

FACULTAD DE INGENIERÍA



Carrera de Ingeniería de Minas

“DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES PARA INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN DE CARBÓN ANTRACITA EN LA MINA NUEVA ESPERANZA – BAMBAMARCA, 2019”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Bach. Araceli Jibaja Ruiz

Bach. Eli Sadam Zurita Ramírez

Asesor:

Ing. Víctor Eduardo Álvarez León

Cajamarca - Perú

2019

DEDICATORIA

La presente investigación se la dedico a Dios, por haber puesto todas las oportunidades para crecer integralmente en mi camino. A mis abuelos por su entusiasmo en mi formación y su infinito cariño, a mis docentes por su ardua labor en nuestra formación profesional, a todos los miembros de mi familia y amigos por su apoyo incondicional y moral.

¡Gracias a ustedes!

Araceli Jibaja Ruiz

Este proyecto de investigación está dedicado a mis padres, hermanos y amigos por su apoyo incondicional, confianza, paciencia y amor.

Gracias.

Eli Sadam Zurita Ramírez

AGRADECIMIENTO

Primeramente, agradecemos a Dios, al programa de becas y crédito educativo (PRONABEC), a nuestros padres y amigos por su amistad, sus consejos, apoyo, ánimos y compañía. Además, agradecer infinitamente a nuestro asesor de tesis Ing. Víctor Eduardo Álvarez León por su confianza depositada en nosotros, apoyo y enseñanza durante todo el proceso de la elaboración de la tesis.

TABLA DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTO.....	3
ÍNDICE DE TABLAS	5
ÍNDICE DE FIGURAS	6
ÍNDICE DE ECUACIONES.....	7
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	9
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA.....	14
CAPÍTULO III. RESULTADOS	19
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	29
REFERENCIAS	33
ANEXOS.....	36

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 condiciones necesarias para la aplicación del método cámaras y pilares	11
Tabla 2 Interpretación de valores de RMR, (Bieniawski, 1989).....	16
Tabla 3 Rutas y Accesos a la mina Nueva Esperanza.....	19
Tabla 4 Coordenadas UTM de la concesión "Ponce 1"	20
Tabla 5 Reserva de la labor nivel 2444	21
Tabla 6 Detalle del RMR de la roca caja.....	22
Tabla 7 Detalle del RMR de la zona mineralizada.....	23
Tabla 8 RMR de la roca caja.....	24
Tabla 9 RMR de la zona mineralizada	24
Tabla 10 Parámetros del área de estudio	25
Tabla 11 Resumen de datos y selección del ancho del pilar óptimo	25
Tabla 12 Dimensiones óptimas para el diseño de cámaras y pilares para la Mina Nueva Esperanza.....	26
Tabla 13 Producción diaria de carbón antracita	27
Tabla 14 Resumen de los indicadores de rentabilidad del proyecto	28

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapa de ubicación del proyecto	19
Figura 2. Dimensiones de labor nivel 2444.....	21
Figura 3. Diseño de cámaras y pilares.....	26
Figura 4. Persistencia de las discontinuidades	49
Figura 5. Discontinuidades presentes en la zona mineralizada y la roca caja.....	51
Figura 6. Presencia de agua en las labores	53

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1: Resistencia del pilar.....	16
Ecuación 2: Esfuerzo inducido.....	17
Ecuación 3: Esfuerzo vertical	17
Ecuación 4: Porcentaje de recuperación.....	17
Ecuación 5: VAN	17
Ecuación 6: TIR	18
Ecuación 7: PayBack.....	18

RESUMEN

La presente investigación “Diseño de cámaras y pilares para incrementar la producción de carbón antracita en la mina Nueva Esperanza – Bambamarca”, tiene como objetivos específicos determinar las reservas, caracterizar las condiciones geomecánicas, diseñar cámaras y pilares y realizar una evaluación económica.

El estudio tuvo como muestra la labor principal nivel 2444 (150 m de largo y 100 m de ancho). El proyecto tiene como reservas 39 000 TM de carbón antracita, presentó un RMR de 70 (roca caja) y de 60 (zona de mineral). El diseño óptimo de las cámaras y pilares fue (2.5m de ancho de pilar x 2.5m ancho de cámara), con estas dimensiones podemos recuperar el 75% de las reservas, además se estima un incremento en la producción de 5 a 20tn/día durante sus 5 años de vida útil. Finalmente se realizó una evaluación económica obteniendo un VAN igual S/ 83 230. 00, TIR igual al 58% y el periodo de retorno de la inversión es de 2 meses, la inversión inicial fue de s/ 34 042.00. Esto nos indica que el proyecto es económicamente rentable.

Palabras clave: cámaras y pilares, carbón

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

Actualmente la minería de carbón se ve enfrentada a un problema de producción debido a la falta de un método específico de explotación, planeamiento de minado, sistema de control de costos y una implementación de un sistema de seguridad. En Cajamarca los principales yacimientos de carbón se encuentran ubicados en el distrito de Bambamarca – Hualgayoc. La pobreza reinante en esta zona ha empujado a los lugareños a aventurarse y arriesgarse a la explotación de esta actividad minera, en la mayoría de los casos sin ninguna dirección técnica; lo que genera una mínima producción y agotamiento temprano del recurso mineral (Giraldo & Blas, 2008)

En la actualidad la pequeña minería, en especial las que se dedican a la explotación de carbón mineral, en Cajamarca distrito de Bambamarca mina Nueva Esperanza, desconocen los parámetros y características del yacimiento, métodos de explotación subterránea y sus criterios de aplicación.

La investigación tiene como objetivo diseñar cámaras y pilares para incrementar la producción en la mina Nueva Esperanza – Bambamarca.

Para Amstrom & Menon (1998), el sistema de cámaras y pilares se utiliza en mantos de carbón donde la presión ejercida por las rocas superiores sobre los pilares de soporte no es excesiva. Este sistema presenta dos ventajas clave sobre el método de tajos largos: flexibilidad y seguridad. La principal desventaja es que la recuperación de los recursos de carbón solo es parcial y depende de factores como la profundidad del manto bajo la superficie y su grosor llegando a conseguirse recuperaciones de hasta un

60% o incluso un 90% si explotan los pilares de una segunda fase del proceso de extracción.

