

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE
MEDIANTE EL CAMBIO DE LOCOMOTORAS POR
VOLQUETES Y AMPLIACION DEL CRUCERO XC-
2006 EN LA MINA CONTONGA**

PRESENTADO POR:

Bach. ORLANDO SAUÑE CARHUAS

PARA OPTAR EL TÍTULO DE
INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO - OCTUBRE

2018

DEDICATORIA

El Presente trabajo está dedicado para mi Madre: Pelagia Carhuas Congalla, por el apoyo incondicional, por sus cuidados, por haberme guiado y educado por el camino correcto, por ser mi motivación y mejor consejera para conseguir todo lo logrado.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradecer a todo el grupo que conforma, NYRSTAR Ancash S.A. titular de la U.M. Contonga para los Ingenieros: Guillermo Brito, Gerardo Chamberg Orihuela, Buenaventura Urquiza Rengifo, Luis Pantoja Mayta, Julio Cesar Vela Mas y al Ing. Gilmer Ñahui Bendezu por compartir los conocimientos y apoyo incondicional.

A todo el grupo que conforma la Contrata Minera HADES S.A.C., en especial al Ing. Gabriel Cuadros Aquino, Hernán A. Navarro Chavarria y el Sr. Edgar Cárdenas.

Este tiempo compartido fueron llenos de experiencias nuevas día a día, ya que la minería es una actividad llena de riesgos y a su vez muy dinámica, la experiencia de todos los trabajadores fue muy importante, ya que de ellos aprendí mucho.

A los profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga por sus sabias enseñanzas durante mis estudios en esta alma mater.

INTRODUCCIÓN

La presente tesis ha sido motivada por los problemas de transporte de mineral existente en la Mina Contonga, lo que genera el desabastecimiento de mineral a la planta concentradora lo cual se debe a los problemas del sistema de transporte, la topografía del terreno que a su vez origina recorridos largos en especial a los volquetes.

El suministro de mineral a la planta puede cumplirse aumentando el número de unidades que componen la flota; sin embargo, en una mina subterránea incrementa la contaminación del ambiente que generaría aumento en los costos de ventilación.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis, se ha desarrollado con la finalidad de mejorar el transporte en la Mina Contonga en base al análisis de los sistemas de transporte actualmente existentes y factores que afectan positiva o negativamente la operación de transporte.

El problema es que existe varias transferencias de mineral como es la zona alta, Taully es llevado a los echaderos por los scoop y dumper de donde carga la locomotora con sus carros mineros y transporta hasta superficie.

La producción de la zona baja o profundidad el mineral es transportado por la rampa positiva, luego galería del nivel 240 para continuar por superficie hasta llegar a la cancha de mineral de la planta concentradora cuya distancia de recorrido es de 7.5 Km que está ubicado en el Nv. 0 superficie.

La tesis propone la solución reduciendo el recorrido, eliminando el transporte por locomotoras y carros y considerando solamente el transporte con volquetes para lo cual se ampliará el cruce XC-2006 a una sección mayor de 4.50 x 4.00 m. lográndose con esto disminuir el ciclo de transporte como también el costo y el número de la flota.

CONTENIDO

DEDICATORIA
AGRADECIMIENTO.
INTRODUCCIÓN
RESUMEN

Pág.

CAPITULO I

ASPECTOS DE LA INVESTIGACION

1.1.- Planteamiento, justificación e importancia del tema a estudiarse.....	11
1.1.1.- Antecedentes	11
1.1.2.- Planteamiento Del Problema.....	12
1.1.3.- Identificación del problema	12
1.1.3.1.- Problema principal.....	12
1.1.3.2.- Problema específico	12
1.2.-Objetivos	13
1.2.1.- Objetivo general	13
1.2.2.- Objetivo específico	13
1.3.- Variables e indicadores.....	13
1.3.1.-Variable independiente.....	13
1.3.2.-Variable dependiente.....	13
1.4.- Justificación	14
1.5.- Importancia	14
1.6.- Limitaciones.....	14
1.7.- Hipótesis.	14
1.7.1.- Hipótesis general.....	14

1.7.2.- Hipótesis específico	15
1.8.- Tipo de investigación	15
1.9.-Metodo de investigación	15

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1.- Ubicación y acceso	16
2.2.-Antecedentes	18
2.3.- Clima, temperatura y ecosistema terrestre	19
2.3.1.- Clima	19
2.3.2.- Temperatura	19
2.3.3.- Ecosistema terrestre.	20
2.3.4.- Fisiografía	21
2.3.5.-Organigrama.	22

CAPITULO III

MARCO TEORICO

3.1.- Geología	23
3.1.1.- Geología regional	23
3.1.1.1.-Secuencia sedimentaria	24
3.1.1.2.- Unidades intrusivas	28
3.1.1.3.- Cuaternario	28
3.1.2.-Geologia estructural	28
3.1.3.- Geología local	29
3.1.4.- Geología económica	31
3.1.4.1.- Génesis y paragénesis	31
3.1.4.2.- Mineralización	31

3.1.4.3.- Zoneamiento	32
3.1.4.4.- Alteración	33
3.1.4.5.- Controles de mineralización	33
3.1.4.6.- Reservas	34
3.2.- Geomecánica del área del crucero XC-2006	34
3.2.1.- Determinación de las propiedades físicas y mecánicas de rocas.....	34
3.2.2.- Estudios geomecánicos del crucero XC-2006.....	36
3.2.3.- Determinación de esfuerzos en el macizo rocoso.	37
3.2.3.1.-Criterios para la determinación de esfuerzos.....	37
3.2.3.2.- Consideraciones de análisis estructural.....	39
3.2.3.3.- Modelamiento del diseño geomecánico con el programa phases 2.....	40
3.2.4.- Resultados de la evaluación geomecánica del crucero XC-2006.....	42

CAPITULO IV

MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DEL TRANSPORTE.

4.1.- sistema de transporte con locomotoras y carros mineros.....	43
4.1.1.- Esquema del sistema actual de transporte con locomotoras.	44
4.1.2.- Componentes del sistema.....	45
4.1.3.- Rendimiento del sistema.....	46
4.1.4.- Costo unitario de transporte con locomotoras.....	47
4.2.- Sistema de transporte mediante volquetes.....	47
4.2.1.-Esquema del sistema actual de transporte con volquetes...	47

4.2.3.- Rendimiento del sistema.....	48
4.2.4.- Costo unitario de transporte con volquetes.....	50
4.3.- Ampliación del cruceo XC-2006.....	52
4.3.1.- Perforación y voladura.....	52
4.3.2.- Limpieza.....	56
4.3.3- Costo de ampliación.....	57
4.3.4.-Presupuesto de ampliación.....	59
4.4.- Nueva propuesta de transporte mediante volquetes.....	59
4.4.1.-Esquema del sistema de la nueva ruta de transporte...	59
4.4.2.- Componentes del sistema.....	59
4.4.3.- Rendimiento del sistema.....	60
4.4.4.- Costo unitario de transporte propuesto con volquetes.	61

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES.

1.- Presentación de resultados.....	62
2.- Comparación de los volúmenes de producción y costos de transporte.....	62
3.- Incidencia de los costos de transporte en la utilidad de la empresa.....	63
4.-Evaluación de los aspectos de seguridad en el transporte.....	63
5.- Discusiones.....	64
CONCLUSIONES.....	66
RECOMENDACIONES.....	67

BIBLIOGRAFIA.....	68
ANEXO.....	69
PANEL FOTOGRAFICOS.	
PLANOS.	

CAPITULO I

ASPECTOS DE LA INVESTIGACION.

1.1.- PLANTEAMIENTO, JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL TEMA A INVESTIGAR.

1.1.1.- ANTECEDENTES.

El transporte es otra operación complementaria del minado subterráneo para lo cual se conoce varios sistemas como el transporte con locomotoras y carros mineros, volquetes o camiones y fajas transportadoras cada cual tiene sus características y rendimientos propias.

En la mina Contonga se viene aplicando el método de transporte tanto con locomotoras y volquetes cuyo rendimiento es bajo y el costo alto debido a la distancia de recorrido.

1.1.2.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

En la mina NYRSTAR-Contonga, actualmente el transporte subterráneo se encuentra en declive por la profundización de las labores y la extracción es cada vez de mayor distancia y de bajo rendimiento y de alto costo el tiempo de recorrido entre el nivel -310, Nivel 0 y Nivel 240 hasta la planta concentradora que se encuentra en nivel 0 en la superficie, es la que afecta negativamente.

1.1.3.- IDENTIFICACION DEL PROBLEMA.

1.1.3.1.- PROBLEMA PRINCIPAL

- ¿Cómo influye el cambio del sistema de transporte de locomotora por volquetes en la producción y costos del mineral extraído?

1.1.3.2.- PROBLEMA ESPECIFICO

- ¿En qué medida la utilización de volquetes por locomotoras mejoraría en el sistema de transporte?
- ¿En qué medida el sistema de transportes por volquetes sobre locomotoras optimizaría en los costos de producción de mineral extraído?

1.2.- OBJETIVOS.

1.2.1.-OBJETIVO GENERAL.

Incrementar la producción de mineral extraído y reducción de costos mediante el cambio del sistema de transporte de locomotoras por volquetes.

1.2.2.- OBJETIVOS ESPECIFICOS:

- Determinar la mejora en el sistema de transporte utilizando volquetes por locomotoras.
- Optimizar los costos de producción con el sistema de transporte por volquetes sobre locomotoras.

1.3.- VARIABLES E INDICADORES.

1.3.1.- Variable independiente:

Crucero XC-2006 Mina Contonga.

Indicadores:

-Longitud del crucero (m)

-Sección del crucero (m²)

1.3.2.-Variable dependiente:

Mejoramiento del sistema de transporte.

Indicadores:

-Producción (TM)

-Rendimiento (TM/Gdia)

-Costo de producción (US \$/TM)

1.4.- JUSTIFICACIÓN.

Existe necesidad de aumentar la producción de los tajeos encima de los 1,200 TMD de forma inmediata a un bajo costo e incrementar la utilidad para la Empresa NYRSTAR- Cotonga.

1.5.- IMPORTANCIA.

La aplicación de una nueva ruta y sistema de transporte mediante volquetes aumentará los volúmenes de mineral a extraerse y disminuirá los costos método de transporte y mejorará la ventilación en esta parte de la mina.

1.6.- DELIMITACIÓN.

El presente trabajo de investigación está referido solamente al análisis técnico y costos de los sistemas de transporte subterráneo.

1.7.- HIPOTESIS.

1.7.1.- HIPOTESIS GENERAL.

El cambio del sistema de transporte de locomotoras por volquetes influye en la producción y costos de producción del mineral extraído.

1.7.2.-HIPOTESIS ESPECÍFICO.

- La utilización de volquetes por locomotoras mejorará el sistema de transporte.
- El sistema de transporte por volquetes sobre locomotoras optimizará en los costos de producción.

1.8.- TIPO DE INVESTIGACION.

De acuerdo a los propósitos de la tesis y teniendo en cuenta la aplicación de los conocimientos para la solución del planteado, se adoptará la “Investigación Aplicada”

Nivel: descriptivo

1.9.- METODO DE TRABAJO DE INVESTIGACION.

El desarrollo del presente trabajo tendrá dos etapas:

A.- Recopilación de información básica:

Comprenderá en mapeo geomecánico y toma de muestras en el Crucero XC-2006 del nivel 0, datos de tiempos movimiento y rendimiento de equipos de transporte, disponibilidad.

B.- Trabajos de gabinete:

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas-mecánicas de muestras tomadas, procesamiento de datos obtenidos, Diseño de transporte, diseño del proceso de ampliación del Crucero XC-2006 y finalmente la redacción de la tesis.

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.

Las instalaciones industriales de la Mina Contonga, como son los campamentos, planta concentradora, depósito de relaves y depósito de desmonte se ubican en el departamento de Ancash, provincia de Huari, distrito San Marcos, paraje de la Quebrada Tucush, Pajoscocha y Contonga. La Minera Contonga está enmarcado dentro de las coordenadas geográficas: 9°29'26" Latitud Sur, 77°04'03" Longitud Oeste y altitudes entre 4,000 a 4,600 m.s.n.m. Las coordenadas UTM aproximadas son: 8'950,200 N y 273,000 E. A continuación, tenemos la altitud de las instalaciones principales:

Tabla N° 1
Rutas y vías de acceso

Ruta	Tramo	Vía	Distancia (km)	Tiempo (Horas)
1	Lima – Campamento Antamina	Terrestre (asfaltado)	434	6 h 30 m
2	Campamento Antamina - Unidad Minera Contonga	Terrestre (afirmada)	10	0 h 30 m
TOTAL			444	7 h 00 m
Ruta	Tramo	Vía	Distancia (km)	Tiempo (Horas)
1	Lima – Conococha - Catac	Terrestre (asfaltado)	374	6 h 00 m
2	Catac – San Marcos	Terrestre (asfaltado)50%	74	1 h 10 m
3	San Marcos - Contonga	Terrestre afirmado	27	1 h 00 m
TOTAL			465	8 h 10 m



RECORRIDO	LONGITUD	SITUACION VIAL	TIEMPO
Lima - Conococha – Antamina	434 km.	Carretera Asfaltada	6 h 30 min
Antamina – Contonga	10 km.	Carretera Afirmada	30 min
TOTAL	444		7 h
Lima – Conococha – Catac	374 km.	Carretera Asfaltada	6 h
Catac - San Marcos	74 Km.	Carretera Asfaltada (50%)	1 h 10 min.
San Marcos – Contonga	27 km.	Carretera Afirmada	1 h
TOTAL	475		8 h 10 min.

