica permitiendo un normal trabajo de perforación es decir las condiciones deben darse antes se empezar la perforación.

Existirá un procedimiento para lograr un buen posicionamiento en el que se toma en cuenta las características de la estructura del equipo y la sección de la labor con respecto al punto marcado (punto de perforación y punto de baricentro) por el área de topografía este procedimiento es determinante para lograr la menor desviación.

Para cuantificar el rango de desviación, se llevará la estadística por operador de tal forma que la capacitación es orientada e incluso personalizada. Se considerará por las condiciones de la roca, el uso tuberías de PVC de 2" F taponeándolas adecuadamente luego de la perforación. En el plano de perforación debe indicarse lo más exacto posible la longitud de perforación, la presencia de vacíos y agua. Datos necesarios en la voladura. Los que deben archivar estrictamente.

Figura 15: Malla de perforación del slot.



Fuente: elaboración propia del autor.

El objetivo de crear la cara libre para la voladura masiva luego de la preparación de galería se procede a la construcción de la chimenea para la preparación del Slot de minado.

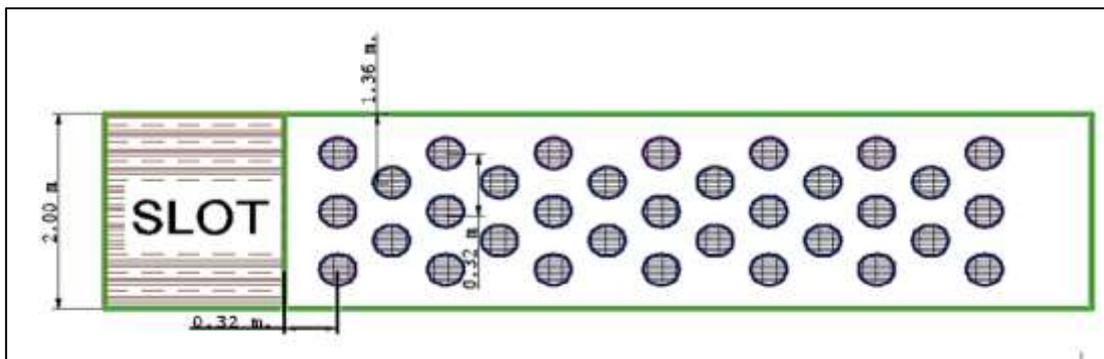
Voladura

La secuencia de la voladura se realiza en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales para todos blocks de perforación, esto va dar estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajaran como enormes pilares, usualmente los disparos son de 3 y 2 taladros controlados con retardos cortos.

No se deberá trabajar bajo ninguna circunstancia sin los planos de levantamiento topográfico de los taladros y sin la hoja de carga autorizada por el Jefe de Sección.

Tomará en consideración las discontinuidades, planos, fallas, zonas de fracturas especialmente si son paralelas a la caja de ser muy fuertes es preferible que deba quedar ese parte como pilar. La distribución de carga especialmente la altura de los tacos luego de una constante observación debe estandarizarse.

Figura 16: Malla de perforación de la veta.



Fuente: elaboración propia del autor.

Tabla 18: Detalle de etapa de voladura en los dos métodos.

	CORTE Y RELLENO	TALADROS LARGOS
Equipo	cargador neumático de anfo	cargador neumático de anfo
Carga de taladro	emulex de 1 1/2 x 12" 34.45 kg anfo	emulex de 1 1/2 x 12" 70.01 kg anfo
Factor de carga	1.315 KG/M3	1.36KG/M3
Costo de voladura	US.\$ 1.58	US.\$ 1.14

Fuente: propia del autor.

Para el carguío de los taladros se utiliza una cargadora Jet – Anol, se inyecta neumáticamente el ANFO a través de una manguera antiestática y rígida hasta el fondo del taladro con el objetivo de mejorar el confinamiento del material explosivo así aprovechar su máximo VOD y energía del explosivo.

Agentes de voladura y accesorios utilizados en el carguío del taladro

- ANFO examon - P
- Emulex de 1 ½ x 12” de 80 (uso como booster)
- Fulminante no eléctrico MS de 20 mts. (De diferentes retardos)
- Cordón Detonante (3P)
- Guía de seguridad (Carmex)
- Mecha rápida

Figura 17: Carga explosiva del slot.

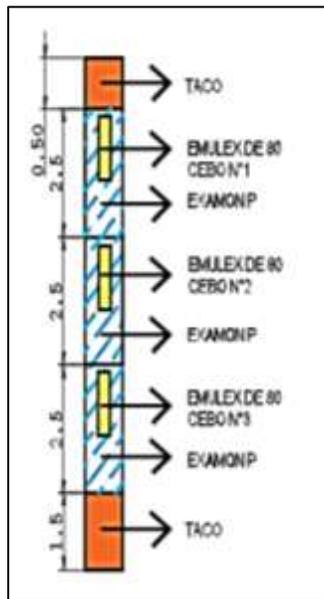
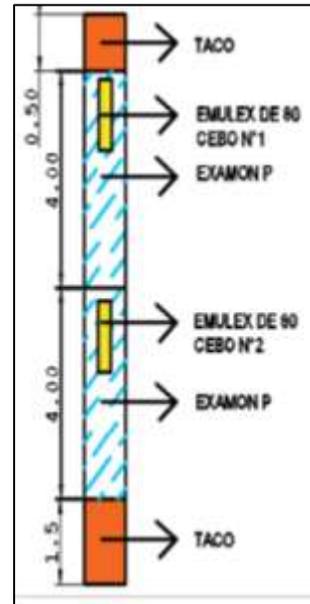


Figura 18: Carga explosiva en la veta.



Fuente: elaboración propia del autor

Fuente: elaboración propia del autor.

Las características de los explosivos usados en las columnas explosivas tanto del slot y de la malla de mineralizada se verá en el anexo 7 y 8.

4.2. INFLUENCIA DE LOS EQUIPOS DE PERFORACIÓN PARA EL INCREMENTO DE PRODUCCIÓN

4.2.1. PERFORACIÓN

Para el inicio de la perforación de taladros largos de producción consideramos lo siguiente:

- a. Perforabilidad y geología del macizo rocoso.
- b. Tamaño de fragmentación requerida.
- c. Diámetro del taladro y longitud del taladro.
- d. Orientación y espaciamento entre taladros.
- e. Desviación de perforación.

