

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRÁNEO PARA
INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN EN EL YACIMIENTO HULLIFERO
ALTO CHICAMA - LA BANDA - OTUZCO - LA LIBERTAD-2017”**

TESIS

PRESENTADO POR:

GILMER IVAN SARAVIA CONTRERAS

GRICELDA CHIRCCA MAÑUICO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ABANCAY - PERÚ

2018

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERIA

ESCUELA ACADEMICA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



Tesis

“DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRÁNEO PARA INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN EN EL YACIMIENTO HULLIFERO ALTO CHICAMA – LA BANDA – OTUZCO – LA LIBERTAD-2017”

Presentando por: Gilmer Ivan Saravia Contreras

Gricelda Chircca Mañuico

Para optar el Título de:


INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 19 de Julio del 2018 ante el jurado:

Presidente:


Dr. Mario David Huamán Rodrigo

Primer Miembro:


Ing. Pablo Rubén Zuloaga Candia

Segundo Miembro:

Ing. Franklin Aguirre Huillcas

Asesor:

Ing. Edgar Crispin Huacac Farfán

**“DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRÁNEO PARA
INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN EN EL YACIMIENTO HULLIFERO ALTO
CHICAMA - LA BANDA - OTUZCO - LA LIBERTAD-2017”**

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



Reconocimiento- sin obra derivada se permite el uso comercial de la obra. Pero no la generación de obras derivadas.

AGRADECIMIENTO

Nuestro reconocimiento eterno al PROYECTO DE EXPLOTACIÓN DE CARBÓN LA BANDA - ALTO CHICAMA, por habernos dado la oportunidad de laborar en dicho proyecto y brindarnos la información necesarias para elaborar nuestra tesis.

Agradezco a todos los Ingenieros de la Escuela académica Profesional de Ingeniería de Minas, de la Universidad Nacional de Micaela Bastidas de Apurímac, que participaron en nuestro formación Profesional, y un agradecimiento especial a nuestro asesor Ingeniero Edgar Crispin Huacac Farfan y a nuestros jurados Dr. David Huamán Rodrigo, Dr. Pablo Rubén Zuloaga Candia, Ing. Franklin Aguirre Huillcas, que dieron el impulso final para la culminación de la última etapa de mi carrera.

DEDICATORIA

Ivan:

A mis padres Betty Alicia Contreras Carrasco, Fredy Javier Saravia Condorpuza por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

Gricelda:

La presente tesis se la dedico a Dios, amigo incondicional y guía en todo momento, a mis padres Marino Chircca y Maximiliana Mañuico por ayudarme a cumplir mis objetivos como persona, profesional, por hacer de mí una mejor persona a través de sus consejos, enseñanzas y amor.

INDICE

Agradecimiento	
Dedicatoria	
Índice del contenido	
Índice de tablas	
Índice de Figuras	
Introducción	

RESÚMEN	1
ABSTRACT	2
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.2.1. Problema general.	3
1.2.2. Problemas específicos.	3
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.3.1. General	4
1.3.2. Específicos.....	4
1.4. JUSTIFICACIÓN	4
1.5. ASPECTOS GENERALES	5
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	8
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	8
2.2. MARCO REFERENCIAL	11
2.3. MARCO CONCEPTUAL	17
CAPÍTULO III DISEÑO METODOLOGICO	23
3.1. HIPOTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	23
3.2. SISTEMA DE VARIABLES	23
3.3. DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE MINADO	24
3.3.1. Tipo y diseño de la investigación	24
3.3.2. Población y muestra	24
3.3.3. Técnicas de recolección de datos.....	24
3.3.4. Tratamiento de datos	25
3.3.5. Equipos.....	25
3.4. ASPECTOS GEOLÓGICOS	27
3.4.1. Geología regional	28
3.4.2. Geológica local.....	32
3.4.3. Geología económica.....	35
3.4.4. Geologia minera	41

3.4.5.	Calculo de recursos y reservas	39
3.4.6.	Características Geomecánicas	41
3.4.6.1.	Caracterización geomecánica del macizo rocoso	43
3.4.7.	Aspectos hidrogeológicos.....	44
3.4.7.1.	Características geomecánicas (Dominios) de la roca a excavarse	47
3.4.7.2.	Zonamiento geomecánico.....	48
3.4.7.3.	Evaluación de estabilidad.....	50
CAPITULO IV COSTOS Y RESULTADOS		57
4.1.	COMPARATIVOS DE COSTOS SEGUN METODOS DE EXPLOTACIÓN 57	
4.1.1.	Comparativo de producción mensual	74
4.1.2.	Estimación de costos de operación según la evaluación.	74
4.2.	PLAN DE MINADO.....	75
4.2.1.	Condiciones de diseño.....	78
4.2.1.1.	Análisis de la estabilidad global para la explotación del carbón por sub level stopping con y sin relleno detrítico.....	83
4.2.1.3.	Análisis del factor de seguridad con sostenimiento (relleno detrítico).	86
4.2.2.	Determinación del método de explotación	89
4.2.3.	Voladura	96
4.2.4.	Servicios e Infraestructura.....	106
4.2.5.	Componentes de la Mina.....	118
4.2.6.	Flota de Equipos de Minería	122
4.2.7.	Estimación de Mano de Obra	126
4.2.8.	Costo de Capital y Costo Operacional	129
4.2.9.	Generación y manejo de residuos sólidos.	131
4.3.	EVALUACIÓN ECONOMICA	133
CONCLUSIONES		137
RECOMENDACIONES		138
Bibliografía.....		139
Anexos		139

INDICE DE TABLAS

Tabla 1.- Delimitación del área de investigación.	5
Tabla 2.- Accesibilidad.	6
Tabla 3.-Operacionalización de variables de presente investigación.	23
Tabla 4.-Recursos de La Banda (Zona Norte)	40
Tabla 5.-Propiedades Geotécnicas.	47
Tabla 6.-Propiedades Geomecánicas.	48
Tabla 7.- Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR (Según Bieniawski, 1989).	49
Tabla 8.- Alternativa "A" COMICIV	62
Tabla 9.-Alternativa "B-Cuadros" COMICIV	63
Tabla 10.-Alternativa "B-Cimbras" COMICIV	64
Tabla 11.-Alternativa "B-mallas pernos" COMICIV	65
Tabla 12.-Alternativa "C" COMICIV	66
Tabla 13.-Alternativa "A" EXTRAMIN.	67
Tabla 14.-Alternativa "B-cuadros" EXTRAMIN	68
Tabla 15.-Alternativa "B-Cimbras" EXTRAMIN	69
Tabla 16.- Alternativa "B-mallas pernos" EXTRAMIN	70
Tabla 17.- Alternativa "C" EXTRAMIN	71
Tabla 18.-Resumen comparativo de los costos de explotación según las alternativas planteadas.	73
Tabla 19.-Resumen comparativo de la producción según las alternativas planteadas.	73
Tabla 20.-Plan de Producción de Carbón Antracita.	74
Tabla 21.-Comparativo de servicios auxiliares.	75
Tabla 22.-Selección de Método de Minado (Método Nicholas).	75
Tabla 23.-Clasificación y Caracterización Geomecánica.	83
Tabla 24.- Parámetros de selección para el Método de Minado.	89
Tabla 25.-Preparación por año.	93
Tabla 26.-Plan de Producción de Carbón Antracita.	95
Tabla 27.-Consumo de explosivos y accesorios por disparo - Sección 4 m x 4 m.	96
Tabla 28.-Consumo de explosivos y accesorios por disparo - Sección 3 m x 3 m.	98
Tabla 29.-Consumo de explosivos por disparo - Sección 2.1 m x 2.4 m en galerías.	100
Tabla 30.-Consumo de explosivos total.	105

Tabla 31.-Requerimiento de Manga de Ventilación.....	107
Tabla 32.-Parámetros de cálculo para Balance de Aire requerido (A).....	108
Tabla 33.-Parámetros de cálculo para Balance de Aire requerido (B).	109
Tabla 34.-Requerimiento de caudal de agua en mina.....	110
Tabla 35.-Datos para riego de frentes de minado (A).	112
Tabla 36.-Datos para riego de frentes de minado (B).....	112
Tabla 37.-Esquema general de entrada y salida de agua en zona del Proyecto Alto Chicama.	113
Tabla 38.- Equipos y consumo de energía.....	116
Tabla 39.-Equipos y requerimiento de aire comprimido.....	117
Tabla 40.- Diámetro de tuberías.	117
Tabla 41.- Parámetros de diseño y de estabilidad del Depósito de Desmonte.	118
Tabla 42.-Flota de equipos y servicios mineros	122
Tabla 43.- Requerimiento Personal de Mina.	126
Tabla 44.- Personal Empresa Minera Especializada.....	127
Tabla 45.- Personal Total de Mina.	129
Tabla 46.- CAPEX calculado para las excavaciones de los túneles Alto Chicama.....	129
Tabla 47.- Opex del Proyecto de Explotación de Carbón Alto Chicama.	131
Tabla 48.- Generación de Residuos Sólidos.....	132
Tabla 49.- Ingresos de venta del proyecto minero La Banda- Alto Chicama	134
Tabla 50.-Costo de producción del proyecto minero La Banda- Alto Chicama	134
Tabla 51.- Inversión Preparación del proyecto minero La Banda- Alto Chicama	135
Tabla 52.- Costos Fijos de la contrata del proyecto minero La Banda- Alto Chicama	135
Tabla 53.- Gastos de la empresa durante su operación al año (\$)del proyecto minero La Banda- Alto Chicama.....	135
Tabla 54.- Evaluación del VAN y el TIR del proyecto La Banda-Alto Chicama	136

INDICE DE FIGURAS

Figura 1.- Ubicación de concesiones Compañía Cementos Pacasmayo (C.P.S.A.A.).....	6
Figura 2.-Flujo grama de información.....	13
Figura 3.-Resistencia en macizos rocosos estratificados y heterogéneos.....	15
Figura 4.- Relaciones estratigraficas de los cuadrangulos CAJAMARCA-SAN MARCOS-CAJABAMBA.....	30
Figura 5.-Cuadro de las Unidades Estratigráficas de la Geología Regional.....	32
Figura 6.-Manto sub-vertical, buzamiento 75° NE, antigua labor artesanal (Sector la Banda). 34	
Figura 7.-Vista del sector la banda y zona de influencia del proyecto.	35
Figura 8.- Imagen satelital, con las trazas de los mantos de carbón en superficie, indicando la Zona Norte y Zona sur en el sector La Banda.	38
Figura 9.-Vista isométrica del yacimiento con los 3 Mantos de carboníferos (primera etapa de estudio).	39
Figura 10.-Ubicación de estaciones de sondaje geofísico SEV.....	45
Figura 11.- El sentido de escurrimiento de las aguas subterráneas.	46
Figura 12.-Modelo esquemático del comportamiento de las Aguas Subterráneas.....	47
Figura 13.-Perfil geológico con respecto a la excavación de los túneles.	48
Figura 14.- Perfil A-A' del Túnel 208 en material coluvial con respecto a la carretera.....	53
Figura 15.- Perfil B-B' del Cx 208 /Inclinado, en material de roca competente, pendiente 50%	54
Figura 16.- Túnel 2080 con factor de seguridad por debajo del valor de 1(Inestable sin sostenimiento alguno).....	54
Figura 17.-Túnel 2080 con sostenimiento incorporado (Cimbras más Pernos cementados previamente).	55
Figura 18.-Túnel 2080 con factor de seguridad estable pseudo-estáticamente, por consiguiente es más estable en condiciones estáticas.	55
Figura 19.-Crucero 2080 / Inclinado, con factor de seguridad estable en condiciones pseudo-estáticas.....	56
Figura 20.-Resumen de la alternativa de explotación con BYPASS Y VENTANA.	58
Figura 21.-Resumen de la alternativa de explotación con GALERIAS.	59
Figura 22.-Resumen de la alternativa de explotación con GALERIAS, BYPASS Y VENTANA.....	60
Figura 23.-Teoría de Terzaghi para túneles cerca de superficies.	79
Figura 24.-Análisis del factor de seguridad de la zona a explotar.....	84

Figura 25.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 2 sin considerar relleno detrítico.	
Figura 26.-Análisis del factor de seguridad sin sostenimiento en sub level stoping nivel 2080 al nivel 2010, tajo 3.	84
Figura 27.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 1 sin considerar relleno banda	84
Figura 28.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 3 del nivel 2050 al nivel 2080 sin considerar relleno detrítico.	85
Figura 29.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 1 del nivel 2050 al nivel 2080 sin considerar relleno detrítico.	85
Figura 30.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 2 del nivel 2050 al nivel Geomecanica del proyecto la banda	85
Figura 31.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 3 del nivel 2020 al nivel 2050 sin considerar relleno detrítico.	85
Figura 32.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 2 del nivel 2020 al nivel 2050 sin considerar relleno detrítico.	86
Figura 33.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 1 del nivel 2020 al nivel 2050 sin considerar relleno detrítico.	86
Figura 34.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping de los tajos a explotar considerando relleno detrítico como sostenimiento.	87
Figura 35.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento tajo 2 del nivel 2050 al nivel 2020, rellenando anteriormente el tajo3.	87
Figura 36.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping de los tajos a explotar considerando relleno detrítico como sostenimiento tajo 3 del nivel 2050 al nivel 2020.	
Figura 37.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento tajo 1 del nivel 2050 al nivel 2020. Con los tajos 2 y 3 debidamente rellenados.	87
Figura 38.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento tajo 3 del nivel 2080 al nivel 2050. Con los tajos del nivel inferior debidamente rellenados.	88
Figura 39.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento tajo 1 del nivel 2080 al nivel 2050. Con el tajo 3 y 2 del mismo nivel del proyecto la banda.....	88
Figura 40.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento tajo 2 del nivel 2080 al nivel 2050. Con el tajo 3 del mismo nivel completamente rellenado.	
Figura 41.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento con los tajos en todos los niveles explotados completamente rellenados.	88

Figura 42.-Método de minado – vista de planta.	90
Figura 43.- Esquema del método de minado con mantos identificados (hundimiento) vista en Planta.	91
Figura 44.-Método de minado – vista isométrica.	91
Figura 45.-Vista general del diseño de mina.	92
Figura 46.-Diseño de malla de perforación para sección de 4 m x 4 m.	98
Figura 47.-Diseño de malla de perforación para sección de 3 m x 3 m.	100
Figura 48.- Diseño de malla de perforación para sección de 2.1 m x 2.4 m	102
Figura 49.-Diseño de malla de Perforación de tajos (taladros largos).....	105
Figura 50.- Esquema del ciclo del uso de agua en Mina.	115
Figura 51.-Equipo de perforación MUKI en sección de 3 m x 3 m.	123
Figura 52.- Equipo LHD de 4 yd ³ en sección de 3 m x 3 m	124
Figura 53.- Volquete de 15 m ³ en sección de 4 m x4 m.....	125

INTRODUCCIÓN

El desarrollo de la presente tesis está enfocado en la mina de carbón Alto Chicama, la cual pertenece a la Compañía Cementos Pacasmayo S.A.A. (se trata de una mina de carbón mineral, que no tiene ningún estudio de planeamiento de minado, está ubicado en la zona norte del Perú. La Compañía Cementos Pacasmayo S.A.A. adquiere el carbón mineral de empresas colombianas. La importancia del desarrollo del presente estudio es con el fin de explotar la mina de carbón llamada “La Banda” de propiedad de la Compañía Cementos Pacasmayo S.A.A.

Este proyecto se plantea por la necesidad viabilizar un plan de minado para la extracción del mineral no metálico a explotar, así mismo no cuenta con la programación de la producción. No obstante, la empresa con el fin de incrementar las reservas, la productividad y la parte operativa de producción mina, se tiene este nuevo diseño y planeamiento del Proyecto Por tanto en un proyecto nuevo como la mina de carbón Alto Chicama se debe contar con un estudio geológico detallado y también completo de planeamiento de minado, por el cual se seleccione a través de una sistemática consideración, alternativas, políticas, programas y procedimientos, para el logro de las metas y objetivos de la empresa.

Se plantea este proyecto de investigación para determinar el mejor diseño de la extracción del recurso mineral no metálico y el planeamiento de minado que ayudara a posibilitar y llegar a la factibilidad de explotación. Para llevar a cabo este proyecto, se tomará en cuenta los estudios de geología del yacimiento, de geomecánica, así como un análisis económico para dilucidar réditos financieros a lo largo de la explotación.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado **“DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRÁNEO PARA INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN EN EL YACIMIENTO HULLIFERO ALTO CHICAMA - LA BANDA - OTUZCO - LA LIBERTAD-2017**. Permite proponer algunas soluciones a los problemas relacionados, a la mejora e incremento del nivel de producción diario (tener un mejor criterio en la toma de decisiones de la mina). Este diseño y planeamiento de minado muestra que si es factible económicamente el desarrollo del minado, tomando como caso práctico el proyecto hullifero Alto Chicama propiedad de la Compañía Cementos Pacasmayo S.A.A.

El uso de la hulla o carbón mineral en la fabricación de cemento es muy indispensable ya que proporciona la energía calorífica para la transformación de la caliza y las arcillas, es así que influye en la calidad del Clinker.

El objetivo principal fue desarrollar el diseño y planeamiento de minado subterráneo del Proyecto Alto Chicama a mediano plazo, sobre tres áreas principales: Ingeniería, Geología y Mina. Cada una de las cuales obedecen al comportamiento de sus variables, cuyos datos una vez procesados otorgan una información adecuada y oportuna para la toma de decisiones por lo tanto la ejecución del proyecto es económicamente rentable al hallar los parámetros económicos, el diseño y planeamiento de minado ayuda a mejorar los procesos de trabajo, sistema de extracción, control y evaluaciones, para mejorar el nivel producción diaria.

Palabras clave: Carbón, costos, diseño, planeamiento.

ABSTRACT

The present work of investigation denominated "**DESIGN AND PLANNING OF UNDERGROUND MINING TO INCREASE THE PRODUCTION A COAL-BEARING SITE ALTO CHICAMA - LA BANDA - OTUZCO - LA LIBERTAD-2017**". It allows proposing some solutions to the related problems, to the improvement and increase of the daily production level (to have a better criterion in the decision making of the mine). This mining design and planning shows that if the mining development is economically feasible, taking as a practical case the Alto Chicama hulliferous project owned by the Cementos Pacasmayo S.A.A.

The use soft coal or mineral coal in the manufacture of cement is very essential as it provides the heat energy for the transformation of limestone and clays, thus influencing the quality of Clinker.

The main objective was to develop the design and planning of underground mining of the Alto Chicama Project in the medium term, on three main areas: Engineering, Geology and Mine. Each one of them obeys the behavior of its variables, whose data once processed provide adequate and timely information for decision making, therefore, improve the work processes, extraction system, control and evaluations, to improve the level dairy produce.

Keywords: Coal, costs, design, planning.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

La problemática se plantea a partir de la baja producción, el proyecto no cuenta con un diseño y planeamiento de minado para la extracción del recurso no metálico que en este caso es el Carbón antracita en el yacimiento hullifero Alto Chicama- La Banda en los distritos de Usquil-Huanchulla en la provincia de Otuzco, Región la Libertad. La empresa no cuenta con un diseño y planeamiento del proyecto lo cual le permite incrementar las reservas, la productividad y la parte operativa de producción mina. Por tanto en un proyecto nuevo como la mina de carbón Alto Chicama se debe contar con un estudio geológico detallado y también completo planeamiento de negocio, por el cual se seleccione a través de una sistemática consideración, alternativas, políticas, programas y procedimientos, para el logro de las metas y objetivos de la empresa.

Se plantea este proyecto de investigación para determinar el mejor diseño de la extracción del recurso mineral y el planeamiento de minado que ayudara a posibilitar y llegar a la factibilidad de explotación.

Para llevar a cabo este proyecto, se tomará en cuenta diversos factores como la geología del yacimiento, su geomecánica, así como un estudio económico para dilucidar réditos financieros a lo largo de la explotación.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general.

¿De qué manera el diseño y planeamiento de minado incrementará el nivel de producción en el yacimiento hullifero Alto Chicama – La banda – Otuzco- Libertad – 2017?

1.2.2. Problemas específicos.

- ¿Cómo desarrollar la evaluación de reservas en función a las toneladas de producción?

- ¿De qué manera influyen el planeamiento de minado en las variables económicas del yacimiento?
- ¿Cómo repercutirá la producción de carbón en la inversión cementera a nivel del Perú?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. General

- Desarrollar un diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción en el yacimiento Hullifero de Alto Chicama- La Banda – Otuzco- Libertad- 2017.

1.3.2. Específicos

- Desarrollar la evaluación de reservas en función a las toneladas y variables en el yacimiento.
- Identificar en el planeamiento de minado las variables económicas.
- Determinar la producción de carbón en la inversión cementera del yacimiento

1.4. JUSTIFICACIÓN

El presente trabajo de investigación de tesis, tiene como fin mejorar e incrementar el nivel de producción diaria en la mina de carbón llamada “La Banda” mediante un diseño y planeamiento de minado.

En consecuencia, ofrece a la Compañía Cementos Pacasmayo S.A.A., la posibilidad de mejorar la producción y minimizar los costos operativos del proyecto de Explotación de Carbón Alto Chicama - La Banda.

Por otro lado, este trabajo es motivo para obtener el título profesional de ingeniero de minas.

1.4.1. Ubicación de la zona de estudio

- Las concesiones mineras de Compañía Cementos Pacasmayo (C.P. S.A.A) ubicadas en el eje Huaranchal – Chuquizongo - Coina, están comprendidas en territorio de los distritos de Usquil y Huaranchal, de la provincia de Otuzco, Región La Libertad.
- La Zona del Proyecto Alto Chicama está ubicado entre las coordenadas UTM (WGS 84). Norte: 9139872.8978 N Este: 779568.3265 E y Altitud: 2020 msnm.
- Caserío : La Banda
- Distrito : Usquil y Huaranchal
- Provincia : Otuzco
- Departamento : La Libertad

1.5. ASPECTOS GENERALES

La zona de estudio está enmarcada entre las siguientes coordenadas UTM WGS84:

Tabla 1.- Delimitación del área de investigación.

Delimitación del área de investigación (coordenadas UTM WGS84)				
	INICIO		FIN	
ESTE	786742.24	787414.34	787814.13	787139.03
NORTE	9142018.66	9142613.84	9142163.77	9141568.59

Fuente: Elaboración Propia.

Que comprenden la zona de la concesión Martin VII 50.

El proyecto de investigación se llevó a cabo para dar solución principalmente al problema de nivel de producción diario de la Compañía Cementos Pacasmayo S.A.A. Por otro lado el alcance de los objetivos permite dar una opción, dando así una solución integral de producción diario con la implementación del Proyecto de Explotación de Carbón Alto Chicama - La Banda.

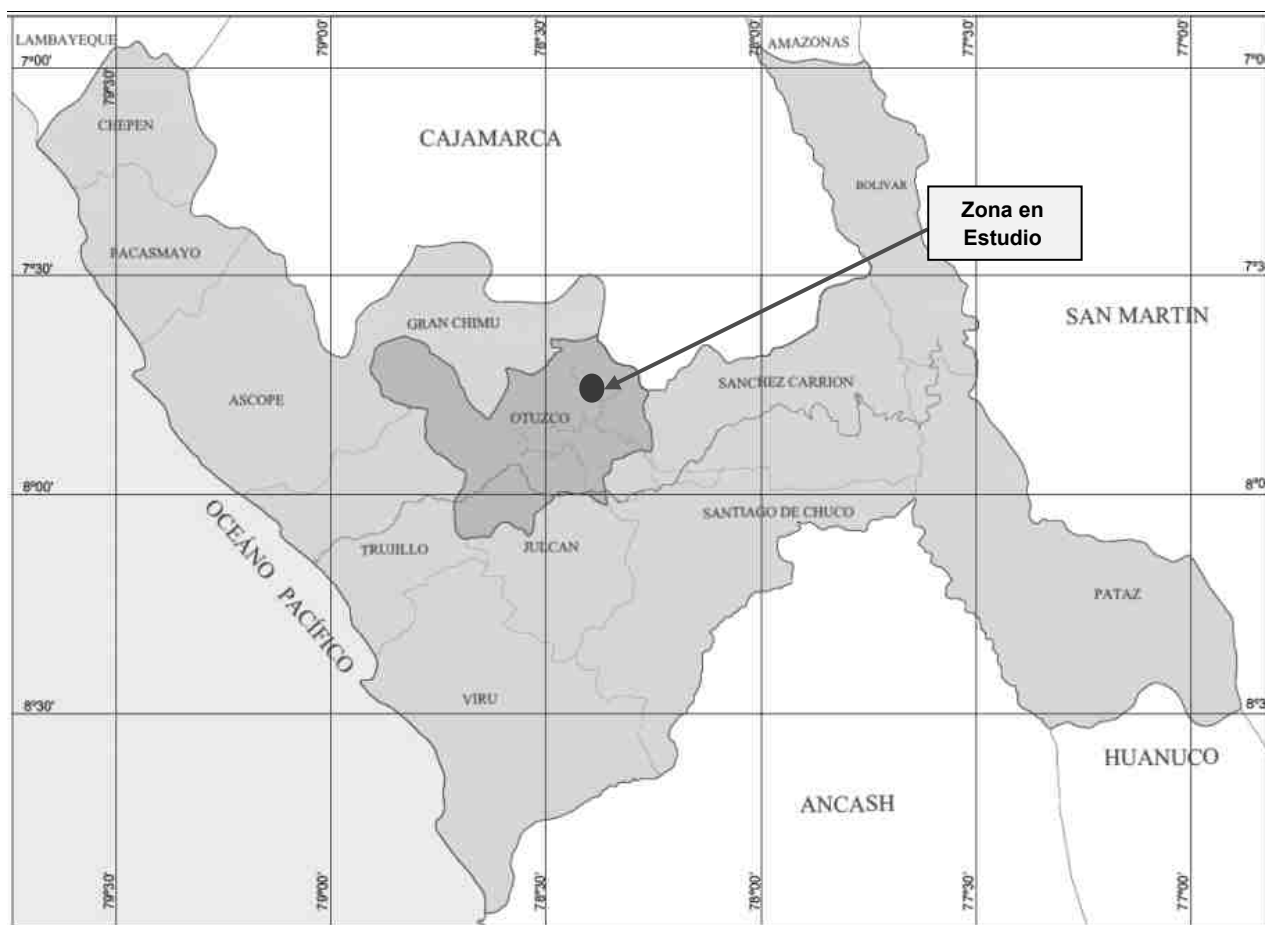
1.5.1. Accesibilidad

Tabla 2.- Accesibilidad.

Ruta 1	Distancia (Km)	Tipo de Vía	Tiempo (Horas)
Lima - Trujillo	557.6	Asfaltada	9
Trujillo – Otuzco	75	Asfaltada	1.3
Otuzco – Charat	25	Trocha carrozable	2
Charat – Chuquizongo	45	Trocha carrozable	1.7
Chuquizongo – La Banda	0.2	Trocha carrozable	0.17
Total	702.8		14.17

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 1.- Ubicación de concesiones Compañía Cementos Pacasmayo (C.P.S.A.A.)



Mapa geográfico del departamento de La Libertad-Perú.

1.5.1.1. Clima y vegetación

La zona se ubica entre las cotas 2000 y 3000 m.s.n.m. con un clima esencialmente templado, la vegetación de esta zona es abundante, esto se debe a que llueve por espacio de 8 meses, presentando dos estaciones bien marcadas, una estación de invierno que va desde del 22 de Junio al 22 de Setiembre, y otra de verano, desde del 22 de Diciembre al 21 de Marzo de tal forma que su vegetación se mantiene verde durante todo el año.

Flora

En el área de influencia directa del proyecto no existen sembríos se presenta una flora natural compuestos por pastos naturales, tréboles, arbustos como: la chinchilpa, chilca y otros similares la zona de influencia indirecta alejada del proyecto en la parte baja, existen plantaciones de la comunidad como, plantas de palto, limón, fréjol, lúcuma, ñuña, etc.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Turpo Villalba (2014), en su Tesis Titulada “Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli” (para optar Profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería – U.N.A.) se concluye, “que se desarrollaron la explotación de 18 a 25 tajeos por mes para incrementar la producción diaria de 250 TM/día a 360 TM/día, con la explotación de la veta dulce con 7 nuevos tajeos para la producción de la zona Coila. Se incrementó el nivel de producción mensual de 7500 TM/mes a 10,800 TM/mes. Esto de acuerdo al sistema de trabajo, las etapas del ciclo, también se mejoró la eficiencia en los procesos unitarios respectivos, aumentando en alguno de ellas, el capital, las maquinarias, recursos humanos, etc. El método de minado a aplicar es el corte relleno, cumpliendo con las condiciones geomecánicas y estructurales del yacimiento.

En el cuarto ítem concluye que las variables económicas presentes en el planeamiento minero son el precio del metal, el costo de producción y costo de inversión, el que toma un papel protagónico dependiendo del contexto externo es el precio del metal involucrado, logrando el efecto de obtener mayores márgenes de ganancia en contextos favorables.

Smith Alva (2014), en su artículo de título “Planeamiento de Minas Subterráneas Aplicando Software Minero”, publicada en la revista CAE Mining, en su sexto ítem concluye que es posible la investigación y la tecnología hace posible hoy en día generar planes de minado confiables y de manera rápida y eficaz.

Quispe Aguilar (2013), en su Tesis Titulada “Plan de Minado Subterráneo Aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A.” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería; en el segundo ítem concluye, que en planeamiento operacional subterráneo en la Corporación Minera Ananea se tiene que realizar el Planeamiento de Minado y el diseño de labores teniendo en cuenta las estructuras predominantes emplazadas en la zona del proyecto, tanto estructural como geológico.

Por ello, el plan de producción está sujeto a las variables del yacimiento, tales como condiciones geológicas, geomecánica y las variables económicas en función de los programas de desarrollo preparación y explotación, asignando los recursos necesarios. Entonces para un

plan de producción es necesario contar con información técnica como: características geológicas de los mantos, estructuras de vetas y roca encajonante, reservas mineras económicas, leyes de mineral, costos de producción y recursos para la producción. En el sexto ítem se concluye que “finalmente se logró reformar las operaciones mineras en base a un planeamiento de minado subterráneo de la empresa logrando exitosas tasas de rentabilidad, producto del buen planeamiento logrando controlar los costos y aplicando tecnología de bajo costo en la explotación de minerales auríferos de vetas o filones angostos de baja ley, logrando producir un promedio de 240 toneladas de mineral aurífero mensual con una ley de corte de 0,43 oz-Au/TM”.

Arias Calla (2013), en su Tesis Titulada “Planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la U.O San Braulio Uno” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ciencias e Ingeniería – PUCP; en el décimo ítem concluye, “que el producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) del proyecto de profundización de mina es de US\$ 141,000, para una tasa de descuento de 12%, con una TIR anualizada de 68% y un payback de 11,5 meses”.

Mena Salas (2012), en su Tesis Titulada “Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetangostas: Caso Practico; Mina “Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titán S.R.L” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ciencias e Ingeniería – Pontificia Universidad Católica del Perú; se concluye que con el Planeamiento de minado de la veta Dulce y la entrada en operación de la veta significa un considerable aumento en cuanto a la producción diaria, incrementando del volumen inicial de 150 TM/día a 200 TM/día del mismo modo esto repercutió en el incremento de toneladas mensual de 4500 TM/mes a 6000 TM/mes.

En el sexto ítem concluye, “que la mínima variación del costo de operación ($\pm 10\%$) conlleva a un cambio significativo en cuanto al valor actual neto (\pm US\$ 3' 340, 344.11); por lo que se concluye que es de vital importancia controlar de la mejor manera esta variable económica en las operaciones mineras”. En el séptimo ítem concluye, “una variación en el costo de inversión ($\pm 10\%$) conlleva a un cambio menor en cuanto al valor actual neto (\pm US\$ 347, 884. 59), mostrando así esta variable su baja sensibilidad comparativamente, dentro del proceso productivo integral (mina, planta)”.

Baldeón Quispe (2011), en su Tesis Titulada “Gestión en las Operaciones de Transporte y Acarreo para el Incremento de la Productividad en CIA. Minera Condestable S.A.” para optar

por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ciencias e Ingeniería – Pontificia Universidad Católica del Perú; en el quinto ítem concluye, “que es importante contar con un departamento de productividad, para la mejora de los procesos y procedimientos establecidos; de lo contrario, la operación se hará rutinaria disminuyendo de esta manera su valor a través del tiempo”.

Cuenta Chua (2002), en su tesis titulada “Planeamiento y diseño de minado subterráneo Veta N3 sección III mina Yauliyaco”, Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional de Altiplano, para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, se concluye que con el aporte de la veta N3 significo el incremento de producción diaria de 325 TM/día con la aportación de los 3 métodos de explotación (Over cut and fill, Shrinkage y Open Stope) que se utilizaron para el minado de la veta 3 sección III. En el 13avo ítem concluye, “que los costos de operación ascienden a 19 \$/TM, esto es debido a que la explotación comprende vetas muy angostas, que cuando es blendeado con minerales de bajas leyes provenientes de cuerpo se compensan sus leyes y costos de operación, recordando que la producción de mineral en toda mina representa un 25%. En ese sentido los métodos masivos de minado (sub level stoping) son muy económicos, pero menos selectivos, que combinados con métodos selectivos (shrinkage, open stope) son una combinación estratégica para explotar toda las reservas de las mina”.

2.2. MARCO REFERENCIAL

➤ **Planeamiento de producción en minería**

Según Medina, P. (2001). Tesis: Planeamiento de Producción para la Explotación del Yacimiento aurífero Riticucho, Puno indica. Es la aplicación de los métodos de planificación en la técnica de la minería a cielo abierto o subterránea; a causa de la naturaleza teórica en algunas empresas, tiene valor de desarrollo por que en cierta manera están apoyados en la intuición de una persona, basado en el complemento de conocimientos prácticos de complejidad adquirida en muchas empresas afines a la minería.

➤ **Planeamiento de minado**

Según Patiño, E. (2002). Sistema de Información para Planeamiento de Producción Minera. Es la aplicación de los distintos métodos de planificación en la técnica de la minería a cielo abierto y subterránea, siendo su objetivo principal el de planificar, proyectar y determinar mejor el plan de minado, sujeto al mejor conocimiento del yacimiento, ley de mineral, diseño del método de explotación, aplicación de las condiciones geomecánica del yacimiento, mayor extracción de reservas minerales y aplicar criterios económicos dinámicos para optimizar la utilidad por venta de productos minerales.

➤ **Planeamiento a corto plazo**

Según Cuenta Chua, E. t. (2002). Tesis: Planeamiento y Diseño de Minado Subterráneo Veta N°3 sección III Yauliyaco. El planeamiento a corto plazo se elabora en forma mensual y todos los programas de trabajo están enmarcados dentro del planeamiento a mediano plazo establecido con anterioridad. Para cumplir con los objetivos y metas trazados en el planeamiento a corto plazo, es necesario darle seguimiento a todo los trabajos programados, tal que los problemas se asistan con una solución óptima y oportuna para dar continuidad al proyecto.

➤ **Planeamiento a mediano plazo**

Según Cuenta Chua, E. t. (2002). Tesis: Planeamiento y Diseño de Minado Subterráneo Veta N°3 sección III Yauliyaco. Un planeamiento de mediano plazo comprende de 2 a 3 años, donde se preveen los objetivos y metas a alcanzar, siendo los esquemas de trabajo más generalizados que el anterior, pero naturalmente se contempla los aspectos paramétricos del minado, tales como; metrajés de avances de desarrollo, tonelajes, leyes, costo y presupuesto.

➤ Sistema de información

Según Herrera Herbert, J., & Plá de la Rosa, F. (2001). Evaluación y Planificación Minera. Madrid. Es el Conjunto de información necesaria para la toma de decisión, que contiene subsistemas para recolectar, almacenar, procesar y discutir los conjuntos de información necesaria para realizar el plan de minado.

El sistema de información debe proveer información necesaria, útil, oportuna, correcta y debe llegar selectivamente a los diferentes niveles como son: directivos de alto, medio y bajo nivel. Los subsistemas que intervienen en la mina son:

- Oficina mina.
- Oficina geología.
- Oficina ingeniería y planeamiento.
- Planta concentradora.
- Oficina de mantenimiento.
- Laboratorio.
- Oficina de sistemas.

➤ Sistema de información para el planeamiento

El sistema de información proporcionara todos los datos requeridos para el planeamiento y control de las operaciones de producción y de servicios. Los datos a ser usada en el planeamiento deben estar disponibles en la fecha requerida, sean actuales y confiables.

➤ Implementación del sistema de información

Según López Jimeno, C. (1991). Manual de evaluación y diseño de explotación mineras. España, Cada subsistema que interviene en la operación de minado, debe cumplir con preparar los datos requeridos en formatos especiales. El flujo de esta información se muestra ver en la Figura 2.

Figura 2.-Flujo grama de información.



Fuente: (López Jimeno, 1991).

➤ **Índice de designación de la calidad de roca (RQD)**

Según Ramírez Oyanguren, P., & Alejono Monge, L. (2007). Mecánica de Rocas: Fundamentos E Ingeniería de Taludes. Madrid, El índice RQD (Rock Quality Designation) se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud en su eje, sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo. Para determinar el RQD en el campo existen procedimientos de cálculo.

- A partir del mapeo de celdas geotécnicas: comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural (detail line) en el área o zona predeterminada de la operación minera u obra civil
- Se hace el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro cubico (J_v) determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural en el área o zona predeterminada. Esto se usa para voladura y queda establecida de acuerdo a la relación entre RQD y J_v .

➤ **Sistema de clasificación RMR (Bieniawski 1973)**

El detalle para la determinación de los valores de estos cinco parámetros se presenta en el Anexo 5.1 de la presente investigación, y el uso del índice RMR permite calificar la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases:

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V, $0 \leq \text{RMR} \leq 20$).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV, $20 < \text{RMR} \leq 40$).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III, $40 < \text{RMR} \leq 60$).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II, $60 < \text{RMR} \leq 80$).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I, $80 < \text{RMR} \leq 100$).

➤ **Método del índice GSI**

Según Coates, D. F. (1973). Fundamentos de Mecánicas de Roca. El índice de resistencia geológica, GSI, fue desarrollado por Hoek (1994) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos:

La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas que se muestran en la Figura 2.4, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos: (Goodman, 1989).

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V, $0 \leq \text{GSI} \leq 20$).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV, $20 < \text{GSI} \leq 40$).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III, $40 < \text{GSI} \leq 60$).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II, $60 < \text{GSI} \leq 80$).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I, $80 < \text{GSI} \leq 100$).

- Segundo: la veta en donde se encuentra la labor.
- Tercero: abreviatura del tipo de labor.
- Cuarto: el tercero, cuarto y quinto dígito del número que indica la coordenada

U.T.M. “este” del punto de inicio de la labor.

Ejemplo:

- Nivel: 2300
- Veta: La Banda.
- Tipo de labor: Galería.
- Coordenada U.T.M. Este: 742,800 (donde se inicia la labor).
- Rumbo del eje de la labor: SE.
- Nomenclatura final : 2300 La Banda Ga 742, SE.

Tipo de labor y su abreviatura respectiva:

- Tajeo: Tj
- Galería: Ga
- Rampa: Rp
- Chimenea: Ch
- Crucero: Cx
- By – pass: Bp
- Sub nivel: Sn
- Ventana: Vn
- Cámara: Cm
- Raise boring: Rb

Direcciones de rumbos referidos al eje de la labor, partiendo desde el punto de inicio, es decir donde se inició la construcción de la labor:

- Este : E
- Oeste : W
- Norte : N
- Sur : S
- Sur Este : SE
- Sur Oeste : SW
- Nor Este : NE
- Nor Oeste : NW

2.3. MARCO CONCEPTUAL

➤ **Apertura**

Distancia perpendicular entre las paredes de una discontinuidad de un macizo rocoso.

➤ **Bodega**

Labor que debe ubicarse en la rampa principal, equidistante de las labores a realizar para el almacenaje y despacho de los materiales varios que se necesita para la ejecución de las labores mineras.

➤ **By-passes y pivot-cruceos**

Los by-passes son paralelos a la veta de mineral, de manera que sirva como galería de evacuación de mineral (sección 4.0 x 4.0 m²), estos tendrán una gradiente positiva de 0.5%, a continuación se desarrollara los pivot – cruceos, que son los ingresos a los niveles de operación se harán de sección 4.0 x 4.0 m² de manera que permita el paso de los scooptram de 6.0 yd³.

