

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Proyecto de incremento de la producción de
1200 tmd a 2000 tmd mediante el método
Sublevel open stoping y bench & fill en la
U.E.A. Contonga S.A.**

Para Optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Bach. Joshimar Saul ESCALANTE ATENCIO

Asesor: Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA

Cerro de Pasco-Peru-2018

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Proyecto de incremento de la producción de
1200 tmd a 2000 tmd mediante el método
Sublevel open stoping y bench & fill en la
U.E.A Contonga S.A.**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

.....
Ing. Toribio GARCÍA CONTRERAS
PRESIDENTE

.....
Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA
MIEMBRO

.....
Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA
MIEMBRO

DEDICATORIA

Esta tesis está dedicada a mis padres Carlos y Beta quienes con su amor, paciencia y esfuerzo me han permitido transformar un sueño en realidad, gracias por inculcar en mí el ejemplo de esfuerzo y valentía, de no temer las adversidades porque Dios está siempre conmigo.

A mis hermanos por su cariño y apoyo incondicional, durante todo este proceso, por estar conmigo en todo momento gracias. A toda mi familia porque con sus oraciones, consejos y palabras de aliento hicieron y harán de mí una mejor persona.

RECONOCIMIENTO

Por intermedio del presente me es grato expresar mi sincero agradecimiento al personal del área de Mina y Planeamiento de la Empresa Minera Los Quenuales – Unidad Minera Contonga, por su apoyo brindado en todo momento.

Así mismo es grato también expresar mi agradecimiento a los docentes de la Escuela de Formación profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Minas Universidad Daniel Alcides Carrión, quienes volcaron en mi persona como estudiante, todos sus sabios conocimientos y experiencias vividas en el mundo de la minería, los cuales fueron me ayudaron a fortalecer mi vocación y formación profesional.

A todas las personas de las diversas organizaciones en las que he laborado, quienes compartieron conmigo sus experiencias y conocimientos.

A todos ustedes mi mayor reconocimiento y gratitud

Joshimar Escalante

RESUMEN

El presente trabajo denominado “**PROYECTO DE INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE 1200 TMD A 2000 TMD MEDIANTE EL MÉTODO SUBLEVEL OPEN STOPING Y BENCH & FILL EN LA U.E.A. CONTONGA S.A.**” ha descrito y analizado el problema de contribuir con el desarrollo para la ampliación de la **producción** de la Unidad Minera Contonga, de manera sistemática con la finalidad de mejorar sostenidamente la rentabilidad de las operaciones de la empresa cuya dirección debe estar enfocado a conseguir la competitividad dentro del mundo minero.

El objetivo de la investigación es mejorar la productividad de la mina incrementando el tonelaje de producción de mineral diario de 1200 tmd a 2000 tmd, para lo cual se ha considerado la migración del método de explotación de corte y relleno al método Sub Level Open Stoping y Bench & Fill, puesto que es un método de explotación masivo y de bajo costo.

Luego de haber descrito, explicado y contrastado las hipótesis planteadas hemos obtenido los resultados de la investigación el cual nos muestra que la migración al nuevo método de explotación de SubLevel Open Stoping y Bench & Fill nos brinda un incremento de producción de hasta 67% con respecto al método de explotación **Corte y Relleno**.

Finalmente se concluye que la migración al nuevo método de explotación de taladros largos significa un considerable aumento en cuanto a la producción, así mismo es importante que para poder implementar este método al 100% se debe realizar un estudio de rentabilidad de acuerdo a los parámetros que implican la implementación del método de **taladros largos**.

Palabras claves: Producción, corte y relleno, taladros largos

ABSTRACT

The present work called "PROJECT OF INCREASE OF THE PRODUCTION OF 1200 TMD TO 2000 TMD THROUGH THE METHOD SUBLEVEL OPEN STOPING AND BENCH & FILL IN THE U.E.A. CONTONGA S.A " has described and analyzed the problem of contributing with the development for the expansion of the production of the Contonga Mining Unit, in a systematic way with the purpose of improving the profitability of the operations of the company whose direction should be focused to achieve the competitiveness within the mining world.

The objective of the research is to improve the productivity of the mine by increasing the tonnage of daily ore production from 1200 tmd to 2000 tmd, for which the migration of the cut and fill exploitation method to the Sub Level Open Stopping method has been considered. Bench & Fill, since it is a method of mass exploitation and low cost.

After having described, explained and contrasted the hypotheses we have obtained the results of the investigation which shows us that the migration to the new exploitation method of SubLevel Open Stopping and Bench & Fill gives us an increase in production of up to 67% with respect to the Cut and Fill method of exploitation.

Finally it is concluded that the migration to the new method of exploitation of long drills means a considerable increase in the production, likewise it is important that in order to implement this method at 100% a profitability study must be carried out according to the parameters that they involve the implementation of the long drills method.

Keywords: Production, Cut and fill, long drills

INTRODUCCIÓN

La presente investigación titulada “**PROYECTO DE INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE 1200 TMD A 2000 TMD MEDIANTE EL MÉTODO SUBLEVEL OPEN STOPING Y BENCH & FILL EN LA U.E.A. CONTONGA S.A.**” ha estudiado la ampliación de la capacidad de producción a 2000 TMD que se llevará a cabo dentro del perímetro industrial e implicará la reubicación de componentes, así como la ampliación de otros ya existentes.

En el capítulo I del trabajo de investigación se describe la realidad problemática, habiéndose cuantificado suficientes reservas de mineral polimetálico la unidad minera ha proyectado incrementar la producción a 2000 tmd mejorando los indicadores de productividad, por lo cual en este capítulo se da énfasis a la identificación y determinación del problema, formulación del problema, objetivos, justificación, importancia y limitaciones de la investigación.

El capítulo II presenta el marco teórico con la relevancia de las bases y argumentos de las teorías científicas que soportan a la tesis y el marco conceptual. En ello se aborda los antecedentes, la hipótesis y las variables en estudio.

El capítulo III desarrolla la metodología y técnicas de investigación, presentando la unidad de análisis con el tipo y nivel de la investigación

acompañando los procesos de datos e instrumentos pertinentes de recolección y procesamiento de datos.

En el capítulo IV se presenta el análisis y resultados de la investigación con la contratación de la hipótesis y su discusión de los resultados. En este capítulo abordamos en primera instancia todo el trabajo de campo que se realizó para proceder a la presentación, análisis e interpretación de los resultados.

Finalmente, las conclusiones y recomendaciones adicionadas por las referencias bibliográficas pertinentes y los anexos.

ÍNDICE

CARÁTULA.....	1
CONTRACARÁTULA.....	2
DEDICATORIA	3
RECONOCIMIENTO.....	4
RESUMEN	5
ABSTRACT.....	7
INTRODUCCIÓN.....	9
ÍNDICE	11
CAPÍTULO I	15
1. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	15
1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA.....	15
1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	16
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	16
1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL	16
1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS	16
1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.....	17
1.4.1. OBJETIVO GENERAL.....	17
1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	17
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.	18
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	19
CAPÍTULO II	20
2. MARCO TEÓRICO	20
2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO	20
2.2. BASES TEÓRICAS-CIENTÍFICAS.....	24
2.2.1. DESCRIPCION DEL PROYECTO	24
2.2.2. MÉTODOS DE APLICACIÓN.....	25
2.2.3. APLICACIÓN DEL SUBLEVEL STOPING Y BENCH AND FILL	25
2.2.4. USOS Y APLICACIONES	27
2.2.5. VENTAJAS DEL METODO SUB LEVEL STOPING	31
2.2.6. DESVENTAJAS DEL METODO SUB LEVEL STOPING.....	31
2.2.7. APLICACIÓN SUB LEVEL STOPING.	32

2.3.	DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	37
2.4.	FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS.....	46
2.4.1.	Hipótesis general.....	46
2.4.2.	Hipótesis Específica.....	47
2.5.	IDENTIFICACIÓN DE LAS VARIABLES.....	47
2.5.1.	Variable Independiente	47
2.5.2.	Variable Dependiente	47
2.5.3.	Variable Interviniente	47
CAPITULO III		48
3.	METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN	48
3.1.	TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	48
3.2.	MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN.....	48
3.3.	DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	51
3.4.	POBLACION Y MUESTRA	52
3.4.1.	POBLACION	52
3.4.2.	MUESTRA	52
3.5.	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	53
3.6.	TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	53
CAPITULO IV.....		54
4.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	54
4.1.	DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO	54
4.1.1.	UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	54
4.1.2.	GEOLOGÍA GENERAL DEL YACIMIENTO	55
4.1.3.	GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	56
4.1.4.	RESERVAS MINERAS DE LA UNIDAD MINERA	59
4.1.5.	ANTECEDENTES DEL PROYECTO.....	61
4.1.6.	INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN MEDIANTE EL SUBLEVEL STOPING ...	83
4.1.7.	PLAN DE MINADO PARA 2000 TMD	101
4.2.	PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.	130
4.3.	PRUEBA DE HIPÓTESIS	137
4.4.	DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	137
CONCLUSIONES.....		140
RECOMENDACIONES.....		142

BIBLIOGRAFÍA.....	144
ANEXOS	146
INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	146

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 01: Ciclo de minado sub level stoping Compañía Minera Casapalca.....	33
FIGURA 02: Actividades Unitarias – Método corte y relleno mecanizado.....	69
FIGURA 03: Componentes existentes que se modifican, nuevos y reubicados con la MEIA.....	84
FIGURA 04: Método de explotación Sub Level Open Stopping.....	87
FIGURA 05: Actividades unitarias método Bench & Fill	92
FIGURA 06: Modelamiento de Labores en 3D.....	94
FIGURA 07: Secciones Transversales para Interpretación Geológica.....	94
FIGURA 08: Interpretación Geológica para Modelamiento de Estructuras Mineralizadas.....	95
FIGURA 09: Diseño del Slot.....	95
FIGURA 10: Diseño de la Malla de Perforación en Planta.....	96
FIGURA 11: Diseño de la malla de perforación en Perfil.....	96
FIGURA 12: Control de la Secuencia de Minado.....	
FIGURA 13: Proyecto Túnel – By pass 390.....	112
FIGURA 14: Proceso de Carga y Acarreo	112
FIGURA 15: Requerimiento de ingreso de aire fresco para 2000 tmd...	114
FIGURA 16: Puntos de salida de aire viciado para 2000 tmd.....	115
FIGURA 17: Productividad de minado.....	131

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 01: Rango de Potencias x TMS.....	58
TABLA 02: Resumen de recursos geológicos.....	64
TABLA 03: Resumen de reservas minerales.....	65
TABLA 04: Relación de equipos en la Unidad.....	70
TABLA 05: Relación de explosivos.....	71
TABLA 06: Relación de accesorios de voladura.....	71

TABLA 07: Elementos de sostenimiento en labores de avance.....	71
TABLA 08: Elementos de sostenimiento en labores de explotación.....	72
TABLA 09: Requerimiento de aire para una producción de 1200 tmd.....	79
TABLA 10: Balance de agua-Planta concentradora a 1200 TMD.....	82
TABLA 11: Reservas probadas y probables.....	85
TABLA 12: Programa de producción proyectado.....	103
TABLA 13: Distribución de la producción por zona y niveles del mineral proveniente del stock Contonga y de las estructuras mantiformes.....	105
TABLA 14: Programa de avances proyectado.....	106
TABLA 15: Avance total por zona y estructuras.....	107
TABLA 16: Detalle de avances en Estructuras por Nivel y Tipo.....	108
TABLA 17: Detalle de avances en Stock Contonga – Zona Alta por niveles y por tipo.....	109
TABLA 18: Detalle de avances en Stock Contonga – Zona Baja por nivel y tipo	110
TABLA 19: Producción de concentrados para 2000 tmd.....	116
TABLA 20: Balance metalúrgico para la planta concentradora Contonga ampliada a 2000	125
TABLA 21: Personal estimado para el incremento de producción a 2000 tmd	126
TABLA 22: Requerimiento de equipos para 2000 tmd.....	126
TABLA 23: Requerimiento de explosivos para 2000 tmd.....	127
TABLA 24: Requerimiento de accesorios de voladura para 2000 tmd...	127
TABLA 25: Balance de agua - Ampliación planta concentradora.....	130

CAPÍTULO I

1. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

La Unidad Minera Contonga para mejorar su productividad ha proyectado incrementar la producción a 2000 TPD, por ello la empresa requiere mejorar sus indicadores de productividad del método de explotación empleado, para el cual se ha considerado la migración a métodos de explotación de mayor volumen y bajo costo, desarrollar labores de profundización desde el NV (-) 310 hacia el NV (-) 700; así mismo, la planta concentradora ampliará su capacidad instalada, con la modernización y el reemplazo de algunos equipos existentes y se harán de manera progresiva.

De igual manera, será necesaria la ampliación del depósito de relaves Tucush, la cual se realizará en dos etapas, hasta lograr el recrecimiento al nivel 4245 msnm. Se debe señalar también, que el recrecimiento superficial del depósito de relaves Tucush originará la inundación del campamento y, se realizará la modificación de la carretera interdistrital.

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1. DELIMITACIÓN ESPACIAL:

La presente investigación se limitará a las Operaciones unitarias de la Unidad Minera Contonga – Empresa Minera Los Quenuales.

1.2.2. DELIMITACIÓN TEMPORAL:

Toda la realización del presente estudio fue en el año 2018.

1.2.3. DELIMITACIÓN TEMÁTICA:

El motivo del presente trabajo radica en evaluar un nuevo método de explotación subterránea para incrementar la producción en la Unidad Minera Contonga– Empresa Minera Los Quenuales.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL

¿Cómo se debe implementar el sistema de minado y qué método debe emplearse en la UEA para incrementar la producción diaria en la Mina Contonga?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

a) ¿Cuál será el resultado de adecuar el método de minado del SLS, en la Unidad Minera Contonga?

b) ¿Cuáles son las condiciones geométricas, geológicas y geomecánicas del macizo rocoso para el sostenimiento de labores mineras subterráneas en la Unidad Minera Contonga?

c) ¿Cómo se relacionan los parámetros del método SLS y cómo se relaciona el sistema del concreto lanzado vía húmeda con el sostenimiento de labores mineras subterráneas Bench & fill, que se implementara en la Unidad Minera Contonga?

1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Analizar de qué manera el sistema de minado propuesto incrementará la producción diaria incluyendo la capacidad instalado de la planta de tratamiento en la Unidad Minera Contonga.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

a) Mostrar los resultados del sistema de minado y la implementación respectiva de la planta de tratamiento.

b) Determinar las condiciones geométricas, geológicas y geomecánicas del macizo rocoso para el sostenimiento y los servicios auxiliares en el minado subterráneo, así como la ventilación y la seguridad respectivamente.

c) Mostrar la relación del sistema de minado y el tratamiento del mineral y la capacidad instalada de planta.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.

Es importante realizar mejoras en las operaciones mineras tanto en el aumento de la producción y en la reducción de los costos para hacer de Unidad Minera Contonga una mina sostenible y rentable a lo largo del tiempo, es por ello que se plantea el presente trabajo de investigación.

Es importante demostrar que el sistema de minado propuesto, satisface los requerimientos de incrementar la producción y la productividad en la Unidad Minera Contonga de 1200 TMD a 2000 TMD, asimismo, mejorando las condiciones de transporte, ventilación y seguridad y medio ambiente en la Unidad. Para la aplicación del sistema de SLS, Y BF, se han tenido en cuenta las condiciones geomecánicas y geométrica del yacimiento, asimismo, las condiciones de su geología económica que hace posibles implementar métodos mineros de explotación que utilizando un buen diseño de

minado se deben cumplir con los objetivos del proyecto en la Unidad Minera Contonga.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Durante el desarrollo del presente estudio no se tuvo limitaciones mayores salvo algunos inconvenientes respecto a los permisos de ampliación por el MEM, y algunos inconvenientes sobre el medio ambiente, en lo que se refiere a la recolección de datos, debido a las facilidades que se tuvo, como la amplia bibliografía respecto al tema.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

Los estudios del Método del SLS, para su implementación mencionan lo siguiente:

El Sublevel Stopping es un método sumamente seguro, ya que el personal se encuentra expuesto al área durante mucho menos tiempo, en comparación con otras alternativas de extracción.

De otro lado, Calla Jaime, en su trabajo “Aplicación de Taladros largos en el Sistema de Vetas Virginia, Mina San Cristobal” expresaba que: “Actualmente, los objetivos de Volcan Compañía Minera S.A.A. están orientados básicamente a reducir sus costos de explotación, reducir sus índices de accidentabilidad por caída de rocas y mejorar sus índices de productividad reflejados en finos de concentrado, según los planes, a corto, a mediano y largo plazo de la Minas San Cristobal; los cuales están direccionados en la importancia de preparación de nuevos tajeos diseñados, según la infraestructura futura que requiere el método de Taladros Largos. ¿Porque hacer taladros largos? - Mayor productividad. - Menor exposición del personal (equipos a control remoto). - Menor costo de operación. Para la aplicación de este

método es fundamental determinar la caracterización geomecánica para el cual se hizo el levantamiento de campo y del macizo rocoso.

Minera S.A.A. jlozano@volcan.pe Abstract características Geomecánicas y Deposit, Taking in Counts the Geomechanical and Structural Introducción Conditions.

Método de Explotación "Bench and Fill" es la combinación de los métodos la explotación de corte y relleno ascendente con tajos por subniveles.

MINADO POR SUB LEVEL STOPING MILPO – CERRO LINDO Horinson Gilvert Bernaola Chávez (jefe de operaciones mina) Compañía minera MILPO – Unidad Minera Cerro Lindo que nos permite conocer la aplicación del método de explotación por Sub Level stoping o método de minado conocido también como hundimiento por sub niveles que se viene empleando en la unidad minera de Cerro Lindo, donde se expondrá los criterios y parámetros técnicos utilizados para la selección del sub Level Stopping como método de explotación, los estándares de control en seguridad y medio ambiente utilizados, así como la descripción técnica de cada operación unitaria, donde se expondrá los resultados obtenidos con nuestros equipos.

Aplicación del Método de Explotación Sub Level Stopping: busca diversificar e implementar con sus variantes para la explotación segura y racional del manto Cobriza, las ventajas del método en mención son: mayor seguridad por menor tiempo de exposición del personal (el personal no ingresa a la zona de tajeo disparado, se utiliza equipo de extracción de mineral a control remoto), mayor nivel de producción (1850.00 TMS/día por cada tajeo), no requiere muchas horas en desatado de rocas con Scaler, debido a que la extracción se realizará con Scooptram a control remoto (telemando), etc. Existen otras estrategias emergentes operativas de menor incidencia, que deberán establecerse a la brevedad, a fin de lograr una solución integral a la problemática.

El diseño de una mina tiene un conjunto de procesos para alcanzar sus objetivos estratégicos y su visión entre los que podemos destacar: la selección del método de minado, el dimensionamiento geométrico de la mina, la determinación del ritmo anual de producción y la ley de corte, la secuencia de extracción, etc. La presente investigación fija como problema principal, ¿Cuáles son los criterios de diseño empleados en la selección de métodos de minado en las empresas mineras de la región central del Perú?; como objetivo general: “Determinar los criterios de diseño; para la selección de métodos de minado en

las empresas mineras de la región central del Perú” y como hipótesis general: “Los criterios de diseño utilizados en la selección de métodos de minado en las empresas mineras de la región central del Perú, no son óptimos”. Se utilizó el método no experimental, transaccional descriptivo. El diseño empleado fue descriptivo simple y correlacional. Concluyendo que; solo el 16.33%, de las empresas mineras cumplen parcialmente con los criterios de diseño para la selección de métodos de minado.

Por consiguiente, se valida la hipótesis planteada en nuestra investigación. Siendo estas empresas las siguientes:

Compañía minera San Ignacio de Morococha, unidad San Vicente (Mediana minería); Volcán Compañía Minera S.A.A. (Gran minería); Minera Argentum S.A., Morococha (Mediana minería). Respecto a la toma de decisiones de las empresas seleccionadas podemos concluir que solo el 5%, realiza una simulación y cuenta con un proceso de diseño capaz de analizar alternativas multicriterio. Seleccionar el método de minado optimo extractivo es uno de los problemas de decisión multicriterio (DM) en el cual los decisores deben asignar un peso a los criterios de simulación.

2.2. BASES TEÓRICAS-CIENTÍFICAS

2.2.1. DESCRIPCION DEL PROYECTO

La mina Contonga, es una mina polimetálica peruana, La Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Contonga, mediante su planta beneficio, procesa minerales provenientes de la mina subterránea obteniendo principalmente concentrados de zinc, plomo y cobre, mediante procesos que incluyen las áreas de chancado, molienda, flotación y filtrado principalmente. Actualmente viene procesando 1200 TMD de mineral.

Habiéndose cuantificado suficientes reservas de mineral polimetálico se proyecta realizar una ampliación de la capacidad instalada para procesar el equivalente a 2000 TMD. Así mismo, la operación minera cuenta con un depósito de relaves, el cual posee la aprobación de dos Informes Técnicos Sustentatorios para su recrecimiento, hasta el nivel 4236 m.s.n.m. Sin embargo, para el incremento de la capacidad instalada a 2000 TMD, será necesaria la ampliación del depósito de relaves hasta al nivel de dique de 4245 m.s.n.m.

2.2.2. MÉTODOS DE APLICACIÓN

En el método de taladros largos el principio de explotación es el mismo que en el de cámaras por subniveles convencional. El método afecta principalmente a la operación de arranque y, en cierta medida, a la preparación de las cámaras, puesto que, en general, solo se trabaja en dos subniveles, uno de perforación y el otro de extracción, y la voladura que se realiza es una aplicación de las voladuras en banco con taladros largos “El método de explotación por subniveles, consiste en dejar cámaras vacías después de extraer el mineral, este método se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte en mineral. Para prevenir el colapso de las paredes, los cuerpos grandes son normalmente divididos en dos o más tajeos, la recuperación de los pilares se realiza en la etapa final del minado.

2.2.3. APLICACIÓN DEL SUBLEVEL STOPING Y BENCH AND FILL

Las labores se inician con una galería de cabeza y otra de base seguidas de subniveles a intervalos en toda la altura de la cámara. En el extremo previsto de la mina se abre una

chimenea, y desde ella, una rosa a todo lo ancho y alto de la masa mineral que ocupara la futura cámara, y con unos 4 m de espesor. Simultáneamente se preparan las labores inferiores desde la galería de base, que forman los cargadores.

El arranque se realiza desde los subniveles con voladuras adecuadas, que desprenden rebanadas verticales del frente de la cámara, con salida inicial hacia la rosa previamente preparada, desplomándose el mineral sobre las tolvas o embudados del fondo. La disposición de los taladros para esta voladura caracteriza la variante BF.

Los métodos de explotación con taladros largos, llamado también Sublevel Stopping, es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en el sentido descendente y ascendente. El sistema establece un único nivel base (nivel de extracción) para varios subniveles superiores, la distancia entre los niveles base oscila entre 80 y 100 metros. Existen dos variaciones en este método: el

método taladros paralelos (SLV) y el método taladros en abanico (SLC).

Las operaciones incluyen actividades mineras de explotación subterránea, actividades metalúrgicas de concentración de minerales, a través de una planta con una capacidad actual de 1200 TMD, y componentes complementarios y/o conexos a las actividades mineras y metalúrgicas, tales como: instalaciones de manejo de residuos, instalaciones de manejo de agua, áreas de materiales de préstamo, otras infraestructuras relacionadas con el proyecto, viviendas y servicios para los trabajadores, entre otros.

2.2.4. USOS Y APLICACIONES

Las operaciones mineras de la U.E.A. Contonga incluyen labores de desarrollo primario y de preparación para la explotación minera subterránea para esto se realizan galerías, rampas, by pass, cruceros, subniveles, cámaras y chimeneas para el minado de bloques económicos o también llamados tajeos de producción.

La U.E.A. Contonga está desarrollando el plan de profundización de la mina subterránea a partir de labores existentes y en las estructuras mineralizadas, para lo cual requiere la excavación de rampas, chimeneas de ventilación, servicios y galerías. El ciclo de minado mecanizado considera las etapas de perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y relleno.

- Perforación: se realiza con jumbos electrohidráulicos, cuando el ancho de estructura es mayor de 2,5 m. El proceso se inicia a partir de la galería y luego, desde cada corte; con un ángulo de perforación mayor a 70° en el rumbo de la estructura y paralelo a su buzamiento. Además, se realizan taladros de contorno para evitar el debilitamiento del intrusivo con caliza que ocasionaría la dilución del tajeo.

La malla de perforación varía de 0,8 m x 0,8 m a 1,0 m x 1,0 m para obtener una granulometría de 8" a 12". La longitud de perforación es de 2,4 m, utilizando 2 barras de perforación acoplables de 1,2 m cada una y una broca de 51 mm. Para ello, el equipo requiere una

altura de perforación de 4,5 m y estar bajo un techo sostenido.

- Voladura: antes de iniciar el carguío de taladros, realizado con el sistema convencional, se debe generar una cara libre o "slot" que sirva como salida del disparo.

Para el carguío se debe de contar con una altura de 2 m; los explosivos y accesorios a usarse en la voladura son: Anfo, emulsión de 2" x 8" como cebo, mecha ensamblada, cordón detonante y faneles de periodo corto.

- Limpieza y acarreo: luego del disparo; una vez que la labor está ventilada, regada y desatada; el mineral roto es acarreado por un Scoop de 6 yd³ hasta un echadero. Posteriormente, el material es cargado a volquetes hasta el echadero principal OP2, ubicado en el NV 075.
- Sostenimiento: se realiza de forma mecanizada. Una vez que la limpieza del mineral genera un área

suficiente para que ingrese el equipo emperador, este realiza el sostenimiento con Split set de longitud entre 7 y 10 pies.

Al terminar el sostenimiento se realiza nuevamente la limpieza del mineral hasta generar el espacio suficiente para realizar el sostenimiento. Esto se repite hasta lograr la limpieza total del tajeo.

- Relleno: se realiza, una vez culminada la limpieza total del tajeo, hasta generar la altura requerida para la perforación del siguiente corte. Para esta actividad se utiliza como insumo primario los relaves gruesos a través del relleno hidráulico y material desmonte a través del relleno detrítico.

Del mismo modo se consideran los trabajos de drenaje y el sistema de ventilación con ventiladores primarios y secundarios instalados en distintos niveles con requerimiento de aire fresco de 396,508 cfm. Para tener una cobertura del 100%.

2.2.5. VENTAJAS DEL METODO SUB LEVEL STOPING

- ✓ Alto tonelaje por metro de avance
- ✓ Método muy económico.
- ✓ Alta productividad
- ✓ Ningún consumo de madera
- ✓ Gran seguridad durante las operaciones
- ✓ Buena ventilación

2.2.6. DESVENTAJAS DEL METODO SUB LEVEL STOPING

- ✓ Daños por voladura
- ✓ Equipos grandes y costosos
- ✓ Alta dilución si no se controla la voladura
- ✓ Pérdida del mineral en las zonas pasivas.
- ✓ Alto costo de desarrollo y preparación (subniveles, rampas, chimeneas, ore passes)
- ✓ No es selectivo
- ✓ Voladura secundaria frecuente (0 a 15 % de banco)
- ✓ Scoops a control remoto vulnerable a accidentarse
- ✓ Grandes cavidades vacías hasta concluir el relleno

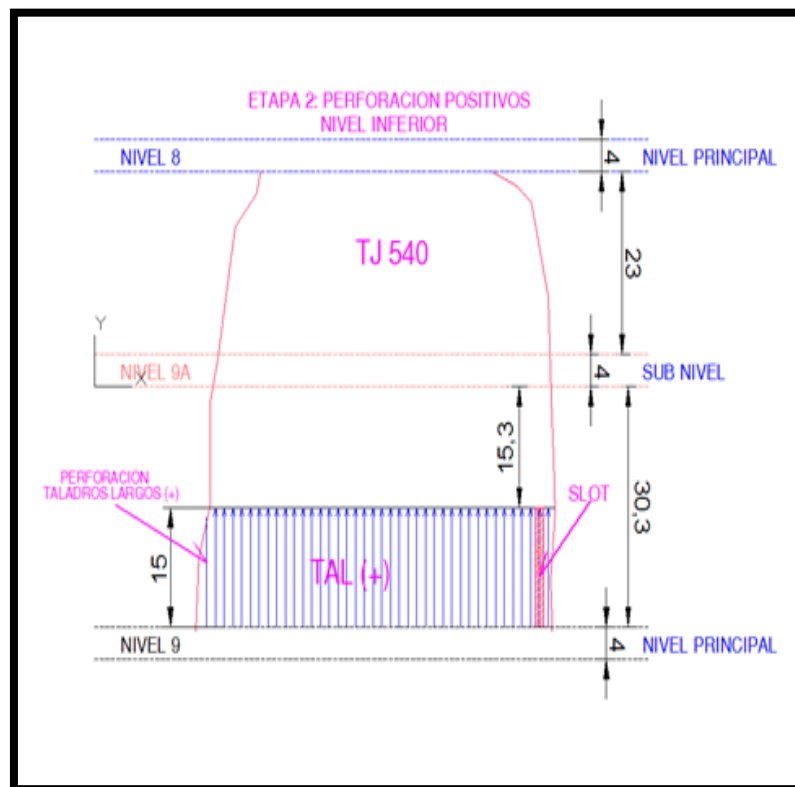
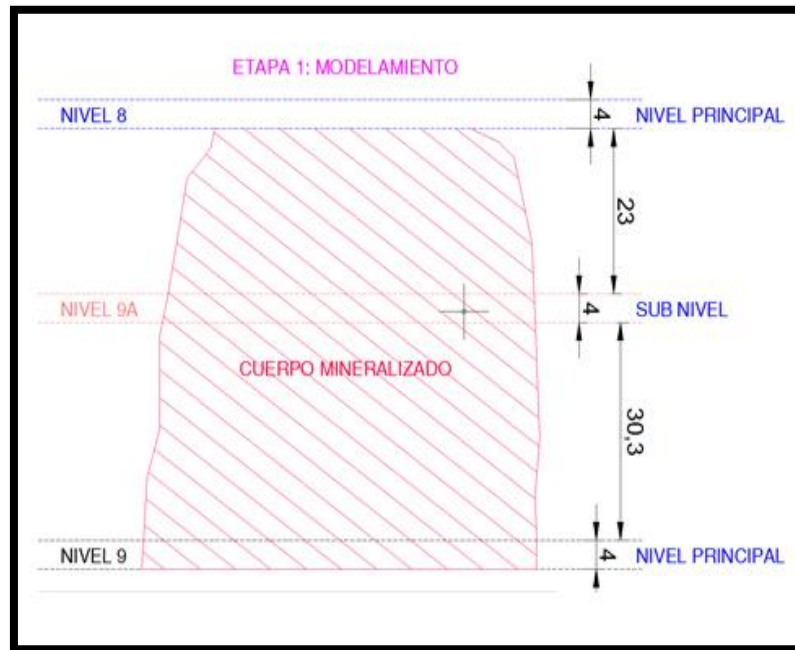
2.2.7. APLICACIÓN SUB LEVEL STOPING.