Estos factores determinan el tipo de máquina perforadora, así como el diseño de la malla de perforación de los taladros largos, es importante el control del porcentaje de desviación de los taladros que debe estar en un rango del 2% por metro de perforación como máximo, también debe ser importante controlar las irregularidades de perforación como taladros perforados fuera de diseño, taladros desviados y taladros cortos (no pasantes).

Tabla 19: Características del equipo para la perforación.

CARACTERÍSTICAS DEL EQUIPO DE PERFORACION	
equipo	jumbo DD 2710
longitud de perforación	10 metros
diámetro de taladro	51 mm
dirección de perforación	vertical/abanico
subniveles de perforación	S.N. 1-2-3
espaciamento malla	0.32 m.
burden malla	1.36 m.
fragmentación mineral (P80)	17.8
long. prom. De perforación	10 metros
desviación de taladros	2%
disponibilidad mecánica	80%
factor de utilidad	75%
estado Jumbo	buen estado

Fuente: propia del autor

La relación entre toneladas perforadas y toneladas acarreadas diarias se encuentra dentro del rango eficiente de trabajo, se está perforando 15 taladros por guardia o 9139.2 metros perforados por mes y en el ritmo de producción es de 1300 TND considerando 28 días continuos de trabajo máquina y 2 días de mantenimiento correctivo y preventivo. El costo de perforación es 1.55US \$/ton en el cual se incluye el pago por el equipo que es de 75.89 US\$/hora.

Figura 19: Perforación con equipo jumbo DD-2710 mina Coturcan.



Fuente: propia del autor.

La malla que describimos en la investigación sería reajustada en función a la evaluación de la fragmentación y dilución del mineral desde el disparo de las primeras filas de los taladros.

Diseño de malla de perforación según Langefors.

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{dcxPRP}{cxfx(S/B)}}$$

Dónde:

B = Burden (m).

D = Diámetro del taladro (mm).

C = Cte. De la roca.

PRP = potencia relativa en peso del explosivo

F = factor de fijación = 0.85 (taladro inclinado)

E/V = S/B = relación de espaciamiento – Burden

Dc = densidad de carga (kg/m³)

$$B = \frac{51}{33} \sqrt{\frac{0.82 \times 1}{1.05 \times 1}}$$

B = 1.36 m.

Diseño de malla de perforación según Pearse.

$$B = K \times D \times 10^{-3} \times (PD/RT)^{1/2}$$

Dónde:

B = Burden (m)

K = constante que depende las características de las rocas (0.7 – 1.0)

D = diámetro de barreno (mm)

PD = presión de detonación del explosivo (kg/cm²)

TR = resistencia a tracción de roca (kg/cm²)

$$B = 1 \times 51 \times 10^{-3} \times (3899/100)^{1/2}$$

B = 0.32 m.

4.2.2. ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL

El acarreo de mineral en el tajo se hace con scooptram R1600G de 3.5 yd³ diésel a control remoto.

Tabla 20: Características del equipo de acarreo.

SCOOPTRAM R1600G DE 3.5yd3	
motor	diésel
cap. Cuchara	3.5 Yd3
esponjamiento mineral	63.60%
1 yd3	0.765
densidad mineral	3.2 TCS/m3
factor de llenado cuchara	85%
capacidad por cuchara	4.17 TCS

Fuente: propia del autor

En la tabla se observa que con un factor de llenado del 85% un scoop de 3.5 Yd3 tiene una capacidad promedio de 4.17 TCS/cuchara.

Tabla 21: Índices operacionales del ciclo de acarreo mina Lincuna.

ÍNDICE DE EFICIENCIA	
disponibilidad mecánica	80%
factor de utilización	75%
ÍNDICE DE PRODUCTIVIDAD	
ciclo de acarreo (min)	3
capacidad de acarreo(TCS/Hora)	86.2
ÍNDICE DE CONTROL	
producción por guardia(TCS/guardia)	270
horas trabajadas	3
N° cucharas/guardia	68

Fuente: Propia del autor.

El ciclo de acarreo en el tajo es promedio de 3 minutos por cada cucharada, para la producción de 650 toneladas por guardia (Coturcan), entonces se necesitará 3 horas de trabajo del scoop en este tajo y 68 cucharas de mineral, lo cual nos da un rendimiento de 86.2 TCS/hora. Lo cual el equipo está en capacidad de realizar limpieza de mineral en otras labores.

4.3. EVALUACIÓN DE REDUCCIÓN DE COSTOS APLICANDO EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS

Calculo de costos

Tabla 22: Diferencia de parámetros de los métodos corte y relleno y taladros largos.

PARAMETROS	UNIDAD	CORTE Y RRELLENO	
		ASCENDENTE MECANIZADO	TALADROS LARGOS
Ancho de labor	m	2.20	
Área de labor	m ²		132.9
Largo de labor	m	14	
Burden	m		1.3
Equipo de limpieza	E	R1600G	R1600G
Taladros perforados	uni.	45	25
Taladros de alivio	uni.	0.00	0
Barra de perforación	m/pies	12	5
Eficiencia de perforación	%	0.85	0.95
Longitud efectiva de perforación	m	3.11	5.70
Eficiencia de voladura	%	0.96	0.90
Longitud efectiva de avance	m	3.00	5.1
Volumen removida IN SITU	m ³	92.30	172.8
Densidad de mineral roto	tn/m ³	3.20	3.2
Toneladas rota mineral	TN.	276.93	518.31
Metros perforados	m		163.2
Pies perforados	pies	459.00	535.43
Rendimiento de equipo	m ³ /hora	27.90	27.19
Factor de carga	kg/m ³	1.32	1.368
Factor de potencia	kg/tn	0.438	0.456
Total de explosivos	kg		236.42

Fuente: propia del autor.

Las características mostradas en la tabla 22. Son adquiridas en la perforación del cuerpo mineralizado, los taladros de producción se realizaron en forma positiva y negativa, los taladros que van al centro del cuerpo mineralizado se perforan con 0° en el clinómetro (verticalmente) y los taladros del contorno del cuerpo mineralizado, se perforaron según la inclinación del cuerpo para aprovechar la óptima recuperación de mineral.