Plano N° 01

2.2 ANTECEDENTES.

Las operaciones de la Mina Contonga se inician por los años de la década del 80, con una explotación subterránea y a tajo abierto para la explotación de minerales de Zinc, Plomo y Cobre. El mineral fue procesado en una planta de beneficio, con capacidad instalada de 350 TM/día, distante aproximadamente 5.5 Km. de la zona de extracción de mineral, cercana a la Laguna de Pajoscocha. La Compañía Minera Gran Bretaña continuó con las operaciones hasta el año 1990. SMGB operó una planta concentradora con una capacidad de 460 toneladas/día desde 1984 a 1990, habiendo producido alrededor de 420,000 toneladas, con leyes de cabeza de 5% Zn, 1.94% Pb, 0.35% Cu, y 3.25 oz/TM de Ag. El laboreo minero y trabajos de exploración han sido realizados tanto en el Stock Contonga como en la estructura "B". De 1985 a 1990, SMGB llevó a cabo una operación minera, habiendo extraído 420,000 toneladas de mineral, procedentes de 4 niveles de explotación; del inferior al superior: N 240, N 300, N 360, N 415 (aproximadamente 7 kilómetros de laboreo subterráneo). Luego de una paralización de 10 años, en 1999, CEDIMIN en un Joint Venture con Anglo American reiniciaron estudios completos de exploración en el área de la mina y alrededores, los resultados para Anglo American no fueron los esperados por el volumen reducido de los recursos que se adaptaban mejor a una minería mediana, optando por retirarse a fines del año 2000. Al retiro de Anglo American, CEDIMIN toma el control hasta fines del año 2001. BHL del Perú S.A.C. firma una opción

de compra de los derechos de Contonga, la que es ejercida por la Compañía, en diciembre de 2003. En junio del año 2007, BHL del Perú S.A.C. cede las acciones y derechos a Castell Investments en un porcentaje de 99% y al Sr. Alain Baron el 1% restante Minera Huallanca S.A. en la actualidad NYRSTAR es el titular de la Mina Contonga, la misma que está implementando el reinicio de sus operaciones para la explotación de 1200 toneladas/día de mineral; para lo cual cuenta con su correspondiente Estudio de Impacto Ambiental (EIA).

2.3.- CLIMA, TEMPERATURA Y ECOSISTEMA TERRESTRE.

2.3.1 CLIMA.

El régimen pluvial es propiamente de verano, ya que las lluvias tienen su inicio en los meses primaverales y van cobrando mayor intensidad conforme avanza el verano, época durante la cual alcanza su máxima intensidad (meses de octubre a abril), para luego decrecer durante los meses de mayo y siguientes, en que se inicia un período de estiaje que se caracteriza por la ocurrencia de precipitaciones muy escasas o por la ausencia definitiva de éstas en algunos meses, específicamente durante los más fríos de Junio a Agosto.

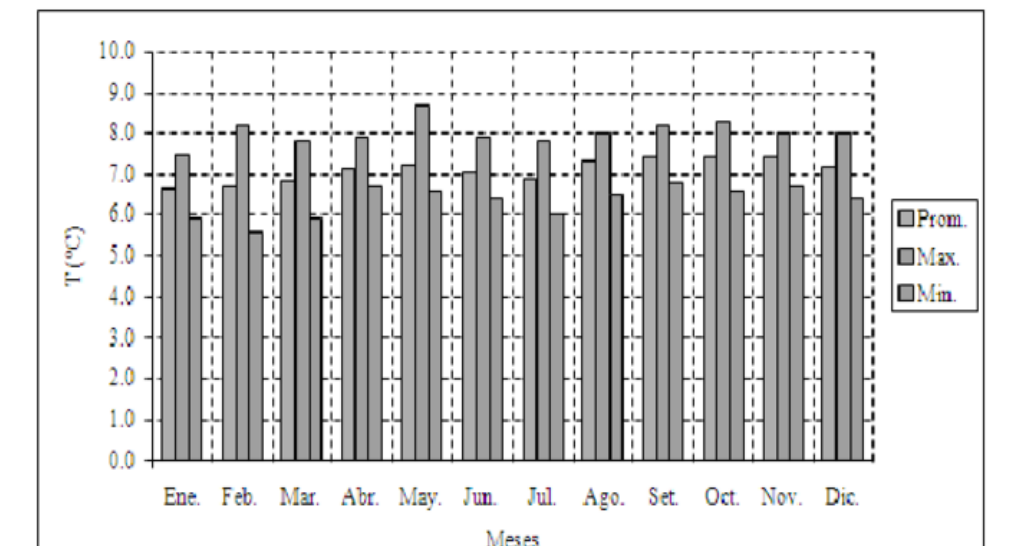
2.3.2 TEMPERATURA.

Con base a los registros de la estación Querococha (3955 msnm), ubicada a una altitud similar a la zona de estudio, se puede mencionar que la temperatura media anual en la zona de la laguna Pajoshccochoa, Contonga y Condorcocha es de 7.1°C, existiendo poca variación

durante los meses del año. Sin embargo, durante el día si hay diferencia entre las temperaturas extremas. Los valores y la gráfica de la variación estacional de la temperatura, se muestran en las tablas correspondientes.

Tabla N° 2 Valores de la temperatura estacional

Año	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	Dic.	Prom.
Prom.	6.7	6.7	6.9	7.1	7.2	7.0	6.9	7.3	7.4	7.4	7.4	7.2	7.1
Max.	7.5	8.2	7.8	7.9	8.7	7.9	7.8	8.0	8.2	8.3	8.0	8.0	7.8
Min.	5.9	5.6	5.9	6.7	6.6	6.4	6.0	6.5	6.8	6.6	6.7	6.4	6.6
D.Est.	0.5	0.8	0.6	0.4	0.6	0.4	0.6	0.5	0.5	0.6	0.4	0.5	0.4



2.3.3 ECOSISTEMA TERRESTRE.

A.-FLORA

Pajonal de Puna, esta es la formación vegetal predominante alrededor de la laguna Contonga, las especies representativas son Festuca y Calamagrostis: otras especies son el Agrostis breviculmis, Lupinus microphyllus, Alchemilla sp., Geranium sp Roquedal, este tipo de comunidad vegetal se caracteriza por desarrollarse sobre lecho rocoso.

Las especies más representativas es la Chuquiraga espinosa (“huamanpinta”), junto con ella existen la Bidens sp., y la Urtica s p. (“ortiga”), varias especies de Senecio, Calamagrostis sp y entre las rocas líquenes, musgos y helechos. En ninguna de las tres áreas se desarrolla agricultura, siendo el mayor uso del suelo como soporte para el crecimiento de pastos; los cuales son usados de forma directa para el pastoreo del ganado ovino, a los cuales se suman caballos, asnos y mulas.

B.-FAUNA.

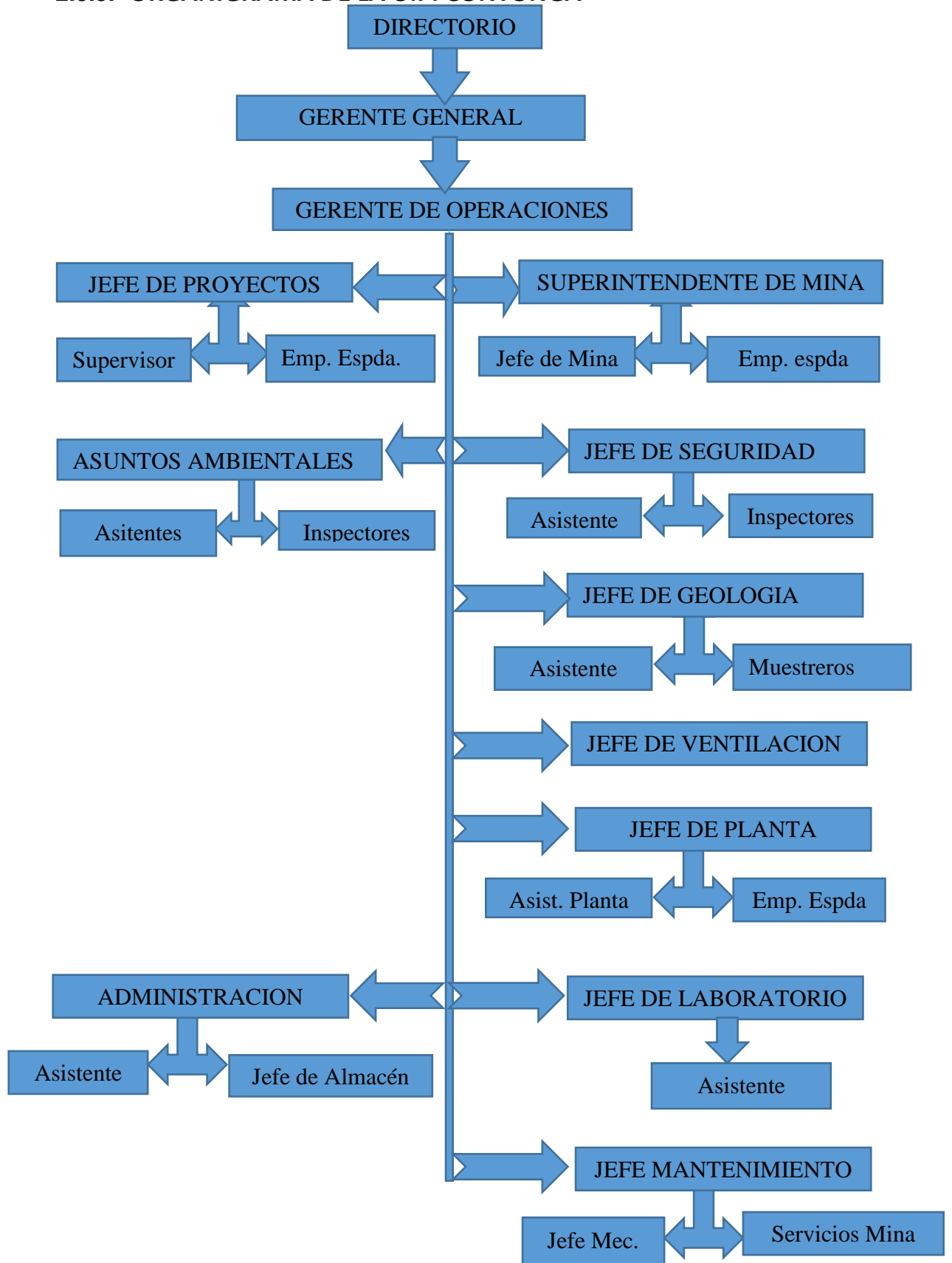
Los principales animales en la zona, introducidos por el hombre, son: ovinos, caballos, burros y mulos. Con respecto a animales silvestres, en la Laguna Pajoshccochoa está establecida una avifauna diversa, amparada por los totorales que les brindan refugio y una zona de nidificación. En la laguna Contonga, en la partes altas y rocosas, se ha visto Oncifelis colocolo (“gato montés”) y Lagidium peruanum (“vizcacha”).

2.3.4.- FISIOGRAFIA.

La zona de Contonga es muy accidentada, presenta quebradas en forma de “U” causado por la erosión glacial y hacia la parte alta se tiene cerros abruptos alcanzando altitudes de hasta 4,600 m.s.n.m.

La acción glacial en la zona se manifiesta por las morrenas y lagunas escalonadas.

2.3.5.- ORGANIGRAMA DE LA U.P. CONTONGA



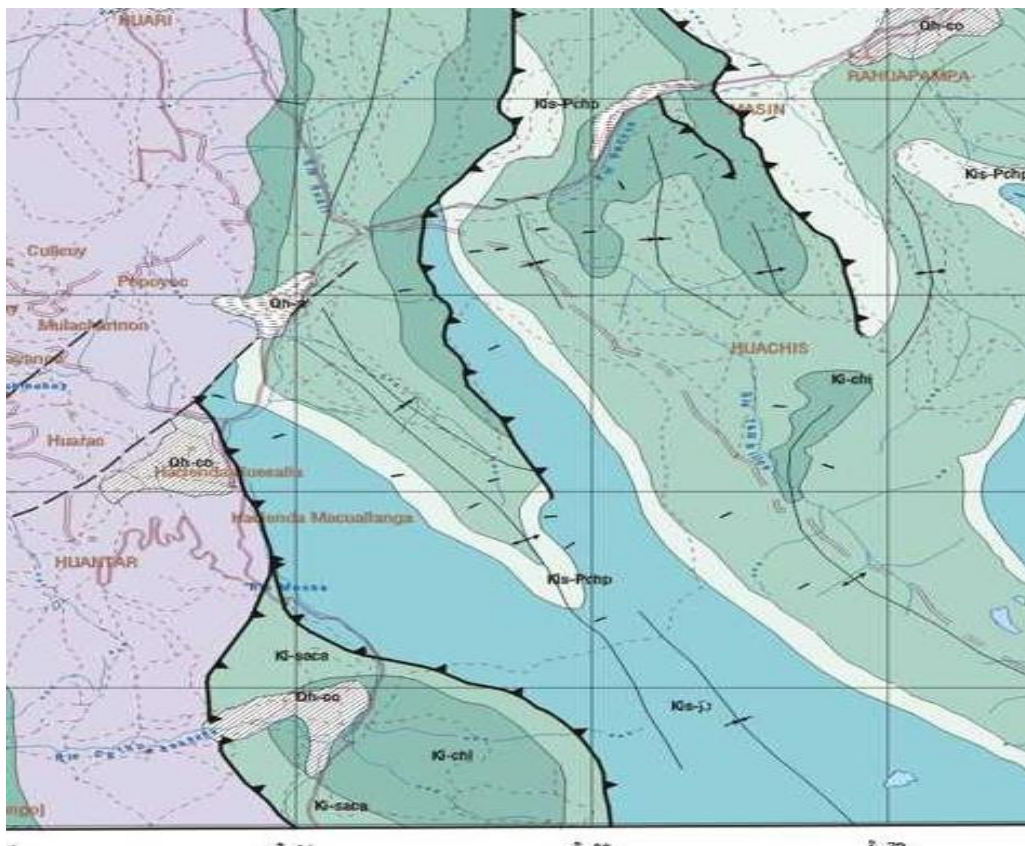
CAPITULO III

MARCO TEORICO

3.1.- GEOLOGIA.