➤ **Caracterización geológica**

Según Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (1997). Engineering Rock Mechanics an Introduction to the Principles. La caracterización geológica es la descripción de macizo rocoso donde se conocen los parámetros básicos de la roca y las discontinuidades, así como la estructura del macizo rocoso.

➤ **Comedores**

Labor que debe ubicarse en la rampa principal, equidistante de las labores a realizar para el ordenado, y cumplimiento del horario de toma de alimentos tanto del turno día como del turno noche, este debe de contar con sistema de ventilación propia, servicios de energía, lavadero de manos y botas como los enseres y menajes necesarios para su normal utilización. (Ver plano, lámina 32 B).

➤ **Cámaras de acumulación de material**

Son labores que sirven para acumular material, se encuentran cerca de las cámaras de carguío, su función es acumular el material suficiente para luego ser descargado hacia la tolva de los volquetes o dumpers. (Ver plano, lámina 32 B).

➤ **Cámara de carguío**

Son labores que sirven para cargar el material (mineral o desmonte), hacia las tolvas de los volquetes, existen a lo largo de la rampa principal y tienen un desnivel que permite que el scooptram pueda visualizar al volquete y descargar el material donde la tolva requiera.

Otro diseño es el de una ventana perpendicular a la rampa, en donde se ejecuta el carguío respectivo. (Ver plano, lámina 32 B).

➤ **Casa de compresora**

Son labores auxiliares que se ubican en superficie, lo cual queda toda la etapa de minado en una operación minera. (Ver plano, lámina 32 B).

➤ **Cámara de bombeo**

Son labores auxiliares que están en la vía principal. Labor que debe ubicarse en la rampa principal (cerca de talleres), en ella se captara toda el agua de filtración de las labores de desarrollo y producción. (Ver plano, lámina 32 B).

➤ **Chimenea de servicios**

La chimenea de servicios son labores que va permitir ingresar por ella las diferentes líneas de servicios como: aire, agua, energía, etc. y a su vez de salida e ingreso para personal. (Ver plano, lámina 32 B).

➤ **Chimeneas de ventilación**

Son labores que se consideran para tener chimeneas de ingreso de aire fresco en la parte central de la mina y dos chimeneas de extracción de aire viciado por los extremos, los cuales nos sirven para la profundización de la mina y la otra para las zonas de trabajo en la parte superior. Las chimeneas programados son raise bore, de diámetro de 3.0 m. (ver plano, lamina 32 B)

➤ **Discontinuidad**

Según España, I. G. (1987). Manual de Taludes 1ra Edición. Madrid: Es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso.

Extensión superficial de una determinada discontinuidad en un plano imaginario que la contenga.

➤ **Desarrollo de exploraciones**

Según Cuenta Chua, E. t. (2002). Tesis: Planeamiento y Diseño de Minado Subterráneo Veta N°3 sección III Yauliyaco. Incluye todo trabajo de desarrollo, normalmente horizontal, situado dentro, pero en la base del cuerpo mineral y que tenga por objetivo promover conocimiento de este cuerpo veta (galería o ramal).

➤ **Desarrollo**

Según Ríos Ríos, F. A. (2013). Control of Mining Operations. Cajamarca: Ciencias y Ingeniería - Atlantic International University. Incluye desarrollo primario y desarrollo de exploraciones y está presupuestado como costo de capital.

➤ **Desarrollo primario**

Es todo desarrollo horizontal, vertical o inclinado, situado fuera del cuerpo del mineral y que tenga por objeto promover acceso a un cuerpo mineral (rampa, by, pass o crucero); promover acceso a un área mineral (galería, crucero), promover pasaje del mineral,

desmonte o ventilación; función auxiliar (cámara para tolva, para perforación de raises boring y para volteo de equipo).

➤ **Desarrollo de exploraciones**

Según Cuenta Chua, E. t. (2002). Tesis: Planeamiento y Diseño de Minado Subterráneo Veta N°3 sección III Yauliyaco. Incluye todo trabajo de desarrollo, normalmente horizontal, situado dentro, pero en la base del cuerpo mineral y que tenga por objetivo promover conocimiento de este cuerpo veta (galería o ramal).

➤ **Espaciamiento**

Distancia perpendicular entre dos discontinuidades adyacentes, normalmente se refiere al espaciamiento medio de una familia de discontinuidades.

➤ **Factor de seguridad**

Según Read, J., & Stacey, P. (2009). Guidelines for Open Pit slope Design 1ra edición. Australia El factor de seguridad es una medida determinística de la relación entre las fuerzas (capacidad) y las fuerzas impulsoras (demanda), del sistema en su entorno considerado. El factor de seguridad es el criterio más básico de diseño aceptado en la ingeniería.

➤ **Filtración**

Flujo de agua y humedad libre visible en discontinuidades o en la totalidad de la roca.

➤ **Matriz rocosa**

Según Gonzáles de Vallejo, L. (2002). Ingeniería Geológica. Madrid. Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. (Gonzáles de Vallejo, 2002).

➤ **Macizo rocoso**

Según Gonzáles de Vallejo, L. (2002). Ingeniería Geológica. Madrid. Las masas rocosas se presentan en la naturaleza afectadas por una serie de planos de discontinuidad o debilidad que separan bloques de matriz rocosa, formando los macizos rocosos. Para el estudio del comportamiento mecánico del macizo rocoso deben estudiarse las propiedades tanto de la matriz como de las discontinuidades.

➤ **Orientación**

Posición de la discontinuidad en el espacio, definida por la dirección del buzamiento y el buzamiento de la línea de máxima pendiente en el plano de la discontinuidad.

Orientación

Posición de la discontinuidad en el espacio, definida por la dirección del buzamiento y el buzamiento de la línea de máxima pendiente en el plano de la discontinuidad.

➤ **Preparaciones**

Según Herrera Herbert, J., & Plá de la Rosa, F. (2001). Evaluación y Planificación Minera. Madrid. Incluye todo trabajo desarrollado específicamente con objeto de preparar un tajo para ser minado. Puede ser en mineral o en las cajas y está presupuestado como costo en operación. (Herrera Herbert & Plá de la Rosa, 2001).

➤ **Resistencia a compresión simple**

Según Sjöberg, J. (1996). Large Scale Slope Stability in Open Pit Mining - A Review. Luleå: Division of Rock Mechanics. Es llamada también resistencia uniaxial y se define como el esfuerzo máximo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, la cual se determina a través de una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio.

➤ **Rugosidad**

Conjunto de irregularidades de diferentes órdenes de magnitud (asperezas, ondulaciones), que componen la superficie de las paredes de una discontinuidad.

➤ **Recursos humanos**

Son recursos fundamentales importante para llevar a cabo cualquier proyecto de la cuales es necesario contar con servicios de empresas especializadas. Se contara con los servicios de la contrata que está trabajando que ya está familiarizada con los trabajos, donde realiza todos los trabajos de desarrollo y preparación del Proyecto, de la misma forma personal de la empresa para los trabajos de explotación de tajos, ver tabla 32, 33, 34.

➤ **Resistencia de la discontinuidad**

Resistencia a la compresión de la superficie de discontinuidad, puede ser más baja que la resistencia de la roca matriz a causa de la meteorización de la misma.

➤ **Relleno**

Material que separa las paredes de una discontinuidad, normalmente más débil que la roca matriz.

➤ **Roca intacta**

Según Barletta, I. (2008). Representación Gráfica y Evaluación de Problemas Estructurales en Maciso Rocoso. Son cuerpos continuos formados por asociaciones de una o varias especies minerales. Por sus propiedades pueden ser: Homogéneos o Heterogéneos e Isótropos o Anisotrópicos.

➤ **Requerimiento de laboreo del proyecto**

Toda las labores requeridas para la explotación eficiente de la veta en la zona contractual se ajustaran a las labores existentes mencionadas, ya sea por reemplazo, adición o rehabilitación, a continuación mencionamos en forma general las labores necesarias.

➤ **Rampa**

Son los accesos a las vetas de techo, de sección 4.50 x 4.50 m², con gradiente de -12%. La sección diseñada permitirá el paso de volquetes de capacidad 27 a 30 TM, para el transporte de material (mineral – desmonte).

➤ **Situado en mineral**

Incluye subnivel, chimeneas de ventilaciones de tajos, box holes, cruceros auxiliares dentro del tajo, prolongación de tajos

➤ **Subestación eléctrica**

Son labores que contemplan las instalaciones como sub-estaciones eléctricas, los cuales estarán dispuestos en una longitud de 500 m. de distancia cada uno. (Ver plano, lámina 32 B).

➤ **Talleres interior mina**

Son labores auxiliares que están diseñados en la vía principal. De acuerdo a la necesidad de tener una alta disponibilidad de equipos y reducir las demoras por mantenimiento y correctivos, se prevé la ejecución de talleres al extremo NE de la zona II. (Ver plano, lámina 32 B).

CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLOGICO

3.1. HIPOTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

Hipótesis general

El diseño y planeamiento de minado elaborado en 2017 incrementara significativamente la producción en el Proyecto Alto Chicama – la Banda- Otuzco- la Libertad.

Hipótesis específicas

- Las etapas que determinan el diseño y planeamiento de minado que son: geología, geomecánica, método de minado, incrementará la producción diaria de TM/día.
- Las variables económicas tienen efecto en un planeamiento de minado de producción, en el proyecto Alto Chicama la Banda.
- La producción de carbón determinara la inversión necesaria en el yacimiento Alto Chicama la Banda.

3.2. SISTEMA DE VARIABLES

Tabla 3.-Operacionalización de variables de presente investigación.

VARIABLES	INDICADORES	INDICES
Variable independiente: Yacimiento hullifero Alto Chicama – La Banda.	Evaluación de reservas	P1,P2
	Ley de cut – off.	kcal/kg
	Evaluación geomecánica.	RMR,Q
Variable dependiente: Diseño y planeamiento de minado	Método de minado.	- Bench and fill - Sublevel stoping - Sublevel caving
	Toneladas de producción por día.	TM/día
	Toneladas de producción por mes.	TM/mes

Fuente: Elaboración propia.

3.3. DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE MINADO

3.3.1. Tipo y diseño de la investigación

Diseño metodológico

La metodología de investigación utilizada para el presente trabajo de investigación es de tipo descriptivo - correlacional, no experimental orientándose al Diseño y Planeamiento de Minado Subterráneo para incrementar la Producción Diaria en el Proyecto de Mina de carbón Alto Chicama – Cementos Pacasmayo SAA (CPSAA).

Revisión, recopilación y elaboración de información preliminar

Se realizó una planificación según las metodologías a aplicar para ejecutar el proyecto de investigación, se recopiló y revisó información bibliográfica relacionada al tema de investigación.

Se hizo una revisión bibliográfica para tener una visión del estado de conocimiento en relación al diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria a mediano plazo.

3.3.2. Población y muestra

Población

El universo del presente estudio está conformado por el Proyecto de Mina de carbón Alto Chicama, que pertenece a la empresa Cementos Pacasmayo SAA (CPSAA), de las que este trabajo tomara como referencia.

Muestra

La muestra del estudio de investigación se basó en la producción y el nivel económico del Proyecto de Mina de carbón Alto Chicama.

3.3.3. Técnicas de recolección de datos

Técnica

Para sustentar el presente trabajo se hizo recopilación de información técnica secundaria, relacionada al título del proyecto, publicados en artículos, libros, tesis de grados, revistas, informes especializados, páginas de Internet relacionadas con la minería subterránea mecanizada.

Instrumento

Los instrumentos que se han utilizado en el presente estudio fue la hoja de registros de producción, reporte diario de operación, informes semanales y mensuales.

- **Hoja de registros de exploración:** Es una plantilla donde se reporta la exploración del tipo de mineral.
- **Reporte diario de operación:** Es una plantilla donde se reporta los trabajos diarios de avance en la exploración.
- **Informes semanales y mensuales:** Es la recolección de datos de trabajos diarios en la exploración.

Procedimientos de recolección de datos

Se describió y se desarrolló paso a paso los temas relacionados para conseguir un diseño y planeamiento de minado y permitió incrementar la producción diaria de la Mina de carbón Alto Chicama.. Los contenidos involucrados son:

3.3.4. Tratamiento de datos

Comparativo de método de explotación.

Se compara el método de explotación para la producción en tajeos y avances con respecto a los cuerpos de mineral del Proyecto la Banda.

3.3.5. Equipos

La selección de equipo minero debe ser estimada con gran cuidado ya que una decisión errada puede afectar de manera significativa los costos de producción y reducir el beneficio del proyecto o del plan de producción.

El proceso para la selección de un equipo minero está estructurado en los siguientes pasos:

- Selección del tipo de equipo requerido.
- Determinación del tamaño del equipo y cantidad.
- Tipo de especificaciones técnicas del equipo, tomando en cuenta tanto las consideraciones de operación como las condiciones de mantenimiento del equipo.

- Selección del fabricante del equipo minero.

Factores importantes que se deben tener en consideración para la selección de un equipo minero son los siguientes:

- Topografía.
- Condiciones geológicas y climatológicas.
- Dureza, abrasividad y grado de fracturamiento de mineral.
- Estructuras geológicas presentes en el yacimiento.
- La diferencia de elevación entre el sitio de carguío y la descarga de mineral y estéril.
- Drenaje.
- Alimentación de la planta.
- Ruta y distancia de transporte de estéril y mineral.
- Tonelaje a ser removido.

3.4. ASPECTOS GEOLÓGICOS

Según Patiño, E. (2002). Sistema de Información para Planeamiento de Producción Minera. En esta parte se define posición, cantidad y calidad del yacimiento en la cual se tiene como datos: perforaciones diamantinas, desarrollos de exploración, registro de ensayos y datos geológicos, levantamiento topográfico con uso de la computadora.

Esta información debe incluir el tamaño, longitud, potencia de las áreas a ser minadas, buzamiento de la veta o cuerpo mineralizado, estrechamiento o ensanchamiento de la mineralización. Contribución de estimaciones (reservas) en el área mineralizada y la presencia de las zonas de mineralización, de la ley mínima de explotación y relación de desmonte.

Según (Luis reyes rivera, 1968). El área estudiada corresponde a un sector de la parte septentrional de la Cordillera Occidental disectado por numerosos valles, entre los cuales destacan el Jequetepeque y el Chicama pertenecientes al sistema hidrográfico del Pacífico. Longitudinalmente, ésta cordillera está dividida por los valles interandinos de Cajamarca y Condebamba que convergen en el lugar denominado La Grama para formar el río Crisnejas, llevando sus aguas al Marañón, que a su vez es afluente del río Amazonas. Geomorfológicamente, presente, la secuencia más baja está representada por los clásticos del Grupo Mitu del Paleozoico superior, que en otros lugares descansan discordantemente sobre las filitas del Complejo del Marañón. Este grupo está cubierto por calizas Triásico-Liásicas del grupo Pucará. Posteriormente, durante el Titoniano y Neocomiano-Aptiano, en una cuenca de la parte occidental se depositaron cerca de 3,000 m. de sedimentos (Chicama-Farrat); en contraste con lo acontecido en la plataforma o Geoanticlinal del Marañón, donde sólo se han depositado 300 m. de clásticos continentales del grupo Goyllarisquizga. Desde el Albiano al Santoniano, la parte occidental recibió más de 2,000 m. de sedimentos calcáreos, mientras que en la parte oriental posteriormente sumergida, la sedimentación fue menor. La primera está relacionada con las formaciones Inca, Chúlec y Pariatambo (equivalentes a la formación Crisnejas del sector oriental), mientras que las formaciones Yumagual, Quilquiñán, Mujarrúm y Celendín son comunes en ambos sectores. En el Cretáceo tardío, ocurre el primer movimiento deformatorio del Ciclo Andino caracterizado por un levantamiento mayor de la zona de cuenca, dando lugar a una acumulación clástica rojiza sobre la plataforma y el resto de la cuenca (formación Chota). Este evento fue seguido durante el Terciario temprano, por el segundo y principal movimiento deformatorio del Ciclo Andino, el mismo que afectó a todas las formaciones de la cuenca dando lugar a las principales provincias estructurales. Después de un lao-clástica del grupo Calipuy y aparentemente por una ondulación superpuesta sobre la

serie cretácea anteriormente plegada con la misma dirección andina. Inmediatamente después, en los comienzos del Terciario medio, vino el emplazamiento de la mayoría de los cuerpos intrusivos del Batolito Andino.

A partir del Oligoceno y después de otro largo periodo de estabilización se formó la superficie de erosión “ Superficie Puna”, probablemente afectando en muchos lugares hasta el basamento y rocas intrusivas. En estas condiciones se inicia aparentemente en forma cíclica, el cuarto movimiento deformativo del Ciclo Andino (epirogenético), ocasionando superficies de erosión a diferentes niveles a partir del Mio-Plioceno. Estas superficies algunas veces fueron rellenadas por materiales volcánicos tardíos (volcánico Huambos) y por sedimentos lacustres en las cuencas continentales (formación Cajabamba). Finalmente, como subproducto de la glaciación plio-pleistocénica se acumuló por acción fluvial en las partes bajas, una serie de materiales fluvio-glaciares (formación Condebamba) y depósitos recientes en las innumerables lagunas que progresivamente han ido desaguándose. Estructuralmente, se ha reconocido la provincia de pliegues y sobreescurrecimientos y la provincia imbricada, afectando exclusivamente sedimentos jurásico-cretáceos; ellas implican transporte lateral del SO al NE de los sedimentos de la cuenca sobre el flanco del geoanticlinal del Marañón, despegadas aparentemente, de algún nivel de las lutitas Chicama. Las rocas intrusivas son generalmente cuerpos medianos de diorita-granodiorita y pequeños stocks de andesitas y dacitas porfiríticas a las cuales se relacionan los yacimientos de cobre diseminado. La mineralización se extiende por la parte occidental del área siguiendo una faja con contenido de zinc, plata, plomo, cobre, (Quiruvilca, Sayapullo, Paredones); en la parte oriental hay otra faja, que además de tener los elementos anteriormente citados, vienen acompañados de tungsteno y molibdeno (Pasto Bueno, Victoria, Tamboras, Huamachuco, Algamarca), finalmente, en la parte NE se tiene los pórfidos cupríferos de Michiquillay, Sorochuco y otros más al Norte, en la misma dirección. Los depósitos no metálicos están representados por carbón, arcillas, yeso, calizas, cuarcitas y tobas para la industria de la construcción.

3.4.1. Geología regional

El yacimiento hullífero, está ubicado en la franja septentrional de la Cordillera Occidental de los Andes, en el Noroeste del Perú. Presenta una morfología variada, resultado del intenso plegamiento y fallamiento, que han afectado al substrato Cretácico durante su evolución geológica, seguido de fuertes procesos de erosión-sedimentación, hasta configurar el paisaje

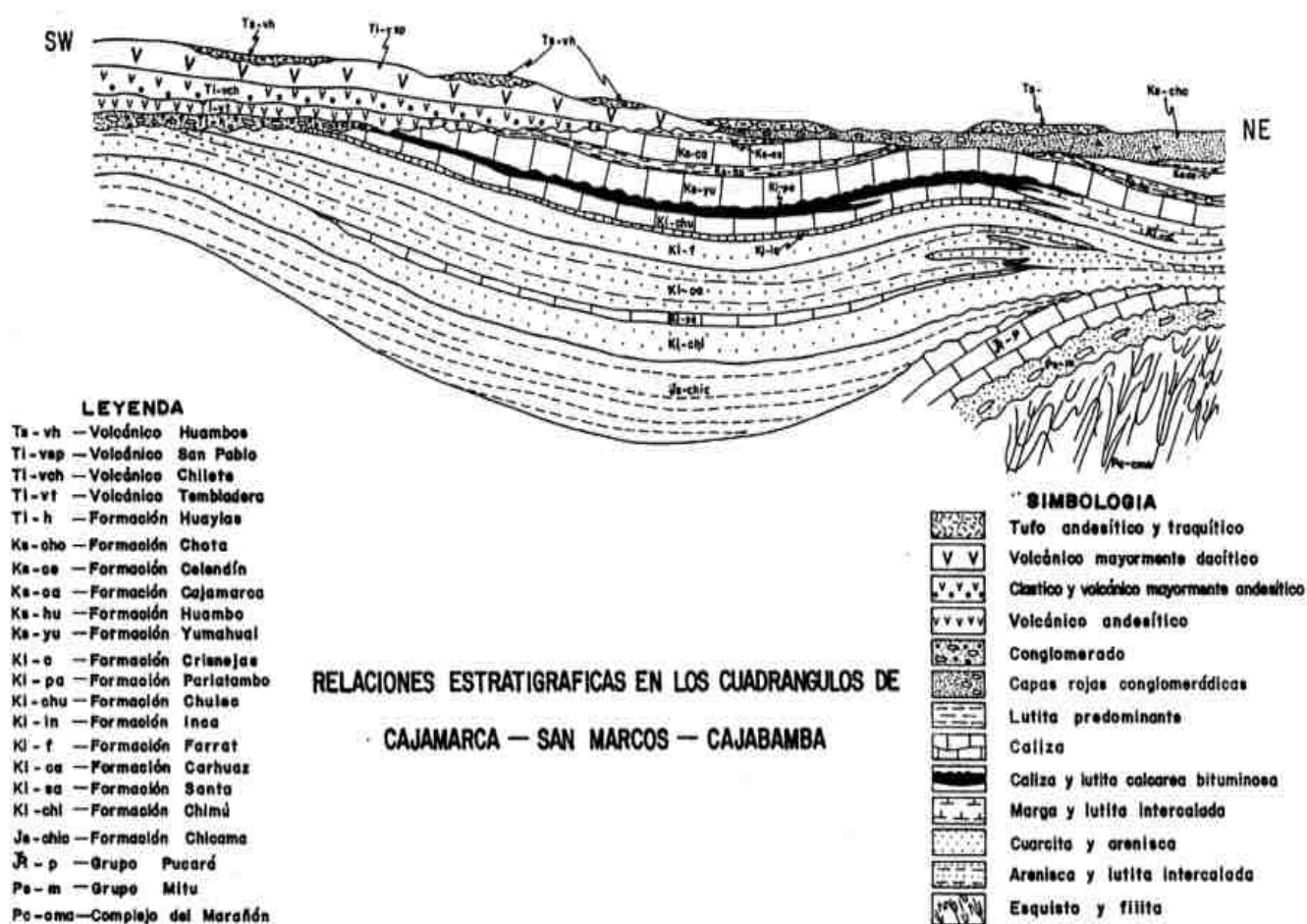
actual. Realizándose el mapeo Regional de todo el yacimiento carbonífero que comprende las concesiones de CPSAA en el sector, desde Huaranchal al norte hasta el sur en Coina .ver Anexo 01- lamina 02 Plano geológico regional concesiones CPSAA.

Estratigrafía

Las formaciones más antiguas del área están representadas por sedimentos de edad permotriásica, que afloran en la esquina NE del cuadrángulo de San Marcos y ocupan una extensión aproximada de 1 km². Sin embargo, su mayor desarrollo se ha distinguido en las zonas adyacentes. Sobreyaciendo a estos depósitos y ocupando el 70% del área se exponen rocas del Mesozoico correspondiendo el 25% a una cobertura cenozoica, constituida por rocas efusivas que en discordancia angular, descansan sobre los sedimentos anteriores. Finalmente, se distinguen delgadas fajas de lechos lacustres y suelos de edad cuaternaria. Aisladamente, nario dificulta la interpretación tectónica, prevaleciendo un ambiente continental de deposición. Mayormente, los sedimentos son fluviales y deltaicos, especialmente en la parte oriental donde son más delgados, presentando mayor grosor hacia el oeste. Las areniscas y cuarcitas en el límite plataforma-cuenca se interdigitan con las calizas y lutitas marinas de la formación Santa, la cual presenta algunos niveles con paraglauconias que sugieren un ambiente de corrientes en aguas salobres. Esta característica deposicional continúa con las lutitas, areniscas y cuarcitas de la formación Carhuaz, terminando en la parte superior con una predominancia de cuarcitas que conforman la formación Farrat. Esto sugiere que el sector de cuenca estuvo sometido a movimientos de subsidencia que diferenciaron cada vez al Geoanticlinal del Marañón de la cuenca occidental.

Es evidente que durante la deposición del grupo Goyllarisquizga, la cuenca siempre fue de un mar somero, donde el intercambio constante de aguas daba lugar a zonas bien oxigenadas. A medida que se hundía, era rellenada por materiales clásticos, de tal forma que se mantenían los mismos niveles. Por lo tanto, el área de sedimentación clástica que había tenido un largo periodo de aparente tranquilidad, fue en realidad de constante movimiento, dando como resultado una acumulación de cerca de 2,000 m. en la plataforma.

Figura 4.- Relaciones estratigraficas de los cuadrangulos CAJAMARCA-SAN MARCOS-CAJABAMBA



Fuente: Ingemmet (Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba).

Hasta el momento, no existe un estudio detallado sobre las direcciones de sedimentación ni las fuentes de alimentación; pero tentativamente se postula para el área estudiada, que los clastos fueron movidos del noroeste, norte y noreste hacia el sureste, sur y suroeste, respectivamente. Los afloramientos de sedimentos albianos, se caracterizan en cierto modo, por un cambio de facies del sector occidental al oriental, representado el primero por las formaciones Inca, Chulec y Pariatambo y el segundo por la formación Crisnejas. La delimitación de las dos facies para los efectos del mapeo, es arbitraria porque no se puede señalar donde termina y donde se inicia la segunda. En este trabajo, el límite de la formación Crisnejas ha sido desplazado más al oriente con respecto al trabajo de BENAVIDES (1956), quien la consideraba presente por el sector de Cajabamba, hacienda Jocos, nacientes del río Crisnejas, etc., lugares donde todavía ha sido posible diferenciar a las tres formaciones de la cuenca; ésto se debe a que a comienzos del

Albiano medio, el mar avanzó hacia la plataforma cubriéndola totalmente, de tal forma que la cuenca y la plataforma hundida se caracterizaban por ser mares poco profundos, de aguas bien oxigenadas ocasionando una sedimentación relativamente uniforme.

Grupo Mitu

Según Mitu (MC. LAUGHLIN, 1925). El Grupo Mitú aflora en el vértice noreste del cuadrángulo de San Marcos, ocupando una extensión aproximada de 1 Km². Rocas pertenecientes a este grupo se extienden fuera de los límites, tanto al sur como al noreste del área. El Grupo Mitu se presenta suprayaciendo (Foto 1), con discordancia angular, a los esquistos y filitas del Complejo del Marañón e infrayace con suave discordancia a las calizas del Grupo Pucará, aunque más al sur traslapa a formaciones más antiguas (WILSON, REYES, 1964). Litológicamente, consiste en intercalaciones de areniscas, limolitas, y conglomerados de coloración rojiza bien estratificados. Entre los guijarros del conglomerado se encuentran rodados de filitas verdosas, cantos de intrusivos y cuarzo en una matriz arenosa. Tiene un grosor variable, aún en distancias cortas, debido probablemente a que durante su deposición hubo movimientos tectónicos; sin embargo, se considera un máximo de 300 m. La composición litológica sugiere que el grupo corresponde a depósitos continentales deltaicos o a lagos de poca profundidad. Edad y Correlación.- En el área, el Grupo Mitu, yace discordantemente sobre el Complejo del Marañón y debajo del Grupo Pucará, este último perteneciente al TriásicoJurásico. Estas mismas relaciones también ocurren en otras áreas, por lo tanto, considerando las relaciones estratigráficas y similitud litológica locales de este depósito con las que exhibe en esas otras localidades, se le atribuye al grupo la misma edad que le fuera asignada en dichas áreas, o sea Permiano medio-superior (KUMMEL, 1950; WILSON, REYES, GARAYAR, 1967, etc.).

Grupo Pucará

El grupo Pucará presenta afloramientos restringidos dentro del área y yace con moderada discordancia sobre el Grupo Mitu e infrayace igualmente al Grupo Goyllarisquizga (Foto 1). Litológicamente, se compone de calizas paradas algo azuladas, bien estratificadas, macizas en la parte superior, duras y resistentes a la erosión formando grandes escarpas. Contienen sílice y nódulos silíceos. El Grupo Pucará representa una transgresión marina de ámbito regional, cuyos materiales fueron depositados a diferentes profundidades prevaleciendo un ambiente de reducción. Edad y Correlación.- Por ser el Grupo Pucará del área, la propagación de una secuencia litológica similar a la estudiada por WILSON, REYES y GARAYAR (1967) en

cuadrángulos adyacentes, se le asigna una edad Triásico-Jurásico inferior, cuyos afloramientos se extienden ampliamente a lo largo de los Andes del Norte y Centro del Perú.

Figura 5.-Cuadro de las Unidades Estratigráficas de la Geología Regional.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		
	CUATERNARIO	HOLOCENA	Dep. Fluviales, aluviales, lagunares y glacares		
CENOZOICO	CRETACEO	Inferior	Grupo Goyllaris-quizga	Fm. Farrat	Ki-Fa
				Fm. Carhuaz	Ki-Ca
Fm. Santa	Ki-Sa				
Fm. Chimú	Ki-Chim				
	JURÁSICO	Superior	Fm. Chicama	Js-Chic	

Fuente: Ingemmet (Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba).

3.4.2. Geológica local

En el sector se han reconocido en afloramientos la unidad Formación Chicama (Js-chic), Chimú (Ki-chi), Santa-Carhuaz, (Ki-sa, ca) siendo parte del flanco Este de un anticlinal, es en la formación Chimú donde se encuentran contenidas los mantos de carbón. Ver Anexo 01-Lamina 03 Plano geológico local mina La Banda.

Aspectos litológicos

Es importante mencionar que para esta fase inicial se realizaron mapeos geomecánicos a lo largo del eje del túnel donde se desea excavar por lo mismo que son materiales de cobertura (Q-al) y se realizaron toma de muestras de roca representativa geológicamente mapeada (Formación Chimú - Ki-Chi).

Distribución de discontinuidades

La geología local se compone de dos formaciones principales, la Formación Chicama y Formación Chimú. La litoestratigrafía de estas formaciones se describe a continuación:

Formación Chicama

Las rocas más antiguas del área son sedimentos clásticos marinos de la formación Chicama del Jurásico Superior, compuesta por lutitas negras, abigarradas, con presencia de pirita, óxidos de hierro y pizarras con venas de cuarzo; sobreyace a esta secuencia la formación Chimú. La secuencia de las lutitas de la formación Chicama se ubican en la parte central del anticlinal volcado.

Formación Chimú

La Formación Chimú, está constituido por cuarcitas blancas y areniscas cuarzosas con intercalaciones de sedimentos clásticos más fino. Una característica de esta unidad litoestratigráfica, es la sedimentación arenosa de litoral con estructuras con estratificación laminar, cruzada, ripplemark, que infieren que esta formación fue de un medio de facies de plataforma de delta.

- Se puede diferenciar una secuencia de areniscas con estratos delgados intercalados con lutitas en la base de la formación Chimú y otra secuencia de areniscas de estratos delgados a medianos con granulometría media a gruesa, donde se encuentran los mantos de carbón. Esta secuencia estrato-grano decreciente, pertenece a facies deltaicas.

La formación Chimú tiene un espesor de unidad en el sector La Banda de aproximadamente 400m, donde las estructuras de carbón se ha identificado en el miembro inferior de la formación.

De acuerdo al mapeo geológico se determinaron las áreas donde ocurren los mantos de carbón, basándose en los estratos guía donde se determinó e infirió espesor, longitud, fallamientos, características de los estratos y carbones, para ello se realizaron trabajos en campo, travels y secciones en Características de los mantos de carbón.

Los mantos de carbón afloran en el sector La Banda, en toda su extensión los mantos de carbón son irregulares, se angostan y en algunos tramos el grosor aumenta. El carbón es de tipo antracítico, cuya granulometría va desde grano fino hasta bloques duros y compactos.

Los 3 mantos que afloran en el sector siguen una dirección NW-SE, sub verticales con buzamiento promedio de 40° - 80° NE. Ver Figura 4.

Figura 6.-Manto sub-vertical, buzamiento 75° NE, antigua labor artesanal (Sector la Banda).



Fuente: Elaboración propia.

El espesor de los mantos de carbón es en promedio de 2 a 2.5 m. identificado en una antigua labor minera artesanal en el sector La Banda, donde se realizaron levantamientos, reconocimiento y toma de muestras, determinando el ancho de estructura de carbón

De acuerdo a su rango, se ha clasificado el carbón como antracita, con buenos valores de poder calorífico, el carbón se presenta de forma compacta, dura, granulada, pulverulenta de color negro y brillante.

En el contacto de los mantos de carbón tanto en el techo de la estructura como en el piso hay pequeños estratos de pizarras, niveles de areniscas, así como estructuras estériles (caballos),

dentro de los mantos de carbón de 10 a 30 cm. Se realizó el levantamiento topográfico y geológico de una labor artesanal en el sector La Banda.

Se identificó el ancho de la estructura y características geológicas dentro de la labor, realizándose el muestreo de carbón (Figura 4), según la secuencia estratigráfica en el sector, la serie productiva de carbón sería de 280 m. aproximadamente, por correlación estratigráfica en otros sectores del yacimiento carbonífero.

Figura 7.-Vista del sector la banda y zona de influencia del proyecto.



Fuente: Elaboración propia.

El Túnel Cx. 2080 tiene el objetivo de verificar las estructuras (mantos de carbón), fallas y determinar las distancias apropiadas para nuestra planificación a futuro de las actividades de desarrollo y/o explotación. “Sección longitudinal La Banda” se observa el proyecto de exploración del Túnel Cx 2080.

3.4.3. Geología Económica

En los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba existen ocurrencias de depósitos minerales metálicos y no metálicos, distribuidos indistintamente en rocas sedimentarias, volcánicas e intrusivas. Los primeros, están relacionados con mineralización de Pb, Ag, Zn, Cu, Au, Mo y los segundos con mantos de carbón, arcillas y rocas para la industria del cemento

y la construcción. La presencia de yacimientos metálicos dentro del área, en cierto modo representa la prolongación septentrional de fajas o zonas mineralizadas más o menos conocidas al sur del área trabajada; pero también aparece un nuevo tipo de mineralización: cobres porfiríticos, casos de Michiquillay, Sorochuco y otros más al norte. La faja mineralizada de la Cordillera Negra se prolonga hacia el norte y penetra al área estudiada por el sector de Quiruvilca y Salpo, continuándose a Sayapullo y Paredones (Chilete). Las rocas huéspedes son los volcánicos del Grupo Calipuy en la parte superior y secuencias sedimentarias del Cretáceo en la parte inferior, ocurriendo la mineralización en vetas como relleno de fracturas, con contenido de Pb, Ag, Cu, Zn y en segundo término Au y Sb en ganga de cuarzo. Más al este se observa una prolongación de la mineralización del lado oriental de la Cordillera Blanca, que ingresa al área por la zona de Pasto Bueno, Tamboras y La Victoria, continuando con los depósitos de los alrededores de Huamachuco, Algamarca y cateos de los cerros La Cárcel, Cuaytas y Hualaco, los que se caracterizan porque, además de tener Pb, Ag, Zn y Cu contienen W. Finalmente, en el sector nororiental aparece una disseminación de cobre en pórfidos dacíticos-andesíticos, que partiendo de los sectores de la Encañada, Michiquillay, Calconga, Sorochuco y Celendín, se prolonga por el norte hacia Hualgayoc, Santa Cruz y Cutervo, conteniendo W como mineral accesorio. Los afloramientos del Grupo Calipuy son muy importantes porque tienen sectores con fuerte piritización y halos de limonitización, como es el caso de la parte este y oeste de Quiruvilca en la laguna El Toro. También en el sector de Guzmango, incluyendo el cerro Amanchalo, aflora una complejidad de stocks de andesitas y dacitas porfiríticas que intruyen a gruesos bancos de brecha volcánica silicificándolos, y en los que a simple vista se destaca una notable disseminación de pirita. En muestras de diferentes lugares se ha encontrado granos anhedrales y subhedrales de pirita (FeS_2), en menor proporción ilmenita y magnetita. Dentro de la probable disseminación de cobre en pórfidos, debe tomarse en cuenta el stock del caserío de Calconga, cuyo afloramiento se observa a lo largo de 2 km. de largo, por uno de ancho y una altura mínima de 200 m. El caserío de Calconga se emplaza en el lado suroccidental de este cuerpo y a 8 km. de Michiquillay, aproximadamente. Existe también un afloramiento de pórfidos en la trocha que va a la hacienda Huagal, a la altura de los cerros Magante, que muestra alteraciones en las partes bajas de algunos stocks y en el corte de la carretera entre Agua Blanca y Los Pozos.

Depósitos No Metálicos

Carbón Regionalmente se conoce que en las cuarcitas del nivel inferior de la formación Chimú, se intercalan mantos de carbón. También se ha observado delgados lechos carbonosos en las formaciones Carhuaz y Cajabamba en las cercanías de la hacienda Jocos y El Azufre, respectivamente. Los mantos de Callacullán, Yanahuanca y La Victoria son explotados por la Compañía Minera Quiruvilca y el lado occidental del cerro Huaylillas por la Compañía Minera Pasto Bueno, pero mayormente son utilizados por los habitantes de la región para usos domésticos y de herrería y en pequeña escala son llevados a la Costa. Generalmente, el carbón es bituminoso sub-antracítico, de color negro lustroso y vítreo, de fractura concoidea, mantos de carbón afloran también en los cerros Derrumbe Blanco (Huamachuco) y Shogo-Orco al oeste de la hacienda Jocos (Cajabamba), cerca a la confluencia de la quebrada Huayanay con el río Muyoc al norte de San Marcos y al este de la hacienda Sondor (Matara) en el anticlinal de los baños de Yumagual (Cajamarca), con espesores que varían de 0.60 a 1.30 m. Existen también afloramientos de carbón en los cerros Andaloy y Palto, al este de San Benito, y en las cercanías de Santa Eulalia y Cascas, en el corte de la carretera que une la hacienda Salagual con el cerro Chilca. Finalmente, entre otros, hay varios mantos de carbón en los alrededores de Coína, hacienda Capachique y al oeste de Huaranchal. Evidentemente, el plegamiento ha modificado los mantos de carbón, convirtiéndolo algunas veces en polvo (cisco) y colocado a otros en posiciones difíciles de explotar. Sin embargo, quedan ciertos lugares con muy buenas posibilidades para su extracción.

3.4.4. Geología minera

Para efectos del proyecto, y para la estimación se ha utilizado los valores límites de una geología marcada en la zona de La Banda así también como la presencia de minería informal, la cual en cierto modo nos ha dado información de las características de los mantos carboníferos.

En una etapa inicial se ha considerado la estimación de recursos de los 3 primeros mantos carboníferos (desde la cota 2020 hasta la superficie) en una extensión de 440 metros denominada Zona Norte, teniendo en cuenta el castigo de estos recursos por: la geología, geoquímica del carbón y la minería informal en la zona.

En este informe se está considerando la continuación de los 3 primeros mantos de cota inferior (desde la cota 1930 a la cota 2020), y de un cuarto manto de carbón inferido en el Zona Norte como estimación de recurso potencial de carbón.

Así también como la expansión hacia el sur, nombrada como Zona sur, con una extensión de 300 metros siguiendo las trazas de los 4 mantos en superficie, como estimación de recurso potencial de carbón.