Medina, V. (2017) en su investigación sobre “Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea S.A. – 2016 – Puno” (tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas). En su resumen menciona que el presente trabajo de investigación se logra diseñar cámaras y pilares óptimos de 4.5 metros de ancho de la cámara y 2 metros de ancho del pilar, teniendo como resultado el factor de seguridad 2.4, esto dará una estabilidad en seguridad de operación, así no afectará la integridad física del personal, equipos y otros. Ya que el factor de seguridad está muy por encima del valor mínimo aceptable 1.5.

Según Yrarrazaval (2013) la estimación de la resistencia de pilares de roca se efectúa mediante fórmulas empíricas, que relacionan la resistencia a la compresión uniaxial de la roca, la calidad de la roca y las dimensiones del pilar.

Se debe estudiar parámetros fundamentales: la geometría del yacimiento, distribución de leyes, resistencia de la roca y la estructura mineralizada, adicionalmente se tiene que considerar los costos de producción, la recuperación, las condiciones ambientales y la seguridad como parámetros para la selección numérica del método de explotación minera. Sugiere que los parámetros deben ser examinados con bastante rigurosidad y para efectos de evaluación, revisión y selección del método apropiado para la explotación. Gago (1996)

Arana (2015). Menciona que la estimación de reservas se efectúa en base a los volúmenes calculados teniendo en cuenta la longitud y potencia de los mantos y asumiendo una determinada profundidad según el método de explotación empleado.

A continuación, se presentan algunos conceptos que fueron de gran ayuda para llevarse a cabo nuestro proyecto.

Clasificación de Bieniawski (RMR), este clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena.

Para calcular el RMR se tiene en cuenta la valoración de los siguientes parámetros: Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta ver Anexo n°.1, índice de calidad de la roca (RQD), espaciamiento de discontinuidades, condición de discontinuidades (persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración), la presencia de agua subterránea y orientación de discontinuidades. Ver Anexo n°2.

El método de cámaras y pilares es utilizado en minería subterránea, consiste en la explotación de un cuerpo mineralización de bajo ángulo de inclinación u horizontal. Este presenta la ventaja de tener bajos costos de explotación y permite hasta cierto punto una explotación selectiva. La recuperación de los pilares puede ser parcial o total. Eugenio (2017)

Tabla 1
condiciones necesarias para la aplicación del método cámaras y pilares

Condiciones necesarias para cámaras y pilares
Cuerpo mineralizado de grandes dimensiones
Cuerpo plano o con inclinación entre 0° a 20°
Resistencia del macizo rocoso (roca caja y mineral competente, profundidad de explotación)

Fuente: Eugenio (2017)

1.2. Formulación del problema

¿En qué medida incrementará la producción de carbón antracita mediante el diseño de cámaras y pilares en la mina Nueva Esperanza – Bambamarca, 2019?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

- Diseñar cámaras y pilares para incrementar la producción de carbón antracita en la mina Nueva Esperanza – Bambamarca, 2019.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar las reservas de la labor nivel 2444.
- Determinar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y la zona mineralizada de la labor nivel 2444.
- Diseñar cámaras y pilares para el nivel 2444.
- Realizar una evaluación económica del diseño cámaras y pilares en la Mina Nueva Esperanza.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

- El incremento en la producción de carbón antracita se estima que será más del 50% mediante el diseño de cámaras y pilares en la mina Nueva Esperanza – Bambamarca, 2019.

1.4.2. Hipótesis específicas

- Las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y la zona mineralizada son adecuadas para el diseño cámaras y pilares.
- El diseño de cámaras y pilares influye en el incremento de producción de carbón antracita.

- La evaluación económica del diseño de cámaras y pilares indica que el proyecto es rentable.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

Según Castro (2016). La investigación es de tipo aplicada porque se busca adquirir nuevos conocimientos y mediante el diseño de cámaras y pilares se busca incrementar la producción de carbón antracita y tener un mayor porcentaje de recuperación.

Según Hernández, S., Fernández & Baptista, L. (2003). La investigación descriptiva busca especificar las propiedades importantes de personas, grupos, comunidades o cualquier fenómeno que sea sometido a análisis.

El diseño no experimental es la investigación que se realiza sin manipular variables y en los que solo se observan los fenómenos en su ambiente natural para después analizarlos. Para Sampieri (2003). El diseño transversal, es donde se recolectan datos en un solo momento, en un tiempo único, su propósito es describir variables e incidencia de interrelación en un momento dado.

2.2. Población y muestra

2.2.1. Población

Las 2 labores de explotación de la mina Nueva Esperanza

2.2.2. Muestra

Labor principal nivel 2444 (150 m de largo por 100 de ancho) de la mina Nueva Esperanza.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

2.3.1. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Las técnicas de recolección de datos fue la observación directa utilizando libreta de campo, wincha, GPS, brújula y picota; el análisis documental consistió en la

búsqueda de información bibliográfica relacionado al tema que se está desarrollando.

2.3.2. Técnicas e instrumentos de análisis de datos

Para el análisis de datos, se procesó la información geológica: condiciones geomecánicas, dimensiones de los mantos, potencia de los mantos; para realizar el diseño de cámaras y pilares. El procesamiento de datos se realizó mediante las tablas geomecánicas de Bieniawski, y utilizando los softwares ArcGIS, ArchiCad, AutoCad y Excel.

2.4. Procedimiento

Incluye trabajos de campo y gabinete

2.4.1. En campo

Se visitó las dos labores de la mina Nueva Esperanza para identificar las condiciones actuales en las que se encuentra y las características del macizo rocoso, luego se hizo el levantamiento de información para desarrollar los objetivos planteados.

2.4.2. En gabinete

La investigación se realizó teniendo en cuenta lo siguiente:

- Evaluación de reservas
- Caracterización del macizo del macizo rocoso y la zona mineralizada de la zona de estudio teniendo la clasificación de Bieniawski.

Tabla 2
Interpretación de valores de RMR, (Bieniawski, 1989)

Calidad	RMR	Clase
Muy buena	81 – 100	I
Buena	61 – 80	II
Regular	41 – 60	III
Mala	21 – 40	IV
Muy mala	0 – 20	V

Fuente: Engineering Rock Mass classifications

- Elaboración del diseño de cámaras y pilares, para ello se hizo varios cálculos usando las ecuaciones presentes a continuación.