3.1.1.- GEOLOGIA REGIONAL.

Se caracteriza por presentar una amplia secuencia sedimentaria, aisladas ocurrencias de volcánicos y presencia de rocas intrusivas.



LEYENDA

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITOSTRATIGRAFICAS			ROCAS INTRUSIVAS	
CENOZOICO	CUATERNARIO	Holoceno	Deposito Cuaternario	Qh-cr			
			Deposito Aluvial	Qh-a			
			Deposito Fluvioaluvial	Qh-fg			
	NEOGENO		DISC. ANG.				
	PALEOGENO		DISC. ANG.				
MESOZOICA	CRETACEO	Superior	Fm. Juncal, Colindín	Kc-Jc	KcP-ch	Fm. Chita	
			Fm. Pailonchico, Chubut, Pailonchico	Kc-Pchp	Kc-cr	Fm. Catorce	
		Inferior	El Coniaco	Fm. Santa Cruz	Ki-sa	Ki-g	Gp. Cuyler
				Fm. Chitán	Ki-chi		
			JURASICO	Superior	Fm. Chacabuco	Jc-ch	
	TRIASICO						
PALEOZOICA	SUPERIOR	PERMICO					
		CARBONIFERO					
	INFERIOR						
NEOPROTEROZOICA						DISC. ANG. Pg-cr Complejo del Marone	

Fuente: hojas geológicas del Ingegmet a 1:100,000

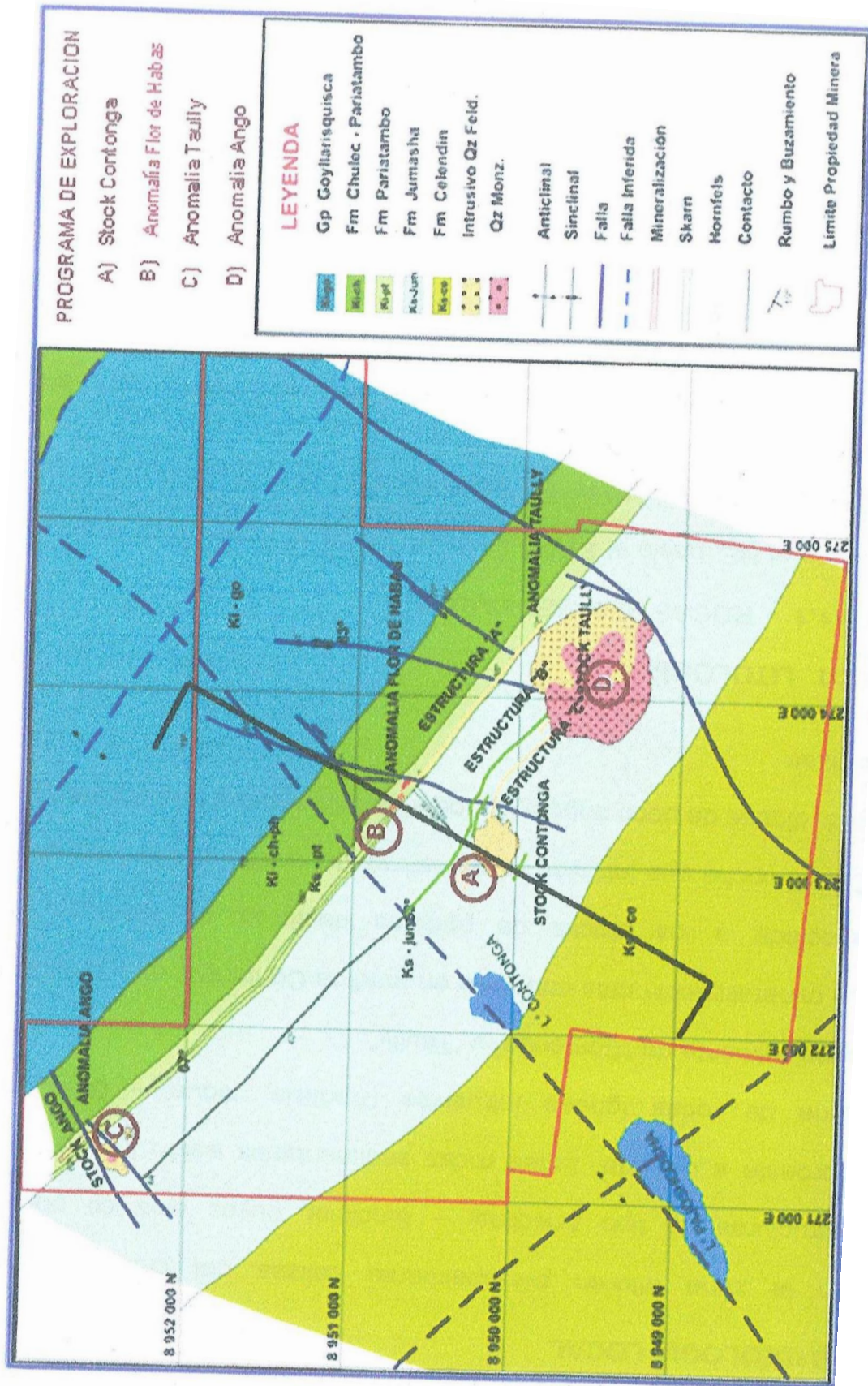
Lamina N° 1

3.1.1.1.- SECUENCIA SEDIMENTARIA.

Está representada por calizas, limolitas, lutitas y cuarcitas, comprendidas en el Valanginiano (Cretáceo Inferior) y el Coniaciano (Cretáceo Superior), dichas edades no son absolutas, se deducen por correlación estratigráfica y evidencias paleontológicas, usando como referencias las hojas geológicas del Ingegmet a 1:100,000 Singa y La Unión.

Las principales unidades estratigráficas que afloran regionalmente se muestran a continuación (Ver Lámina N° 3).

21-III



Lamina N° 02

A.- FORMACIÓN CELENDÍN (Ks-ce)

Calizas de color gris oscuros, de fina estratificación, intercalaciones con limolitas y margas grises, irregularmente estratificadas. Presencia de cefalópodos, gasterópodos, bivalos, equinodermos, con espesor de 500 m aproximadamente.

B.-FORMACIÓN JUMASHA(Ks-j).

Calizas de estratificación gruesas y compactas de color gris claro, intercalaciones con lutitas grises, finamente bandeadas, presenta en la base de la secuencia 2 m. de espesor de una arenisca calcárea. Jumasha es la unidad principal que alberga la mineralización en Contonga. Edad Turoniano a Albiano Superior, con un espesor de 800 metros.

C.- FORMACIÓN PARIATAMBO (Ki-ph).

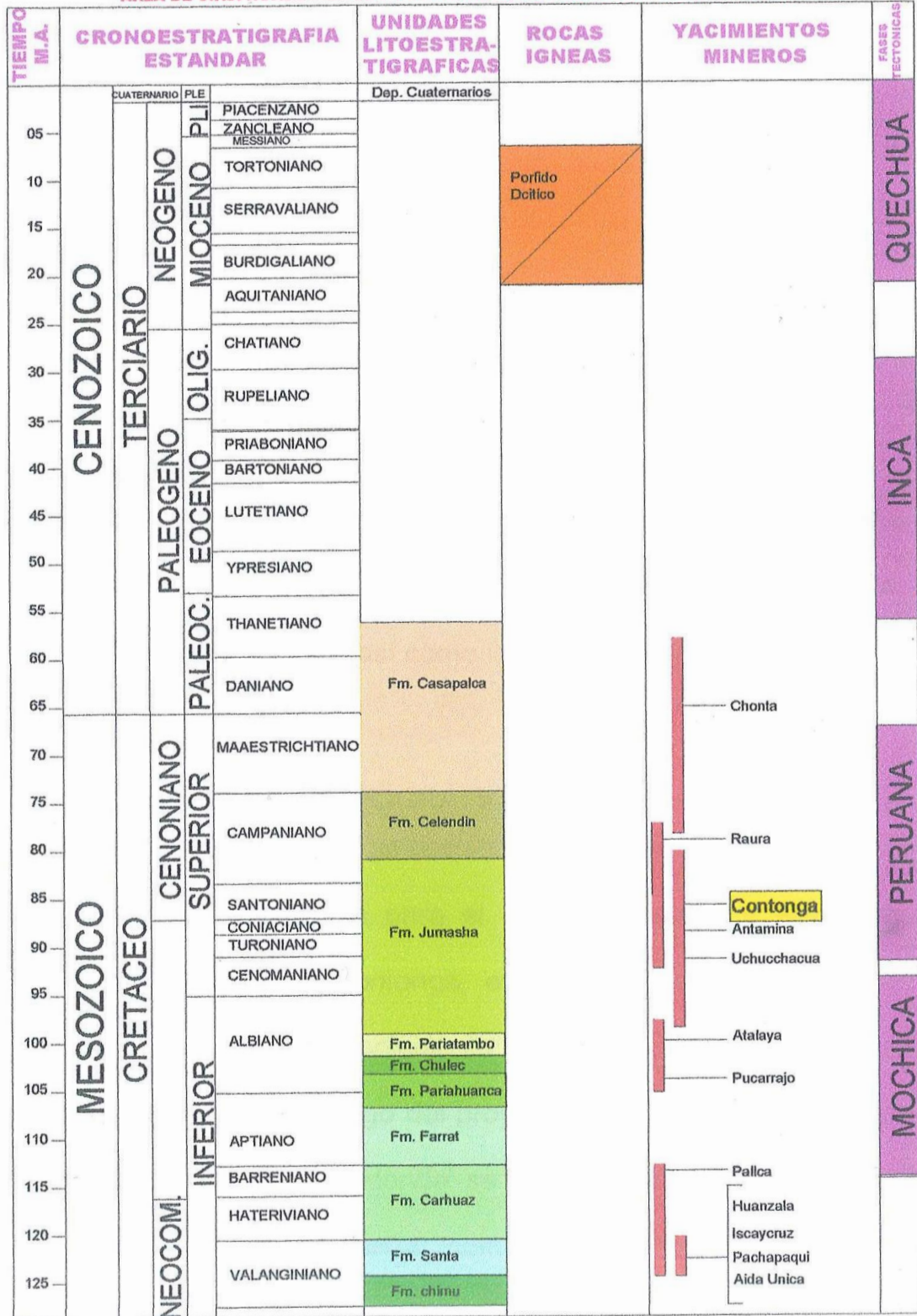
Calizas grises bituminosas, de estratificación gruesa, margas marrón oscuras con características por su olor fétido en esta unidad, en algunas zonas del área también están mineralizadas. Edad Albiano Medio, con espesor de 100 a 500 m.

D.-FORMACIÓN CHÚLEC (Ki-ch).

Calizas grises dolomíticas, intercaladas con finos estratos de areniscas, limolitas y lutitas. En la unidad se puede ver mineralización selectiva tipo manto.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA

AREA DE CIAS. HUALLANCA S.A. RELACIONADA CON ALGUNOS YACIMIENTOS MINEROS.



Lamina N° 03

E.-FORMACIÓN PARIAHUANCA (Ki-ph).

Calizas grises con intercalaciones de estratos de aspecto sucio. Edad Aptiano con espesor de 100 hasta 400 m.

F.-GRUPO GOYLLASQUIZGA (Ki-g)

Tiene tres formaciones: Chimú, Santa y Carhuaz en el área están indiferenciados. Edad Valanginiano, con espesor mayor a 500 m.

3.1.1.2.- UNIDADES INTRUSIVAS.

Las rocas intrusivas se consideran como intrusiones jóvenes en comparación con los intrusivos cercanos: Plutón de Cahuish (Oeste de Contonga – Cordillera Blanca), datadas en 11.1 – 16 MA, por J. Wilson en 1975. En 1966 las dataciones obtenidas de D. Noble arrojan edades de 10 MA para el stock Antamina. El stock Contonga puede correlacionarse con este intrusivo.

3.1.1.3.- CUATERNARIO.

El cuaternario está representado por sedimentos fluvio-glaciares, aluviales y coluviales.

3.1.2.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

Los principales movimientos de compresión en la zona dieron un eje de plegamiento orientado NW-SE claramente expuesto en el área. La dirección principal de dicha compresión se orienta en SW-NE, coincidiendo con el mecanismo de subducción de la corteza marina con la corteza continental en el Perú Central. Separadamente, existieron procesos tensionales durante el plegamiento, habiéndose reconocido

tres eventos de plegamiento, relacionado a dichos procesos tensionales. Así mismo, como consecuencia de los movimientos de compresión se han identificado fallamientos inversos entre las unidades más competentes (Jumasha y Chimú), con las intercalaciones de unidades menos competentes (Chúlec y Carhuaz).

3.1.3.- GEOLOGIA LOCAL.