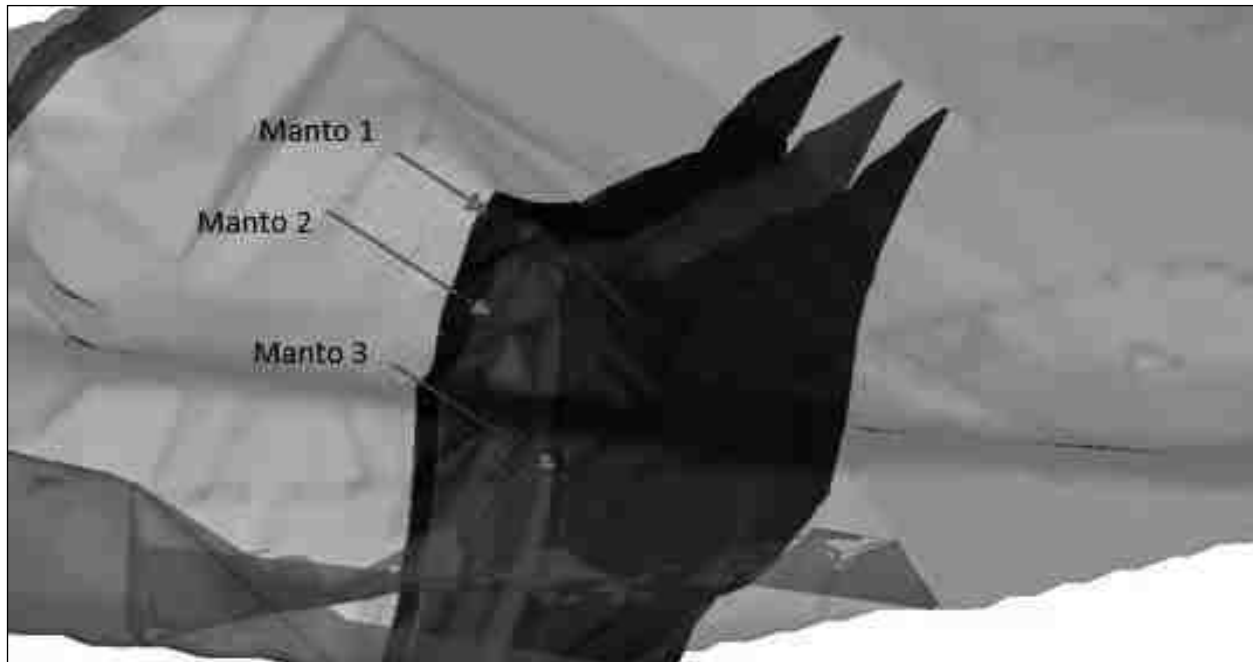
La Figura 8 muestra el sector la Banda con las zonas norte y sur, y la Figura 9 muestran una vista isométrica del yacimiento.

Figura 8.- Imagen satelital, con las trazas de los mantos de carbón en superficie, indicando la Zona Norte y Zona sur en el sector La Banda.



Fuente: departamento de geología proyecto La Banda.

Figura 9.-Vista isométrica del yacimiento con los 3 Mantos de carboníferos (primera etapa de estudio).



Fuente: departamento de geología proyecto La Banda.

3.4.5. Cálculos de Recursos y Reservas

ALS CHEMEX Canadá (2014), Se define una reserva mineral como "La parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado que demuestra al menos un estudio de viabilidad preliminar". Este estudio debe incluir información adecuada de extracción, procesamiento, factores metalúrgicos, económicos y de otro tipo que demuestren, en el momento de presentación de informes, que la extracción económica se puede justificar. Una reserva mineral incluye dilución y provisiones por pérdidas que puedan ocurrir al extraer el material. Por lo tanto nuestro yacimiento está en la categoría de recursos.

En el sector se ha realizado diversos trabajos geológicos como, cartografiado geológico, muestreos geoquímicos, levantamiento geológico de labores subterráneas de minería informal presente en la zona.

Se realizaron análisis en laboratorio de las muestras obtenidas de carbón, clasificándolo como Carbón Antracita, con un rango de poder calorífico entre 6500-7200 kcal/kg y con una densidad del carbón de 1.66 TM/m³.

Para esta primera etapa se ha estimado los siguientes Recursos: (Tabla N° 4)

Tabla 4.-Recursos de La Banda (Zona Norte)

Manto	Profundidad superficie	Recursos (TM)
1	Desde la cota 2020 a superficie	129,906
2	Desde la cota 2020 a superficie	146,226
3	Desde la cota 2020 a superficie	192,721
Total		*468,853

Fuente: departamento de geología proyecto La Banda.

* Las 468,853 (TM), es el resultado del castigo del 40% al recurso inicial de 781,241 (TM), de los 3 primeros mantos, este castigo se ajusta a diferentes factores geológicos tales como, la geológica local y regional, la geoquímica del carbón y de la minería informal, presentes en la zona.

Consideraciones

En el cálculo de las reservas se tuvo en consideración una densidad para el carbón de 1.66 g/cc además, se ha asumido un ancho constante de 2m de potencia y calidad de carbón explotable en todo el yacimiento.

El proyecto abarca una franja de extensión de 440 metros en sentido longitudinal (De Norte a Sur) a los mantos en el sector “La Banda”. Hay que considerar que existe un recurso potencial de carbón a explotar hacia el lado sur de nuestra área de trabajo, con una extensión longitudinal de 300 metros.

Conclusiones

- El resultado del laboratorio promedio de las muestras de carbón realizado en el sector La Banda es de:

Humedad %	Volátiles %	Cenizas %	Carbón Fijo %	Azufre %	kcal/kg
7.66	4.68	10.76	76.90	0.63	6484.50

- Se han reconocido 3 mantos principales y con la labor de exploración en el nivel 2080m determinaremos la presencia de otros mantos económicos; sin embargo debido a la correlación en las concesiones San Marcos RQ y El Diamante (Huaranchal), se puede considerar un cuarto manto económico.

Recomendaciones

- Para el reconocimiento de los mantos es necesario iniciar la exploración en el nivel 2080, además de efectuar sondajes diamantinos, inclinados o piques para determinar en longitud y en profundidad a cota 1930 m.s.n.m el potencial estimado.

3.4.6. Características geomecánicas

Antecedentes geomecánicas:

Se ha elaborado un estudio geomecánico según rangos obtenido de minas con características similares, teniendo como inputs los datos geotécnicos de las labores encontradas (labores abandonadas). Esta información sirve de guía para la selección de métodos de minado y diseño de tajeos para el presente estudio de factibilidad. La roca característica en la zona de estudio está constituida por paquetes gruesos de cuarcitas y areniscas con intercalaciones de lechos de lutitas pizarrosa y mantos de carbón, cuyo número, espesor y calidad varía de un lugar a otro. Secuencia intercalada de lutitas, limolitas y areniscas, mientras que el grosor de los estratos va desde laminar a grueso y el color es el gris, aunque algunos estratos de lutitas son de color negro.

El área de estudio la mayoría de las rocas que constituyen son de baja permeabilidad, se evaluó el nivel del agua en el entorno del área de explotación mediante sondajes eléctricos verticales que se realizaron en el sector de Chuquizongo (realizado por consultora BISA) no se encontró hasta el nivel 2080 m.s.n.m. Material muy permeable saturado de agua, esto quiere decir que no hay evidencias del nivel freático hasta ese nivel.

Según el mapa de regionalización sismo tectónica, el área en estudio se localiza en la Zona 3, en el cual se registran posibles magnitudes de $M = 9,0$ de Richter produciendo una máxima aceleración horizontal promedio de $0,54g$, sin embargo para los análisis pseudo-estáticos, en labores de avance túneles, cruceros y rampas fueron efectuados utilizando un coeficiente sísmico horizontal de $0,12$, lo cual representa el 50% de la aceleración de tierra pico (PGA) del evento sísmico con un tiempo de retorno de 200 años, considerando labores temporales $(0,24)$.

Para el Zoneamiento geomecánico se usó el Método de Bieniawski Clasificación Geomecánica o valoración de la masa rocosa RMR (Rock Mass Rating, aplicable a la estimación del sostenimiento, al tiempo de auto sostenimiento y los parámetros de resistencia de la masa rocosa.

El análisis de estabilidad se realizó empleando el programa computacional PHASES2, versión 8.0 (Rocscience, 2011). Cuyo modelo emplea el algoritmo de elementos finitos y elementos de contorno, Cabe destacar que adicionalmente el método de Phases determina el factor de seguridad teniendo en cuenta el cálculo de las curvas características del terreno vs la curva característica del sostenimiento a emplearse para su estabilización de las deformaciones de contorno de la labor.

El análisis se llevó a cabo mediante el método de Hoek Brown para el análisis de macizo rocoso y el Mohr Coulomb para material coluvial y relleno detrítico. Se realizó el análisis en dos secciones consideradas críticas para la estabilidad (túnel 2080 debajo de material coluvial, el Cx 2080 y tajos en Roca competente.

En función a los modelamientos anteriormente realizados podemos afirmar que la fortificación adecuada para garantizar la estabilidad de los túneles, son las Cimbras $8'' \times 5 \frac{1}{4}''$ WF + Spiling Bar con Grouting en caso del túnel principal de 2080 ($4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$). Y para los Cruceros y la rampa principal de ($4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$) más que suficiente el uso de pernos de 19mm cementados o con resinas y con mallas electro soldadas en las intersecciones entre labores.

Los tipos de sostenimientos para estabilizar el Macizo Rocosos en el tramo de 58m de depósito cuaternario será con Cimbras tipo "H" de 20Lb/pie con espaciamiento de 1.0-1.5m. Este diseño está contemplado también a los métodos empíricos de la Teoría de Tersaghi y correlacionando con el ancho del túnel a excavarse: $4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$, $3 \text{ m} \times 3 \text{ m}$ y $2.7 \text{ m} \times 2.7 \text{ m}$ respectivamente.

3.4.6.1. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Cementos Pacasmayo S.A.A. (CPSAA) ha realizado los diseños y análisis de estabilidad física de las labores a desarrollar en la preparación y explotación del Proyecto de carbón Alto Chicama (Túnel principal de 4 m x 4 m, Crucero 2080 de 3 m x 3 m Rampa 4 m x 4 m, Galerías 3 m x 3 m y la explotación de los tajos mediante el método sub level stoping), con el propósito de determinar el tipo de sostenimiento más estable y poder realizar la preparación y desarrollo y explotación de los mantos de carbón proyectada geológicamente que se encuentran perpendicularmente a los cruceros.

Fase 1: corresponde al “Estudio de Diseño y Estabilidad Física de los túneles, cruceros, rampas, galerías y tajos con el método de explotación sub level stoping (con y sin relleno) sin y con sostenimiento.

Fase 2: corresponde al “Diseño de la fortificación recomendada para garantizar la estabilidad de las labores subterráneas, validación de la estabilidad de la mina usando el tipo de relleno planeado y el sostenimiento recomendado para las rampas cruceros y galerías.

Para el desarrollo de las Fases mencionados, se realizaron las siguientes actividades, las mismas que son expuestas en este documento:

- Visita técnica a la zona en estudio, recolección de muestras de roca a excavarse con los túneles de explotación.
- Análisis de Laboratorio de Mecánica de Rocas.
- Evaluación de estabilidad física de los Túneles, Rampas, Cruceros, Galerías y Tajos.

Diseño de ingeniería de detalle de la fortificación a instalarse, secuencia de minado considerando la estabilidad del macizo rocoso.

3.4.6.2. Caracterización y geomecánica del macizo rocoso

(Geotécnica, 2003), Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. El término “macizo rocoso” se refiere al conjunto de uno o varios tipos de rocas atravesados por planos de discontinuidad en el que se inserta la obra de ingeniería o la mina. Su caracterización requiere el conocimiento de los siguientes parámetros:

- Resistencia y comportamiento de la roca.
- Familias de discontinuidades existentes.
- Espaciado de los planos de discontinuidad y fracturación del macizo.
- Caracteres geomecánicas de las discontinuidades: continuidad, rugosidad, separación y resistencia de los labios, meteorización y relleno.
- Condiciones del agua en las juntas.
- Tensiones in situ, naturales o inducidas.
- Alteraciones producidas en el macizo rocoso por las excavaciones.
- Los métodos de clasificación geotécnica más empleados en minería a rajo abierto son los de Hoek et al. (1995) y de Bieniawski (1989).

3.4.7. Aspectos hidrogeológicos

En las estructuras litológicas se tiene presencia de goteos y humedades en los mantos de carbón y en las paredes de la roca caja que favorece las condiciones de seguridad para la perforación del túnel. No existen aguas subterráneas confinadas a presión en el área de los actuales estudios.

Se evaluó el nivel del agua en el entorno del Área de Explotación mediante Sondajes Eléctricos Verticales que se realizaron en el Sector de Chuquizongo (realizado por consultora BISA) no se encontró hasta el nivel 2080 m.s.n.m. Material muy permeable saturado de Agua, esto quiere decir que no hay evidencias del Nivel Freático hasta ese nivel.

- Se ubicaron dentro del Área de Exploración 05 puntos de Estación para Sondajes Eléctricos Verticales: SEV-1-CH, SEV-2-CH, SEV-3-CH, SEV-4-CH, SEV-5-CH.

Figura 10.-Ubicación de estaciones de sondaje geofísico SEV.



Fuente: Departamento topografía de Proyecto la Banda.

Se realizaron dos Perfiles Geoelectricos A-A' y B-B' donde determino (consultora BISA) 04 tipos de materiales existentes:

- Depósitos Cuaternarios resientes de arenas con gravas.
- Material de arenas con limos y bolonerias con gravas en estado seco.
- Material conductivo con probable niveles de carbón y/o roca muy alterada.
- Roca sedimentaria poco alterada.

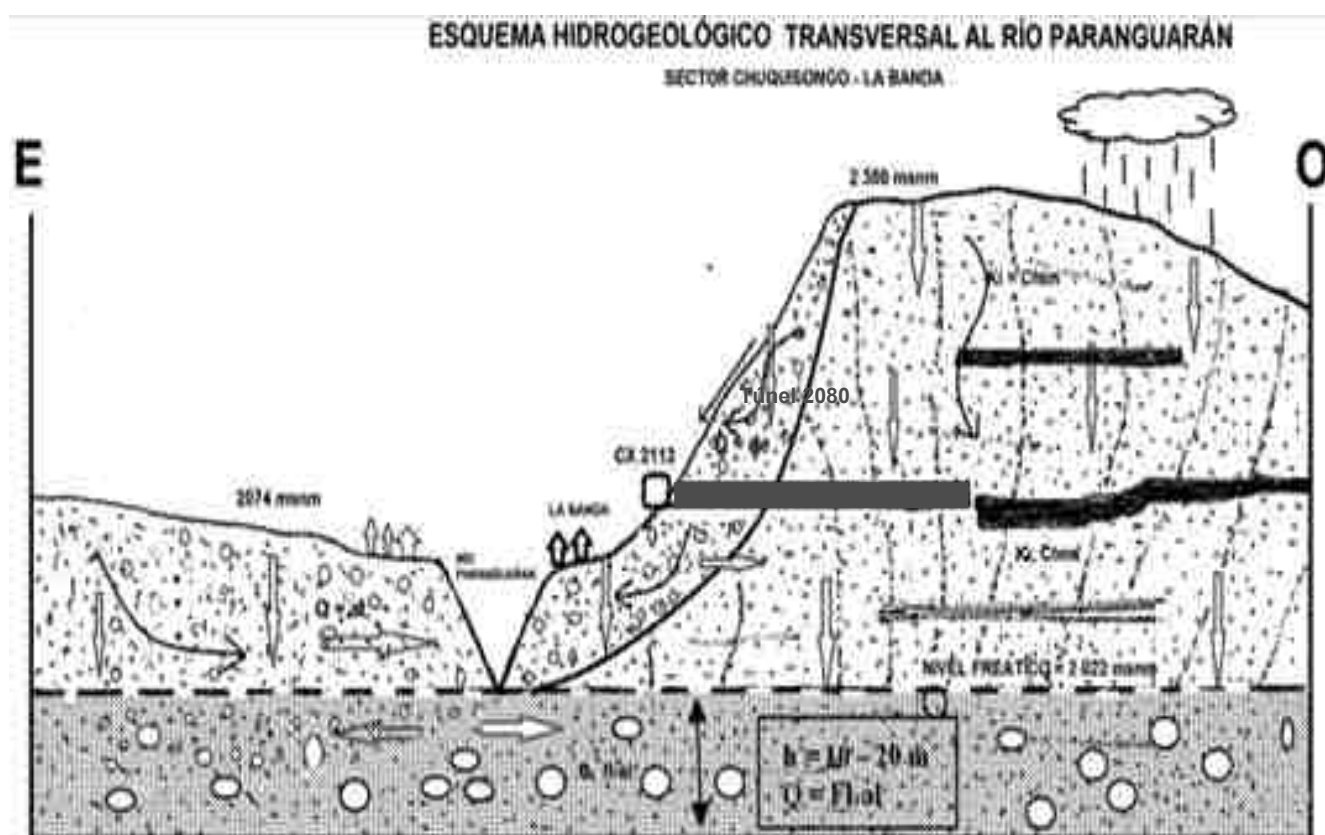
Los depósitos sedimentarios depositados en las cubetas conformadas por los afloramientos de la Formación Chimú de espesor desconocido; pero estimado en aproximadamente $\pm 15-20$ m de potencia, están saturados desde el nivel del cauce del río Parangurán. La base del depósito sedimentario del lado oeste del afloramiento mineralizado está la Formación Chicama, de acuerdo al mapeo geológico local (Ver Figura 11-12, respectivamente).

La alimentación de estos depósitos sedimentarios está asegurada por el río Parangurán, las precipitaciones pluviales y el sistema de riego de las parcelas de cultivo. No existe conexión

hidráulica entre la Formación Chimú y el acuífero sedimentario al nivel donde están ubicadas las labores mineras artesanales.

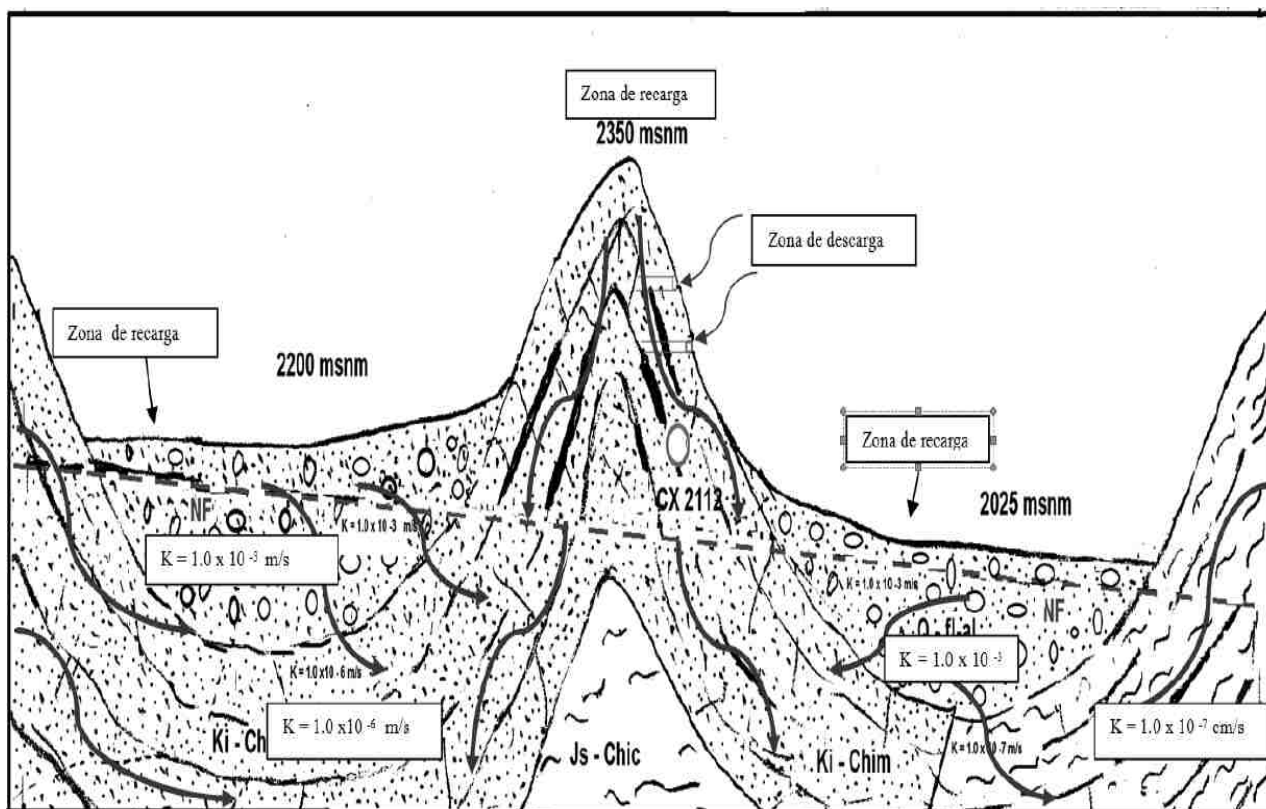
La Figura 11, muestra el sentido de escurrimiento de las aguas subterráneas en los diferentes medios y la posición de las aguas subterráneas en el medio sedimentario. La Figura 12, muestra el diagrama del modelo conceptual de las aguas subterráneas en la Zona de exploración Chuquizongo.

Figura 11.- El sentido de escurrimiento de las aguas subterráneas.



Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

Figura 12.-Modelo esquemático del comportamiento de las Aguas Subterráneas




Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

3.4.7.1. Características geomecánicas (Dominios) de la roca a excavar

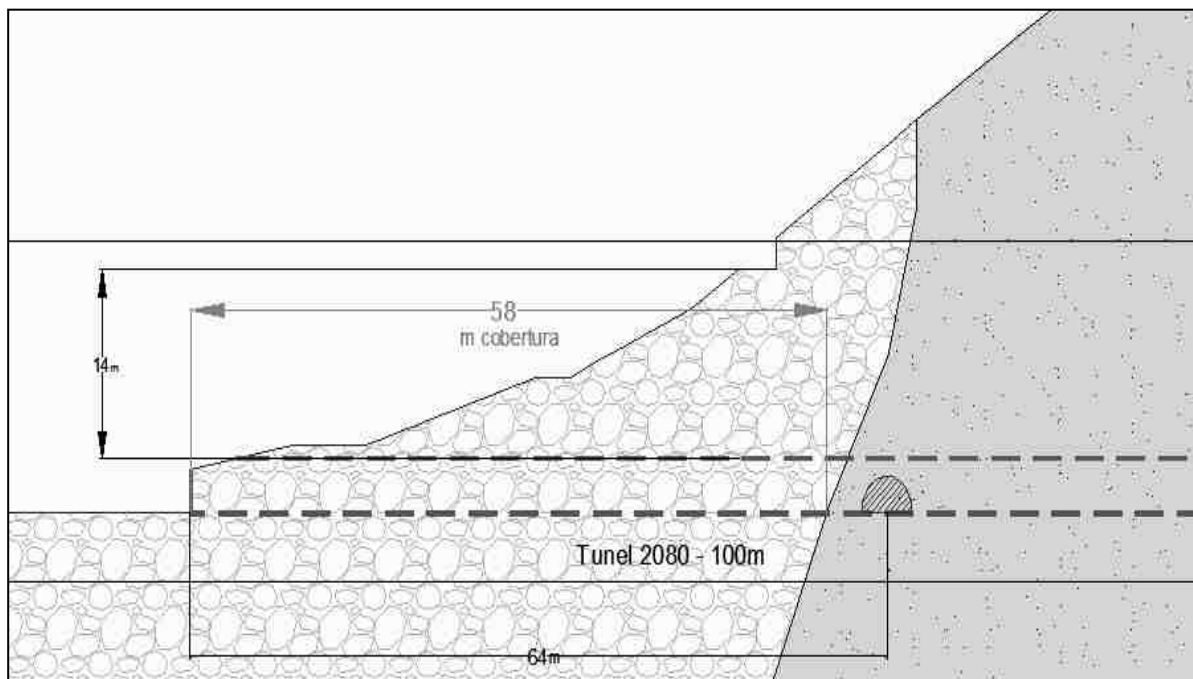
Se determinó mediante la sección geológica C-C', que la distancia longitudinal desde el punto de la Boca mina tendrá unos 58m aproximadamente de cobertura (depósitos Cuaternarios) hasta cortar la roca arenisca de la Formación Chimu con 14 m de encampane. Las propiedades geotécnicas de este material son informaciones utilizadas en base a estudios similares.

Tabla 5.-Propiedades Geotécnicas.

Material Name	Color	Initial Element Loading	Unit Weight (MN/m ³)	Elastic Type	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Failure Criterion	Material Type	Tensile Strength (MPa)	Friction Angle (peak) (deg)	Cohesion (peak) (MPa)	Piezo Line	Ru
Q-al		Field Stress and Body Force	0.018	Isotropic	1000	0.2	Mohr Coulomb	Elastic	0	30	0.1	None	0

Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

Figura 13.-Perfil geológico con respecto a la excavación de los túneles.



Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

Las propiedades geomecánicas de las rocas (formación Chimú), se obtuvo a través de los mapeos de campo de algunas afloraciones en el eje del túnel y resultados del análisis de laboratorio de mecánica de rocas en la Universidad Nacional de Ingeniería.

Tabla 6.-Propiedades Geomecánicas.

Material Name	Color	Initial Element Loading	Elastic Type	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Failure Criterion	Material Type	Tensile Strength (MPa)	Friction Angle (peak) (deg)	Cohesion (peak) (MPa)	Intact Compressive Strength (MPa)	mb (peak)	s (peak)	Phi b	Air Entry (MPa)	Permeability Function	Soil Type	Ks (m/s)
Ki-Chim		Field Stress Only	Isotropic	26060	0.3	Hoek-Brown	Elastic				203	20.511	0.8007			Simple	General	1e-007
Js-Chi		Field Stress Only	Isotropic	26060	0.23	Hoek-Brown	Elastic				186	15.414	0.3293			Simple	General	1e-006
Q-al		Field Stress Only	Isotropic	2500	0.2	Mohr Coulomb	Elastic	0	35	4.5				0	0	Simple	General	0.001

Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

3.4.7.2. Zonamiento geomecánico.

Para el Zonamiento geomecánico se usó el Método de Bieniawski Clasificación Geomecánica o valoración de la masa rocosa RMR (Rock Mass Rating), aplicable a la estimación del sostenimiento, al tiempo de auto sostenimiento y los parámetros de resistencia de la masa rocosa.

Tabla 7.- Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR (Según Bieniawski, 1989).

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES							
Parámetro		Rango de valores					
1	Resistencia de la roca intacta	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial	
	Resistencia compresiva uniaxial	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa 1 - 5 MPa < 1 MPa	
	Valoración	15	12	7	4	2 1 0	
2	Calidad de lasqto de perforación RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%	
	Valoración	20	17	13	8	3	
3	Espaciamiento de discontinuidades	> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm	
	Valoración	20	15	10	8	5	
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas no continuas Cerradas, sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeramente rugosas Apertura < 1 mm Paredes ligeramente interpenetradas	Superficies ligeramente rugosas Aperturas < 1 mm Paredes alternamente interpenetradas	Espejo de falla o juntas < 5 mm de espesor Apertura de 1 - 5 mm Juntas continuas	Paredes sanas > 5 mm de espesor o apertura > 1 mm Juntas continuas	
		Valoración	30	25	20	10	0
5	Agua subterránea	Flujo por 15 m de longitud de túnel (litro)	Neguro	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125
		Presión de agua / principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5
	Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Gotico	Fujo	
	Valoración	15	10	7	4	0	

B. AJUSTE DE LA VALORACIÓN POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES (Ver F)						
Parámetro		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valoraciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	

C. CLASE DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES					
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Número de clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS					
Número de clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15 m	1 año span 10 m	1 semana span 5 m	10 hrs span 2.5 m	20 minutos span 1 m
Calificación de la masa rocosa MPa	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Ángulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					
Longitud de discontinuidades (persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Valoración	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeram. rugosa	Lisa	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave > 5 mm
Valoración	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperiz.	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0
F. EFECTO DE LA ORIENTACION Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA					
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Avance con el buzam. Buzam. 45 - 90°	Avance con el buzam. Buzam. 20 - 45°		Buzamiento 45 - 90°	Buzamiento 20 - 45°	
Muy favorable	Favorable		Muy desfavorable	Moderado	
Avance contra el buzam. Buzam. 45 - 90°	Avance contra el buzam. Buzam. 20 - 45°		Buzamiento 0 - 20°, independiente del rumbo		
Moderado	Desfavorable		Moderado		

Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

Según la clasificación geomecánica de Bieniawski se realizó el zoneamiento geomecánico diferenciándose cinco tipos de roca con RMR que varían desde:

RMR < 20 como roca muy mala descrito con el color rojo, RMR : 20 - 40 como roca mala de color anaranjado, RMR : 40 - 50 como roca regular de color amarillo, RMR : 50 - 70 roca buena de color verde Green, RMR : 70 - 90 roca muy buena de color característico verde, como se describe en los planos de zoneamiento geomecánicos (ver anexo 1 lamina 06-A).

El nivel principal Túnel 2080 debajo del material coluvial con RMR de 20-40, se llevara con Cimbras metálicas diseñadas para tal fin siendo esta una labor permanente ver anexo 1 lamina.

Las labores de explotación tajos se realizaran mediante el método de sub level stoping, con relleno detrítico para garantizar la estabilidad del macizo rocoso de acuerdo al análisis global de estabilidad realizada.

3.4.7.3. Evaluación de estabilidad

Como parte de la realización del estudio, se realizó el análisis de estabilidad física bajo las condiciones estáticas y sísmicas (pseudo-estáticas) de los túneles de exploración como primer análisis, posteriormente también se realizo el análisis de estabilidad global de los tajos con y sin relleno detrítico. A continuación se presenta la metodología, los parámetros geotécnicos utilizados, las condiciones sísmicas consideradas y los resultados del análisis de estabilidad.

- **Metodología:** El análisis de estabilidad se realizó empleando el programa computacional PHASES2, versión 8.0 (Rocscience, 2011). Cuyo modelo emplea el algoritmo

de elementos finitos y elementos de contorno, Cabe destacar que adicionalmente el método de Phases determina el factor de seguridad teniendo en cuenta el cálculo de las curvas características del terreno vs la curva característica del sostenimiento a emplearse para su estabilización de las deformaciones de contorno de la labor. El “factor de seguridad” dividiendo todos los esfuerzos actuantes con la resistencia cortante disponible de la roca. Consecuentemente, el factor de seguridad indica el porcentaje en que la resistencia al corte disponible excede, o no alcanza, la resistencia requerida para mantener el equilibrio. Por lo tanto, los factores de seguridad mayores a 1.0 indican estabilidad y los menores a 1.0 indican inestabilidad, mientras a mayor diferencia matemática entre un factor de seguridad 1.0, mayor será el “margen de seguridad” (para factores de seguridad que exceden 1.0), o la más extrema posibilidad de falla (para factores de seguridad menores a 1.0). El análisis se llevó a cabo mediante el método de Hoek Brown para el análisis de macizo rocoso y el Mohr Coulomb para material coluvial y relleno detrítico. Se realizó el análisis en dos secciones consideradas críticas para la estabilidad (túnel 2080 debajo de material coluvial, el Cx 2080 y tajos en Roca competente. Los factores de seguridad mínimos utilizados para los análisis de estabilidad fueron desarrollados en base a los criterios de estabilidad (Estudios varios para túneles). Los factores de seguridad (FS) mínimos requeridos para satisfacer las condiciones estáticas y pseudo-estáticas utilizadas en este estudio son:

- Mínimo factor de seguridad estático igual a 1.3; y
- Mínimo factor de seguridad pseudo-estático igual a 1.0.

3.4.7.4. Condiciones Sísmicas de Análisis

El Perú pertenece a una de las regiones de gran actividad sísmica conocida como el Circulo de Fuego del Pacífico donde han ocurrido más del 80% de los eventos sísmicos en el mundo. El marco tectónico regional a mayor escala está gobernado por la interacción de la placa de Nazca y la placa sudamericana. Esta vulnerabilidad sísmica del Perú hace necesario la evaluación del riesgo sísmico en el área del Proyecto Carbón Alto Chicama, relacionada con la respuesta estructural.

Los sismos de la zona de subducción de la costa (sismos intraplaca) que ocurren en la zona misma son potencialmente los más peligrosos. Con respecto a fallas activas relacionadas con el área del proyecto, solo se han identificado fallas a distancias mayores. Algunas como la falla activa de Huaytapallana y Quiches, representan fuentes continentales donde se generan sismos fuertes y poco profundos. De acuerdo a lo propuesto por la Nueva Norma de Diseño Sismo resistente

E.030, del Reglamento Nacional de Edificaciones (junio – 2006), en el territorio peruano se han establecido diversas zonas sísmicas, las cuales presentan diferentes características de acuerdo a la mayor o menor ocurrencia de sismos

Según el mapa de regionalización sismo tectónica, el área en estudio se localiza en la Zona 3, en el cual se registran posibles magnitudes de $M = 9,0$, produciendo una máxima aceleración horizontal promedio de $0,54g$ para un periodo de 200 años .Ver Los análisis pseudo-estáticos, para labores de avance túneles, cruceros y rampas fueron efectuados utilizando un coeficiente sísmico de 0.24, lo cual representa el 50% de la aceleración de tierra pico (PGA) del evento sísmico con un tiempo de retorno de 200 años, considerando labores temporales.

Con la finalidad de proporcionar una concepción más completa del comportamiento del sistema de aguas subterráneas correspondiente al área de estudio, el presente estudio hidrogeológico, se han utilizado las informaciones cualitativas, cuantitativas, de monitoreo instrumental correspondientes al comportamiento de las aguas subterráneas en la zona de interés; además con la información obtenida del trabajo de campo y la proporcionada por Cementos Pacasmayo S.A.A., el estudio ha elaborado y desarrollado el modelo hidrogeológico conceptual, para fines del estudio.

El interés de conocer conceptualmente el comportamiento de las aguas subterráneas en las zonas de exploración y operación futura, es prevenir los impactos que podrían producirse en las aguas subterráneas durante las operaciones y tomar las acciones pertinentes para evitarlo.

Una de las principales preocupaciones de la zona evaluada es la dinamica de posibles contaminantes si los hubiera, al acuífero y el efecto del movimiento de las aguas almacenadas en las fracturas de las rocas que pudieran aflorar por las laderas. El modelo conceptual aquí tratado, tiene el objetivo de tener una visión integrada de la actual situación de las aguas subterráneas, frente a las futuras actividades de mineras a desarrollar, representa gráficamente el sistema del flujo de agua subterránea, que en este caso no reviste peligro pues la napa freática está a 21 metros debajo de los componentes del proyecto.

La información geológica, geomorfológica e hidrogeológica; En un esquema hidrogeológico (ver figura 12). Se puede apreciar las características geológicas y el comportamiento de los mapas fraticos.

Con ésta pre visualización se logró identificar el sistema de flujo característico, que es esencial para entender el movimiento del agua a través del sistema hidrogeológico, considerando la heterogeneidad del medio y su relación entre ellos.

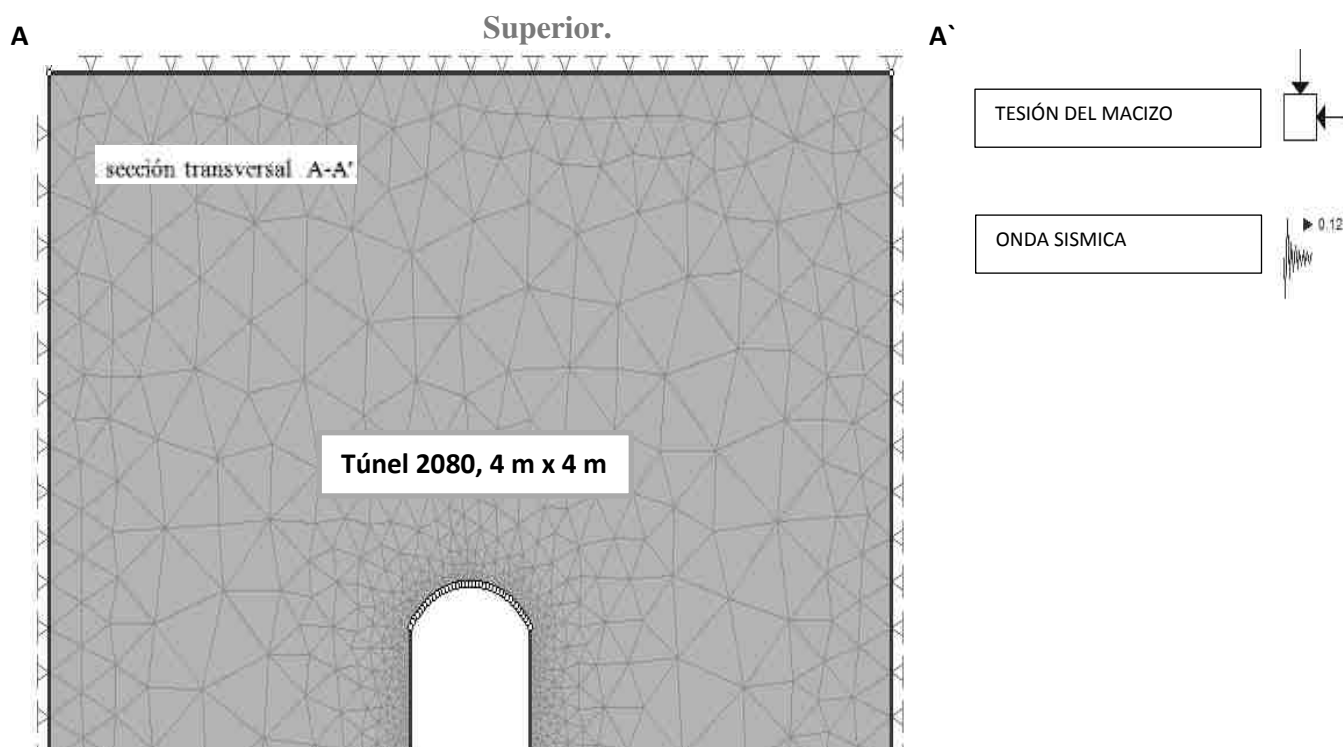
En cada zona de exploración evaluada en el presente estudio, ha desarrollado el modelo conceptual para un mejor entendimiento del comportamiento de las aguas subterráneas.

3.4.8. Resultados de los Análisis de Estabilidad

- **Análisis para labores de excavación - Túneles.**

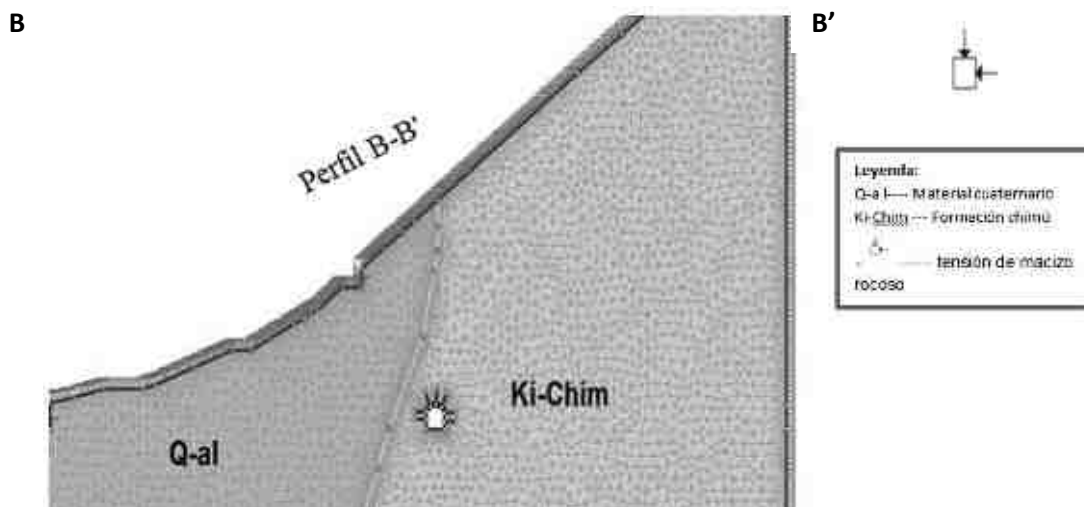
Se consideró con el software minero vulcan una sección transversal A-A' utilizando el programa (figuras 14 y 15) en los análisis de estabilidad física del túnel 2080 (debajo del material coluvial). La sección fue elegida en el correspondiente a una altura promedio y mayor con respecto a la carretera superior al túnel en mención. Así mismo una sección transversal B-B' del Cx 2080 con el Inclinado ubicado en roca más competente por donde se proyecta explorar los mantos de carbón.

Figura 14.- Perfil A-A' del Túnel 208 en material coluvial con respecto a la carretera



Fuente: Departamento de geomecánica Proyecto la Banda.