4.3.1. CÁLCULO DEL COSTO DE PRODUCCIÓN

Para la estimación del costo de producción primero se determinará el costo de operaciones mina, seguidamente se le sumará el soto fijo.

Costo de producción = costo de ope. Mina + costo fijo

Costo de operación mina (US\$/M3)

Para hallar el costo de operaciones mina se considerará el gasto desde la preparación del bloque de mineral para la explotación del tajo hasta el traslado del mineral hacia planta.

Tabla 23: Costos de mano de obra de los dos métodos.

Mano de obra	TALADROS LARGOS				CORTE Y RELLENO MECANIZADO		
	cantidad	sub total	US \$/disparo	US \$/M3	sub total	US \$/disparo	US \$/M3
Maestro jumbero	1	193.26	85.56	0.50	193.26	28.52	0.31
Ayudante Jumbero	1	117.85	52.18	0.30	117.85	17.39	0.19
Maestro cargador	1	138.23	30.60	0.18	138.23	20.40	0.22
Ayudante cargador	1	117.85	26.09	0.15	117.85	17.39	0.19
Maestro desatador	1	117.85	26.09	0.15	117.85	17.39	0.19
Ayudante desatador	1	107.66	23.83	0.14	107.66	15.89	0.17
Operador de scoop	1	158.61	70.22	0.41	158.61	70.22	0.76
Capataz	1	199.37	17.65	0.10	199.37	17.65	0.19
Bodeguero	1	107.66	9.53	0.06	107.66	9.53	0.10
Ing. de guardia	1	325.21	28.80	0.17	325.21	28.80	0.31
Sub total mano de obra			370.55	2.16		243.18	2.63

Fuente: propia del autor.

En la tabla 23 se observa que el costo de taladros largos por m3 es menor el resultado analizado de corte y relleno, se podrá observas más detalladamente en los anexos 2 y 3.

Costos de perforación

Tabla 24: Costos de perforación de los dos métodos.

Perforación	TALADROS LARGOS				CORTE Y RELLENO MECANIZADO			
	Precio unitario US \$	cost. Unit. US \$ PP	US \$/dispar o	US \$/M3	precio unitario US \$	cost. Unit. US \$ PP	US \$/dispar o	US \$/M3
R32 Shank Adaptable HL500/510/510-38	258.30	0.103	55.32	0.32	271.9	0.045	20.46	0.222
Acople	0.00	0.000	0.00	0.00	89.18	0.015	6.71	0.073
Barra MF ROD R32 L=1220MM (12")	208.42	0.116	62.00	0.36	488.67	0.080	36.77	0.398
Broca retrac bit R32 51 MM RT300	110.00	0.244	130.88	0.76	89.64	0.149	68.57	0.743
Adaptador piloto R10 X 12"	0.00	0.000	0.00	0.00	293.93	0.490	0.00	0.000
Broca rimadora R32 x 102 mm	0.00	0.000	0.00	0.00	224.77	0.321	0.00	0.000
Afiladora de brocas	2300.00	0.015	8.21	0.05	2300.00	0.015	7.04	0.076
Copas de afilado	169.00	0.017	9.05	0.05	169.00	0.048	22.16	0.240
Manguera de 1" (50m)	155.50	0.004	1.98	0.01	155.50	0.004	1.70	0.018
Sub total de perforación			267.44	1.55			163.41	1.77

Fuente: propia del autor.

En la tabla 24 observamos los elementos usados en esta etapa de operaciones mina, donde el resultado del costo de taladros largos es menor al costo de corte y relleno.

Costos de voladura

Tabla 25: Costos de voladura de los dos métodos.

Explosivos	Unidad	TALADROS LARGOS			CORTE Y RELLENO MECANIZADO		
		Precio unitario US \$	US \$/dispar o	US \$/M3	Precio unitario US \$	US \$/dispar o	US \$/M3
Emulex 65 1" 1/2 x 12"	Un.	0.25	0.00	0.00	0.25	0.00	0.00
Emulex 80 1" 1/2 x 12"	Un.	0.34	8.48	0.05	0.34	15.27	0.17
ANFO	Kg.	0.68	157.73	0.91	0.68	77.72	0.84
Fanel MS 4.8M	Un.	1.00	25.00	0.14	1.00	45.00	0.49
Cordón detonante Carmex	m	0.19	3.80	0.02	0.19	6.65	0.07
Mecha Rápida	Un.	0.61	1.23	0.01	0.61	1.23	0.01
	m	0.39	0.08	0.0005	0.39	0.08	0.001

Sub total de explosivos	196.32	1.13	145.95	1.58
--------------------------------	---------------	-------------	---------------	-------------

Fuente: Propia del autor.

En la tabla 25 se menciona los explosivos y accesorios usados en el tajo tanto como para la voladura del slot y del tajo de producción, como se puede observar el costo del uso de estos es menor al del método de corte y relleno.

Costos de equipos

Tabla 26: Costos de equipos de los dos métodos.

Equipos	TALADROS LARGOS				CORTE Y RELLENO MECANIZADO			
	Precio unitario US \$ / Hr	Rendimiento Pp/Hr - m3/Hr	US \$/disparo	US \$/M3	Precio unitario US \$ / Hr	Rendimiento Pp/Hr - m3/Hr	US \$/disparo	US \$/M3
Jumbo DD 2710	75.89	133.86	315.28	1.82	94.53	189.15	236.48	2.56
Scooptram R1600G	97.50	27.19	688.16	3.98	97.50	27.19	367.67	3.98
Cargador de anfo	1.00		1.00	0.01	1.00		1.00	0.01
Petróleo	2.25				2.25			
Sub total de equipos			1004.44	5.81			605.15	6.55

Fuente: elaboración propia del autor.

En la tabla 26 la eficiencia y disponibilidad de los equipos fueron fundamentales, así como el de la voladura ya que la fragmentación accedía la limpieza y acarreo más eficiente, igual se observa que los costos en el trabajo de los equipos son menores a los del otro método.

Costos totales directo de mina

Tabla 27: Comparación de costos de ambos métodos.