A.- Litología

El área está cubierta mayormente por una secuencia sedimentaria cretácea (desde el Grupo Goyllarisquizga hasta FM Celendín), esta secuencia se encuentra simétricamente plegada, formada por anticlinales (Qda. Pichiu) por sinclinales y anticlinales hacia el lado oeste, orientados hacia el NW y bien expuestas en Qda. Tucush.

Formación Celendín aflora alrededor de la laguna Pajuscocha, está compuesta por calizas limolíticas grises-marrones, con intercalaciones de margas. La base de la secuencia está representada por una caliza de textura eolítica con contenidos de pirita diagenética. Formación Celendín en este punto se estima de 350 m. de espesor, el rumbo de estratificación es NW con buzamiento 60° a 70° al SW.

Formación Jumasha que subyace en Formación Celendín, presenta anchos de 1 hasta 3 m de calizas compactas, de gris claro a gris oscuro (lodolitas y grauvacas) en la base de secuencia se observan lutitas grises, brechas de disolución locales se observan en Formación Jumasha, asociados a fallas a lo largo de los planos de estratificación. Típicamente forma relieves casi verticales con más de 60° de buzamiento de las rocas caja. El rumbo de los estratos es NW con

buzamiento 60° a 70° SW, que coincide con el contacto intrusivo, presentando ligeras disturbancias, el espesor estimado es 750m.

La formación Pariatambo presenta gruesos estratos grises de calizas fosilíferas, intercalados con margas y calizas carbonáceas de olor fétido. El rumbo de los estratos es NW, buzamiento 55° a 60° al SW.

La formación Chúlec presenta calizas dolomíticas 1 m de espesor, se intercala con limolitas de grano fino y también lutitas. El afloramiento presenta coloración marrón – amarillenta, con espesores que llegan hasta 200m, tiene rumbo NW y presentan buzamientos de 50° a 55° hacia SW, representan un estrato “Llave” para ubicar mineralización tipo manto (Flor de Habas).

Formación Pariahuanaca y los Grupos Goyllar subyacen concordantemente a las anteriores.

B.- Rocas Magmáticas.

Las unidades intrusivas correspondientes al yacimiento, presentan por lo menos cuatro diferentes fases identificadas por Anglo American, dentro de unidad.

El mayor volumen de roca intrusiva en Contonga corresponde a un pórfido rico en cuarzo – feldespatos (calco alcalino) color blanco, textura porfiritica (más de 20% de fenos) por lo menos 10% son cristales de cuarzo, sub redondeado y 10% feldespatos y biotita alterada, constituyen los fenos que están incorporados dentro de la masa de alteración sílice – sericitica – argilita, biotita de color marrón está alterada a sericitita y biotita secundaria.

3.1.4.- GEOLOGIA ECONOMICA.

3.1.4.1.- GENESIS Y PARAGENESIS.

El yacimiento es de origen magmatogenico mesotermal de tipo cordillerano, de características epitermales de metasomatismo de contacto, donde las soluciones hidrotermales han reemplazado a las rocas carbonatadas con minerales de sulfuros de cobre, plomo y zinc. El Intrusivo Contonga es el causante de la mineralización en el área de estudio que es un tanto compleja debido a que en el depósito mineralizado se nota la presencia de vetas, mantos de reemplazamiento y disseminados.

3.1.4.2.- MINERALIZACIÓN.

La mineralización es como lentes de reemplazamientos en calcosilicatos y a brechas hidrotermales en emplazamiento superficial. El primer tipo se desarrolla en los contactos norte y este mientras que las brechas mineralizadas ocurren en los contactos oeste y sur. En los pórfidos cuarcíferos de Contonga y Taully se distinguen por dos tipos principales de mineralización: skarn y reemplazamiento masivo de sulfuros en carbonatos, alrededor de los intrusivos y como mantos controlados por fallamiento, a lo largo de los estratos, además se distingue una última estructura circular de una brecha hidrotermal cementada, con sulfuros alrededor del stock contonga, también se ubicó una mineralización en los horizontes calcáreos del Pariatambo, probablemente consecuencia de una apófisis de intrusivo en profundidad que habría generado una zona mineralizada. La

mineralización en el Skarn está constituida de esfalerita, galena, calcopirita, marmatita, cuarzo, calcita, bismutina, tetraedrita, covelita y pirrotita. En las brechas, ocurren los mismos minerales que en los calcosilicatos, con la diferencia de que hay mayor presencia de minerales de plata como la galena argentífera y sulfosales.

Tabla N° 3

MINERALES DE MENA		MINERALES DE GANGA	
Mineral	Símbolo Químico	Mineral	Símbolo Químico
Esfalerita	ZnS	Pirita	FeS ₂
Galena	PbS	Pirrotita	FeS
Calcopirita	CuFeS ₂	Cuarzo	SiO ₂
Tetraedrita	Sb ₄ S ₁₃ (Cu,Fe,Zn,Ag) ₁₂	Wollastonita	CaSiO ₃
Galena Argentífera	PbS,Ag	Calcita	CaCO ₃
		Bismutina	Bi ₂ S ₃
		Molibdenita	MoS ₂

Fuente: Nyrstar contonga

3.1.4.3.- ZONAMIENTO.

Existe un zonamiento de calcosilicatos cuya distribución, del intrusivo a las calizas es la siguiente:

Diópsido (2 mm) grosularia (2 mm) ocurre en bandas con anchos de 0.60 hasta 1.75 m, tiene habito acicular y en agregados granulares.

Andradita (2mm.) está en un ancho de 1.70 m a 4.80 m es de habito masivo granular.

Wollastonita (13 mm) andradita, tiene anchos de 2.00 m a 7.50 m, de hábito radial acicular y en agregados granulares: La concentración de esfalerita ferrífera (marmatita) y calcopirita, claramente se relaciona a las dos últimas franjas de calcosilicatos, la galena más es de ocurrencia periférica.

El zonamiento vertical de la mineralización aún no está suficientemente estudiado, sin embargo, se puede identificar que el cobre incrementa de valores desde la cota 4310 hacia abajo, en contraposición de los mayores de valores de plomo y plata, cuya concentración es mayor, cerca de superficie.

3.1.4.4.- ALTERACIÓN.

Las partes centrales del intrusivo presentan débil a moderada alteración potásica, a los bordes es persistente una moderada a fuerte silicificación, en el contacto intrusivo – caliza se ha formado una estrecha banda de exo-skarn, con presencia de diópsido, andradita, grosularia y wollastonita, en forma distal, estratos de calizas con impurezas fueron alterados a hornfels o skarnoides de diópsido con diseminación grosularia.

3.1.4.5.- CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.

Los yacimientos de reemplazamientos están relacionados a la presencia de rocas ígneas que intruyen rocas carbonatadas (control lito – estructural) en cuyo contacto se producen aportes de sílice, hierro, aluminio y otros elementos menores, los cambios físico – químicos van a producir calcosilicatos en forma de skarn o skarnoides (control de alteración) que van a favorecer el reemplazamiento con minerales de zinc, plomo, plata, cobre, bismuto y otros.

El control estructural es uno de los importantes, fracturamientos de rumbo SW-NE habrían dado origen al emplazamiento de las rocas

intrusivas, también sirviendo de ductos de fluidos mineralizantes y otra familia concordante al rumbo de los horizontes calcáreos de rumbo SE-NW, que servirían de canales de emplazamientos de la mineralización en las calizas, presencia de fallamientos tensionales habrían dado origen a zonas de brecha alrededor del anillo del stock, zonas favorables de mineralización.

3.1.4.6.- RECURSOS Y RESERVAS.

Tabla 4: Resumen Cubicación de Recursos y Reservas a Julio 2016

RESUMEN RESERVAS A JULIO 2016						
RECURSOS	TMS	LEYES DILUIDAS			US \$/TM	
		OzAg/TM	%Cu	%Pb		%Zn
Probado	1,076,857	2.71	0.76	1.61	4.08	103.57
Probable	809,938	2.28	1.11	0.93	3.47	98.85
TOTAL	1,886,795	2.52	0.91	1.32	3.82	101.54

Fuente: Depto. de Geología

RESUMEN RECURSOS A JULIO 2016						
RECURSOS	TMS	LEYES DILUIDAS			US \$/TM	
		OzAg/TM	%Cu	%Pb		%Zn
Medido	531,251	1.31	0.45	0.98	2.82	49.45
Indicado	714,804	1.19	0.83	0.35	1.93	49.77
Inferido	1,085,943	1.54	1.12	0.57	2.47	66.70
TOTAL	2,331,998	1.38	0.88	0.60	2.38	57.46

Fuente: Depto. de Geología

3.2.- GEOMECÁNICA DEL AREA DEL CRUCERO XC-2006.

3.2.1.- DETERMINACION DE LAS PROPIEDADES FISICAS Y MECANICAS DE ROCAS.

Para la determinación de las propiedades mecánicas de las rocas del área del cruce, se han extraído muestras representativas del macizo rocoso de las siguientes progresivas:

Las mismas que han sido enviadas al Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP, para determinar las propiedades físico – mecánicas mediante los ensayos solicitados.

A). - PROPIEDADES FISICAS.

Tabla N° 5

	Peso específico (gr/cm³)	Absorción	Porosidad
Entrada del crucero (Arenisca calcárea)	2.57	2.35	2.75
Centro del crucero (Arenisca calcárea)	2.61	1.59	1.97
Salida del crucero (cuarcita)	2.64	1.55	1.85

Fuente: estudio geomecánico Nyrstar – Contonga 2015

B). - PROPIEDADES MECANICAS:

B1). - Resistencia a la Compresión:

Tramo	Resistencia Compresión Uniaxial (Kg/cm ²)
Entrada	682
Central	745
Salida	764

B2). - Módulo de elasticidad E (Kg/cm²):

Entrada crucero - ECE = 2.38×10^5

Central crucero - ECC = 2.61×10^5

Salida crucero - ECS = 2.67×10^5

B3). - Coeficiente de Poisson (ν):

Entrada crucero - $VCE = 0.21$

Central crucero - $VCC = 0.23$

Salida crucero - $VCS = 0.24$

C). - ENSAYO DE CORTE DIRECTO:

Tabla N° 6

Ubicación Muestra	Cohesión Kg/cm²	Angulo de Fricción
Entrada Crucero	1.60	28°
Central Crucero	1.64	28.5°
Salida Crucero	1.70	29°

Fuente: estudio geomecánico Nyrstar – contonga 2015

3.2.2.- ESTUDIOS GEOMECANICOS DEL CRUCERO XC-2006.

El presente Estudio Geotécnico, ha tenido por objeto estudiar el macizo rocoso, a partir del Km. 0+000 hasta el Km. 1+225, que constituyen el Inicio de y fin del crucero de transporte con la finalidad de determinar las condiciones físico-mecánicas para su excavación y sostenimiento.

El aspecto litológico de la zona abarca fundamentalmente rocas intrusivas de composición cuarcítica y rocas sedimentarias de la formación Jumasha (areniscas calcáreas).

Los índices geomecánicos en las rocas intrusivas varían el RMR de 45 a 65 y en roca de baja competencia como las zonas de alteración, roca metavolcánicas donde presenta intenso fracturamiento se tiene índices RMR de 35 a 45.

El soporte estimado va a depender del monitoreo que se realice durante el desarrollo de la excavación.

3.2.3.- DETERMINACIÓN DE ESFUERZOS EN EL MACIZO ROCOSO.

3.2.3.1.-CRITERIOS PARA LA DETERMINACION DE ESFUERZOS.

Para la determinación de las presiones que se producen en el crucero, existen varios criterios como los que basan en la teoría de la Elasticidad, en nuestro caso, se ha tomado en cuenta la carga litostática existente encima del crucero, con la que se determinó los esfuerzos verticales y horizontales cuyos resultados es el siguiente:

Existen varios criterios para determinar las presiones en rocas, agrupándose en convencionales y modernos.

El esfuerzo vertical (σ_v), se determina:

$$\sigma_v = \gamma \cdot H$$

Donde:

γ = Peso específico de la roca, en Kg/m³

H = Altura de la sobrecarga, en metros.

El esfuerzo horizontal (σ_h), está dado por la siguiente:

$$\sigma_h = M \cdot \sigma_v$$

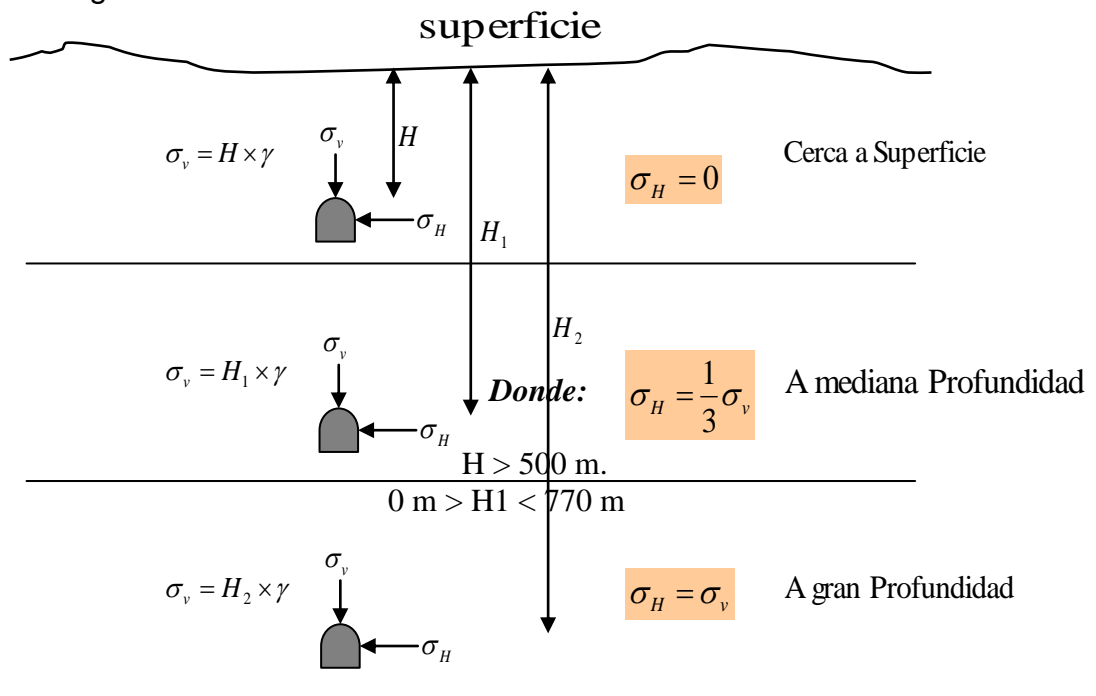
El valor de M , depende de la profundidad en que se encuentre el crucero.