Según Eugenio (2017). El diseño de pilares consiste en el cálculo de variables fundamentalmente que determinan su comportamiento, tales como: resistencia del pilar, distribución de esfuerzos y calidad el macizo rocoso. Para estimar la resistencia del pilar se utiliza la fórmula de Salamon & Munro (1967). Según este autor el factor de seguridad para el carbón deber ser mayor a 1.6 para pilares estables y una relación w/h igual a 1.

$$S_p = K \left(\frac{(W_p)^\alpha}{(H_p)^\beta} \right) \quad \text{Ecuación 1}$$

Donde:

S_p : Resistencia del Pilar

H_p : Altura del Pilar Puente

K : Constante geomecánica, cuyo valor para carbón es 7.18

α y β : Constantes que dependen de las características geomecánicas cuyos valores asignados son 0.46 y 0.66 respectivamente.

El cálculo de esfuerzo inducido σ_p se realiza mediante fórmula del área tributaria para pilares cuadrados Bunting (1911).

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{1+W_0}{W_P} \right)^2 \quad \text{Ecuación 2}$$

Donde:

σ_v : Esfuerzo vertical

W_0 : ancho de cámara

W_P : ancho de pilar

El esfuerzo vertical se calcula mediante la siguiente formula.

$$\sigma_v = \gamma * z \quad \text{Ecuación 3}$$

Donde:

γ : Peso específico de la roca en MPa.

z : Parte más profunda del manto

El factor de seguridad es la relación resistencia/esfuerzo. Se calcula usando la siguiente ecuación:

$$FS = \frac{\text{Resistencia del pilar}}{\text{esfuerzo inducido}} = \frac{S_p}{\sigma_p} \quad \text{Ecuación 4}$$

Relación de extracción, o porcentaje de recuperación (E). Se define como el área extraída / área total del manto y se puede determinar por la siguiente ecuación:

$$e = \frac{A_t - A_p}{A_t} * 100\% \quad \text{Ecuación 5}$$

Donde:

A_t : área tributaria que se determina de la siguiente manera: $A_t = (W_P + W_0) * (W_P + W_0)$

A_p : área del pilar

- Evaluación económica para determinar la rentabilidad del proyecto utilizando los siguientes indicadores.

El valor actual neto (VAN)

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{B_t - C_t}{(1+r)^t} \quad \text{Ecuación 6}$$

Tasa interna de retorno (TIR)

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{B_t - C_t}{(1+r)^t} = 0 \quad \text{Ecuación 7}$$

Periodo de retorno de inversión (Payback)

$$\text{Payback} = \left[\text{Periodo último con flujo acumulado negativo} \right] + \left[\frac{\text{Valor absoluto del último flujo acumulado negativo}}{\text{Valor del flujo de caja en el siguiente periodo}} \right]$$

CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1. Generalidades

3.1.1. Ubicación y accesibilidad

La mina Nueva Esperanza se encuentra ubicada entre el Centro Poblado Tuco Alto y el caserío Nueva Esperanza, distrito de Bambamarca, Provincia de Hualgayoc y Departamento Cajamarca, está dentro de la concesión minera “Ponce 1”. El proyecto se encuentra ubicado a 134 kilómetros desde la ciudad de Cajamarca, para poder acceder se ha trazado la siguiente ruta.

Tabla 3
Rutas y Accesos a la mina Nueva Esperanza

Ruta	Km	Tipo de vía	Tiempo
Cajamarca – Hualgayoc	88	Asfaltada	2h 20min
Hualgayoc – Bambamarca	25	Asfaltada	35 min
Bambamarca – Tuco Alto	19	Trocha carrozable	1 h
Tuco Alto – Proyecto	2	Trocha carrozable	10 min

Fuente: elaborado por los autores

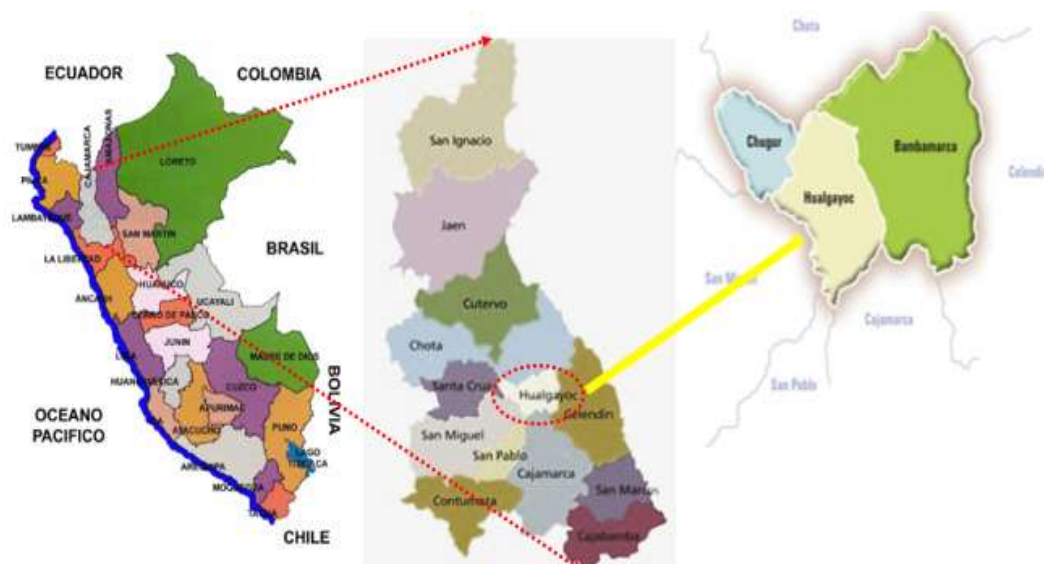


Figura 1. Mapa de ubicación del proyecto

Fuente: elaborado por los autores

3.1.2. Concesión minera.

Avícola Ponce E.I.R.L es el titular de la concesión minera “Ponce 1”, con código 060000917 con extensión de 1 cuadrícula. Tiene como coordenadas UTM en sistema WGS 84 que se detallan en la tabla 4. Ver Anexo n°15 plano topográfico de la concesión.