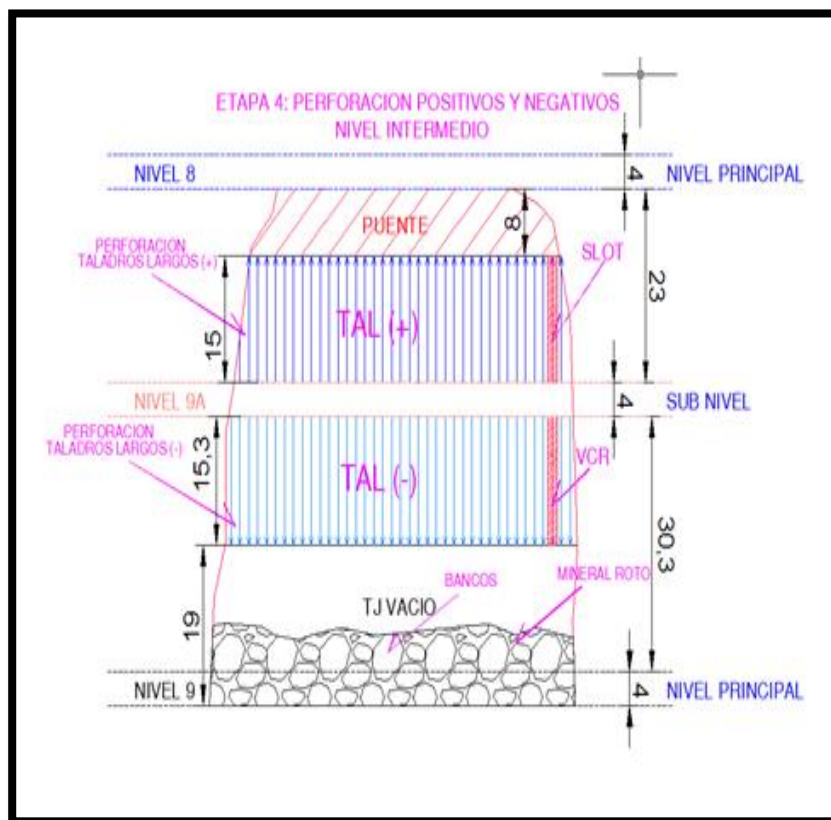
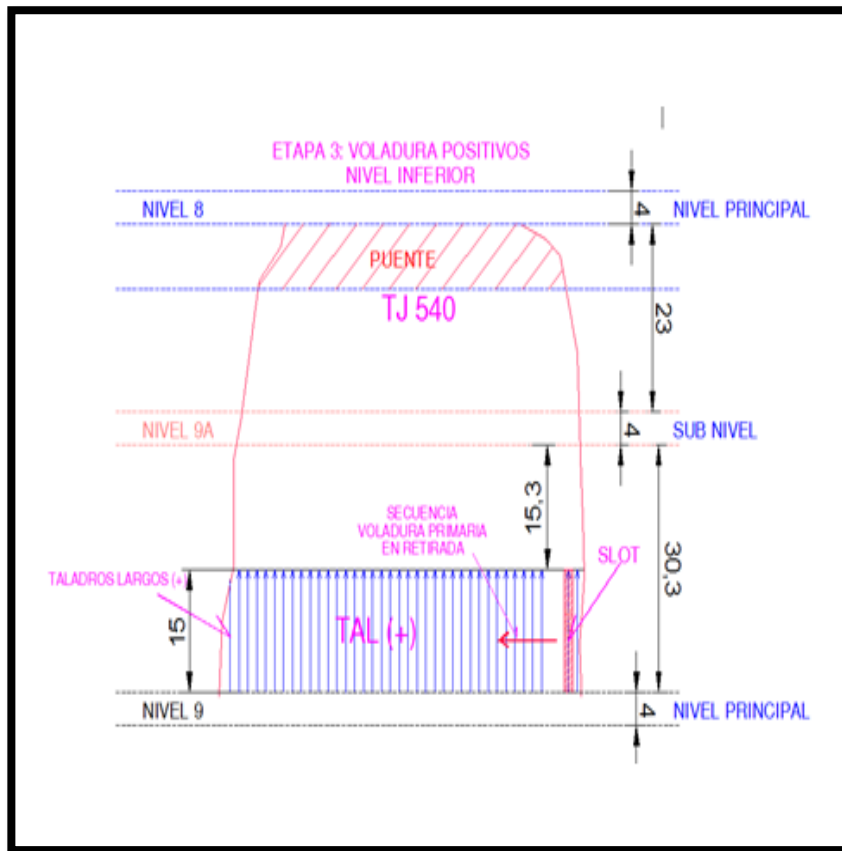
Para la presentación de método de explotación dentro de la visión completa sobre el Sub Level Stopping, que es uno de los métodos más utilizados en la explotación de mineral de manera subterránea.

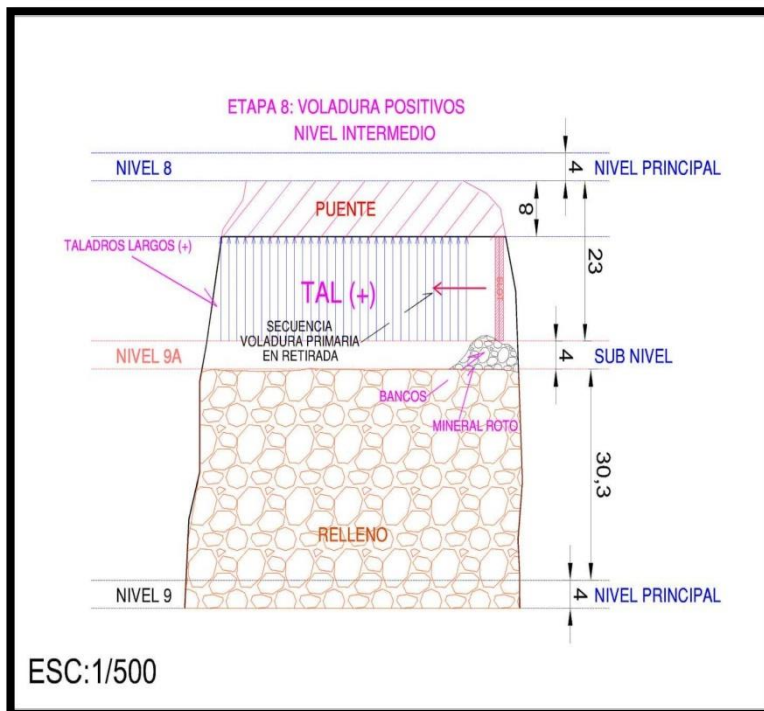
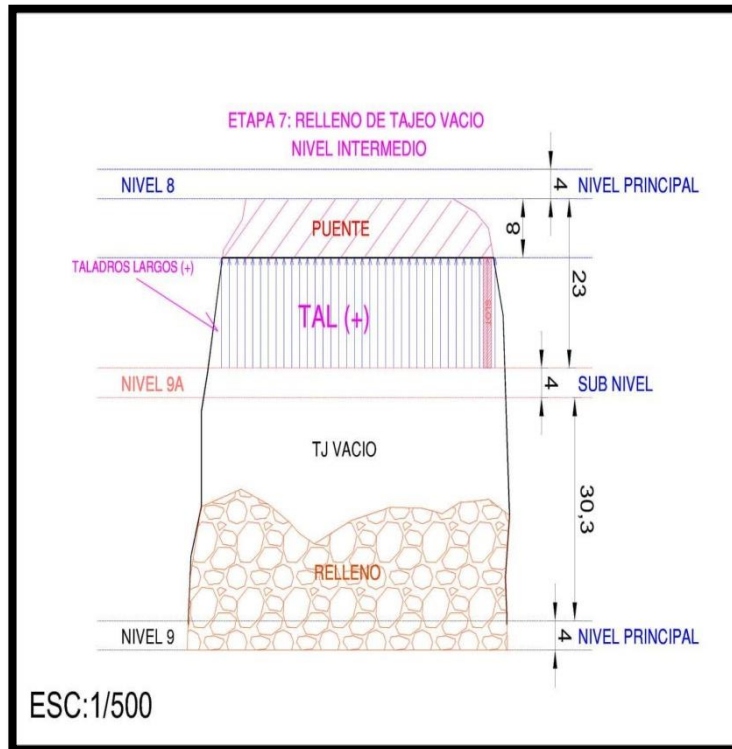
Los métodos de explotación SLS, son Sublevel Stopping, Long-holr Stopping y vertical retreat (VCR). Existen variaciones de este método como el Avoca (Bench and Fill) y el Transverse Longhole Stopping.

El SLS, es un método conocido también como hundimiento por sub niveles, se aplica cuando el mineral y las rocas encajonante son competentes, el ángulo de buzamiento mayor a 60° generalmente se aplica en yacimientos verticales con formas y dimensiones regulares.

FIGURA 01: Ciclo de minado sub level stopping Compañía Minera Casapalca.







FUENTE: Compañía Minera Casapalca – Área Planeamiento

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Frente. - Lugar donde explotan los minerales de interés económico. Superficie expuesta por la extracción. Superficie al final de una labor minera (túnel, galería, cruzada, otras). Lugares donde se ejecutan las tareas de avance y desarrollo de lámina.

Fulminante. - Casquillo metálico cerrado en un extremo, el cual contiene una carga explosiva de gran sensibilidad, por ejemplo, fulminato de mercurio. Están hechos para detonar con las chispas del tren de fuego de la mecha de seguridad.

Galerías. - Túneles horizontales al interior de una mina subterránea.

Gas. - Término usado por los mineros para referirse a un aire impuro, especialmente con combinaciones explosivas.

Guía. - Una galería subterránea que sigue el rumbo del cuerpo mineralizado (vena, veta, filón, manto o capa). Las guías no tienen salida directa a la superficie y están destinadas al transporte de cargas, circulación de personal, ventilación, desagüe, y conducen a los frentes de trabajo.

Jalón. - Vara segmentada equidimensionalmente en sectores pintados generalmente en rojo y blanco, que dispone de regatón metálico que permite clavarlo en tierra, y se utiliza para señalar o determinar puntos fijos.

Jaula (skip).- Medio de transporte vertical de personas o materiales en el interior de una mina; en la parte inferior suele tener un receptáculo (skip) para elevar el material de mena y, eventualmente el estéril.

Labor. - Lugar (cavidad u otro sitio) dentro de una mina subterránea (galería, clavada, entre otros) de donde se extrae el material de mena, mineral o carbón. Cantera, nivel, cámara, corte donde se realiza una actividad dentro de una mina.

Ley de corte (cut off).- Es la concentración mínima que debe tener un elemento en un yacimiento para ser económicamente explotable, es decir, la concentración que hace posible pagar los costes de su extracción, su tratamiento y su comercialización.

Lixiviación. - Proceso hidrometalúrgico mediante el cual se realiza la disolución selectiva de los diferentes metales que contiene una mena, por medio de una solución acuosa que contiene un reactivo químico apropiado.

Molienda. - Operación de reducción de tamaño de un mineral realizada posteriormente a la trituración; puede ser de tipo primario o secundario según el tamaño requerido del producto.

Nivel. - Galerías horizontales en un horizonte de trabajo en una mina; es usual trabajar las minas desde una chimenea de acceso, y se establecen niveles a intervalos regulares, generalmente con una separación de 50 metros o más; o a partir de varios túneles de acceso con diferente cota, o a partir de rampas de acceso que unen diferentes niveles.

Nonel.- Sistema de detonación de explosivos, "No Eléctrico", utilizado en minas con menas metálicas, pues no es sensible a la corriente eléctrica (es decir, no puede ser activado por chispas eléctricas o descargas eléctricas generadas por campos electromagnéticos, tempestades, cargas estáticas, corrientes inducidas por emisores de radio, entre otras)

como los sistemas convencionales de detonación (estopines o detonadores eléctricos). Para las voladuras con un sistema nonel se utiliza un detonador (de cualquier tipo, que no necesariamente debe ser eléctrico) y los tubos nonel (que son detonados por una onda de choque, sin corriente eléctrica).

Perforadora. - Equipo manual o mecánico operado por una fuente de poder o hidráulico, utilizado para perforar agujeros o barrenos destinados a la detonación o a la instalación de pernos de anclaje para la roca. La perforadora manual, por su peso ligero, puede utilizarse en multitud de aplicaciones, para pequeñas voladuras en la preparación de bancos, para pequeños canales, para caminos con aquellos cortes que sean de poca altura.

Pilote. - Los pilotes se emplean en taludes con dos fines fundamentales: Como sostenimiento de taludes excavados; Como medida estabilizadora de deslizamientos existentes o potenciales.

Pólvora. - Mezcla, por lo común, de salitre, azufre y carbón, que a cierto grado de calor se inflama, y desprende

bruscamente gran cantidad de gases. Se emplea casi siempre en granos, y es el principal agente de la pirotecnia. Hoy varía mucho la composición de este explosivo.

Potencia. - Es la distancia medida en ángulo recto entre el techo y la base de un filón mineralizado o un lente. En minería, el espesor de una capa o un estrato de mineral es la distancia de su techo a su piso, medida en ángulo recto con el plano de la estratificación.

Potencia explosiva. - Característica de un explosivo. Es la capacidad de un explosivo para quebrantar y proyectar la roca o el mineral que se quiera romper.

Prospección. - Reconocimiento o exploración superficial de una zona, dirigida a determinar áreas de posible mineralización (targets o áreas anómalas), por medio de indicaciones químicas y físicas medidas con instrumentos y técnicas de precisión.

Rampa. - Un túnel o una galería inclinados que sirve de acceso a las labores mineras, desde la superficie, o como conexión entre niveles de una mina subterránea.

Relleno. - Roca de desecho o estéril utilizado para rellenar el vacío que se forma al extraer un cuerpo mineral.

Reservas. - Cantidad (masa o volumen) de mineral susceptible de ser explotado, incluida la dilución, y a partir de la cual se pueden recuperar, económicamente, minerales valiosos o útiles, bajo condiciones reales, asumidas al momento de la cuantificación.

Salvamento minero. - Conjunto de acciones, recomendaciones y medios para lograr el descenso de la siniestralidad y prevenir los accidentes e incidentes en laminería.

Shield.- Máquina usada para excavar túneles en tierra o en roca, por medios mecánicos en lugar de perforación o detonación. A industria minera en general.

Socavón. - Galería principal de una mina, de la cual parten las galerías secundarias. Labor labrada en la ladera de un cerro y que se interna hacia su interior en forma paralela al horizonte.

Subnivel. - Nivel u horizonte de trabajo situado entre los niveles de trabajo principales. Nivel intermedio elaborado a una corta distancia por encima o debajo de un nivel principal, con el objeto de facilitar la extracción de una cámara de explotación.

Tachador. - Vara de madera usada para introducir los explosivos en el barreno.

Tajo. - Escalón o unidad de explotación sobre la que se desarrolla el trabajo de extracción en las minas a cielo abierto.

Tambor. - Pozo vertical o inclinado que se profundiza desde un punto interno de una mina.

Tamiz. - Es una superficie perforada que permite efectuar la separación por tamaños de partículas sólidas.

Tenor. - Porcentaje neto de mineral económicamente recuperable de una mena.

Tenor de cierre. - Tenor promedio mínimo con que un depósito mineral es económicamente explotable.

Tenor de colas. -Tenor, ley o concentración de mineral en las colas que se desechan al final de todo el proceso metalúrgico (beneficio).

Trituradora. - Maquinaria para romper y reducir de tamaño fragmentos o trozos grandes de roca y otros materiales.

Vagoneta. - Pequeño vehículo que circula por rieles tendidos de vía estrecha para el transporte de minerales y estériles de una mina, mediante una locomotora a la que es enganchada.

Ventilación. -Operación encargada de llevar aire fresco y puro a los frentes de explotación y evacuar de ellos el aire viciado o enrarecido, por medio de recorridos definidos en las diferentes secciones de la mina.

Ventilador. -En minería, dispositivo eléctrico o mecánico utilizado para recirculación, difusión o extracción del aire de

la mina, los cuales pueden clasificarse, según su modo de operación.

Veta. - Cuerpo de roca tabular o laminar que penetra cualquier tipo de roca. Se aplica este término particularmente para intrusiones ígneas de poco espesor como diques o silos y cuyos componentes más comunes son cuarzo o calcita. Muchos depósitos de mena importantes se presentan en formas de vetas junto con otros minerales asociados.

Voladura. - Ignición de una carga masiva de explosivos. El proceso de voladura comprende el cargue de los huecos hechos en la perforación, con una sustancia explosiva, que al entrar en acción origina una onda de choque y, mediante una reacción, libera gases a una alta presión y temperatura de una forma substancialmente instantánea, para arrancar, fracturar o remover una cantidad de material según los parámetros de diseño de la voladura misma.

Voladura controlada. - Patrones y secuencias de voladura diseñados para mejorar un objetivo particular. Voladura en la cual cada hoyo es detonado en una secuencia progresiva

para reducir las vibraciones y la dirección de proyección. Voladura donde los hoyos son cargados a la vez, pero son detonados en sucesivas voladuras en días separados.

Slot. - Labor minera como chimenea que sirve como objetivo crear la cara libre para la voladura masiva, se procede a construir el slot, que consiste en derribar un bloque de nivel con dimensiones de acuerdo a la geometría de la labor.

2.4. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS

Hi: El SLS y BF, brindará una mejor producción y productividad aumentado la producción de 1200 TMD a 2000 TMD.

Ho: El método de SLS y BF, no está en condiciones de mejorar la producción diaria en la mina Contonga.

2.4.1. Hipótesis general

La utilización del Método del Sublevel Stopping con el Método de Bench and Fill, asegurará una buena producción diaria en la Mina Contonga, ya que es un método de explotación masiva.

2.4.2. Hipótesis Específica

El Método proyectado brindará mejor sistema de trabajo contemplando la seguridad y el control ambiental y cumpliendo con la productividad de acuerdo a los requerimientos de planta concentradora.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE LAS VARIABLES

2.5.1. Variable Independiente

Diseño de los frentes de avance y planeamiento de producción.

2.5.2. Variable Dependiente

Incremento del Tonelaje de producción diaria.

2.5.3. Variable Interviniente

Capacitación del personal y disponibilidad física y mecánica de los equipos de perforación y voladura.

CAPITULO III

3. METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de Investigación es descriptivo, debido a que las variables independientes influenciarán en la variable dependiente.

3.2. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN

La investigación se analiza desde el punto de vista de su ubicación y temporalidad en lo siguiente:

✓ **Método cuantitativo**

La intención de este método es exponer y encontrar el conocimiento ampliado de un caso mediante datos detallados y principios teóricos.

Requiere una comprensión de la conducta humana y el porqué de ella. En este método el objeto de estudio se considera externo, separado de cualquier pensamiento individual para garantizar la mayor objetividad posible.

✓ **Método cualitativo**

Tiene base en el principio positivista y neopositivista y su objetivo es el estudio de los valores y fenómenos cuantitativos para establecer y fortalecer una teoría planteada.

Se enfoca en lo subjetivo e individual desde una perspectiva humanística, mediante la interpretación, la observación, entrevistas y relatos.

En este método se usan modelos matemáticos y teorías relacionadas a las situaciones. Se emplea con regularidad en las ciencias naturales, la biología, la física, entre otras.³

✓ **Método Inductivo**

A través de este método pueden analizarse situaciones particulares mediante un estudio individual de los hechos que formula conclusiones generales, que ayudan al descubrimiento de temas generalizados y teorías que parten de la observación sistemática de la realidad.

Es decir, que se refiere a la formulación de hipótesis basadas en lo experimentado y observado de los elementos de estudio para definir leyes de tipo general. Consiste en la recolección de datos ordenados en variables en busca de regularidades.

✓ **Método Deductivo**

Se refiere a un método que parte de lo general para centrarse en lo específico mediante el razonamiento lógico y las hipótesis que puedan sustentar conclusiones finales. Este proceso parte de los análisis antes planteados, leyes y principios validados y comprobados para ser aplicados a casos particulares.

En este método todo el empeño de la investigación se basa en las teorías recolectadas, no en lo observado ni experimentado; se parte de una premisa para esquematizar y concluir la situación de estudio, deduciendo el camino a tomar para implementar las soluciones.

✓ **Método analítico**

Se encarga de desglosar las secciones que conforman la totalidad del caso a estudiar, establece las relaciones de causa, efecto y naturaleza. En base a los análisis realizados se pueden generar analogías y nuevas teorías para comprender conductas. Se desarrolla en el entendimiento de lo concreto a lo abstracto, descomponiendo los elementos que constituyen la teoría general para estudiar con mayor profundidad cada elemento por

separado y de esta forma conocer la naturaleza del fenómeno de estudio para revelar su esencia.

✓ **Método comparativo**

Es un procesamiento de búsqueda de similitudes y comparaciones sistemáticas que sirve para la verificación de hipótesis con el objeto de encontrar parentescos y se basa en la documentación de múltiples casos para realizar análisis comparativos.

Básicamente consta de colocar dos o más elementos al lado de otro para encontrar diferencias y relaciones y así lograr definir un caso o problema y poder tomar medidas en el futuro.

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El diseño que utilizare en la investigación será por objetivos conforme al esquema siguiente:

OG = OBJETIVO GENERAL

HG = HIPÓTESIS GENERAL

CG = CONCLUSIÓN GENERAL

3.4. POBLACION Y MUESTRA

3.4.1. POBLACION

En nuestra investigación la población donde se realizó la investigación es Mina Contonga.

3.4.2. MUESTRA

Grado de fracturamiento y calidad de la roca después de la rotura.

Determinación de la Muestra:

Tipo de Muestra:

Muestra Aleatoria Simple: Se utilizarán comparaciones con otros métodos similares de perforación.

Muestra Estratificada: Se considera las condiciones de los taladros perforados del tiempo y los explosivos utilizados y sus componentes.

Muestra no Probabilística: Se debe emplear el criterio, la experiencia y la calidad técnica de los responsables del trabajo

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Experiencias similares, calidad y cantidad de los taladros y las cargas respectivas.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Se han realizado pruebas de voladura y registros de los taladros perforados, asimismo del material y los equipos que se utilizarán. Para procesar los datos con ayuda del autocad.

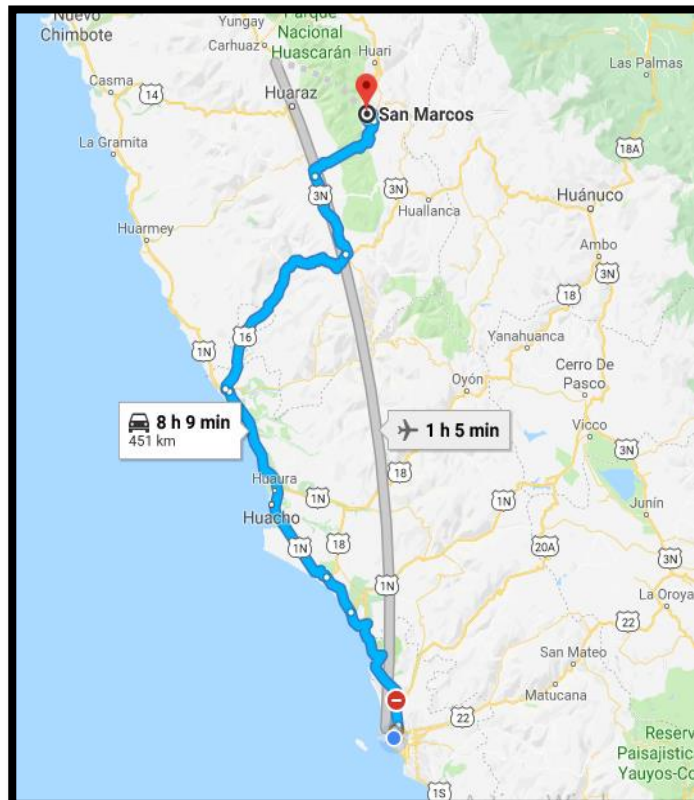
CAPITULO IV

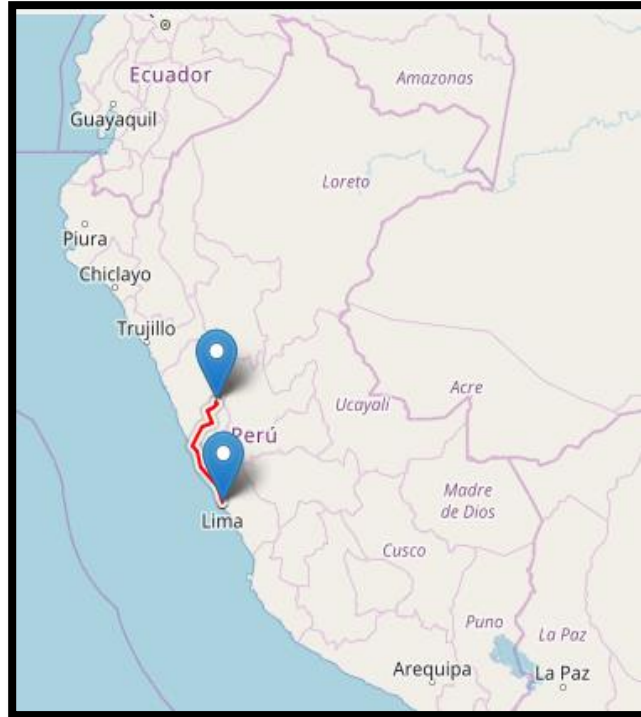
4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

4.1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La Mina Contonga, políticamente se ubica en la Región Ancash, Provincia de Huari, Distrito de San Marcos. Está enmarcado dentro de las coordenadas geográficas: 9°29'26" Latitud Sur, y 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. El acceso principal a Contonga puede hacerse a través de las siguientes vías:





4.1.2. GEOLOGÍA GENERAL DEL YACIMIENTO

La mineralización en el yacimiento Contonga es conocida desde la época colonial; existen evidencias de trabajos antiguos, especialmente en las áreas superiores de oxidación de yacimiento. Entre 1900 – 1960, los señores Juan Llanos y P. Rodríguez Veramendi solicitaron los derechos mineros y desarrollaron una producción a escala artesanal, cuyos datos no se han podido ubicar. En las últimas décadas de los 60's, el Geólogo Juan La Cruz López hizo un estudio sistemático, el cual fue destinado a promover el yacimiento, que posteriormente lo adquirió Santo Toribio Mining Company S.A., luego de realizar

exploraciones adicionales, interesó a Sociedad Minera Gran Bretaña S.A. (SMGB), quien luego de un período de opción, adquirieron la propiedad en 1979. Datos recopilados revelan que la explotación más importante se realizó entre 1,985 a 1,990, alcanzando a explotar aproximadamente 420,000 TMS secas de mineral, con leyes de cabeza de 5.00% Zn, 1,94% Pb, 0,35% Cu, 3,25 Oz/Ag.

La capacidad de planta instalada es de 500 TM/día; sin embargo, se conoce que el promedio de producción diaria fue de 460 TM/día. En el año 1999, CEDIMIN toma una opción de compra del yacimiento para luego entrar en un Joint Venture con Anglo American Exploration del Perú S.A. (ANGLO). Después de trabajos de exploración en el año 2,000, ANGLO se retira del Joint Venture.

4.1.3. GEOLOGÍA ECONÓMICA

El yacimiento se encuentra ubicado en el flanco oriental de la Cordillera Blanca, en el cerro Contonga, distrito de San Marcos, provincia de Huari, departamento de Ancash, a una altitud que varía entre 4,200 y 4,500 m. s. n. m. Las coordenadas geográficas son: longitud 77° 04' y latitud 9° 29' 40". La ruta de llegada a la mina es Lima – Pativilca – Catac - San Marcos – Contonga.