$M = 0$ => Cuando el esfuerzo vertical ocurre cerca de la superficie.

$M = 1/3$ => Cuando el esfuerzo vertical es a media profundidad.

$M = 1$ => Cuando el esfuerzo vertical ocurre a gran profundidad.

Ver gráfico:



El criterio moderno se basa en modelos de simulación, que representan al macizo rocoso como un continuo elástico lineal, para lo cual se cuenta con software especialmente diseñado para determinar los esfuerzos sobre las aberturas subterráneas y los más conocidos son:

- Método de elementos finitos.
- Método de elementos de borde.
- Método de diferencias finitas.

Dentro de los elementos finitos tenemos en Software Phases, que es un programa para realizar análisis de estabilidad de la excavación subterránea.

Determina la dirección de los esfuerzos y deformaciones del macizo rocoso.

A fin de encontrar los esfuerzos a generarse con la excavación del túnel y los efectos sobre éste, se ha modelado los esfuerzos utilizando

el Software Phases cuyo resultado se muestra en las páginas siguientes

3.2.3.2.- CONSIDERACIONES DE ANÁLISIS ESTRUCTURAL.

A.- CARGAS ACTUANTES.

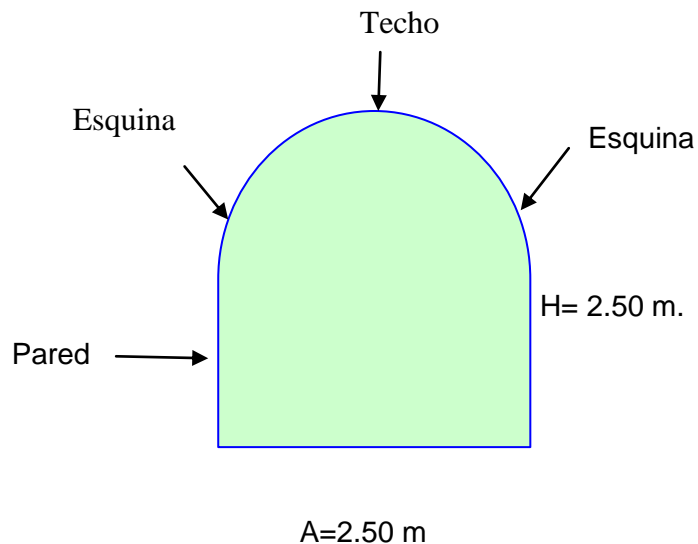
Para el análisis de las cargas actuantes, se ha tomado una abertura rectangular, donde es importante analizar la concentración de esfuerzos en las partes críticas de la abertura, como son la bóveda o techo y las esquinas.

En este análisis se considera la Teoría de la Elasticidad aplicado a un macizo rocoso.

Dimensiones del crucero:

Ancho = 2.5 m.

Alto = 2.5 m.



Altura de la sobrecarga sobre el crucero = 400 m.

Densidad de la arenisca = 2,610 Kg/m³

Esfuerzo vertical:

$$\sigma_v = \gamma \cdot H$$

$$\sigma_v = \gamma \cdot H$$

$$\sigma_v = 2,610 \text{ Kg/m}^3 \times 400 \text{ m} = 104.40 \text{ Kg/cm}^2$$

Esfuerzo horizontal: No se considera cerca de la entrada y parte central, se ha elegido cerca a la salida donde se tiene una carga litostática de 400 m. y por lo tanto en esta parte el esfuerzo horizontal será:

$$\sigma_h = \sigma_v$$

El esfuerzo horizontal (σ_h), está dado por la siguiente:

$$\sigma_h = M \cdot \sigma_v$$

En este caso $M = 1$ por encontrarse la cortada a 400 m. debajo de superficie.

$$\sigma_h = 1 \times 104.40 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_h = 104.40 \text{ Kg/cm}^2$$

3.2.3.3.- MODELAMIENTO DEL DISEÑO GEOMECÁNICO CON EL PROGRAMA PHASES 2

Para el modelamiento del diseño geomecánico de una labor subterránea, primero se tienen que calcular todos los parámetros y criterios señalados.

Aplicación del programa Phase2 en el crucero XC-2006 de sección 4.50 x 4.0 m.

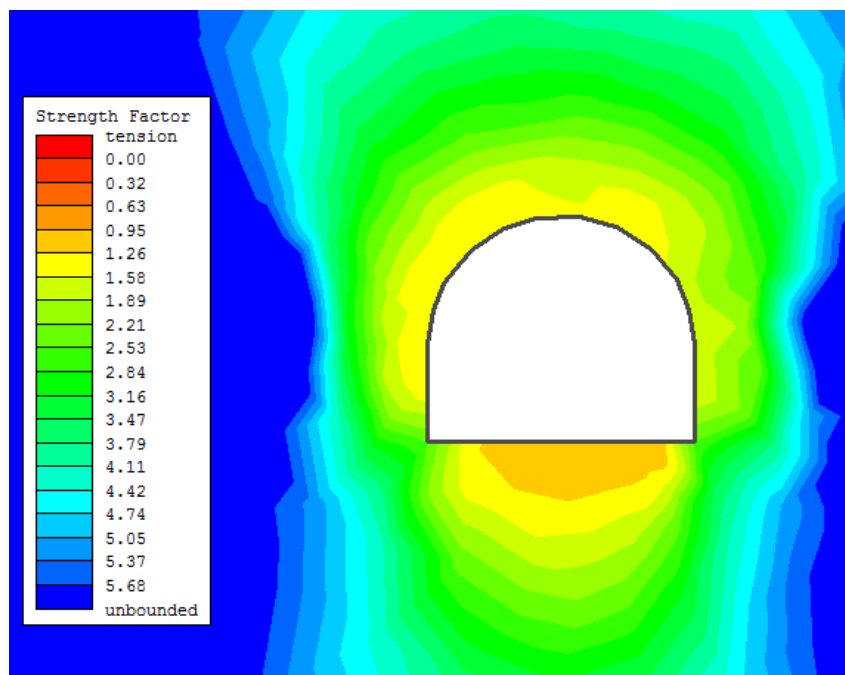
Tabla N° 7: Parámetro ingresados al programa Phases2

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Unit weight	2.57 Kg/cm ²
Elastic type	isotropic
Young's modulus	23,333 MPa
Poisson's ratio	0.21
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	66.86 MPa
mb parameter	4.86264
s parameter	0.003866
Piezo to use	None
Ru value	0

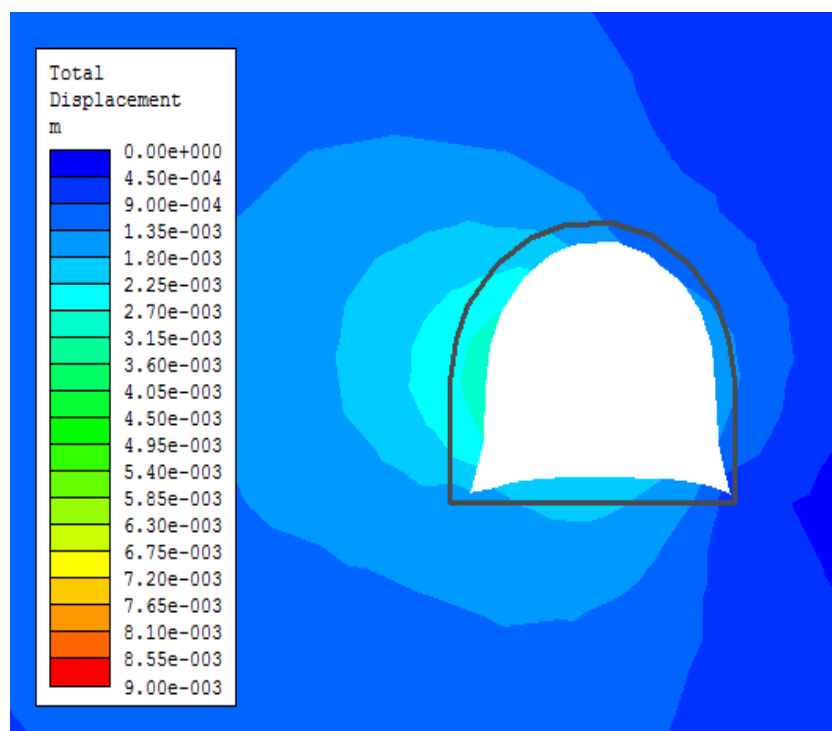
Cuadro: Parámetro ingresados al programa Phases2

El software Phase2, analiza los comportamientos de una excavación como son:

- El factor de seguridad
- Desplazamiento horizontal
- Desplazamiento vertical
- Desplazamiento total



A.- Análisis del factor de seguridad del crucero.



B.- Análisis de desplazamientos totales del crucero.

3.2.4.- RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL CRUCERO XC-2006.

RESULTADOS DE LA EVALUACION GEOMECANICA. EVALUACION GEOMECANICA

Tabla N° 8

ROCA	TIPO	LONGITUD (m)	PORCENTAJE (%)
BUENA	II	796	65
REGULAR	III	429	35
TOTAL		1,225	100

CAPITULO IV

MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE.

4.1.- SISTEMA DE TRANSPORTE CON LOCOMOTORAS Y CARROS MINEROS.

En la actualidad se viene realizando el transporte subterráneo de mineral por el crucero CX-2006 que tiene una longitud de 1,685 m., sección de 2.50 x 2.50 m. y gradiente de 5/1000

Las variables tomadas en cuenta para el cálculo fueron las siguientes:

- Producción diaria de mineral a cargar en el nivel 0 = 1,200 TMD
- Producción por guardia: 600 TM
- Tipo de carro: G-140
- Capacidad carro: 3 m³
- N° de carros: 8
- 7 horas/ guardia de operación efectiva.
- Peso específico del mineral (gr/cm³)
- Un rendimiento promedio de 48 TM/H.
- Condiciones de vías perfectas.

- Capacidad de locomotora: 6 TC
- Distancia: 1, 685 m.

Tabla 9: Capacidad de arrastre

Locomotora	Coeficiente de fricción, 30 lb por t en horizontal y 20 lb por t por cada porcentaje de gradiente	
	Horizontal	1% gradiente
	Capacidad de arrastre t	Capacidad de arrastre t
4	70	29
5	84	39
6	100	48
7	117	58
8	133	67
10	167	77
13	216	96
15	250	126

Tabla 10: Propiedades promedio de la línea trolley

Area cm ²	Resistencia a la rotura kg	Resistencia Ohms por 1000 m
2.03	6,575.96	0.09
1.78	5,714.29	0.10
1.52	4,768.71	0.12
1.07	3,515.19	0.16

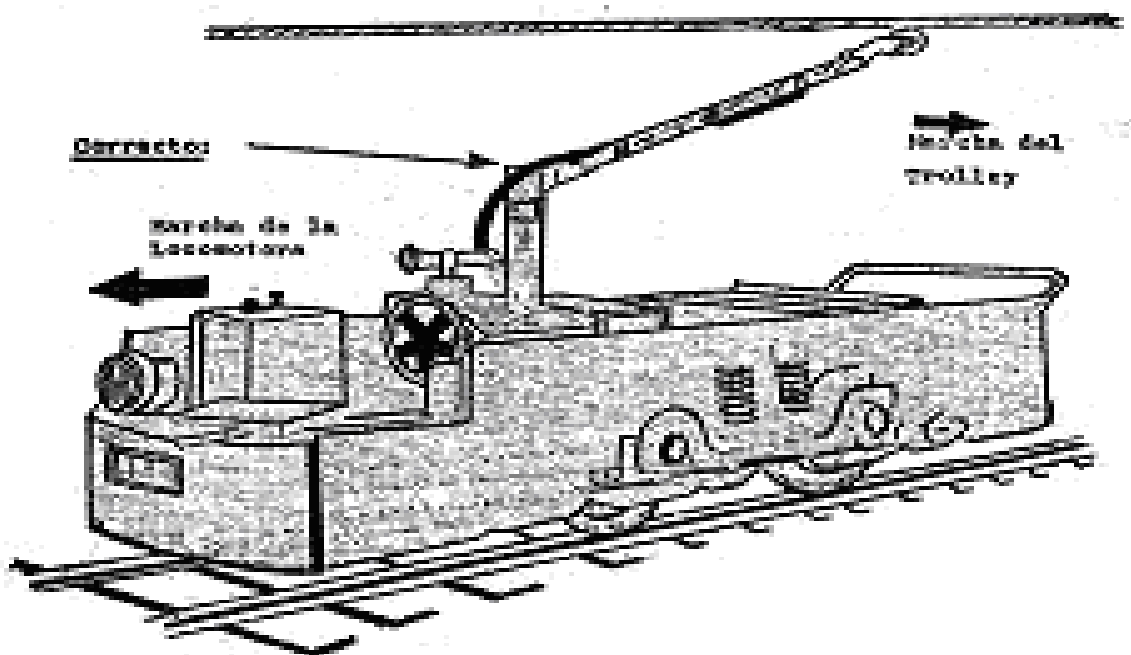
4.1.1.- ESQUEMA DEL SISTEMA ACTUAL DE TRANSPORTE CON LOCOMOTORAS.