DESCRIPCION	COSTO PROMEDIO DE EXPLOTACION DE CRM	COSTO PROMEDIO POR TALADRO LARGOS
Mano de obra	2.63	2.14
Epp	0.13	0.11
Herramientas	0.09	0.05
Perforación	1.77	1.55
Explosivos	1.58	1.14

Equipos	6.56	5.81
Costo total directo	12.76	10.8
Costo \$ metro cubico	25.52	21.6

Fuente: propia del autor.

4.3.2. ANÁLISIS DE RENTABILIDAD DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE TALADROS LARGOS

Para determinar la rentabilidad del método necesitamos los datos de valorización y recuperación de mineral además de contar con el costo de producción de cada método.

Tabla 28: Rentabilidad del método de explotación.

Reservas de mineral	219,600 TM
Valor de mineral	76.05 \$/TM

DESCRIPCION/METODO	TALADROS LARGOS	CORTE Y RELLENO MECANIZADO
VALOR DEL MINERAL	76.05	76.05
COSTO DE PRODUCCION (M3)	21.6	25.52
BENEFICIO	54.45	50.53

Fuente: elaboración propia del autor.

Para minimizar el costo de las operaciones se debe tomar la decisión adecuada y acertada, considerando los factores de la mina, donde permita la mecanización y donde permita tener condiciones de capacidad de producción en el caso de la mina en estudio se observa en las tablas 27 y 28 la decisión optada por Coturcan – Lincuna fue acertada para el cambio de método de explotación.

CONCLUSIONES

1. Las características geométricas y geomecánicas del tajo Coturcan son aptas para ser explotado con el método de taladros largos, el tajo tiene un RMR mayor a 50 y RQD que llega a 75%, la distribución del bloque es de 50 metros de altura para cada subnivel para su explotación teniendo 85° de inclinación que es favorable para el desplazamiento del mineral.
2. Para la perforación del tajo se diseñó las mallas con fórmulas matemáticas (Langefors y Pearse) tanto para el slot y el cuerpo mineralizado, donde el burden y espaciamiento son de 1.36m y 0.32m respectivamente, en la etapa de voladura se llegó a usar emulsión encartuchada como iniciadores y anfo como explosivo para la fragmentación de la roca, se tuvo un factor de carga de 1.31kg/m³.
3. En la etapa de perforación, voladura y acarreo del mineral volado se llegó a la producción planeada de 1300 TND considerando la óptima disponibilidad y factor de utilización de los equipos que se pudo trabajar con el 80% y 75% respectivamente, así también la capacidad de perforación del equipo DD-2710 fue de 9139.2 metros perforados por mes, este ayudo a llegar y mantener constante la producción planeada.
4. Para la determinación de los costos de las operaciones con el método de taladros largos se consideró los criterios importantes como el de mano de obra que el gasto fue reducido a 2.13 \$/ M³, el costo de perforación es de 1.55 \$/ M³, el costo de voladura de 1.13 \$/ M³ el costo de los equipos de 5.81 \$/ M³, llegando a tener el costo total directo de 10.8 \$/ M³ y el costo de por metro cubico de \$21.6. se observa con estos resultados que la reducción de costos con el método de taladros largos es rentable para la mina Lincuna.
5. En la perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:
 - Selección adecuada de los equipos de perforación de acuerdo al yacimiento.
 - Cambio de estructuras mineralizadas.
 - Maximización de la recuperación de las reservas minables.
 - Tipos de alteración.
 - Conocimiento del yacimiento mediante perforaciones sistematizadas de sondajes diamantinos.

- Capacitación / entrenamiento y evaluación continua al personal
 - Análisis estructural (Fallas, diaclasamiento, cambio de la litología, etc.)
6. Se mejorará la gestión de la seguridad (personal y equipos) en la mina usando el método de taladros largos.

RECOMENDACIONES

1. El método de taladros largos es uno de los métodos más usados en la explotación de mineral de forma subterránea. El uso de este método ha ido considerablemente en aumento en los últimos años debido a la aparición de nuevas tecnologías de perforación y voladura subterránea de taladros largos.
2. Debido a sus características, se necesita de un conocimiento muy riguroso y una interpretación adecuada del modelo geológico del yacimiento para asegurar el éxito de la aplicación de este método sea en mediana y gran minería, con un costo de minado relativamente bajo
3. Extender el método de taladros largos para cuerpos y vetas en la Mina Coturcan de la Compañía Minera Lincuna, tomando mayor información geológica usando sondajes con equipos cortos (pack sack) y poder modelar en forma eficaz los cuerpos y vetas.
4. Realizar el levantamiento topográfico de los taladros perforados para comparar el porcentaje de desviación de los taladros antes de iniciar el minado y tener un mejor secuenciamiento de carguío como de salida.
5. Configurar la geometría de los cuerpos usando softwares mineros para evitar errores en el diseño de la malla de perforación, tanto en el Slot como en los taladros de producción.
6. Evaluar económicamente el uso de máquinas perforadoras electrohidráulicas de mayor longitud de perforación y controles electrónicos para vetas y cuerpos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Apaza Arivilca, E. (2013). Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras – Pashsa, Mina Huarón S.A. AREQUIPA.
2. Celis Caballero, H. (2016). Reducción de la desviación de taladros largos implementando menores longitudes de perforación de taladros para bancos de producción de 20 metros de altura en Sublevel stoping con simbas H1254, en el cuerpo Casapalca 4 en el nivel 11-11 A, mina Casapalca. Trujillo.
3. Cipriani, F. (2013). Transición en la aplicación del método de minado de Taladros Largos de Cuerpos a Vetas Angostas en la Mina San Rafael. Lima.
4. Copco, A. (1984). manual.
5. D., H. (1963). Elección y crítica de los métodos de explotación en minería; principios para la explotación de yacimientos. Barcelona: Omega.
6. De La Cruz Escobar, p. (2014). Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operaciones en la zona Esperanza - Cía Casapalca. Huancavelica.
7. Edwin, A. (2013). Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad eficiencia y seguridad de las operaciones mineras - Pashsa mina Huarón S.A.
8. Escobar, D. L. (2014). Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operaciones en la zona esperanza - Cía Casapalca S.A.
9. Exsa. (s.f.). Manual práctico de voladura.
10. Gimeno, I. (1999). Explotación Subterránea, métodos y casos prácticos.
11. Hecto, C. (2016). Reducción de la desviación de taladros largos implementando menores longitudes de perforación de taladros para bancos de producción de 20 metros de altura en sub level stoping con simba H1254 en el cuerpo Casapalca 4 en el nivel 11 - 11 A.
12. Hoseman. (s.f.). Prefacio del libro: métodos de explotación en minería.
13. V., L. O. (1999). Explotación subterránea método y casos prácticos. Puno: Perú Offiset Editores.