Tabla 4
Coordenadas UTM de la concesión "Ponce 1"

Vértices	Norte	Este
1	9270000.00	785000.00
2	9269000.00	785000.00
3	9269000.00	784000.00
4	9270000.00	784000.00

Fuente: Ingemmet – plataforma Geocatmin

3.1.3. Geología local

Nuestra área de estudio se encuentra en la formación chimú perteneciente al grupo Goyllarisquizga. La formación Chimú consiste en una alternancia de areniscas cuarzosas y lutitas en la parte inferior y de una potente secuencia de cuarcitas blancas, en bancos gruesos, en la parte superior. Las areniscas generalmente son de grano mediano a grueso. Presenta mantos de carbón con una potencia que varía de 0.7m a 2.0 m. Ver Anexo n°16.

3.2. Evaluación de reservas y caracterización de las condiciones geomecánicas de la zona mineralizada y del macizo rocoso.

El manto presente en la labor nivel 2444 tiene una potencia de 2m, 100 m de ancho y 150 m de largo. El buzamiento del manto es 8° con orientación que va de NW a SE. La densidad del carbón es de 1.3 (Tn/m^3) según investigación empíricas.



Figura 2. Dimensiones de labor nivel 2444

Fuente: elaborado por los autores

Tabla 5
Reserva de la labor nivel 2444

Manto	Potencia (m)	Largo (m)	Ancho (m)	Volumen (m ³)	Densidad (Tn/m ³)	Reserva (TM)
Nivel 2444	2	150	100	30 000	1.3	39 000

Fuente: datos de campo

En la tabla 5 la reserva total del nivel 2444 es de 39 000 TM de carbón antracita.

Para el cálculo del RMR los datos del RQD están en el Anexo n°3 y los datos de resistencia de carga puntual en el Anexo n°4.

Tabla 6

Detalle del RMR de la roca caja

TRAMO	sc	RQD	Espaciamento entre Discontinuidad	CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	RMR	TIPO DE ROCA	DESCRIPCIÓN
	Resistencia a la Compresión			Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración					
	15 12 7 4 2			20 17 13 8 3	20 15 10 8 5	6 4 2 1 0	6 5 4 1 0	6 5 3 1 0					
	1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa		1.- >2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60 mm	1.- < 1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta < 0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno duro < 5mm 3.- Relleno duro > 5mm 4.- Relleno blando < 5mm 5.- Relleno blando > 5mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente 3.- Moderadamente 4.- Altamente meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Completamente seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Goteo 5.- Flujo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable			
1	2	20	15	4	4	3	0	3	15	0	66		
2	4	20	15	4	4	3	0	3	15	0	68		
3	7	20	15	6	5	3	1	5	7	0	69	II buena	
4	7	20	15	6	5	3	6	6	10	0	78		
5	7	20	15	6	5	3	6	6	10	0	78		

Fuente: datos de campo

Tabla 7

Detalle del RMR de la zona mineralizada

ZONA	sc	RQD	Espaciamiento entre Discontinuidad	CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	RMR ZONA	TIPO DE ROCA	DESCRIPCIÓN
	Resistencia a la Compresión			Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración					
	15 12 7 4 2			6 4 2 1 0	6 5 4 1 0	6 5 3 1 0	6 4 2 1 0	6 5 3 1 0					
	20 17 13 8 3			20 15 10 8 5	1.- >2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- <60 mm	1.- <1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- >20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta <0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa					
1	2	17	10	4	4	3	6	6	10	0	62	II	buena
2	2	17	10	4	4	3	6	6	10	0	62	II	buena
3	2	13	10	4	4	3	6	6	7	0	55	III	regular
4	2	13	10	4	4	3	6	6	7	0	55	III	regular
5	2	13	10	4	4	3	6	6	7	0	55	III	regular
6	4	17	10	4	4	3	6	6	7	0	61	II	buena
7	4	17	10	4	4	3	6	6	10	0	64	II	buena
8	4	17	10	4	4	3	6	6	10	0	64	II	buena

Fuente: datos de campo

Comentario: el ajuste por orientación de las discontinuidades se consideró muy favorable con valoración 0 debido a que el rumbo de los estratos es perpendicular al eje del túnel, con un buzamiento promedio de 55 NW. La orientación del túnel es de NE a SW

Tabla 8
RMR de la roca caja

Tramo	RMR	Clase	Calidad
T - 1	66	II	Buena
T - 2	68	II	Buena
T - 3	69	II	Buena
T - 4	78	II	Buena
T - 5	78	II	Buena
Promedio	71.8		

Fuente: datos de campo

Tabla 9
RMR de la zona mineralizada

Zona	RMR	Clases	Calidad
Z - 1	62	II	Buena
Z - 2	62	II	Buena
Z - 3	55	III	Regular
Z - 4	55	III	Regular
Z - 5	55	III	Regular
Z - 6	61	III	Regular
Z - 7	64	II	Buena
Z - 8	64	II	Buena
Promedio	60		

Fuente: datos de campo

La tabla 8 y 9 presentan el RMR básico para la roca caja y la zona mineralizada. Ver plano geomecánico en el Anexo n°17.

3.3. Diseño de cámaras y pilares para el nivel 2444

Para el diseño de cámaras y pilares se tomó en cuenta la profundidad del manto (60 m), luego realizó el cálculo de diferentes parámetros:

Primero se calculó la resistencia del pilar y el esfuerzo inducido, los que se realizaron teniendo en cuenta los datos de la tabla 10, ver los Anexos n°5 y n°6.

Tabla 10
Parámetros del área de estudio

Descripción	Abreviatura	Valores (m)
Altura de pilar puente	H_p	2
Ancho de pilar asumido	w_p	2
Ancho de cámara asumido	w_0	2.5
Profundidad del manto	P_m	60

Fuente: datos de campo

Tabla 11
Resumen de datos y selección del ancho del pilar óptimo

Ancho de cámara W_0	Altura de pilar puente H_p	Ancho del pilar W_p	Esfuerzo vertical σ_v	Esfuerzo inducido σ_p	Resistencia del pilar S_p	Factor de seguridad FS
2.5	2	1	1.56	19.11	4.54	0.24
2.5	2	1.5	1.56	8.49	5.48	0.65
2.5	2	2	1.56	4.78	6.25	1.30
2.5	2	2.5	1.56	3.05	6.93	2.23
2.5	2	3	1.56	2.12	7.53	3.55

Fuente: elaborado por los autores

En la tabla 11, luego de haber calculado la resistencia del pilar y el esfuerzo inducido para diferentes W_p , según el factor de seguridad que debe ser mayor a 1.6 se seleccionó el ancho óptimo del pilar (2.5m) cuyo factor de seguridad es 2.23. Ver Anexos n°19 vista en planta del diseño cámaras y pilares.