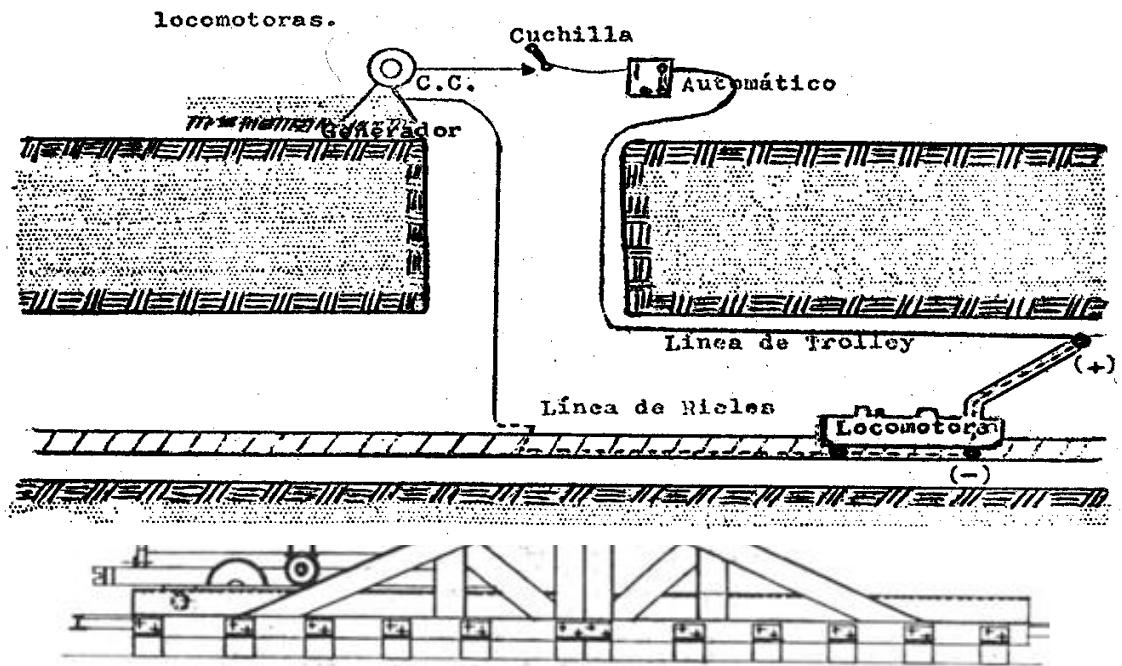
El transporte actual con locomotoras y carros mineros se realiza en el Nivel 0 de la Mina Contonga, conforme al siguiente detalle:

Tabla N° 11

NIVEL	TRAMO RECORRIDO	DISTANCIA Metros
0	Galería 590 W	400
0	Crucero XC-2006	1,225
0	Boca mina – cancha superficie	60
	Total =	1,685

4.1.2.- COMPONENTES DEL SISTEMA.





4.1.3.- RENDIMIENTO DEL SISTEMA.

Tabla N° 12

RENDIMIENTO LOCOMOTORA A TROLLEY CON CARROS MINEROS G-140	
DESCRIPCION	NIVEL 0
Producción TM/gd.	300
Peso específico (gr/cm ³)	2.20
G-140 (peso mineral) TM	6.60
G-140 (peso carro) TM	3.80
Peso total, TM	10.4
Horas de operación	6.00
Ciclo (horas)	1.00
Distancia (mts.)	1,685
Velocidad (Km/hr)	8.00
N° de viajes	7.00
Ton. Por viaje	52.80
N° de carros G-140	8.00
Peso de arrastre por viaje, TM	83.20
Capacidad locomotora, TM	6.00

4.1.4.- COSTO UNITARIO DE TRANSPORTE CON LOCOMOTORAS.

COSTO UNITARIO DE TRANSPORTE CON LOCOMOTORA TROLLEY DE 6 TON.

Rendimiento: 1 VIAJE /HORA

Tabla N° 13

DESCRIPCION DEL INSUMO	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO S/.	COSTO P. S/.	COSTO TOT.
MANO DE OBRA:					
Operador	HH	1.00	5.20	5.20	
Ayudante operador	HH	1.00	4.70	4.70	
Capataz	HH	0.50	8.00	4.00	
Bodeguero	HH	0.50	4.70	2.35	
Leyes sociales (60%)				16.25	32.50
ENERGIA:					
Energía eléctrica	KWH	17.00	0.92	15.64	15.64
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS					
Implementos de seguridad	% MO	0.08	6.09	2.60	
Herramientas manuales	% MO	0.05	6.09	1.63	4.23
EQUIPOS:					
Locomotora de 6 ton.	HM	1.00	25.00	25.00	
Carros mineros Gramby de 3 m ³	HM	8.00	7.00	56.00	81.00
SUBTOTAL:					133.37
GASTOS GENERALES. 30%					40.01
UTILIDAD: 10%					13.34
COSTO TOTAL US \$					186.71
RENDIMIENTO TM/viaje					52.80
COSTO \$/TM					3.54
Distancia de transporte Km					1.68
Costo \$/Km					111.14

4.2.- SISTEMA DE TRANSPORTE MEDIANTE VOLQUETES.

4.2.1.-ESQUEMA DEL SISTEMA ACTUAL DE TRANSPORTE CON VOLQUETES.

El transporte con volquetes se realiza desde el nivel -300 a través de la rampa helicoidal de 4.00 m x 4.00 m. de sección y 12% de gradiente en promedio, subiendo hasta el nivel +240, siguiendo por la galería hasta

superficie. De aquí continúa el volquete por superficie, pasando por la cancha de relaves y campamentos hasta llegar a la cancha planta donde finalmente descarga el mineral transportado, demorando 01 hora.

Tabla N° 14

NIVEL	TRAMO RECORRIDO	DISTANCIA Metros
-300 a 0	Rampa 4 x 4m. de 12%	2,500
0 a 240	Rampa 4 x 4 m. de 12%	2,000
240 a superficie	Galería 590 E , 4. x 4 m.	400
Bocamina a P.Conc.	Superficie	2,600
	Total	7,500

4.2.3.- RENDIMIENTO DEL SISTEMA.

a.- PRODUCCIÓN TEÓRICA.

La producción teórica está definida como el volumen o peso producido por la unidad de operación:

Producción teórica (TM/hr) = $Q/\text{ciclo} \times \text{Ciclo/hr.}$

Q: capacidad nominal equipo (TM)

Ciclo: tiempo de ciclo de acarreo (min).

Ciclo de transporte = $\text{Tiempos variables} + \text{tiempos Fijos} \times \% \text{ Eficiencia.}$

Tv = acarreo con carga, tiempo de retorno: varía de acuerdo con la distancia y condiciones de vía

Tf = Tiempo de giro, posicionamiento de carga y descarga + otros tiempos de demora (pesada balanza con carga y sin carga).

:

ESTANDAR DE VELOCIDADES DE VOLQUETES

Tabla N° 15

RUTA DE RECORRIDO	LIMITE DE VELOCIDAD Km/hr	
	CARGADO	VACIO
Interior mina (G=12%)	10	15
Superficie (G=0%)	15	25

Tiempos de demora (Tb):

Pesado de balanza (min.) = 2.00

Destare balanza (min.) = 1.50

Total (min.) = 3.50

RESUMEN TIEMPOS ACARREO VOLQUETES:

Tabla N° 16

Tiempo de acarreo (Ta), minutos	30
Tiempo de retorno (Tr), minutos	18
Tiempo de giro (Tg), minutos	1
Tiempo de descarga (Td), minutos	1
Tiempo de carga (Tc), minutos	2.5
Tiempo de demora (Td), minutos	3.5
Total, minutos	56.0

Tiempos variables (Tv) = Ta + Tr = 30 + 18 = 48 minutos

Tiempos fijos = Tg + Tc + Td + Tb

Tf = 1 + 2.5 + 1 + 3.5 = 8 minutos

Producción teórica de volquete:

Capacidad nominal volquete = 25 TM

Ciclo total = 60 minutos.

$$\text{N}^\circ \text{ de ciclos/hr} = \frac{60}{\text{Tiempo ciclo total}} = \frac{60}{56} = 1.07$$

$$\text{Producción teórica Tm/hr} = 25 \text{ TM/ciclo} \times 1.07 \text{ ciclo/hr} = 64.28$$

Producción máxima de acarreo:

$$\text{Prod. Máx. acarreo, TM/hr} = 60 \times \frac{(e \times Q)}{\text{TK}}$$

Dónde: e = eficiencia de trabajo (retazos variables en %) = 85 %

Q = capacidad nominal volquete (Q) = 25 TM

TK = tiempo total ciclo, minutos = 56 min.

$$\text{Prod. Máxima acarreo TM/hr} = 60 \times \frac{(0.85 \times 25)}{56} = 22.76$$

N° de volquetes:

Producción diaria mineral zona baja = 300 TM/gd.

Producción diaria máxima volquetes = 22.76 TM x 8 horas

$$= 182.08 \text{ TM}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de volquetes} = \frac{300 \text{ TM}}{182 \text{ TM}} = 1.64 = 2 \text{ volquetes}$$

4.2.4.- COSTO UNITARIO DE TRANSPORTE CON VOLQUETES

Cálculo del Costo horario de propiedad y operación del volquete.

a.- Costo de adquisición:

Volquete de 25 TM (15 m³)

- Precio de compra CIF = \$ 180,000
- Flete, almacenaje y otros (3% del P.comp.) = \$ 5,400
- Precio puesto en mina = \$ 185,400
- Menos precio de llantas = \$ 2,400

- Valor neto a depreciación: = \$ 18,540

b.- Costo de propiedad:

- Número de horas trabajadas por el volquete/año:
15 hr/día x 6 días/semana x 48 semanas/año = 4,320

- Años de depreciación:

Vida útil del volquete = 12,000 horas

$$= \frac{12,000}{4,320} = 2.77 \Rightarrow 3 \text{ años}$$

- Costo de depreciación horaria (sin salvataje):

$$= \frac{\$ 185,400}{12,000} = 15.45 \text{ \$/hr.}$$

- Costo de inversión horaria:

$$\text{Interés} = \frac{\text{Precio volquete} \times \text{interés} \times \text{fact. Inversión}}{\text{Horas de operación/año}}$$

$$\text{Interés} = 12\% \Rightarrow 0.12$$

$$\text{Factor de inversión} = \frac{n + 1}{2n}$$

$$n = 3 \text{ años}$$

$$\text{Factor de inversión} = \frac{3 + 1}{2 \times 3} = 0.67$$

$$\text{Interés: } \frac{185,400 \times 0.12 \times 0.67}{4,320} = 3.45 \text{ \$/hr}$$

- Costo total de propiedad /hr = \$ 15.45 + \$ 3.45 = 18.90

c.- Costo de operación:

- Costo de combustible: 6 glns/hr x 4.4 \$/galón = 26.40 \$/hr.
- Mantenimiento preventivo: incluye costo de

Aceites, lubricantes, filtros (25% costo comb.) = 6.60 \$/hr.

- Costo de reparación: basado en un porcentaje del precio

$$= \frac{\$ 183,000 \times 100\% \text{ factor}}{12,000 \text{ horas}} = 15.25 \text{ \$/hr}$$

- Costo de llantas:

$$= \frac{\$ 2,400 + (\$ 1,440 \times 3)}{1,000 \text{ hr} + (1,000 \text{ hr} \times 3)} = 1.68 \text{ \$/hr.}$$

- Costo de mano de obra (del operador):

Jornal + beneficios sociales: 25 \$/dia + 60%

$$\text{Leyes sociales} = \$ 40 / 8 \text{ horas} = 5.0 \text{ \$/hr}$$

- Total, costo de operación / hora = 54.93 \$/Hr
- Total, costo propiedad + c. operación = 73.83 \$/hr.

El ciclo de transporte del volquete dura 56 minutos que es 0.93 horas y por lo tanto el costo de transporte es: 0.93 hr x 73.83 \$/hr = 68.66 \$.
(9.15 \$/km. este precio es por 1 Km recorrido).

4.3.- AMPLIACIÓN DEL CRUCERO XC-2006.

El crucero XC-2006 actualmente destinado para el tránsito de locomotoras y carros mineros será ampliado para el tránsito de volquetes a una sección de 4.50 x 4.0 m.

4.3.1.- PERFORACIÓN Y VOLADURA.

a.- Diseño de la malla de perforación:

$$\text{Ancho} = 4.50 \text{ m.} - 2.50 \text{ m.} = 2.00 \text{ m. (desquinche)}$$

Alto = 4.00 m. – 2.50 m. = 1.50 m (desquinche).

Cálculo del burden:

$$B = K_v \times 10^{-3} \times D (P_d/G_t)^{0.5}$$

Dónde: B = burden en metros.

K_v = Constante según características de las rocas (0.7 a 1.0).

D = diámetro del barrenos (mm.)