ANEXOS

ANEXO 1: PETS DE CARGUÍO Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS - LINCUNA.

	PETS		UNIDAD MINERA LINCUNA	
	CARGUÍO Y VOLADURA EN TALADROS LARGOS			
	ÁREA:	MINA OPERACIONES		VERSION: 00
	CÓDIGO:	P-LIN-MIN-017.00		PAGINA : 1/1

1. PERSONAL

- 1.1 Maestro Perforista(01)
- 1.2 Ayudante Perforista(01)

2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

- 2.1. Casco minero tipo sombrero
- 2.2. Barbiquejo.
- 2.3. Protector de oídos
- 2.4. Respirador contra polvo y filtros de aire
- 2.5. Guantes de jébe y/o cuero
- 2.6. Botas de jébe con punta de acero
- 2.7. Correa Portalámparas
- 2.8. Mameluco con cintas reflectivas.
- 2.9. Lentes de seguridad
- 2.10. Lámpara minera con batería.

3. EQUIPOS / HERRAMIENTAS / MATERIALES.

- 3.1. Lampa, Pico, Juego de Barretillas, Fósforo, Navaja.
- 3.2. Arco de Sierra.
- 3.3. Atacador de tubo polietileno de 1" en la punta debe de tener un tope de madera.
- 3.4. Explosivo, Pentacord, Carmex, Fanel, Mecha rápida.
- 3.5. Escaleras especiales, Tabla de 7".

4. PROCEDIMIENTO

- 4.1. Una vez culminado con la perforación y entubado de los taladros largos se verificara que todo esté en condiciones para continuar con el carguío.
- 4.2. Se procederá del traslado del material explosivo más el accesorio por separado hasta el lugar de trabajo donde se realizara el carguío.
- 4.3. Una vez concluido con el encendido se procederá con el carguío de los taladros.
- 4.4. Terminado con el carguío se procederá con el amarre del iniciador utilizando dos carmex más pentacord, utilizando cinta aislante.
- 4.5. Luego se dejara ordenado las herramientas y materiales fuera de la zona a disparar.
- 4.6. Se comunicara a los trabajadores que se encuentren trabajando cerca al lugar de disparo para su retiro para realizar el encendido respetando el horario de disparo dejando bloqueado el lugar de acceso.
- 4.7. Los vigilas deberán escuchar el sonido de la detonación y reportaran al jefe inmediato superior en caso haya detonado o no.

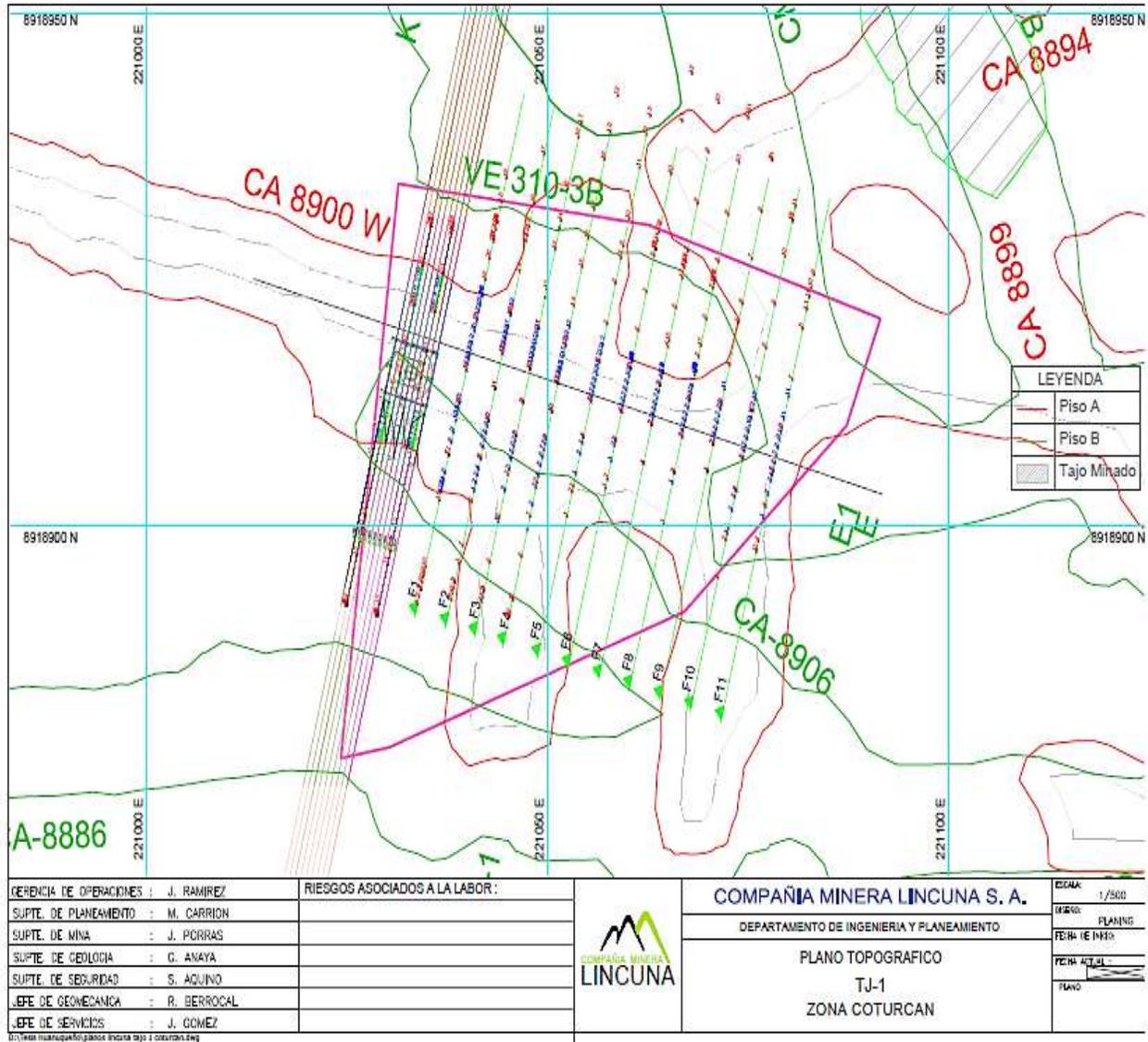
5. RESTRICCIONES

- 5.1. Cuando en la labor se encuentre algún equipo que no se pueda movilizar.
- 5.2. Cuando haya instalaciones de tubería de aire, agua y cables eléctricos que no estén protegidos.
- 5.3. Cuando no se tenga autorización de la SUCAMEC.