Tabla 12
Dimensiones óptimas para el diseño de cámaras y pilares para la Mina Nueva Esperanza

Nombre	Abreviatura	Valor	Unidades
Altura pilar puente	H_p	2	Metros
Ancho del pilar	W_p	2.5	Metros
Ancho de cámara	W_0	2.5	Metros
Factor de seguridad	FS	2.23	Adimensional

Fuente: elaborado por los autores

Con las dimensiones óptimas presentes en la tabla 12 calculamos el porcentaje de recuperación utilizando la ecuación 5.

$$e = \frac{25 - 6.25}{25} * 100\%$$

$$e = 75\%$$

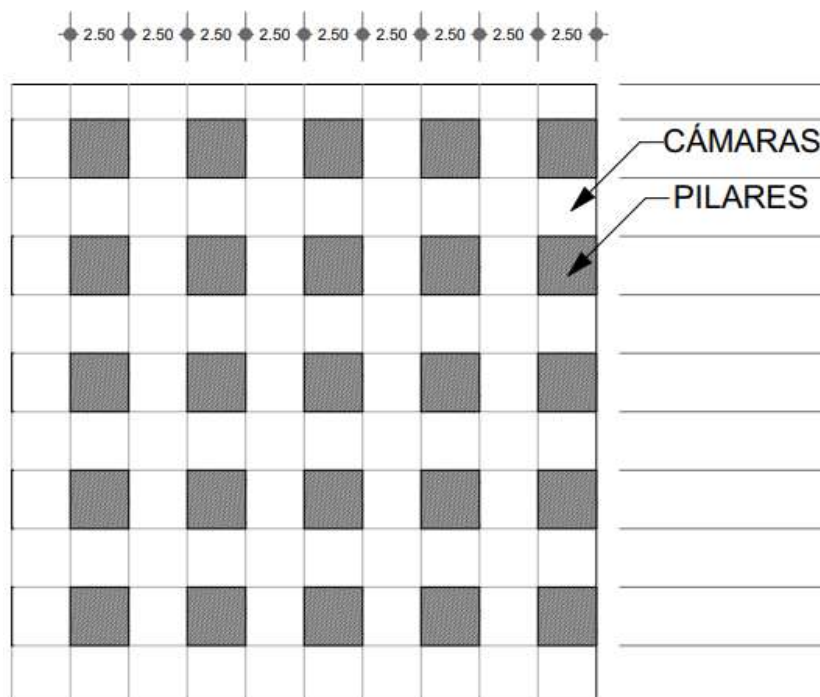


Figura 3. Diseño de cámaras y pilares

Fuente: elaborado por los autores

Con el 75 % de recuperación nuestra producción diaria de carbón antracita sería 20 Ton/día.

Tabla 13
Producción diaria de carbón antracita

Producción diaria	Ton/día
Actual	5
Cámaras y pilares	20

Fuente: datos de campo

Finalmente se calculó la vida útil del proyecto:

Reservas de proyecto en TM = 39 000

Porcentaje de recuperación con cámaras y pilares = 75%

Producción mensual planificada = 480 TM

$$T_R = \text{Reservas de proyecto} * \text{porcentaje de recuperación}$$

Reemplazando:

$$T_R = 39\ 000 * 75\% = \mathbf{29250\ TM}$$

Entonces la vida útil proyectada en años sería:

$$V_U = \frac{\text{Tonelaje recuperado}}{\text{Producción anual}}$$

$$V_U = \frac{29250}{480 * 12}$$

$$V_U = \mathbf{5\ años}$$

3.4. Evaluación económica del diseño de cámaras y pilares.

Tabla 14

Resumen de los indicadores de rentabilidad del proyecto

INDICADOR	VALORES
VAN	83 230.00
TIR (%)	58%
Periodo de Retorno (Payback) en meses	2

Fuente: datos de investigación

La tabla 14 se tiene los indicadores de rentabilidad que indican que el proyecto es económicamente rentable. Para más detalle ver anexo n°11.

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1. Discusión

Arana (2015) en su investigación “Geología y explotación de carbón Mina Chimú” utilizó el método geométrico para la evaluación y cubicación de reservas en el Manto Chimú y el manto Santa Catalina obteniendo sus reservas totales de carbón antracita igual a 2 845 087 TM. En nuestro proyecto utilizamos el mismo método para el cálculo de reservas teniendo un total de 39 000 TM en el nivel 2444 de la mina Nueva Esperanza.

Según nuestros resultados el RMR de la roca caja es 71.8 y de la zona mineralizada 60, lo que nos indica que se tiene un tipo de roca buena, en comparación con Mercado, D. & Linares, W. (2016) en su investigación “caracterización geomecánica de la roca caja y mineral para definir el tipo de sostenimiento en la mina Juana – Cajamarca, 2016” en sus resultados presenta un RMR de 69 para la roca caja y de 73 para el carbón.

Medina, V. (2017) en su investigación sobre “Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea S.A. – 2016 – Puno”. Logró diseñar cámaras y pilares óptimos de 4.5 metros de ancho de la cámara y 2 metros de ancho del pilar, teniendo como resultado el factor de seguridad 2.4, esto dará una estabilidad en seguridad de operación, así no afectará la integridad física del personal, equipos y otros. Ya que el factor de seguridad está muy por encima del valor mínimo aceptable 1.5. En nuestra investigación hemos determinado que las dimensiones óptimas para una buena recuperación de mineral,

(2.5 m de ancho de pilar, 2 m de altura de pilar y 2.5 m de ancho de cámara). Así mismo, tenemos un factor de seguridad de 2.23 que nos garantizará la seguridad de la operación y del personal. Demostrando que nuestra hipótesis de cumple ya que con los parámetros de diseño se tiene un incremento de 75% en la producción de carbón antracita.