Figura 15.- Perfil B-B' del Cx 208 /Inclinado, en material de roca competente, pendiente 50%

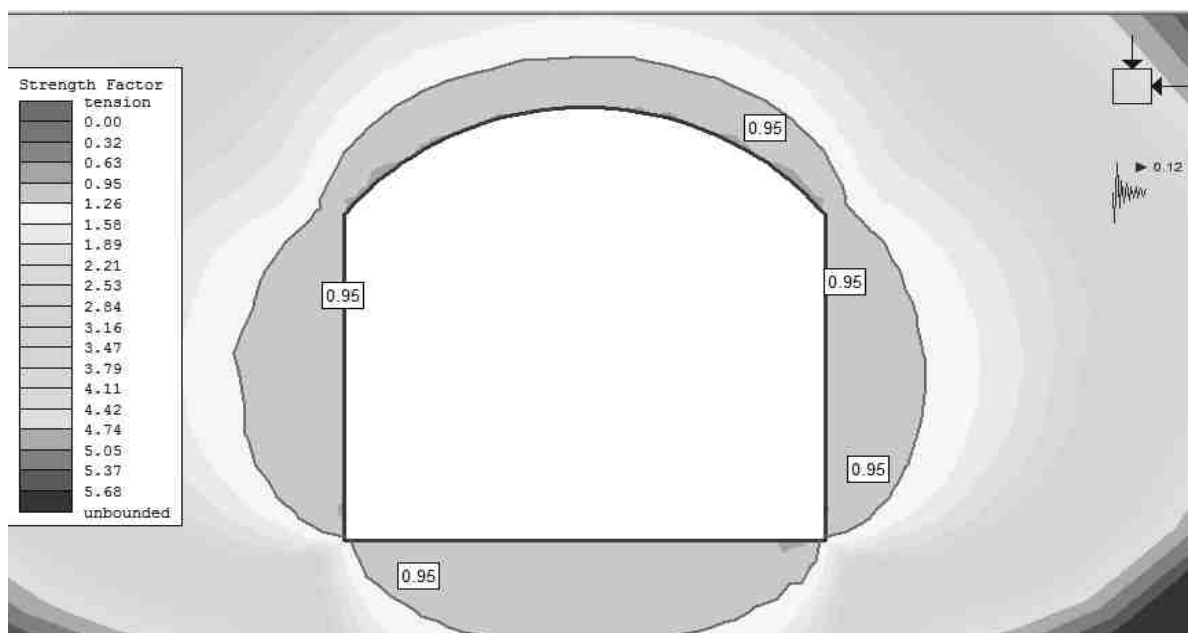


Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

Los factores de seguridad se muestran en las siguientes figuras.

Análisis del factor de seguridad con sin ningún tipo de sostenimiento:

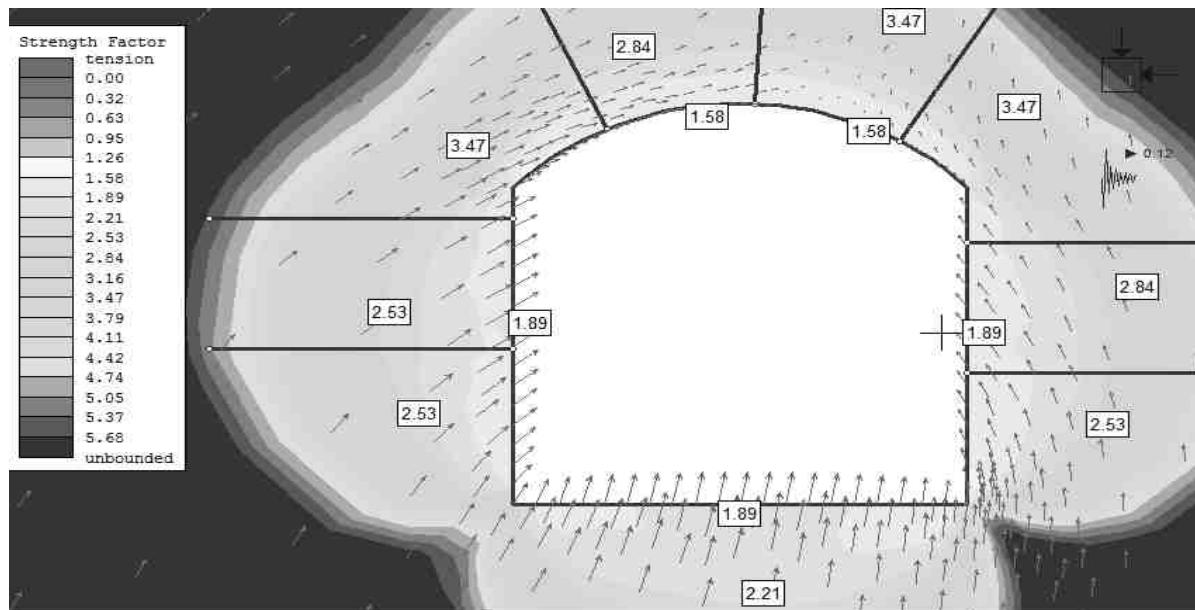
Figura 16.- Túnel 2080 con factor de seguridad por debajo del valor de 1 (Inestable sin sostenimiento alguno).



Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

Análisis del factor de seguridad con sostenimiento de Cimbras (8" x 5 1/4" WF + Spiling Bar más Grouting):

Figura 19.-Crucero 2080 / Inclinado, con factor de seguridad estable en condiciones pseudo- estáticas.



Fuente: Departamento de geomecánica proyecto la banda.

Las pequeñas fleca en la figura 19 indican el flujo de tensor de esfuerzo

CAPITULO IV

COSTOS Y RESULTADOS

En el presente capítulo se realiza un estudio de costos en base de alternativas de métodos de explotaciones y un comparativo de sus costos. En el estudio se propone la intervención de dos empresas especializadas cuyos resultados se describen en las tablas correspondientes alternativas. A,B y C.

4.1. COMPARATIVOS DE COSTOS SEGUN METODOS DE EXPLOTACIÓN

Se compara el método de explotación para la producción en tajos y avances con respecto a los cuerpos de mineral del proyecto La Banda. Ver las figuras 20, 21,22.

Alternativa “A” para obtener 8169.51 m. de avance” se utiliza en la alternativa “A” y se propone proyecto de explotación con BYPASS y VENTANA generando mayor desmonte de mina (88,571 m³) y mayor costo de CAPEX y OPEX (ver figura 20).

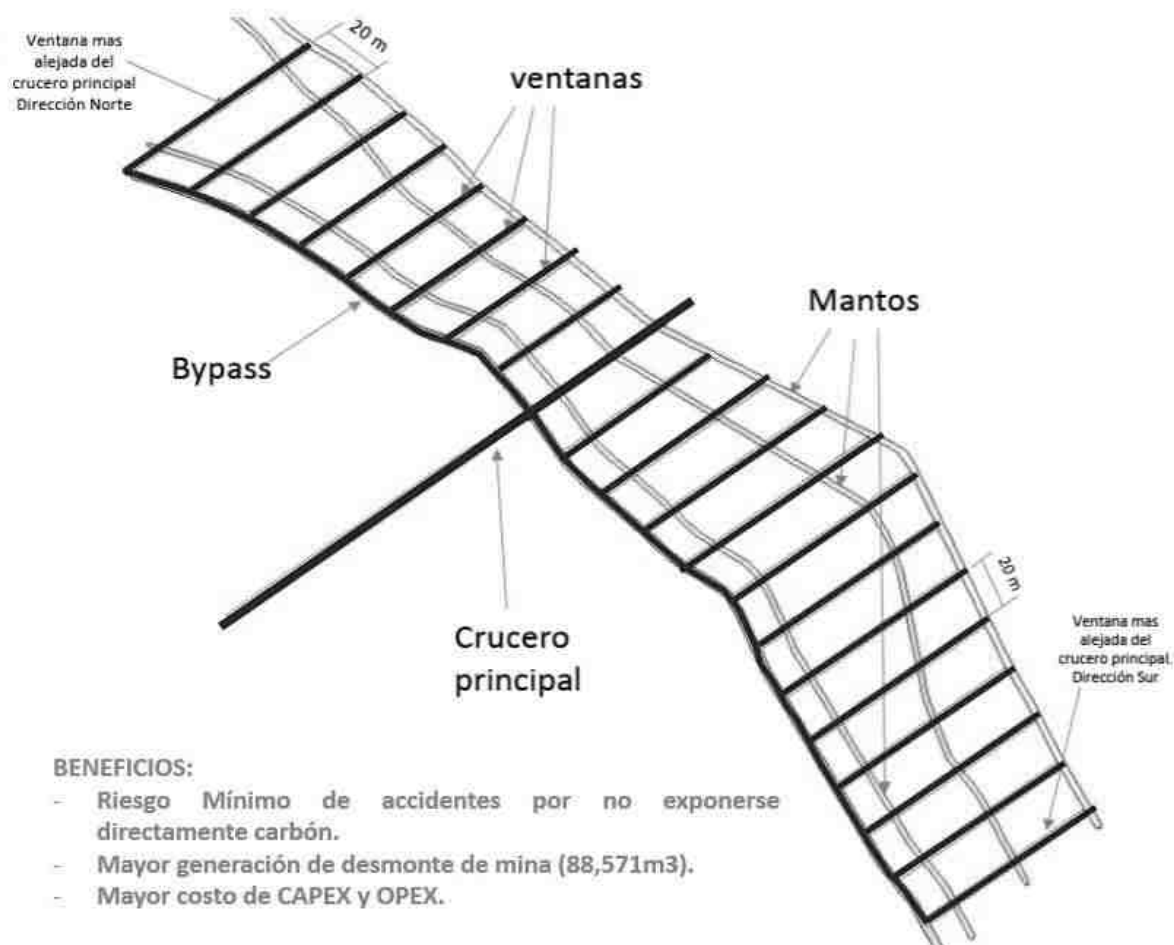
Alternativa “B” para obtener 5655.67 m. de avance” se utiliza en la alternativa “B” y se propone proyecto de explotación con GALERIAS generando menor desmonte de mina (30,000 m³) y menor costo de CAPEX y OPEX (ver figura 21).

Alternativa “C” para obtener 6758.61 m. de avance” se utiliza en la alternativa “C” y se propone proyecto de explotación con GALERIAS, BYPASS Y VENTANAS generando menor desmonte de mina (50,000 m³) y con costos moderado de CAPEX y OPEX (ver figura 22).

Figura 20.-Resumen de la alternativa de explotación con BYPASS Y VENTANA.

ALTERNATIVA "A"

Explotación mediante Bypass y ventanas - Alternativa "A"		
Labores	Sección	metraje
Túnel 2080	4 x 4	99.67
Inclinado	2.4 x 2.7	54.4
ore pass	4 x 4	63.82
rampa	4 x 4	503.85
Crucero 2020	3 x 3	118.76
crucero 2050	3 x 3	110.83
Crucero 2080	3 x 3	221.04
chimenea principal	2 x 2	106.41
Chimenea norte	2 x 2	93.3
Bypass 2020	3 x 3	425.67
Bypass 2050	3 x 3	430.52
Bypass 2080	3 x 3	435.27
gal 1 - 2080	2.1 x 2.4	439.63
gal 2 - 2080	2.1 x 2.4	250
gal 3 - 2080	3 x 3	200.5
Cámara acumu 2020	4 x 4	17.67
Cámara acumu 2050	4 x 4	17.26
Cámara acumu 2080	4 x 4	18.81
Camara chimenea norte 2080	3 x 3	33.95
Camara chimenea norte 2050	3 x 3	23.62
Camara chimenea norte 2020	3 x 3	15.45
camara chimenea principal 2080	3 x 3	10.39
camara chimenea principal 2050	3 x 3	10.72
camara chimenea principal 2020	3 x 3	9.91
camara rampa	4 x 4	22.06
ventanas 2080	3 x 3	1460
ventanas 2050	3 x 3	1470
ventanas 2020	3 x 3	1506
total (m)		8169.51

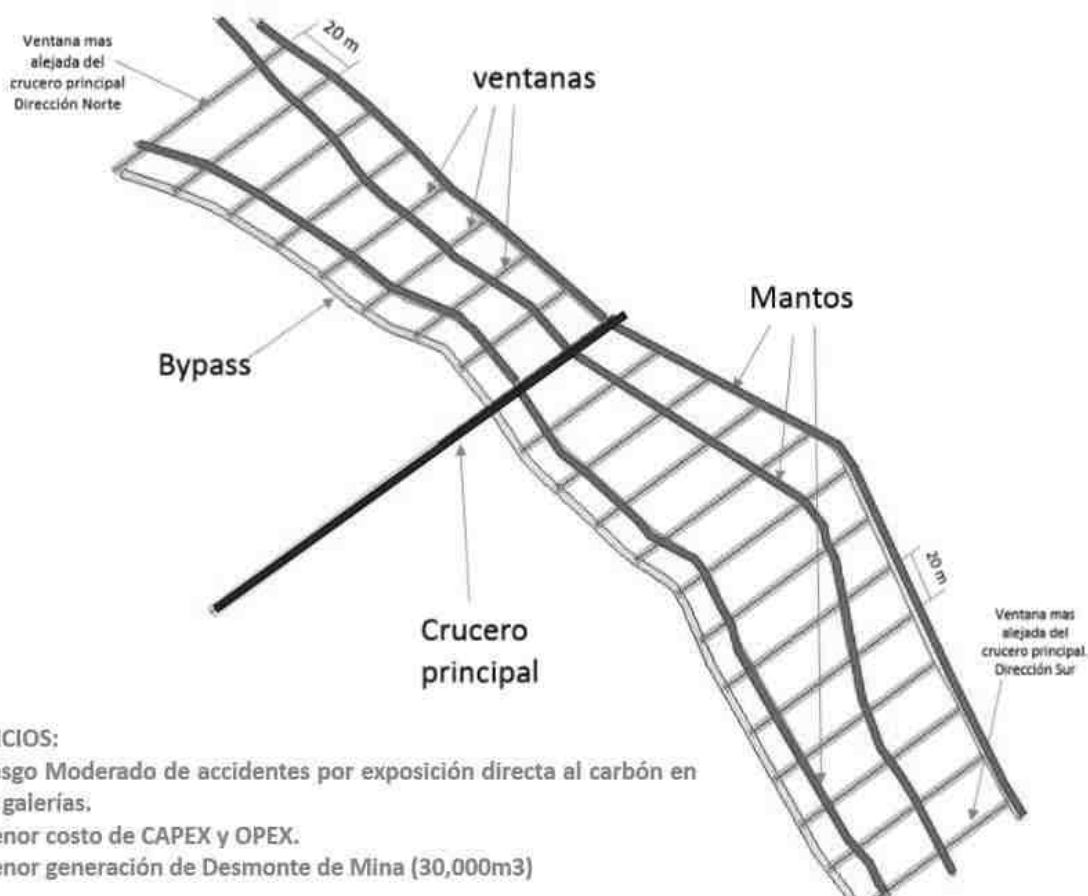
PROYECTO DE EXPLOTACIÓN CON BYPASS Y VENTANAS

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda.

Figura 21.-Resumen de la alternativa de explotación con GALERIAS.

ALTERNATIVA "B"

Explotación a través de Galerías - Alternativa "B"		
Labores	Sección	metraje
Túnel 2080	4 x 4	99.67
Inclinado	2.4 x 2.7	54.4
ore pass	4 x 4	63.82
rampa	4 x 4	503.85
Crucero 2020	3 x 3	118.76
crucero 2050	3 x 3	110.83
Crucero 2080	3 x 3	221.04
chimenea principal	2 x 2	106.41
Chimenea norte	2 x 2	93.3
gal 1 - 2080	2.1 x 2.4	439.63
gal 2 - 2080	2.1 x 2.4	459
gal 3 - 2080	3 x 3	456.26
gal 1 - 2050	2.1 x 2.4	442.8
gal 2 - 2050	2.1 x 2.4	464.25
gal 3 - 2050	3 x 3	462.28
gal 1 - 2020	2.1 x 2.4	433.45
gal 2 - 2020	2.1 x 2.4	476.1
gal 3 - 2020	3 x 3	469.98
Cámara acumu 2020	4 x 4	17.67
Cámara acumu 2050	4 x 4	17.26
Cámara acumu 2080	4 x 4	18.81
Camara chimenea norte 2080	3 x 3	33.95
Camara chimenea norte 2050	3 x 3	23.62
Camara chimenea norte 2020	3 x 3	15.45
camara chimenea principal 2080	4 x 4	10.39
camara chimenea principal 2050	3 x 3	10.72
camara chimenea principal 2020	3 x 3	9.91
camara rampa	4 x 4	22.06
total (m)		5655.67

PROYECTO DE EXPLOTACIÓN CON GALERÍAS

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda.

Figura 22.-Resumen de la alternativa de explotación con GALERIAS, BYPASS Y VENTANA.



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda.

Se muestra las tres alternativas de la explotación con las cuales se realizara el análisis en costos y pondremos a empresas certificadas que puedan presentar las propuestas según la alternativa de requerimiento. En ese entender presentamos los cuadros de las empresas COMICIV y la empresa EXTRAMIN. En los siguientes cuadros de costos:

Tabla 8.- Alternativa "A" COMICIV

Alternativa "A"										COMICIV										
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	Cost. Avance US\$/		N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	Cost. Sostenim. US\$/						US\$/m	Cost. Total US\$/labor	A todo Costo US\$/m	
			Long. (m)	US\$/m							M2 de Shot.	US\$/unidad	M2 Malla	US\$/unidad	N° Tablas	US\$/unidad				N° Gda Cabe
Túnel	2080	4 x 4	99.67	924.35	312.92	26.42		63.34	1161.48	506.70	51.15					103.17	210,163.05	2109		
Inclinado	2080	2,4 x 2,7	54.40	434.84	217.60	23.22										71.29	32,586.22	599		
ore pass	-	4 x 4	63.82	558.10	402.07	26.42										103.17	52,824.72	828		
rampa	-	4 x 4	503.85	651.06	3174.26	26.42				5542.35	51.15					103.17	747,372.87	1483		
Crucero	2020	3 x 3	118.76	465.02	629.43	23.22						100.00	14.48			71.29	79,755.49	672		
crucero	2050	3 x 3	110.83	465.02	587.40	23.22						100.00	14.48			71.29	74,526.79	672		
Crucero	2080	3 x 3	221.04	465.02	1171.51	23.22						100.00	14.48			71.29	147,196.77	666		
chimenea principal	-	2 x 2	106.41	348.26	425.64	13.45										71.29	50,368.79	473		
Chimenea norte	-	2 x 2	93.30	348.26	373.20	13.45										71.29	44,163.21	473		
Bypass	2020	3 x 3	425.67	465.02	2256.05	23.22				3405.36	51.15					71.29	454,861.32	1069		
Bypass	2050	3 x 3	430.52	465.02	2281.76	23.22				3444.16	51.15					71.29	460,043.92	1069		
Bypass	2080	3 x 3	435.27	465.02	2306.93	23.22				3482.16	51.15					71.29	465,119.67	1069		
gal 1	2080	2,1 x 2,4	439.63	280.69			549.54	165.14						17585.20	3.00	439.63	9.36	71.13	274,155.09	624
gal 2	2080	2,1 x 2,4	250.00	280.69			312.50	165.14						10000.00	3.00	250.00	9.36	71.13	155,901.03	624
gal 3	2080	3 x 3	200.50	465.02			250.63	165.14						8020.00	3.00	200.50	9.36	10.18	162,603.39	811
Cámara acumu	2020	4 x 4	17.67	558.10	111.32	26.42										103.17	14,625.71	828		
Cámara acumu	2050	4 x 4	17.26	558.10	108.74	26.42										103.17	14,286.35	828		
Cámara acumu	2080	4 x 4	18.81	558.10	118.50	26.42										103.17	15,569.30	828		
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	465.02	179.94	23.22										71.29	22,385.86	659		
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	465.02	125.19	23.22										71.29	15,574.49	659		
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	465.02	81.89	23.22										71.29	10,187.38	659		
camara chimenea principal	2080	3 x 3	10.39	465.02	55.07	23.22										71.29	6,850.93	659		
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	465.02	56.82	23.22										71.29	7,068.53	659		
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	465.02	52.52	23.22										71.29	6,534.43	659		
camara rampa	-	4 x 4	22.06	558.10	138.98	26.42										103.17	18,259.37	828		
ventanas	2080	3 x 3	1460.00	465.02	7738.00	23.22			620.00	939.13	1314.00	51.15	11826.00	14.48		71.29	1,783,403.12	1222		
ventanas	2050	3 x 3	1470.00	465.02	7791.00	23.22			620.00	939.13	1323.00	51.15	11907.00	14.48		71.29	1,791,630.12	1219		
ventanas	2020	3 x 3	1506.00	465.02	7981.80	23.22			620.00	939.13	1355.40	51.15	12198.60	14.48		71.29	1,821,247.33	1209		
TOTAL			8170		38679		1113		1923		20373		36232		35605		890		\$8,939,265.26	\$1,094.22

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda
 CAPEX (Avance, Sostenimiento, incluye materiales)
 CAPEX para Instal., servicios, reparaciones (1.0%)
 CAPEX para transporte de desmonte y deposición (100,000 m3)
 CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina

8170 m
 8939265 US\$
 89393 US\$
 218227 US\$
 446963 US\$
9693848 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación

COSTO UNITARIO de CAPEX

297000 TM
32.64 US\$/TM

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina

Perforación:

Jumbo o Simba 103 \$/hr
 Perforación 64 Mt/Disp
 Partes y acc. De perf. 38.67 \$/Disp
 Tonelaje roto/Disp 219.12 TM/disp

1.12 \$/TM

Voladura:

Anfo y Accesorios 51.5 \$/Dispa
 219.12 TM/disp

0.24 \$/TM

Ventilación Mina

Costo de Ventilador 1.5 \$/Hr
 Cantida de horas 8 Hr

0.05 \$/TM

Energía Eléctrica/Bombeos, otros

COSTO TOT. OPEX

0.39 \$/TM
4.24 \$/TM
 36.88 \$/TM
120.23 \$./TM

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 137,637.90) no están incluidos en estos cálculos.

Tipo de cambio \$/. 3.26 = \$ 1

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda



Tabla 9.-Alternativa "B-Cuadros" COMICIV

Alternativa "B - Cuadros"				COMIVIC																
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	Cost. Avance US\$/		Cost. Sostenim. US\$/												Cost. Expl US\$/	Cost. Total US\$/labor	A todo Costo US\$/m	
			Long. (m)	US\$/m	N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	M2 de Shot.	US\$/unidad	M2 Malla	US\$/unidad	N° Tablas	US\$/unidad				N° Gda Cabe
Túnel	2080	4 x 4	99.67	924.35	312.92	26.42			63.34	1161.48	506.70	51.15						103.17	210,163.05	2109
Inclinado	2080	2.4 x 2.7	54.4	434.84	217.60	23.22												71.29	32,586.22	599
ore pass	-	4 x 4	63.82	558.10	402.07	26.42												103.17	52,824.72	828
rampa	-	4 x 4	503.85	651.06	3174.26	26.42					5542.35	51.15						103.17	747,372.87	1483
Crucero	2020	3 x 3	118.76	465.02	629.43	23.22					106.88	51.15	106.88	14.48				71.29	85,322.29	718
crucero	2050	3 x 3	110.83	465.02	587.40	23.22					99.75	51.15	99.75	14.48				71.29	79,625.19	718
Crucero	2080	3 x 3	221.04	465.02	1171.51	23.22					198.94	51.15	198.94	14.48				71.29	158,804.94	718
chimenea principal	-	2 x 2	106.41	348.26	425.64	13.45												71.29	50,368.79	473
Chimenea norte	-	2 x 2	93.3	348.26	373.20	13.45												71.29	44,163.21	473
gal 1 - 2080	2080	2.1 x 2.4	439.63	280.69			549.54	165.14						17585.20	3.00	439.63	9.36	7.13	274,155.09	624
gal 2 - 2080	2080	2.1 x 2.4	459	280.69			573.75	165.14						18360.00	3.00	459.00	9.36	7.13	286,234.30	624
gal 3 - 2080	2080	3 x 3	456.26	465.02			570.33	165.14						18250.40	3.00	456.26	9.36	10.18	370,022.06	811
gal 1 - 2050	2050	2.1 x 2.4	442.8	280.69			553.50	165.14						17712.00	3.00	442.80	9.36	7.13	276,131.91	624
gal 2 - 2050	2050	2.1 x 2.4	464.25	280.69			580.31	165.14						18570.00	3.00	464.25	9.36	7.13	289,508.22	624
gal 3 - 2050	2050	3 x 3	462.28	465.02			577.85	165.14						18491.20	3.00	462.28	9.36	10.18	374,904.22	811
gal 1 - 2020	2020	2.1 x 2.4	433.45	280.69			541.81	166.14						17338.00	3.00	433.45	9.36	7.13	270,843.03	625
gal 2 - 2020	2020	2.1 x 2.4	476.1	280.69			595.13	167.14						19044.00	3.00	476.10	9.36	7.13	298,088.18	626
gal 3 - 2020	2020	3 x 3	469.98	465.02			587.48	168.14						18799.20	3.00	469.98	9.36	10.18	382,911.26	815
Cámara acumu	2020	4 x 4	17.67	558.10	93.65	26.42												103.17	14,158.87	801
Cámara acumu	2050	4 x 4	17.26	558.10	91.48	26.42												103.17	13,830.34	801
Cámara acumu	2080	4 x 4	18.81	558.10	99.69	26.42												103.17	15,072.34	801
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	465.02	179.94	23.22												71.29	22,385.86	659
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	465.02	125.19	23.22												71.29	15,574.49	659
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	465.02	81.89	23.22												71.29	10,187.38	659
camara chimenea principal	2080	4 x 4	10.39	558.10	65.46	26.42												103.17	8,599.95	828
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	465.02	56.82	23.22												71.29	7,068.53	659
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	465.02	52.52	23.22												71.29	6,534.43	659
camara rampa	-	4 x 4	22.06	558.10	138.98	26.42												103.17	18,259.37	828
TOTAL			5656		8280		5130		63		6455		406		164150		4104		\$4,415,701.10	\$780.76

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda	5656 m
CAPEX (Avance, Sostentamiento, incluye materiales)	4415701 US\$
CAPEX para instal., servicios, reparaciones (1.0%)	44157 US\$
CAPEX para transporte de desmonte y deposición (30,000 m ³)	65468 US\$
CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina	446963 US\$
	4972289 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación

432000 TM

COSTO UNITARIO DE CAPEX

11.51 US\$/TM

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina	2.45 \$/TM
Perforación:	
Jumbo o Simba	103 \$/hr
Peforación	64 Mt/Disp
Partes y acce. De perf.	38.67 \$/Disp
Tonelaje roto/Disp	219.12 TM/dispa
Voladura:	
Anfo y Accesorios	51.5 \$/Dispa
	219.12 TM/dispa
Ventilación Mina	0.24 \$/TM
Costo de Ventilador	1.5 \$/Hr
Cantidad de horas	8 Hr
Energía Eléctrica/Bombeos, otros	0.05 \$/TM
	0.39 \$/TM
COSTO TOT. OPEX	4.24 \$/TM

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 137,637.90) no están incluidos en estos cálculos.

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

15.75 \$/TM
51.35 \$/TM

Tipo de cambio S/. 3.26 = \$ 1

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda



Tabla 10.-Alternativa "B-Cimbras" COMICIV

Alternativa "B-Cimbras"										COMIVIC										
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	Cost. Avance US\$/		Cost. Sostenim. US\$/										Cost. Expi US\$/	Cost. Total US\$/labor	A todo Costo US\$/m			
			Long. (m)	US\$/m	N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	M2 de Shot.	US\$/unidad	M2 Malla	US\$/unidad				N° Tablas	US\$/unidad	N° Gda Cabe
Túnel	2080	4 x 4	99.67	924.35	312.92	26.42			63.34	1161.48	506.70	51.15						103.17	210,163.05	2109
Inclinado	2080	2.4 x 2.7	54.4	434.84	217.60	23.22												71.29	32,586.22	599
ore pass	-	4 x 4	63.82	558.10	402.07	26.42												103.17	52,824.72	828
rampa	-	4 x 4	503.85	651.06	3174.26	26.42					5542.35	51.15						103.17	747,372.87	1483
Crucero	2020	3 x 3	118.76	465.02	629.43	23.22					106.88	51.15	961.96	14.48				71.29	97,703.73	823
crucero	2050	3 x 3	110.83	465.02	587.40	23.22					99.75	51.15	897.72	14.48				71.29	91,179.88	823
Crucero	2080	3 x 3	221.04	465.02	1171.51	23.22					198.94	51.15	1790.42	14.48				71.29	181,849.69	823
chimenea principal	-	2 x 2	106.41	348.26	425.64	13.45												71.29	50,368.79	473
Chimenea norte	-	2 x 2	93.3	348.26	373.20	13.45												71.29	44,163.21	473
gal 1 - 2080	2080	2.1 x 2.4	439.63	280.69			549.54	165.14						17585.20	3.00	439.63	9.36	7.13	274,155.09	624
gal 2 - 2080	2080	2.1 x 2.4	459	280.69			573.75	165.14						18360.00	3.00	459.00	9.36	7.13	286,234.30	624
gal 3 - 2080	2080	3 x 3	456.26	465.02					456.26	939.13								10.18	645,304.25	1414
gal 1 - 2050	2050	2.1 x 2.4	442.8	280.69			553.50	165.14						17712.00	3.00	442.80	9.36	7.13	276,131.91	624
gal 2 - 2050	2050	2.1 x 2.4	464.25	280.69			580.31	165.14						18570.00	3.00	464.25	9.36	7.13	289,508.22	624
gal 3 - 2050	2050	3 x 3	462.28	465.02					462.28	939.13								10.18	653,818.54	1414
gal 1 - 2020	2020	2.1 x 2.4	433.45	280.69			541.81	166.14						17338.00	3.00	433.45	9.36	7.13	270,843.03	625
gal 2 - 2020	2020	2.1 x 2.4	476.1	280.69			595.13	167.14						19044.00	3.00	476.10	9.36	7.13	298,088.18	626
gal 3 - 2020	2020	3 x 3	469.98	465.02					469.98	939.13								10.18	664,708.92	1414
Cámara acumu	2020	4 x 4	17.67	558.10	93.65	26.42												103.17	14,158.87	801
Cámara acumu	2050	4 x 4	17.26	558.10	91.48	26.42												103.17	13,830.34	801
Cámara acumu	2080	4 x 4	18.81	558.10	99.69	26.42												103.17	15,072.34	801
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	465.02	179.94	23.22												71.29	22,385.86	659
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	465.02	125.19	23.22												71.29	15,574.49	659
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	465.02	81.89	23.22												71.29	10,187.38	659
camara chimenea principal	2080	4 x 4	10.39	558.10	65.46	26.42												103.17	8,599.95	828
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	465.02	56.82	23.22												71.29	7,068.53	659
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	465.02	52.52	23.22												71.29	6,534.43	659
camara rampa	-	4 x 4	22.06	558.10	138.98	26.42												103.17	18,259.37	828
TOTAL			5656	558.10	8280	26.42	3394		1452		6455		3650		108609		2715		\$5,298,676.15	\$936.88

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda	5656 m
CAPEX (Avance, Sostenimiento, incluye materiales)	5298676 US\$
CAPEX para Instal., servicios, reparaciones (1.0%)	52987 US\$
CAPEX para transporte de desmonte y deposición (30,000 m3)	65468 US\$
CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina	446963 US\$
	5864094 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación

415000 TM

COSTO UNITARIO de CAPEX

14.13 US\$/TM

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina	2.45 \$/TM
Perforación:	
Jumbo o Simba	103 \$/hr
Peforación	64 Mt/Disp
Partes y acc. De perf.	38.67 \$/Disp
Tonelaje roto/Disp	219.12 TM/disp
	1.12 \$/TM
Voladura:	
Anfo y Accesorios	51.5 \$/Dispa
	219.12 TM/disp
	0.24 \$/TM
Ventilación Mina	
Costo de Ventilador	1.5 \$/Hr
Cantidad de horas	8 Hr
	0.05 \$/TM
Energía Eléctrica/Bombeos, otros	0.39 \$/TM
	4.24 \$/TM
COSTO TOT. OPEX	

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 137,637.90) no están incluidos en estos cálculos.

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

18.37 \$/TM**59.89 \$./TM**

Tipo de cambio \$/. 3.26 = \$ 1

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda

Tabla 11.-Alternativa "B-mallas pernos" COMICIV

Alternativa "B-mallas Pernos"										COMICIV										
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	Cost. Avance US\$/		Cost. Sostenim. US\$/										Cost. Expl US\$/	Cost. Total US\$/labor	A todo Costo US\$/m			
			Long. (m)	US\$/m	N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	M2 de Shot.	US\$/unidad	M2 Malla	US\$/unidad				N° Tablas	US\$/unidad	N° Gda Cabe
Túnel	2080	4 x 4	99.67	924.35	312.92	26.42			63.34	1161.48	506.70	51.15						103.17	210,163.05	2109
Inclinado	2080	2.4 x 2.7	54.4	434.84	217.60	23.22												71.29	32,586.22	599
ore pass	-	4 x 4	63.82	558.10	402.07	26.42												103.17	52,824.72	828
rampa	-	4 x 4	503.85	651.06	3174.26	26.42					5542.35	51.15						103.17	747,372.87	1483
Crucero	2020	3 x 3	118.76	465.02	629.43	23.22					106.88	51.15	106.88	14.48				71.29	85,322.29	718
Crucero	2050	3 x 3	110.83	465.02	587.40	23.22					99.75	51.15	99.75	14.48				71.29	79,625.19	718
Crucero	2080	3 x 3	221.04	465.02	1171.51	23.22					198.94	51.15	198.94	14.48				71.29	158,804.94	718
chimenea principal	-	2 x 2	106.41	348.26	425.64	13.45												71.29	50,368.79	473
Chimenea norte	-	2 x 2	93.3	348.26	373.20	13.45												71.29	44,163.21	473
gal 1 - 2080	2080	2.1 x 2.4	439.63	280.69	2637.78	17.76							1938.77	14.48				7.13	201,454.26	458
gal 2 - 2080	2080	2.1 x 2.4	459	280.69	2754.00	17.76							2024.19	14.48				7.13	210,330.29	458
gal 3 - 2080	2080	3 x 3	456.26	465.02	3650.08	17.76							2012.11	14.48				10.18	310,777.52	681
gal 1 - 2050	2050	2.1 x 2.4	442.8	280.69	2656.80	17.76							1952.75	14.48				7.13	202,906.87	458
gal 2 - 2050	2050	2.1 x 2.4	464.25	280.69	2785.50	17.76							2047.34	14.48				7.13	212,736.03	458
gal 3 - 2050	2050	3 x 3	462.28	465.02	3698.24	17.76							2038.65	14.48				10.18	314,877.99	681
gal 1 - 2020	2020	2.1 x 2.4	433.45	280.69	2600.70	17.76							1911.51	14.48				7.13	198,622.37	458
gal 2 - 2020	2020	2.1 x 2.4	476.1	280.69	2856.60	17.76							2099.60	14.48				7.13	218,166.13	458
gal 3 - 2020	2020	3 x 3	469.98	465.02	3759.84	17.76							2072.61	14.48				10.18	320,122.78	681
Cámara ocumu	2020	4 x 4	17.67	558.10	93.65	26.42												103.17	14,158.87	801
Cámara ocumu	2050	4 x 4	17.26	558.10	91.48	26.42												103.17	13,830.34	801
Cámara ocumu	2080	4 x 4	18.81	558.10	99.69	26.42												103.17	15,072.34	801
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	465.02	179.94	23.22												71.29	22,385.86	659
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	465.02	125.19	23.22												71.29	15,574.49	659
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	465.02	81.89	23.22												71.29	10,187.38	659
camara chimenea principal	2080	4 x 4	10.39	558.10	65.46	26.42												103.17	8,599.95	828
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	465.02	56.82	23.22												71.29	7,068.53	659
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	465.02	52.52	23.22												71.29	6,534.43	659
camara rampa	-	4 x 4	22.06	558.10	138.98	26.42												103.17	18,259.37	828
TOTAL			5656		35679		0		63		6455		18503		0		0		\$3,782,897.09	\$668.87

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda	5656 m
CAPEX (Avance, Sostenimiento, incluye materiales)	3782897 US\$
CAPEX para instal., servicios, reparaciones (1.0%)	37829 US\$
CAPEX para transporte de desmonte y deposición (30,000 m3)	65468 US\$
CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina	446963 US\$
	4333157 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación 415000 TM
 COSTO UNITARIO de CAPEX 10.44 US\$/TM

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina	2.45 \$/TM
Perforación:	
Jumbo o Simba	103 \$/hr
Perforación	64 Mt/Disp
Partes y acc. De perf.	38.67 \$/Disp
Tonelaje roto/Disp	219.12 TM/Dispa
	1.12 \$/TM
Voladura:	
Anfo y Accesorios	51.5 \$/Dispa
	219.12 TM/Dispa
	0.24 \$/TM
Ventilación Mina	
Costo de Ventilador	1.5 \$/Hr
Cantidad de horas	8 Hr
	0.05 \$/TM
Energía Eléctrica/Bombes, otros	0.39 \$/TM
	4.24 \$/TM

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

14.68 \$/TM
47.87 \$/TM

Tipo de cambio S/. 3.26 = \$ 1

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 137,637.90) no están incluidos en estos cálculos.

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda



Tabla 13.-Alternativa "A" EXTRAMIN

Alternativa "A"										EXTRAMIN										
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	Cost. Avance US\$/m		Cost. Sostenim. US\$/m										Cost. Expl US\$/m	Cost. Total US\$/labor	A todo costo US\$/m			
			Long. (m)	US\$/m	N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	M2 de Shot.	US\$/unidad	M2 Malla	US\$/unidad				N° Tablas	US\$/unidad	N° Gda Cabe
Túnel	2080	4 x 4	99.67	771.72	312.92	22.12				63.34	1015.87	506.70	38.15					167,512.17	1681	
Inclinado	2080	2.4 x 2.7	54.40	331.00	217.60	21.05												22,586.88	415	
ore pass		4 x 4	63.82	578.50	402.07	22.12												45,813.57	718	
rampa		4 x 4	503.85	582.90	3174.26	22.12					5542.35	38.15						575,349.34	1142	
Crucero	2020	3 x 3	118.76	395.80	629.43	21.05							100.00	19.97				62,251.67	524	
crucero	2050	3 x 3	110.83	395.80	587.40	21.05							100.00	19.97				58,228.26	525	
Crucera	2080	3 x 3	221.04	395.80	1171.51	21.05							100.00	19.97				114,144.96	516	
chimenea principal		2 x 2	106.41	312.50	425.64	13.81												39,130.90	368	
Chimenea norte		2 x 2	93.30	312.50	373.20	13.81												34,309.86	368	
Bypass	2020	3 x 3	425.67	395.80	2256.05	21.05					3405.36	38.15						345,884.54	813	
Bypass	2050	3 x 3	430.52	395.80	2281.76	21.05					3444.16	38.15						349,825.48	813	
Bypass	2080	3 x 3	435.27	395.80	2306.93	21.05					3482.16	38.15						353,685.17	813	
gal 1	2080	2.1 x 2.4	439.63	315.30			549.54	155.19							17585.20	11.82	439.63	11.27	436,734.31	993
gal 2	2080	2.1 x 2.4	250.00	315.30			312.50	155.19							10000.00	11.82	250.00	11.27	248,353.33	993
gal 3	2080	3 x 3	200.50	395.80			250.63	155.19							8020.00	11.82	200.50	11.27	215,319.62	1074
Cámara acumu	2020	4 x 4	17.67	578.50	111.32	22.12												12,684.52	718	
Cámara acumu	2050	4 x 4	17.26	578.50	108.74	22.12												12,390.19	718	
Cámara acumu	2080	4 x 4	18.81	578.50	118.50	22.12												13,502.87	718	
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	395.80	179.94	21.05												17,225.04	507	
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	395.80	125.19	21.05												11,983.96	507	
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	395.80	81.89	21.05												7,838.79	507	
camara chimenea principal	2080	3 x 3	10.39	395.80	55.07	21.05												5,271.52	507	
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	395.80	56.82	21.05												5,438.95	507	
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	395.80	52.52	21.05												5,027.99	507	
camara rampa		4 x 4	22.06	578.50	138.98	22.12												15,835.90	718	
ventanas	2080	3 x 3	1460.00	395.80	7738.00	21.05			620.00	860.97	1314.00	38.15	11826.00	19.97				1,560,846.20	1069	
ventanas	2050	3 x 3	1470.00	395.80	7791.00	21.05			620.00	860.97	1323.00	38.15	11907.00	19.97				1,567,880.77	1067	
ventanas	2020	3 x 3	1506.00	395.80	7981.80	21.05			620.00	860.97	1355.40	38.15	12198.60	19.97				1,593,205.22	1058	
TOTAL			8170		38679		1113		1923		20373		36232		35605		890	#####	\$966.80	

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda	8170 m
CAPEX (Avance, Sostenimiento, incluye materiales)	7898262 US\$
CAPEX para instal., servicios, reparaciones (1.0%)	78983 US\$
CAPEX para transporte de desmonte y deposición (100,000 m3)	218227 US\$
CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina	446963 US\$
	8642435 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación

297000 TM

COSTO UNITARIO de CAPEX

29.10 US\$/TM

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina	2.45 \$/TM
Perforación:	
Jumbo o Simba	103 \$/hr
Peforación	64 Mt/Disp
Partes y acc. De perf.	38.67 \$/Disp
Tonelaje roto/Disp	219.12 TM/disp
Voladura:	1.12 \$/TM
Anfo y Accesorios	51.5 \$/Disp
Tonelaje roto/Disp	219.12 TM/disp
Ventilación Mina	0.24 \$/TM
Costo de Ventilador	1.5 \$/Hr
Cantidad de horas	8 Hr
Energía Eléctrica/Bombeos, otros	0.05 \$/TM
	0.39 \$/TM
COSTO TOT. OPEX	4.24 \$/TM

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 149,684.90) no están incluidos en estos cálculos.