PREPARADO POR	REVISADO POR	REVISADO POR	APROBADO POR
Ing. Efraín Linares Tuzusima JEFE DE MINA	Ing. Paul Juarez Urbana SUPERINTENDENTE DE MINA	Ing. Sali Aquino Cabellos GERENTE SSO	Ing. Daniel Roca Fabián GERENTE DE OPERACIONES
FECHA DE ELABORACION: 06/01/12			FECHA DE APROBACION: 06/01/12

Pág. 1/1

ANEXO 2. ZONA DE TALADROS LARGOS TAJO 1 MINA COTURCAN .



ANEXO 3. COSTO DE OPERACIONES CON EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS.

ROTURA DE MINERAL CON TALADROS LARGOS Y SCOOP R1600G							TC	3.388
PARAMETROS								
Area de Labor	m2	132.90	Densidad Mineral Rolo	Tn /m3	3.0			
Burden	m	1.30	Densidad Desmonte Rolo	Tn/m3	0			
Equipo Limpieza	E	R1600G	Toneladas Rolos Mineral	Tn	518.31			
Taladros Perforados	uni	25	Metros Perforados/gdia	m	163.2			
Taladros de Alivio	uni	0	Pies Perforados	pies	535.43			
Barra de Perfora	5	m	6.00					
Eficiencia de perforacion	%	0.95	Rendimiento Equipo a 200	m3/Hr	27.19			
Longitud efectiva de perforacion	m	5.70	Factor de Carga	Kg/m3	1.368			
Eficiencia Voladura	%	0.90	Factor de Potencia	Kg/Tn	0.456			
Longitud Efectiva de Avance	m	5.1						
Volumen Removido IN SITU	m3	172.8	Explosivos Total	Kg	236.42			
MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO	BB. SS	SUBTOTAL	INCIDENCIA	SUBTOTAL		
		S/.	%	S/.	%	US \$ / Disparo	US \$ /M3	
Maestro Jumbero	1	94.83	1.04	193.26	150%	85.56	0.50	
Ayudante Jumbero	1	57.83	1.04	117.85	150%	52.18	0.30	
Maestro Cargador	1	67.83	1.04	138.23	75%	30.60	0.18	
Ayudante Cargador	1	57.83	1.04	117.85	75%	26.09	0.15	
Maestro Desatador	1	57.83	1.04	117.85	75%	26.09	0.15	
Ayudante Desatador	1	52.83	1.04	107.66	75%	23.83	0.14	
Operador Scoop	1	77.83	1.04	158.61	150%	70.22	0.41	
Capalaz	1	97.83	1.04	199.37	30%	17.65	0.10	
Bodeguero	1	52.83	1.04	107.66	30%	9.53	0.06	
Ing de Guardia	1	202.83	0.60	325.21	30%	28.80	0.17	
SUBTOTAL MANO DE OBRA						370.55	2.14	
EPP	Cantidad	Costo /Dia	Incidencia			SUBTOTAL		
		US \$	Dia/Labores			US \$ / Disparo	US \$ /M3	
Maestro Jumbero	1	4.17	1.00			4.17	0.02	
Ayudante Jumbero	1	3.37	1.00			3.37	0.02	
Maestro Cargador	1	3.10	0.50			1.55	0.01	
Ayudante Cargador	1	3.10	0.50			1.55	0.01	
Maestro Desatador	1	3.10	0.50			1.55	0.01	
Ayudante Desatador	1	3.34	0.50			1.67	0.01	
Capalaz	1	3.10	0.20			0.62	0.004	
Operador Scoop	1	3.30	1.00			3.30	0.02	
Bodeguero	1	3.10	0.20			0.62	0.004	
Ing. De Guardia	1	3.10	0.20			0.62	0.004	
SUBTOTAL EPP						19.01	0.11	
HERRAMIENTAS		Costo /Dia	Incidencia			SUBTOTAL		
		US \$	Dia / Labores			US \$ / Disparo	US \$ /M3	
Herramientas menores		7.96	1			7.96	0.05	
PERFORACION		Precio Unitario	Vida Util	Cost. Unit.	P P	SUBTOTAL		
		US \$	PP	US \$ PP	Por Disparo	US \$ / Disparo	US \$ /M3	
R32 Shank Adapter HL500/510/510-38		258.30	2500	0.103	535.43	55.32	0.32	
Acople		0.00	0	0.000	535.43	0.00	0.00	
Barra MF ROD R32 L= 1220MM		208.42	1800	0.116	535.43	62.00	0.36	
Broca Retrac Bit R32 51MM RT300		110.00	450	0.244	535.43	130.88	0.76	
Adaptador piloto R32 x 12"		0.00	0	0.000	535.43	0.00	0.00	
Broca Rimadora R32 x 102 mm		0	0	0.000	535.43	0.00	0.00	
Afiladoras de Brocas		2300.00	150000	0.015	535.43	8.21	0.05	
Copas de afilado		169.00	10000	0.017	535.43	9.05	0.05	
Manguera de 1" (50 m)		155.50	42000	0.004	535.43	1.98	0.01	
SUB TOTAL PERFORACION						267.44	1.55	
EXPLOSIVOS	Unidad	CANTIDAD	Precio Unitario			SUBTOTAL		
			US \$			US \$ / Disparo	US \$ /M3	
Emulex 65 1" 1/8 x 8"	Un	0	0.25			0.00	0.00	
Emulex 80 1" 1/4 x 8"	Un	25.0	0.34			8.48	0.05	
ANFO	Kg.	232.0	0.68			157.73	0.91	
Fanel MS 4.8 M	Un.	25	1.00			25.00	0.14	
Cordon Detonante	m	20	0.19			3.80	0.02	
Carmex	Un.	2	0.61			1.23	0.01	
Mecha rapida	m	0.2	0.39			0.08	0.0005	
TOTAL EXPLOSIVOS						196.32	1.14	
EQUIPOS		Precio Unitario	Rendimiento	Horas	GALONES	SUBTOTAL		
		US \$ / Hr	PPp/Hr - m3/Hr	Trabajadas	\$/HR	US \$ / Disparo	US \$ /M3	
Jumbo DL -2710		75.89	133.86	4.00	1.3	315.28	1.82	
Scooptram R 1600G		97.50	27.19	6.35	4.8	688.16	3.98	
Cargador de Anfo		1.00		1.00		1.00	0.01	
Petroleo		2.25						
SUB TOTAL EQUIPOS						1004.43	5.81	
COSTO TOTAL DIRECTO						US \$	10.80	
COSTO ROTURA CON TALADROS LARGOS						US \$ x METRO CUBICO	13.98	