En el área de la mina las rocas sedimentarias están fuertemente plegadas, buzan de 60° a 70° al Sur y pertenecen al flanco sur de un anticlinal cuyo eje está más al norte de la laguna Contonga. Existen 4 sistemas de fallas y fracturas pre-minerales, con reactivación post intrusivo y post mineralización y son los siguientes:

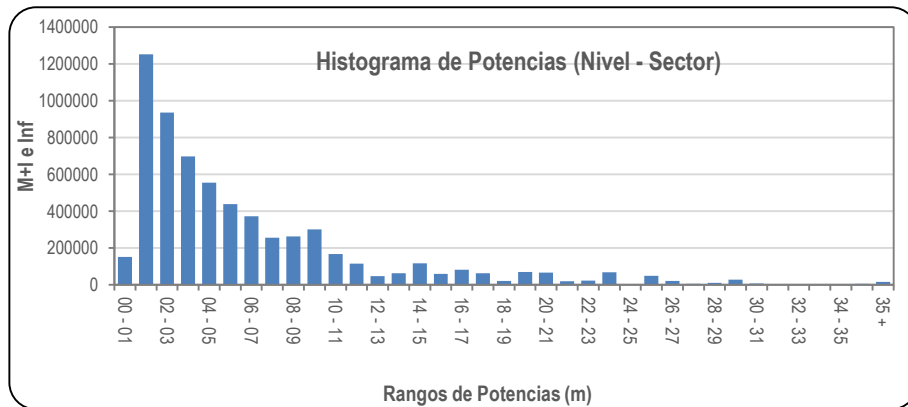
Sistema N° 1 N 45° - 60° O y buzamiento 60° - 85° SO
Sistema N° 2 N 05° - 30° O y buzamiento 65° - 80° SO
Sistema N° 3 N 40° - 60° E y buzamiento 70° - 85° SE
Sistema N° 4 N 10° - 20° E y buzamiento 70° - 88° SE

Al primer sistema corresponde las potentes zonas de brecha de los contactos Norte y Sur y las fallas que siguen paralelas a la estratificación. Éstas son de cizalla, habiéndose desplazado relativamente el bloque Sur hacia el Oeste y el bloque Norte hacia el Este. Estas zonas son las más importantes y las que han permitido el emplazamiento de mayores volúmenes de mineral (contacto Norte y Sur)

En Agosto de 2,003, Inteligencia Financiera SAC. (INTELFIN), administradora de los bienes de SMGB en liquidación, firma un Contrato de Opción de Transferencia del Patrimonio de la U.E.A. Contonga con BHL Perú SAC. Posteriormente, BHL del Perú cede la opción a Minera

Huallanca S.A. La compañía Minera Huallanca S.A. inició con 600 TMS/día de capacidad de tratamiento de mineral en planta, posteriormente se incrementa a 900 TMS/día. En junio de 2010 Nyrstar adquiere la Mina Contonga de Cía. Minera Huallanca. Reiniciando las operaciones con los objetivos claros de incrementar las Reservas y Recursos, con exploración de labores Subterráneos y perforación diamantina. En la actualidad la capacidad de producción de la planta concentradora Nyrstar UP Contonga es 1,200 TMS/día. Con las Potencias promedio que se indica en la tabla.

TABLA 01: Rango de Potencias x TMS



Potencia m	Recursos M+I+INF tms	%
< 3.0 m	2,339,207	37%
> 3.0 m	4,011,929	63%
Total	6,351,136	100%

FUENTE: Unidad Minera Contonga-Área Geología

4.1.4. RESERVAS MINERAS DE LA UNIDAD MINERA

El Código australiano JORC establece los estándares mínimos, recomendaciones y normas para la edición de Informes de Dominio Público sobre los resultados de las Exploraciones, Recursos Minerales y Reservas de Mena, y que fue principalmente adoptado en Australia (1999) mediante el Reglamento del Instituto Australiano de Minería y Metalurgia (AIMM). Así mismo, recientemente, también instituciones profesionales del Perú (BVL, CONASEV,SGP y el IIMP) han adoptado el Código Jorc como normativa recomendada para editar los Informes de Resultados de Exploración, Recursos y Reservas minerales, cuya finalidad es informar debidamente a las empresas, inversionistas potenciales y sus asesores.

En el cuadro inferior se muestra la relación secuencial que existe entre la Información de Exploración, Recursos y Reservas. La clasificación de los estimados debe tomar este marco de referencia, de modo tal que reflejen los diferentes niveles de confianza geológica y los diferentes grados de evaluación técnica y económica. Conforme aumenta el conocimiento geológico, es posible que la Información de la exploración llegue a ser la suficiente como para estimar un Recurso Mineral. Conforme aumenta la información económica, es posible que parte del total de un Recurso Mineral se convierta en una Reserva Mineral. Las flechas de doble sentido indican que los cambios en los factores pueden hacer que el mineral estimado anteriormente como reserva, pueda volver a ser un recurso por causas económicas, legales y/o ambientales, como resulta ser el caso de UP Contonga Nyrstar Ancash S.A.



FUENTE: Unidad Minera Contonga-Área Geología

4.1.5. ANTECEDENTES DEL PROYECTO

4.1.5.1. CONDICIONES ACTUALES DE OPERACIÓN EN LA UEA CONTONGA

La Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Contonga, mediante su planta beneficio, procesa minerales provenientes de la mina subterránea obteniendo principalmente concentrados de zinc, plomo y cobre, mediante procesos que incluyen las áreas de chancado, molienda, flotación y filtrado principalmente. Actualmente viene procesando 1200 TMD de mineral.

Habiéndose cuantificado suficientes reservas de mineral polimetálico se proyecta realizar una ampliación de la capacidad instalada para procesar el equivalente a 2000 TMD. Así mismo, la operación minera cuenta con un depósito de relaves, el cual posee la aprobación de dos Informes Técnicos Sustentatorios para su recrecimiento, hasta el nivel 4236 msnm. Sin embargo, para el incremento de la capacidad instalada a 2000 TMD, será necesaria la ampliación del depósito de relaves hasta al nivel de dique de 4245 msnm.

Bajo este contexto, el presente capítulo describirá la ampliación de la capacidad de producción a 2000 TMD que se llevará a cabo dentro del perímetro industrial e implicará la reubicación de componentes, así como la ampliación de otros ya existentes.

Las operaciones incluyen actividades mineras de explotación subterránea, actividades metalúrgicas de concentración de minerales, a través de una planta con una capacidad actual de 1200 TMD, y componentes complementarios y/o conexos a las actividades mineras y metalúrgicas, tales como: instalaciones de manejo de residuos, instalaciones de manejo de agua, áreas de materiales de préstamo, otras infraestructuras relacionadas con el proyecto, viviendas y servicios para los trabajadores, entre otros.

La U.E.A. Contonga reinicia sus operaciones mineras con la aprobación del Estudio de Impacto Ambiental Reinicio de las Operaciones Minero - Metalúrgicas U.E.A. Contonga con R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM; en la cual se declararon los componentes principales y secundarios que permiten la

explotación en la actualidad. En el anexo 1 se detallan los cincuenta y un (51) componentes, junto con las coordenadas UTM WGS 84 y la nomenclatura correspondiente.

En el MTD se incluyeron más bocaminas y chimeneas, revisar el listado completo del mtd si aplica – en adelante el texto sobre 6 chimeneas variará si se modifica el listado

➤ **OPERACIONES MINERAS**

Las operaciones mineras de la U.E.A. Contonga incluyen labores de desarrollo primario y de preparación para la explotación minera subterránea para esto se realizan galerías, rampas, by pass, cruceros, subniveles, cámaras y chimeneas para el minado de bloques económicos o también llamados tajos de producción.

La U.E.A. Contonga está desarrollando el plan de profundización de la mina subterránea a partir de labores existentes y en las estructuras mineralizadas, para lo cual requiere la excavación de rampas, chimeneas de ventilación, servicios y galerías.

Los componentes de mina aprobados son 6 bocaminas que corresponden a distintos niveles, 6 chimeneas (labores verticales) para servicios y el equipo minero utilizado en operación que forma parte de la infraestructura que se recuperará al final del ciclo de la mina. Dichos componentes se indicaron en el anexo 1 Resumen de componentes aprobados.

➤ **RECURSOS Y RESERVAS**

El estimado de recursos geológicos y reservas minerales, se basó en los análisis de muestras de los testigos de perforación y en la interpretación de un modelo geológico. Los cuadros adjuntos, muestran el estimado de recursos geológicos y reservas minerales respectivamente.

TABLA 02: Resumen de recursos geológicos

Categoría	T M	Ag oz/t	%Cu	%Pb	%Zn	US \$/TM
Medido	1'039,07 0	1.31	1.00	0.40	3.22	77.07
Indicado	2'524,33 8	1.74	0.64	0.83	3.15	73.69
Inferido	3'119,62 0	1.62	0.49	0.80	2.67	63.43
Total general	6'683,02 8	1.62	0.63	0.75	2.93	37,91

Fuente: Contonga Perú SAC

TABLA 03: Resumen de reservas minerales

Reserva	T M	Ag oz/t	%Cu	% P b	% Z n	US \$/TM
Probado	1'039,070	1.31	1.00	0. 40	3. 22	77.07
Probable	5'643,958	1.68	0.56	0. 81	2. 88	68.02
Total general	6'683,028	1.62	0.63	0. 75	2. 93	69.42

Fuente: Contonga Perú SAC

➤ METODO DE EXPLOTACIÓN

El programa de explotación tiene como objetivo desarrollar las labores horizontales y verticales sobre las estructuras mineralizadas, cubriendo las reservas de mineral desde el NV 455 al NV (-) 310.

El método de explotación que se emplea fue elegido en base a parámetros geológicos y geomecánicos en cada labor; seleccionándose así el método corte y relleno ascendente de manera mecanizada que contribuye al 100% de la producción programada. Dicho método ofrece una ventaja en términos de selectividad y se caracteriza por permitir la explotación discontinua del mineral, debido a las interrupciones necesarias para la fase de relleno.

La mayor parte de la producción proviene de la parte baja, el aporte de producción por zonas es de 80% proveniente de la parte baja y 20% de la parte alta.

Se ha planificado un aumento progresivo de producción desde el año 01 al año 05, que se logrará con el incremento del aporte de la zona alta que incluye las estructuras B, C y C1 explotadas con recursos propios bajo los métodos de explotación indicados.

➤ **METODO DEL CORTE Y RELLENO MECANIZADO**

El ciclo de minado mecanizado considera las etapas de perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y relleno

Perforación: se realiza con jumbos electrohidráulicos, cuando el ancho de estructura es mayor de 2,5 m. El proceso se inicia a partir de la galería y luego, desde cada corte; con un ángulo de perforación mayor a 70° en el rumbo de la estructura y paralelo a su buzamiento. Además, se realizan taladros de contorno para evitar el

debilitamiento del intrusivo con caliza que ocasionaría la dilución del tajeo.

La malla de perforación varía de 0,8 m x 0,8 m a 1,0 m x 1,0 m para obtener una granulometría de 8" a 12". La longitud de perforación es de 2,4 m, utilizando 2 barras de perforación acoplables de 1,2 m cada una y una broca de 51 mm. Para ello, el equipo requiere una altura de perforación de 4,5 m y estar bajo un techo sostenido.

Voladura: antes de iniciar el carguío de taladros, realizado con el sistema convencional, se debe generar una cara libre o "slot" que sirva como salida del disparo.

Para el carguío se debe de contar con una altura de 2 m; los explosivos y accesorios a usarse en la voladura son: anfo, emulsión de 2" x 8" como cebo, mecha ensamblada, cordón detonante y faneles de periodo corto.

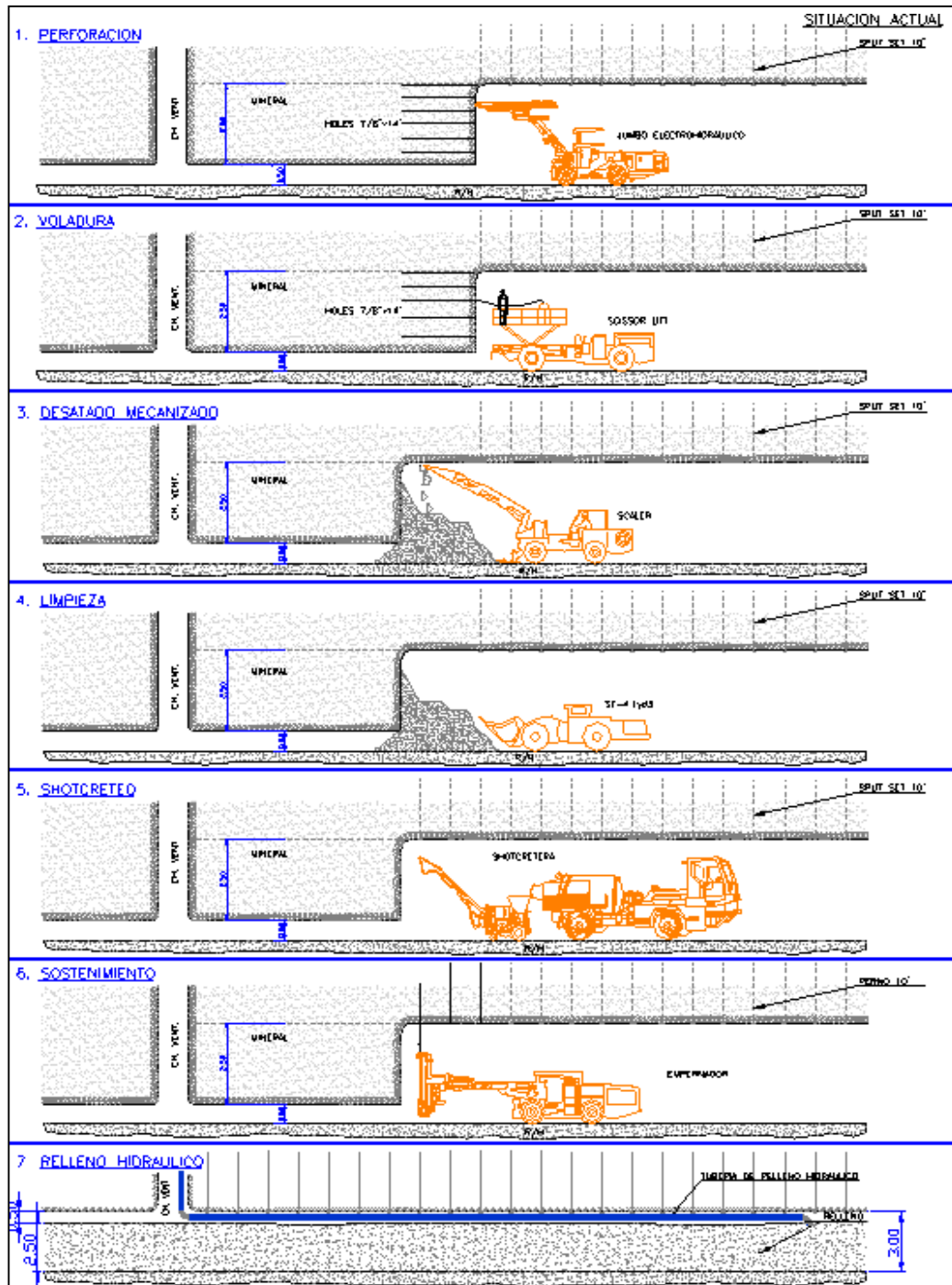
Limpieza y acarreo: luego del disparo; una vez que la labor está ventilada, regada y desatada; el mineral roto es acarreado por un *scoop* de 6 yd³ hasta un echadero. Posteriormente, el material es cargado a volquetes hasta el echadero principal OP2, ubicado en el NV 075.

Sostenimiento: se realiza de forma mecanizada. Una vez que la limpieza del mineral genera un área suficiente para que ingrese el equipo empernador, este realiza el sostenimiento con *split set* de longitud entre 7 y 10 pies.

Al terminar el sostenimiento se realiza nuevamente la limpieza del mineral hasta generar el espacio suficiente para realizar el sostenimiento. Esto se repite hasta lograr la limpieza total del tajeo.

Relleno: se realiza, una vez culminada la limpieza total del tajeo, hasta generar la altura requerida para la perforación del siguiente corte. Para esta actividad se utiliza como insumo primario los relaves gruesos a través del relleno hidráulico y material desmonte a través del relleno detrítico.

FIGURA 02: Actividades Unitarias – Método corte y relleno mecanizado



FUENTE: Contonga Peru SAC

➤ **EQUIPOS Y MAQUINARIAS**

La flota de equipos y maquinarias utilizados en el avance y producción al ritmo de 1,200 t/día se muestran en los siguientes tablas:

TABLA 04: Relación de equipos en la Unidad

Actividad	Equipo	Unidad	Cantidad
Perforación	Jumbo Electrohidraulic o	Und	03
Perforacion	Jackleg		14
Desatado	Scaler		01
Sostenimiento	Empernador		02
Limpieza	LHD 4 yd3		03
Limpieza	LHD 6 yd3		02
Transporte	Volquete 15 m ³		06
Transporte	Locomotora		02
Utilitario	Scissor lift		01
Carguío de explosivo	Cargador de anfo		01

FUENTE: Unidad Minera Contonga-Área Mina

TABLA 05: Relación de explosivos

Explosivos	Unidad	Cantidad
Emulnor	kg	157 742
Emulsión granel	kg	423 600
Anfo	kg	773 478
Pentacord 3P	m	301 205

FUENTE: Contonga Peru Sac

TABLA 06: Relación de accesorios de voladura

Explosivos	Unidad	Cantidad
Emulnor	kg	157 742
Emulsión granel	kg	423 600
Anfo	kg	773 478
Pentacord 3P	m	301 205

FUENTE: Contonga Peru Sac

TABLA 07: Elementos de sostenimiento en labores de avance

Labores de avance	Cantidad					
	Malla Electrosoldada m ²	Split Set de 05 pies	Split Set de 07 pies	Split Set de 10 pies	Pernos helicoidal 07 pies	Pernos helicoidal 10 pies
Unidad	m ²	Unid.	Unid.	Unid.	Unid.	Unid.
Exploración	8 499	3,550	4,150	1,418		-
Preparación	9 866	3,800	4,500	2,285		-
Desarrollo	15 413			-	4,500	12,037
Total	33 778	7,350	8,650	3,703	4,500	16,537

FUENTE: Contonga Peru Sac

TABLA 08: Elementos de sostenimiento en labores de explotación

Labores de explotación	Cantidad		
	Malla Electro soldada m ²	Split Set 07 pies	Pernos Hydrabolt 07 pies
Unidad	m ²	Unid.	Unid.
Explotación	10 502	28 006	700

FUENTE: Contonga Peru Sac

La colocación de los elementos de sostenimiento será realizada de acuerdo al tipo de terreno de acuerdo a la zonificación geomecánica y la tabla GSI de Contonga, otros elementos de sostenimiento como cimbras o shotcrete podrán ejecutarse de manera puntual y de acuerdo a la evaluación geomecánica. En el Anexo N° 01, se presenta un cuadro relacionado al sostenimiento requerido en la mina contonga.

➤ DESAGUE Y VENTILACIÓN DE MINAS

a). Desagudo de la labor subterránea:

Se ha implementado un sistema de manejo de agua de interior mina, derivando las filtraciones internas hacia el NV 0, actualmente, único punto para la descarga de efluentes. Dichos efluentes son tratados en un sistema de tratamiento

físico-químico antes de ser vertidas al ambiente (Quebrada Callapo).

El sistema de drenaje se puede dividir en dos subsistemas, los cuales se muestran a continuación:

- **Sistema de drenaje superior:** del NV 0 hacia los niveles superiores. El agua es captada en los niveles superiores, encausada con tuberías y conducida por gravedad hasta el nivel inferior de salida de agua (NV 0).

El sistema de drenaje superior consta de labores y obras civiles que a continuación se detallan.

- Nivel 360, cortada NW: el agua de filtración del sector oeste es captada y canalizada a través de cunetas con dirección a la CH 01N; por esta labor el agua desciende hacia el nivel inferior siguiente (NV 300). Se acondicionó una cuneta de 0,3 m x 0,3 m, en el sector oeste (80 m).
- En la bocamina del NV 360 se construyó un muro o dique para captar agua de filtración que sale del nivel y, por medio de tuberías de 4", es derivado a la chimenea ore pass (superficie) para bajar, por esta última labor, a una poza de captación en el NV 240.

- Nivel 360, sector este: el agua de filtración es captada y canalizada a través de cunetas hacia las chimeneas CH 4E y CH 1S, desde estos puntos es conducida al NV 300 donde se encuentra acondicionada una cuneta de 0,3 m x 0,3 m con una distancia mínima de 200 m, encargada de llevar el agua a la labor XC 102, para luego direccionarlo a la CH 102C, llegando al NV 240. Finalmente, el agua es conducida, a través de tuberías, a la poza de sedimentación ubicada en el NV 200.
- Nivel 240, cortada principal: las tuberías de 4" que vienen de los niveles 300 y 360 son derivadas a una poza de captación en la cámara de la chimenea ores pass del NV 240. El agua acumulada en esta poza es derivada, con tubería de 4", a la cuneta de la cortada principal, de este nivel, para llegar a las cámaras de sedimentación del NV 200. Las dimensiones de las pozas del NV 240 son de 96 m² y 140 m² para las pozas de captación y sedimentación respectivamente.

Las filtraciones de agua de la cortada principal 240 y del polvorín son derivadas, por medio de la cuneta, hasta la poza de sedimentación (bocamina).

- Nivel 240, pozas de sedimentación. Se tiene 03 pozas, de las cuales 02 son de sedimentación de sólidos y la

última de agua limpia, en esta última se encuentra instalada una bomba sumergible que lleva el agua hacia la poza de captación del NV 175.

- Nivel 200, pozas de sedimentación. El agua que llega a estas pozas es sedimentada y conducida, por cuneta y tuberías, por la rampa principal llegando a la poza de captación de agua del NV 175.

- Nivel 175, pozas de captación de agua: se tiene dos pozas, una de sedimentación y otra de agua limpia, en la cual hay perforación de 03 taladros diamantinos hacia el NV 0. El agua baja por estos taladros a una poza de captación de agua en el NV 0. Posteriormente, a través de tuberías de 6", es direccionada a la cuneta principal del NV 0.

- Nivel 100, pozas de captación de agua: se tiene dos pozas, una de sedimentación y la otra de agua limpia en donde están 06 perforaciones de taladros diamantinos. Estas pozas captan agua de este nivel.

- Los taladros diamantinos poseen tuberías, que permiten llevar agua a las pozas de sedimentación del NV 0.

- **Sistema de Drenaje Inferior:**

De los niveles inferiores al NV 0 el agua es captada, en pozas de sedimentación, para ser bombeadas al NV 0.

- Nivel (-) 200: en este nivel se tienen pozas de bombeo principales las cuales captan agua de este nivel y mediante bombas sumergibles, conducen agua a la poza de sedimentación del NV (-) 150.
- Nivel (-) 150: este nivel consta de dos pozas separadas por un dique de concreto. La primera es utilizada para la sedimentación de sólidos mientras que la segunda recibe el agua decantada de la primera. De esta última poza, mediante bomba y una tubería de 4" de diámetro que sube por la CH 078, se bombea agua a la poza de sedimentación del NV (-) 100.
- Nivel (-) 100: consta de una poza de sedimentación. Aquí se capta agua de los niveles superiores además del agua que viene por bombeo de la poza del NV (-) 150. El agua es bombeada al NV 0 para salir por la cuneta principal de este último nivel.
- Finalmente, toda el agua, tanto de los niveles superiores e inferiores al NV 0, se juntan en el NV 0 para salir por la bocamina de este nivel.

➤ **Sistema de Ventilación:**

El sistema de ventilación es íntegramente mecánico. Las operaciones propias de la mina están condicionadas al funcionamiento de este sistema; ante la paralización del mismo, debe evacuarse al personal de los lugares donde se vienen realizando las actividades siendo necesario, además, detener las operaciones.

El sistema de ventilación de la U.E.A. Contonga, por el tipo de explotación que realiza, necesita ingresar y evacuar aire para satisfacer las necesidades tanto para el personal como para los equipos diésel.

El sistema de ventilación de la Mina Contonga se encuentra sujeto a la operación de ventiladores primarios y secundarios, extractores de aire viciado, instalados en distintos niveles. El requerimiento de aire a 1200 t/día es de 396,508 cfm y el ingreso de aire fresco es de 397,156 con lo que se tiene una cobertura del 100% en el requerimiento de aire.

Los ingresos principales de aire fresco son la bocamina del nivel 300, la bocamina del nivel 240, bocamina del nivel 0, la

chimenea RB4 y Chimeneas conectadas a superficie en los niveles 360 y 415, adicionalmente se tiene otras labores que comunican a superficie donde ingresa aire fresco en menor cuantía.

En cada Nivel se ubican estaciones de control de ventilación de acuerdo a la importancia de la distribución de los flujos de aire circulantes, ubicación de labores en operación, zonas con presencia de gases, labores con alta recirculación de aire y otros. Igualmente, se tienen estaciones de control en las labores de ingreso y salida de aire de la mina para determinar la cantidad de aire circulante en toda la mina. En cada una de las estaciones de control se efectúan mediciones de la sección transversal de la labor, tomando debida nota de las características de la misma y se ha determinado la orientación de las corrientes de aire y se efectuaron mediciones de velocidad del aire, haciendo uso de un anemómetro y en otros casos con una bombilla y tubos de humo. Igualmente, se efectuaron mediciones de temperatura ambiental.

La salida de aire viciado se realiza a través de ventiladores principales que están instalados en los niveles Nv 415, Nv 200 y Nv 100. Los circuitos principales de extracción son: CH RB 3 que tiene un extractor de 60,000 cfm y extrae aire

viciado de los niveles Nv 50 y Nv 100 hacia los niveles Nv 415 y Nv 455; CH 79E que tiene un extractor de 80,000 cfm y extrae aire viciado desde el Nv -100 al Nv -250 hacia el Nv 415; CH 076 que tiene un extractor de 180,000 cfm y extrae aire viciado desde el Nv -250 y Nv -310 hacia el Nv 415; CH RB07 tiene dos extractores, uno de 80,000 cfm y otro de 70,000 cfm y extrae aire viciado desde el Nv -310 hacia el Nv 415.

TABLA 09: Requerimiento de Aire para una producción de 1200 tmd

a) Para el personal						
Cantidad mínima de aire x persona al nivel del mar		3 m3/min		106 CFM		
Altitud de la Unidad Minera		4200 msnm		(+)100 %		
Cantidad mínima de aire x persona		6 m3/min		212 CFM		
PERSONAL			CANT.	m3/min por persona	AIRE REQUERIDO	
					m3/min	CFM
CIA - Mina			36	6	216	7,628
CIA - Serv. Tecnicos			12	6	72	2,543
CIA - Mantenimiento			7	6	42	1,483
Translumasa			5	6	30	1,059
Resemin			3	6	18	636
Exsa			2	6	12	424
Gasmin			9	6	54	1,907
River Tours			2	6	12	424
TOTAL			76		456	16,103
b) Por consumo de madera						
(Art. 252 RSSO DS-023-2017-EM)						
Consumo de madera (%)		Factor de produccion (m3/min)				
< 20		0.00				
20 a 40		0.60				
41 a 70		1.00				
> 70		1.25				
Produccion TM (mensual)		Consumo madera (%)	Factor u		AIRE REQUERIDO	
					m3/min	CFM
33,000		0.15	0		0.00	0
c) Por temperatura en labores						
Velocidad minima (Art. 252 RSSO DS-023-2017-EM)						
Temperatura seca (°C)		Velocidad minima (m/min)				
< 24		0.00				
24 a 29		30.00				
Area labor promedio (m2)			Vm (m/min)	N	AIRE REQUERIDO	
					m3/min	CFM
24			0	0.00	0.00	0

d) Para los equipos diesel						
Equipo	Numero	Potencia (HP)	DM	%UTIL	AIRE REQUERIDO	
					m3/min	CFM
Camión Hino 300-816	1	150	0.95	0.5	213.75	7,548
Camión Mercedes Benz Accelo 915c	1	150	0.95	0.4	171.00	6,039
Jumbo Atlas Copco Boomer 281	1	70	0.95	0.2	39.90	1,409
Jumbo Atlas Copco Boomer S1D	2	78	0.95	0.2	88.92	3,140
Jumbo Atlas Copco Rocket Boomer	1	70	0.95	0.2	39.90	1,409
Jumbo Resemin RAPTOR 44	1	78	0.95	0.2	44.46	1,570
Jumbo Resemin TROIDON 66	1	150	0.95	0.2	85.50	3,019
Scoop Diesel Atlas Copco ST1030	1	260	0.95	0.7	518.70	18,317
Scoop Diesel Caterpillar R 1300-G	2	165	0.95	0.7	658.35	23,249
Scoop Diesel Caterpillar R 1600-G	1	268	0.95	0.7	534.66	18,881
Scoop Diesel Sandvik LH307	1	198	0.95	0.7	395.01	13,949
Volquete Scania P420CB6X4	3	420	0.95	0.8	2,872.80	101,450
Volquete Scania P460 B6X4	3	420	0.95	0.8	2,872.80	101,450
Camioneta Toyota Hilux	3	140	0.95	0.6	718.20	25,363
Jumbo Resemin Bolter 77	1	94	0.95	0.2	53.58	1,892
Equipos	24				9,308	328,686
Sub Total Requerimiento de aire para la mina					9,764	344,789
Requerimiento por fugas (+15%)					1,465	51,718
Total Requerimiento de aire para la mina					11,228	396,508
I. INGRESO DE AIRE FRESCO						
		Temperatura °C	Sección m ²	Velocidad m/min	Caudal m ³ /min CFM	
NV360 -Chimenea camino		6.1	1.0	69.4	69.40	2,451
NV300 -EV-00.02 (Ingreso aire de Ore pass Nv 360)		7.0	8.4	109.9	923.16	32,600
NV 240 -EV-01.04 (Ingreso aire de Ore pass Nv 360)		6.3	13.0	167.5	2,177.50	76,896
Nv. 300 - Bocamina		6.5	7.1	167.9	1,192.09	42,097
NV360 -Bocamina CH RB04		6.5	9.5	161.7	1,536.15	54,248
BOC.NV240		5.8	17.2	148.9	2,553.64	90,179
Nv. 0 - Bocamina		7.0	10.4	268.7	2,794.48	98,684
Total Ingresos					11,246.42	397,156

III. SALIDA DE AIRE VICIADO					
	Temperatura	Sección	Velocidad	Caudal	
	°C	m ²	m/min	m ³ /min	CFM
Nv. 415 RB7	14.7	7.55	436.70	3,297.09	116,433
Nv. 360 Bocamina Este (EV-S.02)	12.0	7.01	64.80	454.41	16,047
NV 240-CH4E	7.0	10.7	102.7	1,099.92	38,842
Nv. 415 Bocamina Cortada Este (EV-S.07)	12.5	9.22	64.00	589.82	20,829
Nv. 455 SubNivel tajo (EV-S.09)	14.0	1.82	47.90	87.18	3,079
Nv. 455 Bocamina (EV-S.08)	14.5	9.98	42.50	423.94	14,971
Nv. 455 Chimenea 076 Ventilador 180 KCFM	10.0	8.93	519.10	4,635.56	163,700
Nv. 455 Chimenea Waste Pass (EV-S.06)	12.5	8.37	68.30	571.67	20,188
Nv. 455 Chimenea 6W (EV-S.05)	12.0	2.56	64.60	165.38	5,840
Total Salidas				11,324.96	399,930
BALANCE DE AIRE 2018					
REQUERIMIENTO DE AIRE				396,508	CFM
INGRESO DE AIRE FRESCO				397,156	CFM
COBERTURA				100	%
DIFERENCIA				648	CFM

Fuente: Contonga Peru Sac

➤ Balance de Agua

Agua para el consumo minero

Contonga Perú SAC cuenta con una licencia de uso de agua de la laguna Contonga de 13,96 L/s (1206,14 m³/d) con fines industriales para las operaciones minero-metalúrgicas según R.A. N°013-2005-DR-AG-ANCASH/ATDRP/AT de la Dirección General Agraria de Ancash del 16 de febrero de 2005.