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

33.34 \$/TM**108.69 \$./TM**

Tipo de cambio \$/. 3.26 = \$ 1

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda



Tabla 14.-Alternativa "B-cuadros" EXTRAMIN

Alternativa "B - Cuadros"					EXTRAMIN																
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	st. Avance US\$/		Cost. Sostenim. US\$/												Cost. Expl US\$/	Cost. Total US\$/labor	A todo Costo US\$/m		
			Long. (m)	US\$/m	N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	M2 de Shot.	US\$/unidad	M2 Malla	US\$/unidad	N° Tablas	US\$/unidad	N° Gda Cabe	US\$/unidad	US\$/m	US\$/labor	US\$/m
Túnel	2080	4 x 4	99.67	771.72	312.92	22.12			63.34	1015.87	506.70	38.15								167,512.17	1681
Inclinado	2080	2.4 x 2.7	54.4	331.00	217.60	21.05														22,586.88	415
ore pass	-	4 x 4	63.82	578.50	402.07	22.12														45,813.57	718
rampa	-	4 x 4	503.85	582.90	3174.26	22.12					5542.35	38.15								575,349.34	1142
Crucero	2020	3 x 3	118.76	395.80	629.43	21.05					106.88	38.15	106.88	19.97						66,466.77	560
crucero	2050	3 x 3	110.83	395.80	587.40	21.05					99.75	38.15	99.75	19.97						62,028.56	560
Crucero	2080	3 x 3	221.04	395.80	1171.51	21.05					198.94	38.15	198.94	19.97						123,710.12	560
chimenea principal	-	2 x 2	106.41	312.50	425.64	13.81														39,130.90	368
Chimenea norte	-	2 x 2	93.3	312.50	373.20	13.81														34,309.86	368
gal 1 - 2080	2080	2.1 x 2.4	439.63	315.30			549.54	155.19						17585.20	11.82	439.63	11.27			436,734.31	993
gal 2 - 2080	2080	2.1 x 2.4	459	315.30			573.75	155.19						18360.00	11.82	459.00	11.27			455,976.72	993
gal 3 - 2080	2080	3 x 3	456.26	395.80			570.33	155.19						18250.40	11.82	456.26	11.27			489,983.70	1074
gal 1 - 2050	2050	2.1 x 2.4	442.8	315.30			553.50	155.19						17712.00	11.82	442.80	11.27			439,883.43	993
gal 2 - 2050	2050	2.1 x 2.4	464.25	315.30			580.31	155.19						18570.00	11.82	464.25	11.27			461,192.14	993
gal 3 - 2050	2050	3 x 3	462.28	395.80			577.85	155.19						18491.20	11.82	462.28	11.27			496,448.66	1074
gal 1 - 2020	2020	2.1 x 2.4	433.45	315.30			541.81	155.19						17338.00	11.82	433.45	11.27			430,595.01	993
gal 2 - 2020	2020	2.1 x 2.4	476.7	315.30			595.13	155.19						19044.00	11.82	476.10	11.27			472,964.09	993
gal 3 - 2020	2020	3 x 3	469.98	395.80			587.48	155.19						18799.20	11.82	469.98	11.27			504,717.79	1074
Cámara acumu	2020	4 x 4	17.67	578.50	93.65	22.12														12,293.66	696
Cámara acumu	2050	4 x 4	17.26	578.50	91.48	22.12														12,008.40	696
Cámara acumu	2080	4 x 4	18.81	578.50	99.69	22.12														13,086.79	696
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	395.80	179.94	21.05														17,225.04	507
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	395.80	125.19	21.05														11,983.96	507
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	395.80	81.89	21.05														7,838.79	507
camara chimenea principal	2080	4 x 4	10.39	578.50	65.46	22.12														7,458.52	718
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	395.80	56.82	21.05														5,438.95	507
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	395.80	52.52	21.05														5,027.99	507
camara rampa	-	4 x 4	22.06	578.50	138.98	22.12														15,835.90	718
TOTAL			5656		8280		5130		63		6455		406		164150		4104			\$5,433,602.02	\$960.74

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda 5656 m
 CAPEX (Avance, Sostenimiento, incluye materiales) 5433602 US\$
 CAPEX para instal., servicios, reparaciones (1.0%) 54336 US\$
 CAPEX para transporte de desmonte y deposición (30,000 m3) 65468 US\$
 CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina 446963 US\$
6000369 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación 432000 TM

COSTO UNITARIO de CAPEX

13.89 US\$/TM

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina 2.45 \$/TM

Perforación:

Jumbo o Simba 103 \$/hr
 Peforación 64 Mt/Disp
 Partes y acce. De perf. 38.67 \$/Disp
 Tonelaje roto/Disp 219.12 TM/dispa

1.12 \$/TM

Voladura:

Anfo y Accesorios 51.5 \$/Dispa
 219.12 TM/dispa

0.24 \$/TM

Ventilación Mina

Costo de Ventilador 1.5 \$/Hr
 Cantidad de horas 8 Hr

0.05 \$/TM

Energía Eléctrica/Bombeos, otros 0.39 \$/TM

COSTO TOT. OPEX

4.24 \$/TM

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

18.13 \$/TM**59.11 \$/./TM**

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 149,684.90) no están incluidos en estos cálculos.

Tipo de cambio S/. 3.26 = \$ 1

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda



Tabla 15.-Alternativa "B-Cimbras" EXTRAMIN

Alternativa "B-Cimbras"				EXTRAMIN																	
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	Cost. Avance US\$/		Cost. Sostenim. US\$/								Cost. Expl US\$/m	Cost. Total US\$/labor	A todo Costo US\$/m						
			Long. (m)	US\$/m	N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	M2 de Shot.	US\$/unidad				M2 Malla	US\$/unidad	N° Tablas	US\$/unidad	N° Gda Cabe	US\$/unidad
Túnel	2080	4 x 4	99.67	771.72	312.92	22.12				63.34	1015.87	506.70	38.15							167,512.17	1681
Inclinado	2080	2.4 x 2.7	54.4	331.00	217.60	21.05														22,586.88	415
ore pass		4 x 4	63.82	578.50	402.07	22.12														45,813.57	718
rampa		4 x 4	503.85	582.90	3174.26	22.12														575,349.34	1142
Crucero	2020	3 x 3	118.76	395.80	629.43	21.05														83,542.55	703
crucero	2050	3 x 3	110.83	395.80	587.40	21.05														77,964.14	703
Crucero	2080	3 x 3	221.04	395.80	1171.51	21.05														155,492.14	703
chimenea principal		2 x 2	106.41	312.50	425.64	13.81														39,130.90	368
Chimenea norte		2 x 2	93.3	312.50	373.20	13.81														34,309.86	368
gal 1 - 2080	2080	2.1 x 2.4	439.63	315.30			549.54	155.19						17585.20	11.82	439.63	11.27			436,734.31	993
gal 2 - 2080	2080	2.1 x 2.4	459	315.30			573.75	155.19						18360.00	11.82	459.00	11.27			455,976.72	993
gal 3 - 2080	2080	3 x 3	456.26	395.80					456.26	860.97										573,412.10	1257
gal 1 - 2050	2050	2.1 x 2.4	442.8	315.30			553.50	155.19						17712.00	11.82	442.80	11.27			439,883.43	993
gal 2 - 2050	2050	2.1 x 2.4	464.25	315.30			580.31	155.19						18570.00	11.82	464.25	11.27			461,192.14	993
gal 3 - 2050	2050	3 x 3	462.28	395.80					462.28	860.97										580,977.83	1257
gal 1 - 2020	2020	2.1 x 2.4	433.45	315.30			541.81	155.19						17338.00	11.82	433.45	11.27			430,595.01	993
gal 2 - 2020	2020	2.1 x 2.4	476.1	315.30			595.13	155.19						19044.00	11.82	476.10	11.27			472,964.09	993
gal 3 - 2020	2020	3 x 3	469.98	395.80					469.98	860.97										590,654.93	1257
Cámara acumu	2020	4 x 4	17.67	578.50	93.65	22.12														12,293.66	696
Cámara acumu	2050	4 x 4	17.26	578.50	91.48	22.12														12,008.40	696
Cámara acumu	2080	4 x 4	18.81	578.50	99.69	22.12														13,086.79	696
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	395.80	179.94	21.05														17,225.04	507
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	395.80	125.19	21.05														11,983.96	507
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	395.80	81.89	21.05														7,838.79	507
camara chimenea principal	2080	4 x 4	10.39	578.50	65.46	22.12														7,458.52	718
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	395.80	56.82	21.05														5,438.95	507
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	395.80	52.52	21.05														5,027.99	507
camara rampa		4 x 4	22.06	578.50	138.98	22.12														15,835.90	718
TOTAL			5656		8280		3394		1452		6455		3650		108609		2715			#####	\$1,017.08

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda	5656 m
CAPEX (Avance, Sostenimiento, incluye materiales)	5752290 US\$
CAPEX para instal., servicios, reparaciones (1.0%)	57523 US\$
CAPEX para transporte de desmonte y deposición (30,000 m3)	65468 US\$
CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina	446963 US\$
	6322244 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación

432000 TM
14.63 US\$/TM

COSTO UNITARIO de CAPEX

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina	2.45 \$/TM
Perforación:	
Jumbo o Simba	103 \$/hr
Peforación	64 Mt/Disp
Partes y acc. De perf.	38.67 \$/Disp
Tonelaje roto/Disp	219.12 TM/dispa
Voladura:	1.12 \$/TM
Anfo y Accesorios	51.5 \$/Dispa
	219.12 TM/dispa
Ventilación Mina	0.24 \$/TM
Costo de Ventilador	1.5 \$/Hr
Cantidad de horas	8 Hr
Energía Eléctrica/Bombes, otros	0.05 \$/TM
	0.39 \$/TM
COSTO TOT. OPEX	4.24 \$/TM

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 149,684.90) no están incluidos en estos cálculos.

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

18.88 \$/TM
61.54 \$./TM

Tipo de cambio S/. 3.26 = \$ 1

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda



Tabla 16.- Alternativa "B-mallas pernos" EXTRAMIN

Alternativa "B-mallas Perno"														EXTRAMIN						
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	Cost. Avance US\$/		Cost. Sostenim. US\$/										Cost. Expl US\$/m	Cost. Total US\$/labor	A todo Costo US\$/m			
			Long. (m)	US\$/m	N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	M2 de Shot.	US\$/unidad	M2 Malla	US\$/unidad				N° Tablas	US\$/unidad	N° Gda Cabe
Túnel	2080	4 x 4	99.67	771.72	312.92	22.12				63.34	1015.87	506.70	38.15						167,512.17	1681
Inclinado	2080	2.4 x 2.7	54.4	331.00	217.60	21.05													22,586.88	415
ore pass	-	4 x 4	63.82	578.50	402.07	22.12													45,813.57	718
rampa	-	4 x 4	503.85	582.90	3174.26	22.12						5542.35	38.15						575,349.34	1142
Crucero	2020	3 x 3	118.76	395.80	629.43	21.05						961.96	38.15	106.88	19.97				99,087.76	834
crucero	2050	3 x 3	110.83	395.80	587.40	21.05						897.72	38.15	99.75	19.97				92,471.34	834
Crucero	2080	3 x 3	221.04	395.80	1171.51	21.05						1790.42	38.15	198.94	19.97				184,425.39	834
chimenea principal	-	2 x 2	106.41	312.50	425.64	13.81													39,130.90	368
Chimenea norte	-	2 x 2	93.3	312.50	373.20	13.81													34,309.86	368
gal 1 - 2080	2080	2.1 x 2.4	439.63	315.30	2637.78	27.34								1938.77	19.97				249,439.84	567
gal 2 - 2080	2080	2.1 x 2.4	459	315.30	2754.00	27.34								2024.19	19.97				260,430.10	567
gal 3 - 2080	2080	3 x 3	456.26	395.80	3650.08	27.34								2012.11	19.97				320,549.36	703
gal 1 - 2050	2050	2.1 x 2.4	442.8	315.30	2656.80	27.34								1952.75	19.97				251,238.45	567
gal 2 - 2050	2050	2.1 x 2.4	464.25	315.30	2785.50	27.34								2047.34	19.97				263,408.88	567
gal 3 - 2050	2050	3 x 3	462.28	395.80	3698.24	27.34								2038.65	19.97				324,778.77	703
gal 1 - 2020	2020	2.1 x 2.4	433.45	315.30	2600.70	27.34								1911.51	19.97				245,933.39	567
gal 2 - 2020	2020	2.1 x 2.4	476.1	315.30	2856.60	27.34								2099.60	19.97				270,132.40	567
gal 3 - 2020	2020	3 x 3	469.98	395.80	3759.84	27.34								2072.61	19.97				330,188.47	703
Cámara acumu	2020	4 x 4	17.67	578.50	93.65	26.42													12,696.35	719
Cámara acumu	2050	4 x 4	17.26	578.50	91.48	26.42													12,401.76	719
Cámara acumu	2080	4 x 4	18.81	578.50	99.69	26.42													13,515.47	719
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	395.80	179.94	23.22													17,615.50	519
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	395.80	125.19	23.22													12,255.61	519
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	395.80	81.89	23.22													8,016.48	519
camara chimenea principal	2080	4 x 4	10.39	578.50	65.46	26.42													7,739.99	745
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	395.80	56.82	23.22													5,562.24	519
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	395.80	52.52	23.22													5,141.96	519
camara rampa	-	4 x 4	22.06	578.50	138.98	26.42													16,433.51	745
TOTAL			5656		35679	0			63		9699	18503		0		0		\$3,888,165.74	\$687.48	

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda	5656 m
CAPEX (Avance, Sostenimiento, incluye materiales)	3888166 US\$
CAPEX para instal., servicios, reparaciones (1.0%)	38882 US\$
CAPEX para transporte de desmonte y deposición (30,000 m3)	65468 US\$
CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina	446963 US\$
	4439479 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación

432000 TM

COSTO UNITARIO de CAPEX

10.28 US\$/TM

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina	2.45 \$/TM
Perforación:	
Jumbo o Simba	103 \$/hr
Perforación	64 Mt/Disp
Partes y acce. De perf.	38.67 \$/Disp
Tonelaje roto/Disp	219.12 TM/dispa
Voladura:	1.12 \$/TM
Anfo y Accesorios	51.5 \$/Dispa
	219.12 TM/dispa
Ventilación Mina	0.24 \$/TM
Costo de Ventilador	1.5 \$/Hr
Cantida de horas	8 Hr
Energía Eléctrica/Bombeos, otros	0.05 \$/TM
	0.39 \$/TM
COSTO TOT. OPEX	4.24 \$/TM

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 149,684.90) no están incluidos en estos cálculos.

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

14.52 \$/TM
47.33 \$/TM

Tipo de cambio S/. 3.26 = \$ 1

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda



Tabla 17.- Alternativa "C" EXTRAMIN

Alternativa "C"										EXTRAMIN												
Código	Nivel (msnm)	Sección (m)	Cost. Avance US\$/		Cost. Sost. Sost. US\$/										Cost. Expl US\$/m	Cost. Total US\$/labor	A todo Costo US\$/m					
			Long. (m)	US\$/m	N° Perno	US\$/unidad	N° Cuad.	US\$/unidad	N° Cimbras	US\$/unidad	M2 de Shot.	US\$/unidad	M2 Malla	US\$/unidad				N° Tablas	US\$/unidad	N° Gda Cabe	US\$/unidad	
Túnel 2080	2080	4 x 4	99.67	771.72	312.92	22.12				63.34	1015.87	506.70	38.15								167,512.17	1681
Inclinado	2080	2.4 x 2.7	54.40	331.00	217.60	21.95															22,586.88	415
ore pass	-	4 x 4	63.82	578.50	402.07	22.12															45,813.57	718
rampa	-	4 x 4	503.85	582.90	3174.26	22.12						5542.35	38.15								575,349.34	1142
Crucero 2020	2020	3 x 3	118.76	395.80	629.43	21.05						106.88	38.15								72,155.40	608
Crucero 2050	2050	3 x 3	110.83	395.80	587.40	21.05						99.75	38.15								67,774.35	612
Crucero 2080	2080	3 x 3	221.04	395.80	1171.51	21.05						198.94	38.15								127,387.93	576
chimenea principal	-	2 x 2	106.41	312.50	425.64	13.81															39,130.90	368
Chimenea norte	-	2 x 2	93.30	312.50	373.20	13.81															34,309.86	368
gal 1 - 2080	2080	2.1 x 2.4	439.63	315.30			549.54	155.19						17585.20	11.82	439.63	11.27				436,734.31	993
gal 2 - 2080	2080	2.1 x 2.4	459.00	315.30			573.75	155.19						18360.00	11.82	459.00	11.27				455,976.72	993
Bypass 2080	2080	3 x 3	435.27	395.80	2306.93	21.05						391.74	19.97								228,663.87	525
gal 1 - 2050	2050	2.1 x 2.4	442.80	315.30			553.50	155.19						17712.00	11.82	442.80	11.27				439,883.43	993
gal 2 - 2050	2050	2.1 x 2.4	464.25	315.30			580.31	155.19						18570.00	11.82	464.25	11.27				461,192.14	993
Bypass 2050	2050	3 x 3	430.52	395.80	2281.76	21.05						387.47	19.97								226,168.52	525
gal 1 - 2020	2020	2.1 x 2.4	433.45	315.30			541.81	155.19						17338.00	11.82	433.45	11.27				430,595.01	993
gal 2 - 2020	2020	2.1 x 2.4	476.10	315.30			595.13	155.19						19044.00	11.82	476.10	11.27				472,964.09	993
Bypass 2020	2020	3 x 3	425.67	395.80			2256.05	21.05				383.10	19.97								223,620.63	525
Cámara acumu 2020	2020	4 x 4	17.67	578.50	111.32	22.12															12,684.52	718
Cámara acumu 2050	2050	4 x 4	17.26	578.50	108.74	22.12															12,390.19	718
Cámara acumu 2080	2080	4 x 4	18.81	578.50	118.50	22.12															13,502.87	718
Camaras chimenea norte	2080	3 x 3	33.95	395.80	179.94	21.05															17,225.04	507
Camaras chimenea norte	2050	3 x 3	23.62	395.80	125.19	21.05															11,983.96	507
Camaras chimenea norte	2020	3 x 3	15.45	395.80	81.89	21.05															7,838.79	507
camara chimenea principal	2080	3 x 3	10.39	578.50	55.07	21.05															7,169.78	690
camara chimenea principal	2050	3 x 3	10.72	395.80	56.82	21.05															5,438.95	507
camara chimenea principal	2020	3 x 3	9.91	395.80	52.52	21.05															5,027.99	507
camara rampa	-	4 x 4	22.06	578.50	138.98	22.12																
ventanas 2080	2080	3 x 3	400.00	395.80	2120.00	21.05			240.00	860.97	360.00	51.15										
ventanas 2050	2050	3 x 3	400.00	395.80	2120.00	21.05			240.00	860.97	360.00	51.15										
ventanas 2020	2020	3 x 3	400.00	395.80	2120.00	21.05			240.00	860.97	360.00	51.15										
TOTAL			6759		21528			3394		783		7535		1162		108609		2715			\$5,049,073.06	\$747.06

CAPEX/OPEX:

Total Metros a explorar y preparar para explotar carbón en la Banda	6759 m
CAPEX (Avance, Sost. Sost. Sost., incluye materiales)	5049073 US\$
CAPEX para instal., servicios, reparaciones (1.0%)	50491 US\$
CAPEX para transporte de desmonte y deposición (50,000 m3)	109114 US\$
CAPEX para Construcción de Componentes en la bocamina	446963 US\$
	5655641 US\$

Toneladas de Carbón a explotar con esta preparación 324000 TM
 COSTO UNITARIO de CAPEX 17.46 US\$/TM

OPEX:

Acarreo y transporte de Carbón a la Cacha - Bocamina	2.45 \$/TM
Perforación:	
Jumbo o Simba	103 \$/hr
Perforación	64 M/Disp
Partes y acc. De perf.	38.67 \$/Disp
Tonelaje roto/Disp	219.12 TM/disp
	1.12 \$/TM
Voladura:	
Anfo y Accesorios	51.5 \$/Dispa
	219.12 TM/disp
	0.24 \$/TM
Ventilación Mina	
Costo de Ventilador	1.5 \$/Hr
Cantidad de horas	8 Hr
	0.05 \$/TM
Energía Eléctrica/Bombeos, otros	0.39 \$/TM
COSTO TOT. OPEX	4.24 \$/TM

COSTO TOTAL CAPEX + OPEX DE MINA LA BANDA

21.70 \$/TM
70.73 \$/TM

NOTA: Los Gastos Generales ó Costos Fijos propuestos de COMICIV (US \$ 149,684.90) no están incluidos en estos cálculos.

Tipo de cambio \$/. 3.26 = \$ 1

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la Banda



En resumen de los costos para los cuadros comparativos de producción por día en el periodo 2018, se visualiza los costos mensuales que generaran por cada alternativa de explotación del mineral hulla, la producción diaria se estima en 800 TM, durante un mes de 30 días con 24000 TM, según programa.

Tabla 18.-Resumen comparativo de los costos de explotación según las alternativas planteadas.

		COMICIV VS EXTRAMIN	
		COMICIV	EXTRAMIN
COSTOS FIJOS/MES		137637.9	149684.92
ALTERNATIVA "A"	us \$/TM	36.88	33.34
	S/. /TM	120.23	108.69
ALTERNATIVA "B-GL CON CUADROS"	us \$/TM	15.75	18.13
	S/. /TM	51.35	59.10
ALTERNATIVA "B-GL CON CIMBRAS"	us \$/TM	18.37	18.88
	S/. /TM	59.89	61.55
ALTERNATIVA "B-GL CON CIMBRAS+PH"	us \$/TM	14.68	14.52
	S/. /TM	47.86	47.34
ALTERNATIVA "C"	us \$/TM	20.47	21.73
	S/. /TM	66.73	70.84

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 19.-Resumen comparativo de la producción según las alternativas planteadas.

		COMICIV VS EXTRAMIN			
		COMICIV		EXTRAMIN	
METODOS DE EXPLOTACION	UND		TM/AÑO		TM/AÑO
ALTERNATIVA "A"	TM/DIA	550		550	
	TM/MES	16500.00	198000	16500.00	198000
ALTERNATIVA "B-GL CON CUADROS"	TM/DIA	800		800	
	TM/MES	24000.00	288000	24000.00	288000
ALTERNATIVA "B-GL CON CIMBRAS"	TM/DIA	800		800	
	TM/MES	24000.00	288000	24000.00	288000
ALTERNATIVA "B-GL CON CIMBRAS+PH"	TM/DIA	800		800	
	TM/MES	24000.00	288000	24000.00	288000
ALTERNATIVA "C"	TM/DIA	600		600	
	TM/MES	18000.00	216000	18000.00	216000

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo a la tabla 18 en líneas generales en aporte de las alternativas de explotación y sus costos remarcamos los costos de la empresa COMICIV, que dan un costo de 120.23 soles por TM en la alternativa A del método de explotación la empresa EXTRAMIN se tiene un costo de 108.69 soles por TM, mientras que en las alternativas B-GL con cuadros, B-GL con cimbras, B-GL con cimbras + PH nos da un costo de 51.35 soles/TM, 59.89 soles/TM, 47.86 soles/TM respectivamente, siendo los costos en la empresa contratista COMICIV siendo esta menores a los costos planteados por la empresa EXTRAMIN ver Tabla 7, en la alternativa C del método de explotación la empresa COMICIV da un costo de 66.73 soles/TM siendo también menos el costo, dado los costos de las dos empresas propuestas para poder realizar la explotación que

nos permitirán obtener el producto carbonífero COMICIV propone aminorar costos en la explotación del yacimiento.

4.1.1. Comparativo de producción mensual

El plan de producción ha sido estimado en 288,000 TM de carbón antracita por año. Se contempla trabajar 30 días por mes, 336 días por año, en 1 turno de 12 horas por día para la extracción. La producción diaria se estima en 800 TM con una producción mensual requerida de 24000 TM.

Tabla 20.-Plan de Producción de Carbón Antracita.

PLAN DE PRODUCCION DE CARBON		
cut off grade	6500	kcal/kg
Producción por mes	24000	TM
Producción por año	288000	TM
Reservas	1,415,973	TM
vida de la mina	5	Años

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 20 se muestra el resumen de los niveles de producción en tajos, avances y el Proyecto la Banda, no se incrementa la producción en la mina se estima una explotación continua de 800 TM diarias, y la duración de la vida útil de la mina en 5 años.

4.1.2. Estimación de costos de operación según la evaluación.

En la tabla 10 nos muestra un resumen de los costos estimados que an sido evaluados según la cotización de las empresas especializadas en minería, para la ejecución del planeamiento de minado del Proyecto la banda en aspectos como perforación, voladura, carguío y acarreo, ventilación y servicios. En consecuencia se estima los costos de operación antes de la explotación.

Tabla 21.-Comparativo de servicios auxiliares.

Actividad	Método de explotación SLC (US\$/TM)
Perforación	1.12
Voladura	0.24
Carguío y Acarreo	2.45
Ventilación	0.05
Servicios,	0.05
Total	3.91

Fuente: Elaboración propia

4.2. PLAN DE MINADO

4.2.1. Selección del Método de Explotación.

En el presente artículo se revisara la secuencia lógica de los parámetros a tener en cuenta para la elección de un método de minado. Algunos parámetros a tener en cuenta son:

- Las condiciones del terreno de la caja piso (Footwall), caja techo (Hanging wall) y mineral
- Las características físicas y geológicas del yacimiento.
- Minería y de capital costos.
- Ritmo de extracción de minería.
- Consideraciones ambientales.
- Disponibilidad y costo de mano de obra.

Tabla 22.-Selección de Método de Minado (Método Nicholas).

Características	Datos	Cielo Abierto	Cámaras por subniveles	Hundimiento por subniveles	Tajeos largos	Cámaras y pilares	Corte y relleno	Entibación con marcos
Geometría-Distribución								
Forma del yacimiento	Tabular	2	2	4	0	4	4	2
Potencia del mineral	Estrecho	2	1	4 (*)	4	4	4	4
Inclinación	Inclinado	4	4	4	-49	0	4	3
Distribución de leyes	Uniforme	3	3	4	4	3	3	3

TOTAL		11	10	16	-41	11	15	12
Geomecánica Zona mineral								
Resistencia de la roca (Carbón)	Pequeña	3	-49	3	4	3	3	3
Espaciamiento entre fracturas	Pequeña	3	0	4	4	1	3	3
Resistencia de discontinuidades	Pequeña	2	0	4	4	0	4	4
TOTAL		8	-49	11	12	4	10	10
Zona del techo:								
Resistencia de la roca	Alta	4	4	4	3	4	2	2
Espaciamiento entre fracturas	Grande	4	2	3	4	3	2	2
Resistencia de discontinuidades	Media	3	3	2	3	3	4	4
TOTAL		11	9	9	10	10	8	8
Zona del piso:								
Resistencia de la roca	Alta	4	4	4	3	4	2	2
Espaciamiento entre fracturas	Grande	4	2	3	4	3	2	2
Resistencia de discontinuidades	Media	3	2	2	3	3	4	4
TOTAL		11	8	9	10	10	8	8
Total General		41	-22	45	-9	35	41	38

Nota (*): Se ha considerado el valor de 4 para potencia de mineral con el Método de

Hundimiento por Subniveles, al tratarse de un sistema de mantos paralelas entre si y que pueden explotarse en conjunto como si fuera un solo cuerpo mineralizado

Fuente: Nicholas, D.E., 1981, "Method Selection—A Numerical Approach," Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines, Chap. 4, D. Stewart, ed., SME-AIME, New York, pp. 39–53.

Los Factores que favorecen el método de hundimiento por subniveles son:

- Cuerpos verticales masivos y en depósitos que tiene grandes dimensiones: muy potente, gran volumen, extensión pues de esta forma la presión del techo es mayor y el hundimiento será uniforme y alto buzamiento. Si bien los cuerpos de Carbón son de dimensiones poco potentes, lo que favorece el hundimiento del carbón es la propiedad que éste posee de ser quebradizo y estar adherido a las cajas, además de que los mantos tienen un fuerte buzamiento que supera en ángulo de fricción interna del Carbón ($\Phi = 45$).
- Minerales de resistencia media, quebradizos y bien estratificados, que se trocean con facilidad, sea con explosivos o por sí solos debido a la presión del techo.
- El terreno superficial debe permitir desplomes, sin crear problemas graves.
- Debido a las pérdidas de mineral se aplica este método sólo en minerales de valor medio, y que no se presenten problemas en el tratamiento metalúrgico. En nuestra operación no existe tratamiento metalúrgico y el carbón será extraído en su totalidad debido a su valor en la energía calorífica, el cual es potencialmente aprovechable en toda la extensión del yacimiento.

4.2.1. Condiciones de diseño

El túnel principal 2080 se iniciará en laderas del cerro (Material coluvial) y su diseño considera una sección de 4 m x 4 m con una pendiente de 1%. Lo que se prevé una longitud de 58 m debajo del material coluvial.

El Crucero Cx 2080 es la continuación del túnel principal sin embargo esta excavación se realizará en roca bastante competente (Formación Chimú), cuya sección es de 3 m x 3 m con una pendiente de 1% hasta interceptar todos los mantos de carbón que pasarán perpendicularmente, se desarrollara una rampa negativa de 12% de sección 4 m x 4 m en roca competente de la (formación chimú), accedendo mediante cruceros hacia los niveles inferiores, realizando el desarrollo y preparación para los tajos a minarse.

La excavación de la primera etapa está considerada sin uso de explosivos, haciendo uso solo de equipo de limpieza Scoop LHD y con la instalación de fortificación inmediata. Una vez alcanzada a la roca competente se hará uso de explosivos emulsificantes de menor impacto al medio ambiente y de mayor resistencia a filtraciones de agua.

- **Diseños de La fortificación de los túneles**

En función a los modelamientos anteriormente realizados podemos afirmar que la fortificación adecuada para garantizar la estabilidad de los túneles, son las Cimbras 8” x 5 ¼” WF + Spiling Bar con Grouting en caso del túnel principal de 208 (4 m x 4 m). Y para el Crucero y rampas será más que suficiente el uso de pernos de 19 mm cementados o con resinas según sea el caso operativo de la mina.

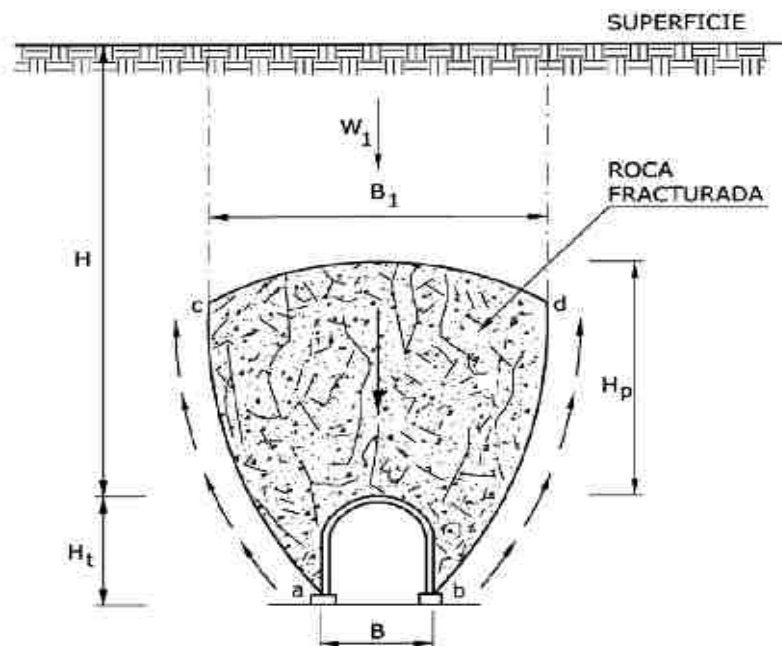
Los tipos de sostenimientos para estabilizar el Macizo Rocosó en el tramo de 58 m de depósito cuaternario será con Cimbras tipo “H” de 20lb/pie con espaciamiento de 1.0-1.5 m. Este diseño está contemplado también a los métodos empíricos de la Teoría de Tersaghi y correlacionando con el ancho del túnel a excavar: 4 m x 4 m, 3 m x 3 m y 2.7 m x 2.7 m respectivamente (figura 13).

B= Ancho túnel

Ht= Altura de túnel

Hp= Carga de roca

Figura 23.-Teoría de Terzaghi para túneles cerca de superficies.



Fuente: Geomecánica del proyecto la banda

Para la selección de la cimbra continua de 04 piezas, se tuvo en cuenta la clasificación geotécnica de rocas de tipo V (mala a muy mala), se asume el valor de carga sobre la bóveda y los hastiales, siguiendo los criterios de Terzaghi que permite estimar la carga de roca transmitida sobre los perfiles estructurales o cimbras, lo cual se ilustra en el **Anexos 01 Plano Lamina-03**. Por otro lado, para las condiciones de roca muy fracturada, la carga actuante se determina de acuerdo al ancho y altura de la labor más crítica de 4mx4m, así tenemos para:

$$B = 4.00 \text{ m}$$

$$H_t = 4.00 \text{ m}$$

$$H_p = 0.35 (B + H_t) \text{ a } 1.1 (B + H_t), \text{ en m}$$

$$H_p = 0.35 (4.00 + 4.00) = 2.80 \text{ m, altura mínima.}$$

$$H_p = 1.1 (4.00 + 4.00) = 8.80 \text{ m, altura máxima.}$$

Para excavaciones que se encuentran fuera de la napa friática, los valores de H_p para los estados 4 a 10 pueden reducirse al 50%, así tenemos para el ejemplo anterior: $H_p \times 0.5$.

$H_p = 2.80 \text{ m} \times 0.5 = 1.40 \text{ m}$, altura mínima.

$H_p = 8.80 \text{ m} \times 0.5 = 4.40 \text{ m}$, altura máxima.

El cálculo de la carga sobre la cimbra, considerando que las cimbras se instalan con una distancia entre ejes ($d = 1.20 \text{ m}$), con peso de roca 2.48 TM/m^3 y que la altura de carga (H_p) se estima en $4.40 \text{ m} \approx 5 \text{ m}$, entonces:

$$q = 2480 \text{ kg / m}^3 \times 1.2 \text{ m} \times 5 \text{ m} = 14,880 \text{ kg /m.}$$

Así mismo se comprobó la carga actuante en el techo de los arcos rígidos equivalente a las cimbras:

$$q = \alpha L \gamma a.$$

Dónde:

α = Factor de carga que depende de las condiciones de esfuerzo:

$$\text{Condiciones ligeras del techo} \quad \alpha = 0.25$$

$$\text{Condiciones normales o medias} \quad \alpha = 0.5$$

$$\text{Condiciones difíciles o malas} \quad \alpha = 1.0$$

L = Claro del túnel, en m.

γ = Peso volumétrico de la roca, en $\text{TM}/^3$.

a = Espaciamiento entre cimbras, en m.

$$A_y = B_y = \frac{(0.785 h' + 0.666 r) q_t r^3}{0.666 (h')^3 + \pi r (h')^2 + 4 h' r^2 + 1.57 r^3}, \quad \text{Ec. 1}$$

$$M = 0.5 q t r^2 \text{ sen} 2\alpha - A_y (h' + r \text{ sen} \alpha), \text{ para } 0 \leq \alpha \leq \pi. \quad \text{Ec. 2}$$

$$M = - A_y X, \quad \text{para } 0 \leq X \leq h' \quad \text{Ec.3}$$

$$N = - q t r \text{ cos} 2\alpha - A_y \text{ sen} \alpha, \quad \text{Ec.4}$$

Dónde:

$A_y = B_y =$ Reacción en los pies derecho, en TM.

$h,$ = Distancia vertical del arco, en m.

r = radio del arco, en m.

q_t = Carga uniforme del techo, en TM/m.

M = Momento, en TM-m.

N = Fuerza normal al perfil, en TM.

Para diseñar los arcos rígidos, se debe conocer el momento máximo, lo cual se obtiene mediante la derivada de la ecuación Ec.2 con respecto a α y se iguala a cero, se tiene que:

$$\frac{\partial M}{\partial \alpha} = \cos \alpha (q_t r^2 \operatorname{sen} \alpha - A_y r) = 0$$

$$\cos \alpha = 0, \alpha = \frac{\pi}{2}, \quad \text{Ec.5}$$

$$q_t r^2 \operatorname{sen} \alpha - A_y r = 0$$

$$\alpha = \operatorname{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r}, \quad \text{Ec.6}$$

Los valores de M máx. y de N son para los valores de α de la ecuación Ec.5 y Ec.6 como sigue:

$$M \text{ máx} = 0.5 q_t r^2 - A_y (h' + r) \quad \text{Ec.7}$$

$$M \text{ máx} = - A_y (h' + 0.5 r) \quad \text{Ec.8}$$

$$N = - A_y, \quad \text{Ec.9}$$

$$N_1 = - q_t r \quad \text{Ec.10}$$

Los valores de las ecuaciones (7) y (9) son mucho más pequeños que los valores de las ecuaciones (8) y (10), respectivamente.

Para diseñar el perfil del arco se calculó su sección transversal, según las ecuaciones (8) y (10).

La selección del tipo de cimbra, se realizó mediante el conocimiento de su módulo de sección, a partir de las siguientes ecuaciones:

$$|\sigma| = \frac{\text{cargaNormal}}{\text{áreaPerfil}} + \frac{\text{MomentoMáximo}}{\text{MóduloSección}}$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{A} + \frac{A_y \left(h' + \frac{0.5 \times A_y}{q_t} \right)}{W_x} \leq \sigma_s, \quad \text{Ec.11}$$

Dónde:

$|\sigma|$ = Valor absoluto del esfuerzo, en TM/m³.

A = Área de la sección del perfil, en m².

W_x = Módulo de sección del perfil, en m³.

σ_s = Esfuerzo permisible del acero para entibación de mina,

= 1,680 kg/cm² o 16,800 TM/ m².

En la ecuación (11), la sección transversal y el módulo de sección aparecen como dos incógnitas, luego la solución para un diseño conveniente demanda la aplicación de un método por tanteo. Sin embargo, las especificaciones DIN proporcionan las siguientes relaciones:

$$A = 0.149W_x + 9.78.$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{0.149W_x + 9.78} + \frac{A_y \left(h' + \frac{0.5 \times A_y}{q_t} \right)}{W_x} \leq \sigma_s$$

Ec.12

$$A_y = B_y = \frac{(0.785h' + 0.666r)q_t r^3}{0.666(h')^3 + \pi r(h')^2 + 4h'r^2 + 1.57r^3}$$

La ecuación (12) es de segundo grado con respecto a W_x ; se consideró su raíz positiva. Una vez determinado W_x , el perfil más aproximado de la cimbra fue seleccionado con un factor de seguridad mayor a 1.3, siendo así el de 20 lb/pie (8" x 5 1/4" WF).

4.2.1.1. Análisis de da estabilidad global para la explotación del carbon por sub level stoping con y sin relleno detrítico.