4.2. Conclusiones

Se logró diseñar cámaras y pilares con dimensiones óptimas se estimó un incremento en la producción de 5 a 20 Ton/día de carbón antracita en la mina Nueva esperanza.

Se determinó que las reservas probadas para el nivel 2444 son de 39 000 TM. Además, se concluye que las condiciones geomecánicas de la zona mineralizada (RMR=60) y la roca caja (RMR=71.8), estos valores según Yrarrazaval determina que son adecuadas para llevar a cabo del diseño de cámaras y pilares.

Se diseñó las cámaras y pilares para el nivel 2444 con las dimensiones óptimas (2.5 m de ancho de pilar, 2 m de altura de pilar y 2.5 m de ancho de cámara) y con un factor de seguridad de 2.23. Con dichas dimensiones obtendremos una recuperación del 75% de mineral.

Finalmente se realizó la evaluación económica del diseño de cámaras y pilares obteniendo un VAN igual S/ 83 230. 00, TIR igual al 58% y el periodo de retorno de la inversión es de 2 meses. Lo que indica que el proyecto es económicamente rentable.

4.3. Recomendaciones

Para tener una mayor recuperación de mineral se recomienda realizar un análisis de las dimensiones de cámaras y pilares teniendo en cuenta el factor de seguridad que debe ser mayor a 1.5.

Implementar un sistema de gestión integral de seguridad y salud ocupacional.

Tener en cuenta un sistema de drenaje para no alterar la estabilidad de los pilares.

REFERENCIAS

- Alba, E. & Escobar, J. (2017). *Geología, caracterización y cálculo de recursos de yacimiento de carbón ubicado en cerro culatas, municipio de corrales Boyacá. (tesis pregrado)*. Universidad pedagógica y tecnológica de Colombia, Sogamoso. Recuperado de <https://repositorio.uptc.edu.co/bitstream/001/1878/1/TGT-444.pdf>.
- Arana, M. (2018). *Selección y aplicación del método de explotación del carbón en el Manto Chimú – La libertad Back Hill Company S.A.C.* (tesis de pregrado) Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Recuperado de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/5054/Miarhump.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.
- Castro, et al. (2017). *Diseño de pilares mediante el método de área tributaria*. Universidad Nacional de Colombia – Sede Medellín.
- Córdova, N. (2008). *Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable*. (tesis de maestro) Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú. Recuperado de <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/595?mode=full>.
- Cruz, E. (1998). Tecnología de explotación empleadas en las Minas Subterráneas del Perú. *Revista del Instituto de Investigaciones RIIGEO, 1(02)*.
- Gavilanes, H., & Andrade, B. (2004). *Introducción a la ingeniería de túneles*. Ecuador – Quito.
- Giraldo, M., y Blas, W. (2008). Minería actual del carbón en el norte del Perú. *Revista del Instituto de Investigaciones, 10(20)*, 76-81.

- Medina, R. (2014). *Caracterización geomecánica del proyecto de exploración minera Chanca provincia de Cajatambo – departamento de Lima*. (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional San Agustín de Arequipa. Recuperado de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/41/B2M17664.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.
- Medina, V. (2017). *Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea s.a.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú. Recuperado de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/6510/Medina_Aguilar_Victor_HugoI.pdf?sequence=1&isAllowed=y.
- Ramírez, P. & Alejano, L. (2004). *Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de taludes*.
- Ramiro, A. (2014). *Evaluación económica preliminar para un proyecto de carbón antracita en Alto Chicama*. (tesis de pregrado). Universidad Nación de Ingeniería, Lima, Perú. recuperado de <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/9711?mode=full>.
- Vargas, J. (2011). *Desarrollo de una metodología para el diseño de pilares en minas subterráneas de carbón*. (tesis de Maestro). Universidad Francisco de Paula Santander Cúcuta. Recuperado de <https://es.slideshare.net/leotrito/desarrollo-de-una-metodologia-pilares>.
- Verma, A. (2014). A comparative Study of Various Empirical Methods to Estimate the Factor of Safety of Coal Pillars. *American Journal of Mining and Metallurgy*, 2(1), 17-22.

York, G. (2000). *Coal pillar design procedures*. Safety in Mines Research Advisory Committee. CSIR Mining Technology.

Yrarrazaval, M. (2013). *Nueva fórmula de resistencia para el diseño empírico de pilares de roca*. (Tesis de pregrado). Universidad de Chile. Recuperado de http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/113405/cfyarrazaval_mh.pdf?sequence=1&isAllowed=y.

ANEXOS

ANEXO n° 1. Estimaciones de campo de la resistencia a la compresión uniaxial (Marinos y Hoek, 2000).

Grado	Termino	Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	Índice de carga puntual (MPa)	Estimación en campo de la resistencia	Ejemplos
R6	Extremadamente resistente	>250	>10	El espécimen puede ser únicamente picado con martillo geológico.	Basalto fresco, gneis, granito, cuarcita.
R5	Muy resistente	100-250	4-10	El espécimen requiere algunos golpes de martillo geológico para ser fracturado.	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneis, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba.
R4	Resistente	50-100	2-4	El espécimen requiere más de un golpe de martillo geológico para ser fracturado.	Caliza, mármol, filita, arenisca, esquistos, lutita.
R3	Medianamente resistente	25-50	1-2	El espécimen no puede ser raspado o mondado con una navaja de bolsillo, pudiendo ser fracturado con un simple golpe de martillo.	Arcilla, carbón, esquistos, lutita, limolita, concreto.
R2	Débil	5-25		Puede ser mondado con dificultad con una navaja de bolsillo, un rasgo superficial puede ser hecho con un firme golpe del martillo.	Creta, sal de roca y potasa.
R1	Muy débil	1-5		El espécimen se desmenuza bajo la acción de firmes golpes de martillo geológico y puede ser mondado por una navaja de bolsillo.	Roca altamente meteorizada o alterada.
R0	Extremadamente débil	0,25 – 1		Hendida por la uña	Relleno rígido de falla