De dicho caudal autorizado, aproximadamente 3,92 L/s (338,69 m³/d) se destina a la operación de mina, mientras que los restantes 10,04 L/s (867,46 m³/d) se destina a la planta concentradora.

En el circuito de la planta concentradora y el depósito de relaves no hay vertido de efluentes (vertido cero); el agua recirculada al proceso de beneficio representa entre el 75 al 80%, reponiendo un porcentaje menor de agua fresca. De esta forma, el consumo total de agua fresca no superará lo aprobado en la Licencia de Uso de Agua.

Para la planta concentradora a 1200 TMD, el consumo de agua fresca mínima es de 115,78 m³/d, menor al agua retirada del proceso. El cuadro adjunto, muestra el balance de agua de la planta concentradora.

TABLA 10: Balance de agua-Planta concentradora a 1200 TMD

BALANCE DE AGUA		
DESCRIPCIÓN	AGUA	
	L/s	m ³ /d
Ingresos de agua a planta	33,00	2851,20
Agua añadida al molino de barras	2,50	216,00
Agua añadida después del molino de barras	28,69	2478,82
Agua añadida en la flotación de Zn	1,38	119,23
Agua añadida en la flotación de Pb-Cu	0,43	37,15
Agua retirada del proceso	8,53	736,99
Pérdidas por humedad de concentrados	1,30	112,32
Agua extraída en separación Pb-Cu	0,30	25,92
Agua retenida en relave	6,92	597,89

Agua fresca mínima	1,34	115,78
Agua recuperada + Agua fresca de Compensación	31,66	2735,42

FUENTE: Contonga Peru Sac

4.1.6. INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN MEDIANTE EL SUBLEVEL STOPING

➤ Descripción del proyecto - Ampliación a 2000 TMD

Para incrementar la producción a 2000 TPD, la U.E.A. Contonga requiere mejorar sus indicadores de productividad del método de explotación empleado, para el cual se ha considerado la migración a métodos de explotación de mayor volumen y bajo costo, desarrollar labores de profundización desde el NV (-)300 310 hacia el NV (-) 700; así mismo, la planta concentradora ampliará su capacidad instalada, con la modernización y el reemplazo de algunos equipos existentes y se harán de manera progresiva.

De igual manera, será necesaria la ampliación del depósito de relaves Tucush, la cual se realizará en dos etapas, hasta lograr el recrecimiento al nivel 4245 msnm. Se debe señalar también, que el recrecimiento superficial del depósito de relaves Tucush originará la inundación del campamento y, se realizará la modificación de la carretera interdistrital.

Bajo este concepto, se ha identificado y evaluado componentes, tal como se muestra en los cuadros del ANEXO 01.

El recrecimiento del depósito de relaves Tucush hasta el nivel 4245 msnm ocupará superficie del terreno donde actualmente se encuentran componentes existentes, y que serán posteriormente reubicados fotografía del relieve adjunto.

FIGURA 03: Componentes existentes que se modifican, nuevos y reubicados con la MEIA



FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

➤ Operaciones mineras

La U.E.A. Contonga está proyectando aumentar su producción a 2000 TMD. Para ello, se planea implementar los métodos de explotación Sublevel Open Stopping y Bench & Fill (taladros largos) adicionales al método actual empleado. La profundización de la mina se realizará con la continuación de la rampa principal (Rampa Norte) desde el Nv -310, que es el último nivel desarrollado, hasta el Nv -700.

➤ Reservas

Las reservas son de 09 años de vida a una producción de 2000 TMD. Las reservas probadas y probables se muestran a continuación:

TABLA 11: Reservas probadas y probables

Reserva	TM	Ag oz/t	%Cu	%Pb	%Zn	US \$/TM
Probado	1'039,070	1.31	1.00	0.40	3.22	77.07
Probable	5'643,958	1.68	0.56	0.81	2.88	68.02
Total general	6'683,028	1.62	0.63	0.75	2.93	69.42

FUENTE: Unidad Minera Contonga- Área Geología

➤ Método de Explotación

El programa de minado futuro de la U.E.A. Contonga tiene como objetivo desarrollar las labores horizontales y verticales sobre las estructuras mineralizadas, cubriendo las reservas y recursos de mineral desde el NV 455 al NV (-) 700 (profundización).

Para ello se considera en mejorar la productividad del minado bajo la migración del método de explotación actual Corte y Relleno ascendente a los métodos Sublevel Open Stoping y Bench & Fill (taladros largos), los cuales permitirán mejorar los indicadores de productividad en 67% permitiendo alcanzar una producción de 2000 tpd; cabe indicar que dichos métodos ofrecen una ventaja en términos de seguridad, menor costo unitario y mejor aprovechamiento de los activos.

Para el alcance a 2000 t/d se ha planificado un aumento progresivo de producción desde el año 01 al año 02, mediante la migración a los métodos de explotación de voladura masiva y continuar con el desarrollo de profundización de la mina al nivel -700, para los siguientes 05 años.

A continuación, se describe los métodos de explotación que permitirán alcanzar el ritmo de producción de 2000 t/d.

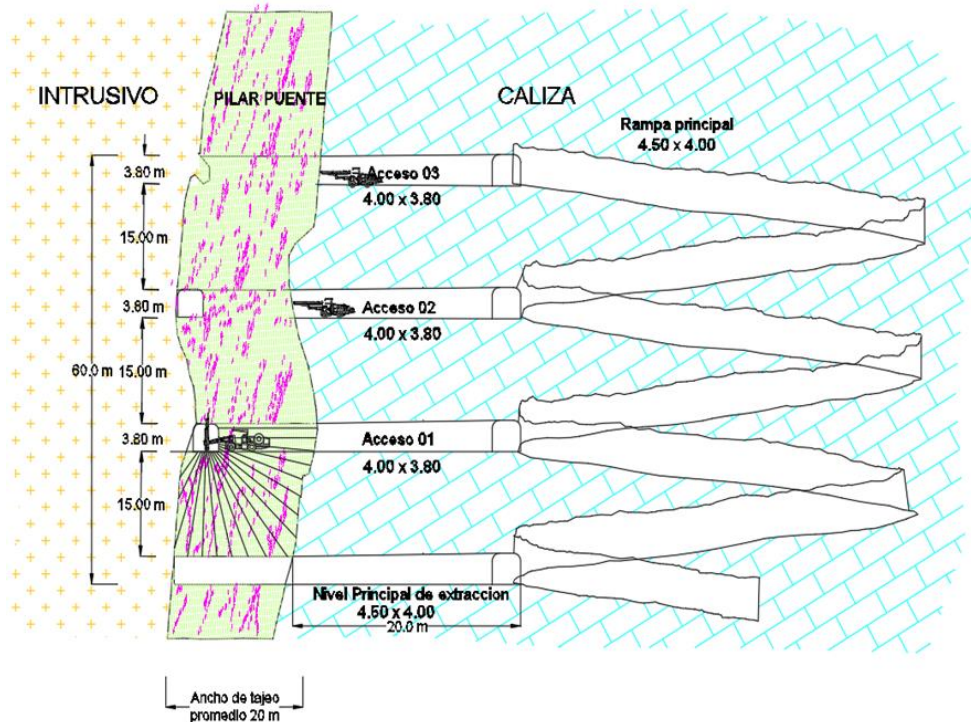
➤ **Método corte y relleno**

Se programará la continuidad de este método en zonas de recuperación de mineral que cuenten con calidad de roca tipo “mala” el cual conlleva en un alto consumo de elementos de sostenimiento y una mejor selectividad de minado.

➤ Método Sublevel open stoping

Este método está programado aplicarse en zonas con calidades de tipo de roca buena, permitiendo la NO exposición de personal en áreas de minado continuo. Las actividades que comprende el ciclo de minado consideran las etapas de perforación vertical o radial, voladura, limpieza y relleno.

FIGURA 04: Método de explotación Sub Level Open Stopping



FUENTE: Unidad Minera Contonga-Área Planeamiento

- **Perforación:** Se realiza con equipos electrohidráulicos de perforación larga, entre 8 m a 25 m, los cuales pueden ser

orientación vertical o radial de acuerdo a la geometría del área minable, con anchos entre 3,0 m a 30 m y buzamientos entre 70° a 90°. El proceso de perforación se inicia a partir de los subniveles superiores en forma negativa o positiva hacia el subnivel continuo en la vertical en filas acorde al espaciamiento y burden.

Además, se realizan taladros de contorno para evitar el debilitamiento del intrusivo con caliza que ocasionaría la dilución del tajeo.

La malla de perforación varía de 0,8 m x 0,8 m a 1,5 m x 1,5 m para obtener una granulometría de 8" a 12", esto de acuerdo a la calidad de roca. La longitud de perforación es de 8,0 m a 25 m utilizando barras de perforación acoplables de 1,2 m cada una y una broca de 62 mm. Para ello, el equipo requiere de una altura de perforación de 4,0 m y estar bajo un techo sostenido.

Voladura: antes de iniciar el carguío de taladros con el equipo Anfo Loader, se debe generar una cara libre o "slot" que sirva como salida de los disparos.

Para el carguío se debe de contar con explosivos y accesorios de voladura como anfo, mini booster, como iniciador, mecha ensamblada, cordón detonante y faneles de periodo corto.

- **Ventilación:** Una vez realizado la voladura se procede a la ventilación del área a través de mangas los cuales transportan volúmenes de aire accionado por ventiladores auxiliares instalados. Los gases son derivados hacia los ductos principales de extracción de aire viciado hacia superficie.
- **Limpieza y acarreo:** luego del disparo; una vez que la labor está ventilada, regada y desatada; el mineral roto es acarreado por un equipo LHD de 6 yd³ NO tripulado accionado con sistema de telemando, hasta un echadero de mineral o zona de carguío. Posteriormente, el material es cargado a volquetes hasta los echaderos principales.
- **Relleno:** De acuerdo a parámetros favorables de calidad de roca, se considera el relleno de labor al finalizar el minado del tajeo.

➤ **MÉTODO BENCH & FILL (TALADROS LARGOS)**

El ciclo de minado mecanizado considera las etapas de perforación vertical o radial, voladura, limpieza y relleno.

- **Perforación:** se realiza con equipos electrohidráulicos de perforación larga entre 8 m a 18 m, los cuales pueden ser de orientación vertical o radial de acuerdo a la geometría del

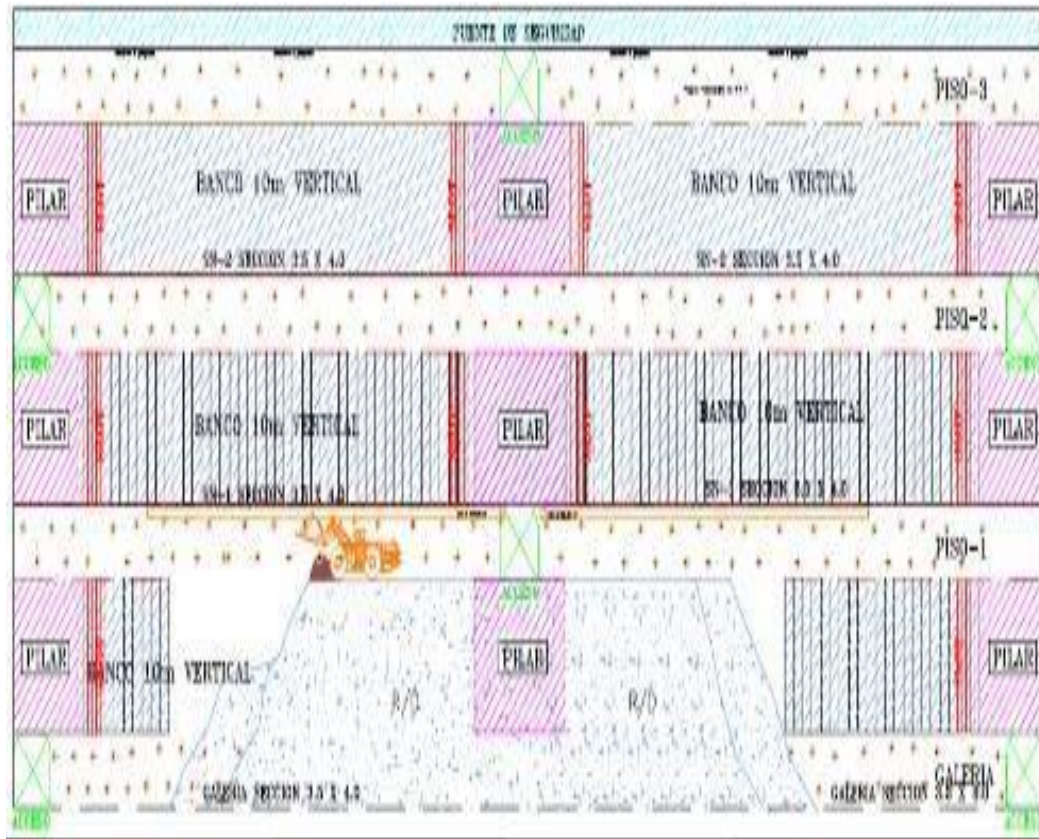
yacimiento, a su vez en anchos entre 1,5 m a 20 m y buzamientos entre 70° a 90°. El proceso de perforación se inicia a partir de los subniveles superiores en forma negativa o positiva hacia el sub continuo en la vertical, y en filas acorde al espaciamiento y burden. Además, se realizan taladros de contorno para evitar el debilitamiento del intrusivo con caliza que ocasionaría la dilución del tajeo.

La malla de perforación varía de 0,8 m x 0,8 m a 1,2 m x 1,2 m para obtener una granulometría de 8" a 12", esto de acuerdo a la calidad de roca. La longitud de perforación es de 8,0 m a 18 m utilizando barras de perforación acoplables de 1,2 m cada una y una broca de 62 mm. Para ello, el equipo requiere de una altura de perforación de 4,0 m y estar bajo un techo sostenido.

- **Voladura:** antes de iniciar el carguío de taladros, realizado con el equipo Anfo loader, se generará una cara libre o "slot" que sirva como salida de los disparos a ejecutar. Para el carguío se debe de contar con explosivos y accesorios de voladura como anfo, mini boosters como iniciador, mecha ensamblada, cordón detonante y faneles de periodo corto.

- **Ventilación:** Una vez realizado la voladura se procede a la ventilación del área a través de mangas los cuales transportan volúmenes de aire accionado por ventiladores auxiliares instalados en el área. Los gases son derivados hacia los ductos principales de extracción de aire viciado hacia superficie.
- **Limpieza y acarreo:** Luego del disparo; una vez que la labor está ventilada, regada y desatada; el mineral roto es acarreado por un equipo LHD de 6 yd³ NO tripulado accionado con sistema de telemando, hasta un echadero de mineral o zona de carguío. Posteriormente, el material es cargado a volquetes hasta los echaderos principales.
- **Relleno:** Culminado con las actividades de limpieza se procede al relleno con equipo LHD de 4 yd³ o 6 yd³ en “avanzada” desde el nivel superior, la frecuencia de relleno continua después de la limpieza de cada disparo, y se realiza con material “estéril” o también llamado “desmonte” proveniente de la excavación de labores de preparación y desarrollo primario.

FIGURA 05: Actividades unitarias método *Bench & Fill*



FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

➤ DISEÑO DE LOS TALADROS LARGOS Y MALLA DE PERFORACIÓN

1. Parámetros de Diseño

- ✓ Altura de Block: 42m
- ✓ Longitud de Block: 115m
- ✓ Ancho de Pilar de rumbo: 5m
- ✓ Alto de pilar de Buzamiento: 5m
- ✓ Altura de unidad de explotación: 37m
- ✓ Largo de unidad de explotación: 45m

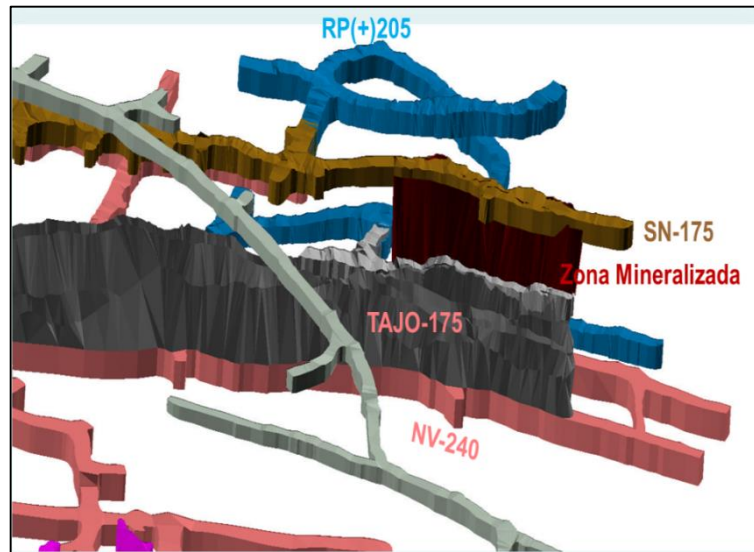
- ✓ Recuperación mineral: 81.2%
- ✓ Dilución mineral: 26.99%
- ✓ Tipo perforación: Paralela cuadrado
- ✓ Diámetro de broca de perforación: 64 mm
- ✓ Burden y espaciamento: 1.2 m x 1.0 m
- ✓ Desviación de taladros: 3.5%
- ✓ Longitud máxima taladros ascendentes: 7m
- ✓ Longitud máxima taladros descendentes: 8m
- ✓ Secciones por disparo: min 3 y Max 4
- ✓ Sección de Rampa: 3.5m x 3.5m
- ✓ Sección de subniveles: 3.5m x 3.5m

➤ **Malla de perforación**

- ✓ Para realizar la malla de perforación de taladros largos se necesita el modelamiento de labor en 3d.
- ✓ Realizar secciones transversales de la labor inferior como superior para la interpretación geológica por falta de modelo geológico.
- ✓ Modelamiento de estructura mineralizada.
- ✓ Realizar secciones transversales de la labor superior, inferior y la zona mineralizada tomando en consideración dureza de terreno.

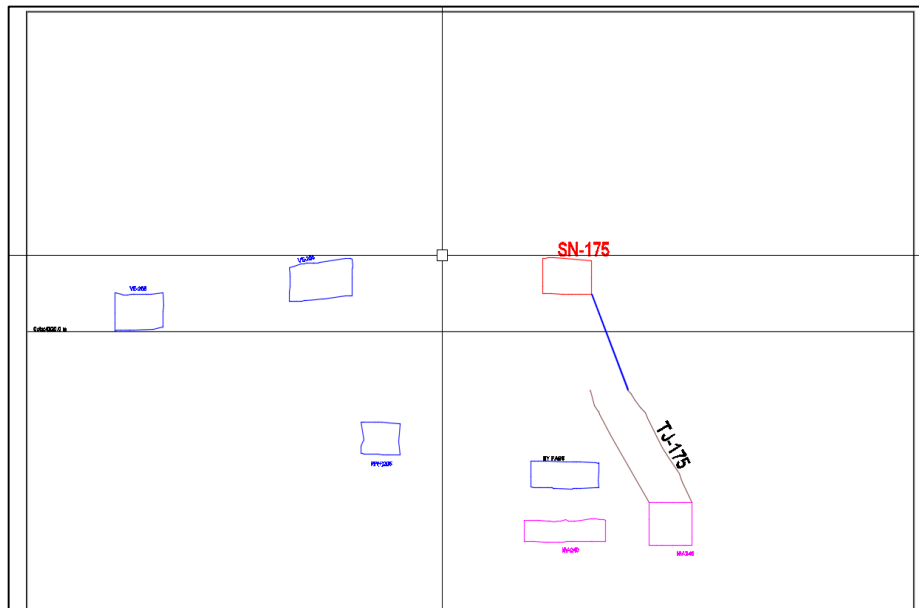
- ✓ Diseño de mallas de perforación espaciado de 1.20 m burdel 1.0 m taladros inclinados negativos de -64° , longitud de taladro 8.0 m.

FIGURA 06: Modelamiento de Labores en 3D



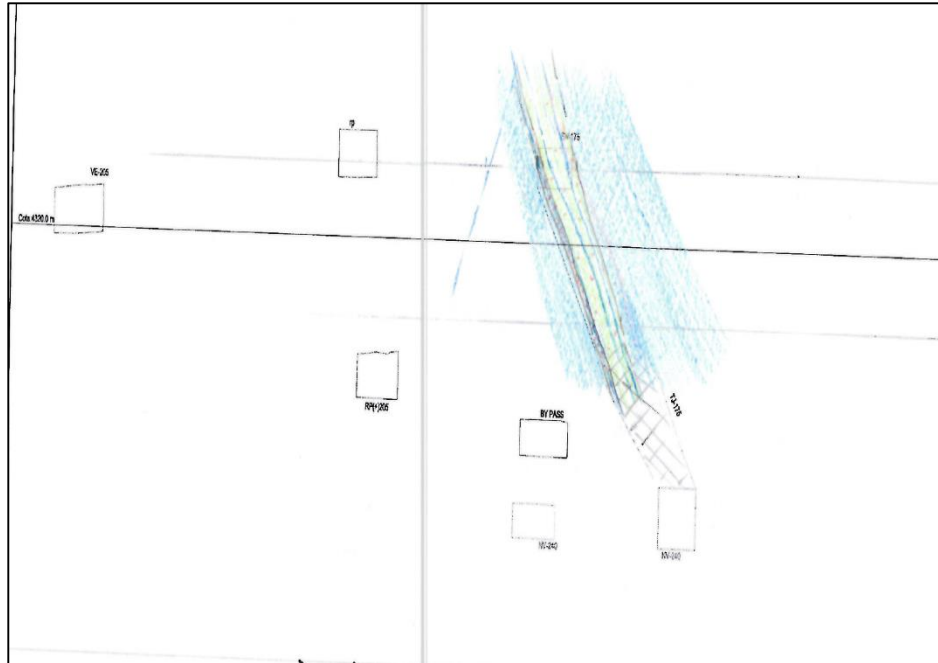
FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

FIGURA 07: Secciones Transversales para Interpretación Geológica



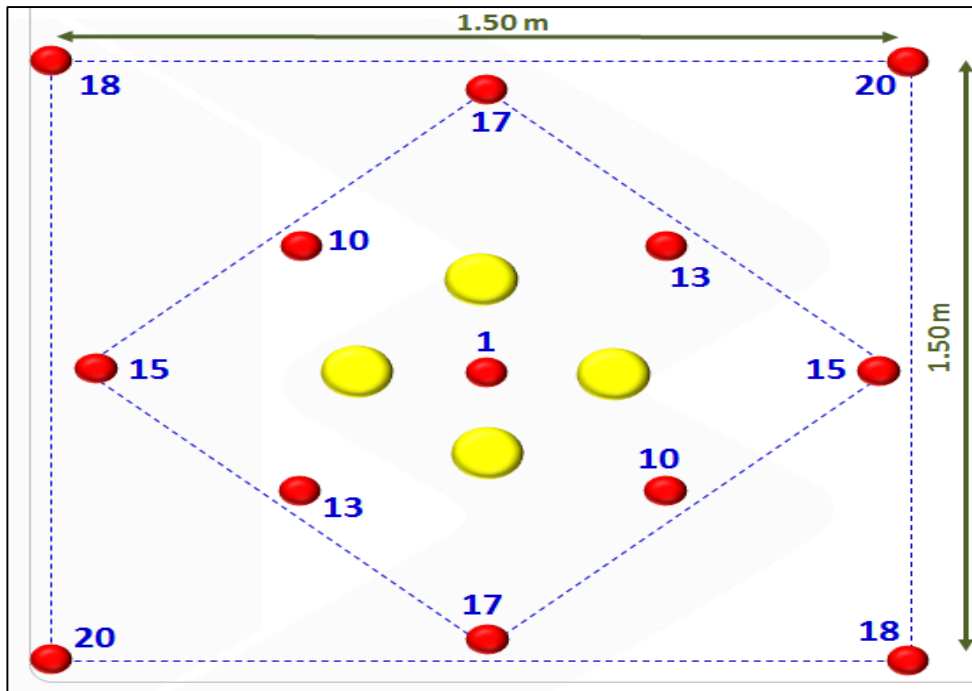
FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

FIGURA 08: Interpretación Geológica para Modelamiento de Estructuras Mineralizadas



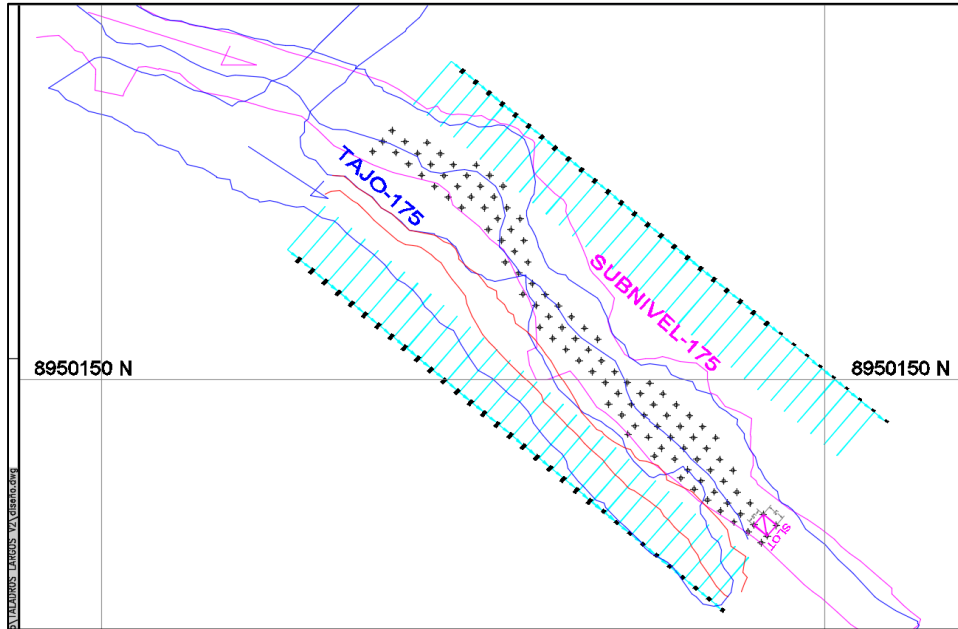
FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Geología