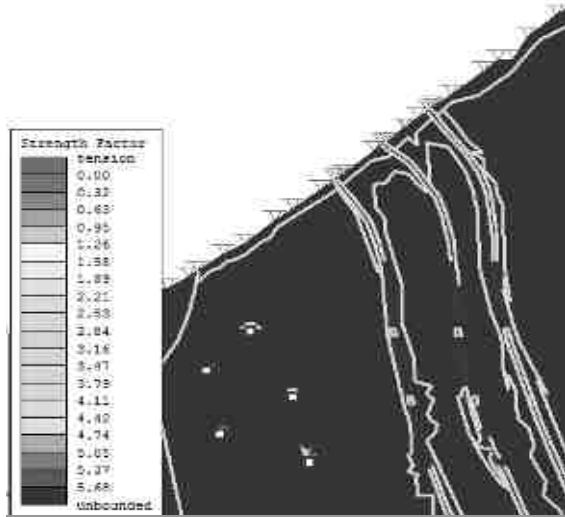
Tabla 23.-Clasificación y Caracterización Geomecánica

CLASIFICACION GEOMECANICA	COLO R	FRICCION	DENSIDAD	POISON	ELASTICIDAD	TRACCION	COMPRESION	mi	mb	s
RMR < 20		20°	1.66	0.2	2500					
RMR 20 - 40		30°	1.80	0.2	2500					
RMR 40 - 50				0.23	26060	1.83	18.3	22.03	3.69	0.0039
RMR 50 - 70				0.3	26060	14.46	144.6	22.03	7.54	0.0357
RMR 70 - 90				0.4	26060	20.15	201.5	22.03	15.41	0.329

Fuente: Geomecanica del proyecto la banda.

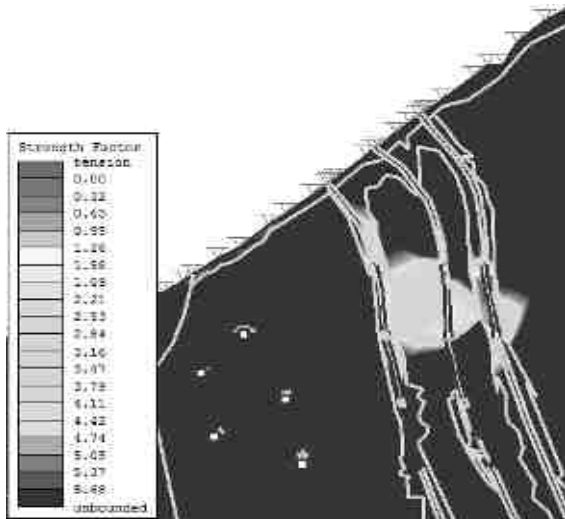
4.2.1.2. Análisis del factor de seguridad sin ningun tipo de sostenimiento (relleno detrítico).

Figura 24.-Análisis del factor de seguridad de la zona a explotar.



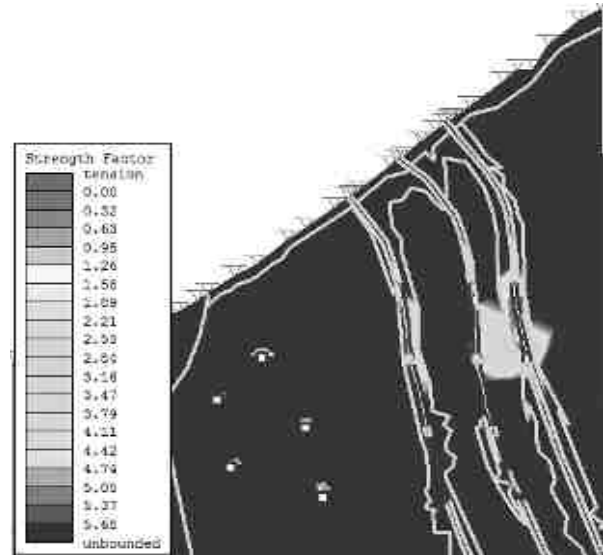
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 25.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 2 sin considerar relleno detrítico.



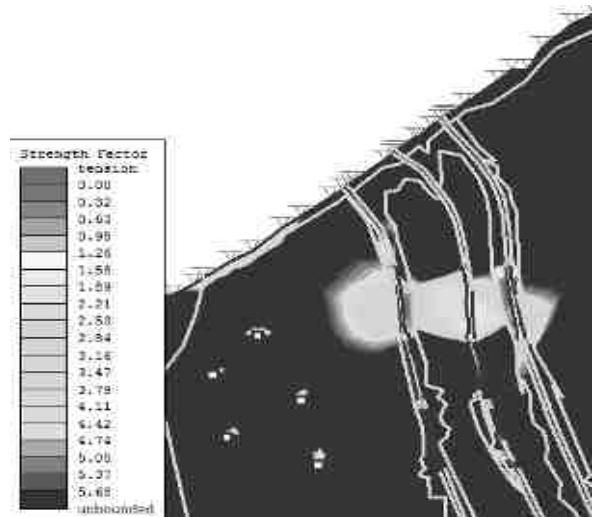
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 26.-Análisis del factor de seguridad sin sostenimiento en sub level stoping nivel 2080 al nivel 2010, tajo 3.



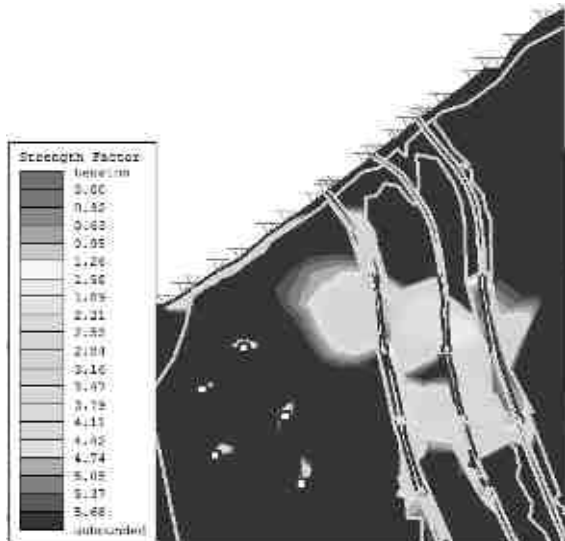
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 27.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 1 sin considerar relleno detrítico.



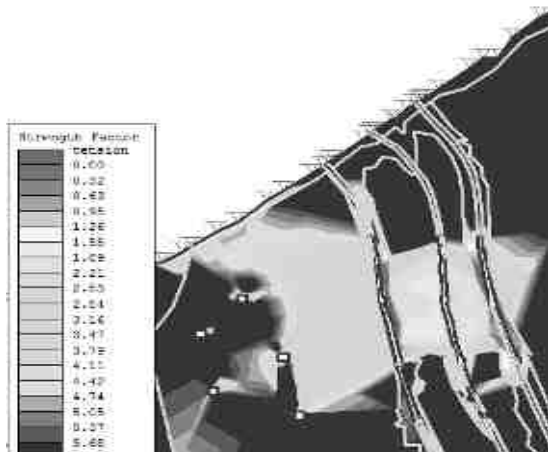
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 28.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 3 del nivel 2050 al nivel 2080 sin considerar relleno detrítico.



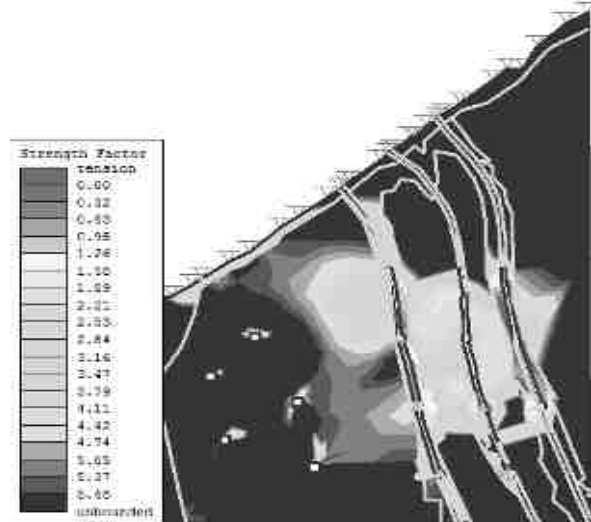
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 29.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 1 del nivel 2050 al nivel 2080 sin considerar relleno detrítico.



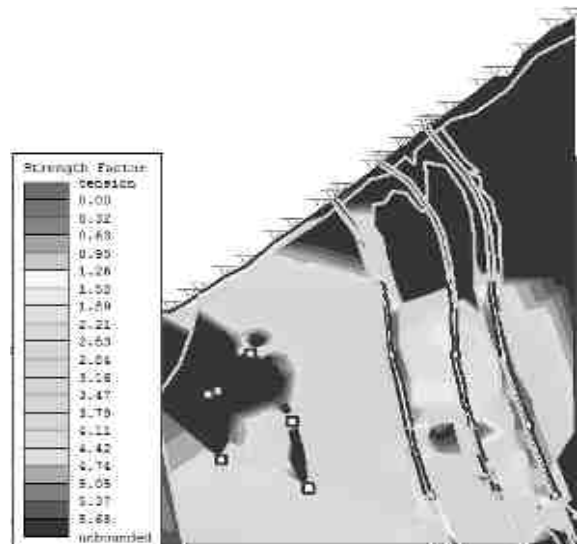
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 30.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 2 del nivel 2050 al nivel 2080 sin considerar relleno detrítico.



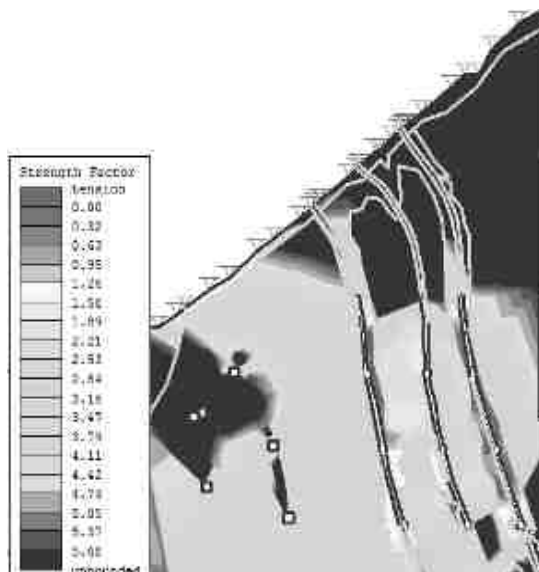
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 31.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 3 del nivel 2020 al nivel 2050 sin considerar relleno detrítico.



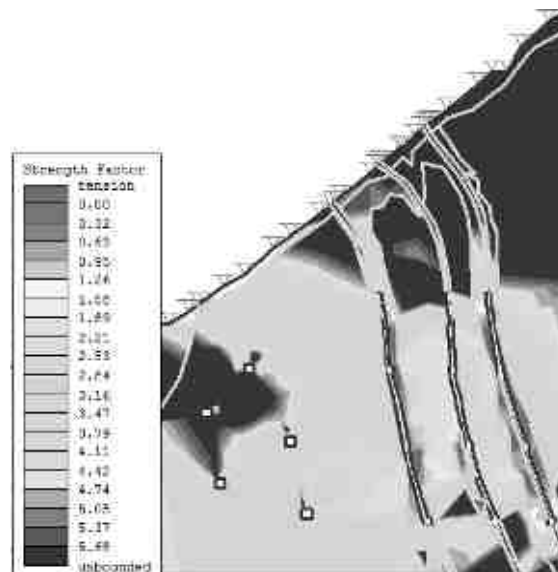
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 32.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 2 del nivel 2020 al nivel 2050 sin considerar relleno detrítico.



Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 33.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping tajo 1 del nivel 2020 al nivel 2050 sin considerar relleno detrítico.

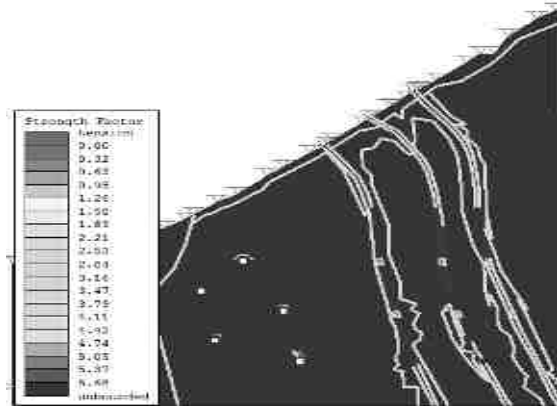


El Análisis del factor de seguridad sin ningún tipo de sostenimiento (relleno detrítico) considerando el ciclo de minado desde el nivel superior Nv 2110 hasta el nivel inferior Nv 2020 en forma descendente por el método de explotación sub level stoping como se muestra en las figuras del 1 al 10 sería > 1 generando inestabilidad y el riesgo de desprendimiento o colapso de los tajos vacíos.

4.2.1.3. Análisis del factor de seguridad con sostenimiento (relleno detrítico).

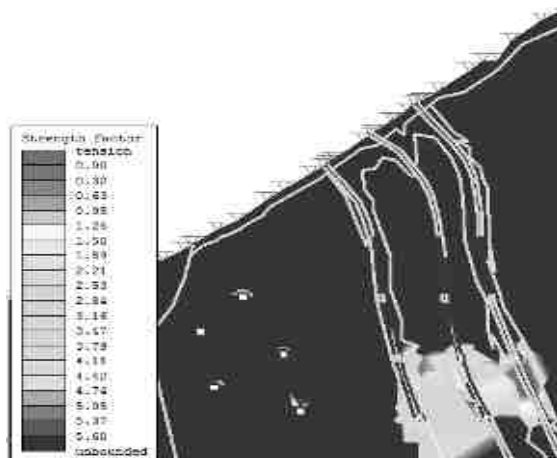
El análisis de estabilidad global del método de explotación sub level stoping utilizando el relleno detrítico como sostenimiento de los tajos vacíos, de acuerdo al ciclo de minado mostrado en las figuras del 23 al 30 nos muestra un factor de seguridad estático superior a 1.3 creando una estabilidad debido al relleno utilizado en los tajos explotados mitigando el riesgo a desprendimientos o colapsos.

Figura 34.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping de los tajos a explotar considerando relleno detrítico como sostenimiento.



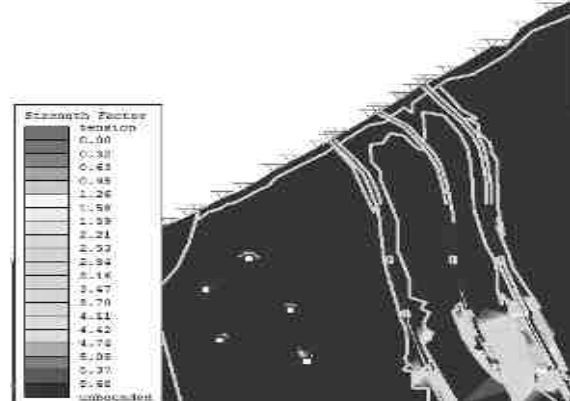
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda.

Figura 35.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento tajo 2 del nivel 2050 al nivel 2020, rellenando anteriormente el tajo3.



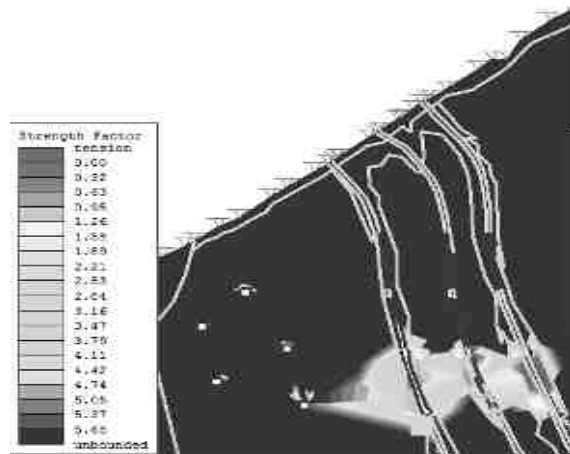
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 36.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping de los tajos a explotar considerando relleno detrítico como sostenimiento tajo 3 del nivel 2050 al nivel 2020.



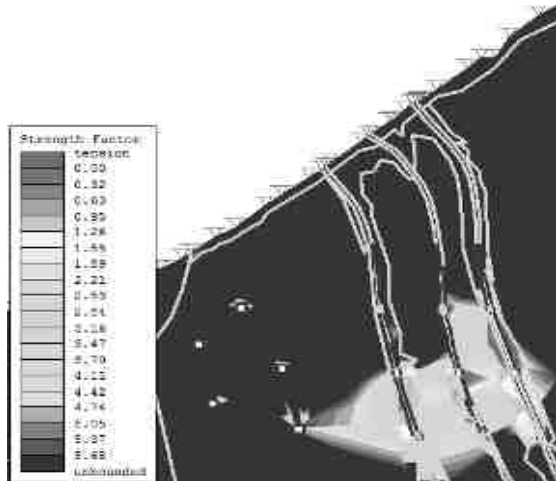
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 37.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento tajo 1 del nivel 2050 al nivel 2020. Con los tajos 2 y 3 debidamente rellenados.



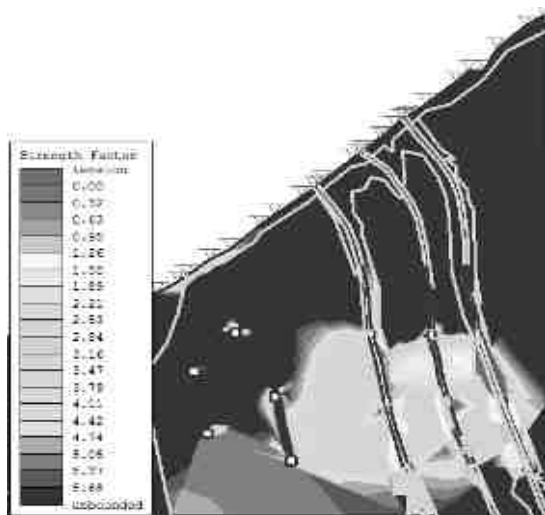
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 38.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento bajo 3 del nivel 2080 al nivel 2050. Con los tajos del nivel inferior debidamente rellenos.



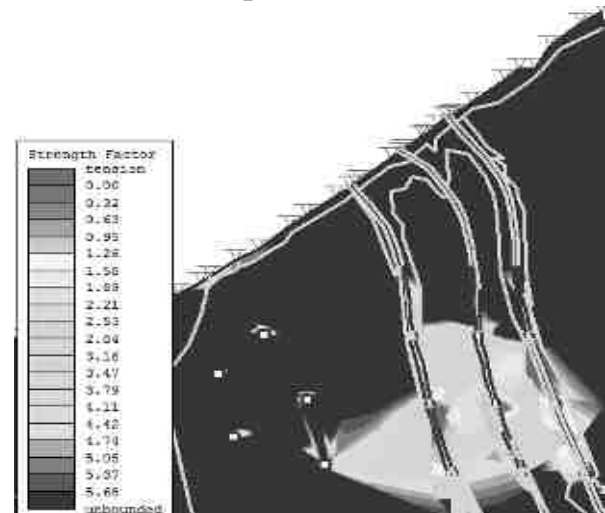
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 39.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento bajo 1 del nivel 2080 al nivel 2050. Con el bajo 3 y 2 del mismo nivel completamente relleno.



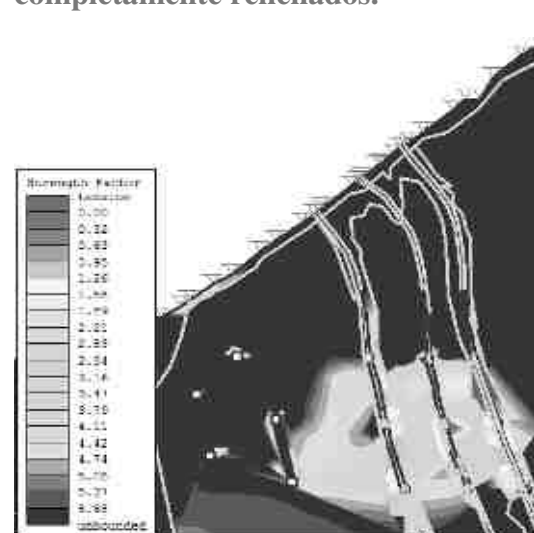
Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 40.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento bajo 2 del nivel 2080 al nivel 2050. Con el bajo 3 del mismo nivel completamente relleno.



Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

Figura 41.-Análisis del factor de seguridad sub level stoping con relleno detrítico como sostenimiento con los tajos en todos los niveles explotados completamente rellenos.



Fuente: Geomecanica del proyecto la banda

4.2.2. Determinación del método de explotación

A) Selección del método de explotación

Los mantos de carbón identificados presentan un buzamiento entre 62° y 80° y cuasi paralelos entre sí, distanciados entre 17 y 43 m entre el primer y segundo manto y entre 12 y 34 metros entre el segundo y tercer manto. El material de Carbón se encuentra adherido a las cajas y es quebradizo. Se ha utilizado el Método Nicholas para la selección de método de minado, a la vez se ha validado con el estudio Geomecánico y el análisis de costo beneficio de acuerdo a las políticas internas de la empresa.

Tabla 24.- Parámetros de selección para el Método de Minado.

Mineral	Carbón
Densidad:	1.66 g/cc
Buzamiento de Mantos	$62^\circ - 80^\circ$
Potencia de manto	2 a 3 metros
Roca Caja	Arenisca
	Cuarcita
UCS Arenisca	88 a 126.6 Mpa
UCS Cuarcita	99.1 a 211 Mpa
<u>Características del Carbón</u>	
Fragilidad	muy frágil, quebradizo
Ángulo de fricción interna	45°
UCS Carbón	6.7 Mpa

Fuente: Geomecánica del proyecto la banda

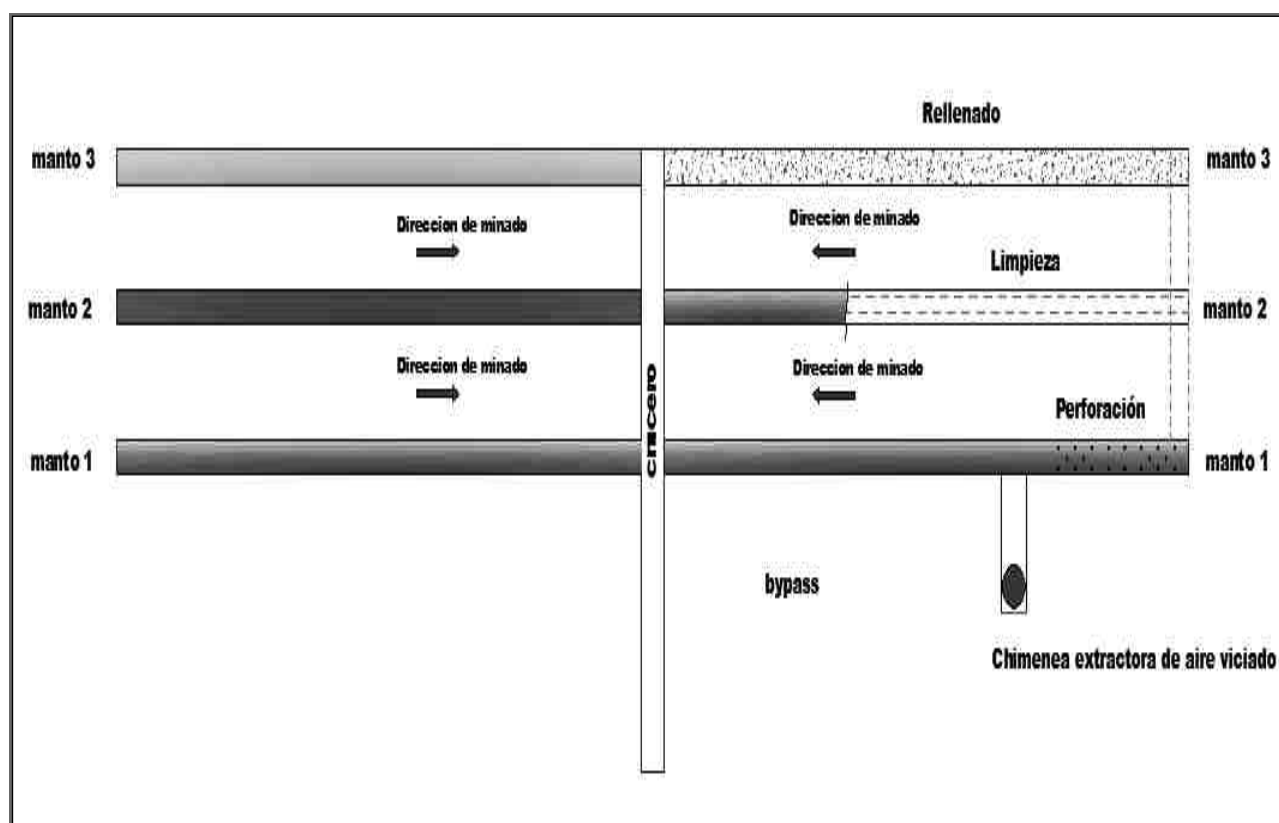
Los resultados de resistencia a la compresión simple de los materiales de roca y carbón se puede observar en detalle.

Según los resultados obtenidos, el método a cielo abierto queda descartado por factores socio-ambientales. Los métodos por corte y relleno y entibación por marcos pueden ser tomados en cuenta pero sus costos de explotación son bastante altos en comparación con el método Sublevel Caving (Hundimiento por subniveles) en base al valor de mercado del carbón.

B) Descripción del Método Seleccionado

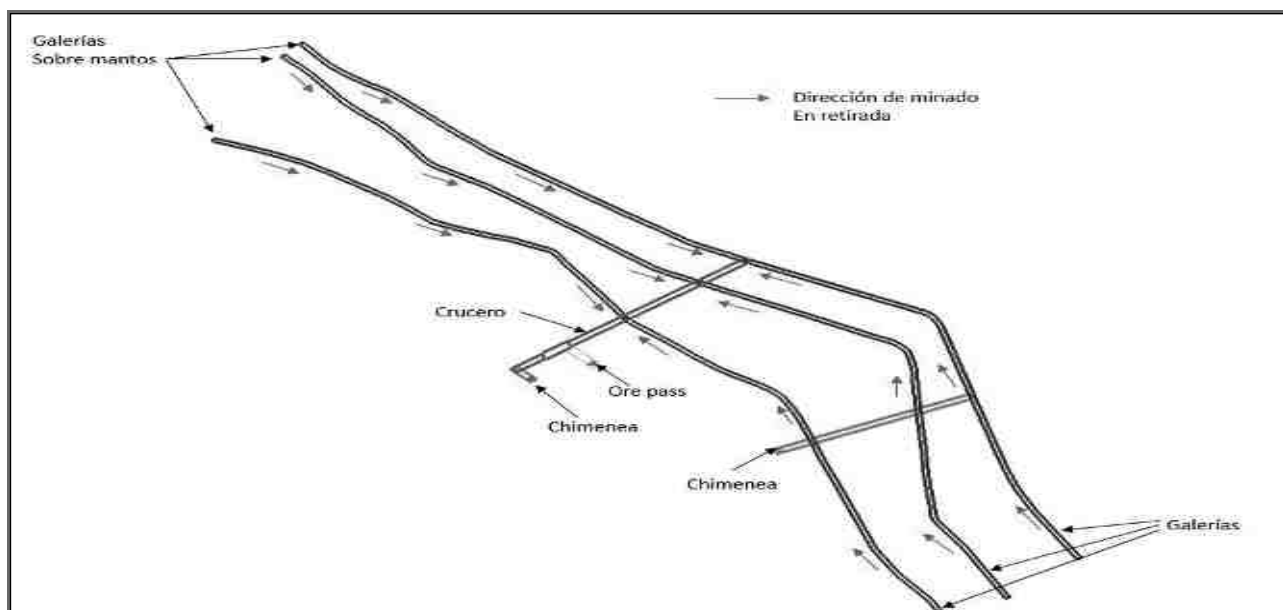
Las labores de preparación se realizarán mediante galerías en cada nivel siguiendo los mantos de carbón según el esquema de la figura 44, el avance de la galería se realiza hasta el tope del manto, tanto en un nivel superior como en el nivel inferior y la altura entre niveles de extracción será de 30 metros. El material de carbón será extraído en retirada desde el manto más distanciado desde la bocamina (Manto 3) hasta el manto más cercano (Manto 1), respetando el ciclo de minado propuesto en la figura 42: Relleno, limpieza y perforación.

Figura 42.-Método de minado – vista de planta.



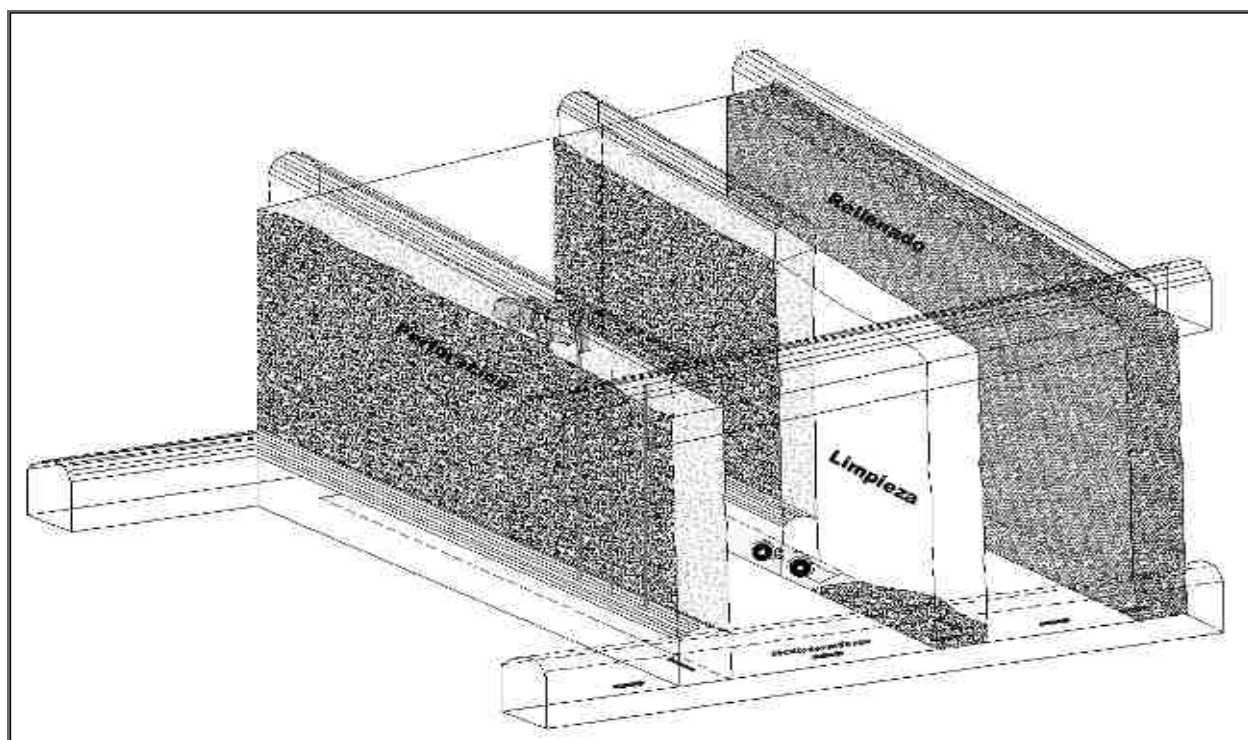
Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Figura 43.- Esquema del método de minado con mantos identificados (hundimiento) vista en Planta.



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda.

Figura 44.-Método de minado – vista isométrica.



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

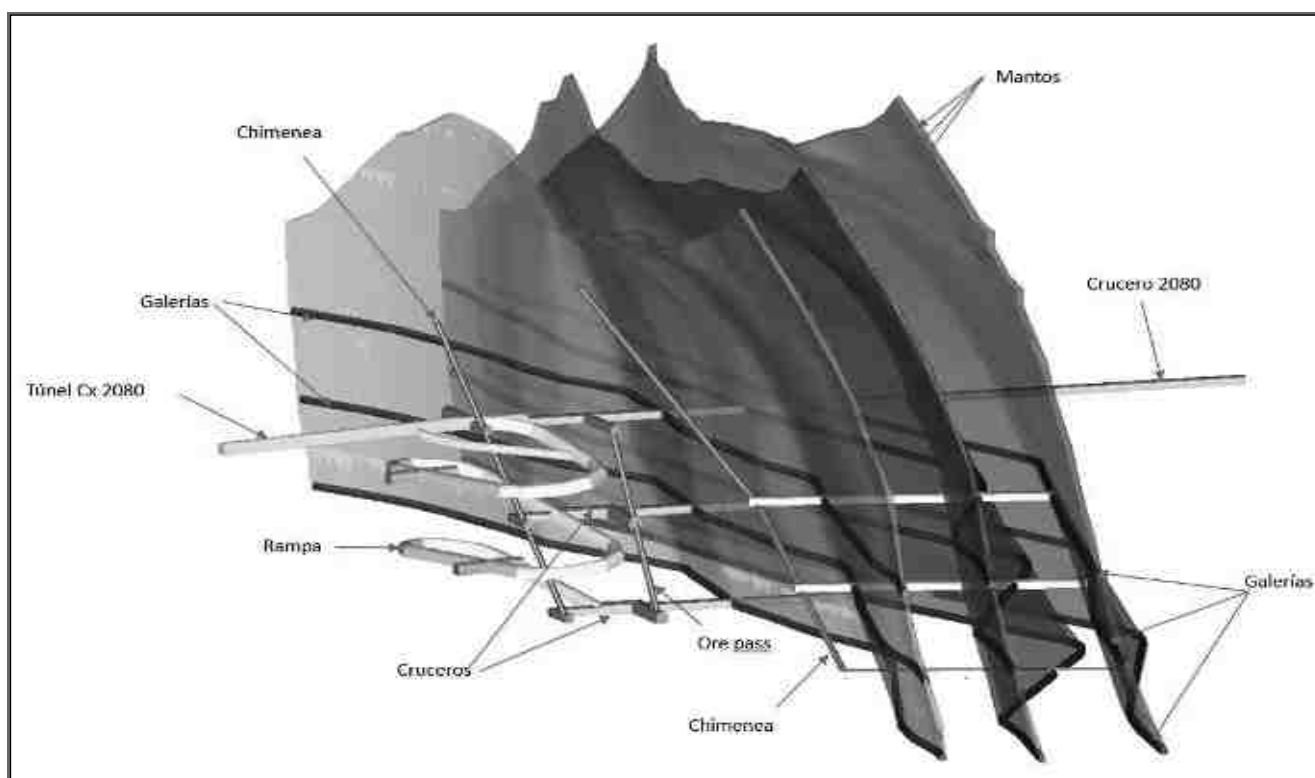
El trabajo de extracción del Carbón en las galerías será mediante un equipo LHD, que acarreará el material hasta un punto de acumulación en interior mina (Cámara de acumulación) y luego será transportado en volquetes hacia el exterior. El detalle de la dimensión de la flota se desarrolla en el capítulo 9 (flota de equipos) del presente informe.

C) Diseño de Mina

El diseño de la mina se consta de tres niveles de extracción. En cada nivel se desarrollará un crucero principal de los cuales parten las galerías siguiendo la dirección de los mantos, una rampa principal con pendiente 12% que conectara todos los niveles de extracción, además de cámaras para diversos fines (carguío, polvorín, etc.) El diseño en 3D se observa en la figura 45.

El metraje total de preparación de la mina es de 5,953 metros.

Figura 45.-Vista general del diseño de mina.



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

El minado se efectuará desde el nivel superior en el nivel 2050 hasta el nivel 2020. En una primera etapa, seguidamente se efectuara desde el nivel 2080 al nivel 2050. Previamente se desarrolla las galerías en niveles superiores como inferiores con la finalidad de explotar el material de carbón por método de hundimiento tal como se aprecia en la figura 45.

El alcance de los mantos para la explotación contempla 740 metros de extensión a lo largo de la dirección NW a SE (Plano horizontal), momentáneamente se considera explotar recursos de Carbón a partir de la cota 2080 hasta la cota 2020, considerando esta restricción estimamos los recursos preliminares explotables según la tabla 5 descrito en el capítulo 4 del presente informe. Durante el avance de las labores del nivel 2080 se realizarán sondajes con el objetivo de validar la continuidad de los mantos de carbón.

D) Plan de preparación y desarrollo

El plan de preparación y desarrollo ha sido elaborado en base a los requerimientos de producción de la mina, al séptimo mes de avances ya tendremos disponible el carbón para extracción. El inicio de las operaciones están programados una vez aprobado el EIA Semidetallado, el informe técnico modificadorio (ITS) y el EIA de Explotación.

Se observa el avance mensual de las labores de preparación. En la tabla N° 25 se observa los metrajes de avance por año:

Tabla 25.-Preparación por año.

Año	Metraje (m)
2018	2,029
2019	3,924
Total(*)	5,953

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Nota (*) El metraje total de la tabla 14 pertenece a la primera etapa del proyecto, puesto que en función de la continuidad del carbón hacia el sur se preparará la siguiente etapa de explotación.

E) Túneles.

Túnel principal de extracción Nv. 2080, ingreso y salida principal de personal, equipos y materiales, ingreso de servicios de agua y aire a labores de interior Mina, con sostenimiento de acuerdo al modelamiento geomecánico.

F) Rampa.

Rampa de sección 4.0m x4.0m conecta los niveles 2080, 2050 y 2020 mediante cruceros, ingreso de aire limpio a las labores inferiores, labor principal de extracción de desmonte de las labores de exploración, preparación y desarrollo así como carbón antracita de las labores de explotación.

G) Crucero

Se contara con crucero por cada el cual servirá para cortar las vetas de carbón el cual servirá también para la extracción del carbón.

H) Galerías

Se tiene 3 mantos principales en las cuales se realizaran las exploraciones y el reconocimiento de las vetas de carbón mediante galerías de sección 4.0 m x 4.0 m.

I) Chimeneas

Se contara con dos chimeneas principales de extracción de aire viciado producto de la operaciones y emanaciones de los equipos Diesel, estas chimeneas tendrán una sección de 1.20m x 2.40m y estarán conectadas a superficie.

J) Polvorín interior Mina

Polvorín de acumulación de Explosivos y Accesorios que serán usados en la voladura de labores de avance y explotación, debidamente señalizadas iluminadas, conectada a la chimenea de ventilación principal mediante una chimenea secundaria para generar flujo de ventilación. Cámara de Bombeo.

Poza de bombeo principal en el nivel 2020, donde se acumulara agua generada por la perforación de las labores de avance y explotación, presencia de aguas subterráneas, las cuales serán direccionadas a esta poza mediante cunetas para su posterior decantación y bombeo hacia las pozas de sedimentación de superficie donde serán tratadas para su posterior vertimiento de acuerdo a los LMP anexo.

K) Refugios.

Se contará con refugios de sección 2.10m x 1.50m, cada 50m en las labores horizontales debidamente señalizadas e iluminadas y de 25m en las curvas para el refugio de personal debido al movimiento de equipos. Cámara de acumulación y carguío.

Se ejecutara para la acumulación y carguío, será de tipo H según diseño adjunto donde se acumulara el desmonte de las labores de avance y el carbón de las labores de explotación.

L) Plan de Producción de Mina

El plan de producción ha sido estimado en 288,000 TM de carbón antracita por año. Se contempla trabajar 30 días por mes, 336 días por año, en 1 turno de 12 horas por día para la extracción. La producción diaria se estima en 800 TM con una producción mensual requerida de 24000TM.

Tabla 26.-Plan de Producción de Carbón Antracita.

PLAN DE PRODUCCION DE CARBON		
cut off grade	6500	kcal/kg
Producción por mes	24000	TM
Producción por año	288000	TM
Reservas	1,415,973	TM
vida de la mina	5	años

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

4.2.3. Voladura

Se utilizó la metodología de Holmberg para el diseño de malla de perforación para avances y producción, modelo matemático estudiado y bastante aceptado para minería subterránea.

Según Esta metodología que se aprecia en la tabla 27 en el que se ha determinado la cantidad de taladros y explosivos por frentes tal como se muestra en las siguientes tablas:

Tabla 27.-Consumo de explosivos y accesorios por disparo - Sección 4 m x 4 m.