ANEXO 4. COSTO DE OPERACIONES CON EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.

ROTURA DE MINERAL CON JUMBO SCOOP R1600G C/JUMBO DD-210						TIPO CAMBIO	3.388
PARAMETROS							
Ancho de Labor	m	2.20	Densidad Mineral Rob	Tn /m3	3		
Largo de Labor	m	14.00	Densidad Desmonte Rob	Tn/m3	0		
Equipo Limpieza	E	R1600G	Toneladas Rotas Mineral	Tn	276.93		
Taladros Perforados	uni	45	Pies perforados	pies	459		
Taladros de Alivio	uni	0	Rendimiento Equipo a 200	m3/Hr	27.19		
Barra de Perforacion	pies	12.00	Factor de Carga	Kg/m3	1.315		
Eficiencia de perforacion	%	0.85	Factor De Potencia	Kg/Tn	0.438		
Longitud efectiva de perforacion	m	3.11					
Eficiencia Voladura	%	0.96					
Longitud Efectiva de Avance	m	3.0					
Volumen Removido in situ	m3	92.3					
MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO	BB. SS	SUBTOTAL	INCIDENCIA	SUBTOTAL	
		S/.	%	S/.	%	US \$ / Disparo	US \$ /M3
Maestro Jumbiero	1	94.83	1.04	193.26	50%	28.52	0.31
Ayudante Jumbiero	1	57.83	1.04	117.85	50%	17.39	0.19
Maestro Cargador	1	67.83	1.04	138.23	50%	20.40	0.22
Ayudante Cargador	1	57.83	1.04	117.85	50%	17.39	0.19
Maestro Desatador	1	57.83	1.04	117.85	50%	17.39	0.19
Ayudante Desatador	1	52.83	1.04	107.66	50%	15.89	0.17
Operador Scoop	1	77.83	1.04	158.61	150%	70.22	0.76
Capataz	1	97.83	1.04	199.37	30%	17.65	0.19
Bodeguero	1	52.83	1.04	107.66	30%	9.53	0.10
Ing de Guardia	1	202.83	0.60	325.21	30%	28.80	0.31
SUBTOTAL MANO DE OBRA							2.63
EPP	Cantidad	Costo /Dia	Incidencia			SUBTOTAL	
		US \$	Dia/Labores			US \$ / Disparo	US \$ /M3
Maestro Jumbiero	1	4.17	0.33			1.39	0.02
Ayudante Jumbiero	1	3.37	0.33			1.12	0.01
Maestro Cargador	1	3.10	0.33			1.03	0.01
Ayudante Cargador	1	3.10	0.33			1.03	0.01
Maestro Desatador	1	3.10	0.33			1.03	0.01
Ayudante Desatador	1	3.10	0.33			1.03	0.01
Capataz	1	3.10	0.20			0.62	0.01
Operador Scoop	1	3.30	1.00			3.30	0.04
Bodeguero	1	3.10	0.20			0.62	0.007
Ing. De Guardia	1	3.10	0.20			0.62	0.007
SUBTOTAL EPP							0.13
HERRAMIENTAS		Costo /Dia	Incidencia			SUBTOTAL	
		US \$	Dia / Labores			US \$ / Disparo	US \$ /M3
Herramientas menores		7.96	1			7.96	0.09
PERFORACION		Precio Unitario	Vida Util	Cost. Unit.	P P	SUBTOTAL	
		US \$	PP	US \$ PP	Por Disparo	US \$ / Disparo	US \$ /M3
Shank Adapter T 38		271.90	6100	0.045	459	20.46	0.222
Acople		89.18	6100	0.015	459	6.71	0.073
Barra de Extension R38 (12pies)		488.67	6100	0.080	459	36.77	0.398
Broca R32 x 45		89.64	600	0.149	459	68.57	0.743
Adaptador piloto R32 x 12"		293.93	600	0.490	0	0.00	0.000
Broca Rimadora R32 x 102 mm		224.77	700	0.321	0	0.00	0.000
Afiladoras de Copas		2300.00	150000	0.015	459	7.04	0.076
Copas de afilado		169.00	3500	0.048	459	22.16	0.240
Manguera de 1" (50 m)		155.50	42000.00	0.004	459	1.70	0.018
SUB TOTAL PERFORACION						163.42	1.77
EXPLOSIVOS		Unidad	CANTIDAD	Precio Unitario		SUBTOTAL	
				US \$		US \$ / Disparo	US \$ /M3
Emulek 65 1" 1/8 x 8"		Un	0	0.25		0.00	0.00
Emulek 80 1" 1/4 x 8"		Un	45.0	0.34		15.27	0.17
ANFO		Kg.	114.3	0.68		77.72	0.84
Fanel LP 4.8 M		Un.	45	1.00		45.00	0.49
Cordon Detonante		m	35	0.19		6.65	0.07
Carmex		Un.	2	0.61		1.23	0.01
Mecha rapida		m	0.2	0.39		0.08	0.001
SUB TOTAL EXPLOSIVOS						145.95	1.58
EQUIPOS		Precio Unitario	Rendimiento	Horas	GALONES	SUBTOTAL	
		US \$ / Hr	PPp/Hr - M3/Hr	Trabajadas	\$/HR	US \$ / Disparo	US \$ /M3
Jumbo DD -210		94.53	189.15	2.43	1.3	236.48	2.56
Scooptram R 1600G		97.50	27.19	3.39	4.8	367.67	3.98
Cargador de Anfo		1.00		1.00		1.00	0.01
Petroleo		2.25					
SUB TOTAL EQUIPOS						605.15	6.56
COSTO TOTAL DIRECTO							US \$ 12.76
COSTO POR ROTURA CON JUMBO						US \$ x METRO CUBICO 16.52	

ANEXO 5. PROCESO DE PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS.