FIGURA 09: Diseño del Slot



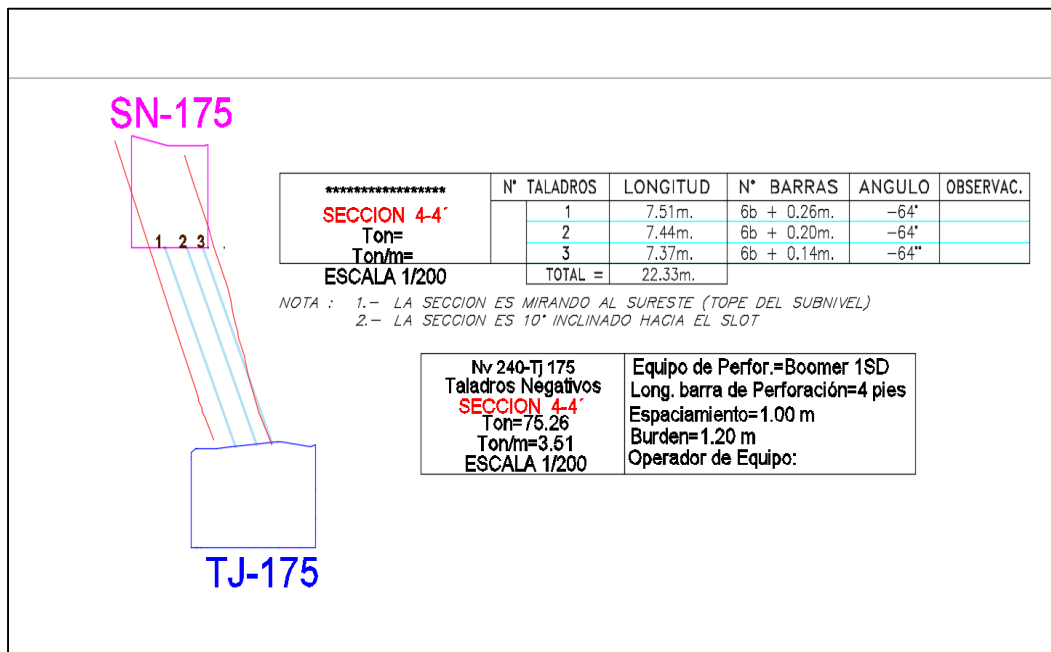
FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

FIGURA 10: Diseño de la Malla de Perforación en Planta



FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

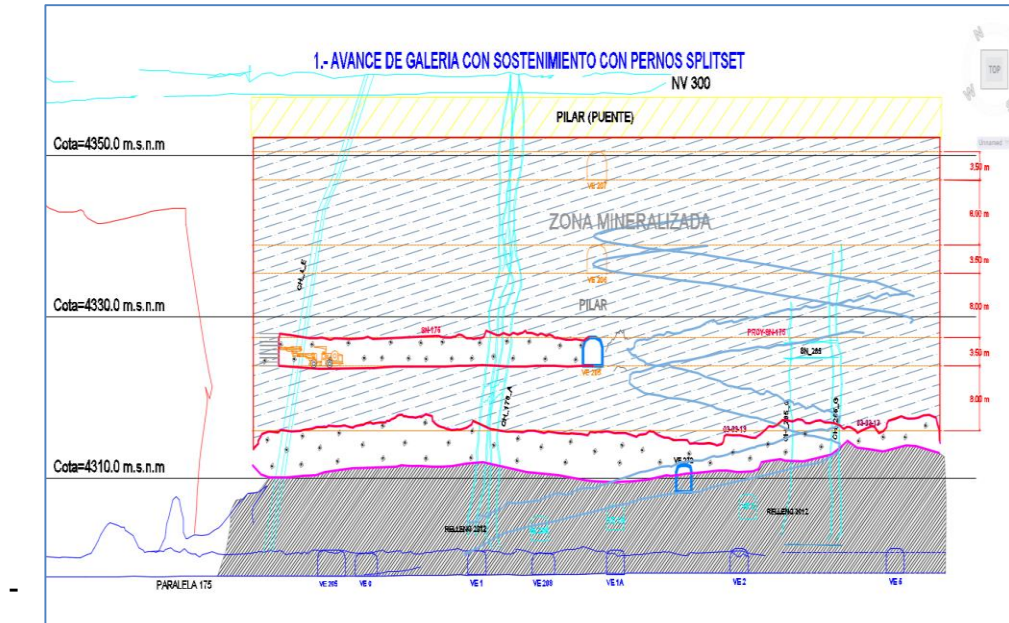
FIGURA 11: Diseño de la malla de perforación en Perfil



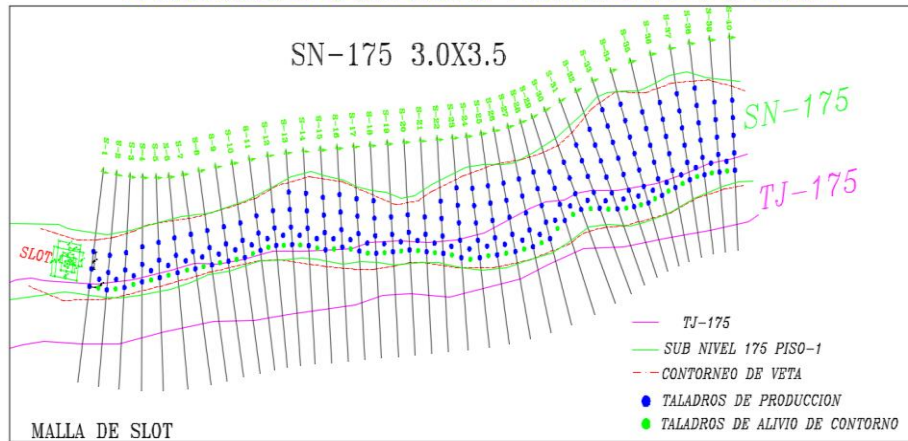
FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

FIGURA 12: Control de la Secuencia de Minado

- Labor sobre estructura Mineralizada de 3.50 x 3.50 con sostenimiento de malla y pernos Split Set.



2.-MARCADO DE CONTORNEO Y MALLA DE PERFORACION



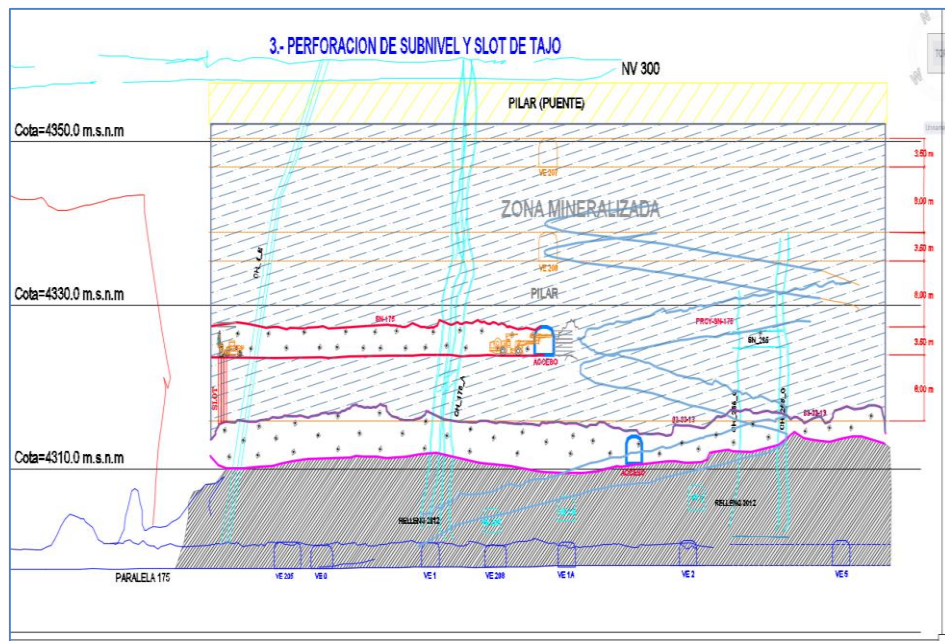
Marcado del contorno y Malla de Perforación

Culminado la preparación de los subniveles tanto superior como inferior se procede realizar el marcado del de los taladros

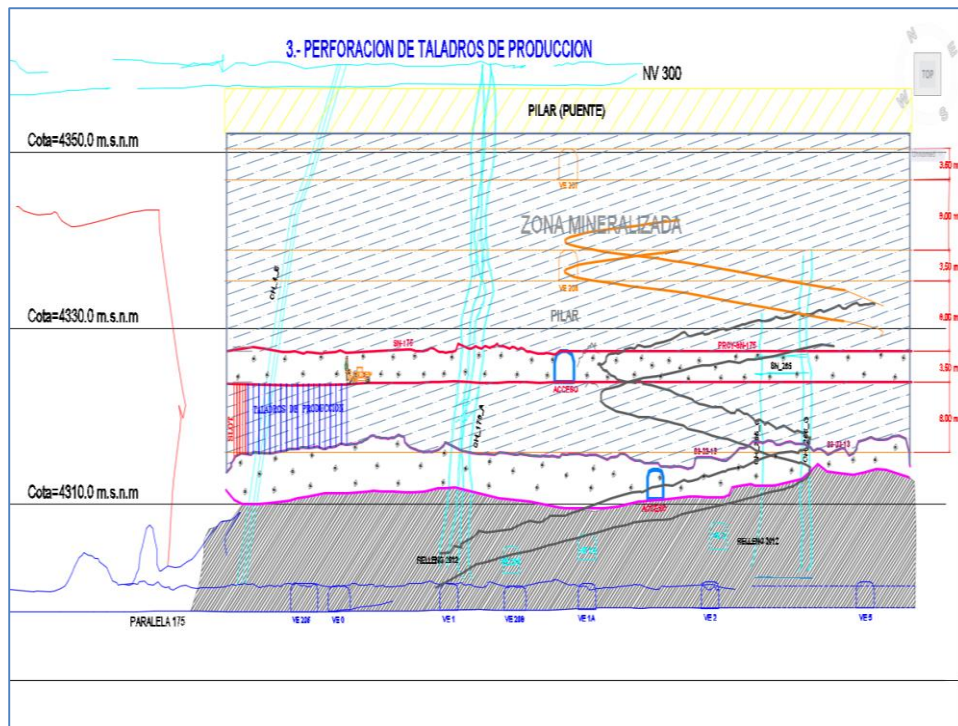
tomando en consideración los parámetros de diseño burden, espaciamiento y eje de las filas.

- Perforación del Slot y filas

Culminado el marcado del slot y los taladros de producción por parte del area de ingenieria se procede realizar la perforación de la cara libre y los taladros de producción.

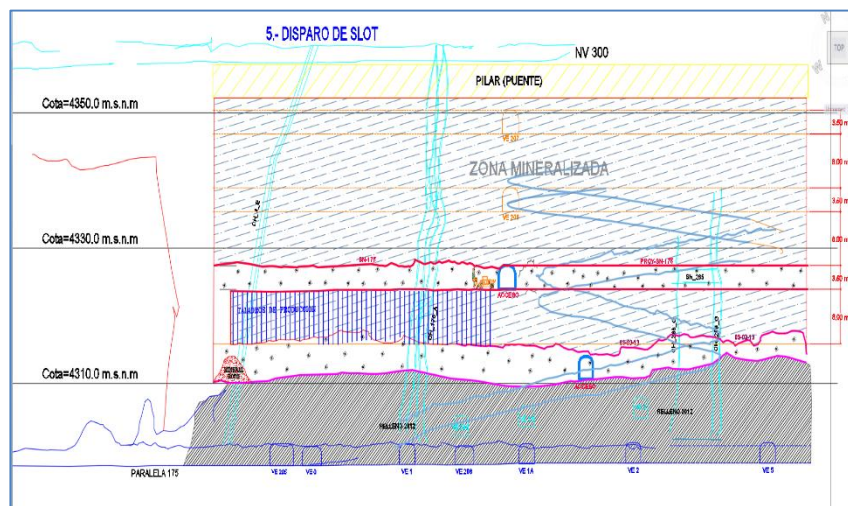


Se continua realizando la perforacion de los taladros de producción de acuerdo el diseño de la malla de perforación.

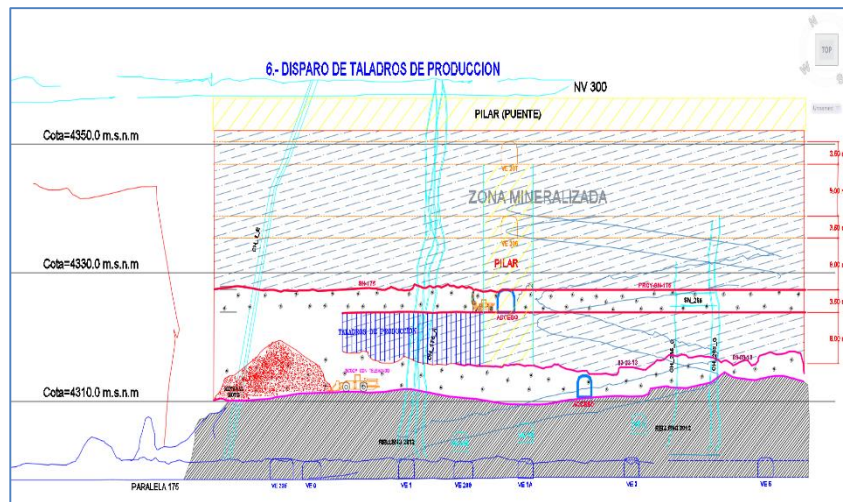


- VOLADURA DE LA CARA LIBRE (SLOT)

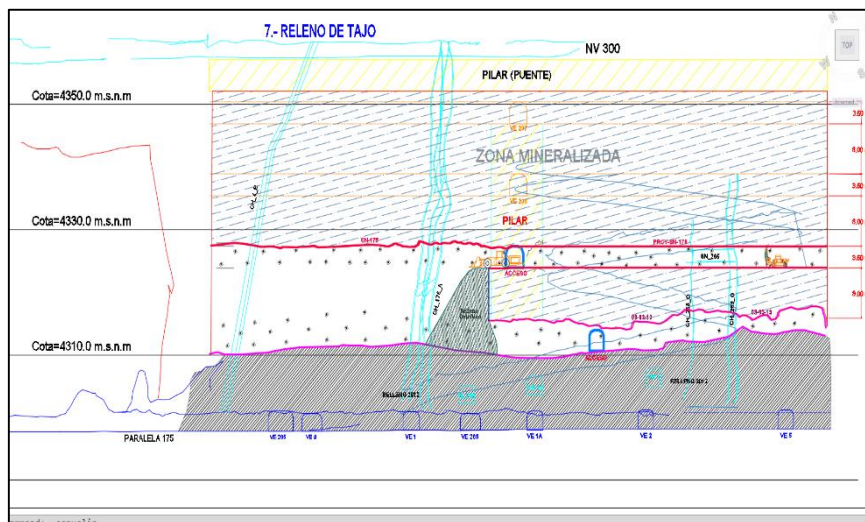
Culminado la perforación de los taladros de producción se realiza el disparo para crear la cara libre del tajo de acuerdo al diseño.



Una vez creado la cara libre del tajo se procede realizar los disparos en secciones de 3.0 m. a 4.0 m como maximo hasta alcanzar los 20.0 m de longitud para poder iniciar el relleno de acuerdo la recomendación geomecanica.



- RELLENO DEL TAJO



FUENTE: Unidad Minera Contonga - Area Planeamiento

4.1.7. PLAN DE MINADO PARA 2000 TMD

La UM Contonga cuenta con un yacimiento tipo Skarn cuya geometría es del tipo cicular producto del afloramiento de un intrusivo que atraviesa las rocas calizas, producto de ello se presenta un aro mineralizado el cual se encuentra en la intersección de estos eventos.

El yacimiento mineral está distribuido verticalmente en dos zonas denominadas Alta y Baja, cuyo punto de separación se encuentra definida por el nivel 0. Actualmente la mina cuenta con mineral de reservas a lo largo de toda la verticalidad del yacimiento las cuales están compuestas por labores de profundización, áreas de recuperación y nuevas áreas accesibles estas últimas no fueron accesadas por falta de mecanización en las actividades de desatado, sostenimiento.

Zona Alta

Esta zona está compuesta principalmente por áreas de recuperación y acceso a zonas de baja calidad de maciso rocoso, requieren alta mecanización en sostenimiento y desatado con fines de resguardar la seguridad del personal.

Zona Baja

Al igual que la zona alta, se tiene áreas de recuperación de mineral entre los niveles 0 al -310 y la continuación del desarrollo y

preparación de niveles inferiores (profundización) que permitirán el reemplazo de tajeos que van culminando su vida útil.

Las labores de profundización comprenden la preparación de niveles cada 100 metros en la vertical hasta el nivel -700, el cual está distribuido acorde al inventario de reservas minerales.

Como plan minado en la zona baja se considera una preparación de 02 niveles debajo del último nivel de producción esto permite un ordenamiento en el secuenciamiento de minado, seguridad del personal y realización de actividades de delineamiento a lo largo del anillo mineralizado.

La UM Contonga está proyectando aumentar la producción de forma progresiva tal como se detallan a continuación:

Las labores de desarrollo serán realizadas tanto en la zona de operación como en la profundización, en la zona de operación para proporcionar infraestructura adecuada y completar la preparación de las zonas aún no minadas y en la profundización para proporcionar la infraestructura para la futura preparación y explotación.

La colocación de mallas electrosoldadas será aplicada de acuerdo al tipo de terreno de acuerdo a la zonificación geomecánica y la tabla GSI e Contonga, otros elementos de

sostenimiento como cimbras o shotcrete podrán ejecutarse de manera puntual y de acuerdo a la evaluación geomecánica,

Las labores que se ejecutarán por zona y de acuerdo a sus secciones se listan a continuación y el cuadro adjunto:

Zona alta:

Rampas, bypasses y accesos: serán de 3.5 m x 3.5 m

Subniveles y galerías: serán de 2.8m x 2.8 m a 3.5 m x 3.5 m de pendiente de la potencia de la estructura mineralizada

Zona baja:

Rampas, bypasses y accesos: serán de 4 m x 3.5 m

Rampa principal de profundización: será de 4.5 m x 4.0 m

Subniveles y galerías: serán de 3.5 m x 3.5 m a 4.0 m x 3.5 dependiendo de la potencia de la estructura mineralizada.

TABLA 12: Programa de producción proyectado

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN CONTONGA					
	Año 01	Año 02	Año 03	Año 04	Año 05
Producción (TM)	477 000	706 000	706 000	706 000	706 000
Ley oz Ag/TM	1,29	1,16	1,04	1,01	0,99
Ley: % Cu	1,13	1,16	1,2	1,24	1,26
Ley: % Pb	0,37	0,31	0,25	0,2	0,14
Ley: % Zn	3,57	3,48	3,4	3,32	3,3
V.M. US\$/TM	114,2	112,16	110,06	109,51	108,91

FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

El primer año el stock Contonga aportará la mayor parte de la producción, principalmente en la zona baja, la zona baja del stock junto con las estructuras permitirán alcanzar las 2,000 t/día en el último trimestre, la rampa principal aún no profundizará hacia el Nv -400; en el segundo año la producción será a 2,000 t/día durante todos los meses, la producción provendrá también del stock Contonga y estructuras, se retoma la profundización de la rampa hasta el Nv -400 y se inicia la explotación debajo del Nv -400, los siguientes años continuarán en producción el stock Contonga, en las zonas alta y baja, y las estructuras, variando principalmente la zona de profundización; en el tercer año incrementa el aporte del Nv -400 y se profundiza la rampa principal hasta el Nv -500, el cuarto año se inicia la producción del -500 y se culmina la explotación del Nv -400, la profundización llega al Nv -600 y el quinto año la explotación llega al Nv. **-500 y la profundización al Nv. -700.**

TABLA 13: Distribución de la producción por zona y niveles del mineral proveniente del stock Contonga y de las estructuras mantiformes.

Zona	Nivel	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
ALTA	455 Stock					
	Estructuras				41,100	52,200
	415 Stock					24,900
	Estructuras					23,400
	360 Stock					24,400
	Estructuras				81,400	
	300 Stock				62,900	
	Estructuras		168,200	118,200		
	240 Stock			105,900		
	Estructuras	27,400		57,400		
	200 Stock	23,600	63,600			
	Estructuras	51,500				
150 Stock					60,400	
Estructuras	22,000	62,000			-	
100 Stock					20,000	
Estructuras					30,000	
50 Stock	56,000				56,500	
Estructuras						
0 Stock				98,100		
Estructuras						
Total ALTA		180,500	293,800	281,500	283,500	291,800
BAJA	-50 Stock					66,569
	Estructuras					
	-100 Stock	97,800				
	Estructuras					
	-150 Stock		50,500			20,000
	Estructuras					
	-200 Stock		44,000	104,000		
	Estructuras					
	-250 Stock	99,400	157,900			
	Estructuras					
	-310 Stock	99,300	99,200	99,400		
Estructuras						
-400 Stock		60,600	221,100	221,200		
Estructuras						
-500 Stock				201,300	327,631	
Estructuras						
-600 Stock						
Estructuras						
-700 Stock						
Estructuras						
Total BAJA		296,500	412,200	424,500	422,500	414,200
Grand Total		477,000	706,000	706,000	706,000	706,000

Fuente: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

El programa de preparación y desarrollo tiende a incrementarse con el objetivo de alcanzar el nuevo ritmo de producción y sostener esta en el tiempo.

El avance de exploración y desarrollo tiene como objetivo desarrollar las labores horizontales y verticales (galerías, cruceros y chimeneas) sobre estructuras mineralizadas para ubicar las reservas de mineral.

Se continuará principalmente la profundización de la mina hacia el NV (-)700 a través de la continuación de la rampa norte y, en menor proporción, de la delineación de las estructuras mantiformes del stock mineralizado.

TABLA 14: Programa de avances proyectado

PROGRAMA DE AVANCES CONTONGA						
	Unidad	Año 01	Año 02	Año 03	Año 04	Año 05
Avance total	TM	9119	10 311	10 116	10 311	10 311
Exploración		1756	2031	1836	2031	2031
Desarrollo		4480	5973	5973	5973	5973
Preparación		2884	2307	2307	2307	2307

FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

TABLA 15: Avance total por zona y estructuras

Estructuras	Estructuras	Año1	Año2	Año3	Año4	Año5
Zona Alta	Estructuras B,C,C1	3,761	4,369	5,172	5,708	3,812
	Stock	760	1,192	1,671	2,477	3,214
Total Zona Alta		4,521	5,561	6,843	8,185	7,027
Zona Baja	Stock	4,598	4,750	3,273	2,126	3,284
Total Zona Baja		4,598	4,750	3,273	2,126	3,284
Total General		9,119	10,311	10,116	10,311	10,311

FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

El detalle del plan de avances por zona, estructura y tipo de labor se detalla en las siguientes tablas adjuntas:

TABLA 16: Detalle de avances en Estructuras por Nivel y Tipo

Estructuras	Nivel	Tipo	Año1	Año2	Año3	Año4	Año5	
Estructuras B,C,C1	455					2,552		
		Acceso				329		
		Cámara				120		
		Chimenea				247		
		Rampa				494		
		Galería				1,362		
		415					3,144	
		Acceso					406	
		Cámara					148	
		Chimenea					304	
		Rampa					609	
		Galería					1,678	
		360					3,156	
		Acceso					407	
		Cámara					148	
		Chimenea					305	
		Rampa					611	
		Galería					1,684	
		300			3,576	4,106		
		Acceso			461	530		
		Cámara			168	193		
		Chimenea			346	397		
		Rampa			692	795		
		Sub Nivel			1,908	2,191		
		240		1,636			557	
		Acceso		211			72	
		Cámara		77			26	
	Chimenea		158			54		
	Rampa		317			108		
	Sub Nivel		873			297		
	200		1,497			509		
	Acceso		193			66		
	Cámara		70			24		
	Chimenea		145			49		
	Rampa		290			99		
	Sub Nivel		799			272		
	150		627	794				
	Acceso		81	102				
	Cámara		29	37				
	Chimenea		61	77				
	Rampa		121	154				
	Sub Nivel		335	424				
	100						668	
	Acceso						86	
	Cámara						31	
	Chimenea						65	
	Rampa						129	
	Galería						357	
Total Estructuras			3,761	4,369	5,172	5,708	3,812	

Fuente: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

TABLA 17: Detalle de avances en Stock Contonga – Zona Alta por niveles y por tipo

Estructuras	Nivel	Tipo	Año1	Año2	Año3	Año4	Año5
Stock - Zona Alta	415						240
		Acceso					81
		By Pass					14
		Cámara					12
		Chimenea					7
		Rampa					13
		Sub Nivel					114
		360					239
		Acceso					81
		By Pass					14
		Cámara					12
		Chimenea					7
		Rampa					13
		Sub Nivel					113
		300			982	714	
		Acceso			331	241	
		By Pass			57	42	
		Cámara			48	35	
		Chimenea			28	20	
		Rampa			55	40	
		Sub Nivel			464	338	
		240			600	689	
		Acceso			202	232	
		By Pass			35	40	
		Cámara			29	33	
		Chimenea			17	19	
		Rampa			33	38	
	Sub Nivel			284	326		
	200		468	592			
	Acceso		158	199			
	By Pass		27	35			
	Cámara		23	29			
	Chimenea		13	17			
	Rampa		26	33			
	Sub Nivel		221	280			
	150					579	
	Acceso					195	
	By Pass					34	
	Cámara					28	
	Chimenea					16	
	Rampa					32	
	Sub Nivel					274	
	100					1,266	
	Acceso					426	
	By Pass					74	
	Cámara					61	
	Chimenea					36	
	Rampa					70	
	Sub Nivel					598	
	50		292			890	
	Acceso		98			300	
	By Pass		17			52	
	Cámara		14			43	
	Chimenea		8			25	
	Rampa		16			49	
	Sub Nivel		138			420	
	0					1,763	
	Acceso					594	
	By Pass					103	
	Cámara					86	
	Chimenea					50	
	Rampa					98	
	Sub Nivel					833	
Total Stock - Zona Alta			760	1,192	1,671	2,477	3,214

FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

TABLA 18: Detalle de avances en Stock Contonga – Zona Baja por Nivel y Tipo

Estructuras	Nivel	Tipo	Año1	Año2	Año3	Año4	Año5	
Stock - Zona Baja	-50						445	
		Acceso					150	
		By Pass					26	
		Cámara					22	
		Chimenea					13	
		Rampa					25	
		Sub Nivel					211	
		-100		1,707				
			Acceso	575				
			By Pass	100				
			Cámara	83				
			Chimenea	48				
			Rampa	95				
			Sub Nivel	807				
		-150						791
			Acceso					266
			By Pass					46
			Cámara					38
			Chimenea					22
			Rampa					44
			Sub Nivel					374
		-200			500	575		
			Acceso		169	194		
			By Pass		29	34		
			Cámara		24	28		
			Chimenea		14	16		
			Rampa		28	32		
		Sub Nivel		236	272			
	-250		1,492	1,920				
		Acceso	451	604				
		By Pass	92	116				
		Cámara	76	96				
		Chimenea	44	56				
		Rampa	87	110				
		Sub Nivel	742	938				
	-310		1,400	1,177	925			
		Acceso	472	396	277			
		By Pass	159	134	111			
		Cámara	68	57	47			
		Chimenea	39	33	27			
		Sub Nivel	661	556	462			
	-400			1,152	662	304		
		Acceso		288	223	103		
		By Pass		67	75	35		
		Cámara		56	32	15		
		Chimenea		32	19	9		
		Rampa		464				
		Sub Nivel		245	313	144		
	-500				1,112	1,148	1,295	
		Acceso				387	436	
		By Pass			65	67	148	
		Cámara			54	56	63	
		Chimenea			31	32	36	
		Rampa			735	64		
		Sub Nivel			227	543	612	
	-600					674		
		By Pass				39		
		Cámara				33		
		Chimenea				19		
		Rampa				583		
	-700						753	
		By Pass					44	
		Cámara					37	
		Chimenea					21	
		Rampa					651	
Total Stock - Zona Baja			4,598	4,750	3,273	2,126	3,284	
Total Stock			5,358	5,942	4,944	4,603	6,499	
Total General			9,119	10,311	10,116	10,311	10,311	

FUENTE: Unidad Minera Contonga – Área planeamiento

➤ CARGA Y ACARREO

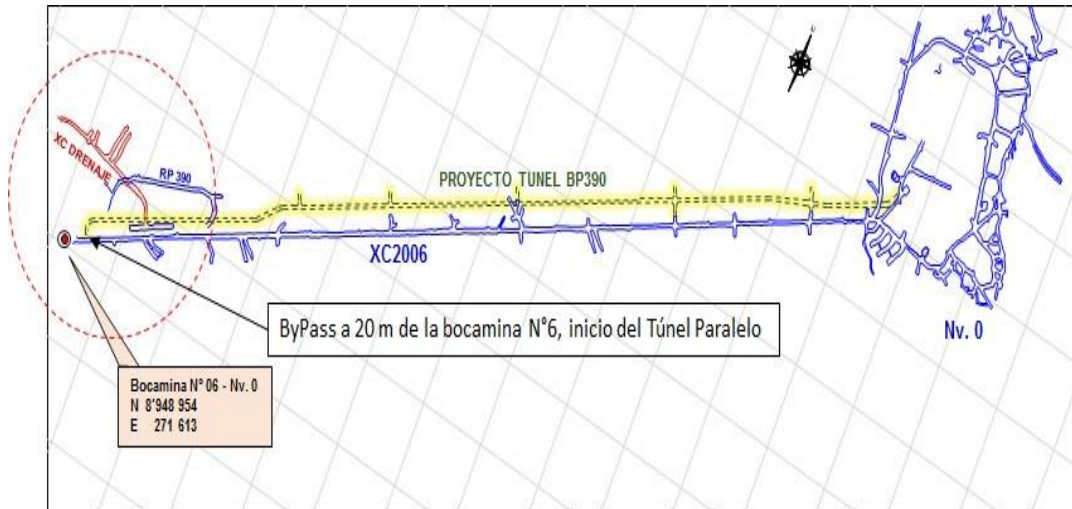
La extracción actual de mineral es realizada a través del crucero 2006 ubicado en el NV. 0, transportado a través de locomotora a trolley y carros mineros.

A la salida de la locomotora a superficie el mineral es vaciado hacia la zona denominada bajo riel, luego es cargado a volquetes y llevado a la cancha de tolva de gruesos.