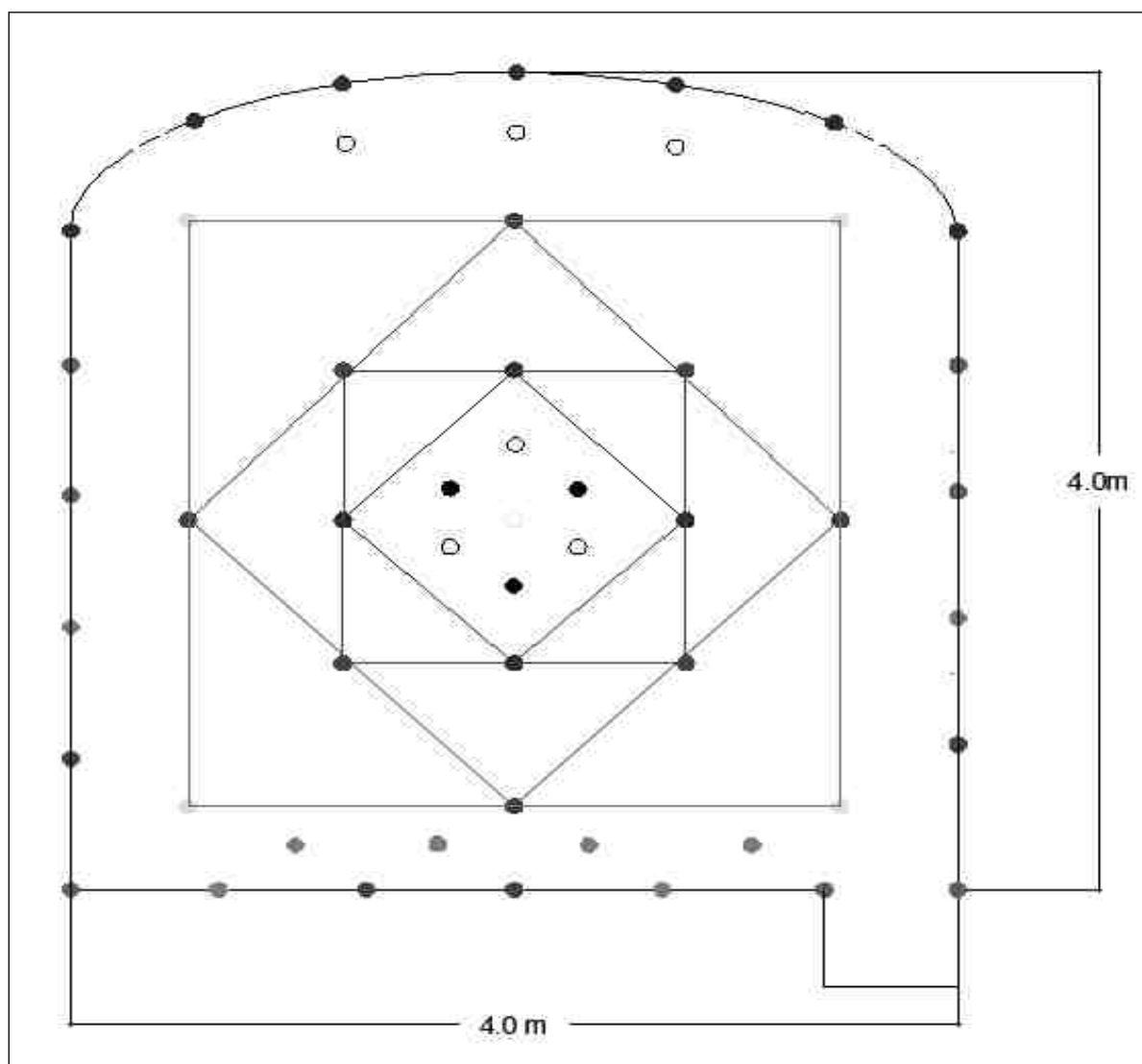
DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS						
DESCRIPCION	Nro CART.	Nro TAL.	EMULEX 1 1/8" X 12"	EXADIT 7/8" X 7"	TOTAL UND.	TOTAL kg.
Taladro de Alivio		4				
Arranque	13	3	39			7.61
1ra Ayuda Arranque	11	4	44			8.58
2da Ayuda Arranque	11	4	44			8.58
3ra Ayuda Arranque	10	4	40			7.80
4ta Ayuda Arranque	10	4	40			7.80
Ayuda de Cuadrador	5	2	10			1.95
Ayuda de Corona	5	3	15			2.93
Ayuda de Arrastre	10	4	40			7.80
Cuadradores	6	9		54		4.10
Coronas	6	4		24		1.82
Arrastres	11	7	77			15.02
TOTAL	98	51	349	78	427	74.0
CARGADOS		48				
TOTAL KG						74.0

DATA

DESCRIPCION	kg/Cart.	kg/Caja	Cart./Caja
EMULEX 1 1/8" X 8"	0.195	25	128
EXADIT 45 7/8" X 8"	0.076	25	328
DATA			
ANCHO	4.0	m	
ALTURA	4.0	m	
LONGITUD DETALADRO	10	pies	0.3048
PROMEDIO	3.0	m	160
DENSIDAD DE LA ROCA	2.6	kg/m ³	
CARGA LINEAL	24.3	kg/m	
FACTOR DE POTENCIA	0.59	kg/ton	
FACTOR DE CARGA	1.54	kg/m ³	

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Figura 46.-Diseño de malla de perforación para sección de 4 m x 4 m.



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Tabla 28.-Consumo de explosivos y accesorios por disparo - Sección 3 m x 3 m.

DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS						
DESCRIPCION	Nro CART.	Nro TAL.	EMULEX 1 1/8" X 12"	EXADIT 7/8" X 7"	TOTAL UND.	TOTAL KG.
Taladro de Alivio		3				
Arranque	13	4	52			10.14
1ra Ayuda Arranque	9	2	18			3.51

2da Ayuda Arranque	9	2	18			3.51
3ra Ayuda Arranque	8	2	16			3.12
4ta Ayuda Arranque	6	2	12			2.34
Ayuda de Cuadrador	5	2	10			1.95
Ayuda de Corona	5	3	15			2.93
Ayuda de Arrastre	8	4	32			6.24
Cuadradores	6	6		36		2.74
Coronas	5	7		35		2.66
Arrastres	9	5	45			8.78
TOTAL	83	42	218	71	289	47.9
CARGADOS		39				
TOTAL KG						47.9

DATA

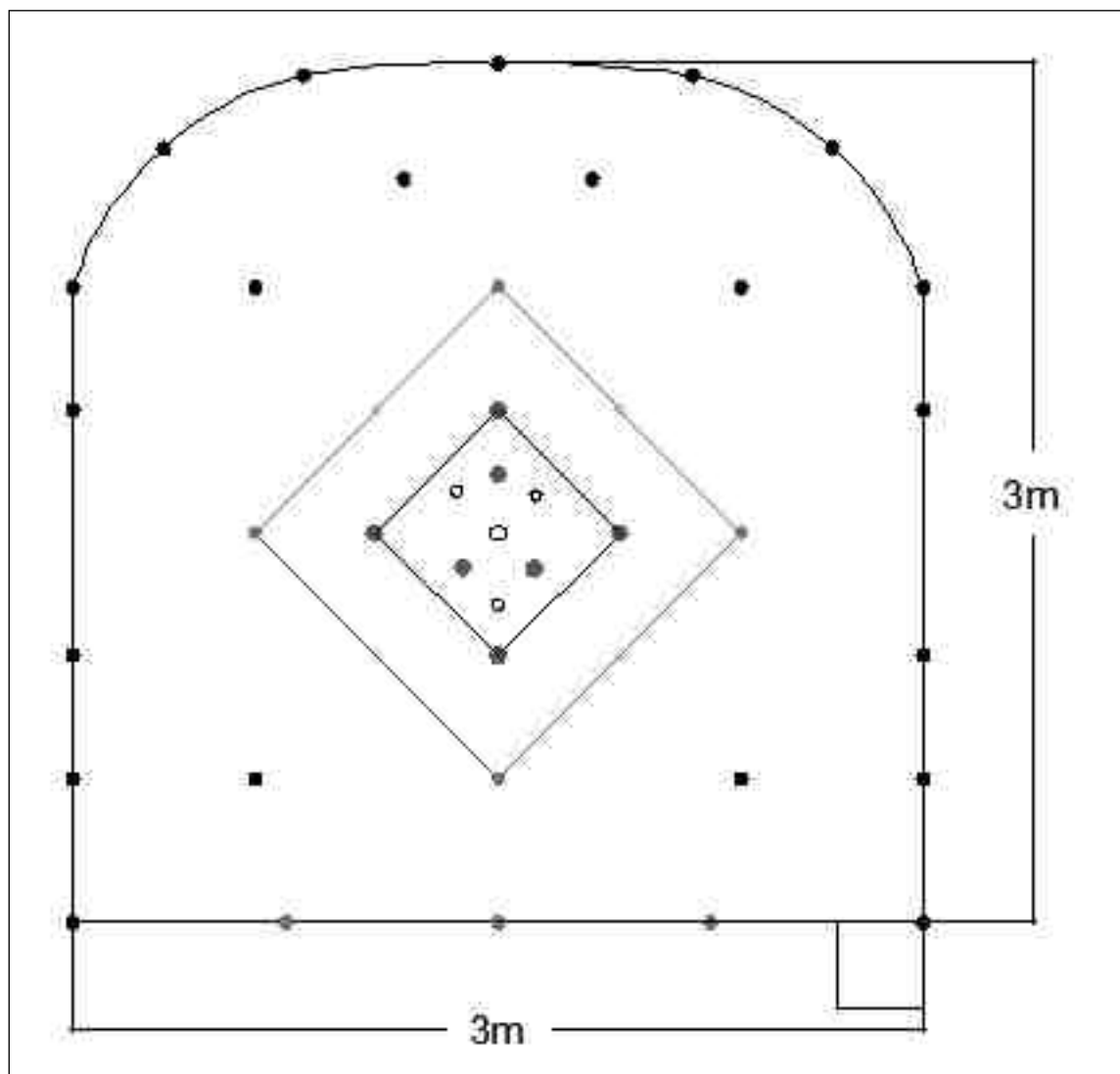
DESCRIPCION	kg/Cart.	kg/Caja	Cart./Caja
EMULEX 1 1/8" X 8"	0.195	25	128
EXADIT 45 7/8" X 8"	0.076	25	328

DATA

ANCHO	3.0	m	
ALTURA	3.0	m	
LONGITUD DE TALADRO	10	pies	0.3048
PROMEDIO	3.0	m	90
DENSIDAD DE LA ROCA	2.6	kg/m ³	
CARGA LINEAL	16.0	kg/m	
	0.53	kg/m ³	
FACTOR DE CARGA	0.68	kg/ton	

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Figura 47.-Diseño de malla de perforación para sección de 3 m x 3 m.



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Tabla 29.-Consumo de explosivos por disparo - Sección 2.1 m x 2.4 m en galerías.

DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS						
DESCRIPCION	Nro CART.	Nro TAL.	EMULEX 1 1/8" X 12"	SEMEXSA 7/8" X 7"	TOTAL UND.	TOTAL kg.
Taladro de Alivio		3				
Arranque	8	3		24		1.94
1ra Ayuda Arranque	8	2		12		0.97
2da Ayuda Arranque	8	2		16		1.30

3ra Ayuda Arranque	8	2		15		1.22
4ta Ayuda Arranque	8	2		16		1.30
Ayuda de Cuadrador	4	2		8		0.65
Ayuda de Corona	4	3		12		0.97
Ayuda de Arrastre			0			0.00
Cuadradores	5	4		20		1.62
Coronas	4	4		16		1.30
Arrastres	8	5		40		3.24
TOTAL	65	32	0	36	36	14.5
CARGADOS		29				
TOTAL						14.5

DATA

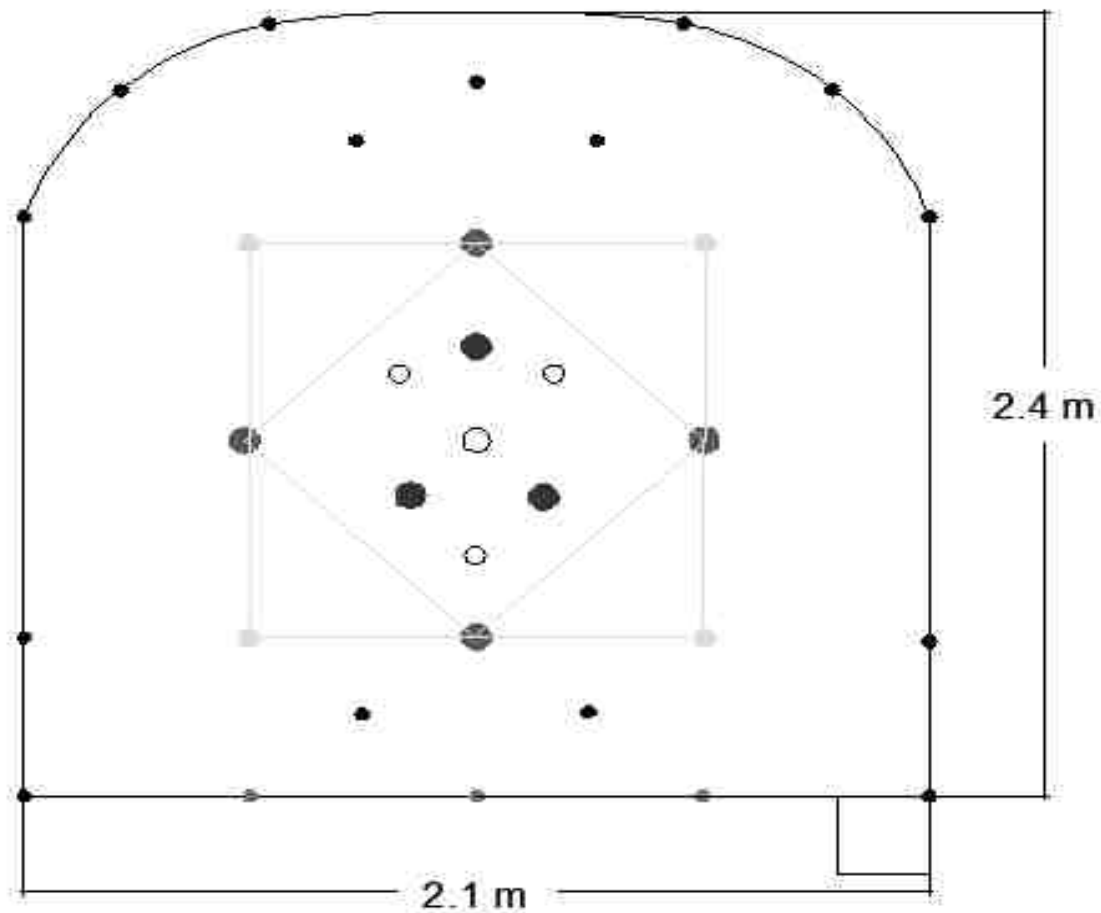
DESCRIPCION	kg/Cart.	kg/Caja	Cart./Caja
EMULEX 1 1/8" X 8"	0.195	25	128
EXADIT 45 7/8" X 8"	0.081	25	328

DATA

ANCHO	2.1	m	
ALTURA	2.4	m	
LONGITUD DE TALADRO	8	pies	0.3048
PROMEDIO	2.2	m	40.32
DENSIDAD DE LA ROCA	2.6	kg/m ³	
CARGA LINEAL	6.6	kg/m	
	0.36	kg/m ³	
FACTOR DE CARGA	0.50	kg/Tm	

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Figura 48.- Diseño de malla de perforación para sección de 2.1 m x 2.4 m



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

4.2.3.1. Malla de Perforación en tajos.

Se utilizó el modelo de langerfors, la primera publicación que propone el empleo de la velocidad de vibración (velocidad de partícula) se debe a Langerfors y colaboradores (1958). En esa época, diferentes estados norteamericanos adoptaban ya criterios diferentes en su reglamentación sobre el tema (Duvall y Fogelson, 1962).

Los ensayos de Langerfors y colaboradores fueron realizados en rocas duras y sanas, la variable medida era la traslación y el equipo de investigación hizo también construir su propio «vibrógrafo». El riesgo de daño para «casos normales»

construidas directamente sobre roca, según las conclusiones de estos autores, se correlaciona con la velocidad de partícula de la siguiente manera:

- (a) a 70 mm/s, ninguna fisura observable;
- (b) a 110 mm/s, pequeñas fisuras y caída de revoque;
- (c) a 160 mm/s, fisuras;
- (d) a 230 mm/s, fisuras importantes

$$PPV = K * \left[\frac{d}{W^{\frac{3}{2}}} \right]^{-b}$$

Donde:

- PPV: Es la Velocidad pico de partícula (en mm/s o pulg/s)
- K y b: Constantes empíricas de la roca.
- d: Es la distancia en metros medida desde el taladro hacia el geófono.
- W: Es la cantidad de explosivos por retardo (en Kg/ret)

Para encontrar los valores de las constantes empíricas de la roca, se utiliza el método de regresión múltiple. Pero la ecuación la podemos llevar a un método de regresión lineal, tomando logaritmos a ambos extremos.

$$\text{Log}(PPV) = \text{log}K - b * \text{log} \left(\frac{d}{W^{\frac{3}{2}}} \right)$$

Haciendo un cambio de variable:

$$Y = a + \alpha X$$

Donde:

$$Y = \text{Log}(PPV)$$

$$a = \log K$$

$$\alpha = -b$$

$$X = \log\left(\frac{d}{W^2}\right)$$

Ajustando por el método de los mínimos cuadrados

En donde se tendrá que:

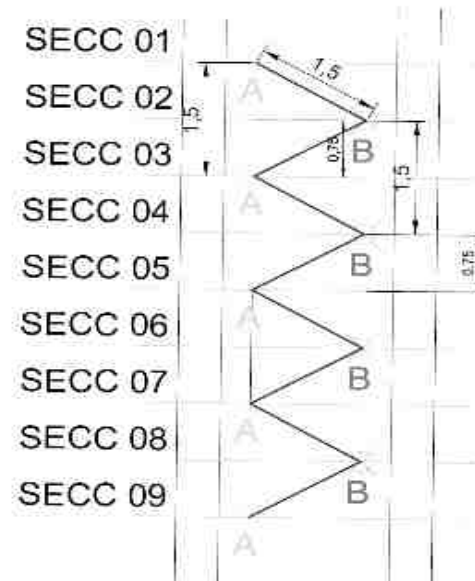
$$na + \alpha * \Sigma X_i = \Sigma Y_i \dots \dots \dots (I)$$

$$\alpha * \Sigma X_i + b * \Sigma X_i^2 = \Sigma(Y_i * X_i) \dots \dots \dots (II)$$

para el cálculo de la malla de perforación (burden = 1.5 m), que se utilizara para la perforación de las vetas de antracita el método a utilizar el de sub level stoping.

Las secciones se pintaran cada 0.75 m tal como se indica en la figura 49.

Figura 49.-Diseño de malla de Perforación de tajos (taladros largos).



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

El cálculo del consumo de explosivos para el proyecto se estima según la siguiente tabla:

Tabla 30.-Consumo de explosivos total.

AÑO 1	Consumo de Emulsión(kg)	Consumo de dinamita(kg)	Fanel (unid)	Cordón detonante(m)	Guía ensamblada (Unid)	Mecha.
MES 1	2,514.60	243.05	1,860.00	1,640.00	82.00	41.00
MES 2	2,047.79	423.78	1,971.00	1,920.00	96.00	48.00
MES 3	1,342.40	2,207.72	4,563.00	4,680.00	234.00	117.00
MES 4	760.69	2,807.29	5,187.00	5,320.00	266.00	133.00
MES 5	0.00	2,706.51	4,524.00	4,640.00	232.00	116.00
MES 6	0.00	2,706.51	4,524.00	4,640.00	232.00	116.00
MES 7	3,686.11	2,018.41	5,703.00	5,680.00	284.00	142.00
MES 8	4,156.89	2,518.07	6,852.00	6,840.00	342.00	171.00
MES 9	3,866.23	2,008.04	5,863.00	5,880.00	294.00	147.00
MES 10	5,420.93	1,034.78	5,237.00	5,200.00	260.00	130.00

MES 11	1,841.25	2,189.94	4,689.00	4,560.00	228.00	114.00
MES 12	1,934.85	2,931.78	6,096.00	6,160.00	308.00	154.00
Total	27,571.75	23,795.88	57,069.00	57,160.00	2,858.00	1,429.00
AÑO 2						
MES 1	1,891.21	3,035.69	6,561.00	6,960.00	348.00	174.00
MES 2	1,608.98	3,519.83	7,061.00	7,360.00	368.00	184.00
MES 3	0.00	3,219.82	5,382.00	5,520.00	276.00	138.00
MES 4	1,076.41	3,532.11	6,701.00	6,960.00	348.00	174.00
MES 5	1,264.17	3,396.03	6,527.00	6,720.00	336.00	168.00
MES 6	0.00	3,639.79	6,084.00	6,240.00	312.00	156.00
MES 7	0.00	4,059.77	6,786.00	6,960.00	348.00	174.00
MES 8	0.00	3,009.83	5,031.00	5,160.00	258.00	129.00
MES 9	0.00	1,026.61	1,716.00	1,760.00	88.00	44.00
Total	5,840.76	28,439.47	51,849.00	53,640.00	2,682.00	1,341.00
Total General	33,412.50	52,235.35	108,918.00	110,800.00	5,540.00	2,770.00

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda.

4.2.4. Servicios e Infraestructura

- **Ventilación:** La ventilación tiene por objeto establecer en el interior mina la circulación de aire desde el exterior que permita mantener el ambiente (dentro de la mina) y las condiciones necesarias de temperatura y grado de humedad compatible con la seguridad y la salud en el trabajo. En el caso de la mina de carbón será necesario también para disipar las emanaciones de gases que se generen ya sea por la combustión de la utilización de equipos diésel, gases por efecto de la voladura o por presencia de gases como el metano.

El sentido de la circulación del aire puede ser soplante, aspirante o mixta. En el interior de la mina del proyecto Alto Chicama se instalará mangas de ventilación cuya disposición se aprecia en el siguiente cuadro:

Tabla 31.-Requerimiento de Manga de Ventilación.

Manga de Ventilación	Diámetro (pulg.)	Metros (m)
Nivel 1	32	390
Nivel 2	32	650

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Se instalarán en los tres niveles de acuerdo al avance programado y se retirarán la infraestructura conforme se explote en retirada para utilizarlas posteriormente en otras labores. Para tal fin, se empleará 01 ventilador inyector de 30,000 CFM colocado en la boca de ingreso del túnel, que insuflará el aire de la superficie hacia el tope de cada labor en actividad. Al tratarse de una mina de carbón la ventilación debe tener niveles de exigencias más altas que el de minería metálica. El caudal de aire que se insuflará será como mínimo de 6.5 m³/min por cada trabajador de acuerdo a las exigencias de seguridad. Dentro de la mina se instalarán 4 ventiladores auxiliares que harán circular un flujo de 30,000 CFM a cada frente, hasta los puntos ciegos en los extremos de cada Bypass. El aire viciado será evacuado por la chimenea conectada a superficie donde se instalara un ventilador de extractor de 100,000 CFM.

Durante la ejecución de galerías, niveles y cruceros, el sistema de ventilación irá adaptándose a los cambios que se vayan produciendo durante el desarrollo de la mina, así como a los cambios que se dan a lo largo de una jornada, pues existen causas contaminantes que se localizan en el tiempo, como el disparo de frentes que generan una gran cantidad de gases tóxicos y polvo, mientras que otras tienen un carácter más continuo como la emisión de gases contaminantes de los motores Diésel.

Tabla 32.-Parámetros de cálculo para Balance de Aire requerido (A).

		UNIDAD	SIMBOLOGIA	VALOR
1.1	SECCION PROMEDIO DE LABOR	m ²	A	
1.2	TIPO DE EXPLOSIVO		TE	EMULNOR
1.3	VELOCIDAD MINIMA DEL AIRE	m/min	V	25
1.4	KILOS DE EXPLOSIVO UTILIZADO/GDIA	kg	K	120
1.5	NUMERO DE TRABAJADORES/GDIA.	unid	N	35
1.6	POTENCIA TOTAL DE EQUIPOS DIESEL	hp	HP	852.00
1.7	FACTOR DE SIMULTANEIDAD DE EQUIPOS DIESEL	fs	FS	0.0
1.8	TIEMPO DE VENTILACION MINIMA	min	T	60
1.9	COTA DE TRABAJO	msnm	c	2100
2.0	CAUDAL REQUERIDO/HOMBRE	m ³ /min		6.5
2.1	CAUDAL REQUERIDO/HP	m ³ /min	Qhp	3
2.2	CAUDAL DE SALIDA	CFM	Qi	117,956
2.3	CAUDAL DE INGRESO	CFM	Q	0.00
2.4	CAUDAL REQUERIDO	CFM	Qr	98,297
2.5	COBERTURA (Qi/Qr) x 100	%	C	120%

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Tabla 33.-Parámetros de cálculo para Balance de Aire requerido (B).

PARA PERSONAL (Q1)				
Q1 = N x 6 m³/min		Caudal	m ³ /min	CFM
		Q1	227.5	8,034
PARA OPERACION DE EQUIPOS DIESEL (Q2)				
Equipo	HP PLACA	FS	HP EFECTIVO	OBSERVACIONES
SCOOP 4 Yd3	187	1.00	187	
SCOOP 2.2 Yd3	135	1.00	135	
JUMBO MUKI	55	1.00	55	
VOLQUETE	400	1.00	400	
CAMIONETA	75	1.00	75	
	852		852	
Q2 = HP X 3 m³/min		Caudal	m ³ /min	cfm
		Q2	2,556	90,262.58
PARA DILUCION DE EXPLOSIVOS (Q3)				
Q3 = (100 x 0.04 x K) / 0.008 x T		Caudal	m ³ /min	cfm
		Q3	1,000.00	35,314.00
CAUDAL TOTAL		Q1 + Q2	2,783.50	98,296.52
CAUDAL REQUERIDO			2,783.50	98,296.52
COBERTURA DEL SISTEMA (C)				
	SISTEMA ACTUAL	CFM	m ³ /min	
NOTA: LA CANTIDAD DE AIRE PARA LA DILUCION DE LOS GASES GENERADOS POR LA VOLADURA, NO SE CONSIDERA DENTRO DEL BALANCE DEBIDO A QUE AL MOMENTO DEL DISPARO EL PERSONAL Y LOS EQUIPOS DIESEL DEJAN DE OPERAR.	CAUDAL DE AIRE DE SALIDA	117,955.82	3,340.20	
	CAUDAL DE AIRE REQUERIDO	98,296.52	2,783.50	
	COBERTURA (%)	120%		

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Posterior a la voladura, las labores deben ser ventiladas por un tiempo adecuado de 45 minutos con el fin de remover los gases tóxicos, de manera que, la calidad del aire sea aceptable, monitoreándose constantemente.

Durante todo el ciclo de trabajo deberá funcionar el sistema de ventilación con el fin de mantener las condiciones del frente de trabajo según lo estipulado por los reglamentos de seguridad e higiene vigentes y aplicables a los trabajos que se ejecutan.

- **Suministro de agua:**

Se instalara tuberías de polipropileno clase 10 (150 psi) de 4” de diámetro desde el punto de toma de agua que se encontrara al costado del canal de regadío hacia la bocamina del Túnel Nv 2080 debidamente estandarizadas con válvulas de control de paso, dichas tuberías serán instaladas en interior del túnel de tal manera puedan

apoyarse en las alcayatas y evitar el contacto con el piso del túnel, para garantizar la operación continua de máquinas, Equipos y Servicios.

En el caso del agua en mina, será necesario el siguiente requerimiento.

- **Requerimiento de agua para Perforación de frentes**

Tabla 34.-Requerimiento de caudal de agua en mina.

REQUERIMIENTO DE CAUDAL DE AGUA EN MINA			
Equipos	Nro. de equipos	Demanda de Agua (lit/min)	Presión de Agua (Bar)
Jumbo	1	22	4
Maquina Jackleg	3	5	2

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

De la tabla anterior se deduce el consumo de volumen de agua diario para la perforación del jumbo considerando que el equipo trabajará 2.5 horas diarias agregando un factor de 20% por contingencias:

$$V_{\text{agua1}} = 22 \text{ lit/min} \times 60 \text{ min/hr} \times 2.5 \text{ hr} \times (1.2 / 1000) \text{ m}^3/\text{lit}$$

$$V_{\text{agua1}} = 3.96 \text{ m}^3$$

Los equipos de perforación manual trabajarán en chimeneas a razón de 2 horas diarias. El proyecto Alto Chicama trabajará con 3 perforadoras manuales, de manera que el consumo de agua (Asumiendo un 20% por contingencias) viene dado de la siguiente manera:

$$V_{\text{agua2}} = 3 \times 5 \text{ lit/min} \times 60 \text{ min/hr} \times 2 \text{ hr} \times (1.2 / 1000) \text{ m}^3/\text{lit}$$

$$V_{\text{agua2}} = 2.16 \text{ m}^3$$

- **Requerimiento de agua para sostenimiento**

Generalmente utilizado para la preparación de concreto proyectado. De acuerdo a los siguientes parámetros listados, se hará cálculo del volumen diario de agua requerida para sostenimiento.

- **Sección del túnel: 4 m x 4 m**
- **Longitud de avance: 3 m**
- **Número de frentes a trabajar : 3**
- **Área de trabajo para la proyección de concreto: 30.84 m²**
- **Espesor del Concreto proyectado: 2”**
- **Rebote: 30%**
- **Rugosidad de la superficie de las labores: 20%**

Volumen inicial de concreto proyectado (V_{cp}) a preparar por día en m³ para 3 frentes (Sin considerar rebote y rugosidad):

$$V_{cp} = ((4 \times 2 + 4) \times 3) \times 2 \times 25.4 \times 3 / 1000$$

$$V_{cp} = 5.49 \text{ m}^3$$

Considerando un rebote de 30% y la rugosidad de 20% obtenemos el Volumen total de concreto proyectado diario.

$$V_{cp \text{ total}} = 5.49 \times ((100/70)) \times (1 + 0.2)$$

$$V_{cp \text{ total}} = 9.41 \text{ m}^3$$

Teniendo en cuenta el resultado anterior, cada metro cúbico de concreto proyectado requiere 285 litros de agua, por consiguiente podemos calcular el requerimiento de agua diario para esta actividad.

Volumen de agua (V_{agua}) en m³:

$$V_{agua} = (9.41 \times 285) / 1000$$

$$V_{agua} = 2.7 \text{ m}^3/\text{día}.$$

- **Requerimiento de agua para regado de frentes**

Cada frente de minado debe ser regado antes de iniciar el desatado de rocas, adicionalmente se eliminará las partículas en suspensión. El riego también incluye la identificación de tiros cortados en el frente. Para el riego se utilizará una manguera de 3/4” de diámetro cuyo caudal se encuentra en un promedio de 45 litros/min. Haciendo el cálculo de consumo de agua en interior de las labores de exploración para riego de frentes tenemos lo siguiente:

Tabla 35.-Datos para riego de frentes de minado (A).

Caudal de la manguera litros/min	40
Tiempo de riego (min)	10
Número de frentes	3

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

$$V_{\text{agua (l)}} = 40 \times 10 \times 3 = 1,200 \text{ lit}$$

Se utilizará 1.2 m³ diarios de agua para regar los frentes de minado.

- **Consumo de agua total en interior mina**

De acuerdo a la siguiente tabla y los resultados obtenidos del consumo diario de agua de cada actividad, obtenemos el consumo total de agua en interior mina.

Tabla 36.-Datos para riego de frentes de minado (B).

Actividad	Consumo de agua (m ³ /día)
Perforación Jumbo	3.96
Perforación Jackleg	2.16
Sostenimiento	2.7
Regado de frentes	1.2
Total	10.02

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

- **Eliminación de agua infiltrada durante la excavación**

El desarrollo de la excavación se ejecutará con gradiente positiva con el propósito de evacuar las aguas, tanto de filtraciones subterráneas como de perforación, por gravedad; para lo cual se realizará la excavación de una cuneta de drenaje de 0.20 m x 0.20 m aplomada con la tubería de agua y aire para permitir el paso de vehículos. Se construirá una poza de bombeo en el nivel inferior de la mina, el agua acumulada será evacuada por un sistema de bombeo que consta de una Bomba Maxi de 58 HP de potencial de salida y tubería de 10”

El drenaje de las aguas del túnel será vertido en una cámara de sedimentación ubicada en las inmediaciones del portal del túnel. Según el estudio Hidrogeológico, la permeabilidad de la roca en la Zona de la banda es de 10^{-6} m/s, la distancia del nivel freático hacia el nivel 2020 es de 86 metros aproximadamente.

Para el cálculo de balance de agua y tomando los datos de las precipitaciones, evapotranspiración y el consumo de agua para interior mina se ha realizado el balance de agua y calculado el volumen de vertimiento de agua durante la temporada más crítica (Estación Húmeda). Se validara con el estudio hidrogeológico.

Tabla 37.-Esquema general de entrada y salida de agua en zona del Proyecto Alto Chicama.

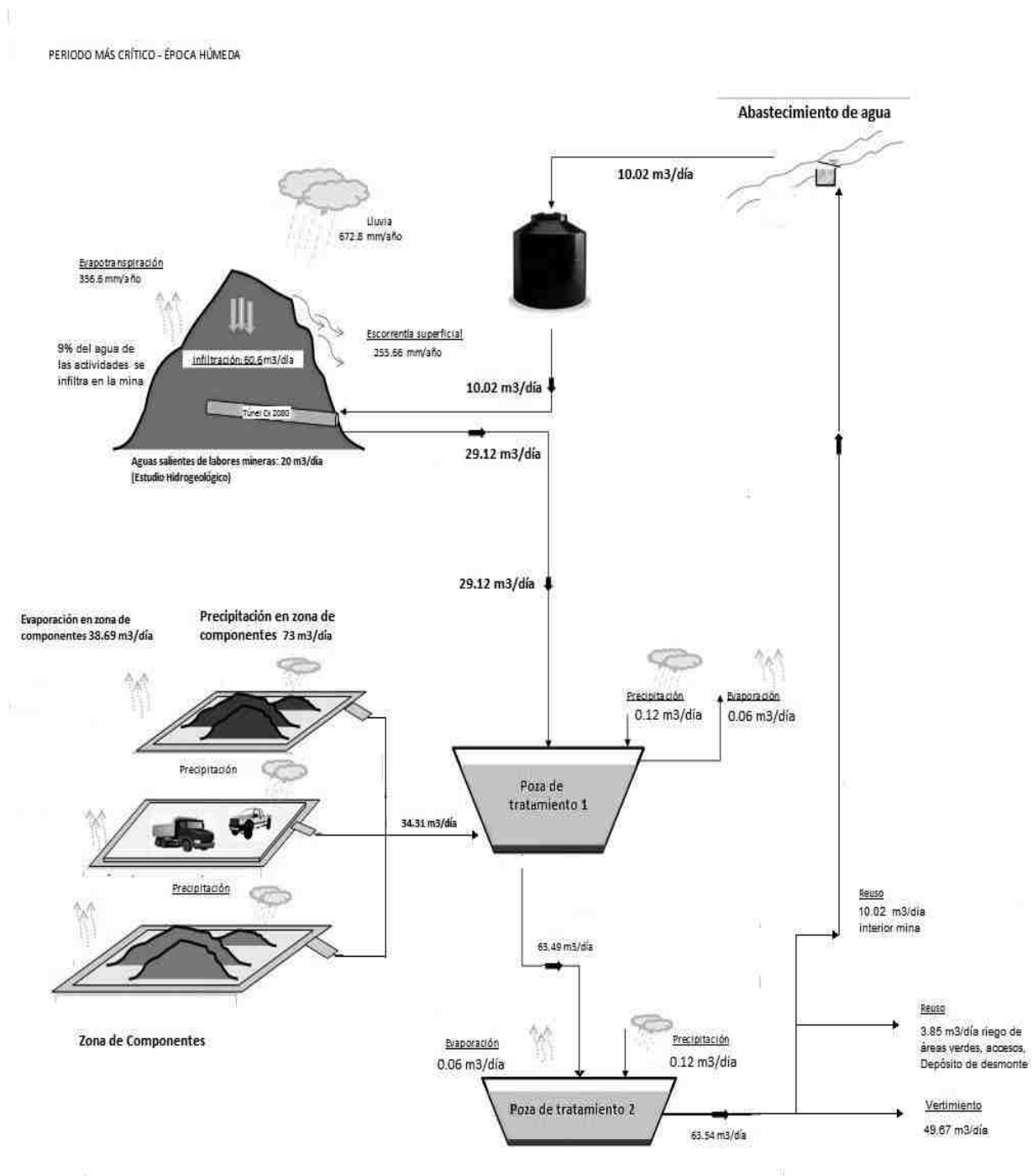
Descripción	Unidad	Estación*	Fuente
		Húmedo	
ZONA CHUQUIZONGO			
Ingreso			
Agua Fresca (Agua que ingresa a la mina)			
Actividades de interior mina	m ³ /día	10.02	Estimación del consumo de agua
Agua de perforación saliente de las labores de exploración			
Agua de perforación saliente de las labores de exploración	m ³ /día	9.1182	91% del agua regresa al ciclo
Aguas salientes de labores mineras	m ³ /día	20	
Precipitación en Poza de tratamiento # 1	m ³ /día	0.12	Área 63 m ²
Precipitación en Poza de tratamiento # 2	m ³ /día	0.12	Área 55.86 m ²
Precipitación en zona de componentes	m ³ /día	73	Área 39,593 m ²
Total Ingreso	m³/día	102.36	
Salida			

Agua de reúso			
Reuso en interior de labores de exploración	m ³ /día	10.02	Requerimiento de Agua Estimado
Riego de áreas verdes	m ³ /día	0.18	
Riego de accesos	m ³ /día	3.29	
Riego eventual del depósito de desmonte	m ³ /día	0.38	
Total Reuso		13.87	
Evaporación en Poza de Sedimentación # 1	m ³ /día	0.0636	53% de Precipitación
Evaporación en Poza de Sedimentación # 2	m ³ /día	0.06	
Evaporación en zona de componentes	m ³ /día	38.69	
Total Evapotranspiración	m ³ /día	38.82	
Total Salida	m ³ /día	52.69	
Volumen de agua que sale de la poza de tratamiento (m³/día)		52.69	
Volumen de agua para vertimiento (m³/día)		49.67	

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Según la tabla, se verterá al ambiente el volumen de 49.67 m³ de agua.

Figura 50.- Esquema del ciclo del uso de agua en Mina.



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda.

Se tiene previsto que la cantidad de agua generado en interior mina producto de las operaciones y filtraciones (29.12 m³/día), las cuales se acumularan en pozas de bombeo para posteriormente ser bombeadas a superficie hacia las pozas de sedimentación que cuentan con capacidad (poza 1 = 61.66 m³ y poza 2 = 102 m³) en donde serán tratadas.

Las pozas de sedimentación cuentan con la capacidad necesaria para captar el agua generada en mina.

- **Suministro de Energía Eléctrica:** La generación de energía eléctrica necesaria para la operación de equipos pesados y equipos auxiliares, iluminación, trabajos complementarios y otros servicios será proporcionada por la red eléctrica nacional de hidrandina, inicialmente se utilizara el equipo electrógeno instalado en el frente de trabajo, de acuerdo a las siguientes características:

- ✓ Tensión del Suministro: 440 Voltios.
- ✓ Frecuencia del Sistema : 60 Hz
- ✓ Equipo de Suministro: Tablero de distribución.

Desde el punto de generación hasta el punto de suministro (entrega) se realizarán las instalaciones necesarias para una normal operación de los equipos, maquinarias y servicios. La energía provendrá de la Red Eléctrica Nacional y las instalaciones contarán con una subestación, para los equipos mineros, oficinas y campamentos de 440 voltios.

Tabla 38.- Equipos y consumo de energía.

CANTIDAD DE EQUIPOS Y CONSUMO DE ENERGIA				
Equipos	Cantidad	horas/día	kw/hr	Consumo mensual (kw)
Jumbo	1	10	125	37,500
Bomba	2	10	10	6,000
Compresora	1	10	30	9,000
Ventilador principal 100,000 cfm	1	12	160	57,600
Ventilador auxiliares 30000 cfm	4	12	86	123,840
Boca mina, oficinas	2	10	5	3,000
TOTAL	11	64	416	236,940

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda.