P_d = presión de detonación del explosivo (Kg/cm²)

G_t = Resistencia a la tracción de la roca (Kg/cm²)

Para nuestro caso: $K_v = 0.8$ D = 30 mm. $G_t = 78 \text{ Kg/cm}^2$

$$P_d = 30 \text{ Kbar anfo} = 30,591.6 \text{ Kg/cm}^2$$

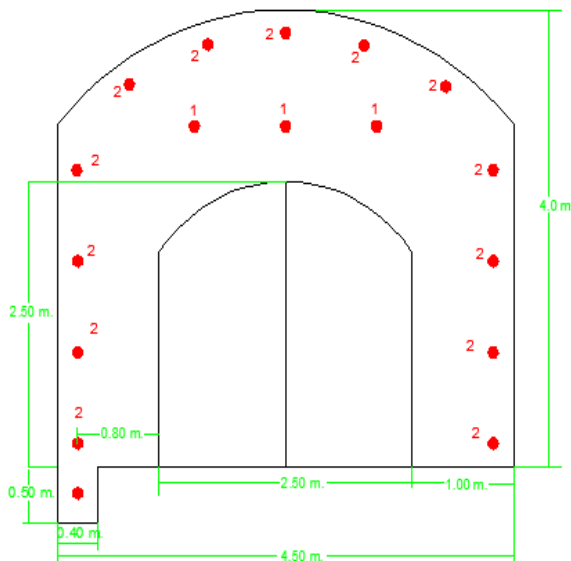
$$B = 0.8 \times 10^{-3} \times 51 \left(\frac{30,591.6}{78} \right)^{0.5} = 0.81 \text{ mts.}$$

$$B = 0.80 \text{ m.}$$

Espaciamiento (E) = 1.10 B

$$E = 1.10 \times 0.8 = 0.9$$

MALLA DE PERFORACION PARA DESQUINCHE CRUCERO XC-2006



A.- PARAMETROS TECNICOS

Sección = 4.50 x 4.0 m.
Clasificación geomecánica RMR: 63 -70 Buena
Longitud de perforación: 3.60 m.
Diámetro taladro: 51 mm.
Rendimiento de perforación: 3.20 m

B.- PARAMETROS DE VOLADURA.

Secuencia voladura	Taladros	Cant.	Dinamita		Arfo	
			Kg/tal	T.Kg.	Kg/tal	T. Kg
1	Bóveda	3	0.09	0.63	3.47	10.41
2	Contorno	13	0.09	1.17	3.47	45.11
3	Cuneta	1	0.09	0.90	3.47	3.47
Total:				2.70		58.99

Calculo de carga:

Carga específica anfo(q) = p.e x (de)² x 0.507

Peso específico anfo = 0.80 gr/cm³

Diámetro taladro = 51 mm.= 2 pulg.

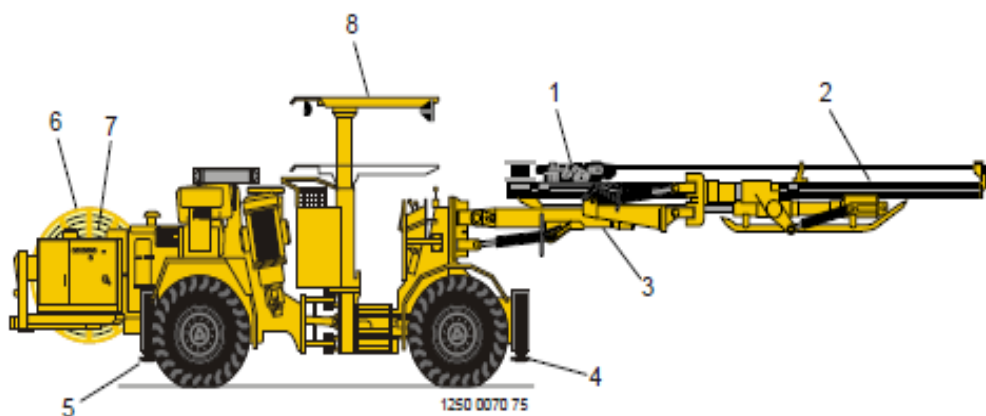
Q = 0.80 x 2² x 0.507 = 1.62 Kg/m.

Longitud de carga = 0.67 x L

= 0.67 x 3.20 = 2.14 m.

Kg. Anfo/tal = 1.62 Kg x 2.14 m. = 3.47 kg.

La perforación de los taladros del desquinche se efectuará mediante un jumbo Boomer electro hidráulico Atlas Copco de un brazo modelo SID, que perforará taladros de 12 pies de largo y diámetro de 51 mm.



Jumbo Atlas Copco S1D de un brazo.

- 1.- Perforadora.
- 2.- Dispositivo de avance.
- 3.- Brazo
- 4.- Pata de apoyo delantera.
- 5.- Pata de apoyo trasero.
- 6.- Tambor de cable.

7.-Techo de protección.

Rendimiento del jumbo electrohidráulico de un brazo:

- Velocidad de perforación promedio = 1.5 pies /min.
- Tiempo de perforación/taladro de 12'/1.5' = 8 minutos.
- Tiempo de cambio de taladro de 12' = 0.50 minutos

Tiempo total = 8.50 minutos

- Perforación del frente de desquinche:

17 taladros x 8.50 minutos = 144.50 minutos

- Factor de seguridad: se considera 10% más:

= 144.50 + 14.45 = 158.95 minutos

- Traslado de equipo = 15 minutos

- Tiempo total de perforación = 173.95 minutos = 2.90 horas = 3 hr.



J-7 – Jumbo Rocket Boomer S1D

4.3.2.- LIMPIEZA.

Los escombros producto del desquinche serán limpiados por el scoop de 3.5 Yd³, que trasladará hasta la cámara de desmonte de donde a su vez será cargado a volquetes para ser llevado a botadero de superficie.

La cantidad de material resulta:

Area de la sección de desquinche = 20.63 m²

Volumen = 20.63 m² x 3.60 m. x 0.90 = 66.84 m³

Factor de esponjamiento = 30 %

Volumen esponjado = 66.84 m³ + 20.05 m³ = 86.89 m³

Densidad material esponjado = 2.20 TM/m³

Tonelaje de material = 86.89 x 2.20 = 191.16 TM

Rendimiento del scoop:

Capacidad cuchara scoop (5 yd³) = 3.82 m³

Factor de llenado = 0.70

Capacidad scoop = 0.70 x 3.82 = 2.67 m³ = 5.87 TM

Rendimiento horario = $R = \frac{50 C}{T + \frac{2 D}{16.67V}}$

Dónde: R: rendimiento de la producción en TM/hr.

50: se considera 50 minutos efectivos por hora de operación

C: capacidad de carga del scoop, en TM

T: tiempo fijo: carga – descarga y maniobras, en minutos

16.67: factor de conversión de Km/hr a m/min.

V: velocidad promedio en Km/hr.

D: distancia en metros en un solo sentido.

Para nuestro caso:

Tiempo fijo = 3 minutos

Distancia máxima = 600 m.

Velocidad promedio = 8 km/hr.

Capacidad de carga scoop = 5.87 TM

$$R = \frac{50 \times 5.87}{3 + \frac{2 \times 200}{16.67 \times 8}} = \frac{293.5}{5.99} = 48.99 \text{ TM/hora.}$$

$$\text{Horas necesarias de limpieza} = \frac{161.16}{48.99} = 3 \text{ horas.}$$



Limpieza con scoop de 5 yd³

4.3.3- COSTO DE AMPLIACIÓN.

El costo de ampliación del crucero XC- 2600 comprende el desquinche para lograr la sección de 4.50 x 4.00 m. del crucero y comprende la mano de obra, materiales, equipos que se detalla en el cuadro N° 4.3.3

Tabla N° 17

COSTO DE DESQUINCHE CRUCERO DE 4.50 x 4.00 m.

	UNIDAD DE PRODUCCION:	Longitud barra: 3.60 m.				
	TIPO DE MATERIAL: Desmonte	Eficiencia voladura: 90%				
	INCLUYE: Incluye limpieza scoop hasta los 200 m.	Longitud avance efectivo: 3.20 m.				
	FECHA ELABORACION: Nov-17	N° de taladros perforados: 17				
	TIPO DE CAMBIO:	N° de taladros disparados: 17				
		Metros perforados: 54.40 m.				
		Volumen roto: 66.84 m ³				
		Factor de carga: 1.27 Kg/m ³				
	DESCIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	P.U (US\$)	PARCIAL	TOTAL
1.00	MANO DE OBRA					
	Jumbero	4.00	h/h	4.00	16.00	
	Ayudante Jumbero	4.00	h/h	3.50	14.00	
	Cargadores.	2.00	h/h	3.10	6.20	
	Operador de scoop	3.00	h/h	4.00	12.00	
	Capataz	2.00	h/h	4.50	9.00	
	Bodeguero	3.00	h/h	3.20	9.60	
	Leyes sociales (60%)				22.08	88.88
2.00	MATERIALES					
	Fanel	17.00	U	1.81	30.77	
	Dinamita	1.53	Kg	1.20	1.84	
	Anfo	58.99	Kg	0.95	56.04	
	Cordón detonante	20.00	m.	0.14	2.80	
	Guia de seguridad	2.00	M	0.70	1.40	
	Fulminante N° 6	1.00	U	0.60	0.60	
	Aceros de perforación 51 mm.	54.40	m.	0.80	43.52	136.97
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS					
	Implementos de seguridad	0.08	% mo		7.11	
	Herramientas	0.05	%mo		4.44	11.55
4.00	EQUIPOS:					
	Jumbo de 01 brazo.	3.00	h-m	120.20	360.60	
	Scoop de 5 yd ³	3.00	h-m	97.60	292.80	
	Ventiladora de 10,000 CFM	8.00	h-m	10.00	80.00	733.40
COSTO DIRECTO \$						970.80
GASTOS GENERALES 36.00 %						349.49
UTILIDAD 10.00 %						97.08
COSTO TOTAL US\$						1,417.37
M3 PRODUCIDOS						66.84
COSTO US \$/ M3						21.21

4.3.4.-PRESUPUESTO DE AMPLIACIÓN.

Tabla N° 18
INVERSIONES PARA EL DESQUINCHE DEL CRUCERO XC-2006

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	C.UNITARIO US \$	PARCIAL US \$
Desquinche crucero	M3	25,578	21	542,509
Pernos split set	U	250	19	4,750
Shotcrete e=2"	m2	300	87	26,100
Malla metálica	M2	200	15	3,000
SUBTOTAL US \$=				576,359
Imprevistos (10%)				57,636
Escalamiento 5%				28,818
TOTAL INVERSIONES US \$:				662,813

4.4.- NUEVA PROPUESTA DE TRANSPORTE MEDIANTE VOLQUETES.

4.4.1.-ESQUEMA DEL SISTEMA DE LA NUEVA RUTA DE TRANSPORTE.

La nueva ruta resulta comprende el recorrido desde el nivel 0 hasta el crucero 2006 por donde se saldrá a superficie, llegándose a la cancha planta, como se resume en el cuadro siguiente:

Tabla N° 19
NUEVO TRAMO DE RECORRIDO VOLQUETES

TRAMO	RECORRIDO	DISTANCIA m.
Rampa negativo	Nivel -300 Rampa 4 x 4 , G= 12%	2,500
Nivel cero	Crucero XC-2006	1,225
Superficie	Boca crucero a cancha planta	300
	Total (m):	4,025

4.4.2.- COMPONENTES DEL SISTEMA.

En este caso el transporte de mineral es solamente con volquetes de 25 TM de capacidad y que recorrerá el tramo subterráneo.

Sección típica del cruceo ampliado: 4.50X4.00m

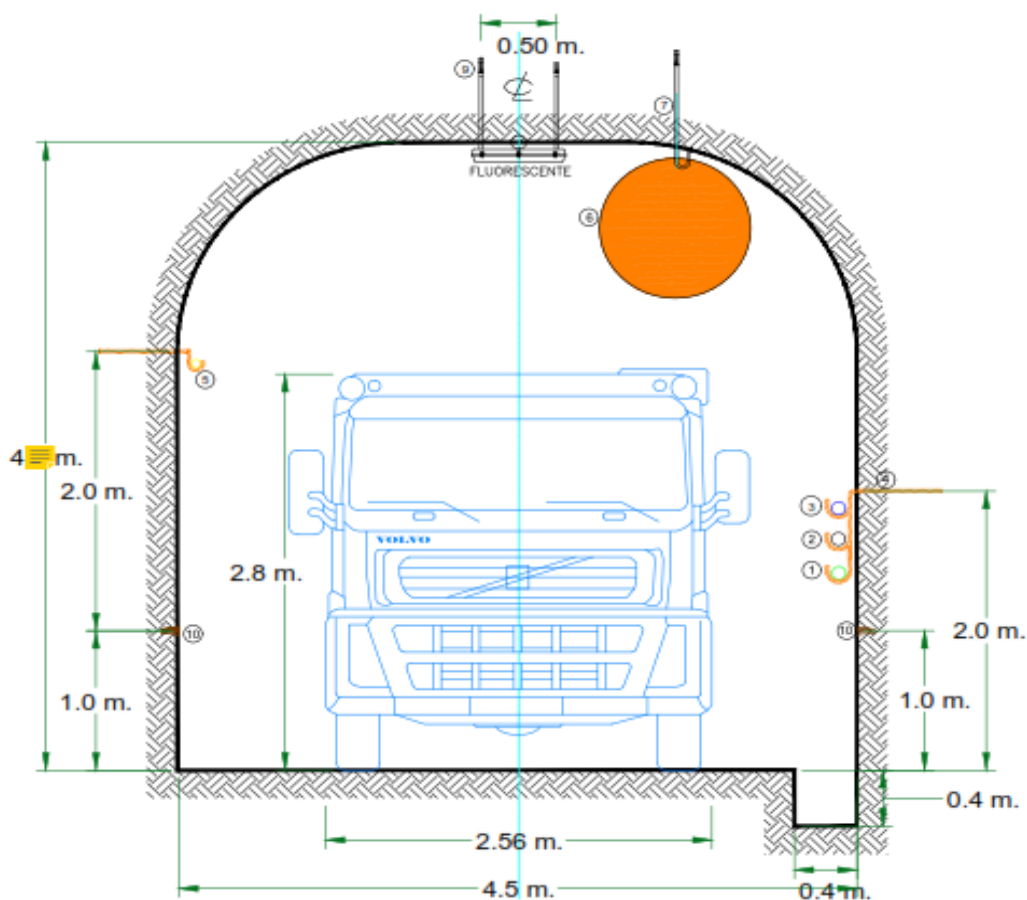


Tabla N° 20

LEYENDA	
1	Tubería de Agua 4"Ø
2	Tubería de RH 4"Ø
3	Tubería de Aire 4"Ø
4	Alcayatas de Fe corrugado 3/4" Ø cada 3 metros.
5	Cable de Energía Eléctrica Aislado
6	Manga de ventilación 36" Ø
7	Soporte Tipo "J" de 3/4" cada 5 metros.
9	Soporte para iluminación de 3/4" c/cabeza expansiva
10	Taco de madera c/alcayatas de 3/4" de aluminio (GRADIENTE)

4.4.3.- RENDIMIENTO DEL SISTEMA.