Se habilitará el bypass 390, cuyo objetivo es concentrar los recursos desde el NV 0 por la rampa norte y minimizar los tiempos en transporte, ingreso de personal, ingreso del explosivo, contingencia en caso no se pueda evacuar el mineral de la mina hacia la planta o se interrumpa el acceso al NV 240.

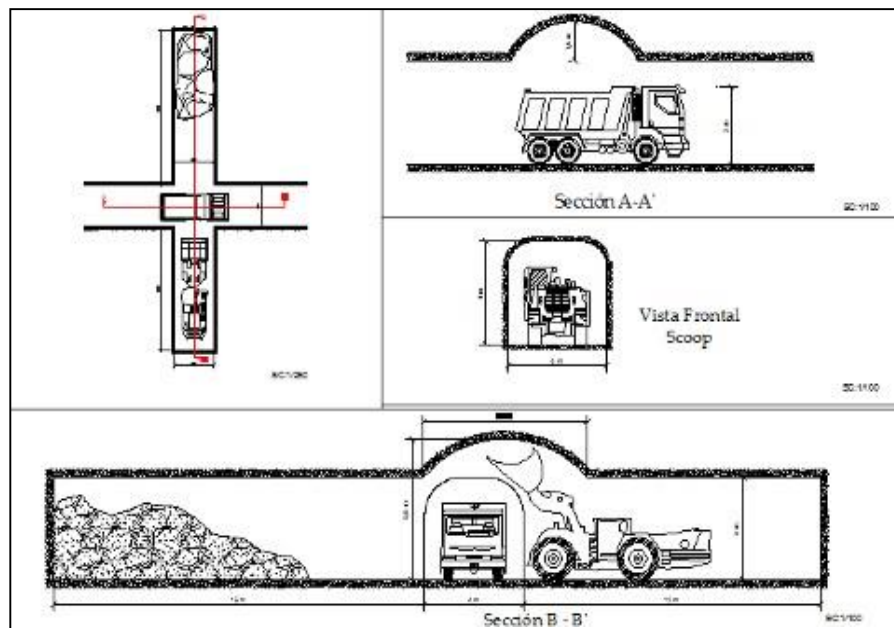
Con el túnel paralelo se integrará el stock de Contonga y Taully. Con la ejecución del proyecto del túnel paralelo al crucero 2006 (BP 390) se prolongará la rampa de acceso rampa 390 (bocamina existente en el NV 0) y se generará un desnivel al crucero 2006 en el que se instalarán tolvas electrohidráulicas, con ello el mineral se echará a las tolvas y se cargará directamente a los volquetes para ser llevado a la cancha de tolva de gruesos. El proyecto también contempla la construcción de un by pass a 20 metros de la bocamina que coincide con el inicio del túnel paralelo como se muestra en la siguiente figura

Figura 13: Proyecto Túnel – By pass 390



Fuente: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

Figura 14: Proceso de Carga y Acarreo



Fuente: Unidad Minera Contonga – Área Planeamiento

➤ **DESAGUE Y DRENAJE DE LABORES SUBTERRANEAS**

El sistema de drenaje se puede dividir en dos subsistemas como se muestran a continuación:

A. Sistema de drenaje superior:

- Nivel 360, cortada NW:
- Nivel 360, sector este:
- Nivel 240, cortada principal:
- Nivel 240, pozas de sedimentación.
- Nivel 200, pozas de sedimentación.
- Nivel 175, pozas de captación de agua:
- Nivel 100, pozas de captación de agua:

B. Sistema de drenaje inferior:

- Nivel (-) 200:
- Nivel (-) 150:
- Nivel (-) 100:

Finalmente, toda el agua, tanto de los niveles superiores e inferiores al NV 0, se juntan en el NV 0 para salir por la bocamina de este nivel.

➤ **Necesidad de aire de ventilación:**

Necesidades reales del aire de ventilación para el proyecto de incrementar la producción de 1200 TMD a 2000TMD.

FIGURA 15: Requerimiento de ingreso de aire fresco para 2000 tmd

II. NECESIDAD DE AIRE FRESCO

1) Para el personal

Cantidad mínima de aire x persona al nivel del mar	3 m ³ /min	106 CFM
Altitud de la Unidad Minera	4200 msnm	(+)100 %
Cantidad mínima de aire x persona	6 m ³ /min	212 CFM

PERSONAL	CANT.	m ³ /min por persona	AIRE REQUERIDO	
			m ³ /min	CFM
GERENCIA DE SEG. SALUD OCUP. Y MEDIO AMBIENTE	2	6.00	10.00	353
GERENCIA DE EXPLORACIONES (CAPEX)	3	6.00	16.00	565
MINA	68	6.00	406.67	14,361
GERENCIA DE SERVICIOS TECNICOS	11	6.00	68.00	2,401
GERENCIA DE SERVICIOS TECNICOS (CAPEX)	4	6.00	22.00	777
GERENCIA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL	2	6.00	14.00	494
MANTENIMIENTO MINA	24	6.00	143.33	5,062
COORP. RIOS	3	6.00	16.00	565
BRADLEY MDH	7	6.00	42.00	1,483
RESEFER	4	6.00	26.67	942
TRANSLUMASA	4	6.00	24.00	848
GALAXIA (CAPEX)	5	6.00	28.00	989
MAQUICEN	8	6.00	46.67	1,648
TUNELEROS	56	6.00	333.33	11,771
TOTAL	199		1196.67	42,259

2) Para los equipos diesel

Caudal por hp en equipo diesel = 3 m³/min/hp

Equipo	Numero	Potencia (HP)	fs	AIRE REQUERIDO	
				m ³ /min	CFM
Scoop R1300G - CAT	4	165	0.9	1683.00	59,433
Scoop R1600G - CAT	4	268	0.9	2733.60	96,534
Scoop ST710	0	200	0.9	0.00	0
Scooptram ST 2G - WAGNER	2	138	0.8	621.00	21,930
Jumbo S1D - Atlas Copco	3	78	0.3	210.06	7,418
Jumbo 281 - Atlas Copco	4	70	0.3	252.00	8,899
Jumbo Empenador	3	55	0.3	149.05	5,264
Camioneta - Toyota	4	100	0.7	780.00	27,545
Volquete - Scania	9	360	0.8	7776.00	274,602
Rock Lift 420	1	96	0.7	201.60	7,119
Camión Canter	2	120	0.5	360.00	12,713
Total				14,766.31	521,457

TOTAL REQUERIMIENTO	15,962.98	563,717
----------------------------	------------------	----------------

BALANCE DE AIRE MEIA 2000TN	
REQUERIMIENTO DE AIRE	563,717 CFM
INGRESO DE AIRE FRESCO	581,059 CFM
COBERTURA	103 %
DIFERENCIA	17,343 CFM

Fuente: Unidad Minera Contonga – Área Ventilación

FIGURA 16: Puntos de salida de aire viciado para 2000 tmd

III. SALIDA DE AIRE VICIADO

		Temperatura °C	Sección m ²	Velocidad m/min	Caudal	
					m ³ /min	CFM
Nv. 415 RB07	EV-S.01	18.5	9.00	566.35	5,097.13	180,000
Nv. 360 Bocamina Este	EV-S.02	12.0	7.01	277.29	1,944.47	68,667
Nv. 415 Bocamina Cortada Este	EV-S.07	12.5	9.22	103.80	956.62	33,782
Nv. 455 Sub Nivel bajo	EV-S.09	14.0	1.82	151.50	275.73	9,737
Nv. 455 Bocamina	EV-S.08	14.5	9.98	104.57	1,043.10	36,836
Nv. 415 Chimenea 076 Ventilador 180 KCFM	EV-S.04	10.0	5.76	876.32	5,047.60	178,251
Nv. 455 Chimenea Waste Pass	EV-S.06	12.5	8.37	183.43	1,535.30	54,217
Nv. 455 Chimenea 6W	EV-S.05	12.0	2.56	96.86	247.95	8,756
Total Salidas					16,147.90	570,247

BALANCE GENERAL MINA CONTONGA - MEIA 2000TN

I. INGRESO DE AIRE FRESCO

	Temperatura °C	Sección m ²	Velocidad m/min	Caudal	
				m ³ /min	CFM
Nv. 455 - CH 4E	6.1	3.2	96.3	312.01	11,018
Nv. 300 - Paralela	6.5	8.0	138.0	1097.10	38,743
Nv. 360 -PROY.CHIMENEA RB002 NV00 al 360	6.0	9.0	388.0	3492.00	123,316
NV 360 - Chimenea	6.3	10.9	365.3	3962.97	139,948
NV 360 - RB 04	7.0	3.46	485.0	1678.24	59,265
Nv. 360 - Chimenea camino	6.0	2.2	116.8	257.00	9,076
Nv. 240 - Bocamina	5.8	17.2	162.1	2780.44	98,189
Nv. 0 - Bocamina	7.0	10.1	286.0	2874.30	101,503
Total Ingresos				16,454.07	581,059

➤ **RECUPERACIÓN DEL MINERAL PLANTA CONCENTRADORA.**

- Operaciones metalúrgicas de la planta concentradora a 2000 TMD:

La U.E.A. Contonga tiene proyectada la ampliación de la capacidad de su planta concentradora, para lo cual de manera progresiva modernizará algunos de sus equipos, con el objetivo aumentar la capacidad instalada de procesamiento total a 2000 TMD, para la producción de concentrados de cobre, plomo y zinc.

La ampliación a 2000 TMD producirá concentrados que se muestra a continuación:

TABLA 19: Producción de concentrados para 2000 tmd

Concentrado	Producción (t/d)	Producción para diseño* (t/d)	Ley de Cu (%)	Ley de Pb (%)	Ley de Zn (%)
Cu	65,89	79,06	26,30	3,20	6,95
Pb	23,63	28,36	4,43	65,00	2,79
Zn	133,00	159,60	1,60	0,54	50,00

Fuente: Unidad Minera Contonga – Área planeamiento

El arreglo de la ampliación de la planta a 2000 TMD se detalla en el plano los diagramas adjuntos mientras que el diagrama de flujo de la planta concentradora se detalla en el plano en los planos subsiguientes. Ambos documentos se muestran en el Anexo 2.

Las principales modificaciones en las diferentes secciones de la planta de beneficio (chancado, molienda, flotación, espesamiento y filtrado) se detallan a continuación:

A) Recepción de mineral

El mineral procedente de la mina será descargado en una tolva de gruesos. La parrilla de dicha tolva tendrá una abertura de 10" en donde se retiene el mineral grueso que es roto mediante un picarrocas en la cancha de gruesos adyacente a la tolva.

B) Circuito de chancado

En esta área se deberá cambiar la chancadora primaria por una de mayor capacidad e incrementar una chancadora cónica para el chancado secundario. También, se deberá proceder con el cambio de zarandas vibratorias de mayor área de tamizado y eficiencia y realizar la ampliación del circuito del extractor de polvo y cambio de fajas transportadoras.

El mineral es extraído de la tolva mediante un alimentador grizzly vibratorio de 2 ¾" de abertura, los gruesos son alimentados a la chancadora de quijadas y los finos caen a la faja transportadora N° 1, en la cual junto con el producto de la chancadora de quijadas son transportados hacia la faja transportadora N° 2.

Posteriormente, pasa hacia la faja transportadora N° 3 para llegar hacia la tolva reguladora N° 1, de donde un alimentador vibratorio N° 1 los descarga en la zaranda vibratoria N° 1.

Los gruesos de la zaranda vibratoria N° 1 se descargan en una chancadora cónica estándar, cuyo producto es transportado mediante las fajas transportadoras N° 4, N° 5 y N° 6 hacia la tolva reguladora N° 2, desde donde el alimentador vibratorio N° 3 lo descarga en la zaranda vibratoria N° 2. Los gruesos de esta zaranda son descargados en la chancadora cónica de cabeza corta, cuyo producto también es transportado mediante las fajas transportadoras N° 4, N° 5 y N° 6 hacia la tolva reguladora N° 2 formando un circuito cerrado.

Los finos de las zarandas vibratorias N° 1 y N° 2 son descargados en la faja transportadora N° 7 y llevados mediante la faja transportadora N° 8 hacia el nuevo circuito de molienda.

C) Circuito de molienda

El nuevo circuito de molienda constará de dos tolvas de finos, un molino de bolas y una zaranda de alta frecuencia. El actual circuito de molienda seguirá operando en paralelo a este nuevo circuito.

El material chancado y almacenado en las tolvas de finos es extraído mediante un alimentador de faja y descargado en el molino de bolas; en el cual también ingresará un flujo de agua a fin de obtener una pulpa de molienda.

La pulpa de molienda será bombeada al circuito de clasificación, donde los gruesos se recircularán al molino de bolas.

Los finos del sistema de clasificación tienen una gravedad específica de 2,85 g/cc y 36,0% de sólidos. Estos finos junto con el rebose del hidrociclón del circuito de molienda existente son enviados al acondicionador de la flotación bulk plomo-cobre.

D) Circuito de flotación

El mineral tratado en esta unidad de producción es polimetálico, por consiguiente, el proceso que se aplica es el de flotación selectiva, con la finalidad de obtener concentrados separados de cobre, plomo y zinc. La plata contenida en el mineral se recupera en los concentrados de cobre y de plomo.

En la operación de flotación, para poder cumplir con la capacidad ampliada de procesamiento de mineral, se mantendrá el circuito actual y se agregará celdas en puntos clave, como también se ampliarán las instalaciones auxiliares de alimentación de reactivos y aire para los circuitos de flotación basándose en una evaluación integral del circuito de flotación existente.

- **Flotación bulk**

Para la ampliación de la planta, a las celdas existentes de la flotación bulk plomo- cobre, se adicionará un acondicionador bulk. El acondicionador que actualmente opera en el circuito de zinc

pasará a cumplir esta función; se adicionarán dos celdas de 30 m³ cada una que constituirán el circuito de flotación rougher.

La celda de 20 m³ (OK-20) existente, que se usa actualmente como rougher, pasará a funcionar como celda scavenger junto con el banco de tres celdas de 10 m³ (OK-10) existentes. Esto ayudará a tener tiempo de flotación suficiente para la capacidad ampliada de la planta.

Las pulpas del rebose del sistema de clasificación se juntan en el acondicionador bulk, de donde serán enviados a dos celdas rougher. Las espumas de las dos celdas rougher serán enviadas a las dos celdas de 3 m³ (OK-3), de la segunda cleaner bulk.

El relave de la segunda celda rougher será enviado a la celda de 20 m³(OK-20) y las tres celdas OK-10 que conforman el scavenger bulk. Las espumas de estas celdas serán bombeadas hacia el banco de cuatro celdas OK-3, primera cleaner bulk. El relave de estas celdas scavenger serán bombeadas hacia el acondicionador de zinc.

El relave de la primera cleaner es enviado a la celda OK-20 del scavenger bulk, mientras que sus espumas son alimentadas junto

con los relaves del rougher bulk y del tercer cleaner, hacia el banco de celdas de la segunda cleaner bulk.

El relave de esta segunda cleaner alimenta al primer cleaner y las espumas junto al relave de la cuarta cleaner bulk alimenta al banco de cuatro celdas Denver sub A-18, tercer cleaner bulk; a su vez las espumas de la tercera cleaner alimentan al banco de cuatro celdas Denver Sub A-18, cuarta cleaner bulk, cuyas espumas son el concentrado bulk que será la alimentación al circuito de separación Pb/Cu.

Separación plomo/cobre

En este circuito de separación Pb/Cu no se adicionarán nuevos equipos, debido a que con los que se cuenta, se puede seguir operando con el tonelaje de la ampliación con tiempos de retención suficientes.

El concentrado de la flotación *bulk* será enviado a un acondicionador donde se le adicionará cianuro de sodio (NaCN) y sulfato de zinc (ZnSO₄), para deprimir el cobre mientras flota el plomo. De aquí se alimenta a dos celdas Denver Sub A-18 que operan como *cleaner* de separación Pb/Cu.

El relave de estas celdas *cleaner* constituye el concentrado de cobre, y será enviado al espesador de cobre. Y las espumas serán transferidas a un banco de 4 celdas Denver Sub A-18 que operan como *scavenger* de la separación Pb/Cu.

El relave de estas celdas *scavenger* será enviado hacia las celdas del *cleaner* de separación Pb/Cu; mientras que las espumas, que constituyen el concentrado de plomo, serán enviadas al espesador de plomo.

Flotación de zinc

Como parte de la ampliación de la planta concentradora, en el circuito de zinc se cambiará el acondicionador de zinc por uno nuevo de mayor tamaño, y se adicionará dos celdas de 30 m³ como *rougher* I.

El relave de la flotación *bulk* será enviado, mediante bombeo, hacia el acondicionador de zinc, de este se alimentará a la primera celda de 30 m³ del *rougher* de Zn. El relave de esta celda alimentará al banco de celdas de 20 m³ (OK-20) del *rougher* II, las espumas del circuito *rougher* pasarán a la celda Serrano que opera como primer *cleaner* Zn.

El relave de esta celda Serrano será alimento de la celda Denver Sub A-21, que opera como primer *scavenger cleaner* Zn. Las espumas de esta alimentarán a la celda del primer *cleaner* Zn y su relave alimentará a las dos celdas OK-3, segundo *scavenger cleaner* Zn.

Las espumas de las celdas del segundo *scavenger cleaner* Zn alimentarán a la celda del primer *scavenger cleaner* Zn y su relave será alimentado a la celda del *rougher* I.

Las espumas de la celda del primer *cleaner* Zn serán enviadas a las dos celdas OK-3 de la segunda *cleaner*, las espumas de esta alimentarán a las dos celdas Denver Sub A-21 de la tercera *cleaner* y las de estas a las dos celdas Denver Sub A-21 de la cuarta *cleaner*.

Las espumas de la cuarta *cleaner* constituyen el concentrado de zinc y serán conducidas al espesador de concentrado de Zn.

El relave de las celdas *rougher* de Zn será el alimento de la celda *scavenger* Zn que consta de dos bancos de celdas OK-10; una de las cuales cuenta con dos celdas, y otra, cuatro celdas, las

espumas de la celda *scavenger* Zn serán recirculadas a la celda *rougher* I; mientras que el relave será enviado al espesador de relaves

Sección espesamiento y filtración de los concentrados

El sistema de eliminación de agua de los concentrados constará de un espesador de 6 m de diámetro para el concentrado de cobre, un espesador de 6 m para el concentrado de plomo y un espesador de 9 m para el concentrado de zinc.

Los concentrados de flotación serán alimentados a sus respectivos espesadores; el rebose de cada uno de los tres espesadores serán enviados a las respectivas cochas; el *underflow* de cada espesador será enviado a su correspondiente tanque de concentrado, para luego ser enviado al proceso de filtración.

A su vez, los concentrados de Cu y Zn serán enviados al mismo filtro prensa, alternando sus horas de operación (trabajo en *batch*); mientras que el concentrado de Pb será enviado al filtro de discos existente.

El agua filtrada que sale durante la filtración de los concentrados será recirculada hacia el espesador del metal que se esté filtrando, a fin de no perder material valioso (concentrado de tamaño muy fino

de partícula) en el agua filtrada.

Luego de la filtración, cada concentrado será depositado sobre una losa de concreto dividida en áreas para cada concentrado; el carguío de estos concentrados se realizará con un cargador frontal a un camión para su transporte al puerto.

➤ **Balance metalúrgico proyectado a 2000 TMD**

Se muestra el balance metalúrgico para diseño, el cual tiene como referencia leyes y recuperaciones de los concentrados del programa de producción 2015-2018 (información remitida por Contonga Perú SAC).

TABLA 20: Balance metalúrgico para la planta concentradora Contonga ampliada a 2000

BALANCE METALÚRGICO											
Descripción	Sólidos TMD	Sólidos t/h	Peso (%)	Leyes				Distribución			
				Ag (oz/t)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag (oz/t)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)
Mineral Cabeza	2000,00	89,61	100,00	1,80	1,20	1,20	3,80	100,00	100,00	100,00	100,00
Concentrado Cu	65,89	2,95	3,29	15,00	26,30	3,20	6,95	27,45	72,20	8,78	6,03
Concentrado Pb	23,63	1,06	1,18	91,00	4,43	65,00	2,79	59,73	4,362	64,00	0,87
Concentrado Zn	133,00	5,96	6,65	2,10	1,60	0,54	50,00	7,76	8,87	2,99	87,50
Relave final	1777,48	79,64	88,87	0,10	0,20	0,33	0,24	5,06	14,57	24,22	5,61

Fuente: CESEL S.A.

➤ **Personal considerado para el proyecto de incremento de Producción en la Minera Contonga S.A.**

Para el incremento de producción a 2000 TMD se ha proyectado el incremento gradual del personal que asegure la explotación y avances requeridos según el plan descrito. Los incrementos anualizados se muestran en el cuadro que se adjunta.

TABLA 21: Personal estimado para el incremento de producción a 2000 tmd

	Año 01	Año 02	Año 03	Año 04	Año 05
Personal CIA	345	403	500	500	500
Personal Cttas	357	384	428	428	428
Total	702	787	928	928	928
Personal al interior mina	407	479	598	598	598

Fuente: Unidad Minera Contonga

➤ **REQUERIMIENTO DE EQUIPOS Y MAQUINARIAS PARA 2000 tmd**

Para cumplir con los requerimientos proyectado en la Empresa Minera Contonga S.A. Se ha proyectado el aumento gradual de equipos y maquinarias que aseguren la explotación y avances requeridos según el plan descrito. Los incrementos anualizados se muestran en los siguientes cuadros adjuntos:

TABLA 22: Requerimiento de equipos para 2000 tmd

Actividad	Equipo	Unidad	Año 01	Año 02	Año 03	Año 04	Año 05
Perforación	Jumbo electrohidráulico	Unid	4	4	4	4	4
Perforación	Jumbo de producción		2	3	3	3	3
Perforación	Jack Leg		16	19	19	19	19
Desatado	Scaler		2	2	2	2	2
Sostenimiento	Empernador		2	3	3	3	3
Limpieza	LHD 2 yd3		2	2	2	2	2
Limpieza	LHD 4 yd3		3	4	4	4	4
Limpieza	LHD 6 yd3		3	4	4	4	4
Transporte	Volquete 15 m3		6	10	10	10	10
Transporte	Locomotora		2	2	2	2	2
Utilitario	Scissor lift		2	2	2	2	2
Carguío de explosivo	Cargador de anfo		3	3	3	3	3

Fuente: Unidad Minera Contonga

TABLA 23: Requerimiento de explosivos para 2000 tmd

Explosivos	Unidad	Año 01	Año 02	Año 03	Año 04	Año 05
Emulnor	Kg	197 177	231 621	251 679	252 752	252 752
Emulsión granel	Kg	529 500	701 020	706 000	706 000	706 000
Anfo	Kg	966 848	1 184 003	1 186 098	1 195 945	1 195 945
Pentacord 3P	M	376 506	472 893	470 893	473 867	473 867

Fuente: Unidad Minera Contonga

TABLA 24: Requerimiento de accesorios de voladura para 2000 tmd

Accesorios	Unidad	Año 01	Año 02	Año 03	Año 04	Año 05
Fulminante no eléctrico	Pza.	343 805	426 360	426 360	429 423	429 423
Fulminantes eléctrico	Pza.	1000	1200	1200	1200	1200
Carmex 9'	Pza.	25 500	31 630	31 630	31 856	31 856
Mecha rápida	Pza.	16 091	19 006	19 006	19 240	19 240
Total	Pza.	386 396	478 196	478 196	481 719	481 719

Fuente: Unidad Minera Contonga

➤ Balance de agua proyectada a 2000 TMD

• Agua recuperada

El agua recuperada de la planta concentradora será obtenida a partir de los siguientes flujos:

- El rebose del espesador de cobre
- El rebose del espesador de plomo
- El rebose del espesador de zinc
- El rebose de los espesadores de relave
- Agua de los filtros prensa de concentrados.

Estos flujos serán enviados hacia la poza de retención N°1, a fin de darles un tiempo antes de ser utilizados como agua en el proceso.

El tiempo de retención es necesario para conseguir la sedimentación de finas partículas en suspensión; además, ayudará a la degradación de reactivos residuales de flotación. En caso de presentarse interferencias en la flotación selectiva, por la recirculación de agua recuperada, se podrá utilizar el reactivo DP-1003 cuya dosificación será afinada previamente mediante pruebas de laboratorio a cargo de Contonga Perú SAC.

Los reboses de los espesadores de cobre, plomo, y zinc pasarán a su cocha respectiva antes de enviarse a la poza de retención N°1. Cada cocha cumplirá la función de sedimentar las partículas que no llegaron a sedimentar en el espesador, a fin de no perder el producto valioso de la planta concentradora. El agua de rebose de estas cochas pasará a la poza de retención N°1.

La poza de retención N°1 estará dividida en dos: una de 7192 m³ y otra de 45 m³. El volumen más grande recibirá el rebose de la cocha de zinc, y el rebose del espesador de relave, además del agua filtrada. Esta poza tendrá un tiempo de retención de 1,2 días. Mientras que el volumen más pequeño recibirá el rebose de las cochas de cobre y plomo, por un tiempo de retención de 2 horas.

Luego de cumplir con el tiempo de retención, el rebose de esta poza pasará, mediante bombeo, hacia el tanque de agua de proceso.

A partir de este tanque, se enviará por gravedad el agua que requieran las siguientes áreas: molienda, flotación bulk y zinc. Además, el agua servirá para la limpieza de planta en caso de derrames.

➤ Agua fresca

El agua fresca para la planta concentradora será obtenida a partir de la laguna Contonga.

Esta será almacenada en un tanque del cual se enviará, por gravedad, los flujos requeridos para la preparación de reactivos como: solución de NaCN, ZnSO₄, CuSO₄, xantatos, lechada de cal y floculante; el lavado de telas del filtro prensa para concentrados y servicios del personal.

En caso que el tanque de agua fresca no pueda proveer suficiente agua para el lavado de telas del filtro prensa, para concentrados, se completará con agua del tanque de agua para proceso. El balance de agua de la U.E.A. Contonga para 2000 TMD se detalla a continuación:

TABLA 25: Balance de agua - Ampliación planta concentradora

Balance global de agua	m ³ /d
Humedad del mineral	126,14
Concentrado Cu	21,80
Concentrado Pb	9,13
Concentrado Zn	58,07
Relave flotación	6722,84
Agua fresca	400,89
Agua recuperada	6329,66
Humedad relave	369,42
Perdidas proceso	44,93

Fuente: Unidad Minera Contonga

4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.

Se realizó una comparación del método de explotación corte y relleno y sub level stoping en cuanto a productividad; tomando los parámetros con los que se viene trabajando y haciendo el cálculo con parámetros que se plantea trabajar en el nuevo método.

Realizado los cálculos se puede evidenciar un incremento considerable de hasta 67% si se emplea el método de sub level stoping a comparación del corte y relleno, los cálculos se muestran en la siguiente figura:

FIGURA 17: Productividad de minado

Dimensiones de Tajeo

Longitud de Tajeo	200 m
Altura	60 m
Peso Especifico	3.20 tms/m3
Potencia	2.50 m
Toneladas	96,000 tms/m3

Corte y Relleno

Puente	4.0 m
Dilucion Externa	18 %
Mineral a Recuperar	89,600 tms
Altura de Corte	3.0 m
Galeria	7,840 tms
Mineral para explotación	81,760 tms
Produccion x corte vertical	4,800 tms
# Cortes	19 und
Ciclo x corte	46 dias
Vida Util de Tajeo	28.37 meses
Productividad	2,882 tms/mes

Bench & Fill / Sub Level Open Stopping

Puente	6 m
Dilucion Externa	28 %
Mineral a Recuperar	86,400 tms
Altura de Corte Vertical	12 m
Produccion x 04 Subniv	31,360 tms
Mineral para explotación	55,040 tms
Produccion x corte vertic	19,200 tms
# Cortes	3 und
Ciclo x corte	120 dias
Vida Util de Tajeo	11 meses
Productividad	4,800 tms/mes

Incremento de Producción 67 %

Fuente: Elaboracion Propia

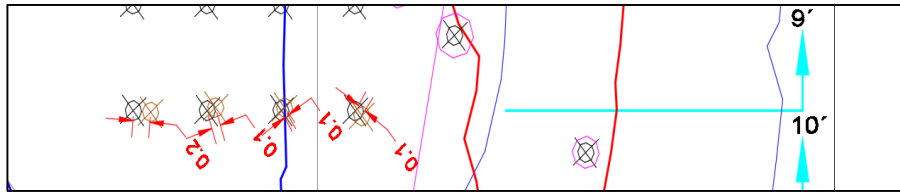
Se realizó el levantamiento topográfico de los taladros perforados Tanto por la parte superior y la parte inferior de los subniveles para corroborar la desviación con respecto al proyecto:

SUB NIVEL 175

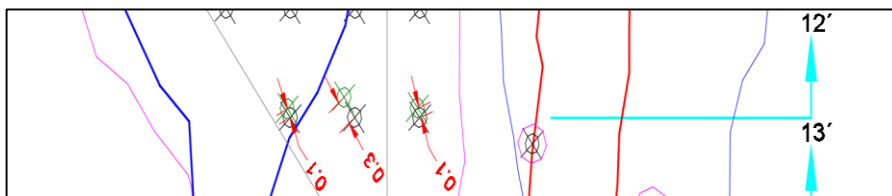
Fila:09,Fila:12,Fila:15,Fila:24,Fila:25,Fila:29,Fila:30.