Sim embargo el requerimiento de kw/hr máximo es de 350 considerando simultaneidad de equipos mineros.

- **Sistema de Aire Comprimido**

Para el suministro de aire comprimido requeridos en la operación de los equipos neumáticos, equipos de proyección de concreto y servicios auxiliares se ha previsto la instalación de un compresor en el frente de trabajo de acuerdo a las siguientes características:

- Volumen de Suministro : 352 CFM
- Presión de Trabajo : 80 psi

Desde el punto de generación hasta el punto de suministro (entrega) se realizarán las instalaciones necesarias para una normal operación de los equipos, maquinarias y servicios, debiendo instalar para ello una tubería de polietileno de 4" (150 psi) con su respectiva válvula de control. Según el requerimiento de aire se contará con una compresora de 375 CFM como mínimo para satisfacer la demanda de las operaciones en mina.

Tabla 39.-Equipos y requerimiento de aire comprimido.

EQUIPOS Y REQUERIMIENTO DE AIRE COMPRIMIDO					
Equipos	N° de equipos	Consumo por equipos (CFM)	Consumo total (CFM)	Factor de Simultaneidad (%)	Aire requerido (CFM)
Perforadoras manuales	3	128	384	0.32	123
Afiladora de Barrenos	1	100	100	0.4	40
Bomba de Lubricación	2	60	120	0.2	24
Bomba neumática	1	150	150	0.3	45
Aliva	1	240	240	0.5	120
Total requerido (CFM)					352

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda.

Tabla 40.- Diámetro de tuberías.

Características	Diámetros de Tubería (pul.)
Línea principal	12", 10", 8"

ByPass	6", 4"
Hacia las labores	3", 2", 1"

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

4.2.5. Componentes de la Mina

Se ha considerado realizar los componentes cerca del portal de la mina para una mejor eficiencia y control de las operaciones mineras, así como el acondicionamiento del terreno al desarrollo de las actividades.

- **Depósito de Desmorte**

El Desmorte producto de las labores de avance será de 35,000 m³ aproximadamente y se extenderá desde la cota 2068 hasta el pie de la carretera a Coina, la acumulación se realizara en etapas en una primera etapa según el diseño B y de acuerdo al crecimiento llegar hasta el diseño A, en ambos casos la acumulación de desmorte será en forma temporal ya que el desmorte reingresara a mina para el relleno de los tajos vacíos y así mejorar la estabilidad de acuerdo al método de explotación diseñado, en la siguiente tabla se resumen las los parámetros de diseño del depósito.

Tabla 41.- Parámetros de diseño y de estabilidad del Depósito de Desmorte.

	DISEÑO A	DISEÑO B	UNIDADES
Capacidad	196,928	28,946.4	m ³
Altura de Banco	5	20	m
Ángulo de Banco	30°	30°	grados
Banqueta	4	15	m
Ángulo de fricción del material de relleno	36°	36°	grados
Ángulo de fricción del material de fundación	33°	33°	grados
Cohesión material de relleno	0	0	KN/m ²
Cohesión material de fundación	5	5	KN/m ²
Ángulo de reposo del talud	18°-21°	18°-21°	grados

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

Se contará con canales de Concreto tapado de 0.5 m x 0.5 m al pie de la superficie para captar el agua, para mayores detalles y la ubicación del depósito de desmonte para los dos diseños A y B.

Se ha realizado análisis de estabilidad Estático y Pseudoestático en el software “SLIDE” teniendo en cuenta las dimensiones y el diseño del depósito de desmonte, además de la superficie del terreno y el material a depositar (principalmente, desmonte de roca arenisca, cuarcita y otros) El resultado nos arroja un factor de seguridad estático de 1.259 (Talud Estable) y un factor de seguridad Pseudoestático de 1.0 asumiendo un coeficiente de sismicidad de 0.1. Los análisis se hicieron en los cortes J3-J3' y J5-J5'.

La recomendación para reforzar la estabilidad física del botadero, a su vez su estabilidad química del mismo.

- **Vías**

Se acondicionará las vías de salida de material desde la bocamina hacia la carretera a Coina y las vías de comunicación hacia el depósito de desmonte, canchas de acumulación de Carbón y de top soil con pendientes de 8 y 12% .

- **Canchas de Acumulación de Carbón**

El material de carbón proveniente de la mina será acumulado en un área aproximada de 625 m² previa nivelación de la plataforma con relleno de desmonte, solamente en una primera etapa, el diseño final contempla extraer con volquetes volvo de 12m³ desde el interior de la mina mediante los cruceros y rampas de acceso diseñados para este fin.

- **Canchas de Acumulación de Top soil**

El top soil removido de la superficie se acumulará en un área de 2,100 m² ubicado en la parte adyacente a la cancha de acumulación de carbón. Para mayores detalles.

- **Poza de Sedimentación.**

El agua de interior mina y aguas de superficie serán captados mediante cunetas y canales de coronación diseñadas para tal fin hacia las pozas de sedimentación y

decantación que tendrá la capacidad de acumulación de 61.66m³ y 102m³ respectivamente para su tratamiento y posterior vertimiento de acuerdo a los LMP.

- **Almacén y Taller de mantenimiento**

Los equipos de perforación(Jumbo Electrohidráulico), Extracción(scoop Diesel) y Transporte(volquetes volvo), contarán con un programa de mantenimiento semanal para garantizar la disponibilidad Mecánica y no afectar la utilización y Rendimiento, para lo cual se tendrá el taller de mantenimiento y almacén en superficie con el stock de repuestos críticos y de alta rotación, dichos talleres contarán con trampa de grasas, canaletas de captación de agua, cilindros de clasificación de residuos sólidos de acuerdo al código de colores.

- **Garita de control.**

El personal ingresante a interior Mina, las unidades de transporte de personal y materiales, deberán identificarse plenamente con el fotocheck respectivo en la garita de vigilancia para un mejor control y seguridad en las operaciones.

- **Oficinas**

Las oficinas de las diferentes áreas (Superintendencia, Mina, Geología, Seguridad, planeamiento, Mantenimiento, sala de reuniones y capacitaciones de la unidad minera contarán con oficinas debidamente implementadas.

- **Balanza**

Las unidades de transporte de materiales (Desmonte) producto de los frentes de avance, así como el carbón que se extraerá serán debidamente pesadas en la balanza diseñada para dicho fin debidamente calibrada para garantizar el control de tonelaje en las canchas de acumulación.

- **Almacén de Residuos Peligrosos**

Los Residuos Peligrosos serán almacenados en un depósito específicamente diseñado de acuerdo a las normas nacionales e internacionales. Tales depósitos estarán señalizadas, seleccionadas por espacios delimitados, contarán con etiquetas y MSDS.

- **Servicios Higiénicos**

Los SSHH serán públicos contarán con baños, urinarios y lavaderos. El desfogue se realizara mediante una tubería instalada a 0.30 cm del terreno de superficie direccionado hacía un pozo de desagüe.

- **Sub Estación**

El suministro de Energía Eléctrica será distribuido desde la Sub estación Principal hacia los campamentos, talleres, oficinas, interior Mina debidamente estandarizada en alcayatas diseñadas para tal fin. Ver **Anexo 01-Planos (N°31-A; N°31-B)**.

- **polvorín de superficie.**

- ✓ Ubicación: estará alejado y aislado de la zona de trabajo y en un lugar que en caso de Explosión, no afecten las instalaciones de superficie.
- ✓ Condición: estará instalado en un lugar seco y bien ventilado de manera que la temperatura y humedad se mantenga dentro de los límites adecuados para la buena conservación de los explosivos, accesorios y agentes de voladura almacenados.
- ✓ Área: estará cercada con muro perimétrico.
- ✓ Ventilación: estará dotado por ventilación natural.
- ✓ Capacidad de almacenaje: adecuada para la cantidad proyectada de explosivos requeridos.
- ✓ Accesos: contara con doble portón de fierro.
- ✓ Piso: de concreto o de otro material incombustible (anaqueles de madera con tratamiento ignifugo).
- ✓ Estarán protegidos interior y exteriormente contra incendios y contarán con extintores de polvo químico seco para combatir amagos de incendio, dentro y fuera de los polvorines.
- ✓ La puerta debe estar siempre cerrada con llave y solamente se permitirá el ingreso de trabajadores autorizados y con las debidas precauciones.
- ✓ Las instalaciones eléctricas estarán entubadas y los interruptores serán a prueba de chispa.
- ✓

4.2.6. Flota de Equipos de Minería

Los equipos mineros han sido estimados con los parámetros de trabajo de 28 días por mes, 336 días por año, en 1 turnos de 12 horas. Los equipos necesarios han sido evaluados de acuerdo a las necesidades de producción de la mina, teniendo en cuenta las dimensiones de las labores y el diseño de mina.

Tabla 42.-Flota de equipos y servicios mineros .

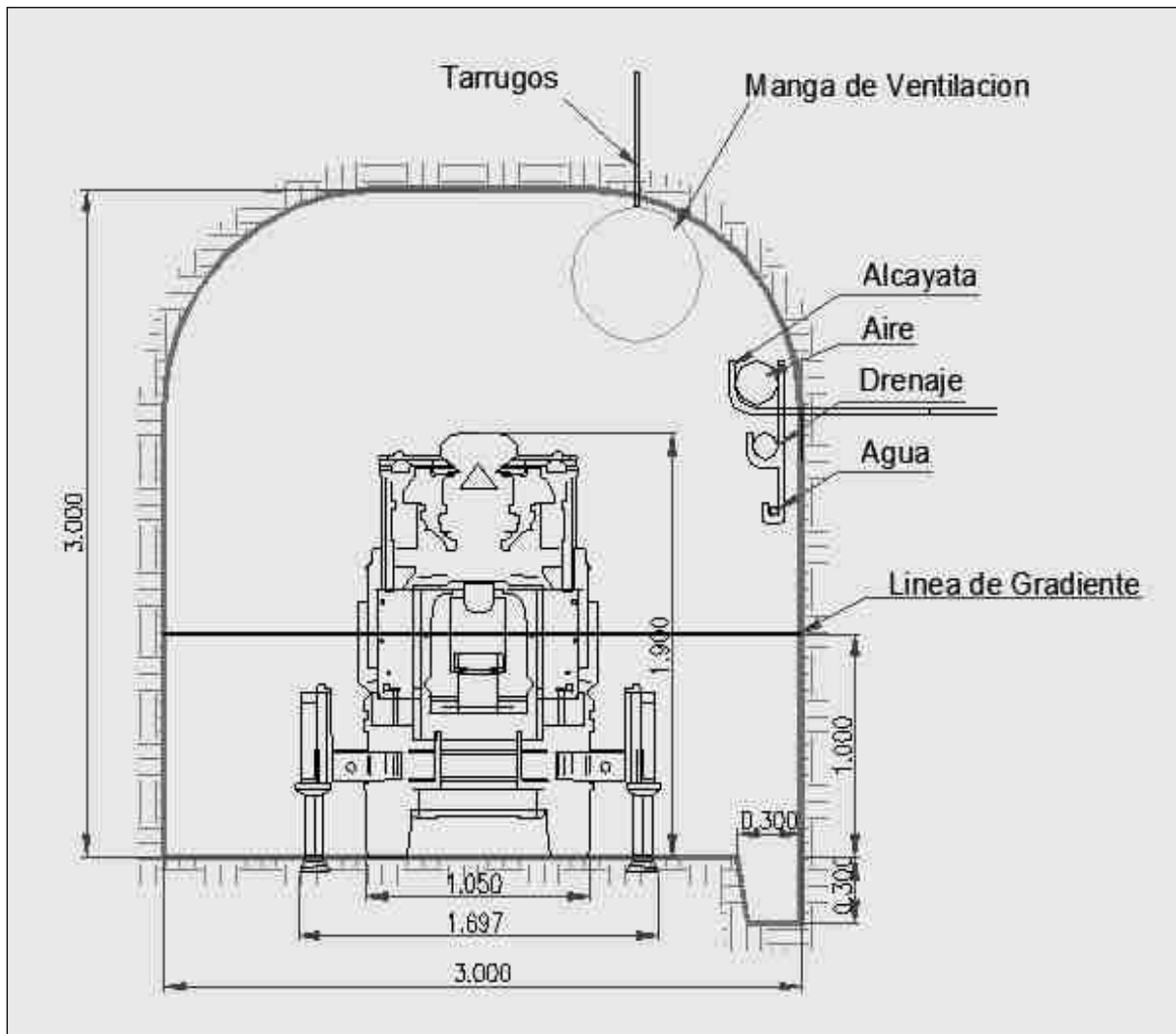
FLOTA DE EQUIPOS MINA	
Equipos	Cantidad
Scoop	2
Jumbo	1
Volquete	2
Bomba	2
Jackleg	3
Compresora	1
Ventilador	5
Camion utilitario	1
TOTAL	17

Fuente: Elaboración Propia

- **Perforación**

Se contará con un equipo de perforación frontal y vertical modelo Muki, la ventaja de este equipo es su tamaño y adaptabilidad de trabajo en las dimensiones de las labores mineras de la mina. El trabajo de la perforadora será generalmente de tres frentes por día, eventualmente se programará un cuarto frente de perforación siempre que no haya problemas con las distancias y demoras en el traslado del equipo.

Figura 51.-Equipo de perforación MUKI en sección de 3 m x 3 m.

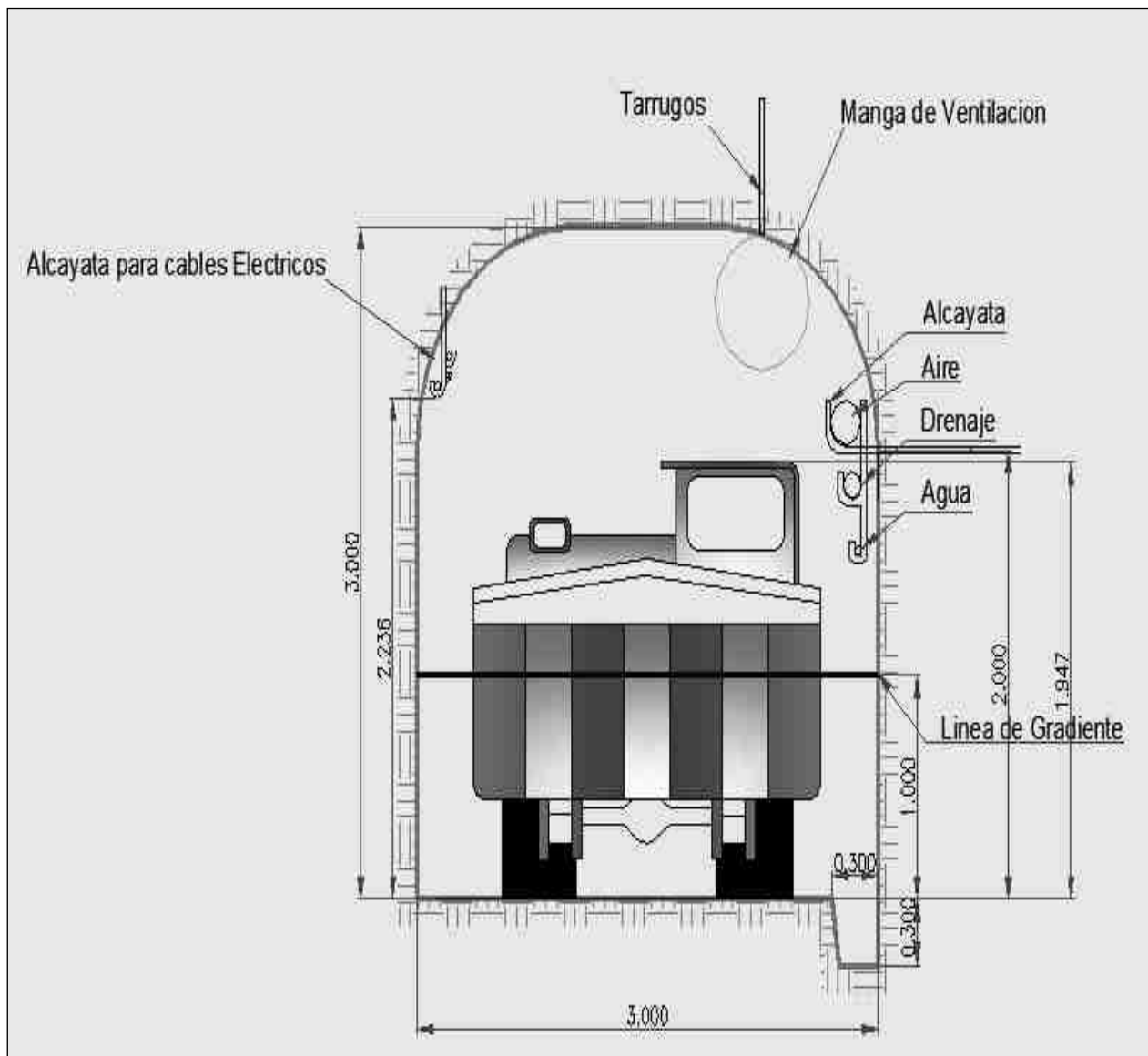


Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

- **Carguío**

Para el carguío de contará con un equipo LHD de 4.0 yd³ de capacidad de cucharón para el acarreo de carbón, otro equipo LHD de 2.2 yd³ para los frentes de preparación.

Figura 52.- Equipo LHD de 4 yd³ en sección de 3 m x 3 m



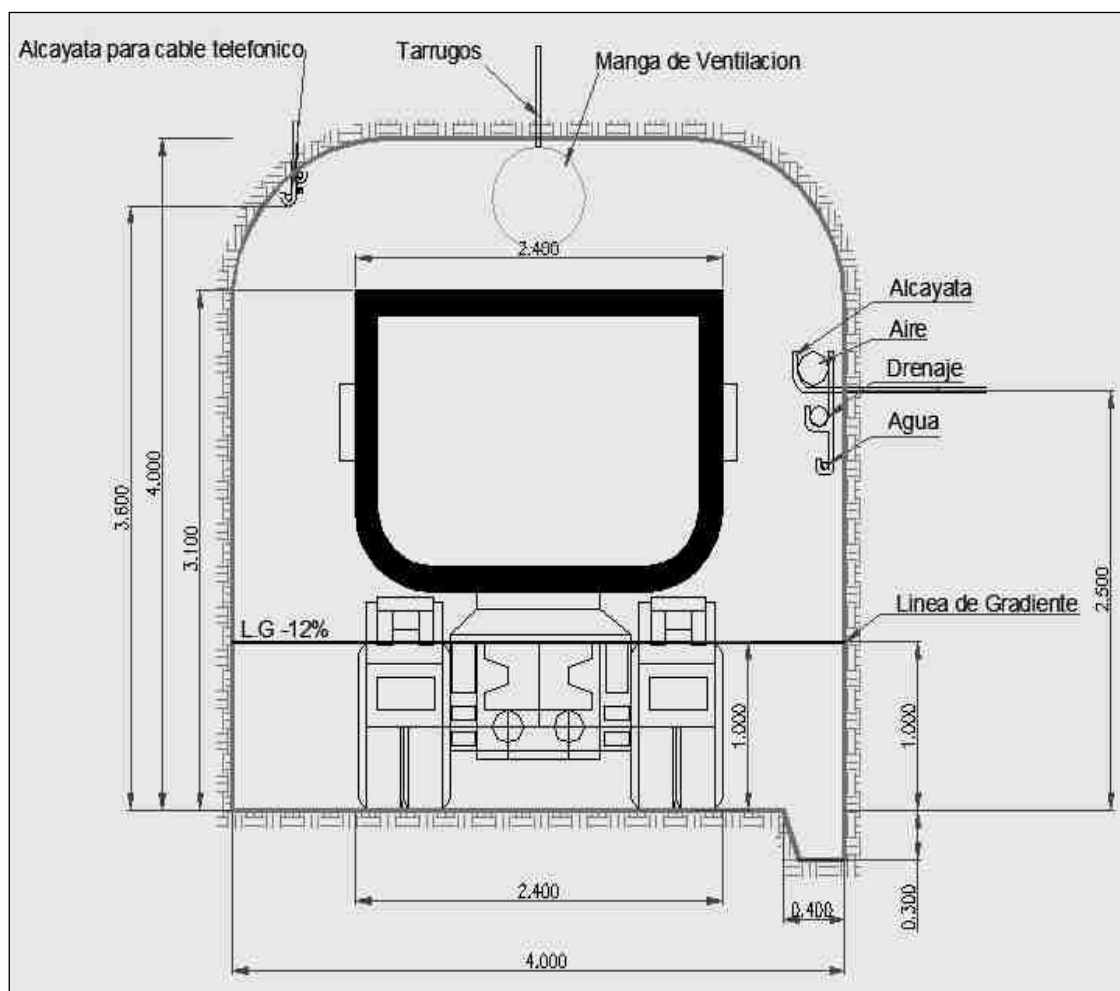
Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

- **Transporte**

Para el transporte serán necesarios dos volquetes de 15 m³ de capacidad. Los volquetes serán cargados en interior mina por los equipos LHD, en cámaras especialmente acondicionadas. Los volquetes sólo transitarán por sección de 4 m x 4 m en interior mina y no deberán sobrepasar la carga de la tolva para evitar daños a las instalaciones de servicios.

El transporte con volquetes en un inicio se realizara de interior mina hacia la cancha de acumulación de carbón provisionalmente y posteriormente se trasladar directamente de mina a planta en Pacasmayo.

Figura 53.- Volquete de 15 m³ en sección de 4 m x4 m



Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

- **Abastecimiento de Combustible**

Para el abastecimiento de combustible no se contara con grifo, se utilizara un camión utilitario de 750 galones de capacidad, el cual abastecerá a los equipos pesados y livianos, el camión utilitario será abastecido de combustible por terceros de la misma comunidad.

4.2.7. Estimación de Mano de Obra

- **Personal**

La estimación incluye un staff de la empresa trabajando en las operaciones de mina, mantenimiento, ingeniería y departamento de geología, y un Empresa Minera Especializada requerido para operar y mantener las perforaciones, voladuras, carguío, acarreo, ventilación y servicios auxiliares de mina. La supervisión de los trabajos que realizará la empresa especializada estará a cargo del personal de Cementos Pacasmayo quienes implementarán el plan de trabajo de acuerdo a los intereses estratégicos que la compañía (CPSAA) designe.

- **Labores Directas**

El Staff del personal encargado para la gestión del yacimiento se ha calculado en 12 personas.

Tabla 43.- Requerimiento Personal de Mina.

REQUERIMIENTO DE PERSONAL DE MINA	
Cargo	Personal
Superintendente de Mina	1
Ingenieros de Mina	2
Ingeniero de Seguridad.	1
Ingenieros Geólogos.	3
Administrador de mina	1
Topógrafo	2
Relaciones Comunitarias	1

Chofer	1
sub total	12

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

- **Personal de empresas especializadas**

Se ha calculado la cantidad de personal de la Empresa Minera Especializada en 52 empleados. Los trabajadores de operaciones laborarán en tres guardias, dos en actividad y una guardia adicional de relevo para la cuadrilla que sale de días libres.

En la tabla 44 se detalla el número de trabajadores requeridos para la empresa Especializada.

Tabla 44.- Personal Empresa Minera Especializada.

REQUERIMIENTO DE PERSONAL EMPRESA ESPECIALIZADA		
Administración	Administrador	1
	Asistente Administrador	1
	Logística	1
	Asistenta Social	1
Supervisión (Ing.)	Ing. Residente de Obra	1
	Ing. Asist. Residente	1
	Ing. Jefe de Seguridad	1
	Ing. Geomecánico	1
	Ing. Jefes de Guardia	3
TOTAL ADMINISTRACION Y SUPERVISION		11
Operación	Perforista Simba/jumbo	3
	ayudante de Jumbo	3
	Perforista manual	3
	Ayudante Perforista	3
	Chofer de volquete	3
	Operadores de Scoop	3

	Mantenimiento	<u>Mantenimiento</u>		
		Mecánicos I	3	
		Electricistas	2	
			Soldadores Equipos Pesados	2
	Servicios		Ayudantes Mantenimiento	2
			<u>Serv. Auxiliares</u>	
			Bodeguero	3
			Operador de Compresora-Generador-Vigilante	2
			Chofer	3
			<u>Otros</u>	
		Limpieza	2	
	cuartelero	1		
TOTAL PERSONAL OPERACIÓN			38	
GRAN TOTAL PERSONAL MINA			49	

OTROS	JV RESGUARDOS-LIDERMAN	15
GRAN TOTAL		64

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

- **Labores Totales de la Mina**

El total de Personal estimado para el Proyecto de Explotación de Carbón Alto Chicama se detalla en la Tabla 44.

Tabla 45.- Personal Total de Mina.

	Personal
Staff	12
Empresa Minera Especializada	49
TOTAL	61

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

4.2.8. Costo de Capital y Costo Operacional

- **CAPEX**

El Costo de Capital estimado para la explotación del carbón Alto Chicama incluye los costos de estudios previos (EIA, permisos, adquisiciones de terrenos, estructuras de construcción civil – componentes mineros). Así mismo los costos de excavación de túneles para explotación, preparación y desarrollo de la primera etapa de 440 mt longitudinales de la zona norte donde se tiene reservas de 778,297 TM de carbón de los cuales 468,853 TM de carbón serán explotables. Los costos de inversión para la segunda etapa de 300 mt longitudinales hacia lado sur de 717,120 TM de carbón como reserva estimada se actualizarán con la información geológica obtenida en la primera etapa.

Tabla 46.- CAPEX calculado para las excavaciones de los túneles Alto Chicama.

Labores	AÑO 1	AÑO 2	Total general (US\$)
Cámara acum 1 2080	15,072		15,072
Cámara acum 2 2080	13,406		13,406
Cámara acum 2020	14,159		14,159
Cámara acum 2050	13,830		13,830
Cámara rampa 1 2038	18,259		18,259
Cámara rampa 2 2062	18,210		18,210
Chimenea	34,649	15,668	50,317
Crucero 2020	57,799	27,524	85,322

Crucero 2050	79,625		79,625
Crucero 2080	158,805		158,805
Galería 1-2080	201,450		201,450
Galería 2-2080	209,826		209,826
Galería 3-2080	294,817		294,817
Inclinado	32,586		32,586
Ore pass	26,412	26,412	52,825
Rampa	747,373		747,373
Túnel 2080	211,205		211,205
Galería 1-2050	79,733	123,618	203,351
Galería 2-2050	53,155	160,460	213,616
Galería 3-2050	74,892	225,122	300,014
Galería 1-2020		198,833	198,833
Galería 2-2020		218,469	218,469
Galería 3-2020		304,301	304,301
ventana Chimenea sur 2080	58,731		58,731
Ventana Chimenea sur 2050		56,911	56,911
Chimenea sur	42,582	31,175	73,757
Cámara Chimenea 2020	6,534		6,534
Cámara Chimenea 2050	7,069		7,069
Cámara Chimenea 2080	8,600		8,600
Ventana Chimenea sur 2020		56,693	56,693
Total general (US\$)	2,478,779	1,445,185	3,923,965

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

- **OPEX**

Los costos operacionales a ser utilizados en esta evaluación económica han sido calculados teniendo en cuenta las cotizaciones realizadas con Empresas

Especializadas en Minería, con la finalidad de garantizar nuestro cumplimiento de la tasa de producción de 24,000 TM/Mes de carbón.

Tabla 47.- Opex del Proyecto de Explotación de Carbón Alto Chicama.

Actividad	Método de explotación SLC (US\$/TM)
Perforación	1.12
Voladura	0.24
Carguío y Acarreo	2.45
Ventilación	0.05
Servicios,	0.05
Total	3.91

Fuente: Departamento de planeamiento e ingeniería del proyecto la banda

El costo total de CAPEX y OPEX para la explotación del carbón Alto Chicama, haciendo un total de **83'806,884** Nuevos Soles distribuidos anualmente de la siguiente manera.

4.2.9. Generación y manejo de residuos sólidos.

- **Generación de Residuos Sólidos.**

Los residuos que gradualmente se vayan generando serán almacenados en los cilindros contenedores diseñados para este fin de acuerdo al código de colores, de esta manera se asegurara la Gestión ambiental en las operaciones.

La disposición final de los Residuos generados estará a cargo de una Empresa privada de servicios – residuos sólidos (EPS-RS) debidamente acreditada, dando así cumplimiento a lo estipulado por la Ley General de Residuos Sólidos.

La estimación de la generación de Residuos Sólidos Domésticos se puede apreciar en la siguiente tabla.

Tabla 48.- Generación de Residuos Sólidos.

GENERACION DE RESIDUOS SOLIDOS		
Tipo de Residuo	Domestico	
Nro. de personas	61	trabajadores
Generación Per cápita de Residuos Sólidos	0.50	kg/hab.x día
Densidad de Residuos sólidos	500	kg/m ³
Generación por Mes	1.83	m ³
Vida de la mina	5	años
Generación Total	109.8	m ³

Fuente: Departamento de medio ambiente del proyecto la banda

Calculo de la Generación de Residuos Sólidos Domésticos.

Generación Total = 61 trabajadores X 0,50kg/ trab. /día X 30 días.

$$= 915 \text{ kg /mes}$$

Considerando que la densidad asumida es de 500kg/m³

$$= \underline{915\text{kg/mes}}$$

$$500\text{kg/m}^3$$

= 1,83 m³/mes de Residuos Sólidos domésticos generados.

= 1,83m³/mes X 12 meses/año X 5 años proyecto

Generación Total = 109.8m³

- **Residuos Sólidos Industriales.**

Se estima que los residuos industriales-peligrosos que puedan generarse, como resultado de las actividades de mantenimiento preventivo de los equipos de la operación estarán constituidos por: waypes impregnados por combustible, grasa, aceites usados, bidones de aceite, desengrasantes, aditivos, metales etc.

Se considera que se generaran un promedio de 35galones/mes de residuos de aceite usado y 25kg/mes de residuos de grasa y cantidades mínimas de trapos y waypes impregnados con hidrocarburos.

Así mismo se estima que se generara 15 kg/mes de residuos industriales no peligrosos constituidos por bolsas de plástico, papel, madera, baldes de plástico, etc.

Inicialmente estos residuos serán colocados en cilindros, con tapa y bolsas de plástico en su interior, cumpliendo el código de colores para dispositivos de residuos sólidos NTP 900.58-2005 estipulado en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Decreto Supremo N°. 023-2017-EM, los cuales estarán ubicados en la zona de trabajo. Periódicamente serán transportados, tratados y dispuestos adecuadamente por una Empresa privada de servicios – residuos sólidos (EPS-RS) debidamente autorizado por DIGESA.

4.3. EVALUACIÓN ECONOMICA

El presente estudio se realiza a fin de tener una idea más clara acerca del efecto de las variables económicas del negocio minero para la implementación de un planeamiento de minado a mediano plazo; se ha llevado una evaluación económica, tomando como base los gastos incurridos, así como las ganancias obtenidas para el primer año, respecto a la implementación de un plan de minado adecuado. En la tabla 49 se representa la evaluación económica realizada del proyecto minero La Banda- Alto Chicama, se realizó las proyecciones de ingreso de ventas de concentrado de carbón mineral.

Tabla 49.- Ingresos de venta del proyecto minero La Banda- Alto Chicama

Ingresos de ventas de la mina La Banda-Alto Chicama			
INGRESOS POR VENTAS	MINA LA BANDA-ALTO CHICAMA		
AÑO	FACTOR	UNIDAD	2017
Concentrado producido.		TM	288000.00
Contenido C	76.90%	TM	221472.00
Valor Bruto de Venta	82.74 \$ /TM	\$	18,324,593.30
Descuentos por concentrado	5%	\$	916,229.66
Valor neto de venta		\$	17,408,364.00

Fuente Elaboración Propia.

Habiendo culminado el proceso de recuperación en la planta de beneficio se estimó los ingresos provenientes por la venta de concentrado de Carbón. Estos ingresos son sensibles al precio del carbón que se comercializa actualmente, para el cual se obtuvo un ingreso por ventas realizado en forma integral de todo el proyecto La Banda – Alto Chicama que asciende a US\$ 17, 408,364 podemos visualizar los resultados de manera general Tabla 49. Los detalles de todos los ingresos por venta. Los ingresos por ventas de mineral no metálico se calculan en función al valor del mineral por la producción anual.

Tabla 50.-Costo de producción del proyecto minero La Banda- Alto Chicama

Costos de Producción de la Mina la Banda	
Evaluación Económica- USD 000	La Banda-Alto Chicama
Concepto	Acumulación real
Total \$ TM costo	
Capex	11.51
Opex	4.24
Total \$ TM al de operaciones	15.75
Medio Ambiente	1
RRCC	
Higiene y Salud	
RRHH	
Total \$ TM al final	
Bonos	0.5
Total \$ TM al final	17.25
Costo Producción anual \$	4,968,000.0

Fuente Elaboración Propia.

El análisis de costo de producción por % realizado en forma general para el proyecto minero la Banda- Alto Chicama, se obtiene total de 76.90%, este costo va referente al ratio de 50, que

esto vendría a ser el tipo de cambio hacia los % equivalentes de carbon con respecto a las leyes de carbon que se obtienen, se puede visualizar en la Tabla 50 los parámetros de los costos incluidos para el cálculo de %.

Tabla 51.- Inversión Preparación del proyecto minero La Banda- Alto Chicama

Inversión Preparación del proyecto (\$)	
Costo de Inversión componentes Superficiales	1,676,204.88
Costo Inversión preparación de labores	3,782,897.0

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 52.- Costos Fijos de la contrata del proyecto minero La Banda- Alto Chicama

Costos Fijos de la contrata (\$)	
Costos Fijos	137,637.9

Fuente: Elaboración Propia.

El análisis realizado del costo de inversion total englobado con las áreas directamente involucradas en forma general incluido con el Proyecto minero La Banda- Alto Chicama que asciende un total de 82.74\$/TM con respecto al año. Tabla 51 y 52.

Tabla 53.- Gastos de la empresa durante su operación al año (\$)del proyecto minero La Banda- Alto Chicama

GATOS DE LA EMPRESA DURANTE SU OPERACIÓN AL AÑO (\$)	
GASTOS ADMINSTRATIVOS	800000
GASTOS DE VENTA	2500000
REGALIAS	2500000
PARTICIPACIÓN DE LOS TRABAJADORES	500000
IMPUESTO A LA RENTA	2800000
TOTAL GASTOS	9100000

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 54.- Evaluación del VAN y el TIR del proyecto La Banda-Alto Chicama

	FLUJO DE CAJA					
	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
Inversión Inicial mina (\$)	1,676,204.88	756,579.40	756,579.40	756,579.40	756,579.40	756,579.40
COSTO OPERACIÓN (\$)		5,105,637.90	5,105,637.90	5,105,637.90	5,105,637.90	5,105,637.90
GASTOS (\$)		9,100,000.00	9,100,000.00	9,100,000.00	9,100,000.00	9,100,000.00
TOTAL INGRESOS (\$)		17,408,364.00	17,408,364.00	17,408,364.00	17,408,364.00	17,408,364.00
SALDO NETO (\$)		769,941.82	2,446,146.70	2,446,146.70	2,446,146.70	2,446,146.70
SALDO ACUMULADO (\$)		769,941.82	3,216,088.52	5,662,235.22	8,108,381.92	10,554,528.62
FUJO ANUAL	-1,676,204.88	769,941.82	3,216,088.52	5,662,235.22	8,108,381.92	10,554,528.62
TASA DE DESCUENTO (%)	5.07%	<u>Supuesto:</u> Se utiliza como Tasa de Descuento la TASA DE INTERÉS PROMEDIO DEL SISTEMA BANCARIO (Tasas Activas Anuales de las Operaciones en Moneda Extranjera Realizadas en los Últimos 30 Días Útiles Por Tipo de Crédito al 23/07/2018), Tasa anual % para Grandes Empresas. Fuente: SBS				
VAN (\$)	\$21,746,533.53	El resultado del valor actual neto muestra un resultado positivo que nos dice que hay que realizar la inversion				
TIR (%)	139%	La tasa interna de retorno nos indica que a una tas ade descuento del 139% el valor actual neto sera cero que indica que realizar la inversion es indiferente, debido a que no habra ganancias ni perdidas.				

Fuente: Elaboración Propia

En la tabla 54 el VAN DE \$ 21, 746,533.53 indica que el proyecto es económicamente rentable con una tasa de descuento calculada del 5.07 %, si la tasa de descuento llegara a ser el 139 % entonces nuestra empresa no obtendría beneficios ni perdidas.

CONCLUSIONES

- Se determinó el diseño de planeamiento de minado subterránea , con el método de Nicholas donde según las características que presenta el yacimiento del proyecto hullífero de alto Chicama la Banda, se concluyó con implementar el método de explotación de hundimiento por sub niveles, para un incremento de producción de 550TM/ día a 800 TM/día, optimizando el costo de minado en un comparativo de alternativas de minado donde se optó por el de menor costo y mayor producción(800TM/día y 14.68\$/TM) de la empresa COMICIV.
- Se desarrolló tres alternativas que comprenden las componentes de minado, realizando los análisis y evaluación de costo por producción, donde se determinó el diseño y planeamiento de minado por galería con sostenimiento de mallas de 2” x 2” y pernos de anclaje en las galerías, para método de explotación de hundimiento por sub niveles.
- Se determinó las variables económicas presentes del planeamiento de minado del proyecto hullífero de lato Chicama la Banda, determinado el (Opex), Capex y los costos fijos más óptimos. Mediante la cotización de la empresa COMICIV.
- Con la explotación del proyecto hullifero de alto Chicama la Banda, se plantea aportar la producción de carbón en 288000TM/año, a la producción nacional.
- El proyecto al obtener en la evaluación económica un van positivo de \$ 21, 746,533.53 se determina que es económicamente rentable con una tasa de interés de retorno del 139 %.

RECOMENDACIONES

- Es recomendable establecer un diseño de planeamiento de minado subterráneo, para la ampliación del proyecto hullífero de alto Chicama la Banda.
- Se sugiere usar como referencia los estudios anteriores y la de esta investigación, para las ampliaciones de explotación del proyecto Hullífero de alto Chicama la banda.
- Teniendo las variables económicas presentes en esta investigación, de planeamiento de minado del proyecto hullífero de alto Chicama la Banda, se recomienda usarlos como referencia para los futuros diseños de investigación de este tipo de yacimientos hullíferos.
- Se recomienda mantener la producción proyectada a acuerdo al programa mensual, del proyecto hullífero de alto Chicama la Banda, para mantener la producción perca pita nacional de carbón (hulla).

Bibliografía

- Barletta, I. (2008). Representación Gráfica y Evaluación de Problemas Estructurales en Maciso Rocoso. Universidad Nacional de la Plata.
- Coates, D. F. (1973). Fundamentos de Mecánicas de Roca. Madrid: Blume.
- Cuenta Chua, E. t. (2002). Tesis: Planeamiento y Diseño de Minado Subterráneo Veta N°3 sección III Yauliyaco. Facultad de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional del Altiplano.
- España, I. G. (1987). Manual de Taludes 1ra Edición. Madrid: IGME.
- González de Vallejo, L. (2002). Ingeniería Geológica. Madrid: Pearson Educación.
- Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (1997). Engineering Rock Mechanics an Introduction to the Principles. London: Pergamon.
- López Jimeno, C. (1991). Manual de evaluación y diseño de explotación mineras. España: Politécnica de Madrid.
- Medina, P. (2001). Tesis: Planeamiento de Producción para la Explotacion del Yacimiento aurifero Riticucho. Universidad Nacional del Altiplano.
- Nicholas, D.E., 1981, "Method Selection—A Numerical Approach,"Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines, Chap. 4, D. Stewart, ed., SME-AIME, New York, pp. 39–53.
- Patiño, E. (2002). Sistema de Información para Planeamiento de Producción Minera. : Universidad Nacional del Altiplano.
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejono Monge, L. (2007). Mecánica de Rocas: Fundamentos E Ingeniería de Taludes. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Read, J., & Stacey, P. (2009). Guidelines for Open Pit slope Design 1ra edición. Australia: CSIRO Publishing.
- Sjöberg, J. (1996). Large Scale Slope Stability in Open Pit Mining - A Review. Luleå: Division of Rock Mechanics - Luleå University of Technology.
- Turpo Villalba, E. (2014). Tesis: Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli. Facultad de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional del Altiplano.
- Ríos Ríos, F. A. (2013). Control of Mining Operations. Cajamarca: Ciencias y Ingeniería - Atlantic International University.

Anexos