Fuente: Gavilanes & Andrade 2004

ANEXO n° 2. Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

A. Parámetros de clasificación con sus valores									
Parámetros			Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Carga puntual	>10 Mpa	4 - 10 Mpa	2-4 Mpa	1 - 2 Mpa	Se requiere pruebas de compr. Uniaxial		
		Resist Comp Uniax	>250MPa	100 - 250 Mpa	50-100 Mpa	25 - 50 Mpa	5-25 Mpa	1 - 5 Mpa	< 1 Mpa
	Puntaje	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Índice		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 – 200 mm	< 60 mm		
	Puntaje		20	15	10	8	5		
4	Condición de discontinuidades		Superficies muy rugosas No continuas sin separación Paredes de rocas sin alteración.	Superficies ligeramente rugosas separación < 1mm. Paredes de roca ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies de espejo de falla o gouge <5mm de espesor o separación 1-5mm. Continua	Suave gouge >5mm de espesor o separación >5mm. Continua		
	Puntaje		30	23	20	10	0		
5	Flujo para 10 m de túnel (l/m)		Ninguno	<10	10 – 25	25 - 125	>125		
	Presión de agua en la discontinuidad / esfuerzo principal mayor		0	<0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	>0.5		
	Condiciones generales		Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Puntaje		15	10	7	4	0		
B. Guías para la clasificación según las condiciones de las discontinuidades									

Persistencia	<1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	>20
Puntaje	6	4	2	1	0
Abertura	Ninguna	<0,1 mm	0,1–1,0mm	1-5mm	>5mm
Puntaje	6	5		1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Sup. Pulidas
Puntaje	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Duro<5mm	Duro>5mm	Blando>5mm	Blando>5mm
Puntaje	6	4	2	2	0
Meteorización	Inalterada	Lig. Meteorizada	Mod. Meteorizada	Alt. Meteorizada	Descompuesta
Puntaje	6	5	3	1	0

C. Efecto de la orientación del rumbo buzamiento de las discontinuidades en los túneles

Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Avance en el sentido del buzamiento – Buz. 45-90°	Avance en el sentido del buzamiento – Buz. 20-45°	Buzamiento 45 – 95°	Buzamiento 20 – 45°
Muy Favorable	Favorable	Muy favorable	Regular
Avance contra el sentido del buzamiento – Buz. 45-90°	Avance contra el sentido del buzamiento – Buz. 45-90°	Buzamiento 0 – 20° independiente del rumbo	
Regular	Desfavorable	Regular	

Fuente: Gavilanes & Andrade 2004

ANEXO n° 3. RQD de la zona Mineralizada y la roca caja

Zona mineralizada	N° de discontinuidades/1.5m	λ	RQD (%)
Z – 1	14	9.33	76.04
Z – 2	13	8.67	78.45
Z – 3	16	10.67	71.11
Z – 4	15	10.00	73.58
Z – 5	18	12.00	66.26
Z – 6	14	9.33	76.04
Z – 7	12	8.00	80.88
Z – 8	13	8.67	78.45
Promedio RQD			75.10

Fuente: datos de campo

Roca caja	N° de discontinuidades/1.5m	λ	RQD (%)
T – 1	8	5.33	89.96
T – 2	5	3.33	95.54
T – 3	3	2	98.24
T – 4	1	0.66	100.99
T – 5	2	1.33	99.19
Promedio RQD			96.78

Fuente: datos de campo

ANEXO n° 4. Ensayo de carga puntual

ANEXO n° 5. Resistencia del pilar para diferentes dimensiones w_p

$$S_p = K \left(\frac{(W_p)^\alpha}{(H_p)^\beta} \right)$$

a) Para $w_p = 1$ $S_p = 7.18 * \left(\frac{(1)^{0.46}}{(2)^{0.66}} \right)$

$$S_p = 4.54 \text{MPa}$$

b) Para $w_p = 1.5$ $S_p = 7.18 * \left(\frac{(1.5)^{0.46}}{(2)^{0.66}} \right)$

$$S_p = 5.48 \text{MPa}$$

c) Para $w_p = 2$ $S_p = 7.18 * \left(\frac{(2)^{0.46}}{(2)^{0.66}} \right)$

$$S_p = 6.25 \text{MPa}$$

d) Para $w_p = 2.5$ $S_p = 7.18 * \left(\frac{(2.5)^{0.46}}{(2)^{0.66}} \right)$

$$S_p = 6.93 \text{MPa}$$

e) Para $w_p = 3$ $S_p = 7.18 * \left(\frac{(3.5)^{0.46}}{(2)^{0.66}} \right)$

$$S_p = 7.53 \text{MPa}$$

ANEXO n° 6. Esfuerzo inducido para diferentes dimensiones w_p

Para el cálculo del esfuerzo vertical se tiene el peso específico de la arenisca igual 0.026 MPa

$$\sigma_v = 0.026 * 60$$

$$\sigma_v = 1.56$$

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{1 + W_0}{W_p} \right)^2$$

a) Para $w_p = 1$ $\sigma_p = 1.56 * \left(\frac{1+2.5}{1} \right)^2$

$$\sigma_p = 19.11 \text{ MPa}$$

b) Para $w_p = 1.5$ $\sigma_p = 1.56 * \left(\frac{1+2.5}{1.5} \right)^2$

$$\sigma_p = 8.49 \text{ MPa}$$

c) Para $w_p = 2$ $\sigma_p = 1.56 * \left(\frac{1+2.5}{2} \right)^2$

$$\sigma_p = 4.78 \text{ MPa}$$

d) Para $w_p = 2.5$ $\sigma_p = 1.56 * \left(\frac{1+2.5}{2.5} \right)^2$

$$\sigma_p = 3.05 \text{ MPa}$$

e) Para $w_p = 3$ $\sigma_p = 1.56 * \left(\frac{1+2.5}{3} \right)^2$

$$\sigma_p = 2.12 \text{ MPa}$$

ANEXO n° 7. Inversión inicial

Equipos y herramientas	Cantidad	Precio unitario (s/)	Precio total (s/)
Martillo percutor eléctrico Wacker Neuson EH 9	2	1,690.00	3,380.00
Zaranda de 3/4"	6	60.00	360.00
Zaranda de 1/2"	6	60.00	360.00
Puertas hidráulicas para la tolva de carbón	2	1,500.00	3,000.00
Barrenos 560 mm	10	300.00	3,000.00
Motor eléctrico 5000 watts	1	4,500.00	4,500.00
Cable trifásico	500	4.50	2,250.00
Carritos mineros 1tn capacidad	2	2,200.00	4,400.00
Palanas bellota	6	28.00	168.00
			s/ 21,418.00