Se encontraron las siguientes desviaciones al inicio de taladro de perforación.

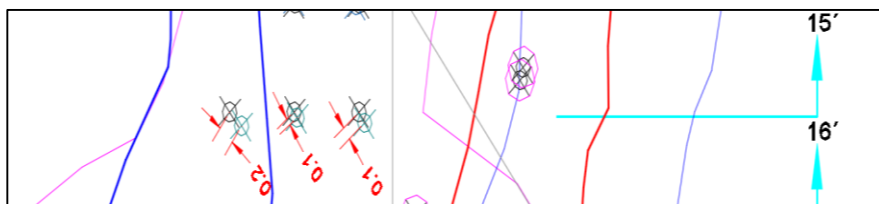
Fila:09. Desviación de 0.12 m.



Fila:12. Desviación de 0.13 m.



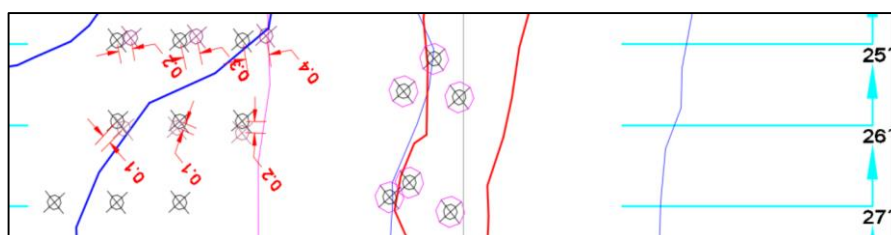
Fila:15 Desviación de:0.13 m.



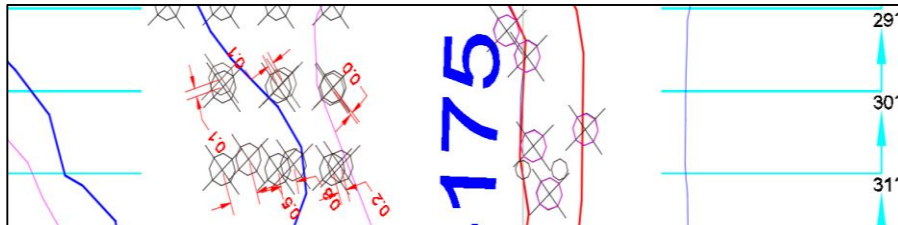
Fila:16 Desviación de:0.30 m



Fila :24,25 Desviación de:0.30 m,0.13m



Fila :29,30 Desviación de:0.05 m,0.33m

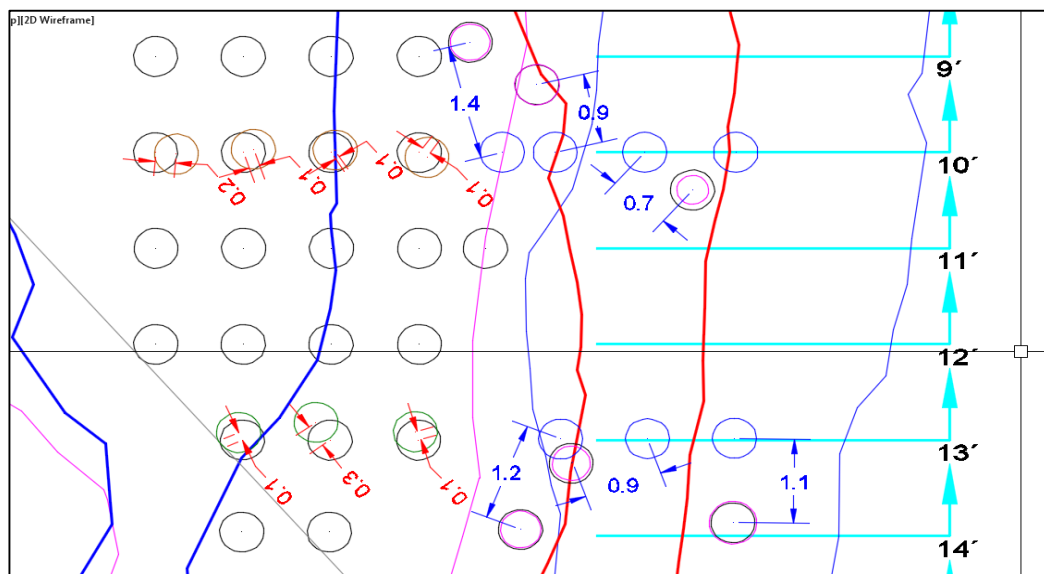


TJ-175 SUBNIVEL INFERIOR.

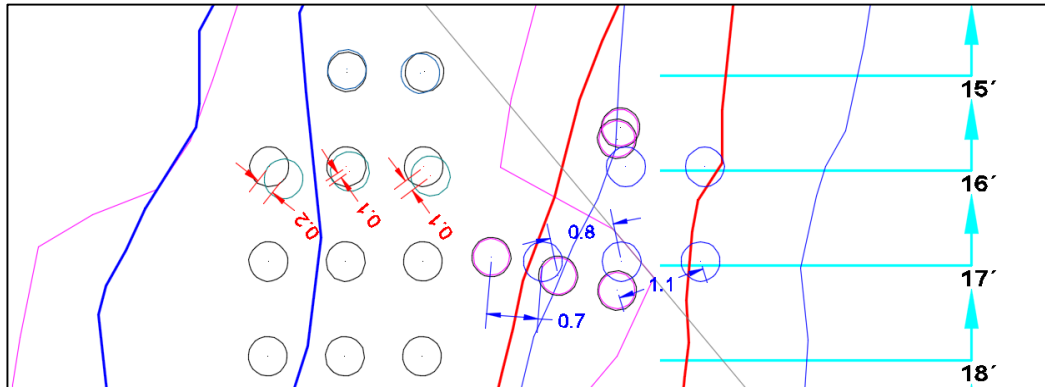
Fila:09,Fila:12,Fila:15,Fila:24,Fila:25,Fila:29,Fila:30.

Se encontraron las siguientes desviaciones al final del taladro conectado.

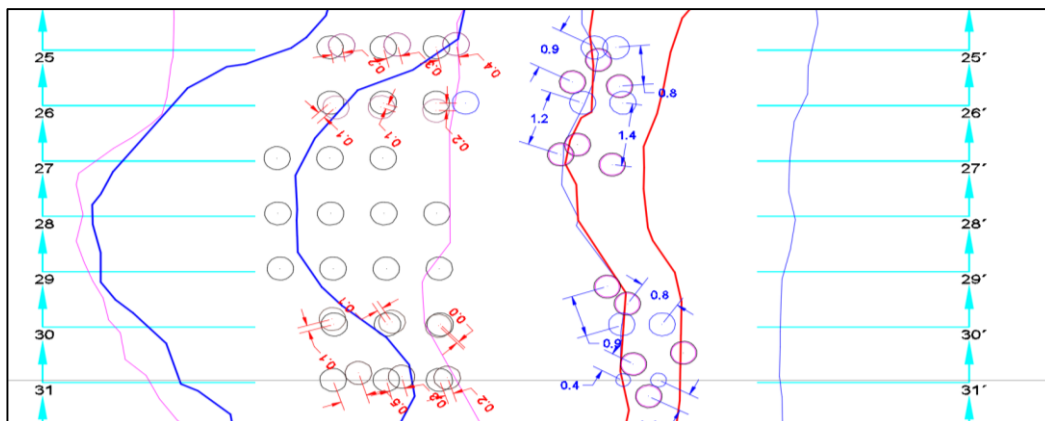
Fila:09,12. Desviación 1.0 m,1.06 m desviación horaria.



Fila:15,16. Desviación taladros cruzados al 100% ,0.93 m
desviación horaria.



Fila:24,25,29,30. Desviación 0.75 m,1.3 m,0.75 m,0.40 m



➤ EVALUACIÓN DE LA DILUCIÓN

a). Dilución.

- ✓ Es la porción de material no deseable, que por motivos de diseño y operación se mezcla con el mineral a extraer.

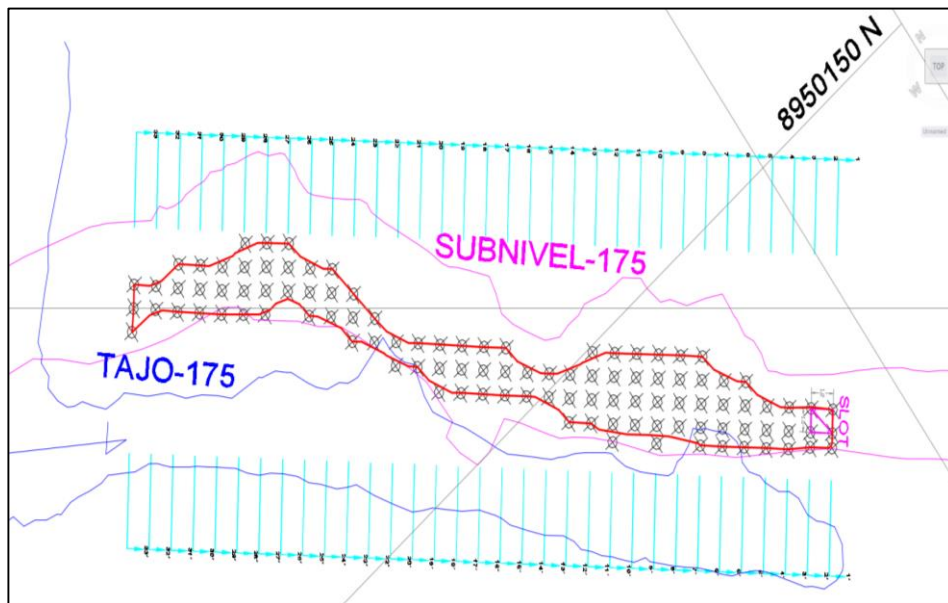
- ✓ Lo anterior se traduce en una eventual baja de ley.
- ✓ Aunque la dilución puede controlarse muchas veces es inevitable, pero lo que debe considerarse es el diseño.

b). Recuperable y Dilución

$\% \text{Recuperación} = \frac{\text{Mineral recuperable}}{(\text{mineral recuperable} + \text{mineral no recuperable})}$

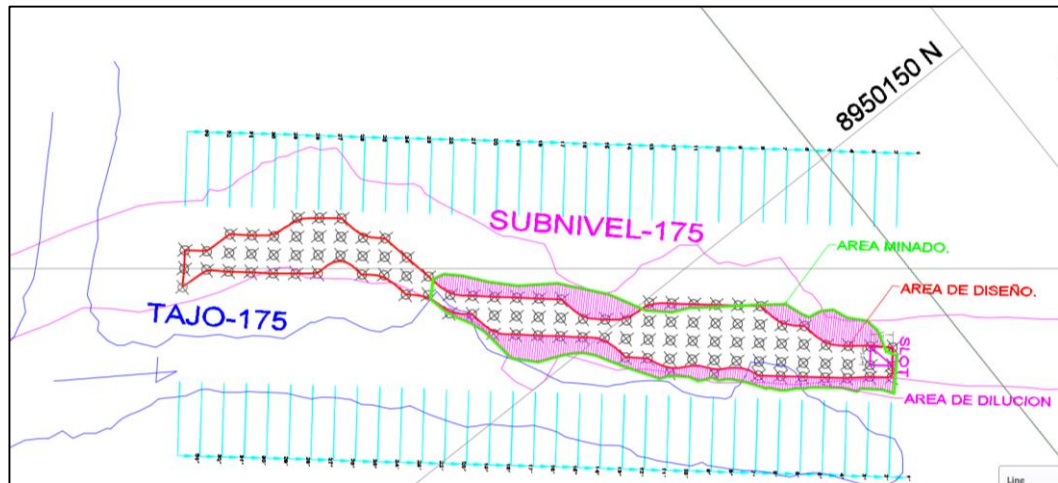
$\% \text{Dilución} = \frac{\text{Diluyente}}{\text{Mineral Recuperable}}$.

Diseño de área a minar.



Área de proyecto – área de minado

Área de dilución



Calculo de dilución:

Área minable=65.151 m²

Área de Labor=89.670 m²

$$\%Dilución = \frac{65.151}{(65.151 + 89.670)} = 42.0515$$

Dilución planeada 25% dilución obtenida es 42%.

4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS

La entrada en operación del método de taladros largos y el control de los parámetros operacionales significa un considerable aumento en cuanto a la producción de la mina, incrementando el volumen de producción mensual hasta en un 67% con respecto al método de corte y relleno. Con la cual la hipótesis planteada en la investigación es una declaración razonable y no debe ser rechazada.

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

El yacimiento mineral está distribuido verticalmente en dos zonas denominadas Alta y Baja, cuyo punto de separación se encuentra definida por el nivel 0. Actualmente la mina cuenta con mineral de reservas a lo largo de toda la verticalidad del yacimiento las cuales están compuestas por labores de profundización, áreas de recuperación y nuevas áreas accesibles estas últimas no fueron accedidos por falta de mecanización en las actividades de desatado, sostenimiento.

Zona Alta

Esta zona está compuesta principalmente por áreas de recuperación y acceso a zonas de baja calidad de maciso rocoso, requieren alta mecanización en sostenimiento y desatado con fines de resguardar la seguridad del personal.

Zona Baja

Al igual que la zona alta, se tiene áreas de recuperación de mineral entre los niveles 0 al -310 y la continuación del desarrollo y preparación de niveles inferiores (profundización) que permitirán el reemplazo de tajeos que van culminando su vida útil.

➤ **Programa de producción proyectado**

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN CONTONGA					
	Año 01	Año 02	Año 03	Año 04	Año 05
Producción (TM)	477 000	706 000	706 000	706 000	706 000
Ley: oz Ag/TM	1,29	1,16	1,04	1,01	0,99
Ley: % Cu	1,13	1,16	1,2	1,24	1,26
Ley: % Pb	0,37	0,31	0,25	0,2	0,14
Ley: % Zn	3,57	3,48	3,4	3,32	3,3
V.M. US\$/TM	114,2	112,16	110,06	109,51	108,91

El primer año el stock Contonga aportará la mayor parte de la producción, principalmente en la zona baja, la zona baja del stock junto con las estructuras permitirá alcanzar las 2,000 t/día en el último trimestre, la rampa principal aún no profundizará hacia el Nv -400.

En el segundo año la producción será a 2,000 t/día durante todos los meses, la producción provendrá también del stock Contonga y estructuras, se retoma la profundización de la rampa hasta el Nv -400 y se inicia la explotación debajo del Nv -400.

Los siguientes años continuarán en producción el stock Contonga, en las zonas alta y baja, y las estructuras, variando principalmente la zona de profundización; en el tercer año incrementa el aporte del Nv -400 y se profundiza la rampa principal hasta el Nv -500, el cuarto año se inicia la producción del -500 y se culmina la explotación del Nv -400, la profundización llega al Nv -600 y el quinto año la explotación llega al Nv. -500 y la profundización al Nv. -700.

➤ **Programa de avances proyectado**

PROGRAMA DE AVANCES CONTONGA						
	Unidad	Año 01	Año 02	Año 03	Año 04	Año 05
Avance total	TM	9119	10 311	10 116	10 311	10 311
Exploración		1756	2031	1836	2031	2031
Desarrollo		4480	5973	5973	5973	5973
Preparación		2884	2307	2307	2307	2307

Para el incremento de producción a 2000 tmd y la aplicación del método Sublevel stoping es muy importante los avances lineales tanto en desarrollo como en preparación para llegar hasta la zona mineralizada y realizar la explotación.

CONCLUSIONES

- 1.- Las reservas y recursos minerales calculados hasta el momento, aseguran la vida de la mina para los próximos 18 meses. Las ejecuciones de taladros diamantinos podrían confirmar el crecimiento de las reservas.
- 2.- La entrada en operación del método de taladros largos significa un considerable aumento en cuanto a la producción, incrementando del volumen inicial de 1200 TMD a 2000 TMD.
- 3.- El método de minado más adecuado es el de corte y relleno; debido principalmente, a que se tiene una mayor selectividad, aspecto fundamental dada la potencia de las vetas en mina.
- 4.- Es fundamental para llegar a cubrir el programa establecido el correcto seguimiento de las etapas del ciclo de minado, logrando mejorar la eficiencia en los procesos unitarios respectivos.
- 5.- Dentro de las variables involucradas en el negocio minero (precio del metal, costo de producción y costo de inversión) el que toma un papel protagónico dependiendo del contexto externo es el precio del metal involucrado, logrando obtener mayores márgenes de ganancia en contextos favorables.

Por otra parte, el rol que desempeñan las variables costo de producción y costo de inversión son internas dentro del negocio minero, pudiendo ser controlado el efecto respectivo. Siendo la más importante, el costo de producción.

- 6.- La mínima variación del costo de operación (+,- 10%) conlleva a un cambio significativo en cuanto al valor actual neto, por lo que se concluye que es de vital importancia controlar de la mejor manera esta variable económica en las operaciones mineras.
- 7.- Está demostrado que una variación en el costo de inversión en minería (+,- 10%) conlleva a un cambio menor en cuanto al valor actual neto, mostrando así esta variable su baja sensibilidad comparativamente, dentro del proceso productivo integral (mina, planta).

RECOMENDACIONES

- 1.- Continuar con los trabajos de exploración mediante perforaciones diamantinas ayudará con el crecimiento sostenido de Recursos minerales que posteriormente podrían pasar a ser Reservas de Mena, información de gran importancia también en la elaboración de un planeamiento con mayor detalle y exactitud.
- 2.- Se recomienda llevar a cabo el aumento de volumen de producción como se plantea en la presente tesis, aprovechando los recursos del yacimiento que se tienen en la unidad y el elevado precio que presentan los metales involucrados (Au, Cu).
- 3.- El control diario de los costos por área, de acuerdo al programa (flujos económicos), llevara al éxito del proyecto, para ello se recomienda implementar un área de costos independientemente en mina Contonga, lo cual controlara los mismos de acuerdo al planeamiento.
- 4.- Es necesario establecer el flujo económico y sensibilidad para poder tomar alternativas de maximizar la inversión en exploraciones (aumentar el horizonte de reservas) mientras que se tengan contextos externos atractivos (precio de metal: Au).
- 5.- Capacitar al personal de mina en lectura de planos de diseños de taladros largos.
- 6.- Capacitar al personal en la perforación de taladros largos.
- 7.- Optar con equipo adecuado para perforación de taladros largos.

8.- Hacer seguimiento minucioso al momento de marcado de taladros largos, posicionamiento de equipo, proyección de puntos de techo a piso, perforación de taladros, carguío

BIBLIOGRAFÍA

- 1.- Vijaya Raghavan, Dr Syed Ariff, y Paul Prasanna Kumar. (2014). Optimum utilisation of continuous miner for improving production in underground coal mines.
Disponible en <http://www.ijsrp.org/research>
- 2.- Hinostroza Arce, G. (2013). Modelo de negocio para empresa de servicios a la minería.
- 3.- Devi Prasad Mishra, Mamtesh Sugla y Prasun Singha. (2013). Productivity improvement in underground coal mines
- 4.- Marcañaupa Tovar Rómulo Tobías y Quispe Ñahuincopa Yolanda Angélica. (2012). Implementación de chimeneas con el sistema de plataformas y escaleras metálicas en la unidad de producción Mallay en la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.
- 5.- Caballero Aguirre, E. (2012). Predicción Multivariable de Recursos Recuperables.
- 6.- Letelier Maturana, I. (2012). Impacto de la incertidumbre del modelo geológico en un proyecto minero.
- 7.- Zoila Lilian Baldeó Quispe. (2011). Gestión en las operaciones de transporte y acarreo para el incremento de la productividad en Compañía Minera Condestable s.a.
- 8.- Jorge Andrés Calderón Becerra. (2011). Desarrollo de una herramienta para planificación de largo plazo en block/panel caving.
- 9.- Jesús Javier García Dávila. (2011). Planeamiento minero e Ingeniería Minera Castrovirreyna.

10.- Horinson Gilvert Bernaola Chavez. (2011). Gestión de la
productividad total en minería subterránea.

ANEXOS

INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS



Equipo Peewee: Se utilizó este equipo para realizar la medición de desviación de los taladros largos.



Inclinómetro: Se utilizó este instrumento para verificar que el posicionamiento del equipo Raptor sea el correcto de acuerdo al diseño de perforación.

ANEXO 01.

Cuadro: Resumen de componentes aprobados

N°	Componentes		Nomenclatura	Código	Coordenadas UTM WGS 84		Instrumento de gestión ambiental
					Este	Norte	
1	Mina	Bocamina	Bocamina N° 1 (Nivel 445)	Gal-1	273,021	8'949,829	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
2			Bocamina N° 2 (Nivel 415)	Gal-2	272,991	8'949,917	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas

N°	Componentes	Nomenclatura	Código	Coordenadas UTM WGS 84		Instrumento de gestión ambiental
				Este	Norte	
						U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM
3		Bocamina N° 3 (Nivel 360)	Gal-3	272,743	8'949,797	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM
4		Bocamina N° 4 (Nivel 300)	Gal-4	272,632	8'949,911	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM
5		Bocamina N° 5 (Nivel 240)	Gal-5	272,214	8'949,915	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM
6		Bocamina 6 (Nivel 0)	Gal-6	271,613	8'948,954	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM
7	Chimenea	Chimenea N° 1	CH-01	272,777	8'949,834	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM
8		Chimenea N° 2	CH-02	272,975	8'949,614	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM
9		Chimenea N° 3	CH-03	272,988	8'949,852	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM
10		Chimenea N° 4	CH-04	272,699	8'949,804	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005- MEM/DGAAM

N°	Componentes		Nomenclatura	Código	Coordenadas UTM WGS 84		Instrumento de gestión ambiental
					Este	Norte	
11			Chimenea N° 5	CH-05	272,715	8'949,812	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
12			Chimenea N° 6	CH-06	272,754	8'949,820	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
13	Instalaciones de procesamiento		Planta concentradora	PC	271,613	8'948,905	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
14	Instalaciones para el manejo de residuos sólidos	Depósito de relaves	Depósito de relaves Tucush	RL-T	272,577	8'948,166	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
15	Instalaciones para el manejo de agua		Tanque de agua 1	-	272,426	8'949,869	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
16			Tanque de agua 2	-	271,654	8'948,931	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
17			Tanque de agua 3	-	271,711	8'948,761	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
18			Pozas de sedimentación	-	271,548	8'949,013	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
19			Canal de coronación	-	272, 806	8'948,138	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM

N°	Componentes	Nomenclatura	Código	Coordenadas UTM WGS 84		Instrumento de gestión ambiental
				Este	Norte	
20	Otras infraestructuras relacionadas con el proyecto	Laboratorio	-	271,587	8'948,791	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
21		Cancha de volatilización	-	272,875	8'950,019	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
22		Almacén residuos peligrosos	-	272,826	8'950,004	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
23		Redes de distribución eléctrica	-	271,938	8'949,440	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
24		Casa compresoras	-	272,211	8'949,958	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
25		Sala de <i>logueo</i>	-	271,858	8'948,567	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
26		Balanza	-	271,686	8'948,863	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
27		Talleres 1	-	272,276	8'949,943	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
28		Talleres 2	-	272,165	8'949,954	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM

N°	Componentes	Nomenclatura	Código	Coordenadas UTM WGS 84		Instrumento de gestión ambiental
				Este	Norte	
29		Lavaderos	-	272,297	8'949,945	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
30		Polvorín	-	272,705	8'950,070	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
31		Tanque petróleo	-	271,653	8'948,940	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
32		Grifo	-	271,941	8'948,585	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
33		Almacén 2	-	271,635	8'948,856	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
34		Almacén 3	-	271,644	8'948,807	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
35		Almacén 4	-	271,897	8'948,547	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
36		Almacén 5	-	272,196	8'948,385	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
37		Garita 1	-	271,591	8'948,753	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM

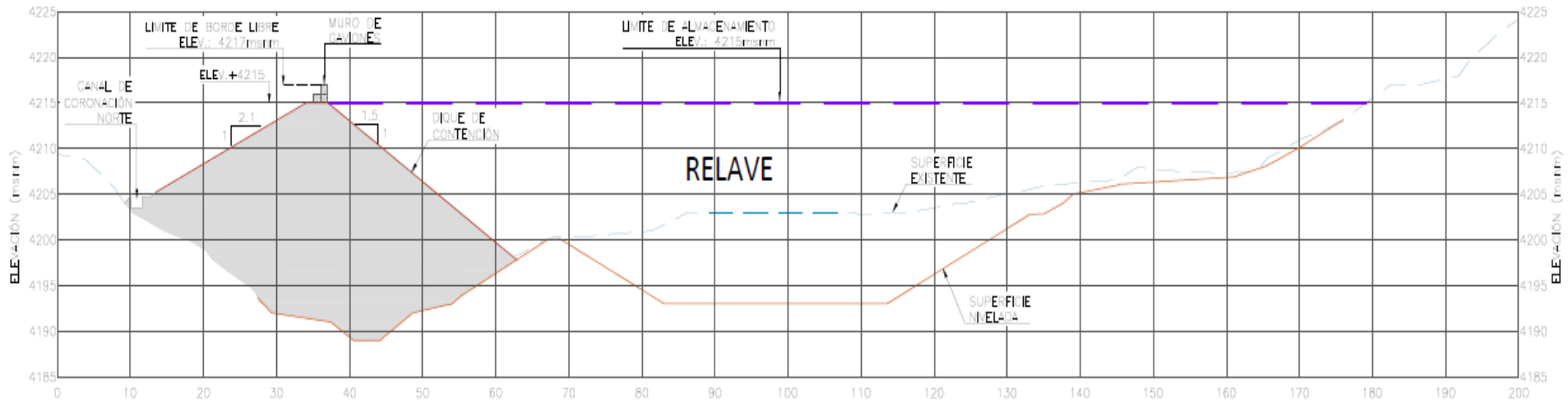
N°	Componentes	Nomenclatura	Código	Coordenadas UTM WGS 84		Instrumento de gestión ambiental
				Este	Norte	
38		Garita 2	-	271,494	8'948,756	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
39		Oficinas 1	-	272,231	8'949,890	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
40		Oficinas 2	-	272,199	8'949,883	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
41		Oficinas 3	-	272,208	8'949,935	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
42		Oficinas 4	-	271,557	8'948,742	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
43		Oficinas 5	-	271,111	8'948,468	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
44		Tópico	-	272,127	8'948,454	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
45		Carretera	-	272,030	8'949,039	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
46		Cerco de protección	-	272,688	8'948,223	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM

N°	Componentes	Nomenclatura	Código	Coordenadas UTM WGS 84		Instrumento de gestión ambiental	
				Este	Norte		
47	Viviendas y servicios para el trabajador	Campamentos	Campamento 1	-	271,595	8'948,727	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
48			Campamentos antiguos	-	272,670	8'949,856	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
49			Losa deportiva	-	271,900	8'948,559	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
50		Comedores	Comedor 1	-	271,571	8'948,826	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM
51			Comedor 2	-	271,934	8'948,533	EIA Reinicio de las Operaciones Minero-Metalúrgicas U.E.A. Contonga R.D. N° 293-2005-MEM/DGAAM

Fuente: Contonga Perú SAC

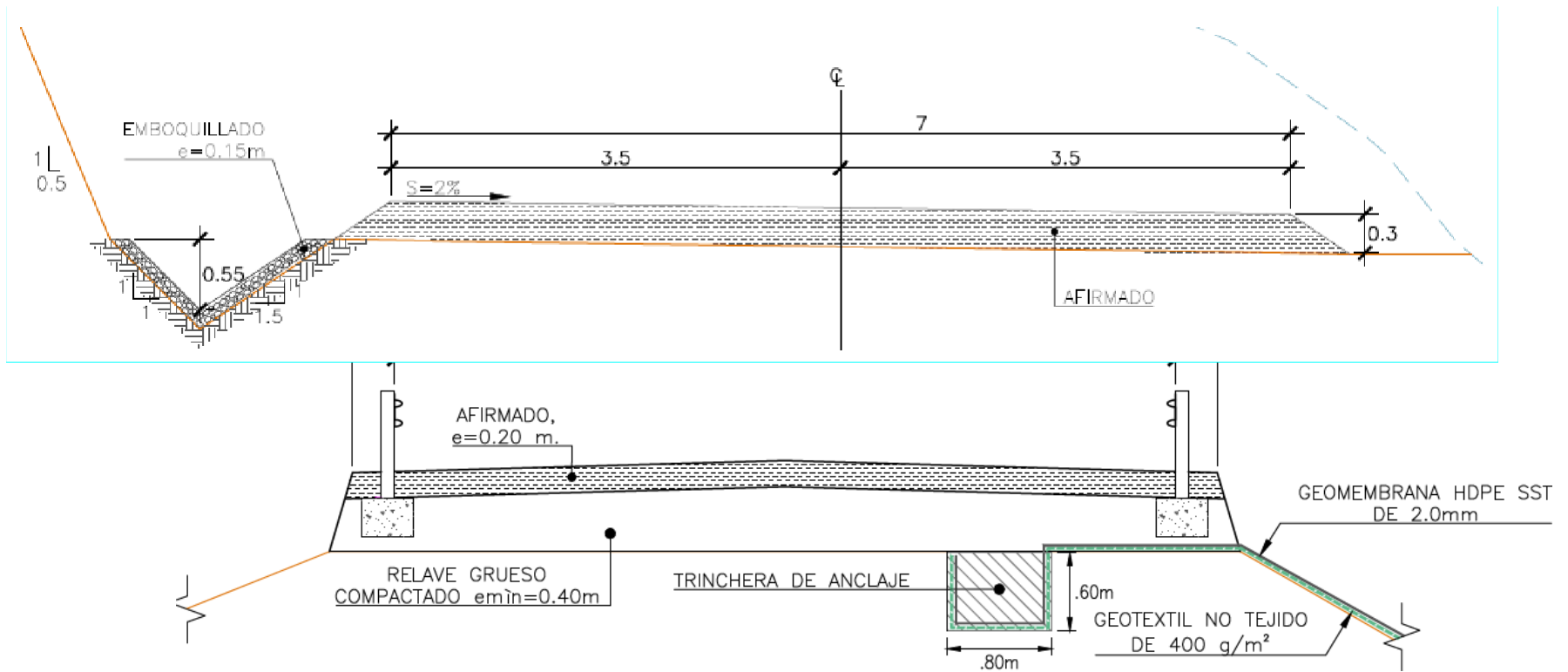
ANEXO Nº 02 PROCESO DE IMPLEMENTACIÓN DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO PARA EL INCREMENTO DE 1200 TMD A 2000 TMD.