ANEXO 6. PROCESO DE CARGUIO DE LOS TALADROS PERFORADOS - TALADROS LARGOS



ANEXO 7. AGENTES DE VOLADURA USADO EN LAS COLUMNAS EXPLOSIVAS.

EXAMON - P

Agente de voladura granulado para uso en voladuras superficiales y en subterráneas con buena ventilación. Permite ser empleado como carga de columna en terreno intermedio a duro.

Preparado especialmente con una mezcla balanceada en oxígeno de nitrato de amonio y petróleo. Dichos componentes le confieren un alto valor energético, seguridad, facilidad de manipuleo y bajo costo, para ser usado en minería subterránea (tajeos y desarrollos) y en superficie (carreteras, túneles, excavación de canales y obras civiles en general).

La exacta dosificación y perfecta homogeneidad de la mezcla de sus componentes garantizan un balance de oxígeno constante, que sumada a su textura, permiten que el producto se confine adecuadamente en el taladro, incluso sobre cabeza en positivo.

Propiedades / Beneficios

- Alta velocidad de detonación, varía con el diámetro del taladro.
- Su empleo presenta ventajas económicas y operativas por su facilidad de carguío manual o neumático con un alto margen de seguridad.
- Puede ser usado como carga de columna en tajo abierto, subterránea, canteras y trabajos de voladura en general.

Características técnicas

Especificaciones técnicas	Unidades	Examon - P
Densidad Aparente	g/cm ³	0.72 – 0.82
Densidad Compacta	g/cm ³	0.82 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,200 ± 200
Presión de detonación	kbar	21
Energía**	KJ/kg	3,899
RWS**	%	104
RBS**	%	106
Resistencia al agua		Nula
Volumen de gases**	l/kg	1,056.5
Categoría de gases	Categoría	2da
Color		Anaranjado

*Confinado en tubo de acero de 1 1/4 pulgada de diámetro

** Calculada con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm

Presentación y embalaje

Masa explosiva de 25 kg dispuesta en saco de polipropileno.

Para otros formatos de cartuchos preguntar a un especialista EXSA.

Exclusión de responsabilidad

Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes. Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos. Según el DS N° 008-2010-IN del reglamento de Ley 30299 de Ley de control de explosivos de uso civil, es necesario utilizar mangueras anti estáticas para el uso de este tipo de explosivos. Nota: Examon-P no genera carga estática cuando se usa para el carguío neumático con mangueras estáticas con resistencia eléctrica entre 1,000-3,000 ohm/m.



Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 6 meses, después de su fecha de fabricación.

Transporte

CLASE: 1
DIVISIÓN: 1.5 D
N° ONU: 0331



ANEXO 8. EMULSION ENCARTUCHADA USADA COMO PRIMA EN LA COLUMNA EXPLOSIVA.

EMULEX

Emulsiones encartuchadas en láminas plásticas, con valores de energía variables y empleo más versátil para ser usadas en voladuras de rocas, blandas, intermedias y duras. Poseen alta velocidad y presión de detonación lo que les proporciona un alto nivel de energía para ser usado en labores confinadas como, en túneles y en minería subterránea (galerías, desarrollos, rampas o profundización de piques).

Su mezcla es muy compacta debido a una apropiada formulación que permite que sus aptitudes para detonar permanezcan sin variación por largos periodos de tiempo permitiendo su uso en un amplio rango de temperaturas.

Su excelente resistencia al agua es apropiada para ser utilizada en taladros húmedos o inundados.

Las emulsiones con mayor presión de detonación pueden ser utilizadas como cebo iniciador de los agentes de voladura secos y acuosos.

Propiedades / Beneficios

- Apropriado para ser usado en barrenos de gran profundidad.
- Valores adecuados de potencia para cada calidad de roca.
- Reduce los tiempos muertos para reingreso a las operaciones.
- Sensible al detonador No. 8, para su iniciación con Cordón Detonante 5g contactarse con personal Técnico de Exsa.

Características técnicas

Especificaciones técnicas	Unidades	Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80	Emulex 100
Densidad	g/cm ³	1.00 ± 3%	1.12 ± 3%	1.14 ± 3%	1.16 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	4,400 ± 5%	5,800 ± 5%	5,700 ± 5%	5,600 ± 5%
Velocidad de detonación**	m/s	3,900 ± 5%	4,500 ± 5%	4,400 ± 5%	4,300 ± 5%
Presión de detonación**	kbar	48	95	93	91
Energía**	KJ/kg	2,977	3,385	4,180	4,425
RWS**	%	79	90	113	120
RBS**	%	98	126	157	180
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Volumen de gases**	L/Kg	930	1,004	940	909
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era	1 era

*Confinado en tubo de acero de 1½" de diámetro.

**Sin confinar en cartucho de 1X" de diámetro

**Calculado con programa TERMODET a condiciones ideales de 1 atm

Presentación y embalaje

Masa explosiva encartuchada en lámina plástica, los cartuchos son dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto	25 kg		
Peso Bruto	26.3 kg		
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm		
Material	Caja de cartón corrugado		
Producto	Pulg.	UN/Caja	Masa g/UN
EMULEX 45	1 1/8	12	128
EMULEX 45	1	7	276
EMULEX 65	1 1/2	12	64
EMULEX 65	1	8	228
EMULEX 80	1 1/2	12	62
EMULEX 80	1	8	222
EMULEX 100	1	8	202

Para otros formatos de cartuchos preguntar a un especialista Exsa.

Exclusión de responsabilidad

Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes. Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (Incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.

www.EXSA.net



Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 12 meses, después de su fecha de fabricación.

Transporte

CLASE: 1
DIVISIÓN: 1.1 D
N° ONU: 0241