La distancia de recorrido se disminuye de 7,500 m. a 4,025 m. que es 3,475 m. eliminándose toda la superficie de recorrido y no se tendrá el

problema de tránsito por la cancha planta, que tiene programado su ampliación lo cual eliminará este tramo de la carretera.

4.4.4.- COSTO UNITARIO DE TRANSPORTE PROPUESTO CON VOLQUETES.

Con la ruta anterior el tiempo de recorrido era de 56 minutos con el proyecto propuesto será de 43 minutos.

Tabla N° 21

Tiempo de acarreo (Ta), minutos	20
Tiempo de retorno (Tr), minutos	15
Tiempo de giro (Tg), minutos	1
Tiempo de descarga (Td), minutos	1
Tiempo de carga (Tc), minutos	2.5
Tiempo de demora (Td), minutos	3.5
Total, minutos	43.0

El costo anterior era de = 68.66 \$/hr para un ciclo de 56 minutos.

El costo actual para un ciclo de 43 minutos resulta= 52.72 \$/hr.

El ahorro es 15.94 \$/hr.

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES.

1.- Presentación de resultados.

En los acápite anteriores se ha determinado las limitaciones del transporte con locomotoras y carros mineros y resultando más ventajoso el transporte con volquetes, además la ruta de volquetes en superficie será anulada por la ampliación de la cancha de relaves, lo que produciría cambio de ruta de mayor distancia con incremento de costos y baja eficiencia, lo cual se evitará en la propuesta de transporte a través del cruce XC-2006

2.- Comparación de los volúmenes de producción y costos de transporte.

La disminución de la distancia de transporte en un 42.2 % disminuye el costo de transporte y a su vez aumenta el volumen de mineral a enviarse a la planta como puede observarse en el cuadro siguiente:

Rendimiento transporte mina

Tabla N° 22

TIPO TRANSPORTE	ANTERIOR		ACTUAL	
	MINERAL TM/HR.	COSTO \$/HR.	MINERAL TM/HR	COSTO \$/HR
Locomotora 6 Ton	49.29	3.54		
Volquete de 25 TM	182.04	68.66	208.04	52.72

3.- Incidencia de los costos de transporte en la utilidad de la empresa.

La mineralización de la mina Contonga tiene reservas debajo del nivel menos 300 y actualmente las reservas de los niveles superiores se vienen agotando, toda la explotación se concentrará en profundidad y habiéndose disminuido el costo de transporte, la utilidad para la empresa se incrementará como consecuencia de la disminución del costo operativo, por lo que el cambio de transporte solamente con volquetes justifica la ejecución del proyecto propuesto.

4.- Evaluación de los aspectos de seguridad en el transporte.

En razón de que la ampliación del cruce XC-2006 se realizará por la modalidad de contrata, la empresa contratista asumirá la plena responsabilidad respecto a la máxima seguridad de los trabajos.

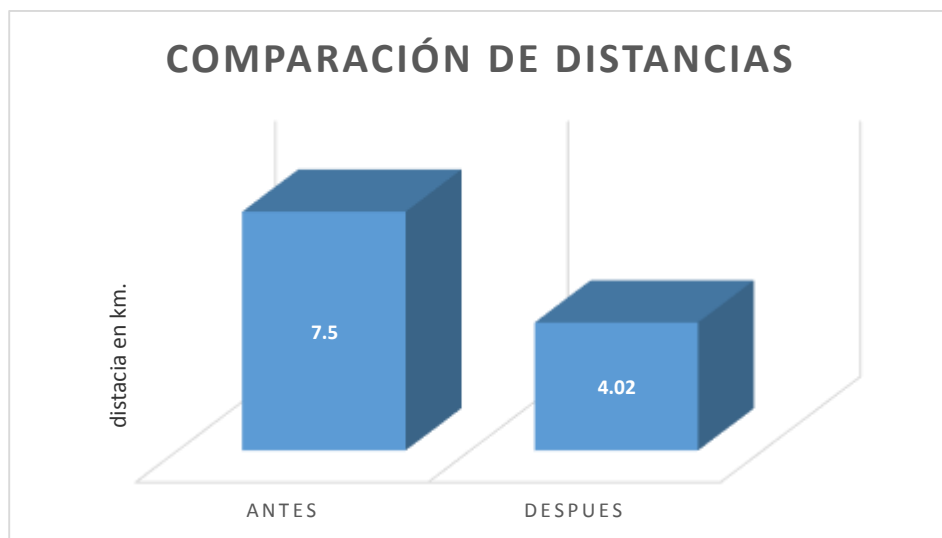
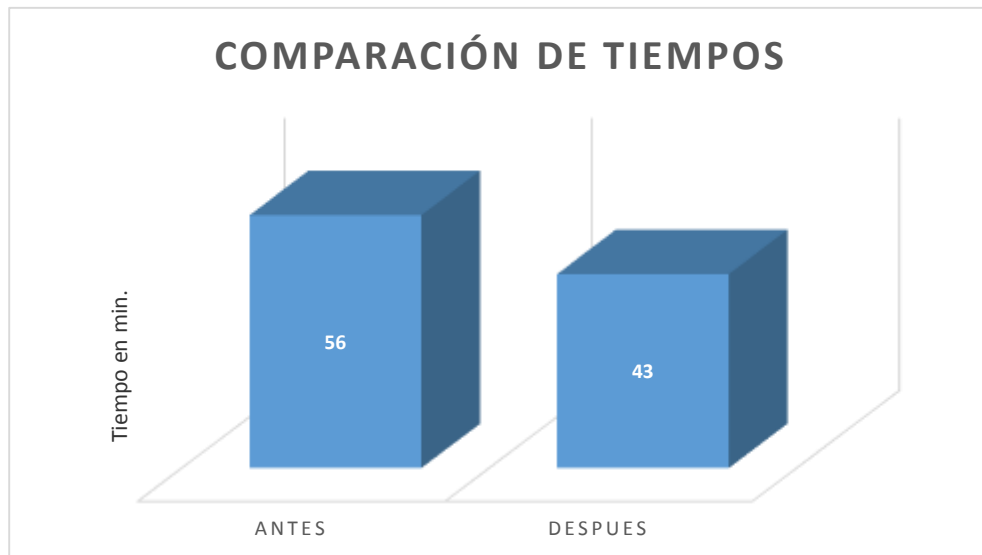
El Contratista tiene la obligación de observar en la forma debida todas las normas técnicas referentes a la construcción de túneles e igualmente todas las medidas preventivas contra accidentes. se

tomarán en cuenta todas las medidas de seguridad conforme a las normas y leyes establecidas para trabajos de minado subterráneo.

El contratista se obliga a emplear personal idóneo, teniendo en cuenta los riesgos inherentes a este tipo de trabajo.

5.- DISCUSIONES.

- 1.-La elección de los sistemas de transporte depende de varios factores como el volumen de producción y la distancia económica que a su vez está relacionado al costo de transporte.
- 2.-En el caso de minas subterráneas los sistemas de transporte son locomotoras y carros, volquetes, fajas transportadoras y piques.
- 3.-Para nuestro caso el transporte con locomotoras a pesar de ser la más económica no es factible su uso debido a que recorre solo un pequeño tramo horizontal del total de recorrido de transporte, en cambio los volquetes abarcan otras zonas profundas donde ingresan mediante rampas y a su vez recorren mayor distancia en superficie en mayor tiempo; esto significa que con la ampliación del crucero CX-2006 se va eliminar el transporte con locomotoras y carros Grammy y el transporte de mineral será solo con volquetes lo cual nos dará menor distancia y tiempo de recorrido de los volquetes con lo cual se da mayor rendimiento en el sistema de transporte y también menos horas maquina en mantenimiento de las vías y distancia menor de la vía, es decir de 7.5 km. a 4.02 km., mientras que, cuando se empleaba las 2 sistemas de transporte se tenía mayor horas maquinas en el mantenimiento de las vías como: (rampas, galerías y los rieles) .



4.-En el tramo subterráneo origina problemas ambientales por la producción de gases que para mantener debajo de los límites permisibles tiene que aplicarse flujos de aire mediante ventiladoras.

5.-En razón de que los trabajos de explotación estarán concentrados en profundidad el mejor sistema de transporte sería la combinación de volquetes, pique vertical y locomotoras; sin embargo, para su aplicación deberá ser justificado por las reservas a encontrarse y la vida de la mina.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CONCLUSIONES:

- 1.-De acuerdo a la clasificación geomecánica, las rocas tienen calidad regular RMR de 53, calidad regular a buena RMR = 75.
- 2.- Para el transporte de mineral de mina a planta concentradora existen dos sistemas, una constituida por locomotoras y carros y otra por volquetes.
- 3.- La producción de la mina es de 1,200 TMD, que proviene de la zona de la profundización nivel -(300) que es transportado por volquetes hasta nivel 75, luego por locomotoras y carros gramby y la otra mitad es transportado por volquetes hasta la planta.
- 4.- El recorrido de la locomotora es de 1,685 metros, en cambio por volquetes es de 7,500 metros que ocasiona un bajo rendimiento y alto costo de transporte.
- 5.- Con la ampliación del crucero XC-2006 se acortará la distancia de transporte de los volquetes, pues a través de este crucero saldrán directamente de interior mina a la cancha de la planta concentradora.
- 6.- El proyecto de ampliación del crucero XC-2006 requiere una inversión de US \$ 662,813 que será financiado con recursos propios de la empresa.
- 7.- El transporte por locomotoras y carros mineros se eliminará, quedando solamente el transporte por volquetes de 25 TM.

RECOMENDACIONES

- 1.- En la parte superior de los echaderos de mineral (ore pass) se debe tener especial cuidado en el estado de las parrillas para evitar campaneos y obstrucciones en las tolvas.
- 2.- Las tolvas automáticas para cargar al carro minero serán los mismos para cargar a los volquetes, cuya operación será por el chofer del volquete.
- 3.- Mantener en buen estado las vías de transporte evitando charcos de agua y desniveles para lo cual se limpiará constantemente las cunetas y las rampas como también las galerías deben tener declive para drenar el agua.
- 4.- En los tramos donde existe fracturas y fallas, en temporada de lluvias, se presentan flujos de agua considerables que obstaculizan el tránsito, tanto de personal y vehículos debiéndose colocar plásticos que desvíen el agua hacia la cuneta.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.

- 1.- Baldeon Quispe, Zoila. (2011). Gestión de las operaciones de transporte y acarreo para el incremento de la productividad en la Cia. Mineras Condestable S.A. Lima: Tesis.
- 2.- Costes Jean. (1970). Equipos de extracción y preparación de minerales (Canteras-graveras-minas). Barcelona: Editores Técnicos Asociados S.A.
- 3.- EXSA. Manual práctico de voladura. 4ta. Edición. Lima, 2005
- 4.- FAMESA. Productos explosivos y accesorios. Lima, 2014
- 5.- Hoek and Brown. (1990). Excavaciones subterráneas en roca. Nueva York : Edit. Mc Graw Hill.
- 6.- INGEMMET. Geología del Cuadrángulo de Huaraz.
- 7.- Lopez Jimeno, Carlos. (1998). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: Instituto Tecnológico de España.
- 8.- Cacñahuaray Consa George O. 2010. "Organización y construcción del túnel mina contonga de minera huallanca S.A".
- 9.- Estudio geomecánico y caracterización de macizo rocoso Mina Contonga- NYRSTAR – ANCASH 2015.
- 10.-Plan operativo anual 2017- Mina Contonga NYRSTAR- ANCASH.

ANEXO.

I.- Panel Fotográfico.

II.- Planos.

PANEL FOTOGRÁFICO



Foto N° 1: Entrada del cruceo XC-2006.



Foto N° 2 planta concentradora en el nivel 0



Foto N° 3: Locomotora de 6 ton a trolley en el XC-2006.



Foto N°4: Locomotora a trolley.



Foto N° 5: Jumbo Rocket Boomer SID de un brazo



Foto N° 6: Volquete 15m³