Recrecimiento del depósito Tucush al NV 4217 msnm

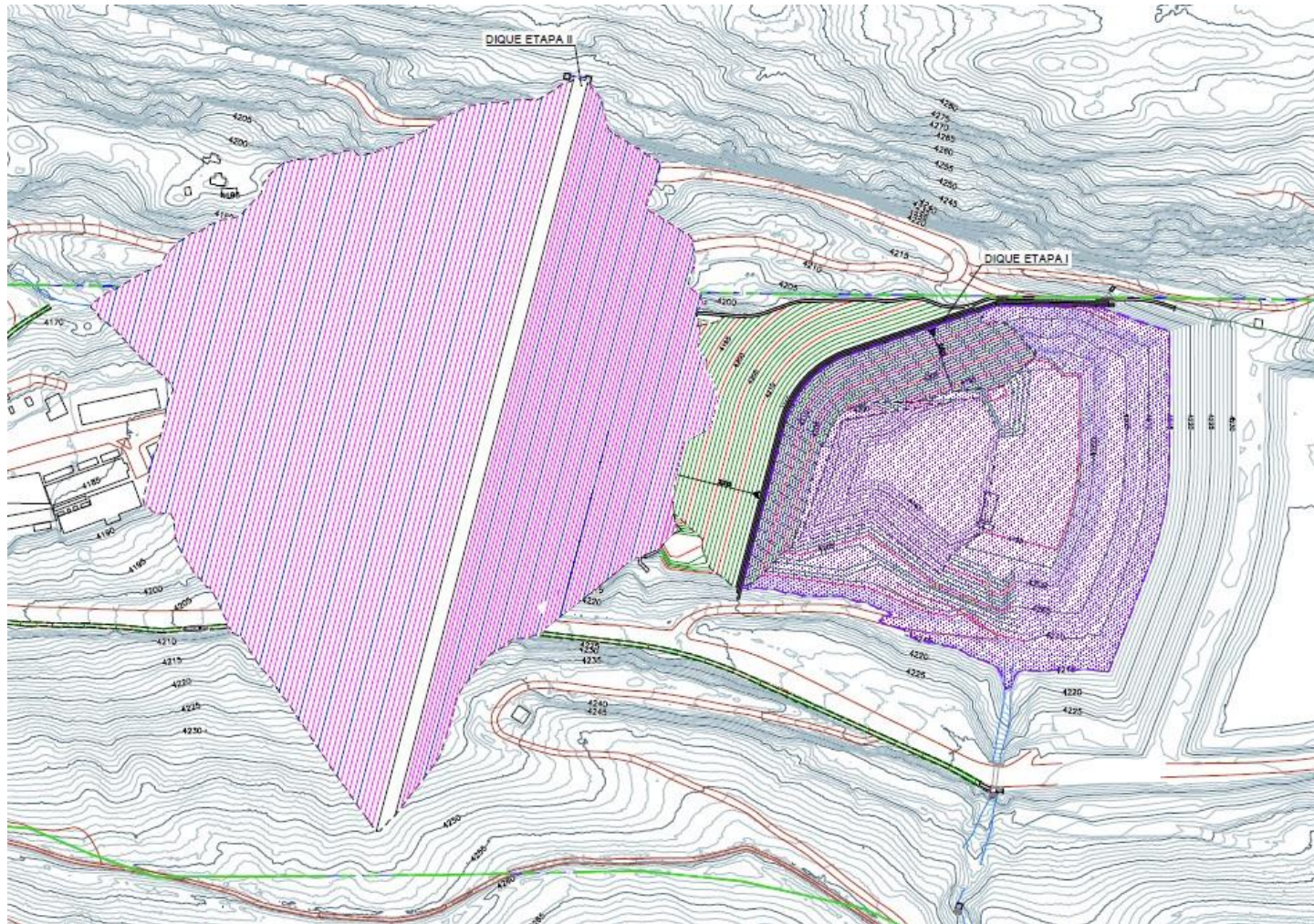


Sección de dique contención del depósito de Relaves NV 4245

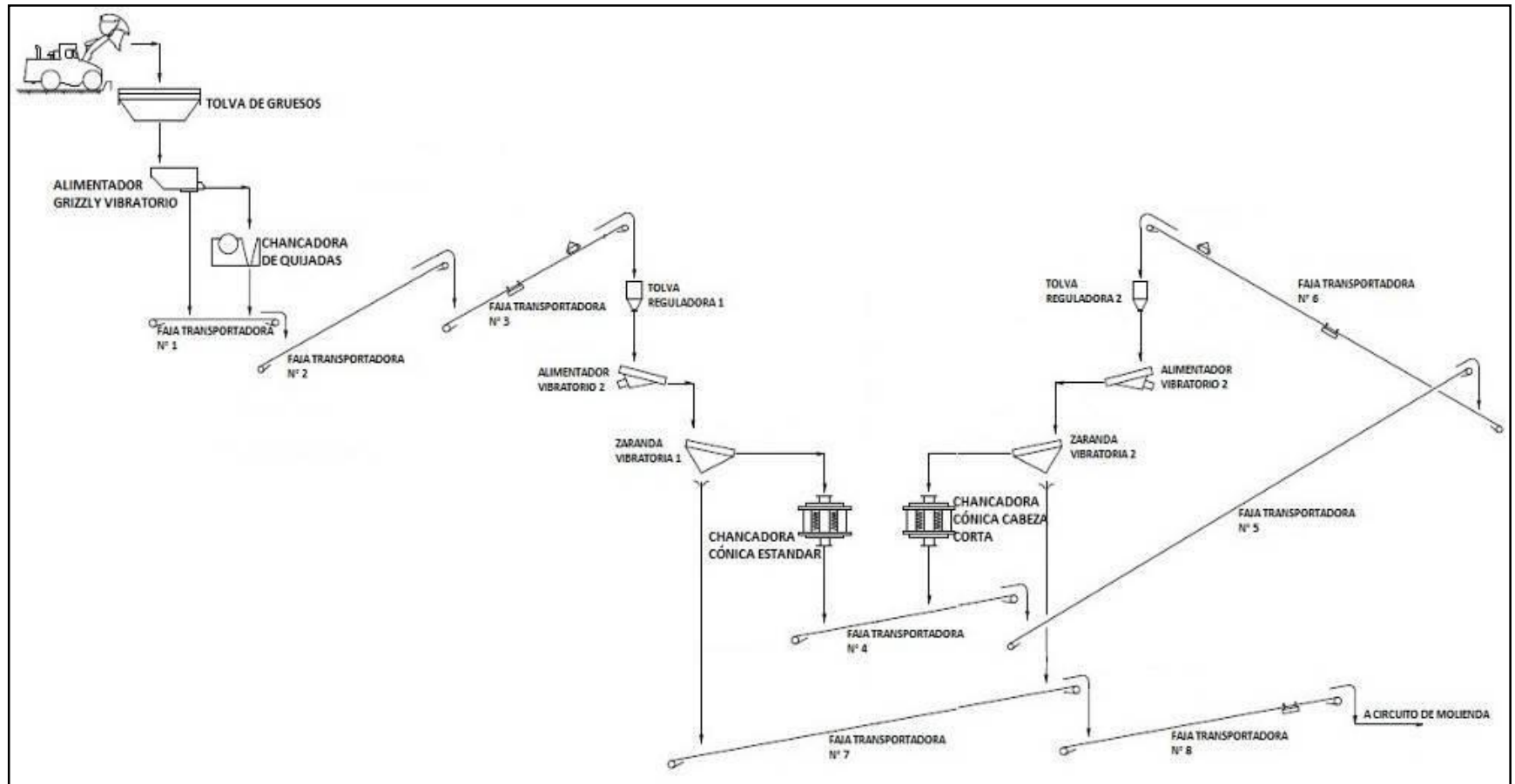
Sección del acceso secundario



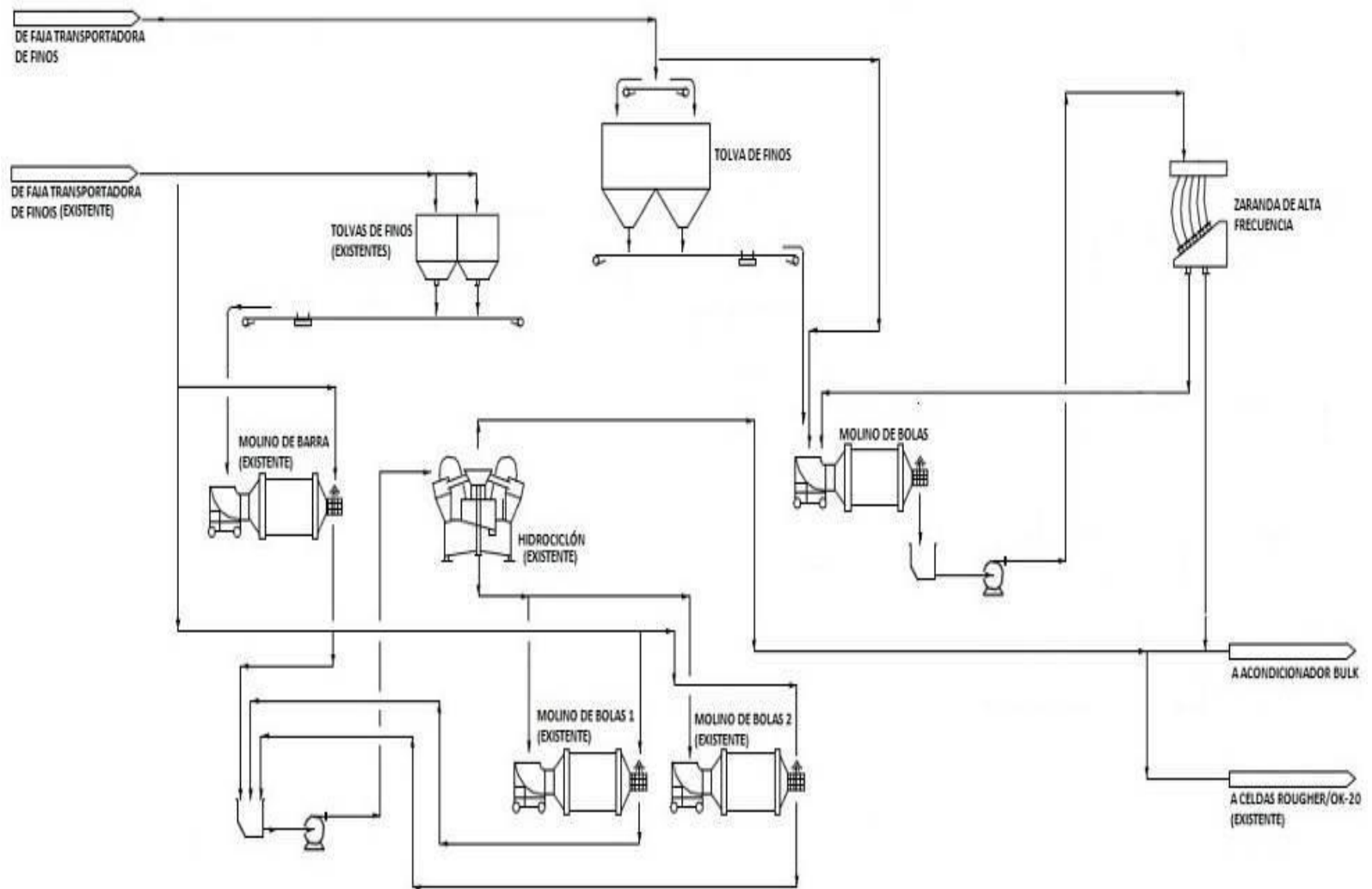
Recrecimiento del depósito Tucush al NV 4245 msnm



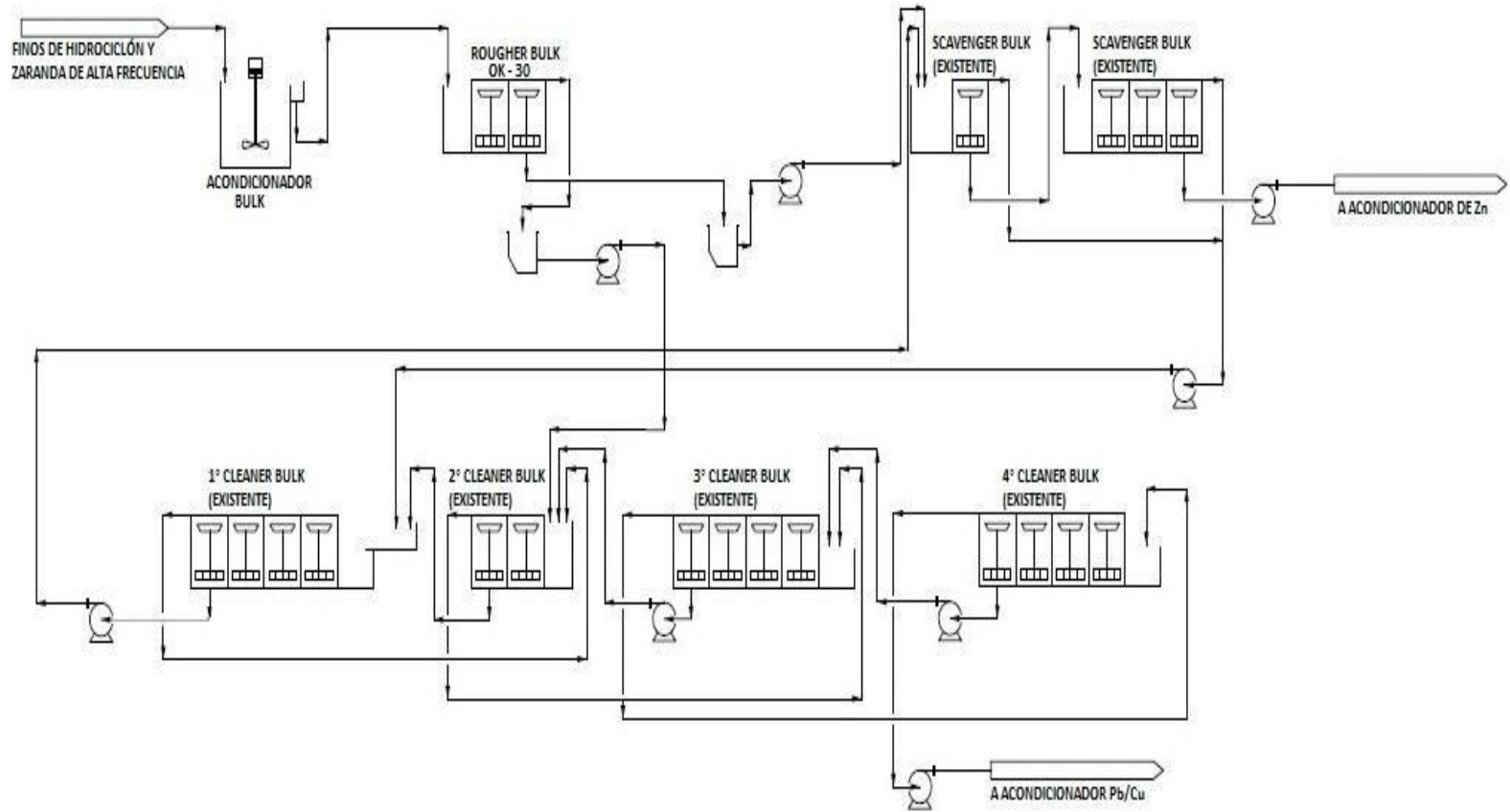
Circuito de chancado



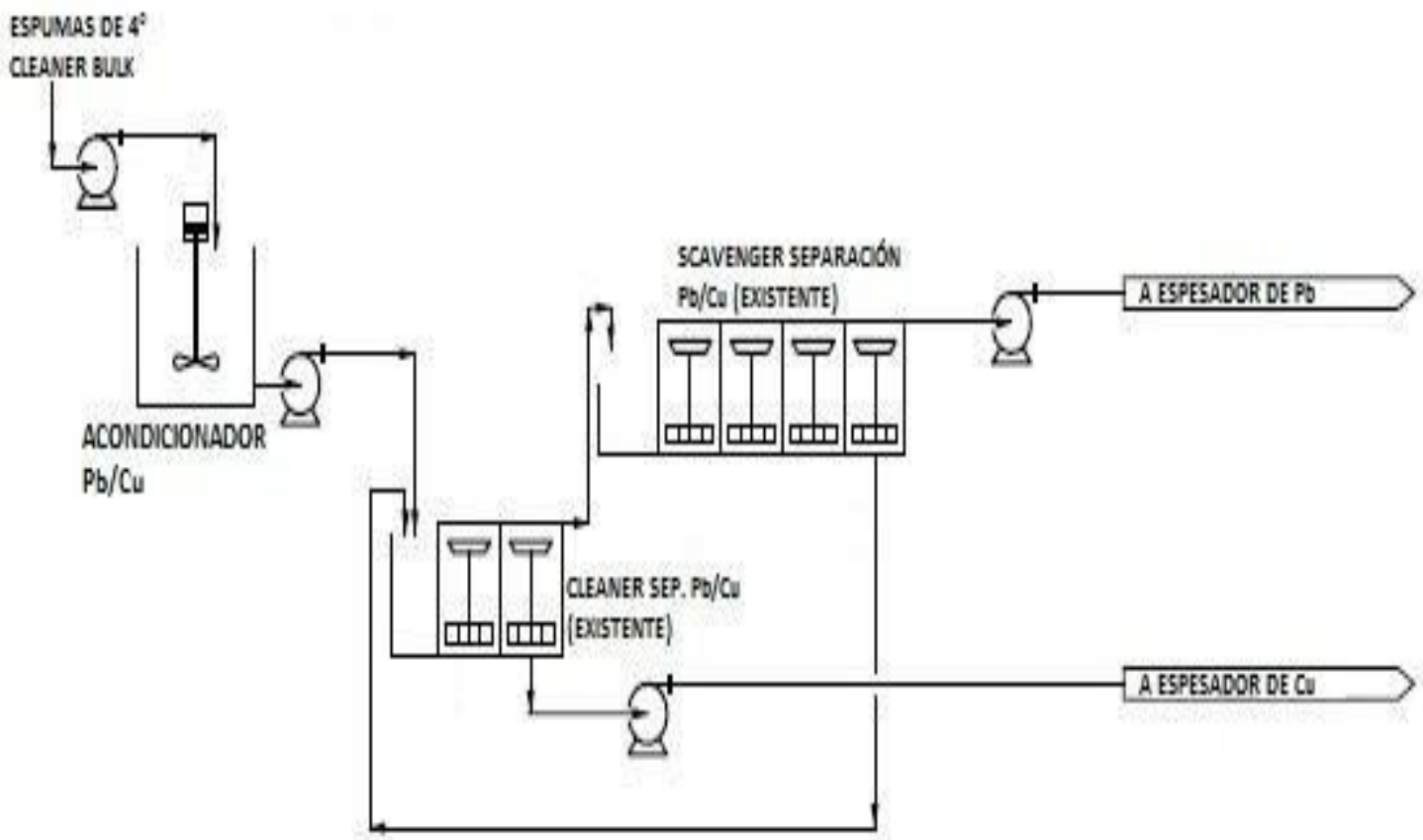
Circuito existente y nuevo circuito de molienda



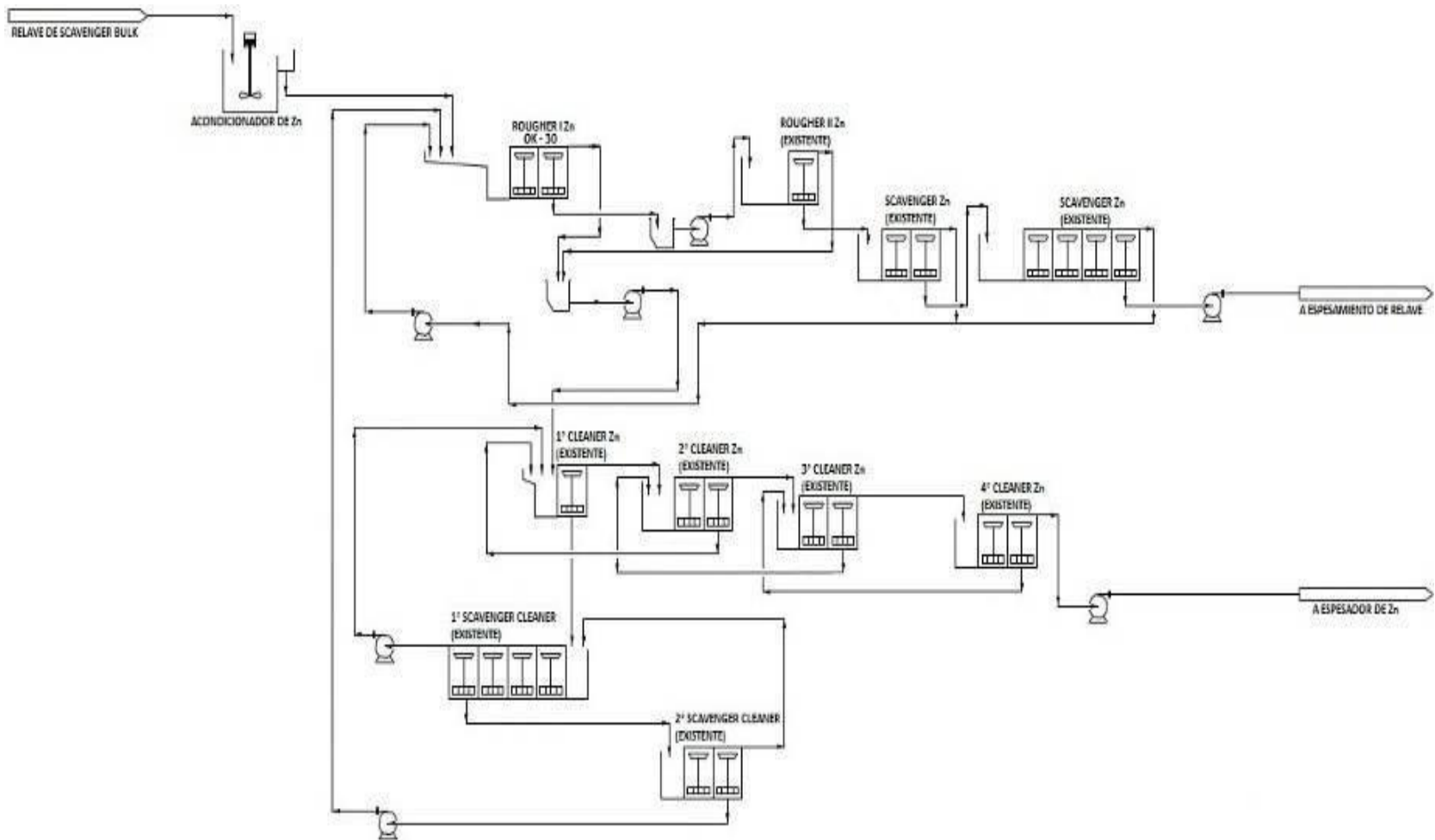
Circuito de flotación *bulk* Pb – Cu



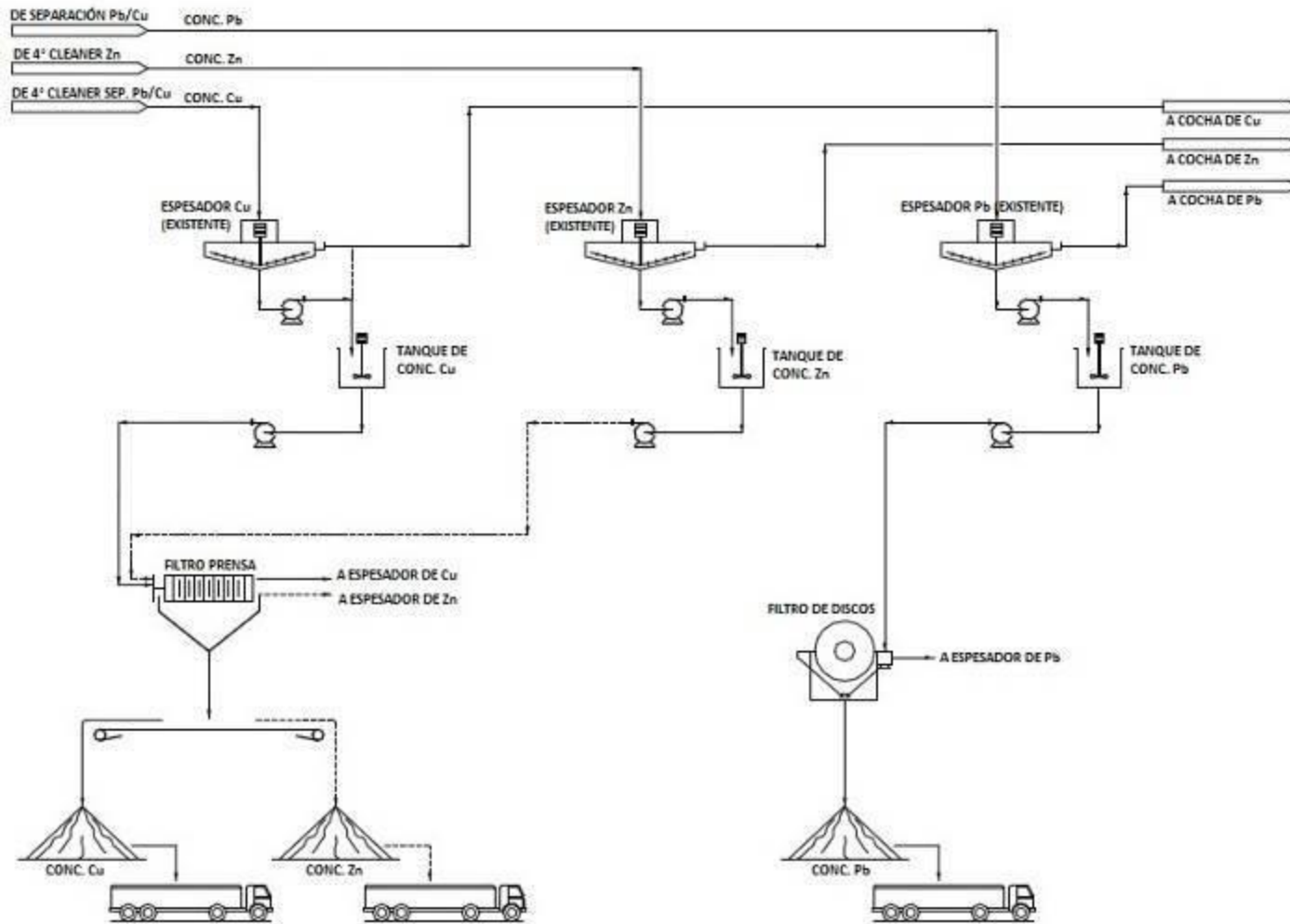
Circuito de flotación separación Pb – Cu



Circuito de flotación de zinc



Espesamiento y filtración de concentrados



PANEL FOTOGRAFICO



Fotografía 01. Coordinación de trabajos entre supervisores y operadores de equipo.



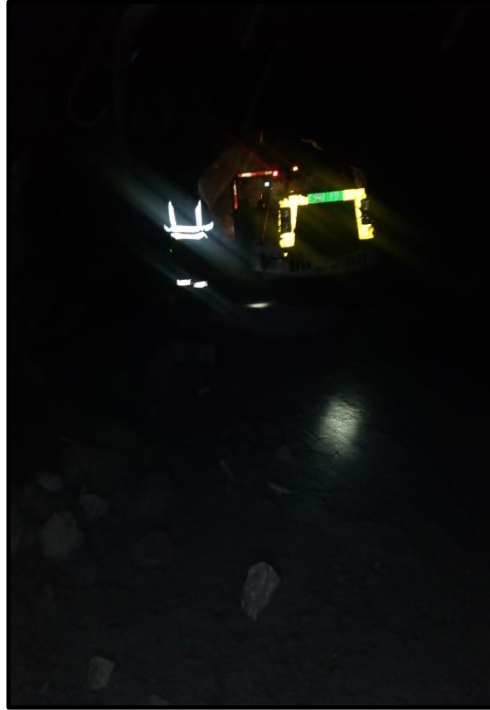
Fotografía 02. Desatado de rocas en el Sn. 175E Tj. 175



Fotografía 03. Aumulacion de taladros en negativos con equipo Raptor 55



Fotografía 04. Entubado de los taladros para evitar que se tapen



Fotografía 05. Limpieza de mineral Tj.175 con scoop de 6yd operado con telemando



Fotografía 06. Tj.175 en proceso de relleno hidráulico