Costo de instalación	s/ 6,000.00
Madera	s/ 1,500.00
Maquinaria	s/ 2,500.00

Implementos de seguridad	Unidad	Cantidad	S/. X unidad	S/. Total
Guantes de seguridad	par	14	6.00	84.00
Botas de jebe	par	14	25.00	350.00
Mameluco	pza.	14	50.00	700.00
Casco de seguridad	pza.	14	10.00	140.00
Respirador contra polvo - 3m	pza.	14	30.00	420.00
Tapones auditivos	par	14	3.00	42.00
Anteojos de seguridad	pza.	4	12.00	48.00
Lámpara de batería	pza.	14	60.00	840.00
				s/ 2,624.00

Inversión inicial total	s/ 34,042.00
--------------------------------	---------------------

Fuente: elaborado por los autores

ANEXO n° 8. Costos de directos de producción

Costos directos	s/ 26,952.00
------------------------	---------------------

Mano de obra	Cantidad	Tareas / día	Pago c/u (s/)	Pago total/ día (s/)	Sueldo mes
Perforista	2	1	60.00	120.00	3,600.00
Ayudante de perforista/ palanero	2	1	55.00	110.00	3,300.00
Peón (mantenimiento de vía)	1	1	50.00	50.00	1,500.00
Acarreadores	4	1	50.00	200.00	6,000.00
Encargado del sistema eléctrico, bodeguero	1	1	55.00	55.00	1,650.00
Emaderadores	2	1	55.00	110.00	3,300.00
					19,350.00

Supervisión					
Capataz	1	1	60.00	60.00	1,800.00
Ing. de producción y seguridad	1	1	85.00	85.00	2,550.00
					S/ 4,350.00

Costo en madera mensual	s/ 650.00
--------------------------------	------------------

Administración y apoyo					
Administrador de proyecto	1	1	60.00	60.00	s/ 1,800.00

Combustible	Gal/día	Tareas/día	S/ por Gal	S/ por día	S/. por mes
Combustible	2	1	s/ 15.00	s/ 30.00	s/ 780.00
Aceite					s/ 22.00

Fuente: elaborado por los autores

ANEXO n° 9. Costos indirectos de producción

Costos indirectos	s/ 1,390.67
--------------------------	-------------

Alimentación	Cantidad	S/ por día	S/ por mes
Ing. De producción y seguridad	1	15	390

Depreciación de equipos	Cantidad	Precio unitario (s/)	Precio total (s/)	Vida útil años	Depreciación anual (s/)	Depreciación mensual (s/)
Motor eléctrico 5000 watts	1	4,500.00	4,500.00	3	1,500.00	125.00
Cable trifásico (m)	500	4.50	2,250.00	5	450.00	37.50
Carritos mineros 1tn capacidad	2	2,200.00	4,400.00	2	2,200.00	183.33
Palanas bellota	6	28.00	168.00	1	168.00	14.00
Barrenos 560 mm	10	300.00	3,000.00	0.5	6,000.00	500.00
Martillo percutor eléctrico Wacker Neuson EH 9	2	1,690.00	3,380.00	2	1,690.00	140.83
						1,000.67

Mantenimiento mensual	s/ 800.00
-----------------------	-----------

Costos de producción total	s/ 28,342.67
-----------------------------------	---------------------

Fuente: elaborado por los autores

ANEXO n° 10. Producción de carbón con el diseño de cámaras y pilares

	Día	Mes	Año
Producción de carbón (Tn)	20	480	5760

GRANULADO		
Ítem	Cantidad	Unidad
Producción por día	8	Tpd
Producción por semana	48	Tps
Producción por mes	192	Tpm

CISCO		
Ítem	Cantidad	Unidad
Producción por día	12	Tpd
Producción por semana	72	Tps
Producción por mes	288	Tpm

Precio de venta - Mina	Tn
Granulado	180
Cisco	50

FLUJO	DIA	SEMANA	MES
Ingreso	S/2,040.00	S/12,240.00	S/48,960.00
Egreso	S/1,180.94	S/7,085.67	S/28,342.67

Fuente: elaborado por los autores

ANEXO n° 11. Flujo de caja de la mina Nueva Esperanza

Producción mensual (Tn)	480.0
-------------------------	-------

Capital	Jun-19	Jul-19	Ago-19	Set-19	Oct-19	Nov-19	Dic-19	Ene-20	Feb-20	Mar-20	Abr-20	May-20	Jun-20
Inversión	34,042												
Costo de operación		(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)	(28,343)
Costo de mantenimiento		(800)	(800)	(800)	(800)	(800)	(800)	(800)	(800)	(800)	(800)	(800)	(800)
Egresos del proyecto	(34,042)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)	(29,143)
Ingreso total del proyecto		48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0	48,960.0
Flujo de caja	(34,042)	19,817	19,817	19,817	19,817	19,817	19,817	19,817	19,817	19,817	19,817	19,817	19,817
Tasa de descuento	13%												

VAN (s/)	83,230.0
TIR	58%
Periodo de retorno	2

Meses

Fuente: elaborado por los autores

ANEXO n° 12. Medición de la persistencia de las discontinuidades

Panel fotográfico



Figura 4. Persistencia de las discontinuidades

Fuente: elaborado por los autores

La persistencia de las discontinuidades en la zona mineralizada se encuentra en el rango de 1 a 3 m.

ANEXO n° 13. Conteo de discontinuidades

Panel fotográfico



La zona mineralizada presenta discontinuidades de 13 a 14 por cada 1.5 m.



Figura 5. Discontinuidades presentes en la zona mineralizada y la roca caja

Fuente: elaborado por los autores

ANEXO n° 14. Presencia de agua en las labores

Panel fotográfico



Figura 6. Presencia de agua en las labores

Fuente: elaborado por los autores

ANEXO n° 15. Plano topográfico

ANEXO n° 16. Plano geológico

ANEXO n° 17. Plano de la labor principal

ANEXO n° 18. Plano geomecánico

ANEXO n° 19. Plano: Vista en planta del diseño cámaras y pilares

ANEXO n° 20. Plano: vistas - elevaciones del diseño cámaras y pilares

ANEXO n° 21. 3D diseño de cámaras y pilares